

**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 ступеню _____ *магістра* _____
освітньо-кваліфікаційний рівень (бакалавра, спеціаліста, магістра)

Студента _____ *Євтушенко Ілля Михайлович* _____
академічної групи _____ *184М-20з-7* _____
спеціальності: _____ *184 Гірництво* _____
спеціалізації¹ _____ *«Відкрита розробка родовищ»* _____
за освітньо-професійною програмою _____ *«Гірництво»* _____

*на тему: «Обґрунтування ефективної технологічної схеми масового вибуху в
умовах розробки Звірківського родовища гранітів»*
(назва за наказом ректора)

| <i>Керівники</i> | <i>Прізвище, ініціали</i> | <i>Оцінка за шкалою</i> | | <i>Підпис</i> |
|-----------------------------------|-------------------------------|-------------------------|----------------------|---------------|
| | | <i>рейтинговою</i> | <i>інституційною</i> | |
| <i>кваліфікаційної роботи</i> | Чебанов М.О. | | | |
| | | | | |
| <i>розділів:</i> | Чебанов М.О. | | | |
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |

| | | | | |
|------------------|----------------|--|--|--|
| <i>Рецензент</i> | Бердніков О.В. | | | |
|------------------|----------------|--|--|--|

| | | | | |
|-----------------------|--------------|--|--|--|
| <i>Нормоконтролер</i> | 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)

« ___ » _____ 2021 р.

ЗАВДАННЯ

на кваліфікаційну роботу

ступеня _____ магістр

(бакалавр, спеціаліст, магістр)

Студенту _____ Євтушенку Іллі Михайловичу

академічної групи _____ 184М-203-7

спеціальності: _____ 184 Гірництво

спеціалізації¹ _____ «Відкрита розробка родовищ»

за освітньо-професійною програмою _____ «Гірництво»

на тему: «Обґрунтування ефективної технологічної схеми масового вибуху в умовах розробки Звірківського родовища гранітів»
(назва за наказом ректора)

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від 08.12.21 № 1031-с

| <i>Розділ</i> | <i>Найменування етапів роботи</i> | <i>Термін виконання</i> |
|-----------------|--|-------------------------|
| <i>Розділ 1</i> | Гірничо-геологічні та виробничо-технічні характеристики родовища | <i>01.11.2021</i> |
| <i>Розділ 2</i> | Дослідження буровибухового способу підготовки порід до виймання | <i>15.11.2021</i> |
| <i>Розділ 3</i> | Обґрунтування параметрів технологічної схеми масового вибуху | <i>30.12.2021</i> |
| <i>Розділ 4</i> | Охорона праці | <i>10.01.2022</i> |

Дата видачі завдання: 16.10.2021 р.

Термін подання дипломного проекту до ДЕК 20.01.2022 р.

Завдання видав _____

_____ **Чебанов М.О.**

Завдання прийняв до виконання _____

_____ **Євтушенко І.М.**

РЕФЕРАТ

Структура і обсяг пояснювальної записки: вступ, 4 розділи, висновки, перелік посилань, № додатки, № сторінок ПЗ, 21 малюнку, 9 таблиць, № слайдів (демонстраційні матеріали).

Ціль роботи: Обґрунтування параметрів буровибухових робіт для зниження відсоткового виходу некондиційних фракцій при проведенні масового вибуху в умовах кар'єру ТОВ «Уманьгранкар'єр».

Об'єкт досліджень:

Буровибухові роботи на кар'єрах нерудних корисних копалин.

Предмет досліджень:

Технологічні схеми та параметри ведення буро вибухових робіт при підготовці міцних порід до виймання.

Методи досліджень:

- Аналіз та узагальнення існуючих методів підвищення ефективності вибухових робіт при підготовці гранітів до виймання;
- Натурні вимірювання вмісту некондиційних фракцій в гірничій масі після проведення вибуху;
- Обробка експериментальних даних методом математичної статистики.

Наукова новизна досліджень:

- Встановлена залежність долі виходу некондиційних фракцій від коефіцієнту зближення свердловин при буро вибухових роботах.
- Обґрунтований оптимальний коефіцієнт зближення свердловин, при якому досягається найменший вихід некондиційних фракцій.

Практична цінність результатів досліджень полягає:

- Обґрунтування ефективної технологічної схеми проведення буро підричних робіт для умов Звірківського родовища гранітів.
- Розроблені рекомендації при підготовці гранітів до виймання вибуховим способом в умовах ТОВ «Уманьгранкар'єр».

У вступі підкреслюється актуальність досліджень з метою обґрунтування методів підвищення ефективності підготовки гранітів до виймання вибуховим способом для мінімізації виходу некондиційних фракцій.

У першому розділі наведені загальні відомості про Звірківське родовище гранітів, описана система розробки родовища та зроблено аналіз попередніх досліджень за темою дипломної роботи.

У другому розділі наведені розрахунки параметрів системи розробки. Також проведений розрахунок параметрів буровибухових робіт з використанням вибухівки Україніт AN – FO та проведено її порівняння із вибухівкою що застовується на підприємстві.

У третьому розділі розраховані дані для проведення експериментальних досліджень та описано сам експеримент. Проаналізовані отримані показники та встановлені оптимальні параметри для ведення буропідривних робіт в умовах Звірківського родовища. Розроблений список рекомендацій для підприємства.

У четвертому розділі наведені основні вимоги до техніки безпеки, охорони праці та дотримання безпечних умов при проведенні буровибухових робіт.

Ключові слова: коефіцієнт зближення, некондиційна фракція, негабарит, вибухова речовина, перепал, свердловина.

ЗМІСТ

| | |
|---|-----------|
| ВСТУП | 7 |
| 1 ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ ТА ВИРОБНИЧО-ТЕХНІЧНІ ХАРАКТЕРИСТИКИ РОДОВИЩА | 9 |
| <i>1.1 Загальні відомості про район родовища.....</i> | <i>9</i> |
| <i>1.2 Геологічна будова родовища</i> | <i>11</i> |
| <i>1.3 Речовинний склад корисної копалини</i> | <i>13</i> |
| <i>1.4 Гідрогеологічні характеристики району робіт.....</i> | <i>14</i> |
| <i>1.5 Система розробки родовища.....</i> | <i>16</i> |
| <i>1.6 Аналіз наукових досліджень</i> | <i>18</i> |
| 2.ДОСЛІДЖЕННЯ БУРОВИБУХОВОГО СПОСОБУ ПІДГОТОВКИ ПОРІД ДО ВИЙМАННЯ В УМОВАХ ТОВ «УМАНЬГРАНКАР'ЄР» | 22 |
| <i>2.1 Розкриття та підготовка до експлуатації нових горизонтів</i> | <i>22</i> |
| <i>2.2 Розрахунок параметрів системи розробки</i> | <i>24</i> |
| <i>2.3 Продуктивність обладнання</i> | <i>26</i> |
| <i>2.4 Попередня підготовка порід до виймання</i> | <i>30</i> |
| 3. ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ МАСОВОГО ВИБУХУ ПРИ ПІДГОТОВЦІ ГРАНІТІВ ДО ВИЙМАННЯ | 49 |
| <i>3.1 Опис проведених досліджень</i> | <i>49</i> |
| <i>3.2 Методика розрахунку</i> | <i>50</i> |
| <i>3.3 Обробка отриманих результатів</i> | <i>55</i> |
| <i>3.4 Розробка рекомендацій при виконанні буровибухових робіт в умовах Звірківського родовища</i> | <i>59</i> |
| 4.ОХОРОНА ПРАЦІ | 60 |
| <i>4.1 Безпека ведення бурових робіт</i> | <i>60</i> |
| <i>4.2 Безпека ведення підричних робіт</i> | <i>61</i> |
| ВИСНОВКИ | 66 |
| СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ | 67 |
| ДОДАТОК А | 70 |

| | |
|------------------------|-----------|
| ДОДАТОК Б | 71 |
| ДОДАТОК В | 72 |

ВСТУП

Актуальність теми. На сьогоднішній день, ми спостерігаємо найбільший темп урбанізації територій за всю історію, не тільки в межах нашої країни, але і по всьому світу. Відповідно, прослідковується лінійна залежність між темпами будівництва та потребою у будівельних матеріалах. В процесі будівництва, одним з основних та найбільш розповсюдженим ресурсом являється будівельний щебінь. Потреба в якісному щебені зі скельних порід зростає з кожним роком, але сам процес його виробництва є вельми трудоемним та ресурсовитратним. Однією з важливих та економічно витратних проблем при розробці родовищ міцних нерудних корисних копалин є вихід негабаритних кусків породи в процесі підготовки корисної копалини до виймання. З метою найбільш повного освоєння родовища, підприємства вимушені звертатися до додаткових операцій з ціллю приведення негабариту в кондиційний стан, допустимий для подальшої переробки. Звісно, всі ці допоміжні роботи викликають збільшення часових, ресурсних, трудових та ін. витрат.

Також важливою проблемою при підготовці гірських порід до виймання на щебених кар'єрах є перепад гірничої породи, вихід якого призводить до втрат кондиційної корисної копалини яка має комерційну значимість.

У зв'язку з цим, **актуальним** науково-практичним завданням є оптимізація процесу підготовки порід до виймання вибуховим способом, опираючись на сучасні уявлення процесу руйнування гірських масивів з метою підвищення ефективності виробництва будівельних матеріалів на стадії масового вибуху.

Мета дослідження. Обґрунтування параметрів буровибухових робіт для зниження відсоткового виходу некондиційних фракцій при проведенні масового вибуху в умовах кар'єру ТОВ «Уманьгранкар'єр».

Об'єкт досліджень. Буровибухові роботи на кар'єрах нерудних корисних копалин.

Предмет досліджень. Технологічні схеми та параметри ведення буро вибухових робіт при підготовці міцних порід до виймання.

Задачі дослідження:

- Дослідження буро вибухового способу підготовки міцних порід до виймання в умовах Звірківського родовища гранітів.
- Обґрунтування параметрів технологічної схеми масового вибуху при підготовці гранітів до виймання.

1 ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ ТА ВИРОБНИЧО-ТЕХНІЧНІ ХАРАКТЕРИСТИКИ РОДОВИЩА

1.1 Загальні відомості про район родовища

Географічне розташування родовища

Звірківське родовище гранітів знаходиться в 1 км на схід від м. Умань Уманського району, Черкаської області України, на правому підвищеному схилі річки Уманка, в 500м на схід від дороги Одеса-Київ. Найближча залізнична станція – Умань (Південно-Західної залізничної дороги) знаходиться в 4 км на північний захід від родовища.

Найближчими до родовища населеними пунктами є м. Умань, с. Піковець. Обласний центр – м.Черкаси, знаходиться в 180 км на північний схід від родовища.

Відомості про рельєф, гідромережу та клімат

В орографічному відношенні район родовища розташовано в межах Придніпровської височини.

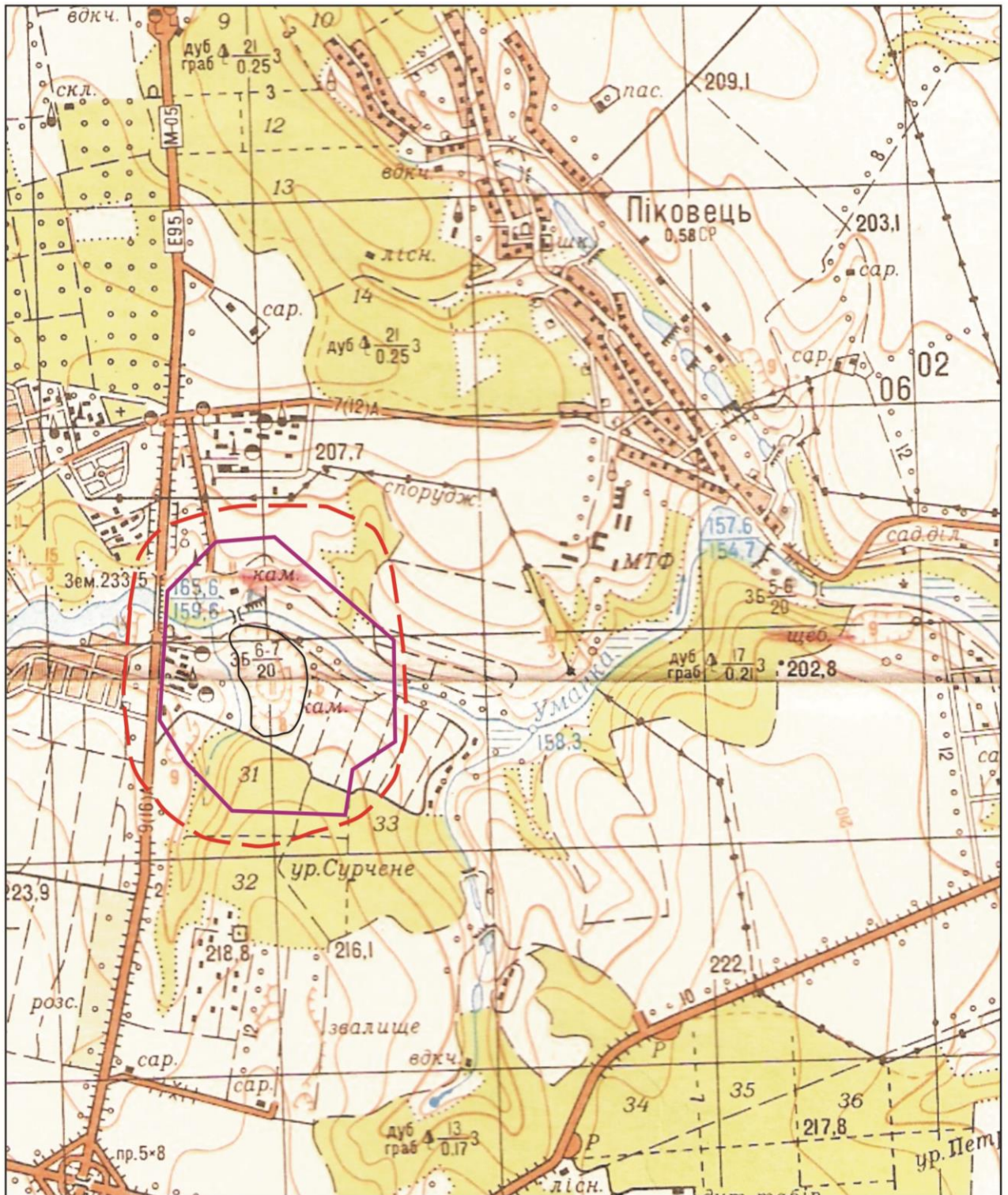
В геоморфологічному відношенні район родовища відображає собою слабо горбкувате ерозійне плато, зрізане рядом балок, ярів, струмків і невеликих річок, що входять в басейн р. Уманка.

Основною водною артерією являється р. Уманка, що протікає у 100м на північ від родовища.

На схилах річних долин, струмків, ярів і балок часто проявляються кристалічні породи, що утворюють скельні обриви.

Найбільші абсолютні відмітки району порядку 190-200 м, на терасах вони понижуються до 80-100 м, а в долині р. Уманка, в районі родовища не перевищують 159,0-160,0 м.

Річка Уманка характеризується піщаним ложем і болотистою заплавою, ширина якої місцями досягає 200 м. Ширина русла ріки біля 30-40 м, глибина до 2 м.



Умовні позначення




-  Територія кар'єра
-  Межа санітарно захисної зони
-  Межа вибухонебезпечної зони

Рис. 1.1 – Географічне розташування Звірківського родовища гранітів

Клімат району родовища, розташованого в центральній частині лісостепової зони України, помірно-континентальний. Характеризується він короткою малосніжною зимою і тривалим теплим літом.

Середньорічна температура повітря в районі складає плюс 7,4°C.

Найбільш холодним місяцем являється січень з середньомісячною температурою мінус 5,8°C, а найбільш теплим – липень з середньомісячною температурою плюс 20,2°C.

Морози наступають напочатку листопада і держаться приблизно до другої половини березня. Зимою після морозів часто спостерігаються відлиги, коли температура піднімається до плюс 9-12° С. На протязі зими переважає похмура погода, з частими, але незначними опадами.

Середня глибина промерзання ґрунту складає 0,7 -1,0м, але протягом зими може змінюватися від 40 до 135 см.

Середньорічна кількість опадів складає 558 мм. Випадають опади на протязі року нерівномірно. Переважаючими напрямками вітрів являються північно-західний і західний. Середня річна швидкість вітрів складає 3-4 м/сек.

Економічні особливості району робіт

В економічному відношенні в районі переважає багатогалузеве сільське господарство – вирощування зернових та технічних культур, розвиток тваринництва. Харчова та легка промисловість зайнята переробкою сільськогосподарської продукції.

Важлива роль в економіці району належить видобутку та переробці нерудної сировини, будівельного каменю та цегельної сировини.

1.2 Геологічна будова родовища

В геоструктурному відношенні район Звірківського родовища гранітів відноситься до центральної частини Українського щита, який характеризується двоюрисною будовою [1].

Нижній структурний ярус складають метаморфізовані, інтенсивно дислоковані утворення докембрійського фундаменту. Кристалічні породи на родовищі перекриті осадовими утвореннями мезозою та кайнозою, які представлені корою вивітрювання, жорствою, строкатими глинами та четвертинними відкладами.

Корисна копалина Звірківського родовища представлена гранітами та мігматитами уманського комплексу, гранітоїди уманського комплексу представлені рівномірнозернистими біотитовими гранітами, гранітами і мігматитами нерозчленованими. Граніти і мігматити –рожеві, червонуваті дрібно-середньозернисті породи з масивною, гнейсоподібною, грубосмугастою текстурою. Мікроструктура гранобластова, бластогранітова. Петрографічний склад гранітів: мікроклін – 25-75%, кварц – 20-40% %, плагіоклаз – 10-45 %, серицит – 1-2 %, біотит – 3-5, циркон, гідрооксиди заліза, лейкоксен, рудні - одиничні зерна. Мігматити містять більше плагіоклазу (до 40%) і біотиту (до 15%) за рахунок зменшення вмісту мікрокліну і кварцу.

На родовищі відмічаються зони інтенсивної тріщинуватості гранітів. Тріщини в основному близькі до вертикальних 75-85 %. Відмічаються одиничні тріщини під кутом 28-40 % і направлені з південного заходу на північний схід.

За умовами залягання, формою і розмірах тіла корисної копалини, простій внутрішній будові родовища, з витриманими фізико-механічними властивостями кристалічних порід, але з нерівномірним розподілом шкідливих компонентів (радіоактивності корисної копалини – I та II клас), відповідно до «Інструкції по застосуванню класифікації запасів і ресурсів корисних копалин державного фонду надр до родовищ будівельного і облицювального каменю» [1], Звірківське родовище гранітів авторами віднесене до II групи.



Рис. 1.2 Вид на забій з оглядової площадки

1.3 Речовинний склад та технологічні властивості корисної копалини

Корисною копалиною на родовищі є порушені вивітрюванням та незмінні кристалічні породи, представлені, в основному, гранітами. Серед кристалічних порід виділено три різновиди: вивітрені, порушені вивітрюванням та незмінні.

Вивітрені кристалічні породи характеризуються розвинутою густою сіткою тріщинуватості, тріщини розбивають породу на уламки та щєбінь. Забарвлені вони, як правило, в бурі кольори (за рахунок озалізнєння). Відмічається інтенсивна каолінізація польових шпатів.

За фізико-механічними властивостями вивітрені породи не відповідають вимогам ДСТУ як сировина для виробництва було-щебеневої продукції [2,3].

Порушені вивітрюванням граніти характеризуються наявністю дрібних тріщин вивітрювання в помірній кількості. Породи, в основному, залишаються монолітні – тріщини вивітрювання короткі, швидко згасаючі. Забарвлення порушених вивітрюванням порід світліше в порівнянні з вивітряними, за рахунок зменшення ступеню озалізнення.

Фізико-механічні показники порушених вивітрюванням кристалічних порід відповідають вимогам ДСТУ і можуть використовуватись як сировина для виробництва було-щебеневої продукції [2,3].

Незмінені граніти характеризуються наявністю тільки первинної тріщинуватості. Порода монолітна, однорідна. Колір забарвлення свіжий – сірий, рожево-сірий, польові шпати з блиском. Гідроокиси заліза спостерігаються рідко, тільки по тріщинах.

Як і порушені вивітрюванням, незмінені кристалічні породи придатні для виробництва було-щебеневої продукції [2,3].

Потужність зони вивітрянних порід родовища змінюється від 0,0 м до 3,9 м (т.с.4), порушених вивітрюванням - від 0,0 м до 8,4 м (т.с.6), незмінених порід - від 1,6 м (свердл. 1492) до 41,0 м (свердл 1489).

1.4 Гідрогеологічні характеристики району робіт

У відповідності з геологічною будовою на території району виділяються наступні водоносні горизонти:

- водоносний горизонт у сучасних алювіальних відкладах заплав рік та днищ балок;
- водоносний горизонт у нерозчленованих середньо та верхньочетвертинних еолово-делювіальних відкладах;

- водоносний горизонт у тріщинуватій зоні кристалічних порід докембрію та їх корі вивітрювання.

Водоносний горизонт в сучасних алювіальних відкладах заплава, рік та днищ балок розвинутий у долині річки Уманка та її притоків.

Водовміщуючі породи представлені дрібно та різнозернистими, рідше крупнозернистими, місцями глинистими пісками, суглинками.

Потужність алювіальних відкладів частіше всього складає 5-7 м, а в балках вона не перевищує 3-4 м. Глибина залягання горизонту коливається від долів метра до 1-2 м, рідко до 4 м. Добові водовідбори з колодязів складають у середньому 0,5-1,5 м³.

За хімічним складом води горизонту відносяться до гідрокарбонатно магнієво-кальцієвих, рідко кальцієвих. Живлення водоносного горизонту проходить за рахунок інфільтрації опадів.

Водоносний горизонт середньо та верхньочетвертинних еолово-делювіальних відкладів має широке розповсюдження на всій території району, відсутній лише в долинах рік та балок. Водоносними породами являються еолові і делювіальні, часто лесовидні суглинки та тонкозернисті глинисті піски. Потужність водовміщуючих порід не перевищує 5-7м [4]. Водоносний горизонт залягає на глибинах від 2-3м до 13-15 м. Роль водоупору відіграють бурі та червоно-бурі щільні нижньочетвертинні суглинки та глини. Дебіти джерел не високі і складають 0,01-0,1 л/сек.

Основними водовміщуючими породами в районі робіт є граніти та їх мігматити уманського ультраметаморфічного комплексу.

Підземні води водоносного горизонту кристалічних порід приурочені до верхньої тріщинуватої зони активного водообміну. Одним із важливих факторів, що визначає водоприплив кристалічних порід, являється ступінь тріщинуватості порід та стан тріщин [4].

Середня глибина тріщинуватості складає у середньому 35-60 м від поверхні кристалічних порід. Розподілення тріщинних порід по площі нерівномірне. Більш високу ступінь тріщинуватості породи набувають в

долинах рік і балок. Найбільш висока ступінь тріщинуватості спостерігається в зонах розломів.

Води кристалічних порід докембрію відносяться до прісних гідрокарбонатних, магнево-кальцієвих або кальцієво-магнеєвих, рідше натрієво-магнеєво-кальцієвих. Загальна мінералізація вод невелика і складає $0,3-0,5\text{г/дм}^3$.



Рис. 1.3 – Привибійний зумпф

1.5 Система розробки родовища

Параметри системи розробки прийняті відповідно до «Норм технологічного проектування» [7], «Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом» [8], «Типових елементів і

відкритих гірничих розробок» обґрунтовано у робочому проекті видобувних робіт і наведено в таблиці 2.1.

Параметри системи розробки родовища

Таблиця 2.1

| № п/п | Найменування параметрів | Один. виміру | Видобувні роботи | Розкривні роботи |
|-------|---|--------------|---------------------------------|------------------|
| 1 | Кількість уступів | шт. | 4 | 2 |
| 2 | Відмітка робочого горизонту | м | 160;148; 136; 123,0; 112; 88 | 186;176 |
| 3 | Висота уступу | м | 10-15 | 8-10 |
| 4 | Кути відкосів уступів а) робочий борт б) неробочий борт | град. | 80 70 | 60-70 45-50 |
| 5 | Довжина фронту робіт | м | 120 | - |
| 6 | Ширина робочих площадок | м | 54,0 | 26 |
| 7 | Ширина екскаваторної заходки | м | 22,6 | 8 |
| 8 | Ширина запобіжної берми | м | 8 | 8 |
| 9 | Висота розвалу підірваної маси | м | 10,0 | - |

В даний час кар'єр практично не має площ для розміщення відпрацьованих розкривних порід. Необхідні площі для відвалоутворення є тільки вздовж північно-східного борту кар'єру та на площі північно-західної межі гірничих робіт.

Згідно плану розвитку кар'єру на 2013 р. пухкі розкривні породи в об'ємі 50,5 тис. м³ будуть вивозитись у відвал у північно-східну частину кар'єру. Скельні розкривні породи на 2013 р. не плануються, в 2012 р. використовувалися для будівництва технологічних доріг в кар'єрі згідно вимог «Правил при розробці родовищ корисних копалин відкритим способом» [9].

Зважаючи на гірничо-геологічні умови залягання видобувних та розкривних порід, їх фізико-механічні властивості та геометризацию родовища,

за класифікацією В.В. Ржевського на Звірківському родовищі було прийнято заглиблювальну систему розробки кільцевою схемою просування фронту робіт [10].

Виходячи з техніко-технічних характеристик обладнання, гірничо-геологічних умов та економічні показники, було прийнято рішення використовувати однотипне обладнання для м'якого розкриву та корисної копалини. В якості виймально-навантажувального обладнання беремо екскаватор ЕКГ-5А з об'ємом ковша $E = 5,2 \text{ м}^3$ в парі з автосамоскидом БелАЗ-75440, вантажопідйомністю 32т.

На сьогоднішній день, відповідно до прийнятої системи розробки родовища, при проведенні БВР спостерігається досить високий вихід негабариту (15-25%) від загальної гірничої маси).

1.6 Аналіз наукових досліджень

Оскільки при розробці родовищ нерудних будівельних матеріалів найбільший об'єм виробництва займає саме виробництво щебеню з гранітів, який використовується для сучасних проектів («Велике будівництво») гостро постає питання оптимізації ведення видобувних робіт з метою підвищення продуктивності підприємств. За рахунок безперервного збільшення об'ємів його використання в цілому та загального розвитку інфраструктури в країні, зростає і потреба у якісних будівельних матеріалах.

Питання покращення технології підготовки порід до виймання буровибуховим способом активно досліджується з моменту першого застосування даного методу. З розвитком науки та техніки знаходять все більше параметрів які можна оптимізувати для підвищення ККД вибухових робіт на родовищах будівельних матеріалів. Вдосконаленням технології буро вибухових робіт на нерудних кар'єрах гірничовидобувних підприємств займалися такі імениті вчені як Новожилов М.Г., Ржевський В.В., Гуменик І.Л., Мельников М.А., Крисін Р.С. та інші.

В роботі [11] метою дослідження являється підвищення ефективності технології рядової вибухової відбійки обводнених тріщинуватих порід при відкритій розробці родовищ корисних копалин. Було встановлено, що попереднє осушення тріщинуватого масиву дозволяє масштабувати сітку свердловин, завдяки чому, збільшується вихід гірничої маси з одного погонного метра свердловини та зменшено вихід негабариту на 5,4-6,5 %.

Розглядалися також питання, щодо застосування різних видів вибухових речовин виходячи з їх властивостей і конкретних гірничо-геологічних умов гірничих підприємств. [12],[13],[14]. В цих роботах приведено актуальність нових вибухових речовин за рахунок збільшення їх енергії вибуху, що призводить, в свою чергу, до зменшення кількості ВР необхідної для забезпечення оптимального попереднього подрібнення гірських порід перед вийманням.

Проводилося безліч досліджень на тему застосування різних видів ініціювання і внутрішньо свердловинних сповільнень [15], [16], [17]. Було доведено, що при застосуванні різних систем ініціювання досягається краще управління часовими проміжками між вибухами зарядів, в результаті чого досягається зменшення необхідної кількості ВР для подрібнення порід блоку за рахунок зміни характеру розповсюдження вибухової хвилі.

Також, окремі дослідження проводились з метою створення нових способів розрахунку буро вибухових робіт. Так, у роботі [18], розроблено метод розрахунку параметрів хвилі напружень, що розповсюджується в середовищі, після переломлення в ньому детонаційної хвилі. Метод засновано на розрахунках енергії дисипації і використанні законів схожості. Користуючись даною методикою розрахунку параметрів ВР, можна зменшити % виходу негабариту та пере подрібнених фракцій.

В роботі [19] розглядається схоже питання, а саме – зниження виходу негабариту. Шляхом розрахунку, було встановлено оптимальні типові параметри перебуру і конструкції свердловинного заряду у комбінації з

водостійкою ВР, за рахунок чого, досягається максимально можливе подрібнення породи по лінії опору по підшві.

Методом проведення експериментальних досліджень та аналізу результатів виробничих вибухів на підприємствах з добутку нерудної корисної копалини, в роботі [20], було встановлено спосіб зменшення виходу негабариту на 20-30%. Досліджувалось питання доцільності використання на кар'єрах будматеріалів наливних та патронованих емульсійних ВР, виготовлених на основі конверсійних ВР і ВР найпростішого складу. Використання емульсійних ВР при відбійці обводнених міцних порід типу гранітоїдів дозволить добитися кращих показників дроблення при проведенні масового вибуху.

Велику роль в ефективності ведення БВР відіграє наявність прошарку в заряді. Аналіз попередніх досліджень та корисної дії вибуху, показали необхідність обліку конструктивних параметрів одиничного свердловинного заряду й умов передачі енергії вибуху конкретної ВР в масив, на ряду з умовами підривання. Розосередженні (водними або повітряними прошарками) свердловинні заряди ВР, а також видовжені заряди змінного діаметру з повітряними або водними проміжками між ВР і масивом порід забезпечують підвищену ефективність дроблення порід, зменшення відсоткового виходу негабариту та зниження екологічного навантаження на навколишнє середовище.

Дослідження, викладені в роботі [21], зосереджені на питанні зарядів з газодинамічними забійками. Експериментально досліджено вплив даної конструкції заряду на параметри розвалу гірничої маси. Встановлено, що висота розвалу знизиться на 2,5м, але збільшиться довжина на 8-10м. Для зниження виходу негабариту та одержання кондиційного середнього куска підірваної гірничої маси при проведенні масових вибухів на кар'єрах будівельних матеріалів обґрунтовані конструкції свердловинних зарядів із замикаючими газодинамічними забійками. Результати дослідно-промислових випробувань показали, що при підриванні зарядів з газодинамічною забійкою, в

порівнянні зі штатною, вихід негабаритних кусків зменшився вдвічі, а діаметр середнього куска зменшився на 12%.

На підставі результатів виміру швидкості детонації при використанні комбінованого заряду з профілірованим інертним проміжком в донній частині свердловини, представлених в роботі [22], формується зона квазістатичного тиску, що призводить до якісного пропрацювання підосви та підвищенню корисного використання енергії вибуху. Оскільки швидкості детонації різних вибухових речовин, що закладені в свердловинний заряд, відрізняються одна від одної, то це приводить до збільшення початкової швидкості зміщення масиву з істотним підвищенням інтенсивності і рівномірності подрібнення гірничої маси. Фотопаметричний аналіз показав, що при застосуванні комбінованої конструкції із різнотипних ВР, що розділені профілірованим інертним проміжком, вихід фракцій до 500 мм збільшився на 10-20%, а вихід негабаритних кусків зменшився на 40% в порівнянні із суцільною конструкцією свердловинного заряду.

Усі вищевказані дослідження доводять, що роботи з підвищення ефективності ведення буро вибухових робіт на нерудних родовищах корисних копалин що розробляються відкритим способом не стоять на місці і є актуальним питанням і сьогодні.

2. ДОСЛІДЖЕННЯ БУРОВИБУХОВОГО СПОСОБУ ПІДГОТОВКИ ПОРІД ДО ВИЙМАННЯ В УМОВАХ ТОВ «УМАНЬГРАНКАР'ЄР»

2.1 Розкриття та підготовка до експлуатації нових горизонтів

Розкривні роботи представлені ґрунтово-рослинним шаром потужністю до 0,5 м; суглинком бурим, щільним, з вапняними домішками, потужністю від 3,5 м до 11 м, в середньому – 9,0 м; суглинком лессовидним палевим, пористим, потужністю від 4 м до 7 м, в середньому – 4,7 м; суглинком червоно-бурим, з карбонатними домішками, потужністю від 5 до 10,5 м, в середньому – 9,0 м; глиною сірою, тугопластичною, піщанистою, середньою потужністю – 4,4 м; корою вивітрювання світло-сірою, каолінітовою, потужністю від 0,5 до 6,0 м, в середньому 2,1 м; жорсткою бурого кольору, однорідною, потужністю від 5 до 18,5 м, в середньому 9,0 м; вивітряними гранітами, середньою потужністю – 2,8 м.

Класифікація розкривних порід віднесена по важкості екскавації ЕНВ-1982 р. до наступних [6]:

Пухкий розкрив – II категорії,

Скельний розкрив – IV категорії.

В 2013 році розкривні породи передбачається розробляти в східному та південно-східному напрямках, в межах діючого земельного відводу в кількості 50,5 тис. м³ (Рис. 1).

Розкривні роботи розробляються двома розкривними уступами потужністю 10 м. Роботи передбачається проводити комплексом обладнання в складі: бульдозера, екскаватора та автомобілів .

На I та II розкривних уступах роботи будуть проводитись екскаватором ЕКГ-5А. (рис 2.1)



Рис. 2.1 – Екскаватор ЕКГ-5А в забої

Грунтово-рослинний шар знімається селективно і складається в бурти, на відстані 100 м бульдозером Т-130. (рис. 2.2)

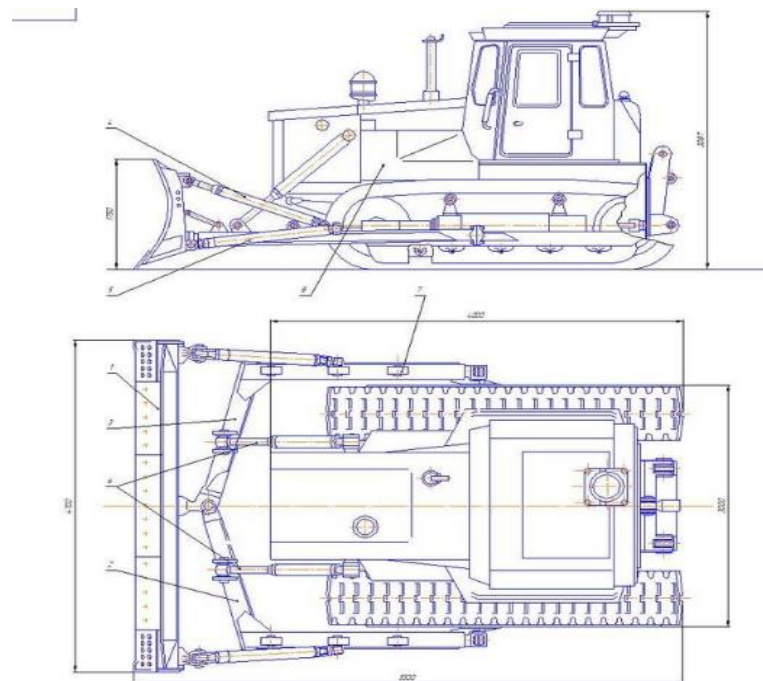


Рис. 2.2 – Бульдозер Т-130

2.2 Розрахунок параметрів системи розробки

При проведенні розкривних робіт:

$$\begin{aligned} \text{Ш}_p &= A + \Pi_{\Pi} + \Pi_0 + \Pi_d + \Pi_6 = 21,75 + 12,5 + 1,5 + 2,5 + 2,6 = \\ &= 40,9 \text{ м} \end{aligned} \quad (2.1)$$

де: $\Pi_0 = 1,5$ – ширина обочини з нагорної сторони при автомобільному транспорті, м [5];

$\Pi_d = 2,5 \dots 3,5$ – ширина площадки для допоміжного обладнання, м [5];

A – ширина екскаваторної заходки по цілику, м:

$$A = (1,5 \dots 1,7)R_{\text{чы}} = 1,5 \times 14,5 = 21,75 \text{ м} \quad (2.2)$$

$R_{\text{чы}} = 14,5$ – радіус черпання екскаватора на горизонті установки, м;

Π_6 – ширина полоси безпеки, м:

$$\Pi_6 = H_y(\text{ctg}\varphi - \text{ctg}\alpha) = 10(\text{ctg}50^\circ - \text{ctg}60^\circ) = 2,6 \text{ м} \quad (2.3)$$

де: φ, α – кути природного укосу і робочого укосу уступу відповідно, °[5];

$H_y = 10$ – висота уступу, м;

$\Pi_{\Pi} = 12,5$ – ширина проїжджої частини, м.

$$\Pi_{\Pi} = 2y + ar + (\rho - 1)x = 2 \times 0,8 + 4,65 \times 2 + 1,6 = 12,5 \text{ м} \quad (2.4)$$

де: $a = 4,3$ – ширина автосамоскиду, м;

$\rho = 2$ – кількість смуг руху;

y – ширина запобіжної полоси, м [5]:

$$y = 0,5 + 0,005v = 0,5 + 0,005 \times 60 = 0,8 \text{ м} \quad (2.5)$$

де: $v = 60$ – швидкість руху автосамоскида, км/год [5];

x – зазор між кузовами зустрічних автосамоскидів, м [5]:

$$x = 2y = 2 \times 0,8 = 1,6 \text{ м} \quad (2.6)$$

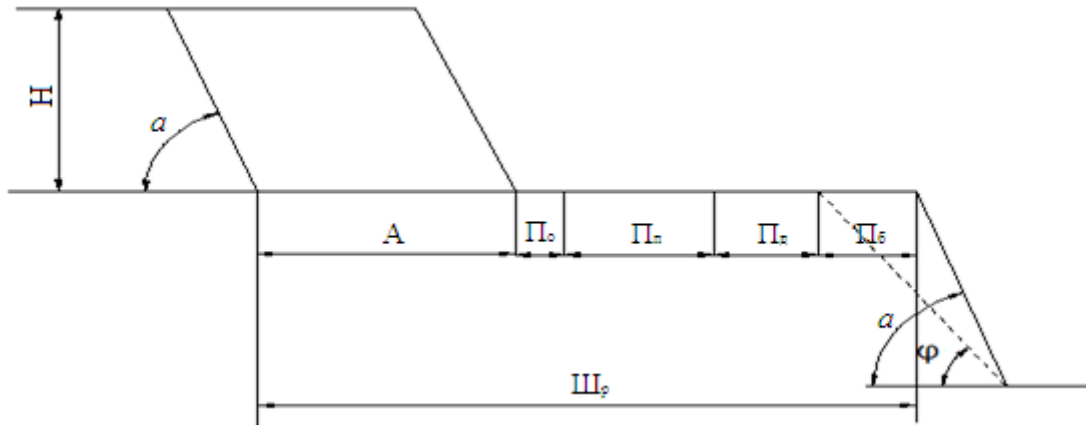


Рис.2.3 – Ширина робочої площадки при розробці м'яких порід

При видобуванні корисної копалини:

Ширина робочої площадки під час розробки скельних порід визначається за формулою (рис.2.2):

$$\begin{aligned} \text{Ш}_p &= V_{\text{рф}} + \Pi_{\text{п}} + \Pi_{\text{о}} + \Pi_{\text{д}} + \Pi'_{\text{о}} + \Pi_{\text{б}} = 39,7 + 12,5 + 1,5 + 2,5 + 4,5 + \\ &2,2 = 62,9 \text{ м} \end{aligned} \quad (2.7)$$

де: $V_{\text{рф}}=39,7$ – ширина розвалу розпушеної вибухом породи, м;

$\Pi'_{\text{о}}=4,5$ – ширина обочини з нижньої сторони, м;

$\Pi_{\text{о}} = 1,5$ ширина обочини для автомобільного транспорту, м;

$\Pi_{\text{д}} = 2,5$ – ширина майданчику для допоміжного обладнання, м.

$$\Pi_{\text{п}} = 2y + ar + (p - 1)x = 2 \times 0,8 + 4,65 + (2 - 1) \times 2 = 12,5\text{м} \quad (2.8)$$

де: $a = 4,65$ – ширина автосамоскиду, м;

$p = 2$ – кількість смуг руху;

$\Pi_{\text{б}}$ – розрахунок ширини берми вірогідного обрушення, м:

$$\Pi_{\text{б}} = H_y(\text{ctg}\varphi - \text{ctg}\alpha) = 12(\text{ctg}70^\circ - \text{ctg}80^\circ) = 2,2 \text{ м} \quad (2.9)$$

де: φ, α – кути природного укосу і робочого укосу уступу відповідно, $^\circ$;

$H_y=12$ – висота уступу, м;

y – ширина запобіжної полоси, м [5]:

$$y = 0,5 + 0,005v = 0,5 + 0,005 \times 60 = 0,8 \text{ м} \quad (2.10)$$

де: $v=60$ – швидкість руху автосамоскида, км/год [5]

x – зазор між кузовами зустрічних автосамоскидів, м [5], розраховується за формулою:

$$x = 2y = 2 \times 0,8 = 1,6 \text{ м} \quad (2.11)$$

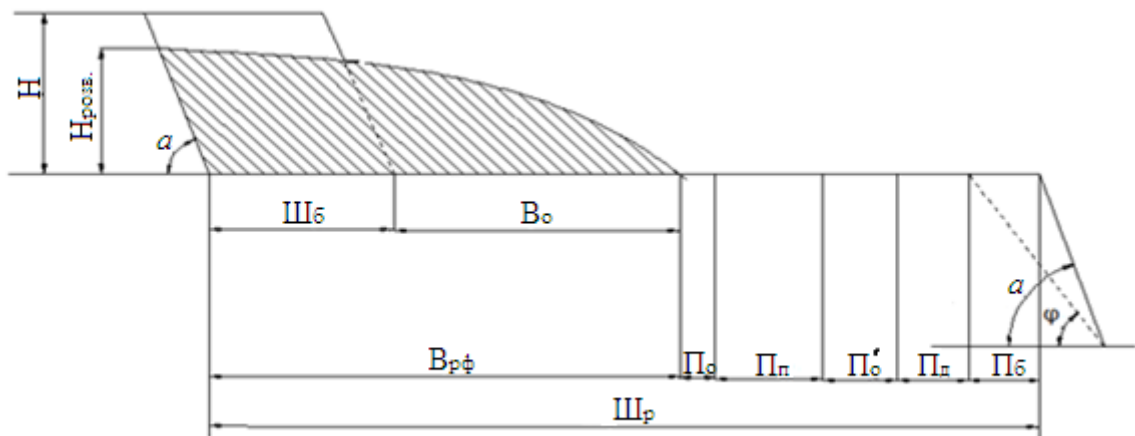


Рис.2.4 – Ширина робочої площадки при розробці скельних порід

2.3 Продуктивність обладнання

2.3.1 Продуктивність обладнання по м'якому розкриву

Обрахунок продуктивності екскаватора «ЕКГ-5А» разом з автосамоскидом «БелАЗ-75440» [5]:

$$H_B = \frac{(T_{зм} - T_{пз} - T_{оп}) Q_k n_k}{T_{нс} + T_{ун}} = \frac{(480 - 35 - 10) \times 4,4 \times 4}{2,3 + 0,7} = 2552 \text{ м}^3/\text{зм} \quad (2.12)$$

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

$T_{пз} = 35$ – час на виконання підготовчо-заклучних операцій, хв.;

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

$Q_k = 4,4$ – об'єм породи в щільному тілі в одному ковші, m^3 ;

$n_k = 4$ – кількість ковшів екскаватора що завантажуються в автосамоскид «БелАЗ-75440»;

$T_{нс} = 2,3$ – час завантаження одного автосамоскиду «БелАЗ-75440», хв.

$$Q_k = E k_b = 5,2 \times 0,84 = 4,4 \text{ м}^3 \quad (2.13)$$

де: $E = 5,2$ – об'єм ковша екскаватора, m^3 ;

$k_b = 0,84$ – коефіцієнт використання ковша в м'яких породах [5].

$$n'_k = \frac{q_a}{Q_k \gamma} = \frac{32}{4,4 \times 1,7} = 4,3 \approx 5 \quad (2.14)$$

$$n''_k = \frac{V_a k_{вер}}{0,9 k_H E} = \frac{14,5 \times 1,15}{0,9 \times 1,05 \times 5,2} = 3,4 = 5 \quad (2.15)$$

$$n_k = \min\{n'_k, n''_k\} = 4 \quad (2.16)$$

де: $q_a = 32$ – вантажопідйомність автосамоскиду, т;

$\gamma = 1,7$ – об'ємна маса породи в цілику, t/m^3 ;

$k_{вер} = 1,1$ – коефіцієнт, що враховує завантаження автосамоскиду з верхом [5];

$0,9$ – коефіцієнт, що враховує зміну коефіцієнта розпушення породи в кузові автосамоскиду [5].

Кількість екскаваторів ЕКГ-5А, що працюють на м'якому розкритті розраховується за формулою та становить [5]:

$$n_{об} = \frac{Q_{зм} \cdot k_{нп}}{P_{об} \cdot k_{во}} = \frac{801,7 \times 1,1}{2552 \times 0,9} = 0,4 \approx 1 \text{ шт.} \quad (2.17)$$

де: $Q_{зм} = 801,7$ – змінна продуктивність кар'єру по розкритті, $m^3/зм$;

$P_{об} = 2552$ – продуктивність екскаватора, $m^3/зм$;

$k_{\text{нп}} = 1,1$ – коефіцієнт для врахування нерівномірності подачі транспорту [5];

$k_{\text{во}}=0,9$ – коефіцієнт використання переробного заводу в часі [5].

Так, як роботи на м'якому розкритті ведуться лише сезонно, приймаємо один екскаватор ЕКГ-5А.

Кількість автосамоскидів БелАЗ-75440, що працюють на м'якому розкритті розраховується за формулою та становить [5]:

$$N_p = \frac{T_{\text{нс}} + t_{\text{рух}} + t_{\text{роз}} + t_m}{T_{\text{нс}}} = \frac{2,3 + 5 + 1 + 1,1}{2,3} = 4 \text{ шт} \quad (2.18)$$

де: $t_{\text{роз}} = 1$ – час розвантаження, хв;

$t_m = 1,1$ – час на маневри, хв;

$t_{\text{рух}} = 5$ – час руху автосамоскида, хв [5].

Інвентарна кількість автосамоскидів БелАЗ-75440:

$$N_{\text{інв}} = 4 \times 1,2 = 5 \text{ шт} \quad (2.19)$$

Продуктивність обладнання по скельному розкритті та корисній копалині

Обрахунок продуктивності екскаватора «ЕКГ-5А» разом з автосамоскидом «БелАЗ-75440» [5]:

$$H_B = \frac{(T_{\text{зм}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{оп}}) Q_k n_k}{T_{\text{нс}} + T_{\text{ун}}} = \frac{(480 - 35 - 10) \times 3,12 \times 4}{2 + 0,7} = 2010,7 \text{ м}^3 / \text{зм} \quad (2.20)$$

де: $T_{\text{зм}} = 480$ – тривалість робочої зміни, хв.;

$T_{\text{пз}} = 35$ – час на виконання підготовчо-заклучних операцій, хв.;

$T_{\text{оп}} = 10$ – час на особисті потреби, хв.;

$Q_k = 3,12$ – об'єм породи в щільному тілі в одному ковші, м³ [5];

$n_k = 4$ – кількість ковшів екскаватора що завантажуються в автосамоскид «БелАЗ-75440»;

$T_{\text{НС}} = 2$ – час завантаження одного автосамоскиду «БелАЗ-75440», хв.

$$Q_{\text{к}} = E k_{\text{в}} = 5,2 \times 0,6 = 3,12 \text{ м}^3 \quad (2.21)$$

де: $E = 5,2$ – об'єм ковша екскаватора, м^3 ;

$k_{\text{в}} = 0,6$ – коефіцієнт використання ковша в м'яких породах [5].

$$n'_{\text{к}} = \frac{q_{\text{а}}}{Q_{\text{к}} \gamma} = \frac{32}{3,12 \times 2,7} = 3,8 \approx 4 \quad (2.22)$$

$$n''_{\text{к}} = \frac{V_{\text{а}} k_{\text{в}}}{0,9 k_{\text{н}} E} = \frac{14,5 \times 1,15}{0,9 \times 0,9 \times 5,2} = 3, = 4 \quad (2.23)$$

$$n_{\text{к}} = \min\{n'_{\text{к}}, n''_{\text{к}}\} = 4 \quad (2.24)$$

де: $q_{\text{а}} = 32$ – вантажопідйомність автосамоскиду, т;

$\gamma = 2,7$ – об'ємна маса породи в цілику, $\text{т}/\text{м}^3$;

$k_{\text{в}} = 1,15$ – коефіцієнт, що враховує завантаження автосамоскиду з верхом;

0,9 – коефіцієнт, що враховує зміну коефіцієнта розпушення породи в кузові автосамоскиду [5].

Кількість екскаваторів ЕКГ-5А, що працюють на скельному розкритті та корисній копалині розраховується за формулою та становить [5]:

$$n_{\text{об}} = \frac{Q_{\text{зм}} \cdot k_{\text{нп}}}{P_{\text{об}} \cdot k_{\text{во}}} = \frac{1005,5 \times 1,1}{2010,7 \times 0,9} = 0,61 \approx 1 \text{ шт.} \quad (2.25)$$

де: $Q_{\text{зм}} = 1005,5$ – змінна продуктивність кар'єру по корисній копалині, $\text{м}^3/\text{зм}$;

$P_{\text{об}} = 2010,7$ – продуктивність екскаватора, $\text{м}^3/\text{зм}$;

$k_{\text{нп}} = 1,1$ – коефіцієнт для врахування нерівномірності подачі транспорту;

$k_{\text{во}} = 0,9$ – коефіцієнт використання переробного заводу в часі [5].

Визначення інвентарного парку екскаваторів Hitachi ЕКГ-5А:

$$N_{\text{инв}} = 1 \times 1,25 = 1,25 \approx 2 \text{ шт} \quad (2.26)$$

Кількість автосамоскидів БелАЗ-75440, що працюють на скельному розкритті та корисній копалині розраховується за формулою та становить [5]:

$$N_p = \frac{T_{\text{нс}} + t_{\text{рух}} + t_{\text{роз}} + t_m}{T_{\text{нс}}} = \frac{2 + 5 + 1 + 1,3}{2} = 5 \text{ шт} \quad (2.27)$$

де: $t_{\text{роз}} = 1$ – час розвантаження, хв;

$t_m = 1,3$ – час на маневри, хв;

$t_{\text{рух}} = 5$ – час руху автосамоскида, хв [5].

Інвентарна кількість автосамоскидів БелАЗ-75440:

$$N_{\text{инв}} = 5 \times 1,2 = 6 \text{ шт} \quad (2.28)$$

2.4 Попередня підготовка порід до виймання

Обґрунтування вибору способу підготовки порід до виймання

Для підвищення продуктивності виймально-навантажувального обладнання та транспортних засобів при розробці скельних порід було розроблено декілька способів підвищення якості підготовки порід до виймання. При відкритій розробці родовищ найпоширенішим з них є буропідривні роботи (БПР).

Порядок проведення підривних вибухових робіт визначається за: безпечністю, економічністю та екологічністю (викиди пилу та отруйних газів).

Враховавши умови залягання корисної копалини, її фізико-механічні властивості, в проекті параметрів системи розробки було прийнято метод проведення буропідривних робіт шляхом свердловинних зарядів.

В межах родовища породи відносяться до IX – X категорій буримості і 9-15 за шкалою Протод'яконова.

На Звірківському родовищу гранітів усі вибухові роботи виконуються підрядчиком СВП № 6 “Украгровибухпром”, який має спеціальний дозвіл.

Небезпечна зона Уманського кар’єру добре проглядається та охороняється зі спеціальних охоронних постів.

За умови аварійних відключень електроенергії, передбачено резервний генератор живлення звукової сигналізації при проведенні вибухових робіт.

Буде розглянуто два варіанти вибухових матеріалів. Бурове обладнання прийнято станок Atlas Copco Flexi ROC – D65.(рис 2.1)



Рис. 2.5 – Буровий станок Atlas Copco Flexi ROC – D65

Підривання ціликів корисної копалини проводиться із застосуванням вибухової речовини:

Варіант 1 – Україніт AN-FO

Варіант 2 – Анемікс – 70

Після проведення вибуху, розвал корисної копалини повинен відповідати технічним параметрам виймального і транспортного обладнання і бути кучним. Відмітки та форма заданих уступам і робочим площадкам повинні зберегти задані параметри. При правильному виборі методів проведення та параметрів вибухових робіт досягається їх максимальна ефективність.

Характеристика ініціювання вибуху

Для умов Звірківського родовища прийнято неелектричну систему ініціювання вибуху «Імпульс» яка є водостійкою, із засобами підвищення безпеки і розроблена для проведення підривних робіт при відкритій розробці.

За допомогою цієї системи можливо проводити схеми одночасного та уповільненого вибуху із великим діапазоном уповільнень.

Склад системи ініціації вибуху:

- поверхневий ініціюючий пристрій з уповільненням, що виготовляється в двох варіаціях (УНС-ПА зі з'єднувачем на п'ять хвилеводів та УПС-П зі з'єднувачем на шість хвилеводів)

- свердловинний ініціюючий пристрій з уповільненням УНС-С

- стартер миттєвої дії

Система УНС-С та УНС-П містить в собі капсуль-детонатор з уповільненням, що з'єднано герметично з хвилеводом та не вміщує в собі ініціюючих ВР.

УНС-ПА складається з пристроїв капсульної детонації, в яких знаходиться незначна кількість ініціатора вибуху, який поміщено в металеву втулку з товстими стінками яку герметично з'єднано з хвилеводом на певну довжину.

Коротка характеристика та опис вибухівок

Таблиця 2.1 – Основні детонаційні характеристики AN-FO

| Характеристики | AN-FO |
|---|------------|
| Теплота вибуху, ккал(Дж/кг) | 881 (3700) |
| Троїловий еквівалент | 0,86 |
| Температура вибуху, С | 2300 |
| Об'єм газів ,л/кг | 980-990 |
| Кисневий баланс, % | Мінус 0,8 |
| Швидкість детонації, м/с | 2700 |
| Густина, г/см ³ | 0,86 — 0,9 |
| Критичний діаметр, мм | 63 |
| Детонація відкритого заряду в паперовій оболонці діаметром не менше 100мм від тротилової шашки масою 400 г. | повна |

Таблиця 2.2 – Основні детонаційні характеристики Анемікс – 70

| Характеристики | Анемікс – 70 |
|---|--------------|
| Теплота вибуху, ккал(Дж/кг) | 881 (3700) |
| Троїловий еквівалент | 0,73 |
| Температура вибуху, С | 2163 |
| Об'єм газів ,л/кг | 1004 |
| Кисневий баланс, % | Мінус 1,95 |
| Швидкість детонації, м/с | 4800 |
| Густина, г/см ³ | 1,22 |
| Критичний діаметр, мм | 90 |
| Детонація відкритого заряду в паперовій оболонці діаметром не менше 100мм від тротилової шашки масою 400 г. | повна |

Допустимий ступінь подрібненості порід перед вибухом

Допустимий ступінь подрібненості за об'ємом ковша екскаватора:

$$d_{\text{доп}}^{\text{ек}} \leq 0,75 \sqrt[3]{E} = 0,75 \times \sqrt[3]{5,2} = 1,3 \text{ м}^3 \quad (2.29)$$

де: $E = 5,2$ – об'єм породи, що вміщується в ковш екскаватора ЕКГ-5А, м^3 .

Допустимий ступінь подрібненості за об'ємом кузова автосамоскида:

$$d_{\text{доп}}^{\text{тр}} \leq 0,75 \sqrt[3]{V_{\text{к}}} = 0,75 \times \sqrt[3]{14,5} = 1,22 \text{ м}^3 \quad (2.30)$$

де: $V_{\text{к}} = 14,5$ – геометричний об'єм кузова автосамоскида БелАЗ 75440, м^3 .

Допустимий ступінь подрібнення за розмірами приймального отвору щоквої дробарки СМД-111:

$$d_{\text{доп}}^{\text{дроб}} \leq 0,75B = 0,75 \times 0,9 = 0,68 \text{ м}^3 \quad (2.31)$$

де: $B = 900$ – ширина приймального отвору щоквої дробарки СМД-111, мм.

$$d_{\text{доп}} = \min\{d_{\text{доп}}^{\text{ек}}; d_{\text{доп}}^{\text{тр}}; d_{\text{доп}}^{\text{дроб}}\} = \min\{1,3; 1,22; 0,68\} = 0,68 \text{ м} \quad (2.32)$$

Параметри вибухових свердловин

Так як для буріння свердловин прийнято буровий станок Atlas Copco Flexi ROC D65, то діаметр долота становить 160 мм.

Реальний діаметр свердловин:

$$d_{\text{с}} = d_{\text{дол}} k_{\text{р}} = 160 \times 1,03 = 164,8 = 0,165 \text{ м} \quad (2.33)$$

де $d_{\text{дол}} = 160$ – діаметр робочого органу бурового станка, мм ;

$k_{\text{р}} = 1,03$ – коефіцієнт розбурення свердловини.

Глибина перебуру визначається:

$$l_{\text{пер}} = (7 \dots 15) \times d = 12 \times 165 = 1980 \approx 2 \text{ м} \quad (2.34)$$

де: $d = 165$ – фактичний діаметр свердловини, мм.

Глибина свердловини:

$$L_{\text{св}} = H_y + l_{\text{пер}} = 12 + 2 = 14 \text{ м} \quad (2.35)$$

де: $H_y = 12$ – висота видобувного уступу, м.

Лінія опору по підшві уступу

В даному підпункті буде проведено аналіз лінії опору по підшві для двох різних вибухівок:

Варіант 1: AN-FO

$$W = \frac{\sqrt{0,56p^2 + 4mqpHL_{\text{св}} - 0,75p}}{2mqH} =$$

$$\frac{\sqrt{0,56 \times 22,65^2 + 4 \times 1 \times 0,9 \times 22,65 \times 12 \times 14 - 0,75 \times 22,65}}{2 \times 1 \times 0,9 \times 12} = 4,7 \text{ м} \quad (2.36)$$

де: $m = 1$ – відносна відстань між свердловинами, м;

p – кількість вибухової речовини на метр свердловини:

$$p = (\pi d^2 / 4) \Delta = (3,14 \times 0,165^2 / 4) \times 1160 = 25,64 \text{ кг/м}^3 \quad (2.37)$$

де: $d = 165$ – діаметр заряду ВР, мм;

$\Delta = 1160$ – щільність заряду AN-FO, кг/м^3 .

q – питома витрата вибухівки:

$$q = q_e e = 0,75 \times 1,2 = 0,9 \text{ кг/м}^3 \quad (2.38)$$

де: $q_e = 0,75$ – питома витрати етолонної ВР;

$e = 1,2$ – розрахунковий коефіцієнт для AN-FO.

Варіант 2: Анемікс – 70

$$W = \frac{\sqrt{0,56p^2 + 4mqpHL_{\text{св}} - 0,75p}}{2mqH} =$$

$$\frac{\sqrt{0,56 \times 26,5^2 + 4 \times 1 \times 1 \times 26,5 \times 12 \times 14 - 0,75 \times 26,5}}{2 \times 1 \times 1 \times 12} = 4,8 \text{ м} \quad (2.39)$$

де: $m=1$ – відносна відстань між свердловинами, м;
 p – кількість вибухової речовини на метр свердловини:

$$p = (\pi d^2/4)\Delta = (3,14 \times 0,165^2/4) \times 1240 = 26,5 \text{ кг/м}^3 \quad (2.40)$$

де: $d = 165$ – діаметр заряду ВР, мм;
 $\Delta = 1240$ – щільність заряду Анемікс – 70, кг/м^3 .
 $q = 1$ – питома витрата вибухівки, кг/м^3 .

Розраховані величини ліній опору по підшві повинні задовольняти умови безпеки:

Варіант 1: AN-FO

$$W \geq H_y \text{ctg}\alpha + c \text{ м}$$

$$4,69 \geq 12 \times \text{ctg}80^\circ + 1,3 = 3,46 \text{ м} \quad (2.41)$$

Варіант 2: Анемікс – 70

$$W \geq H_y \text{ctg}\alpha + c \text{ м}$$

$$4,79 \geq 12 \times \text{ctg}80^\circ + 1,3 = 3,46 \text{ м} \quad (2.42)$$

З даних розрахунків видно, що обидва варіанта відповідають заданим умовам безпеки.

Вибухова мережа та її параметри

Абсолютна відстань між вибуховими свердловинами:

$$a = mW \text{ м} \quad (2.43)$$

де: $m = 0,8 - 1,2$ (для міцних та слабких порід, відповідно)

Варіант 1: AN-FO:

$$a = 1 \times 4,7 = 4,7 \text{ м}$$

Варіант 2: Анемікс – 70:

$$a = 1 \times 4,8 = 4,8 \text{ м}$$

Відстань між рядами свердловин:

$$b = (0,9 \dots 1,1) \times W \quad (2.44)$$

Варіант 1: AN-FO:

$$b = 1 \times 4,69 = 4,7 \text{ м}$$

Варіант 2: Анемікс – 70:

$$b = 1 \times 4,8 = 4,8 \text{ м}$$

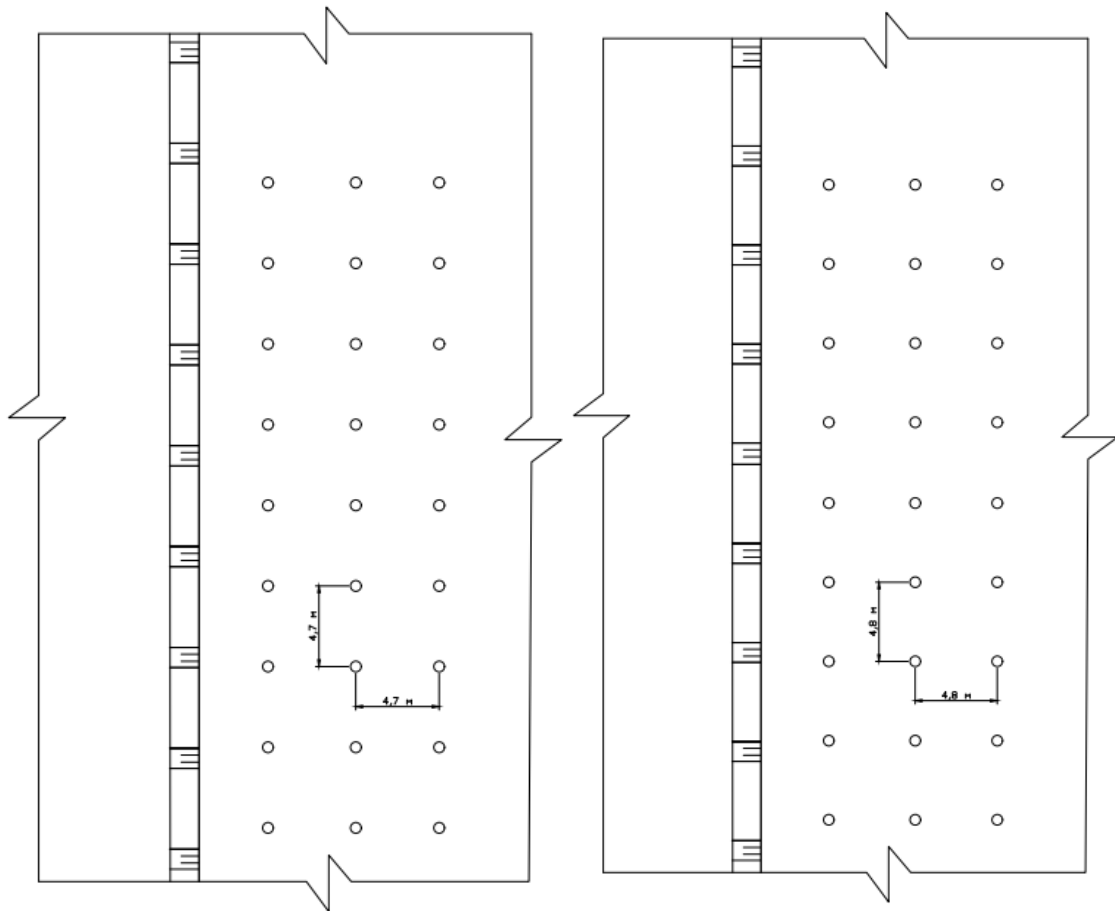


Рис. 2.6 – Сітка свердловин для AN-FO та Анеміксу відповідно

Спосіб підривання вибухових речовин

В умовах Звірківського родовища використовується неелектричний спосіб підривання, використовуючи неелектричну систему ініціювання «Імпульс».

Для ініціації вибухівки необхідна тротилова шашка ЗТП-800 (2 штуки по 800 г), систему ініціювання шашки приймаємо УНС-С-450-16, УНС-С500-12. Для зв'язку вибухової мережі використовується УНС-ПА-25-10. В ролі детонатора використовується підривна машинка ВМК-500.

Параметри заряду

Маса заряду в свердловині:

$$Q = q \times a \times W \times H, \text{ кг} \quad (2.45)$$

Варіант 1: AN-FO:

$$Q = 0,9 \times 4,7 \times 4,7 \times 12 = 237,6 \text{ кг}$$

Варіант 2: Анемікс-70:

$$Q = 1 \times 4,8 \times 4,8 \times 12 = 275,3 \text{ кг}$$

Довжина зарядів:

$$l_{\text{зар}} = Q/p, \text{ м} \quad (2.45)$$

Варіант 1: AN-FO:

$$l_{\text{зар}} = 237,6/25,64 = 10,5 \text{ м}$$

Варіант 2: Анемікс – 70:

$$l_{\text{зар}} = 275,3/26,5 = 10,4 \text{ м}$$

Параметри забивки:

$$l_{\text{заб}} = L_{\text{св}} - l_{\text{зар}}, \text{ м} \quad (2.46)$$

Варіант 1: AN-FO

$$l_{\text{заб}} = 14 - 10,5 = 3,5 \text{ м}$$

Варіант 2: Анемікс – 70

$$l_{\text{заб}} = 14 - 10,4 = 3,6 \text{ м}$$

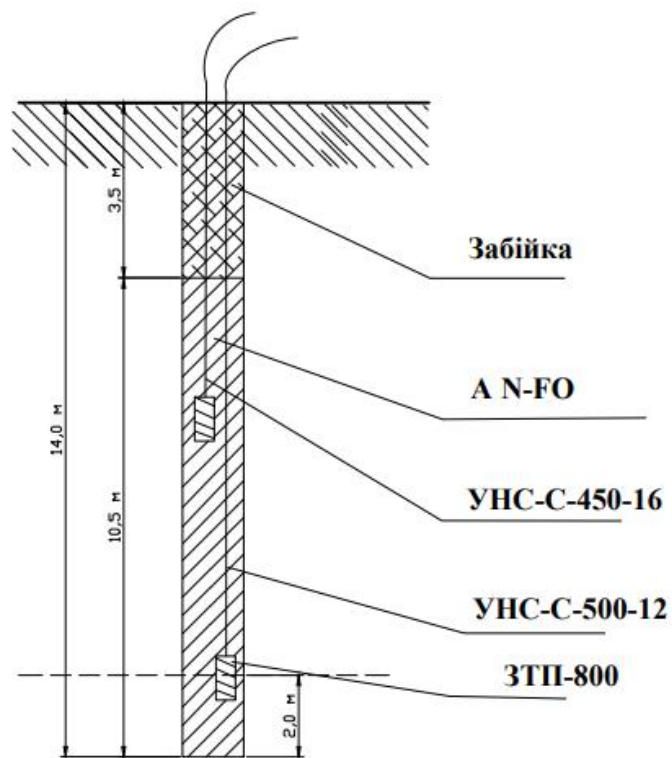


Рис. 2.7 – Параметри заряду AN-FO

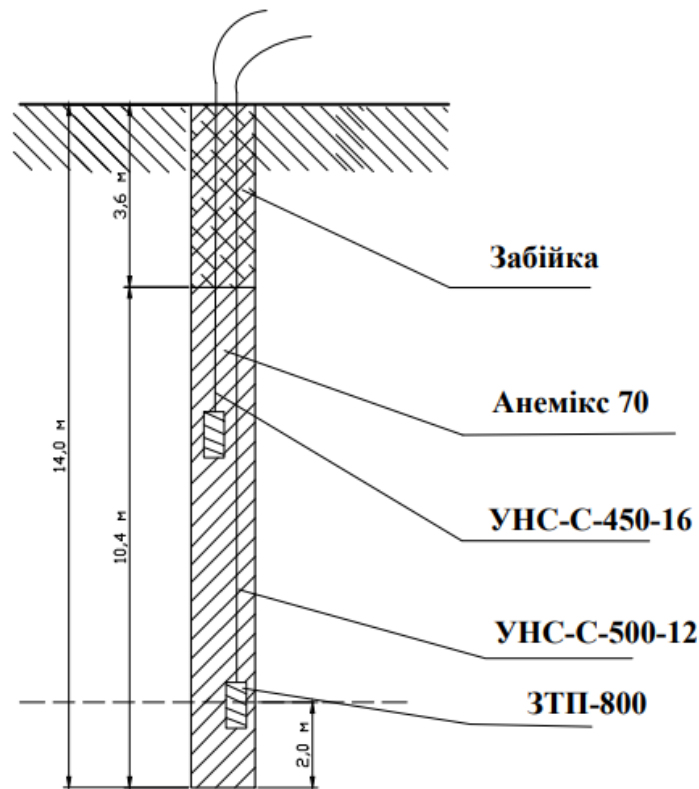


Рис. 2.8 – Параметри заряду Анеміксу

Визначення параметрів детонації та об'єму масового вибуху на корисній копалині.

Об'єм блоку, що підривається визначається з умови нормальної роботи навантажувального обладнання протягом двох тижнів (десяти робочих діб):

$$V_{\text{бл}} = 10 \times Q_{\text{доб}} = 10 \times 2011 = 20110 \text{ м}^3 \quad (2.47)$$

де: $Q_{\text{доб}} = 2011$ – добова продуктивність підприємства по корисній копалині, $\text{м}^3/\text{зм}$.

Необхідна кількість свердловин для масового вибуху:

Варіант 1: AN-FO:

$$N_{\text{св}} = V_{\text{бл}}/V = 20110/263,95 = 76,19 \text{ св} \quad (2.48)$$

де: V – об'єм породи породи, що підривається однією свердловиною:

$$V = aHW = 4.69 \times 12 \times 4,69 = 263,95 \text{ м}^3 \quad (2.49)$$

Приймаємо 80 свердловин, тобто 4 ряди по 20 свердловин. (рис 2.9)

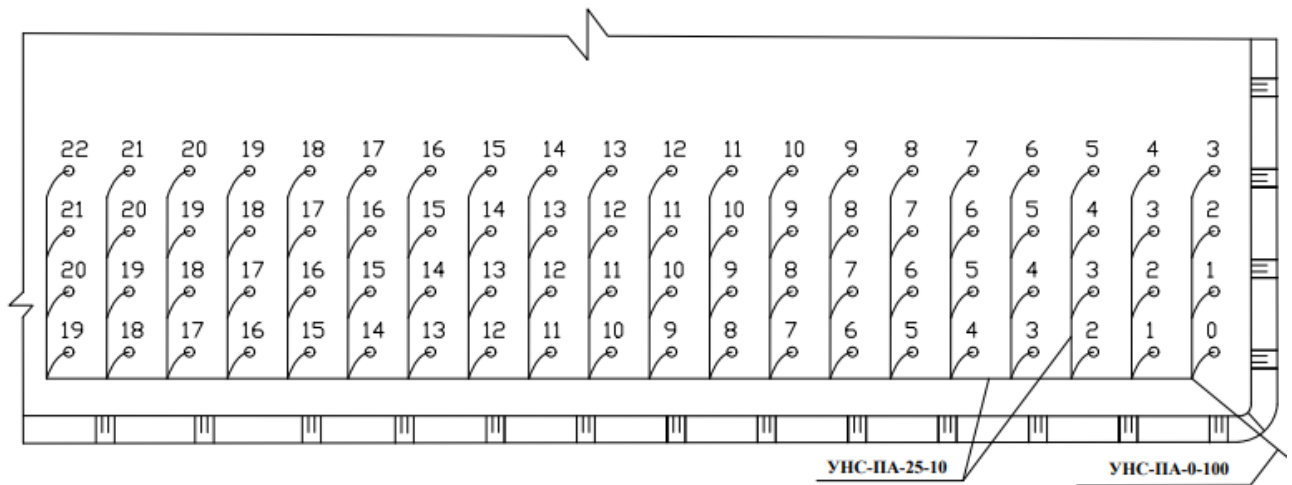


Рис. 2.9 – Сітка свердловин заряджених Українітом AN-FO

Варіант 2: Анемікс – 70:

м³

$$N_{\text{св}} = \frac{V_{\text{бл}}}{V} = 20110/275,33 = 73,04 \text{ св} \quad (2.50)$$

де: V – об'єм породи породи, що підривається однією свердловиною:

$$V = aHW = 4.79 \times 12 \times 4,79 = 275,33 \text{ м}^3 \quad (2.51)$$

Приймаємо 76 свердловин, тобто 4 ряди по 19 свердловин.(рис 2.10)

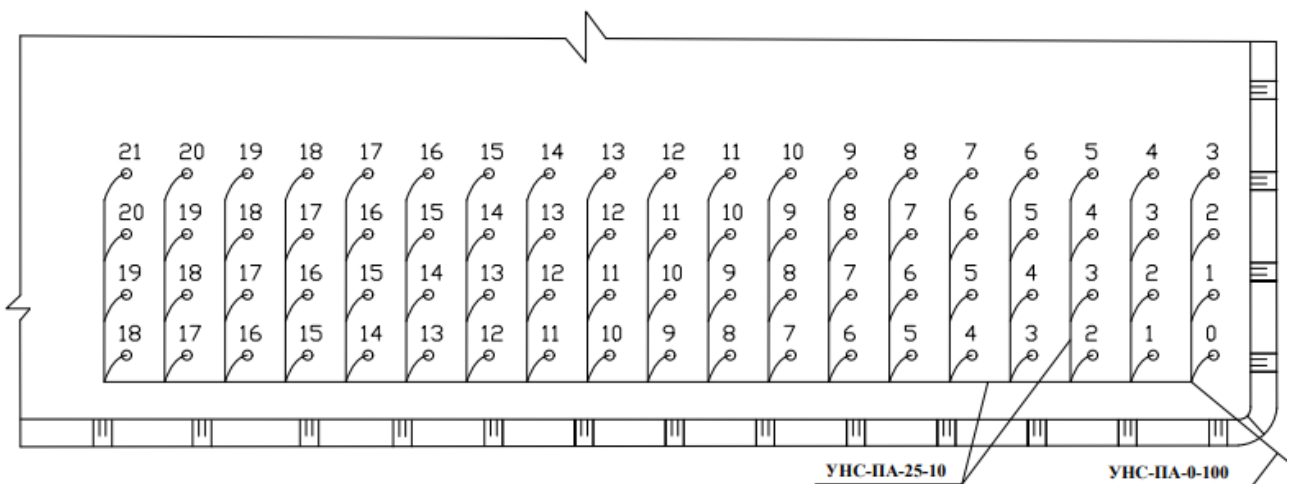


Рис. 2.10 – сітка свердловин заряджених Анеміксом - 70

Необхідна кількість вибухівки для масового вибуху

Варіант 1: AN-FO:

$$Q_{\text{заг}} = V_{\text{бл}} q = 20110 \times 0,9 = 18099 \text{ кг} \quad (2.52)$$

Варіант 2: Анемікс – 70:

$$Q_{\text{заг}} = V_{\text{бл}} q = 20110 \times 1 = 20110 \text{ кг} \quad (2.53)$$

Параметри буропідривної заходки

Ширина буропідривної заходки

Варіант 1: AN-FO

$$A_{\text{БВР}} = W + b(n - 1) = 4,69 + 4,69 \times (4 - 1) = 18,76 \text{ м} \quad (2.54)$$

Варіант 2: Анемікс – 70

$$A_{\text{БВР}} = W + b(n - 1) = 4,79 + 4,79 \times (4 - 1) = 19,16 \text{ м} \quad (2.55)$$

Довжина буропідривної заходки

Варіант 1: AN-FO

$$L_{\text{бл}} = \frac{V_{\text{бл}}}{A_{\text{БВР}} \times H_{\text{у}}} = \frac{20110}{18,76 \times 12} = 89,33 \text{ м} \quad (2.56)$$

Варіант 2: Анемікс – 70

$$L_{\text{бл}} = \frac{V_{\text{бл}}}{A_{\text{БВР}} \times H_{\text{у}}} = \frac{20110}{19,16 \times 12} = 87,47 \text{ м} \quad (2.57)$$

Вихід гірської маси з погонного метру вибухової свердловини

Варіант 1: AN-FO

$$V' = \frac{V}{L_{\text{СВ}}} = \frac{263,95}{14} = 18,78 \text{ м}^3 \quad (2.58)$$

Загальний об'єм бурових робіт на масовий вибух:

$$L_{\text{заг}} = N_{\text{св}} l_{\text{св}} = 80 \times 14 = 1120 \text{ м} \quad (2.59)$$

Варіант 2: Анемікс – 70

$$V' = \frac{V}{L_{\text{св}}} = \frac{275,33}{14} = 19,76 \text{ м}^3 \quad (2.60)$$

Загальний об'єм бурових робіт на масовий вибух:

$$L_{\text{заг}} = N_{\text{св}} l_{\text{св}} = 76 \times 14 = 1064 \text{ м} \quad (2.61)$$

Характеристики розвалу гірничої маси

Висота розвалу при короткосповільненому багаторядному вибуху:

Варіант 1: AN-FO:

$$h = 0,85 \times 12 = 10,2 \text{ м}$$

Варіант 2: Анемікс – 70:

$$h = 0,8 \times 12 = 9,6 \text{ м}$$

Ширина розвалу:

Варіант 1: AN-FO:

$$B_{\text{рф}} = K_3 B_0 + (n - 1)b = 0,9 \times 22,46 + (4 - 1) \times 4,69 = 39,68 \text{ м} \quad (2.62)$$

де: $K_3 = 0,9$ – коефіцієнт дальності викиду підірваної породи;

B_0 – ширина розвалу першого ряду свердловин:

$$B_0 = K_b K_\beta \sqrt{q} H = 2,5 \times 1 \times \sqrt{0,9} \times 12 = 28,46 \text{ м} \quad (2.63)$$

Варіант 2: Анемікс – 70:

$$B_{\text{рф}} = K_3 B_0 + (n - 1)b = 0,9 \times 30 + (4 - 1) \times 4,79 = 41,37 \text{ м} \quad (2.64)$$

де: $K_3 = 0,9$ – коефіцієнт дальності викиду підірваної породи;

B_0 – ширина розвалу першого ряду свердловин:

$$B_0 = K_B K_\beta \sqrt{q} H = 2,5 \times 1 \times \sqrt{1} \times 12 = 30 \text{ м} \quad (2.65)$$

Розпушення породи після вибуху

Варіант 1: AN-FO:

$$V = \frac{[W+b(n-1)]H_y a}{n} = \frac{[4,69+4,69 \times (4-1)] \times 12 \times 4,69}{4} = 263,95 \text{ м}^3 \quad (2.65)$$

Розпушена порода з одного погонного метру:

$$V_1 = V / L_{CB} = 263,95 / 14 = 18,9 \text{ м}^3 \quad (2.66)$$

Варіант 2: Анемікс – 70:

$$V = \frac{[W+b(n-1)]H_y a}{n} = \frac{[4,79+4,79 \times (4-1)] \times 12 \times 4,79}{4} = 275,3 \text{ м}^3 \quad (2.67)$$

Розпушена порода з одного погонного метру:

$$V_1 = V / L_{CB} = 275,3 / 14 = 19,66 \text{ м}^3 \quad (2.68)$$

Річний об'єм бурових робіт

Варіант 1: AN-FO:

$$\sum L_{б.рік} = Q_{річ} / V_1 = 522860 / 18,9 = 27664,55 \text{ м} \quad (2.69)$$

Варіант 2: Анемікс – 70:

$$\sum L_{б.рік} = Q_{річ} / V_1 = 522860 / 19,66 = 26595,1 \text{ м} \quad (2.70)$$

Необхідна кількість свердловин на рік

Варіант 1: AN-FO:

$$N_{\text{св.річ}} = \sum L_{\text{б.рік}}/L_{\text{с}} = 27664,55/14 = 1976 \text{ св.} \quad (2.71)$$

Варіант 2: Анемікс – 70:

$$N_{\text{св.річ}} = \sum L_{\text{б.рік}}/L_{\text{с}} = 1899,65/14 = 1899,65 \text{ св.} \quad (2.72)$$

Необхідна річна кількість вибухів

Оскільки вибух відбувається раз на два тижні, то в рік проводять $N=26$ масових вибухів.

$$N_{\text{м.в.р.}} = \frac{Q_{\text{річ}}}{V_{\text{м.в}}} = \frac{522860}{20110} = 26 \text{ шт} \quad (2.73)$$

Річні витрати ВР

Варіант 1: AN-FO:

$$Q_{\text{річ}} = N_{\text{м.в.р.}} N_{\text{св}} Q = 26 \times 80 \times 237,6 = 494208 \text{ кг} = 495 \text{ т} \quad (2.74)$$

Варіант 2: Анемікс – 70:

$$Q_{\text{річ}} = N_{\text{м.в.р.}} N_{\text{св}} Q = 26 \times 76 \times 275,3 = 543992,8 \text{ кг} = 544 \text{ т} \quad (2.75)$$

Продуктивність бурового станка

На Звірківському родовищі прийнято буровий станок Atlas Copco Flexi ROC – D65.

Визначаємо змінну продуктивність бурового станка:

$$Q_{\text{зм}} = (T_{\text{зм}} - T_{\text{п.з.}} - T_{\text{в.п.}}) K_{\text{т}} / (t_{\text{б}} + t_{\text{доп}}) = (480 - 25 - 50) \times 0,78 / (12 + 0,85) = 154,1 \text{ м/год} \quad (2.76)$$

де: $T_{\text{зм}} = 480$ – тривалість зміни, хв;

$T_{п.з.} = 25$ – тривалість попередньо-заключних операцій, хв:

$T_{в.п.} = 50$ – час на особисті потреби, хв:

$K_T = 0,78$ – коефіцієнт користування станком;

t_6 – час чистого буріння:

$$t_6 = 1/S_6 \times 60 = 1/50 \times 60 = 1,2 \text{ хв} \quad (2.77)$$

де: $S_6 = 50$ – паспортна швидкість буріння, м/год;

$t_{доп} = 0,85$ – тривалість допоміжних операцій, хв/п.м.

Розрахунок річної продуктивності бурового станка:

$$Q_{рік} = Q_{зм} n_{зм} (n_{роб} - n_{рем}) = 154,1 \times 1 \times (260 - 31) = 35311,8 \text{ п. м/р} \quad (2.78)$$

де: $n_{зм} = 1$ – кількість змін на добу;

$n_{роб} = 260$ – річна кількість робочих днів;

$n_{рем} = 36$ – кількість днів відведених на ремонтні роботи;

Необхідна кількість бурових станків на рік:

Варіант 1: AN-FO:

$$N_{б.в.рік} = \sum L_{б.рік} / Q_{рік} = 27664,55 / 35311,8 = 0,78 = 1 \quad (2.79)$$

Варіант 2: Анемікс – 70:

$$N_{б.в.рік} = \sum L_{б.рік} / Q_{рік} = 26595,1 / 35311,8 = 0,75 = 1 \quad (2.80)$$

Для обох варіантів приймаємо 1 робочий буровий станок і 1 резервний.

Всі проектні рішення по параметрам вибухових робіт занесені до таблиці 2.3.

Характеристики проведення БПР для обох варіантів

Таблиця 2.3

| Параметри БПР | ВАРІАНТИ | |
|--|-------------|-------------|
| | I | II |
| | AN-FO | Анемікс 70 |
| 1 | 3 | 4 |
| Довжина перебуву $l_{\text{пер}}$, м | 2 | 2 |
| Довжина свердловини $L_{\text{св}}$, м | 15,7 | 15,7 |
| Кількість ВР на 1 м.п. свердловини p , кг/м | 22,65 | 26,5 |
| Лінія опору по підшві W , м | 4,69 | 4,79 |
| $a \times b$, м | 4,69 x 4,69 | 4,79 x 4,79 |
| Маса заряду Q , кг | 237,6 | 275,3 |
| Довжина заряду $l_{\text{зар}}$, м | 10,5 | 10,4 |
| Довжина забивки $l_{\text{заб}}$, м | 3,5 | 3,6 |
| Кількість рядів свердловин n | 4 | 4 |
| Ширина розвалу B_p , м | 39,68 | 41,37 |
| Вихід г.м. з однієї свердловини V , м ³ | 263,95 | 275,33 |
| Вихід г.м. з 1 м.п. свердловини V_1 , м ³ | 18,9 | 19,67 |
| Об'єм масового вибуху $V_{\text{м.в}}$, м ³ | 20110 | 20110 |
| Кількість п.м. свердловин для масового вибуху $\Sigma L_{\text{св}}$ | 1120 | 1064 |
| Загальна кількість свердловин для масового вибуху $N_{\text{св}}$ | 80 | 76 |
| Кількість свердловин в ряду $N_{\text{св.р}}$ | 20 | 19 |
| Річний об'єм буріння $\Sigma L_{\text{б.рік}}$, п.м | 27664,55 | 26595,1 |
| Річна кількість свердловин $N_{\text{св.річ}}$ | 1976 | 1900 |
| Кількість масових вибухів на рік $N_{\text{м.в.річ}}$ | 26 | 26 |
| Витрати ВР за рік $Q_{\text{річ}}$, т | 495 | 544 |
| Змінна продуктивність бурового верстату $Q_{\text{зм}}$, п.м | 154,1 | 154,1 |
| Річна продуктивність бурового верстату $Q_{\text{рік}}$, п.м | 35311,8 | 35311,8 |
| Кількість бурових верстатів протягом року $N_{\text{б.рік}}$ | 1 | 1 |

Таблиця 2.4

Витрати на один масовий вибух з використанням Україніту AN-FO

| Назва | Ціна, грн | Витрати на один масовий вибух | Сума, грн |
|---------------|-----------|-------------------------------|-----------|
| ЗТП-800 | 60 | 160 | 9600 |
| AN-FO | 10 | 18099 кг | 180990 |
| УНС-450-16 | 50 | 80 | 4000 |
| УНС-500-12 | 45 | 80 | 3600 |
| УНС-ПА-25-100 | 45 | 80 | 3600 |
| УНС-ПА-0-100 | 110 | 4 | 480 |
| УПР | 300 | 80 | 24000 |
| всього витрат | | | 226270 |

Таблиця 2.5

Витрати на один масовий вибух з використанням Анемікс – 70

| Назва | Ціна, грн | Витрати на один масовий вибух | Сума, грн |
|---------------|-----------|-------------------------------|-----------|
| ЗТП-800 | 60 | 152 | 9120 |
| Анемікс – 70 | 12 | 20110 кг | 241320 |
| УНС-С-450-16 | 50 | 76 | 3800 |
| УНС-500-12 | 45 | 76 | 3420 |
| УНС-ПА-25-10 | 45 | 76 | 3420 |
| УНС-ПА-0-100 | 120 | 4 | 480 |
| всього витрат | | | 261560 |

Після проведення аналізу двох варіантів вибухівок, на основі техніко-економічних розрахунків, було обрано другий варіант підривання свердловин за допомогою вибухівки AN-FO.

3. ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ МАСОВОГО ВИБУХУ ПРИ ПІДГОТОВЦІ ГРАНІТІВ ДО ВИЙМАННЯ

3.1 Опис проведених досліджень

Незважаючи на відносно невеликі розміри підприємства, необхідно підтримувати досить високі показники продуктивності для покриття всього об'єму запитів на продукцію, який, з плином часу, не зменшується, а завдяки сучасним державним проектам будівництва, попит на основні будівельні матеріали лише зростає. Як було вказано в попередніх розділах, основною проблемою на підприємстві ТОВ «Уманьгранкар'єр» є високий відсотковий вміст некондиційних фракцій у загальному об'ємі гірничої маси що виходить при проведенні масового вибуху.



Рис 3.1 – Вид з оглядової площадки на забій та склад негабариту

Вихід негабариту та перепаленої породи – глибинне питання, що тягне за собою цілий ряд додаткових проблем, таких як:

- Часові втрати на відвантаження і вивезення негабариту за межі забою;
- Трудовитрати робітників;
- Енерговитрати на подрібнення до кондиційних розмірів бутобоем;
- Економічні втрати.

Звісно, усі вищеперераховані проблеми мають вагомий вплив на загальну прибутковість підприємства, тож оптимізація ведення буровобихувих робіт є першочерговим завданням.

Для вирішення цього питання, було пораховано параметри БПР на підприємстві для п'яти різних коефіцієнтів зближення ($m = 0,8; 0,9; 1; 1,1; 1,2$) та розглянуто якісні зміни характеристик буропідривних робіт для кожного з коефіцієнтів з метою відшукати оптимальний варіант ведення підготовчих робіт до виймання з найменшим відсотковим вмістом некондиційних фракцій по відношенню до загального виходу гірничої маси при підриванні вибухового блоку. Нижче приведений приклад проведених розрахунків для коефіцієнту зближення $m = 0,8$.

3.2 Методика розрахунку

Розрахунок параметрів зарядів і їх розташування

Відстань між свердловинами

$$a = mW = 0,8 \times 4,7 = 3,8 \text{ м} \quad (3.1)$$

Де:

m – коефіцієнт зближення зарядів;

W – лінія опору по підшві.

Відстань між рядами

$$b = 0,95 \times W = 0,95 \times 4,7 = 4,5 \text{ м} \quad (3.2)$$

Обсяг гірських порід з 1-го ряду свердловин

$$V_{\text{св}}^1 = aWH_y = 3,8 \times 4,7 \times 12 = 214,3 \text{ м}^3 \quad (3.3)$$

Обсяг порід з 2-го і наступних рядів свердловин

$$V_{\text{св}}^2 = abH_y = 3,8 \times 4,5 \times 12 = 205,2 \text{ м}^3 \quad (3.4)$$

Де:

H_y – висота уступу.

Вагові характеристики заряду

$$Q^I = V_{\text{св}}^I q = 214,32 \times 0,9 = 192,9 \text{ кг} \quad (3.5)$$

$$Q^{II} = V_{\text{св}}^{II} q = 205,2 \times 0,9 = 184,7 \text{ кг} \quad (3.6)$$

Де:

q – питома витрата ВР

Довжина заряду

$$l_{\text{зар}}^I = \frac{Q^I}{P} = \frac{192,9}{25,64} = 7,5 \text{ м} \quad (3.7)$$

$$l_{\text{зар}}^{II} = \frac{Q^{II}}{P} = \frac{184,7}{25,64} = 7,2 \text{ м} \quad (3.8)$$

Де:

P – місткість 1 м свердловини

Довжина забійки

$$l_{\text{наб}}^I = L_{\text{св}} - l_{\text{зар}}^I = 14 - 7,5 = 6,5 \text{ м} \quad (3.9)$$

$$l_{\text{наб}}^{II} = L_{\text{св}} - l_{\text{зар}}^{II} = 14 - 7,2 = 6,8 \text{ м} \quad (3.10)$$

Де:

$L_{\text{св}}$ – довжина свердловини

Розрахунок обсягів буріння

Річний обсяг буріння

$$L_{\text{св}} = \frac{A_p}{B} = \frac{522860}{14,7} = 35568 \text{ м} \quad (3.11)$$

Де:

A_p – річна продуктивність кар'єра по гірничій масі, м³/рік

B – вихід гірничої маси з 1 м свердловини, м²

$$B = \frac{V_{\text{св}}}{L_{\text{св}}} = \frac{205,2}{14} = 14,7 \text{ м}^3 \quad (3.12)$$

$$x = \frac{1}{n_p} = \frac{1}{4} = 0,25 \quad (3.13)$$

$$A_p^I = xA_p = 0,25 \times 522860 = 130715 \text{ м}^3/\text{рік} \quad (3.14)$$

$$A_p^{II} = (1 - x)A_p = 0,75 \times 522860 = 392145 \text{ м}^3/\text{рік} \quad (3.15)$$

$$B_I = \frac{V_{\text{св}}^I}{L_{\text{св}}} = \frac{214,32}{14} = 15,3 \text{ м}^3 \quad (3.16)$$

$$B_{II} = \frac{V_{\text{св}}^{II}}{L_{\text{св}}} = \frac{205,2}{14} = 14,7 \text{ м}^3 \quad (3.17)$$

$$L_{\text{св}} = L_{\text{св}}^I + L_{\text{св}}^{II} = \frac{A_p^I}{B_I} + \frac{A_p^{II}}{B_{II}} = \frac{130715}{15,3} + \frac{392145}{14,7} = 35220 \text{ м} \quad (3.18)$$

Потрібна кількість свердловин

$$n_{\text{св}} = \frac{A_p^I}{V_{\text{св}}^I} + \frac{A_p^{II}}{V_{\text{св}}^{II}} = \frac{130715}{214,2} + \frac{392145}{205,2} = 2521 \text{ св} \quad (3.19)$$

Розрахунок технологічних обсягів підривання

Місячний об'єм г.м.

$$V_{\text{mic}} = \frac{A_p}{12} = \frac{522860}{12} = 43572 \text{ м}^3 \quad (3.20)$$

Об'єм гірничої маси, що відколюється за один масовий вибух:

$$V_{\text{MB}} = \frac{V_{\text{mic}}}{m_{\text{B}}} = \frac{43572}{2} = 21786 \text{ м}^3 \quad (3.21)$$

Де:

m_{B} – кількість масових вибухів на місяць

Кількість свердловин в одному масовому вибуху

$$n_{\text{CB}}^{\text{MB}} = n_{\text{CBI}}^{\text{MB}} + n_{\text{CBII}}^{\text{MB}} = 20 + 85 = 105 \text{ СВ} \quad (3.22)$$

$$n_{\text{CBI}}^{\text{MB}} = \frac{x \times V_{\text{MB}}}{V_{\text{CB}}^{\text{I}}} = \frac{0,25 \times 21786}{214,32} = 25 \text{ СВ} \quad (3.23)$$

$$n_{\text{CBII}}^{\text{MB}} = \frac{(1-x) \times V_{\text{MB}}}{V_{\text{CB}}^{\text{II}}} = \frac{0,75 \times 21786}{205,2} = 80 \text{ СВ} \quad (3.24)$$

Сумарна вага ВР на один масовий вибух

$$Q_{\text{MB}} = Q^{\text{I}} \times n_{\text{CBI}}^{\text{MB}} + Q^{\text{II}} \times n_{\text{CBII}}^{\text{MB}} = 192,9 \times 25 + 184,7 \times 80 = 19598,5 \text{ кг} \quad (3.25)$$

Річна потреба ВР

$$Q_{\text{рік}} = Q_{\text{MB}} \times m_{\text{B}} \times 12 = 19598,5 \times 2 \times 12 = 470364 \text{ кг} \quad (3.26)$$

Ширина вибухового блоку

$$Ш_{\text{ВБ}} = W + b \times (n_p - 1) = 4,7 + 4,5 \times (4 - 1) = 18,2 \text{ м} \quad (3.27)$$

Довжина вибухового блоку

$$L_{\text{ВБ}} = W + a \times (n_{\text{CBI}}^{\text{MB}} - 1) = 4,7 + 3,8 \times (25 - 1) = 95,9 \text{ м} \quad (3.28)$$

Параметри розвалу підірваної гірничої маси

При короткосповільненому

$$B_p = K_y \times B_0 + b \times (n_p - 1) = 0,9 \times 34,2 + 4,5 \times (4 - 1) = 44,28 \text{ м} \quad (3.29)$$

Де:

K_y – коефіцієнт дальності відкидання підірваної породи, що залежить від інтервалу сповільнення,

B_0 – ширина розвалу при одночасному підриванні, м.

При одночасному

$$B_0 = K_B \times K_\beta \times \sqrt{q} \times H_y = 3 \times 1 \times \sqrt{0,9} \times 12 = 34,2 \text{ м} \quad (3.30)$$

Де:

K_B – коефіцієнт, що характеризує вибуховість гірської породи;

K_β – коефіцієнт, що враховує кут нахилу β свердловин до горизонту.

Для чотирьох інших варіантів сітки свердловин, з урахуванням зміни коефіцієнту зближення m було проведено аналогічні розрахунки. Отримані результати занесені до таблиці 3.1.

Результати розрахунків параметрів БПР

Таблиця 3.1

| № | ПАРАМЕТРИ БПР | Коефіцієнт зближення свердловин | | | | |
|----|---|---------------------------------|-------|-------|-------|-------|
| | | m=0,8 | m=0,9 | m=1 | m=1,1 | m=1,2 |
| 1 | Висота уступу H_y , м | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 |
| 2 | Кут укосу уступу, град | 80 | 80 | 80 | 80 | 80 |
| 3 | Діаметр свердловини d_{cb} , мм | 165 | 165 | 165 | 165 | 165 |
| 4 | Глибина свердловини L_{cb} , м | 14 | 14 | 14 | 14 | 14 |
| 5 | Кількість свердловин в ряді n , шт | 27 | 24 | 22 | 20 | 18 |
| 6 | Кількість рядів свердловин N , шт | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 |
| 7 | Відстань між рядами свердловин b , м | 4,5 | 4,5 | 4,5 | 4,5 | 4,5 |
| 8 | Відстань між свердловинами a , м | 3,8 | 4,2 | 4,7 | 5,2 | 5,6 |
| 9 | Довжина перебура $l_{пер}$, м | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 |
| 10 | Довжина заряду $l_{зар}$, м | 7,2 | 8 | 8,9 | 9,9 | 10,6 |
| 11 | Довжина забійки $l_{наб}$, м | 6,8 | 6 | 5,1 | 4,1 | 3,4 |
| 12 | Лінія опору по підшві W , м | 4,7 | 4,7 | 4,7 | 4,7 | 4,7 |
| 13 | Об'єм масового вибуху $V_{м.в.}$, м ³ | 19599 | 19191 | 19626 | 19673 | 19530 |

3.3 Обробка отриманих результатів

Результати розрахунку параметрів буропідривних робіт були використані для проведення експерименту, який включав в себе проведення серій масових вибухів на кар'єрі ТОВ «Уманьгранкар'єр».

Суть експерименту полягає у підготовці гранітів до виймання за допомогою вибухових робіт. В процесі експерименту було проведено 5 масових вибухів для кожної із розрахованих схем підривання. Об'єм блоків масових вибухів обирався приблизно однаковий та відповідав розрахунковим даним. Заряджання свердловин виконувала компанія «Інтервибухпром», у разі вибухової речовини використовувався Україніт AN-FO (рис. 3.2).



Рис. 3.2 Зарядна машина в процесі зарядження вибухового блоку

Комутація вибухової сітки виконана із застосуванням неелектричної системи ініціювання «Імпульс» (рис. 3.3). В результаті підривання гірничої маси та подальшій розробці були встановлені об'ємні значення виходу

негабаритних шматків та перепаленої породи. Отримані дані були сформовані та занесені до таблиці 3.2.



Рис. 3.3 – Заряджені свердловини вибухового блоку

Об'єми некондиційних фракцій

Таблиця 3.2

| Некондиційні фракції | Значення коефіцієнту зближення свердловин m | | | | |
|----------------------|---|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|
| | 0,8 | 0,9 | 1 | 1,1 | 1,2 |
| Негабаритні куски | 1090 м ³ | 1743 м ³ | 2396 м ³ | 3268 м ³ | 4575 м ³ |
| Перепалена порода | 3267 м ³ | 1960 м ³ | 1525 м ³ | 1962 м ³ | 2614 м ³ |

Для встановлення залежності виходу некондиційних фракцій від коефіцієнту зближення свердловин, отримані об'єми виходу некондиційних фракцій необхідно виразити у відсотковій частині від загального об'єму блоків:

$$w = V_{\text{нег}}/V_{\text{м.в}} \times 100 = \frac{1090}{21785} \times 100 = 5 \% \quad (3.31)$$

$$v = V_{\text{пер}}/V_{\text{м.в}} \times 100 = \frac{3267}{21785} \times 100 = 15 \% \quad (3.32)$$

Де:

w – відсотковий вміст негабариту в г. м. після вибуху;

v – відсотковий вміст перепаленої породи в г. м. після вибуху.

$V_{\text{нег}}$ – об'єм виходу негабаритних шматків породи, м^3 ;

$V_{\text{пер}}$ – об'єм виходу перепаленої породи, м^3 ;

Аналогічно були виконані розрахунки для кожного проведеного вибуху.

Отримані в результаті розрахунків значення занесені до табл. 3.3.

Відсотковий вміст некондиційних фракцій в г.м.

Таблиця 3.3

| Некондиційні фракції | Значення коефіцієнту зближення свердловин m | | | | |
|----------------------|---|-----|-----|-----|-----|
| | 0,8 | 0,9 | 1 | 1,1 | 1,2 |
| Негабаритні куски | 5% | 8% | 11% | 15% | 21% |
| Перепалена порода | 15% | 9% | 7% | 9% | 12% |

На основі отриманих експериментальних даних, було побудовано графік (рис 3.2) залежності відсоткового вмісту некондиційних фракцій від прийнятого коефіцієнта зближення свердловин

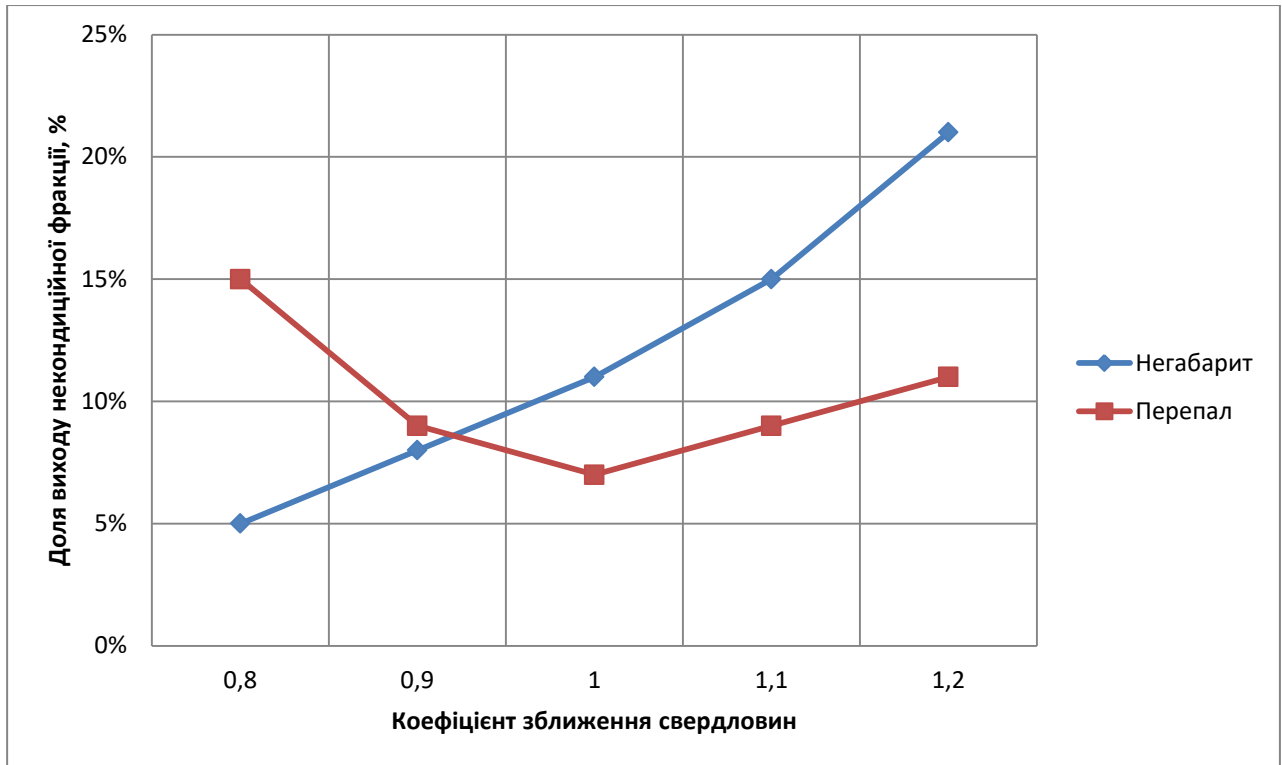


Рис. 3.3 – Залежність вмісту н. ф. від коефіцієнту зближення

З даних наведених на графіку 3.3, можемо зробити висновок, що відсоткова доля виходу негабаритних шматків прямо пропорційна збільшенню коефіцієнту зближення свердловин, тобто при збільшенні відстані між свердловинами в ряду – збільшується вихід негабариту у відбитій вибухом гірничій масі.

Також, з отриманих даних ми бачимо, що відсотковий вихід перепаленої гірничої маси від коефіцієнту зближення свердловин має параболічну залежність. При найменшому значенню коефіцієнта зближення свердловин, маємо найбільший відсотковий вміст перепаленої породи. При збільшенні коефіцієнту зближення до значення $m=1$ прослідковується зменшення перепалу породи. Однак, при подальшому збільшенні коефіцієнту зближення, частка виходу перепаленої породи також починає збільшуватись. Це пояснюється тим, що подальше збільшення значення m тягне за собою збільшення відстані між свердловинами, що в свою чергу, впливає на параметри свердловинного заряду, а саме збільшується маса ВР в свердловині. За рахунок цього, вивільнена

енергія внаслідок вибуху має набагато більшу руйнівну силу, але оптимально не використовується. Як наслідок, корисна енергія вибуху витрачається на перепал ближньої породи, що також є причиною і збільшення виходу негабариту, оскільки залишку вибухової енергії не вистачає для задовільного подрібнення порід вибухового блоку.

Завдяки отриманим даним і побудові графіку залежності виходу некондиційних фракцій від коефіцієнта зближення свердловин, вдалося встановити закономірності неефективного подрібнення порід блоку, та обґрунтувати оптимальне значення коефіцієнту зближення свердловин, яке знаходиться в точці перетину ліній залежності негабариту і перепаленої породи, та має значення $m = 0.92$.

3.4 Розробка рекомендацій при виконанні буровибухових робіт в умовах Звірківського родовища

Для умов підприємства ТОВ «Уманьгранкар'єр», при проведенні підривних робіт рекомендовано використання вибухової речовини Україніт AN-FO. Бурові роботи рекомендується проводити із застосуванням бурового станку Atlas Copco Flexi ROC – D65 з діаметром долота 165 мм. Для дотримання проектної продуктивності, необхідно проводити 2 масових вибухи на місяць з об'ємом вибухового блоку 21785 м^3 . Для ініціації вибуху рекомендується застосування неелектричної системи ініціації «Імпульс». При розрахунку параметрів сітки свердловин пропонується використовувати значення коефіцієнту зближення свердловин $m = 0.92$, яке дозволить зменшити вихід негабариту та перепаленої породи до 7-8%. Використання запропонованої вибухової речовини Україніт AN-FO дозволить знизити витрати на вибухівку при проведенні масового вибуху на 13,5% в порівнянні з вибуховою речовиною яка використовується та надасть додатковий економічний ефект в розмірі 846960 грн/рік.

4. ОХОРОНА ПРАЦІ

4.1 Безпека ведення бурових робіт

До початку буріння на ділянці повинен бути проведений огляд для виявлення зарядів, що відмовили, гнізд детонаторів та інших джерел небезпеки. Після закінчення буріння верхня частина свердловини повинна бути перекрита заглушкою. Для кожного виду буріння потрібно розробити типові процедури безпечного виконання робіт і дотримуватись їх.

Бурова установка повинна експлуатуватися на рівній поверхні. Під час роботи на уступі бурову установку потрібно розміщувати на безпечній відстані (наприклад, не менше 3 м) від бровки уступу, особливо під час буріння найближчої до бровки свердловини у цьому випадку машиніст установки не повинен бути повернений спиною до бровки уступу. Під час роботи поздовжні осі бурової установки повинні бути перпендикулярні бровці уступу.

Під час переміщення бурової установки від однієї точки буріння до іншої бурова штанга, інструмент та інші частини установки повинні бути надійно закріплені, а мачта установки має перебувати у безпечному положенні. Якщо помічник бурильника допомагає бурильнику під час переміщення бура на нову позицію, помічник повинен весь час бути у полі зору бурильника або на зв'язку з ним.

Забороняється перебувати на буровій мачті під час роботи бурового верстата. Під час підйому та опускання мачти бурової установки забороняється знаходитися за або перед буровою установкою.

Інструменти й інші предмети, які можуть травмувати персонал, мають бути надійно закріплені на мачті або платформі установки.

Під час використання шарошкових бурових установок з немеханізованими операціями збирання та розбирання бурильного агрегату, а також чищення устя свердловини бури повинні бути обгороджені й оснащені захисним блокуванням кола джерела живлення двигуна шарошкового верстата.

Якщо виявлена небезпека присутності інгаляційного чи зваженого пилу, слід застосовувати бурові установки з належним чином розробленою системою пригнічення і збору пилу, що регулярно проходить технічне обслуговування.

4.2 Безпека ведення підривних робіт

Загальні питання безпеки при заряджанні свердловин і шнурів

Небезпека поводження з вибуховими речовинами і засобами ініціювання у всіх випадках визначається їх порівняно високою чутливістю і здатністю до вибуху під зовнішнім впливом. Допустима інтенсивність впливу у різних ВМ індивідуальна. Основними факторами, здатними привести до вибуху при заряджанні свердловин і шнурів, є тепловий вплив, розряди статичної електрики, механічний вплив, блукаючі струми, струми витоку і грозових розрядів.

У випадках розміщення вибухових матеріалів в зарядних порожнинах в певній виробничій обстановці можуть проявлятися пса перераховані чинники. Для виключення їх небезпечних впливів повинні здійснюватися відповідні заходи профілактики. Ці заходи передбачають дотримання певних вимог, які містяться в Єдиних правилах безпеки при вибухових роботах, технічних правилах ведення вибухових робіт і технологічних інструкціях, і стандартах і технічних умовах, а також і інструкціях і інструкціях по застосуванню конкретних вибухових речовин і засобів ініціювання і по експлуатації засобів механізації вибухових робіт.

При будь-яких операціях з ВМ з метою виключення теплового впливу не допускається куріння та розведення відкритого вогню ближче 100 м від місць їх розміщення. При поводження з вибуховими матеріалами персоналу вибухових робіт забороняється мати при собі зброю, сірники та інші запальні принадлежности (крім осіб, які виконують запалювання вогнепровідного шнура). Ці вимоги пов'язані з тим, що нижня межа температури займання найбільш чутливих промислових ВМ не перевищує 200 ° С.

Механізоване зарядження вибуховими речовинами свердловин в кар'єрах може проводитися тільки із застосуванням вибухових речовин і, устаткування, допущеного для цих цілей Держнагляд. Водовмісні і розсипні гранульовані вибухові речовини, що відносяться до класу I за ступенем небезпеки при зберіганні і перевезенні згідно з класифікацією, що міститься в Єдиних правилах безпеки при вибухових роботах, не повинні мати в своєму складі нітроєфірів, гексогену, Тена.

Зарядна машина повинна розташовуватися на блоці таким чином, щоб її колеса у всіх випадках були не ближче 3 м від бровки уступу. При русі колеса не повинні наїжджати ід детонує шнур і електричні дроти. Підричник-оператор під час роботи не має права відходити від машини і залишати її без нагляду. Зарядження повинно негайно припинятися у випадках:

- загоряння автомобіля або ВР;
- перевищення рівня допустимого нагріву компресора, підшипників;
- перевищення допустимого тиску в пневмо- або гідросистемах;
- появи звуків, ударів в компресорі, насосах або роздавальної коробці;
- несправності контрольних або вимірювальних приладів;
- порушень з'єднань компресора або насоса з трубопроводами;
- виходу з ладу запобіжних пристроїв;
- поломки деталей зарядної машини, трубопроводу;
- виявлення на блоці мастил, легкозаймистих рідин або неприбраного обтирального матеріалу.

Набійки свердловин

- Набійка заряджених свердловин здійснюється механізованим способом або вручну.
- Автомобілі, що застосовуються для набійки свердловин, повинні бути обладнані іскрогасниками на глушники.
- Рух набійки машини по блоку здійснюється відповідно до затвердженої схеми руху.
- Перед початком набійки підричник зобов'язаний провести

контрольний замір глибини свердловини, залишеної під набійку і переконатися, що проміжний детонатор знаходиться в ВР.

- Як набієчний матеріал використовується відсів від дробильного комплексу, глина, матеріал, який не містить в собі дрібнодисперсних фракцій і не ушкоджує ДШ при засипці в свердловини.
- У разі застосування гідрогелевої набійки для пилегазоподавлення при виробництві масових вибухів, набійку свердловин необхідно виконувати відповідно до технологічної інструкції по її використанню та типовим проектом на ведення вибухових робіт.

Монтаж вибухової мережі

- Монтаж підривної мережі проводиться після закінчення заряджання і набійки свердловин на блоках в наступній послідовності:
 - а) розкладка ДШ на поверхні блоку;
 - б) прокладка секції і магістралей ДШ, міжблочні і загальної магістралей;
 - в) підв'язка решт ДШ. ПД до блокових секцій;
 - г) розрізання магістралей ДШ в місцях установки КЗДШ і під'єднання секцій шнура до відрізків його магістралей.
- Комутація вибухової мережі здійснюється після закінчення заряджання свердловин і повного виведення людей, не пов'язаних з виробництвом вибухових робіт, за межі небезпечної зони. Після закінчення звучання попереджувального сигналу та команді відповідального керівника масового вибуху виконуються наступні роботи:
 - а) з'єднання КЗДШ з відрізками блокових магістралей ДШ;
 - б) з'єднання міжблочних магістралей з блочними;
 - в) під'єднання загальної вибухової мережі до магістралі бойового вузла.
- Дублювання вибухової мережі проводиться різними способами, в залежності від необхідних вимог безпеки, обсягів вибуху, надійності ДШ і КЗДШ.

- Монтаж підривної мережі проводиться в суворій відповідності з проектом. Після закінчення цієї роботи проводиться ретельний огляд змонтованої мережі і ліквідуються всі виявлені дефекти. Особлива увага звертається на якість з'єднань ДШ, правильну (по ходу детонації) установку піротехнічного сповільнювача КЗДШ і виявлення ділянок ДШ з дефектами (пропуски серцевини, ущільнення і т. л.).

- При монтажі та прокладанні мережі ДШ не допускаються витки і скручування на шнури, петлі, перетяг і гострі кути. При перетині шнурів між ними повинна міститися прокладка з ґрунту або дерева товщиною не менше 10 см.

- При прокладанні ДШ через каміння не слід укладати шнур на гострі грані. Не допускаються наїзди на ДШ зарядних, забійних та інших машин і механізмів.

- При температурі повітря + 30 ° і вище детонує шнур марки ДШ-А, тому його необхідно вкривати щоб запобігти впливу на нього прямих сонячних променів.

- Монтаж основний і дублюючої магістралей детонуючого шнура необхідно прокладати з різних партій ДШ.

- Підключення загальної вибуховий магістралі до вибухової станції здійснюється за командою відповідального керівника вибуху після закінчення звучання бойового сигналу. Потім ключ від вибухової машинки передається підривнику і проводиться вибух.

Порядок охорони небезпечних зон

- У період вибухових робіт на встановлених проектом або паспортом межах небезпечної зони на місцевості особою технічного нагляду виставляються пости охорони. Охорона організовується так, щоб всі шляхи, що ведуть до місця вибухових робіт (дороги, стежки, підходи) перебували під постійним наглядом.

- На земній поверхні кожен пост повинен бути відзначений на місцевості умовним знаком і перебувати у полі зору суміжних з ним постів
- Порядок виставлення постів при масових вибухах визначається способом ініціювання зарядів і типом вибухових речовин. При електричному підриванні із застосуванням електродетонаторів і ВР II групи пости виставляються перед початком укладання бойовиків, а при безкапскульному підриванні і застосуванні таких же ВР - перед початком монтажу підривної мережі.
- Постові повинні знати і строго дотримуватися встановлених вимог з охорони небезпечних зон і пропускнуго режиму.

Заходи безпеки по виводу людей із небезпечних зон

- При підготовці масових вибухів на кар'єрах або підриванні негабаритів керівником вибухових робіт повинні бути прийняті конкретні заходи щодо виведення всіх людей, не зайнятих заряджанням свердловин або шнурів, а також укладанням зовнішніх зарядів, з небезпечної зони. Одним із заходів є обов'язкове письмове повідомлення відповідальними інженерно-технічними працівниками керівника вибухових робіт про виведення людей з цієї зони.
- При підготовці масових вибухів на земній поверхні, коли на заряджання потрібен тривалий час, дозволяється не виводити всіх не пов'язаних з виробництвом цих робіт осіб з меж небезпечної зони до початку укладання бойовиків з ЕД в заряди, а при бескапскульном підриванні - до початку монтажу підривної мережі при умови перебування цих осіб у радіусі не менше 50 м від найближчого заряду і застосування тільки певних ВР.

ВИСНОВКИ

При виконанні кваліфікаційної роботи, виконанні дослідження дозволили вирішити поставлені задачі у повній мірі.

Отримані наступні результати:

1. Досліджена існуюча технологічна схема буровибухових робіт для умов Звірківського родовища, та встановлено, що вихід некондиційної фракції складає 15-25%.

2. Встановлена ефективна схема ведення буровибухових робіт з використанням вибухової речовини Україніт AN – FO, враховуючи економічну перевагу.

3. Проведене експериментальне дослідження для різних параметрів сітки вибухових свердловин в умовах ТОВ «Уманьгранкар'єр» та отримані дані з відсоткового виходу негабарита та перепалу гірничої породи.

4. Встановлена залежність долі виходу некондиційних фракцій від коефіцієнту зближення свердловин при бурі вибухових роботах.

5. Обґрунтований оптимальний коефіцієнт зближення свердловин, який становить $m = 0,92$, при якому досягається вихід некондиційних фракцій 7-8%.

6. Розроблені рекомендації при підготовці гранітів до виймання вибуховим способом в умовах ТОВ «Уманьгранкар'єр». При застосуванні яких досягається економічний ефект у розмірі 846960 грн/рік.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Наказ Державної комісії України по запасах корисних копалин від 16.12.2002 № 199, зареєстрований в Міністерстві юстиції України 30.01.2003 за № 78/7399, «Інструкція із застосування Класифікації запасів і ресурсів корисних копалин державного фонду надр до родовищ будівельного й облицювального каменю»
2. ДСТУ Б В. 2.7-75-98 Щебінь і гравій щільні природні для будівельних матеріалів, виробів, конструкцій і робіт. Технічні умови. Дата прийняття 25.08.1998. Затверджуючий документ Наказ від 25.08.1998 № 185.
3. ДСТУ Б В.2.7-204:2009 «Щебінь із природного каменю для баластного шару залізничної колії. Технічні умови».
4. ДСТУ Б В.2.7-42-97 Будівельні матеріали. Методи визначення водопоглинення, густини і морозостійкості будівельних матеріалів і виробів. На заміну ГОСТ 7025-91, ТУ 21 України 525-92. Поч. дії 01.07.1997.
5. Косенко Т.В., Фролов О.О. Методичні вказівки до виконання курсового проекту для студентів напряму підготовки "Гірництво". Київ, 2014. Документація. Звіти у сфері науки і техніки. Структура і правила оформлення: ДСТУ 3008-95; чинний від 23 лютого 1995 р. - К.: Держстандарт України, 1995., 27 с. включ. обкл.
6. Ржевский В.В. Основы физики горных пород. Изд. 3-е. перераб. и доп. / В.В. Ржевский, Г.Я. Новик. – М.: Недра, 1978. – 390 с.
7. СОУ-Н МПП 73.020-078-1:2007 Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. Частина 1. Гірничі роботи. Ліквідація гірничодобувних підприємств. Техніко-економічна оцінка та показники

8. НПАОП 0.00-1.33-94 (ДНАОП 1.2.90-1.01-94) "Правила безпеки при розробці родовищ корисних копалин відкритим способом", затверджені наказом Державного комітету України по нагляду за охороною праці від 31.05.1994 N54

9. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ / Ржевский В.В. – М.: Недра, 1982.

10. Томаков П.И. Технология, механизация и организация открытых горных работ: [учебник для вузов] / Томаков П.И., Наумов И.К. – М.: МГИ, 1992. – 312 с.

11. Козлов, С., Терентьев, О., & Сергієнко, М. (2021). Підвищення ефективності вибухових робіт на кар'єрах будівельних матеріалів.

Геоінженерія, (5), 7–13. <https://doi.org/10.20535/2707-2096.5.2021.230625>

12. Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах / М.А. Кук. – М., 1980. – 280 с.], [Крысин Р.С. Новые взрывчатые вещества / Р.С. Крысин // Горный журнал. – 1999. – № 6. – С. 45–47. 71

13. Светлов Б.Я. Теория и свойства промышленных взрывчатых веществ / Б.Я. Светлов, Н.Е. Еременко. – М. : Недра, 1973. – 232 с.

14. Совершенствование ассортимента промышленных ВВ за рубежом / В.М. Скоробогатов, Б.Н. Кукиб, З.Г. Поздняков и др. // Взрывное дело. – М. : Недра, 1985. – Вып. 87/44. – С. 174–182.

15. Воробьев В.Д. Исследование каскадного инициирования удлиненных цилиндрических зарядов ВВ / В.Д. Воробьев, И.Н. Ковтун, А.А. Дауетас // Использование взрыва при разработке нескальных грунтов. – К. : Наук. думка, 1978. – С. 62–67.

16. Кучерявый Ф.И. Влияние нижнего инициирования на качество взрыва / Ф.И. Кучер.

17. Применение многоточечного инициирования при взрывании высоких уступов на карьере № 1 ЦГОКа / Г.Н. Шулин, О.В. Дымченко, П.И. Федоренко и др. // Горный журнал. – 1977. – № 6. – С. 24–25.

18. Разработка мер по снижению выхода мелких фракций и негабаритов при взрывном разрушении горных пород / Менжулин М. Г., Казьмина А. Ю., Афанасьев П. И.//

19. С.Н. Жаворонко. Исключение выхода негабарита из зоны сопротивления по подошве при взрывном дроблении гранитов на щебень на карьерах.

20. Абдулкадыров М.А Обоснование параметров массовых взрывов для повышения качества и безопасности отбойки на карьерах стройматериалов./ Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. Москва 2010 г.

21. Молдован Д. В. Управление качеством взрывоподготовки горной массы на карьерах строительных материалов на основе оптимизации параметров БВР.

22. Мысин А. В. Разработка конструкции скважинного заряда для повышения эффективности буровзрывных работ при отработке месторождений железной руды высокими уступами / Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. Санкт-Петербург – 2019