

ЗАТВЕРДЖЕНО
Наказ Міністерства освіти науки,
молоді та спорту України
29 березня 2012 року № 384

Форма № Н-9.02

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

Гірничо-екологічний факультет
кафедра розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т.

Пояснювальна записка

до дипломної роботи
бакалавра

на тему: **Оптимізація параметрів буро-підривних робіт у умовах
ТОВ «Гранрозробка»**

Виконав: студент 4 курсу,
групи ЗРР-17-1
спеціальності 184 «Гірництво»,
освітньо-професійна програма:
«Гірництво»

Виконавець: Подік Д.О.

Керівник: Камських О.В.

Рецензент: Левицький В.Г.

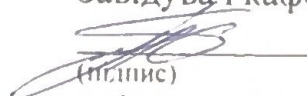
Житомир - 2021

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»
(повне найменування вищого навчального закладу)

Інститут, факультет, відділення: Гірничо-екологічний факультет
Кафедра: кафедра розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Г.
Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр
Спеціальність: 184 «Гірництво»
Освітня програма: «Гірництво»

«ЗАТВЕРДЖУЮ»

Завідувач кафедри

 Башинський С.І.
(підпис) (Прізвище та ініціали)
"16" квітня 2021 р.

З А В Д А Н Н Я
НА ВИПУСКНУ КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ СТУДЕНТА

Подіку Дмитру Олександровичу
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи: Оптимізація параметрів буро-підричних робіт у умовах
ТОВ «Гранрозробка»

Керівник роботи к.т.н., доц. Камських Олександр Валерійович
(науковий ступінь, вчене звання, прізвище, ім'я, по батькові)

затверджені наказом ректора Житомирської політехніки від "16" 04 2021 р. № 141/с

2. Строк подання студентом роботи: 08.06.2021 р.

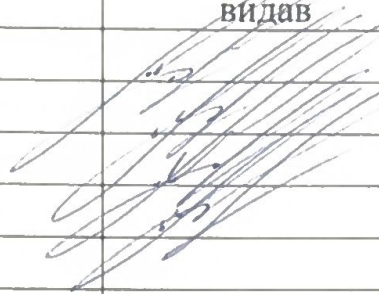
3. Вихідні дані до роботи:

Робочий проект розробки Коростенського гранітного кар'єру, геологічний звіт,
графічні матеріали розробки родовища

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): Геологічна характеристика родовища, технологічні особливості
видобування корисних копалин відкритим способом, охорона праці та екологія
навколишнього середовища, економічна частина проекту

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень):
Ситуаційний план підприємства, календарний план видобувних робіт, технологічна
схема, геологічні розрізи

6. Консультанти розділів роботи:

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		Завдання видав	завдання прийняв
1	Камських О.В.		
2	Камських О.В.		
3	Камських О.В.		
4	Камських О.В.		

7. Дата видачі завдання 16 квітня 2021 року

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

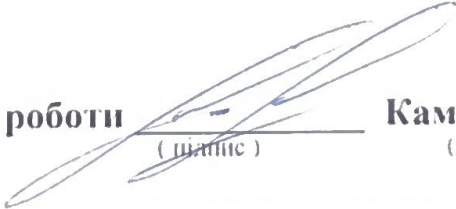
№ з/п	Назва етапів випускної кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, актуальність теми	01.02.21	
2	Розділ 1	16.02.21	
3	Розділ 2	15.03.21	
4	Розділ 3	22.03.21	
5	Розділ 4	18.04.21	
6	Оформлення роботи	18.04.21	
7	Підготовка ватманів	22.04.21	
8	Передзахист роботи	18.06.21	
9	Захист роботи		

Студент


(підпис)

Подік Д. О.
(прізвище та ініціали)

Керівник роботи


(підпис)

Камських О.В.
(прізвище та ініціали)

ЗМІСТ

Форма № Н-9.02	1
Пояснювальна записка	1
«ЗАТВЕРДЖУЮ»	2
З А В Д А Н Н Я	2
НА ВИПУСКНУ КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ СТУДЕНТА.....	2
(прізвище, ім'я, по батькові)	2
Примітка	3
ВСТУП.....	5
1. ГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА РОДОВИЩА.....	7
Таблиця 1.1.....	9
Зведена стратиграфічна колонка родовища	9
Фізико-механічні властивості	11
1.4. Межі родовища. Підрахунок запасів	15
2. ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ ВИДОБУВАННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН	
ВІДКРИТИМ СПОСОБОМ	18
3. ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ЕКОЛОГІЯ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА	54
4. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ	74
ВИСНОВКИ	78
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ	79
4. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ	74
ВИСНОВКИ	78
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ	79

					РРКК.ДР21.11.ЗМ.ПЗ			
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата				
Студент	Подік Д.О.				Зміст			
Керівник	Камських О.В.							
К. розділу	Камських О.В.							
Н. контр.	Башинський С.І.							
Зав. каф.	Башинський С.І.							
						Літ.	Арк.	Аркушів
						Н	1	1
						Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. ЗРР-17-1		

ВСТУП

Буровибухові роботи – це один з основних процесів по підготовки скельних гірських порід до виймання. Головним критерієм, що визначає оцінку якості буропідричних робіт – інтенсивність подрібнення порід.

Тенденція розвитку галузі нерудних будівельних матеріалів та аналіз існуючих технологій показує, що на найближчі роки для відбійки й розпушування скельних гірських порід, як і раніше, буде використовуватись енергія вибуху. Виходячи з цього, необхідно шукати нові шляхи підвищення інтенсивності й рівномірності вибухового дроблення скельних гірських порід.

Підвищення якості щебеню є однією з передумов ефективної роботи підприємств з видобутку нерудних корисних копалин. Економічні показники роботи підприємств значною мірою залежать від міцності та фракційного складу випускаємої продукції. З огляду на цей факт і зважаючи на відпускну ціну, необхідно прагнути до випуску високоміцного щебеню дрібних фракцій, максимально зберігаючи природну міцність порід після вибухової відбійки.

Одним із найпоширеніших методів підвищення інтенсивності дроблення гірських порід на кар'єрах є збільшення питомих витрат вибухових речовин (ВР). Однак при цьому, у відбитій гірській масі зростає вміст некондиційних (передрібнених) фракцій, а за рахунок підвищення щільності мікротріщин, які з'являються в утворюваних шматках, знижується їх міцність, що призводить до погіршення якості випускаемого щебеню.

Крім того, необхідно зазначити, що в цьому напрямі є низка питань, яким не приділяється достатньої уваги в сучасних дослідженнях. Серед них можна виділити вплив рівномірності розташування зарядів ВР у відбиваній частині масиву на інтенсивність дроблення гірської маси.

					РРКК.ДР21.11.ВС.ПЗ				
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата					
Студент		Подік Д.О.			Вступ	Літ.	Арк.	Аркуші	
Керівник		Камських О.В.				н		1	2
К. розділу		Камських О.В.							
Н. контр.		Башинський С.І.							
Зав. каф.		Башинський С.І.				Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. ЗРР-17-1			

Детальні теоретичні й експериментальні дослідження даного питання мають велике наукове й практичне значення. Його успішне вирішення дозволить розробити нові методи ведення вибухових робіт, що сприятимуть підвищенню ефективності роботи підприємств з виробництва щебеню.

Пояснювальна записка: 82 с., 21 табл., 41 джерел.

Об'єкт дослідження: підприємство ТОВ «Гранрозробка», що спеціалізується на видобуванні щебеневої сировини.

Предмет дослідження: Оптимізація параметрів буро-підривних робіт у умовах ТОВ «Гранрозробка».

Практичне значення роботи полягає у оптимізації параметрів буро-підривних робіт у умовах ТОВ «Гранрозробка».

					РРКК.ДР21.11.ВС.ПЗ	Арк.
						2
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

1. ГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА РОДОВИЩА

1.1. Стратиграфія і літологія

У геоструктурному відношенні територія, куди входить родовище граніту, знаходиться в північно-західній частині Українського кристалічного масиву.

Породи, що складають масив у районі, представлені древніми метаморфічними, осадовими і магматичними комплексами, що перекриті малопотужним (5-60м) чохлом континентальних і морських мезо-кайнозойських відкладень. Кристалічні породи відслонюються на описуваній території, як у долинах рік, так і на вододілах.

На кристалічних породах острівний розвиток має кора вивітрювання, що досягає місцями потужності декількох десятків метрів.

Для території характерно високе гіпсометричне положення покрівлі кристалічних порід слабо нахилена з південно- і північно-заходу на схід і в основному збігається з ухилом денної поверхні.

Безпосередньо на ділянці родовища поверхня гранітного масиву має продовжену куполоподібну форму, витягнуту з північно-заходу на південний схід. Цей масив значною мірою вже зачеплений розробкою і характеризується наявністю порівняно великої кар'єрної виробки.

У геологічній будові родовища беруть участь четвертинні піщано-глинисті відкладення, продукти вивітрювання кристалічних порід і кристалічні породи нижнього протерозою.

Відклади четвертинної системи розвинуті на всій площі родовища у виді майже суцільного покриву пухких порід, потужність яких коливається від 0 до 14,8 м.

					РРКК.ДР21.11.01.ПЗ						
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата							
Студент	Подік Д.О.				Розділ 1			Літ.	Арк.	Аркушів	
Керівник	Камських О.В.							н		1	11
К. розділу	Камських О.В.							Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. ЗРР-17-1			
Н. контр.	Башинський С.І.										
Зав. каф.	Башинський С.І.										

Крім ґрунтово-рослинного шару (*eIV*), четвертинний покрив представлений льодовиковими й водно-льодовиковими відкладами. Сучасний відділ четвертинної системи представлений ґрунтово-рослинним шаром і являє собою незначно гумусовий супісок темно-сірого і сірого кольору. Цей шар відзначається майже повсюдно у виді малопотужного покриву ($0 \div 0,3$ м).

Породи середнього відділу представлені суглинком, глиною і піском. Суглинок і глина (*gII_{dn}*) жовто-бурими, піщанисті, щільні, часто з невеликими лінзами і гніздами піску.

Потужність суглинку на родовищі по більшості виготовлень складає від 0 до 7,1 р. Максимальний розвиток суглинки одержали в південній частині родовища, де потужності товщі суглинків відповідно досягають 13,6 і 16,0 р.

Пісок (*fII_{dn}*) жовтуватий- і ясно-сіримі, кварцовими, дрібнозернистий, ділянками глинизований, пухкий чи ущільнений.

Потужність піщаної товщі в границях розвіданої частини родовища коливається від 0 до 3,7 м, досягаючи максимуму 14,2 м у південній не порушеній ще розробленій частині.

Під товщею порід залягають продукти древнього вивітрювання кристалічних порід верхнього протерозою (*eMz-kz*), що представлені первинним каоліном, жорствою і звітреним гранітом.

Каолін є кінцевим продуктом різко виражених фізико-механічного руйнування і хімічне вивітрювання граніту. Це порода грязно-сірого і білувато-сірого кольору, з дрібними зернами і невеликими уламками граніту. Каолін розвинений переважно в південній частині родовища і пройдений незначним числом виробок.

Потужність каоліну переважно складає від 0 до 2,2 м. Максимальна потужність каоліну дорівнює 6,5 м і 6,1 м. Жорства являє собою продукт ще незавершених процесів фізико-механічного і хімічного вивітрювання граніту, при яких всі основні породотвірні мінерали зазнали сильних змін. Жорства – це зерна цілком звітреного і зруйнованого граніту у виді різнозернистого

					РРКК.ДР21.11.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

необкатаного піску з домішкою щебню, іноді слабо зцементовані каолінітом. З поглибленням щільність жорстви збільшується, і вона поступово переходить у звітрений граніт.

Таблиця 1.1

Зведена стратиграфічна колонка родовища

№ шарів	Геологічний вік	Короткий опис порід	Потужність в м.		
			Від	до	середнє
1	<i>eIV</i>	Грунтово-рослинний шар	0,0	0,3	0,1
2	<i>f-gII dn^S</i>	Суглинок і глина, жовті, жовто-сірі, щільні, знизу піщані	0,0	16,0	2,1
3	<i>Q_I</i>	Пісок жовто-сірий, кварц польовошпатовий глинястий	0,0	14,2	0,6
4	<i>eMz-kz</i>	Каолін біло-сірий, з уламками кварцу	0,0	6,5	0,4
5	<i>eMz-kz</i>	Жорства граніту, іноді вивітрена до ступеня піску	0,0	6,5	0,9
6	<i>eMz-kz</i>	Граніт вивітрений іржаво-жовтий, середньозернистий	0,0	6,5	0,5
7	<i>γr²PR₁ks</i>	Граніт зачеплений вивітрюванням, сіровато-рожевий дрібно-середньозернистий	0,0	6,0	1,1
8	-/-/-/-	Граніт пегматоїдний, незмінний, рожевий і сіроваторожевий, середньо-і дрібно середньозернистий, масивний тріщинуватий (до відм +85м)	46,5	98,0	84,1

Потужність жорстви, зустрінута розвідувальними свердловинами, складає від 0 до 2,6 м. Максимальна потужність жорстви складає 6,5 м.

Звітрений граніт характеризується дуже слабкою механічною міцністю й інтенсивною тріщинуватістю. За кольором це розовато - і сірувато-бура порода, сильно тріщинувата, що легко руйнується з утворенням численних гострокутних уламків різної величини.

Потужність звітреного граніту, на ділянці не порушеній розробкою від 0

					РРКК.ДР21.11.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

до 3,0 м, а максимальна складає 6,3 м в південно-західній частині родовища.

1.2. Геологічна і гірничотехнічна характеристика родовища

Тіло корисної копалини на родовищі являє собою витягнутий у субмеридіальному напрямку масив, виділений умовно по розвідувальних виробках, що його оконтурюють. У плані це близький за формою до овалу багатокутник довжиною близько 1000 м і шириною близько 500 м.

До корисної копалини на родовищі належить пегматоїдний граніт незмінений і порушений вивітрюванням.

Відзначається значне число пластових тріщин з пологістими кутами падіння (система L). З числа заміряних тріщин горизонтальної окремості склали 33 штуки – 23,2%. За азимутом простягання ці тріщини характеризуються коловими напрямками з перевагою меридіонального. Кути падіння переважно від 0 до 12°, рідко досягають 20°. Крім описаних систем тріщин на родовищі широке поширення мають т.зв. діагональні тріщини (система D). Число їх склало 24 штуки – 16,9%. Азимути простягання цих тріщин у межах 12-29°. Кути падіння в основному від 80 до 90°.

На окремих ділянках родовища на різних глибинах спостерігаються зони з трохи підвищеної тріщинуватістю у товщі незміненого граніту.

Макроскопічно граніт являє собою породу рожевого і сірувато-рожевого кольору з нерівномірним розподілом темноколірних мінералів. Порода середньозерниста, рідше дрібно-середньозерниста, масивна, міцна, щільна, незмінним, іноді порушена вивітрюванням.

Граніт родовища характеризується мікропегматитовою структурою, а також наявністю на всіх глибинах значної пелітизації польових шпатів.

За ступенем звітреності граніти родовища розподіляються на незмінені, порушені вивітрюванням і звірені. Петрографічними дослідженнями на родовищі підтверджується наявність граніту незміненого і порушеного вивітрюванням, що є корисною копалиною на бут і щебінь. До порушеного

					РРКК.ДР21.11.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

віднесені граніти, у яких крім пелітизації польових шпатів, темноколірних мінералів, спостерігається тонка тріщинуватість. Як правило, тріщинки виконані гідрооксидами заліза.

За результатами вивчення зразків граніту в шліфах порода складена калієвим польовим шпатом (40-75%), плагіоклазом (5-45%), кварцом (15-35%), біотитом (0-5%). Зустрічається амфібол (0-3%), вторинні мінерали (0-5%), рудні (0-5%) і акцесорії.

У переважній більшості граніти родовища є незміненими, масивними і міцними.

Дані геологорозвідувальних робіт у 1989 р. підтверджують результати мінералогічного аналізу граніту і свідчать про їхню однорідність у границях розвіданого родовища.

Вміст шкідливої домішки SO_3 незначний і складає 0,1%.

Результати дослідів гранітів показують, що вони придатні як сировина для виробництва буту і щебеню згідно діючим ДСТУ.

Таблиця 1.2

Фізико-механічні властивості

Властивості	Граніти	
	Свіжі	Зачепленні звітрюванням
1.Щільність	2,56 – 2,69 г/см ³	2,55 – 2,67 г/см ³
2.Об'ємна маса	2,54 – 2,69 т/м ³	2,44 – 2,62 т/м ³
3. Водопоглинання	0,04 – 0,38 %	0,1 – 1,53%
4. Пористість	0,4 – 2,7%	0,4 – 3,9 %
5. Межа міцності на стиск в сухому стані	1774 – 2446 кг/см ²	1059 – 2000 кг/см ²
6. Теж у водонасиченому стані	1554 – 2313 кг/см ²	1070 – 1868 кг/см ²

Сировина, яка добувається на кар'єрі, використовується для отримання щебеню, заповнювачів для бетонів, бутового каменю, повинна відповідати

					РРКК.ДР21.11.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

вимогам ДСТУ 8267-75 "Щебінь із природного каменю для будівельних робіт", ДСТУ 10268-7 "Заповнювачі для важкого бетону", ДСТУ 7392-70 "Щебінь із природного каменю для баластового шару залізничної колії", ДСТУ 8424-72 "Бетон дорожній", а також відповідати вимогам ДСТУ 22132-76 "Камінь бутовий". Відсів рядовий повинний відповідати вимогам ТУ 21 України 14278, а відсів митий - ДСТУ 8736-77.

Таблиця 1.3

Морозостійкість

Межа міцності	Граніти	
	Свіжі	Зачепленні звітрюванням
1. Після 15-ти кратного заморожування	1884 – 2551 кг/см ²	1285 – 1750 кг/см ²
2. Після 25-ти кратного заморожування	1550 – 2132 кг/см ²	960 – 1602 кг/см ²
3. Після 35-ти кратного заморожування	1463 – 2003 кг/см ²	1376 – 1536 кг/см ²
4. Після 50-ти кратного заморожування	1562 – 1726 кг/см ²	1502 кг/см ²
Коефіцієнт морозостійкості 0,75 – 0,96		

Таблиця 1.4

Хімічний склад гранітів

Компоненти	Вміст, %
SiO ₂	72,40 – 73,96
Al ₂ O ₃	13,66 – 14,19
Fe ₂ O ₃	2,09 – 3,28
TiO ₂	0,5 – 0,36
CaO	0,32 – 0,36
MgO	0,15
SO ₃	0,12
K ₂ O	5,25 – 5,42
Na ₂ O	2,78 – 3,28

У геологічній будові родовища крім гранітів, що є корисною копалиною і сировиною на бут і щебінь, беруть участь покривні відклади представлені,

					РРКК.ДР21.11.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

крім ґрунтово-рослинного шару, суглинками і пісками, каоліном і жорствою.

Піски, що зустрічаються в розрізі розкриву, можуть використовуватися для будівельних цілей, а каолін для паперового чи керамічного виробництва.

Згідно НРБУ-97 п.8.5.1. щебінь фракційний, відсів подрібнений збагачений фр.2,0-5,0, відсів подрібнений збагачений фр.0,63-2,2 та відсів ТОВ “ТРАНПРОБКА” належать до I класу застосування і можуть використовуватись для всіх видів будівництва без обмежень.

Зустрінутий на родовищі в товщі пухких розкривних порід каолін за своїм хімічним складом відповідно до вимог ДСТ 21286-75 може використовуватися після збагачення для виготовлення керамічних виробів.

Виходячи з умов геологічної будови дослідженої ділянки, каолін розвинутий безпосередньо і залягає у виді окремих можливих лінзоподібних тіл. Оконтурування їх можна зробити лише умовно.

У результаті зробленого підрахунку загальні запаси каоліну на родовищі граніту складають 125,7 тис. м³. Ці запаси зосереджені в чотирьох окремих ділянках. Через це розробляти каолін для промислового використання недоцільно.

Суглинок за своїми фізико-механічними властивостями як цегельна сировина використовуватися не може.

1.3. Гідрогеологічна характеристика родовища

У складі четвертинних відкладень найбільш широкий розвиток має водоносний обрій, що міститься в пісках. Води цього обрію використовуються дрібними споживачами за допомогою колодязів, дебети яким звичайно не перевищують 0,5-0,7 м³/час. У залежності від рельєфу денної поверхні і геологічної будови четвертинної товщі, поверхня зазначеного горизонту розташовується на глибині от декількох сантиметрів до 5÷8 м. Горизонт безнапірний. Живлення його відбувається винятково за рахунок інфільтрації

					РРКК.ДР21.11.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

атмосферних опадів. Розвантажується горизонт у місцеву ерозійну мережу, і частково, шляхом перетікання у водоносні горизонти, що залягають нижче за розрізом.

Крім зазначеного горизонту в складі четвертинних відкладів розвинутий водоносний горизонт алювіальних відкладів р.Уж. Питомі дебіти свердловин, що використовують води цього горизонту, нерідко досягають 10 м³/час.

У зв'язку з обмеженим розвитком неогенових і крейдових відкладів підземні води практичного значення не мають.

Основним водоносним горизонтом, що має повсюдне поширення, є горизонт тріщинних вод, що міститься у верхній тріщинуватій зоні кристалічних порід.

Потужність зони активної тріщинуватості докембрійських порід, у межах якої відбувається циркуляція підземних вод, за даними численних досліджень у межах розглянутого району досягає 70 ÷ 100 м.

Горизонт напірно-безнапірний. Верхнім водотривом, що обумовлює створення незначних по величині напорів, служать четвертинні глини і суглинки.

Живлення горизонту відбувається, в основному, за рахунок інфільтрації атмосферних опадів, якому сприяє невелика потужність покривних четвертинних порід, представлених переважно пісками, а також слабка інтенсивність опадів, що випадають у виді дощів.

Якість тріщинних вод задовільна, що не викликає забруднення р.Уж. Мінералізація їх звичайно складає 200 – 300 мг/л. Переважними в цих водах є сульфати, натрій і калій. Загальна твердість їх не перевищує 1,5-2,5 мг-екв.

На підставі викладеного, можна зробити такі висновки:

В обводнюванні родовища гранітів беруть участь два водоносних горизонти: горизонт четвертинних відкладів і горизонт тріщинних вод у складі докембрійських кристалічних порід. Обидва горизонти мають гідравлічний взаємозв'язок і являють собою єдиний водоносний комплекс. Унаслідок малої

					РРКК.ДР21.11.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

потужності й обмеженого розвитку, четвертинний водоносний горизонт в обводненні родовища має другорядне значення.

Основним водоносним горизонтом на родовищі є горизонт тріщинних вод, що міститься в тріщинуватій зоні гранітів, водопроникність яких характеризується середнім значенням коефіцієнта фільтрації, рівним 0,036 м/добу.

Водопритоки у діючий кар'єр, заглиблений до відмітки 131 м, за станом на квітень місяць 1989 р. складав 22 м³/год. При повному розвитку кар'єру в контурі підрахованих запасів до оцінки 85 м розрахунковий приплив підземних вод складає 39,5 м³/год. З урахуванням середньорічної кількості атмосферних опадів, загальний водоприток у кар'єр складе 1623,6 м³/добу, чи 67,6 м³/год. З обліком максимальних середньомісячних опадів сумарний водоприток у кар'єр дорівнює 2278,4 м³/добу, чи 94,8 м³/год. Одноразова максимальна кількість зливових опадів досягає 1737,0 м³/год.

1.4. Межі родовища. Підрахунок запасів

Межі родовища покреслені прямими лініями, які поєднують місця розташування розвідувальних свердловин, пробурених по його периметру.

Розвідана частина Коростенського родовища представляє собою куполоподібну структуру з нерівною поверхнею, складаючих її порід, амплітуда коливання яких досягає 30 м.

Пройдена потужність свіжих різновидів кристалічних порід змінюється від 3,30 м. до 75,30 м., а прийнята до підрахунку запасів від 54,4 м. до 82,92 м.

Корисною копалиною Коростенського родовища кристалічних порід є свіжі та зачеплені вивітрюванням граніти.

Загальна потужність розкритих порід коливається від 2,4 м. до 30,7 м., середня 7,5 м.

Запаси Коростенського родовища гранітів затвердженні Українською

					РРКК.ДР21.11.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

ТКЗ, у якості сировини для виготовлення будівельного щебеню у кількості 5622 тис.м³.

Середня потужність підземної площі в контурах підрахунку запасів 50-60 м,

Потужність розкривних порід в середньому 7,5м . Загальна розвідана площа 65,5 га. Об'єм розкриття на цій площі 6650 т.м³. В тому числі скельної 1780т.м³.

Залишок геологічних запасів станом на 1.01. 2011 р по категоріям А+В становить 2896 тис. м³.

Крім того на розвіданій площі в контурі підрахованих запасів розміщенні старі відвали розкривних порід в об'ємі 680тис.м³, з урахуванням чого коефіцієнт розкриття буде дорівнювати :

$$K_p = \frac{170}{2896} = 0,059$$

Термін експлуатації родовища, виходячи із запасів, що залишилися, при середньорічному видобуванні 600тис.м³ на рік становитиме:

$$T = \frac{2896}{128} \approx 24 \text{ років.}$$

При підрахунку запасів об'єм вилученої в процесі пробного видобування гірничої маси вирахований із її загального об'єму, підрахованого по свердловинам .

Перспектива приросту запасів граніту можлива , як на глибину , так і на флангах родовища.

З урахуванням видобування і проведеною дорозвідкою 2013 р. ВК "Геолог" загальні балансові запаси граніту за станом на 1.01.15р. по категоріях склали:

Кат. А - 5270,2 т. м³

Кат. В - 8925,3 т. м³

Кат. А+В – 14195,5 т. м³

Забалансові - 3279 т.м³

Загальна площа землекористування по земельно-облікових документах

					РРКК.ДР21.11.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

складає 114,92 га, в т.ч. земель Коростенського відгодівельного радгоспу 26,92 га.

Спеціальний дозвіл на користування надрами Коростенського родовища гранітів видана Держкомгеології України за № 634 видана 16.09.96 р.

Термін дії продовжено до 16.09.2032р

					РРКК.ДР21.11.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

2. ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ ВИДОБУВАННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН ВІДКРИТИМ СПОСОБОМ

2.1. Загальна характеристика гірничого підприємства та виробнича потужність

Родовище розташоване 8 км на північ від районного центру м.Коростень.

Найближчими до родовища населеними пунктами, крім с.Михайлівка, Васьковичі, Сокорики та інші.

Запаси гранітоїдів, що підраховані в межах кар'єру, відносяться до балансових (видобувних) згідно з «Отраслевой инструкцией по определению и учету потерь нерудных строительных материалов при добыче», ВНИИнеруд, 1974 р. і складають 16942,0 тис.м³. Проектом визначені з урахуванням порядку та системи розробки родовища, втрат та приросту запасів промислові запаси родовища обсягом: $V_{k.k.}=16896,0$ тис.м³.

Об'єм розкривних порід (залишковий) в контурі кар'єру становить: $V_{p.n.}=1021,91$ тис. м³.

Виробнича потужність видобування гранітів на рік визначена у відповідності до технічного завдання на виготовлення робочого проекту і наведена в *табл. 2.1.*

Таблиця 2.1.

Виробнича потужність кар'єру по корисній копалині

№ п/п	Показники	Один. Виміру	Рік	Місяць	Доба	Зміна
1.	Гірнична маса	т	3604000	300333	10011	5006
2.	Гірнична маса в твердому стані	м ³	1360000	113333	3778	1889
3.	Гірнична маса в розрихленому стані($K_p=1,45$)	м ³	1972000	164333	5478	2739

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ					
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата						
Студент		Подік Д.О.			Розділ 2			Літ.	Арк.	Аркушів
Керівник		Камських О.В.						н	1	44
К. розділу		Камських О.В.						Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. ЗРР-17-1		
Н. контр.		Башинський С.І.								
Зав. каф.		Башинський С.І.								

2.2. Система розробки та її параметри

Враховуючи гірничо-геологічні умови розробки родовища, потужність і фізико-механічні властивості різновидів корисних копалин і розкривних порід, технологічні особливості видобування гранітів, а також досвід розробки подібних родовищ, приймається транспортна система розробки родовища, багатоуступна з паралельним просуванням фронту робіт з зовнішнім розташуванням відвалів розкривних порід.

Добувні роботи по скельним породам проводяться одночасно на 2-3 добувних уступах висотою по 13 м. Попереднє розпушення скельних порід здійснюється буровибуховим способом – методом свердловинних зарядів. Буріння свердловин виконується з діаметром свердловин 152 мм буровим верстатом фірми „Atlas–Copco” марки ROC-L-6-H. Вирівнювання підосви, фіксування неробочих укосів проводиться буровим верстатом фірми „Atlas–Copco” марки ROC-L-6-H. Подрібнення негабариту здійснюють методом шпурових зарядів або за допомогою гідромолота Rammer S-56 на базі екскаватора CAT – 325. Грунтово-рослинний шар попередньо розробляється окремим підступом висотою до 0,2 м за допомогою бульдозера Т-130 або Б 10 М попередньо згортається в тимчасові бурти висотою до 2,0 м і шириною до 8 м повздовж північно – східного борта кар’єру. Грунтово-рослинний шар із тимчасових буртів буде використовуватись для рекультивації.

Для відвантаження пухких порід розкриву використовують екскаватори CAT 325 з ковшем 1,5 м³.

Транспортування корисної копалини на переробку на щебінь і порід розкриву у зовнішні відвали здійснюється автосамоскидами Volvo D – 35, CAT 730, КАМАЗ – 6520. Середня відстань транспортування корисної копалини – 1,0 км, порід розкриву – 0,5 км.

У відповідності до вимог розділу 5 п. 1.1 «Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом (НПАОП 0.00-1.33-

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

10)» та п. 4.2.1 «Норм технологічного проектування» висота уступу обмежується висотою черпання екскаватора (в даному випадку для розробки розкритих порід) і при розробці скельних порід з застосуванням розрихлення порід вибуховим способом при багаторядному підриванні обмежується 1,5 максимальної висоти черпання екскаватора, або 12 м, при цьому висота розвалу гірської маси не повинна перевищувати висоту черпання екскаватора та з застосуванням допоміжних заходів по усуненню „нависів” та „козирків” гірських порід. Для пухких розкритих порід з застосуванням одноковшевих екскаваторів – тип пряма лопата, обернена лопата – обмежується максимальною висотою черпання екскаватора, або 13 м. Для подальших розрахунків приймаємо висоту видобувних уступів – 13 м; розкритого – до 10 м.

Ширина заходки визначається по формулі:

$$A = H \cdot \eta' (1 + \eta'')_m, \quad (2.1)$$

де A – ширина заходки, м;

H – висота уступу, м;

η' – відношення лінії найменшого опору першого ряду свердловин до висоти уступу, $\eta' = 0.7$;

η'' – відношення відстані між рядами свердловин до лінії найменшого опору; $\eta'' = 1.1$;

$$A = 13 \cdot 0,7(1 + 1,1) = 19,1\text{м}$$

Ширина смуги безпеки визначається по формулі:

$$П_6 = H(ctg\phi - ctg\alpha), \quad (2.2)$$

де H – висота уступу;

ϕ і α – кути стійкості і робочого відкосів уступу.

$$П_6 = 13(ctg70^\circ - ctg80^\circ) = 1,3\text{м}$$

Ширина робочої площадки на кар'єрі на добувних горизонтах визначається по формулі:

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$Ш_p = B + П_1 + П_2 + П_0 + П_6, \quad (2.3)$$

де B – повна ширина розвалу зірваної породи, яка визначається по формулі:

$$B = A_1 + M, \quad (2.4)$$

де A_1 – ширина бурової заходки по цілику, яка визначається по формулі:

$$A_1 = П_6 + H(ctg\lambda - ctg\gamma) + B(n - 1), \quad (2.5)$$

де γ – кут нахилу свердловин, $\gamma = 90^\circ$;

B – відстань між рядами свердловин, $B = 4.4$ м;

n – максимальна кількість рядів свердловин, $n = 5$;

$$A_1 = 1,3 + 13(ctg80^\circ - ctg90^\circ) + 4,4(5 - 1) = 19,9 \text{ м.}$$

M – неповна ширина розвалу взірваної гірничої маси (табличне $M=24$)

$$B = 19,9 + 24 = 43,9 \text{ м.}$$

$П_1$ – ширина смуги руху (для Volvo D – 35 $П=11$ м);

$П_0$ – ширина бровки зі сторони вище залягаючого уступу, $П_0=1,5$ м;

$П_2$ – ширина бровки зі сторони нижще залягаючого уступу, $П_2=4,5$ м;

$П_6$ – ширина смуги безпеки

$$Ш_p = 43,9 + 11 + 1,5 + 4,5 + 1,3 = 62,2 \text{ м.}$$

При використанні автонавантажувачів CAT-980 та DAEOWOO MEGA-400V інших число рядів свердловин обмежується двома – трьома рядами, в зв'язку з чим ширина робочої площадки визначається по вищенаведеним формулам і буде:

$$A_1 = 1,3 + 13(ctg80^\circ - ctg90^\circ) + 4,4(3 - 1) = 11,1 \text{ м;}$$

$$B = 11,1 + 24 = 35,1 \text{ м;}$$

$$Ш_p = 35,1 + 11 + 1,5 + 4,5 + 1,3 = 53,4 \text{ м.}$$

Ширина робочої площадки на кар'єрі на розкривних горизонтах визначається по формулі:

$$Ш_p = A + П_1 + П_2 + П_0 + П_6 \quad (2.6)$$

$$Ш_p = 10 + 11 + 1,5 + 1,3 = 23,8 \text{ м}$$

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Максимальна висота розвалу зірваної породи визначається по формулі:

$$h_p = 1.12H \quad (2.7)$$

$$h_p = 1.12 \cdot 13 = 14.6 \text{ м}$$

Вищезазначені системи розробки родовища наведені у таблиці 2.2.

Таблиця 2.2.

Параметри системи розробки

№ п/п	Назва параметра	Скор. познач.	Один. виміру	Кількість
1.	Кількість уступів і їх горизонти: - видобувні: - розкривні:	N	шт.	4 3 1
2.	Висота видобувного уступу; Висота розкривного уступу	H	м	13 10
3.	Ширина екскаваторної заходки	A	м	19,1
4.	Ширина смуги безпеки	П _б	м	1.3
5.	Ширина робочої площадки для добувних робіт для розкривних робіт	Ш _р	м	53,4-62,2 23,8
6.	Ширина бровки: для гірничих робіт	П ₂	м	4.5
7.	Ширина смуги руху автосамоскидів	П ₁	м	11,5
8.	Кути: Стійкість розкривного уступу Стійкість видобувного укосу погашення борта кар'єра	μ	град	30 80 35
9.	Довжина фронту робіт	L _ф	м	100-150

Основні параметри системи розробки прийняті згідно з Правилами охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом (НПАОП 0.00-1.33-10) і діючими нормами технологічного проектування.

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

2.3. Режим роботи підприємства та термін відпрацювання

родовища

У відповідності до технічного завдання та умов транспортування готової продукції режим роботи кар'єра приймається цілорічний. Кількість робочих днів приймається 360, добовий режим роботи підприємства приймається як двохзмінний при дванадцятигодинній робочій зміні та при безперервній робочій неділі. Приймання та передача робочих місць проводиться при зупинці кар'єру в кінці робочої зміни на 15 хвилин, в цей же період проводиться зачистка робочих місць, доливка та дозаправка ПММ техніки та обладнання, яке потребує дозаправки. Ремонтно-профілактичні роботи в кар'єрі проводяться періодично не менше одного разу на місяць, у відповідності до графіку ППР (планово-попереджувальних робіт), який складається на кожний календарний рік і погоджується територіальним органом Держгірпромнагляду України.

Таблиця 2.3.

Режим роботи кар'єру по видобувним роботам

№ п/п	Назва показників	Одиниці виміру	Кількість
1.	Тривалість зміни	год.	12
2.	Число робочих змін на добу	зміна	2
3.	Число робочих змін в неділю	зміна	14
4.	Число робочих днів в місяць	день	30
5.	Число робочих змін в місяць	зміна	60
6.	Місячний фонд робочого часу	год.	720
7.	Число робочих днів по добуванню та переробці корисних копалин в рік	день	360
8.	Річний фонд робочого часу	год.	8640

Режим роботи по пухким розкривним породам приймається у відповідності до технічного завдання на проектування кар'єру, а саме шість місяців на рік з квітня по вересень місяць включно, по п'ятиденній робочій неділі, в одну зміну по одинадцять годин в світлий час доби без додаткового освітлення робочих вибоїв.

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Таблиця 2.4.

Режим роботи кар'єру по розкривним роботам

№ п/п	Назва показників	Одиниця виміру	Кількість
1.	Тривалість зміни	год.	11
2.	Число робочих змін на добу	зміна	1
3.	Число робочих змін в неділю	зміна	5
4.	Число робочих днів в місяць	день	22
5.	Число робочих змін в місяць	зміна	22
6.	Місячний фонд робочого часу	год.	242
7.	Число робочих днів в рік	день	160
8.	Число робочих змін в рік	зміна	160
9.	Річний фонд робочого часу	год.	1760

Режим роботи по розкритті визначається середньорічними об'ємами робіт і продуктивністю розкривного обладнання. Бурові роботи з розбурювання масиву для подальшого вибуху виконуються в дві зміни.

Продуктивність кар'єру по видобуванню гірничої маси у відповідності з даними Замовника щодо випуску товарної продукції з другого року роботи визначається її вагою, яка складає 3600тис.т., з яких 1800тис. т щебеню і 1800тис.т відсіву. Проведемо визначення обсягу видобутку гірничої маси в твердому стані для виготовлення 3600тис.т щебеневої продукції.

Дані про продуктивність і режим роботи кар'єру

Таблиця 2.5.

№ п/п	Показники	Одиниця виміру	Розкривні породи	Добування корисної копалини
1	Річна продуктивність в твердому стані	тис.м ³	170	1360
2	Режим роботи		сезонний	цілорічний
3	Ефективний фонд роботи заводу на рік	годин.	—	8640
4	Число робочих днів за рік	день	160	360
5	Кількість змін за добу	зміна	1	2
6	Тривалість зміни	год.	11	12
7	- добова	м ³	1063	3778
8	- змінна	м ³	1063	1889

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

У відповідності встановленої технічним завданням виробничої потужності кар'єру, виходячи із стану запасів на момент проектування родовища в 2012 році.

Визначаємо термін служби кар'єра по формулі:

$$T = (P_{\text{зап}} - 1300 \text{ тис. м}^3) / P_{\text{річ}} \quad (2.8)$$

де T – термін служби кар'єра проектний, років

$P_{\text{зап}}$ – промислові запаси кар'єра, тис.м³;

$P_{\text{річ}}$ – річна виробнича потужність кар'єра, тис.м³.

$$T = ((16896 - 1300) / 1360) + 1 = 12,5 \text{ років}$$

Проектний термін відпрацювання кар'єру становить – $T = 12,5$ років.

2.4. Порядок розробки родовища

Родовище розробляється ТОВ «Гранрозробка». Родовище розробляється погоризонтно. В даний час кар'єр представлений двома робочими горизонтами +158м, +145м. Напрямок просування фронту гірничих робіт на північний схід і південний захід. Роботи видобутку планується вести на горизонтах + 158м, + 145м, +132м, +128м. Під час відпрацювання першого видобувного уступу в місцях де висота уступу буде перевищувати 13м рекомендується розбивати його на два горизонти.

Враховуючи наявність діючого кар'єру і його транспортний зв'язок з ДСК та споживачів, гірничо-капітальні роботи, що пов'язані з розкриттям родовища, не передбачаються.

Наступний розвиток гірничих робіт буде здійснюватися за рахунок розвитку існуючих гірничих виробок діючого кар'єру та відпрацювання нижче лежачих горизонтів. Розробка родовища здійснюється шляхом проведення розробки існуючих горизонтів з подальшим розширенням кар'єрного поля в центральній частині кар'єру до відмітки +128,0м. В подальшому

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

рекомендується перемістити капітальну в'їзну траншею на західну межу кар'єрного поля для повного відпрацювання запасів. (до відмітки +128,0м), ця траншея буде основною, яка дозволить по черзі відпрацьовувати всі горизонти до границі підрахунку запасів. При розробці горизонту +158м буде проведена в'їзна траншея на горизонт +145м, яка буде продовженням капітальної траншеї на горизонт +132м і +128м. При розкритті гор. +128,0м облаштовується першочерговий майданчик розміром 40×40 м; що забезпечує розташування добувного і транспортного обладнання. Ширина в'їзної траншеї по низу приймається рівною від 18,5 до 16,5м довжина 150,0м., повздовжній похил – 0.08. Капітальна в'їзна траншея використовується для обслуговування добувних горизонтів +158м, +145м, +132м, +128м (див. ТП-5). Розкриття нижче залягаючих добувних горизонтів в процесі розробки родовища здійснюється шляхом подовження капітальної в'їзної траншеї вздовж контуру родовища до нижнього горизонту підрахованих запасів (відмітка +128,0 м).

Горизонт +132м, +145м, +158м будуть відпрацьовуватися в перші три роки з використанням існуючої в'їзної та будівництвом вздовж північного борту кар'єру траншеї на ці горизонти. Після часткового відпрацювання вказаних горизонтів існуюча в'їзна траншея ліквідується. В процесі розробки родовища необхідно виконати зняття розкривних порід.

На проммайданчику знаходяться адміністративно-побутові приміщення, вагова, майстерня, площадка обслуговування машин та механізмів. До проммайданчика є під'їзна автодорога та поблизу проходить ЛЕП-10кВ. На проммайданчику встановлено трансформаторну підстанцію потужністю 1600 кВа.

2.5. Видобувні роботи

Згідно класифікації СніП IV-2-82 корисна копалина відноситься до ґрунтів IX групи, по класифікації ЕНВ-88 до порід VII групи по важкості екскавації.

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

На родовищі корисні копалини представлені зачепленими вивітрюванням та незміненими гранітами, які відповідають вимогам ГОСТ «Щебень для строительных работ» і можуть бути використані в якості каменю будівельного. Середня потужність корисних копалин по родовищу становить 45,6 м.

По умовам залягання та витриманості якості сировини родовище віднесено до 1 групи. По класифікації ЕниР 1974р. породи родовища віднесено до IX-X групи з коефіцієнтом міцності по Протод'яконову $f = 14 - 15$ і розробка можлива при попередньому розпушенні буро-вибуховим методом. В розпушеному стані корисні копалини по класифікації ЕНВ 1971р. відносяться до порід III групи по складності екскавації.

У відповідності до фізико-механічних властивостей корисних копалин, прийнятою системою розробки родовища та умовами технічного завдання приймаємо видобування корисних копалин проводити попереднім розпушенням масиву буровибуховим способом з подальшим навантаженням гірської маси екскаватором або автонавантажувачами в автосамоскиди і вивезенням гірської маси з кар'єру на щебеневий завод для подальшої її переробки на щебенову продукцію.

Буріння робочих блоків і підбурювання підшви виконуватиметься буровими верстатом фірми „Atlas–Copco” марки ROC-L-6-H; розробка негабариту – гідравлічним екскаватором CAT – 325 з гідромолотом Rammer S-56. Вибухові роботи проводяться за типовим спеціальним проектом та відповідними дозволами Держпромгірнагляду України підрядною спеціалізованою організацією. Навантаження гірничої маси проводиться екскаватором CASE-700B та автонавантажувачами CAT – 980 та DAEWOO MEGA – 400V, перевезення гірничої маси виконується автосамоскидами Volvo D – 35, CAT – 730, КАМАЗ 6520. Допоміжні роботи виконуються бульдозером Т-130 або Б10М.

Розкривні роботи проводитимуться по одному горизонту дизельним

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

екскаватором CAT – 325, бульдозером Т – 130 або Б10М, перевезення розкривних порід у відвали виконується автосамоскидами Volvo D – 35, CAT – 730.

Видобувні роботи на кар'єрі проводяться по наступній технологічній схемі, яка випробувалась на багатьох гранітних та гранодіоритових кар'єрах.

Проводиться зачистка блока бульдозером Т – 130 або Б10М від гірської маси, яка залишається після навантаження і її вивозу на щебеневий завод.

Розбивка блока під бурові роботи проводиться маркшейдером кар'єра на площах і в об'ємах, запланованих планом розвитку гірничих робіт на поточний рік, і у відповідності до діючих інструкцій.

Бурові роботи на блоці проводяться у відповідності до порядку та регламенту, які приведені в даному проекті, буровим станком фірми „Atlas–Сорса” марки ROC-L-6-H, який також застосовується для підбурок можливих нерівностей поверхні горизонту. Буровий станок фірми „Atlas–Сорса” марки ROC-L-6-H проводить буріння по сітці 4.4×4.4 в три – чотири ряди свердловин на довжину підготовленого фронту робіт, діаметр свердловин становить від 100 мм до 152 мм при застосуванні екскаваторів CASE – 700В та автонавантажувачів CAT – 980 та DAEWOO MEGA – 400V. При застосуванні для навантаження гірської маси дизельного екскаватора CASE – 700В, буріння свердловин може проводитись по схемам буріння, які приведені у відповідності до даного проекту, а саме сіткою 4.4×4.4 м свердловинами діаметром 152 мм. Розробка негабариту проводиться екскаватором CAT – 325 з гідромолотом фірми Rammer.

Навантаження гірської маси проводиться дизельним екскаватором CASE – 700В, або автонавантажувачами CAT – 980 та DAEWOO MEGA – 400V. Перевезення гірничої маси – автосамоскидами Volvo D – 35, CAT – 730, КАМАЗ – 6520, допоміжні роботи виконувати бульдозером Т – 130 або Б10М.

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

2.6. Розкривні роботи

Розкриття даного родовища виконується в межах гірничого та земельного відводів підприємства у відповідності до затвердженого проекту розробки родовища.

- Розкривні породи кар'єру представлені:
- ґрунтово-рослинним шаром товщиною 0,2м;
- суглинками і пісками товщиною 1,2м,
- жорсткою гранітів товщиною 1,7м,
- вивітрений граніти товщиною 1,3м.

Три перші породи розробляються без застосування буровибухових робіт і входять в склад рихлих розкривних порід. Вивітрений граніт розробляється із застосуванням буровибухових робіт. Рихлі породи віднесені до III групи порід по ЄніР, скальні до VII групи.

Враховуючи умови залягання розкривних порід, їх фізико – механічні властивості, розробка буде проводитись ескаватором гусеничним САТ 325.

В зв'язку з малою товщиною ґрунтово-рослинного шару ,останній попередньо згортається бульдозером в тимчасові бурти,із яких грузиться ескаватором в автосамоскиди.Ґрунтово-рослинний шар складається в окремий відвал,для подальшого використання при рекультивації зовнішнього відвалу.

Розкриття родовища виконується капітальною в'їзною траншеєю, яка розташовується в західній частині родовища. Для гранітних та гранодіоритових родовищ на достатньо невеликих площах з кінцевою глибиною розробки до 100м, при вибраних параметрах системи розробки і терміну відпрацювання родовища, визначають схему розкриття родовища. Для розробки родовища гранітів визначення капітальної траншеї проведено по системі Є.Ф. Шешко.

Для розробки родовища, у відповідності до технічного завдання, виділені контури корисної копалини, і має обмеження по площі 48,44 га та по

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

глибині кар'єру - горизонт +128 м (максимальна потужність розробки становить до 50 м).

Приймається:

- розташування в'їзної капітальної траншеї – з розташуванням її частини по пухким породам за межами підрахунку запасів з метою розкриття запасів по добувному горизонту в повному обсязі балансових запасів;
- кількість в'їзних капітальних траншей – одна;
- число уступів, які обслуговує траншея – розкривних уступів – 1, видобувних – 3;
- стаціонарність траншеї – постійне розташування до відпрацювання запасів;
- основне призначення траншеї – двохсторонній рух автотранспорту з видобувного уступу до переробного заводу.

Внутрішнє розташування капітальної траншеї можливе при достатній стійкості бортів кар'єру, як в даному випадку – для гранітного кар'єру.

2.7. Буро-вибухові роботи

При розробці родовища розпушення та відділення від масиву гірничих порід – гранітів: вивітрених, зачеплених вивітрюванням і свіжих, проводиться загальнопоширеним способом – проведенням бурових та вибухових робіт.

Роботи будуть виконуватися підрядною організацією філією «Карпативибухпром» ДП НВО «ПХЗ» згідно типового проекту методом свердловинних зарядів.

Характеристика підриваємих гірських порід:

- міцність по ЄНІР 1974р. і по шкалі проф. Протод'яконова становить IX категорія по бурінню;
- потужність підриваємих порід – 13 м;
- ступінь необхідності дроблення гірської маси – для подальшої переробки на щебінь фракційний;

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

- допустимий максимальний розмір габаритних кусків гірської маси – 1200 мм (допустимий максимальний розмір габаритних кусків гірської маси залежить від мінімального значення габаритних розмірів ковша екскаватора чи автотранспорту, або завантажувального отвору зіву первинної дробарки);
- вихід негабариту в % до загальної підривної гірничої маси – 20;
- допустимий обсяг одночасно підривної гірничої маси – 20,0 тис.м³;
- допустима маса заряду в свердловині 219 кг.

На кар'єрі передбачається проведення всіх бурових робіт господарським способом. Подрібнення гірської маси передбачається проводити методом свердловинних зарядів. Проводити бурові роботи буровим станком фірми „Atlas–Copco” марки ROC-L-6-H або аналогічним обладнанням інших фірм або марок бурового комплексу. Свердловини на робочих горизонтах і блоках розміщуються по прямокутній сітці або в шаховому порядку. При підробці підосви уступів буріння проводиться по прямокутній сітці з розміщенням свердловин в шаховому порядку. Підрив свердловин проводять безкапсульним способом з урахуванням ініціювання зарядів від двох ниток детонуючого шнура за допомогою бойовиків із тротилевих шашок Т – 400Г. Ініціювання магістралі із ДШ проводять електродетонатором, згідно з прийнятою схемою короткоуповільненого підривання (КУП). Вибухові речовини застосовуватимуться відповідності до переліку допущених до виробництва і реалізації, затвердженого Постановою Кабінету Міністрів України від 13 червня 2000 року № 941.

Вибухонебезпечна зона визначена проектом згідно ЕПБ при вибухових роботах в радіусі 400м для людей і 250м для механізмів. При проведенні вибухових робіт подається звуковий сигнал для оповіщення людей. Значення та порядок подачі сигналу:

А) перший сигнал – «попереджувальний» (один тривалий) сигнал

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

подається перед заряджанням. Після закінчення робіт по заряджанню та видаленню пов'язаних з цим осіб, підрильники приступають до монтажу вибухової мережі.

Б) другий сигнал – «бойовий» (два тривалих), по цьому сигналу проводиться вибух.

В) третій сигнал – «відбій» (три коротких) означає закінчення вибухових робіт.

Сигнали подаються підрильником, при масових вибухах – спеціально призначеним робітником підприємства.

Після закінчення вибухових робіт робочі майданчики зачищаються бульдозером.

Під час вибухових робіт будь-які інші роботи у вибуховій зоні не проводяться.

2.8. Розрахунок параметрів буро-вибухових робіт

1.Визначення величини лінії найменшого опору по підшві уступу (розрахункова) проводиться по формулі:

$$W_p = 0,9(p/q)^{1/2}, \quad (2.9)$$

де W_p – величина лінії найменшого опору, м;

P – вага вибухової речовини в одному погонному метрі свердловини, кг/м;

q – питомі витрати вибухової речовини, кг/м³;

$$W_p = 0,9(16/0,68)^{1/2} = 4,4\text{ м.}$$

2.Відстань між свердловинами в ряду визначається по формулі:

$$A = W_p \cdot m \quad (2.10)$$

3.Відстань між рядами свердловин при квадратній сітці визначається по формулі:

$$b = a, \text{ м} \quad (2.11)$$

4.Вага заряду на одну свердловину визначається по формулі:

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$Q_3 = (L - l)P, \quad (2.12)$$

де Q_3 – вага заряду на одну свердловину, кг;

L – глибина свердловини з урахуванням величини перебуру, м;

l – величина забойки, яка визначається по формулі:

$$l = 0,75W_{p,м}; \quad (2.13)$$

$$l = 0,75 \cdot 4,4 = 3,3м;$$

$$Q_3 = (14,4 - 3,3)16 = 177,6кг.$$

5.Об'єм гірничої маси в підготовленому під БВР блоку.

Об'єм гірської маси в цілику визначається по формулі:

$$V = a \cdot b \cdot h \cdot N_a \cdot N_b, м^3, \quad (2.14)$$

Де a – сторона розбивочної сітки блоку, $a= 4.4$;

b – сторона розбивочної сітки блоку, $b= 4.4$;

h – висота уступу (блоку), $h=13$ м;

N_a – кількість свердловин в ряду, $N_a=26$;

N_b – кількість рядів свердловин, $N_b=4$;

$$V = 4,4 \cdot 4,4 \cdot 13 \cdot 26 \cdot 4 = 26175м^3.$$

На рік планується підготовка та розбурка $1\ 360\ 000 : 26175 = 52$ блоки гірської маси

6.Серія свердловин на розрахунковий блок гірської маси складає $26 \times 4 = 104$ св., глибиною по 14,4 п.м. загальним обсягом – 1497,6 п.м.

Середньорічний обсяг бурових робіт складає:

$$52 \cdot 1497,6 = 77875 п.м.$$

Буровий станок має потужність буріння по гранодіоритам 0,8 п.м за хвилину. Змінна виробнича потужність бурового станка визначається по формулі:

$$Q_{зм} = (T_{зм.} - T_{п.з.} - T_{о.п.}) / (T_{пер.} + V_{бур}), \quad (2.15)$$

де $Q_{зм}$ – змінна норма виробничої потужності бурового станка, м/с;

$T_{зм}$ – тривалість зміни в хвилинах, $T_{зм.}=720$ хв.;

$T_{п.з.}$ – час на виконання підготовчих та кінцевих операцій, $T_{п.з.}=35$ хв.;

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

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

$V_{бур}$ – паспортна швидкість буріння: 0,8 п.м за хвилину, або 14,4 м/0,8 = 18,0 хв/сверд.;

$T_{пер}$ – тривалість переміщення станка на наступну свердловину блока, 2хв.

$N_{св}$ – кількість свердловин в блоці, 104.

$$Q_{зм} = (T_{зм.} - T_{п.з.} - T_{o.n.}) / (T_{пер.} + V_{бур}) = 34 \text{ свердловин/зміну, або } 34 \text{ свердл.} \cdot 14,4 \text{ м} = 489,6 \text{ п.м. буріння за зміну.}$$

Середньорічна кількість верстато-змін становить:

$$77875,2 \text{ п.м.} \cdot 489,6 \text{ п.м.} = 159,1 = 160 \text{ вст. змін.}$$

7. Максимальна кількість вибухової речовини (амоніт) на один масовий вибух:

$$Q_{\delta} = N_a \cdot N_{\delta} \cdot Q_{з, кг} \quad (2.16)$$

$$Q_{\delta} = 26 \cdot 4 \cdot 177,6 = 18470,4 \text{ кг.}$$

Середньорічна кількість вибухової речовини (амоніт) становить:

$$18470,4 \text{ кг} \cdot 52 = 960460,8 \text{ кг.}$$

При наявності шару порушених гірських порід, забойка свердловин у всіх рядах збільшується до повного перекриття з відповідним зменшенням заряду і питомих витрат вибухової речовини.

2.9. Основні показники роботи екскаваторів

а) річна продуктивність екскаватора, м³:

$$P_p = P_{зм.} \cdot N_{\delta} \cdot n_{зм.}, \quad (2.17)$$

де N_{δ} – кількість робочих днів у рік, $N_{\delta} = 250$ днів;

$n_{зм}$ – кількість змін на добу, $n_{зм} = 2$ зміни;

$P_{зм}$ – змінна продуктивність екскаватора визначається за формулою:

$$P_{зм.} = P_{тех.} \cdot T_{зм.} \cdot k_{в.е.}, \quad (2.18)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, $T_{зм} = 8$ годин;

$k_{в.е.}$ – коефіцієнт використання екскаватора в часі, при використанні

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

транспорту $k_{с.е} = 0,7$;

$\Pi_{тех}$ – годинна технічна продуктивність в щільному тілі визначається за формулою:

$$\Pi_{тех.} = \frac{3600 \cdot E}{T_{ур.}} \cdot k_e \cdot k_3, \quad (2.19)$$

де E – об'єм ковша екскаватора, $E = 3,3 \text{ м}^3$;

$T_{ур}$ – тривалість робочого циклу екскаватора, $T_{ур} = 32,4 \text{ с}$;

k_e – коефіцієнт екскавації для міцних скельних порід, $k_e = 0,55$;

k_3 – коефіцієнт забою, $k_3 = 0,87$;

$$\Pi_{зм.} = 175 \cdot 8 \cdot 0,7 = 980 \text{ м}^3 / \text{змiна}$$

$$\Pi_{тех.} = \frac{3600 \cdot 3,3}{32,4} \cdot 0,55 \cdot 0,87 = 175 \text{ м}^3 / \text{год}$$

$$\Pi_p = 980 \cdot 250 \cdot 2 = 490000 \text{ м}^3.$$

2.10. Визначення параметрів вибоїв екскаваторів

Екскаватор САЕ8-700В, що використовується на добувних уступах, має наступні параметри:

- максимальний радіус черпання - 11,60 м;
- максимальна висота черпання - 10,88 м;
- максимальна глибина екскаваторної виїмки - 7,08 м;
- максимальний радіус черпання на рівні стояння - 11,31 м.

Враховуючи, що висота добувних уступів 13 м. висота черпання прийнятого екскаватора задовольняє вимогам безпечної роботи. Крім того, для підвищення безпеки роботи та для повнішого використання можливостей екскаватора, під екскаватором влаштовується пандус з гірничої маси висотою 1,5-2 м. Радіус розвантаження приймаємо рівним 9,0 м. Для ефективного черпання при роботі боковими заходками, ширину заходки приймаємо 1,7 радіусу черпання ;іа висоті стояння, тобто 19.2 м. З метою відпрацювання корисної копалини по всій ширині, екскаватор просувається вздовж робочого борту уступу.

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Для виконання розкривних робіт використовується екскаватор CAT-325 з наступними параметрами:

- максимальний радіус черпання – 12.05 м;
- максимальна висота черпання – 11.15 м;
- максимальна глибина екскаваторної виїмки – 7.74 м;
- максимальний радіус черпання на рівні стояння – 11.75 м.

Враховуючи, що висота розкривного уступу коливається від 5,2м до 10,1м, висота черпання прийнятого екскаватора задовольняє вимогам безпечної роботи. Радіус розвантаження приймаємо рівним 7 м. Для ефективного черпання при роботі боковими заходками, ширину заходки приймаємо 1,7 радіусу черпання на висоті стояння, тобто 19.9 м.

2.11. Розрахунок потрібної кількості

При запланованому річному видобутку 320 тис.м³, необхідна кількість екскаваторів визначається по формулі:

$$N = Q_{г.м.} / P_p, \quad (2.20)$$

де $Q_{г.м.}$ – річний об'єм видобутку гірської маси в щільному тілі, тис.м³;

$$N = 32000 / 490000 = 0,65.$$

Корисними копалинами на кар'єрі є граніти. Середня об'ємна вага – 2,75 т/м³.

В відповідності з прийнятою системою розробки, багаторічним досвідом експлуатації родовища діючим кар'єром та згідно з фізико-механічними властивостями ґрунтів розробку і завантаження гірничої маси доцільно вести одним екскаватором «CAE8-700B» з попереднім розпушенням буровибуховим способом.

Для виконання об'ємів видобувних змін на видобувних устах використовується екскаватор «CAE8-700B», для допоміжних робіт (підгортання висадженої гірської маси. зачистки майданчиків, ремонту доріг під'їздів до екскаваторів) використовуються навантажувачі CASE8-921 та

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

CAT-980.

З метою пилопридушення (зрошення гірничої маси та поливу автошляхів) при плюсовій температурі повітря використовується поливальна машина ЗІЛ-431412.

2.12. Визначення потрібної кількості автомобілів

Виходячи з запланованого річного видобутку годинна потреба автосамоскидів для видобувних робіт визначається за формулою:

$$n = \frac{Q_{г.м.} \cdot Y_{г.м.}}{t_{р.г.} \cdot q \cdot K_{н.к.}}, \quad (2.21)$$

де $Q_{г.м.}$ – річний видобуток гірської маси, м³;

$Y_{г.м.}$ – щільність корисної копалини, т/м³;

q – вантажопідйомність автосамоскидів, т;

$t_{р.г.}$ – кількість робочих годин на рік (по дві 8-годинних зміни 250 днів на рік),

$K_{н.к.}$ – коефіцієнт наповнення кузова автомобіля, $K_{н.к.} = 0,9$;

$$n = \frac{320000 \cdot 2,75}{4000 \cdot 15 \cdot 0,9} = 16 \text{ шт/год.}$$

Необхідна кількість автосамоскидів визначається по формулі:

$$N_a = n / N_p \quad (2.22)$$

де N_p – кількість рейсів, що може здійснити автосамоскид за годину визначається за формулою:

$$N_p = \frac{60}{t_n + t_{об.} + t_m + t_p}, \quad (2.23)$$

де t_n – тривалість завантаження автосамоскида, хв;

$$t_n = \frac{g \cdot k_p}{E \cdot Y_{г.м.} \cdot K_n} \cdot T_{ц.р.}, \quad (2.24)$$

де k_p – коефіцієнт розпушення породи в ковші екскаватора, $k_p = 1,45$;

K_n – коефіцієнт наповнення ковша екскаватора, $K_n = 0,85$;

$T_{ц.р.}$ – тривалість робочого циклу екскаватора, $T_{ц.р.} = 0,54$ хв;

E – ємність ковша екскаватора, $E = 3,3$ м³

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$t_{\text{н.}} = \frac{15 \cdot 1,45}{3,3 \cdot 2,75 \cdot 0,85} \cdot 0,54 = 1,5 \text{ хв};$$

$t_{\text{дв}}$ – тривалість руху автосамоскида, хв:

$$t_{\text{дв}} = 60 \left(\sum \frac{l_3}{V_3} + \sum \frac{l_n}{V_n} \right), \quad (2.25)$$

де l_3 та l_n – довжина ділянок шляху з однаковими умовами руху відповідно з вантажем та без вантажу, км;

V_3 та V_n – швидкість руху автосамоскидів відповідно з вантажем та без вантажу, км/год;

$$t_{\text{дв}} = 60 \left(\frac{0,3}{20} + \frac{0,9}{25} + \frac{0,3}{25} + \frac{0,9}{30} \right) = 5,58 \text{ хв};$$

t_m – тривалість маневрів при завантаженні та розвантаженні, $t_m = 1,75$ хв;

t_p – тривалість розвантаження автосамоскида, $t_p = 1$ хв;

$$N_p = \frac{60}{1,5 + 5,58 + 1,75 + 1} = 6 \text{ рейсів};$$

$$N_a = 16/6 = 2,6 \text{ од.};$$

З урахуванням коефіцієнту технічної готовності парку $t_e = 0,7$, для безперебійної роботи потрібно:

$$N = N_a / t_e, \quad (2.26)$$

де t_e – коефіцієнту технічної готовності, $t_e = 0,7$;

$$N = 2,6 / 0,7 = 3,7 \text{ од.}$$

На видобувних роботах по транспортуванню гірничої маси приймаємо 4 автосамоскиди КрАз-65055 вантажопідйомністю 15 тон.

2.13. Кар'єрні дороги

Довжина кар'єрного шляху від забою до приймального бункеру дробарки 0,9 км.

Ділянки по в'їздній траншеї на горизонт +145,0м з нормативним ухилом.

Передбачені і виконуються наступні заходи:

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

- Кар'єрні дороги регулярно очищуються від просипання гірничої маси.
 - Вибоїни, які утворилися на дорогах, ритвини засипаються каменем, околкою або щебеневою гірничою масою, в подальшому плануються бульдозером.
 - Проїзна частина автодороги по траншеї з боку укосу огорожується запобіжним валом згідно правил техніки безпеки.
- В літній час дороги періодично поливаються водою .0,08 відповідають.
- З метою підтримки кар'єрних доріг в нормальному для експлуатації стані,
 - В зимній час систематично очищуються від снігу, для попередження ожеледиці посипається сухим відсівом, систематично чиститься бульдозером.

2.14. Основні показники електропостачання

Енергопостачання кар'єру проводиться від постійної підстанції ТП-5, де встановлені два трансформатори ТМ 2500 10\6,3 кВ та кабельними і повітряними лініями.

Для живлення екскаваторів ЕКГ-5АУ застосовуються оперативні ЯКНО-6ЕР та високовольтні кабелі КПЕ-3 х 35 + 1 х 25.

Для живлення електроенергією екскаватора Е-2503 застосовуються пересувні трансформаторні підстанції з трансформаторами ТН-630 6\0,4 кВ з ізолюваною нейтраллю.

Кількість трансформаторів встановлюється в залежності від потужності, кількості та місця знаходження споживачів.

Напруга на трансформатори подається повітряними та кабельними лініями, до споживачів по низьковольтних кабелях КРПТ 3 х 70 + 1 х 25 з установкою оперативних засобів типу АПВ.

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Споживачами напруги в 380 В є:

екскаватор ЕКГ-5	- 1 шт.,
насоси Д 415-105	- 2 шт.,
ліхтарі ОУКсН 20000	- 2 шт.

Захист повітряних та кабельних ліній, а також екскаваторів ЕКГ-5А проводиться трансформаторами нульової послідовності типу ТНП-2, реле РТЗ-50, реле напруги РН-53, що подають імпульс на котушку відключення масляних вимикачів ЯКНО-6, які живлять трансформаторні підстанції.

Низьковольтні лінії 0,4 кВ захищені реле типу РУ-380 та УАКИ-380.

Згідно з ЕП техніки безпеки робочі місця, проїзди, пішохідні маршрути в темний час доби освітлюються згідно норм освітлення.

Електричне освітлення кар'єру здійснюється світильниками ОУКсН 20000 - 2 шт., та прожекторами робочих екскаваторів. Відвал розкривних порід освітлюється двома прожекторами типу ПЕС-45.

1. Лінія гірничого цеху з перерізом 3хА35 довжиною 1400м.

До неї підключені :

- трансформаторна підстанція № 3 10/0,4 кВ потужністю 320кВА, вона встановлюється в районі гаража для забезпечення електричною енергією гаража, складів завантажувального цеху і побутового корпусу;
- пересувна трансформаторна підстанція № 9 10/6,3 кВ потужністю 1000 кВА встановлена на борті кар'єру для забезпечення напругою 6 кВ екскаваторів ЕКГ – 4,6 (ЕКГ – 5);
- пересувні трансформаторні підстанції № 6 та № 10 встановлені на Західному борті кар'єру та на другому уступі з Південного боку напругою 320 кВА, кожна забезпечує електричною енергією бурові верстати;

2. Лінія дробарного цеху з перерізом 3х А95 довжиною 720 м.

- Від неї відходить гілка 3хА35 довжиною 728 м. на насосну

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

станцію Друга лінія 3хА35 довжиною 80 м. до пересувної трансформаторної підстанції №12 із східної сторони кар'єру.

До цієї лінії підключені:

- трансформаторна підстанція № 4 10/0,4 кВ. потужністю 2х750 кВА забезпечує ел. енергією споживачів дробарної ділянки завантажувального цеху та ремонтно – електромеханічного цеху ;
- пересувна трансформаторна підстанція № 12 10/0,4 кВ. потужністю 320 кВА. постачає водовідлив кар'єру, лампи освітлення ДКСТ – 20000 та реммайданчик гірничого цеху;
- трансформаторна підстанція № 5 10/0,4 кВ потужністю 100 кВА водогінної станції.

До екскаваторів напруга 6 кВ подається по повітряних електролініях на пересувних опорах а потім через комірки РВНО – 6 або ЯКНО – 6 кабелем КШВГ перерізом 3 х 35 + 1 х 10 мм². Довжина кабелю у кожного екскаватора 180 – 250 м.

Пересувні трансформаторні підстанції гірничого цеху обладнані захистом від однофазного замикання на землю. Всі підстанції пересуваються по бортах кар'єру понад ЛЕП – 10 кВ і підключаються в тому чи іншому місці у залежності від місця роботи пересувних механізмів.

Механізми дробарного цеху підключені від трансформаторної підстанції № 4 кабельними лініями. Пускова та захисна апаратура усіх механізмів сконцентрована у п'яти щитових, управління здійснюється з центрального пункту управління.

Для компенсації реактивної потужності на трансформаторних підстанціях і в щитових дробарного цеху встановлені батареї статичних конденсаторів типу КМ – П – 0,38 загальною потужністю 900 кВА.

Режим роботи конденсаторів заданий енергосистемою і коефіцієнт потужності витримується в межах 0,9 - 0,94.

Всі електроприймачі, які використовуються в кар'єрі, відносяться до III

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

категорії по степеню безперебійності електрозабезпечення.

2.15. Водовідлив

Значна глибина кар'єру і досить тривалий термін його експлуатації призвели до повного осушення осадових порід і кори вивітрювання в бортах кар'єру. Вода в них з'являється тільки після випадання атмосферних опадів і в період сніготаяння, а також притоком води служать підземні води, що надходять через багаточисельні тріщини масиву. Приток води в кар'єр в таких випадках складає до 2000 м³ за добу .

Для збору води, що надходить в кар'єр встановлюється водозбірник його роль виконує найбільш понижена частина підшови кар'єра. На четвертому уступі для цієї мети пройдений спеціальний зумпф, об'єм якого забезпечує збір ливневих та підземних вод, які надходять в кар'єр протягом доби.

Із водозбірника вода відкачується у відстійник насосом 6 МС - 6, змонтованим на понтоні. Із відстійника вода перетікає у водоймище чистої води, а потім після відстоювання та очищення зливається у річку, що протікає поблизу кар'єру.

Для відкачування води із кар'єру при максимальному припливі 230 м³/годину Використовують два насоси 6 МС - 6 продуктивністю 150 м³/годину, один з яких знаходиться у резерві.

Розрахунок напору здійснюється для відмітки робочого горизонту, коли зумпф всосу насосу знаходиться на четвертому уступі, глибина від денної поверхні становить 51м.

Потрібний розрахунковий напір :

$$H_{\text{нап}} = k_{\text{втр}} \cdot \Delta h \cdot l = 51 + 1,1 \cdot 7,51 \cdot 0,2 = 52,65 \text{ м}, \quad (2.25)$$

де: $k_{\text{втр}}=1,1$ – коефіцієнт, який враховує місцеві втрати в трубопроводі;

$\Delta h=7,51$ – втрати напору на 1км водопроводу;

$l = 0,2$ – довжина трубопроводу, м;

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Розрахунковий діаметр водоводу визначається за формулою:

$$D = \frac{1}{30} \cdot \sqrt{\frac{Q}{\pi \cdot V}}, \text{ м} \quad (2.26)$$

де $Q = 150 \text{ м}^3/\text{год.}$ – продуктивність насосу 6 МС - 6;

$V = 1 \text{ м/с}$ – швидкість руху води в трубопроводі ;

$$D = \frac{1}{30} \cdot \sqrt{\frac{150}{3,14 \cdot 1}} = 0,23 \text{ м}$$

Приймається найближча по сортаменту труба діаметром 250 мм (ДСТУ 10704-76) .

При цьому швидкість руху води в трубопроводі становитиме :

$$V = 0,85 \text{ м/с.}$$

Для забезпечення стоку води у водозбірник підосві кар'єру надається ухил $i = 0,001$ в бік водозбірника.

Очисні споруди

В процесі проведення гірничих робіт, вода, яка акумулюється у водозбірнику, піддається незначному забрудненню за рахунок потрапляння в неї подрібненої породи, залишків ВМ і слідів ГЗМ.

Очисні споруди розташовані на неробочому борті кар'єру біля ставка-відстійника.

Споруди дозволяють осаджувати виважені частинки з гідравлічною крупністю $I_0 = 0,16 \text{ мм/с}$ і одержати концентрацію виважених частинок в очищеній воді $28,6 \text{ мг/л}$ та нафтопродуктів $0,3 \text{ мг/л}$.

2.16. Відвальне господарство

Відповідно з гірничо-геологічними умовами, при розробці родовища прийнято зовнішнє розміщення відвалів розкривних порід.

За період експлуатації родовища були побудовані зовнішні відвали

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

розкривних порід. Під час розробки родовища в зовнішній відвал необхідно вивезти 1021,91 тис.м³ розкривних порід, в тому числі ґрунтово-рослинного шару 56,0 тис.м³ з кар'єрного поля.

Ґрунтово-рослинний шар розробляють окремо від інших порід розкриву, для чого попередньо селективно знімають бульдозером Т - 130 або Б10М в тимчасові бурти довжиною до 100 м, шириною до 8 м і висотою 1,5-2,0 м. В наступному ґрунтово-рослинний шар із тимчасових відвалів навантажують екскаватором САТ - 325 і вивозять на рекультивацію відвалів.

Для відвалів пухких розкривних порід використовується площа під відвали на захід від межі гірничого відводу на земельному відводі підприємства та на південний захід від межі кар'єрного поля на відстані у 530 м. Площа одного відвалу пухких розкривних порід 10,2 га, що дозволить розмістити $1430,2 \text{ тис.м}^3 \times 1,05 = 1501,7 \text{ тис.м}^3$ змішаних порід в розрихленому стані ($K_{\text{роз}} = 1,05$). Площа другого відвалу пухких розкривних порід 3,91 га, що дозволить розмістити $369,1 \text{ тис.м}^3 \times 1,05 = 387,6 \text{ тис.м}^3$ змішаних порід в розрихленому стані ($K_{\text{роз}} = 1,05$). Площа відвалів заповнюється по прямолінійній схемі з розвантаженням розкривних порід по периферії під укіс. Транспортування розкривних порід в відвали здійснюється автосамоскидами Volvo D – 35, САТ – 730, КАМАЗ – 6520. Виходячи із річного об'єму робіт (середнього) – 127,74 тис.м³, достатньо залучати двох автосамоскид САТ - 730 або двох автосамоскиди Volvo D – 35. Дорожні проїзди виконують в вигляді профільованих і втрамбованих ґрунтових доріг. Профілювальні роботи виконують бульдозером Т – 130 або Б10М. Берма відвалу повинна мати по всьому фронту розвантажування поперечний похил не менший 3° від бровки укосу в глибину відвалу.

Параметри відвалів наведені в таблиці 2.6.

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Таблиця 2.6.

Параметри відвалу розкривних порід

№ п/п	Назва параметрів	Умов.поз начення	Одиниця виміру	Кількість	
				1-й відвал	2-й відвал
1	Максимальна довжина відвалу по низу, по верху	L	м	537 379	379 311
2	Максимальна ширина відвалу по низу, по верху	B	м	190 87	103 37
3	Максимальна висота відвалу	H	м	30	15
4	Площа відвалу: - низу, -по верху	S	га	10,2 1,2	3,91 1,15
5	Ширина смуги відсипки порід	A	м	40	40
6	Відстань транспортування порід	l	м	до 1000	до 1500
7	Ширина бульдозерної заходки	a	м	3,24	3,24
8	Робочий кут укосу відвалу	J	град.	40	40
9	Стійкий кут укосу відвалу	G	град.	30	30
10	Ширина призми можливого обрушення	b	м	5,4	5,4
11	Обсяг відвалу	V	тис.м ³	1501,7	387,6
12	Кількість ярусів відвалу	п		3	2

2.17. Рекультивація земель

Колективним підприємством проектно-вишукувальне бюро «Нерудпроект» розроблений робочий проект рекультивації кар'єру.

Технічні умови на розробку проекту рекультивації земель порушених гірничими роботами при експлуатації родовища видані Головним управлінням земельних ресурсів Житомирської області 23 березня 2005 року.

Згідно технічних умов необхідно виконати технічну рекультивацію з використанням відпрацьованого простору під водойму і планування відвалу під лісопосадку.

В біологічну рекультивацію включено рекультивацію відвалу, внесення

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

мінеральних добрив і посадки дерев і кущів.

Рекультивация земель на даному родовищі в 2021 році не передбачається.

2.18. Удосконалення виймально-навантажувальних робіт в умовах ТОВ «Гранрозробка»

Вибір раціональних типів вибухових речовин

Видобувні роботи на кар'єрі проводяться з використанням буровибухових робіт методом свердловинних. Для проведення вибухових робіт в умовах Коростенського родовища використовуються вибухові речовини та засоби ініціювання, що допущені до застосування Державною службою України з питань праці.

В якості основних вибухових матеріалів використовують:

– грамоніт 79/21, грамоніт 79/21гс, грамоніт 50/50, ЗАРС-1, Ігданіт, порох пірокселіновий, заряди ТГФА, гранеміт, Ера, Анемікс, Амоніт №6ЖВ.

– для виготовлення бойовиків використовуються: шашки: тротиліві Т-400Г, ЗТП-800, патрони амоніту №6ЖВ,.

В якості засобів ініціювання застосовуються:

– Електродетонатори ЕД-8Ж.

– Неелектричні системи ініціювання (НСІ) типу «Імпульс».

За еталон вибухової речовини при розрахунках зарядів прийнято амоніт №6ЖВ.

У випадку заміни розрахованого заряду або його частини іншим видом вибухових речовин, для точного визначення параметрів вибухових робіт маса заряду, що замінюється, перераховується з використанням перевідного коефіцієнту «е» [11].

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Вибір діаметру свердловини.

Діаметр свердловини є основним параметром, що визначає як ступінь подрібнення гірських порід, так й потужність борового і навантажувального-транспортного устаткування й відповідно загальні технічно-економічні показники по бурі вибуховим роботам та по всьому циклу видобування й переробки гранітної сировини.

Отже, при виборі діаметру свердловини необхідно виходити з таких показників: фізико-механічних властивостей порід, які висаджують, структури масиву, способів та умов вибуху.

Для уточнення типу бурового устаткування та для забезпечення заданої інтенсивності подрібнення гірничої маси та доброї підробки підошви уступу діаметр свердловини повинен прийматися з урахуванням технологічних параметрів вибухової відбійки за формулою:

$$d_{\text{св.}} = 9H_{\text{уст.}} 35,5K_p 33,5F - 195, \text{мм.} \quad (2.27)$$

K_p – коефіцієнт розрихлення гірської маси з урахуванням того що порода має III категорією за важкістю екскавації при середній і крупній подрібленості.

$H_{\text{уст.}}$ – висота уступу, м.,

F – категорія міцності по СніП,

$$d_{\text{св.}} = 9 \cdot 12 + 35,5 \cdot 1,22 + 33,5 \cdot 8 - 195 = 261,6 \text{ мм.}$$

Отриманий діаметр округляємо до ближчого стандартного - 250 мм.

Враховуючи вище сказане на родовищі гранітів було застосовано діаметр свердловини 250 мм, тому, що породи мають прямолінійну форму тріщин, і умову, яка дозволяє застосування багаторядного короткоуповільненого вибуху, а також по розрахунку. На дослідах було підтверджено доцільність цього діаметру, при якому вихід гранітів ДЗФ фракцій 80-25 мм до 80%.

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Вибір раціональної сітки розташування свердловин.

При короткоуповільненому вибуху при шаховому розташуванні свердловин завдяки більш ефективному використанні енергії вибуху можливо збільшити коефіцієнт зближення зарядів на родовищі до 0,86 (порівняно з попереднім 0,80), що збільшить вихід гірської маси і вплине на подрібнення породи.

Зменшення коефіцієнта зближення зарядів приводить до збільшення числа заколів на верхній частині уступу, що погіршує бурові роботи на ньому.

Вибір раціональної величини перебуру

Після визначення раціонального діаметра свердловини для даного родовища і вибору коефіцієнта зближення зарядів необхідно вибрати раціональну величину перебуру.

При вибуху заряду в свердловині в результаті удару газоподібних продуктів вибуху в масиві з'являється хвиля напружень, яка в подальшому і обумовлює подрібнення середовища. В тій частині заряду, яка знаходиться в перебурі вона використовуються незадовільно, так як напруження, виникають в області перебуру, виконують тільки незначну частину корисних розрихлень, які забезпечують нормальний стан підосви забою після вибуху.

Розглянемо плюси і мінуси впливу перебуру на результаті подрібнення

В умовах даного родовища методом випробувань і досвідом ведення вибухових робіт аналогічних родовищ та по розрахунках було встановлено ефективну величину перебуру, яка дорівнює 2,5 м.

$$l_{\text{пер}} = 0,5 \cdot g_p \cdot W = 0,5 \cdot 0,51 \cdot 9,2 = 2,5 \text{ м.} \quad (2.28)$$

Коректування типового проекту на виконання буро-вибухових робіт на кар'єрі.

Прийняті типові елементи.

1. Визначення величини лінії найменшого опору по підосві уступу (розрахункова) проводиться по формулі:

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$W_p = 0,9(p/q)^{1/2}, \quad (2.9)$$

де W_p – величина лінії найменшого опору, м;

P – вага вибухової речовини в одному погонному метрі свердловини, кг/м;

q – питомі витрати вибухової речовини, кг/м³;

$$W_p = 0,9(16/0,68)^{1/2} = 4,4 \text{ м.}$$

2. Відстань між свердловинами в ряду визначається по формулі:

$$A = W_{p..m} \quad (2.29)$$

3. Відстань між рядами свердловин при квадратній сітці визначається по формулі:

$$b = a, \text{ м} \quad (2.30)$$

4. Вага заряду на одну свердловину визначається по формулі:

$$Q_3 = (L - l)P, \quad (2.31)$$

де Q_3 – вага заряду на одну свердловину, кг;

L – глибина свердловини з урахуванням величини перебуру, м;

l – величина забойки, яка визначається по формулі:

$$l = 0,75W_{p, \text{м}}; \quad (2.32)$$

$$l = 0,75 \cdot 4,4 = 3,3 \text{ м};$$

$$Q_3 = (14,4 - 3,3)16 = 177,6 \text{ кг.}$$

5. Об'єм гірничої маси в підготовленому під БВР блоку.

Об'єм гірської маси в цілику визначається по формулі:

$$V = a \cdot b \cdot h \cdot N_a \cdot N_b, \text{ м}^3, \quad (2.33)$$

Де a – сторона розбивочної сітки блоку, $a = 4,4$;

b – сторона розбивочної сітки блоку, $b = 4,4$;

h – висота уступу (блока), $h = 13$ м;

N_a – кількість свердловин в ряду, $N_a = 26$;

N_b – кількість рядів свердловин, $N_b = 4$;

$$V = 4,4 \cdot 4,4 \cdot 13 \cdot 26 \cdot 4 = 26175 \text{ м}^3.$$

На рік планується підготовка та розбурка $1\,360\,000 : 26175 = 52$ блоки

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

гірської маси

6.Серія свердловин на розрахунковий блок гірської маси складає $26 \times 4 = 104$ св., глибиною по 14,4 п.м. загальним обсягом – 1497,6 п.м.

Середньорічний обсяг бурових робіт складає:

$$52 \cdot 1497,6 = 77875 \text{ п.м.}$$

Буровий станок має потужність буріння по гранодіоритам 0,8 п.м за хвилину. Змінна виробнича потужність бурового станка визначається по формулі:

$$Q_{зм} = (T_{зм.} - T_{п.з.} - T_{о.п.}) / (T_{пер.} + V_{бур}), \quad (2.34)$$

де $Q_{зм}$ – змінна норма виробничої потужності бурового станка, м/с;

$T_{зм}$ – тривалість зміни в хвилинах, $T_{зм.} = 720$ хв.;

$T_{п.з.}$ – час на виконання підготовчих та кінцевих операцій, $T_{п.з.} = 35$ хв.;

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

$V_{бур}$ – паспортна швидкість буріння: 0,8 п.м за хвилину, або $14,4 \text{ м} / 0,8 = 18,0$ хв/сверд.;

$T_{пер}$ – тривалість переміщення станка на наступну свердловину блока, 2хв.

$N_{св}$ – кількість свердловин в блоці, 104.

$$Q_{зм} = (T_{зм.} - T_{п.з.} - T_{о.п.}) / (T_{пер.} + V_{бур}) = 34 \text{ свердловин/зміну, або} \\ 34 \text{ свердл.} \cdot 14,4 \text{ м} = 489,6 \text{ п.м. буріння за зміну.}$$

Середньорічна кількість верстато-змін становить:

$$77875,2 \text{ п.м.} \cdot 489,6 \text{ п.м.} = 159,1 = 160 \text{ вст. змін.}$$

7.Максимальна кількість вибухової речовини (амоніт) на один масовий вибух:

$$Q_{\bar{o}} = N_a \cdot N_v \cdot Q_3, \text{ кг} \quad (2.35)$$

$$Q_{\bar{o}} = 26 \cdot 4 \cdot 177,6 = 18470,4 \text{ кг.}$$

Середньорічна кількість вибухової речовини (амоніт) становить:

$$18470,4 \text{ кг} \cdot 52 = 960460,8 \text{ кг.}$$

При наявності шару порушених гірських порід, забойка свердловин у

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

всіх рядах збільшується до повного перекриття з відповідним зменшенням заряду і питомих витрат вибухової речовини.

Розрахунок вибухової мережі.

Спосіб вибуху – електричний. Джерело струму конденсаторна підризна машинка ВМК-500.

Схема вибухової мережі – комбінована: за допомогою детонуючого шнура, піротехнічного реле й електродетонаторів МД і КЗД. В заряди встановлюють бойовиками з прикріпленими відрізками ДШ, які виводяться на поверхню (без капсульний вибух). На поверхні до ДШ прикріплюють електродетонатори чи монтують мережу з піротехнічних реле.

Електродетонатори з'єднують в мережу послідовно. Електровибухова мережа складена з магістральних проводів розрізом не менше 0,5 мм² з'єднує з джерелом струму.

При багаторядному короткоуповільненому вибуху час сповільнення знаходиться за формулою:

$$\tau = A' \cdot W, \text{ мс.}, \quad (2.36)$$

де A' -1,5-2,5 – коефіцієнт який залежить від породи.

$$\tau = 9,2 \cdot 2,1 = 18,5 \text{ мс.}$$

Округляємо до найближчого стандартного показника $\tau = 15 \text{ мс.}$

Річні витрати ВР:

$$m_{\text{виб.реч.}} = V_{\text{річ.}} \cdot q, \text{ т.} \quad (2.37)$$

$V_{\text{річ.}}$ – об'єм породи, яку готують до виймання за рік, м³;

q – розрахункова питома витрата кг/м³.

$$m_{\text{виб.реч.}} = 343511,45 \cdot 0,51 = 175190,83 \text{ кг} = 175,19 \text{ т.}$$

Річні витрати детонуючого шнура (ДШ):

$$L_{\text{річ.}} = K \cdot n_{\text{річ.}}^{\text{гор}} \cdot L_{\text{дш}}^{\text{гор}}, \text{ м.} \quad (2.38)$$

$n_{\text{річ.}}^{\text{гор}}$ – кількість свердловин, що пробурені на горизонті за рік, шт.;

K – коефіцієнт, що враховує 10% ДШ на вигоби;

$L_{\text{дш}}^{\text{гор}}$ – довжина ДШ на одну свердловину, м.

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$L_{\text{дш}}^{\text{зоп}} = R \cdot (L_{\text{св.}} + B + e), \text{ м.} \quad (2.39)$$

$L_{\text{св.}}$ – глибина свердловини даного горизонту, м;

B – довжина ДШ на бойовик, м;

e – довжина ДШ над устям свердловини, м;

R – коефіцієнт, що враховує дублювання свердловин, що глибиною більше 15 м. згідно ЕПБ при ВР на денній поверхні.

$$L_{\text{річ.}} = 1,1 \cdot (2 \cdot (163 \cdot (0,5 + 1 + 17)) + 2 \cdot (155 \cdot (0,5 + 1 + 13)) + (60 \cdot (10 + 1 + 0,5))) = 12337,6 \text{ м.}$$

Визначимо необхідну кількість тротилових шашок Т-400Г

$$N_{\text{Т-400Г}} = n_{\text{св.}}^{\text{річ}} = 378 \text{ шт.} = 151,2 \text{ кг.}$$

$n_{\text{св.}}^{\text{річ}}$ – річна кількість свердловин шт..

Визначимо необхідну кількість електродетонаторів ЕДКЗ-ПМ-15:

$$N_{\text{ед}} = 2 \cdot n_{\text{св.}}^{\text{річ}} = 378 \cdot 2 = 756 \text{ шт.} \quad (2.40)$$

Річні потреби в вибухових матеріалах наведено в табл. 2.7.

Таблиця 2.7

Річні потреби в вибухових матеріалах

Назва ВМ.	Одиниця виміру.	Основний вибух.	Вторинний вибух.	Всього
Назва вибухової речовини	т	169,3	8	177,3
Детонуючий шнур ДШЄ-12	м	13112,1	-	13112,1
Ел. детонатори ЕДКЗ-ПМ-15	Шт.	714	6849	7543
Тротилові шашки Т-400Г	Шт./кг.	369/149,1	-	369/149,1

Ініціація зарядів

Неелектрична система ініціювання "Імпульс" (система "Імпульс") – водостійка, підвищеної безпеки, призначена для ведення вибухових робіт на земній поверхні, а також в підземних виробках та вугільних шахтах, де допущено використання незапобіжних ВР II класу. Система "Імпульс" розроблена в Україні Казенним підприємством "Шосткинській казенний завод "Імпульс" спільно з Державним науково-дослідним інститутом хімічних

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

продуктів України і Державним науково-дослідним інститутом безпеки праці і екології в гірничорудній і металургійній промисловості України.

Система "Імпульс" має такі переваги:

- високий рівень керування масовими вибухами, що досягається за рахунок використання індивідуального уповільнення вибуху кожного заряду свердловини;
- ефективне використання донного ініціювання зарядів свердловин, оскільки хвилевід, який використовується в системі, не має енерговиділення і несприятливої дії на заряд свердловини;
- виключення можливості зворотного ініціювання від заряду свердловини в поверхневу вибухову мережу;
- виключення підбивання вибухової мережі і можливість оптимізації поверхневих уповільнень;
- нечутливість до електричних і електромагнітних дій;
- стійкість до механічних дій завдяки своїм конструктивним особливостям;
- низький сейсмічний ефект, який забезпечується різночасністю спрацьовування зарядів свердловин.

У цілому система "Імпульс" забезпечує істотне підвищення ефективності і безпеки ведення вибухових робіт.

					РРКК.ДР21.11.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

3. ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ЕКОЛОГІЯ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

3.1. Аналіз умов праці

Основна корисна копалина родовища – це граніти зачеплені вивітрюванням та не зачеплені вивітрюванням і придатні для виробництва щебеню. Під пухкими породами: ґрунтово-рослинним шаром, піском, каолініт.

Для того, щоб людина могла виконувати роботу безпечно при видобуванні природного каменю, без шкоди для здоров'я, без фізичного і нервового стомлення і з високою продуктивністю, умови праці повинні задовольняти певним вимогам: психологічним, фізіологічним, ергономічним і технічним.

Вимоги безпеки встановлюються для небезпечних і шкідливих виробничих факторів, для виробничого обладнання для виробничих процесів, для засобів захисту працівників.

Небезпечні і шкідливі виробничі фактори за природою дії поділяються на 4 групи: фізичні, хімічні, біологічні та психофізіологічні.

При видобуванні щебеневої сировини основні технологічні операції є:

- бурові роботи;
- вибухові роботи;
- переміщення вантажів;
- навантаження гірничої маси;
- допоміжні роботи.

Аналіз нещасних випадків при веденні бурових робіт показує, що основними причинами травматизму є буровий інструмент, невдалі прийоми при підйомі та опусканні щогли, установка верстата на домкрати, падіння предметів з висоти тощо.

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ				
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата					
Студент	Подік Д.О.				Розділ 3		Літ.	Арк.	Аркушів
Керівник	Камських О.В.							1	10
К. розділу	Камських О.В.						Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. ЗРР-17-1		
Н. контр.	Башинський С.І.								
Зав. каф.	Башинський С.І.								

3.2. Загальні заходи безпеки

Розробка родовищ корисних копалин відкритим способом повинна проводитися згідно з НПАОП 0.00-1.24-10 «Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом» і затвердженим проектом. Підприємство повинно також мати встановлену геологічну і маркшейдерську документацію; план гірничих робіт, затверджений технічним керівником підприємства та погоджений із місцевими органами Держгірпромнагляду; спеціальний дозвіл (ліцензію) на здійснення експлуатації родовищ корисних копалин. Розробка відвалів кар'єрів, шахт, збагачувальних фабрик, ТБЦ повинна проводитися відповідно до спеціального проекту.

Якщо на кар'єрі мають місце підземні виробки, то їх проведення та експлуатація ведеться згідно з НАОП 1.2.90-1.02-71 «Єдині правила безпеки при розробці рудних, нерудних і розсипних родовищ підземним способом».

Прийом до експлуатації новозбудованих чи реконструйованих об'єктів з розробки корисних копалин має здійснюватися комісією за участю представників Держгірпромнагляду.

Технічне керівництво гірничими роботами при відкритій розробці можуть вести особи із закінченою вищою чи середньою гірничотехнічною освітою. Керівні та інженерно-технічні працівники підприємств, які розробляють родовища корисних копалин відкритим способом, а також організацій, що розробляють для цих підприємств проекти, машини, прилади повинні не менше одного разу на три роки проходити перевірку знань правил безпеки та інших нормативно-технічних документів згідно з вимогами органів державного нагляду за охороною праці.

При впровадженні нових технологічних процесів або введенні нових правил усі працівники проходять позаплановий інструктаж.

У приміщеннях нарядних, на робочих місцях і на шляхах переміщення

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

працівників слід вивішувати плакати і попереджувальні написи з техніки безпеки, а на всіх машинах і механізмах повинні знаходитися інструкції з безпечної їх експлуатації (ГОСТ 12.4.026-76).

Кожне робоче місце перед початком робіт чи протягом зміни оглядається майстром зміни або, за його дорученням, бригадиром, а протягом дня – начальником дільниці чи його заступником, котрі повинні заборонити проведення робіт у разі порушення правил безпеки до моменту усунення цих порушень.

На виконання робіт видається наряд у письмовій формі. Недопустимо видавати наряд на виконання робіт із порушенням правил охорони праці. Видача нарядів ведеться відповідно до «Положення про нарядну систему», що діє на підприємстві.

Кожен робітник до початку роботи має бути впевненим у безпечному стані робочого місця, перевіривши справність запобіжних пристроїв, інструменту, приладів, механізмів. У разі виявлення недоліків, які неможливо ліквідувати самому, робітник, не розпочинаючи роботу, зобов'язаний повідомити про це безпосередньо керівника чи особу, що відповідає за безпеку робіт.

Забороняється відпочинок чи перебування безпосередньо у вибої та на відстані меншій, ніж два метри від нижньої бровки уступу, поблизу працюючих машин і механізмів, на залізничних коліях чи автошляхах.

Перед запуском механізмів чи початком руху транспорту необхідно подати звуковий, а в нічний час доби і світловий сигнали, з якими знайомі всі працівники кар'єру. При цьому сигнали мають бути досить чіткими і гучними.

Перед початком роботи чи руху оператор має впевнитися в безпеці членів екіпажу, бригади чи людей, що знаходяться поблизу. Для цього вивішуються на видному місці таблиці відповідних сигналів на механізмах і машинах.

Кожен, хто помітить небезпеку (несправність залізничної колії, обірваний дріт чи пошкодження ізолятора, пожежу і т. ін.), повинен вжити необхідних

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

заходів і негайно повідомити про це особу, відповідальну за безпеку робіт.

Гірничі виробки кар'єрів у небезпечних місцях, де можливе падіння людей (провали, свердловини), повинні огорожуватися загородками або перекриватися, позначатися запобіжними знаками, що освітлюються у темний час доби.

Зумпфи, вибухові й дренажні свердловини, шурфи та інші вертикальні чи похилі виробки повинні надійно перекриватися чи загороджуватися.

Забороняється захаращувати робочі місця та підходи до них.

У неробочий час гірничі, транспортні та інші машини повинні бути виведені з вибою чи відвернуті від нього, робочий орган необхідно опустити на підшву, двері кабіни мають бути замкнені на замок; з кабелю, що живить машину, слід зняти напругу.

Якщо процес відкритої розробки супроводжується виділенням пилу чи газів, необхідно щоквартально проводити вимірювання концентрації вмісту шкідливих речовин на робочих місцях. Місця відбору проб визначаються згідно з планом, затвердженим головним інженером кар'єру. У випадках, коли концентрація шкідливих чи отруйних речовин перевищує допустимі санітарні норми, необхідно вжити заходів щодо виведення людей і зменшення їх концентрації до гранично допустимих величин.

У разі виникнення пожежі всі роботи в небезпечних місцях зупиняються, крім робіт, пов'язаних з її ліквідацією. Всі споруди на території кар'єру повинні будуватися з дотриманням протипожежних норм і правил. Місця розміщення і кількість первинних засобів пожежогасіння встановлюються технічним керівником підприємства. Для кар'єрів, на яких видобуваються самозаймисті чи легкозаймисті корисні копалини (сірка, сланці, торф та ін.), повинні розроблятися спеціальні протипожежні заходи.

Безпека при пересуванні людей

Пересування людей до кар'єру та в ньому дозволяється по пішохідних доріжках, які чітко визначені, а в період ожеледиці посипаються піском. На

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

перехресті доріжок з автодорогою або залізницею встановлюється знак «Пішохідний перехід». На підході до дороги або залізниці бажано встановлювати спеціальний лабіринт. Під час руху в лабіринті людина вимушено повертається в той чи інший бік, що дозволяє їй завчасно побачити транспорт, що наближається. Перехід через залізницю повинен мати суцільний настил на рівні головок рейок. Для переміщення з горизонту на горизонт необхідно обладнати сходи з обох боків поручнями висотою не нижче 0,8 м. Похил сходи не повинен бути більшим 60°. При висоті уступу понад 10 м ширина сходи має бути не менша 0,8 м, через кожні 15 м влаштовуються горизонтальні площадки. Відстань між сходами по довжині уступу встановлюється проектом, але повинна бути не більше 500 м. Сходи та їх площадки повинні систематично очищатися від снігу та криги, а за необхідності посипатися піском чи сіллю. Підходи до сходів з боків повинні бути рівними і чистими на відстані 0,8 м.

3.3. Стійкість уступів кар'єрів

Стійкість уступів, окрім зазначених вище геологічних і гірничотехнічних чинників, залежить також від часу їх існування. При рівних інших умовах стійкість уступів з часом зменшується. Розрізняють короткострокову та довгострокову стійкість уступів. Для видобувних уступів важлива лише короткострокова стійкість, а для уступів неробочого борта, навпаки, – довгострокова, яка визначається терміном служби кар'єру.

Висота уступів та кути укосів повинні визначатися проектом з урахуванням фізико-механічних властивостей порід і гірничотехнічних умов їх залягання.

Допускається відпрацювання уступів висотою до 30 м шарами товщиною менше висоти черпання екскаватора. При цьому необхідно здійснювати заходи, що виключають обрушення та вивалення шматків породи з укосу уступу (похиле буріння, контурне підривання, виположення укосів тощо).

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

При використанні підричних робіт та якісному подрібненні гірничої маси допускається збільшення висоти вибою до 1,5 висоти черпання екскаватора. У такому випадку теж вживаються заходи, що відвертали б довільне обвалювання козирків і навісів.

У решті випадків висота уступу не повинна перевищувати: при розробці одноковшовими екскаваторами типу механічної лопати висоту його черпання; при використанні драглайнів, багаточерпакових ланцюгових або роторних екскаваторів – висоту або глибину черпання; а при ручній розробці сипучих порід – 3 м, стійких чи монолітних – 6 м.

Консервування уступів чи відновлення гірничих робіт має проводитися відповідно до спеціального проекту.

При проходженні розрізних траншей глибина їх може дорівнювати висоті уступу.

Кути укосів робочих уступів не повинні перевищувати:

а) при роботі механічних лопат екскаваторів – 80° ;

в) при ручній розробці пухких і сипучих порід – не більше, ніж кут природного похилу; пухких, але стійких порід – не більше 50° ; скельних порід – не більше 80° .

Граничні кути похилу неробочих уступів мають визначатися за умови стійкості і для пухких, сипучих порід, не повинні перевищувати кут природного похилу.

Гірничотранспортне устаткування, транспортні комунікації, мережі електропостачання і зв'язку мають розміщуватися за межами призми обвалення.

3.4. Безпека при експлуатації гірничих машин

Удосконалення механізації відкритої розробки не тільки підвищує продуктивність праці, але й значно зменшує випадки травматизму.

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Більш сприятливі умови складаються при використанні найбільш потужних машин, завдяки значному зменшенню кількості обслуговуючого персоналу на одиницю видобутої гірської маси, наприклад, транспортно-відвальних мостів, крокуючих екскаваторів і т. п. Але це гарантовано лише за умов, коли машини якісно обслуговуються і використовуються з дотриманням правил безпеки, інакше самі машини можуть стати джерелом травматизму. Наприклад, на одному з кар'єрів м. Орджонікідзе Нікополь-Марганецького родовища зруйнувався і впав транспортно-відвальний міст, що було спричинено сповзанням перед-відвалу. Після такої аварії (вона відноситься до 1 категорії) міст було здано на металобрухт, а видобуток марганцю переведено на нову технологію.

Заходи та засоби безпеки при експлуатації гірничих машин можна поділити на загальні, яких потрібно дотримуватися при експлуатації всіх машин, та спеціальні – притаманні тільки для даного типу машин.

До загальних заходів і засобів безпеки слід віднести вимоги до обслуговуючого персоналу. Персонал, обслуговуючий гірничі машини, повинен мати відповідне свідоцтво на право керування ними. У разі застосування машин з електричним приводом експлуатаційний персонал повинен мати кваліфікаційну групу з електробезпеки. При роботі з напругою до 1000 В машиніст повинен мати III групу, його помічник – II, а з напругою вище 1000 В відповідно – IV і III. Наявність відповідної кваліфікаційної групи електробезпеки надає право машиністам і помічникам машиністів виконувати обслуговування, поточні ремонти в межах закріпленої за ними машини та примикального пункту, в тому числі перемикання кабелю.

Перевірка знань із безпечних методів роботи машиністів та їх помічників проводиться щорічно комісією, призначеною адміністрацією підприємства. Гірничі машини повинні працювати безаварійно протягом відповідного терміну, визначеного заводом-виробником.

Надійність машини характеризується терміном безаварійної роботи між

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

плановими ремонтами.

Довговічність машин характеризується загальним терміном від початку до кінця експлуатації за умови збереження рівня безпеки. Машини можуть бути довговічні, але травмонебезпечні. Всі відповідні вузли машини підлягають огляду, а деякі – випробуванню. Для забезпечення безпечної роботи на деяких машинах передбачено автоматизацію окремих процесів. Так, наприклад, транспортно-відвальний міст зупиняється і гальмується автоматично, коли швидкість вітру перевищує допустиму при веденні робіт. Спосіб і порядок використання гірничих машин регламентовано «Правилами технічної експлуатації машин», які розробляються на кожну машину.

Перед початком роботи машин повинен подаватися попереджувальний сигнал. Кожен нечітко сприйнятий сигнал вважається сигналом «стоп».

Змащування деяких вузлів можна проводити лише після зупинки машини, наприклад, на стрілі, на даху і т. ін.

Машини з електроприводом не повинні автоматично вмикатися після повторної подачі струму на них.

Мастила та обтиральні матеріали повинні зберігатися окремо в металевих ящиках, що щільно закриваються. Допускається зберігати такі матеріали в одному ящику, але в різних відділеннях, які відгороджені герметичною металевою перегородкою. Наприкінці зміни щоразу необхідно прибирати обтиральні матеріали і викидати за межі машин, утилізувати їх або спалювати.

Зберігання легкозаймистих і вибухонебезпечних речовин на машинах не допускається.

Гірничі транспортні та будівельно-дорожні машини повинні бути справними, мати діючі сигнальні пристрої, гальма, захисні огорожі рухомих частин і площадок на висоті, протипожежні засоби, прилади освітлення, комплект необхідного інструменту, контрольно-вимірювальні прилади, а також діючі захисні пристрої та засоби індивідуального захисту.

Справність машин має перевірятися: щозмінно машиністом, щотижня –

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

механіком дільниці, щомісячно – головним механіком кар'єру. Результати вищезазначених перевірок повинні записуватися у спеціальний журнал.

Транспортування машин за допомогою тракторів або бульдозерів допускається лише із застосуванням жорсткої зчіпки, проект конструкції якої затверджений головним інженером кар'єру.

Площадки та драбини повинні бути очищені від снігу та льоду.

3.5. Організація безпечного проведення підривних робіт на кар'єрах

Масові вибухи на кар'єрах повинні проводитися тільки відповідно до проектів, а в інших випадках – за паспортами. На відкритих роботах масовим вважається вибух, коли підривається хоча б одна свердловина глибиною понад 10 м або дві довільної глибини. З проектом на вибух чи паспортом повинен бути ознайомлений під розпис весь персонал, що виконує підривні роботи. Типовий проект масового вибуху затверджується керівником підприємства або підрядної організації, що веде підривні роботи. На основі типових проектів розробляються проекти (паспорти), буропідривних (підривних) робіт на конкретний масовий вибух, які затверджуються і вводяться в дію за наказом керівника підприємства. Проект насамперед повинен передбачати заходи безпеки при проведенні підривних робіт. Одним із головних заходів безпеки є визначення вибухонебезпечної зони з розльоту кусків породи, дії сейсмічної та ударної повітряної хвиль, розповсюдження отруйних газів.

Перед початком заряджання на блоці, який має підриватися, встановлюється заборонена зона радіусом не менше 20 м від крайньої свердловини.

Заборонена зона розповсюджується як на даний горизонт, так і на суміжний. У межах забороненої зони допускається тільки рух транспорту по установлених трасах і тільки на суміжних горизонтах.

Небезпечна зона визначається в проекті розрахунком і встановлюється

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

перед початком укладки бойовиків, а при використанні неелектричних систем (хвильоводів) або детонуючих шнурів (ДШ) – перед початком монтажу вибухової мережі.

На межах заборонених і небезпечних зон виставляються пости охорони з добре проінструктованих робітників. Як правило, пости обов'язково виставляються в місцях, доступних для проїзду транспорту і проходу людей. При цьому суміжні пости повинні бути добре видимі. Пости виставляються до подачі попереджувального сигналу, а знімаються після сигналу «Відбій».

При веденні підричних робіт обов'язкове подавання звукових, а в темну пору доби, крім того, і світлових сигналів для оповіщення людей. Значення і порядок подачі сигналів такі:

- а) «попереджувальний» (один довгий) – подається перед початком заряджання;
- б) «бойовий» (два довгих) – після цього сигналу проводиться вибух;
- в) «відбій» (три коротких).

Значення сигналів доводиться до всіх працівників цього та інших близько розміщених підприємств і місцевого населення.

Допуск працівників до місця вибуху проводиться безпосереднім керівником підричних робіт після того, як встановлено, що умови роботи безпечні.

Перед початком заряджання поверхня біля устя свердловин очищається від уламків породи, бурового дрібняку, сторонніх предметів для запобігання їх випадковому падінню у свердловину під час зарядки.

Механізоване заряджання свердловин може застосовуватись тільки для ВР, які дозволені відповідними органами. Основна небезпека при такому заряджанні – можливе виникнення іскор, обумовлених створенням статичного електрзаряду. Крім того, причиною іскри може також бути металевий предмет або камінь, що потрапив до ВР. Трубопроводи при механізованому заряджанні ВР повинні мати питомий електричний опір не більше, ніж

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

1040м та відповідне маркування.

Перед початком виконання зарядних робіт машина повинна заземлюватись. Як зарядні трубопроводи допускається використовувати також металеві, довжиною не більше 5 м з матеріалу, який не створює іскор. Вибухові речовини, що висипалися на поверхню, підлягають утилізації і знищенню. Після заряджання свердловин бункер і система подачі старанно очищаються від ВР шляхом промивання теплою водою. Ремонт зарядного обладнання проводиться тільки у спеціально призначеному для цього приміщенні.

Після заряджання свердловин проводиться їх набійка, яка не тільки підвищує якість подрібнення, але й зменшує відстань розльоту осколків, кількість утворених шкідливих газів і пилу. Для набійки використовується подрібнена порода фракцією 5-10мм, яка змочена водою, водними розчинами або гідрогелем. Змочується також буровий шлам навколо свердловини, який є джерелом викиду пилу в атмосферу. Набійка може робитися вручну, а частіше – за допомогою спеціальних машин, змонтованих на автомобілях. В останньому випадку необхідно стежити, щоб автомобіль не переїхав через детонуючий шнур, хвильоводи або провідники електродетонатора.

Для підривання декількох свердловинних зарядів можна використовувати хвильоводи, детонуючий шнур або електродетонатори. При глибині свердловини понад 15 м необхідне дублювання вибухової мережі. Проведення підричних робіт при недостатньому освітленні та під час грози при застосуванні електродетонаторів забороняється. Якщо електромережа при цьому не демонтована, кінці дротів необхідно закоротити.

Виконавчі прилади встановлюють згідно з проектом, але не ближче 50 м від найближчих свердловин, що підриваються. Командний пункт повинен розташовуватися за межами небезпечної зони і мати пряму видимість з усіма виконавчими приладами.

Кодований сигнал на вибух подає підричник з командного пункту після

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

вказівки керівника масового вибуху.

Для ініціювання зарядів ВР доцільно використовувати хвильоводи низькоенергетичного типу. Ця неелектрична система ініціювання (НСІ) складається з хвильовода (пластмасової трубки), внутрішня поверхня якої покрита реактивною речовиною. Ударна хвиля, що утворюється в хвильоводі, має достатню енергію для ініціювання капсуля-детонатора, але недостатню, щоб розірвати трубку – хвильовід. Швидкість ударної хвилі близько 2000 м/с.

На відміну від ДШ, НСІ не боїться випадкових ударів, не утворює в атмосферному повітрі ударну повітряну хвилю, виділяє в десятки разів менше газів, не здіймає з поверхні блока пил та безпечна у використанні.

Крім того, НСІ дозволяє ініціювати заряд ВР з дна свердловини, не порушуючи при цьому його цілісності. Існуючі номінальні сповільнення детонаторів дають можливість за допомогою НСІ розосереджено підривати всі свердловини в блоці, і таким чином регулювати кількість ВР, які одночасно підриваються, керувати інтенсивністю сейсмічних та ударних повітряних хвиль.

У гірничовидобувній промисловості України використовується НСІ типу «Нонель», «Прима Ера», «Імпульс» та ін.

3.6. Охорона навколишнього середовища

Атмосфера кар'єру забруднюється пилом та шкідливими газами, які є наслідком процесу виробничої діяльності. Інтенсивність забруднення залежить від: технології і техніки розробки, комплексу гірничотехнічних факторів і фізико-хімічних властивостей порід, що розробляються, кліматичних та погодних умов, ефективності застосування засобів і заходів щодо оздоровлення атмосфери. Так, концентрація пилу та шкідливих газів на робочих місцях у кар'єрі може коливатися у великих межах.

Розрахунки основних викидів

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Викид 1. На розкривних роботах

Час дії факторів забруднення $T=504,0$ година/рік. При проведенні розкривних робіт і навантаженню породи екскаваторами в автосамоскиди в атмосферу виділяється пил неорганічна зі змістом діоксиду кремнію (SiO_2) < 20%. Час роботи екскаватора на розкривних роботах складає 25% від загального часу навантажування:

$$M_{г/с_{2909}} = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot K_7 \cdot B \cdot G \cdot 10^6 / 3600 \quad (3.1)$$

де: K_1 – вагова частка пилової фракції в матеріалі,.....0,04;

K_2 – частка пилу, що переходить в аерозоль,.....0,02;

K_3 – коеф., що враховує місцеві метеоумови.....1,0;

K_4 – коеф., що враховує захищеність вузла,.....1,0;

K_5 – коеф., що враховує вологість матеріалу,.....0,01;

K_7 – коеф., що враховує крупність матеріалу,.....0,4;

B – коеф., що враховує висоту пересипання,.....0,5;

G – продуктивність вузла пересипання, т/година;.....56,0

$$M_{г/рік_{2909}} = M_{г/с_{2909}} \cdot 3600 \cdot T \cdot 10^{-6}, \quad (3.2)$$

де: $M_{г/с_{2909}}$ – м.р. викид пилу при навантаженні.....0,024889 г/с;

T – час роботи технологічного устаткування.....504,0 годин/рік;

10^{-6} – коефіцієнт переводу г в т;

$$M_{2909} = 0,024689 \text{ г/с}; 0,045159 \text{ т/рік};$$

Викид 2. Навантаження гірської маси

Час дії факторів забруднення $T=1109,0$ годин/рік. Обсяг відходів гірської маси складає 3,0 тис. м³/рік. Навантаження екскаватором у кузов автомобіля Краз-256Б. Час роботи екскаватора на навантаженні гірської маси складає 55% від загального часу роботи.

Обсяг виділення пилу визначається за:

$$M_{г/с_{2909}} = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot K_7 \cdot B \cdot G \cdot 10^6 / 3600; \quad (3.3)$$

де: K_1 – вагова частка пилової фракції в матеріалі.....0,04;

K_2 – частка пилу, що переходить в аерозоль.....0,02;

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

K_3 – коеф., що враховує місцеві метеоумови.....1,0;
 K_4 – коеф., що враховує захищеність вузла.....1,0;
 K_5 – коеф., що враховує вологість матеріалу.....0,01;
 K_7 – коеф., що враховує крупність матеріалу.....0,4;
 B – коеф., що враховує висоту пересипання.....0,5;
 G – продуктивність вузла пересипання.....56,0 т/годину;

$$M_{т/рік2909} = M_{г/с2909} \cdot 3600 \cdot T \cdot 10^{-6},$$

де: $M_{г/с2909}$ – м.р. викид пилу при навантаженні.....0,024889 г/с;
 T – час роботи технологічного устаткування.....1109,0 година/рік;
 10^{-6} – коефіцієнт переводу г в т;

$$M_{2909} = 0,024889 \text{ г/с}; 0,099369 \text{ т/рік};$$

Викид 3. Викиди пилу при автотранспортних роботах.

Час дії факторів забруднення $T=1613,0$ годин/рік. Загальну кількість пилу, що виділяється автотранспортом при роботі в межах кар'єру визначають за формулою:

$$M_{г/с} = C_1 \cdot C_2 \cdot C_3 \cdot C_6 \cdot C_7 \cdot N \cdot a \cdot g_1 / 3600 \cdot C_4 \cdot C_5 \cdot C_6 \cdot F_0 \cdot n \cdot g_2; \quad (3.4)$$

де: C_1 – коеф., що враховує середню вантажопідйомність

Автотранспорту..... 1,0;

C_2 – коеф., що враховує середню швидкість пересування км/год.....1,0;

C_3 – коеф., що враховує стан доріг..... 1,0;

C_4 – коеф., що враховує профіль поверхні матеріалу на платформі й обумовлений як відношення $F_{фак}/F_0$ – фактична поверхня матеріалу платформи. Значення C_4 коливається у межах 1,3 – 1,6 у залежності від крупності матеріалу і ступеня заповнення платформи..... 1,6;

C_5 – коеф., що враховує швидкість обдуву матеріалу.....1,2;

C_6 – коеф., що враховує вологість поверхневого шару матеріалу.....0,01;

C_7 – коеф., що враховує частку пилу, яка вноситься в атмосферу.....0,01;

N – число ходок (туди і назад) усього транспорту за годину.....1;

a – середня довжина однієї ходки в межах кар'єру.....0,4 км;

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

g_1 – пилевиділення в атмосферу на 1 км пробігу при $C_1=C_2=C_3=1$ приймається рівним..... 1450,0 г;

g_2 – пилевиділення з одиниці фактичної поверхні матеріалу на платформі..... 0,002;

n – кількість автомашин, які працюють у кар'єрі..... 2;

F – середня площа платформи, m^2 12,0.

$$M_{г/год_i} = M_{г/c_i} \cdot 3600 \cdot T \cdot 10^{-6},$$

де: $M_{г/c_i}$ – м.р. викид пилу при пересуванні а/т 0,000938 г/с;

T – час роботи автотранспорту на терит. кар'єру..... 1613,0 година/рік;

10^{-6} – коефіцієнт переводу г в т;

$$M_{2909} = 0,000938 \text{ г/с}; 0,005447 \text{ т/рік};$$

При проведенні розкривних робіт в обсязі 2,5 тис. m^3 /рік і навантаженню гірничої маси в обсязі 3,0 тис. m^3 /рік кар'єрний автомобіль, що використовують, Краз-256Б проходить відстань 0,4 км за один заїзд і вивозить при цьому 12,0 тонн вантажу.

Щільність гірської породи – 2,95 т/ m^3 . Тобто за один заїзд вивозиться 4,068 m^3 породи. Для вивозу 5,5 тис. m^3 знадобиться 1352 заїздів, що відповідає 540,8 км шляхи по території кар'єру. При цьому буде витрачено 540,8 км $\cdot$ 0,42 л/км = 227,1 л ДП протягом року. Питома вага ДП=0,86 кг/л. Загальна кількість витраченого ДП - 227,1 л $\cdot$ 0,86 кг/л = 195,3 кг/рік. При роботі автотранспорту в кар'єрі виділяються в атмосферу: діоксид азоту, сажа, сірчистий газ, оксид вуглецю, бенз(а)пирен, вуглеводні. При швидкості 10,0 м/година по території кар'єру за годину Краз-256Б витрачає 4,2 л ДП (3,61 кг). Розрахунок викидів ЗР проведений по питомим показникам:

Викид діоксиду азоту в г/с і т/рік:

$$M_{г/c_{NOx}} = g_{NOx} \cdot A \cdot n \cdot 10^6 \cdot 3600,$$

де: $M_{г/c_{NOx}}$ – м.р. викид діоксиду азоту, г/с..... 0,080222 г/с;

g_{NOx} – питомий викид діоксиду азоту..... 0,04 т/т;

A – витрата ДП..... 0,00361 т/година;

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

n – кількість автомобілів у кар'єрі..... 2;

10^6 – коефіцієнт перевodu т в г;

$$M_{\text{г/рік}}_{\text{NO}_x} = g_{\text{NO}_x} \cdot A,$$

де: $M_{\text{г/рік}}_{\text{NO}_x}$ – вал. викид діоксиду азоту..... 0,007812 т/рік;

g_{NO_x} – питомий викид діоксиду азоту..... 0,04 т/т;

A – витрата ДТ протягом року..... 0,1953 т/рік;

$$M_{\text{NO}_x} = 0,080222 \text{ г/с}; 0,007812 \text{ т/рік};$$

Викид сажі в г/с і т/рік:

$$M_{\text{г/с}}_{\text{сажі}} = g_{\text{сажі}} \cdot A \cdot n \cdot 10^6 / 3600,$$

де: $M_{\text{г/с}}_{\text{сажі}}$ – м.р. викид сажі..... 0,031086 г/с;

$g_{\text{сажі}}$ – питомий викид сажі..... 0,0155 т/т;

A – витрата ДП 0,00361 т/година;

n – кількість автомобілів у кар'єрі..... 2;

10^6 – коефіцієнт перевodu т в г;

$$M_{\text{т/рік}}_{\text{сажі}} = g_{\text{сажі}} \cdot A,$$

де: $M_{\text{т/рік}}_{\text{сажі}}$ – вал. викид сажі..... 0,003027 т/рік;

$g_{\text{сажі}}$ – питомий викид сажі..... 0,0155 т/т;

A – витрата ДП протягом року..... 0,1953 т/рік;

$$M_{\text{сажі}} = 0,031086 \text{ г/с}; 0,003027 \text{ т/рік};$$

Викид сірчистого ангідриду в г/с і т/рік:

$$M_{\text{г/с}}_{\text{SO}_2} = g_{\text{SO}_2} \cdot A \cdot n \cdot 10^6 / 3600$$

де: $M_{\text{г/с}}_{\text{SO}_2}$ – м.р. викид сірчистого ангідриду, г/с..... 0,040111 г/с;

g_{SO_2} – питомий викид сірчистого ангідриду..... 0,02 т/т;

A – витрата ДП..... 0,00361 т/година;

n – в автомобілів у кар'єрі..... 2;

10^6 – коефіцієнт перевodu т в г;

$$M_{\text{т/год}}_{\text{SO}_2} = g_{\text{SO}_2} \cdot A,$$

де: $M_{\text{т/год}}_{\text{SO}_2}$ – вал. викид сірчистого ангідриду..... 0,003906 т/рік;

g_{SO_2} – питомий викид сірчистого ангідриду..... 0,02 т/т;

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

А – витрата ДП протягом року..... 0,1953 т/рік;

$MSO_2 = 0,040111 \text{ г/с}; 0,003306 \text{ г/рік};$

Викид оксиду вуглецю в г/с і т/рік:

$$M_{г/сCO} = g_{CO} \cdot A \cdot n \cdot 10^6 / 3600,$$

де: $M_{г/сCO}$ – м.р. викид оксиду вуглецю..... 0,200556 г/с;

g_{CO} – питомий викид оксиду вуглецю..... 0,10 т/т;

А – витрата ДП..... 0,00361 т/година;

п – кількість автомобілів у кар'єрі..... 2;

10^6 – коефіцієнт переводу т в г;

$$M_{т/годCO} = g_{CO} \cdot A,$$

де: $M_{т/годCO}$ – вал. викид оксиду вуглецю..... 0,019530 т/рік;

g_{CO} – питомий викид оксиду вуглецю..... 0,10 т/т;

А – витрата ДП протягом року..... 0,1953 т/рік;

$M_{CO} = 0,200556 \text{ г/с}; 0,029530 \text{ т/рік};$

Викид бенз(а)пірену в г/с і т/рік:

$$M_{г/сбенз(а)пірену} = g_{бенз(а)пірену} \cdot A \cdot n \cdot 10^6 / 3600$$

де: $M_{г/сбенз(а)пірену}$ – м.р. викид бенз(а)пірену..... 0,000001 г/с;

$g_{бенз(а)пірену}$ – питомий викид бенз(а)пірену..... 0,00000032 т/т;

А – витрата ДП..... 0,00361 т/годину;

п – кількість автомобілів у кар'єрі..... 2;

10^6 – коефіцієнт переводу т в г;

$$M_{т/годбенз(а)пірену} = g_{бенз(а)пірену} \cdot A,$$

де: $M_{т/годбенз(а)пірену}$ – вал. викид бенз(а)пірену..... 0,0000001 т/рік;

$g_{бенз(а)пірену}$ – пит. викид бенз(а)пірену..... 0,00000032 т/т;

А – витрата ДП протягом року..... 0,1953 т/рік;

$M_{бенз(а)пірену} = 0,000001 \text{ г/с}; 0,0000001 \text{ т/рік};$

Викид вуглеводнів у г/с і т/рік:

$$M_{г/сC_{12}-C_{19}} = g_{C_{12}-C_{19}} \cdot A \cdot П \cdot 10^6 / 3600,$$

де: $M_{г/сC_{12}-C_{19}}$ – м.р. викид вуглеводнів..... 0,060167 г/с;

$g_{C_{12}-C_{19}}$ – пит. викид вуглеводнів..... 0,030 т/т;

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

A – витрата ДП..... 0,00361 т/година;

n – в автомобілів у кар'єрі..... 2;

10^6 – перекладний коефіцієнт т в г;

$$M_{\text{т/год}}_{\text{C12-C19}} = g_{\text{C12-C19}} \cdot A,$$

де: $M_{\text{т/год}}_{\text{C12-C19}}$ – вал. викид вуглеводнів..... 0,005859 т/рік;

$g_{\text{C12-C19}}$ – пит. викид вуглеводнів..... 0,030 т/т;

A – витрата ДТ протягом року 0,1953 т/рік;

$$M_{\text{C12-C19}} = 0,060157 \text{ г/с}; 0,005859 \text{ т/рік};$$

Заходи щодо регулювання викидів при НМУ (несприятливих метеоумовах).

Відповідно до РД 52.04.52-85 "Регулювання викидів при несприятливих метеорологічних умовах" роз'яснює 1: "Заходу щодо скорочення викидів ЗР в атмосферу в період НМУ розробляють підприємства, організації, установи, розташовані в населених пунктах, де органами Госкомгідромета виробляється або планується прогнозування НМУ".

Заходи на період настання несприятливих метеоумов спрямовані на зменшення викидів шкідливих речовин з метою недопущення збільшення приземних концентрацій на межі СЗЗ (санітарно захисної зони) більше ніж ГДК.

Необхідність розробки заходів щодо регулювання викидів у період НМУ узгоджується з Керуванням по гідрометеорології і контролю природного середовища. Регулювання викидів здійснюється з урахуванням прогнозу НМУ на підставі попередження про можливе збільшення концентрації ЗВ в повітрі. Попередження про настання НМУ повинне даватися завчасно (від декількох годин до доби). Існує три ступені попереджень, метою яких повинне бути здійснення зниження концентрацій ЗВ в приземному шарі атмосфери:

- режим - на 15-20%
- режим - на 20-40%

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

- III- режим - на 40-60%

Усі заходи щодо зниження викидів спрямовані на те, щоб з найменшими витратами забезпечити послідовно 1,11 і якщо можливо III режим роботи підприємства в період настання НМУ.

Заходу щодо зниження викидів при настанні НМУ можна розділити на три режими в залежності від ступеня небезпеки НМУ, а саме:

1-ий режим. Заходи забезпечують скорочення концентрацій ЗР в приземному шарі атмосфери на 5-15%.

Ці заходи мають організаційно-технічний характер, легко здійсненні, не вимагають вагомих витрат і не приводять до зменшення потужності підприємства:

- виключення роботи технологічного устаткування на форсованих режимах;
- проведення вологого прибирання виробничих приміщень, поливання території підприємства;
- обмеження вантажно-розвантажувальних робіт, пов'язаних з виділенням пилу і заборона переливу летучих сировинних матеріалів (органічних розчинників й ін.);
- заборона роботи автотранспорту на неодруженому ходу й обмеження його пересування по території підприємства;
- використання раціональних режимів спалювання пального;
- зупинка технологічного устаткування на планово-попереджувальний ремонт, якщо це відповідає графіку проведення таких ремонтів;
- заборона організованого (з використанням відповідного устаткування) і неорганізованого спалювання на території підприємства відходів (виробничих або виробничо-побутових).

2-ий режим. По другому режиму заходи забезпечують скорочення концентрацій ЗР в приземному шарі атмосфери на 25-40%. Вони містять у собі заходи, розроблені для 1-го режиму, а також комплекс заходів на базі

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

оптимальної раціоналізації технологічних процесів, що супроводжуються незначним зменшенням виробничої діяльності підприємства.

3-й режим. По третьому режимові забезпечується зменшення концентрації ЗР в приземному шарі атмосфери на 40-70%. Заходи щодо цього режиму включають комплекс заходів, передбачених 1-им і 2-им режимами, а також заходи, розроблені на базі технологічних процесів, що дають можливість значно зменшити викиди ЗР в атмосферу за рахунок скорочення виробничої потужності або повної зупинки технологічного устаткування.

					РРКК.ДР21.11.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

4. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

4.1. Загальні положення

Загальні відомості

Річна продуктивність кар'єру становить:

- по корисній копалині – 670000 м³/рік;
- по щебеню – 800000 м³/рік.

Режим роботи кар'єру : в три зміни тривалістю 7 годин – 240 робочих днів на рік.

На підприємстві працює 217 робітників. До їх складу входять разом з ІТП та службовцями. Сума заробітної платні за рік становить 852420,36 грн. , в т.ч. передбачено преміальні в сумі 100000 грн.

Таблиця 4.1

Обов'язкові платежі підприємства

Вид нарахувань	Сума нарахувань
Загальний фонд заробітної плати	852420,36
Збір на обов'язкове державне пенсійне страхування (32%)	272774,52
Збір на обов'язкове соціальне страхування (2,9%)	24720,19
Нарахування на нещасний випадок (2,1%)	17900,83
Збір на обов'язкове соціальне страхування на випадок безробіття (2,1%)	17900,83
Загальна сума нарахувань на заробітну плату	333296,37

Витрати підприємства

Таблиця 4.2

Амортизаційні нарахування

Назва об'єкту	Група	Балансова вартість на 01.01.20 , грн.	Сума амортизації, грн.
Будівлі			
Котельня	I	41,0	0,52
Туалет	I	15,44	0,19

					РРКК.ДР21.11.04.ПЗ			
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	Розділ 4			
Студент	Подік Д.О.							
Керівник	Камських О.В.							
К. розділу	Камських О.В.							
Н. контр.	Башинський С.І.							
Зав. каф.	Башинський С.І.							
						Літ.	Арк.	Аркуші
						н	1	11
						Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. ЗРР-17-1		

Зварювально-токарна будівля	I	123,57	1,58
Склад ПММ	I	38,25	0,48
Адміністративна будівля	I	18170,78	230,0
Всього:		18389,04	232,77
Транспорт			
Автомобіль КрАЗ 256Б	II	28191,52	1879,43
Автобус ПаЗ-32-05	II	19453,85	1296,92
Автомобіль БелАЗ – 540	II	45838,64	2291,93
Мікроавтобус “ГАЗель”	II	11917,65	794,51
Інші	II	91316,55	6087,77
Всього:		196718,21	12350,57
Машини та обладнання			
Бурові установки	III	98151,57	4907,58
Екскаватори ЕКГ – 4,6	III	197645,77	9882,30
Екскаватор Е-1252	III	33671,63	1311,88
Інші	III	558795,05	27939,75
Всього:		888264,02	44041,51

Загальна сума амортизації:

$$\Sigma A = A_I + A_{II} + A_{III} \quad (4.1)$$

де: A_I , A_{II} , A_{III} – відповідно сума амортизації I, II та III груп.

$$\Sigma A = 232,77 + 12350,57 + 44041,51 = 56624,85 \text{ грн.}$$

Таблиця 4.3

Витрати пального

Найменування матеріалу	Кількість за рік, л	Вартість без ПДВ, грн	Вартість за рік, грн
Дизельне паливо	600000	1,25	750000
Бензин	90000	1,25	112500
Масло (трансмісійне, моторне, ін.)	6000	3,00	18000
Загальні витрати на ПММ			880500

Транспортно-заготівельні витрати на матеріали – 880500 грн.

Витрати на запасні частини – 264000 грн.

Сумарні матеріальні витрати $\Sigma = 1144500$ грн.

Інші витрати

Витрати електроенергії на АТ «Коростенський кар'єр» за 2020 рік становлять 3103318,5 кВт/рік. Розрахунки ведуться по тарифу 24 коп. за 1 кВт/год. Витрата електроенергії в грошових одиницях за рік становить :

$$3103318,5 \times 0,24 = 744796,44 \text{ грн.}$$

Витрати на проведення вибухових робіт становлять 702000 грн.

Собівартість продукції

					РРКК.ДР21.11.04.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Таблиця 4.4

Загальні витрати по підприємству

Показники	Значення, грн..
Фонд заробітної плати	852420,36
Амортизація	56624,85
Матеріальні витрати	1144500
Електроенергія	744796,44
Вибухові роботи	302000
Загальнозаводські витрати	46056
Послуги сторонніх організацій	199800
Всього:	3346197,65

Собівартість 1 м³ щебеню визначається за формулою:

$$\Phi_2 = \Phi_0 / V_6 = 3346197,65 / 490000 = 6,82 \text{ грн.}, \quad (4.2)$$

де: Φ_0 – загальні витрати на кар'єрі;

V_6 – річна продуктивність кар'єру по щебеню.

Цінові показники підприємства

Таблиця 4.5

Ціни за якими реалізується щебінь

Найменування	Од. вим.	Ціна, грн
Фр. 0 – 5	м ³	3
Фр. 5 – 20	м ³	11
Фр. 25 – 40	м ³	9

Таблиця 4.6

Вихід блоків кожної групи

фракція	Об'єм, м ³	%
0 – 5	147000	30
5 – 20	147000	30
25 - 40	196000	40

Виручка від реалізації продукції визначається за формулою:

$$B = V_{\text{щ}} \cdot C_{\text{щ}}, \quad (4.3)$$

де: $V_{\text{щ}}$ – об'єм щебеню певної фракції, м³

					РРКК.ДР21.11.04.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$C_{\text{щ}}$ – ціна 1 м^3 щебеню відповідної фракції, грн.

$$B_I = 147000 \cdot 5 = 735000 \text{ грн.}$$

$$B_{II} = 147000 \cdot 14 = 2058000 \text{ грн.}$$

$$B_{III} = 196000 \cdot 10 = 1960000 \text{ грн.}$$

Загальна виручка від реалізації щебеню :

$$B_p = B_I + B_{II} + B_{III} = 4753000 \text{ грн.}$$

Загальна виручка від реалізації щебеню без ПДВ:

$$B_{\text{заг}} = 5096000 \cdot 5/6 = 3960833,33 \text{ грн}$$

Загальний прибуток від реалізації щебеню визначається за формулою:

$$\Pi = B_{\text{заг}} - \Phi_0 \quad (4.4)$$

$$\Pi = 3960833,33 - 3346197,65 = 614635,68 \text{ грн.}$$

Загальна рентабельність підприємства визначається за формулою:

$$P = \frac{\Pi}{\Phi_0} \cdot 100\% \quad (4.5)$$

$$P = \frac{614635,68}{3346197,65} \cdot 100\% = 18\%$$

Таблиця 4.7

Техніко - економічні показники

Найменування показників	Од. вим.	Величина
Корисна копалина		Граніт
Розміри кар'єрного поля:		
- довжина	м	750
- ширина	м	590
Річна продуктивність кар'єру:		
- по корисній копалині	м^3	350000
- по щебеню		490000
Режим роботи кар'єру:		
- робочих днів на рік		258
- робочих змін на добу		3
- тривалість зміни		7
Спискова чисельність працюючих, В т.ч. робітників	чол.	223
Загальний річний фонд заробітної платні	грн.	852420,36
Балансова вартість обладнання	грн.	1103371,27
Собівартість 1 м^3 щебеню	грн.	68,2
Прибуток	грн.	614635,68
Загальний рівень рентабельності	%	18

					РРКК.ДР21.11.04.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

ВИСНОВКИ

Дипломна робота є завершеною практичною роботою, в якій, на основі документації підприємства та визначених техніко-економічних показників, вирішено актуальну прикладну задачу оптимізація параметрів буро-підричних робіт у умовах ТОВ «Гранрозробка».

З метою оптимізації параметрів буро-підричних робіт у умовах ТОВ «Гранрозробка» передбачено ряд заходів:

1. Для кращого використання енергії вибуху з урахуванням тріщинуватості верхніх шарів масиву рекомендується розосереджувати заряд у верхній частині свердловини.

2. В результаті розрахунків та пробних підричних робіт було з'ясовано що сітку 3 на 4 метрів доцільно застосовувати в тріщинуватих ділянках. А сітку 4,4 на 4,4 метрів на ділянках з меншою тріщинуватістю.

3. При умові великої тріщинуватості масиву, для запобігання розтікання ВР по тріщинах, при заряджанні в свердловинах використовуватимуться поліетиленові або поліпропіленові рукави.

4. При короткоуповільненому вибуху при шаховому розташуванні свердловин завдяки більш ефективному використанні енергії вибуху можливо збільшити коефіцієнт зближення зарядів на родовищі до 0,86, що збільшить вихід гірської маси і вплине на подрібнення породи.

5. В умовах даного родовища методом випробувань і досвідом ведення вибухових робіт аналогічних родовищ та по розрахунках було встановлено ефективну величину перебуру, яка дорівнює 2,0 м.

6. Для покращення процесу підривання рекомендована неелектрична система ініціювання «Імпульс».

7. В умовах даного родовища, відповідно до розрахунків, оптимальною буде висота в уступу в 15 м.

8. З врахуванням вищенаведених параметрів можна досягти зниження витрати ВР на 1 м³, знижуються бурові роботи, збільшується вихід гірської маси з одного погонного метру свердловини та концентрація видобувних робіт на уступі – коефіцієнт використання часу роботи машин та обладнання. Рентабельність підвищиться на 1%.

					РРКК.ДР21.11.ВС.ПЗ			
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	Висновки			
Студент	Подік Д.О.							
Керівник	Камських О.В.							
К. розділу	Камських О.В.							
Н. контр.	Башинський С.І.							
Зав. каф.	Башинський С.І.							
						Літ.	Арк.	Аркушів
						н	1	1
						Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. ЗРР-17-1		

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Безопасность при взрывных работах: Сборник документов. Серия Выпуск 1 / Колл. авт. – 2-е изд., испр. и доп. – М.: Государственное уни- тарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в про- мышленности Госгортехнадзора России», 2002. – 248 с.
2. Дубов Ю.А., Травкин С.И., Якимец В.Н. Многокритериальные мо- дели формирования и выбора вариантов систем. – М.: Наука. Гл. ред. физ.-мат. лит., 1986. – 296 с. – (Теория и методы системного анализа).
3. Измаилов А.Ф., Солодов М.В. Численные методы оптимизации: Учеб. пособие. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2005, 304 с. – ISBN 5-9221-0045-9.
4. Каркашадзе Г.Г. Механическое разрушение горных пород: Учебн. пособие для вузов. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2004. 222 с.: ил.
5. Компьютер и поиск компромисса. Метод достижения целей / Лотов А.В., Бушенков В.А., Каменев Г.К., Черных О.Л. – М.: Наука, 1997, 239 с. (Серия «Кибернетика: неограниченные возможности и возможные ограни- чения»).
6. Конспект курса лекций по дисциплине «Методы оптимальных решений», проф., д.ф.-м.н. Лотов А.В., кафедра Высшей математики, Государственный университет – Высшая школа Экономики, 2004.
7. Корн Г., Корн Т. Справочник по математике для научных работников и инженеров. М., 1974, 832 стр. с илл.
8. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: издательство МГИ, 1992. – 516 с.: ил.

					РРКК.ДР21.11.СЛ.ПЗ				
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата					
Студент		Подік Д.О.			Література	Літ.	Арк.	Аркушів	
Керівник		Камських О.В.					1	1	
К. розділу		Камських О.В.				Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. ЗРР-17-1			
Н. контр.		Башинський С.І.							
Зав. каф.		Башинський С.І.							

9. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород под взрывом (взрывные технологии в промышленности) ч. II. Учебник для вузов. 3-е издание, переработанное и дополненное. М.: Издательство Московского государственного горного университета, 1994, 448 с.
10. Ниязбаева С.В. «Моделирование и многокритериальная оптимизация зарядов буровзрывной скважины на карьере», магистерская диссертация, руководитель проф., д.т.н. Потресов Д.К., М.: МГГУ, 2004.
11. Потресов Д.К., Белин В.А., Сапожников С.И. Виртуальное моделирование взрывных работ на карьере. – М.: Изд-во МГГУ. Горный информационно-аналитический бюллетень. – № 5. – 2005. – С. 165-169.
12. Потресов Д.К., Сапожников С.И. «Развитие метода достижимых целей на случай непрерывных шкал критериев». – М.: Изд-во МГГУ. Горный информационно-аналитический бюллетень. – № 8. – 2006. – С. 229– 237.
13. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. Изд. 2-е, дополненное и переработанное. – М.: Недра, 1974, 520 с.
14. Лукьянов В.Г., Комащенко В.И., Шмурыгин В.А. Взрывные работы / В.Г. Лукьянов, В.И. Комащенко, В.А. Шмурыгин // Учебн. изд. -2-е. Из-во Томского политехнического университета, 2013. - 403 с.
15. Komashchenko V.I., Golik V.I., Belin V.A., Gaponenko A.L. Enhanced efficiency of blasting by new methods of borehole charge initiation in open-pit mines. m.giab, 2014. - № 9. - P. 293-304.
16. Morkun V., Tron V. Automation of iron ore raw materials beneficiation with the operational recognition of its varieties in process streams, Metallurgical and Mining Industry, No6, 2014, pp. 4-7: http://www.metaljournal.com.ua/assets/MMI_2014_6/1-MorkunTron.pdf
17. Komashchenko V.I., Erokhin I.V. Iron ore explosive blasting technology improvement, which reduces soil and environment pollution. Technische University Bergakademie Freiberg, Germany Publisher: Medienzentrum der TU

					РРКК.ДР21.11.СЛ.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Bergakademie Freiberg Printed in Germany ISSN: 2190-555X. 2014. С. 185 - 193.

18. Komashchenko V.I., Gaponenko A.L., Belin V.A., Petin A.N. Way of explosive otboyka of rocks on pits. Patent for the invention, RUS 2382327 15.10.2008.
19. Голик В.И. Концептуальные подходы к созданию мало- и безотходного горнорудного производства на основе комбинирования физико-технических и физико-химических геотехнологий. // Горный журнал. М. 2013, №5. С. 93-97.
20. Голик В. И., Полухин О. Н., Петин А. Н., Комащенко В. И. Экологические проблемы разработки рудных месторождений КМА // Горный журнал. М., 2013, №4. С. 91-98.
21. Белин В.А. Уровень промышленной безопасности при ведении взрывных работ на горных предприятиях России. М: ГИАБ, № 6., 2011. - С.29-35.
22. Golik V.I., Komachshenko V.I. Nature protection technologies of management of a condition of the massif on a geomechanical basis. M.:KDU, 2010. - 520 p.
23. Golik, V.I., Komashchenko V.I., Drebenshtedt C. Improving breaking technologies of rock mass in the development of upland quarries. IX International Conference "New Ideas in Earth Sciences", Moscow. MSGPA, 2009.
24. Golik V. I, Komashchenko V. I.: Theoretische Grundlagen der Methodenoptimierung der Prognose von Staubegemissinen des Tagebaues. Management bergbaubedingter Emissionen. Freiburger Forschungsforum 59. Berg- und Hut- tenmannischer Tag. 2008.
25. Golik V.I., Komashchenko V.I., Rasorenov Y.I. Activation of Technogenic Resources in Disintegrators. DC 10.1007/978-3-319-02678-7_ 107, Springer International Publishing Switzerland, 2013.
26. Morkun V., Morkun N., Pikilnyak A. (2015). The study of volume ultrasonic waves propagation in the gas- containing iron ore pulp, Ultrasonics, № 56C, pp.340-343.

					РРКК.ДР21.11.СЛ.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

27. Golik V. I., Komashchenko V. I., Drebenstedt C.: Protection of the environment (The manual). The Higher school. M., 2007. - 270 with.
28. Golik V.I, Komashchenko V.I., Drebenstedt K. Effect of geological exploration and mining on the environment. Monograph. M.: KDU. 2010. p. -356.
29. Пеева И.Э. Методика исследований влияния взрывного и механического нагружений на изменение прочностных свойств хрупких материалов / И.Э. Пеева,
30. А.М. Пеев, С.М. Мыслицкий // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету: Наукові праці КДПУ. – Кременчук: КДПУ, 2002. – Вип. 6(17). – С. 40-44.
- 31.2. Влияние взрывного воздействия на прочностные свойства горных пород /
32. В.М. Комир, И.Э. Пеева, Я.С. Долударева, С.М. Мыслицкий // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету: Наукові праці КДПУ. – Кременчук: КДПУ, 2003. – Вип. 6(23). – С. 120-122.
33. Пеева И.Э. Теоретические и экспериментальные исследования влияния неразрушающих механических нагрузок на степень разупрочнения горных пород /
34. И.Э. Пеева // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету: Наукові праці КДПУ. – Кременчук: КДПУ, 2004. – Вип. 1/2004(24). – С. 59-62.
35. Комир В.М. Методика исследований степени и энергоемкости разупрочнения объемных моделей из горных пород при взрывных неразрушающих нагрузках / В.М. Комир, И.Э. Пеева // Наукових вісник Національного гірничого університету: Науково-технічний журнал. – Дніпропетровськ, 11, 2004. – С. 7-10.
36. Влияние импульсных неразрушающих нагрузок на изменение прочностных характеристик горных пород / В.М. Комир, И.Э. Пеева, Я.С. Долударева, С.М. Мыслицкий // Вісник Кременчуцького державного

					РРКК.ДР21.11.СЛ.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

політехнічного університету: Наукові праці КДПУ. – Кременчук: КДПУ, 2004. – Вип. 4/2004(27). – С. 135-138.

37. Комир В.М. К вопросу о величине коэффициента трансформации энергии импульсных воздействий при дроблении горных пород / В.М. Комир, И.Э. Пеева // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету. – Кременчук: КДПУ, 2005. –

38. Вип. 1/2005(30). – С. 86-88.

39. Методика оценки механического эффекта при импульсных нагрузках / В.М. Комир, И.Э. Пеева, В.В. Блинков, С.М. Мыслицкий, В.А. Сокурено // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету. – Кременчук: КДПУ, 2006. – Вип. 1/2006(36). –

40. С. 81-83.

41. Исследование интенсивности дробления моделирующих материалов и горных пород при использовании дополнительных зарядов / В.В. Костин, И.Э. Пеева, А.М. Пеев, С.М. Мыслицкий, В.А. Сокурено // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету імені Михайла Остроградського. – Кременчук: КДПУ, 2007. – Вип. 5/2007(46) частина 1. – С. 109-112.

					РРКК.ДР21.11.СЛ.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		