

ЗАТВЕРДЖЕНО
Головою Міністерства освіти та науки
України
29 березня 2017 року № 384

Форми № П-9.02

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

Гірнико-скалогічний факультет
кафедра розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т.

Пояснювальна записка

до дипломної роботи
бакалавра

на тему: Технічні рішення щодо підвищення ефективності виймально-навантажувальних робіт в умовах ПП «Давидівський гранкар'єр»

Виконав: студент 4 курсу,
групи РР-45
спеціальності 184 «Гірництво»,
освітньо-професійна програма:
«Гірництво»



Савчук Сергій Сергійович

Керівник: Шамрай В.І.

Рецензент: Левицький В.Г.

Житомир - 2020

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»
ГІРНИЧО-ЕКОЛОГІЧНИЙ ФАКУЛЬТЕТ

(назва прописними)

КАФЕДРА РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН ІМ.
ПРОФ. БАККА М.Т.

(назва прописними)

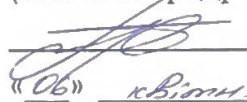
СПЕЦІАЛЬНІСТЬ 184 «ГІРНИЦТВО», ОСВІТНЬО-ПРОФЕСІЙНА
ПРОГРАМА «ГІРНИЦТВО»

(назва прописними)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Зав. кафедри розробки
родовищ корисних копалин
ім. проф. Бакка М.Т.

(назва кафедри)

 Башинський С.І.
«06» квітня 2020 р.

ЗАВДАННЯ

на випускню кваліфікаційну роботу

Студента Савчука Сергія Сергійовича

Тема роботи: Технічні рішення щодо підвищення ефективності
виймально-навантажувальних робіт в умовах ПП «Давидівський
гранкар'єр»

Затверджена Наказом університету від «6» квітня 2020 р. № 96с

Термін здачі студентом закінченої роботи _____

Вихідні дані роботи (зазначається предмет і об'єкт дослідження)

Об'єкт дослідження: каменевидобувне підприємство ПП «Давидівський
гранкар'єр».

Предмет дослідження: виймально-навантажувальні роботи на
каменевидобувному підприємстві ПП «Давидівський гранкар'єр».

Консультанти з випускної кваліфікаційної роботи із зазначенням розділів,
що їх стосуються

Розділ	Консультант	Підпис, дата	
		Завдання видав	Завдання прийняв
1	Хоменчук О.В.		
2	Хоменчук О.В.		
3	Хоменчук О.В.		
4	Хоменчук О.В.		

Керівник  (підпис)

Календарний план

[illegible]

Студент

Савчук С.С. (підпис)

Керівник

Керівник
Мендусь І. І.
(підпис)

ЗМІСТ

Форма № Н-9.02	1
Пояснювальна записка	1
ВСТУП.....	5
1. ГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА РОДОВИЩА.....	7
1.1. Стратиграфія та літологія.....	7
2. ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ ВИДОБУВАННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН ВІДКРИТИМ СПОСОБОМ	18
2.1. Інформація про підприємство	18
3. ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ЕКОЛОГІЯ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА	65
4. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ	73
Розрахунок річного часу на ділянці буропідливних робіт	73
Розрахунок чисельності робочих ділянок буропідливних робіт.....	74
ВИСНОВКИ	85
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ	86
4. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ	
ВИСНОВКИ	
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ.....	

					РРКК.ДР20.30.ПЗ				
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата					
Студент		Савчук С.С.			Зміст				
Керівник		Шамрай В.І.							
К. розділу		Шамрай В.І.							
Н. контр.		Башинський С.І.							
Зав. каф.		Башинський С.І.							
					Літ.	Арк.	Аркушів		
					н		1	1	
					Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. РР-45				

ВСТУП

Відкритий спосіб розробки корисних копалин є найперспективнішим в технічних і економічних відношеннях. Завдяки могутній індустріальній базі і значним запасам корисних копалин, які розташовані близько до земної поверхні, цим способом добувають велику частку від загального об'єму твердої мінеральної сировини, що споживає народних господарство України.

Підвищення економічної ефективності виробництва в гірничій промисловості може бути вирішено за рахунок підвищення рівня механізації робіт і впровадження нового устаткування.

Виходячи з цього, особливе значення в галузі приділяють зниженню собівартості продукції і зростання продуктивності праці, техніко-економічному обґрунтовуванню вибору варіантів електрифікації і автоматизації, оцінки їх економічної ефективності.

Розвиток гірничої промисловості, фінансування будівництва і реконструкції гірничих підприємств здійснюється на основі проектів, в яких повинні бути знайдені оптимальні рішення на багато років вперед.

Гірничі підприємства, на відміну від багатьох інших промислових об'єктів і споруд (металургійних, машинобудівних, хімічних заводів та ін.), є природно-технологічними комплексами. Параметри і показники економічної ефективності гірничих підприємств визначаються для даного рівня техніки в основному природними факторами (будовою і розмірами родовищ, рельєфом місцевості, гідрогеологічними умовами і т.д.) і допустимою дією їх на навколишнє середовище.

Отже, розробка технічних рішень щодо підвищення ефективності виймально-навантажувальних робіт в умовах ПП «Давидівський гранкар'єр» є актуальною практичною задачею, що вирішується шляхом теоретичних

					РРКК.ДР20.30.ПЗ			
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата				
Студент		Савчук С.С.			Вступ	Літ.	Арк.	Аркуші
Керівник		Шамрай В.І.				н	1	2
К. розділу		Шамрай В.І.				Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. РР-45		
Н. контр.		Башинський С.І.						
Зав. каф.		Башинський С.І.						

розрахунків та аналізу передових практик сучасних гірничих підприємств.

Об'єкт дослідження: каменевидобувне підприємство ПП «Давидівський гранкар'єр».

Предмет дослідження: виймально-навантажувальні роботи на каменевидобувному підприємстві ПП «Давидівський гранкар'єр».

Практичне значення роботи полягає у техніко-економічному обґрунтуванні впровадження фронтального навантажувача К-702МА-ПК6 для удосконалення виймально-навантажувальних робіт в умовах ПП «Давидівський гранкар'єр».

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
						2
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

1. ГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА РОДОВИЩА

1.1. Стратиграфія та літологія

Стратиграфічне розташування покладу корисної копалини.

В адміністративному відношенні Давидівське родовище знаходиться в Житомирському районі Житомирської області на землях Іванівської сільради. Район робіт розміщений в південній частині Житомирської області і межує з Держинським, на південному заході з Чуднівським, на північному заході з Червоноармійським, на півночі – з Черняхівським, на сході з Коростишівським, на південному сході з Андрушівським і на півдні з Бердичівським районами.

Родовище розміщене в 0,5 км на південний схід від села Давидівка на правому березі річки Лісна, займає землі Житомирського лісового господарства. Географічні координати родовища:

50° 16' північної широти

28° 30' східної довготи (від Гринвіча).

В геоморфологічному відношенні територія району робіт приурочена до південного полісся, для якого характерні денудаційні форми рельєфу, що обумовленні близькими до денної поверхні заляганням кристалічних порід, у вигляді округлених та овальних горбів. Абсолютні відмітки поверхні змінюються від 280 м до 300 м.

Гідрографічна сітка району відноситься до басейну річки Дніпро. Головною водною артерією є річка Тетерів. Річка Тетерів є правою притокою річки Дніпро.

В безпосередній близькості від родовища в 20 км протікає річка Лісна, права притока річки Кам'янка.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ		
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	Розділ 1		
Студент		Савчук С.С.					
Керівник		Шамрай В.І.					
К. розділу		Шамрай В.І.					
Н. контр.		Башинський С.І.					
Зав. каф.		Башинський С.І.					
					Літ.	Арк.	Аркушів
					Н	1	11
					Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. РР-45		

Річка Лісна протікає в вузькій долині, має ширину русла від 3 до 12 м, русло річки хвилясте, течія спокійна.

Давидівське родовище розміщене на правому схилі берегу річки Лісна, представляє собою куполовидне підняття, швидке та круте падіння рельєфу відбувається на півночі в сторону долини річки Лісна.

Поверхня родовища ускладнена діючим кар'єром, який займає велику площу. Розробка кар'єра ведеться двома уступами. Доробка горизонту 92 проводилася здвоєним уступом, висота якого змінюється від 7,0 до 14,0 м.

Посування фронту робіт ведеться в західному напрямку.

На прилягаючій до кар'єру площі, відносні відмітки поверхні змінюються в межах від 101,02 м на південний захід до 110,24 м на південний схід. Відмітки устя розвідувальних свердловин коливаються в межах від 101,9 м (св. 21) до 110,00 (св. 20). Перевищення відносних відміток на родовищі складають 8,1 м.

Літологічні різновиди розкритих порід та їх відсоткове співвідношення.

Початок геологічної вивченості району було розпочато в першій половині 19 століття.

Звіт складений геологічною партією № 27 Житомирської експедиції.

Наявність на території району робіт виходів кристалічних порід на денну поверхню, що використовуються як сировина для щебеню – будівельного матеріалу, послужило основою для проведення геологорозвідувальних робіт.

Давидівське родовище будівельного каменю вперше було розвідане в 1964 р. відділом геологорозвідувальних робіт.

Роботи виконувались за завданням Житомирського будівельного комбінату управління будматеріалів з метою виявлення запасів граніту в кількості 3750 тис. м³ придатного на бут і будівельний щебінь для гірничого

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

підприємства з річною продуктивністю 100 тис. м³ побутового каменю і 50 тис. м³ на амортизаційний термін.

Глибина розвідки по корисній копалині складає 35-40 м при максимальні потужності розкривних порід 5,0 м. В якості корисної копалини вивчався граніт сірий мілко зернистий, розкритий свердловинами на глибину до 34,0 м.

В результаті було виявлено вивітрілий граніт, зачеплений вивітрюванням та незмінений граніт. Потужність коливається в межах від 0,5 м до 7,0 м ; від 0,4 м до 6,5 м; від ,7 м до 28,7 м відповідно.

В будові Українського кристалічного щита, частиною якого є територія листа карти М-35- ХУП і описуючий район, приймають участь два структурних яруси: кристалічна основа і платформенний осадовий чохол.

В структурному відношенні територію листа ділять на дві частини:

1. Область архейської складчастості;
2. Область протерозойської складчастості.

Область архейської складчастості характеризується наявністю структур північно-західної протяжності.

1.2. Геологічна та гірничотехнічна характеристика родовища

В геоструктурному відношенні Давидівське родовище граніту приурочено до північно-західної частини Українського щита.

Геологічна характеристика родовища дається за результатами геологорозвідувальних робіт двох розвідок виконаних в 1964 і 1990-1992 рр., шляхом проходки свердловин механічного буріння і за матеріалами геологічної зйомки масштабу 1:200 000, виконаної в 1959-1961 рр.

В основу стратиграфічної легенди і умовних позначень, прийнятих на графічних кресленнях, покладена схема для геологічної карти масштабу 1:50 000 Українського щита, затвердження УРМСК 18.02.70 р.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

В геологічній будові родовища присутні осадові породи четвертинного віку та кристалічні утворення кіровоградсько-житомирського комплексу нижнього протерозою.

Кристалічні породи докембрію на родовищі представлені рівномірно зернистим гранітом житомирського типу кіровоградсько-житомирського комплексу нижнього протерозою (PR_{1ymZt}). В формуванні порід велику роль грає процес метаморфозу і перекристалізації порід різного складу. За ступенем змінності екзогенними процесами виділяється граніт вивітрилий, зачеплений вивітрюванням і незмінений. Це розділення проведено за трьома критеріями: макроскопічному опису, фізико-механічним дослідженнями і петрографічному вивченості породи.

Незмінений граніт біотитів макроскопічно сірого і темно-сірого кольору, мілко зернистий.

Порода масивна міцна щільна тріщинувата, в окремих інтервалах ін'єкційована масивно зернистим пегматитом та кварцом. Ін'єкції пегматитів та кварцу жильного та лінзовидного характеру зустрінуті свердловинами на різних глибинах.

Текстура породи масивна, структура – гіпідіоморфнозерниста. Основними породоутворюючими мінералами є: польові шпати, кварц, біотит. В якості домішок присутній мусковіт; із вторинних – серицит, каолін, хлорит; акцесорні – апатит, епідот, гранат, циркон, одиничні зерна піроксену, рудні мінерали. Вміст породоутворюючих мінералів коливається в таких межах: олігоклаз – 15,0 – 60,0 %, ортоклаз – 0 – 15 %, мікроклін – 15 -20 %, кварц – 10 – 45 %, біотит – 2 – 15 %.

Контакт переходу від незміненого граніту до вивітрілого є поступовим, по мірі з'явлення вивітрілості породоутворюючих мінералів, у зв'язку з чим в породі виділяється зона зачепленого вивітрюванням граніту.

Різна ступінь вторинних змінень породи відображається на її фізико-механічних властивостях – водопоглинанні, об'ємній вазі, особливо на

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

міцності, показники якого мають значні коливання. Якісні показники зачепленого вивітрюванням граніту в цілому значно вищі ніж на вивітрілих, і менше коливаються. Крім цього, на якісних показниках породи змішаного характеру граніто-пегматиту відображається структурна різноманітність пегматиту, що складається із великих кристалів польового шпату, сірого кварцу і агрегатів біотиту.

Граніт на вивченій площі на пройдену розвідувальними виробками глибину в деякій мірі несе сліди постмагматичних перетворень, що зв'язані з вкоріненням остаточного пегматитового розплаву в верхню частину масиву. Ці перетворення виражені в мікроклінізації, мусковітизації, рідко – альбітизації, первинних плагіоклазів. Ступінь їх проявлення значно коливається.

Хімічний склад породи характеризується незначним коливанням основних компонентів, за виключенням підвищеного складу окису заліза і магнію по вивітрілому граніту.

Порівнюючи з вивітрилими гранітами, граніт зачеплений вивітрюванням містить більшу кількість кремнезему і меншу кількість окису заліза, титану і магнію. Незмінений граніт характеризується більш витриманим хімічним складом, що свідчить про однорідність породи, яка за своїм складом близька до гранітів житомирського типу.

В кристалічних породах спостерігається тріщинуватість, прояв якої вивчалась при опису кар'єру і по керну свердловин. В кар'єрі, в приповерховій частині масиву вивітрілий і зачеплений вивітрюванням граніт сильно тріщинуватий.

Граніт, який зазнав впливу вивітрювання, характеризується підвищеною мікротріщинуватістю, пелітизацією і хлоритизацією польових шпатів.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Під мікроскопом порода зачеплена вивітрюванням мілко зерниста, розбита внутрішньо зерновими тріщинам що виконані глинистим матеріалом і бурим гідроокислом заліза, біотит піддається окисленню і стає безколірний.

Макроскопічно граніт зачеплений вивітрюванням сірий, темно-сірий з буруватим відтінком. Характер вторинних змінень і ступінь їх проявлення нижче ніж вивітрілого граніту. Контакт зачепленого граніту вивітрюванням з вивітрілим більш чіткий. Вивітрілий граніт, що складає верхню частину гранітного масиву характеризується різною ступінню дизінтеграції породи та фізико-механічних змінень. Головні із цих змінень екзогенні макро- і мікро-тріщинуватості, по якій проходить вивітрювання породи і окислення темноколірних мінералів. Макроскопічно це вивітрювання проявляється в зміненні кольору породи і придання її бурого відтінку. Зі збільшенням глибини ступінь вивітрювання граніту послаблюється і відтінок його темнішає.

Тріщини мають безсистемний характер, відкритого і закритого типу. По керну – тріщини розміщені хаотично до осі керну.

Незмінений граніт також розбитий тріщинами. Практично тріщини спостерігаються у всіх напрямках, серед яких можна виділити: близькі до горизонтальних, горизонтальні (кут $0^{\circ} - 17^{\circ}$), нахилені ($28^{\circ} - 50^{\circ}$) и і близькі до вертикальних ($62^{\circ} - 75^{\circ}$). Тріщини закритого і відкритого типу, розміщені на різних відстанях один від одного. Тріщини відкритого типу шириною від 0,5 – 1,0 см до 2,0 – 2,5 см. По площинам тріщин спостерігаються нальоти гідроокислів заліза, глинистого матеріалу і хлориду.

По керну свердловин граніт незмінений слабо тріщинуватий. Сильно-тріщинуватий граніт зустрічається по свердловинам, де вона ін'єкційована пегматитом і кварцом.

Тріщини по керну тонкі заліковані гідроокисами заліза, кварцем, глинистим матеріалом, керна розсікають під різними кутами до його осі. Місце має тріщинуватість, яка більш інтенсивно виражена в приповерховій

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

частині кристалічного масиву, яка більш піддається вивітрюванню і механічній дії.

Всі пройдені на родовищі свердловини розкрили незмінений граніт. Пройдена потужність змінюється від 0,8 м(св. 4) до 65,0 м (св. 18). Зачеплений вивітрюванням граніт також зустрічається свердловинами, потужність складає від 0,4 м (св. 13) до 6,5 м (св. 2). Виключення складає свердловина 23, що пройдена в кар'єрі по незміненному граніту. Вивітрілий граніт зустрічається майже всіма свердловинами, за виключенням 10 і 23 свердловини, де зачеплений вивітрюванням граніт відпрацьований. Потужність вивітрілого граніту на нерозкритій кар'єром частині родовища складає від 0,6 м (св. 17) до 8,1 м (св. 18).

Кристалічні породи перекриті суцільним шаром осадових порід четвертинного віку представлені каолінізованими пісками (*aIV*), потужність яких змінюється від 1,5 м (св. 18) до 14,3 м (св. 16). Четвертинні відкладення виконують пониження в покрівлі кристалічних порід.

Потрібно відмітити, що збільшення потужності цих відкладень спостерігається по південному контурі родовища з південного заходу (св. 13) на південь (св. 16, 17) і південно-схід (св. 20) тобто направлення пониження відміток кристалічного фундаменту від 89,94 м (св. 13) до 100,20 м (св. 20).

В якості корисної копалини на родовищі розвідано зачеплений вивітрюванням граніт та незмінений граніт. До розкритих порід відносять вивітрілий граніт і каолінізований пісок.

Середня потужність розкриття на ділянці до розвідки склала 8,93 м, в тому числі піску – 6,28 м, вивітрілого граніту – 2,65 м.

Підрахунок запасів корисної копалини проводиться до горизонту х відміткою + 35,0 м. Відмітки поверхні зачепленого вивітрюванням граніту змінюються в межах від 90,60 м (св. 16) до 102,00 м (св. 22). Амплітуда коливання їх складає 12,4 м. Підшва корисної копалини є площа, що відповідає заданій відмітці підрахунку запасів. Загальна потужність корисної

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

копалини прийнята до підрахунку запасів і коливається в межах від 42,9 м (св. 23) до 67,0 м (св. 22). Середня його потужність по родовищу складає 52,3 м, в тому числі зачепленого вивітрюванням граніт – 1,17 м, незмінений – 51,13 м.

Умови залягання кристалічної основи і покриваючих його осадових порід, характер змінення розкриву і поверхні корисної копалини відображені на геологічних розрізах по лінії розвідувальних виробок (див. креслення).

За особливостями геологічної будови і умов залягання кристалічних порід, згідно «Инструкции ГКЗ по применению классификации запасов к месторождениям строительного и облицовочного камня» Давидівське родовище відноситься до І групи.

Приріст запасів на родовищі обмежений із-за збільшення потужності розкривних порід в західному, південному та східному напрямках, на півночі – руслом р. Лісна. Крім цього Давидівське родовище знаходиться в зеленій зоні Житомирського лісгоспу, що обмежує подальшу можливість розвитку кар'єру.

1.3. Гідрогеологічна характеристика родовища

Гідрогеологічні умови Давидівського родовища характеризуються розвитком одного водоносного горизонту, приуроченого до тріщинуватої зони кристалічних порід. Залягає він на глибині 26,8 м (св. 16); 31,7 м (св. 19) на відмітках 78,3 – 79,9 м.

Водоносний горизонт безнапірний, що зв'язано з активною дренируючою роллю кар'єра Давидівського родовища. Так, в період розвідки 1964 р. рівні води в свердловинах формувались на відмітках 88,9 – 110,0 м, а в 1990-1991 рр. спостерігається різке їх пониження – до відмітки підосви кар'єра тобто зниження відбулось на величину до 30 м.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

В теперішній час приток води в кар'єр відбувається в основному за рахунок атмосферних опадів, в то й же час як водо притік підземних вод ледве досягає 20 м³/добу в тиждень і 70 м³/добу у весняно-осінній період.

Детальну вивченість гідрогеологічних умов Давидівського родовища було виконано в період розвідки його в 1964 р.

В даний час були проведені спостереження за рівнем води в свердловинах, дві одиничні відкачки води із свердловин № 1, № 2 з наступним спостереженням за відновленням рівня в них; розраховані коефіцієнти фільтрації і дані прогнозуючого водопритоку в кар'єр на кінець його відпрацювання. В зв'язку з достатньою щільністю гідрогеологічних досліджень в минулі роки, в процесі до розвідки в 1990 – 1991 рр. спеціальні гідрогеологічні роботи по визначенню фільтраційних характеристик водовміщуючих порід не проводились, а як розрахунковий параметр були прийняті значення коефіцієнта фільтрації приведені в звіті розвідки 1964 р.

Розрахунок прогнозу притоку в кар'єр Давидівського родовища при розширенні його площі до 100,6 м² і збільшення глибини до відмітки 35,0 тобто на 48 м, виконані за формулою Дютюї для умов безнапірного водоносного горизонту і відпрацювання, розміщеного поблизу річки (формула 1.1):

$$Q = \frac{1,36 \cdot K_{\phi} \cdot H^2}{\lg R - \lg r}, \quad (1.1)$$

де K_{ϕ} – коефіцієнт фільтрації (0,5 м/добу);

H – розкрита потужність водоносного горизонту (48 м);

R – радіус впливу кар'єра, прийняте як подвійна відстань від центра кар'єра до річки (400 м);

r – приведений радіус кар'єра (179 м).

$$Q = \frac{1,36 \cdot K_{\phi} \cdot H^2}{\lg R - \lg r} = \frac{1,36 \cdot 0,5 \cdot 48^2}{\lg 2 \cdot 200 - \lg 179} = 3398 \text{ м}^3/\text{добу}.$$

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Приток води за рахунок атмосферних опадів що випадають в межах кар'єрного поля, визначається за формулою (1.2)

$$Q_2 = \eta \frac{F \cdot N}{T}, \quad (1.2)$$

де F – площа кар'єрного поля (100600 м²);

N – середньорічна кількість опадів (0,5 м);

T – кількість днів в році (365 діб);

η – коефіцієнт тріщинуватості і випаровування (1,0).

$$Q_2 = \eta \frac{F \cdot N}{T} = 1,0 \frac{100600 \cdot 0,5}{365} = 137 \text{ м}^3/\text{добу}.$$

Викид кар'єрних вод як в теперішній час так і в подальшому, буде здійснюватись по трубопроводу в річку Лісна.

1.4. Підрахунок запасів

Проектний контур кар'єра визначається конфігурацією контуру підрахунку, затвердженого ДКЗ України, розносом бортів кар'єра на момент погашення гірничих робіт і горизонтом підрахунку запасів.

Підрахунок запасів виконаний за результатами геологорозвідувальних робіт 1990 – 1992 рр. Запаси підраховані на глибину до відмітки + 75 м і + 35 м за категорією В. Підрахунок виконаний по геологічним блокам на площі 100,6 тис.м², що знаходяться в межах затвердженого земельного та гірничого відводів.

Балансові запаси корисної копалини станом на 01.01.1992 р. становить 5261,8 тис.м³, в тому числі граніт незмінений – 5143,5 тис.м³, зачеплений вивітрюванням – 118,3 тис.м³.

Співвідношення запасів корисної копалини за категоріями:

- категорія А – 1237,8 тис.м³ – 23,5 %;
- категорія В – 4024,0 тис.м³ – 76,5 %.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

За геологічним звітом про дорозвідку родовища було підраховано втрати корисної копалини на кінець відпрацювання кар'єру та становить – 1710,0 тис.м³, промислові запаси за виключенням втрат корисної копалини в бортах кар'єру становлять 3551,8 тис.м³.

У зв'язку з віднесенням родовища до 2 групи тяжкості, були внесені деякі зміни – перенести запаси категорії А в категорію В, а запаси категорії В до категорію С₁, оцінити як корисну копалину вивітрілі граніти та віднести до категорії В.

Після внесених змін, балансові запаси гранітів Давидівського родовища, що задовольняють вимогам ГОСТ 23845-86 «Породи гірничі скельні для виробництва щебеню для будівельних робіт» та придатних для виробництва щебеню за ГОСТ 8267-82 «Щебінь з природного каменю для будівельних робіт» на 01.01.2005 р. становлять:

- категорія В – 862,0 тис.м³;
- категорія С₁ – 2724,0 тис.м³.

Промислові запаси становлять 3010,0 тис.м³.

Допустимий коефіцієнт розкриву в об'ємному відношенні – 15-16 м чи 0,07 м³/м³.

Проектом приймається розробка усієї площі затверджених запасів родовища, при цьому контур кар'єра в плані по верху на момент погашення гірничих робіт співпав з контуром запасів, затвердженими ДКЗ України.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

					РРКК.ДР20.30.ПЗ						
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата							
Студент	Савчук С.С.				Розділ 2			Літ.	Арк.	Аркушів	
Керівник	Шамрай В.І.							Н		1	47
К. розділу	Шамрай В.І.							Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. РР-45			
Н. контр.	Башинський С.І.										
Зав. каф.	Башинський С.І.										

Таблиця 2.1

Продуктивність кар'єру

Період часу	Продуктивність кар'єру	
	Гірнича маса, м ³ в щільному тілі	Гірнича маса, т
Рік	525000	1365000
Доба	2100	7800
Зміна	1050	3900
Година	131,25	487,5

Режим роботи кар'єру по видобутку круглорічний, п'ятиденний робочий тиждень з двома вихідними, дві зміни в добу по 8 годин. Кількість робочих днів – 250. Календарний річний фонд робочого часу – 4000 годин, наведено в табл. 2.2.

Таблиця 2.2

Режим роботи кар'єру

Найменування робіт	По видобутку	По розкритті
Режим роботи	цілорічний	сезонний
Кількість робочих днів за рік	250	250
Кількість змін за добу	2	2
Робочий тиждень переривчастий	5 денний	5 денний
Тривалість зміни в годинах	8	8

Для забезпечення виконання виробничої програми по випуску будівельної продукції кількість робочих днів по переробці гірської маси цехами приймається $250 - 24 = 226$ днів. У такий спосіб 24 днів на рік виділяються на щомісячні ремонти цехів.

Проектом передбачається:

1. Розробка рослинного шару, потужність якого складає в середньому 0,3 – 0,4 м, передбачається виконувати окремо від інших порід розкритті. Зняття родючого шару виконується бульдозером з складуванням в тимчасові відвали, з яких родючий шар за допомогою екскаватора відвантажується на автосамоскиди і вивозиться за межі кар'єрного поля, і складається в

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

спеціальні відвали для зберігання і подальшого використання при біологічній рекультивації.

2. *Сипкий розкрив знімається одноковшевим екскаватором Э – 2503 з навантаженням в автосамоскиди Краз-256 Б і вивезенням на зовнішні відвали або використовується для підсипання доріг.*

3. *Розробка скельного розкриву — кори вивітрювання габро виконується окремим вибоєм за допомогою буро-вибухових робіт методом шпурових зарядів з наступним завантаженням зруйнованих скельних порід екскаватором в автосамоскиди і вивезенням на зовнішні відвали.*

4. *Система розробки корисної копалини.*

З огляду на гірничо-геологічні умови залягання корисної копалини, потужність розкривних порід, зовнішнього розміщення відвалів розкриву, проектом передбачена транспортна система розробки родовища відкритим способом з рівномірним посуванням фронту робіт.

Видобування у кар'єрі ведеться буровибуховим способом. Кількість видобувних уступів – 5. Висота видобувних уступів приймається 10 м.

Календарний режим роботи кар'єру

При складанні календарного плану використовуються матеріали гірничо-геометричного аналізу, графіки досягнень продуктивної потужності кар'єра, поуступні плани з нанесеними на них лініями фронту гірничих робіт.

Посування фронту видобувних робіт і площа відроблення підготовлених запасів по кожному уступу розраховується шляхом календарної розбивки річного плану видобування (табл. 2.3 та 2.4).

В календарному плані видобувних робіт можуть відбутися зміни лише у випадку не підтвердження запасів корисної копалини.

Гірничі роботи здійснюються з урахуванням роботи дробарно-сортувального цеху перервним семиденним робочим тижнем при 7-годинній робочій зміні, трьома змінами і двома вихідними днями. При цьому режимі

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

роботи встановлено перерву для харчування зміни тривалістю – 60 хвилин.
Перерва поміж змінами: - 1 година.

Таблиця 2.3

Календарний план розкривних робіт

Календарний рік	Річне посування	Середня довжина фронту робіт, м	Площа відробки, м ²	Середня висота уступу, м	Об'єм робіт, м ³	
					Усього	В т.ч. ґрунтового шару
1	2	3	4	5	6	7
Розпушений розкрив						
1	-	-	30000	8,0	240000	6600
2	40	580	23200	8,0	186000	5100
3	30	570	17100	9,5	163000	3700
4	30	560	16800	9,0	151000	2500
5	20	5400	11200	8,5	95000	2500
Усього за п'ять років:					835000	21600
Середньорічний об'єм за перші 5 років:					167000	4320
6-10	136	420	57100	9,0	515000	14200
Усього для родовища:					1350000	35800
Скельний розкрив						
1	-	-	25400	0,7	17700	
2	40	530	21200	0,7	14800	
3	30	560	16800	0,75	12600	
4	30	550	16500	0,8	13200	
5	20	540	10800	0,8	8700	
Усього за п'ять років:					67000	
Середньорічний об'єм за перші 5 років:					13400	
6-40	158	435	69000	0,8	55000	
Усього по родовищу:					122000	

Скельний розкрив розробляється разом з корисною копалиною верхнім плануючим уступом.

Календарний план видобувних робіт

Режим гірничих робіт може бути рівномірним і нерівномірним. При довгому строку існування кар'єру (20 років і більше) економічним є нерівномірний режим гірничих робіт з постійним збільшенням об'єму.

Календарний план видобувних робіт складений на весь строк використання кар'єру, на перші 5 років експлуатації порічно, на наступні роки по п'ятиріччям.

Таблиця 2.4

Календарний план видобувних робіт

Календарний рік	Об'єм гірської маси в цільному тілі, м ³	В тому числі по уступах							
		№ уступу	Позначка робочого уступу	Об'єм робіт, м ³	Середня висота уступу, м	Площа уступу, м ²	Середня довжина фронту робіт, м	Річне посування, м	Примітка
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	715000	1	172	83000	5,0	16600	290	57	
		2	159	226000	13,0	17400	300	58	
		3	146	128000	13,0	9860	360	27	
		4	133	130000	13,0	10000	320	31	
		5	120	148000	13,0	11340	140	81	
2	715000	1	172	60000	5,0	12000	500	24	
		2	159	191000	13,0	14700	370	40	
		3	146	192000	13,0	14800	310	41	
		4	133	188000	13,0	14460	260	56	
		5	120	62000	13,0	4760	170	28	
		6	107	22000	13,0	-	-	-	Війзна траншея
3	715000	1	172	64000	5,5	11650	560	21	
		2	159	142000	13,0	12900	430	30	
		3	146	120000	13,0	9250	310	30	
		4	133	110000	13,0	8450	280	30	
		5	120	210000	13,0	16250	250	65	
		6	107	69000	13,0	5300	120	44	
4	715000	1	172	66000	5,0	13200	620	21	
		2	159	155000	11,0	14100	470	30	
		3	146	130000	13,0	10000	330	30	
		4	133	117000	13,0	9000	280	32	
		5	120	153000	13,0	11750	226	52	
		6	107	94000	13,0	7250	146	50	

Продовження табл. 2.4.

5	715000	1	172	42000	5	8400	620	14	
		2	159	63000	11,0	5700	520	11	
		3	146	87000	13,0	6700	370	18	
		4	133	65000	13,0	5000	280	18	
		5	120	200000	13,0	15400	226	68	
		6	107	258000	13,0	19870	144	138	
6-10	3575000	1	172	226000	4,0	56600	420	135	
		2	159	134000	11,0	12200	-	-	
		3	146	835000	13,0	64300	480	134	
		4	133	650000	13,0	50000	400	125	
		5	120	524000	13,0	40300	290	139	
11-15	3575000	3	146	780000	13,0	60000	-	-	
		4	133	1500000	13,0	115000	-	-	
		5	120	550000	13,0	42300	400	105	
		6	107	745000	13,0	57400	200	287	
16-20	3575000	5	120	1045000	13,0	80400	-	-	
		6	107	1386000	13,0	107000	-	-	
		7	94	1144000	13,0	88000	-	-	
21-25	3575000	6	107	564000	13,0	43400	400	108	
		7	94	1100000	13,0	84600	-	-	
		8	81	1911000	13,0	147000	-	-	
26	1720000	8	81	1720000	13,0	132300	-	-	

2.2. Технологія розкриття родовища корисних копалин

Проведення капітальних гірничих виробок

На кар'єрі роботи з влаштування капітальних траншей, розрізних траншей та з'їздів на нижче розташовані горизонти, які в даний час існують, даний проект не передбачає.

Підлягають розрахунку тільки з'їзди та розрізні траншеї на нижче розташовані, ще не розкриті горизонти, які знаходяться нижче позначки 107 м.

Розкриття нижче розташованих горизонтів проводиться ковзними з'їздами. Схил складає 80‰ враховуючи, що транспортування породи здійснюється автомобільним транспортом. Ширина з'їзду дорівнює 20 м.

Необхідна довжина з'їзду складає:

					РРКК.ДР20.30.ПЗ				Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата					

$$L = \frac{1000H_y}{i}, \text{ м}, \quad (2.1)$$

де $H_y = 13$ м – висота уступу;

$i = 80 \text{ ‰}$ - нахил з'їзду;

$$L = \frac{1000 \cdot 13}{80} = 162,5 \text{ м}.$$

Ковзні з'їзди на нижче розташовані горизонти проходять по скельній породі, яка має коефіцієнт міцності за Протодяконовим $f = 12$. Таким чином, влаштування з'їзду будемо проводити із застосуванням буропідривних робіт.

Нові робочі горизонти розкриваються похилими та розрізними траншеями. Розкриття робочих горизонтів здійснюється із забезпеченням сформованих транспортних комунікацій на уступах вантажопотоків, які дозволяють переміщувати вантаж до пунктів приймання.

Розпушена в траншеї скельна порода завантажується екскаватором ЕКГ-5А на автосамоскиди типу БелАЗ-548.

Визначаємо об'єм похилої траншеї за формулою:

$$V_{ТП} = \frac{1}{2} \cdot \frac{1000 \cdot H_{ТП}^2}{i} \left(\frac{B_{м.р.}}{2} + \frac{H_{м.р.}}{3 \cdot \operatorname{tg} \alpha^{mp}} \right) \text{ м}^3, \quad (2.2)$$

де $H_{mp} = 13$ м – глибина закладення траншеї;

$B_{mp} = 20$ м – ширина траншеї понизу;

$i = 80 \text{ ‰}$ - нахил з'їзду ;

$\alpha = 80^\circ$ – кут укосів бортів траншеї;

$$V_{ТП} = \frac{1}{2} \cdot \frac{1000 \cdot 13^2}{80} \left(\frac{20}{2} + \frac{13}{3 \cdot \operatorname{tg} 80^\circ} \right) = 24500 \text{ м}^3.$$

Визначаємо довжину траншеї за формулою:

$$L_{mp} = \frac{H_{mp}}{i} = \frac{13}{0,08} = 162,5 \text{ м}. \quad (2.3)$$

Розрахунок мінімальної ширини робочої площадки розкривного уступу м'яких порід визначається за формулою:

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$Ш_{pn}^p = A + Д + E + П_0 + П, \text{ м}, \quad (2.4)$$

де $A = 15$ м – ширина екскаваторної заходки;

$Д = 11,5$ м – ширина транспортної смуги;

$E = 2,4$ м – берма в межах призми обрушення;

$П_0, П = 1,5$ м – ширина обочин зі сторони вище лежачого та нижче лежачого уступів;

$$Ш_{pn}^p = 15 + 11,5 + 2,4 + 1,5 + 1,5 = 31,9 \text{ м}.$$

Розрахунок мінімальної ширини робочих площадок при розробці скельних порід визначається за формулою:

$$Ш_{pn}^c = Б + Д + E + Г + Г_1, \text{ м} \quad (2.5)$$

де $Б$ – повна ширина розвалу підірваної породи, м;

$$Б = (2,5 \div 2,7) \cdot H = 32,5 \div 35,1 \text{ м}, \quad (2.6)$$

$Г, Г_1 = 1,5$ м – ширина узбіччя зі сторони розвалу нижче лежачого уступу;

$$Ш_{pn}^c = 32,5 + 11,5 + 2,4 + 1,5 + 1,5 = 49,4 \text{ м}.$$

Для сполучення похилої траншеї з розрізною утворюється розгінний майданчик, який є продовженням похилої траншеї, але з керівним схилом 5‰ (для відводу води з уступу). Ширина розгінного майданчика дорівнює ширині похилої траншеї: 20 м, а довжина приймається з розрахунку безпечного радіуса повороту автотранспорту і складає 40 м.

Визначаємо об'єм траншеї, необхідної для влаштування розгінного майданчика:

$$V_{pm} = S_2 \cdot L_{pm} \quad (2.7)$$

де S_2, L_{pm} – відповідно площа перетину та довжина траншеї, необхідної для влаштування розгінного майданчика.

$$S_1 = \frac{2H_{mp} \operatorname{ctg} \alpha + 2B_{mp}}{2} H_{mp}, \text{ м}^2 \quad (2.8)$$

$$S_1 = \frac{2 \cdot 13 \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ + 2 \cdot 40}{2} \cdot 13 = 260 \text{ м}^2,$$

$$V_{pm} = 260 \cdot 40 = 10400 \text{ м}^3.$$

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Для створення першопочаткового фронту гірничих робіт проводимо розрізну траншею.

Розрізна траншея повинна мати таку ширину понизу, щоб забезпечити безпечний рух транспортних засобів та розміщення технологічного обладнання, а також надання можливості виймання екскаватором ЕКГ-5А першої заходки. Виходячи з цього приймаємо ширину розрізної траншеї понизу 40 м та довжину 80 м.

Для траншеї задається поздовжній схил 5‰ для відводу води з уступу. Кут укосу робочого уступу складає 80°. Глибина розрізної траншеї дорівнює глибині закладання похилої з'їздної траншеї.

Визначаємо об'єм розрізної траншеї:

$$V_{pm} = S_1 \cdot L_{pm}, \text{ м}^3, \quad (2.9)$$

де $L_{pm} = 180$ – довжина розрізної траншеї (відмітка + 107);

S_1 – площа перетину розрізної траншеї;

$$S_1 = \frac{2H_{mp} \operatorname{ctg} \alpha + 2B_{mp}}{2} H_{mp}, \text{ м}^2$$

$$S_1 = \frac{2 \cdot 13 \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ + 2 \cdot 35}{2} 13 = 485 \text{ м}^2;$$

Таким чином, об'єм породи з розрізної траншеї складає:

$$V_{pm} = 485 \cdot 180 = 87300 \text{ м}^3.$$

Розрахуємо основні параметри буропідбивних робіт при проведенні капітальних гірничих виробок. Розрахунок зарядів проводимо у відповідності з “Технічними правилами ведення підбивних робіт”.

Діаметр свердловини визначається за формулою:

$$d_{ce} = 9H_y + 35,5K_p + 33,5F - 195, \text{ мм} \quad (2.10)$$

де $H_y = 13$ м – висота уступу;

$K_p = 1,5$ – коефіцієнт розпушування підірваної породи при середньому діаметрі шматка 300 мм ;

$F = 9$ – група порід за СНиП;

$$d_{ce} = 9 \cdot 13 + 35,5 \cdot 1,5 + 33,5 \cdot 9 - 195 = 227,8 \text{ мм}.$$

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Приймаємо стандартне значення діаметра свердловини 225 мм.

Робота з буріння свердловин виконується буровим верстатом шарошечного буріння 4СБШ-200.

Визначаємо лінію найменшого опору по підшві:

$$W_1 = \sqrt{\frac{P}{K}}, \quad (2.11)$$

де P – місткість вибухової речовини в 1м свердловини, кг;

K – розрахункова питома витрата вибухової речовини, кг/м³;

$$W_1 = \sqrt{\frac{36}{1,0}} = 6 \text{ м.}$$

Приймаємо безпечну берму $C = 3,5$ м.

Перевіримо W за умовою безпеки бурових робіт:

$$W_2 = H \cdot ctga + c = 13ctg80^0 + 3,5 = 5,80 \text{ м,} \quad (2.12)$$

$W_1 > W_2$ остаточно приймаємо $W = 6$ м.

Визначаємо відстань між свердловинами в ряді та між рядами:

$$a = b = m \cdot W = (0,83 \div 0,92) \cdot 6 = 5,2 \div 5,5 \text{ м,} \quad (2.13)$$

де m – коефіцієнт зближення зарядів;

Остаточно приймаємо мережу свердловин з розмірами $5,5 \times 5,5$ м.

Визначаємо масу ВР на одну свердловину:

$$Q = kHab = 1,0(12 \div 14) \cdot (5,2 \div 5,5)^2 = 325 \div 424 \text{ кг.} \quad (2.14)$$

Довжина заряду в свердловині складає:

$$L_{зар} = \frac{Q}{P} = \frac{(325 \div 424)}{36} = 9,1 \div 11,8 \text{ м.} \quad (2.15)$$

Довжина перебуру складає:

$$L_{пер} = (0,1 \div 0,3) \cdot W = 0,3 \cdot 6 = 2,0 \text{ м.} \quad (2.16)$$

Визначаємо довжину свердловини з перебуrom:

$$L_{св} = H_m + L_{пер} = 13 + 2,0 = 15,0 \text{ м.} \quad (2.17)$$

В якості набійки для зарядів свердловин використовуються негорючі матеріали: відсів гірських порід, буровий дріб'язок, глина з піском. У повністю обводнених свердловинах в якості набійки використовується вода,

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

при цьому горловина свердловини, ще перекривається пробкою з паперу.

Довжина набійки в свердловині складе:

$$L_{заб.} = L_{ск} \cdot L_{зар.} = (14 \div 16) - (9,1 \div 11,8) = 4,9 \div 4,2 \text{ м.}$$

Спосіб підривання - електричний.

Джерело струму - конденсаторна підривна машинка.

Схема підривної мережі - комбінована: з допомогою детонуючого шнура, піротехнічних реле та електродетонаторів МД и КЗД. В заряді встановлюються бойовики с приєднаними відрізками ДШ, які виводяться на поверхню (безкапсульне підривання). На поверхні до ДШ приєднуються електродетонатори або монтується мережа с піротехнічними сповільнювачами. Електродетонатори з'єднуються в ланцюг послідовно. Електропідривна мережа посередині магістральних проводів з'єднується з джерелом струму.

В свердловинах глибиною понад 15 м підривна мережа дублюється. Дублювання здійснюється установкою другого бойовика на окремому відрізку ДШ. При цьому один бойовик встановлюється в нижній частині заряду вище рівня підосви уступу, другий - у верхній частині, не ближче одного метра до набійки. Дублювання може проводитися установкою одного бойовика на подвійній нитці ДШ.

Для зарядів з амоніта №6 ЖВ в якості бойовика на кінці ДШ, який вводиться в заряд, робиться вузол з 6-8 витків При заряджанні свердловин водостійкими ВМ при відсутності шашки Т-400Г, для виготовлення бойовиків може використовуватись патронований амоніт №6 ЖВ.

Проводимо розрахунок БПР щодо розрізної траншеї

Діаметр свердловин: $d_{cb}=225$ мм.

Довжина свердловини: $L_{св}=15,0$ м.

Лінія найменшого опору по підосві: $W = 6$ м.

Сітка свердловини: $a \cdot b = 5,5 \times 5,5$ м.

Кількість свердловин в ряду:

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$n_{св} = \frac{L_{mp}}{a} = \frac{180}{5,5} = 33 \text{ свердловини.}$$

Кількість рядів свердловин:

$$n_p = \frac{B_{mp}}{b} + 1 = \frac{40}{5,5} + 1 = 7 \text{ рядів.}$$

Кількість свердловин для влаштування розрізної траншеї:

$$n_{заг} = n_{св} \cdot n_p = 33 \cdot 7 = 240 \text{ свердловин.}$$

Загальна довжина свердловин:

$$L_{заг} = L_{св} \cdot n_{заг} = 15,0 \cdot 240 = 3600 \text{ м.}$$

Необхідна кількість ВР для розробки розрізної траншеї:

$$Q_{вр} = L_{зар} \cdot n_{заг} \cdot P = 11 \cdot 240 \cdot 36 = 95640 \text{ кг.}$$

Проводимо розрахунок основних параметрів БВР на розгінному майданчику.

Кількість свердловин: 24 шт.;

Загальна довжина свердловин $24 \times 15,0 = 360$ м;

Необхідна кількість ВР:

$$n_{вр} = 11 \cdot 24 \cdot 33 = 8712 \text{ кг}$$

При вибуху свердловинних зарядів на блоці застосовують порядову схему комутації вибухової мережі за допомогою ДШ, який ініціюється ЕД.

Вибух здійснюється за допомогою електродетонатора уповільненої дії ЕЕДКЗ-ПМ-15 з часом уповільнення 15 мс.

Висота розвалу гірничої маси при багаторядному підриванні на 5...30% перевищує висоту уступу і складає 15,6м.

Порівнюючи результат з допустимою висотою черпання екскаватора ЕКГ-5А $1,5 \cdot H_r^{max} = 1,5 \cdot 11 = 16,5$ м спостерігаємо, що вона не перевищує висоту розвалу підірваної породи, а тому розробка буде проводитись одним уступом.

Параметри БВР при проведенні похилої траншеї практично співпадають, тому наведемо узагальнені дані враховуючи:

Довжина траншеї: 162,5 м;

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Кінцева глибина: 13 м;

Ширина траншеї: 20 м;

Діаметр свердловини: 225 мм;

Довжина перебуру свердловини: 0,5 ÷ 1,8 м;

Об'єм траншеї: $V_{тр} = 11407 \text{ м}^3$;

Витрати ВР на проведення похилої траншеї складають – 31581 кг.

Перед початком бурових робіт бульдозером Т-130 проводиться планування поверхні, що підготовлена до буріння на ній свердловин для влаштування похилої траншеї.

За допомогою бурового верстата 4СБШ-200 проводиться оббурювання похилої траншеї протягом:

$$t_{nm} = \frac{L_{заг.}}{Q_{СБШ}} = \frac{2400}{35} = 37 \text{ днів.} \quad (2.18)$$

де $L_{заг.} = 1305 \text{ м}$ – загальна довжина свердловин;

Навантаження даної кількості корисної копалини здійснюється екскаватором ЕКГ-5А за таку кількість днів.

$$t_{нав}^{поктр} = \frac{V_{тр}}{2 \cdot Q_{бкт}^{зм}} = \frac{111407}{2 \cdot 962} = 6 \text{ днів.} \quad (2.19)$$

За допомогою бурового верстата 4СБШ-200 проводиться вибурювання свердловин на розгінному майданчику:

$$T_{рм} = \frac{L_{заг.}}{2 \cdot Q_{СБШ}} = \frac{355}{2 \cdot 35} = 5 \text{ днів.} \quad (2.20)$$

Після закінчення роботи на кожній траншеї ЕКГ-5А приступає до роботи на розгінному майданчику та розробляє його за:

$$T_{нав}^{рм} = \frac{V_{рм}}{2 \cdot Q_{ЕКГ}} = \frac{238358}{2 \cdot 962} = 12,4 \text{ днів.}$$

Після закінчення робіт по бурінню розгінного майданчика буровий верстат пересувається на буріння для проведення розрізної траншеї, де ним здійснюється буріння 240 свердловин (загальна довжина 3600 м, блок розміром 180×40 м).

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Дана робота буде виконана за:

$$\frac{3600}{2 \cdot 35} = 51 \text{ днів},$$

$$V_{p.mpr.} = 240 \times 390 = 94000 \text{ м}^3,$$

тоді робота ЕКГ-5А складає:

$$\frac{94000}{2 \cdot 962} = 49 \text{ днів}.$$

Далі відбувається відпрацювання такого ж блоку (180 × 40 м), після чого приступають до відпрацювання останнього блоку розміром в плані 20×102 м (114 свердловин).

Час роботи бурового верстата, на уступі:

$$\frac{114 \cdot 15,0}{2 \cdot 35} = 24 \text{ дні},$$

Та екскаватора ЕКГ-5А складає:

$$\frac{51900}{2 \cdot 962} = 27 \text{ дні}.$$

Підраховуємо повний час, який витрачається на розкриття горизонту:

$$37 + 12 + 49 + 49 + 27 = 174 \text{ дня}.$$

Прохідка траншеї ведеться по корисній копалині за паралельним видобуванням. Навантаження породи здійснюється на автосамоскиди типу БелАЗ-548.

Спосіб під'їзду автосамоскидів до екскаваторного вибою – тупиковий.

Загальна довжина свердловин при розкритті горизонту:

$$L_{гор} = 1305 + 3600 + 3600 + 1710 = 10215 \text{ м}.$$

Загальні витрати зарядів при розкритті родовища:

$$L^{зар}_{гор} = 31581 + 9504 = 41085 \text{ м}.$$

Загальний об'єм т.п. при розкритті горизонту:

$$L^{заг}_{гор} = V_{тр} + V_{рм} + 146900 = 24500 + 10400 + 146900 = 181800 \text{ м}^3.$$

Підривання свердловинних зарядів на блоці виконуються трапецієподібною схемою за допомогою детонуючого шнура та

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

електродетонатора уповільненої дії ЕДКЗ-ПМ-15.

Відвальні роботи під час будівництва кар'єру

Розкривні породи кар'єра розміщаються в зовнішніх відвалах, що розташовуються: один – у виробленому просторі глиняного кар'єру цегельного заводу, другий відвал – на ділянці між східною межею кар'єру і шламовідстійником.

Розміщення розкриву гранкарєру в глиняному кар'єрі виконується за проектом рекультивації, який складений "Укроргтехстройматериалы".

В даний час розкривні породи розміщаються у відвалі на східній межі кар'єру. Розкривні породи вивозять на ці відвали. Одночасно з засипанням кар'єру виконується весь комплекс гідротехнічних споруд за проектом його рекультивації.

Другий відвал у кар'єрі відсипається у 2 яруси, кожен висотою по 10 м. Підшва відвалу представлена гранітним масивом, поверхня якого знижується в східному напрямку. Зверху граніти покриті товщею глини потужністю до 6 м із прошарками пісків і товщі суглинків потужністю до 6 м, що також знижуються на сході. Таким чином, за природними умовами, виключається водопритік під відвал.

Обсяг розкривних порід в межах кар'єру (проектний контур) складає: м'якого розкриву 2220,6 тис.м³, скельного – 92,5 тис. м³.

У тому числі в об'єм м'якого розкриву входять 66,45 тис.м³ рослинного шару, що вивозиться в основному на рекультивацію глиняного кар'єру. У відвалі в кар'єрі за проектом розміщено 1 млн. м³ розкриву на площі 5,3 га.

2.3. Система розробки родовища корисних копалин

Із врахуванням гірничо-геологічних умов залягання корисної копалин, проектом прийнята відкрита транспортна система розробки із зовнішнім відвалоутворенням.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Визначення ширини робочих майданчиків і їх елементів проводимо по методиці і даним “Типових елементів відкритих гірничих розробок родовищ нерудних будівельних матеріалів”, а також згідно “Норм технологічного проектування підприємств промисловості нерудних будівельних матеріалів”.

Умови робіт: висота уступів коливається від 11 до 12 м, ширина берми безпеки – 3,5 м, ширина призми безпеки – 2,5 м, ширина робочого майданчика – 58 м, екскаватор ЕКГ-4,6, автосамоскид КрАЗ 256Б, група порід – VI (за СНиП – IV-82), рух автотранспорту – маятникове, з тупиковим розворотом автосамоскидів біля екскаватора.

Транспортування корисної копалини до ДСК здійснюється автосамоскидами КрАЗ-256Б вантажопідйомністю 12 тонн. Дальність транспортування 0,7 км.

На видобувних роботах із застосуванням попереднього розпушування корисної копалини буро-підбивними роботами використовуються бурові станки Atlas-Корко з діаметром свердловин 146 – 150 мм. Подрібнення негабариту здійснюється також за допомогою буропідбивних робіт. Для буріння шпурів використовуються перфоратори та компресори. Буро-підбивні роботи виконуються підрядною організацією “Юнігрансервіс”.

При проведенні масових вибухів приймається багаторядне коротко-сповільнене підбивання. Найбільш розповсюджена схема КЕВ – трапецеїдальний вруб, діагональні схеми.

На зачищенні порід застосовується бульдозер Д-492 на базі трактора Т-100. Для транспортування порід використовується автосамоскид КрАЗ-256Б вантажопідйомністю 12 т.

Розкривні роботи

Розкривні породи представлені каолінізованими пісками потужністю від 0,6 м до 14,3 м і вивітрілими гранітами потужністю від 0,6 м до 8,1 м.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Скельний розкритт поширений не повсюдно. Розробка пухкого розкриттв можлива бульдозерами і екскаваторами.

Скельні розкриттв породи повинні розроблятися з попереднім розпушенням їх буропідливними роботами. Скельний розкриттв розробляється разом з корисною копалиною верхнім уступом.

Враховуючи умови залягання розкриттв порід, їх фізико-механічні властивості, потужність і середньорічні об'єми їх видобутку, прийнята екскаваторна розробка розкриттв порід. Селективний видобуток ґрунтового-рослинного шару проводиться бульдозерами Д-492 на базі трактора Т-100 з наступним навантаженням його екскаватором Е-2503 в автосамоскиди КрАЗ-256Б.

За ступенем важкості екскавації м'які розкриттв породи відносяться до II категорії, скельні – до VI категорії.

Режим роботи Е-2503 сезонний: 125 днів на рік у дві зміни, робочий тиждень – 5-дений, тривалість зміни – 8 годин. Технічну характеристику екскаватору Е-2503 наведено в табл. 2.5.

Таблиця 2.5

Технічна характеристика екскаватору Е-2503

Показники	Е-2503
Місткість ковша, м ³	3,0
Довжина стріли, м	17,5
Кут нахилу, град	45
Висота розвантаження, м	10,5
Глибина копання, м	10,2
Радіус:	
- копання, м	17,5
- розвантаження, м	14
Тривалість робочого циклу, сек	32

Продуктивність екскаватора Е-2503 визначається за формулою (2.21):

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$Q^{3M} = \left(\frac{T_{3M} - T_{ПЗ} - T_{ОП}}{T_{НЗ} + T_{УН}} \right) Q_K n_K, \quad (2.21)$$

де Q^{3M} - продуктивність екскаватора, м³/зміну;

T_{3M} – тривалість зміни, дорівнює 480 хв.;

$T_{ПЗ}$ - час на підготовчо-завершальні роботи, дорівнює 35 хв.;

$T_{УН}$ – час установки самоскида для навантаження, дорівнює 1,0 хв.;

$T_{ОП}$ - час на особисті потреби, дорівнює 10 хв.

Час навантаження одного транспортного засобу визначається за формулою (2.22):

$$T_{НЗ} = П_K \cdot П_Ц, \quad (2.22)$$

де $T_{НЗ}$ – час навантаження одного транспортного засобу, хв.;

$П_Ц$ – кількість циклів екскавації породи за хвилину, дорівнює 2,4;

$П_K$ – кількість ковшів гірської маси в одному автосамоскиді.

Кількість ковшів гірської маси в одному автосамоскиді визначається за формулою (2.23):

$$П_K = Q_в / Q_K \cdot Q_Ц, \quad (2.23)$$

де $Q_в$ – вантажопідйомність автосамоскиду, дорівнює 12 т;

Q_K – об'єм маси в одному ковші, дорівнює 3 м³;

$Q_Ц$ - об'ємна маса гірської маси в цілику складає 1,8 тис. м³.

Оскільки $П_K = \frac{12}{3 \cdot 1,8} = 2$ ковша, то $T_{НЗ} = 2 \cdot 2,4 = 4,8$ хв.

Отже, $Q_{E-2503}^{3M} = \left(\frac{480 - 35 - 10}{4,9 + 1,0} \right) \cdot 3 \cdot 2 = 542$ м³/зміну.

При сезонному режимі роботи середньорічний об'єм по розкритву складає:

$$Q_{E-2503}^{pik} = Q_{E-2503}^{3M} \cdot N_{дн} \cdot N_{зм} = 542 \cdot 260 \cdot 1 = 140920 \text{ м}^3.$$

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Технічну характеристику екскаватора ЕКГ – 4,6 наведено в таблиці 2.6.

Таблиця 2.6

Технічна характеристика екскаватора ЕКГ-4,6

Показники	ЕКГ-4,6
Місткість ковша, м ³	4,6
Радіус черпання на рівні стояння, м	11,2
Максимальний радіус розвантаження, м	13,6
Максимальний радіус черпання, м	15,5
Максимальна висота черпання, м	11
Максимальна висота розвантаження, м	7,5
Маса екскаватора, т	250
Встановлена потужність двигунів, кВт	320
Тривалість циклу, сек.	25

Продуктивність ЕКГ-4,6 на скельному розкритті, що розробляється разом з видобувними уступами, визначається за формулою (2.24):

$$Q_{ЕКГ-4,6}^{ЗМ} = \left(\frac{T_{ЗМ} - T_{ПЗ} - T_{ОП}}{T_{НЗ} + T_{УН}} \right) Q_{\kappa} n_{\kappa}, \quad (2.24)$$

де $T_{ЗМ}$ – тривалість зміни, дорівнює 480 хв;

$T_{ПЗ}$ – час на підготовчо-завершальні роботи, дорівнює 35 хв;

$T_{ОП}$ – час на приватні потреби, дорівнює 10 хв.

$T_{НЗ}$ – час навантаження одного транспортного засобу, хв.

Для розробки видобувних уступів (перевезення гірської маси) використовується автосамоскид КрАЗ-256Б – 12 тон.

Час навантаження одного транспортного засобу визначається за формулою (2.25):

$$T_{НЗ} = P_{\kappa} \cdot P_n, \quad (2.25)$$

де P_{κ} – кількість ковшів в одному самоскиді;

P_n – кількість циклів екскавації породи за хвилину, дорівнює 0,85.

Кількість ковшів в одному самоскиді визначається за формулою (2.26):

$$P_{\kappa} = \frac{Q_v}{Q_{\kappa} \cdot Q_{\eta}}, \quad (2.26)$$

де Q_v – вантажопідйомність автосамоскида, дорівнює 40 т;

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Q_k – об’єм маси у щільному тілі в одному ковші, дорівнює 3 м³;

Q_u - об’ємна маса гірської маси в цілику складає 2,6 м³:

Оскільки $\Pi_k = \frac{40}{3 \cdot 2,6} = 5$ ковшів, то $T_{нз} = 5 \cdot 0,85 = 4,55$ хв.

Отже, $Q_{ЕКГ-4,6}^{3M} = \left(\frac{480 - 35 - 10}{4,55 + 1} \right) \cdot 3 \cdot 3 = 1174 \text{ м}^3/\text{зміну}$.

Враховуючи розкладку негабаритів, нерівномірність роботи виробництва вибухових робіт на протязі зміни, зачищення під’їздів до екскаваторів, продуктивність ЕКГ-4,6 за зміну визначається за формулою (2.27):

$$H_3 = Q_{екг-4,6}^{3M} \cdot K_{нег} \cdot K_{перев} \cdot K_{сер} \cdot K_{зач}, \quad (2.27)$$

де $K_{негабар.} = 0,80$;

$K_{переван.} = 0,84$;

$K_{середн.} = 0,94$;

$K_{зачистки} = 0,94$;

Отже, $H_3 = 1174 \cdot 0,80 \cdot 0,84 \cdot 0,94 \cdot 0,94 = 697 \text{ м}^3/\text{зм}$.

Потужність пухких розкривних порід на родовище коливається від 0,6 до 14,3 м.

Потужність скельної розкривної породи коливається від 0,6 м до 8,1 м при повсюдному поширенні.

Видобувні роботи

Відповідно до прийнятої системи розробки, фізико – механічних властивостей корисних копалин, розробку і навантажування його доцільно вести одноківшовими екскаваторами з попереднім розпушуванням буропідривними роботами і в комплексі з автомобільним транспортом.

Для видобутку корисної копалини застосовуються екскаватори ЕКГ-4,6.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Змінну продуктивність екскаватора з видобутку визначається за формулою (2.21), де $T_{зм} = 480$ хв, $T_{пз} = 35$ хв, $T_{оп} = 10$ хв.

Час навантаження одного транспортного засобу визначається за формулою (2.22), де $\Pi_{ц} = 0,87$.

Кількість ковшів в одному самоскиді визначається за формулою 2.23, де $Q_{в} = 40$ т, $Q_{к} = 5$ м³, $Q_{ц} = 2,6$ тис. м³.

Оскільки $\Pi_{к} = \frac{40}{5 \cdot 2,6} = 3,3 \approx 4$ ковша, то $T_{пз} = 4 \cdot 0,87 = 3,5$ хв.

Отже, $Q_{ЕКГ-4,6}^{зм} = \left(\frac{480 - 35 - 10}{3,5 + 1} \right) \cdot 5 \cdot 4 = 1778$ м³.

Враховуючи розкладку негабаритів, нерівномірність роботи виробництва підривних робіт протягом зміни, зачистку під'їздів до екскаваторів, визначається фактична продуктивність екскаватора за формулою 2.31:

$$Q_{ЕКГ}^{\phi} = Q_{екз}^{зм} \cdot K_{нег} \cdot K_{перев} \cdot K_{сер} \cdot K_{заг}, \quad (2.31)$$

де $K_{нег} = 0,80$ (у щільному тілі);

$K_{перев} = 0,84$ (у щільному тілі);

$K_{сер} = 0,94$ (у щільному тілі);

$K_{заг} = 0,94$ (у щільному тілі);

$Q_{ЕКГ}^{\phi} = 1778 \cdot 0,80 \cdot 0,84 \cdot 0,94 \cdot 0,94 = 1057$ м³.

Кількість робочих днів одного екскаватора при річній роботі визначається за формулою 2.32:

$$d = \frac{N \cdot K}{K + m \cdot t}, \quad (2.32)$$

де N – кількість календарних робочих днів за рік, дорівнює 257;

K – міжремонтний цикл машин, дорівнює 16000 маш / годину ;

t – кількість годин роботи екскаватора за добу.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Кількість годин роботи екскаватора за добу визначається за формулою 2.33:

$$t = N_{зм} \cdot T_{зм} \cdot K_{во}, \quad (2.33)$$

де $N_{зм}$ – кількість змін, дорівнює 1;

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

$K_{во}$ – коефіцієнт використання обладнання, дорівнює 0,85.

Отже, $t = 1 \cdot 8 \cdot 0,85 = 6,8$ год/добу, а $d = \frac{257 \cdot 16000}{16000 + 308 \cdot 6,8} = 227$ днів.

Організація роботи бурових верстатів повинна забезпечувати максимальну ефективність і взаємозв'язок буріння з іншими виробничими процесами на кар'єрі. Підготовка робочих місць бурових верстатів здійснюється по буровим блокам довжиною 77 м. Перед оббурюванням блоку проводять його зачищення бульдозерами Т-130. Підготовка проводиться двома уступами по одному буровому верстату на уступі. Після оббурювання одного блоку верстат пересувається на інший блок.

Підготовчі роботи виконуються шляховою бригадою, маркшейдерською службою, бульдозеристами, службою високовольтної мережі, персоналом бурового цеху.

У проекті приймають поперечно-діагональну схему переміщення верстату при оббурюванні блоку як найбільш доцільна для даних умов.

Всі роботи з підготовки масового вибуху, самого вибуху і огляду місця вибуху проводяться в точній відповідності з правилами техніки безпеки при вибухових роботах.

Буропідривні роботи проводяться підрядною організацією - управлінням "Юнігрансервіс". Основні параметри буропідривних робіт наведено в табл. 2.7.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Таблиця 2.7

Основні параметри буропідливних робіт

Найменування параметрів	Розрахункова формула	Значення параметрів
1	2	3
Група порід по ЕНіР		IX
Висота уступу, м	H	12-13
Діаметр свердловини, мм	d	150
Кут нахилу свердловини, °	l	90
Щільність заряджання	Δ	1
Місткість 1 п. м. свердловин, кг	P	36
Глибина перебуру, м	$l_{пер}$	2,0
Глибина свердловин з перебуром, м	$Z = H + l_{пер}$	15,0
Питома витрата ВВ, кг/м	q	1
Лінія опору по підосві, м	W	6,0
Відстань між свердловинами в ряду, м	a	5,5
Відстань між рядами, м	b	5,5
Кількість рядів в одній заходці	n	3-5
Ширина заходки	B	27,3
Вихід породи з однієї свердловини, м ³	V	393
Величина заряду в свердловині, кг	$Q = q * v$	393
Довжина заряду в свердловині, м	$l_{зар} = \frac{Q}{P}$	11
Вихід породи з 1 п. м. свердловини, м	$V' = \frac{V}{Z}$	26
Ширина розвалу породи, м	Ш	50
Змінний об'єм буріння, м	$\frac{A_{см}}{V'}$	35
Кількість одночасно свердловин що вибухають, шт	N	69
Величина заряду в одному масовому вибуху, кг	$Q_{сер} = Q * N$	27117

Розпушення граніту прийняте буропідливним способом методом колонкових зарядів, розташованих у вертикальних свердловинах. Буріння свердловин проводиться буровими верстатами ударно-оборотного буріння НКР-100.

Основні параметри буропідливних робіт розраховані для уступу заввишки 12,5 м згідно “Нормативного довідника по буропідливних роботах”

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

і “Типового проекту на виробництві буропідливних робіт на Давидівському родовищі граніту”, “Юнігрансервіс”.

Вироблювані нижче параметри буропідливних робіт мають бути перевірені на місці шляхом проведення досвідчених робіт і при необхідності скоректовані.

Змінну продуктивність бурового верстата визначаємо по “Нормам технологічного проектування”, яка для верстата НКР-100 в породах УІ групи складає 30 м/зміну.

Розрахунок кількості бурових станків виконуємо, виходячи із наступних даних:

- об’єм буропідливних робіт – 40,0 тис.м³;
- вихід гірничої маси із одного погонного метра свердловини – 16 м³;
- режим роботи однозмінний;
- кількість робочих днів на рік – 239;
- коефіцієнт використання бурового станка при бурінні – 0,7;
- змінна норма виробітку при бурінні граніту ІХ категорії – 120 м;

Загальна кількість погонних метрів свердловин на весь об’єм буровибухових робіт складає: $40000/16 = 2500$ м. Кількість погонних метрів свердловин, які може пробурити станок на протязі року при умові однозмінної роботи:

$$239 \cdot 0,7 \cdot 120 = 20\,007,6 \text{ м.}$$

Для забезпечення буровими роботами виходячи із прийнятого об’єму виробництва буровибухових робіт буровий станок типу Atlas-Korpo буде зайнятий на 12,5 %.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

При змінній продуктивності ручного перфоратора ПП-36 і двозмінній роботі по бурінню шматків негабаритів в роботі буде потрібно 5 перфораторів. Постачання їх стислим повітрям буде проводитися від пересувних компресорних станцій.

Буріння свердловин прийняте верстатами Atlas-Korpo НКР-100; буріння 3 - рядне, ширина бурової заходки 27,3 м; повна ширина розвалу при короткосповільненому підриванні коливається від 44 до 46 м. Ширина екскаваторної заходки по розпушених породах прийнята 20 м.

Робочі майданчики по горизонтах розраховані для умов маятникового руху автотранспорту з тупиковим розворотом автосамоскидів у екскаватора.

Фронт робіт на видобувних уступах (горизонтах) розбивається на три блоки:

- а) блок вантажних робіт;
- б) блок буропідривних робіт;
- в) резервний блок.

З метою удосконалення видобувних робіт на підприємстві планується сумісна робота екскаватора ЕКГ – 5 та фронтального навантажувача К-702МА-ПК6.

Одноковшові навантажувачі, що поєднують в собі екскаваторне і транспортне обладнання, слід застосовувати на кар'єрах як навантажувальних машин для навантаження гірської маси в вибоях або готової продукції на складах в автомобілі-самоскиди та інші транспортні засоби; комбінованих машин, які здійснюють екскавацію гірської породи або готової продукції та транспортування їх до відвалу; приймального пристрою переробної установки.

Фронтальний навантажувач – високопродуктивна машина для землерийних робіт, навантажування різних матеріалів: ґрунтів, гірських

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

порід, піску, щебеня, металевої стружки і т. ін.

Переваги:

- може самостійно переробляти ґрунти здійснювати відсипання земляних насипів, валів), працювати в бульдозерному режимі: здійснювати планування майданчиків і копання неглибоких котлованів.
- може транспортувати вантажі в ковші або в захватах, буксирувати причепи або яке-небудь інше устаткування на короткі відстані.
- володіючи значно меншими габаритами і вагою, ніж екскаватори, можуть піднімати набагато більшу масу вантажу. Для маневрування фронтальним навантажувачам не потрібна велика площа.
- це високопродуктивні, ефективні, надійні і економічні машини. Рациональне співвідношення потужності, маси і геометричних розмірів, широкий набір змінного устаткування фронтального навантажувача дозволяє здійснювати навантажувально-розвантажувальні операції на площадці, в приміщеннях складів, на залізних дорогах, в портах, при виконанні різноманітних робіт.

Навантажувач К-702МА-ПК6 призначений для виконання навантажувально-розвантажувальних і землерийно-транспортних робіт на ґрунтах до III категорії, а також сипких і шматкуватих матеріалах густиною до $2,85 \text{ т/м}^3$ (пісок, суглинок, гравій, щебінь і т.п.).

Машина складається з базового і робочого устаткування. Базове шасі включає рухову установку з її системами, всі елементи гідромеханічної трансмісії, колісний хід з ведучими мостами, систему гальм колісного ходу, кабіну управління.

На шасі змонтовані: пневмосистема, електроустаткування, гідросистема рульового управління і частина гідросистеми робочого устаткування.

Робоче устаткування (навантажувач) встановлено в задній частині машини і є зварним ковшом, шарнірно закріпленим на стрілі. Стріла

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

кріпиться до рами порталу. Система шарнірного важеля забезпечує при роботі гідросистеми необхідний кут нахилу ковша в процесі підйому або опускання стріли. Ця ж система служить проміжною ланкою для повороту (закидання і перекидання) ковша за допомогою гідроциліндрів.

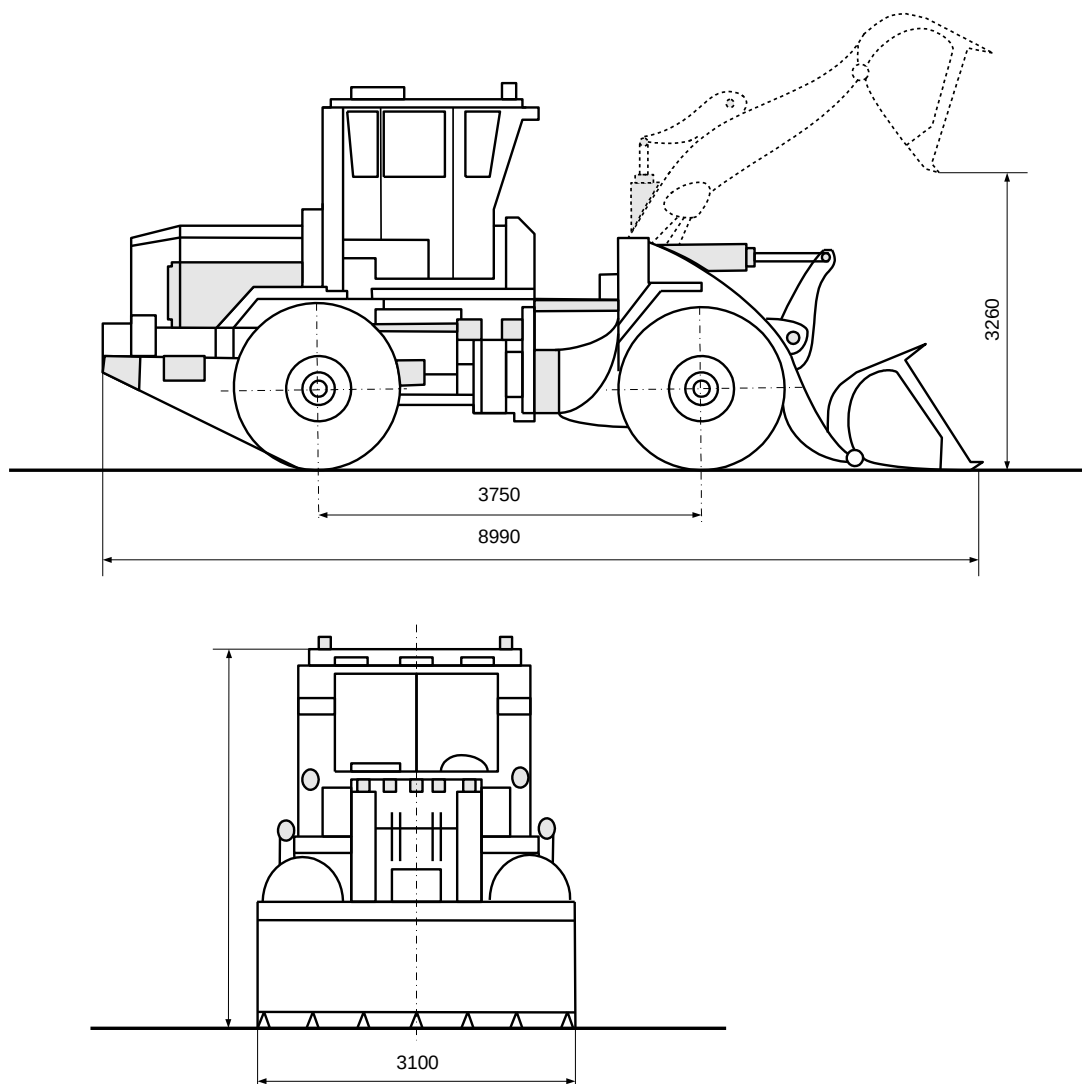


Рис. 2.1. Фронтальний навантажувач К-702МА-ПК-6

Таблиця 2.8

Характеристики навантажувача

Маса, кг.	21000
Габаритні розміри при транспортному положенні, мм	
Довжина	8900
Ширина	3100

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Продовження таблиці 2.8

Висота	3800
База, мм	3750
Колія, мм	2255
Мінімальний радіус повороту (по ковшу в транспортному положенні), м	8,8
Номінальне тягове зусилля, кН (тс)	60 (6)
Швидкість руху, км/год	
Робоча	0-7
Транспортна, без вантажу	39,6
Шлях гальмування без вантажу при швидкості 32 км/год на сухому горизонтальному покритті, м	15
Максимальний кут підйому	20°
спуску	12°
Двигун	
Тип	Чотирьохтактний
Марка	ЯМЗ-238НД3(НД4)
Номінальна потужність при частоті обертання вала 1700 об/хв, кВт (кс)	173 (235)
Максимальний крутний момент при частоті обертання вала 1100-1400 об/хв, Н·м (кгс·м)	1108 (113)
Трансмісія	
Тип передачі	Гідромеханічний
Гідротрансформатор	Одноступінчатий, комплексний, чотирьохколісний
Коробка передач	Механічна, двохрежимна, чотирьохшвидкісна (дві вперед, дві назад), з шестернями постійного зачеплення, з механічним приводом режимів і гідравлічним перемикачем передач
Ведучий міст	Двохступінчатий, з понижуючим редуктором з парою конічних шестерень, з самоблокуючим диференціалом вільного ходу і двома конічними передачами с однорядними планетарними рядами

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Завантажувальне обладнання	
Номінальна вантажопідйомність, т	6
Геометрична місткість ковша, м ³ , не менше	3,0
Максимальна висота розвантаження по ріжучій кромці при куті розвантаження ковша 45°, мм	3260
Виліт ріжучої кромки ковша на максимальній висоті розвантаження і куті розвантаження 45°, мм	1300
Кут розвантаження при максимальному підйомі ковша	50°
Ширина ріжучої кромки ковша, мм	3100
Управління робочим устаткуванням	гідравлічне
Зусилля, кН (кгс)	
Заглибне	125 (12800)
Виривне (по циліндрам ковша)	222 (22630)

Часова технічна продуктивність навантажувача в цілику визначається за формулою 2.34:

$$Q_{e.mex} = \frac{3600V_k}{T_{ц.p}} \cdot k_e k_3, \text{ м}^3/\text{год}; \quad (2.34)$$

де: V_k — об'єм ковша навантажувача, $V_k = 3 \text{ м}^3$;

$T_{ц.p}$ — тривалість робочого циклу, хв; $T_{ц.p} = 25 \text{ сек}$;

k_e — коефіцієнт екскавації, $k_e = 0,8$;

k_3 — коефіцієнт вибою, $k_3 = 0,85 \div 0,9$;

$$Q_{e.mex} = \frac{3600 \cdot 3}{20} \cdot 0,8 \cdot 0,85 = 367,2 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Змінна експлуатаційна продуктивність навантажувача визначається за формулою 2.35:

$$Q_e = Q_{e.mex} T_{зм} k_{i.e}, \text{ м}^3/\text{зміну}; \quad (2.35)$$

де: $T_{зм}$ — тривалість зміни, год; $T_{зм} = 8 \text{ год}$;

$k_{i.e}$ — коефіцієнт використання екскаватора в часі; $k_{i.e} = 0,65 \div 0,75$;

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$Q_e = 367,2 \cdot 8 \cdot 0,75 = 2203,2 \text{ м}^3/\text{зміну}.$$

Середньорічна продуктивність навантажувача визначається за формулою:

$$Q_p = Q_e \cdot N_{\text{дн}}, \text{ м}^3/\text{рік}, \quad (2.36)$$

де : $N_{\text{дн}}$ — кількість робочих днів за рік, днів; $N_{\text{дн}} = 250$ днів;

$$Q_p = 2203,2 \cdot 250 = 550800 \text{ м}^3/\text{рік}.$$

Висоту відпрацьовуваного забою визначає, перш за все, матеріал що виймається, його фізико-механічні властивості, фракційний склад і т.д.

При роботі навантажувача з відвантаженням дрібної фракції щебеню $0 \div 5$, $5 \div 10$, $10 \div 40$ мм на дробильно-сортувальному заводі і піску, висота забою може бути дорівнює висоті формованого штабеля готової продукції від 4 до 10-15 м (сипучі матеріали). В таких умовах навантажувачі цілком справляються з процесом завантаження ковша. Крім цього дрібна фракція під дією сил гравітації і зачеплення між окремостями приймає природний кут укошу, після того, як із забою виймається ківш навантажувача. Необхідно враховувати і те, що в момент повного завантаження ковша машина починає рухатися від забою, що забезпечує безпечну роботу машини.

Складніше йде робота навантажувачів в умовах роботи з виїмки однорідних ізотропних пов'язаних порід (глина, суглинки, супіски) через зчеплення окремостей можуть відбуватися обвали вибоїв в момент руху навантажувача на тіло забою.

Важкими забоями можна також назвати такі, які сформовані скельними породами при буропідливних роботах через наявність в них негабаритних шматків. Забій буде відпрацьовуватися фронтальним навантажувачем до моменту зіткнення робочого органу з негабаритним шматком з лінійним розміром перевищує розмір ширини кромки ковша.

Специфіка кінематичної схеми основного обладнання навантажувача зумовлює роботу його в основному за рахунок обвалення підроблюваних

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

розпушених гірських порід на рівні підосви вибою. У зв'язку з цим найбільш повне і швидке наповнення ковша і, отже, продуктивність навантажувача залежать значною мірою від частоти і обсягу обвалення підроблюваного розвалу порід.

Склепіння підробітку і обвалення при різній ширині зони черпання утворюються в результаті виїмки порід. Факельна форма зводу обвалення утворюється, як правило, коли висота уступу H_y не перевищує 10 м і висота забою $H_z = H_y$, або в тих випадках, коли висота склепіння обвалення H менше висоти уступу H_y (тобто звід обвалення не виходить на поверхню розвалу), присадкуватий при черпанні вузьким ($b_{\text{ч}} = 6-8$ м) випереджаючим вибоєм з $H_z = H_y$, стовбчаста - у всіх інших випадках при висоті уступу понад 10 м.

Статистична обробка даних по підірваним породам показала, що основними причинами обвалень, що відбуваються в будь-якому секторі вибою вчасно екскавації, є: підробіток в нижній частині цього сектора; попередній підробіток або обвалення в сусідньому секторі; вплив зовнішнього імпульсу (рухомого транспорту і т. п) при деякій підробці нижній частині вибою.

Обвалення підірваних порід у забої є динамічний, порівняно швидкоплинний процес, що виникає в результаті порушення умов рівноваги між зсувними та утримуючими силами в підробленій екскаватором або навантажувачем підірваної маси.

Гранична рівновага підірваних порід при підробці забою досягається поступово, в міру відпрацювання певного обсягу. При копанні маси, порушується рівновага шматків, що лежать поблизу зони черпання і вони випадають під дією сил тяжіння. Шматки, що випали, порушують рівновагу вищележачого шару породи та останній також випадає. При цьому навколо зони копання утворюється стійка порожнина, яка називається склепінням природної рівноваги (склепінням підробітку).

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Параметри екскаватора

Річна продуктивність екскаватора:

$$\Pi_p = \Pi_{зм.} \cdot N_{\partial} \cdot n_{зм.}, \text{ м}^3, \quad (2.37)$$

де N_{∂} – кількість робочих днів у рік, дорівнює 251 днів;

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

$\Pi_{зм.}$ – змінна продуктивність екскаватора, визначають за формулою:

$$\Pi_{зм.} = \Pi_{тех.} \cdot T_{зм.} \cdot k_{е.е.}, \text{ м}^3/\text{змін}, \quad (2.38)$$

де $T_{зм.}$ – тривалість зміни, дорівнює 8 год;

$k_{е.е.}$ – коефіцієнт використання екскаватора в часі, при використанні транспорту, дорівнює 0,7;

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

$$\Pi_{тех.} = \frac{3600 \cdot E}{T_{ц.р.}} \cdot k_e \cdot k_z, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (2.39)$$

де E – об'єм ковша екскаватора, дорівнює 5,0 м³;

$T_{ц.р.}$ – тривалість робочого циклу екскаватора, дорівнює 23 с;

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

k_z – коефіцієнт вибою, дорівнює 0,87;

$$\Pi_{тех.} = \frac{3600 \cdot 5}{23} \cdot 0,55 \cdot 0,87 = 374,48 \text{ м}^3/\text{год.};$$

$$\Pi_{зм.} = 374,48 \cdot 8 \cdot 0,7 = 2097,07 \text{ м}^3/\text{змін},$$

$$\Pi_p = 2097,07 \cdot 251 \cdot 2 = 10527333 \text{ м}^3.$$

Параметри уступу

Ширина заходки визначається по формулі:

$$A = (1,5 \div 1,7) R_{ч.у.}, \text{ м}, \quad (2.40)$$

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

де $R_{ч.у.}$ – радіус черпання на рівні стояння, м;

$$A = 1,6 \cdot 9,3 = 14,88 \text{ м.}$$

Ширину основи призми безпеки визначають за формулою:

$$П_6 = h(ctg \alpha_n - ctg \alpha_p), \text{ м,} \quad (2.41)$$

де α_n – кут природнього відкосу уступу, дорівнює 70° ;

α_p – кут відкосу робочого уступу, дорівнює 80° ;

$$П_6 = 14(ctg 70^\circ - ctg 80^\circ) = 2,58 \text{ м.}$$

Ширина робочої площадки на видобувних горизонтах кар'єру визначається по формулі:

$$Ш_p = B + П_0 + П_1 + П_2 + П_6, \text{ м,} \quad (2.42)$$

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

$$B = A_1 + M, \text{ м,} \quad (2.43)$$

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

$$A_1 = П_6 + h(ctg \alpha_p - ctg \gamma) + b(n - 1), \text{ м,} \quad (2.44)$$

де γ – кут нахилу свердловин, дорівнює 90° ;

b – відстань між рядами свердловин, доівноює 4,4 м;

n – максимальна кількість рядів свердловин, дорівнює 4;

$$A_1 = 2,58 + 14(ctg 80^\circ - ctg 90^\circ) + 4,4(4 - 1) = 18,36 \text{ м.}$$

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

$$B = 18,36 + 24 = 42,36 \text{ м.}$$

$П_0$ – ширина смуги руху автосамоскидів (для БелАЗ-7523, $П_0 = 11$ м);

$П_1$ – ширина бровки зі сторони вище залягаючого уступу, $П_1 = 1,5$ м;

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

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$Ш_p = 42,36 + 11 + 1,5 + 4,5 + 2,58 = 61,94 \text{ м.}$$

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

$$Ш_p = A + П_0 + П_1 + П_6, \text{ м,} \quad (2.45)$$

$$Ш_p = 10 + 11 + 1,5 + 2,4 = 24,9 \text{ м.}$$

Максимальна висота розвалу зірваної породи визначається по формулі:

$$h_p = 1,12h, \text{ м,} \quad (2.46)$$

$$h_p = 1,12 \cdot 14 = 15,68 \text{ м.}$$

Мінімальна ширина основи та інші елементи в'їзної капітальної траншеї при використанні автомобільного транспорту (згідно технічного завдання – автосамоскиди типу БелАЗ-7523 та КрАЗ-256Б) і по умовам розташування екскаватора (згідно технічного завдання – розробка гірничої маси одноковшевим екскаватором, тип – пряма лопата, або фронтальний автонавантажувач) визначаються у відповідності до рекомендацій та вимог СНИП 2.05.07-85.

Схеми роботи навантажувача

Основні схеми роботи навантажувачів наведено на рис. 2.2. Найменша відстань пересування навантажувачів досягається при роботі за схемою з розворотом (див. рис. 2.2, а). Навантажений навантажувач від'їжджає від забою заднім ходом і, розвернувшись, переднім ходом під'їжджає до автомобіля-самоскиду для розвантаження, після чого дає, задній хід, розгортається і переднім ходом під'їжджає до забою.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

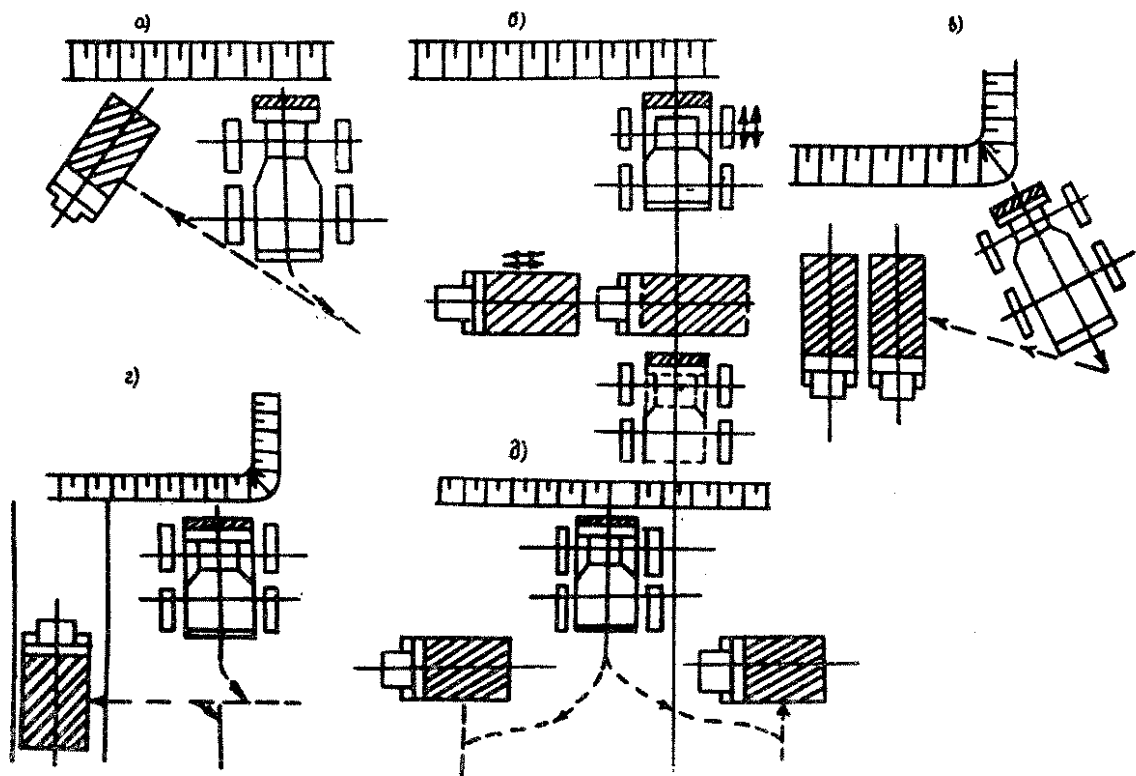


Рис 2.2. Схема роботи навантажувача

В умовах обмеженого простору, коли рух навантажувача з розворотом неможливо, застосовується схема (див. рис. 2.2, б) з періодичним рухом автомобіля-самоскида в напрямку, паралельному фронту уступу.

Завантаження автомобілів-самоскидів при їх спареній односторонній установці повинна здійснюватися за схемою з тупиковим підїздом і човниковим рухом навантажувача (див. Рис. 2.2, в), що скорочує час простоїв навантажувача до мінімуму.

Навантаження по схемі з тупиковим підїздом до автомобіля-самоскиду, розташованому на уступній дорозі (див. рис. 2.2, г), характеризується відсутністю маневрів, що особливо важливо при навантаженні абразивних порід.

Двостороннє завантаження автомобілів-самоскидів з тупиковим підїздом до них навантажувача (див. рис. 2.2, д) рекомендується при невеликих обсягах робіт і відстані транспортування.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Зміну коефіцієнта наповнення ковша екскаватора в залежності від висоти розвалу підірваної породи наведено на рис. 2.3. Оптимальною висотою для роботи екскаватора є проміжок від 5 м до максимально допустимої висоти. Розподіл заходок, враховуючи вищесказане, наведено на рис 2.4.

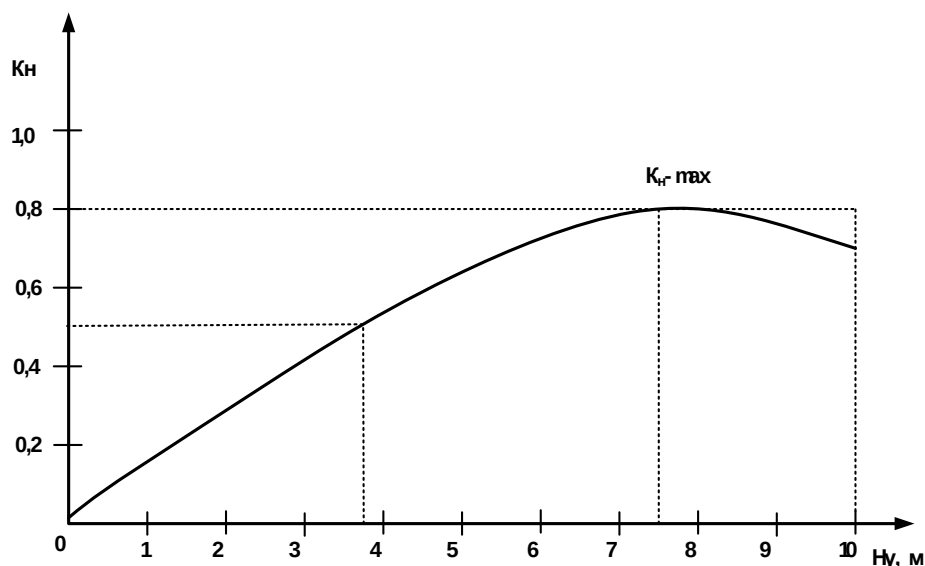


Рис 2.3. Зміна коефіцієнта наповнення в залежності від висоти розвалу

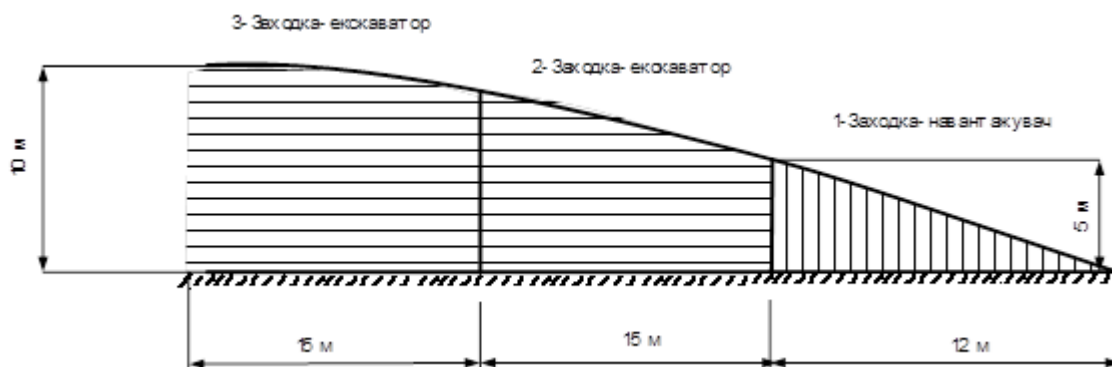


Рис 2.4. Розподіл заходок в залежності від коефіцієнта наповнення

Відвалоутворення

Відвали розкривних порід зовнішні. Розміщення відвалів прийняте згідно протоколу технічної наради при головному інженері Давидівського родовища гранітів.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Загальний об'єм розкриву, що відпрацьований в період експлуатації II черги кар'єра, складає 230 тис. м³. ПСП відпрацьовується селективно і використовується для рекультивації порушених площ. Частина розкривних порід (близько 5 тис. м³) може бути використана для обвалування водовідстійника і для укріплення дамб. Інший розкрив (близько 220 тис. м³) розміщується в виробленому просторі кар'єру.

Відсипка відвалів відбувається в один ярус висотою до 20 м, починаючи з берми на відмітці + 54 м в районі північного неробочого борту кар'єра. У складі відсипаючих порід переважають каолінізовані піски. Кут відкосу відвалу - 35°. Для забезпечення стійкості відвалу передбачені заходи по відведенню поверхових і ґрунтових вод з підшви відсипаючих відвалів в водозбірник, що розміщений на горизонті 35 м в південно-західному боці кар'єру.

Відвали бульдозерні. Доставка розкривних порід на відвали – автотранспортом, автосамоскидами КрАЗ-256Б. Для роботи на відвалах приймається один бульдозер Д-492 на базі трактора Т – 100.

Склад і організація робіт по рекультивації

Рекультивація порушених земель по Давидівському родовищі граніту складається з наступних робіт:

1. Селективна виїмка ґрунтово-рослинного шару на площі розробки кар'єру.
2. Навантажування і транспортування ґрунтово-рослинного шару в тимчасові відвали.
3. Планування поверхні та укосів відвалів розкривних порід.
4. Навантажування і транспортування ґрунтово-рослинного шару з тимчасових відвалів на рекультивовані площі.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

5. Остаточне планування ґрунтово-рослинного шару на поверхні і укоси відвалів розкривних порід.

6. Навантажування і транспортування потенційно – родючого ґрунту на площі, що готуються до лісопосадки.

7. Остаточне планування площ, що готуються під лісопосадки.

8. Оранка, культивування, внесення органічних і мінеральних добрив на площах посадки лісу.

9. Механізована і ручна посадка лісу.

10. Проходка каналів, водовідводу, від кар'єру до найближчого струмка.

Організація робіт по рекультивації. Селективна виїмка ґрунтово – рослинного шару проводиться на всій площі родовища, де ще збереглися розкривні породи. Розробка ґрунту і переміщення її у валяння проводиться бульдозером Д-492. Навантажування її з валків – екскаватором Е – 2503, транспортування в тимчасові відвали – автосамоскидами КрАЗ – 256Б. На прилеглі до кар'єру площі (північні межі кар'єра і площа під хвостосховища), перед посадкою лісу, проектом передбачається нанесення шару потенційно – родючого ґрунту (мінімальною товщиною 1,5 м), з подальшою оранкою і внесенням органічних і мінеральних добрив.

2.4. Електропостачання кар'єру

Загальні відомості

Забезпечення електроенергією Давидівського гранітного кар'єру здійснюється від головної понижуючої підстанції 35/6 кВ, розташованої на майданчику каменедробильного заводу.

Система напруги 35 кВ

- з високого боку 0,4/0,23 кВ
- з низького боку з глухозаземленою, нейтраллю на проммайданчику, із ізолюваною нейтраллю в кар'єрі.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Електропостачання кар'єру передбачено від РУ-6 кВ., трансформаторної підстанції за №3 і КТПН-2 повітряними лініями 6кВ., що простягаються вздовж фіксуючого борту кар'єру.

Підключення понижуючих трансформаторних підстанцій до ЛЕП-6кВ. передбачається здійснювати через повітряні вводи встановлених на дахах підстанцій.

Підключення екскаваторів ЕКГ-5А здійснюється від пересувних розподільчих обладнань типу ЯКНО-6, обладнаних повітряним вводом і кабельним виводом.

Живлення бурового верстату 4СБШ-200 і водозливного устрою здійснюється від низьковольтної підстанції напругою 0,4 кВ. по гнучкому кабелю марки КРПТ.

Для забезпечення нормальних умов при видобувних роботах в нічний час доби передбачається штучне освітлення. Освітленню підлягають робочі майданчики і привибійні шляхи.

У відповідності з правилами технічної експлуатації освітлення місць видобутку і навантаження екскаватором гірничої маси повинен бути не нижче 5лк.

Для освітлення фронту робіт застосовуються дві ксенонові лампи типу ДСКТ-20 потужністю 20 кВт із світловим потоком 500 тим. люм. Одна лампа встановлюється на північному борту кар'єру на пересувній опорі, друга – на східному борту.

Електроенергія до ксенонових ламп підводиться по повітряній лінії.

Основні технічні показники

1. Джерело електропостачання Давидівського гранітного кар'єру підживлений ПЛ-6 вк виходячий фідером від заводської підстанції 35/6кВ.

2. Номінальна напруга електричних мереж:

- вище 1000В – 6 кВ
- до 1000В – 0,4-0,23 кВ

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

3. Встановлення потужності електричних приймачів – 1475 кВт.
4. Розрахункове активне навантаження – 1044 кВт.
5. Розрахункове реактивне навантаження – 968 кВАР
6. Кількість і встановлення потужності силових трансформаторів:

400 кВА - 2 шт

100 кВА - 1 шт

250 кВА - 1 шт

50 кВА - 5 шт

7. Середньозавантажений коефіцієнт потужності обладнання - 0,85;
8. Річна витрата електричної енергії – 3661,5 тис. кВт/год.

Внутрішнє електропостачання

Споживачі електричної енергії кар'єру живляться фідером ПЛ-6 кВ від заводської п/ст 35/6 кВ. Кар'єрне навантаження живиться двома фідерами ПЛ-6кВ, виходячи з розподільних підстанцій ТП-2 і ТП-3.

Навантаженням фідера, який виходить з ТП-2:
електричний екскаватор Е-2503, загальна потужність електроприводів 160 кВт – 1 шт.; світловий прилад з ксеноновою лампою ДКСТ-20000, потужністю 20 кВт – 3 шт.;

Навантаження фідера, який виходить з ТП-3Є

➤ електричний екскаватор ЕКГ-5А, загальна потужність електроприводів 250 кВт – 2 шт;

➤ електричний буровий верстат, потужністю електроприводів 320 кВт – 2 шт;

➤ світловий прилад з ксеноновою лампою ДКСТ-20000 – 2 шт;

➤ насос водовідливу 4НДв, потужністю 75 кВт – 1 шт;

Для безперебійного енергозабезпечення кар'єру застосовується пристрій пункту секціонування між ТП-2 і ТП-3 на базі примикаючого пункту з чарункою ЯКНО-6Е.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

За ступенем надійності енергозабезпечення електричні споживчі кар'єру відносяться до III категорії.

Розрахунок електричних навантажень

Розрахунок виконується за методом коефіцієнтів використання і попиту згідно формули 2.47:

$$P_{ном} \cdot розр. = \Sigma P_{ном} \cdot K_{поп}, \text{ кВт}, \quad (2.47)$$

де $\Sigma P_{ном}$ – сума номінальних потужностей споживачів;

$K_{поп}$ – коефіцієнт попиту;

$P_{ном \text{ розр}} = 1044,5 \text{ кВт}$ (для всього обладнання);

Середньоваговий коефіцієнт потужності електрообладнання $\cos\varphi=0,8$;
 $\tan\varphi=0,61$

Розрахунок перерізу повітряних і кабельних ліній кар'єру

Вибір перерізу проводів і жил кабелів виконується відповідно з ПУЕ по нагріву і допустимій втраті напруги.

Розрахунковий струм навантажень згідно формули 2.48:

$$I_{разр} = \frac{P_{ном.розр.}}{\sqrt{3} \cdot i_{ном.} \cdot h_c \cdot \cos\varphi_{пр}}, \quad (2.48)$$

де h_c – к.к.д. мережі;

$\cos\varphi_{пр}$ – середньоваговий коефіцієнт потужності;

Вибір перерізу проводів по нагріву зводиться в порівнянні до розрахункового струму, навантажень з довго-допустимим струмом, навантажень для обраних перерізів проводів, згідно таблиці ПУЕ, т.є.

$$I_{розр} \quad I_{дов.доп.}$$

Обраний переріз проводів перевіряється по допустимим витратам напруги.

Відхилення напруги (%) від номінального на плямах електродвигунів згідно ПУЕ повинно бути не більше 5%.

Для ЛЕП, навантаження якої зосереджене в кінці лінії, втрата напруги за формулою 2.49:

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$\Delta i\% = \frac{\sqrt{3}I_{\text{розр.}}}{i_{\text{ном.}}} L(r_0 \cos \varphi + x_0 \sin \varphi) \cdot 100, \quad (2.49)$$

де L - довжина лінії (км);

r_0 і x_0 – питомий активний і індуктивний опір проводів (Ом·км)

Розрахунковий струм ПЛ-6 кВ від всього навантаження кар'єру складає 123 А.

По довго допустимому струму обираємо голий алюмінієвий провід переріз 50 мм з 1 дов доп = 210 А. Падіння напруги Δ %, при довжині лінії 1,3 км складає 3,25%.

ПЛ-6 кВ монтується згідно технічних умов типового проекту, на залізобетонних опорах.

Для вибору схем захисту і комутаційної апаратури РУ-6 кВ розрахуємо струм трифазного короткого замикання ($1t = \infty$).

Діюче значення періодично складових трифазного струму к.З в перший період після виникнення к.З ($1t = 0$) визначаємо за формулою 2.50:

$$I_t = 0 = \frac{S_{\bar{o}}}{\sqrt{3 \cdot i_{\bar{o}} \cdot \sum X_{x\bar{o}}}}, \quad (2.50)$$

де $S_{\bar{o}}$ – базисна потужність, яка приймається рівною розривної потужності вимикача який забезпечує зв'язок лінії з енергосистемою:

$$(S_{\bar{o}} = S_{\text{ном відм}} = 350 \text{ мВА})$$

$i_{\bar{o}}$ – базисна напруга ($i_{\bar{o}} = 6,3$ кВ);

$\sum X_{x\bar{o}}$ – індуктивний опір лінії, наведеної до базисних умов.

$$X_{x\bar{o}} = X_0 \cdot L \frac{S_{\bar{o}}}{i_{\bar{o}}^2}, \quad (2.51)$$

де X_0 - питомий реактивний опір лінії;

L - довжина лінії;

Для ПЛ-6кВ кар'єру $X_{x\bar{o}} = 4,2$ ом. Так, як $X_{x\bar{o}} > 3$, то періодична складова струму к.З незмінна за весь час к.З, тобто

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$I_{t=0}=I_{t=\infty}$ - встановленому значенню струму к.З. Встановленому значенню струму к.З при двохфазному к.З ($I_t = \infty^{(2)}$) дорівнює:

$$I_{t^{(2)}} = \infty = 0,87 I_t = \infty$$

Діюче значення струму к.З на перший період знаходиться з умови:

$$I_U = 1,53 I_t = 0$$

Для кар'єрної лінії отримуємо:

$$I_t = \infty = 7,6 \text{ кА}, I_{t^{(2)}} = \infty = 6,6 \text{ кА}, I_U = 11,7 \text{ кА}$$

Для повітряних мереж з ізольованою нейтраллю, замикання струму на землю визначається за формулою 2.52:

$$I_K^{(1)} = \frac{iL}{350} (A), \quad (2.52)$$

де i - лімітна напруга (кВ);

L - довжина лінії (км);

Отримуємо $I_K^{(1)} = 0,0225 \text{ А}$

Живлення гірничо-технологічного обладнання напругою 0,4-0,23 здійснюється від пересувних комплектних трансформаторних підстанцій (ПКТПНов), а обладнання напругою 6кВ від рухомих примикачів, пунктів ОПП-6 з чарункою ЯКНО-6.

Кар'єрні споживчі електроенергії вмикаються до кар'єрних КТПН через шлангові силові кабелі, переріз яких обирається через розрахункові точки навантажень. Розрахунковий струм екскаватора ЕКГ-5А на стороні 6кВ $I_{разр} = 25 \text{ А}$.

За умови довго допустимого навантаження на шлангові кабелі обираємо кабель марки КШВГ, переріз $3 \times 25 + 1 \times 10 \text{ мм}^2$ з 1 дов доп = 40 А, $i\% = 0,08$ при $L = 0,2 \text{ км}$.

Розрахунковий струм екскаватора Е-2503 1 розр = 220А. Обираємо кабель за маркою КРПТ переріз $3 \times 95 + 1 \times 35 \text{ мм}^2$ з 1 дов доп = 265А $i\% = 1,5$ при $L = 0,2 \text{ км}$.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Розрахунковий струм бурового верстату 4СБШ-200 1 разр = 400 А. Обираємо два шлангових кабелі за маркою КРПТ переріз $3 \times 70 + 1 \times 25 \text{ мм}^2$ з 1 дов доп для одного кабелі 220 А $i\% = 3,3$ при довжині кабелі $L = 0,2 \text{ км}$.

Паспортний струм лампи ДКсТ-20000 1н = 56 А. Обираємо кабель переріз 16 мм^2 за маркою КРПТ - $3 \times 16 + 1 \times 16$ з 1 дов доп = 90 А.

Розрахунковий струм насосу водовідливу 4НДВ 1 разр = 105 А. Обираємо кабель за маркою КРПТ переріз $3 \times 3,5 + 1 \times 10$, 1 дов доп = 145 А $i\% = 1,95$ при $L = 0,1 \text{ км}$.

Визначення кількості і потужності трансформаторів для КТП кар'єру

Кількість і місця розташування рухомих комплексних трансформаторних підстанцій визначається центрами зосередження навантажень. Необхідна потужність трансформаторів визначається за розрахунковим навантаженням струмоприймачів кар'єру.

Повна розрахункова потужність визначається за формулою 2.53:

$$S_{\text{разр.}} = \sqrt{P_{\text{разр.}}^2 + Q_{\text{разр.}}^2}, \text{ кВа}, \quad (2.53)$$

де $Q_{\text{разр.}} = P_{\text{разр.}} \text{ tg}$ – реактивне навантаження (КВАР);

Потужність трансформаторів визначається за формулою 2.54:

$$S_m = \frac{S_{\text{разр.}}}{h_c K_{\text{пер}}}, \quad (2.54)$$

де $K_{\text{пер}} = 1,1 - 1,3$ - коефіцієнт перевантаження трансформатора;

h_c – к.к.д мережі;

Розрахункова потужність електричного екскаватора Е-2503 складає $S_{\text{разр.}} = 155 \text{ кВа}$. $S_m = 150 \text{ кВа}$.

Для забезпечення номінального навантаження трансформатора по струму на стороні низького напруження, обираємо трансформатор потужністю 250 кВа типу ТМ-250(6) 0,4 кВ.

Розрахункова потужність бурового верстату 4СБШ-200 $S_{\text{разр.}} = 320 \text{ кВа}$, $S_m = 306 \text{ кВа}$. Обираємо трансформатор потужністю 400 кВа, типу ТМ-400(6) 0,4кВ.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Для лампи ДКсТ-20000 по її паспортному струму $I_n = 56$ А обираємо трансформатор потужністю 63 кВа, типу ТМ-63(6) 0,4кВ.

Розрахункова потужність насосу 4НДв $S_{розр} = 65$ кВа, $S_m = 61$ кВа. Трансформатор потужністю 100 кВа, типу ТМ-100(6) 0,4 кВ.

Трансформатори для живлення ксенонових ламп, насосу водовідливу встановлюється разом з комплексними трансформаторними підстанціями, розташованих на залізобетонних стійках.

2.5. Водовідлив

В межах родовища встановлені два водоносні горизонти: горизонт четвертинних відкладень, приурочений до флювіогляціальних пісків і горизонт тріщинних вод, які містяться у тріщинуватій зоні гранітів. Обидва горизонти гідравлічно пов'язані між собою.

Згідно проведених підрахунків водопритік в кар'єр складає за рахунок ґрунтових вод – 39,5 м³/год, за рахунок атмосферних опадів – 28,1 м³/год.

Складений водоприток з врахуванням максимальних місячних опадів досягає 2278,4 м³/добу, або 94,8м³/год. При випаданні зливних опадів, максимальний притік може досягти 1737 м³/год.

Для відкачки ґрунтових вод і атмосферних опадів, які потрапляють у кар'єр, проектом приймаємо центробіжний насос 4НДв продуктивністю 125-180м³/год і висотою напору 104м, водяного стовпа.

Встановлена потужність електродвигуна 75 КВт.

Так, як зливні притоки можуть досягти 1700 м³/год, до установки приймається три насоси, які будуть вмикатися тільки у випадку зливних притоків. В нормальних умовах відкачка води з кар'єру буде вироблятися одним насосом.

Родовище незначно підвищене над оточуючим рельєфом, тому атмосферні опади з прилеглих майданчиків в кар'єр потрапляти не будуть і огороження кар'єру нагірними траншеями не передбачається.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Частина води яка відкачується з кар'єру використовується для промивання щебеню і відсіву на КДЗ.

Атмосферні опади і ґрунтові води, потрапляючи у кар'єр, самотічно відводяться у водозбірник на нижчележачий горизонт.

З умов відкачки максимального добового притоку води за 16 годин роботи насосної установки потрібна продуктивність насосу складає:

$$Q = \frac{T \cdot V}{n}, \text{ м}, \quad (2.55)$$

де $T = 24$ – кількість годин на добу;

$V = 94,8 \text{ м}^3/\text{год}$ – максимальний притік води у кар'єр ;

$n = 16$ – кількість годин роботи насосу за добу;

$$Q = \frac{24 \cdot 94,8}{16} = 142,2 \text{ м}^3 / \text{год}.$$

2.6. Вентиляція

Природної межі родовище не має. Воно являє собою штучно обмежену ділянку площею близько 50 га. На значній частині родовище вже зачеплене розробкою.

Для рельєфу району характерні річні долини, балки, болота і пагорби.

Клімат району помірно-континентальний. Середньорічна температура за даними Новоград-Волинської метеостанції за 50 років складає – $6,5^\circ$, з мінімумом у січні – $6,5^\circ$ і максимумом у липні $+19,9^\circ\text{C}$. Середньорічна кількість опадів складає 598 мм з максимумом у червні, мінімумом у лютому. Переважає північно-західний напрям вітрів.

Технологічним процесом, що вносить внесок у забруднення атмосфери, є – процес видобутку і переробки граніту в щебінь для будівельних робіт.

Головним компонентом, що впливає на рівень атмосфери є пил неорганічний зі складом $\text{Si}_2 < 20\%$, зола вугільна, сірчистий ангідрид.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Усього на підприємстві існує 21 джерело забруднення атмосфери, з них 6 – організованих і 15 – неорганізованих. У числі неорганізованих джерел, один є залповим – джерело №2 (вибухи). По якісному і кількісному складі шкідливих речовин, що викидаються в атмосферу, підприємство відноситься до III категорії небезпеки.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

3. ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ЕКОЛОГІЯ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

Аналіз умов праці

Давидівське родовище розташоване на кам'янистих землях Житомирського лісгоспу. За своїми фізико-механічними особливостями кристалічні породи родовища можуть використовуватись для випуску щебеневої продукції.

Родовище розкрито загальною траншеєю внутрішнього закладання, яка розташована в східній частині родовища. Система розробки родовища - транспортна з зовнішнім відвалоутворенням.

Дослідженнями також встановлено, що рівень радіоактивності гранітів не перевищує норми і вони можуть бути використані у будівництві.

Забруднення атмосфери кар'єра шкідливими газами і пилом відбувається завдяки ряду джерел, які за місцем розташування поділяють на зовнішні та внутрішні. До зовнішніх джерел відносять автомобільні шляхи і площадки з відсутністю рослинності. До внутрішніх джерел відносять одноківшові екскаватори, бульдозери, бурові станки, автомобільні шляхи, вибухові роботи, а також площадки, вкриті пилом. Інтенсивність пилоутворення залежить від швидкості вітру, вологості гірської маси і організації робіт у забої екскаватора. Також небезпечним джерелом утворення пилу при транспортуванні гірської маси є автомобільний транспорт.

Основні параметри видобувних робіт:

- висота уступу – 12-13 м;

					РРКК.ДР20.30.ПЗ				
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата					
Студент	Савчук С.С.				Розділ 3				
Керівник	Шамрай В.І.								
К. розділу	Шамрай В.І.								
Н. контр.	Башинський С.І.								
Зав. каф.	Башинський С.І.								
					Літ.	Арк.	Аркушів		
					Н		1	8	
					Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. РР-45				

– ширина робочої площадки згідно «Норм технологічного проектування прийнятої промисловості з видобутку облицювальних матеріалів із природного каменю» складає 58 м.

Кути укосу уступів:

- робочих – 80°;
- фіксованого – 70°.

Буровибухові роботи проектом передбачається вести свердловинними зарядами для подрібнення гірничої маси. Вибухові роботи ведуться підрядним способом спеціалізованою організацією «Юнігрансервіс». Буріння шпурів виконується перфораторами ПР – 36 В і ПР – 50 В1.

Проектом передбачається розробляти родовище таким гірничим обладнанням і транспортними засобами:

- екскаватор ЕКГ-4,6 з ємністю ковша 4,6 м³;
- бульдозер Т-130;
- автосамоскид КрАЗ-256 Б, в/п – 12 т;
- перфоратор ПР-36 В;
- компресорна станція пересувна ДК-9;
- компресорна станція пересувна ПЖС-5
- водовідливний відцентровий насос К45-45; зварювальний апарат.

Найбільш ймовірними аварійними ситуаціями, дія яких може здійснювати негативний вплив на навколишнє середовище при розробці родовища відкритим способом, є оповзні бортів кар'єру та уступів відвалів пустих порід. Для запобігання таких ситуацій передбачається осушення бортів кар'єру та обов'язкове надання бортам і уступам проектних параметрів.

Джерелом травматизму при технологічному процесі є:

1. Недостатньо закріплена заготовка може призвести, до травматизму людини на місті роботи.
2. Недотримання правил техніки безпеки при масовому вибуху.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

3. Знаходження робочого персоналу у вибухонебезпечній зоні.
4. Неправильне поводження із вибухівкою.
5. Порухення правил експлуатації бурових станків, перфраторів.
6. Використання несправного інструменту.

В умовах розробки Давидівського родовища гранітів мають місце психофізіологічні небезпечні й шкідливі виробничі фактори. До них відносять:

- фізичні перевантаження організму (піднімання й перенесення важких предметів; незручне положення тіла);
- нервово-психічні перевантаження (розумова перенапруга, емоційні перевантаження);
- монотонність праці.

Великий вплив на умову праці має освітлення. Адже від якісного і раціонального освітлення робочих місць у кар'єрах значною мірою залежить безпека роботи, продуктивність праці та якість виконання роботи. При якісному освітленні підвищується продуктивність праці, зменшується небезпека, бо зір людини при цьому краще відчуває величину, колір, розташування предметів, відстань між ними, людина має можливість краще орієнтуватись у просторі. Гарна видимість навколишньої обстановки має особливо важливе значення при застосуванні на кар'єрах сучасних гірничотранспортних машин, які працюють на високих швидкостях. Недостатнє освітлення робочих місць може сприяти, а іноді бути явною причиною виробничого травматизму чи аварій. Якісне освітлення справляє позитивну психофізіологічну дію на працездатність і активність людини. Найбільш сприятливо впливає на працездатність рівномірне освітлення достатньої інтенсивності, яке має помірну яскравість, не відблискує. Робочі поверхні, на яких зосереджена увага працюючого, мають бути більш

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

освітленими по відношенню до оточуючої поверхні, що повинно враховуватися при організації штучного освітлення на кар'єрах.

Одним з негативних факторів, який створюють при роботі всі машини є шум. Особливо інтенсивний шум виникає при роботі відбійних молотків, бурінні свердловин, робота перфораторів. Шум викликає у людини погіршення слуху, прискорює стомлюваність, знижує увагу та послаблює реакцію організму, а, отже, зменшується і працездатність, що сприяє до виникнення травматизму.

Величину виробничого шуму при роботі машин і механізмів визначають шумомірами та частотними аналізаторами. Дія оцінки рівня шуму може бути використаний індикатор норм шуму.

Всі шуми поділяють на три класи в залежності від частотного складу. Так, шум, створюваний при роботі відбійних молотків відноситься до третього класу шуму; таким чином, допустимий рівень шуму для них становить 80 дБ/А. Додатковою обов'язковою умовою до вказаного допустимого рівня і спектрів є розбірливість мови, адже слова, які промовляються голосом нормальної гучності, повинні бути добре чутні на віддалі 1,5 м від того, хто їх промовляє.

Використання багатьох машин і механізмів супроводжується вібрацією. Оцінка ступеню шкідливості вібрації виконується за спектром коливальної швидкості в діапазоні частот від 11 до 2800 Гц.

Заходи з охорони праці

Відповідно до “Єдиних правил безпеки при розробці родовищ корисних копалини відкритим способом” гірничі виробки кар'єрів, в місцях небезпечних для пересування людей, повинні бути обгороджені попереджувальними знаками, освітленими в нічний час.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

При погашенні уступів залишаються запобіжні берми шириною не менше однієї третини висоти уступу. При роботі на відвалах автосамоскиди повинні розвантажуватися за призмою можливого обвалення, межі якої позначаються спеціальними показчиками.

Радіус вибухонебезпечної зони при виробництві вибухових робіт складає: для людей – 300 м; для механізмів – 100 м.

Всі роботи на кар'єрі проводяться відповідно до “Єдиних правил безпеки при розробці родовищ корисних копалини відкритим способом”, “Єдиними правилами безпеки при вибухових роботах” і “Правилами технічної експлуатації для підприємств, які розробляють родовища відкритим способом”.

Для забезпечення дотримання норм техніки безпеки і охорони праці передбачається:

- встановлення прапор – щогли – 2 шт;
- побудова пересувного залізобетонного бліндажа – 2 шт;
- встановлення металевих драбин (H = 13 м) – 2 шт;
- пристрій земляного захищаючого валу вздовж виїздів і транспортних берм – 6200 м³.

Електрозабезпечення кар'єру здійснюється від проектуючої ВЛ-6 №1 та № 2, що підключені до ВЛ-6кВ. Існуюча мережа ВЛ-6 кВ підключена до трансформаторної підстанції з трансформатором ТМ-630/10/6 кВ з ізолюваною нейтраллю. На існуючий ВЛ кВ підвішений провід марки АС50/0,8 протяжністю 490 м. Від проектуючої ВЛ-6 кВ №1 передбачено підключення екскаватора ЕКГ-4,6 (6 кВ) і бурового станка НКР-100 (0,4 кВ). Екскаватор ЕКГ-4,6 підключається через пункти типу ПККЗ-6У1 (ЯКНО), а

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

буровий станок підключають до пересувної комплектної трансформаторної підстанції ПКТП-100/6/0,4 У1 (100 кВА, 6/0,4 кВ).

До ВЛ-6 кВ № 2 підключають пересувний комплектний трансформаторну підстанцію типу ПКТП-160/6/0,4 У1 (160 кВА, 6/0,4 кВ), від якої підключені кар'єрний водовідлив і освітлюючі пристрої. Для підключення кар'єрних необхідностей використовують силові гнучкі кабелі з мідними жилами марки КГЕ-6 і КГ-0,66 різного перерізу.

Для захисту людей від ураження струмом на стороні 0,4 кВ в трансформаторній підстанції ПКТП і на стороні 6 кВ в пункті ПККЗ проектом передбачено захист від однофазних замикань на «землю».

Надзвичайно важливим заходом щодо електробезпеки на кар'єрах є наявність та якість заземлення.

На кар'єрах всі електроустановки понад 42 В змінного і 110 В постійного струму підлягають заземленню, а більш конкретно – металеві частини електроустановок, що не перебувають під напругою, але які можуть бути під нею у разі пошкодження ізоляції.

Таким чином, для внутрішньокар'єрних електроустановок опір заземлення слід приймати не більше ніж 4 Ом, а якщо на кар'єрі є підземні виробки і загальна заземлююча мережа, то опір заземлення слід приймати не більше ніж 2 Ом.

Огляд заземлюючої мережі на кар'єрах треба проводити не рідше одного разу на місяць, а також після монтажу чи ремонту мережі і після кожного масового вибуху, при цьому необхідно заміряти величину опору.

На електростанціях, що живлять внутрішньокар'єрні мережі, всі мережі напругою понад 1000 В повинні мати селективний захист від замикання фаз на землю з часом спрацювання не більше ніж 0,2 с.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Для забезпечення безпеки обслуговуючого персоналу в кар'єрі споруджують захисні заземлюючі пристрої до яких приєднуються корпуси електроустаткування, що нормально не перебувають під напругою, але які можуть опинитися під нею внаслідок пошкодження ізоляції.

На кар'єрі виконується центральний заземлюючий пристрій з яким з'єднуються місцеві заземлюючі пристрої, що споруджуються біля пересувних перемикаючих пунктів і трансформаторних підстанцій. Зв'язок здійснюється за допомогою заземлюючого проводу АС – 35, який підвішений на опорах ВЛ – 0,6 кВ нижче за фазний провід на відстані 1,5 м.

Заземлюючий пристрій виконується з кутової сталі перерізом $50 \times 50 \times 5$ мм, завдовжки 2,5 м, забитої в ґрунт на глибину 3,2 м. Електроди з'єднуються між собою сталеву смугою перерізом 40 на 4 мм на глибині 0,7 м.

Охорона навколишнього середовища

Згідно закону «Про охорону навколишнього природного середовища» в процесі експлуатації кар'єру повинно забезпечуватись:

- а) повне і комплексне геологічне вивчення надр;
- б) дотримання встановленого порядку представлення надр в користування і недопущення самовільного користування надрами;
- в) якнайповніше видобування з надр і раціональне використання запасів основних і разом з ними залягаючих корисних копалини і наявних в них компонентів;
- г) недопущення шкідливого впливу робіт, зв'язаних з використанням надр, збереження корисних копалини; охорона родовищ корисних копалини від затоплення, обводнення, пожеж і інших факторів, які знижують якість корисних копалини і промислову цінність родовища або ускладнюють їх розробку;

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

д) попередження шкідливого впливу робіт, пов'язаних з використанням надр, збереження експлуатованих гірничих виробок, що перебувають на консервації, бурових свердловин і підземних споруд.

В цілях охорони навколишнього середовища і якнайповнішого використання корисних копалин даним проектом передбачаються наступні заходи:

1. Відпрацювання родовища проводити з мінімальними втратами в ціликах під транспортними бермами і виїздами.

2. Передбачено виймання граніту нижче за відмітку підрахунку запасів (за умови нарізання останнього уступу на повну висоту з подальшим затвердженням цих запасів).

3. Ґрунтово-рослинний шар буде зніматись селективно і з подальшим використанням для рекультивації відвалів розкривних порід.

4. Створити у виробленому просторі кар'єру водоймище.

Всі вище перераховані заходи забезпечують раціональне використання надр, охорону навколишнього середовища і безпеку робіт, а також повернення порушених територій для подальшого використання їх в народному господарстві.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

4. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Економічний розрахунок буропідричних робіт

Економічний розрахунок проводимо для буропідричних робіт оскільки це основна операція для підготовки гірських порід до виймання і значно впливає на собівартість продукції, тобто щебеню. Розрахунок проводимо в умовах Давидівського кар'єру.

Таблиця 4.1

Розрахунок річного часу на ділянці буропідричних робіт

Показники	Річна робота при п'ятиденній неділі
Календарний фонд часу, $T_{\text{кал}}$	365
Робочі дні	255
Вихідні дні	102
Святкові дні	8
Номінальний фонд часу, $T_{\text{ном}}$	255
Плануємі цілоденні невиходи:	
- чергова відпустка	24
- інші невиходи	8
Дійсний фонд часу, $T_{\text{д}}$	223
Кількість днів роботи підприємства в рік, N_p	255
Коефіцієнт списочного складу	1,1

Основою для розрахунку балансу робочого часу по ділянці є діючий режим роботи ділянки та підприємства в цілому, який враховує, що режим роботи підприємства це п'ятиденна робоча неділя. Дійсний фонд робочого часу складає 230 днів та списочний склад на основі цього складе:

$$K_0 = N_p / T_{\text{д}} = 255 / 230 = 1,1$$

Середньосписочна чисельність розраховуємо по формулі 4.1 (для охорони вибухонебезпечної зони):

$$n_{\text{пр}} = (T_p / T_{\text{зм}}) \cdot n_{\text{чол.}}, \quad (4.1)$$

– де $T_p = 2$ год. – кількість роботи всіх працівників на протязі зміни;

					РРКК.ДР20.30.ПЗ			
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	Розділ 4	Літ.	Арк.	Аркушів
Студент		Савчук С.С.				Н	1	12
Керівник		Шамрай В.І.				Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. РР-45		
К. розділу		Шамрай В.І.						
Н. контр.		Башинський С.І.						
Зав. каф.		Башинський С.І.						

$T_{зм} = 8$ год. – тривалість зміни;

$n_{чол} = 12$ – кількість працюючих;

$$n_{пр} = (2 / 8) \cdot 12 = 3 \text{ чол.}$$

Основою для розрахунку кількості робочих на дільниці є галузеві нормативи чисельності та фонд робочого часу на дільниці. Явочна кількість розрахована на основі норм обслуговування. Списочна кількість розрахована в залежності від режиму роботи ділянки.

$$П_{сн} = h \cdot K_c = 2 \cdot 1,1 = 2,2$$

Таблиця 4.2

Розрахунок чисельності робочих дільниці буропідливних робіт

Посада	Розряд	Норма обслуговування	Кількість обладнання, шт	Протяжність змін	Кількість змін на добу	Явочна чисельність працюючих		Кількість днів роботи кар'єру в рік	Дійсний фонд робочого часу	Коефіцієнт списочного стану	Середньосписочна чисельність	Списочна чисельність
						За зміну	За добу					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Машиніст бур.верстату	VI	1	2	8	2	2	4	255	223	1,1	4	4
Помічник машиніста	V	1	2	8	2	2	4	255	223	1,1	4	4
Бурильник шпурів	IV	1	4	8	1	4	4	255	223	1,1	4	4
Слюсар по рем. г/о	IV	1	—	8	2	1	2	255	223	1,1	2	2
Підливники	V	6	—	8	1	6	6	255	223	1,1	6	6
Вантажники ВР	—	2	—	8	1	2	2	255	223	1,1	2	2
Водій по підвезенню ВР	—	1	2	8	1	2	2	255	223	1,1	2	2
Охорона вибухонебезпечної зони	—	1	—	2	1	12	12	255	223	1,1	3	3
Машиніст компресора	IV	1	2	8	1	1	2	252	223	1,1	2	2
Водій по підвезенню набійки	—	1	1	2	1	1	1	255	223	1,1	0,125	1
Усього							39					20

Планування ФЗП базується на діючих тарифних ставках які використовуються в галузі, елементах колективної угоди підприємства, а саме на системі преміювання і системі доплат.

Розрахунок ФЗП базується на розрахунках чисельності робочих по дільниці.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ				Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата					

Розрахунок фонду заробітної плати

1. Розраховуємо планову кількість змін в рік:

$$n_p = T_d \cdot N_p \quad (4.2)$$

де $T_d = 223$ дн – дійсний фонд робочого часу;

$N_p = 4$ – кількість працюючих за добу;

$$n_p = 223 \cdot 4 = 892.$$

2. Визначаємо прямий фонд заробітної плати:

$$З_{пр} = n_p \cdot T_c, \quad (4.3)$$

де $T_c = 252,0$ грн. – тарифна ставка;

$$З_{пр} = 892 \cdot 252,0 = 224784,0 \text{ грн.}$$

3. Підраховуємо суму премії:

$$З_{пр} = \frac{n_{прем} \cdot З_{пр}}{100} = \frac{20 \cdot 224784,0}{100} = 449568 \text{ грн.}, \quad (4.4)$$

де $П_{прем} = 20\%$ - премія в відсотках;

4. Доплата за роботу в нічний час. Доплата за роботу в нічний час приймається з 22.00 до 24.00 годин, отже в місяць робітники можуть працювати 20 год в нічний час, в рік це буде становити 240 годин. Доплата за роботу в нічний час становить 40%:

$$З_{ніч} = (T_p \cdot T_{ст.} \cdot n_p \cdot n_{ніч})/100 \text{ грн.} \quad (4.5)$$

$$З_{ніч} = (240 \cdot 31,5 \cdot 4 \cdot 40)/100 = 12096 \text{ грн}$$

де $T_p = 240$ – год – кількість годин роботи в нічний час;

$T_c = 3,15$ грн/год – годинна тарифна ставка;

$П_p = 4$ – кількість працюючих;

$П_{ніч} = 40\%$ - доплата за роботу в нічний час;

5. Інші доплати розраховуємо по формулі:

$$З_{інш} = (n_{ін} \cdot З_{пр})/100\%, \text{ грн.} \quad (4.6)$$

де $n_{ін} = 5\%$ - інші доплати;

$$З_{інш} = (224784,0 \cdot 5)/100 = 11239,2.$$

6. Основний фонд заробітної плати:

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$Z_{осн} = Z_{пр} + Z_{прем} + Z_{ніч} + Z_{інш}, \text{ грн} \quad (4.7)$$

$$Z_{осн} = 224784,0 + 44956,8 + 12096,0 + 11239,2 = 293076,0 \text{ грн.}$$

7. Додаткова заробітна плата:

$$Z_{дод} = (Z_{осн} \cdot n_{дод})/100\% \text{ грн.} \quad (4.8)$$

$$Z_{дод} = (293076,0 \cdot 9,1)/100 = 26670 \text{ грн.}$$

Таблиця 4.3

Розрахунок річного фонду заробітної плати ІТП

Посада	Кількість чоловік	Місячна зарплата, грн.	Річний фонд заробітної плати, грн
1	2	3	4
Начальник дільниці	1	89000	1 068 000
Гірничий майстер	2	47500	1 140 000
Механік	1	53000	636 000
Зав.складом	1	36000	432 000
Усього	5	225500	3 276 000

Даний розрахунок робимо згідно штатного розкладу, який є складовою частиною колективної угоди та згідно даних базового підприємства.

Річний фонд заробітної плати розраховується множенням місячної заробітної плати на кількість чоловік і на 12 місяців. Місячна заробітна плата береться згідно даних підприємства.

Таблиця 4.4

Розрахунок річного фонду заробітної плати воєнізованої охорони складу ВМ

Посада	Кількість чоловік	Місячна зарплата, грн.	Річний фонд заробітної плати, грн
1	2	3	4
Начальник охорони	1	36500	438000,0
Старший контролер	4	27500	1320000,0
Контролери	8	25000	2400000,0
Усього	13	—	4 158 000,0

Даний розрахунок робимо згідно штатного розкладу, який є складовою частиною колективної угоди та згідно даних підприємства.

Таблица 4.5

Розрахунок витрат на ВМ для проведення масового вибуху

Найменування ВМ	Норма витрати на один масовий вибух	Кількість масових вибухів на рік	Потреби ВМ на рік, кг	Ціна, грн.	Річні витрати на ВР, грн.
Грамоніт 50/50	6,6 т	24	158,4 т	75000,0	11 880 000
Грамоніт 79/21	8,8 т	24	211,2 т	72500,0	15 312 000
Амоніт №6 ЖВ	6,6 т	24	158,4 т	147500,0	23 364 000
Детонуючий шнур ДШ	1848 м	24	44352 м	100,0	4435200,0
Тротилова шашка Т-400Г	67,2 кг	24	1672,3 кг	460,0	769258,0
Електродетонатор ЕД-8Е	2 шт.	24	48 шт.	131	6288,0
Коротко сповільнювач РП-8	24 шт.	24	576 шт.	380	2188800
Електропровід	400 м	24	9600 м	20	1920000
Усього	59 875 546				

Основою для розрахунку є дані потреб вибухових матеріалів на один масовий вибух. Кількість масових вибухів на рік - 24, об'єм блоку який підривається 45000 м³.

Таблица 4.6

Розрахунок витрат на ВМ для подрібнення негабариту

Найменування ВМ	Норма витрати на 1-й день	Кількість днів роботи підприємства	Потреби ВМ на рік, кг	Ціна, грн.	Річні витрати на ВР, грн.
1	2	3	4	5	6
Амоніт №6 ЖВ, кг	12,5	255	3200	1475	4 720 000
Грамоніт 79/21, кг	12,5	225	3200	725	2 320 000
Електродетонатор ЕД-8Е, шт	100	255	25600	131	3353600,0
Електропровід, м	350	255	89250	20	1785000,0
Усього	12 178 600				

					<i>РРКК.ДР20.30.ПЗ</i>	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Розрахунок витрат на паливно-мастильні матеріали

Основою для розрахунків, є норми потреб, єдині по галузі та ціни на матеріали згідно діючих прейскурантів.

1. Витрати на мастильні матеріали (для бурового верстата, перфраторів, компресорів, автосамоскидів та навантажувача).

$$B_{м.м} = Q_p \cdot 0,75, \quad (4.9)$$

де $Q_p = 525000 \text{ м}^3$ – річна продуктивність кар'єра;

0,75 – ціна мастильних матеріалів які затрачуються на 1 м^3 гірничої маси;

$$B_{м.м} = 525000 \cdot 0,75 = 393750,0 \text{ грн.}$$

2. Визначаємо витрати на дизельне паливо:

$$B_{ДП} = Q_p \cdot 1,61 = 845250,0 \text{ грн.}$$

3. Підраховуємо витрати на бензин:

$$B_b = Q_p \cdot 0,015 = 525000 \cdot 0,015 = 78750,0 \text{ грн.}$$

Розрахунок витрат на буровий інструмент

Витрати на буровий інструмент базуються на нормах витрат бурових доліт. Норма витрати долота для гранітів з коефіцієнтом міцності по професору Протодьяконова ($f = 12$) становить 150 м.

1. Розраховуємо необхідну кількість доліт для верстата 4СБШ-200:

$$N_{дол.} = (L_{заг} \cdot m \cdot 12) / P_{дол.}, \text{ шт} \quad (4.10)$$

де $L_{дол.} = 840 \text{ м}$ – загальний об'єм буріння на блоці;

m – кількість масових вибухів;

$P_{дол.} = 150 \text{ м}$ – стійкість доліт;

$$N_{дол.} = (840 \cdot 2 \cdot 12) / 150 = 135 \text{ доліт.}$$

2. Річні витрати на бурові долота:

$$B_d = N_{дол.} \cdot C_1, \text{ грн.} \quad (4.11)$$

де $C_1 = 12500 \text{ грн.}$ – ціна одного долота;

$$B_d = 135 \cdot 12500 = 1687500,0 \text{ грн.}$$

Розрахунок необхідної кількості доліт для перфратора ПР-20

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

1. Визначаємо річний об'єм буріння:

$$L_{\text{заг.р}} = L_{\text{заг.}}' \cdot N_{\text{дн}}, \text{ м} \quad (4.12)$$

де $L_{\text{заг.}}' = 60$ м – загальний об'єм буріння за добу;

$N_{\text{дн}} = 255$ днів – кількість робочих днів підприємства на рік;

$$L_{\text{заг.р}} = 60 \cdot 255 = 15360 \text{ м.}$$

2. Підрачуємо необхідну кількість бурових коронок на рік:

$$N_{\text{дол.}}' = L_{\text{заг.р}} / K, \text{ шт.} \quad (4.13)$$

де $K = 35$ м – стійкість коронок для гранітів;

$$N_{\text{дол.}}' = 15360 / 35 = 439 \text{ шт.}$$

3. Витрати на бурові коронки для перфораторів:

$$B_{\text{д.}}' = N_{\text{дол.}}' \cdot C_2 = 439 \cdot 3500 = 1\,536\,000,0 \text{ грн.}$$

де $C_2 = 350$ грн. – ціна одної бурової коронки;

Загальні витрати на буровий інструмент для бурового обладнання становить:

$$B_{\text{б.р.}} = 1\,687\,500 + 1\,536\,000 = 3\,223\,500 \text{ грн.}$$

Таблиця 4.7

Загальна відомість матеріальних витрат

Найменування річних матеріальних витрат	Сума, грн
Для масового вибуху	59 875 546
Для подрібнення негабариту	12 178 600
На паливно-мастильні матеріали	486 150
На буровий інструмент	3 223 500
Усього	75 763 796

Таблиця 4.8

Амортизація основних виробничих фондів

Найменування обладнання	К-ть обладнання	Ціна обладнання, грн.	Вартість обладнання, грн.	Норма амортизації, %	Річна сума амортизації, грн
Буровий верстат 4СБШ-200	2	14000000	28000000	15	4200000,0
Автомобіль КрАЗ-6434	1	1500000	1500000	25	375000,0
Автомобіль КрАЗ-256Б	1	1100000	1100000	25	275000,0
Автомобіль ЗС-1М	1	1200000	1200000	25	300000,0
Навантажувач	1	13000000	13000000	25	3250000,0
Компресор	2	400000	800000	15	120000,0
Перфоратор	4	10000	40000	25	10000,0
Витрати на амортизацію складу ВМ					2258300,0
Усього			33940000		10 788 300

					РРКК.ДР20.30.ПЗ		Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата			

Річні витрати на амортизацію складу ВМ береться 5% від балансової вартості складу ВМ.

Розрахунок витрат на поточний ремонт обладнання

$$B_{\text{пот.рем.}} = \frac{\sum C \cdot 5,2\%}{100\%} = 3394000 \cdot 0,052 = 17648800 \text{ грн.}$$

де $\sum C = 3394000,00$ грн. – ціна усього обладнання (табл.4.9);

Таблиця 4.9

Розрахунок розходу та вартості електроенергії

Назва обладнання	Кількість, шт	Встановлена потужність двигуна		Коефіцієнт використання	Число годин роботи верстага за рік, год.	Річний розхід електроенергії	Вартість електроенергії для підприємства, грн.	Загальна вартість електроенергії, грн.
		Одного двигуна, кВт	Усього, кВт					
Буровий верстат 4СБШ-200	2	340	680	0,69	2050	961860	4,95	4761200

Число годин роботи верстату складає:

$$N_{\text{роб}} = N_{\text{дн}} \cdot t \cdot n_{\text{ст}}, \text{ год}, \quad (4.14)$$

де $N_{\text{дн}} = 255$ – кількість днів роботи підприємства за рік;

$t = 6$ год – час роботи станка за зміну;

$n_{\text{ст}} = 1,34$ – розрахункова кількість станків;

$$N_{\text{роб}} = 255 \cdot 6 \cdot 1,34 = 2050 \text{ год.}$$

Таблиця 4.10

Загальні витрати по дільниці

Назва головних статей затрат	Сума, грн.
Фонд заробітної плати ІТП	3276000,0
Нарахування на соцстрах (пенсійний фонд)	1284850,0
Затрати на ОП і ТБ	152119,6
Затрати на раціоналізаторство і винахідництва	76059,8
Усього	4 789 029,4

1. Витрати на соцстрах визначаємо по формулі:

$$B_{\text{соцстрах}} = \frac{Z_{\text{imp}} \cdot 39,22\%}{100\%} = 3276000 \cdot 0,3922 = 12848500 \text{ грн.} \quad (4.15)$$

2. Затрати на ОП та ТБ складають:

$$B_{\text{ОП і ТБ}} = (Z_{\text{ИП}} + Z_{\text{роб}}) \cdot 0,03 \text{ грн.} \quad (4.16)$$

$$B_{\text{ОП і ТБ}} = (3276000 + 1794653,8) \cdot 0,03 = 152119,6 \text{ грн.}$$

3. Витрати на раціоналізаторство та винахідництво обчислюємо за формулою:

$$B_{\text{рац}} = (Z_{\text{ИП}} + Z_{\text{роб}}) \cdot 0,015 \text{ грн.} \quad (4.17)$$

$$B_{\text{рац}} = (3276000 + 1794653,8) \cdot 0,015 = 76059,8 \text{ грн.}$$

Таблиця 4.11

Калькуляція собівартості 1 м³ гірничої маси

Назва статей витрат	Витрати, грн.	
	На весь об'єм продукції	На одиницю продукції
Заробітна плата робітників	4 789 029,4	9,12
Нарахування		
➤ Пенсійний фонд (32%)	1 755 665,2	3,34
➤ Соцстрах (2,9%)	159 107,1	0,30
➤ Фонд зайнятості (1,9%)	104 242,6	0,19
➤ Соціальне страхування від нещасних випадків (2,22%)	121 799,2	0,23
Витрати на утримання і експлуатацію обладнання	10 788 300	20,55
Витрати на електроенергію	4 761 200,0	9,06
Витрати на матеріали	75 763 796	144,31
Усього	98 243 139,5	187,1

1. Продуктивність праці розраховуємо таким чином:

а) 1-го робочого

$$ПП_{\text{роб}} = \frac{Q_{\text{р.к.}}}{n_{\text{роб}}} = \frac{525000}{52} = 1009615 \text{ м}^3, \quad (4.18)$$

де $n_{\text{роб}} = 52$ чол (4 – машиністи бурового верстата; 4 – помічники машиніста бурового верстата; 4 – бурильників шпурів; 2 – слюсаря по

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

ремонту гірничого обладнання; 6 – підричників; 2 – вантажники ВМ; 3 – водії; 12 – охорона вибухонебезпечної зони; 2 – машиністи компресора; 13 – по охороні складу ВМ).

б) 1-го працюючого

$$ПП_{прац} = \frac{Q_{рк}}{n_{роб} + n_{имр}} = \frac{525000}{57} = 9210,52 \text{ м}^3, \quad (4.19)$$

де $n_{ПП} = 5$ чол.

2. Середня заробітна плата в рік розраховується слідуючим чином:

а) 1-го робочого

$$B_{роб} = \frac{Q_{р.к.}}{n_{роб}} = \frac{327600,00}{52} = 6300 \text{ грн.} \quad (4.20)$$

б) 1-го працюючого

$$B_{прац} = \frac{\Phi ЗП_{пр}}{n_{пр}}, \quad (4.21)$$

$$\Phi ЗП_{пр} = \Phi ЗП_{роб} + \Phi ЗП_{ох.} + \Phi ЗП_{ПП},$$

$$\Phi ЗП_{пр} = 179465,38 + 41580,00 + 327600,00 = 548645,38 \text{ грн.}$$

$$B_{прац} = \frac{548\,645,38}{57} = 9625,35 \text{ грн.}$$

Виручка від реалізованої щебеневої продукції за рік:

$$B_{р.н.} = Ц_{сер.}^{пр.} \cdot Q_{ц}^{заг.}, \text{ грн.} \quad (4.22)$$

де: $Ц_{сер.}^{пр.}$ – середня ціна 1 т щебеневої продукції (фр. 5–20 – 280,0 грн/м³, фр. 20–40, 40–70 – 250,0 грн/м³);

$$B_{р.н.} = (250 + 220) / 2 \cdot 525000 = 123375000, \text{ грн.}$$

Загальний прибуток від реалізації щебню визначається за формулою:

$$\Pi = B_{заг} - \Phi_0 \quad (4.23)$$

$$\Pi = 123\,375\,000 - 98\,243\,139,5 = 25\,131\,860,5 \text{ грн.}$$

Загальна рентабельність підприємства визначається за формулою:

$$P = \frac{\Pi}{\Phi_0} \cdot 100\% \quad (4.24)$$

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$P = \frac{25\,131\,860,5}{98\,243\,139,5} \cdot 100\% = 25,58\%$$

Розрахунок техніко-економічних показників після удосконалення

З метою удосконалення виймально-навантажувальних робіт гірничої маси запропоновано сумісну роботу екскаватора ЕКГ – 4,6 та фронтального навантажувача К-702МА-ПК6, який був у наявності на підприємстві і використовувався для допоміжних робіт з невеликим використанням у часі. Тому амортизаційні витрати, та витрати на окупність вже було попередньо враховано.

Фронтальний навантажувач буде використовуватися для підробки розвалу гірничої маси після вибуху, що складає 25 % від усієї підірваної гірничої маси. Тому річна продуктивність кар'єру по гірничій масі буде більшою на 25% від річної продуктивності фронтального навантажувача:

$$Q_{впр.} = 0,25 \cdot 550\,800 = 137\,700 \text{ м}^3/\text{рік}$$

В інший робочий час, фронтальний навантажувач буде використовуватися на допоміжних роботах. При цьому збільшаться витрати на паливо-мастильні матеріали.

1. Витрати на мастильні матеріали (для бурового верстата, перфораторів, компресорів, автосамоскидів та навантажувача).

$$Q_p = 525000 + 137700 = 662\,700 \text{ м}^3 - \text{річна продуктивність кар'єра};$$

0,75 – ціна мастильних матеріалів які затрачуються на 1 м³ гірничої маси;

$$B_{м.м} = 662\,700 \cdot 0,75 = 497\,025 \text{ грн.}$$

2. Визначаємо витрати на дизельне паливо:

$$B_{ДП} = Q_p \cdot 1,61 = 662\,700 \cdot 1,61 = 1\,066\,947,0 \text{ грн.}$$

3. Підраховуємо витрати на бензин:

$$B_{б} = Q_p \cdot 0,15 = 662\,700 \cdot 0,15 = 99\,405,0 \text{ грн.}$$

Різниця між витратами після впровадження складає:

$$1\,663\,377 - 486\,150,0 = 1\,177\,227 \text{ грн.}$$

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Також зростуть витрати на вибухові роботи на 25%.

Для масового вибуху – $59\,875\,546 \cdot 0,25 = 14\,968\,886,5$ грн.

Для подрібнення негабариту – $12\,178\,600 \cdot 0,25 = 3\,044\,650$ грн.

На буровий інструмент – $3\,223\,500 \cdot 0,25 = 805\,875$

Витрати зростуть на 19 996 638,5

Виручка від реалізованої щебеневої продукції за рік:

$$B_{p.n.} = (250 + 220) / 2 \cdot 662700 = 155734500, \text{ грн}$$

Загальний прибуток від реалізації щебню:

$$\Pi = 155\,734\,500 - 118\,239\,778 = 37\,494\,722 \text{ грн.}$$

Загальна рентабельність підприємства:

$$P = \frac{37\,494\,722}{118\,239\,778} \cdot 100\% = 31,71\%$$

Отже, зведемо отримані техніко-економічні показники для порівняння у табл. 4.12.

Таблиця 4.12

Основні техніко-економічні показники підприємства

Найменування показників	Од. вим.	Величина		динаміка
		базові	запропоновані	
Річна продуктивність кар'єру по корисній копалині:	м ³	525 000	662 700	+137 700
Фонд заробітної плати	грн.	4 789 029,4	4 789 029,4	0
Амортизація	грн.	10 788 300	10 788 300	0
Матеріальні витрати	грн.	75 763 796	95 760 434,5	+19 996 638,5
Електроенергія	грн.	4 761 200,0	4 761 200,0	0
Всього:		98 243 139,5	118 239 778	+19 996 638,5
Собівартість 1 м ³ щебню	грн.	187,1	178,42	-8,68
Прибуток	грн.	25 131 860,5	37 494 722	+12 362 861,5
Загальний рівень рентабельності	%	25,58	31,71	+6,13

ВИСНОВКИ

Дипломна робота є завершеною практичною роботою, в якій, на основі документації підприємства та визначених техніко-економічних показників, вирішено актуальну прикладну задачу обґрунтування впровадження фронтального навантажувача К-702МА-ПК6 для удосконалення розкривних робіт в умовах ПП «Давидівський гранкар'єр».

Виконані техніко-економічні розрахунки дали підставу отримати такі висновки та рекомендації:

1. Впровадження фронтального навантажувача К-702МА-ПК6 для сумісної роботи з екскаватором ЕКГ – 4,6, що буде використовуватися для підробки розвалу гірничої маси після вибуху, збільшить річну продуктивність кар'єру по гірничій масі на 137 700 куб. м.

2. При цьому витрати на матеріали зростуть на 19 996 638,5 грн/рік. А собівартість 1 м³ щебню зменшиться на 8,68 грн.

3. З урахуванням всіх витрат підприємства, рентабельність зросте на 6,13 %. Та на + 12 362 861,5 грн/рік в грошовому еквіваленті.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ				
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	Висновки				
Студент	Савчук С.С.								
Керівник	Шамрай В.І.								
К. розділу	Шамрай В.І.								
Н. контр.	Башинський С.І.								
Зав. каф.	Башинський С.І.								
					Літ.		Арк.	Аркушів	
					Н			1	1
					Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. РР-45				

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Бакка Н.Т. Облицовочный камень. Геолого-промышленная и технологическая оценка месторождений: Справочник. / Н.Т. Бакка, И.В. Ильченко– М.: Недра, 1992. – 303 с.: ил.

2. Картавый Н. Г. Оборудование для производства облицовочных материалов из природного камня / Н. Г. Картавый, Ю. И. Сычев, И. В. Волуев – М.: Машиностроение, 1988. – 240 с.: ил.

3. Сычев Ю. И. Шлифовально-полировальные и фрезерные работы по камню: Учебник для средних проф.-техн. училищ. / Ю.И. Сычев, Ю.Я. Берлин – М.: Стройиздат, 1985. – 312 с., ил.

4. Бакка М. Т. Основи гірничого виробництва: Навчальний посібник. / М.Т. Бакка, А.С. Лягутко, Г.Д. Пчолкін– Житомир: ЖІТІ, 1999. – 430 с.

5.Сивко В. Й. Розрахунки з охорони праці: Навчальний посібник. – Житомир: ЖІТІ, 2001. – 152 с.

6. Охорона праці (підручник для студентів гірничих спеціальностей вищих закладів освіти) / [К. Н. Ткачук, А. О. Гурін, П. В. Бересневич, Д. П. Іванчук, І. Б. Ошм'янський, А. А. Немченко, М. О. Халімовський, К. Е. Теличко] – К. 1998. – 320 с.

7. Бакка М.Т. Видобування та переробка будівельних гірських порід. / М.Т. Бакка, В.Й. Сивко – Навч. Посібник, – Житомир: РВВ ЖДТУ 2003. – 249 с.

8. Малышева Н.А. Технология разработки месторождений нерудных строительных материалов / Н.А. Малышева, В.Н. Сиренко – М.: Недра, 1977. – 392 с.

9.Шлаин И.Б. Разработка месторождений нерудного сырья, – М.: Недра, 1985.

					<i>РРКК.ДР20.30.ПЗ</i>		
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	<i>Література</i>		
Студент	Савчук С.С.						
Керівник	Шамрай В.І.						
К. розділу	Шамрай В.І.						
Н. контр.	Башинський С.І.						
Зав. каф.	Башинський С.І.						
					Літ.	Арк.	Аркуші
					н	1	2
					Житомирська політехніка, 184 «Гірництво», гр.РР-45		

10. Лягутко А.С. Технология производства нерудных строительных материалов, – Днепропетровск: ДГИ, 1982. – 116 с.

11. Бауман В.А. Механическое оборудование предприятий строительных материалов, изделий и конструкций, – М.: Машиностроение, 1981.

12. Нурок Г.А. Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ, – М.: Недра, 1985.

					РРКК.ДР20.30.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		