

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

Форма № Н-9.02

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

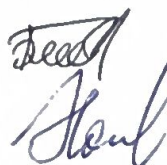
Гірничо-екологічний факультет
кафедра розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т.

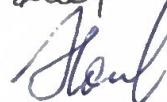
Пояснювальна записка

до випускної кваліфікаційної роботи
бакалавра

на тему: **Удосконалення технології видобування щебеневої сировини в
умовах АТ «Коростенський кар'єр»**

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

 Бондар Віктор Володимирович

 Керівник: Хоменчук О.В

 Рецензент: Коробіцький В.В.

Житомир - 2020

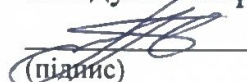
ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

(повне найменування вищого навчального закладу)

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

«ЗАТВЕРДЖУЮ»

Завідувач кафедри


(підпис) Башинський С.І.
(Прізвище та ініціали)
«06» квітня 2020 р.

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

Бондарю Віктору Володимировичу

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи: Удосконалення технології видобування щебеневої сировини в
умовах АТ «Коростенський кар'єр»

Керівник роботи К.т.н., доц. Хоменчук Олег Володимирович

(науковий ступінь, вчене звання, прізвище, ім'я, по батькові)

затверджені наказом ректора Житомирської політехніки від «6» 04 2020 р. №96с

2. Строк подання студентом роботи: 09.06.2020

3. Вихідні дані до роботи: _____

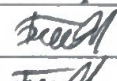
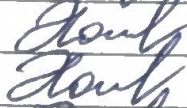
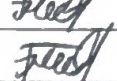
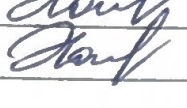
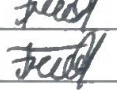
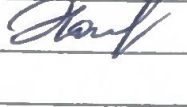
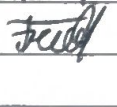
Робочий проект розробки Коростенського родовища гранітів, технічна документація
підприємства, графічна документація по розробці Коростенського родовища гранітів,
геологічний звіт Коростенського родовища

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно
розробити): Геологічна характеристика родовища, технологія та основні параметри
видобувних та розкривних робіт на Коростенському родовищі гранітів, удосконалення
технології видобування щебеневої сировини в умовах АТ «Коростенський кар'єр»,
заходи з охорони праці при видобуванні щебеню, техніко-економічні показники.

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): _____

Ситуаційний план підприємства, геологічні розрізи, технологічна схема, круто
похилий конвеєр, схема електропостачання

6. Консультанти розділів роботи:

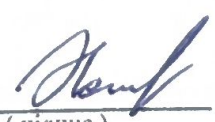
Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		Завдання видав	завдання прийняв
1	Хоменчук О.В.		
2	Хоменчук О.В.		
3	Хоменчук О.В.		
4	Хоменчук О.В.		

7. Дата видачі завдання  0.6.04.20

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів випускної кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ	14.04.20	
2	Розділ 1	20.04.20	
3	Розділ 2	30.04.20	
4	Розділ 3	10.05.20	
5	Розділ 4	18.05.20	
6	Оформлення роботи	25.05.20	
7	Підготовка ватманів	30.05.20	
8	Передзахист роботи		
9	Захист роботи		

Студент  Бондар В. В.
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник роботи  Хоменчук О.В.
(підпис) (прізвище та ініціали)

ЗМІСТ

ВСТУП.....	<u>5</u>
1. ГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА РОДОВИЩА	<u>7</u>
1.1. Загальні відомості про родовище.....	<u>7</u>
1.2. Стратиграфія та літологія.....	<u>10</u>
1.3. Гідрогеологічна характеристика родовища.....	<u>16</u>
1.4. Підрахунок запасів	<u>17</u>
2. ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ ВИДОБУВАННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН ВІДКРИТИМ СПОСОБОМ.....	<u>20</u>
2.1. Інформація про підприємство	<u>20</u>
2.2. Продуктивність кар'єру і режим роботи. Термін служби кар'єру..	<u>21</u>
2.3. Основний технологічний транспорт	<u>23</u>
2.4. Вибір системи розробки	<u>24</u>
2.5. Визначення основних параметрів системи розробки.....	<u>26</u>
2.6. Технологічні розрахунки.....	<u>30</u>
2.7. Розрахунок експлуатаційних втрат на АТ «Коростенський кар'єр» кристалічних порід на 2020 рік.....	<u>40</u>
2.8. Водовідлив	<u>41</u>
2.9. Відвальні роботи.....	<u>43</u>
2.10. Рекультивація земель.....	<u>46</u>
2.11. Удосконалення технології видобування щебеневої сировини в умовах АТ «Коростенський кар'єр».....	<u>47</u>
3. ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ЕКОЛОГІЯ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА....	<u>64</u>
4. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ	<u>72</u>
ВИСНОВКИ.....	<u>82</u>
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ.....	<u>83</u>

					<i>РРКК.ДР20.20.ЗМ.ПЗ</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>				
<i>Студент</i>		<i>Бондар В.В.</i>			<i>Зміст</i>			
<i>Керівник</i>		<i>Хаменчук О.В.</i>						
<i>К. розділу</i>		<i>Хаменчук О.В.</i>						
<i>Н. контр.</i>		<i>Башинський С.І.</i>						
<i>Зав. каф.</i>		<i>Башинський С.І.</i>						
						<i>Літ.</i>	<i>Арк.</i>	<i>Аркуші</i>
						<i>н</i>	<i>1</i>	<i>1</i>
						<i>Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. РР-45</i>		

ВСТУП

Перехід на нові економічні взаємини зумовив необхідність пошуку шляхів значного зниження вартості виробництва високоякісного щебеню. Вибухові роботи при цьому є однією з основних технологічних операцій і їх частка становить, як правило, 15-40% від загальних витрат. Дроблення гірської породи в процесі її відділення від масиву визначає ефективність наступних процесів її переробки та технологічного циклу в цілому, тому управління механізмом руйнування масиву - одне з головних завдань подальших досліджень.

З іншого боку істотним резервом підвищення ефективності діяльності гірничодобувних підприємств, у тому числі їх фінансових показників, є економія матеріальних витрат окремих технологічних процесів. Таку економію можливо отримати за рахунок забезпечення подальшого розвитку ресурсозберігаючої циклічно-потокової технології виробництва щебеню, що особливо актуально для кар'єрів високої продуктивності.

Сучасний етап розвитку відкритого способу розробки родовищ корисних копалин характеризується веденням гірничих робіт на великих глибинах. Збільшення глибини кар'єрів призводить до зростання обсягів і дальності транспортування гірської маси. При цьому різко загострюються економічні проблеми розробки родовищ, які на сучасному етапі розвитку набувають особливого значення.

Метою роботи є дослідження удосконалення технології видобування щебеневої сировини в умовах АТ «Коростенський кар'єр».

Об'єктом дослідження є АТ «Коростенський кар'єр».

Предметом дослідження є удосконалення технології видобування щебеневої сировини в умовах АТ «Коростенський кар'єр».

					РРКК.ДР20.20.ВС.ПЗ				
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата					
Студент		Бондар В.В.			Вступ	Літ.		Арк.	Аркушів
Керівник		Хоменчук О.В.				н		1	2
К. розділу		Хоменчук О.В.							
Н. контр.		Башинський С.І.							
Зав. каф.		Башинський С.І.				Житомирська політехніка 184 «Гірництва», гр. РР-45			

Пояснювальна записка: 85 с., 25 табл., 6 рис., 22 джерел.

Практичне значення роботи полягає у техніко-економічному обґрунтуванні впровадження канатопильної установки та дослідженню оптимальних напрямів розколювання.

					<i>РРКК.ДР20.20.ВС.ПЗ</i>	Арк.
						2
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

1. ГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА РОДОВИЩА

1.1. Загальні відомості про родовище

У геологічній структурі Коростенського родовища долю два основних комплексу порід - граніти верхнедокембрійського зростання і товща осадових відкладень четвертинного періода. Поверхня масиву граніту на площині родовища має подовжену, куполовидну форму, витягнуту з північного заходу на південний схід.

До південного заходу, півдню і сходу відбувається занурення гранітного масиву під товщу четвертинних відкладень.

Верхнедокембрійські кристалічні породи Коростенського родовища представлені середньозернистим рожево-сірим, рожевим, іноді червоним, профіровидним гранітом.

До мінералогічного складу гранітів входить: польовий шпат, біотит, кварц, плагіоклаз, мікроклі, рогова обманка, рудні мінерали і акцесорії.

Граніти з поверхні вивірені або зачеплені вивітрюванням.

Потужність вивіреного граніту коливається в межах 0,1-6,3 м.

Потужність граніту зачепленого вивітрюванням складає 0,3-4,55 м.

Характер поверхні граніту неспокійний. Коливання поверхні відбувається в межах абсолютних відміток +176-183 м. До південного заходу спостерігається занурення глинистого масиву до відміток + 158 м. Поверхня граніту покрита відкладеннями четвертинного віку, місцями - дресвой кристалічних порід.

Четвертинні відкладення на родовищі представлені пісками, суглинками, глинами ґрунтовими шарами.

					РРКК.ДР20.20.01.ПЗ				
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата					
Студент		Бондар В.В.			Розділ 1	Літ.	Арк.	Аркушів	
Керівник		Хоменчук О.В.				н		1	11
К. розділу		Хоменчук О.В.				Житомирська політехніка 184 «Гриництво», гр. РР-45			
Н. контр.		Башинський С.І.							
Зав. каф.		Башинський С.І.							

До розкритих порід на родовищі відносяться четвертинні відкладення (грунтовий шар, суглинки, пісок, глини) дресва кристалічних порід, а також вивітрений граніт.

Загальна потужність розкритих порід на родовищі в межах контура підрахунку запасів коливається (0-29,5 м).

На родовищі мають поширення підземні води, приурочені до четвертинних відкладень, до тріщин кристалічних порід. В основному водоносний горизонт знаходиться в тріщинуватій зоні. Глибина дзеркальних вод коливається 0-4 м, а абсолютна відмітка рівня підземних вод коливається в межах +177,7 - 187,8 м. Пониження рівня ґрунтових вод спостерігається у напрямі пониження поверхні, тобто від центру родовища до його периферії. За попередніми підрахунками, загальний приплив води в кар'єрі складає 40-50 м³ за годину.

Граніти Коростенського родовища розділені на три основні різновиди: вивітрений зачеплений вивітрюванням і свіжий. З метою придатності гранітів Коростенського родовища для використання як буту і щебеню були проведені лабораторні дослідження проб гранітів.

Результати фізико-механічних випробувань гранітів подані у табл. 1.1

Таблиця 1.1

Фізико-механічні властивості

Найменування	Г р а н і т и	
	свіжі	Зачеплені вивітрюванням
1. Питома вага	2,56-2,69 г/см ³	2,55-2,67 г/см ³
2. Об'ємна вага	2,54-2,69 т/м ³	2,44-2,62 т.м ³
3. Водопоглинання	0,04-0,38 %	0,1-1,53%
4. Пористість	0,4-2,7%	0,4-3,9%
5. Межа міцності при стиску в сухому стані	1774-2446 кг/см ²	1059-2000 кг/см ²
6. Те ж у водонасиченому стані	1554-2313 кг/см ²	1070-1868 кг/см ²

Таблиця 1.2

Морозостійкість

	Г р а н і т и	
	Свіжі	зацеплені вивітрюванням
Межа міцності :		
1. Після 15-ти кратного заморожування	1884-2551 кг/см ²	1285-1750 кг/см ²
2. Після 25-ти кратного заморожування	1550-2132 кг/см ²	960-1602 кг/см ²
3. Після 35-ти кратного заморожування	1463-2003 кг/см ²	1376-1536 кг/см ²
4. Після 50-ти кратного заморожування	1562-1726 кг/см ²	1502 кг/см ²
Коефіцієнт морозостійкості 0,75-0,96		

Таблиця 1.3

Хімічний склад гранітів

Компоненти	Вміст, %
SiO ₂	72.40 - 73.96
Al ₂ O ₃	13.66 - 14.19
Fe ₂ O ₃	2.09 - 3.28
TiO ₂	0.05 - 1.45
CaO	0.032 - 0.36
MgO	0.15
SO ₃	0.12
K ₂ O	5,25 - 5,42
NaO	2.78 - 3.28

Згідно з усіма вищепереліченими властивостями, граніти Коростенського родовища відносяться до V категорії по ЕНІР або до X категорії по класифікації 1944 р., коефіцієнт міцності 10-16.

Результати випробувань Коростенських гранітів показують, що вони придатні як сировина для виробництва буту і щебеню згідно діючих ГОСТів 8267-82, 22132-76, 8736-77, ТУ 21 УРСР 142-78.

					РРКК.ДР20.20.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

1.2. Стратиграфія і літологія

У геоструктурному відношенні Коростенське родовище належить до центральної частини Українського щита. Докембрій представлений інтрузивними, ультраметаморфічними та метасоматичними утвореннями. До них відноситься комплекс ультраметаморфічних гранітоїдів, утворених під час перероблення архейського фундаменту. Переважають дрібно- та середньозернисті, рідше порфіробластичні смугасті і тіньові плагіомікроклінові граніти та мігматити. За скла дом виділяється дві різновидності гранітів і мігматитів – біотитових та амфібол-біотитових, а також гранодіорити і діорити [18].

Стратиграфічний розріз родовища має два різновікові комплекси геологічних утворень: нижній – докембрійський і верхній – кайнозойський [5, 6, 7] (рис. 1.1).

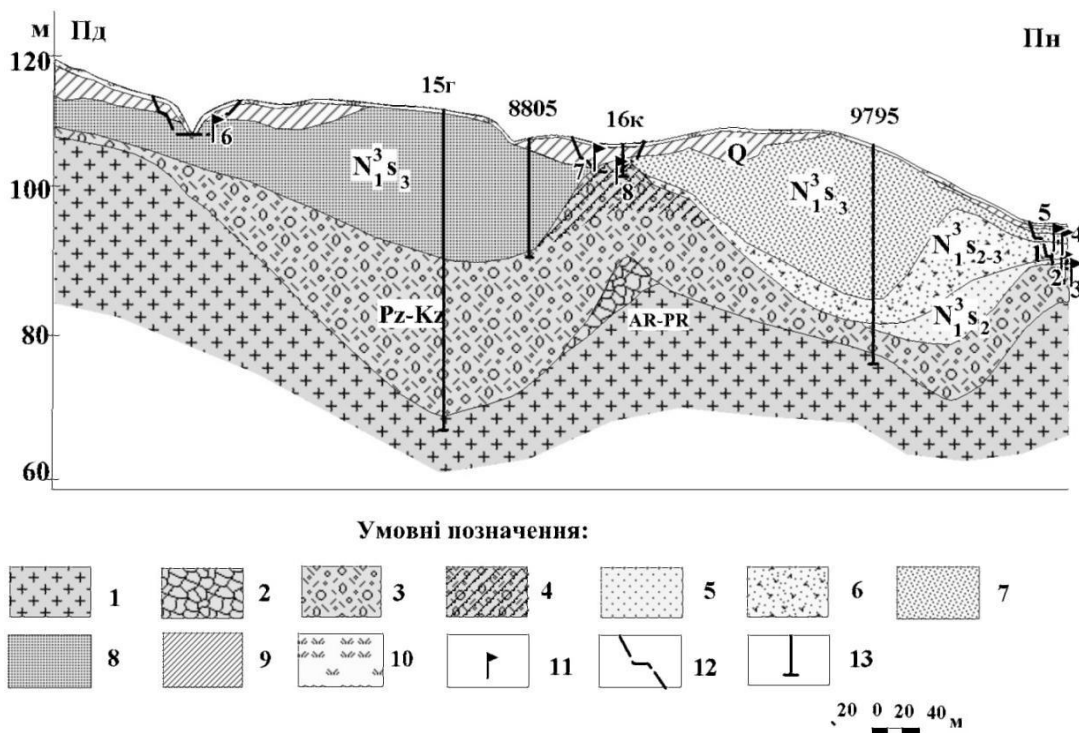


Рис. 1.1. Геолого-літологічний розріз Коростенського родовища (за Т. В.Ганенко (1982 р.), з доповненнями автора):

					РРКК.ДР20.20.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

У межах родовища на кристалічних породах повсюдно розвинена кора вивітрювання [13]. У вертикальному розрізі в корі вивітрювання чітко просліджуються три зони (знизу вверху): зона дезінтеграції (жорсткого кварц-польовошпатового), гідрослюдиисто-каолінітова зона, зона повної каолінізації [2].

На породах кори вивітрювання зі стратиграфічним неузгодженням залягають осадові породи кайнозою. Вони представлені сарматськими пісками та четверинними суглинками [2, 12].

У структурно-тектонічному плані Коростенське родовище розташоване на західному схилі депресії, яка заповнена кайнозойськими відкладами і до якої тяжіє однойменне родовище бурого вугілля. В його будові бере участь комплекс пухких осадових утворень, починаючи з кори вивітрювання кристалічних порід до верхньочетвертинних і сучасних відкладів. Потужність осадового розрізу змінюється від 5 до 40 м, внаслідок різної глибини залягання кристалічних порід докембрійського фундаменту. Це особливо характерно для північної частини родовища, яка відділена від південної виступом кристалічних порід [1, 3, 4, 17].

Загальний план залягання осадових порід відхиляється від субгоризонтального під впливом розчленованого рельєфу кристалічних порід докембрійського фундаменту і має загальний нахил шарів на північ, у напрямку зони розлому субширотного залягання [12]

Первинні каоліни - світло-сірі, сірі, рідше з зеленуватим відтінком з успадкованою текстурою і структурою материнських плагіограніт-мігматитів.

Головні мінерали: каолініт, кварц, біотит, мусковіт (серицит), другорядні: каолінізований плагіоклаз, маршаліт. Акцесорні: апатит, циркон, ільменіт, монацит, магнетит, рутил, шерл, андалузит, пірит, епідот, гьотит, лімоніт, лейкоксен. Польові шпати повністю або частково заміщені каолінітом та гідрослюдою. Кварц дезінтегрований, тріщинуватий, зцементований

					РРКК.ДР20.20.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

гідрослюдисто-каолінітовою масою. Потужність зони від 2,3 до 7,0 м.

Вторинні каоліни - білі та світло-сірі, місцями підфарбовані гідрооксидами заліза в жовтуваті, буруваті і червонуваті кольори (рис. 1.3)

Каоліни пористі неясношаруваті. Головні мінерали: каолініт, кварц, мусковіт (серицит), другорядні: плагіоклаз каолінізований, маршаліт, лімоніт. Важкі мінерали: апатит, циркон, пірит, монацит, епідот, шерл, андалузит, ільменіт, біотит, магнетит, рутил, лейкоксен, гетит. Породи шаруваті, пухкі. Макроскопічно виділяються верстви майже чистого каолініту потужністю до 30–50 см, що перешаровується з лінзами кварцового піску. Потужність товщі змінюється від 1-2 м на заході до 8-12 м у центральній та східній ділянках родовища.

На вторинних каолінах залягають морські відклади неогенової системи. Осадова товща розпочинається з верстви крупнозернистих кварцових пісків. Це світла крупнозерниста порода біло-сірого кольору. Головні мінерали: кварц, каолініт. Другорядні: гетит, маршаліт, шерл, біотит, лімоніт, плагіоклаз, монтморилоніт. Акцесорні мінерали: магнетит, гематит, рутил, ільменіт, лейкоксен, монацит, ставроліт, епідот, апатит, пірит. Потужність верстви 20-30 см. Вона поширена у північній частині родовища і виклинюється у південному напрямку.

Вище за розрізом залягає верства пісків з включеннями гідрооксидів заліза.

Порода дрібнозерниста плямиста за рахунок нерівномірного розподілу ділянок жовтого та жовто-бурого кольору. Головні мінерали: кварц, каолініт, плагіоклаз; другорядні: гетит, хлорит, мусковіт, глауконіт.

Акцесорні мінерали: магнетит, апатит, ільменіт, ставроліт, лейкоксен, гематит, шерл, рутил, циркон, біотит, хром-авгіт. Потужність верстви близько 10 м і зменшується у південному напрямку і досягає 0.

Наступна верства - піски із домішкою бурої глини .

					РРКК.ДР20.20.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Порода дрібнозерниста, має плямисту, іноді смугасту текстуру. Колір бурий, жовто-бурий. Головні мінерали: кварц, каолінит, плагіоклаз, гьотит; другорядні: хлорит, мусковіт, біотит, хром-авгіт.

Акцесорні мінерали: магнетит, апатит, ільменіт, ставроліт, лейкоксен, гематит, шерл, рутил, глауконіт, циркон. Потужність верстви у північній частині близько 2-3 м та збільшується у південному напрямку до 15 м. У південній частині родовища верства переходить у дрібнозернисті піски з домішкою білої каолінової глини.

Піски з домішкою білої каолінової глини дрібнозернисті однорідні, іноді плямисті або смугасті.

Завершують розріз осадових порід родовища товща четвертинних суглинків. Вони дрібнозернисті однорідні або плямисті. Колір – сіро-коричневий, місцями жовто- та червоно-коричневий. Головні мінерали: лімоніт, кварц, кальцит, маршаліт; другорядні: каолінит, мусковіт, біотит, вуглиста речовина, мусковіт, егірін, кліноцоїзит, ярозит, хризосола; акцесорні: рутил, ільменіт, ставроліт, циркон, монацит, лейкоксен, апатит, пірит, магнетит, гетит, шерл, альмандин, сфен. Суглинки поширені повсюдно. Потужність товщі коливається від 20 см на півночі до 5 м в центральній частині родовища (рис. 1.2).

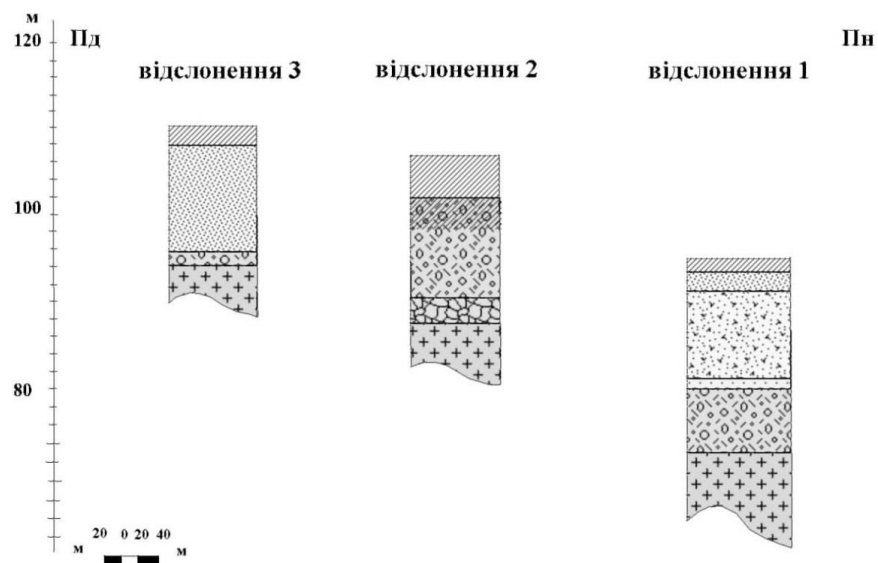


Рис. 1.2. Літологічні колонки осадових порід Коростенського родовища

					РРКК.ДР20.20.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

За геохімічними та літологічними особливостями породи району досліджень поділяються на три різновікові групи (літолого-геохімічні зони): I – палеозой-кайнозойська кора вивітрювання; II – неогенові морські піски; III – еолові відклади четвертинного періоду (рис. 1.3).

Породи	Потужність, м	Умовні позначення	Літолого-геохімічні зони
Суглинки	0,5 - 4	П-7	III
Піски дрібнозернисті з домішкою білої каолінітової глини	10-15	П-6	II
Піски дрібнозернисті з домішкою бурої глини	2-15	П-5	
Піски дрібнозернисті з домішкою гідроксидів заліза	0-10	П-1	
Піски крупнозернисті	0,2-0,3	П-4	
Каолінітові глини	2-12	П-8	I
Первинні каоліни	2,3-7	П-3 П-2	
Гідрослюдисто-каолінітова зона	15-20		
Жорства кварц-польовошпатова	5-10		
Ультраметаморфічні граніти та мігматити			

Рис. 1.3. Розташування літолого-геохімічних зон у розрізі порід досліджуваного району

Для них притаманні відмінні умови утворення та мінеральний склад, що

обумовлюють різний характер накопичення-розсіювання хімічних елементів.

Таким чином, осадові породи західної частини Коростенського родовища відображають тісний зв'язок із розломно-блоковою тектонічною будовою кристалічного фундаменту району. В зонах розломів другого, третього і більш високих порядків, що супроводжують глибинний розлом, інтенсивність денудації кристалічних порід підвищується, що приводить до збільшення потужності площадної кори вивітрювання і осадового розрізу в цілому. Виступ докембрійських кристалічних порід у центральній частині території досліджень мав вплив на дві головні геологічні особливості розрізу: 1) породи кори вивітрювання в цій зоні більш денудовані і представлені трьома зонами (жорстково-щебенистою, гідрослюдисто-каолінітовою та власне каолінітовою), в північній та південній зонах кора вивітрювання представлена лише гідрослюдисто-каолінітовою; 2) підняття материнських порід також мало вплив на формування неогенових морських відкладів – південна та північна частина родовища мають різний літологічний та мінеральний склад.

Неогенові відклади західної частини мають мінливу потужність – від 5 до 45 м. Осадовий чохол розпочинається із палеозой-кайнозойської кори вивітрювання докембрійських плагіограніт-мігматитів інгулецького комплексу. Над корою вивітрювання залягають крупнозернисті та дрібнозернисті кварцові піски нижнього неогену, в окремих верствах з каоліновими глинами та гідроксидами заліза. Завершують розріз еолові суглинки четвертинного періоду.

Важливий вплив у металогенічну спеціалізацію порід осадового комплексу внесли акцесорні мінерали: рутил, ільменіт, циркон, апатит та ін. В первинних плагіограніт-мігматитах більшість акцесорних мінералів утворюють включення в зернах біотиту, мусковіту, роговій обманці та інших, що заміщуються каолінітом у корі вивітрювання. Вторинні глинисті мінерали, таким чином, збагачуються великою кількістю важких мінералів,

					РРКК.ДР20.20.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

які зустрічаються також в неогенових пісках.

Дослідження мінерального складу осадових порід родовища показали наявність у їх складі таких цінних мінералів як: каолінит, ставроліт, рутил, монацит, ільменіт, циркон. Розроблена у відділенні економічно-обґрунтована технологія розділення породи на мономінеральні фракції надає змогу отримати концентрати вище вказаних мінералів. Цей факт дозволяє розглядати осадові породи даного регіону як комплексну сировину.

Розподіл хімічних елементів в осадовому розрізі має виражений закономірний характер.

1.3 Гідрогеологічна характеристика родовища

Гідрогеологічні умови району визначаються розташуванням його в межах Українського кристалічного щита, в геологічному розрізі якого приймають участь докембрійські кристалічні породи і осадові відклади четвертинної системи.

Гідрогеологічні умови Коростенського родовища досить прості. Проведені на родовищі роботи виділили два водоносних горизонти:

- перший водоносний горизонт від поверхні приурочений до піщано-лесової товщі четвертинних відкладів:
- другий водоносний горизонт простежується в тріщинах кристалічних порід і продуктах їх руйнування.

Водоносний горизонт четвертинних відкладів не витриманий по площі і простягання, що пов'язано з фатальною мінливістю водовміщуючих порід і сильною розчленованістю місцевості глибокими ярами і балками, що дренують водоносним горизонтом.

Потужність водовміщуючих порід незначна і коливається від 0.0 до 12 м. Водоносний горизонт безнапірний.

Глибина залягання водоносного горизонту залежить від характеру рельєфу, потужності піщано-глинистої товщі. Місцями води цього горизонту

					РРКК.ДР20.20.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

виходять па денну поверхню, утворюючи заболочені ділянки.

Поповнення водоносного горизонту здійснюється за рахунок інфільтрації атмосферних опадів.

Водоносний горизонт тріщинуватої зони кристалічних порід має повсюдне поширення. Води приурочені до тріщин і кори вивітрювання кристалічних порід нижнього протерозою, представлених гранодіоритами, мігматитами.

Водоносний горизонт безнапірний. Глибина залягання змінюється від 2.0 м до 5,9 м. Загальне пониження ґрунтових вод спостерігається в західному і південно-західному напрямках. Водонасиченість горизонту незначна.

Поповнення водоносного горизонту здійснюється як за рахунок інфільтрації атмосферних опадів, так і перетікання із вище залягаючого водоносного горизонту в місцях відсутності водоупору.

Водоносні горизонти не завдадуть ускладнень під час розробки родовища.

Загальний водопритік в кар'єр, на кінець відпрацювання родовища, за рахунок підземних вод і за рахунок поверхневого стоку атмосферних опадів складає 1851 м³/добу.

1.4 Підрахунок запасів

Запаси підраховані за категоріями А+В методом геологічних блоків.

Запаси підраховані за промисловими категоріями А+В до горизонту з абсолютною відміткою +189 м. В якості основи для підрахунку запасів використовувався топографічний план родовища масштабом 1:1000.

Добуток корисної копалини здійснюється кар'єрним способом.

Вибір ділянки дорозвідки зроблений з урахуванням наявності на прилеглих площах орних земель і обмеженої можливості подальшого розширення родовища.

Проведення геологорозвідувальних робіт здійснювалося в контурах

					РРКК.ДР20.20.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

існуючих земельного і гірничого відводів.

В результаті виконання польових і камеральних робіт зроблений підрахунок запасів граніту на Коростенському родовищі за станом на 1 січня 1979 р. Сумарно-геологічні запаси буто-щебеночної сировини по категоріях А+В+С1 склали 32.4 млн. м³.

Площі блоків підраховані геометричним шляхом, кожний блок розбивався на трикутники, сума площ трикутників складає площу підрахованого блоку.

Потужність корисної копалини на окремих виробках визначалася як різниця абсолютних відміток покрівлі корисної копалини і горизонту підрахунку запасів. Середня потужність корисної копалини за підрахованими блоками визначалась як середньоарифметична потужність за окремими виробками, які брали участь в підрахунку. На площах, вироблених кар'єром, середня потужність корисної копалини в підрахованих блоках визначалась як середньоарифметичне різниць абсолютних відміток дна кар'єру і горизонту підрахунку запасів.

При розрахунку потужностей корисної копалини визначалась потужність його частини зачепленої вивітрюванням.

Середня потужність покривних порід по блоках визначалась як середньоарифметична потужність по окремих виробках.

Запаси корисної копалини і об'єм покривних порід визначалися добутком площі блоку на потужність корисної копалини і потужність покривних порід.

В загальному об'ємі покривних порід виділені об'єми м'яких і скельних порід, а також ґрунтово-рослинного шару.

З урахуванням втрат загальні балансові запаси граніту за станом на 1.01.79 р. по категоріях склали:

Кат. А - 7162 т. м³

Кат. В - 7705 т. м³

Кат. С1 - 10268 т. м³

					РРКК.ДР20.20.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Кат. А+В+С1 - 25135 т. м³

З урахуванням видобування і проведеною дорозвідкою 2007 р. ВК "Геолог" загальні балансові запаси граніту за станом на 1.01.13р. по категоріях склали:

Кат. А - 773 т. м³

Кат. В - 3782,9 т. м³

Кат С1 - 8042,5 м³

Кат. А+В+С1 – 12598,4 т. м³

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

Кат. А - 5270,2 т. м³

Кат. В - 8925,3 т. м³

Кат. А+В – 14195,5 т. м³

Забалансові - 3279 т.м³

Загальна площа землекористування ПАТ "Коростенський кар'єр" по земельно-облікових документах складає 114,92 га, в т.ч. земель Коростенського відгодівельного радгоспу 26,92 га.

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

Термін дії продовжено до 16.09.2032р

Акт гірничого відводу №3253 виданий Державною службою гірничого нагляду та промислової безпеки України 23.10.2017р

					РРКК.ДР20.20.01.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

2. ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ ВИДОБУВАННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН ВІДКРИТИМ СПОСОБОМ

2.1. Інформація про підприємство

Коростенське (Стремигородське) родовище гранітів розташовано в Коростенському районі, Житомирської області, в 1 км на південний захід від м. Коростень на правому березі р. Уж в 1, 5 км від ст. Шатрище ПЗЗ.

Родовище розкрито траншеєю в східній частині кар'єрного поля для доставки гірничої маси на дробарний завод.

Для добування гірничої маси був нарізаний горизонт з відміткою +171.0, висота уступу в середньому 8 м

При просуванні гірничих робіт і збільшенні робочої площі створені нові горизонти +159.0м, +146.0м, +133.0м, +120.0м, +107.0м, +94м.

З 2007 року вибухові роботи на ПАТ "Коростенський кар'єр" виконує ТОВ "Юнігран - Сервіс".

Навантаження гірничої маси виконується екскаваторами ЕКГ та фронтальним навантажувачем САТ-988Н, у самоскиди БелАЗ-7522,7523,7547.

Енергозабезпечення кар'єру здійснюється від мережі "Житомиренерго" по ЛЕП-35кв.

З 1968 р. експлуатується каменедробарний завод №2 з річною потужністю 700т.м3 у щільному тілі.

Гірнича маса розміром 0-1000 мм з кар'єру самоскидами БелАЗ транспортується до пункту перероблення. За допомогою пластинчатого живильника 1-18-90 подається у корпус первинного дроблення.

Первинне дроблення здійснюється шоквою дробаркою СМД-118.

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ			
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	Розділ 2			
Студент		Бондар В.В.						
Керівник		Хаменчук О.В.						
К. розділу		Хаменчук О.В.						
Н. контр.		Башинський С.І.						
Зав. каф.		Башинський С.І.						
						Літ.	Арк.	Аркушів
						н	1	44
						Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. РР-45		

Після первинного подрібнення за допомогою стрічкового конвеєра матеріал поступає на пункт вторичного дроблення де процес цей виконується за допомогою конусної дробарки КСД-2200 Гр, з під якої конвеєром поступає на пункт третинного дроблення.

Відбір матеріалу за допомогою грохота TS 3.3 (Metso minerals) транспортується системою конвеєрів до корпусу розподілу щебеневої продукції (пофракційно), а матеріал більшого розміру поступає на додріблення у дробарки НР-500 та КМД-2200, з під яких конвеєрами транспортується на грохот TS 4.2 (Metso minerals) та розподіляється на фракції.

Потрібна фракція транспортується до корпусу розподілу фракцій, а матеріал більшого розміру, який не просіявся через грохот TS 4.2 поступає на додріблення четвертої стадії через ті ж самі дробарки НР-500, КМД-2200 (таким чином здійснюється замкнутий цикл).

У корпусі розподілу щебеневої продукції за допомогою грохотів ГІЛ 52 (№ 5,6,7,8,9,10) щебінь (матеріал) розподіляється на потрібні фракції та транспортується на щебеневі склади.

Пісок з відсівів дроблення відбирається з під грохотів та конвеєром транспортується на устаткування розподілу більш менших фракцій.

Кожна з отриманих фракцій складається окремо (за допомогою конвеєрів). У зимовий період пісок транспортується на склад піску з відсіву.

2.2. Продуктивність кар'єру і режим роботи. Термін служби кар'єру.

Контур кар'єрного поля на Коростенському родовищі приймається в межах розвіданих і затверджених запасів. Розробка родовища здійснюватиметься діючим кар'єром.

Корисна копалина розроблятиметься трьома видобувними уступами.

Розкривні роботи проводитимуться одним уступом.

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

За роки експлуатації родовища визначились під'їзні і виїзні транспортні зв'язки на видобувних та розкривних горизонтах.

До розкривних і гірничопідготовчих виробок віднесені в'їзні траншеї та проектні горизонти, початкові розворотні площадки, розрізні траншеї до корисних копалин та робочі площадки на видобувних і розкривних уступах.

У відповідності до прийнятої системи розробки, та враховуючи фізико-механічні властивості корисної копалини і багаторічний досвід роботи кар'єру, розробку і навантаження корисної копалини передбачається проводити наявним екскаватором з попереднім розпушенням буровибуховими роботами.

Враховуючи гірничо-геологічні умови залягання корисної копалини, фізико - механічні властивості та потужність покривних порід і корисної копалини, наявності на родовищі діючого кар'єру, зовнішнє розташування відвалів покривних порід, проектом приймається транспортна система розробки родовища з паралельним просуванням фронту робіт.

Розвиток гірничих робіт - згідно плану розвитку гірничих робіт.

Передбачається:

- розробку ґрунтово-рослинного шару виконувати бульдозером зі складуванням порід у тимчасові бурти (відвали) родючих ґрунтів з наступним транспортуванням в окремий зовнішній відвал.

- розробку покривних порід проводити одним уступом з транспортуванням порід автосамоскидами па зовнішні відвали покривних порід. При цьому уступ скельного покриву розробляється окремим підуступом за допомогою буропідбивних робіт. Навантаження порід покриву в автосамоскиди виконуватиметься екскаватором.

- розробку корисної копалини виконувати чотирма уступами з наступним транспортуванням на ДСЗ. Дальність транспортування до 0,75 – 1,0 км. Розпушення корисної копалини проводиться за допомогою буропідбивних робіт.

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

- навантаження гірничої маси в автосамоскиди вантажопідйомністю 30 т виконується екскаватором .

Допоміжні роботи виконуються бульдозером Д-271.

При перевищенні висоти уступів параметрів прийнятого гірничо-видобувного обладнання зменшення висоти уступів проводиться бульдозером (пухкий покрив), або за допомогою буропідривних робіт (скельні породи).

Потужність покривних порід в цілому на родовищі:

- ґрунтово-рослинний шар - від 0.0 до 0.3 м (сер. 0.2 м)
- м'які породи - від 1.8 до 10.0 м (сер. 5.0 м.)
- скельні породи - від 0.0 до 6.9 м (сер. 2.3 м)

Розробка ґрунтово-рослинного шару виконується бульдозером Д-271 із складуванням ґрунтів в тимчасовий відвал, розташований в північній частині родовища, який потім використовується на рекультивацію.

Режим роботи підприємства:

- основного виробництва - круглорічний при 5-ти денному робочому тижні в 1 зміну по 8 годин в зміну (фонд роботи обладнання 2000 год/рік з врахуванням коефіцієнтів завантажування);
- допоміжного виробництва - круглорічний при 5-ти денному робочому тижні в 1 зміну по 8 годин в зміну (фонд роботи обладнання 2000 год/рік з врахуванням коефіцієнтів завантажування).

2.3. Основний технологічний транспорт

Розробка скельних розкривних порід і корисної копалини буде здійснюватись з попереднім розпушуванням їх за допомогою буровибухових робіт (БВР) свердловинними зарядами і наступним навантаженням гідравлічним екскаватором «HITACHI ZAXIS 450 - 3» з об'ємом ківша 2,6 м³ (пряма лопата) в автосамоскиди БілАЗ-7540 В та транспортуванням

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

гірської маси до бункерів дробарно-сортувального заводу (ДСЗ).

Буріння свердловин буде здійснюватись буровими установками Atlas Copco ROCL GH.

Подрібнення негабариту гідромолотом Furu Kawa F-35LN в поєднанні з гідравлічним екскаватором «HITACHI ZAXIS 330 LC».

Транспортування розкривних порід буде проводитись автосамоскидами БілАЗ-7540 В, а навантаження - гідравлічним екскаватором «HITACHI ZAXIS» - 330 LC з об'ємом ківша 1,9 м³ (обернена лопата) [37].

Розкривні породи транспортуються у зовнішній відвал. Відстань транспортування розкривних порід – 1,0 км, корисної копалини – 0,5-0,8 км.

Родючий шар ґрунту, який має епізодичне розповсюдження та зарослі дерев та чагарників, які виникли за період експлуатації родовища, не підлягає суцільному площинному зняттю.

Коефіцієнт розпушення кристалічних порід за даними експлуатації – 1,5.

Внаслідок куполоподібного залягання порід корисної копалини добувний горизонт з позначкою +182,0 м зменшується від центральної частини родовища до її периферії з 15,8 м до 3,0 ÷ 4,0 м, а на окремих ділянках до 0,0 м.

В 2017 році добувні роботи проводитимуться на гор.+170 м. Розкривні роботи не проводитися не будуть.

2.4. Вибір системи розробки

Гірничо-геологічні умови родовища, а також існуючі способи розробки корисних копалин і розкривних порід обумовлюють багато уступну розробку з паралельним просуванням фронту робіт і зовнішнім відвалоутворенням [48].

За основу ведення гірничих робіт, на підприємстві приймається

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

існуюча схема, яка передбачає:

- проведення розкривних робіт;
- буріння свердловин і проведення вибухових робіт;
- навантаження гірничої маси в автотранспорт;
- транспортування гірничої маси;
- переробка гірничої маси на щебінь;
- відвантаження готової продукції.

Пухкі розкривні породи розробляються двома змінними уступами, гідравлічним екскаватором «HITACHI ZAXIS» - 330 LC з об'ємом ківша 1,9 м³ (обернена лопата).

Для виконання вибухових робіт, проводиться буріння свердловин діаметром 140 мм по сітці 4,25×4,25 м і глибиною до 13,25 м буровим станком «Atlas Copco». Підривання масиву проводиться методом розосереджених зарядів з коротко затриманим висаджуванням гірничої маси. Навантаження проводиться гідравлічним екскаватором «HITACHI ZAXIS» - 450 з об'ємом ківша 2,6 м³ (пряма лопата), транспортування – автосамоскидами БілаЗ – 7540В [37].

З огляду на робочі параметри екскаватора, який навантажує гірничу масу і стан гірничих робіт у кар'єрі, планом розвитку гірничих робіт передбачено ведення на одному добувному уступі з абсолютною відміткою 170,0 м.

Подрібнення негабариту буде проводитися гідро молотом Furu Kawa F-35LN на базі екскаватора «HITACHI ZAXIS» - 330 LS або шпуровими зарядами з використанням переносних пневматичних перфтораторів типу ПП – 36 в поєднанні з компресорами типу НВ – 10 [37].

Допоміжні роботи на кар'єрі будуть виконуватись бульдозерами ДЗ–171 і ДЗ – 532. Крім того будуть задіяні кран стріловий, автобус пасажирський для перевезення працівників, легковий автомобіль, машина поливально-мийна, бортовий вантажний автомобіль. Для перевезення готової продукції на склади відвантаження будуть задіяні автомобілі MAN TGA 33.480 .

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

2.5. Визначення основних параметрів системи розробки

Параметри системи розробки прийняті згідно «Елементів гірничих робіт на кар'єрах промисловості нерудних будівельних матеріалів» і наведені в табл. 2.1 [48]:

Таблиця 2.1

Параметри системи розробки

№ п/п	Найменування параметрів	Од. вим.	Добувні роботи	Розкривні роботи
1.	Кількість добувних уступів:	шт.	3	2
2.	Абсолютні відмітки уступів	м	+ 182,0 м, + 170,0 м, + 158,0 м.	змінна
3.	Висота уступу	м	12,0	змінна
4.	Кути укосів уступів: - робочий борт (скельний, пухкий розкрив) - не робочий борт (скельний, пухкий розкрив)	градуси градуси	80 70	70; 45 60; 30
5.	Ширина розвалу висадженої породи	м	37.81	-
6.	Максимальна висота розвалу підірваної гірничої маси		13,44	-
7.	Ширина заходки по бурінню	м	17.51	-
8.	Ширина екскаваторної заходки	м	13.14	15.86
9.	Ширина смуги безпеки (призма очікуваного завалювання)	м	4,8	
10.	Ширина робочих площадок	м	58.61	33,94
11.	Ширина обочини з нагірної сторони	м	1,5	1,5
12.	Ширина проїжджої частини (БілаЗ-7540 В)	м	10,0	10,0
13.	Ширина обочини з низової сторони	м	4,5	4,5
14.	Довжина фронту робіт	м	42.0	-
15.	Ширина запобіжних берм	м.	8.0	4

1. Визначення висоти уступу. Висота уступу обчислюється за формулою:

$$H = 1,5 \cdot H_{\text{ч}} \quad (2.1)$$

де, $H_{\text{ч}} = 10,07$ м – максимальна висота черпання екскаватора.

$$H = 1,5 \cdot 10,07 = 15,11 \text{ , м}$$

Враховуючи раніше прийняту висоту добувного горизонту 12,0 м, залишаємо її без змін, так як вона не суперечить приведеним розрахункам [48].

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

2. Визначення максимальної висоти розвалу підірваної маси.
Максимальна висота розвалу обчислюється за формулою (2.2):

$$h_p = 1,12 \cdot H \quad (2.2)$$

$$h_p = 1,12 \times 12,0 = 13,44 \text{ м}$$

3. Ширина заходки при роботі одноковшового екскаватора визначається по формулі (2.3):

$$A = 0,5 \div 1,5 R_q \quad (2.3)$$

де, $R_q = 8,76 \text{ м}$ – радіус черпання екскаватора на рівні стояння.

$$A = (0,5 \div 1,5) \cdot 8,7 = 13,14 \text{ м}$$

4. Ширина смуги безпеки визначається за формулою (2.4):

$$П_{пб} = H(\text{ctg}\gamma - \text{ctg}\alpha) \quad (2.4)$$

де γ – кут неробочого укосу уступу - 70° ;

α – кут робочого укосу уступу - 80° ;

$$П_{пб} = 12,0 \cdot (0,577 - 0,176) = 4,8 \text{ м}$$

5. Ширина робочої площадки в кар'єрі на добувних горизонтах визначається по формулі (5.5):

$$Ш_{рп} = B + П_{п} + П_{о} + П'_{о} + П_{пб} \quad (2.5)$$

де, B – повна ширина розвалу висадженої породи, яка визначається за формулою (2.6) [48]:

$$B = (1,8 \div 2,2) \cdot H + b(n_{ряд} - 1) \quad (2.6)$$

де, $b = 4,25$ – віддаль між свердловинами;

$n_{ряд} = 4,25$ – число рядів свердловин.

$$B = 2 \cdot 12,0 + 4,25 \cdot (4,25 - 1) = 37,81 \text{ м}$$

$П_{п}$ – ширина проїжджої частини, $П_{п} = 10,0 \text{ м}$;

$П_{о}$ – Ширина узбіччя з нагірної сторони уступу, $П_{о} = 1,5 \text{ м}$;

$П'_{о}$ – ширина узбіччя з низової сторони уступу, $П'_{о} = 4,5 \text{ м}$;

$П_{пб}$ – ширина смуги безпеки призми завалення, $П_{пб} = 4,8 \text{ м}$.

$$Ш_{рп} = 37,8 + 10,0 + 1,5 + 4,5 + 4,8 = 58,6 \text{ м}$$

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

6. Ширина робочої площадки на розкривних горизонтах визначається по формулі (2.7) [48]:

$$Ш_{PI} = B + \Pi_{II} + \Pi_O + \Pi'_O + \Pi_{PB} \quad (2.7)$$

$$Ш_{PI} = 13,1 + 10,0 + 1,5 + 4,5 + 4,8 = 33,9 \text{ м}$$

7. Ширина запобіжної берми, при двох спарених уступах визначається по формулі (2.8):

$$Ш_{3Б} = 1/3(H_1 + H_2) \quad (2.8)$$

$$Ш_{3Б} = 1/3(12,0 + 12,0) = 8,0 \text{ м}$$

8. Ширина заходки по бурінню визначається по формулі (2.9):

$$A_{БВР} = W_{ПП} + b(n_{ряд} - 1) \quad (2.9)$$

де $W_{n.n.}$ – лінія найменшого опору по підосві (ЛОПП) уступу (розрахункова), визначається за формулою (2.10) [3]:

$$W_{n.n.} = \sqrt{\frac{P}{k}} \quad (2.10)$$

де, P - маса вибухової речовини в одному погонному метрі свердловини,

$$\varnothing 140 \text{ мм} - 14,0 \text{ кг};$$

k - питомі витрати вибухової речовини, $k = 1,0 \text{ кг/м}^3$;

$$W_{n.n.} = \sqrt{\frac{14}{1}} = 3,7 \text{ м}$$

$$A_{БВР} = 3,7 + 4,25(4,25 - 1) = 17,51 \text{ м}$$

9. Відстань між свердловинами в ряду і між рядами визначається по формулі (2.11) [37]:

$$a = b = m \cdot W_{n.n.} \quad (2.11)$$

де, a – відстань між зарядами, м;

b – відстань між рядами, м;

m – кофіцієнт зближення свердловин, приймається рівним $m = 0,9 \div 1,4 \text{ м}$.

$$a = b = (0,9 \div 1,4) \cdot 3,7 = 4,25 \text{ м}$$

10. Довжина фронту робіт.

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Мінімальна довжина блоку визначається обчисленням, що враховує необхідність у виділенні трьох ділянок рівної довжини: навантаження, резерву висадженої гірничої маси і буріння [3].

У відповідності до добової продуктивності кар'єру по гірничий масі 792,0 м³ і враховуючи 10-ти добовий запас взірваної гірничої маси на один екскаватор, довжина ділянки фронту робіт обчислюється за формулою (2.12):

$$L_{ф.р.} = (V_{доб} \cdot V_{10доб}) / (H_y \cdot Ш_{б.зах.}) \quad (2.12)$$

де, $V_{доб} = 792,0 \text{ м}^3$ – добова продуктивність кар'єру по гірничий масі;

$V_{10доб}$ – 10-ти добовий запас;

$Ш_{б.зах.}$ – ширина бурової заходки, $Ш_{б.зах.} = 15,7 \text{ м}$.

$$L_{ф.р.} = (792,0 \cdot 10) / (12 \cdot 15,7) = 42 \text{ м}$$

Приймаємо повну довжину блока рівну 42 м.

11. Об'єм гірничої маси в підготовленому під БВР блоку визначається по формулі (2.13):

$$V = a \cdot b \cdot H_y \cdot N_a \cdot N_b \quad (2.13)$$

де, a - сторона розбивочної сітки блоку, $a = 4,25 \text{ м}$;

b - сторона розбивочної сітки блоку, $b = 4,25$;

N_a - кількість свердловин в ряду; $N_a = 15$;

N_b – кількість рядів свердловини $N_b = 4$.

$$V = 4,25 \cdot 4,25 \cdot 12,0 \cdot 15 \cdot 4 = 13005 \text{ м}^3$$

12. Кількість вибухів на рік визначаємо за формулою (2.14) [48]:

$$N_{виб} = \frac{V_{РП}}{V} \quad (2.14)$$

$$N_{виб} = \frac{179094}{13005} = 13,8, \text{м}$$

$V_{РП}$ - робочий проект річного видобутку непорушених порід, м³.

13. Кількість свердловин на 1 блок визначаємо за формулою (2.15):

$$N_{св} = N_a \cdot N_b \quad (2.15)$$

$$N_{св} = 15 \cdot 4 = 60 \text{ св.}$$

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

14. Довжина буріння в погонних метрах на одному блоці обчислюється за формулою (2.16):

$$L_{бур} = N_{св} \cdot (H_y + H_{пер}) \quad (2.16)$$

$$L_{бур} = 60 \cdot (12 + 1,5) = 810 \text{ пог. м.}$$

15. Змінна продуктивність бурового станка визначається за формулою (2.17).

Для виконання бурових робіт використовується буровий станок «Atlas Сорсо ROC–L6–Н». Паспортна швидкість буріння станка $V_б$ по кристалічним породах 10 групи твердості по шкалі М.М. Протодьяконова становить 0,8 пог.м/хв із застосуванням коефіцієнта використання в часі $K_u = 0,7$ (затрати часу на пересування, установку, обслуговування та інше), змінна продуктивність бурового верстата становить [37]:

$$П_{БВ} = (T_{зм} - T_{пз} - T_{лн}) \cdot K_u \cdot V_б \quad (2.17)$$

де, $T_{зм} = 480$ - тривалість зміни, хвилин;

$T_{пз} = 35-80$ хв – час на виконання підготовчо-заключної роботи;

$T_{лн} = 10$ хв – час на особисті потреби.

$$П_{БВ} = (480 - 58 - 10) \cdot 0,7 \cdot 0,8 = 230,7 \text{ п.м/зм,}$$

16. Кількість бурових змін на буріння одного масиву, що підривається обчислюємо за формулою (2.18) [48]:

$$N_{зм} = \frac{L_{бур}}{П_{БВ}} \quad (2.18)$$

$$N_{зм} = \frac{810}{230,7} = 3,51 \text{ зм.}$$

2.6. Технологічні розрахунки

Визначення виробничої потужності одного екскаватора на робочу зміну при навантаженні гірничої маси

Обсяг видобутку корисної копалини в щільному тілі складає 179,094 тис.м³. Навантаження гірничої маси здійснюється гідравлічним екскаваторами «HITACHI ZAXIS 450-3» з об'ємом ківша 2,6 м³ (пряма

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

лопата).

Транспортування гірничої маси на ДСЗ буде виконуватися автосамоскидами БілАЗ–7540 В.

Виробнича потужність одного екскаватора на робочу зміну при навантаженні гірничої маси визначається за формулою (2.19) [48]:

$$Q_{ЗМ.Е} = \frac{T_{ЗМ} - T_{ПЗ} \cdot T_{ОП}}{T_{ЧА} + T_{ЧП}} \cdot V_k \cdot n_k \quad (2.19)$$

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

$T_{ПЗ}$ – час виконання підготовчих і заключних операцій, $T_{ПЗ} = 35,0$ хв;

$T_{ОП}$ - час на особисті потреби, $T_{ОП} = 15,0$ хв;

$T_{ЧА}$ - час навантаження одного автосамоскида;

$T_{ЧП}$ – час подачі автосамоскида під навантаження, $T_{ЧП} = 0,6$ хв;

V_k – об'єм гірничої маси в ківші, м³;

n_k – число ковшів в одному автосамоскиді;

Об'єм гірничої маси в ковші екскаватора визначається за формулою (2.20):

$$V_k = V'_k \cdot K_e \quad (2.20)$$

де, V'_k - об'єм ковша екскаватора, $V'_k = 2,6$ м³.

K_e - коефіцієнт екскавації, визначається за формулою (2.21) [48]:

$$K_e = \frac{K_n}{K_p} \quad (2.21)$$

де, K_n – коефіцієнт наповнення ковша, $K_n = 0,9$.

K_p – коефіцієнт розрихлення, $K_p = 1,5$.

$$K_e = \frac{0,9}{1,5} = 0,6$$

$$V_k = 2,6 \cdot 0,6 = 1,56 \text{ м}^3.$$

Число ковшів n_k в одному автосамоскиді гірничої маси визначається за формулою (2.22):

$$n_k = \frac{P_a}{V_k \cdot x_j} \quad (2.22)$$

де, P_a – вантажопідйомність автосамоскида, $P_a = 30,0$ т.

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

j - об'ємна вага незмінених кристалічних порід в розрихленому стані, $j = 1,77 \text{ т/м}^3$:

$$n_k = \frac{30}{1,56 \cdot 1,77} = 11$$

- час навантаження гірничою масою одного автосамоскида визначається за формулою (2.23):

$$T_{QA} = n_k \cdot t_{ц.} \quad (2.23)$$

де $t_{ц}$ – час одного циклу навантаження, $t_{ц} = 25,0 \text{ с}$.

n_k – число ковшів на завантаження одного автосамоскида, $n_k = 11[37]$.

$$T_{QA} = 25,0 \cdot 11 = 275 = 4,58$$

$$Q_{зм.Е.} = \frac{480 - 35 - 15}{4,58 + 0,6} \cdot 1,56 \cdot 11 = 1424,5 \approx 1425 \text{ м}^3/\text{зм.}$$

Розрахунок кількості робочих екскаваторів

Кількість робочих екскаваторів визначається за формулою (2.24):

$$N_e = \frac{Q_{зм..к.} \cdot K_n}{Q_{зм..е} \cdot K_{\theta}} \quad (2.24)$$

де, $Q_{зм.к.}$ – змінна потужність кар'єру по гірничій масі, $\text{м}^3/\text{зм.}$

K_n – коефіцієнт нерівномірності подачі автотранспорта, $K_n = 1,1$.

$Q_{зм.е}$ - виробнича потужність одного екскаватора на робочу зміну при навантаженні гірничої маси $Q_{зм.е} = 1425 \text{ м}^3/\text{зм.}$

K_{θ} – коефіцієнт використання екскаватора при 8 – годинній робочій зміні, $K_{\theta} = 0,8$.

Змінна потужність кар'єру по гірничій масі визначається за формулою (2.25):

$$Q_{зм} = \frac{P_p \cdot K_p}{N_p \cdot n_{зм}} \quad (2.25)$$

де, $P_p = 179094 \text{ м}^3$ – річний об'єм по гірничій масі;

K_p – коефіцієнт розрихлення, $K_p = 1,5$.

N_p – прийнята кількість робочих днів на рік, $N_p = 226$.

$n_{зм}$ – кількість робочих змін на добу – 2.

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$Q_{зм} = \frac{179094 \cdot 1,5}{226 \cdot 2} = 594,34 \text{ м}^3/\text{зм.}$$

$$N_e = \frac{594,34 \cdot 1,1}{1425 \cdot 0,8} = 0,57 \text{ од.}$$

Приймаємо один екскаватор в зміну.

Один гідравлічний екскаватор «HITACHI ZAXIS 450–3» з об'ємом ковша 2,6 м³ (пряма лопата), повністю забезпечить намічений фронт робіт по навантаженню корисної копалини [37].

Визначення виробничої потужності одного автосамоскида на робочу зміну при перевезенні гірничої маси

Головним видом транспорту, який задіяний на транспортуванні корисної

копалини і розкривних порід, є автосамоскиди БілАЗ–7540 В [37].

- виробнича потужність автосамоскида визначається за формулою (2.26):

$$Q_{зм.А.} = \frac{60 \cdot g_a \cdot K_g \cdot K_v \cdot T_{зм}}{T_p} \quad (2.26)$$

де, g_a – вантажопідйомність автосамоскида, $g_a = 30$ т;

K_g – коефіцієнт вантажопідйомності, $K_g = 1,05$;

K_v – коефіцієнт використання в часі, $K_v = 0,7 - 0,88$;

$T_{зм}$ – час зміни, $T_{зм} = 8$ год;

T_p – час рейсу автосамоскида, хв..

- час рейсу автосамоскида визначається за формулою (2.27):

$$T_p = T_{на} + T_{pz} + T_{pn} + T_{pm} \quad (2.27)$$

де, $T_{на}$ – час навантаження автосамоскида, $T_{на} = 4,58$ хв.

T_{pz} – час руху завантаженого автосамоскида, $T_{pz} = 3,3$ хв.

T_{pn} – час руху порожнього автосамоскида, $T_{pn} = 2,2$ хв.

T_{pm} – час розвантаження, $T_{pm} = 2 \div 3$ хв.

- час руху автосамоскида завантаженого і порожнього визначається за

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

формулою (2.28) і (2.29) відповідно:

$$T_{pz} = \frac{60 \cdot L}{V} \quad (2.28)$$

$$T_{pn} = \frac{60 \cdot L}{V} \quad (2.29)$$

де, L – віддаль перевезень гірничої маси, $L=0,6$ км;

v – швидкість руху завантаженого і порожнього автосамоскида БілАЗ 7540-В [48].

$$T_{pz} = \frac{60 \cdot 0,55}{10} = 3,3 \text{ хв.}$$

$$T_{pn} = \frac{60 \cdot 0,55}{15} = 2,2 \text{ хв.}$$

$$T_p = 4,58 + 3,3 + 2,2 + 3 = 13,08 \text{ хв.}$$

$$Q_{зм.А.} = \frac{60 \cdot 30 \cdot 1,05 \cdot 0,75 \cdot 8}{13,08} = 867 \text{ т/зм.}$$

Розрахунок кількості робочих автосамоскидів БілАЗ 7540-В при перевезенні гірничої маси

- робоча кількість автосамоскидів для перевезення гірничої маси визначається за формулою (2.30):

$$N_{pa} = \frac{Q_{зм.К}}{Q_{зм.А} \cdot K_T} \quad (2.30)$$

де, $Q_{зм.К}$ - змінна потужність кар'єру по гірничій масі, $Q_{зм.К} = 1050$ т/зм.

$Q_{зм.А}$ - змінна потужність автосамоскида БілАЗ 7540-В по гірничій масі,
 $Q_{зм.А} = 867$ т/зм.

K_T – коефіцієнт технічної готовності $K_T = 0,7 \div 0,8$ [48].

$$N_{pa} = \frac{1050}{867 \cdot 0,8} = 1,5 \approx 2$$

З розрахунку видно, що два автосамоскиди БілАЗ 7540-В повністю забезпечать перевезення гірничої маси і приймається в кількості 2 одиниць.

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

**Визначення виробничої потужності екскаватора HITACHI ZAXIS 330
LC - 3 (обернена лопата) з об'ємом ковша 1,9 м³ на робочу зміну, при
навантаженні розкривних порід**

У відповідності з прийнятою системою розробки, навантаження розкривних порід проводиться одноковшовим екскаватором.

Виробнича потужність одного екскаватора на робочу зміну при навантаженні розкривних порід визначаються за формулою (2.31) [37]:

$$Q_{зм.е} = \frac{T_{з.м.} - T_{п.з.} - T_{о.п.}}{T_{ч.а.} + T_{ч.п.}} \cdot V_k \cdot n_k \quad (2.31)$$

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

$T_{п.з.}$ – час виконання підготовчих і заключних операцій, $T_{п.з.} = 35,0$ хв;

$T_{о.п.}$ – час на особисті потреби, $T_{о.п.} = 15,0$ хв;

$T_{ч.а.}$ – час навантаження одного автосамоскида;

$T_{ч.п.}$ – час подачі автосамоскида під навантаження, $T_{ч.п.} = 0,6$ хв;

V_k – об'єм гірничої маси в ківші, м³;

n_k – число ковшів в одному автосамоскиді.

Об'єм розкривних порід в ківші, визначається за формулою (2.32):

$$V_k = V_k^1 \cdot K_e \quad (2.32)$$

де, V_k^1 – об'єм ковша екскаватора, $V_k = 1,9$ м³.

K_e – коефіцієнт екскавації, визначається по формулі (2.33) [37]:

$$K_e = \frac{K_n}{K_p} \quad (2.33)$$

де, K_n – коефіцієнт наповнення ковша $K_n = 0,9$;

K_p – коефіцієнт розпушення – $K_p = 1,1$:

$$K_e = \frac{0,9}{1,1} = 0,8$$

$$V_k = 1,9 \cdot 0,8 = 1,52 \text{ м}^3.$$

– число ковшів в одному автосамоскиді БілАЗ 7540-В та КрАЗ-65055 визначається по формулі (2.34):

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$n_k = \frac{P_a}{V_{\kappa} x_j^j} \quad (2.34)$$

де, P_{aB} – вантажопідйомність автосамоскида БілАЗ 7540-В, $P_{aB} = 30,0 \text{ т}$.

P_{aK} – вантажопідйомність автосамоскида КрАЗ 65055, $P_{aK} = 17,0 \text{ т}$.

j - об'ємна вага розкритих порід в масиві, $j = 1,72 \text{ т/м}^3$ [48].

$$n_k = \frac{30}{1,52 \cdot 1,72} = 11,72 \cong 12$$

$$n_k = \frac{17}{1,52 \cdot 1,72} = 6,5 \cong 7$$

- час навантаження розкритих порід одного автосамоскида БілАЗ 7540-В та КрАЗ-65055 визначається по формулі (2.23):

$$T_n = 12 \cdot 20 = 240 = 4 \text{ хв.}$$

$$T_n = 7 \cdot 20 = 140 = 2,33 \text{ хв.}$$

$$Q_{зм..e} = \frac{480 - 35 - 15}{6,33 + 0,6} \cdot 1,52 \cdot 19 = 1791,98 \approx 1792 \text{ м}^3/\text{зм.}$$

Розрахунок кількості робочих екскаваторів на розкритих роботах

Кількість робочих екскаваторів на розкритих роботах визначається по формулі (2.35):

$$N_E = \frac{Q_{зм..к.} \cdot K_n}{Q_{зм..e} \cdot K_e} \quad (2.35)$$

де, $Q_{змр.}$ – змінна потужність по перевезенню розкритих порід, $Q_{змр} = 500 \text{ м}^3/\text{зм.}$;

K_n – коефіцієнт нерівномірності подачі автотранспорта, $K_n = 1,1$.

$Q_{зм.e}$ - виробнича потужність одного екскаватора на робочу зміну при перевезенні розкритих порід – $Q_{зм.e} = 1792 \text{ м}^3/\text{зм}$ [37].

K_e – коефіцієнт використання екскаватора при 8–годинній робочій зміні, $K_e = 0,8$.

$$N_E = \frac{500 \cdot 1,1}{1792 \cdot 0,8} = 0,38$$

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Приймається один екскаватор в зміну.

Один гідравлічний екскаватор «HITACHI ZAXIS 330 LS-3» з об'ємом ківша 1,9 м³ (обернена лопата), повністю забезпечить фронт робіт по навантаженню розкривних порід.

Визначення виробничої потужності автосамоскида БілАЗ 7540-В та КрАЗ 65055 на робочу зміну при перевезенні розкривних порід

Головним видом транспорту, який задіяний на транспортуванні корисної копалини і розкривних порід, є автосамоскиди БілАЗ – 7540 В та КрАЗ-65055

- час руху автосамоскида завантаженого і порожняком (БілАЗ-КрАЗ) визначається за формулою (2.28) та (2.29) [48]:

$$T_{pz} = \frac{60 \cdot 1,6}{15} = 6,4 \text{ хв.}$$

$$T_{pn} = \frac{60 \cdot 1,6}{20} = 4,8 \text{ хв.}$$

- час рейсу автосамоскида визначається за формулою (2.27):

$$T_p = 4,0 + 6,4 + 4,8 + 3 = 18,2 \text{ хв.} \quad (\text{БілАЗ 7540-В})$$

$$T_p = 2,33 + 6,4 + 4,8 + 3 = 16,53 \text{ хв.} \quad (\text{КрАЗ 65055})$$

- виробнича потужність автосамоскида визначається за формулою (2.26):

$$Q_{зм.А.} = \frac{60 \cdot 30 \cdot 1,05 \cdot 0,75 \cdot 8}{18,2} = 623 \text{ т/зм} \quad (\text{БілАЗ 7540-В})$$

$$Q_{зм.А.} = \frac{60 \cdot 17 \cdot 1,05 \cdot 0,75 \cdot 8}{16,53} = 389 \text{ т/зм} \quad (\text{КрАЗ 65055})$$

Розрахунок кількості робочих автосамоскидів при перевезенні розкривних порід

- робоча кількість автосамоскидів для перевезення розкривних порід визначається за формулою (2.30) [48]:

$$N_{pa} = \frac{860}{623 \cdot 0,8} = 1,7 \approx 2$$

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Визначення виробничої потужності фронтального погрузчика HITACHI ZW-250 з об'ємом ківша 3 м³ на робочу зміну, при навантаженні готової продукції

Для забезпечення якості навантажувальних робіт при перевезенні готової продукції на склади навантажувально-розвантажувального майданчика підприємства, на кар'єрі використовується фронтальний навантажувач фірми HITACHI ZW-250 (об'єм ковша 3м³) з навантаженням на автосамоскиди MAN TGA 33.480 вантажопідйомністю 40т.

Обсяг перевезень готової продукції на 2017 рік складає 474600 т або 327310 м³.

Виробнича потужність одного навантажувача на робочу зміну при навантаженні готової продукції визначається за формулою (2.31):

$$Q_{зм.е} = \frac{T_{з.м.} - T_{п.з.} - T_{о.п.}}{T_{ч.а.} + T_{ч.п.}} \cdot V_k \cdot n_k$$

де, V_k – об'єм готової продукції в ковші, $V_k = 3 \text{ м}^3$;

n_k – число ківшів в одному автосамоскиді

Об'єм готової продукції в ковші, визначається за формулою (2.32) [37]:

$$V_k = V_k^1 \cdot K_e$$

де, V_k^1 - об'єм ковша фронтального навантажувача, $V_k = 3 \text{ м}^3$.

K_e - коефіцієнт екскавації, визначається по формулі (2.33):

$$K_e = \frac{1,0}{1,0} = 1,0$$

$$V_k = 3 \cdot 1,0 = 3,0 \text{ м}^3.$$

– число ковшів в одному автосамоскиді MAN TGA 33.480 в/п 4 визначається по формулі (2.34):

$$n_k = \frac{P_a}{V_k \cdot \gamma_j}$$

де, P_a – вантажопідйомність автосамоскида - 40,0 т.

γ_j - об'ємна вага готової продукції – 1,45 т/м³.

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$n_k = \frac{40}{3 \cdot 1,45} = 9,2 \approx 9$$

- час навантаження одного автосамоскида MAN TGA 33.480 в/п 40т визначається по формулі (2.23):

$$T_n = n_k \cdot t_{\text{ц}}$$

де, $t_{\text{ц}}$ – час одного циклу навантаження, $t_{\text{ц}} = 47,4$ с.

n_k – число ковшів на завантаження одного автосамоскида MAN TGA 33.480 в/п 40т.

$$T_n = 9 \cdot 47,4 = 427 = 7,12 \text{ хв.}$$

$$Q_{\text{зм.е.}} = \frac{480 - 35 - 15}{7,12 + 0,6} \cdot 3,0 \cdot 9 = 1504 \text{ м}^3/\text{зм.}$$

Розрахунок кількості робочих фронтальних навантажувачів HITACHI ZW-250

Розрахунок кількості робочих фронтальних навантажувачів HITACHI ZW-250 визначається по формулі (2.35):

$$N_E = \frac{Q_{\text{зм.к.}} \cdot K_n}{Q_{\text{зм.е.}} \cdot K_6}$$

де, $Q_{\text{змр.}}$ – змінна потужність по перевезенню готової продукції, $Q_{\text{змр}} = 724 \text{ м}^3/\text{зм.}$

K_n – коефіцієнт нерівномірності подачі автотранспорту, $K_n = 1,1$;

$Q_{\text{зм.е.}}$ - виробнича потужність одного фронтального навантажувача на робочу зміну при перевезенні готової продукції, $Q_{\text{зм.е.}} = 1366 \text{ м}^3/\text{зм.}$

K_6 – коефіцієнт використання фр. навантажувача при 8 – годинній робочій зміні, $K_6 = 0,8$ [3].

$$N_E = \frac{724 \cdot 1,1}{1504 \cdot 0,8} = 0,66 \approx 1$$

Один фронтальний навантажувач HITACHI ZW-250 з об'ємом ковша $3,0 \text{ м}^3$, повністю забезпечить фронт робіт по навантаженню готової продукції.

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

2.7. Розрахунок експлуатаційних втрат на АТ «Коростенський кар'єр» кристалічних порід на 2020 рік

До експлуатаційних втрат, віднесені втрати при бурінні свердловин, проведення вибухових робіт та втрати при навантаженні і транспортуванні корисної копалини на дробарно-сортувальний завод [37].

1. Втрати при бурових роботах. При бурінні свердловин буровими долотами Ø140 мм втрати корисної копалини на 1 пог. м. визначаємо за формулою (2.36):

$$V_{п.м.} = \frac{\pi \cdot D^2}{4} \quad (2.36)$$

де, D – діаметр свердловин, м.

$$V_{п.м.} = \frac{3,14 \cdot 0,140^2}{4} = 0,0154 \text{ м}^3$$

Буріння свердловин буде вестись по сітці 4,25×4,25 м.

Об'єм гірничої маси на один погонний метр буріння визначаємо за формулою (2.37):

$$V_{п.м.} = a \cdot b \cdot 1 \quad (2.37)$$

$$V_{п.м.} = 4,25 \cdot 4,25 \cdot 1,0 = 18,06 \text{ м}^3$$

Визначаємо довжину погонних метрів при бурінні без перебору свердловини за формулою (2.38):

$$L_{пog.м.} = \frac{V_{np}}{V_{п.м.}} \quad (2.38)$$

де, V_{np} – видобуток гірничої маси в 2017 році за проектом, м³;

$$L_{пog.м.} = \frac{179094}{18,06} = 9916,61 \text{ пог. м}$$

Визначаємо довжину погонних метрів за рахунок переборів свердловин за формулою (2.39) [37]:

$$L_{пog.м.пер.} = \frac{L_{пog.м.} \cdot L_{пер}}{H_y} \quad (2.39)$$

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

де, $L_{пер}$ – глибина перебуру свердловини, м;

$$L_{пог.м.пер.} = \frac{9916,61 \cdot 1,5}{12} = 1239,58 \text{ м}$$

При відпрацюванні планових запасів на 2017 рік втрати при бурінні свердловин обчислюємо за наступною формулою (2.40) [37]:

$$V_{втр.бур} = (L_{пог.м.} + L_{пог.м.пер.}) \cdot V_{п.м.} \quad (2.40)$$

$$V_{втр.бур} = (9916,61 + 1239,58) \cdot 0,0154 = 171,81 \text{ м}^3$$

б) втрати корисної копалини при проведенні вибухових робіт становлять 0,25 %, а навантаженні і транспортуванні - 0,30 % і визначаються за формулами (2.41) і (2.42) відповідно [37]:

$$V_{втр.виб} = \frac{(V_{пр} - V_{втр.бур}) \cdot 0,25\%}{100\%} \quad (2.41)$$

$$V_{втр.нав} = \frac{(V_{пр} - V_{втр.бур} - V_{втр.виб}) \cdot 0,30\%}{100\%} \quad (2.42)$$

$$V_{втр.виб} = \frac{(179,094 - 0,172) \cdot 0,25\%}{100\%} = 0,447 \text{ тис. м}^3$$

$$V_{втр.нав} = \frac{(179,094 - 0,172 - 0,447) \cdot 0,30\%}{100\%} = 0,535 \text{ тис. м}^3$$

Виходячи з вище проведених розрахунків, об'єм експлуатаційних втрат можна обчислити за формулою (2.41):

$$V_{втр.експл} = V_{втр.нав} + V_{втр.виб} + V_{втр.бур} \quad (2.41)$$

$$V_{втр.експл} = 0,535 + 0,447 + 0,172 = 1,154 \text{ тис. м}^3$$

Експлуатаційні втрати складають 1,154 тис. м³ і становлять 0,644% від запроектованого об'єму вилучення на 2017 рік [37].

2.8. Водовідлив

Значна глибина кар'єру і досить тривалий термін його експлуатації призвели до повного осушення осадових порід і кори вивітрювання в бортах кар'єру. Вода в них з'являється тільки після випадання атмосферних опадів і в період сніготаяння, а також притоком води служать підземні води, що

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

надходять через багаточисельні тріщини масиву. Приток води в кар'єр в таких випадках складає до 2000 м³ за добу .

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

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

Розрахунок максимального припливу ливневих вод

Надходження води в кар'єр за рахунок атмосферних опадів, які випадають на площі кар'єру визначається за формулою :

$$q_a = \frac{A \cdot F}{t}, \text{ м}^3/\text{годину} \quad (2.43)$$

де : А – середньорічна сума опадів , м

$$A = 0,6 \text{ м ;}$$

F – площа кар'єру , м²

$$F = 655000 \text{ м}^2;$$

t – кількість годин в році , годин

$$t = 8760 \text{ годин .}$$

$$q_a = \frac{0,6 \cdot 655000}{8760} = 44,9 \text{ м}^3 / \text{год} = 1077,6 \text{ м}^3 / \text{добу} .$$

Приплив ливневих вод із площ, що прилягають до кар'єру, визначається за формулою :

$$q_{\text{л}} = C \cdot a \cdot F \cdot \varphi, \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.44)$$

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

де : С – кліматичний коефіцієнт , який характеризує розрахункову зливу.
Використовується відповідно ізоліній для Житомирської області; а –
коефіцієнт, враховуючий сповільнення стоку і вбирання води ґрунтом, який
залежить від довжини і уклону водозбірника. $a = 0,18$;

F – водозбірна площа, m^2 . $F = 1 \text{ км}^2$;

φ – додатковий коефіцієнт, який враховує водопроникненість ґрунтів.

Для ґрунтів району будівництва кар'єру $\psi = 0,4$;

$$q_{\text{л}} = 24 \cdot 0,18 \cdot 1 \cdot 0,4 = 1,7 \text{ м}^3 / \text{с} \quad \text{або} \quad 102 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Прийнявши тривалість зливи 20 хвилин, одержимо одночасний приплив
води з площин, що прилягають до кар'єру, під час зливи .

$$q_{\text{л}} = 102 \cdot 20 = 2040 \text{ м}^3$$

Максимальний час відкачування ливневого припливу приймається 20
годин, тоді ливневий приплив води в кар'єр складатиме :

$$\frac{2040}{20} = 102 \text{ м}^3 / \text{год.}$$

А сумарний водоприплив в кар'єр складатиме :

$$Q = 83 + 44,9 + 102 = 230 \text{ м}^3/\text{год.}$$

З урахуванням резерву загальна продуктивність насосів кар'єрного
водовідливу повинна становити не менше 250 $\text{м}^3/\text{годину}$.

Для осушення із кар'єру при максимальному припливі 230 $\text{м}^3/\text{годину}$
використовують два насоси 6 МС - 6 продуктивністю 150 $\text{м}^3/\text{годину}$, один з
яких знаходиться у резерві.

2.9. Відвальні роботи

Згідно з прийнятою системою розробки, розкривної породи передбачено
транспортувати автосамоскидами КрАЗ – 256 у зовнішні відвали, які
розміщені за контурами підрахунку запасів з Південно – Західної сторони
родовища. Спосіб відвалоутворення – бульдозерний.

Земельна ділянка, передбачена для розміщення відвалів розкривних

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

порід і зруйнованого граніту, вільна від будівель і непридатна для використання в сільському господарстві.

Гідрогеологічна характеристика ділянки відведеної для відвалоутворення сприятлива для їх розміщення.

Таблиця 2.2

Об'єм породи підлягаючий розміщенню у відвалах

Загальний об'єм тис.м ³	В тому числі тис.м ³	
	М'які	Скельні
209	184	25

Необхідна площа для розміщення порід :

$$S = (O \cdot K_p) : H, \text{ м}^2 \quad (2.45)$$

Де : S – площа під відвал, кв. м.

O – об'єм порід у розпушеному стані

K_p – коефіцієнт остаточного розпушення породи у відвалі $K_p = 1,1$

H – висота відвала, $H = 20$ м.

$$S = (276700 \cdot 1,1) / 20 = 15218 \text{ м}^2.$$

Тип відвалу односторонній з віялоподібним розвитком.

Кількість самоскидів розвантажаться за одну годину :

$$N = \frac{Q \cdot y \cdot K_n}{q} \quad (2.46)$$

де : Q – кількість породи, підлягаючої для розміщення у відвал за 1 годину.

$$Q = 102,4 \text{ м}^3.$$

y – об'ємна маса породи .

$$y = 1,4 \text{ т/м}^3.$$

K_n – коефіцієнт нерівномірності

$$K_n = 1,1$$

q – середня маса породи в кузові автосамоскида

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$q = 12 \text{ т.}$$

$$N = \frac{102,4 \cdot 1,4 \cdot 1,1}{12} = 13 \text{ автосамоскидів.}$$

На відвалі працює 3 бульдозери, з яких 2 для ведення відвалів, підчистки під'їздів у дві зміни, а 1 лише вдень для підчистки покриву корисної копалини та підчистки доріг.

Таблиця 2.3

Розкривні роботи та потрібна кількість обладнання

Назва величин	Одиниця Вимірюв	Розрахункові дані
1.Годовий об'єм розкриву м'якого :	тис.м ³	184
скельного :	тис.м ³	25
2.Кількість робочих змін на рік по м'якому розкриву:	змін	340
по скельному розкриву:	змін	516
3.Об'єм видобування за зміну по м'якому розкриву :	м ³	541
по скельному розкриву:	м ³	48,6
4.Продуктивність добувного обладнання		
по м'якому розкриву :	м ³	510
5.Потрібна кількість екскаваторів Є – 1252 :	шт.	1
6.Категорія порід :		П – ІУ
7.Коефіцієнт використання обладнання :		1,06
8.Кількість днів роботи за винятком ремонту :	днів	170
9.Потрібна кількість бульдозерів :	шт.	3

У відповідності із вибраною системою розробки – відвалоутворення зовнішнє.

Відвали знаходяться поблизу кар'єра. Відстань транспортування розкривних порід змінюється до 2 км.

Відсіпка відвалів проводиться у теплу пору року, що виключає складування порід разом із снігом .

Для заїзду автосамоскидів на поверхню відвалу влаштовується в'їзд шириною 15м з повздовжнім ухилом 0,08 %. Підшва з'їзду відсипається породами скельного розкриву і планується бульдозером.

Кути відкосу відвалу приймаються рівним куту природного відкосу порід і становить 39–40°.

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

З метою забезпечення безпечних умов праці на відвалах, розвантаження автосамоскидів проводиться за межами призми обрушення на відстані 3–5м від бровки відвалу.

При максимальній висоті відвалу до 20м розрахункова величина призми обрушення становить 3м. Подальше переміщення ґрунту на відкос проводить бульдозер.

Вздовж бровки відвалу передбачається залишення породного валу висотою 0,7м і шириною по низу не менше 1,5м .

При плануванні відвалу бульдозером під'їзд до відкосу здійснюється лемехом вперед. По всьому фронту робіт влаштовується берма шириною не менше 5м, яка має нахил у бік відвалу не менше 3°.

2.10. Рекультивація земель

Під час рекультивації земель, порушених гірничими роботами, при розробці Коростенського родовища необхідно виконати такі роботи:

- селективне виймання ґрунтово-рослинного шару по всій площі родовища. В період проведення геолого-розвідувальних робіт ґрунтово-агрохімічними дослідженнями встановлена непридатність ґрунтово - рослинного шару для землевання. Разом з тим, проектом передбачається використання ґрунтово - рослинного шару, як потенційного родючого для нанесення на виположення відкосів кар'єру. Розробка і складування в борти виконується бульдозером типу Т-100.

- завантаження і транспортування ґрунтово - рослинного шару з буртів у тимчасові відвали. Завантаження виконують екскаватором Е –2503, а транспортування – автосамоскидом КрАЗ 256Б.

- виположення відкосів уступів м'яких розкривних порід до кута 30° виконують бульдозером Т-100.

- нанесення ґрунтово - рослинного шару на рекультивовані площі. Завантаження ґрунтово - рослинного шару з тимчасових відвалів виконують

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

екскаватором Э –2503, а транспортування – автосамоскидами КрАЗ 256Б. Планування майданчиків – бульдозером Т-100.

- проходка вхідної та вихідної каналів – екскаватором Э –2503.

2.11. Удосконалення технології видобування щебеневої сировини в умовах АТ «Коростенський кар'єр»

Важливим питанням при підвищенні ефективності роботи гірничого підприємства є транспортування гірської маси. Це один з найбільш трудомістких процесів відкритих гірничих робіт, на частку якого припадає до 50% загальної собівартості видобутку 1 т.

На долю автотранспорту в загальному обсязі перевезень гірської маси припадає більше 70%. Зі збільшенням парку і вантажопідйомності самоскидів цей показник буде зростати. При цьому зростуть витрати на транспортування. Витрати палива залежать від сукупності таких чинників, як відносна висота підйому гірської маси, відстань транспортування, технічний стан автосамоскида, якість дорожнього покриття і т.п. Вартість палива в Україні постійно зростає. Враховуючи вище наведене, ми пропонуємо використовувати конвеєрний вид транспорту.

Енергетичні переваги конвеєрного транспорту очевидні, тому що коефіцієнт корисної дії складає 45%, у той час як для електровозного транспорту ККД – 18%, а для автомобільного – 14% [16]. Застосування конвеєрного транспорту дозволить зменшити викиди шкідливих речовин від спалювання дизельного палива, знизити запиленість робочої зони кар'єру та зменшить ризик виливання паливно-мастильних матеріалів.

Для проведення об'єктивного вибору типу конвеєра необхідно враховувати існуючі умови кар'єру, технічні та технологічні характеристики крутопохилих конвеєрів.

Крім того, ми пропонуємо ще один внутрішній перенавантажувач конвеєр, який буде пересувним і буде транспортувати гірничу масу до основного круто похилого конвеєру.

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Основними критеріями вибору конвеєра є продуктивність, кут підйому, висота підйому та насипна щільність вантажу. Що стосується АТ «Коростенський кар'єр», то його продуктивність становить 2000 т/год, кут відкосу – 37°, висота підйому – 108 м, насипна щільність – 1,57 т/м³.

Для даного кар'єру необхідний конвеєр для великих висот (більше 50 м) та з великим кутом нахилу (37°). Тобто, вибір зводиться до конвеєрів з перегородками, з притискною стрічкою та елеваторного типу.

Продуктивність та висота підйому конвеєрів з перегородками та елеваторного типу обмежені у зв'язку з конструктивними особливостями робочого органу: необхідно знижувати швидкість його руху для забезпечення максимального завантаження ковшів, а також у зв'язку з обмеженими допустимими напруженнями в стрічках шириною до 800 мм і обмеженою тяговою здатністю приводу. У місці завантаження конвеєра також потрібне допоміжне обладнання, призначене, в основному, для підбору просипу і для очищення ковшів. Ремонт, а також коригування параметрів конвеєра в процесі його роботи, особливо з новими стрічками, вкрай ускладнені і можуть вимагати відправку всього робочого органу назад на завод, що зупиняє весь технологічний процес. Необхідно відзначити, що конструкція робочого органу також накладає обмеження на область використання таких конвеєрів. Це головним чином пов'язано з очищенням ковшів від налиплої і намерзлої гірської маси, як і у конвеєрів з перегородками, що унеможлиблює їх використання на АТ «Коростенський кар'єр» [109].

Тому найбільш доцільними є конвеєри з притискною стрічкою. Їх використання дозволяє поліпшити екологічну ситуацію на підприємствах та значно скоротити втрати гірської маси при переміщенні, зберегти її якість і зменшити на неї вплив навколишнього середовища. Порівняння крутопохилих конвеєрів наведено у табл. 2.4. Враховуючи необхідні характеристики конвеєра, для умов кар'єру обрано конвеєр КНК-270.

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Порівняння крутопохилих конвеєрів

Параметр	Розмірність	КНК 30	КНК 270	Nordberg NC
Продуктивність	м3/год	2000	2000	2000
Швидкість транспортування	м/с	2,5	3,15	2,1
Насипна щільність	т/м3	1,75	1,75	---
Висота перенавантаження	м	30	270	100
Довжина конвеєра	м	85	за замовл.	41
Крупність породи	мм	300	300	300
Кут підняття	град	40	37	37
Ширина стрічки	мм	2000	2000	1400
Встановлена потужність приводів	кВт	160X4	5040	---
Підведена напруга	кВт	6	6	90

Перевагами крутопохилого конвеєра КНК-270 є:

1) конвеєр встановлюється практично без додаткових гірничо-підготовчих робіт на вузькій смузі ділянки борта, що не стримує розвиток гірничих робіт по всьому контуру кар'єра, не вимагає прокладки спеціальних траншей або проходки стовбурів (у порівнянні з традиційними слабопохилими конвеєрами крутопохилий конвеєр займає на 25-50% менше площі робочого простору);

2) спільна паралельна робота двох стрічок збільшує їх результуючу міцність і тягову здатність приводів, що підвищує висоту підйому гірської маси одним ставом конвеєра без перенавантаження;

3) можливість подальшого нарощування глибини занурення поточної частини циклічно-поточного транспорту за допомогою установки ще одного конвеєра;

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

4) знижуються витрати на паливо, обсяги викидів шкідливих речовин, поліпшується стан навколишнього середовища та умови роботи працівників в кар'єрі при збереженні гнучкості транспортної системи;

5) знижуються втрати вантажу завдяки скороченню видування і просипу вантажу, поліпшується екологічна ситуація гірничого підприємства;

6) поточний транспорт простіше і надійніше автоматизується.

Схема запропонованого конвеєра КНК-270 представлена на рис. 2.1. Конвеєр встановлюється на дні кар'єру, звідки подрібнена гірська маса підіймається на поверхню.

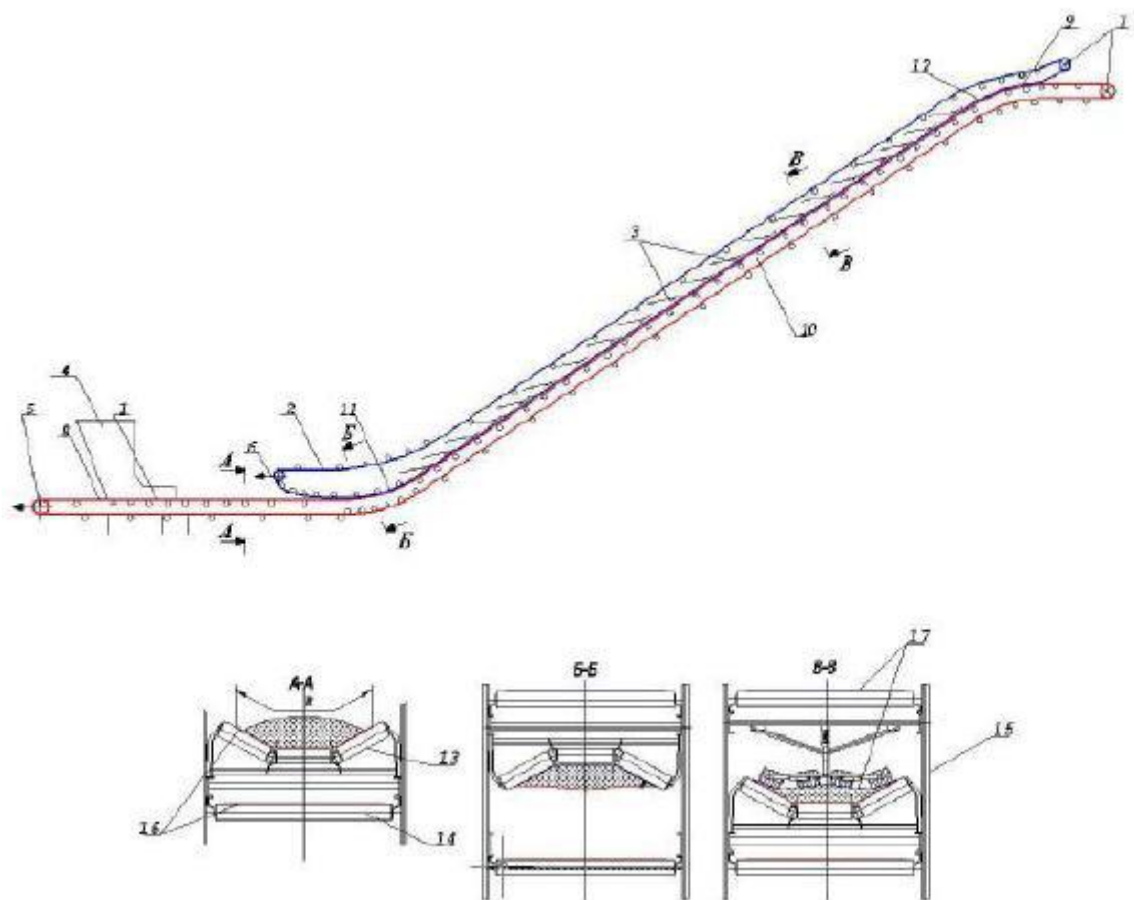


Рисунок 2.1. – Принципова схема КНК-270 з притискною стрічкою: 1 – контур вантажу; 2 – притискний контур; 3 – притискні модулі; 4 – завантажуючий пристрій; 5 – натяжний пристрій навантажувального контуру; 6 – натяжний пристрій притискного контуру; 7 – приводи для вантажного та притискного контурів; 8 – завантажувальна ділянка; 9 – перехід вантажу з крутопохилої частини на полого ділянку; 10 – нижні ролюкоопори вантажного контуру; 15 – металоконструкція конвеєра; 16 – верхня та нижня гілки вантажного контуру; 17 – верхня та нижня гілки притискного контуру

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Конвеєр КНК-270 має дві замкнуті стрічки: нижню вантажонесучу St 5400 і верхню притискну St 3500, робоча гілка якої притискає гірську масу, що транспортується, до робочої гілки вантажонесучої стрічки. Притискна стрічка на крутопохилій частині конвеєра розташовується над вантажонесучою стрічкою.

Здійснимо розрахунок еколого-економічної ефективності впровадження конвеєра КНК-270. Використано величину одноразових капіталовкладень, яка складає 110 000 000 грн.

Експлуатаційні витрати при цьому формуються за рахунок використання електроенергії крутопохилим конвеєром. Потужність конвеєра КНК-270 – 1200 кВт, конвеєр працює 16 годин на добу, 300 діб на рік.

Розрахунок конвеєра

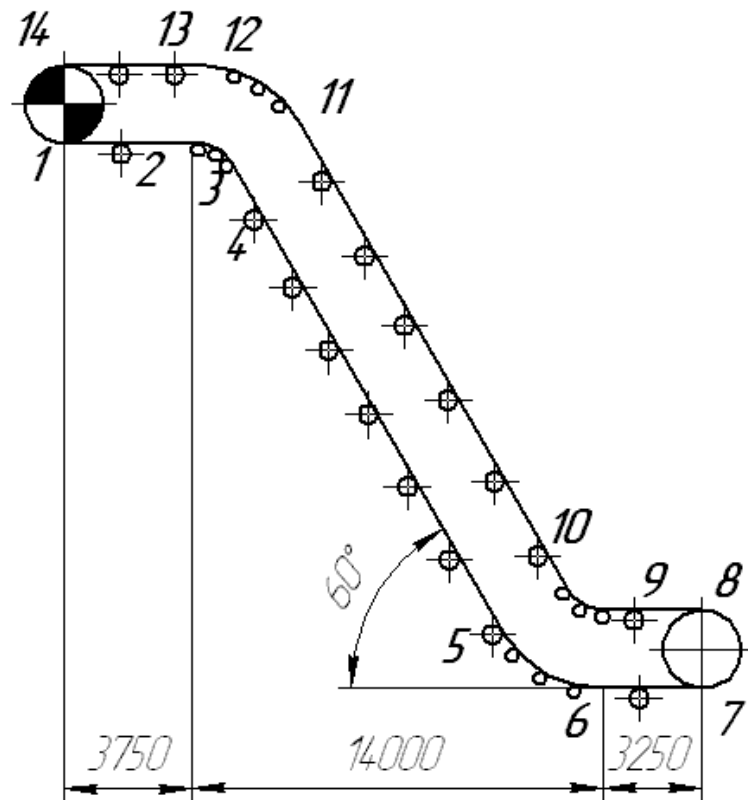


Рис. 2.2. Схема до розрахунку крутопохилого стрічкового конвеєра

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Вихідні данні

Продуктивність $Q = 200 \text{ м}^3/\text{год} = 520\text{т}/\text{год}$

Насипна вага матеріалу, який транспортують $\gamma = 2,6 \text{ т}/\text{м}^3$

Довжина конвеєра $L = 35 \text{ м}$

Швидкість руху стрічки $v = 2 \text{ м}/\text{с}$

Розмір шматків породи, що транспортують $\sigma_{\max} = 80 \text{ мм}$

Кут нахилу конвеєра $\delta = 60^\circ$

Визначення основних параметрів стрічкового конвеєра

Визначення ширини та вибір стрічки

Визначаємо розмір типового шматка трансформованого рядового

матеріалу: $Q' = 0,8 \cdot d_{\max} = 0,8 \cdot 80 = 64 \text{ мм}$

За класифікацією матеріал можна віднести до категорії середньошманкових насипних вантажів (гранітний щебінь).

Визначаємо ширину стрічки:

$$B = \sqrt{\frac{Q}{k \cdot v \cdot \gamma'}}$$

де Q – продуктивність, т / год;

k – коефіцієнт, що залежить від кута природного укосу вантажу;

v – швидкість руху стрічки, м/с;

γ – насипна вага матеріалу, т/м³;

$$B = \sqrt{\frac{520}{210 \cdot 2 \cdot 2,6}} = 0,69 \text{ м.}$$

У відповідності зі стандартним рядом приймаємо $B = 0,8 \text{ м} = 800 \text{ мм}$.

З урахуванням рекомендацій вибираємо спеціальну конвеєрну стрічку КЛ – 90 типу FLEXOwell з висотою поперечних перегородок 90 мм, з вісьмома прокладками з бельтинга Б - 820, з гумовою обкладкою на робочій стороні товщиною 3 мм і на неробочому боці – 1 мм.

Мінімальна ширина стрічки:

$$B_{\min} = 2 \cdot Q' + 200;$$

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$B_{min} = 2 \cdot 69 + 200 = 328 \text{ мм} < 800 \text{ мм}.$$

Розрахунок погонних навантажень

Погонне навантаження від маси стрічки:

$$q_{\pi} = 1,1 \cdot B \cdot \delta,$$

де $B = 0,8 \text{ м}$ – ширина стрічки;

$\delta = \delta_p + 2i \cdot \delta_{np} + \delta_n$ - товщина стрічки;

$\delta_{np} = 1,5 \text{ мм}$ – товщина прокладки;

$\delta_p = 3 \text{ мм}$ – товщина гумової обкладки робочої сторони стрічки;

$\delta_n = 1 \text{ мм}$ – товщина гумової обкладки неробочої сторони стрічки;

$i = 8$ – кількість прокладок;

$$\delta = 3 + 8 \cdot 1,5 + 1 = 16 \text{ мм};$$

$$q_{\pi} = 1,1 \cdot 0,8 \cdot 16 \cdot 10 = 141 \frac{\text{Н}}{\text{м}}.$$

Згідно з рекомендаціями приймаємо діаметр роликів роlikоопор рівним 159 мм. Приймаємо відстань між роlikоопорами холостий гілки $l_x = 2,5 \text{ м}$. Для опуклих ділянок траси відстань між роlikоопорами приймемо рівним половині відстані між роlikоопорами для прямолінійних ділянок траси, тобто 600 мм для вантаженої і 1250 мм для холостий гілки конвеєра.

Погонне навантаження від маси вантажу:

$$q = \frac{Q}{3,6 \cdot v};$$

$$q = \frac{520 \cdot 10}{3,6 \cdot 2} = 720 \frac{\text{Н}}{\text{м}}.$$

Погонна маса від маси обертових частин роликів:

на завантаженій гілці

$$q_p = \frac{G_p}{l_p}$$

де G_p – маса обертових частин роlikоопор;

$$q_p = \frac{22 \cdot 10}{1,2} = 183 \frac{\text{Н}}{\text{м}};$$

на холостій гілці

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$q_x = \frac{G_p}{l_x} = \frac{22 \cdot 10}{2,5} = 88 \frac{H}{м}.$$

Погонне навантаження від рухомих частин конвеєра:

$$q_k = 2q_{\Gamma} + q_p + q_x;$$

$$q_k = 2 \cdot 141 + 183 + 88 = 553 \frac{H}{м}.$$

Визначення розмірів барабанів

Для попереднього визначення тягової сили конвеєра знайдемо спочатку:

коефіцієнт опору $\omega = 0,04$;

довжина проекції конвеєра на горизонтальну площину $L_{\Gamma} = 23,8$ м;

коефіцієнт $m = m_1 \cdot m_2 \cdot m_3 \cdot m_4 \cdot m_5 = 1,1 \cdot 1,04 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 1,14$;

опір плужкового розвантажувача.

$$W_{n.p.} = (2,7 \div 3,6) \cdot q \cdot B = (2,7 \div 3,6) \cdot 720 \cdot 0,8 = 1555 \div 2074 \text{ Н.}$$

Приймаємо $W_{n.p.} = 1815$ Н.

Тягова сила конвеєра:

$$W_0 = [\omega \cdot L_{\Gamma} \cdot (q + q_k) + q \cdot H] \cdot m + W_{n.p.},$$

де H – висота підйому вантажу, м;

$$W_0 = [0,04 \cdot 23,8 \cdot (720 + 553) + 720 \cdot 28,7] \cdot 1,14 + 1815 = 26640 \text{ Н.}$$

Прийmemo коефіцієнт зчеплення між прогумованою стрічкою і сталевим барабаном для вологої атмосфери $\mu = 0,2$. Приймавши кут обхвату барабана стрічкою рівним 2000 знайдемо коефіцієнт $k_s = 1,73$.

Максимальна статичний натяг стрічки:

Рекомендований номінальний запас міцності конвеєрної стрічки $n_0 = 9$.

Межа міцності прокладок обраної стрічки $k_p = 550$ Н / м.

Перевіряємо необхідну кількість прокладок стрічки:

$$i = \frac{K_{max} \cdot n_0}{k_p \cdot B} = \frac{46090 \cdot 9}{550 \cdot 0,8} = 7,9 < 8,$$

що допустимо.

Визначаємо необхідний діаметр приводного барабана:

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$D_{н.б.} \geq Q \cdot i,$$

где $Q = 125$ – коефіцієнт;

i – кількість прокладок в стрічці.

$$D_{н.б.} \geq 125 \cdot 8 = 1000 \text{ мм.}$$

$D_{п.б.} = 1000$ мм відповідає номінальному ряду ГОСТ 10624-63.

Діаметр натяжного барабану приймаємо рівним:

$$0,8D_{н.б.} = 0,8 \cdot 1000 = 800 \text{ мм.}$$

Довжина приводного і натяжного барабанів, згідно з рекомендаціями приймається рівною:

$$L = B + 150 = 800 + 150 = 950 \text{ мм.}$$

Тяговий розрахунок конвеєра

Розіб'ємо конвеєр на окремі ділянки, пронумерувавши їх межі. Визначимо натяг стрічки в окремих точках конвеєра методом обходу по контуру. Обхід починаємо з т. 1, натяг в якій S_1 поки невідомий.

Опору на відхиляють барабанах $W_{нов.}$ визначимо при значенні коефіцієнта $k_n=1,03$, тобто в припущенні, що кут обхвату стрічкою відхиляючого барабана буде 90° .

$$W_{нов.} = S_{наб} \cdot (k_n - 1),$$

де $S_{наб}$ – натяг тягового органу в точці набігання на поворотний пункт;

k_n – коефіцієнт збільшення натягу тягового органу від опору на поворотному пункті.

Відповідно до формули натяг в точці 2:

$$S_2 = S_1 + W_{нов.} = S_1 + S_{наб} \cdot (k_n - 1) = S_1 + 0,03S_1 = 1,03S_1.$$

Опір на прямолінійній пустій ділянці 2-3:

$$W_{2-3} = W_n = q_n \cdot L_{2-3} \cdot \omega,$$

где $q_n = q_l + q_x = 229 \text{ Н}$ – погоне вагове навантаження від рухомих частин на пустій ділянці конвеєра;

L_{2-3} – довжина ділянки 2-3, м;

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

ω – коефіцієнт опору руху стрічки по роликоопорам;

$$W_{2-3} = 229 \cdot 1,875 \cdot 0,04 = 17 \text{ Н.}$$

Натяг в точці 3:

$$S_3 = S_2 + W_{2-3} = 1,03 \cdot S_1 + 17.$$

Прийmemo центральний кут криволінійного ділянки 3-4 $\alpha = 1,06$ рад.

Коефіцієнт збільшення натягу стрічки від опору батареї роликоопор:

$$k = e^{\omega \cdot \alpha}$$

де ω – коефіцієнт опору руху стрічки по роликоопорах;

α – центральний кут криволінійного ділянки в радіанах;

$$k = e^{0,04 \cdot 1,06} = 1,04.$$

Опір на криволінійній ділянці 3-4:

$$W_{кр} = S_{наб}(k - 1) = S_3(1,04 - 1) = 0,04 \cdot S_3.$$

Натяг в точці 4:

$$S_4 = S_3 + W_{кр} = S_3 + 0,04 \cdot S_3 = 1,04 \cdot (1,03 \cdot S_1 + 17) = 1,07 S_1 + 18.$$

Опір на ділянці 4-5:

$$W_{4-5} = q_k \cdot L_{4-5} \cdot \omega \cdot \cos \beta - q_k \cdot L_{4-5} \cdot \sin \beta = q_k \cdot L_{4-5} \cdot (\omega \cdot \cos \beta - \sin \beta) H$$

де β – кут нахилу конвеєра, град;

$q_k = 229 \text{ Н}$ – погонне вагове навантаження від рухомих частин на пустій ділянці конвеєра, Н;

L_{4-5} – довжина ділянки 4-5, м;

ω – коефіцієнт опору руху стрічки по роликоопорах;

$$W_{4-5} = 229 \cdot 32,6 \cdot (0,04 \cdot \cos 60^\circ - \sin 60^\circ) = -6316 \text{ Н.}$$

Натяг в точці 5:

$$S_5 = S_4 + W_{4-5} = 1,07 \cdot S_1 + 18 - 6316 = 1,07 \cdot S_1 - 6298.$$

Натяг в точці 6:

$$S_6 = S_5 + W_{кр} = 1,07 \cdot S_1 - 6298 + 0,045 \cdot S_3 = 1,11 \cdot S_1 - 6297.$$

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Натяг в точці 7:

$$S_7 = S_6 + W_{\text{нов}} = S_6 + S_6 \cdot (1,04 - 1) = 1,04 \cdot S_6 = 1,04 \cdot (1,11 \cdot S_1 - 6297) = 1,15S_1 - 6550.$$

Натяг в точці 8:

$$S_8 = S_7 + W_{\text{нов}} = S_7 + S_7 \cdot (1,04 - 1) = 1,04 \cdot S_7 = 1,2 \cdot S_1 - 6812.$$

Опір на вантажному пункті від надання вантажу швидкості тягового органу:

$$W_{\text{ногр}} = \frac{Q \cdot v}{36} = \frac{520 \cdot 2 \cdot 10}{36} = 290 \text{ Н.}$$

Опір від напрямних бортів завантажувального лотка:

$$W_{\text{л}} \approx 5 \cdot l,$$

де l – довжина завантажувального лотка, м;

$$W_{\text{л}} = 5 \cdot 2 \cdot 10 = 100 \text{ Н.}$$

Загальний опір при завантаженні:

$$W_{\text{загр}} = W_{\text{л}} + W_{\text{ногр}} = 290 + 100 = 390 \text{ Н.}$$

Натяг в точці 9:

$$S_9 = S_8 + W_{\text{загр}} = 1,2 \cdot S_1 - 6812 + 390 = 1,2 \cdot S_1 - 6422.$$

Натяг в точці 10:

$$S_{10} = S_9 + W_{\text{кр}} = S_9 + S_9 \cdot (1,04 - 1) = 1,04 \cdot S_9 = 1,2 \cdot S_1 - 6440.$$

Опір на ділянці 10-11:

$$W_{10-11} = (q + q_{\kappa}) \cdot (\omega \cdot L_{\varepsilon} + H) = (720 + 324) \cdot (0,04 \cdot 32,6 \cdot \cos 60^\circ + 32,6 \cdot \sin 60^\circ) = 30155 \text{ Н,}$$

де $q_{\kappa} = q_{\text{л}} + q_{\text{р}} = 141 + 183 = 324 \text{ Н}$ – погонне навантаження від рухомих частин конвеєра на завантаженій ділянці, Н.

Натяг в точці 11:

$$S_{11} = S_{10} + W_{10-11} = 1,2 \cdot S_1 - 6440 + 30155 = 1,2 \cdot S_1 + 23715.$$

Опір на криволінійній ділянці 11-12:

$$W_{11-12} = W_{\text{кр}} = S_{11} \cdot (1,04 - 1) = 0,04 \cdot S_{11}.$$

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Натяг в точці 12:

Опір на ділянці 12-13:

$$W_{12-13} = (q + q_k) \cdot \omega \cdot L_{12-13} = (720 + 324) \cdot 0,04 \cdot 1,875 = 78 \text{ Н.}$$

Натяг в точці 13:

$$S_{13} = S_{12} + W_{12-13} = 1,2 \cdot S_1 + 24660 + 78 = 1,2 \cdot S_1 + 24738.$$

Опір на ділянці 13-14:

$$W_{13-14} = W_{n.p.} = (2,7 \div 3,6) \cdot q \cdot B = 3,6 \cdot 720 \cdot 0,8 = 2070 \text{ Н.}$$

Натяг в точці 14:

$$S_{14} = S_{13} + W_{13-14} = 1,2 \cdot S_1 + 26804.$$

Використовуємо співвідношення Ейлера між набігаючою і що збігає гілками на приводному барабані:

$$S_{14} = S_1 \cdot e^{\mu\alpha},$$

де $\mu = 0,2$ – коефіцієнт зчеплення між прогумованою стрічкою і сталевим барабаном;

$\alpha = 200^\circ = 3,5$ рад – прийнятий кут обхвату барабану стрічкою;

$$S_{14} = S_1 \cdot e^{0,2 \cdot 3,5} = 2,4 \cdot S_1.$$

$$S_{14} = 1,2 \cdot S_1 + 26804, \text{ то } S_1 = 22340 \text{ Н.}$$

Визначити чисельне значення натягу стрічки в інших точках конвеєра:

$$S_1 = 22340 \text{ Н;}$$

$$S_2 = 1,03 \cdot S_1 = 23010 \text{ Н;}$$

$$S_3 = 1,03 \cdot S_1 + 17 = 23027 \text{ Н;}$$

$$S_4 = 1,07 \cdot S_1 + 18 = 23920 \text{ Н;}$$

$$S_5 = 1,07 \cdot S_1 - 6298 = 17610 \text{ Н;}$$

$$S_6 = 1,11 \cdot S_1 - 6297 = 18500 \text{ Н;}$$

$$S_7 = 1,15 \cdot S_1 - 6550 = 19140 \text{ Н;}$$

$$S_8 = 1,2 \cdot S_1 - 6812 = 20000 \text{ Н;}$$

$$S_9 = 1,2 \cdot S_1 - 6422 = 20390 \text{ Н;}$$

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$S_{10} = 1,2 \cdot S_1 - 6440 = 20370 \text{ Н};$$

$$S_{11} = 1,2 \cdot S_1 + 23715 = 50520 \text{ Н};$$

$$S_{12} = 1,2 \cdot S_1 + 24660 = 51470 \text{ Н};$$

$$S_{13} = 1,2 \cdot S_1 + 24738 = 51520 \text{ Н};$$

$$S_{14} = 1,2 \cdot S_1 + 26804 = 53610 \text{ Н}.$$

Будуємо діаграму натягу стрічки:

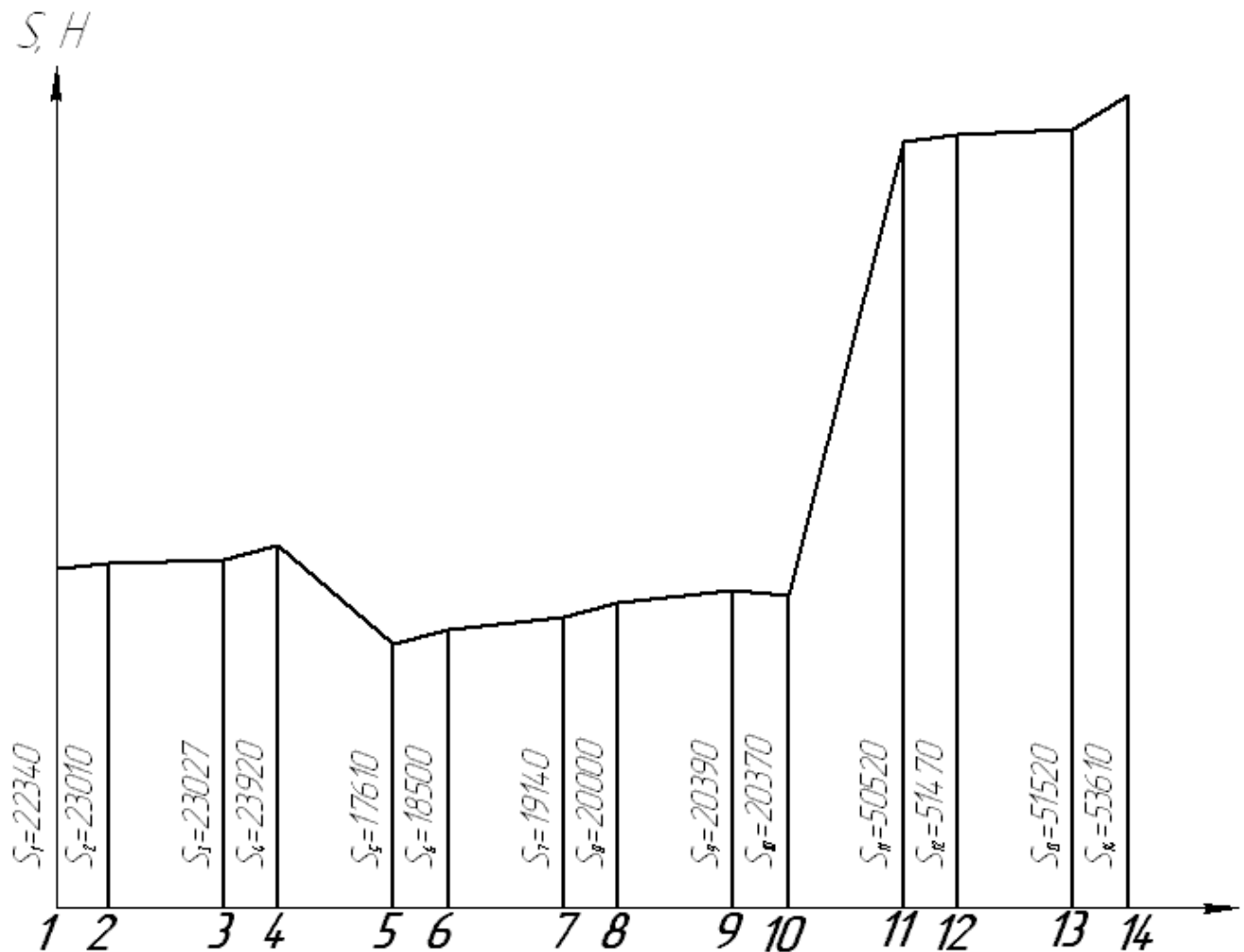


Рис. 2.2. Діаграма натягу стрічки

Розрахунок провисання стрічки

Для робочої гілки мінімальне натяг стрічки:

$$S_{min} = (5 \div 10) \cdot (q_{ep} + q_{л}) \cdot l_{ep} = (5 \div 10) \cdot (720 + 141) \cdot 1,2 = 9170 \div 18500 \text{ Н}.$$

Допустимий прогин стрічки на даній ділянці:

$$[f_{max}] = (0,0125 \div 0,025) \cdot l_p = 0,015 \div 0,03 \text{ м.}$$

Мінімальний прогин стрічки на даній ділянці:

$$f_{min} = \frac{(q_{zp} + q_l) \cdot l_{zp}^2}{8 \cdot S_{min}} = \frac{(720 + 141) \cdot 1,2^2}{8 \cdot 13840} = 0,011 \text{ м.}$$
$$f_{min} < [f_{max}].$$

Мінімальний натяг стрічки на похилій ділянці конвеєра $S_{4-5} = 23920 \text{ Н.}$

Допустимий прогин стрічки на даній ділянці $[f_{max}] = 0,015 \div 0,03 \text{ м.}$

Мінімальний прогин стрічки на похилій ділянці:

$$f_{min} = \frac{(720 + 141) \cdot 1,2^2}{8 \cdot 23920} = 0,006 \text{ м.}$$
$$f_{min} < [f_{max}],$$

що задовольняє розрахунки.

Натяг стрічки на горизонтальній ділянці завантаженої гілки $S = 20000 \text{ Н.}$

Допустимий прогин стрічки на даній ділянці:

$$[f_{max}] = (0,0125 \div 0,025) \cdot l_p = (0,0125 \div 0,025) \cdot 2,5 = 0,0312 \div 0,063 \text{ м.}$$

Мінімальний прогин стрічки:

$$f_{min} = \frac{(720 + 141) \cdot 2,5^2}{8 \cdot 20000} = 0,031 \text{ м.}$$
$$f_{min} < [f_{max}],$$

що задовольняє розрахунки.

Значення прогину стрічки на похилій і горизонтальній ділянках вийшли мінімальними, отже можна ще збільшити крок роlikоопор, так як крок роlikоопор зміниться, зміниться погонна маса рухомих частин конвеєра. Необхідно зробити точний тяговий розрахунок конвеєра, вже з урахуванням змінного кроку установки роликів. Застосуванням такої конструкції ми досягаємо зниження металоємності і собівартості конвеєра.

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Вибір електродвигуна і редуктора

За уточненим значенням $S_{max} = S_{14} = 53610 \text{ Н}$ перевіряємо міцність стрічки. Необхідну кількість прокладок:

$$i = \frac{S_{max} \cdot n_0}{k_p \cdot B}$$

де S_{max} – максимальний статичний натяг стрічки, Н;

n_0 – номінальний запас міцності;

k_p – межа міцності прокладок, Н / м;

B – ширина стрічки, м;

$$i = \frac{53610 \cdot 9}{550 \cdot 0,8 \cdot 10} = 5 < 8,$$

що задовольняє розрахунки.

Перевіряємо правильність вибору діаметра приводного барабана по тиску стрічки на барабан:

$$D_{пр.} \geq \frac{360 \cdot W_0}{B \cdot \rho_{ср} \cdot \pi \cdot \alpha \cdot \mu}$$

де $W_0 = S_{14} - S_1 = 31270 \text{ Н}$ – тягова сила;

$\rho_{ср} = 10^5 \text{ Н/м}^2$ – допустимий тиск стрічки на барабан;

$\alpha = 200^\circ$ – прийнятий кут обхвату барабана стрічкою;

$\mu = 0,25$ – прийнятий коефіцієнт зчеплення між стрічкою та барабаном;

$$D_{пр.} = \frac{360 \cdot 31270}{0,8 \cdot 10^5 \cdot 3,14 \cdot 200 \cdot 0,25} = 0,89 \text{ м} < 1 \text{ м},$$

що задовольняє розрахунки.

ККД приводного барабану:

$$\eta_{бар.} = \frac{1}{1 + \omega_8 \cdot (2k_s - 1)}$$

де $\omega_8 = 0,04$ – коефіцієнт опору барабана;

k_s – коефіцієнт:

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$k_s = \frac{e^{\mu \cdot \alpha}}{e^{\mu \cdot \alpha} - 1} = \frac{2,718^{0,25 \cdot 3,5}}{2,718^{0,25 \cdot 3,5} - 1} = 1,72;$$

$$\eta_{\delta ap} = \frac{1}{1 + 0,04 \cdot (2 \cdot 1,72 - 1)} = 0,91.$$

Потужність на приводному валу конвеєра:

$$N_0 = \frac{W_0 \cdot v}{102 \cdot \eta_{\delta ap}} = \frac{31270 \cdot 2}{102 \cdot 0,91} = 66 \text{ кВт}.$$

Потужність двигуна для приводу конвеєра:

$$N = \frac{R \cdot N_0}{\eta} = \frac{1,1 \cdot 66}{0,98} = 75 \text{ кВт}.$$

Тут $k = 1,1$ – коефіцієнт запасу;

$\eta = 0,98$ – ККД передачі від двигуна до приводного валу.

Обираю електродвигун типу А2-91-4 з номінальною потужністю $N = 75$ кВт при частоті обертання $n = 1470$ об / хв.

Частота обертання приводного барабана:

$$n_{н.б.} = \frac{60 \cdot v}{\pi \cdot D_{н.б.}} = \frac{60 \cdot 2}{3,14 \cdot 1} = 39 \frac{\text{об}}{\text{мин}}.$$

Необхідне передаточне число приводу:

$$i = \frac{n_{дв.}}{n_{н.б.}} = \frac{1470}{39} = 38.$$

Обираю редуктор типорозміру Ц2-500 з передавальним числом $i_p = 41,34$, розрахованого на потужність $N = 107$ кВт при частоті обертання $n = 1500$ об / хв на швидкохідному валу.

Уточнюємо швидкість стрічки:

$$U_{\phi} = \frac{\pi \cdot D_{н.б.} \cdot n_{дв.}}{60 \cdot i_p} = \frac{3,14 \cdot 1 \cdot 1470}{60 \cdot 41,34} = 1,9 \frac{\text{м}}{\text{с}},$$

що істотно не відрізняється від прийнятої.

Фактична продуктивність конвеєра:

$$Q = k \cdot k_{\beta} \cdot (0,9 \cdot B - 0,05)^2 \cdot v_{cp} \cdot \gamma,$$

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

де k – коефіцієнт;

k_{β} – коефіцієнт, що залежить від кута нахилу конвеєра;

B – ширина стрічки, м;

γ – насипна маса вантажу, т / м³;

$$Q = 550 \cdot 0,85 \cdot (0,9 \cdot 0,8 - 0,05)^2 \cdot 1,9 \cdot 2,6 = 780 \frac{m}{час}.$$

					РРКК.ДР20.20.02.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

3. ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ЕКОЛОГІЯ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

3.1. Аналіз умов праці

При розробці родовища основні технологічні операції є:

- бурові роботи;
- вибухові роботи;
- переміщення вантажів;
- навантажувальні роботи;
- допоміжні роботи.

Структура комплексної механізації – буровий верстат обертального буріння шарошечними долотами, екскаватор типу пряма мехлопата, автосамоскиди, бульдозер.

Розкривні роботи проводяться екскаватором типу ЭО-5126, місткістю ковша 1,25 м³ з оберненою лопатою. Максимальна глибина копання екскаватора складає - 6,5м, тому розкрив зніматиметься двома заходками.

Розкривні породи вивозяться автосамоскидами КрАЗ-256Б в зовнішній відвал, розташований в північно-східній частині родовища, за межами експлуатаційного контура.

Для буріння свердловин застосовується верстат 2-СБШ-200, а також за необхідності орендується буровий верстат "Atlas Copco". Розбурювання негабарита проводиться перфораторами ПР-20. Завантаження підірваної гірської маси здійснюється екскаваторами ЭКГ-5 в автосамоскиди БелАЗ-540, які вивозять її на дробильно-сортувальний завод для переробки у щебінь. Дробильно-сортувальне господарство представлене дробильно-сортувальною лінією САДЛІ-400.

Вихід негабаритів (крупніше 500 мм в ребрі найбільшого вимірювання) передбачається 5 %. Негабарит подрібнюється буровибуховим способом методом шпурових зарядів

					РРКК.ДР20.20.03.ПЗ					
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата						
Студент		Бондар В.В.			Розділ 3		Літ.	Арк.	Аркушів	
Керівник		Хоменчук О.В.					н		1	10
К. розділу		Хоменчук О.В.					Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. РР-45			
Н. контр.		Башинський С.І.								
Зав. каф.		Башинський С.І.								

Буріння шпурів виконується ручними перфораторами типу ПР-20Л, які є на виробництві.

Основними причинами травматизму при обслуговуванні екскаваторів є обвали вибоїв, знаходження людей в зоні дії екскаватора, падіння шматків породи зі стріли, кузова, ковша, підйом на екскаватор чи спуск з нього під час роботи тощо.

При видобуванні природного каменю найбільш широко застосовують такі допоміжні машини як бульдозери, підйомні крани, компресори тощо. Які також можуть бути джерелом травматизму.

Дробильно-сортувальне господарство, яке представлене дробильно-сортувальною лінією САДЛ-I-400, створює шум. Особливо інтенсивний шум виникає при роботі відбійних молотків і бурового станка 2СБШ-200 [8]. Всі дробильно-сортувальною лінії супроводжуються значним пилоутворенням. При цих процесах виділяється найбільш шкідливий для людини двоокис кремнію SiO_2 , що викликає таке захворювання, як силікоз [14].

Використання багатьох машин і механізмів супроводжується вібрацією. Як правило, шум є наслідком вібрації, і обидва фактора призводять до зниження продуктивності праці, віброхвороби, погіршенню самопочуття. З ручних віброуючих приладів можна привести в приклад відбійний молоток, дріль, брендспойт. Вони впливають на руки людини (локальний вплив) [31]. Хімічними факторами є: вплив від отруйних речовин у вихлопних газах під час роботи автотранспорту (табл. 3.1.)

Таблиця 3.1

Викиди від автомобілів

Автомобілі	Вуглецю оксид		Вуглеводні		Диоксид азоту	
	т/рік	г/с	т/рік	г/с	т/рік	г/с
КрАЗ-256Б	0,0137	0,113	0,0082	0,068	0,0031	0,0338
БелАЗ-540	0,020	0,167	0,0025	0,0209		
ГАЗ-53	0,0168	0,14	0,0021	0,0175		
Усього	0,0505	0,42	0,0128	0,1064	0,0031	0,0338

					<i>РРКК.ДР20.20.03.ПЗ</i>	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

- Категорія небезпеки з ураження електричним струмом на кар'єрі
 - особливо небезпечна, оскільки наявні одночасно дві ознаки :
- 1) відносна вологість повітря більше 75 %;
- 2) наявність основи, що проводить струм.

3.2 Заходи з охорони праці

Всі гірничі роботи в кар'єрі виконуються згідно Правил охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом, єдиних правил безпеки при вибухових роботах: Правила технічної експлуатації електроустановок споживачів та Правил техніки безпеки при експлуатації електроустановок споживачів.

Робітники та ІТП, які поступають на підприємство, проходять попередній медичний огляд. Один раз на рік проводиться періодичний медичний огляд.

Всі вперше прийняті на роботу проходять вступний інструктаж з охорони праці, потім на протязі 2 -15 змін навчання на робочому місці, після чого здають екзамени.

Повторний інструктаж проводиться поквартально з обов'язковою реєстрацією в журналі виробничого інструктажу.

Перевірку знань безпечних методів роботи проводиться один раз на рік.

До управління гірничими та іншими машинами допускаються робітники, які мають посвідчення на право управління даним механізмом, а робітники, які обслуговують електроустановки, мають відповідну групу допуску з електробезпеки.

Технічне керівництво гірничими роботами проводять працівники, які мають вищу та середню гірнотехнічну освіту.

В приміщеннях видачі нарядів вивішуються плакати з охорони праці на робочих місцях.

По периметру кар'єру відсипається бровка висотою 1м та виставляються таблички з надписом «Прохід заборонено».

					РРКК.ДР20.20.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Навантаження гірничої маси проводиться фронтальним навантажувачем САТ 988Н, електричними екскаваторами ЕКГ-№2 ЕКГ-№6. ЕКГ-№4 Всі екскаватори та навантажувачі замінюють навантаження згідно паспорту забою.

Сторонній транспорт навантажується після проведення інструктажу майстром з записом у журнал.

Рух автомобілів на дорогах кар'єру регулюється стандартними шляховими знаками та правилами дорожнього руху України. Швидкість руху в кар'єрі 15 км/год.. згідно правил дорожнього руху.

В зимовий період дороги очищаються від снігу та льоду, криволінійних ділянках та схилах посипаються піском та щебенем, в літній період поливаються водою.

Територія кар'єру, відвали розкривних порід, виробничі та інші споруди утримуються в належному стані згідно з проектами та діючими інструкціями.

Вивід людей та механізмів за межі небезпечної зони при виконанні вибухових робіт здійснюється підприємством узгоджено з керівником вибухових робіт.

На межі небезпечної зони і в пунктах підходу до неї доріг підприємством виставляються охоронні пости, які несуть повну відповідальність за безпеку при виконанні вибухових робіт.

Замір опору заземлюючої мережі проводиться після кожного переключення кабелів. Індивідуальні засоби захисту знаходяться у всіх електроустановках і перевіряються згідно ЕПБ.

В усіх цехах і дільницях, на екскаваторах і водовідливній установці є аптечки першої медичної допомоги.

Поповнення медикаментами проводиться кожного кварталу.

Коростенське (Стремигородське) родовище ріпаківіподібними, та печатоматоїдними гранітами Коростенського комплексу середнього протерозою, за рівнем природної радіоактивності порід, складністю

					РРКК.ДР20.20.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

геологічної будови та витриманістю якості корисної копалини відносяться до 1-ї групи родовищ.

Потужність експозиційної дози гамма – випромінювання корисної копалини родовища визначають шляхом вимірювання в 2 π – геометрії гамма – активності порід на місці їх природного залягання. Вимірювання проводиться за допомогою радіометру СРП – 88Н, що пройшов державну перевірку.

Один раз на рік вся продукція ПАТ «Коростенський кар'єр» перевіряється в ДП «Житомирстандартметрологія». За результатами перевірки видається паспорт. Згідно паспорту Коростенська РайСЕС видає сертифікат радіаційного контролю.

Контроль за дотриманням встановлених нормативів викидів забруднюючих речовин в атмосферу проводиться підприємством (виробничий контроль). Зовнішній контроль здійснюється відповідними державними контролюючими органами. Контроль викидів забруднюючих речовин в атмосферу передбачає:

- контроль обсягів викидів, у тому числі: отримання (масової концентрації) і кількості викидів (масової витрати) забруднюючих речовин;
- порівняння кількості викидів і вмісту забруднюючих речовин з нормативами гранично допустимих викидів і технологічними нормативами;

Заходи щодо контролю за викидами забруднюючих речовин в атмосферне повітря повинні забезпечити виконання вимог, передбачених Законом України "Про охорону атмосферного повітря", галузевими нормативними документами.

3.3. Охорона навколишнього середовища

Зменшення об'ємів викидів забруднюючих речовин в атмосферу досягається шляхом впровадження при розробці родовища ряду заходів:

- застосування бурових станків з засобами гідропилеподавлення;

					РРКК.ДР20.20.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

- при навантаженні гірничої маси, при її транспортуванні і при масових вибухах передбачається гідропилеподавлення;
- для зменшення площі пилення з відслоненої поверхні відвалів, передбачається посів багаторічних трав і їх заліснення;
- використання серійного технологічного обладнання з двигунами внутрішнього порання, що має відповідні сертифікати по умовах викидів шкідливих газів.

НМУ (несприятливі метеорологічні умови) для кар'єрів, які призводять до формування більшого рівня забруднення атмосфери, це - посилений вітер, буревій та ін., при яких виникає посилене пилення з поверхні кар'єру та в радіусі роботи гірничої техніки і автотранспорту (здування з поверхні території пилу ґрунтових порід) за рахунок більшої швидкості вітру.

Так як кар'єр являє собою глибоку виїмку на денній поверхні землі, в періоди НМУ при збільшених швидкостях вітру та виникненні посиленого пилення з поверхні кар'єру та в радіусі роботи гірничої техніки і автотранспорту, пилові хмари не будуть виноситись поза межі бортів кар'єру, створювати зони забруднення за межами санітарно-захисної зони. Кар'єрний персонал (водії екскаваторів, бульдозерів та ін.) працює в ізольованих кабінах з власним мікрокліматом та забезпечується засобами індивідуального захисту від пилу (респіратори) в разі потреби перебування ззовні.

Для запобігання збільшення викидів (посилене пилення з поверхні) пилу ґрунтових порід в періоди НМУ (при збільшенні швидкості вітру) передбачений додатковий полив водою кар'єрних доріг, майданчиків екскаваторів та ін.

В періоди випадання атмосферних опадів (дощ, гроза, сніг) чи збільшеної вологості атмосферного повітря (туман), навіть при великих швидкостях вітру, пилення з поверхні кар'єру та в радіусі роботи гірничої техніки та автотранспорту зводиться до мінімуму чи буде відсутнє.

					РРКК.ДР20.20.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Вплив НМУ на величини викидів вихлопних газів від роботи двигунів внутрішнього згорання кар'єрної спецтехніки та автосамоскидів, ремонтних роботах, заправці кар'єрної спецтехніки буде відсутній.

Досягнення нормативних рівнів звукового тиску на промисловій території здійснюється за рахунок:

- використання серійного обладнання, шумові характеристики якого відповідають технологічним нормативам;
- встановлення мінімально можливої висоти падіння матеріалу в місцях перевантажування;
- при виконанні вибухових робіт обмежене використання вибухових засобів;
- регулярний нагляд за діючим обладнанням з метою своєчасного усунення всіх дефектів які викликають збільшення шумового ефекту, таких як зношення деталей, недостатнє або несвоєчасне змащування;
- озеленення території та підтримання зелених насаджень в належному стані, для використання їх як звукопоглинаючого природного елементу.

В процесі здійснення пусконаладжувальних робіт і при експлуатації виробничого обладнання необхідно періодично контролювати рівні шуму на постійних робочих місцях у відповідності з ДСН 3.3.6.037-99 «Санітарні норми виробничого шуму, ультразвуку та інфразвуку» і, при необхідності, розробляти відповідні заходи (заміну зношених вузлів обладнання, відновлення шумозахисних покриттів і т. ін.).

При виконанні сукупності об'ємно-планувальних, технологічних і конструкторських рішень, передбачених проектом, нормативних вимог при монтажі і експлуатації обладнання, рівень звукового тиску в відповідності з вимогами СНІП II- 12-77 «Захист від шуму» і ГОСТ 12.01.003-83 «Шум. Загальні вимоги безпеки» не перевищить допустимих норм.

Гідрогеологічні умови родовища сприятливі для його розробки відкритим способом. Суттєвий вплив на підземні води від експлуатації гірничого

					РРКК.ДР20.20.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

обладнання не передбачається. Геоморфологічні особливості родовища дозволяють відводити атмосферні опади. Для перехвату атмосферних і талих поверхневих вод із за меж кар'єру передбачено систему нагірних каналів.

Таким чином сприятливі гідрогеологічні умови родовища та застосування примусового водовідливу дають можливість відробки родовища без обводнення запасів.

Прийнята схема використання води дозволяє досягти прийнятних залишкових концентрацій забруднення в скинутих водах.

З метою уникнення забруднення ґрунтових вод стічними водами з побутового відділення, стічні води потраплятимуть у вигрібну яму, які в подальшому будуть вивозитися асенізаційною машиною на очисні споруди.

Здійснення спеціального водокористування передбачено в межах лімітів встановлених діючим дозволом на спеціальне водокористування, а якість стічних вод що відводитиметься з кар'єру та скидатиметься у річку встановленим ГДС.

З метою раціонального водокористування буде вестися облік кількості забраної та використаної води за допомогою лічильників. На підставі даних обліку водокористування подаватиметься статистична звітність про водокористування.

Для недопущення забруднення підземних вод водозабору господарсько-побутового водопостачання (колодязя) облаштовано зону санітарної охорони з обмеженим доступом, наявна огорожа. В межах зони не здійснюватимуться будівельні роботи, вживатимуться заходи щодо недопущення засмічення, підтоплення водою, що відводиться з кар'єру.

З метою недопущення перевищення встановлених нормативів ГДС у водах що скидаються у річку, передбачено здійснення інструментально-лабораторного контролю якості стічних вод.

					РРКК.ДР20.20.03.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

4. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

4.1 Чисельність працівників і фонд заробітної плати

Річна продуктивність кар'єру становить:

- по корисній копалині – 35000 м³/рік;
- по щебеню – 49000 м³/рік.

Режим роботи кар'єру : в три зміни тривалістю 7 годин – 258 днів на рік.

На підприємстві працює 223 робітники разом з ІТП та службовцями.

Сума заробітної платні за рік становить 852420,36 грн. , в т.ч. передбачено преміальні в сумі 100000 грн.

Також робітникам видається спецодяг і молоко за шкідливі умови праці.

На підприємстві працює їдальня, обіди в якій відпускаються за рахунок заробітної плати робітника.

Доставка робітників проживаючих за межами населеного пункту виконується за рахунок підприємства автобусом підприємства.

Штатний розклад ІТП та службовців приведено в таблиці 4.1, штатний розклад по цехах підприємства представлено в таблицях 4.2 – 4.8

					РРКК.ДР20.20.04.ПЗ		
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	Розділ 4		
Студент		Бондар В.В.					
Керівник		Хоменчук О.В.					
К. розділу		Хоменчук О.В.					
Н. контр.		Башинський С.І.					
Зав. каф.		Башинський С.І.					
					Літ.	Арк.	Аркушів
					н	1	11
					Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. РР-45		

Таблиця 4.1

Штатний розклад ІТП і службовців

№	Посада	кількість	оклад
1.	Голова правління	1	800
2.	Гл. інженер	1	700
3.	Інспектор по кадрах	1	315
4.	Секретар	1	263
5.	Інженер по ОП і ТБ	1	315
6.	Юрист	1	315
7.	Зам. Г.п. по загальних питаннях	1	700
8.	Гл.механик	1	400
9.	Гл.енергетик	1	400
10.	Маркшейдер	1	315
11.	Інж. по експл.обладнання	1	336
12.	Інж. по метр. та якості	1	263
13.	Інж.ОГМ и энегрет.	1	315
14.	Економіст	1	336
15.	Економіст по праву	1	336
16.	Економіст по бюджету	1	336
17.	Зам.г.п.по екон., гл.бух.	1	700
18.	Зам гл.бухгалтера	1	385
19.	Бухгалтер розрахункового столу	1	336
20.	Бухгалтер по матеріалах	1	336
21.	Бухгалтер по збуту	1	336
22.	Касир	1	336
23.	Программист	1	370
24.	Нач. постачання	1	364
25.	Завідуюча МТС	1	157
26.	Завідуюча ВВ	1	157
27.	Кладовщик ГСМ	1	157
28.	Експедитор	1	157
29.	Начальник гірничого цеху	1	555
30.	Майстер БІР	1	462
31.	Механік гірничого цеху	1	439
32.	Майстер зміни гірничого цеху	1	416
33.	Майстер зміни гірничого цеху	1	416
34.	Начальник дробарного цеху	1	555
35.	Механік дробарного цеху	1	485
36.	Майстер зміни дробарного цеху	1	439
37.	Майстер зміни дробарного цеху	1	439
38.	Механік зміни дробарного цеху	1	439
39.	Начальник автотранспортного цеху	1	555
40.	Механік автотранспортного цеху	1	462
41.	Диспетчер	1	323
42.	Начальник вантажного цеху	1	555
43.	Механік вантажного цеху	1	416
44.	Майстер вантажного цеху	1	347
45.	Майстер вантажного цеху	1	347

					РРКК.ДР20.20.04.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

46.	Майстер вантажного цеху	1	347
47.	Майстер вантажного цеху	1	347
48.	Ст.мастер мех.участку	1	335
49.	Мл.спец.електриків	1	439
50.	Енергетик гірничого цеху	1	439
51.	Нач.хоз.уч.	1	347
52.	Зав. їдальні	1	347
УСЬОГО:		52	20487

Таблиця 4.2

Штатний розклад працівників по гірничому цеху

№	спеціальність	кількість	розряд	сума
1.	Машиніст екскаватора	6	6	437,02
2.	Помічник машиніста екскаватора	6	4	325,26
3.	Машиніст бульдозера	3	6	437,02
4.	Машиніст бурового станка	2	6	437,02
5.	Помічник машиніста бурового станка	2	4	325,26
6.	Підрильник	1	6	437,02
7.	Підрильник	2	4	325,26
8.	Гірничоробочий	4	1	183,48
9.	Машиніст насосної установки	4	2	196,82
10.	Машиніст компресора	1	3	291,90
11.	Тракторист	2	4	325,26
12.	Бурильщик шпурів	3	4	325,26
УСЬОГО :		36		11936,24

Таблиця 4. 3

Штатний розклад працівників по автотранспортному цеху

№	спеціальність	кількість	розряд	сума
1.	Водій БелАЗ – 540	10		338,60
2.	Водій КрАЗ – 256Б	6		338,60
3.	Водій автобуса	2		238,52
4.	Водій а/м “Волга”	1		233,52
5.	Водій а/м “Жигулі”	1		233,52
6.	Водій а/м “ГАЗель”	1		245,20
7.	Водій ЗиЛ - 130	2		270,22
8.	Водій автокрана та телевишки	1		306,91
9.	Водій КамАЗ	1		283,56
10.	Машиніст автогрейдера	1		313,58
11.	Токар	1	5	276,90
12.	Ел. газозварювальник	1	5	276,90

					РРКК.ДР20.20.04.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

13.	Вулканізаторщик	1	5	276,90
14.	Слюсар	2	4	241,86
15.	Прибиральниця	1		193,48
УСЬОГО :		32		9559,27

Таблиця 4.4

Штатний розклад працівників по дробарному цеху

№	спеціальність	кількість	розряд	сума
1.	Машиніст дробарки	6	4	325,26
2.	Машиніст грохотів	10	3	291,90
3.	Оператор ПУ	2	3	291,90
4.	Машиніст конвеєра	2	3	291,90
5.	Машиніст живильника	2	3	291,90
УСЬОГО :		22		6621,96

Таблиця 4.5

Штатний розклад працівників по електроцеху

№	спеціальність	кількість	розряд	сума
1.	Електрослюсар	4	5	280,22
2.	Електрослюсар	3	4	241,86
3.	Акумуляторщик	1	5	280,22
УСЬОГО :		8		2126,68

Таблиця 4.6

Штатний розклад працівників по матеріально - технічному цеху

№	спеціальність	кількість	розряд	сума
1.	Станочник широкого профілю	2	6	365,30
2.	Коваль	1	4	325,26
3.	Слюсар	3	5	375,30
4.	Слюсар	4	4	325,26
5.	Слюсар	8	3	291,90
6.	Зварювальник	1	3	291,90
7.	Зварювальник	1	4	325,26
8.	Електро-газозварювальник	2	5	375,30
9.	Електро-газозварювальник	4	4	325,26
10.	Крановщик	1	4	325,26
11.	Прибиральник РМЦ	1	2	223,51
УСЬОГО :		28		8835,57

					РРКК.ДР20.20.04.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Таблиця 4.7

**Штатний розклад працівників по завантажувально –
розвантажувальному цеху**

№	спеціальність	кількість	розряд	сума
1.	Машиніст конвеєра	6	3	218,51
2.	Машиніст ЕКГ – 4,6	2	6	437,02
3.	Помічник машиніста ЕКГ – 4,6	2	4	376,97
4.	Машиніст бульдозера	4	5	376,97
5.	Машиніст тепловозу	4		368,63
6.	Машиніст погрузчика	1	5	376,97
7.	Весовщик	2	2	196,82
8.	Складач поїздів	3	4	241,86
УСЬОГО :		25		7417,63

Таблиця 4.8

Штатний розклад працівників по господарському участку

№	спеціальність	кількість	розряд	Сума
1.	Плотник	1	5	303
2.	Маляр – штукатур	2	3	203
3.	Будівельник	1	3	203
4.	Кур'єр – прибиральник	1		183,48
5.	Робітник побутового корпусу	3		183,48
6.	Кухар	1		183,48
7.	Буфетчик – касир	1		183,48
8.	Кухонний робітник	1		183,48
9.	Розливщик молока	1		183,48
10.	Сторож	8		183,48
УСЬОГО :		20		4050,68

Таблиця 4.9

Обов'язкові платежі підприємства

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

					РРКК.ДР20.20.04.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

4.2 Витрати підприємства

Таблиця 4.10

Амортизаційні нарахування

Назва об'єкту	Група	Балансова вартість на 01.01.11, грн.	Сума амортизації, грн.
Будівлі			
Котельня	I	41,0	0,52
Туалет	I	15,44	0,19
Зварювально-токарна будівля	I	123,57	1,58
Склад ПММ	I	38,25	0,48
Адміністративна будівля	I	18170,78	230,0
Всього:		18389,04	232,77
Транспортні засоби			
Автомобіль КраЗ 256Б	II	28191,52	1879,43
Автомобус ПаЗ-32-05	II	19453,85	1296,92
Автомобіль БелАЗ – 540	II	45838,64	2291,93
Мікроавтобус "ГАЗель"	II	11917,65	794,51
Інші	II	91316,55	6087,77
Всього:		196718,21	12350,57
Машини і обладнання			
Бурові установки	III	98151,57	4907,58
Експаватори ЕКГ – 4,6	III	197645,77	9882,30
Експаватор Е-1252	III	33671,63	1311,88
Інші	III	558795,05	27939,75
Всього:		888264,02	44041,51

Загальна сума амортизації визначається за формулою:

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

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

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

Таблиця 4.11

Витрати пального

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

Транспортно-заготівельні витрати на матеріали – 880500грн.

Витрати на запасні частини – 264000 грн.

					РРКК.ДР20.20.04.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Сумарні матеріальні витрати $\Sigma = 1144500$ грн.

4.3 Інші витрати

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

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

Витрати на проведення вибухових робіт становлять 702000 грн.

4.4 Собівартість продукції

Таблиця 4.12

Загальні витрати по підприємству

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

Собівартість 1 м³ щебеню визначається за формулою:

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

(7.2)

де: Φ_0 – загальні витрати на кар'єрі;

V_6 – річна продуктивність кар'єру по щебеню.

					РРКК.ДР20.20.04.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

4.5 Цінові показники підприємства

Таблиця 4.13

Ціни за якими реалізується щебінь

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

Таблиця 4.14

Вихід блоків кожної групи

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

Виручка від реалізації продукції визначається за формулою:

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

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

$C_{\text{щ}}$ – ціна 1м³ щебеню відповідної фракції, грн.

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

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

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

Загальна виручка від реалізації щебню :

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

Загальна виручка від реалізації щебню без ПДВ:

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

Загальний прибуток від реалізації щебеню визначається за формулою:

$$P = B_{\text{заг}} - \Phi_0 \quad (7.4)$$

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

Загальна рентабельність підприємства визначається за формулою:

					РРКК.ДР20.20.04.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

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

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

Таблиця 4.15

Техніко - економічні показники

Найменування показників	Од. вим.	Величина
Корисна копалина		Граніт
Розміри кар'єрного поля:		
- довжина	м	750
- ширина	м	590
Річна продуктивність кар'єру:		
- по корисній копалині	м ³	350000
- по щебеню		490000
Режим роботи кар'єру:		
- робочих днів на рік		258
- робочих змін на добу		3
- тривалість зміни		7
Спискова чисельність працюючих, В т.ч. робітників	чол.	223
Загальний річний фонд заробітної платні	грн.	852420,36
Балансова вартість обладнання	грн.	1103371,27
Собівартість 1 м ³ щебеню	грн.	6,82
Прибуток	грн.	614635,68
Загальний рівень рентабельності	%	18

Таблиця 4.16

Загальні витрати по підприємству

Показники	Значення, грн..
Фонд заробітної плати	852420,36
Амортизація	56624,85
Матеріальні витрати	1144500
Електроенергія	744796,44
Вибухові роботи	104000
Загальнозаводські витрати	46056
Послуги сторонніх організацій	199800
Всього:	3148197,65

					РРКК.ДР20.20.04.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Собівартість 1 м³ щебеню визначається за формулою:

$$\Phi_2 = \Phi_0 / V_6 = 3148197,65 / 490000 = 6,42 \text{ грн.},$$

де: Φ_0 – загальні витрати на кар'єрі після удосконалення;

V_6 – річна продуктивність кар'єру по щебеню.

Загальний прибуток від реалізації щебню визначається за формулою:

$$\Pi = B_{\text{заг}} - \Phi_0 \quad (4.6)$$

$$\Pi = 3960833,33 - 3148197,65 = 812635,68 \text{ грн.}$$

Загальна рентабельність підприємства визначається за формулою:

$$P = \frac{\Pi}{\Phi_0} \cdot 100\% \quad (4.7)$$

$$P = \frac{812635,68}{3346197,65} \cdot 100\% = 24,3\%$$

Таблиця 4.17

Техніко - економічні показники

Найменування показників	Од. вим.	Величина
Корисна копалина		Граніт
Розміри кар'єрного поля:		
- довжина	м	750
- ширина	м	590
Річна продуктивність кар'єру:		
- по корисній копалині	м ³	350000
- по щебеню		490000
Режим роботи кар'єру:		
- робочих днів на рік		258
- робочих змін на добу		3
- тривалість зміни		7
Спискова чисельність працюючих, В т.ч. робітників	чол.	223
Загальний річний фонд заробітної платні	грн.	852420,36
Балансова вартість обладнання	грн.	1103371,27
Собівартість 1 м ³ щебню	грн.	36,42
Прибуток	грн.	812635,68
Загальний рівень рентабельності	%	24,3

					РРКК.ДР20.20.04.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

ВИСНОВКИ

Дипломна робота є завершеною практичною роботою, в якій, на основі документації підприємства та визначених техніко-економічних показників, вирішено актуальну прикладну задачу удосконалення технології видобування щебеневої сировини в умовах АТ «Коростенський кар'єр».

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

Сучасний етап розвитку відкритого способу розробки родовищ корисних копалин характеризується веденням гірничих робіт на великих глибинах. Збільшення глибини кар'єрів призводить до зростання обсягів і дальності транспортування гірської маси. При цьому різко загострюються економічні проблеми розробки родовищ, які на сучасному етапі розвитку набувають особливого значення.

З іншого боку істотним резервом підвищення ефективності діяльності гірничодобувних підприємств, у тому числі їх фінансових показників, є економія матеріальних витрат окремих технологічних процесів. Таку економію можливо отримати за рахунок забезпечення подальшого розвитку ресурсозберігаючої циклічно-поточної технології виробництва щебеню, що особливо актуально для кар'єрів високої продуктивності.

					РРКК.ДР20.20.ВС.ПЗ			
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	Висновки			
Студент		Бондар В.В.						
Керівник		Хоменчук О.В.						
К. розділу		Хоменчук О.В.						
Н. контр.		Башиньський С.І.						
Зав. каф.		Башиньський С.І.						
						Літ.	Арк.	Аркушів
						Н	1	1
						Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. РР-45		

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Акименко Н. М. Геологическое строение и железные руды Криворожского бассейна / Н. М. Акименко, Я. Н. Белевцев, Б. И. Горошников — М. : Госгеолтехиздат, 1957. — 280 с.
2. Барсуков М. И. Охрана земель при открытой разработки месторождения — К. Техника — 1987 — 150с.
3. Белевцев Я. Н. Геологическое строение и железные руды Криворожского бассейна / Я. Н. Белевцев, Р. Я. Белевцев. — К. : Наук. думка, 1981. — 48 с.
4. Белевцев Р. Е. Минералогия Криворожского бассейна / Р. Е. Белевцев, Н. И. Бучинская, Д. К. Возняк — К. : Наук. думка, 1977. — 542 с.
5. Березовский А. А. Местная стратиграфическая схема палеогена Криворожского бассейна / А.А. Березовский // Біостратиграфічні та палеоекологічні аспекти подійної стратиграфії. — К. : ІГН НАН України, 2000.— С. 43-45.
6. Березовский А. А. О местной стратиграфической схеме палеогеновых отложений Кривбасса. / А. А. Березовский // Сборник научных трудов Национальной горной академии Украины. — 1998. — Т. 2, № 3. — С. 93-95.
7. Березовский А. А. Состав и строение кайнозойской толщи Глееватского месторождения Криворожского бассейна / А. А. Березовский, Ю. М. Бублик // Геолого-мінералогічний вісник. — Кривий Ріг, 2001.— №1. — С. 66-77.
8. Відходи України [Електронний ресурс] // <http://www.newreferat.com/ref-4709-14.html>

					<i>РРКК.ДР20.20.ВС.ПЗ</i>					
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>						
<i>Студент</i>		<i>Бондар В.В.</i>			<i>Висновки</i>			<i>Літ.</i>	<i>Арк.</i>	<i>Аркушів</i>
<i>Керівник</i>		<i>Хоменчук О.В.</i>						<i>Н</i>	<i>1</i>	<i>1</i>
<i>К. розділу</i>		<i>Хоменчук О.В.</i>						<i>Житомирська політехніка 184 «Гірництво», гр. РР-45</i>		
<i>Н. контр.</i>		<i>Башиньський С.І.</i>								
<i>Зав. каф.</i>		<i>Башиньський С.І.</i>								

9. Виноградов А. П. Закономерности распределения химических элементов в земной коре: Геохимия. / А. П. Виноградов. — М., 1956. — № 1. — С. 6-52.
10. Геология криворожских железорудных месторождений / Я. Н. Белевцев, Г. В. Тохтуев, А. И. Стрыгин и др. — К. : АН УССР, 1962.— Т. 1 — 484 с.
11. Гольдшмидт В. М. Сборник статей по геохимии редких элементов / В. М. Гольдшмидт. — М., 1938.
12. Завсегдашний В. А. К вопросу обоснования возможности размещения твердых битовых отходов на внутрикарьерного полигона [Текст] В. А. Завсегдашний, І. Е. Григорьев, Д. В. Коленкин // Розробка рудних месторождений. — 2004. - №85. — С.131-134.
13. Казаков В. Л. Природнича географія Кривбасу / В. Л. Казаков, І. С. Паранько, Н. Г. Сметана – Кривий Ріг : видавництво КДПУ, 2005. — 156 с.
14. Коржнев М. Н. Ресурсні та екологічні критерії визначення асиміляційного потенціалу геологічного середовища на прикладі гірничих районів України / М.Н. Коржнев, М.М. Курило, Н.В. Захарій // Вісник Томського державного університету. — 2014. — №3 (87). — С. 243-252.
15. Кузнецов В. Г. Литология. Осадочные горные породы и их изучение / В. Г. Кузнецов. — М.: ООО «Недра-Бизнесцентр», 2007. — 511с.
16. Ложников О. В. Обоснование и разработка технологии формирования отвалов при горизонтальных месторождениях [Текст]: дис.,к.т.н. — Д,2012. — 165с.
17. Макаренко Д. Е. Палеогенові відклади північно-західної частини Українського кристалічного щита / Д.Е. Макаренко // Геологічний журнал. — 1959. — №1. — С. 47-56.
18. Добыча и обработка природного камня: Справочник / Д 57 Под общ. ред. А. Г.Смирнова. – М.: Недра, 1990. – 445 с.

					РРКК.ДР20.36.ВС.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

19. Смирнов А.Г., Воробьев В.Д., Громов В.А. Добыча и переработка нерудны
Коробійчук В.В., Соболевський Р.В., Зубченко О.А. Дослідження шляхів
мінімізації витрат при буровибуховому способі видобування блоків
декоративного каменя// Вісник ЖДТУ. Технічні науки. (IV) 39. Житомир. 2006 –
С. 301–308.

20. Чирков А.С. Добыча и переработка строительных горных пород: учебник для
вузов. – М.: издательство МГГУ, 2001. –623 с.

21. Орлов А.М. Добыча и обработка природного камня. – М.: Стойиздат, 1977. –
350 с.

22. Амбарцумян Н.В. Строительные горные породы для производства стеновых и
облицовочных материалов. М., МГИ, 1982. – 240 с.

					РРКК.ДР20.36.ВС.ПЗ	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		