

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»

Кафедра гірничої справи

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

до міждисциплінарного курсового проекту
за освітньою програмою
«Відкрита розробка родовищ корисних копалин»
на тему « Розробка родовищ корисних копалин »

Здобувача освіти групи 184В-22-1п

Червятюк (Висоцька) С.В.

Керівник:

К.т.н., доц. доц. каф.

гірничої справи Сахно С.В.

(наук. ступ., посада, прізвище та ініціали)

Кількість балів _____

Оцінка _____

Запоріжжя 2024р



ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»

Кафедра гірничої справи

ЗАВДАННЯ
НА МІЖДИСЦИПЛІНАРНИЙ КУРСОВИЙ ПРОЄКТ
ЗДОБУВАЧА БАКАЛАВРСЬКОГО РІВНЯ ВИЩОЇ ОСВІТИ
за освітньою програмою
«Відкрита розробка родовищ корисних копалин»

(Черв'ятюк Світлани Вікторівни)

1. Тема проекту: Розробка родовищ корисних копалин
2. Строк здачі завершеного проекту: січень 2025р
3. Вихідні дані курсового проекту: Гліюватський кар'єр
4. Зміст пояснювальної записки:
 - 4.1. Провести аналіз гірничо-геологічних умов підприємства
 - 4.2. Провести аналіз гірничо-технологічної інформації що до підготовки гірських порід до виймання, вибір бурового обладнання та вибухової речовини

4.3. Обрати та порівняти тип та модель гірничого обладнання для виконання виробничого процесу відкритої розробки Гліюватського родовища.

4.2. Розрахувати продуктивність обраного обладнання, визначити та порівняти його необхідну кількість для забезпечення заданої виробничої потужності .

4.3. Розрахувати підготовку гірських порід до виймання для моделі екскаватору ЕКГ – 10 та ЕКГ – 20.

4.4. Розрахувати виймально – навантажувальні роботи для моделі екскаватору ЕКГ -10 та ЕКГ – 20.

4.5. Виконати порівняльний технічно - економічний аналіз параметрів обраних моделей техніки.

4.6. Виконати графічні креслення виробничих процесів згідно отриманих результатів.

5. Перелік графічного матеріалу:

5.1. Схема розташування свердловин на розкривному уступі , з діаметром долота, $\varnothing d_{д 243}$

5.2. Схема розташування свердловин на розкривному уступі , з діаметром долота, $\varnothing d_{д 269}$

5.3. Конструкція та параметри робочої площадки мінімальної та нормальної ширини ЕКГ - 10

5.4. Конструкція та параметри робочої площадки мінімальної та нормальної ширини ЕКГ - 20

5.5. Таблиця технічно - економічні показники параметрів обраних моделей техніки

5.6. Таблиця параметри робочої площадки ширини ЕКГ

5.7. Технічна характеристика вибухової речовини

5.8. Технічні характеристики обладнання ЕКГ

6. Дата видачі завдання: жовтень 2024р

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів розробки курсового проекту	Строк виконання етапів курсового проекту	Примітка
1	Аналіз гірничо-геологічних умов підприємства.	Жовтень 2024року	Виконано
2	Аналіз гірничо-технологічної інформації, що є основою варіативної частини проекту (визначення об'єкта, предмета та задач дослідження).	Жовтень 2024року	Виконано
3	Розробка альтернативної технології робіт і її порівняння з поточною технологією.	Листопад 2024року	Виконано
4	Заходи з охорони праці і техніки безпеки при виконанні технологічних процесів, що розглядаються в проекті.	Грудень 2024року	Виконано
5	Висновки.	Грудень 2024року	Виконано
6	Перелік використаних джерел.	Грудень 2024 року	Виконано

Здобувач вищої освіти Червятюк Світлана Вікторівна

Керівник курсового проекту Сахно Світлана Володимирівна

ЗМІСТ

ВСТУП	7
1. Аналіз гірничо-геологічних умов підприємства	10
1.1. Загальні відомості про родовище	10
1.2. Фактичний стан гірничих робіт	11
2. Аналіз гірничо-технологічної інформації що до підготовки гірських порід до виймання, вибір бурового обладнання та вибухової речовини	19
2.1. Сутність відкритих гірничих робіт	19
2.2. Технологія буріння вибухових свердловин	19
2.3. Вплив різних факторів на вибухові роботи	20
2.4. Аналіз вихідних даних, для порівняння та підготовки до розрахункових робіт курсового проекту	21
3. Розрахунок та порівняння продуктивності обладнання, визначення його кількості необхідної для забезпечення виробничої потужності по корисній копалині та скельній породі кар'єру	24
3.1. Вибір моделей виймально - транспортного обладнання	24
3.2. Визначення параметрів уступів за обраним обладнанням	25
3.3. Вибір бурового обладнання та вибухової речовини за фізико-хімічними показниками	26
3.4. Розрахунок підготовки гірських порід до виймання для моделі екскаватору ЕКГ – 10	27

3.5. Розрахунок виймально – навантажувальних робіт для моделі екскаватору ЕКГ -10	33
3.6. Розрахунок підготовки гірських порід до виймання для моделі екскаватору ЕКГ – 20	35
3.7. Розрахунок виймально – навантажувальних робіт для моделі екскаватору ЕКГ -20	40
3.8. Аналіз та висновки розрахункових параметрів моделей ЕКГ - 10 та ЕКГ - 20 по корисній копалині та скельній породі	42
3.9. Порівняльний технічно - економічний аналіз параметрів обраних моделей техніки	49
4. Заходи з охорони праці і техніки безпеки при виконанні технологічних процесів, що розглядаються в проєкті.	54
4.1. Вимоги до працівників	55
4.2. Загальні вимоги безпеки під час ведення гірничих робіт	57
4.3. Вимоги безпеки під час проведення бурових робіт	58
4.4. Основні вимоги правил безпеки на автотранспорті	58
4.5. Основні вимоги правил безпеки на конвеєрному транспорті	59
4.6. Безпека проведення підривних робіт	59
4.7. Правила безпеки при виробництві відвальних робіт	60
4.8. Провітрювання кар'єрів	61
ВИСНОВОК	62
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	63
ДОДАТКИ	65

ВСТУП

Характерною рисою сучасного стану гірничо-видобувної промисловості України є зниження виробничих потужностей кар'єрів, погіршення основних техніко-економічних показників і велика заборгованість по розкривних роботах. Одним з напрямків підвищення ефективності розробки відкритим способом залізородних кар'єрів України є підвищення якості проектних рішень, удосконалення техніки і технології, як по видобутку мінеральної сировини, так і по її переробці.

Прогнозування по окремих галузях гірничої промисловості, виконане в широких масштабах науково-дослідницькими і проектними інститутами виявило, що гірничо-промисловість України ще тривалий час буде розвиватися з переважним застосуванням відкритого способу розробки. [1]

Видобування різноманітної мінеральної сировини має важливе значення для народного господарства, а тому воно отримало в останні десятиріччя великий розвиток в багатьох країнах світу, в тому числі і в Україні. Розробка родовищ корисних копалин, їх збагачення і переробка, будівництво різних підземних споруд в Україні знаходяться в підпорядкуванні підприємств багатьох міністерств та відомств, які мають різні форми власності.

Постійний ріст добування та споживання корисних копалин вимагає розширення пошуку та освоєння нових видів мінеральних ресурсів, розробки сучасних технологій і процесів розвідки, вилучення і переробки мінеральної сировини. [1]

В основі технології переробки корисних копалин лежить вивчення властивостей мінералів і породокристалічних тіл, які утворились в результаті природних геохімічних процесів на поверхні або в надрах Землі. Природні мінерали утворюються в системах, склад яких залежить від геохімічного розповсюдження окремих елементів,

геохімічної передісторії їх розсіювання або концентрації у вузьких геологічних можливих діапазонах зміни температури, тиску та інших параметрів.

Гірничопромисловий комплекс та будівництво забезпечують в кожній країні великий обсяг земляних робіт.

Україна має досить великий асортимент покладів різних копалин, але провідні місця належать видобуванню залізних та марганцевих руд, кам'яного та бурого вугілля, нерудних корисних копалин, декоративного та облицювального каменю, торфу, різних видів неметал орудної сировини. [1]

Прогресивний відкритий спосіб розробки родовищ корисних копалин отримує подальший розвиток при значному покращенні економічних показників на основі удосконалення техніки, технології та організації гірничого виробництва, природоохоронних та ресурсозберігаючих технологій.

Україна має потужний гірничодобувний потенціал і займає одне з провідних місць серед європейських країн з видобутку залізних і марганцевих руд, кам'яного і бурого вугілля, руд кольорових і рідкісних металів, самородної сірки, кам'яної та калійної солей, виробництву феромарганцю і глинозему. Дніпровський басейн експлуатується переважно кар'єрами (61 % видобутку). [2]

Основним промисловим типом є багаті мартитові руди в залізистих кварцитах, а також гематитові руди і бурі залізняка. Як правило, в металургійне виробництво вони поступають без збагачення, незначна частину піддають магнітній сепарації. Приблизно 75 % залізняка добувається відкритим способом і близько 25 % — підземним.

Криворізький залізорудний басейн є основною базою розвитку залізорудної промисловості. Він складає близько 15% світового видобутку залізної руди. Питома вага відкритого способу розробки в Кривбасі складає 65%. Залізорудні кар'єри Кривбасу характеризуються

безупинним ростом виробництва, що досягається в основному завдяки підвищенню інтенсивності виробництва, яке призвело до високих темпів зниження гірських робіт. Вже на даний час глибина кар'єрів становить більше 250 м. У зв'язку з цим питома вага витрат на перевезення гірської маси значно зросла і складає 55-60% за вартістю або 60% за працевтратами. На даний час впровадження циклічно-поточної технології на кар'єрах Кривбасу є основним напрямком науково-технічного прогресу у галузі відкритих гірських робіт. [2]

Промисловий комплекс Криворіжжя станом на початок ХХІ ст. може добувати на рік понад 190 млн т сирих руд і отримувати з них близько 70 млн т товарної продукції. Розробляються як багаті залізні руди, так і бідні магнетитові кварцити, бурі оолітові залізники. [2]

Видобуток ведеться підземним і відкритим способами. Багаті руди добувають на 16 шахтах ВО «Кривбасруда», на шахті «Центральна» Інгулецького ГЗК і шахті «Експлуатаційна» Запорізького залізорудного комбінату. Роботи ведуться на глибині 1000—1300 м, відпрацьовуються майже 190 рудних тіл потужністю від 2 до 180 м.

Системи розробки, що застосовуються — з обваленням руди і вмісних порід (близько 60 %), з відкритим очисним простором (близько 20 %) і з закладенням виробленого простору (близько 20 %). Всі основні процеси видобутку руди механізовані. [2]

Відкритий видобуток у кінці ХХ ст. проводився на кар'єрах Південного ГЗК, Новокриворізького ГЗК, Центрального ГЗК, Північного ГЗК, Інгулецького ГЗК, Полтавського ГЗК і Камиш-Бурунського залізорудного комбінату. Глибина кар'єрів понад 200 м (макс. до 320–350 м).

Обсяги розкривних робіт 180 млн м³. Сировинною базою комбінатів є великі родовища залізистих кварцитів. [2]

1. АНАЛІЗ ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВ ПІДПРИЄМСТВА

1.1. Загальні відомості про родовище

У геологічній будові родовища «Велика Глеюватка» беруть участь породи криворізької серії: новокриворізької (PR1nk), скелюватської (PR1sk), саксаганської (PR1sx) і гданцівської (PR1gd). Характерною рисою цих порід є моноклінальне круте залягання із західним падінням під кутом 40-55° та північно-північно-східним простяганням під кутом 20-25°. [3]

Кар'єром №1 розробляються залізисті кварцити саксаганської світи. Рудні тіла родовища «Велика Глеюватка» складені окисленими і неокисленими залізистими кварцитами, вони приурочені до 1, 2, 4 і 5 залізистих горизонтів. Залізисті горизонти в межах родовища простежуються у вигляді пластів з крутим падінням різної потужності, що ускладнені мікроскладчастістю та розривними порушеннями. Азимут простягання рудних тіл північно-північно-східний 9-32°, кут падіння змінюється від 40 до 75°, переважно 55°. За складністю геологічної будови, мінливістю основних параметрів та морфологією рудних покладів родовище «Велика Глеюватка» відноситься до групи 2.

В межах родовища геологічний розріз представлений також породами осадової товщі. [3]

Осадова товща складена суглинками та лінзами пісків четвертинного віку, щільними червоно-бурими суглинками та глинами, неогеновими глинистими пісками та піщанистими глинами. При обводненні осадових відкладів за рахунок атмосферних осадків у бортах кар'єру спостерігаються явища оповзання.

Західний борт кар'єру присунувся до відпрацьованих гірничих виробок закритих шахт №1 БІС, №5 колишнього рудника ім. Фрунзе, що призвело до зниження міцності та стійкості кристалічних порід до глибини біля 300 м, східний борт кар'єру знаходиться у зоні зсуву, яка

утворилися внаслідок розробки родовища природно багатих залізних руд колишнього рудника ім. Комінтерну (шахти Більшовик та Октябрська). На даній ділянці родовища можливий розвиток повторних воронок обрушення. [3]

1.2. Фактичний стан гірничих робіт

Кар'єром №1 розробляються залізисті кварцити родовища «Велика Глеюватка» – I, II, IV залізистих горизонтів, що представлені двома типами руд – магнетитовими й окисленими. У теперішній час добуваються і переробляються тільки магнетитові руди. [4]

Станом розвитку гірничих робіт на 01.01.2016 року площа кар'єру складала 518 га, абсолютна відмітка нижнього горизонту – -300 м, ширина кар'єру – 1590 м, довжина – 4190 м, глибина – 400 м.

Розробка родовища проводиться уступами із застосуванням одноківшевих екскаваторів з вантаженням в автомобільний і залізничний транспорт і з доставкою порожніх порід у відвали і руди на фабрику.

Гірничі роботи з видобутку магнетитових руд і виймання розкривних та вміщуючих порід здійснюються із застосуванням буропідривних робіт.

Навантаження підірваної гірничої маси здійснюється кар'єрними екскаваторами ЕКГ-6,3У, ЕКГ-8, ЕКГ-10 в автосамоскиди вантажопідйомністю 120-130 т і залізничний транспорт, представлений вагонами 2ВС-105 вантажопідйомністю 105 т і тепловозами 2ТЕ-10М. Складування розкривних порід у відвал у кар'єрі №2 проводиться екскаваторами ЕШ-10/50 і ЕШ-6,5/45. [4]

Дроблення руди і скельних розкривних порід здійснюється буропідривним способом. Буріння свердловин проводиться верстатами шарошечного буріння СБШ-250МН.

Видобувні роботи, в основному, ведуться на нижніх горизонтах.

Розробка розкривних порід верхніх горизонтів здійснюється з безпосереднім навантаженням у залізничний транспорт.

Висота уступів по розробці пухких порід становить 10 м, скельних порід вище горизонту -110 м – 15 м, нижче горизонту -110 м – 12 м.

В обмежених умовах гірничих робіт при розконсервації тимчасово неробочих уступів і постановці борту на кінцевий контур допускається відпрацювання здвоєних уступів висотою 24 м, 30 м. Буріння і підривання здійснюється одиночними або здвоєними уступами з відпрацюванням підірваної гірничої маси пошарово, при висоті уступу 12 м, 15 м.

Кар'єр розкритий капітальною автомобільною в'їзною траншеєю з північно-східного, східного та західного бортів кар'єру. На даний момент через східний борт здійснюється основний технологічний в'їзд в кар'єр. Далі транспортний зв'язок з нижніми горизонтами кар'єру забезпечується тимчасовою системою з'їздів з тимчасового внутрішнього відвалу, розташованого в південному торці кар'єру.

Східний борт кар'єру знаходиться у тимчасовій консервації. В деяких місцях схили уступів досягають висоти 70...100 м, відсутні транспортні берми, берми безпеки.

Запаси руди і кількість пустих порід в контурі кар'єру

Запаси руди і кількість розкривних порід у проектних контурах кар'єру підраховано методом горизонтальних розрізів. Експлуатаційні запаси руди в контурах відпрацьованої частини кар'єру визначені з урахуванням втрат та засмічення на рівні 4%. Запаси руди і кількість розкривних порід станом на 01.01.2016 року в контурах відпрацьованого простору наведені в таблиці 1.1. [4]

Таблиця 1.1. – Основні показники розробки кар'єру станом на 01.01.2016 року

Найменування показників	Одиниці виміру	Значення
1. Балансові запаси	тис. т	178898
Запаси з невизначеним промисловим значенням	тис. т	396380
2. Промислові запаси руди у контурі кар'єру	тис. т	227174.5
3. Втрати при видобутку руди (4%)	тис. т	9086.98
4. Засмічення при видобутку руди (4%)	тис. т	9086.98
5. Експлуатаційні запаси	тис. т	227174.5
6. Об'єм розкривної маси у контурі кар'єру:	тис. м ³	531521.4
у т.ч. скельних розкривних порід	тис. м ³	404672.8
насипних розкривних порід	тис. м ³	101035.3
пухких розкривних порід	тис. м ³	25813.3
7. Середній коефіцієнт розкривної маси	м ³ /т	2.34
8. Термін забезпечення кар'єру запасами	рік	38
Найменування показників	Одиниці виміру	Значення
1. Балансові запаси	тис. т	178898
Запаси з невизначеним промисловим значенням	тис. т	396380
2. Промислові запаси руди у контурі кар'єру	тис. т	227174.5
3. Втрати при видобутку руди (4%)	тис. т	9086.98
4. Засмічення при видобутку руди (4%)	тис. т	9086.98

5. Експлуатаційні запаси	тис. т	227174.5
6. Об'єм розкривної маси у контурі кар'єру:	тис. м3	531521.4
у т.ч. скельних розкривних порід	тис. м3	404672.8
насипних розкривних порід	тис. м3	101035.3
пухких розкривних порід	тис. м3	25813.3
7. Середній коефіцієнт розкривної маси	м3/т	2.34
8. Термін забезпечення кар'єру запасами	рік	38

Таблиця 1.2. – Якісна характеристика руд у Глеюватському кар'єрі

Календарний план гірничих робіт, рік	Вміст заліза у масиві, %		Вміст заліза у добутій руді, %	
	заг.	магн.	заг.	магн.
2016	33,50	21,80	33,00	21,00
2017	34,33	20,92	34,42	20,32
2018	32,35	21,28	31,78	20,51
2019	31,80	22,07	31,7	21,37
2020	32,05	22,45	31,71	21,68
2021	32,10	22,58	31,86	21,84
2022	32,01	22,73	31,42	21,91
2023	32,74	21,77	32,36	21,11
2024	31,97	21,94	31,71	21,23
2025	31,94	19,68	31,55	19,08
2026-2030	32,60	21,85	32,18	21,12

Порядок відпрацювання родовища

Розробка Глеюватського кар'єру буде здійснюватися в два етапи:

I етап – ведення гірничих робіт без розносу східного і південного бортів кар'єру;

II етап – залучення у відпрацювання східного борту і відпрацювання кар'єру в південному напрямку з ліквідацією тимчасового внутрішнього відвалу для залучення у відпрацювання законсервованих балансових запасів.

Під час I етапу в 2013-2025 роках ведення гірничих робіт здійснюється з коефіцієнтом розкривної маси 1,6 м³/т без залучення в розробку південного і східного бортів кар'єра.

Під час II етапу з 2026 року в розробку залучається східний борт кар'єру. Залучення в розробку південного борту кар'єру буде здійснюватися з 2029 року з переєкскавацією тимчасового внутрішнього відвалу в південному торці кар'єру для витримування коефіцієнта розкривної маси 1,8 м³/т у 2026-2030 роках та з одночасним доопрацюванням кар'єру I етапу. [4]

Розкривні роботи зосереджені на західному борту кар'єру.

Система розробки

Виходячи з гірничо-геологічних умов залягання корисних копалин, проектом зберігається існуюча на кар'єрі транспортна система розробки з переміщенням розкривних порід під зовнішні і тимчасовий внутрішній відвали.

Руйнування руди і скельних порід здійснюється буро-підривним способом.

Враховуючи гірничотранспортне обладнання, а також фізико-механічні властивості порід і відмітки горизонтів кар'єру, подальша розробка передбачається уступами висотою 10-15 м.

Висота уступів по пухких породах становить 10 м, по скельних вище горизонту мінус 110 м – 15 м, нижче горизонту мінус 110 м – 12 м.

В обмежених умовах гірничих робіт при розконсервації тимчасово неробочих уступів (ціликів) допускається відпрацювання здвоєних уступів висотою 24-30 м, а в сланцевих і кварцитовий породах нижче горизонту мінус 110м – строєними уступами. Буріння та підривання здійснюється здвоєними уступами, а відпрацювання підірваної гірничої маси ведеться пошарово при висоті уступу 12-15 м. [5]

Кут нахилу робочих уступів по скельних розкривних породах становить 70° , по зруйнованих і насипних скельних розкривних породах – 45° , по пухких розкривних породах – 45° .

Розкриття родовища

В даний час родовище розкрите до позначки мінус 300 м, глибина кар'єру становить 400 м.

Глеюватський кар'єр розкритий внутрішніми тупиковими залізничними з'їздами по західному борту кар'єру і автомобільними з'їздами з петльовими розворотами, розташованими на східному і західному бортах кар'єру. Також є вантажно-транспортний зв'язок дна кар'єру з перевантажувальними пунктами, розташованими на внутрішньому відвалі.

Розкриття нижніх горизонтів передбачається здійснювати автомобільними з'їздами з петльовими розворотами, розташованими на північному і західному бортах кар'єра.

Також передбачається подальше розкриття західного борту кар'єру залізничними з'їздами до горизонту мінус 20 м. [5]

Вивіз розкривних порід здійснюється за комбінованою схемою: з нижніх горизонтів автотранспортом до перевантажувальних пунктів і далі залізничним транспортом на зовнішні залізничні відвали, з верхніх горизонтів – автотранспортом на внутрішній і зовнішні бульдозерні відвали. Частина розкривних порід вивозиться безпосередньо з вибою залізничним транспортом.

Нахил автомобільних з'їздів становить 80%, залізничних – 30%. Ширина запобіжних берм, що залишаються між пухкими уступами і здвоєними 12-15 метровими уступами, по скельних породах рівна 10 м, між строєними 12 метровими уступами по скельних породах – 12 м.

Ширина транспортних берм з автомобільним транспортом визначена в 32 м, з залізничним – 15 м.

Механізація допоміжних процесів

У кар'єрі поряд з основними технологічними процесами передбачаються допоміжні роботи: дроблення негабариту, завідка уступів, очищення берм. [5]

Вторинне дроблення негабаритних уламків порід передбачається проводити накладними зарядами.

Зрошення гірничої маси в кар'єрі здійснюється за допомогою поливальних машин на базі автосамоскидів БелАЗ.

Для завідки уступів при оформленні постійних та тимчасово неробочих бортів по скельних породах намічається контурне підривання похилими свердловинами.

При постановці уступів в кінцеве проектне положення або у тимчасово неробоче положення після підривання гірничої маси здійснюється зачистка і планування запобіжної берми за допомогою бульдозера.

Провітрювання кар'єру

Встановлено, що на глибоких горизонтах залізрудних кар'єрів Кривбасу, які в даний час досягли глибин 300-400 м, формується прямоточна і прямоточно-рециркуляційна схеми природного провітрювання.

Запиленість і загазованість повітря в Глеюватському кар'єрі може мати локальний прояв, зокрема, у місцях скупчення автосамоскидів в траншеях, з'їздах і на нижніх горизонтах, розташованих у зонах зворотних потоків при низькій швидкості вітру на поверхні.

Загальне забруднення атмосфери кар'єру у зв'язку з відсутністю тривалого штилю незначне і не потребує застосування штучної вентиляції.

Кар'єрний водовідлив

Кар'єрний водовідлив Глеюватського кар'єру представлений пересувними водовідливними установками, які розташовані на південній ділянці кар'єру на позначці мінус 278 м і північній ділянці кар'єру на позначці мінус 286 м.

Відкачування кар'єрної води з водозбірників північної і південної ділянок здійснюється двома насосними установками №1 і №2, які обладнані двома насосними агрегатами ЦНС 300-480.

Осушення та водовідлив

Оскільки кар'єр не має природного стоку ґрунтової води, то він обладнаний водовідливом.

Сумарна продуктивність робочих насосів типу ЦНС-300-480 та ЦНС-300-540 встановлених в кар'єрі забезпечує відкачування максимального очікуемого добового припливу води протягом 20 годин. Також водовідливна установка має резервні насоси.

Воду, яка видаляється з кар'єру частково використовується для зрошення забоїв та автодоріг, а решта подається по трубах в хвостосховище комбінату. Трубопроводи, які прокладені на поверхні, обладнанні пристроями, які забезпечують повне звільнення їх від води.

Контроль за станом осушення родовищ здійснює геологічна служба кар'єру.

В даний час Глеюватське родовище розкрито до позначки мінус 300 м, глибина кар'єру становить 434 м, довжина 4200 м, площа 530,2 га. [5]

2. АНАЛІЗ ГІРНИЧО–ТЕХНОЛОГІЧНОЇ ІНФОРМАЦІЇ ЩО ДО ПІДГОТОВКИ ГІРСЬКИХ ПОРІД ДО ВИЙМАННЯ, ВИБІР БУРОВОГО ОБЛАДНАННЯ ТА ВИБУХОВОЇ РЕЧОВИНИ

2.1. Сутність відкритих гірничих робіт

Гірничі роботи являють собою комплекс процесів з проведення гірничих виробок та виймання корисної копалини і пустих порід.

За видом обладнання, що застосовується, розрізняють екскаваторній і гідравлічний способи проведення відкритих гірничих робіт.

Підготовка гірських порід до виймання здійснюється з метою створення технічної можливості і найкращих умов для виконання наступних процесів виймання і навантаження гірничої маси, транспортування, відвалоутворення і переробки.

Розкривні роботи проводяться в тих випадках, коли безпосередня виїмка порід неможлива або ускладнена без попереднього їх відділення від масиву і рихлення.

Від якості подрібнення порід значно залежить продуктивність навантажувального і транспортного обладнання і витрати на розробку.
[6]

2.2. Технологія буріння вибухових свердловин

Мета буріння – створення в породному масиві свердловин і шпурів. Буріння вибухових свердловин полягає у руйнуванні порід буровим інструментом і видалення бурового шламу, що утворюється, на поверхню. [7]

Ефективність буріння вибухових свердловин визначається швидкістю буріння, яка залежить від: опору породи руйнуванню під впливом бурового інструменту, виду і форми бурового інструменту,

способу його впливу на забій свердловини, зусиль і швидкості впливу бурового інструменту на забій свердловини, діаметру свердловини, способу та швидкості видалення з забою бурового дріб'язку. Усі ці фактори визначають технологічні параметри бурових станків, які вибирають у відповідності до буримості даної породи. [7]

Для буріння свердловин на кар'єрах застосовуються бурові станки різних видів. Для всіх видів бурових станків послідовність виконання операцій визначається технологією буріння. При оббурюванні блоку, що підривається, виконуються наступні операції: встановлення бурового станка на місце буріння свердловини, власне буріння, нарощування бурового ставу по мірі заглиблення свердловини, розбирання бурового ставу, заміна зношеного бурового інструменту, переїзд станка до місця буріння наступної свердловини. [8]

Подрібнення рудоскельних порід виконується з використанням буро-підривних робіт. На відкритих гірничих роботах для буріння вибухових свердловин найбільш часто застосовуються станки обертального буріння ріжучими коронками (станки типу СБР), та шарошечними долотами (станки типу СБШ). [8]

2.3. Вплив різних факторів на вибухові роботи

Вибух - це процес перетворення великої кількості потенціальної енергії вибухової речовини (ВР) в механічну за дуже короткий час.

Швидкість детонації – одна з найважливіших характеристик детонаційної здатності ВР, її паспортний параметр. Вона використовується при розрахунках параметрів вибуху, а також для контролю якості промислових ВР. [9]

Швидкість детонації залежить від багатьох факторів, головні з яких: склад і фізико-хімічні властивості ВР; діаметр заряду; щільність заряджання ВР; наявність оболонки; вид і сила ініціюючого імпульсу.

Вибухові речовини (ВР) - хімічні сполуки або частіше механічні суміші різних речовин, які під впливом зовнішніх імпульсів спроможні вибухати. [9]

Промислові ВР повинні мати знижену чутливість до зовнішніх впливів, бути безпечними в обігу, транспортуванні і зберіганні, мати відносно невисоку вартість, не чинити шкідливого впливу на організм людини. Промислові ВР мають бути придатні до механізованого заряджання і мати достатньо високу водостійкість на випадок їх використання в обводнених свердловинах. [9]

Основою для приготування «Україніту» є емульсія водного розчину окислювача в органічному емульгаторі (поліетиленовий воск).

«Україніт-ПП-2» являє собою механічну суміш емульсійної композиції (ЕК), гідрофобізований феросиліцій (промпродукт-НМПМ-4), з додаванням в момент заряджання свердловини газогенеруючої добавки ГГД в кількості 1%.

Відмінною особливістю «Українітів» є їх приготування безпосередньо на блоці, що розробляється при заряджанні свердловин, спеціально розробленими змішувально-зарядними машинами. [9]

Методи регулювання дроблення масиву гірських порід прийнято класифікувати за наступними ознаками: регулювання дії вибуху окремого заряду на масив порід в зоні дроблення, що регулюється за рахунок розрахункового значення питомої витрати ВР; типу ВР, що використовується; конструкції свердловинного заряду; довжини забійки, діаметром заряду. Якість підричних робіт характеризується гранулометричним складом (кускуватістю) подрібнених порід. [9]

2.4. Аналіз вихідних даних, для порівняння та підготовки до розрахункових робіт курсового проєкту

Основним показником роботи будь-якого підприємства є його виробнича потужність. Виробнича потужність кар'єру характеризується можливою продуктивністю кар'єру по корисній копалині і по гірничій масі. [10]

В ході проєкту будуть розглянуті виймальні, вибухові процеси, а також буріння. Знадобиться спеціальне обладнання: бурові станки та екскаватори. Буріння вибухових свердловин забезпечується наявними на кар'єрі роликівими конусними буровими установками СБШ -250, які дозволяють бурити як вертикальні, так і похилі свердловини.

Для виконання вибухових робіт буде використана вибухова речовина, яка обирається за фізико-хімічними показниками.

Так як в проєктованому кар'єрі переважають міцні породи (по шкалі проф. М.М. Протод'яконова) та розробляються достатньо обводнені породи, приймаємо вибухову речовину Україніт ПП-2.

Основними перевагами ВР є безпека, водостійкість і можливість легко змінювати їх властивості з урахуванням структурно-міцнісних характеристик породного масиву. [10]

Вихідні данні для виконання курсового проєкту наведені в табл. 2.1.

Таблиця 2.1. – Вихідні данні для виконання розрахунків

Вихідні данні	
Кути падіння покладу, град.	70
Кути нахилу борта кар'єру зі сторони лежачого боку покладу, град.	40
Кути нахилу борта кар'єру зі сторони висячого боку покладу, град.	41
Строк існування кар'єру, років	50

Розкривні породи	Вивітрілий кварцит
Порода корисної копалини	Кварцит
Об'ємна вага розкривних порід, т/ м ³	2,2
Об'ємна вага корисної копалини, т/ м ³	2,4
Коефіцієнт міцності по Протод'яконову $f_{кк}$	16
Коефіцієнт міцності по Протод'яконову $f_{ск}$	12
Проектна річна потужність кар'єру $A_{кк}$, млн.т/рік	25
Проектна річна потужність кар'єру $A_{ск}$, млн.т/рік	19
Густина $\gamma_{кк}$, т/м ³	3,3
Густина $\gamma_{ск}$, т/м ³	3,1
Середньозважена відстань транспортування $L_{кк}$, км	5
Середньозважена відстань транспортування $L_{ск}$, км	9
Берма безпеки C , м	3
Кут укосу уступу, α	70

Завданнями курсового проєкту є:

1) Обрати та порівняти тип та модель гірничого обладнання для виконання виробничого процесу відкритої розробки Гліюватського родовища.

2) Розрахувати продуктивність обраного обладнання, визначити та порівняти його необхідну кількість для забезпечення заданої виробничої потужності по корисній копалині та скельній породі.

3) Виконати графічні креслення виробничих процесів згідно отриманих результатів.

3. РОЗРАХУНОК ТА ПОРІВНЯННЯ ПРОДУКТИВНОСТІ ОБЛАДНАННЯ, ВИЗНАЧЕННЯ ЙОГО КІЛЬКОСТІ НЕОБХІДНОЇ ДЛЯ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ВИРОБНИЧОЇ ПОТУЖНОСТІ ПО КОРИСНІЙ КОПАЛИНІ ТА СКЕЛЬНІЙ ПОРОДІ КАР'ЄРУ

3.1. Вибір моделей виймально - транспортного обладнання

Формування комплексу технологічного обладнання починають з вибору виймально-навантажувальних машин, робочі параметри та продуктивність яких впливатимуть на вибір обладнання суміжних виробничих процесів. При цьому враховуються гірничотехнічні властивості масиву, що розробляється, гірничо-геологічні умови залягання родовища корисних копалин та загальні обсяги гірничої маси, що підлягатимуть екскавації та транспортуванню. [10]

Визначення параметрів уступів (висота та кут укосу), залежно від робочих параметрів обраного виймального обладнання та характеристик гірських порід, що підлягатимуть екскавації.

Висоту уступу проєктують з урахуванням безпеки ведення гірничих робіт, фізико-механічних властивостей порід, які розробляються, параметрів виймального обладнання та інших чинників. Оптимальна висота уступу забезпечує мінімальні витрати на розробку родовища при безпечному веденні гірничих робіт з ефективним використанням робочих параметрів виймального обладнання. [10]

Щоб вибрати модель екскаватора, необхідно здійснити певні розрахунки:

- Річна продуктивність кар'єра по гірничій масі:

$$A_{\text{ГМ}} = A_{\text{КК}} + A_{\text{СК}} = 25 + 19 = 44 \text{ млн.т/рік.}$$

- Середня відстань транспортування:

$$(L_{\text{КК}} + L_{\text{СК}})/2 = (5 + 9)/2 = 7 \text{ км.}$$

Беремо до уваги рекомендовані у додатках параметри виробничих процесів гірничих робіт відкритим способом, обираємо для порівняння два типи екскаваторів ЕКГ-10 та ЕКГ-20. [11]

Таблиця 3.1. - Технічні характеристики обладнання

Технічні характеристики:	ЕКГ- 10	ЕКГ- 20
Місткість ковша, м ³	10 м ³	20 м ³
Максимальний радіус черпання,м	14,5 м	22,6 м
Максимальна висота черпання,м	10,3 м	10,5 м
Висота уступу H_y , м	12	15
Модель бурового станка	СБШ-250-32	СБШ-250-32
Діаметр бурового долота, Ø	243	269

3.2. Визначення параметрів уступів за обраним обладнанням

Оптимальна висота уступу забезпечує мінімальні витрати на розробку родовища при безпечному веденні гірничих робіт з ефективним використанням робочих параметрів виймального обладнання. [11]

Визначаємо висоту уступів за обраним обладнанням для екскаваторів:

$$H_y \leq 1,5 \cdot H_{ч.МАХ}, \text{ м,}$$

де $H_{ч.МАХ}$ – максимальна висота черпання кар'єрного екскаватора, м.

Для екскаватора **ЕКГ-10** приймаємо $H_y = 12$ м.

Для екскаватора **ЕКГ-20** приймаємо $H_y = 15$ м.

Далі обираємо кут укосу уступу та ширину призми можливого обрушення уступу для уступу висотою 15, 12 м: $\alpha_y = 70^\circ$; $C = 3$ м. [11]

3.3. Вибір бурового обладнання та вибухової речовини за фізико-хімічними показниками

На міцних породах, що потребують розпушення перед вийманням, екскаваторний блок ділиться на буровибухові блоки з міркування кращої організації робіт у межі екскаваторного блоку та кар'єру у цілому.

Оскільки при попередньому аналізуванні вихідних даних встановлено, що розробці підлягають міцні породи, то ефективним способом їх підготовки до виймання залишаються вибухові роботи. Тип та модель бурового станка обираємо залежно від фізико-механічних властивостей порід, що буряться, виробничої потужності кар'єру та прийнятих моделей екскаваторів. [11]

Перетворюємо задані величини виробничої потужності кар'єру по корисній копалині та розкриву у більш зручний для розрахунків вигляд:

$$A_{KK} (m^3) = A_{KK} (T) / u_{KK} (T/m^3)$$

$$A_{KK} = 25\,000\,000 / 3,3 = 7\,575\,757,6 \text{ м}^3 \text{ (далі 7,6 млн м}^3\text{)}$$

$$A_{CK} (m^3) = A_{CK} (T) / u_{CK} (T/m^3)$$

$$A_{CK} = 19\,000\,000 / 3,1 = 6\,129\,032,2 \text{ м}^3 \text{ (далі 6,1 млн м}^3\text{)}$$

$$A_{GM} = A_{KK} + A_{CK} = 7,6 + 6,1 = 13,7 \text{ млн м}^3/\text{рік}$$

Маючи розраховану річну виробничу потужність гірничої маси A_{GM} та заданих значень міцності порід обираємо рекомендовану модель бурового обладнання для буріння вибухових свердловин – станок шарошкового буріння СБШ-250, але для порівняння з різним діаметром бурового долота.

Використовуючи додатки та враховуючи задану міцність гірських порід, обираємо тип вибухової речовини: Україніт ПП-2 та конструкцію зарядів – суцільні заряди вибухових свердловин. [11]

Таблиця 3.3. - Технічна характеристика вибухової речовини

Найменування показників	Одиниці виміру	Україніт ПП-2
Густина заряджання ВР	кг /м ³	1100
Питома витрата ВР	кг /м ³	0,4
Теплота вибуху	кДж/кг	2950
Швидкість детонації	м/с	4900

За умовою нашого курсового проєкту беремо багаторядне підривання (кількість рядів вибухових свердловин $N_P = 3$). Схема комутації зарядів у вибуховому блоці – діагональна з короткосповільненим підриванням. Інтервал сповільнення між групами зарядів 25 мс. [11]

3.4. Розрахунок підготовки гірських порід до виймання для моделі екскаватору ЕКГ – 10

Розрахунок параметрів вибухових робіт

Визначаємо діаметр заряду ВР:

$$d_з = K_P * d_д$$

де K_p - коефіцієнт розширення свердловини, що залежить від міцності й ступеня тріщинуватості гірських порід;

d_d - діаметр долота, коронки або різця обраного бурового обладнання, м.

$$1) K_P = 1,06 - (f_{KK} - 2) * 0,003 = 1,06 - (16 - 2) * 0,003 = 1,018,$$

$$2) K_P = 1,06 - (f_{СК} - 2) * 0,003 = 1,06 - (12 - 2) * 0,003 = 1,03.$$

Тоді діаметр заряду ВР:

$$d_{з\text{ КК}} = K_P * d_d = 1,018 * 0,243 = 0,247 \text{ м},$$

$$d_{з\text{ СК}} = K_P * d_d = 1,03 * 0,243 = 0,250 \text{ м},$$

Для зарядів першого ряду свердловин обчислюють значення опору по підшві, що відповідає безпечним умовам роботи бурового обладнання на уступі:

$$W_{ТБ} = H_y * ctga_y + C = 12 * ctg70^\circ + 3 = 7,3 \text{ м},$$

a_y - кут укосу уступу, град;

C – мінімальна безпечна відстань від верхньої бровки уступу до першого ряду свердловин, м, (приймаємо 3м). [12]

Визначаємо значення опору по підшві W_2 для наступних рядів свердловин

$$W_{2\text{ КК}} = 1,05 * d_3 * \sqrt[4]{\frac{\Delta * Q}{f_{КК}}} = 1,05 * 0,247 * \sqrt[4]{\frac{1300 * 4200}{16}} = 6,26 \text{ м},$$

приймаємо 6,5 м.

$$W_{2\text{ СК}} = 1,05 * d_3 * \sqrt[4]{\frac{\Delta * Q}{f_{СК}}} = 1,05 * 0,250 * \sqrt[4]{\frac{1300 * 4200}{12}} = 6,82 \text{ м},$$

приймаємо 7 м

де Δ та Q – відповідно щільність заряджання ($\text{кг}/\text{м}^3$) та теплота вибуху обраної ВР ($\text{кДж}/\text{кг}$).

Визначаємо питому витрату ВР, тобто кількість ВР на одиницю об'єму гірських порід, що підривається:

$$q_{КК} = 12 * \sqrt[4]{\frac{f^3 * \Delta}{Q^3}} = 12 * \sqrt[4]{\frac{16^3 * 1300}{4200^3}} = 1,1 \text{ кг}/\text{м}^3$$

$$q_{CK} = 12 * \sqrt[4]{\frac{f^3 * \Delta}{Q^3}} = 12 * \sqrt[4]{\frac{12^3 * 1300}{4200^3}} = 0,9 \text{ кг/м}^3$$

Довжина вертикальних свердловин знаходиться за формулою:

$$l_{CB} = H_y + l_{ПЕР}$$

Практикою встановлено, що застосування перебуру глибиною більше 3,0 м не дає помітного поліпшення якості проробки підшви уступу в цілому, але значно порушує масив порід у місці розташування свердловин, ускладнюючи забурювання свердловин при виконанні робіт на горизонті, який розташовано нижче. Тому $l_{пер}$ слід приймати не більше 3 м. [12]

$$l_{CB} = H_y + l_{ПЕР} = 12 + 2 = 14,5 \text{ м}$$

$$l_{ПЕР} = 0,15H_y + 0,1f - 5d_3 = 0,15 * 12 + 0,1 * 16 - 5 * 0,247 = 2,2 \text{ м,}$$

приймаємо 2,5 м.

Для другого виду порід відповідно:

$$l_{CB} = H_y + l_{ПЕР} = 12 + 2 = 14 \text{ м}$$

$$l_{ПЕР} = 0,15H_y + 0,1f - 5d_3 = 0,15 * 12 + 0,1 * 12 - 5 * 0,250 = 1,75 \text{ м,}$$

приймаємо 2 м

Кількість ВР, що розміщується в 1 м свердловини:

$$P_{КК} = \frac{\pi * d_3^2}{4} * \Delta = \frac{3,14 * 0,247^2}{4} * 1300 = 62,3 \text{ кг/м}$$

$$P_{СК} = \frac{\pi * d_3^2}{4} * \Delta = \frac{3,14 * 0,250^2}{4} * 1300 = 63,8 \text{ кг/м}$$

Довжина заряду ВР в свердловині:

$$l_{ЗАР 1} = \frac{W_2^2 * H_y * q}{P} = \frac{6,5^2 * 12 * 1,1}{62,3} = 8,95 \text{ м}$$

$$l_{ЗАР 2} = \frac{W_2^2 * H_y * q}{P} = \frac{7^2 * 12 * 0,9}{63,8} = 8,29 \text{ м}$$

Маса заряду в одній свердловині:

$$Q_{ЗАР КК} = P * l_{ЗАР} = 62,3 * 8,95 = 557,59 \text{ кг}$$

$$Q_{\text{ЗАР СК}} = P * l_{\text{ЗАР}} = 63,8 * 8,29 = 528,90 \text{ кг}$$

Довжина забивки:

$$l_{\text{ЗАБ КК}} = l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАР}} = 14,5 - 8,95 = 5,5 \text{ м}$$

$$l_{\text{ЗАБ СК}} = l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАР}} = 14 - 8,29 = 5,71 \text{ м приймаємо } 6 \text{ м}$$

Виконані обчислення дозволяють визначити відстань між свердловинами в першому ряді a_1 , яка задовольнятиме двом умовам: достатності заряду для якісного руйнування порід перед першим рядом свердловин і місткості заряду в свердловині розрахованого діаметра.

Визначаємо відстань між свердловинами в першому ряді:

$$a_1 = \frac{(l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАБ}}) * P}{W_1 * H_Y * q} = \frac{(14,5 - 5,5) * 62,3}{7,3 * 12 * 1,1} = 5,81$$

$$a_2 = \frac{(l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАБ}}) * P}{W_1 * H_Y * q} = \frac{(14 - 6) * 63,8}{7,3 * 12 * 0,9} = 6,47 \text{ м}$$

Визначаємо коефіцієнт зближення зарядів у першому ряді:

$$m_1 = \frac{a_1}{W_1} = \frac{5,8}{7,3} = 0,79$$

$$m_2 = \frac{a_2}{W_1} = \frac{6,47}{7,3} = 0,89.$$

Виходить, що m_1 більше 0,65 В цьому випадку диспропорція між ОПП для зарядів першого ряду й відстанню між ними не дуже значна й дозволяє успішно перебороти розрахункове значення опору по підшві без використання додаткових технологічних прийомів. [12]

Визначаємо відстань між свердловинами в другому та третьому ряді

$$a_{1\text{СП КК}} = \frac{(l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАБ}}) * 2P}{W_1 * H_Y * q} = \frac{(14,5 - 5,5) * 2 * 62,3}{7,3 * 12 * 1,1} = 11,6 \text{ м}$$

$$a_{1\text{СП СК}} = \frac{(l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАБ}}) * 2P}{W_1 * H_Y * q} = \frac{(14 - 6) * 2 * 63,8}{7,3 * 12 * 0,9} = 12,9 \text{ м}$$

$$a_{1\text{СТ}} = \frac{(l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАБ}}) * 3P}{W_1 * H_Y * q} = \frac{(14,5 - 5,5) * 3 * 62,3}{7,3 * 12 * 1,1} = 17,5 \text{ м}$$

$$a_{1\text{СТ}} = \frac{(l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАБ}}) * 3P}{W_1 * H_Y * q} = \frac{(14 - 6) * 3 * 63,8}{7,3 * 12 * 0,9} = 19,4 \text{ м}$$

Далі обчислюємо об'єм блоку за умови забезпеченості екскаватора підготовленою до виймання гірничою масою:

$$V_{\text{БЛ}} = Q_{\text{Е.ЗМ}} * N_{\text{ЗМ}} * N_{\text{ДЕ}} = 3471,6 * 2 * 30 = 208\,296 \text{ м}^3$$

$$V_{\text{БЛ}} = Q_{\text{Е.ЗМ}} * N_{\text{ЗМ}} * N_{\text{ДЕ}} = 4104 * 2 * 30 = 246\,240 \text{ м}^3$$

Визначаємо ширину блоку:

$$B_{\text{БЛ}} = W_1 + W_2 * (N_{\text{Р}} - 1) = 7,3 + 6,5 * (3 - 1) = 20,3 \text{ м}$$

$$B_{\text{БЛ}} = W_1 + W_2 * (N_{\text{Р}} - 1) = 7,3 + 7 * (3 - 1) = 21,3 \text{ м}$$

Визначаємо довжину блоку:

$$L_{\text{БЛ}} = \frac{V_{\text{БЛ}}}{B_{\text{БЛ}} * H_{\text{У}}} = \frac{208\,296}{20,3 * 12} = 855,1 \text{ м, приймаємо } 856 \text{ м}$$

$$L_{\text{БЛ}} = \frac{V_{\text{БЛ}}}{B_{\text{БЛ}} * H_{\text{У}}} = \frac{246\,240}{21,3 * 12} = 963,4 \text{ м, приймаємо } 964 \text{ м}$$

Знаходимо кількість свердловин, що підриваються у кожному ряді блоку:

Для першого ряду:

$$N_{\text{СВ КК}} = \left(\frac{L_{\text{БЛ}}}{a} \right) + 1 = \left(\frac{856}{5,8} \right) + 1 = 147,3, \text{ приймаємо } 148 \text{ свердловини}$$

$$N_{\text{СВ СК}} = \left(\frac{L_{\text{БЛ}}}{a} \right) + 1 = \left(\frac{964}{6,47} \right) + 1 = 148,9, \text{ приймаємо } 149 \text{ свердловини}$$

Для другого ряду:

$$N_{\text{СВ 1}} = \frac{856}{11,6} = 73,8, \text{ приймаємо } 74 \text{ свердловин}$$

$$N_{\text{СВ 2}} = \frac{964}{12,9} = 74,7, \text{ приймаємо } 75 \text{ свердловин}$$

Загальна кількість ВР для виконання вибухових робіт:

$$Q_{\text{ВР.РІЧ}} = \frac{(A_{\text{СК}} * q_{\text{СК}} + A_{\text{КК}} * q_{\text{КК}})}{1000} = \frac{(7575757,6 * 1,1 + 6129032,2 * 0,9)}{1000} \\ = 13849 \text{ т}$$

Загальна кількість ВР для виконання вибухових робіт буде залежати від виробничої потужності кар'єру та питомих витрат ВР для конкретного виду порід. [13]

Визначаємо вихід гірничої маси з 1 м свердловини для 1-го ряду свердловин:

$$V_{1\text{ КК}} = \frac{W_1 * a_1 * H_y}{l_{CB}} = \frac{7,3 * 5,81 * 12}{14,5} = 35,1 \text{ м}^3/\text{м}, \text{ приймаємо } 35 \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{1\text{ СК}} = \frac{W_1 * a_1 * H_y}{l_{CB}} = \frac{7,3 * 6,47 * 12}{14} = 40,5 \text{ м}^3/\text{м}$$

Далі визначаємо вихід гірничої маси з 1 м свердловини для 2-3 рядів свердловин при квадратній вибуховій мережі:

$$V_{2\text{ КК}} = \frac{W_2^2 * H_y}{l_{CB}} = \frac{6,5^2 * 12}{14,5} = 35 \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{2\text{ СК}} = \frac{W_2^2 * H_y}{l_{CB}} = \frac{7^2 * 12}{14} = 42 \text{ м}^3/\text{м}$$

Далі розраховуємо середньозважений вихід гірничої маси з 1 м свердловини (по різновидах порід):

$$V_{1\text{М КК}} = \frac{V_1 + (N_p - 1) * V_2}{N_p} = \frac{35 + (3 - 1) * 35}{3} = 35 \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{1\text{М СК}} = \frac{V_1 + (N_p - 1) * V_2}{N_p} = \frac{40,5 + (3 - 1) * 42}{3} = 41,5 \text{ м}^3/\text{м}$$

Сумарна кількість метрів свердловин, необхідна для забезпечення річної продуктивності кар'єру:

$$\sum l_{CB} = \frac{A_{\text{КК}}}{V_{1\text{М}}} * K_{\text{ВТР}} = \frac{7575757,6}{35} * 1,07 = 231\,602 \text{ м}$$

$$\sum l_{CB} = \frac{A_{\text{СК}}}{V_{1\text{М}}} * K_{\text{ВТР}} = \frac{6129032,2}{41,5} * 1,07 = 158\,026 \text{ м}$$

Визначаємо кількість бурового обладнання:

$$N_{\text{БУР}} = \frac{\sum l_{CB}}{Q_{\text{БУР.ЗМ}} * N_{\text{ЗМ}} * N_{\text{РД}}} = \frac{231602}{67 * 2 * 360} = 4,8, \text{ приймаємо } 5 \text{ шт}$$

$$N_{\text{БУР}} = \frac{\sum l_{CB}}{Q_{\text{БУР.ЗМ}} * N_{\text{ЗМ}} * N_{\text{РД}}} = \frac{158\,026}{82,3 * 2 * 360} = 2,6 \text{ шт}, \text{ приймаємо } 3 \text{ шт}$$

Змінна продуктивність бурового станка (без врахування позапланових простоїв):

$$Q_{\text{БУР.ЗМ кк}} = \frac{T_{\text{ЗМ}} - T_{\text{ПЗ}} - T_{\text{Рег}}}{\frac{1}{v_{\text{Б}}} + T_{\text{ДОП}}} = \frac{720 - 30 - 10}{\frac{1}{0,14} + 3} = 67 \frac{\text{м}}{\text{зміну}}$$

$$Q_{\text{БУР.ЗМ ск}} = \frac{T_{\text{ЗМ}} - T_{\text{ПЗ}} - T_{\text{Рег}}}{\frac{1}{v_{\text{Б}}} + T_{\text{ДОП}}} = \frac{720 - 30 - 10}{\frac{1}{0,19} + 3} = 82,3 \frac{\text{м}}{\text{зміну}}$$

Розрахована кількість бурових станків (по розкриву та КК) дозволяє визначити інвентарну кількість бурових станків:

$$N_{\text{БУР.ІНВ.}} = (N_{\text{БУР.СК}} + N_{\text{БУР.КК}}) * k_{\text{РЕЗ}} = (4,8 + 2,6) * 1,2 = 7,4 \text{ шт,}$$

приймаємо 8 шт.

Параметри розвалу підірваних гірських порід на уступі визначаємо з наступних міркувань:

– висота розвалу, як правило, знаходиться в межах $H_{\text{РОЗ}} = (0,7 \dots 0,85) \cdot H_{\text{У}}$;

– ширина розвалу залежить від кількості рядів свердловин, що підриваються у вибуховому блоці ($n_{\text{Р}}$), опору по підшві уступу ($W1, \text{м}$), відстані між рядами наступних свердловин ($W2, \text{м}$) та інтервалу сповільнення при підриванні блоку (t). [13]

Визначаємо параметри розвалу:

Висота розвалу

$$1) H_{\text{РОЗ}} = 0,8 * H_{\text{У}} = 0,8 * 12 = 9,6 \text{ м}$$

Ширина розвалу $B_{\text{РОЗ}} = K_{\text{СП}} * B_{\text{РОЗ.0}} + (n_{\text{Р}} - 1) * W2 =$

$$0,9 * 21,9 + (3 - 1) * 7 = 33,71 \text{ м}$$

$$B_{\text{РОЗ.0}} = 3 * W1 = 3 * 7,3 = 21,9$$

3.5. Розрахунок виймально – навантажувальних робіт для моделі екскаватору ЕКГ -10

Розраховуємо технічну продуктивність екскаватора:

$$Q_{\text{Т кк}} = \frac{3600 * E * k_{\text{Н}}}{T_{\text{Ц}} * K_{\text{Р}}} = \frac{3600 * 10 * 0,9}{40 * 1,4} = 578,6 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$Q_{T\text{ск}} = \frac{3600 * E * k_H}{T_{Ц} * K_P} = \frac{3600 * 10 * 0,95}{40 * 1,25} = 684 \text{ м}^3/\text{год}$$

де E - місткість ковша екскаватора;

$T_{Ц}$ – тривалість робочого циклу екскаватору, приймаємо рівною 40 с; k_H та k_P відповідно, коефіцієнти розпушення порід у ковші екскаватора і коефіцієнт наповнення ковша. [13]

Для умов курсового проекту приймаємо: для порід розкриття $k_P = 1,25$ $k_H = 0,95$;

для КК - $k_P = 1,4$ $k_H = 0,9$.

Експлуатаційна продуктивність екскаватора:

$$Q_{E\text{КК}} = Q_T * K_{\text{ВИК}} * T_{ЗМ} = 578,6 * 0,5 * 12 = 3471,6 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

$$Q_{E\text{СК}} = Q_T * K_{\text{ВИК}} * T_{ЗМ} = 684 * 0,5 * 12 = 4104 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

$K_{\text{вик}}$ – коефіцієнт використання екскаватора у змінному часі без врахування позапланових простоїв, приймаємо 0,5. [13]

Добова $Q_{E.\text{ДОБ}}$, місячна $Q_{E.\text{МІС}}$ і річна $Q_{E.\text{РІЧ}}$ експлуатаційні продуктивності екскаватора визначаються з врахуванням режиму роботи кар'єру:

$$Q_{E.\text{ДОБ.КК}} = Q_E * N_{ЗМ} = 3471,6 * 2 = 6943,2 \text{ м}^3/\text{добу};$$

$$Q_{E.\text{ДОБ.СК}} = Q_E * N_{ЗМ} = 4104 * 2 = 8208 \text{ м}^3/\text{добу};$$

$$Q_{E.\text{МІС КК}} = Q_{E.\text{ДОБ}} * 30 = 6943,2 * 30 = 208\,296 \text{ м}^3/\text{місяць};$$

$$Q_{E.\text{МІС СК}} = Q_{E.\text{ДОБ}} * 30 = 8208 * 30 = 246\,240 \text{ м}^3/\text{місяць};$$

$$Q_{E.\text{РІЧ КК}} = Q_{E.\text{ДОБ}} * N_{РД} = 6943,2 * 360 = 2\,499\,552 \text{ м}^3/\text{рік};$$

$$Q_{E.\text{РІЧ СК}} = Q_{E.\text{ДОБ}} * N_{РД} = 8208 * 360 = 2\,954\,880 \text{ м}^3/\text{рік};$$

Визначаємо необхідну кількість виймально-навантажувального устаткування для виконання даних робіт:

$$N_{E.1} = \frac{A_{\text{КК}}}{Q_{E.\text{РІЧ.КК}}} = \frac{7575757,6}{2\,499\,522} = 3,03 \text{ шт, приймаємо 3 шт}$$

$$N_{E.2} = \frac{A_{\text{СК}}}{Q_{E.\text{РІЧ.СК}}} = \frac{6129032,2}{2\,954\,880} = 2,07 \text{ шт, приймаємо 2 шт}$$

Інвентарний парк екскаваторів:

$$N_{\text{ИВ.СК}} = (N_{\text{Е.СК}} + N_{\text{Е.КК}}) * K_{\text{РЕЗ}} = (0,92+1,03) * 1,2 = 6 \text{ шт}$$

3.6. Розрахунок підготовки гірських порід до виймання для моделі екскаватору ЕКГ – 20

Розрахунок параметрів вибухових робіт

Визначаємо діаметр заряду ВР:

$$d_3 = K_p * d_d$$

де K_p - коефіцієнт розширення свердловини, що залежить від міцності й ступеня тріщинуватості гірських порід;

d_d - діаметр долота, коронки або різця обраного бурового обладнання, м.

$$1) K_p = 1,06 - (f_{\text{КК}} - 2) * 0,003 = 1,06 - (16 - 2) * 0,003 = 1,018,$$

$$2) K_p = 1,06 - (f_{\text{СК}} - 2) * 0,003 = 1,06 - (12 - 2) * 0,003 = 1,03.$$

Тоді діаметр заряду ВР:

$$d_{3 \text{ КК}} = K_p * d_d = 1,018 * 0,269 = 0,273 \text{ м},$$

$$d_{3 \text{ СК}} = K_p * d_d = 1,03 * 0,269 = 0,277 \text{ м},$$

Для зарядів першого ряду свердловин обчислюють значення опору по підшві, що відповідає безпечним умовам роботи бурового обладнання на уступі:

$$W_{\text{ТБ}} = H_y * \text{ctg} a_y + C = 15 * \text{ctg} 70^\circ + 3 = 8,4 \text{ м},$$

a_y - кут укосу уступу, град;

C – мінімальна безпечна відстань від верхньої бровки уступу до першого ряду свердловин, м (приймаємо 3м). [13]

Визначаємо значення опору по підшві W_2 для наступних рядів свердловин

$$W_{2 \text{ КК}} = 1,05 * d_3 * \sqrt[4]{\frac{\Delta * Q}{f_{\text{СК}}}} = 1,05 * 0,273 * \sqrt[4]{\frac{1300 * 4200}{16}} = 6,93 \text{ м},$$

приймаємо 7 м

$$W_{2\text{СК}} = 1,05 * d_3 * \sqrt[4]{\frac{\Delta * Q}{f_{\text{КК}}}} = 1,05 * 0,277 * \sqrt[4]{\frac{1300 * 4200}{12}} = 7,5 \text{ м}$$

де Δ та Q – відповідно щільність заряджання (кг/м³) та теплота вибуху обраної ВР (кДж/кг).

Визначаємо питому витрату ВР, тобто кількість ВР на одиницю об'єму гірських порід, що підривається:

$$q_{\text{КК}} = 12 * \sqrt[4]{\frac{f^3 * \Delta}{Q^3}} = 12 * \sqrt[4]{\frac{16^3 * 1300}{4200^3}} = 1,1 \text{ кг/м}^3$$

$$q_{\text{СК}} = 12 * \sqrt[4]{\frac{f^3 * \Delta}{Q^3}} = 12 * \sqrt[4]{\frac{12^3 * 1300}{4200^3}} = 0,9 \text{ кг/м}^3$$

Довжина вертикальних свердловин знаходиться за формулою:

$$l_{\text{СВ}} = H_y + l_{\text{ПЕР}}$$

Практикою встановлено, що застосування перебуру глибиною більше 3,0 м не дає помітного поліпшення якості проробки підшви уступу в цілому, але значно порушує масив порід у місці розташування свердловин, ускладнюючи забурювання свердловин при виконанні робіт на горизонті, який розташовано нижче. Тому $l_{\text{пер}}$ слід приймати не більше 3 м. [13]

$$l_{\text{СВ}} = H_y + l_{\text{ПЕР}} = 15 + 2,5 = 17,5 \text{ м}$$

$$l_{\text{ПЕР}} = 0,15H_y + 0,1f - 5d_3 = 0,15 * 15 + 0,1 * 16 - 5 * 0,273 = 2,4 \text{ м, приймаємо } 2,5 \text{ м.}$$

Для другого виду порід відповідно:

$$l_{\text{СВ}} = H_y + l_{\text{ПЕР}} = 15 + 2 = 17 \text{ м}$$

$$l_{\text{ПЕР}} = 0,15H_y + 0,1f - 5d_3 = 0,15 * 15 + 0,1 * 12 - 5 * 0,277 = 2 \text{ м.}$$

Кількість ВР, що розміщується в 1 м свердловини:

$$P_{\text{КК}} = \frac{\pi * d_3^2}{4} * \Delta = \frac{3,14 * 0,273^2}{4} * 1300 = 76,1 \text{ кг/м}$$

$$P_{CK} = \frac{\pi * d_3^2}{4} * \Delta = \frac{3,14 * 0,277^2}{4} * 1300 = 78,3 \text{ кг/м}$$

Довжина заряду ВР в свердловині:

$$l_{ЗАР 1} = \frac{W_2^2 * H_Y * q}{P} = \frac{7^2 * 15 * 1,1}{76,1} = 10,62 \text{ м}$$

$$l_{ЗАР 2} = \frac{W_2^2 * H_Y * q}{P} = \frac{7,5^2 * 15 * 0,9}{78,3} = 9,70 \text{ м}$$

Маса заряду в одній свердловині:

$$Q_{ЗАР 1} = P * l_{ЗАР} = 76,1 * 10,62 = 808,18 \text{ кг}$$

$$Q_{ЗАР 2} = P * l_{ЗАР} = 78,3 * 9,70 = 759,51 \text{ кг}$$

Довжина забивки:

$$l_{ЗАБ 1} = l_{СВ} - l_{ЗАР} = 17,5 - 10,62 = 6,9 \text{ м приймаємо } 7 \text{ м.}$$

$$l_{ЗАБ 2} = l_{СВ} - l_{ЗАР} = 17 - 9,70 = 7,3 \text{ м приймаємо } 7,5 \text{ м}$$

Виконані обчислення дозволяють визначити відстань між свердловинами в першому ряді a_1 , яка задовольнятиме двом умовам: достатності заряду для якісного руйнування порід перед першим рядом свердловин і місткості заряду в свердловині розрахованого діаметра.

Визначаємо відстань між свердловинами в першому ряді:

$$a_{1 \text{ КК}} = \frac{(l_{СВ} - l_{ЗАБ}) * P}{W_1 * H_Y * q} = \frac{(17,5 - 7) * 76,1}{8,4 * 15 * 1,1} = 5,76$$

$$a_{2 \text{ СК}} = \frac{(l_{СВ} - l_{ЗАБ}) * P}{W_1 * H_Y * q} = \frac{(17 - 7,5) * 78,3}{8,4 * 15 * 0,9} = 6,56 \text{ м}$$

Визначаємо коефіцієнт зближення зарядів у першому ряді:

$$m_1 = \frac{a_1}{W_1} = \frac{5,76}{8,4} = 0,69$$

$$m_2 = \frac{a_1}{W_1} = \frac{6,56}{8,4} = 0,78.$$

Виходить, що m_1 більше 0,65 В цьому випадку диспропорція між ОПП для зарядів першого ряду й відстанню між ними не дуже значна й дозволяє успішно перебороти розрахункове значення опору по підшві без використання додаткових технологічних прийомів. [13]

Визначаємо відстань між свердловинами в другому та третьому ряді

$$a_{1\text{СП кк}} = \frac{(l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАБ}}) * 2P}{W_1 * H_Y * q} = \frac{(17,5 - 7) * 2 * 76,1}{8,4 * 15 * 1,1} = 11,5 \text{ м}$$

$$a_{1\text{СП ск}} = \frac{(l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАБ}}) * 2P}{W_1 * H_Y * q} = \frac{(17 - 7,5) * 2 * 78,3}{8,4 * 15 * 0,9} = 13,1 \text{ м}$$

$$a_{1\text{СТ}} = \frac{(l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАБ}}) * 3P}{W_1 * H_Y * q} = \frac{(17,5 - 7) * 3 * 76,1}{8,4 * 15 * 1,1} = 17,3 \text{ м}$$

$$a_{1\text{СТ}} = \frac{(l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАБ}}) * 3P}{W_1 * H_Y * q} = \frac{(17 - 7,5) * 3 * 78,3}{8,4 * 15 * 0,9} = 19,7 \text{ м}$$

Далі обчислюємо об'єм блоку за умови забезпеченості екскаватора підготовленою до виймання гірничою масою:

$$V_{\text{БЛ}} = Q_{\text{Е.ЗМ}} * N_{\text{ЗМ}} * N_{\text{ДЕ}} = 6942,6 * 2 * 30 = 416\,556 \text{ м}^3$$

$$V_{\text{БЛ}} = Q_{\text{Е.ЗМ}} * N_{\text{ЗМ}} * N_{\text{ДЕ}} = 8208 * 2 * 30 = 492\,480 \text{ м}^3$$

Визначаємо ширину блоку:

$$B_{\text{БЛ}} = W_1 + W_2 * (N_P - 1) = 8,4 + 7 * (3 - 1) = 22,4 \text{ м}$$

$$B_{\text{БЛ}} = W_1 + W_2 * (N_P - 1) = 8,4 + 7,5 * (3 - 1) = 23,4 \text{ м}$$

Визначаємо довжину блоку:

$$L_{\text{БЛ}} = \frac{V_{\text{БЛ}}}{B_{\text{БЛ}} * H_Y} = \frac{416556}{22,4 * 15} = 1239,8 \text{ м, приймаємо } 1240 \text{ м}$$

$$L_{\text{БЛ}} = \frac{V_{\text{БЛ}}}{B_{\text{БЛ}} * H_Y} = \frac{492\,480}{23,4 * 15} = 1403,07 \text{ м, приймаємо } 1403 \text{ м}$$

Знаходимо кількість свердловин, що підриваються у кожному ряді блоку:

Для першого ряду:

$$N_{\text{СВ } 1} = \left(\frac{L_{\text{БЛ}}}{a} \right) + 1 = \left(\frac{1240}{5,76} \right) + 1 = 216,3, \text{ приймаємо } 217 \text{ свердловини}$$

$$N_{\text{СВ } 2} = \left(\frac{L_{\text{БЛ}}}{a} \right) + 1 = \left(\frac{1403}{6,56} \right) + 1 = 213,8, \text{ приймаємо } 214 \text{ свердловини}$$

Для другого ряду:

$$N_{\text{СВ } 1} = \frac{1240}{11,5} = 107,8, \text{ приймаємо } 108 \text{ свердловин}$$

$$N_{\text{СВ } 2} = \frac{1403}{13,1} = 107 \text{ свердловин}$$

Загальна кількість ВР для виконання вибухових робіт:

$$Q_{\text{ВР.РІЧ}} = \frac{(A_{\text{СК}} * q_{\text{СК}} + A_{\text{КК}} * q_{\text{КК}})}{1000} = \frac{(7575757,6 * 1,1 + 6129032,2 * 0,9)}{1000} \\ = 13849 \text{ т}$$

Загальна кількість ВР для виконання вибухових робіт буде залежати від виробничої потужності кар'єру та питомих витрат ВР для конкретного виду порід. [13]

Визначаємо вихід гірничої маси з 1 м свердловини для 1-го ряду свердловин:

$$V_{1 \text{ КК}} = \frac{W_1 * a_1 * H_y}{l_{\text{СВ}}} = \frac{8,4 * 5,76 * 15}{17,5} = 41,5 \text{ м}^3 / \text{м}, \text{ приймаємо } 42 \text{ м}^3 / \text{м}$$

$$V_{1 \text{ СК}} = \frac{W_1 * a_1 * H_y}{l_{\text{СВ}}} = \frac{8,4 * 6,56 * 15}{17} = 48,6 \text{ м}^3 / \text{м}, \text{ приймаємо } 49 \text{ м}^3 / \text{м}$$

Далі визначаємо вихід гірничої маси з 1 м свердловини для 2-3 рядів свердловин при квадратній вибуховій мережі:

$$V_{2 \text{ КК}} = \frac{W_2^2 * H_y}{l_{\text{СВ}}} = \frac{7^2 * 15}{17,5} = 42 \text{ м}^3 / \text{м}$$

$$V_{2 \text{ СК}} = \frac{W_2^2 * H_y}{l_{\text{СВ}}} = \frac{7,5^2 * 15}{17} = 50 \text{ м}^3 / \text{м}$$

Далі розраховуємо середньозважений вихід гірничої маси з 1 м свердловини (по різновидах порід):

$$V_{1\text{м КК}} = \frac{V_1 + (N_p - 1) * V_2}{N_p} = \frac{42 + (3 - 1) * 42}{3} = 42 \text{ м}^3 / \text{м}$$

$$V_{1\text{м СК}} = \frac{V_1 + (N_p - 1) * V_2}{N_p} = \frac{49 + (3 - 1) * 50}{3} = 50 \text{ м}^3 / \text{м}$$

Сумарна кількість метрів свердловин, необхідна для забезпечення річної продуктивності кар'єру:

$$\sum l_{\text{СВ}} = \frac{A_{\text{КК}}}{V_{1\text{м}}} * K_{\text{ВТР}} = \frac{7575757,6}{42} * 1,07 = 193001 \text{ м}$$

$$\sum l_{\text{СВ}} = \frac{A_{\text{СК}}}{V_{1\text{м}}} * K_{\text{ВТР}} = \frac{7575757,6}{50} * 1,07 = 162121 \text{ м}$$

Визначаємо кількість бурового обладнання:

$$N_{\text{БУР}} = \frac{\sum l_{\text{СВ}}}{Q_{\text{БУР.ЗМ}} * N_{\text{ЗМ}} * N_{\text{РД}}} = \frac{193001}{67 * 2 * 360} = 4 \text{ шт}$$

$$N_{\text{БУР}} = \frac{\sum l_{\text{СВ}}}{Q_{\text{БУР.ЗМ}} * N_{\text{ЗМ}} * N_{\text{РД}}} = \frac{162\,121}{82,3 * 2 * 360} = 2,7 \text{ шт, приймаємо 3 шт}$$

Змінна продуктивність бурового станка (без врахування позапланових простоїв):

$$Q_{\text{БУР.ЗМ КК}} = \frac{T_{\text{ЗМ}} - T_{\text{ПЗ}} - T_{\text{Пер}}}{\frac{1}{v_{\text{Б}}} + T_{\text{ДОП}}} = \frac{720 - 30 - 10}{\frac{1}{0,14} + 3} = 67 \frac{\text{м}}{\text{зміну}}$$

$$Q_{\text{БУР.ЗМ СК}} = \frac{T_{\text{ЗМ}} - T_{\text{ПЗ}} - T_{\text{Пер}}}{\frac{1}{v_{\text{Б}}} + T_{\text{ДОП}}} = \frac{720 - 30 - 10}{\frac{1}{0,19} + 3} = 82,3 \frac{\text{м}}{\text{зміну}}$$

Розрахована кількість бурових станків (по розкриву та КК) дозволяє визначити інвентарну кількість бурових станків:

$$N_{\text{БУР.ИНВ.}} = (N_{\text{БУР.СК}} + N_{\text{БУР.КК}}) * k_{\text{РЕЗ}} = (4 + 2,7) * 1,2 = 8 \text{ шт}$$

Визначаємо параметри розвалу:

Висота розвалу

$$1) H_{\text{РОЗ}} = 0,8 * H_{\text{У}} = 0,8 * 15 = 12 \text{ м}$$

$$2) \text{Ширина розвалу } B_{\text{РОЗ}} = K_{\text{СП}} * B_{\text{РОЗ.0}} + (N_{\text{Р}} - 1) * W_2 =$$

$$0,9 * 25,2 + (3 - 1) * 7,5 = 36,68 \text{ м}$$

$$B_{\text{РОЗ.0}} = 3 * W_1 = 3 * 8,4 = 25,2 \text{ м}$$

3.7. Розрахунок виймально – навантажувальних робіт для моделі екскаватору ЕКГ -20

Розраховуємо технічну продуктивність екскаватора:

$$Q_{\text{Т КК}} = \frac{3600 * E * k_{\text{Н}}}{T_{\text{Ц}} * K_{\text{Р}}} = \frac{3600 * 20 * 0,9}{40 * 1,4} = 1157,1 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$Q_{\text{Т СК}} = \frac{3600 * E * k_{\text{Н}}}{T_{\text{Ц}} * K_{\text{Р}}} = \frac{3600 * 20 * 0,95}{40 * 1,25} = 1368 \text{ м}^3/\text{год}$$

де, E - місткість ковша екскаватора; $T_{\text{ц}}$ –тривалість робочого циклу екскаватору, приймаємо рівною 40с; k_H та k_P відповідно, коефіцієнти розпушення порід у ковші екскаватора і коефіцієнт наповнення ковша. Для умов курсового проєкту приймаємо: для порід розкриву $k_P = 1,25$ та $k_H = 0,95$;

для КК – $k_P = 1,4$ та $k_H = 0,9$.

Експлуатаційна продуктивність екскаватора:

$$Q_{E_{\text{КК}}} = Q_T * K_{\text{ВИК}} * T_{\text{ЗМ}} = 1157,1 * 0,5 * 12 = 6942,6 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

$$Q_{E_{\text{СК}}} = Q_T * K_{\text{ВИК}} * T_{\text{ЗМ}} = 1368 * 0,5 * 12 = 8208 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

$K_{\text{вик}}$. – коефіцієнт використання екскаватора у змінному часі без врахування позапланових простоїв, приймаємо 0,5. [13]

Добова $Q_{E_{\text{ДОБ}}}$, місячна $Q_{E_{\text{МІС}}}$ і річна $Q_{E_{\text{РІЧ}}}$ експлуатаційні продуктивності екскаватора визначаються з врахуванням режиму роботи кар'єру:

$$Q_{E_{\text{ДОБ. КК}}} = Q_E * N_{\text{ЗМ}} = 6942,6 * 2 = 13885,2 \text{ м}^3/\text{добу};$$

$$Q_{E_{\text{ДОБ. СК}}} = Q_E * N_{\text{ЗМ}} = 8208 * 2 = 16416 \text{ м}^3/\text{добу};$$

$$Q_{E_{\text{МІС КК}}} = Q_{E_{\text{ДОБ}}} * 30 = 13885,2 * 30 = 416\,556 \text{ м}^3/\text{місяць};$$

$$Q_{E_{\text{МІС СК}}} = Q_{E_{\text{ДОБ}}} * 30 = 16416 * 30 = 492\,480 \text{ м}^3/\text{місяць};$$

$$Q_{E_{\text{РІЧ КК}}} = Q_{E_{\text{ДОБ}}} * N_{\text{РД}} = 13885,2 * 360 = 4\,998\,672 \text{ м}^3/\text{рік};$$

$$Q_{E_{\text{РІЧ СК}}} = Q_{E_{\text{ДОБ}}} * N_{\text{РД}} = 16416 * 360 = 5\,909\,760 \text{ м}^3/\text{рік};$$

Визначаємо необхідну кількість виймально-навантажувального устаткування для виконання даних робіт:

$$N_{E.1} = \frac{A_{\text{КК}}}{Q_{E_{\text{РІЧ.КК}}}} = \frac{7575757,6}{2\,499\,522} = 1,5 \text{ шт, приймаємо 2 шт}$$

$$N_{E.2} = \frac{A_{\text{СК}}}{Q_{E_{\text{РІЧ.СК}}}} = \frac{6129032,2}{5\,909\,760} = 1,03 \text{ шт, приймаємо 1 шт}$$

Інвентарний парк екскаваторів

$$N_{\text{ІНВ.СК}} = (N_{\text{Е.СК}} + N_{\text{Е.КК}}) * K_{\text{РЕЗ}} = (1,5+1,03) * 1,2 = 3,03 \text{ шт, приймаємо 3 шт}$$

3.8. Аналіз та висновки розрахункових параметрів моделей

ЕКГ -10 та ЕКГ -20 по корисній копалині та скельній породі

Зведемо основні результати підготовки гірничої маси до виймання, використання в гірничих роботах різних за технічними параметрами екскаваторів, проаналізуємо данні по корисній копалині та скельній породі в порівняльній таблиці:

Таблиця 3.8. - Основні результати розрахункових параметрів

Найменування показнику	Одиниці виміру	Значення показнику
Річна продуктивність по гірничій масі кар'єру, А _{ГМ}	млн.т/рік	44 млн.т/рік
Річна продуктивність по корисній копалині, А _{КК}	млн.т/рік	25 млн.т/рік
Річна продуктивність по скельній породі, А _{СК}	млн.т/рік	19 млн.т/рік
Середня відстань транспортуванн, L	км	7 км
Виробнича річна потужності кар'єру по гірничій масі, А _{ГМ}	млн м ³ / рік	13,7 млн м ³ / рік
Виробнича потужності кар'єру	млн м ³	7,6 млн м ³

по корисній копалині , A_{KK}					
Виробнича потужності кар'єру по гірничій масі, $A_{СК}$	млн м ³	6,1 млн м ³			
Назва ВР	—	Україніт пп-2			
Модель бурового станка	—	СБШ - 250 - 32			
Найменування показнику	Одиниці виміру	Значення показників по корисній копалині		Значення показників по скельній породі (розкриву)	
Модель екскаватору	—	ЕКГ-10	ЕКГ-20	ЕКГ-10	ЕКГ-20
Висота уступу, H_u	м	12	15	12	15
Діаметр долота бурового станка, d_d	∅	243	269	243	269
Діаметр заряду ВР, d_z	∅	0,247	0,273	0,250	0,277
Опір по підшві на уступі, $W_{ТБ}$	м	7,3	8,4	7,3	8,4
Питома витрата ВР, q	кг/м ³	1,1	1,1	0,9	0,9
Довжина вертикальних свердловин, $l_{СВ}$	м	14,5	17,5	14,5	17,5

Кількість ВР, що розміщується в свердловині, Р	кг/м	62,3	76,1	63,8	78,3
Довжина заряду ВР в свердловині, $l_{ЗАР}$	м	8,95	10,62	8,29	9,70
Маса заряду в одній свердловині, $Q_{ЗАР}$	кг	557,59	808,18	528,90	759,51
Довжина забивки, $l_{ЗАБ}$	м	5,5	7	6	7,5
Об'єм блоку забезпеченості екскаватора до виймання, $V_{БЛ}$	м ³	208296	416556	246240	492480
Ширина блоку, $B_{БЛ}$	м	20,3	22,4	21,3	23,4
Довжина блоку, $L_{БЛ}$	м	20,3	22,4	21,3	23,4
Кількість свердловин 1 ряду, $N_{СВ}$	шт	148	217	149	214
Кількість свердловин 2 ряду, $N_{СВ}$	шт	74	108	75	107
Загальна кількість ВР для виконання вибухових робіт, $Q_{ВР.РІЧ}$	т	13849		13849	
Вихід гірничої маси з 1 м свердловини, V	м ³ /м	35	42	40,5	50

Сумарна кількість метрів свердловин річної продуктивності, $\sum l_{CB}$	м	213602	193001	158026	162121
Кількість бурового обладнання, $N_{БУР}$	шт	5	4	3	3
Змінна продуктивність бурового станка, $Q_{БУР.ЗМ}$	$\frac{м}{зміну}$	67	67	82,3	82,3
Загальна інвентарна кількість бурових станків, $N_{БУР.ІНВ.}$	шт	8	7	8	7
Технічна продуктивність екскаватора, Q_T	м ³ /год	578,6	1157,1	684	1368
Експлуатаційна продуктивність екскаватора, Q_E	м ³ /зміну	3471,6	6942,6	4104	8208
Добова експлуатаційна продуктивність екскаватора, $Q_{E.ДОБ}$	м ³ /добу	6943,2	13885,2	8208	16416
Місячна експлуатаційна продуктивність екскаватора, $Q_{E.МІС}$	м ³ /місяць	208296	416556	246240	492480
Річна експлуатаційна	м ³ /рік	2499552	4998672	2954880	5909760

продуктивність екскаватора, $Q_{E.P1Ч}$					
Кількість виймально- навантажувального устаткування, N_E	шт	3	2	2	1
Загальний інвентарний парк екскаваторів, $N_{інв}$	шт	6	3	6	3

Виходячи з розрахунків проекту, відповідно, висновки становлять що:

Організація динамічної роботи на стадіях технологічного процесу в значній мірі залежить від прийнятого режиму роботи підприємства.

Режим роботи підприємства характеризується наступними показниками:

- 1.Роботи по видобутку руди та її подрібненню ведуться цілодобово.
- 2.Кар'єр працює цілодобово.
- 3.Транспорт працює цілодобово.

Допоміжні цеха працюють в дві зміни з двома вихідними на тиждень, для поточного ремонту обладнання ППР, що скорочує простої та підвищує продуктивність.

При заданій продуктивності одержаний час існування кар'єру відповідає нормативним термінам амортизації обладнання.

Розкриття родовища здійснюється з метою забезпечення вантажно-транспортних зв'язків робочих горизонтів кар'єра з денною поверхнею шляхом проведення відповідних гірничих виробок. [14]

Виконавши порівняльні розрахунки основних виробничих процесів, параметрів типів та моделей гірничого обладнання для виконання виробничого процесу відкритої розробки Гліюватського родовища, визначили продуктивність обраного обладнання, визначили та порівняли його кількість необхідну для забезпечення заданої виробничої потужності по корисній копалині та скельній породі вважаю доцільно буде зробити висновок ефективності роботи обладнання для повного забезпечення заданої виробничої потужності кар'єру. [14]

На мою думку доцільно зазначити, що:

При річній продуктивності по гірничій масі кар'єру 44 млн.т/рік та розробці міцної породи кварциту, краще використовувати вибухову речовину Україніт ПП-2 загальна кількість якої для виконання вибухових робіт по розрахункам склала в обох варіантах 13849т.

Модель бурового станка використано СБШ-250-32 було взято в порівняння з різним діаметром долота $\varnothing 243$ та $\varnothing 269$, що дозволило побачити різну кількість вибухової речовини, що розміщується в свердловині $\varnothing 243$ - 62,3 кг/м, в свердловині $\varnothing 269$ - 76,1 кг/м, маса заряду в одній свердловині $\varnothing 243$ склала 557,59 кг, а $\varnothing 269$ склала 808,18 кг.

Об'єм блоку за умови забезпеченості екскаватора для ЕКГ-10 підготовленою до виймання гірничої маси склала 208296 м³, для екскаватора ЕКГ- 20 склала 416556 м³

Вихід гірничої маси з 1 м свердловини для $\varnothing 243$ склала 35м³/м для $\varnothing 269$ склала 42м³/м.

Після підрахунку сумарної кількості метрів свердловин річної продуктивності кар'єру дозволила підрахувати інвентарну кількість бурового обладнання яка склала:

при застосуванні в подальшому екскаваторів ЕКГ-10 це 8 бурових станків, для ЕКГ-20 склала – 7 бурових станків.

Таким чином технічна продуктивність екскаваторів вийшла різна, для ЕКГ -10 вона менша $578,6 \text{ м}^3/\text{годину}$, то ж для ЕКГ -20 вона значно переважає $1157,1 \text{ м}^3/\text{годину}$.

Експлуатаційну продуктивність екскаватора за зміну маємо для ЕКГ -10 склала $3471,6 \text{ м}^3/\text{зміну}$, то для ЕКГ -20 склала $6942,6 \text{ м}^3/\text{зміну}$.

Експлуатаційна продуктивність екскаватора за добу для ЕКГ -10 склала $6943,2 \text{ м}^3/\text{добу}$, то для ЕКГ -20 склала $13885,2 \text{ м}^3/\text{добу}$.

Експлуатаційна продуктивність екскаватора за місяць для ЕКГ -10 склала $208296 \text{ м}^3/\text{місяць}$, то для ЕКГ -20 склала $416556 \text{ м}^3/\text{місяць}$.

Річну експлуатаційну продуктивність екскаваторів маємо $2499552 \text{ м}^3/\text{рік}$ для ЕКГ -10, та $4998672 \text{ м}^3/\text{рік}$ для ЕКГ -20 що видно одразу переважає вибір екскаватора ЕКГ -20 з його максимальним радіусом черпання ковша $22,6 \text{ м}$ та місткості ковша в 2 рази більшою в порівняння з ЕКГ -10.

Для виконання виймально-навантажувальних робіт при річній продуктивності по гірничій масі кар'єру в $44 \text{ млн.т}/\text{рік}$, загальний інвентарний парк екскаваторів ЕКГ -10 з розрахунків знадобиться для проведення робіт в кількості 6 шт, проте екскаваторів ЕКГ -20 маємо застосувати 3 шт, я вважаю буде доцільним вибрати техніку з більшою ємність ковша, яка складає 20 м^3

Максимальним радіусом черпання $22,6 \text{ м}$ з оптимальною висотою уступу для роботи даного екскаватору 15м , що забезпечить мінімальні витрати при безпечному веденні гірничих робіт з ефективним використанням робочих параметрів даного виймального обладнання.

Правильне встановлення виробничої потужності гірничого підприємства є найважливішим завданням проектування, що в подальшому допомагає вірно обрати гірничого обладнання для виконання виробничого процесу відкритої розробки родовища. [14]

Також розрахувати продуктивність обладнання, визначити та його кількість необхідну для забезпечення заданої виробничої потужності по

корисній копалині та скельній породі визначити характер вибухових робіт.

При збільшеній висоті уступу в 15 м ефективність роботи бурового устаткування зростає через те, що зростає відношення чистого часу витраченого на буріння 1-го метра свердловини до часу витраченому на переїзди віднесеній до 1-го метра свердловини.

Слід врахувати також, що із збільшенням висоти уступу, а відповідно і глибини технологічної свердловини відсоток перебуру в загальній довжині свердловини знижується, а отже збільшується вихід гірської маси, значення якого носить техніко-економічний характер. [14]

3.9. Порівняльний технічно - економічний аналіз параметрів обраних моделей техніки

Потрібно виконати порівняльні технічно-економічні розрахунки, використавши показники продуктивності екскаваторів ЕКГ-10 та ЕКГ-20, врахувати кількість необхідної техніки, а також врахувати витрати на експлуатацію, технічне обслуговування, вибухові роботи та допоміжне обладнання. [15]

Продуктивність екскаваторів:

ЕКГ-10: - Річна продуктивність: 2499552 м³/рік

- Кількість техніки: 6 одиниць.

ЕКГ-20: - Річна продуктивність: 4998672 м³/рік

- Кількість техніки: 3 одиниці.

ДАНІ ПРО ВИТРАТИ:

1. Вартість експлуатації екскаватора:

ЕКГ-10: 3000 грн/зміну

ЕКГ-20: 5000 грн/зміну

Робочі зміни на рік: 250

2. Вартість вибухових робіт:

Для бурового станка Ø243: з кількістю ВР, що розміщується в свердловині 62,3 кг/м, при виході гірничої маси з 1 м свердловини 35 м³/м — 15 грн/кг

Для бурового станка Ø269: з кількістю ВР, що розміщується в свердловині 76,1 кг/м, при виході гірничої маси з 1 м свердловини 42 м³/м — 15 грн/кг

3. Вартість обслуговування на рік:

ЕКГ-10: 200000 грн/рік

ЕКГ-20: 300000 грн/рік

Розрахунки:

1. Експлуатаційні витрати

Охоплюють усі витрати, пов'язані з його функціонуванням у процесі видобутку чи навантажувальних робіт (енергетичні витрати, витрати на технічне обслуговування та ремонт, амортизація - витрати, пов'язані зі зношенням основних вузлів екскаватора, заробітна плата персоналу, екологічні витрати, тощо). [16]

ЕКГ-10:

Витрати за зміну = 3000 грн/зміну × 6 одиниць = 18000 грн/зміну.

Витрати на рік = 18000 грн/зміну × 250 змін = 4500000 грн.

ЕКГ-20:

Витрати за зміну = 5000 грн/зміну × 3 одиниці = 15000 грн/зміну.

Витрати на рік = 15000 грн/зміну × 250 змін = 3750000 грн.

2. Витрати на вибухові роботи

Витрати, пов'язані із забезпеченням підготовки та проведення вибухів, які використовуються для руйнування масивів гірської породи в процесі видобутку корисних копалин у кар'єрах (вартість вибухових речовин, вартість детонаторів, витрати на транспортування та зберігання вибухових матеріалів, оплата праці вибухотехніків, амортизація бурових установок, транспорту та іншого обладнання, забезпечення безпеки робітників, відновлення порушених земель, екологічні). [16]

Визначимо витрати на 1 м³ гірничої маси:

Для Ø243: $62,3 \text{ кг/м} / 35 \text{ м}^3/\text{м} = 1,78 \text{ кг/м}^3$

Для Ø269: $76,1 \text{ кг/м} / 42 \text{ м}^3/\text{м} = 1,81 \text{ кг/м}^3$

ЕКГ-10 (Ø243): Витрати на вибухові роботи=

= $44000000 \text{ т/рік} \times 1,78 \text{ кг/м}^3 \times 15 \text{ грн/кг} = 1175400 \text{ грн.}$

ЕКГ-20 (Ø269): Витрати на вибухові роботи=

= $44000000 \text{ т/рік} \times 1,81 \text{ кг/м}^3 \times 15 \text{ грн/кг} = 1196400 \text{ грн.}$

3. Витрати на обслуговування

Охоплюють усі витрати, необхідні для підтримки працездатності, безпечної експлуатації та продовження строку служби обладнання (технічне обслуговування, ремонтні роботи поточні та капітальні, витрати на запасні частини та матеріали). [16]

ЕКГ-10: Витрати на рік = $200000 \text{ грн/одиночку} \times 6 \text{ одиниць} = 1200000 \text{ грн.}$

ЕКГ-20: Витрати на рік = $300000 \text{ грн/одиночку} \times 3 \text{ одиниці} = 900000 \text{ грн.}$

Загальні витрати

ЕКГ-10: Загальні витрати = $4500000 + 1175400 + 1200000 = 6875400 \text{ грн.}$

ЕКГ-20: Загальні витрати = $3750000 + 1196400 + 900000 = 5846400 \text{ грн.}$

Загальні витрати на рік при використанні ЕКГ-20 менші на 1029000 грн.

$$6875400 - 5846400 = 1029000 \text{ грн.}$$

Екскаватор ЕКГ-20 потребує вдвічі менше одиниць техніки, що зменшує витрати на обслуговування та експлуатацію. Хоча витрати на вибухові роботи для Ø269 дещо вищі, вони компенсуються меншою кількістю техніки та вищою продуктивністю.

Зведемо основні результати технічно-економічних розрахунків по більш доцільному вибіру екскаватору в таблицю.

Таблиця 3.9. Технічно - економічні показники параметрів обраних моделей техніки

Найменування показнику	Од.виміру	ЕКГ- 10	ЕКГ- 20
Річна продуктивність	м3/рік	2499552	4998672
Кількість техніки	шт	6	3
Вартість експлуатації екскаватора	грн/зміну	3000	5000
Робочі зміни на рік	зміна	250	
Вартість вибухових робіт Ø243, 62,3 кг/м / 35 м3/м	грн/кг	15	
Вартість вибухових робіт Ø269, 76,1 кг/м / 42 м3/м	грн/кг	15	
Вартість обслуговування на рік	грн/рік	200000	300000
Експлуатаційні витрати, за зміну	грн/зміну	18000	15000
Експлуатаційні витрати, за рік	грн	4500000	3750000
Витрати на 1 м ³ гірничої маси Ø243, 62,3 кг/м / 35 м3/м	кг/м3	1,78	
Витрати на 1 м ³ гірничої маси Ø269, 76,1 кг/м / 42 м3/м	кг/м3	1,81	
Витрати на вибухові роботи Ø243	грн	1175400	
Витрати на вибухові роботи Ø269	грн	1196400	
Витрати на обслуговування на рік	грн	1200000	900000
Загальні витрати	грн	6875400	5846400
Загальні витрати на рік при використанні ЕКГ-20 менші на: 6875400–5846400=1029000 грн.			

У процесі виконання курсового проєкту було проведено детальний аналіз використання екскаваторів для забезпечення річної продуктивності кар'єру в 44 млн тонн.

На основі проведених розрахунків і порівняльного аналізу встановлено, що використання екскаватора ЕКГ-20 є найбільш економічно доцільним рішенням завдяки його високій продуктивності, зменшенню кількості залученої техніки та підвищенню ефективності виконання вибухових і виймально-навантажувальних робіт. [16]

Застосування ЕКГ-20 дозволяє оптимізувати витрати на експлуатацію, підвищити вихід гірничої маси з одного метра свердловини, а також знизити загальну собівартість видобутку корисних копалин. Важливою умовою успішного впровадження цієї техніки є вдосконалення технологій бурових і вибухових робіт, що сприятиме підвищенню загальної продуктивності кар'єру.

Отже, вибір екскаватора ЕКГ-20 обґрунтований як з технічної, так і з економічної точки зору, що підтверджує його доцільність для впровадження в умовах відкритих гірничих розробок. Це рішення сприятиме підвищенню ефективності роботи підприємства, забезпечуючи стабільний і якісний видобуток корисних копалин.

Під час проектування варто враховувати, що ефективність бурових робіт і вибухової підготовки напряду впливає на продуктивність кар'єру та загальну собівартість робіт.

Отже, вибір екскаватору ЕКГ-20 є доцільним як з технічної, так і з економічної точки зору по всім порівняльним аналізам. [16]

4. ЗАХОДИ З ОХОРОНИ ПРАЦІ І ТЕХНІКИ БЕЗПЕКИ ПРИ ВИКОНАННІ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ, ЩО РОЗГЛЯДАЮТЬСЯ В ПРОЄКТІ

Гірничодобувна промисловість відрізняється специфічністю робіт, підвищеною їх небезпечністю, насиченістю кар'єрів технікою, високою енергоємністю гірничих підприємств тощо, що вимагає від майбутніх спеціалістів підвищених знань з охорони праці. [17]

Безпека праці перш за все визначається умовами праці.

Засоби праці, в результаті управління ними людиною, впливають на предмет праці, який якісно змінюється або змінює своє положення в просторі (наприклад, машиніст екскаватора, керуючи екскаватором у забої, наповнює ківш, переносить його до транспортного засобу та розвантажує). При цьому засоби та предмет праці впливають на людину. Так, із забою може впасти кусок породи і травмувати машиніста, екскаватор може потрапити у зону зсуву і впасти з виступу.

У процесі трудової діяльності на людину діють шкідливі та небезпечні виробничі фактори. Вплив на організм людини шкідливих та небезпечних виробничих факторів залежить від значення їх параметрів, терміну дії, особливостей організму людини та умов праці в цілому. У результаті дії шкідливих факторів на організм людини можуть виникати функціональні зміни в організмі, що може призвести до професійного захворювання. Дія небезпечних виробничих факторів може призвести до нещасного випадку. [17]

При розробці родовищ корисних копалин відкритим способом має місце значна кількість уступів великої висоти з крутими (до 80%) схилами, велика вірогідність обвалів та зсувів, робота екскаваторів у великих забоях. Під час вибухів великої кількості вибухової речовини (до декілька сот тон) відповідно утворюється і велика кількість отруйних газів та пилу, що може призвести до отруєнь та профзахворювань. Під

підричних робіт має місце розлітання шматків породи на декілька сот метрів. [17]

У приміщеннях нарядних, на робочих місцях та на шляхах переміщення людей повинні вивішуватись плакати і попереджувальні знаки з техніки безпеки. Кожен робітник до початку роботи має бути впевненим у безпечному стані робочого місця, перевіривши справність запобіжних пристроїв, інструменту, приладів, механізмів тощо. У разі виявлення недоліків, які неможливо ліквідувати самому, робітник, не починаючи роботи, зобов'язаний повідомити про це особу, що відповідає за безпеку робіт.

Гірничі виробки кар'єрів у небезпечних місцях, де можливо падіння людей – провали, свердловини – повинні загороджуватися, позначатися запобіжними знаками, що освітлюються у темний час доби. У неробочий час гірничі, транспортні та інші машини повинні бути відведені з вибою чи відвернуті від нього, робочий орган необхідно опустити на підшву, з кабелю, що живить машину, знята напруга. Якщо процес відкритої розробки супроводжується виділенням пилу чи газів, необхідно щоквартально проводити вимірювати концентрації вмісту шкідливих речовин на робочих місцях. У разі виникнення пожежі всі роботи в небезпечних місцях мають зупинятися, крім робіт, що пов'язані з її ліквідацією. Всі споруди на території кар'єру повинні будуватися з дотриманням протипожежних норм та правил. [17]

4.1. Вимоги до працівників

Керівниками та головними фахівцями гірничого підприємства призначаються особи з вищою освітою, що відповідає профілю цього підприємства відповідно до Гірничого закону України.

Проходження на підприємстві передрейсового медичного огляду для водіїв технологічних транспортних засобів здійснюється відповідно

до Положення про медичний огляд кандидатів у водії та водіїв транспортних засобів, затвердженого наказом Міністерства охорони здоров'я України, Міністерством внутрішніх справ України.

Навчання і перевірка знань з питань охорони праці працівників здійснюються відповідно до вимог Типового положення про порядок проведення навчання і перевірки знань з питань охорони праці, затвердженого наказом Державного комітету України з нагляду за охороною праці. [18]

Працівники та посадові особи, які не пройшли навчання, інструктаж і перевірку знань з питань охорони праці у встановленому порядку, до виконання робіт не допускаються.

Забезпечення працівників спеціальним одягом, спеціальним взуттям та іншими засобами індивідуального захисту здійснюється відповідно до вимог Положення про порядок забезпечення працівників спеціальним одягом, спеціальним взуттям та іншими засобами індивідуального захисту, затвердженого наказом Державного комітету України з промислової безпеки, охорони праці та гірничого нагляду.

Кожний працівник до початку роботи повинен переконатись у безпечному стані свого робочого місця, перевірити справність запобіжних пристроїв, інструментів, механізмів, необхідних для виконання роботи.

Кожний працівник на гірничому підприємстві, помітивши небезпеку, що загрожує працівникам або підприємству (несправність залізничних колій, машин, механізмів, електромереж, ознаки можливих зсувів, обвалів уступів, виникнення пожеж), зобов'язаний одночасно із вжиттям заходів щодо її усунення повідомити про це посадову особу, в обов'язки якої покладено здійснення контролю за безпечним веденням робіт, а також попередити працівників, яким загрожує небезпека. [18]

4.2. Загальні вимоги безпеки під час ведення гірничих робіт

Безпечна висота уступу повинна бути визначена проектом з урахуванням фізико-механічних властивостей гірських порід і корисних копалин, гірничотехнічних умов їх залягання та робочих параметрів гірничих машин.

Під час застосування гідравлічних екскаваторів та гідравлічних навантажувачів висота уступу повинна визначатись розрахунком залежно від їх технічних характеристик.

Кути укосів робочих уступів необхідно облаштовувати таким чином, щоб вони не перевищували:

- під час роботи екскаваторів типу механічної лопати, роторних екскаваторів та драглайна - 80 град.;
- під час роботи багатоківшевих ланцюгових екскаваторів з нижнім черпанням - кута природного укосу цих порід;
- під час розробки ручним способом: розсипчастих і сипких порід - кута природного укосу цих порід; м'яких, але стійких порід - 50 град.; скельних порід - 80 град.

Граничні кути укосу неробочих уступів і бортів (кути стійкості) повинні бути визначені проектом з подальшим коригуванням їх у процесі експлуатації згідно з даними наукових досліджень та змінами технології ведення гірничих робіт.

Гірниче та транспортне обладнання, транспортні комунікації, мережі електропостачання та зв'язку необхідно розміщувати на робочих майданчиках уступів за межами призми обвалення.

Вибір способу руйнування негабаритів здійснюється на підставі існуючих на гірничому підприємстві технічних умов і забезпечення безпеки ведення робіт. Руйнування негабаритів механічним способом необхідно здійснювати відповідно до вимог інструкції з експлуатації заводу-виробника технічного засобу для руйнування негабариту. [18]

4.3. Вимоги безпеки під час проведення бурових робіт

Бурові роботи необхідно проводити відповідно до технологічних інструкцій, розроблених підприємством для кожного способу буріння (шарошкового, вогневого).

Не дозволяється бурити свердловини верстатами вогневого (термічного) буріння в гірських породах, схильних до займання та виділення отруйних газів.

Кожну свердловину, діаметр устя якої перевищує 250 мм, після закінчення буріння необхідно перекрити. Ділянки пробурених свердловин необхідно обов'язково огороджувати попереджувальними знаками.

Під час буріння перфораторами та електросвердлами ширина робочої берми повинна бути не менше ніж 4 м. Підготовлені для буріння негабаритні блоки гірничої маси необхідно складувати стійко в один шар поза зоною можливого обвалення уступу. [18]

4.4. Основні вимоги правил безпеки на автотранспорті

При роботі автотранспорту складається небезпека зіткнення зустрічних автосамоскидів, їх сковзання з уступів. Тому відповідні служби повинні підтримувати автодороги в стані виключаю чому цю небезпеку.

Поперечний профіль автодороги повинен бути таким, щоб водієві створювалась необхідна оглядовість. Для цього необхідно уникати різних переломів профіля.

Дорожні знаки повинні утримуватись у справному стані і освітлюватись у темну пору доби.

На лінію дозволяється випускати тільки справні самоскиди. Тому всі транспортні засоби при виході з гаража повинні ретельно перевірятись

компетентними особами. Особливу увагу потрібно звертати на справність гальмівної системи, рульового управління, коробки передач, сигналів, освітлюючі приборів.

Тільки добре підготовлені водії можуть бути допущені до управління засобами автотранспорту на кар'єрах. [18]

4.5. Основні вимоги правил безпеки на конвеєрному транспорті

Конвеєрний транспорт з точки зору безпеки є найбільш благополучним із-за невеликої швидкості руху конвеєрної стрічки і відносно стаціонарних умов роботи. Але і тут при відступленні від правил безпеки можливі нещасні випадки з працюючими на кар'єрі людьми і обслуговуючим персоналом.

Переміщення людей на конвеєрній стрічці забороняється. Переходити через конвеєрну стрічку можна тільки по спеціально обладнанім місткам.

При всіх видах кар'єрного транспорту велике значення має суворе дотримання інструкції по експлуатації транспортних засобів. [18]

4.6. Безпека проведення підривних робіт

Підривні роботи мають проводитись у суворій відповідності з ДНАОП та „Єдині правила безпеки при підривних роботах”. При дотриманні цих правил підривні роботи на кар'єрах не більш небезпечні ніж інші, але будь-яке порушення цих правил неминучо призводить до нещасних випадків.

Всі підприємства, що ведуть підривні роботи повинні мати дозвіл „Держкомнагляд охорони праці”. А також затверджену документацію та дозвіл на отримання та транспортування вибухових матеріалів.

До керівництва підривними роботами допускаються особи, що мають закінчену вищу освіту чи середню гірничотехнічну. Керівник при призначенні на посаду і кожні три роки повинен здавати іспит органу Державного нагляду охорони праці.

Для набуття професії підривника допускаються особи чоловічої статі віком не менше 21 роки.

Площа уступу у радіусі не менше 0,7 м від кожної свердловини має бути очищена від уламків породи. Для зменшення імовірності відмов зарядів підриву мережу або дублюють або за кільцьовують. А у свердловини $L > 15$ м вводять по два патрони бойовики – у нижній і верхній частині заряду. [18]

4.7. Правила безпеки при виробництві відвальних робіт

Безпека виробництва відвальних робіт в значній мірі залежить від стійкості відкосу відвальних уступів. Тому висота відвального уступа повинна установлюватись індивідуально для кожного кар'єра і різних типів розкривних порід і способів механізації відвальних робіт. Збільшувати проектну висоту відвального уступа без достатньої основи не дозволяється.

Значний вплив на стійкість відвалів надає порядок відсипки породи. В основі відвалу необхідно розміщувати найбільш стійкі породи.

Для запобігання накопичення води на поверхні відвалу їй слід надавати форму, забезпечуючи добрий стік води з ціллю запобігання утворення оповзнів.

Забороняється спускатися і підніматися по відкосам відвальних уступів, а також знаходитись поблизу їх основи. [18]

Вимоги правил безпеки при поводженні з електроустановками, гірничими і транспортними машинами на відвалах ті ж, що і на кар'єрах.

4.8. Провітрювання кар'єрів

Кар'єри, глибина яких перевищує 150 м, та окремі кар'єри з особливо тяжким пилогазовим режимом повинні мати пиловентиляційну службу, забезпечену апаратурою і приладами згідно з вимогами Закону України "Про метрологію та метрологічну діяльність".

На робочих місцях кар'єрів необхідно проводити відбір проб повітря для їх аналізу на вміст шкідливих газів. Місця відбору проб та їх періодичність визначаються посадовою особою, відповідальною за пиловентиляційну службу підприємства.

Допуск працівників і технічного персоналу в кар'єр після проведення масових вибухів дозволяється тільки після перевірки гірничорятувальниками вмісту шкідливих газів та зниження їх вмісту в атмосфері до санітарних норм, але не раніше ніж через 30 хв після вибуху. У погано провітрюваних і застійних зонах кар'єру необхідно організовувати штучну вентиляцію за допомогою вентиляційних установок або інших засобів провітрювання. [18]

У кар'єрах, на відвалах та складах необхідно застосовувати засоби придушення пилу, нейтралізації або уловлення шкідливих газів і агресивної води безпосередньо в місцях їх виділення, а кабіни гірничого обладнання ізолювати та забезпечити подачу в них очищеного повітря.

Для зменшення пилоутворення під час екскавації гірничої маси в теплу пору року необхідно проводити систематичне зрошення підірваної гірничої маси водою або пило-, газопридушуючим розчином.

Під час проведення масових вибухів у кар'єрах необхідно використовувати внутрішню, розміщену в свердловинах, тверду зволожену пило, газопридушуючим розчином забивку або гідрозабивку в рукавах, а також розміщені між свердловинами екрани у вигляді шару подрібнених зволжених порід або рукавів, наповнених пило-, газопридушуючим розчином. [18]

ВИСНОВКИ

Під впливом технічного прогресу відбувається щорічне збільшення продуктивності праці та зниження експлуатаційних витрат. Це викликає природне бажання зменшити обсяги гірничо-капітальних та розкривних робіт у початкові періоди експлуатації кар'єрів. Для зменшення витрат доцільно планувати відкриту розробку родовищ етапами із встановленням проміжних контурів. [19]

Розробка зазначених проектів має проводитися з урахуванням таких положень:

1) застосування найпрогресивніших форм планування, організації та управління будівництвом, впровадження мережеских графіків, диспетчеризації комп'ютерної техніки;

2) першочергового виконання підготовчих робіт;

3) досягнення безперервності та потоковості робіт з рівномірним використанням ресурсів та виробничих потужностей;

4) комплексної механізації робіт із застосуванням найбільш економічних машин та механізмів;

5) зменшення обсягу будівництва тимчасових будівель та споруд за рахунок першочергової забудови та тимчасового використання для потреб будівництва постійних будівель та споруд.

Відповідно до наведених вимог у курсовому проекті було визначено основним показником роботи будь-якого підприємства є його виробнича потужність. Виробнича потужність кар'єра характеризується можливою продуктивністю кар'єру за корисними копалинами та по гірській масі. [19]

Взаємозв'язок цих показників виражається через експлуатаційний коефіцієнт розкриву. Правильне встановлення виробничої потужності гірничого підприємства є найважливішим завданням проектування.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Академія гірничих наук України «Відділення геології, геодезії, екології та картографії», ТОВ «Відділення економіки гірничих наук України», кандидат геологічних наук М.М. Курило, 2016р. 198с.
2. Довідник по відкритим гірничим роботам, Розвиток технології гірничих відкритих робіт, М.І. Щадов, 2010р., 725с.
3. Геолого – економічна оцінка запасів залізистих кварцитів родовища «Велика Гліюватка», Примірник книги №2, Виконавець академік АГН України професор О.В.Плотніков, Кривий Ріг 2016р. 157с.
4. Геологічні та промислові характеристички «Гірничі роботи Гліюватського кар'єру», маркшейдерська частина, В.В. Перегудов, 2013рік, 221с.
5. Відкриття та освоєння глибоких горизонтів Гліюватського кар'єру (4 ступінь поглиблення), проектні роботи АВ № 488626 ,від 12.11.2009р, Технічний архів Кривбаспроект, 228с.
6. Відкриті гірничі роботи, «Процеси відкритих гірничих робіт», частина 1, Київ 2020р., КПІ ім. Ігоря Сікорського, 151с.
7. Руйнування гірських порід вибухом, Коробчук В.В., посібник вибухових робіт, 2002р., 395с.
8. Буровибухові роботи», Кутузов Б.І. , посібник для техніків, 3 видавництво, 1988р., 383с.
9. Руйнування гірських порід та безпека вибухових робіт», кафедра родовищ корисних копалин професора Бакка М.Т. , 2021р., 40с.
10. Блізнюков В.Г. Гірничі справи. Підручник для вузів / В.Г. Блізнюков, С.О. Луценко, А.М. Пижик – 3-е вид., перероб. і доп. – Кривий Ріг: Видавець ФО-П Чернявський Д.О. – 2014. – 424 с.
11. Бизов В.Ф. Основи технології гірничого виробництва. – “Виробничі процеси”: Підручник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком “Гірництво”.- Кривий Ріг: Мінерал, 2000. – 247 с.

12. Бизов В.Ф. Основи технології гірничого виробництва. “Технологічні засоби”: Підручник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком “Гірництво”.- Кривий Ріг: Мінерал, 2000. – 270 с.
13. Бизов В.Ф., Дриженко А.Ю. Відкриті гірничі роботи. XIII “Виробничі процеси”: Підручник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком “Гірництво”.- Кривий Ріг: Мінерал. 2004. – 341 с.
14. Технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин: навч. посіб. І.Л. Гуменик, Г.Я. Корсунський, О.В. Ложніков; М-во освіти і науки України, Нац. Гірн. Ун-т. НГУ. – 310 с.
15. Технічно – економічні показники контура Гліюватського кар’єру з врахуванням міцності порід, (КривбасПроект), том 8, Н.В. Зубченко, 2020р., 81с.
16. Економіка гірничих підприємств, практикум О.А. Темченко О.А., Кривий Ріг, «Мінерал»2010р., 372с.
17. Державний комітет України з промислової безпеки, охорони праці та гірничого нагляду.,Київ 18.03.2010р., наказ про затвердження Правил праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом.,Закон України про охорону праці., С.Сторчак., наказ №61, зареєстрований в міністерстві юстиції України., 62с.
18. Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом. - К.: Основа, 2010. - 184 с.
19. Дриженко А.Ю. Відкриті гірничі роботи. Міністерство освіти і науки України, нац. гірн. ун-т. - Д.: НГУ, 2014. – 590 с.
20. Основи технології гірничих робіт: Навчальний посібник / Під ред. К.Ф. Сапицького . – К. : ВФ ІСДО, 1993. – 196 с.

ДОДАТКИ

Таблиці з технологічними параметрами та вказівками містять роз'яснення, рекомендації та довідковий матеріал до виконання курсового проекту. Наведено рекомендації щодо вибору технологічного устаткування та послідовності розрахунку основних технологічних процесів гірничого виробництва з визначенням кількості обладнання для виконання виробничого завдання. Надані детальні пояснення до виконання графічної частини курсового проекту. [20]

Таблиця 1

Рекомендації що до вибору параметрів виймально-транспортного обладнання

$A_{гм}$, млн.т/рік	$(L_{кк} + L_{ск})/2$, км	$E_{к}$, $м^3$	Q_A , Т	Q_B , Т
до 10	до 3	3-4	10-20	–
10-15	3-4	4-6	20-30	–
15-20	3-5	6-8	45-65	85
20-30	3-5	8-12	65-100	–
	5-8	8-12	–	105
30-40	3-6	10-15	80-120	–
	5-10	10-15	–	105-145
40-50	4-7	12-20	120-150	–
	6-12	12-20	–	105-145
більше 50	10 та більше	12-25	–	145-180

Таблиця 2

Залежність α_y та C від f та H_y (для умов даного курсового проекту)

f	$\alpha_y, ^\circ$	$C, \text{ м при } H_y$			
		10 м	12 м	15 м	20 м
до 6	45	4	5	6	8,5
7-9	65	3	3	3,5	4,5
10-14	75	3	3	3	4
15-20	85	2,5	2,5	3	4

Таблиця 3

Рекомендовані для курсового проектування сполучення бурового та виймального обладнання

$A_{ГМ},$ млн. м ³ /рік	f	Модель обраного екскаватора	Модель бурового станка	Діаметр бурового долота, мм
0,5-2	8-14	ЕКГ-4,6,	СБШ-200	214
		ЕКГ-5А		
		ЕКГ-6,3У		
	8-16	ЕКГ-8	СБШ-250 СБУ-160	243, 269 155
		ЕКГ-10		
	10-20	ЕКГ-8	СБШ-250 СБУ-200	243, 269 190
ЕКГ-10				
2-5	8-14	ЕКГ-8	СБШ-250 СБУ-160	243, 269 155
		ЕКГ-10		
		ЕКГ-12,5		
	8-16	ЕКГ-10	СБШ-320 СБУ-200	295, 320 190
		ЕКГ-12,5		
		ЕКГ-15		
	10-20	ЕКГ-10		
		ЕКГ-15		
		ЕКГ-20		

більше 5	8-14	ЕКГ-8	СБШ-250-32 СБУ-160	243, 269 155
		ЕКГ-10		
		ЕКГ-12,5		
	8-16	ЕКГ-10	СБШ-250-32 СБУ-160	243, 269 155
		ЕКГ-12,5		
		ЕКГ-20		
	10-20	ЕКГ-10	СБШ-320 СБУ-200	295, 320 190
		ЕКГ-12,5		
		ЕКГ-20		

Таблиця 4

Характеристики емульсійних ВР

Показник \ Назва	Україніт пп- 2	Анемікс-80	Анемікс-70	Емоніт
Теплота вибуху, кДж/кг	4100-4400	3231	3117	3100
Об'єм газів, л/кг	721-750	1009	1004	1000
Критичний діаметр, мм	120-150	80	90	120
Кисневий баланс, %	-0,05-4,3	-0,98	-1,95	-0,3
Швидкість детонації, м/с	4300-4400	5000-5100	4800-5000	4800-5200
Щільність заряджання, кг/м ³	1300	1210	1220	1400

Таблиця 5

Рекомендації щодо вибору моделі бульдозера для відвальних робіт

Обсяг розкриття, що доставляється на відвал ($A_{СК}$), млн. м ³	Продуктивність відвального бульдозера, м ³ /зміну
0,5-1,5	800-1100
1,5-3,5	1100-1450
3,5 та більше	1450 та більше

$L_{РА}$, м	$L_{СВ}$, м	Продуктивність бульдозера, м ³ /зміну			
		Д-275А	Д-521А	Д-572	Д-701
0-1	до 5	1150	1450	1650	1850
1-5	5-10	1000	1300	1500	1700
3-5	10-15	800	1100	1200	1400

Таблиця 6

Технічна швидкість буріння, м/хв

Буровий станок	Коефіцієнт міцності за шкалою Протод'яконова										
	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
СБШ-200	0,3	0,25	0,21	0,2	0,18						
СБШ-250	0,3	0,27	0,25	0,21	0,19	0,18	0,16	0,15	0,14		
СБШ-320			0,22	0,21	0,19	0,18	0,15	0,14	0,13	0,12	0,12
СБУ-160							0,12	0,11	0,1	0,1	0,1
СБУ-200							0,13	0,12	0,1	0,1	0,1

Таблиця 7

Значення коефіцієнту дальності відкидання породи

при інтервалі сповільнення між рядами зарядів t , мс

Інтервал сповільнення між рядами зарядів t , мс	Значення $K_{сп}$
0	1
10	0,95
25	0,9
50	0,85
75 та більше	0,8

Таблиця 8

Орієнтовна тривалість циклу екскаваторів при навантаженні

підірваних гірських порід у транспортні засоби

Модель екскаватора	Кут повороту екскаватора при навантаженні, градус		
	90	135	180
ЕКГ-4,6; ЕКГ-5	33	35	37
ЕКГ-8, ЕКГ-10	36	39	42
ЕКГ-12,5	40	43	46
ЕКГ-20	42	44	46

Курсовий проект складається з розрахунково-пояснювальної записки та графічної частини, представленої одним аркушем формату А 1. На кресленні вибухового блоку наведена схема розташування свердловин на уступі, що підривається, а також конструкція зарядів вибухових свердловин, також конструкція і параметри робочої площадки мінімальної та нормальної ширини екскаваторів ЕКГ -10 та ЕКГ - 20

Рисунок 1

Схема розташування свердловин на розкривному уступі

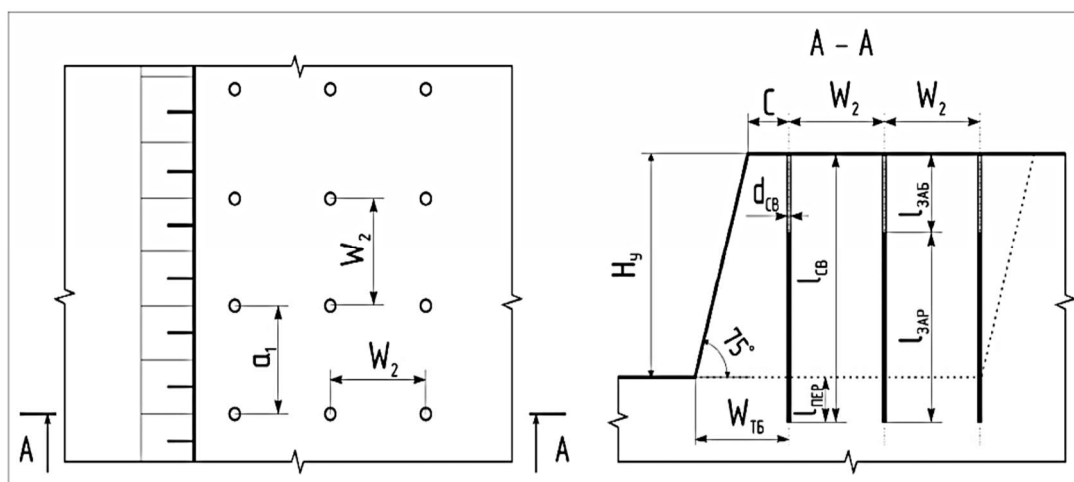
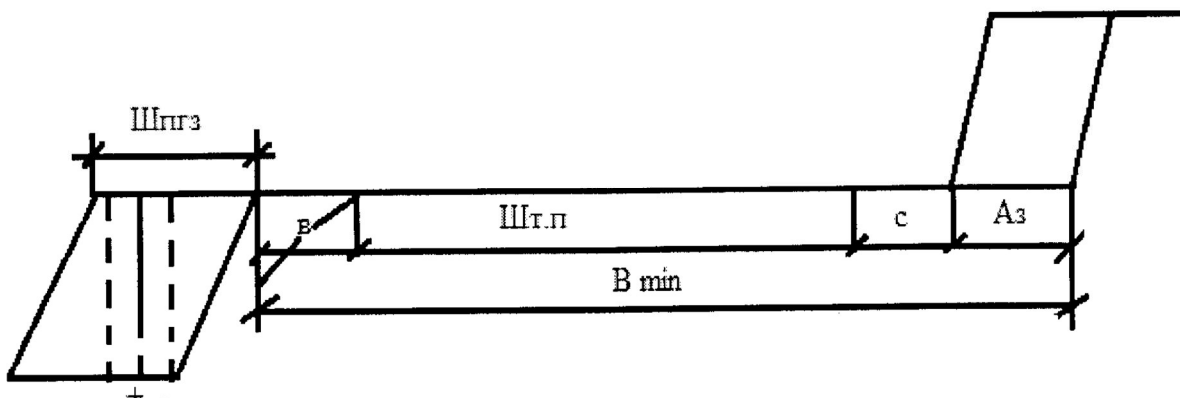


Рисунок 2

Конструкція та параметри робочої площадки мінімальної та нормальної ширини ЕКГ



Додаток 1

Розрахунок робочої площадки для ЕКГ -10 та ЕКГ -20 [20]

Ширина мінімальної робочої площадки розраховується за формулою:

$$B_{\min} = A_3 + \text{ШТ .П.} + c + b, \text{ м}$$

де A_3 - ширина забою екскаватора, м;

Шт.п - ширина транспортної смуги, м;

c - безпечна відстань від нижньої бровки уступу до транспортної смуги (відповідно до норм безпеки $c=1$ м);

b - ширина призми обвалення (відповідно до норм безпеки $b =3$ м).

Ширина транспортної смуги при двосмуговому русі розраховується за формулою:

$$\text{ШТ .П.} = 2 \times (a + \text{ШП}) + l, \text{ м}$$

Де a - ширина узбіччя за нормами технологічного проектування приймається 2- 2,5 м,

ШП - ширина смуги в одному напрямку, м;

l - інтервал між автомобілями, які рухаються назустріч один одному, м.

Інтервал між автомобілями розраховується за формулою:

$$l = 0.05 \times VP, \text{ м, де } VP - \text{ швидкість руху машини, км/год.}$$

$$l = 0.05 \times 30 = 1,5 \text{ м}$$

Ширина забою екскаватора розраховується за формулою:

$$A_3 = 1,5 \times R_{ч.у}, \text{ м}$$

де $R_{ч.у}$ - радіус черпання екскаватора на рівні установки, м.

Нормальну ширину робочої площадки розраховуємо за формулою:

$$B_H = B_{\min} + \frac{\mu \cdot A_p}{L_{\text{ФГР}} \cdot H_i}$$

Де μ - нормативний коефіцієнт готових запасів до виймання, міс.;

A_p - виробнича потужність кар'єру по руді, т/м³;

$L_{\text{ФГР}}$ - довжина рудного фронту гірничих робіт на уступі, м;

H_i - висота уступу

Таблиця 9

Технічні характеристики для площадки ЕКГ -10 та ЕКГ -20

Технічні характеристики:	ЭКГ- 10	ЭКГ- 20
Місткість ковша, м ³	10 м ³	20 м ³
Максимальний радіус черпання, $R_{ч.у}$ м	14,5 м	22,6 м
Максимальна висота черпання, $H_{ч.у}$ м	10,3 м	10,5 м
Висота уступу, H_i , м	12 м	15 м
Виробнича потужність кар'єру, AP т/м ³ ;	1370000 т/м ³	
Ширина забою екскаватора, $A_з$, м	22м	34 м
Ширина транспортної смуги одого напрямку, Шп, м	6,4 м	
Ширина транспортної смуги двох напрямів, Штп, м	19 м	
Інтервал між автомобілями, l , м	1,5 м	1,5 м
Безпечна відстань, C м	1м	1м
Ширина призми обвалення, b м	3 м	3 м
Ширина узбіччя, a , м	2 м	2,5 м
Ширина мінімальної робочої площадки, $B_{мін}$, м	45 м	57 м
Ширина нормальної робочої площадки, B_n , м	52 м	62м
Довжина рудного фронту гірничих робіт на уступі , $L_{ФГР}$, м	2000 м	
Нормативний коефіцієнт готових запасів до виймання, μ , міс	0,125 міс	

