

Міністерство освіти і науки України  
Національний технічний університет  
«Дніпровська політехніка»

**Природокористування**  
(інститут)

Кафедра транспортних систем і технологій  
(повна назва)

**ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА**  
кваліфікаційної роботи ступеню бакалавра  
(бакалавра, магістра)

студента Трач Олександра Анатолійовича  
(ПІБ)

академічної групи 184-16-9 ГФ  
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво  
(код і назва спеціальності)

спеціалізації \_\_\_\_\_

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»  
(офіційна назва)

на тему Удосконалення технологічної системи транспорту при подальшому розвитку гірничих робіт в умовах Новопавлівського гранітного кар'єру  
(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	Барташевський С.Є.			
розділів:				
Технологічний	Барташевський С.Є.			
Транспорт	Барташевський С.Є.			
Охорона праці	Радчук Д.І.			
Рецензент				
Нормоконтролер	Барташевський С.Є.			

Дніпро  
2020

**ЗАТВЕРДЖЕНО:**

завідувач кафедри

транспортних систем і технологій

(повна назва)

Барташевський С.Є.

(підпис)

(прізвище, ініціали)

«\_\_\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2020 року

**ЗАВДАННЯ**

на кваліфікаційну роботу

ступеню бакалавра

(бакалавра, магістра)

студенту Трач Олександр Анатолійовичу академічної групи 184-16-9 ГФ  
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво

спеціалізації \_\_\_\_\_

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»

на тему Удосконалення технологічної системи транспорту при подальшому розвитку гірничих робіт в умовах Новопавлівського гранітного кар'єру

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка»

від «03» червня 2020р. №292-с.

Розділ	Зміст	Термін виконання
Технологічний	<i>Геологічна характеристика родовища. Фізико-механічні властивості гірських порід. Характеристика гірничого підприємства.</i>	11.05.2020
Транспорт	<i>Розробити і обґрунтувати ефективну систему транспорту нового технічного рівня.</i>	01.06.2020
Охорона праці	<i>Загальні заходи охорони праці. Безпека обслуговування механізмів та машин на видобувних роботах та при транспортуванні гірничої маси. Провітрювання кар'єру.</i>	08.06.2020
Економічний	<i>Виконати розрахунки економічного ефекту, що має бути досягнутий при впровадженні результатів роботи.</i>	15.06.2020

Завдання видано \_\_\_\_\_  
(підпис керівника)

Барташевський С.Є.  
(прізвище, ініціали)

Дата видачі 04.05.2020

Дата подання до екзаменаційної комісії 23.06.2020

Прийнято до виконання \_\_\_\_\_  
(підпис)

Трач О.А.  
(прізвище, ініціали)

## Реферат

Пояснювальна записка: 71 ст.; 7 рис.; 25 табл.; 23 джерел; 1 додаток

Об'єктом розробки є видобувні роботи і транспортна система Новопавлівська гранітного кар'єру.

Мета роботи: підвищення ефективності транспортування гірничої маси і ведення видобувних робіт на кар'єрі.

У введєнні описані відомості про Новопавлівський гранітний кар'єр, про промислові запаси підприємства.

Перший розділ включає в себе географічні та кліматичні відомості про район, дана геологічна характеристика родовища, наведено фізико-механічні властивості порід. Основні дані для проектування - характеристика гірничого підприємства, календарний план розробки родовища.

У технологічному розділі наведені пропозиції щодо вирішення технологічного завдання. Проведені розрахунки основних показників діючої і запропонованої (проектної) систем розробки. Запропоновано оптимізацію існуючої транспортної системи: удосконалена система автомобільного транспорту та комбінована схема транспортування гірничої маси.

Розділ «Охорона праці» обґрунтовує заходи щодо забезпечення безпеки роботи виймальних-навантажувального і транспортного устаткування.

В економічному розділі наводяться розрахунки економічного ефекту, який повинен забезпечуватися при впровадженні проектної системи.

Практичне значення даного проекту полягає в зниженні собівартості продукції, підвищення продуктивності кар'єра.

## Зміст

<b>ВСТУП.....</b>	<b>5</b>
<b>1. Загальні положення та вихідні дані.....</b>	<b>6</b>
1.1 Геологічна характеристика родовища.....	6
1.2 Фізико-механічні властивості гірських порід.....	9
1.3 Характеристика гірничого підприємства.....	10
<b>2. Експлуатаційні розрахунки засобів кар'єрного транспорту.....</b>	<b>19</b>
2.1 Розрахунок вантажопотоків кар'єра.....	19
2.2 Розрахунок видобувного автомобільного транспорту з теоретичної продуктивності кар'єра.....	21
2.3 Розрахунок автомобільного транспорту на перспективу збільшення продуктивності кар'єра в два з половиною рази.....	28
2.4 Розрахунок комбінованого транспорту на перспективу збільшення продуктивності кар'єра в два з половиною рази.....	33
<b>3. Охорона праці.....</b>	<b>53</b>
3.1 Вимоги до режиму безпеки та охорони праці відповідно до завдання....	53
3.2 Охорона праці на гірничому підприємстві .....	59
3.3 Обґрунтування схеми природного провітрювання .....	60
3.4 Визначення ефективності природного провітрювання робочих місць (забруднених зон) в кар'єрі.....	62
<b>4 Економічний розділ.....</b>	<b>65</b>
4.1 Розрахунок загальних витрат із застосуванням діючої та проектної систем транспорту .....	65
4.2 Техніко-економічна ефективність впровадження проектної транспортної системи (автотранспорт).....	66
<b>Висновок.....</b>	<b>68</b>
<b>Список літератури.....</b>	<b>69</b>
<b>Додаток А.....</b>	<b>71</b>

## Вступ

Новопавлівське родовище граніту відомо з XVI століття. Саме в ті часи запорізький козак Микита Циган побудував з місцевого каменю причал для перевезення зерна через Дніпро. А в середині XIX століття поміщик Василь Нечаєв використовував Новопавлівський граніт для фундаменту церкви, що будується в м Нікополі. До XX століття родовище експлуатувалося кустарним способом, і тільки в 1928 році трест «Укрлад» розгорнув регулярний видобуток граніту в кар'єрі. За час розробки родовища Новопавлівський гранітний кар'єр переходив з одного підпорядкування в інше, а в листопаді 1955 року стало самостійним підприємством. З введенням в експлуатацію каменедробильного заводу № 1 потужність кар'єра зросла з 100 до 800 м<sup>3</sup> граніту за зміну. У зв'язку з будівництвом Каховської гідроелектростанції промислові і житлові об'єкти міст Нікополь, Марганець та Орджонікідзе необхідно було захистити дамбою від затоплення, і вся продукція Новопавлівського кар'єру йшла на їх зведення. У 1971 році на кар'єрі здали в експлуатацію дробильно-сортувальний цех № 2. Рекордний рівень видобутку щебіню був досягнутий в 1989 році. Він склав 1813,8 тис. м<sup>3</sup>.

Різноманітна продукція випускається кар'єром сьогодні. Так, гранітний щебінь семи фракцій йде на будівництво і ремонт автомобільних доріг, швидкісних трас, залізничних шляхів. Асфальтні заводи при виготовленні асфальту і тротуарної плитки використовують Новопавлівську піщано-щебіневу суміш. Бутовий камінь Новопавлівського кар'єру йде на будівництво дамб, фундаментів, обробку фасадів будівель. Картонно-руберойдові заводи використовують його посипку для руберойду, застосовується вона і при виготовленні тротуарної плитки, для оздоблення фасадів будинків. Підвищений попит на продукцію кар'єра пояснюється її високою якістю. За санітарно-радіаційними характеристиками вона відповідає першій будівельній групі. При визначенні якісних показників продукції кар'єра важливу роль відіграє той факт, що вся вона промивається водою. Розширюється ринок збуту було-щебеневої продукції кар'єру. Її поставки здійснюються в багато регіонів України. Споживачами продукції Новопавлівського гранітного кар'єру є: дорожньо-будівельні підприємства Дніпра, Кам'янського, Запоріжжя, Харкова, Херсона, Каховки, Придніпровська залізниця.

У роботі вирішена актуальна проблема, яка полягає в удосконаленні транспортування гірничої маси і видобувних робіт в умовах Новопавлівського гранітного кар'єру, забезпечуючи поліпшення економічних показників і стабільності роботи підприємства.

## **1 Загальні положення та вихідні дані**

### **1.1. Геологічна характеристика родовища**

Новопавлівське родовище граніту розташоване в південній частині Південного Українського масиву. В геологічну будову району беруть участь докембрійські кристалічні породоутворення, перекриті, здебільшого, осадовими породами третинного і четвертинного віку.

Кристалічний масив на родовищі має куполоподібну форму. Південно-східна частина родовища в даний час відпрацьовується.

Кристалічні породи, розкриті на родовищі чинним кар'єром поруч розвідувальних свердловин, представлені сірими, рожево-сірими і грубозернистими гранітами. А виділити значні ділянки з перетворенням сірих різновидів граніту не представляється можливим.

Часта змінюваність сірих і рожевих гранітів надає породі полосчатий вид.

На ділянках, де сірі граніти прорвані мясокрасними грубозернистими гранітами, порода переходить в мігматит.

За часом освіти граніти відносяться до протерозойних, коли закінчилося формування гранітів Дніпровського типу.

На родовищі можна виділити дві основні генерації гранітів, давніші переважно сірого кольору - плагіоклазові граніти і молодші рожево-ортоклазові.

Граніти мають масивну структуру.

Граніти складені в основному: плагіоклаз - 20%, мікроклін - 5%, кварц - 35 ... 50%, біотит - до 10%.

З акцесорних мінералів присутні апатити, цікрон, гематит.

Новопавлівське родовище мігматитів є продовженням родовища граніту, простежується на північ від кар'єру №1 по балці річки Кам'янка. Воно є південно-східною частиною масиву мігматитів, прилеглих пасткою річки Базавлук до Токівському кар'єру родовища рожево-червоних гранітів.

Породи розкриву представлені третинними і четвертинними відкладеннями, які залягають на дуже нерівній покрівлі мігматитів.

Нерівність характеризуються западинами - блюдцями глибиною до 1,5 ... 2м і діаметром в декілька метрів. До осі балки ці нерівності сходять окремими терасами. В окремих місцях поверхню покрівлі мігматитів витріщає в вигляді горбів.

Такий вид покрівлі мігматиту дуже ускладнює виробництво розкривних робіт, не дозволяє провести зачистку по покрівлі граніту.

Породи третинного віку представлені сарматськими відкладеннями, сармат-піщані і глинисті відкладення максимальною потужністю до 1,5м:

- Середній сармат - вапняки, ракушечники, світло-сірого кольору мергелісті глини. Потужність середнього сармата до 1,5м;
- Верхній сармат - представлений зеленувато-сірими глинами потужністю 5-6м, потужність мергелістих прошарків досягає до 0,5 м.

Потужність четвертинних відкладень збільшується з віддаленням від тальвега балки на захід і схід. У місцях, де граніти від поверхні близько виходять на поверхню, шар теоретичних відкладень знятий, кристалічні породи покриті тонким шаром піщано-глинистих осадових порід більш молодого віку, місцями взагалі без одягу.

За своєю будовою кристалічним породам на родовищі гранітів на ділянках «Верхній» і «Плоский» (останній як безпосередньо продовження першого), характерна тріщинуватість верхнього мігматиту, яка простежується протягом всієї експлуатації кар'єра. Тріщинуватість характерна і для нижніх шарів мігматиту.

Спрямовані тріщини в основному в двох напрямках:

- Горизонтальне, яке відокремлює верхній шар мігматиту на попластову окремість потужністю до 6 км;
- Вертикальне, яке розбиває верхній шар на окремі блоки дуже великих розмірів.

Основні напрямки тріщин:

- Горизонтальні - азимут простягання 240, падіння - 28, глибина 4 ... 6м;
- Вертикальні - азимут простягання 345, падіння – 90.

Така будова верхнього шару мігматитів представляє його як водоносний горизонт. У цих тріщинах накопичуються підземні води за рахунок проникнення з поверхні, де кристалічні породи мають виходи на поверхню.

У тальвегу балки, де виходи граніту перекриті тонким шаром піщано-глинистих відкладень, в місцях западин і блюдець спостерігається скупчення води. Але водоносний горизонт безнапірний.

В основному водоносні горизонти і водотік по балці харчуються за рахунок атмосферних опадів і скидання зайвих вод з прилеглих полів по схилах балки.

Дані геологічних вишукувань, виконаних в 1956-1960 рр. дозволяють виділити в його межах два водоносних горизонти в сучасних алювіальних відкладеннях днища балки річки Кам'янка і в тріщинуватій зоні кристалічних порід докембрію.

Гідрогеологічні параметри характеризують водовміщуючі породи як слабоярсні і з нерівномірною тріщинуватістю.

Згідно розрахунків при дорозвідці і переоцінці запасів в 1990р. Середній водоприток в кар'єрі тріщинних вод і атмосферних опадів за рік становить 169,5 і 51,0 м<sup>3</sup>/ч відповідно, виходячи з досвіду роботи водоприток розраховують на середній 160,5 м<sup>3</sup>/ч.

У той же час зливовий водоприток згідно розрахунків може скласти додатково 2877 м<sup>3</sup>/ч, що необхідно врахувати при водовідливій передбачивши резервне обладнання.

Виробничими петрографічними дослідженнями встановлено, що на відпрацьованих ділянках, які експлуатуються з 1971р. мають поширення в основному мігматитів.

У вертикальному розрізі товща вивержених порід поділяється на дві зони, що мають різну ступінь міцності.

До верхньої зони відносяться вивітрілі, тріщинуваті мігматити, це дресва, яка має середню потужність 0,4 м.

До нижньої зони відносяться свіжі або слабо порушені вивітрянням мігматити.

Основна площа родовища представлена слаборадіоактивними породами першого класу, які відповідають вимогам ОСП 72/87 - основні санітарні правила і норми радіаційної безпеки - НР5-76 / 87. Лише в районі свердловин № 140 і № 141 з глибини 56м (відмітка -18м) зустрінуті локальні підвищення радіоактивності потужністю до 4 м, селективне відпрацювання яких скрутне у зв'язку з часто перемежованими гірськими породами різного ступеня радіоактивності.

Ступінь вивченості родовища забезпечує однозначне уявлення про його будову, умови залягання корисних копалин і розкривних порід. Геологічна будова ілюструється геологічними колонками і розрізами. Всі розвідувальні виробки свердловини уступу кар'єра з точками випробування нанесені на план родовища. Складено топоплан родовища М 1: 2000 в межах всього контуру підрахунку.

Щільність сітки розвідувальних виробок забезпечує повне вивчення запасів родовища з промислових категорій А, В і С<sub>1</sub>.

Співвідношення обсягів вивчених запасів становить:

- Категорія А – 13%;
- Категорія В – 11%;
- Категорія С<sub>1</sub> – 76%.

Невелику питому вагу високих категорій (А, В - 24%) компенсується тим, що 35% площі запасів категорії С<sub>1</sub> (блок С<sub>1</sub> - Ш), розкриті кар'єром.



Речовий склад і технологічні властивості сировини вивчені відповідно до вимог стандартів, що регламентують методи випробувань, якість сировини і продукції, вони підтвердили придатність мігматитів для виробництва широкого асортименту щебеневої продукції та будового каменю.

Гідрогеологічне і гірничо-геологічне умова родовища вивчені досить повно і дозволяють планування гірничо-видобувних робіт в межах підрахованих кордонів. Видані відповідні рекомендації по забезпеченню безпечного виконання робіт.

Застосовувана поступна розробка родовища цілком відповідає його геологічній будові, подальше розширення кар'єру на глибину не спричинить за собою зміни параметрів системи розробки корисних копалин.

Діюче підприємство забезпечене всіма комунікаціями - електроенергією, водою, кваліфікованими кадрами. Є під'їзні залізничні шляхи для відвантаження продукції по залізниці в усі кінці країни.

### 1.3 Фізико-механічні властивості гірських порід

При випробуваннях фізико-механічних властивостей свіжих і вивітрілих мігматитів було проведено понад 30 проб, які показали наступні результати, зведені в таблицю 1.2.

Таблиця 1.1 - Фізико-механічні властивості гірських порід

Властивість	Показник
Об'ємна вага	2,5 – 2,65 т/м <sup>3</sup>
Питома вага	2,61 – 2,7 г/см <sup>3</sup>
Водопоглинання	0,1 – 0,69%
Пористість	1,6 - 5%
Механічна міцність на стиск в сухому стані	754 – 1619 кг/см <sup>2</sup>
Коефіцієнт розмокання	0,81 – 0,98
Морозостійкість	Після 15-кратного заморожування в усіх зразках видимих змін не спостерігалось
Коефіцієнт морозостійкості	0,92 – 0,96
Знос в барабані Деваля	1,7 – 3%

Виконаний на родовищі комплекс геофізичних досліджень дозволяє дати досить повну характеристику радіаційно-гігієнічних властивостей корисної копалини.

Аналізуючи результати, необхідно відзначити, що радіоактивність розкривних порід, представлених суглинками, глиною і дресвой характеризуються низькими значеннями - від 8-10 до 15-20 мкр / год, що відповідає сумарною питомою активністю радіонуклідів за даними кількісної інтерпретації гамма - каратажа в межах від 1 , 65 до 4,12 ПКІ / Г.

Радіоактивність корисної товщі мігматитів змінюється в широких межах, в основному на глибині 10-12 мкр / год, що відповідає зміні сумарної питомої активності від 1,6 ПКІ / Г до 9,9 ПКІ / Г при фоновій активності порід 17 мкр / год. Таким чином проведеними роботами встановлено, що Новопавлівське родовище мігматитів за ступенем радіоактивності і характеру розподілу порід з різними змістами радіонуклідів відноситься до першої групи родовищ будівельних матеріалів, так як основна площа родовища складена слаборадіоактивними породами першого класу, які відповідають вимогам ОСП-72/87 основні санітарні правила і норми радіаційної безпеки - НРБ-76/87.

### **1.3 Характеристика гірничого підприємства**

ПрАТ «Новопавлівський гранітний кар'єр» розташований в 8-ми км на північний схід від Нікополя Дніпропетровської області, пов'язаний з ним залізницею нормальної колії, що дозволяє проводити відвантаження продукції в усі кінці країни, і автодорогою. Діюче підприємство забезпечене всіма комунікаціями, електроенергією, водою, висококваліфікованими кадрами.

Кар'єр №2 побудований за проектом «Південдіпробудм» м. Київ та введений в експлуатацію в 1971р. З проектною потужністю по 1 черзі 1050 тис.м<sup>3</sup> гірської маси в розпушеному вигляді. Кар'єр №2 розробляє родовище мігматитів Новопавлівського гранітного кар'єру на ділянках «Верхній» і «Плоский». У таблиці 1.2 наведені основні показники гірничо-технологічної частини.

Таблиця 1.2 - Основні показники гірничо-технологічної частини

Корисна копалина	мігматити
Площа родовища, га	109,7
Площа гірничого відводу, га	109,6
Площа земельного відводу, га	184,801
Запаси корисних копалин на 1.01.2020р, тис.м <sup>3</sup>	A+B+C <sub>1</sub> – 65722,23
Запаси корисних копалин проектної ділянки родовища, тис.м <sup>3</sup>	C <sub>1</sub> – 49595,93
Промислові запаси, тис.м <sup>3</sup>	
- по родовищу	65637
- по проектованій ділянці	47116,134
Нормативні втрати корисної копалини, %	5,0
Розкривні породи	Піски, суглинки, глини, вапняк, вивітрілі мігматити
Обсяг розкривних порід в межах затверджених запасів, тис.м <sup>3</sup>	285,5
Промисловий коефіцієнт розкриву, м <sup>3</sup> /м <sup>3</sup>	0,034
Річна продуктивність кар'єра, тис.т	1000
Термін служби кар'єра, років	65
Система розробки	Транспортна з паралельним посуванням фронту робіт і зовнішнім відвалоутворенням
Видобувні і навантажувальні роботи	Екскаторні з попередніми розпушуванням
	буро підривних робіт, екскаватори ЕКГ-5А, буровий верстат СБШ-250
Кар'єрний транспорт	Автомобільний, на видобутку БелАЗ-540
Водовідлив	Д-200/90-2шт. 4-КВ-1шт.
Рекультивация	Вироблений простір - під водойму
Санітарно-захисна зона, м	600
Вибухонебезпечна зона кар'єра, м	500

### 1.3.1 Продуктивність кар'єра і календарний план розробки родовища

Станом на 1 січня 2020 року видобуток граніту на кар'єрі ведеться чотирма уступами на 4-х горизонтах, на всій площі кар'єрного поля з просуванням 4-х вертикальних уступів в загальному північному напрямку. Станом на 1.01.2020р довжина видобувних уступів становить:

- на I горизонті – 320п.м.;
- на II горизонті – 290п.м.;

- на III горизонті – 340п.м.;
- на IV горизонті – 320п.м.

Продуктивність кар'єра представлена в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 - Поточна продуктивність кар'єра за періодами часу

Періоди часу	Продуктивність кар'єра, т
Рік	1млн.
Доба	4348
Зміна	1450
Час	181,25

Таблиця 1.4 - Звіт обсягів гірничопідготовчих робіт

№ п/п	Найменування робіт	Обсяг на рік, тис.м <sup>3</sup>	У тому числі по кварталах			
			I	II	III	IV
1	Розкривні роботи	30	-	15	15	-

Таблиця 1.5 - Режим роботи кар'єру

Найменування	Видобувні роботи	Розкривні роботи
Режим роботи	Цілорічний	Сезонний
Кількість робочих днів у році	230	190
Робочий тиждень	безперервна	безперервна
Кількість змін на добу	3	1
Тривалість зміни, ч	8	8

### 1.3.2 Розкриття родовища

На кар'єрі в даний час функціонує 6 траншів, з яких 5 розташовані по західному борту і одна за східним.

1-ша зовнішня капітальна траншея пройдена для розтину родовища. На ділянці проходить по м'яких породах, проїзна частина має бетонне покриття:

- ширина проїзної частини – 12м;
- довжина траншеї – 190м;
- перепад відміток – с 37,2 до 24,3м, Н=12,9м;
- загальний ухил – 6,0% - 0,068%.

2-га є продовженням зовнішньої траншеї - пройдена для розтину запасів по підірваній масі, має параметри:

- ширина траншеї по низу – 20м;
- довжина траншеї по граніту – 168м;

- перепад відміток – с 24,3 до 10,6м, Н=13,7м;
- загальний ухил – 0,08 – 8%.

Загальна довжина 1-ї і 2-ї траншеї 358м в проекції на горизонтальну площину (західний борт). Загальний перепад відміток - з 37,2 до 10,6м або Н = 26,6м. Загальний ухил з поздовжнім профілем 0,075. У своєму кінці траншея на 1-й горизонт розгалужується на дорогу по транспортній бермі до забою 1-го горизонту вправо на в'їзну траншею, на 2-й горизонт прямо до тимчасової траншеї.

У місці переходу траншеї 1-го горизонту в траншеї на 2-й горизонт є горизонтальна площадка довжиною 15м.

3-тя - в'їзна траншея на 2-й горизонт пройдена по підірваній гірничій масі, має наступні параметри (західний борт):

- ширина траншеї по низу – 22м;
- довжина траншеї – 220м;
- перепад відміток – с 10,6 до 6,6м, Н=17,2м;
- загальний ухил – 0,078 – 7,8%.

З боку відпрацьованого простору зроблений запобіжний вал висотою 1,5 м і шириною 2,5 м.

На покрівлі III горизонту ця траншея переходить в горизонтальну площадку довжиною 60м і шириною 21м.

З боку відпрацьованої ділянки III горизонту по брівці майданчику відсипаний запобіжний вал.

4-я - в'їзна траншея на III горизонт - пройдена по цілині граніту (західний борт) в 1989р. У зв'язку з відпрацюванням транспортних берм по I-му та II-му горизонту західного борту перенесена - знову пройдена ближче до борту.

А в даний час має наступні параметри:

- ширина траншеї по низу – 20÷25м;
- довжина траншеї – 180м;
- перепад відміток – с 6,6 до 19м, Н=12,4м;
- загальний ухил – 0,068 – 6,8%.

З боку бровки має запобіжний вал з гірської маси висотою до 1,5 м.

Дорога для транспортування гірської маси з вибоїв III горизонту по західному борту горизонтальна.

5-а - в'їзна траншея на VI горизонт - західний борт. Параметри:

- ширина траншеї по низу – 20÷25м;
- довжина траншеї – 210м;
- перепад відміток – с 19,0 до 35,0м, Н=16м;
- ухил траншеї середній – 0,076 – 7,6%.

б-я - в'їзна траншея з I-го горизонту на II-й горизонт по східному крилу тимчасова. Для вивезення гірської маси з II-го горизонту при відпрацюванні східного крила, уздовж транспортної берми I-го горизонту по східному крилу виконана нова берма - тимчасова траншея. Параметри траншеї:

- ширина траншеї по низу – 20÷21м;
- довжина траншеї – 290м;
- перепад відміток – с 0,6 до 6,6м, Н=17,2м;
- ухил траншеї середній – 0,060 – 6%.

### 1.3.3 Система розробки родовища

Система розробки - транспортна з паралельним посуванням фронту робіт і зовнішнім відвалоутворенням.

Таблиця 1.6 - Параметри системи розробки

Відмітки підосви видобувних уступів, м	-20,-35,-50,-65,-80,-95,-110,-125,-140
Довжина фронту робіт (середня, видобуток), м	400
Напрямок розвитку фронту гірничих робіт	Північне
Висота уступу, м	15
Ширина робочого майданчика, м	60
Ширина транспортної берми, м	25
Ширина запобіжної берми, м	10
Кут укосу уступу, град	
- робочого	80
- стійкого	65
- фіксованого при погашенні уступу	52
Ширина бурової західки, м	20,6
Ширина екскаваторної західки, м	19,25

Корисна копалина на Новопавлівському родовищі представлена мігматитами придатними для виготовлення щебеню і бутового каменю. Мігматити відносяться до IV групи за складністю екскавації за класифікацією ЕНВ-1979 року.

Для виконання заданої програми за обсягом видобутку корисних копалин з мінімальним посуванням фронту робіт і з мінімальним використанням земельної ділянки, передбачено відпрацювання родовища виробляти на повну глибину підрахованих і затверджених запасів, тобто до проектної позначки -140м, витягуючи запаси корисних копалин.

В даний час діє Новопавлівський кар'єр пройдений до позначки -35м. В роботі знаходиться не менше 3-х уступів. Висота уступів діючого кар'єру 15м, яка приймається при поглибленні кар'єра – 15м.

Гірничі роботи в кар'єрі повністю механізовані. Відбій гірської маси проводиться за допомогою буропідривних робіт. Буріння свердловин виконується верстатом СБШ-250, діаметр свердловин - 216мм. У зв'язку з цим, фронт видобувних робіт на уступі умовно розбивається на три блоки. В одному блоці ведуться вантажні роботи, в іншому - бурові, в третьому - вибухові роботи. Паспорт бурового верстата СБШ-250 представлений на кресленні 2.

Довжина кожного блоку залежить від висоти уступу, типу застосовуваного бурового обладнання і продуктивності. Обсяг корисних копалин, що підривається в блоці, забезпечує роботу кар'єра на протязі 10 діб. Мінімальна довжина екскаваторного блоку визначається розрахунком, що враховує необхідність у виділенні трьох ділянок рівної довжини: навантаження, резерву підірваної гірничої маси і буріння. Основне підривання проводиться два рази на місяць. Вибухові роботи з розбирання негабариту виконуються щодня під час внутрішньої перерви.

Щільність гірської маси в цілику 2,65 тис.м<sup>3</sup>, в розпушеному стані прийнятий 1,8 тис.м<sup>3</sup>. Коефіцієнт розпушення відповідно – 1,472.

Навантаження підірваної маси проводиться екскаватором ЕКГ-5А з об'ємом ковша 5,0м<sup>3</sup>. Робота екскаваторів організовується заходками шириною відповідно 19,25м. Паспорт екскаваторного забою представлений на кресленні 2. Підірвана маса забирається екскаватором за два проходи. На робочому майданчику виділяється місце для розкладки негабаритних шматків. Підтягування їх до місця оброблення здійснюється бульдозером. Транспортування гірської маси з забоїв до навантажувальних бункерів дробильних установок здійснюється автосамоскидами БелАЗ-540. В поперечному профілі дороги влаштовуються згідно паспорта на дороги, представленого на кресленні 2:

- ширина дороги по в'їзній частині – 11м;
- з боку бровки відсипається захисний вал висотою 1 м і шириною 1,5м;
- в поздовжньому профілі проїзна частина спланована щебенем і відсівом;

- ширина транспортної берми фактично становить не менше 20м.

По дорозі на I і II горизонти є 2 головних криволінійних ділянки з радіусом повороту 40 і 120м. На кар'єрі є дорога на розкривний уступ, для якої залишена транспортна берма по покрівлі I горизонту 16,5м.

В даний час видобуток корисних копалин здійснюється на 4-х видобувних горизонтах.

Для захисту проектованого кар'єра від поверхневих вод, що надходять зі східною, північній і західній сторін кар'єра даним проектом передбачається проведення нагірних каналів. Водовідлив виробляється з зумпфа насосними агрегатами Д-200/90 - 2шт., 4-КВ - 1шт.

Ширина робочого майданчика  $Ш_{п}=60\text{м}$ , розрахована для видобувного уступу із середнім значенням  $H_{у}=15\text{м}$ . при доопрацюванні уступу ширина робочого майданчика повинна бути не менше ширини транспортної берми.

Розкривні роботи на кар'єрі, як показала багаторічна практика, залежні від погодних умов і пори року. Самі види робіт - це зняття рослинного шару, пристрій випереджаючої канами для додання неробочому борту кута укосу 45 град, зачистка по покрівлі граніту створює умови застосування тільки «драглайна». Промисловий коефіцієнт розкриву ( $\text{м}^3/\text{м}^3$ ) становить 0,034.

Розташування відвалів зовнішнє. Відстань перевезень в середньому 3,5 км. Дороги на відвал на засипку шламовідстійника 3,8 км, в вироблений простір кар'єру №1 - 5,0 км.

Параметри системи розробки визначені на підставі існуючого розділу «Буропідривні роботи» справжнього проекту і вказівок «Норм технологічного проектування» 1977р.

При обраної системі розробки і потрібної продуктивності кар'єра найдоцільніше застосування наявного на кар'єрі в наявності обладнання.

Параметри системи розробки можуть змінюватися в ході експлуатації родовища в залежності від конкретних гірничо-геологічних умов, наявності видобувної, транспортного та бурового обладнання, але з обов'язковою відповідністю вимогам «Єдиних правил безпеки при розробці родовищ корисних копалин відкритим способом».

#### *Графік ремонту гірничих машин*

Підвищення ефективності гірських машин, їх використання у виробничому процесі, неможливо без чіткої організації технічного обслуговування і якісного ремонту машин і механізмів. Збереження і відновлення його початкових технічних параметрів забезпечується застосуванням планово - попереджувальних ремонтів (ППР). Ремонтні роботи задаються структурою ремонтного циклу в річному графіку ППР.

Встановлено такі види ремонтних робіт, різних за напрямком, призначенням і способам здійснення:

- а) щомісячне забезпечення;
- б) щомісячна перевірка правильності експлуатації;
- в) щомісячний ремонтний огляд;



- г) поточний ремонт;
- д) піврічні та річні налагодження, ревізія для використання зношеного обладнання;
- е) капітальний ремонт.

#### **1.3.4 Заходи з охорони навколишнього середовища**

На Новопавлівському гранітному кар'єрі джерелом забруднення атмосферного повітря є продукти, що виділяються двигунами внутрішнього згоряння вантажно-транспортних систем, вітрова ерозія земної поверхні, порушеної гірськими і будівельними роботами.

Забруднення кар'єрного простору пиловим аерозолем розподіляється наступним чином:

- екскавація гірничої маси - 45%;
- здування пилу з кар'єрних площ - 35%;
- транспортування гірської маси - 20%.

Середня інтенсивність пиловиділення при роботі одноковшового екскаватора типу ЕКГ - 5А - 500 мг / с, екскаватора типу драглайн - 800 мг / с, автосамоскиду - 300 мг / с.

Дисперсний склад пилу, що утворюється при роботі кар'єрного устаткування досить різний, при цьому понад 90% пилу має розмір менше 5 мкм і лише до 2,5% - більше 10 мкм.

Забруднення повітря в кар'єрі носить не усталений характер і залежить від багатьох змінних. Найважливішою основою обезпилювання кар'єрного простору є застосування раціональних технологічних схем, ефективних засобів пиловловлювання і пилоподавлення, а так само комплексу технічних і організаційних заходів, що враховують кліматичні умови району.

Нормалізація атмосфери кар'єра в зоні роботи екскаватора і на робочому місці машиніста досягається пиловиділенням за допомогою гідрозрошування. Гідрозрошування здійснюється за допомогою гідромоніторів, змонтованих на автомобільному ході. Для запобігання пиловиділення на кар'єрних автошляхах застосовуються вдосконалені покриття (ж / б плити і щебеневі покриття), періодичне їх зрошення водою та в'язучими емульсіями знижує ступінь забруднення повітря.

В процесі розробки родовища утворюються великі майданчики земель, зруйнованих чорними роботами. Інтенсивні вітрові потоки перетворюють ці площі в великомасштабні джерела пилоутворення.

До таких площ на кар'єрі відносяться борти, робочі площадки, відвали розкривних порід. Для скорочення пиловиділення при відвалоутворенні

проводиться зрошення гірничої маси, закріплення пилящих шляхом висадки дерев, чагарників і т.д.

Рекультивация порушених земель проводиться в два етапи. Перший етап - гірничотехнічна рекультивация, другий етап - біологічна.

При гірничотехнічній рекультивации проводиться зняття родючого шару, потужністю 0,5 м, транспортування його на відпрацьовані землі та подальшої плануванням. Після чого землі можуть використовуватися в сільському господарстві.

Траншеї, що залишилися після відпрацювання кар'єра, можуть заповнятися водою і використовуватися в рибному господарстві.

Всього повернуто і рекультивовано земель на 1.01.2020р. - 155,3га, в тому числі передано і рекультивовано земель - 115,3га, рекультивовано земель без передачі між організаціями - 36,5га, а саме:

1975г. – 5га – поліпшення земель (засипка балки) під випас колгоспу ім.Крейсера Аврора в східній частині кар'єру №2.

1977р. - 4,6га - теж під ріллю із західного боку біля управління кар'єра - колгоспу ім.Крейсера Аврора.

1979г. - 1,8га – теж колгоспу.

1978р. - 4,5га - теж із західного боку кар'єра №2 колгоспу.

1979р. - 2,0га - теж колгоспу.

1980р. - 4,0га - теж з північно-західного боку кар'єра №2 колгоспу.

1981р. - 5,0га - теж.

1982р. - 3,6га - повернуто тимчасовий відвід із східної частини кар'єра №2 (гідрозахист) в ріллю теж колгоспу.

1988г. – 6,0га – ділянку шламоотстойника кар'єру №1 під промбудівництва кар'єру (автодорога, лінії електропередач, насосна технічного водопостачання, трубопроводи).

## 2 Експлуатаційні розрахунки засобів кар'єрного транспорту

### 2.1 Розрахунок вантажопотоків кар'єра

З даних гірничотехнічних умов (висота уступу-15м, тип породи) доцільним буде вибір екскаватора ЕКГ-5. Перевіряємо обраний екскаватор за формулою, яка визначає максимальну висоту уступу для скельних висаджених порід згідно [9, стор. 158]

$$H_y = 1,5(H_q) = 1,5 \cdot 11,7 = 17,55\text{м}, \quad (2.1)$$

де  $H_q$  – висота черпання, м.

Екскаватор ЕКГ-5 підходить за всіма параметрами.

Таблиця 2.1-Технічна характеристика ЕКГ -5

Найменування	Величина
Ємність ковша, м <sup>3</sup>	5
Радіус черпання, м	15,3
Висота черпання, м	11,7
Радіус розвантаження, м	13,3
Радіус черпання на горизонті установки, м	10,2
Тривалість циклу при куті повороту 90°,сек	25
Маса екскаватора, т	248

Теоретична продуктивність екскаватора по [8,стр.155]

$$Q_{mex} = \frac{60E}{t_{ц}} = \frac{60 \cdot 5}{0,41} = 732 \text{ м}^3 / \text{год}, \quad (2.2)$$

де  $t_{ц}$  – тривалість циклу екскавації, хв;

$E$  – обсяг ковша екскаватора, м<sup>3</sup>.

Змінна продуктивність екскаватора

$$Q_{зм} = \frac{60ETK_{\epsilon}h}{dK_p} = Q_{тех}TK_{\epsilon}h = 732 \cdot 8 \cdot 0,5 \cdot 0,8 = 2342 \text{ м}^3 / \text{зм}, \quad (2.3)$$

де  $T$  – тривалість робочої зміни, год;

$K_{\epsilon}$  – коефіцієнт екскавації (0,45-0,56);

$h$  – коефіцієнт використання робочої зміни в часі (0,8).

Добова продуктивність екскаватора

$$Q_{доб} = Q_{зм}n_{зм} = 2342 \cdot 3 = 7026 \text{ м}^3 / \text{добу}, \quad (2.4)$$

де  $n_{зм}$  – кількість видобувних змін на добу.

Річна продуктивність екскаватора

$$Q_{рік} = Q_{доб}n_{р,д} = 7026 \cdot 230 = 1,6 \text{ млн. м}^3 / \text{рік}, \quad (2.5)$$

де  $n_{р,д}$  – кількість робочих днів на рік.

Так як в нашому проекті ми розглянемо 5 видобувних уступів з одним екскаватором на кожному, розрахуємо теоретично можливу виробничу

потужність кар'єру, переслідуючи тим самим мету показати потенціал даного підприємства.

Змінний вантажопотік кар'єра

$$Q_{зм}'' = Q_{зм} \rho_{ц} n_e = 2342 \cdot 2,6 \cdot 5 = 30446 \text{ Т/}_{зм}, \quad (2.6)$$

де  $\rho_{ц}$  – об'ємна вага корисної копалини в цілику,  $\text{т/м}^3$ ;

$n_e$  – кількість екскаваторів.

Добовий вантажопотік кар'єра

$$Q_{добу}'' = Q_{зм}'' n_{зм} = 30446 \cdot 3 = 91338 \text{ Т/}_{добу}. \quad (2.7)$$

Річний вантажопотік кар'єра

$$Q_{річ}'' = Q_{добу}'' n_{р.д} = 91338 \cdot 230 = 21 \text{ млн. Т/}_{год}. \quad (2.8)$$

Для майбутніх розрахунків автотранспорту, виходячи із заданих планів нарощування виробничої потужності кар'єру в два з половиною рази від поточної (1млн. т / рік), розрахуємо продуктивність екскаватора для річного вантажопотоку кар'єра 2,5млн. т / рік.

Добовий вантажопотік кар'єра

$$Q_{доб}'' = \frac{Q_{річ}''}{n_{р.д}} = \frac{2500000}{230} = 10870 \text{ Т/}_{добу}, \quad (2.9)$$

де  $Q_{річ}''$  – річний вантажопотік кар'єра, т / рік.

Змінний вантажопотік кар'єра

$$Q_{зм}'' = \frac{Q_{доб}''}{n_{зм}} = \frac{10870}{3} = 3623,3 \text{ Т/}_{зм}. \quad (2.10)$$

Річна продуктивність екскаватора

$$р_{іч} = \frac{Q_{річ}''}{n_3} = \frac{2500000}{5} = 500 \text{ тис. Т/}_{річ}. \quad (2.11)$$

Добова продуктивність екскаватора

$$Q_{добу} = \frac{Q_{річ}''}{n_{р.д}} = \frac{500000}{230} = 2174 \text{ Т/}_{добу}. \quad (2.12)$$

Змінна продуктивність екскаватора

$$Q_{зм} = \frac{Q_{добу}}{n_{зм}} = \frac{2174}{3} = 724,6 \text{ Т/}_{зм}. \quad (2.13)$$

Фактична продуктивність екскаватора

$$Q_{ф} = \frac{Q_{зм}}{T} = \frac{724,6}{8} = 90,5 \text{ Т/}_{год}. \quad (2.14)$$

Таблиця 2.2 - Продуктивність кар'єра за періодами часу

Періоди часу	Продуктивність кар'єра, т	
Рік	21млн.	2,5млн.
Доба	91338	10870
Зміна	30446	3623,3
Година	3805,75	453

## 2.2 Розрахунок видобувного автомобільного транспорту з теоретичної продуктивності кар'єра (21млн. т / рік)

### 2.2.1 Схема автомобільних доріг кар'єра і розрахунковий маршрут

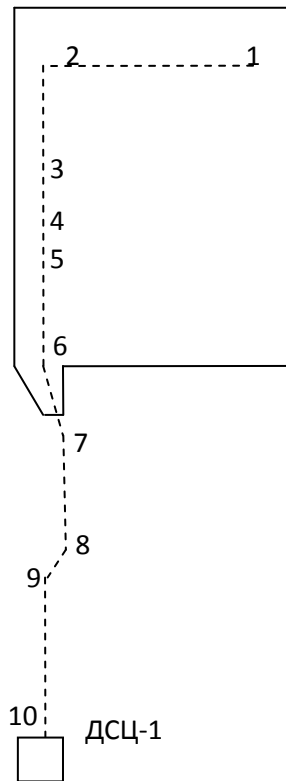


Рис.2.1 Схема автомобільних доріг кар'єра

Таблиця 2.3 Характеристика розрахункового маршруту

	$U_r=90, R=35, K=55,0$		$U_r=90, R=35, K=55,0$			$U_r=30, R=35, K=18,3$		$U_r=30, R=35, K=18,3$		
Отметки бровки земляного полотна, м	-20			-6		26	38			
Профіль траси										
Розгорнутий план траси	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
Ухил (‰) транш. і довжини, м	0	0	70	0	79	69	0	0	0	
	340	350	170	60	350	190	850	200	400	
Конструкція автодороги	Щебенева					Бетонна				
Назва ділянки траси	Забійна Дорога	Транспортна берма				Вийзна траншея	Дорога на поверхні кар'єру			

### 2.2.2 Вибір типу автомобіля

Згідно з даними гірничотехнічними Умовами (відстань транспортування – 2,91 км, тип вантажно-видобувного обладнання) для транспортування корисної копалини приймаємо автосамоскид БелАЗ-540.

Таблиця 2.4 - Технічна характеристика автосамоскид БелАЗ-540

Найменування	Величина
Вантажність, т	27
Колісна формула	4×2
Маса, т	21
База, мм	3550
Місткість кузова, м <sup>3</sup>	15
Основні розміри, мм:	
• Довжина	7250
• Ширина	3480
• Висота	3580
Мінімальний радіус повороту, м	8,5
Максимальна швидкість руху, км/ч	55
Потужність двигуна, л.с.	360 и 375
Розмір шин, дюйми	18.00-33
Максимальний кут нахилу платформи, град	55
Трансмсія	Гідромеханічна

### 2.2.3. Характеристики автомобільних доріг

Коефіцієнт використання вантажопідйомності автомобіля

$$K_{\Gamma} = \frac{K_{\text{ш}} V_{\Gamma} \rho_{\text{ц}}}{K_{\text{р}} m_{\text{н}}} = \frac{1,0 \cdot 15 \cdot 2,6}{1,47 \cdot 27} = 0,98, \quad (2.15)$$

де  $K_{\text{ш}}$  – коефіцієнт заповнення об'єму кузова машини «з шапкою»;

$V_{\Gamma}$  – геометричний об'єм кузова, м<sup>3</sup>;

$\rho_{\text{ц}}$  – щільність гірської маси в цілику, т/м<sup>3</sup>;

$K_{\text{р}}$  – коефіцієнт розпушення гірської маси.

Інтенсивність руху автомобілів на головних дорогах, по яких проходить сумарний вантажопотік

$$I_{\text{дв}} = \frac{K_{\Gamma}}{K_{\Gamma} m_{\text{н}} T_{\Gamma} n_{\text{см}}} = \frac{1 \cdot 2,1 \cdot 10^6}{0,98 \cdot 27 \cdot 1900 \cdot 3} = 139 \text{ маш/ч}, \quad (2.16)$$

де  $\Gamma$  – річний вантажопотік, т;

$K$  – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку;

$m_{\text{н}}$  – номінальна вантажопідйомність автомобіля, т;

$K_{\Gamma}$  – коефіцієнт використання вантажопідйомності;

$T_{\Gamma}$  – час перебування автомобіля в наряді протягом року при однозмінній роботі. Прийняв згідно [4, с.264];

$n_{\text{см}}$  – кількість робочих змін на добу.

Згідно [1,табл. 2.2] за інтенсивністю руху необхідно мати дорогу І категорії. З урахуванням характеристики прийнятого типу автосамоскида, споряджена маса якого дорівнює 48т, приймаю наступні типи покриттів і значення основного опору руху по [1, табл.2.3]:

- На ділянці 1-6 щебенево покриття; в навантаженому стані опір руху 25 Н/кН; в порожньому стані – 35 Н/кН;
- На ділянці 6-10 бетонне покриття; в навантаженому стані опір руху 16 Н/кН; в порожньому стані – 17 Н/кН;

#### 2.2.4 Фактична вантажопідйомність автомобіля

Кількість ковшів екскаватора по місткості кузова автомобіля

$$n_{к.о} = \frac{K_{ш}V_{г}}{V_{к}K_{н.к}} = \frac{1,0 \cdot 15}{5,0 \cdot 0,9} = 3,33 \text{ ковша}, \quad (2.17)$$

де  $V_{к}$  – об'єм ковша, м<sup>3</sup>;

$K_{н.к}$  – коефіцієнт наповнення ковша, згідно [1, табл.2.5] для породи 4 категорії за складністю екскавації.

Кількість ковшів екскаватора, що завантажуються по вантажопідйомності

$$n_{к.г} = \frac{m_{н}K_{р.к}}{V_{к}K_{н.к}\rho_{ц}} = \frac{27 \cdot 1,5}{5,0 \cdot 0,9 \cdot 2,6} = 3,46 \text{ ковша}, \quad (2.17')$$

де  $m_{н}$  – номінальна вантажопідйомність машини, т;

$K_{р.к}$  – коефіцієнт розпушення породи в ковші [1, табл.2.5].

З двох отриманих значень для подальших розрахунків приймаю менше, округлене до цілого значення-3 ковша.

Фактична вантажопідйомність автомобіля

$$m = \frac{n_{к}V_{к}K_{н.к}\rho_{ц}}{K_{р.к}} = \frac{3 \cdot 5 \cdot 2,6 \cdot 0,9}{1,5} = 23,4 \text{ т}. \quad (2.18)$$

Коефіцієнти використання вантажопідйомності та об'єму

$$K_{г} = \frac{m}{m_{н}} = \frac{23,4}{27} = 0,86, \quad K_{о} = \frac{n_{к}}{n_{к.о}} = \frac{3}{3,33} = 0,9. \quad (2.19)$$

Повна маса завантаженого автомобіля

$$m_{а} = m + m_{о} = 23,4 + 21 = 44,4 \text{ т}, \quad (2.20)$$

де  $m_{о}$ - маса автомобіля, т.

Допустима маса, розрахована по (2.20) перевіряється «по машині» (по дизелю) і «по зчепленню».

Допустима маса автомобіля по потужності дизеля ("по машині") з умови постійного руху її на розрахунковому підйомі капітальної траншеї

$$m_{а.м} = \frac{1000P_{н}\eta_{тр}}{gV(w_{о}+i_{р})} = \frac{1000 \cdot 360 \cdot 0,8}{9,8 \cdot 4,0(25+79)} = 70,6 \text{ т}, \quad (2.21)$$

де  $\eta_{\text{тр}}$  – ККД трансмісії (0,8-0,85);  
 $w_o$  – основний опір руху автомобіля, Н/кН;  
 $V$  – швидкість руху автомобіля на одній з нижніх передач (4,5-5,5 м/с);  
 $g$  – прискорення вільного падіння, м/с<sup>2</sup>;  
 $P_n$  – номінальна потужність двигуна, л.с;  
 $I_p$  – керівний ухил на розрахунковому підйомі капітальної траншеї, %  
 Допустима маса автомобіля по зчепленню з умов рушання його на розрахунковому підйомі капітальної траншеї при несприятливих погодних умовах

$$m_{a.c} = \frac{1000m_{\text{сц}}\Psi}{w_o+i_p+102\delta a_o} = \frac{1000 \cdot 31,08 \cdot 0,4}{25+79+102 \cdot 1,1 \cdot 0,5} = 77,6 \text{ т}, \quad (2.22)$$

де  $m_{\text{сц}}$  – зчїпна маса автомобіля, т  
 (Для БелАЗ-540  $m_{\text{сц}}=0,7m_a=0,7 \cdot 44,4=31,08\text{т}$ );  
 $\Psi$  – коефіцієнт зчеплення [1, табл.2.7];  
 $\delta$  – коефіцієнт інерції обертових мас при русї на одній з нижніх передач (1,1);  
 $a_o$  – розрахункове прискорення машини при рушанні, м/с<sup>2</sup>.  
 З виконаних перевірок випливає, що розрахована маса автомобіля допускається по потужності дизеля і по зчепленню з трасою.

### 2.2.5 Допустимі швидкості руху

Максимальна швидкість автомобіля БелАЗ-540 за його технічною характеристикою становить 55 км / ч. розрахункове (нормативне) значення гальмівного шляху при екстремому гальмуванні приймаємо 60м згідно  $l_o^H=l_{\text{вид}}-10=70-10=60\text{м}$ , тут  $l_{\text{вид}}$  – відстань видимості водієм дороги, м.

Допустима швидкість руху за умови екстремого гальмування на спуск максимальної крутизни в порожньому стані

$$V_{\text{доп}} = \sqrt{2l_o^H a_{\text{т.макс}} + (a_{\text{т.макс}} t_{\text{п}})^2} - a_{\text{т.макс}} t_{\text{п}}, \text{ М/с}, \quad (2.23)$$

де  $t_{\text{п}}$  – час підготовки гальм до дії (2,0сек);  
 $a_{\text{т.макс}}$  – уповільнення автомобіля при екстремому гальмуванні на спуску максимальної крутості, розраховується за формулою

$$a_{\text{т.макс}} = \frac{1000\Psi+w_o-i_{\text{макс}}}{102\delta} = \frac{1000 \cdot 0,4+35-79}{102 \cdot 1,1} = 3,17 \text{ М/с}; \quad (2.24)$$

$$V_{\text{доп}} = \sqrt{2 \cdot 60 \cdot 3,17 + (3,17 \cdot 2,0)^2} - 3,17 \cdot 2,0 = 14,1 \text{ М/с}.$$

Повний шлях автомобіля при екстремому гальмуванні

$$l_o = V_n t_{\text{п}} + \frac{V_n^2}{2a_{\text{т.макс}}} = 6,1 \cdot 2,0 + \frac{6,1^2}{2 \cdot 3,17} = 18,06\text{м}, \quad (2.25)$$

де  $V_n$  – швидкість руху авто - а в момент початку гальмування, м/с.



Повний час гальмування від моменту виявлення перешкоди до моменту зупинки (гальмівний час)

$$t_o = t_{\pi} + \frac{V_H}{a_{т.макс}} = 2,0 + \frac{6,1}{3,17} = 3,9 \text{сек.} \quad (2.26)$$

З урахуванням результатів даного розрахунку та інших обставин, які забезпечують безпеку руху, на в'їзді в траншею необхідно встановити знак обмеження швидкості.

*Критичну швидкість руху автомобіля на кривій по боковому ковзанню* розраховуємо, прийнявши радіус кривої 35м, ухил віражу 0,03 і коефіцієнт зчеплення для забрудненої дороги 0,4, за формулою

$$V_{кр.ск} = \sqrt{gR(\psi_y + i_b)} = \sqrt{9,8 \cdot 35(0,4 + 0,03)} = 12,1 \text{ М/с}, \quad (2.27)$$

де  $R$  – радіус кривої, м;

$i_b$  – ухил віражу (0,02 -0,06), %;

$\psi_y$  – коефіцієнт зчеплення для забрудненої дороги.

На ділянці дороги перед початком кривої слід встановити знак обмеження швидкості, щоб уникнути втрати бічної стійкості автомобіля.

## 2.2.6 Розрахункова продуктивність автомобіля і чисельність машин автопарку

Згідно [1, табл.2.8] приймаємо середні швидкості руху по головній дорозі – 25 км/год, по транспортній бермі – 20 км/год, по дорогах робочих майданчиків – 16 км / год. довжини цих доріг в одному напрямку складаю відповідно: 1,64км, 0,93км, 0,34км.

Час рейсу

$$T = t_{дв} + \theta = \frac{1}{K_c} \cdot 60 \sum \frac{l_i}{V_i} + \theta, \text{ хв}, \quad (2.28)$$

де  $t_{дв}$  – час руху автомобіля протягом рейсу, хв;

$K_c$  – коефіцієнт швидкості, який враховує зниження технічної швидкості автомобіля з різних причин. Приймаємо рівним 1, так як прийняті до розрахунку не технічні, а середні швидкості руху;

$l_i$  – довжина  $i$  – го елемента профіля, км;

$V_i$  – технічна швидкість руху по  $i$ -му елементу профілю обох напрямків (вантажного і холостого), км/ч;

$\theta$  – тривалість кінцевих операцій, хв. розраховується за формулою:

$$\theta = t_{\pi} + t_p + t_m + t_{ож} = 1,25 + 1,7 + 0,4 + 2,0 = 5,35 \text{ хв}, \quad (2.29)$$

де  $t_{\pi}$  – час навантаження машин екскаватором, розраховується за формулою

$$t_{\pi} = \frac{n_k t_{ц}}{60} = \frac{3 \cdot 25}{60} = 1,25 \text{ хв}, \quad (2.30)$$

де  $t_p$  – час розвантаження (за дослідними даними) - 1,7 хв;

$t_m$  – час маневрів (петльова схема) - 0,4 хв;

$t_{ож}$  – час очікування в пункті навантаження і розвантаження машин приймаємо 2,0 хв.

$$T = 2 \cdot 60 \left( \frac{1,64}{25} + \frac{0,93}{20} + \frac{0,34}{16} \right) + 5,35 = 21,35 \text{ хв.}$$

Приймаємо 22,0 хвилини.

Змінна продуктивність автомобіля

$$Q_{зм} = \frac{K_{гm} 60 t_{зм} K_{в}}{T} = \frac{0,86 \cdot 27 \cdot 60 \cdot 8 \cdot 0,8}{22} = 405,3 \text{ Т/}_{зм}, \quad (2.31)$$

де  $t_{зм}$  – тривалість робочої зміни, ч;

$K_{в}$  – коефіцієнт використання змінного часу.

Кількість рейсових автомобілів для обслуговування одного навантажувального пункту (екскаватора)

$$n_{рейс.i} = \frac{K Q_{зм.i} T_i}{60 m t_{зм} K_{в}} = \frac{6090 \cdot 1,1 \cdot 22}{60 \cdot 23,4 \cdot 8 \cdot 0,8} = 16 \text{ авт.}, \quad (2.32)$$

де  $Q_{зм.i}$  – змінна продуктивність і-го навантажувального пункту, т/зм;

$K_{в}$  – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку;

$T_i$  – тривалість рейсу для І-го пункту навантаження, хв;

$m$  – фактична вантажопідйомність машини, т.

Кількість рейсових машин, необхідних для обслуговування одного екскаватора з умови забезпечення його безперервної роботи

$$n_{рейс} = 1 + \frac{t_{дв} + t_p + t_{ож}}{t_{п} + t_m} = 1 + \frac{16 + 1,7 + 2,0}{1,25 + 0,4} = 13 \text{ авт.} \quad (2.33)$$

Приймаємо 13 рейсових машин БелАЗ-540 для обслуговування одного екскаватора ЕКГ-5. Так як одночасно в роботі знаходиться 5 екскаваторів в однакових умовах, то всього рейсових машин необхідно  $5 \cdot 13 = 65$ . Для допоміжних цілей застосування машин БелАЗ - 540 не передбачається.

Інвентарний парк машин

$$n_{инв} = K_{инв} \cdot n_{раб} = 1,3 \cdot 65 = 85 \text{ машин}, \quad (2.34)$$

де  $K_{инв}$  – коефіцієнт інвентарності, який враховує резервні машини і машини, які знаходяться в ремонті.

## 2.2.7 Технічні показники автотранспортної системи

Сумарний пробіг рейсових автомобілів за зміну

$$l_{общ} = \frac{\sum Q_{см.i} (l_{ср} + l_{сх})}{m} = \frac{30446(2,91 + 2,91)}{23,4} = 7572 \text{ км}, \quad (2.35)$$

де  $l_{ср}$ ,  $l_{сх}$  – середня дальність пробігу автомобілів, які обслуговують даний навантажувальний пункт в навантаженому і холостому напрямках, км.

Загальна витрата палива за зміну

$$q_{зм.т} = 0,01 a_{100} l_{общ} K_1 K_2 K_3, \text{ л}, \quad (2.36)$$

де  $a_{100}$  – нормативна витрата палива на 100 км пробігу, л;

$K_1, K_2, K_3$  – коефіцієнти, які враховують додаткові витрати палива на маневри і стоянки з працюючим двигуном, на гаражні потреби (регулювання двигунів та ін.), підвищена витрата палива в зимовий період.

$$q_{зм.т} = 0,01 \cdot 200 \cdot 7572 \cdot 1,07 \cdot 1,05 \cdot 1,1 = 18715 \text{ л.}$$

Змінна витрата мастильних матеріалів

$$q_{зм.м} = (0,03 \dots 0,06)q_{см.т} = 0,05 \cdot 18715 = 935,7 \text{ л.} \quad (2.37)$$

Коефіцієнт використання пробігу

$$\beta = \frac{l_{ср}}{(l_{сх} + l_{ср})} = \frac{2,91}{(2,91 + 2,91)} = 0,5. \quad (2.38)$$

Кількість технічно справних машин

$$n_{т.п} = \delta_{т.п} n_{инв} = 0,8 \cdot 85 = 68 \text{ машин,} \quad (2.39)$$

де  $\delta_{т.п}$  – коефіцієнт технічної готовності автопарку (0,7...0,8).

Пропускна здатність смуги автодороги при русі автомобілів в одному напрямку

$$N_{ч} = \frac{3600V_{ср}}{K(l_0 + l_a)} = \frac{3600 \cdot 6,1}{3,0(18,06 + 7,250)} = 289 \text{ маш/ч,} \quad (2.40)$$

де  $V_{ср}$  – середня швидкість руху автомобілів, м/с;

$l_0$  – зупинний гальмівний шлях, м;

$l_a$  – довжина автомобіля, м;

$K$  – коефіцієнт нерівномірності руху (2...3).

Кількість смуг головної дороги для руху в одному напрямку

$$n_{п} = \frac{i_{дв}}{N_{ч}} = \frac{137}{289} = 0,47, \quad (2.41)$$

де  $i_{дв}$  – інтенсивність руху, згідно з формулою (2.16).

З отриманого результату випливає, що з 50% -им запасом достатньо однієї смуги.

Провізна спроможність автодороги

$$M_a = \frac{N_{ч} m}{f} = \frac{289 \cdot 23,4}{2} = 3381,3 \text{ Т/ч,} \quad (2.42)$$

де  $f$  – коефіцієнт резерву пропускної здатності (1,75...2).

## 2.2.8 Перелік основного і допоміжного обладнання автомобільного транспорту

Таблиця 2.5 Основне обладнання автомобільного транспорту

Обладнання	Характеристики		
Автомобілі	Тип		Кількість
	БелАЗ-540		85
Автомобільні дороги	Ділянки автодоріг		
	Забійна	Транспортна берма	Виїзна траншея і дороги на поверхні
Технічна категорія дороги	1	1	1
Протяжність, км	0,34	0,93	1,64
Кількість смуг руху	1	1	1
Ширина проїзної частини, м	11,0	11,0	11,0
Автомобільні гаражі та відкриті стоянки	Найменування		Кількість
	гараж		3
	відкрита стоянка		2
	Відсоток таких стоянок від загального числа автомобілів		
	гараж		60%
відкрита стоянка		40%	
Кількість автомобілів закритого зберігання	51		
Кількість автомобілів відкритого зберігання	34		
Мостові переходи	нет		
Спеціальні навантажувальні і розвантажувальні пункти	нет		

## 2.3 Розрахунок автомобільного транспорту на перспективу збільшення продуктивності кар'єра в два з половиною рази (2,5млн.т/рік)

### 2.3.1 Схема автомобільних доріг кар'єра і розрахунковий маршрут

Схема автомобільних доріг і характеристика розрахункового маршруту представлені в розділі 2.2.1 рис.2.1 і табл.2.3 відповідно.

### 2.3.2 Вибір типу автомобіля

Згідно з даними гірничотехнічних умов (відстань транспортування - 2,91км, тип навантажувально-видобувного обладнання) для транспортування корисної копалини приймаємо автосамоскид БелАЗ-540. Технічна характеристика автосамоскида БелАЗ-540 представлена в розділі 2.2.2 (табл.2.4).

### 2.3.3. Характеристики автомобільних доріг

Коефіцієнт використання вантажопідйомності автомобіля розрахований за формулою (2.15) і становить  $K_r = 0,98$ .

Інтенсивність руху автомобілів на головних дорогах, по яких проходить сумарний вантажопотік кар'єра

$$I_{дв} = \frac{KГ}{K_r \cdot m_H \cdot T_r \cdot n_{см}} = \frac{1 \cdot 2,5 \cdot 10^6}{0,98 \cdot 27 \cdot 1900 \cdot 3} = 17 \text{ маш/ч} \quad (2.43)$$

Згідно [1, табл. 2.2] за інтенсивністю руху необхідно мати дорогу II категорії. З урахуванням характеристики прийнятого типу автосамосвала, споряджена маса якого дорівнює 48т, приймаю наступні типи покриттів і значення основного опору руху по [1, табл.2.3]:

- На ділянці 1-6 щебеневої покриття; в навантаженому стані опір руху 25 Н/кН; в порожньому стані - 35 Н/кН;
- На ділянці 6-10 бетонне покриття; в навантаженому стані опір руху 16 Н/кН; в порожньому стані - 17 Н/кН;

### 2.3.4 Фактична вантажопідйомність автомобіля

Кількість ковшів екскаватора по місткості кузова автомобіля розраховане за формулою (2.17) і дорівнює  $n_{к,о} = 3,33$  ковша.

Кількість ковшів екскаватора, що завантажуються за вантажопідйомністю розраховане за формулою (2.17') і так само  $n_{к,з} = 3,46$  ковша.

З двох отриманих значень для подальших розрахунків приймаємо менше, округлене до цілого значення - 3 ковша.

Фактична вантажопідйомність автомобіля розрахована за формулою (2.18) і дорівнює  $m = 23,4$ т.

Коефіцієнти використання вантажопідйомності і обсягу розраховуються за формулами (2.19) і складають  $K_r = 0,86$  та  $K_o = 0,9$  відповідно.

Повна маса завантаженого автомобіля розрахована за формулою (2.20) і дорівнює  $m_a = 44,4$ т.

Допустимість маси, розрахованої по (2.20) перевіряється «по машині» (по дизелю) і «по зчепленню».

Допустима маса автомобіля по потужності дизеля («по машині») з умови постійного руху її на розрахунковому підйомі капітальної траншеї розрахована за формулою (2.21) і становить  $m_{a,m} = 70,6$ т.

Допустима маса автомобіля по зчепленню з умов рушання його на розрахунковому підйомі капітальної траншеї при несприятливих

погодних умовах розрахована за формулою (2.22) і дорівнює  $m_{a,c} = 77,6t$ .

З виконаних перевірок слід, що розрахована маса автомобіля допускається за потужністю дизеля і по зчепленню з трасою.

### 2.3.5 Допустимі швидкості руху

Максимальна швидкість автомобіля БелАЗ-540 по його технічній характеристиці становить 55 км / год. Розрахункова (нормативне) значення гальмівного шляху при екстремому гальмуванні приймаємо 60м згідно  $l_o^H = l_{\text{вид}} - 10 = 70 - 10 = 60\text{м}$ , тут  $l_{\text{вид}}$  – відстань видимості водієм дороги, м.

Допустима швидкість руху за умови екстремого гальмування на спуску максимальної крутості в порожньому стані розрахована за формулою (2.23) і становить  $V_{\text{доп}} = 14,1 \text{ M/c}$ .

Повний гальмівний шлях автомобіля при екстремому гальмуванні розрахований за формулою (2.25) і становить  $l_o = 18,06\text{м}$ .

Повний час гальмування від моменту виявлення перешкоди до моменту зупинки (гальмівне час) розраховане за формулою (2.26) і дорівнює  $t_o = 3,9\text{с}$ .

З урахуванням результатів даного розрахунку та інших обставин, які забезпечують безпеку руху, на в'їзді в траншею необхідно встановити знак обмеження швидкості.

Критична швидкість руху автомобіля на кривій по бічному ковзанню розрахована, прийнявши радіус кривої 35м, ухил віражу 0,03 і коефіцієнт зчеплення для забрудненої дороги 0,4, за формулою (2.27) і становить  $V_{\text{кр,ск}} = 12,1 \text{ M/c}$ .

На ділянці дороги перед початком кривої слід встановити знак обмеження швидкості, щоб уникнути втрати бічної стійкості автомобіля.

### 2.3.6 Розрахункова продуктивність автомобіля і чисельність машин автопарку

Згідно [1, табл.2.8] приймаємо середні швидкості руху по головній дорозі - 25 км/год, по транспортній бермі - 20 км/год, по дорогах робочих майданчиків - 16 км/год. Довжини цих доріг в одному напрямку складають відповідно: 1,64км, 0,93км, 0,34км.

Час рейсу розраховане за формулою (2.28) і становить  $T = 21,35\text{хв}$ .

Приймаємо 22,0 хвилини.

Змінна продуктивність автомобіля розрахована за формулою (2.31) і становить  $Q_{з.м} = 405,3 \text{ м}^3/\text{з.м.}$

Змінна продуктивність автомобіля розрахована за формулою (2.31) і становить Кількість рейсових автомобілів для обслуговування одного навантажувального пункту (екскаватора)

$$n_{\text{рейс.і}} = \frac{KQ_{з.м.і}T_i}{60mt_{з.м}K_B} = \frac{724,6 \cdot 1,1 \cdot 2,22}{60 \cdot 23,4 \cdot 8 \cdot 0,8} = 2 \text{ авт.} \quad (2.44)$$

Кількість рейсових машин, необхідних для обслуговування одного екскаватора з умови забезпечення його безперервної роботи згідно з розрахунком за формулою (2.33) становить  $n_{\text{рейс}} = 13 \text{ авт.}$

Приймаємо 2 рейсових машини БелАЗ-540 для обслуговування одного екскаватора ЕКГ-5 (з умови забезпечення заданої продуктивності навантажувальних засобів). Всього рейсових машин необхідно  $5 \cdot 2 = 10$ . Для допоміжних цілей застосування машин БелАЗ-540 не передбачається.

Інвентарний парк машин

$$n_{\text{інв}} = K_{\text{інв}} \cdot n_{\text{раб}} = 1,3 \cdot 10 = 13 \text{ машин} \quad (2.45)$$

### 2.3.7 Технічні показники автотранспортної системи

Сумарний пробіг рейсових автомобілів за зміну

$$l_{\text{заг}} = \frac{\sum Q_{з.м.і}(l_{\text{ср}} + l_{\text{сх}})}{m} = \frac{3623,3(2,91 + 2,91)}{23,4} = 901 \text{ км.} \quad (2.46)$$

Загальний витрата палива за зміну

$$q_{з.м.т} = 0,01 a_{100} l_{\text{заг}} K_1 K_2 K_3, \text{ л,} \quad (2.47)$$

$$q_{з.м.т} = 0,01 \cdot 200 \cdot 901 \cdot 1,07 \cdot 1,05 \cdot 1,1 = 2227 \text{ л.}$$

Змінний витрата мастильних матеріалів

$$q_{з.м.м} = (0,03 \dots 0,06) q_{з.м.т} = 0,05 \cdot 2227 = 111,3 \text{ л.} \quad (2.48)$$

Коефіцієнт використання пробігу

$$\beta = \frac{l_{\text{ср}}}{(l_{\text{сх}} + l_{\text{ср}})} = \frac{2,91}{(2,91 + 2,91)} = 0,5. \quad (2.49)$$

Кількість технічно справних машин

$$n_{\text{т.п}} = \delta_{\text{т}} n_{\text{інв}} = 0,8 \cdot 13 = 11 \text{ машин.} \quad (2.50)$$

Пропускна здатність смуги автодороги при русі автомобілів в одному напрямку

$$N_{\text{год}} = \frac{3600V_{\text{ср}}}{K(l_o + l_a)} = \frac{3600 \cdot 6,1}{3,0(18,06 + 7,250)} = 289 \text{ маш/год.} \quad (2.51)$$

Кількість смуг головної дороги для руху в одному напрямку

$$n_{\text{п}} = \frac{i_{\text{дв}}}{N_{\text{ч}}} = \frac{17}{289} = 0,05. \quad (2.52)$$

З отриманого результату випливає, що досить однієї смуги.

Провізна спроможність автодороги

$$M_a = \frac{N_{200m}}{f} = \frac{289 \cdot 23,4}{2} = 3381,3 \text{ Т/год.} \quad (2.53)$$

### 2.3.8 Перелік основного и допоміжного обладнання автомобільного транспорту

Таблиця 2.6- Перелік основного обладнання автомобільного транспорту

Обладнання	Характеристики		
	Тип	Кількість	
Автомобілі	БелАЗ-540	13	
Автомобільні дороги	Ділянки автодоріг		
	Забійна	Транспортна берма	Виїзна траншея і дороги на поверхні
	II	II	II
	0,34	0,93	1,64
Протяжність, км	1	1	1
Кількість смуг руху	11,0	11,0	11,0
Ширина проїжджої частини, м	Найменування		
Автомобільні гаражі і відкриті стоянки	гараж		Кількість
	відкрита стоянка		1
	Відсоток таких стоянок від загального числа автомобілів		
	гараж		нет
	відкрита стоянка		100%
Кількість автомобілів закритого зберігання	0%		
Кількість автомобілів відкритого зберігання	13		
Мостові переходи	0		
Спеціальні навантажувальні і розвантажувальні пункти	нет		

### 2.4 Розрахунок комбінованого транспорту на перспективу збільшення продуктивності кар'єра в два з половиною рази (2,5 млн. т/рік)

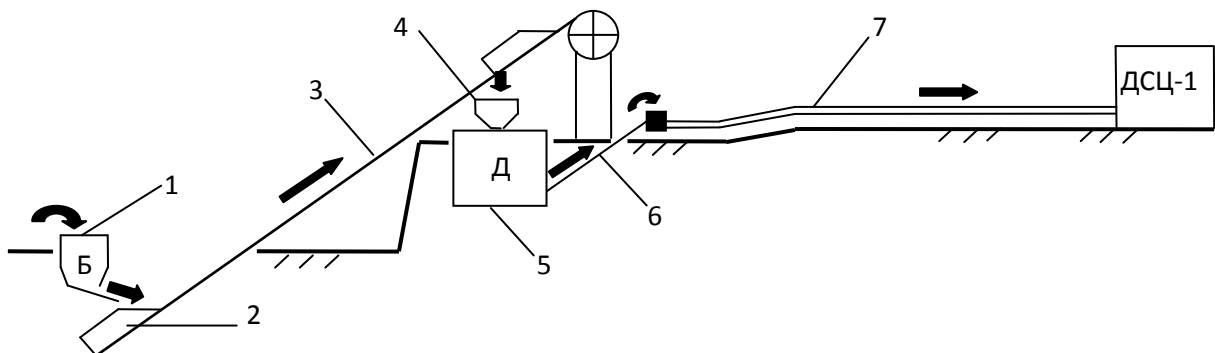


Рис. 2.2 Технологічна схема комбінованого транспорту



Як показано на рис. 2.2, корисна копалина з вибоїв п'яти видобувних горизонтів (4-й, 5-й, 6-й, 7-й, 8-й) транспортується автосамоскиди БелАЗ-540 до пункту розвантаження (бункер скіпового підйомника - 1). Скіпи 2 завантажуються з бункера, потім транспортуються по похилій трасі підйомника 3 на позначку стояння установки +26. Скіпи - перекидні, розвантаження в бункер приймач 4 дробарки первинного дроблення 5. Це необхідно для отримання гранулометричного складу, придатного для конвеєрного транспортування. Після цього подрібнене П.І. за допомогою перевантажувача 6 вантажиться на стрічковий конвеєр 7, який транспортує його до ДСЦ-1 для подальшої обробки. Установка дробарки на поверхні кар'єру передбачена з метою обслуговування не тільки нижніх горизонтів, але і верхніх, ще не відпрацьованих до кордонів родовища. До того ж це спростить техобслуговування і позбавить нас від додаткових площ для установки усередині кар'єру. А також у разі поломки скіпового підйомника, ми, обминаючи його, зможемо вивозити П.І. автосамоскиди прямо на дробарку.

#### 2.4.1 Розрахунок скіпового підйомника кар'єра

Вихідні данні:

Відмітка установки навантажувального пункту скіпового підйомника...	-110м
Відмітка установки скіпового підйомника на поверхні кар'єру.....	26м
Кут нахилу траси підйому .....	40°
Тривалість роботи установки в зміну .....	7ч
Висота приймального бункера на поверхні кар'єру .....	15м

Розрахункова схема похилій підйомної установки кар'єра показана на малюнку 2.3.

##### 2.4.1.1 Вибір скіпа

Розрахунковий часовий вантажопотік

$$Q = \frac{A_{\Gamma} K}{n_{\text{дн}} t_{\text{сут}}} = \frac{2,5 \cdot 10^6 \cdot 1,5}{230 \cdot 21} = 776,4 \text{ Т/ч}, \quad (2.54)$$

- де  $A_{\Gamma}$  - річний вантажопотік кар'єра, т;  
 $K$  - коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку;  
 $N_{\text{дн}}$  - число робочих днів у році;  
 $t_{\text{сут}}$  - час роботи підйомника на добу, год.

Похила висота підйому скіпа

$$L_1 = \frac{(H_1 + H_2)}{\sin \alpha} = \frac{136 + 15}{\sin 40} = 235 \text{ м}, \quad (2.55)$$

- де  $\alpha$  - кут нахилу траси підйомника до горизонту, град;  
 $H_1$  - глибина кар'єру до розрахункового горизонту, м;

$H_2$  – висота приймального бункера, м.

Оптимальна вантажопідйомність скіпа

$$m_{\text{опт}} = Q \frac{4\sqrt{L_1 + \theta}}{3600} = 776,4 \cdot \frac{4\sqrt{235+20}}{3600} = 17,5 \text{ т}, \quad (2.56)$$

де  $\Theta$  – Розрахунковий час розвантаження автосамоскиду, сек.

Так як оптимальна вантажопідйомність скіпа далека від паспортної вантажопідйомності автосамоскида БелАЗ-540, завантаження скіпів будемо виробляти з навантажувального бункера, ємність якого розраховується нижче згідно [2].

#### 2.4.1.1.1 Розрахунок ємності приймального бункера

Кількість розвантажень автосамоскидів в зміну

$$n_{\text{раз}} = 60 \frac{T_{\text{см}}}{T_p} N_p = 60 \cdot \frac{8}{14} \cdot 10 = 343 \text{ розвантаження}, \quad (2.57)$$

де  $T_p$  – час рейсу автосамоскиду, хв;

$T_{\text{см}}$  – тривалість зміни, год;

$N_p$  – кількість робочих машин, авт.

Тривалість перебування автосамоскиду в розвантажувальному місці

$$t_1 = t_m + t_p + t_{\text{п}} = 0,6 + 1,7 + 0,4 = 2,7 \text{ хв}, \quad (2.58)$$

де  $t_m$  – час на маневри, хв;

$t_p$  – час розвантаження, хв;

$t_{\text{п}}$  – час на від'їзд від розвантажувального місця, хв

Пропускна здатність розвантажувального місця в зміну

$$N_m = 60 \frac{T_{\text{см}}}{t_1} = 60 \cdot \frac{8}{2,7} = 178 \text{ маш/зм}. \quad (2.59)$$

Необхідна кількість розвантажувальних місць

$$n = \frac{N_p t_1}{T_p} = \frac{10 \cdot 2,7}{14} = 1,9 \approx 2 \text{ місця}. \quad (2.60)$$

Розрахункова ємність приймального бункера

$$V_6 = (2 \div 3) V_c n = 2,5 \cdot 15 \cdot 2 = 75 \text{ м}^3, \quad (2.61)$$

де  $V_c$  – ємність кузова автосамоскида,  $\text{м}^3$ .

Приймаємо типовий перекидний скіп, застосовуваний в залізорудній промисловості [5, стр. 255].

Так як транспортується п.і. насипною щільністю  $\rho = 1,8 \text{ т/м}^3$ , то транспортується маса складе :  $m_{\text{гр}} = V \cdot \rho = 10,0 \cdot 1,8 = 18 \text{ т}$ .

Таблиця 2.7 - Технічна характеристика перекидний скипа

Параметри	Значення
Корисний об'єм, м <sup>3</sup>	10
Маса вантажу, що піднімається, кг	25000...27500
Маса скипа, кг	15200
Жорстка база, мм	3980
Розміри кузова скипа, мм:	
• Глибина	1880
• Ширина передньої стінки	1620
• Висота	4400
Висота скипа з причіпним пристроєм, мм	9770
Відношення маси скипа до маси вантажу	0,55

#### 2.4.1.2 Розрахунок каната

Максимальне навантаження на канат має місце на копровому шківі в момент рушання завантаженого скипа з нижнього положення.

Довжина ділянки каната від бункера до копрового шківа (мал.2.3)

$$L_2 = L_{\text{раз}} + L_{\text{ск}} + L_{\text{шп}} + 0,75R_{\text{ш}} = 2,5 + 9,8 + 4,0 + 0,75 \cdot 2,0 = 18,0 \text{ м}, \quad (2.62)$$

де  $L_{\text{раз}}$  – довжина ділянки розвантаження скипа, м;

$L_{\text{ск}}$  – довжина скипа, м;

$L_{\text{шп}}$  – довжина шляху перепід'єму, який повинен бути не менше 2,5 м, згідно з вимогами ПБ, м;

$R_{\text{ш}}$  – радіус копрового шківа, м.

Розрахункова довжина каната від пункту завантаження скипа до копрового шківа

$$L_{\text{к}} = L_1 + L_2 = 235 + 18 = 253 \text{ м}. \quad (2.63)$$

Висота копра до осі обертання шківа

$$H_3 = H_2 + L_2 \cdot \sin\alpha = 15 + 18 \cdot \sin 40 = 26,5 \text{ м}. \quad (2.64)$$

Розрахункове розривне зусилля всіх тросів каната

$$F_{\text{раз}} = \frac{g[n](m_0 + m_{\text{гр}})(w \cos\alpha + \sin\alpha)}{\left(1 - \frac{[n]L_{\text{к}}\rho_{\text{с}}}{\sigma_{\text{вр}} \cdot 10^{-4}(w_{\text{к}} \cos\alpha + \sin\alpha)}\right)}; \text{ Н}, \quad (2.65)$$

де  $m_0$  – маса порожнього скипа, кг;

$m_{\text{гр}}$  – маса вантажу в скипу, кг;

$\rho_0$  – фіктивна щільність каната, т/м<sup>3</sup>;

$w$  – коефіцієнт опору руху скипа;

$w_{\text{к}}$  – коефіцієнт опору руху каната;

$[n]$  – запас міцності каната.

$$F_{\text{раз}} = \frac{9,81 \cdot 6,5 \cdot (15200 + 18000) \cdot (0,03 \cdot \cos 40 + \sin 40)}{\left(1 - \frac{6,5 \cdot 253 \cdot 9,0}{((1400 \cdot 10^6) \cdot 10^{-4})(0,25 \cdot \cos 40 + \sin 40)}\right)} = 1620 \cdot 10^3 \text{ Н.}$$

Вибираємо по таблиці 18 [5, стор. 269] сталевий дротяний канат по ГОСТ 7684-55.

Таблиця 2.8-Технічна характеристика сталевого дротяного каната

Параметри	Значення
Діаметр канату, мм	48,0
Лінійна маса ,кг/м	9,2
Розривне зусилля всіх дротів, кН	1638,5
Площа перетину всіх дротів, мм <sup>2</sup>	964

Максимальне статичний натяг каната має місце на копровому шківі в момент зсуву завантаженого скипа з нижнього положення

$$F_{\text{max}} = g(m_o + m_{\text{тр}})(w \cos \alpha + \sin \alpha) + g \cdot \rho_k \cdot L_k \cdot (w_k \cos \alpha + \sin \alpha), \text{ Н,} \quad (2.66)$$

де  $\rho_k$  – щільність каната, т/м<sup>3</sup>.

$$F_{\text{max}} = 9,81(15200 + 18000)(0,03 \cos 40 + \sin 40) + 9,81 \cdot 9,2 \times \\ \times 253(0,25 \cos 40 + \sin 40) = 235 \cdot 10^3 \text{ Н.}$$

Дійсний запас міцності каната

$$n = \frac{F_{\text{раз}}}{F_{\text{max}}} = \frac{1638,5 \cdot 10^3}{235,8 \cdot 10^3} = 6,9. \quad (2.67)$$

Отримане значення задовольняє вимоги ПБ.

### 2.4.1.3 Вибір підйомної машини

Діаметр барабана підйомної машини, відповідно до вимог ПБ

$$D_{\text{бmin}} = 80d_k = 80 \cdot 48,0 = 3840 \text{ мм,} \quad (2.68)$$

де  $d_k$  – діаметр канату, мм.

Приймаємо найближчий більший по стандартному ряду діаметр барабана – 4м.

Ширина барабана при однорядній навивці

$$B_{\text{min}} = (d_k + \varepsilon) \cdot \frac{L_1 + L_{\text{зап}}}{\pi \cdot D_{\text{б}}} + Z_{\text{тр}} = (48,0 + 2) \cdot \left(\frac{235+30}{3,14 \cdot 4,0}\right) + 3 = 1058 \text{ мм,} \quad (2.69)$$

де  $Z_{\text{тр}}$  – кількість витків тертя;

$L_{\text{зап}}$  – резервна довжина каната, що розміщується на внутрішніх бобінах (30м);

$\varepsilon$  - зазор між витками каната (3мм).

Максимальна різниця статичних натягів каната набігає і збігає гілок

$$F_{н-с \max} = F_{\max} - F_c = 235,8 \cdot 10^3 - 95,8 \cdot 10^3 = 140 \cdot 10^3 \text{ Н}, \quad (2.70)$$

$$F_c = gm_o \sin \alpha = 9,81 \cdot 15200 \cdot \sin 40 = 95,8 \cdot 10^3 \text{ Н}. \quad (2.71)$$

За певними значеннями параметрів  $D_b$ ,  $V_{\min}$ ,  $F_{\max}$ ,  $F_{н-с}$  по [3, стр.17 табл. 11] підбираємо підйомну машину 2Ц-4×2,3 виготовлену за ГОСТ 18115-72.

Таблиця 2.9 - Технічна характеристика підйомної машини 2Ц-4×2,3

Параметри	Значення
Діаметр барабана, м	4,0
Ширина барабанів, м	1,8
Статичний натяг, не більше, кН	250
Різниця статичних натягів канатів, не більше, кН	160
Передавальне число редуктора	10,5; 11,5; 20,0
Швидкість підйому, не більше, м/с	12
Число шарів навивки, не більше	2
Маса машини без редуктора і електрообладнання, не більше, т:	
• Для одностороннього намотування	99
• При двошаровій навивці	110

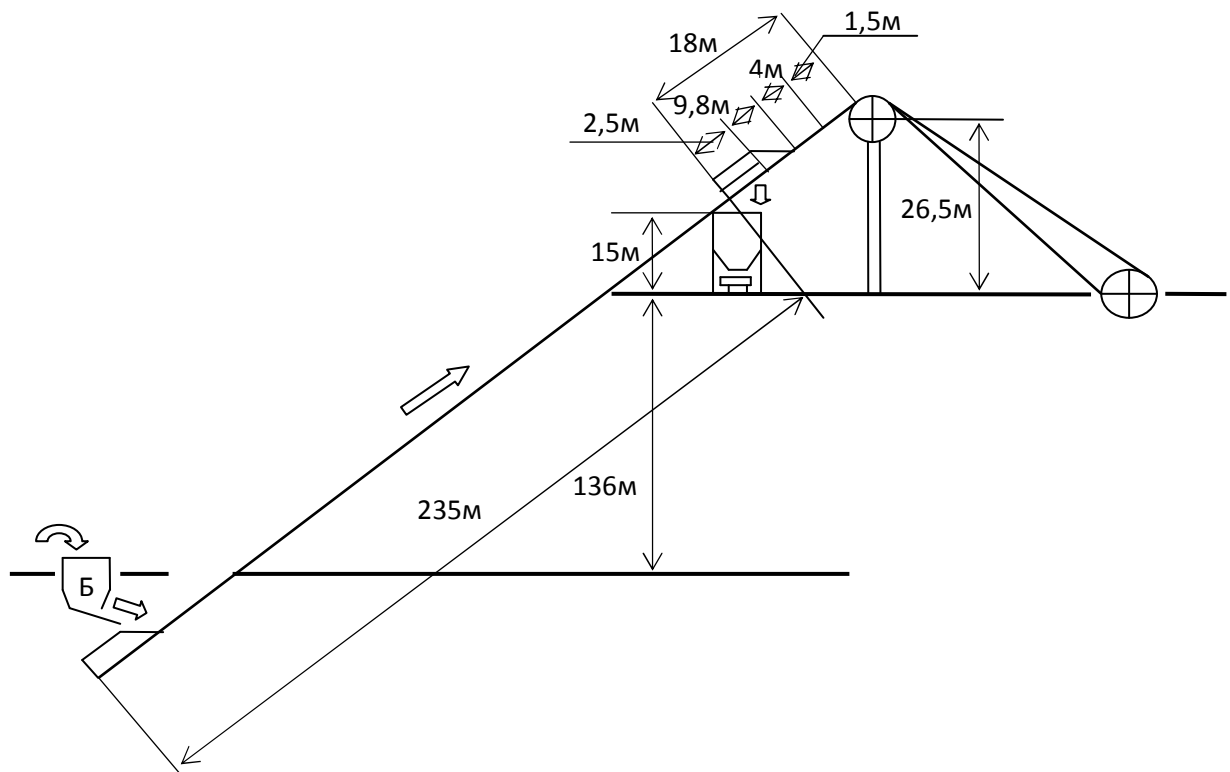


Рис. 2.3 Розрахункова схема похилої підйомної установки кар'єра

#### 2.4.1.4 Розрахунок параметрів кінематики

Кількість підйомів в годину

$$n_{ц} = \frac{Q}{m_{гр}} = \frac{776,4}{18} = 43. \quad (2.72)$$

Тривалість одного циклу

$$T = \frac{3600}{n_{ц}} = \frac{3600}{43} = 84 \text{ с.} \quad (2.73)$$

Чисте час руху скіпів

$$t_{дв} = T - \theta = 84 - 20 = 64 \text{ с,} \quad (2.74)$$

де  $\theta$  – пауза між підйомами, яку приймаємо рівною часу розвантаження автосамоскиду, с.

Середня швидкість руху скіпів

$$V_{ср} = \frac{L_1}{t_{дв}} = \frac{235}{64} = 3,67 \text{ м/с.} \quad (2.75)$$

Розрахунок п'ятиперіодної діаграми швидкості руху скіпів.

Перевіряємо:

Швидкість виходу порожнього скіпа з кривих

$$V_1 = \sqrt{2 \cdot a_1 \cdot l_0} = \sqrt{2 \cdot 0,3 \cdot 6,0} = 1,9 \text{ м/с,} \quad (2.76)$$

де  $a_1$  – прискорення порожнього скіпа поза розвантажувальних кривих, м/с;

$l_0$  – довжина розвантажувальних кривих, м.

Швидкість входу навантаженого скіпа в криві

$$V'_1 = \sqrt{2 \cdot a_1 \cdot l_0} = \sqrt{2 \cdot 0,2 \cdot 6,0} = 1,5 \text{ м/с,} \quad (2.77)$$

де  $a_1$  – прискорення навантаженого скіпа в розвантажувальних кривих, м/с.

В результаті розрахунку діаграми знаходимо швидкість ( $V_{max}$ ) скіпів, тривалість періодів –  $t_1, t_2, t_3, t_4$  і протяжність ділянок шляху переміщення  $l_1, l_2, l_3$  (мал.2.4). Для розрахунку  $V_{max}$  фактичну п'ятиперіодну діаграму швидкості замінюємо умовної трьохперіодне з періодами: похила висота підйому  $L_y$ , час руху  $T_y$  і максимальна швидкість  $V_{max,y}$ .

Максимальна швидкість руху по умовній діаграмі [5, стр.314]

$$V_{max,y} = \varepsilon - \sqrt{\varepsilon^2 - 2\varepsilon \cdot V_{ср,y}}, \text{ м/с,} \quad (2.78)$$

де  $\varepsilon$  – «модуль швидкості», визначається за формулою

$$\varepsilon = \frac{T_y}{(1/a_1 + 1/a_3)} = \frac{59,7}{(1/0,8 + 1/0,8)} = 23,8, \quad (2.79)$$

де  $T_y$  – час за умовною діаграмі, с. Визначається за формулою

$$T_y = T - \frac{V_1}{a_1} - \frac{V'_1}{a_3} = 64 - \frac{1,9}{0,8} - \frac{1,5}{0,8} = 59,7 \text{ с,} \quad (2.80)$$

$$V_{max,y} = 23,8 - \sqrt{23,8^2 - 2 \cdot 23,8 \cdot 1,1} = 1,12 \text{ м/с,}$$

або

$$V'_{max,y} = 23,8 - \sqrt{23,8^2 - 2 \cdot 23,8 \cdot 1,5} = 1,55 \text{ м/с.}$$

Середня швидкість по умовній діаграмі

$$V_{\text{ср.у}} = \frac{L_y}{T_y} = \frac{109,5}{59,7} = 1,8 \text{ м/с}, \quad (2.81)$$

$$V'_{\text{ср.у}} = \frac{L'_y}{T'_y} = \frac{133,4}{59,7} = 2,2 \text{ м/с}, \quad (2.82)$$

де  $L_y$  и  $L'_y$  – довжини умовної діаграми, м. визначаються за формулами

$$L_y = L_1 - 2l_0 - V_1 T_y = 235 - 2 \cdot 6,0 - 1,9 \cdot 59,7 = 109,5 \text{ м}, \quad (2.83)$$

$$L'_y = L_1 - 2l_0 - V_1 \cdot T_y = 235 - 2 \cdot 6,0 - 1,5 \cdot 59,7 = 133,4 \text{ м}. \quad (2.84)$$

Максимальна швидкість руху по фактичній п'ятиперіодній діаграмі

$$V_{\text{max}} = V_{\text{max.у}} + V_1 = 1,12 + 1,9 = 3,02 \text{ м/с}, \quad (2.85)$$

$$V'_{\text{max.у}} = V_{\text{max.у}} + V'_1 = 1,12 + 1,5 = 2,62 \text{ м/с}. \quad (2.86)$$

Допустима по ПБ швидкість руху скипів по похилому стовбуру – 7,0 м/с.

Кількість обертів двигуна, яке відповідає максимальній швидкості

$$n_{\text{расч}} = \left( \frac{60V_{\text{max}}}{\pi D_6} \right) \cdot i, \text{ об/ХВ}, \quad (2.87)$$

де  $i$  – можливі для обраної підйомної машини передавальні відносини редукторів.

$$n_{\text{расч.1}} = \left( \frac{60 \cdot 3,02}{3,14 \cdot 4,0} \right) \cdot 10,5 = 151 \text{ об/ХВ},$$

$$n_{\text{расч.2}} = \left( \frac{60 \cdot 3,02}{3,14 \cdot 4,0} \right) \cdot 11,5 = 165 \text{ об/ХВ},$$

$$n_{\text{расч.3}} = \left( \frac{60 \cdot 3,02}{3,14 \cdot 4,0} \right) \cdot 20,0 = 288 \text{ об/ХВ}.$$

Приймаємо Привід на базі асинхронного двигуна з фазним ротором.

Синхронне число обертів двигуна

$$n_o = \frac{60f}{p}, \text{ об/ХВ}, \quad (2.88)$$

$$n_{o.1} = \frac{60 \cdot 50}{2} = 1500 \text{ об/ХВ},$$

$$n_{o.2} = \frac{60 \cdot 50}{4} = 750 \text{ об/ХВ},$$

$$n_{o.3} = \frac{60 \cdot 50}{6} = 500 \text{ об/ХВ},$$

$$n_{o.4} = \frac{60 \cdot 50}{8} = 375 \text{ об/ХВ},$$

$$n_{o.5} = \frac{60 \cdot 50}{9} = 333 \text{ об/ХВ},$$

$$n_{0.6} = \frac{60 \cdot 50}{10} = 300 \text{ об/хв},$$

$$n_{0.7} = \frac{60 \cdot 50}{12} = 250 \text{ об/хв}.$$

Приймаємо двигун з шістьма парами полюсів з синхронним числом оборотів 500 об/хв і редуктор з передавальним відношенням 20,0.

Номінальне число обертів двигуна під навантаженням, прийнявши номінальне ковзання  $S_H = 0,03$

$$n_H = n_0(1 - S_H) = 500(1 - 0,03) = 485 \text{ об/мин}. \quad (2.89)$$

Фактична номінальна швидкість підйому

$$V_{\max.\phi} = \frac{\pi D_6 n_H}{60i} = \frac{3,14 \cdot 4,0 \cdot 485}{60 \cdot 20} = 5,1 \text{ м/с}. \quad (2.90)$$

Далі визначаємо час і шлях для кожного з п'яти періодів діаграми швидкості:

- Час і шлях прискореного руху порожнього скипа по розвантажувальних кривих

$$t'_1 = \sqrt{\frac{2l_0}{a_1}} = \sqrt{\frac{2 \cdot 6,0}{0,3}} = 6,3 \text{ с}. \quad (2.91)$$

- Час і шлях прискореного руху порожнього скипа поза розвантажувальних кривих

$$t_1 = \frac{(V_{\max.\phi} - V_1)}{a_1} = \frac{5,1 - 1,9}{0,8} = 4,0 \text{ с}, \quad (2.92)$$

$$l_1 = \frac{(V_{\max.\phi} + V_1)t_1}{2} = \frac{(5,1 + 1,9) \cdot 4,0}{2} = 14,0 \text{ м}. \quad (2.93)$$

- Час і шлях повільного руху завантаженого скипа перед розвантажувальними кривими

$$t_3 = \frac{(V_{\max.\phi} - V'_1)}{a_3} = \frac{5,1 - 1,5}{0,8} = 4,5 \text{ с}, \quad (2.94)$$

$$l_3 = \frac{(V_{\max.\phi} + V'_1)t_3}{2} = \frac{(5,1 + 1,5) \cdot 4,5}{2} = 14,8 \text{ м}. \quad (2.95)$$

- Час і шлях рівномірного руху

$$t_2 = \frac{l_2}{V_{\max.\phi}} = \frac{194,2}{5,1} = 38 \text{ с}, \quad (2.96)$$

$$l_2 = L_1 - (2 \cdot l_0 + l_1 + l_3), \text{ м}, \quad (2.97)$$

$$l_2 = 235 - (2 \cdot 6,0 + 14,0 + 14,8) = 194,2 \text{ м}.$$

- Час і шлях уповільненого руху завантаженого скипа в розвантажувальних кривих

$$t'_3 = \sqrt{\frac{2l_0}{a'_3}} = \sqrt{\frac{2 \cdot 6,0}{0,2}} = 7,7 \text{ с}. \quad (2.98)$$

Фактична тривалість руху за цикл



$$T_{\phi} = t'_1 + t_1 + t_2 + t_3 + t'_3 = 6,3 + 4,0 + 38 + 4,5 + 7,7 = 60,5 \text{ с.} \quad (2.99)$$

Отримане значення ( $T_{\phi}=60,5$  с) незначно відрізняється від раніше визначеного часу руху скипів за цикл ( $t_{\text{дв}}=64$ с).

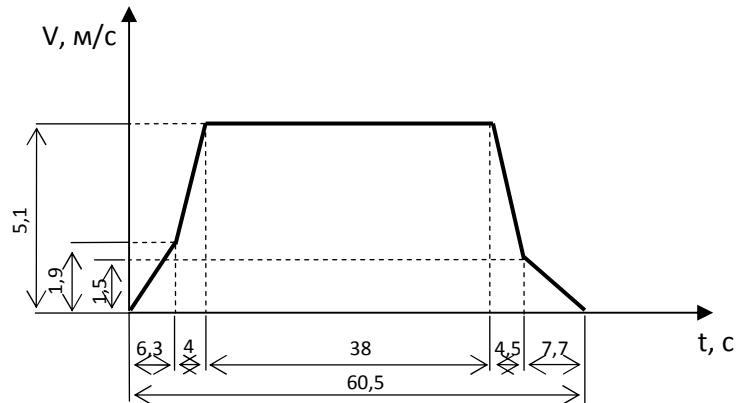


Рис. 2.4 Діаграма швидкості руху судин підйомної установки

#### 2.4.1.5 Визначення потужності приводу

Орієнтовне значення потужності двигуна підйомної машини

$$P = \frac{K_d F_{H-c} \max V_{\max. \phi}}{10^3 \cdot \eta} = \frac{1,3 \cdot 140 \cdot 10^3 \cdot 5,1}{10^3 \cdot 0,94} = 987,4 \text{ кВт} \quad (2.100)$$

#### 2.4.2 Розрахунок магістрального стрічкового конвеєра складного профілю

Вихідні данні:

Довжина конвеєра.....1740м;

Кут нахилу підйомної ділянки конвеєра .....4°;

Насипна щільність вантажу, що транспортується .....1,8 т/м<sup>3</sup>.

Для отримання гранулометричного складу, придатного для конвеєрного транспортування вибираємо гіраційну дробарку фірми КРУПП типу ВК 135-170, характеристики якої представлені в таблиці 2.10.

Таблиця 2.10-Технічна характеристика дробарки ВК 135-170

Тип гіраційної дробарки	Продуктивність (т/год) в залежності від гранулометричного складу (мм)				Діаметр приймального отвору, мм	Швидкість ексцентричної втулки, 1/хв	Макс. потужність двигуна, кВт	Маса, т
	100	125	150	175				
	Min/Max	Min/Max	Min/Max	Min/Max				
ВК 135-170	555/1186	694/1483	833/1780	971/2076	2640	136	250	116,5

### 2.4.2.1 Вибір типу конвеєра

Розрахунковий вантажопотік

$$Q_p = \frac{KQ_{cm}}{t_{cm}K_M} = \frac{1,5 \cdot 3623,3}{8 \cdot 0,8} = 850 \text{ Т/год}, \quad (2.101)$$

де  $K_M$  – коефіцієнт машинного часу;

$Q_{cm}$  – змінний вантажопотік кар'єра, т/зм;

Швидкість руху стрічки, згідно [1, табл.3.1] для скельних порід рекомендується 1,5-2,5 м / с. приймаємо 2,5 м/с.

Ширина стрічки, при якій буде забезпечений розрахунковий вантажопотік

$$B = 1,1 \sqrt{\frac{Q_p}{c_1 V \rho c}} + 0,05 = 1,1 \sqrt{\frac{850}{525 \cdot 2,5 \cdot 1,8 \cdot 1}} + 0,05 = 0,71 \text{ м}, \quad (2.102)$$

де  $c_1$  – коефіцієнт, що відповідає куту нахилу бічних роликів завантаженої гілки ( $c_1=525$  при  $\alpha=30^\circ$ );

$V$  – швидкість стрічки, м/с;

$c$  – коефіцієнт, що враховує зниження продуктивності конвеєра при збільшенні кута нахилу траси ( $0 \dots 6^\circ - 1,0$ );

$\rho$  – насипна щільність вантажу, т/м<sup>3</sup>.

Ширина стрічки «по кусковатості» вантажу, прийнявши для рядового матеріалу максимальний розмір шматка 0,15 м

$$B_{min} = 2d_{max} + 0,2 = 2 \cdot 0,15 + 0,2 = 0,5 \text{ м}, \quad (2.103)$$

де  $d_{max}$  – максимальний розмір шматків рядового матеріалу, м.

З урахуванням стандартного ряду конвеєрних стрічок для нашого випадку підійшла б стрічка шириною 0,8 м, але маючи постійне нарощування виробничої потужності кар'єру, приймаємо стрічку шириною 1,2 м.

На підставі отриманих значень, для установки на поверхні кар'єру вибираємо конвеєр Олександрівського машинобудівного заводу типу 1ЛУ120, характеристики якого представлені в таблиці 2.11.

Таблиця 2.11 - Технічна характеристика конвеєра 1ЛУ120

Параметри	Значення
Швидкість стрічки, м/с	2,5
Ширина стрічки, мм	1200
Приймальна здатність, м <sup>3</sup> /хв	25
Максимальна продуктивність, т/год	1200
Максимальна конструктивна довжина, м	1800
Потужність приводу, кВт	500
Кут установки, град	-3...+18

Розрахункова схема конвеєра представлена на рис. 2.5.

### 2.4.2.2 Навантажувальні характеристики конвеєра

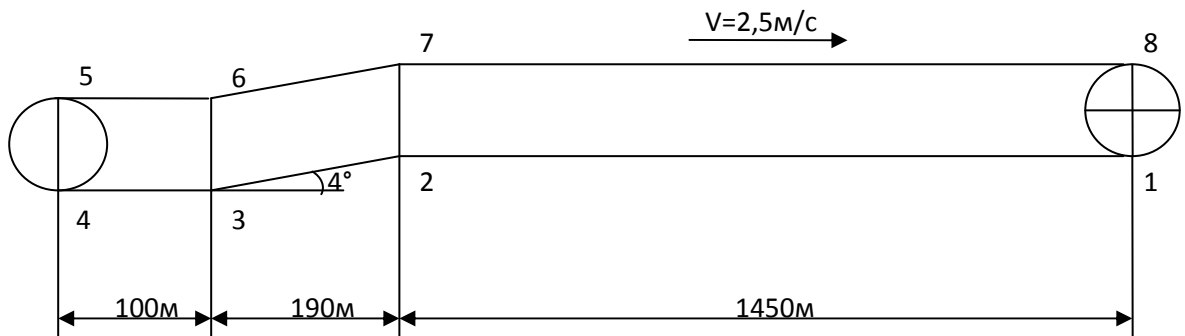


Рис. 2.5 Розрахункова схема конвеєра

Лінійна маса транспортується

$$q_m = \frac{Q_p}{3,6V} = \frac{850}{3,6 \cdot 2,5} = 94,4 \text{ кг/м.} \quad (2.104)$$

Попередньо приймаємо стрічку РТЛ-3150 по [6, стр.110].

Таблиця 2.12-Технічна характеристика конвеєрної стрічки РТЛ-3150

Параметри	Значення
Тимчасовий опір, даН/см	3150
Діаметр троса, мм	8,25
Шаг тросів, мм	15
Ширина стрічки, мм	1200, 2000
Товщина обкладок, мм	4,0
Товщина стрічки, мм	22,5
Маса 1м <sup>2</sup> , кг	43

Лінійна маса стрічки

$$q_l = B \cdot m_l = 1,2 \cdot 43 = 51,6 \text{ кг/м,} \quad (2.105)$$

де  $m_l$  – маса 1м<sup>2</sup> стрічки, кг.

По [6, стор. 110] приймаємо коефіцієнт опору руху (при хорошому стані опор)  $w=0,020$ .

За технічною характеристикою конвеєра 1лу120 приймаємо відстань між ролюкооперами навантаженої гілки  $l_{p.г.} = 1,25\text{м}$ , холостий гілки  $l_{p.х.} = 2,5\text{м}$ .

За емпіричними залежностями знаходимо масу обертових частин роликів:

Навантаженої гілки

$$m_{p.г.} = 13 + 23B = 13 + 23 \cdot 1,2 = 40,6 \text{ кг.} \quad (2.106)$$

Холостий гілки

$$m_{p,x} = 8 + 14V = 8 + 14 \cdot 1,2 = 24,8 \text{ кг.} \quad (2.107)$$

Їх лінійні маси:

Навантаженої гілки

$$q_{p,\Gamma} = \frac{m_{p,\Gamma}}{l_{p,\Gamma}} = \frac{40,6}{1,25} = 32,4 \text{ кг/м.} \quad (2.108)$$

Холостий гілки

$$q_{p,x} = \frac{m_{p,x}}{l_{p,x}} = \frac{24,8}{2,5} = 10 \text{ кг/м.} \quad (2.109)$$

По [6, стор. 111] приймаємо значення коефіцієнта обліку додаткових опорів, розподілених по довжині конвеєра  $C_2=1,1$ .

Сила тяги, необхідна для подолання опорів руху холостий гілки

$$F_{1-2} = L[gC_2w(q_l + q_{p,x})], \text{ Н,} \quad (2.110)$$

$$F_{1-2} = 1450 \cdot [9,81 \cdot 1,1 \cdot 0,020(51,6 + 10)] = 19,2 \text{ кН,}$$

де  $L$  – розрахункова довжина конвеєра, м;

$g$  – прискорення вільного падіння, м/с<sup>2</sup>;

$C_2$  - коефіцієнт враховує Додаткові опору, розподілені по довжині конвеєра;

$q_l$  - лінійна маса стрічки, кг/м;

$q_{p,x}$  – лінійна маса обертових частин роликів холостий гілки, кг/м;

$w$  – коефіцієнт опору руху (при хорошому стані опор).

$$F_{2-3} = L[gq_l(C_2w\cos\beta \pm \sin\beta) + gC_2wq_{p,x}], \text{ Н,} \quad (2.111)$$

$$F_{2-3} = 190[9,81 \cdot 51,6(1,1 \cdot 0,020 \cdot \cos 4 - \sin 4) + 9,81 \cdot 1,2 \cdot 0,02 \cdot 10] = -3,9 \text{ кН,}$$

де  $\beta$  – кут нахилу траси, град.

$$F_{3-4} = L[gC_2w(q_l + q_{p,\Gamma})], \text{ Н,} \quad (2.112)$$

$$F_{3-4} = 100[9,81 \cdot 1,1 \cdot 0,020(51,6 + 10)] = 1,4 \text{ кН.} \quad (2.113)$$

Сила тяги, необхідна для подолання опорів руху навантаженої гілки

$$F_{5-6} = L[gC_2w(q_l + q_m + q_{p,\Gamma})] + F_m, \text{ Н,} \quad (2.114)$$

$$F_{5-6} = 100[9,81 \cdot 1,1 \cdot 0,020(51,6 + 94,4 + 32,4)] = 4,2 \text{ кН,}$$

де  $q_m$  - лінійна маса матеріалу, що транспортується, кг/м;

$q_{p,\Gamma}$  - лінійна маса обертових частин роликів навантаженої гілки, кг/м;

$F_m$  – специфічні місцеві опору.

$$F_{6-7} = L[g(q_m + q_l)(C_2w\cos\beta \pm \sin\beta) + gC_2wq_{p,\Gamma}] + F_m, \text{ Н,} \quad (2.115)$$

$$F_{6-7} = 190[9,81(94,4 + 51,6)(1,1 \cdot 0,020 \cdot \cos 4 + \sin 4) + 9,81 \cdot 1,2 \cdot 0,02 \times 32,4] = 26,9 \text{ кН,}$$

$$F_{7-8} = L[gC_2w(q_l + q_m + q_{p,r})] + F_m, \text{кН}, \quad (2.116)$$

$$F_{7-8} = 1450[9,81 \cdot 1,1 \cdot 0,020(51,6 + 94,4 + 32,4)] = 55,8 \text{кН}.$$

Тягове зусилля ведучого блоку приводу, необхідне для приведення в дію конвеєра розрахункової довжини

$$F_{H-c} = \sum F = 19,2 + (-3,9) + 1,4 + 4,2 + 26,9 + 55,8 = 103,6 \text{кН}. \quad (2.117)$$

Мінімальний натяг з умови повсюдного розтягування стрічки

$$F_{np} = (3000 \dots 4000)B = 3600 \dots 4800 \text{Н}, \quad (2.118)$$

де  $B$  – ширина стрічки, м.

Мінімальне по зчепленню натяг стрічки в точці 1 (мал .2.6) збігання стрічки з приводного барабана. Приймавши коефіцієнт запасу тягової здатності  $K_T=1,4$  і коефіцієнт зчеплення стрічки з барабаном  $f=0,45$  і з урахуванням того, що барабан покритий рифленою гумою і атмосфера волога, по [1, табл.3.3] знаходимо тяговий фактор  $e^{fa}=6,62$ .

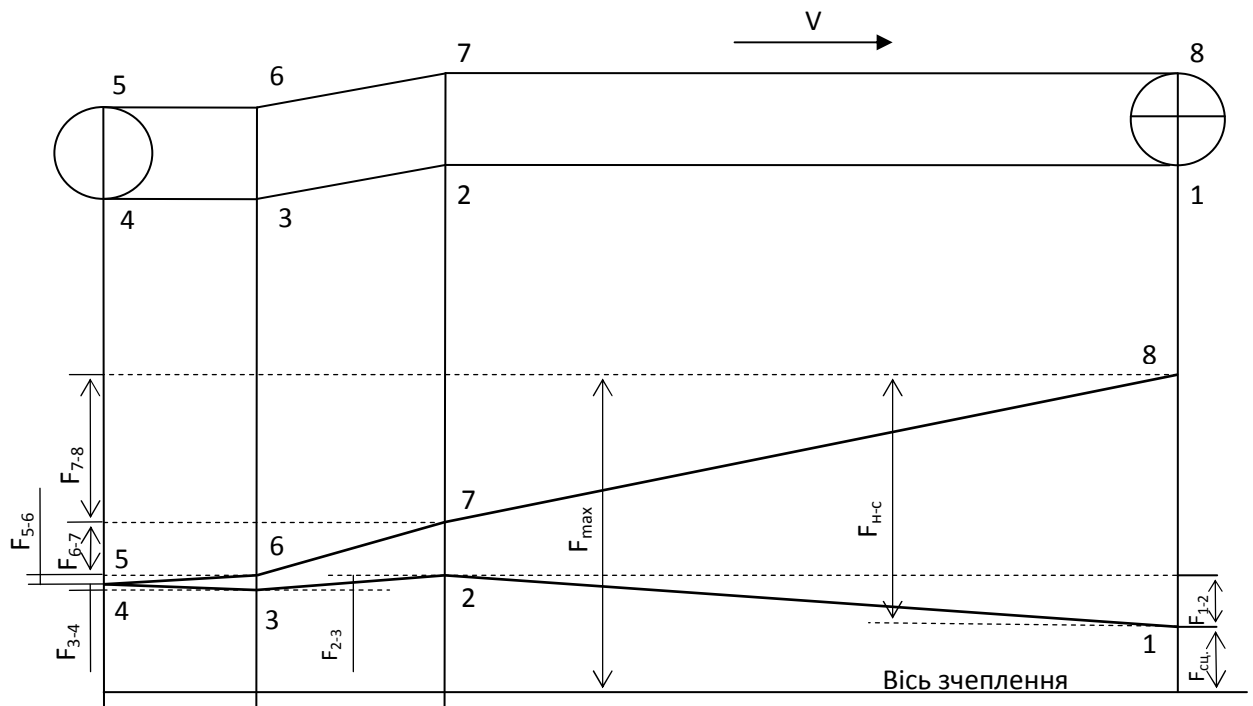


Рис. 2.6 Діаграма натягу тягового органу конвеєра

Отже, сила натягу стрічки "по зчепленню" в точці її збігання з ведучого барабана повинна бути не менше

$$F_{сц} = \frac{K_T F_{H-c}}{e^{f(\alpha_1 + \alpha_2)} - 1} = \frac{1,4 \cdot 103,6}{6,62 - 1} = 25,8 \text{кН}. \quad (2.119)$$

Розрахункове значення натягів стрічки

$$F_1 = F_{сц} = 25,8 \text{кН},$$

$$F_2 = F_1 + F_{1-2} = 25,8 + 19,2 = 45 \text{кН},$$

$$F_3 = F_2 + F_{2-3} = 45 + (-3,9) = 41,1 \text{кН},$$

$$\begin{aligned}
 F_4 &= F_5 = F_3 + F_{3-4} = 41,1 + 1,4 = 42,5 \text{кН}, \\
 F_6 &= F_5 + F_{5-6} = 42,5 + 4,2 = 46,7 \text{кН}, \\
 F_7 &= F_6 + F_{6-7} = 46,7 + 26,9 = 73,9 \text{кН}, \\
 F_8 &= F_{\text{max}} = F_7 + F_{7-8} = 73,6 + 55,8 = 129,4 \text{кН}.
 \end{aligned}$$

Тягове зусилля ведучого блоку приводу (контроль)

$$F_{\text{н-с}} = F_{\text{н}} - F_{\text{с}} = F_8 - F_1 = 129,4 - 25,8 = 103,6 \text{кН}.$$

### 2.4.2.3 визначення параметрів конвеєра

Допустиме навантаження на стрічку РТЛ-3150 шириною 1200мм, прийнявши запас міцності 10

$$F_{\text{доп}} = \frac{\sigma_{\text{вр}} B i}{m_{\text{н}}} = \frac{3150 \cdot 1200 \cdot 10^{-3}}{10} = 378 \text{кН}, \quad (2.120)$$

де  $\sigma_{\text{вр}}$  – межа міцності несучої конструкції гумотросової стрічки, Н/мм;  
 $B$  – ширина стрічки, мм;  
 $i$  – кількість робочих прокладок (для РТЛ  $i=1$ );  
 $m_{\text{н}}$  - нормативний запас міцності стрічки.

Потужність приводу конвеєра довжиною 1740м при швидкості стрічки 2,5 м / с і ККД приводу 85%

$$P_i = \frac{F_{\text{н-с}} V}{1000 \eta} = \frac{103,6 \cdot 2,5}{0,85} = 304,7 \text{кВт}, \quad (2.121)$$

де  $\eta$  – ККД приводу.

Допустима довжина одного става конвеєра

За міцності стрічки:

$$L'_{\text{доп}} = \frac{L F_{\text{доп}}}{F_{\text{max}}} = \frac{1740 \cdot 378}{129,4} = 5082 \text{м}. \quad (2.122)$$

За потужністю приводу:

$$L''_{\text{доп}} = \frac{L P_{\text{н}}}{P_i} = \frac{1740 \cdot 500}{304,7} = 2855 \text{м}. \quad (2.123)$$

Таким чином, в розглянутих умовах досить мати на всю довжину 1740м один конвеєр 1лу120 з приводом потужністю 500 кВт.

Так як по навантаженню на стрічку тепер є резерв, то можна прийняти менш міцну стрічку.

Розрахункова межа міцності

$$\sigma = \frac{m F_{\text{max}}}{B} = \frac{10 \cdot 129,4 \cdot 10^3}{1200} = 1078 \text{Н/мм}. \quad (2.124)$$

Найближчий типорозмір стрічки по міцності – стрічка РТЛ-1500, яку приймаємо до навішування замість РТЛ-3150.

Сила натягу натяжною станцією секції, встановленої на холостий гілки біля приводу

$$P = 2F_1 = 2 \cdot 25,8 = 51,6 \text{кН} \quad (2.125)$$

Таблиця 2.13-Технічна характеристика конвеєрної стрічки РТЛ-1500

Параметри	Значення
Тимчасовий опір, даН/см	1500
Діаметр троса, мм	4,2
Крок тросів, мм	9,2
Ширина стрічки, мм	900, 1200, 1600
Товщина обкладок, мм	5,5
Товщина стрічки, мм	18,0
Маса 1м <sup>2</sup> , кг	28

Таблиця 2.14 - Список обладнання конвеєрного комплексу

Параметри	Значення
Тип конвеєра	1ЛУ120
Довжина одного става, м	1740
Кількість конвеєрів	1
Тип конвеєрної стрічки	РТЛ-1500
Ширина стрічки, мм	1200
Довжина стрічки, м	3480
Потужність приводу, кВт	500

### 2.4.3 Розрахунок забійного автомобільного транспорту

#### 2.4.3.1 Схема автомобільних доріг і розрахунковий маршрут

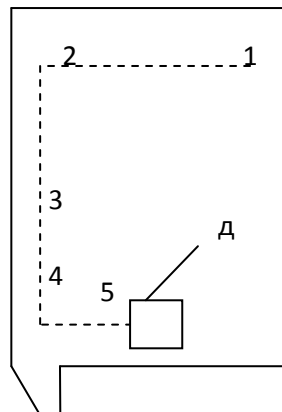



Рис. 2.7 Схема забійних автомобільних доріг

Для розрахунку умовно приймаємо усереднений маршрут навантажувального пункту (екскаватор ЕКГ-5) розташованого на 6-му видобувному горизонті. Тоді, дальність транспортування від навантажувального до розвантажувального пункту складе 1370м.

Таблиця 2.15 Характеристика розрахункового маршруту  
 $U_r=90, R=35, K=55,0$   $U_r=90, R=35, K=55,0$

Позначки бровки земляного полотна, м	-80				-65	
Профіль траси						
Розгорнутий план траси	1	2	3	4	5	
Ухил (‰)	0		0	76	0	
тр. і довжини, м	340		350	220	440	
Конструкція автодороги	Щебенева					
Назва ділянки траси	Забійна дорога		Транспортна берма			

### 2.4.3.2 Вибір типу автомобіля

Згідно з даними гірничотехнічних умов (відстань транспортування - 1,37км, тип навантажувально-видобувної обладнання) для транспортування корисної копалини приймаємо автосамоскид БелАЗ-540. Технічна характеристика автосамоскида БелАЗ-540 представлена в розділі 2.2.2 табл.2.4.

### 2.4.3.3.Характеристікі автомобільних доріг

Коефіцієнт використання вантажопідйомності автомобіля розрахований за формулою (2.15) і становить  $K_r = 0,98$ .

Інтенсивність руху автомобілів на головних дорогах, по яких проходить сумарний вантажопотік кар'єра розрахована за формулою (2.43) і дорівнює  $I_{дв} = 17 \text{ маш/ГОД}$ .

Згідно [1, табл. 2.2] за інтенсивністю руху необхідно мати дорогу II категорії. З урахуванням характеристики прийнятого типу автосамоскида, споряджена маса якого дорівнює 48т, приймаємо такі типи покриттів і значення основного опору руху по [1, табл.2.3]:

- На ділянці 1-5 щебеневої покриття; в навантаженому стані опір руху 25 Н / кН; в порожньому стані – 35 Н/кН;



#### 2.4.3.4 Фактична вантажопідйомність автомобіля

Кількість ковшів екскаватора по місткості кузова автомобіля розраховане за формулою (2.17) і дорівнює  $n_{к.о} = 3,33$  ковша.

Кількість ковшів екскаватора, що завантажуються за вантажопідйомністю розраховане за формулою (2.17') і так само  $n_{к.г} = 3,46$  ковша.

З двох отриманих значень для подальших розрахунків приймаємо менше, округлене до цілого значення - 3 ковша.

Фактична вантажопідйомність автомобіля розрахована за формулою (2.18) і становить  $m = 23,4$ т.

Коефіцієнти використання вантажопідйомності і обсягу розраховані за формулою (2.19) і рівні  $K_r = 0,86$  та  $K_o = 0,9$  відповідно.

Повна маса завантаженого автомобіля розрахована за формулою (2.20) та дорівнює  $m_a = 44,4$ т.

Допустимість маси, розрахованої по (4.3.6) перевіряється «по машині» (по дизелю) і «по зчепленню».

Допустима маса автомобіля по потужності дизеля («по машині») з умови постійного руху її на розрахунковому підйомі капітальної траншеї

$$m_{a.m} = \frac{1000P_n \eta_{тр}}{gV(w_o + i_p)} = \frac{1000 \cdot 360 \cdot 0,8}{9,8 \cdot 4,5(25+76)} = 64,6 \text{т.} \quad (2.126)$$

Допустима маса автомобіля по зчепленню з умов рушання його на розрахунковому підйомі капітальної траншеї при несприятливих погодних умовах

$$m_{a.c} = \frac{1000m_{цц}\psi}{w_o + i_p + 102\delta a_o} = \frac{1000 \cdot 31,08 \cdot 0,4}{25+76+102 \cdot 1,1 \cdot 0,5} = 79,1 \text{т.} \quad (2.127)$$

#### 2.4.3.5 Допустимі швидкості руху

Максимальна швидкість автомобіля БелАЗ-540 по його технічній характеристиці становить 55 км / год. Розрахункова (нормативне) значення гальмівного шляху при екстремому гальмуванні приймаємо 60м згідно  $l_o^H = l_{вид} - 10 = 70 - 10 = 60$ м, здесь  $l_{вид}$  – відстань видимості водієм дороги, м.

Допустима швидкість руху за умови екстремого гальмування на спуску максимальної крутості в порожньому стані

$$V_{доп} = \sqrt{2l_o^H \varpi_{г.макс} + (\varpi_{г.макс} t_{п})^2} - \varpi_{г.макс} t_{п}, \text{ М/с} \quad (2.128)$$

$$\varpi_{г.макс} = \frac{1000\psi + w_o - i_{макс}}{102\delta} = \frac{1000 \cdot 0,4 + 35 - 76}{102 \cdot 1,1} = 3,19 \text{ М/с} \quad (2.129)$$

$$V_{доп} = \sqrt{2 \cdot 60 \cdot 3,19 + (3,19 \cdot 2,0)^2} - 3,19 \cdot 2,0 = 14,1 \text{ М/с.}$$

Повний (гальмівний) шлях автомобіля при екстремому гальмуванні розрахований за формулою (2.25) і становить  $l_o = 18,06\text{м}$ .

Повний час гальмування від моменту виявлення перешкоди до моменту зупинки (гальмівне час) розраховується за формулою (2.26) і становить  $t_o = 3,9\text{сек}$ .

З урахуванням результатів даного розрахунку та інших обставин, які забезпечують безпеку руху, на в'їзді в траншею необхідно встановити знак обмеження швидкості.

Критична швидкість руху автомобіля на кривій по бічному ковзанню розрахована, прийнявши радіус кривої 35м, ухил віражу 0,03 і коефіцієнт зчеплення для забрудненої дороги 0,4, за формулою (2.27) і становить  $V_{кр.ск} = 12,1\text{М/с}$ .

На ділянці дороги перед початком кривої слід встановити знак обмеження швидкості, щоб уникнути втрати бічної стійкості автомобіля.

#### 2.4.3.6 Розрахункова продуктивність автомобіля і чисельність машин автопарку

Згідно [1, табл.2.8] приймаємо середні швидкості руху по транспортній бермі - 20 км / год, по дорогах робочих майданчиків - 16 км / ч. Довжини цих доріг в одному напрямку становлять відповідно: 1,01км і 0,34км.

Час рейсу

$$T = t_{дв} + \theta = \frac{1}{K_c} \cdot 60 \sum \frac{l_i}{V_i} + \theta, \text{хв}, \quad (2.130)$$

Тривалість кінцевих операцій розраховане за формулою (2.29) і становить  $\theta = 5,35\text{хв}$ .

Час навантаження машин екскаватором розраховане за формулою (2.30) і становить  $t_n = 1,25\text{хв}$ .

$$T = 2 \cdot 60 \left( \frac{1,01}{20} + \frac{0,34}{16} \right) + 5,35 = 13,96\text{хв}.$$

Приймаємо 14,0 хвилин.

Змінна продуктивність автомобіля

$$Q_{зм} = \frac{K_{г.м.н} \cdot 60 t_{зм} K_B}{T} = \frac{0,86 \cdot 27 \cdot 60 \cdot 8 \cdot 0,8}{14} = 636,8 \text{Т/}_{зм}. \quad (2.131)$$

Кількість рейсових автомобілів для обслуговування одного навантажувального пункту (екскаватора)

$$n_{рейс.i} = \frac{K Q_{зм.i} T_i}{60 m t_{зм} K_B} = \frac{724,6 \cdot 1,1 \cdot 14}{60 \cdot 23,4 \cdot 8 \cdot 0,8} = 1,2\text{авт}. \quad (2.132)$$

Приймаємо 2 автосамоскида.

Кількість рейсових машин, необхідних для обслуговування одного екскаватора з умови забезпечення його безперервної роботи

$$n_{\text{рейс}} = 1 + \frac{t_{\text{дв}} + t_{\text{р}} + t_{\text{ож}}}{t_{\text{п}} + t_{\text{м}}} = 1 + \frac{8,61 + 1,7 + 2,0}{1,25 + 0,4} = 9 \text{ авт.} \quad (2.133)$$

Приймаємо 2 рейсових машини БелАЗ-540 для обслуговування одного екскаватора ЕКГ-5 (з умови забезпечення заданої продуктивності навантажувальних засобів). Так як одночасно в роботі знаходиться 5 екскаваторів в однакових умовах, то всього рейсових машин необхідно  $5 \cdot 2 = 10$ . Для допоміжних цілей застосування машин БелАЗ-540 не передбачається.

Інвентарний парк машин розраховується за формулою (2.45) і становить  $n_{\text{інв}} = 13 \text{ маш}$ .

#### 2.4.3.7 Технічні показники автотранспортної системи

Сумарний пробіг рейсових автомобілів за зміну

$$l_{\text{общ}} = \frac{\sum Q_{\text{зм.і}}(l_{\text{ср}} + l_{\text{сх}})}{m} = \frac{3623,3(1,37 + 1,37)}{23,4} = 424,2 \text{ км.} \quad (2.134)$$

Загальний витрата палива за зміну

$$q_{\text{зм.т}} = 0,01 \cdot l_{\text{общ}} \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3, \text{ л,} \quad (2.135)$$

$$q_{\text{см.т}} = 0,01 \cdot 200 \cdot 424,2 \cdot 1,07 \cdot 1,05 \cdot 1,1 = 1048,5 \text{ л.}$$

Змінний витрата мастильних матеріалів

$$q_{\text{зм.м}} = (0,03 \dots 0,06) q_{\text{зм.т}} = 0,05 \cdot 1048,5 = 52,4 \text{ л} \quad (2.136)$$

Коефіцієнт використання пробігу

$$\beta = \frac{l_{\text{ср}}}{(l_{\text{сх}} + l_{\text{ср}})} = \frac{1,37}{(1,37 + 1,37)} = 0,5 \quad (2.137)$$

Кількість технічно справних машин

$$n_{\text{т.п}} = \delta_{\text{т}} n_{\text{інв}} = 0,8 \cdot 13 = 11 \text{ маш} \quad (2.138)$$

Пропускна здатність смуги автодороги при русі автомобілів в одному напрямку розрахована за формулою (2.40) і дорівнює  $N_{\text{ч}} = 289 \text{ маш/год}$ .

Кількість смуг головної дороги для руху в одному напрямку розраховане за формулою (2.52) і становить  $n_{\text{п}} = 0,05$ .

З отриманого результату випливає, що з величезним запасом достатньо однієї смуги.

Провізна спроможність автодороги

$$M_{\text{а}} = \frac{N_{\text{ч}} m}{f} = \frac{289 \cdot 23,4}{2} = 3381,3 \text{ Т/ч} \quad (2.139)$$

### 2.4.3.8 Перелік основного і допоміжного обладнання автомобільного транспорту

Таблиця 2.16- Перелік основного обладнання автомобільного транспорту

Устаткування	Характеристики	
Автомобілі	Тип	Кількість
	БелАЗ-540	13
Автомобільні дороги	Ділянки автодоріг	
	Забійна	Транспортна берма
Технічна категорія дороги	II	II
Протяжність, км	0,34	1,01
Кількість смуг руху	1	1
Ширина проїжджої частини, м	11,0	11,0
Автомобільні гаражі і відкриті стоянки	Найменування	Кількість
	гараж	1
	відкрита стоянка	нет
	Відсоток таких стоянок від загального числа автомобілів	
	гараж	100%
	відкрита стоянка	0%
Кількість автомобілів закритого зберігання	13	
Кількість автомобілів відкритого зберігання	0	
Мостові переходи	нет	
Спеціальні навантажувальні і розвантажувальні пункти	нет	

## **3 Охорона праці**

### **3.1 Вимоги до режиму безпеки та охорони праці відповідно до завдання**

Правила встановлюють загальні вимоги безпечного виконання робіт та експлуатації устаткування на відкритих розробках родовищ корисних копалин, налагодження та експлуатації електрообладнання, способів водовідливу і осушення, регламентує вимоги до санітарно-гігієнічних умов та радіаційної безпеки на кар'єрах, рудниках, розрізах.

Правила є обов'язковими для виконання посадовими особами і працівниками підприємств і організацій, діяльність яких пов'язана з розробкою родовищ корисних копалин, а також відповідних проектних і науково-дослідних установ і організацій незалежно від взаємодій підпорядкованості, форм власності та господарської діяльності.

На НГК застосовується складне виймальних-вантажне устаткування, таке як одноковшові екскаватори, конвеєрний транспорт на дробильних заводах, автотранспорт і ін., Для безпечного ведення гірських робіт були розроблені наступні заходи безпеки для цих видів обладнання.

#### **3.1.1 Автомобільний і тракторний транспорт**

1. План і профіль автомобільних доріг повинні відповідати чинним нормам і стандартам.

Земляне полотно для доріг має бути зведено навколо міцних ґрунтів. Не допускається застосування для насипів торф, дерну і рослинних залишків.

Поздовжні ухили внутрішньокар'єрних доріг слід приймати на підставі техніко-економічного розрахунку з урахуванням безпеки руху.

2. Ширина проїзної частини дороги встановлюється проектом з урахуванням вимог діючих норм і стандартів, виходячи за розмірами автомобілів і автопоїздів.

Тимчасові в'їзди в траншеї повинні влаштовуватися так, щоб уздовж їх при русі транспорту залишався вільний прохід шириною не менше 1,5 метра.

3. При затяжних ухилах доріг (більше 0,06) повинні влаштовуватися горизонтальні майданчики з ухилом 0,02 довжиною не менше 50 м і не більше ніж через кожні 600 затяжного ухилу.

4. Радіуси кривих в плані і поперечні ухили землі передбачаються з урахуванням діючих норма і стандартів.

В особливо обмежених умовах на внутрішньокар'єрних і відвальних дорогах величину радіусів кривих в плані допускається приймати в розмірі не менше двох конструктивних радіусів розворотів транспортних засобів по передньому зовнішньому колесу – при розрахунку на одиночний автомобіль і не менше трьох конструктивних радіусів на одиночний автомобіль і не

менше трьох конструктивних радіусів розвороту – при розрахунку на тягачі з напівпричепами.

5. Проїжджа частина дороги всередині контуру кар'єра (крім забійних доріг) повинна відповідати чинним нормам і стандартам і бути огорожена від призми обвалення породним валом або захисною стінкою. Висоту цієї огорожі необхідно приймати за розрахунком в залежності від найбільшої вантажопідйомності застосовуваного автотранспорту.

6. У зимовий час автодороги повинні систематично очищатися від снігу і льоду і посипатися піском, шлаком або дрібним щебенем.

7. При експлуатації автомобільного транспорту в кар'єрах необхідно керуватися Правилами дорожнього руху і Правилами з охорони праці на автомобільному транспорті в он частини, де вони не суперечать цим Правилам. Автомобіль повинен бути технічно справним, мати дзеркала заднього виду, діючу світлову і звукову сигналізацію, освітлення і справні залякування.

8. При проведенні капітальних ремонтів і в подальшому в терміни, передбачені заводом-виробником (за переліком), повинна проводитися дефектоскопія вузлів, деталей і агрегатів великовантажних автосамоскидів, що впливають на безпеку руху.

9. Швидкість і порядок руху автомобілів, автомобільних і тракторних поїздів на дорогах кар'єра встановлюється адміністрацією кар'єра (розрізу) з урахуванням місцевих умов.

Ділянка несправних автосамоскидів вантажопідйомністю більше 15т повинна здійснюватися спеціальними тягачами. Забороняється залишати на проїжджій частині несправні автосамоскиди. Допускати короткочасне залишення автосамоскиду на проїжджій частині дороги в випадку аварійного виходу по ладу при огороженні автомобіля з двох сторін відповідними попереджувальними знаками відповідно до Правил дорожнього руху.

Причепи і напівпричепи повинні бути обладнані гальмами і габаритними світловими сигналами «Стоп» і сигналами повороту.

Забороняється буксирування автомобілів, верстатів і обладнання на гнучкому зчепленні.

10. Рух на дорогах кар'єру має регулюватися стандартними знаками, передбаченими Правилами дорожнього руху.

Разовий заїзд в кар'єр автомобілів, тракторів, тягачів, навантажувальних і підйомних машин та іншого виду транспорту, що належить іншим підприємствам і організаціям, допускається тільки з дозволу Адміністрації кар'єра потім обов'язкового інструктажу водія або машиніста із записом в спеціальному журналі.

Інструктування з охорони праці водіїв транспортних засобів, що працюють в кар'єрі, проводиться адміністрацією автогосподарства, і потім практичного ознайомлення з маршрутами руху водіям повинні видаватися сертифікати на право роботи в кар'єрі.

11. Шиномонтажні роботи повинні здійснюватися в окремих приміщеннях або на спеціальних ділянках, оснащених необхідними механізмами і огорожами. Особи, які виконують шиномонтажні роботи, повинні бути навчені і проінструктовані.

12. Контроль за технічним станом автосамоскидів, дотриманням правил дорожнього руху повинен забезпечуватися посадовими особами автогосподарства підприємства, а при експлуатації автотранспорту підрядної організації в кар'єрі, що працює на підставі договору, - технічним наглядом цієї організації.

13. На кар'єрних автомобільних дорогах рух автомашин має проводитися без обгону.

В окремих випадках при застосуванні на кар'єрі автомобілів з різною технічною швидкістю руху допускається обгін автомобілів при забезпеченні безпечних умов для руху.

14. Очищення кузова від налиплої і намерзлої гірської маси повинна проводитися в спеціально відведеному місці із застосуванням механічних або інших засобів.

15. при навантаженні автомобілів (автопоїздів) екскаваторами повинні виконуватися наступні умови:

Очікує навантаження автомобіль (автопоїзд) повинен знаходитися за межами радіусу дії екскаваторного ковша і ставати під навантаження тільки потім дозвільного сигналу машиніста екскаватора;

Що знаходиться під навантаженням автомобіль (автопоїзд) повинен бути загальмований;

Навантаження в кузов автомобіля (автопоїзда) повинна проводитися тільки збоку або ззаду; перенесення екскаваторного ковша над кабіною автомобіля або трактора забороняється;

Завантажений автомобіль (автопоїзд) повинен слідувати до пункту розвантаження тільки потім дозвільного сигналу машиніста екскаватора.

16. Кабіна кар'єрного автосамоскида повинна бути перекрита спеціальним захисним козирком, що забезпечує безпеку водія при навантаженні. При відсутності захисного козирка водій автомобіля зобов'язаний вийти при навантаженні навколо кабіни і перебувати за межами радіусу дії ковша екскаватора.

17. При роботі автомобіля в кар'єр забороняється:

Рух автомобіля з піднятим кузовом, ремонт і розвантаження під лініями електропередачі;

Рух заднім ходом до місця навантаження (розвантаження) на відстань більше 30 м (за винятком випадків, що відбувся траншей);

Переїжджати через кабелі, прокладені по ґрунту, без спеціальних запобіжних укриттів;

Перевозити сторонніх людей в кабіні. Дозволяється проїзд у кабінах технологічних автомобілів особам технічного нагляду та окремим робітникам за наявності у них письмового дозволу адміністрації та місця в кабіні;

Залишати автомобіль на ухилах і підйомах. У разі зупинки автомобіля на підйомі або ухилі внаслідок технічної несправності водій зобов'язаний вжити заходів, що виключають мимовільний рух автомобіля: вимкнути двигун, загальмувати машину, підкласти під колеса упори (черевики) і т. п.;

Проводити запуск двигуна, використовуючи рух автомобіля під ухил;

Залишати автомобіль з працюючим двигуном.

У всіх випадках при русі автомобіля заднім ходом повинен подаватися безперервний звуковий сигнал, а при русі заднім ходом автомобіля вантажопідйомністю 10т і більше повинен автоматично включатися звуковий сигнал.

18. Перевезення людей в кар'єрі допускається тільки в автобусах або в спеціально обладнаних для перевезення людей автомашинах зі швидкістю і за маршрутами, затвердженими керівництвом підприємства.

Майданчики для посадки людей повинні бути горизонтальними.

Забороняється влаштування посадочних майданчиків на проїжджій частині дороги.

19. Вантажно-розвантажувальні пункти повинні мати необхідний фронт для маневрових операцій автомобілів, бульдозерів, тракторів і автопоїздів, з урахуванням вимог п.266-271 цих Правил. Майданчики для навантаження і розвантаження автомобілів (автопоїздів) повинні бути горизонтальними; допускається ухил не більше 0,01.

Для обмеження руху машин заднім ходом розвантажувальні майданчики повинні мати надійну запобіжну стінку (вал) висотою не менше 0,7 м для автомобілів вантажопідйомністю до 10т і не менше 1 м для автомобілів вантажопідйомністю понад 10т. При відсутності запобіжної стінки забороняється під'їжджати до брівки розвантажувального майданчика лиже, ніж на 3м машинами вантажопідйомністю до 10т і лиже, ніж 5м машинами вантажопідйомністю понад 10т.



### 3.1.2 Стрічковий конвеєр

1 конвеєрні лінії та установки повинні мати:

А) пристрій для аварійної зупинки конвеєра з будь-якої точки по його довжині;

Б) сигналізацію про початок запуску;

В) блокуючі пристрої, що виключають можливість дистанційного пуску після спрацьовування захисту конвеєра;

Г) пристрій, що відключає конвеєр в разі зупинки стрічки при включеному приводі;

Д) пристрої, що перешкоджають бічному сходу стрічки, і датчики від бічного сходу стрічки, що відключають привід конвеєра при сході стрічки в сторону більше 10% її ширини;

Е) місцеву блокування, що запобігає пуск даного конвеєра з пульта управління;

Ж) перехідні містки, огорожені перилами, відстань між якими має бути не більше 500м;

З) захисні пристрої в місцях проходу людей під конвеєрами для запобігання їх від падаючих шматків матеріалу, що транспортується;

І) пристрої, що вловлюють вантажну гілку при її розриві, або пристрої, що контролюють цілісність тросів стрічки при установці конвеєра з кутом нахилу більше 10 градусів.

У темний час доби всі робочі місця і проходи повинні бути освітлені. Затемнені місця галерей обов'язково висвітлюються і в денний час.

2. У конвеєрних галереях між конвеєром і стіною необхідно залишати прохід для людей не менше 0,7 м, а між двома конвеєрами – не менше 1м.

Зазор між конвеєром і стіною на ділянках, де не відбувається пересування людей, повинен бути не менше 0,4 м, а між найбільш високою частиною конвеєра і стелею – не менше 0,6 м.

3. Приводні, натяжні, відхиляють і кінцеві станції стрічкових конвеєрів повинні мати огорожі, що виключають можливість проводити ручне прибирання просипає матеріалу у барабанів під час роботи конвеєрів. Огородження повинні бути заблоковані з приводним двигуном конвеєра таким чином, щоб виключити можливість пуску його в роботу при знятих огорожах. На конвеєрах необхідно встановлювати пристрої для очищення стрічки, справність яких перевіряється особою змінного технічного нагляду щозмінною робота на заштибованих конвеєрах не дозволяється.

4. ремонтні роботи, ручне змащення і очищення конвеєра повинні проводитися тільки при зупиненому конвеєрі і заблокованому пусковому пристрої.

5. Стрічкові конвеєри, встановлені з нахилом більше 6 градусів, повинні бути забезпечені надійним автоматично діючим гальмівним пристроєм, що спрацьовує при відключенні двигуна.

6. Забороняти:

- А) перевозити людей на не обладнаних для цієї мети конвеєрах;
- Б) транспортувати на стрічці обладнання;
- В) підсипати на приводний барабан каніфоль або інші матеріали з метою усунення пробуксовки стрічки;
- Г) направляти рухому стрічку рукою;
- Д) проводити ручне прибирання прокидався матеріалу з-під конвеєрів під час їх роботи.

6. Спуск людей в бункера дозволяється по сходах після зупинки завантажувальних конвеєрів і живильників. Спуск в бункери і робота в них проводяться за нарядом під наглядом особи технічного нагляду.

На рукоятках відключеної пускової апаратури завантажувальних конвеєрів повинні вивішуватися плакати «не включати – працюють люди».

Люди, що спускаються в бункер, повинні бути проінструковані і забезпечені запобіжними поясами і канатами, укріпленими у верхній частині бункера.

Для ліквідації залежностей і «пробок» в бункерах останні повинні бути обладнані спеціальними пристроями. Для освітлення бункера слід застосовувати світильники в рудниковому виконанні.

7. Перед спуском людей в бункер, що містить гірську масу, що виділяє газоподібні речовини, необхідно провести аналіз проб повітря з бункера.

8. Швидкість руху конвеєрної стрічки при ручній породовідбірці на повинна перевищувати 0,5 м / с. у місці породовідбірки стрічка повинна бути огорожена.

### **3.1.3 Об'єкти циклічно-потокової технології**

1. У підземних камерах і будівлях грохотильного, дробильного обладнання, грохотильно-дробильних перевантажувальних пунктів, розташованих в кар'єрі або на борту кар'єра, мінімальна відстань між габаритами суміжних машин і апаратів і від стін до обладнання повинно бути визначено з розрахунку забезпечення транспортування машин і апаратів при їх ремонті або заміні, але не менше:

- А) 1,5 м - на основних проходах;
- Б) 1 м - на робочих майданчиках між машинами;
- В) 0,7 м – на робочих проходах між стіною і машиною.

2. Отвори бункерів повинні захищатися з неробочих сторін поручнями висотою не менше 1 м з обшивкою їх внизу смугою на висоту 0,14 м.

Розвантажувальні майданчики для залізничного транспорту та автосамоскидів огорожуються поручнями висотою не менше 1м в місцях можливого проходу людей.

3. Робочі майданчики приймальних і розвантажувальних пристроїв і бункерів обов'язково обладнуються звуковою сигналізацією, призначеною для оповіщення обслуговуючого персоналу.

На приймальних бункерах повинен бути встановлений світлофор, що дозволяє або забороняє в'їзд автомобіля на майданчик бункера під розвантаження.

4. Ремонт технологічного обладнання повинен здійснюватися з дотриманням вимог Положення про бирочної системі.

5. Для живлення стаціонарних приймачів електричною енергією допускається застосування напруги не вище 10кВ.для живлення пересувних приймачів електричною енергією допускається застосування напруги не вище 1140в.

6. Для живлення підземних освітлювальних установок необхідно застосовувати напругу не вище 127В.

7. Електрообладнання, що розміщується в приміщеннях підземного тракту ЦПТ (електродвигуни, апарати, світильники, пости управління і т.д.), має бути в рудниковому виконанні.

8. Електромашинні камери і камери підземних підстанцій можуть бути закріплені і вогнетривким матеріалом.

9. При розташуванні конвеєрних ліній на відкритому повітрі допускається прокладка кабелів на ставі конвеєра за умови забезпечення їх захисту від механічних пошкоджень.

### **3.2. Охорона праці на гірничому підприємстві**

НГК являє собою складне гірничо-металургійне підприємство, у виробничих процесах якого використовується складні машини, механізми, шкідливі і вибухонебезпечні речовини.

Шкідливі виробничі фактори.

Шкідливими для здоров'я виробничими факторами на кар'єрі є:

1 знижена в зимовий час температура робочої зони (+3°C) при нормі (+16°C÷+21°C) і підвищена в літній час: ремонт і обслуговування гірничих машин в кар'єрі;

2 підвищена запиленість повітря робочої зони сумішшю з переважанням дрібнодисперсного пилу.

Небезпечні виробничі фактори.

До небезпечних виробничих факторів на кар'єрі відносяться наступні:

1. Небезпека зсувів і обвалення ґрунту в кар'єрі при виробництві розкриші і видобутку, а так само планування вибоїв для гірничих машин (бульдозери).

2. Небезпечні зони екскаваторів і гірничо-технологічного транспорту.

3. На НГК дуже багато споживачів електроенергії, в основному, у вигляді електродвигунів потужністю від 0,4 кВт до 1600квт. Для цього використовується трифазна напруга змінного струму з ізольованою нейтрально в лініях 6кВ і з заземленою нейтрально в лініях 0,4 кВ. електроенергія використовується в різного роду нагрівачах, калориферах, вентиляторах, печах і для освітлення.

З метою зниження небезпеки ураження електричним струмом на НГК розроблена програма навчання і складання іспитів на кваліфікаційну групу з ПТЕ і ПТБ. Роботи в електричних установках проводяться з виконанням організаційних і технічних заходів безпеки.

### 3.3 Обґрунтування схеми природного провітрювання

Для району, де розташований кар'єр, характерні східні вітри, що дмуть зі швидкістю 3,0-6,0 м/с, а кут укосу східного (підвітряного) борту кар'єра  $\alpha=80^\circ$  приймаємо рециркуляційну схему руху повітря в кар'єрі.

Перевірка ефективності природного провітрювання в кар'єрі.

Для забезпечення нормальних санітарно-гігієнічних умов в кар'єрі необхідно, щоб середня концентрація шкідливих речовин (кожного з видів) не перевищувала 1/3 гранично допустимої концентрації (ГДК). В цьому випадку допускається штучна вентиляція робочих місць шляхом розрідження шкідливостей до допустимої концентрації в кар'єрі без виносу шкідливості за межі кар'єра.

Визначення середньої концентрації шкідливих речовин залежить від схеми природного провітрювання кар'єру.

Середня концентрація шкідливостей в кар'єрі при рециркуляційної схемою провітрювання визначається за формулою:

$$C = \frac{1}{K_d \cdot Q_{\text{я}}} \cdot \{I + C_o \cdot [Q_c + (1 - K_d)Q_{\text{я}}]\}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}}, \quad (3.1)$$

де  $Q_{\text{я}}$  – витрата повітря в ядрі постійної маси вільного потоку,  $\text{м}^3/\text{с}$ ;

$I$  - сумарна інтенсивність виділення шкідливої речовини в зону рециркуляції від внутрішніх і зовнішніх близько розташованих джерел,  $\text{мг}/\text{с}$ ;

$C_o$  – концентрація шкідливих речовин в повітрі, який надходить в зону рециркуляції при загальному забрудненні атмосфери,  $\text{мг}/\text{м}^3$ ;

$Q_c$  – витрата повітря у вільному потоці,  $\text{м}^3/\text{с}$ ;

$K_d$  – коефіцієнт турбулентної дифузії вільного потоку,

$$K_d = \frac{C_{\text{п}}}{C_{\text{гр}}}, \quad (3.2)$$

де  $C_{\text{п}}$  – концентрація домішок в ядрі постійної маси, мг/м<sup>3</sup>;  
 $C_{\text{гр}}$  – концентрація домішок на межі вільного потоку, мг/м<sup>3</sup>.

Інтенсивність пиловиділення і газовиділення обладнання, задіяного на ведення гірничих робіт, зведено в таблицю 3.1.

У кар'єрі працює 5 екскаваторних вибоїв. Кожен забій обслуговує один екскаватор ЕКГ-5А. всього екскаваторів в кар'єрі 5. Транспорт-автомобільний, БелАЗ - 540 вантажопідйомністю 27тонн. Одночасно в екскаваторному забої працюють два автосамоскиди (один – в середині кар'єру, другий – маневрує до навантаження) і бульдозер (близько 30% робочого часу). Буровий верстат СБШ-250 працює по черзі на всіх уступах.

Таблиця 3.1 - Інтенсивність пиловиділення і газовиділення обладнання

№	Обладнання	Кіль- кість	Інтенсивність, мг/с					
			пиловиділення			газовиділення		
			Ед.	$K_{\text{исп}}$	весь	Ед.	$K_{\text{исп}}$	весь
1	ЭКГ-5А	5	500	0,8	2000	-	-	-
2	Бульдозер Т-170	2	300	0,3	180	320	0,3	192
3	БелАЗ-540	10	300	0,8	2400	1200	0,8	9600
4	СБШ-250	1	500	0,8	400	-	-	-
ИТОГО					4980			9792

Сумарна інтенсивність виділення пилу в забої

$$G_{\text{п}} = G_{\text{ЭКГ}} \cdot n_{\text{ЭКГ}} \cdot K_{\text{исп}} + G_{\text{б}} \cdot n_{\text{б}} \cdot K_{\text{исп}} + G_{\text{авт}} \cdot n_{\text{авт}} \cdot K_{\text{исп}} + G_{\text{заг}} \cdot n_{\text{заг}} \cdot K_{\text{заг}} =$$

$$500 \cdot 1 \cdot 0,8 + 300 \cdot 1 \cdot 0,3 + 300 \cdot 2 \cdot 0,8 + 500 \cdot 1 \cdot 0,8 = 1370 \text{ мг/с}, \quad (3.3)$$

де  $K_{\text{исп}}$  - коефіцієнт використання обладнання в часі;

$G_i$ - пиловиділення (газовиділення), мг/с;

$N_i$ - кількість обладнання.

Інтенсивність газовиділення (СО) в забої

$$G_{\text{г}} = G_{\text{а}} \cdot n_{\text{а}} \cdot K_{\text{исп}} + G_{\text{б}} \cdot n_{\text{б}} \cdot K_{\text{исп}}, \quad (3.4)$$

$$G_{\text{г}} = 1200 \cdot 2 \cdot 0,8 + 320 \cdot 1 \cdot 0,3 = 2016 \text{ мг/с},$$

Так як інтенсивність газовиділення значно більше інтенсивності пиловиділення, то подальші розрахунки будемо проводити по газу.

Інтенсивність виділення СО в кар'єрі

$$\sum G_{\text{к}} = G_{\text{г}} \cdot n_{\text{з}} = 2016 \cdot 5 = 10080 \frac{\text{мг}}{\text{с}}, \quad (3.5)$$

де  $n_{\text{з}}$  – кількість забоїв в кар'єрі.

При рециркуляційної схемою витрата повітря, який надходить в ядро постійної маси, визначається за формулою

$$Q_{\text{я}} = 0,077x_{01\text{cp}}U_{\text{в}}L, \frac{\text{м}^3}{\text{с}}, \quad (3.6)$$

де  $U_{\text{в}}$  - швидкість вітру на поверхні, м/с;  
 $x_{01\text{cp}}$  – середня довжина відрізка  $x_{01}$  (мал.1, лист 4, Додаток А) декількох характерних профілів кар'єра, які збігаються з напрямком вітру;  
 $L$  - розмір кар'єру на рівні поверхні в напрямку перпендикулярному напрямку вітру, м.

$$x_{01\text{cp}} = \frac{x_{01,1} + x_{01,2} + \dots + x_{01,3}}{n}, \text{ м} \quad (3.7)$$

$$x_{01\text{cp}} = \frac{320 + 290 + 340 + 320 + 300}{5} = 314 \text{ м.}$$

Швидкість вітру на поверхні приймаємо  $U_{\text{в}} = 4 \text{ м/с}$ .

Приймаємо  $L$  відповідно до розрізу робочої зони  $L = 1400 \text{ м}$ .

$$Q_{\text{я}} = 0,077 \cdot 314 \cdot 4 \cdot 1400 = 135396,8 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}. \quad (3.8)$$

Витрата повітря у вільному потоці при рециркуляційної схемою визначається за формулою

$$Q_{\text{с}} = 0,179x_{01\text{cp}}U_{\text{в}}L = 0,179 \cdot 314 \cdot 4 \cdot 1400 = 314753,6 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}. \quad (3.9)$$

Концентрація оксиду вуглецю в кар'єрі

$$C_{\text{р}} = \frac{1}{0,5 \cdot 135396,8} \cdot \{10080 + 2 \cdot [314753,6 + (1 - 0,5)135396,8]\}$$

$$= 11,44 \frac{\text{мг}}{\text{м}^3}. \quad (3.10)$$

Гранично допустима концентрація шкідливості в атмосфері кар'єру становить  $1 \text{ мг/м}^3$ .

У нашому випадку середня концентрація шкідливості перевищує  $1/3$  ПДК ( $C_{\text{р}} > 1/3 \text{ ПДК}$ ).

### 3.4 Визначення ефективності природного провітрювання робочих місць (забруднених зон) в кар'єрі

Для забезпечення нормальних санітарно-гігієнічних умов на робочих місцях (окремих ділянок кар'єру) досить наявності мінімальної швидкості руху повітря  $U_{\text{min}}$ , необхідної для виносу шкідливостей, яка може прийматися рівною  $0,15-0,25 \text{ м/с}$  – для виносу газоподібних шкідливих речовин;  $0,6 \text{ м/с}$  – для виносу пилу.

Швидкість руху повітря в точці (300,80) потоку 1 роду

$$U_1 = U_{\text{в}}F(\varphi), \frac{\text{м}}{\text{с}}, \quad (3.11)$$

де  $\varphi = 7,64 \cdot y/x$ , радіан;

$$F(\varphi) = 0,0176e^{-\varphi} + 0,6623e^{\varphi/2} \cos\left(\frac{\sqrt{3}}{2}\varphi\right) + 0,228e^{\varphi/2} \sin\left(\frac{\sqrt{3}}{2}\varphi\right). \quad (3.12)$$

У точці з координатами (300,80) в потоці 1 роду

$$\varphi = 7,64 \cdot 80 / 300 = 2,03,$$

$$F(\varphi) = 0,0176e^{-2,03} + 0,6623e^{2,03/2} \cos\left(\frac{\sqrt{3}}{2} 2,03\right) + 0,228e^{2,03/2} \sin\left(\frac{\sqrt{3}}{2} 2,03\right) = 2,47.$$

При  $U_b = 1 \text{ м/с}$

$$U_1 = 1 \cdot 2,47 = 2,47 \frac{\text{м}}{\text{с}}.$$

Швидкість повітря в точці (300,80) потоку 1 роду достатня для виносу газоподібних шкідливих речовин ( $2,47 > 0,25$ ) і пилу ( $2,47 > 0,6$ ).

Для потоку 1 роду критична швидкість вітру на поверхні

$$U_{\text{кр}} = \frac{U_{\text{min}}}{F(\varphi)}, \frac{\text{м}}{\text{с}}. \quad (3.13)$$

Для виносу газоподібних шкідливих речовин

$$U_{\text{кр}} = \frac{0,25}{2,47} = 0,1 \frac{\text{м}}{\text{с}}.$$

Критична швидкість вітру на поверхні для виносу пилу

$$U_{\text{кр}} = \frac{0,6}{2,47} = 0,24 \frac{\text{м}}{\text{с}}.$$

При таких швидкостях руху вітру на поверхні рециркуляційна схема природного провітрювання не існує. Для виносу шкідливих речовин з цієї зони необхідна мінімальна швидкість вітру на поверхні, при якій можливе виникнення вітрової схеми провітрювання кар'єру (більш  $0,8 \text{ м/с}$ ).

Для потоку 2 роду формула (3.11) записується так

$$U_2 = U_{01} F(\varphi_1), \frac{\text{м}}{\text{с}}, \quad (3.14)$$

де  $U_{01}$  – швидкість руху повітря на осі  $01X_1$  (рис.1, Додаток 1, лист 4);

$$F(\varphi_1) = 0,0176e^{-\varphi_1} + 0,6623e^{\varphi_1/2} \cos\left(\frac{\sqrt{3}}{2} \varphi_1\right) + 0,228e^{\varphi_1/2} \sin\left(\frac{\sqrt{3}}{2} \varphi_1\right), \quad (3.15)$$

де  $\varphi_1 = 7,64 y_1 / x_1$ .

Швидкість руху повітря в нижній частині кар'єра при рециркуляційної схемою не перевищує  $0,3 U_b$ , а при збільшенні глибини може зменшитися до  $0,15 U_b$ .

Для кар'єрів України можна прийняти  $U_{01} = 0,3 U_b$ , тоді

$$F(\varphi_1) = U_2 / 0,3 U_b, \quad (3.16)$$

і критична швидкість на поверхні

$$U_{\text{кр}} = \frac{U_{\text{min}}}{0,3 F(\varphi_1)}, \frac{\text{м}}{\text{с}}. \quad (3.17)$$

При  $y_1 = 65 \text{ м}$ ,  $x_1 = 300 \text{ м}$

$$\varphi_1 = 7,64 \cdot \frac{65}{300} = 1,65,$$

$$F(\varphi_1) = 0,0176e^{-1,65} + 0,6623e^{1,65/2} \cos\left(\frac{\sqrt{3}}{2} 1,65\right) + 0,228e^{1,65/2} \sin\left(\frac{\sqrt{3}}{2} 1,65\right) = 1,52,$$

Для газоподібних шкідливих речовин

$$U_{кр} = \frac{0,25}{0,3 \cdot 1,52} = 0,54 \frac{м}{с}.$$

Для пилу

$$U_{кр} = \frac{0,6}{0,3 \cdot 1,52} = 1,31 \frac{м}{с}.$$

На ділянці ВК навітряного борту кар'єра (мал.1, лист 4, Додаток А) швидкість руху повітря визначається за формулою

$$U_{ВК} = 2(1 + 1,14\varphi + 0,35\varphi^2), \frac{м}{с}, \quad (3.18)$$

Для точки  $x=340м$ ,  $y=50м$  і швидкості вітру на поверхні  $U_B=1м/с$

$$U_{ВК} = 2\left(1 + 1,14 \cdot 7,64 \frac{50}{340} + 0,35(7,64 \cdot \frac{50}{340})^2\right) = 5,44 \frac{м}{с},$$

Така швидкість руху повітря в точці (340,50) достатня для виносу газоподібних шкідливих речовин ( $5,44 > 0,25$ ) і виносу пилу ( $5,44 > 0,6$ ).

Витрата повітря у вітровому потоці в кар'єрі, при якому середня концентрація шкідливих речовин в кар'єрі не перевищує гранично допустиму концентрацію

$$Q_k = \frac{\sum G}{C_d - C_n} = \frac{10080}{1-2} = 10080 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (3.19)$$

де  $C_d$  – ГДК шкідливої речовини,  $мг/м^3$ ;

$C_n$  – концентрація шкідливої речовини в повітрі, яке надходить в кар'єр,  $мг/м^3$ ;

$\sum G$  – сумарна інтенсивність виділення шкідливих речовин в кар'єрі,  $мг/с$ .

Так як виконується нерівність  $Q_k < Q_{я}$  ( $10080 < 135396,8$ ), то в застосуванні штучного загальнокар'єрного провітрювання немає необхідності.



#### 4 Економічний розділ

В даному розділі буде проведений економічний аналіз запропонованих варіантів транспортних систем для Новопавлівського гранітного кар'єру з метою виявлення найбільш прийнятною для впровадження у виробництво.

##### 4.1 Розрахунок загальних витрат із застосуванням діючої та проектної систем транспорту

Таблиця 4.1-Калькуляція собівартості п. і. із застосуванням діючої системи розробки

Елементи витрат	Витрати на видобуток 555,5 тис. м <sup>3</sup> , тис. грн	Витрати на видобуток 1м <sup>3</sup> , грн
Заробітна платня	2527,41	4,54
Відрахування на соціальне страхування	959,15	1,72
Матеріали	8789,7	15,8
Електроенергія	678,45	1,22
Амортизація обладнання	11029,03	19,85
Непередбачені витрати	3597,56	6,47
<b>ВСЬОГО:</b>	<b>27581,3</b>	<b>49,6</b>

Таблиця 4.2-Калькуляція собівартості п. і. із застосуванням проектної системи розробки (автотранспорт)

Елементи витрат	Витрати на видобуток 1388 тис. м <sup>3</sup> , тис. грн	Витрати на видобуток 1м <sup>3</sup> , грн
Заробітна платня	4500,45	3,24
Відрахування на соціальне страхування	1707,92	1,23
Матеріали	25059,03	18,05
Електроенергія	1355,48	0,97
Амортизація обладнання	20852,49	15,02
Непередбачені витрати	8021,3	5,77
<b>ВСЬОГО:</b>	<b>61496,67</b>	<b>44,28</b>

Таблиця 4.3-Калькуляція собівартості п. і. із застосуванням проектною системи розробки (ЦПСТ)

Елементи витрат	Витрати на видобуток 1388 тис. м <sup>3</sup> , тис. грн	Витрати на видобуток 1м <sup>3</sup> , грн
Заробітна платня	5100,49	3,67
Відрахування на соціальне страхування	1935,63	1,39
Матеріали	112568,92	81,1
Електроенергія	2413,36	1,73
Амортизація обладнання	25885,77	18,64
Непередбачені витрати	22185,62	15,98
<b>ВСЬОГО:</b>	<b>170089,79</b>	<b>122,51</b>

Із запропонованих варіантів транспортних систем видно, що підприємству буде вигідно прийняти проектну транспортну систему з підвищенням виробничої потужності кар'єру до 1388м<sup>3</sup>/рік і транспортуванням корисної копалини великовантажними автосамоскидами БелАЗ-540, в результаті чого собівартість 1м<sup>3</sup> буде дешевше на (49,6-44,28)=5,32 грн, ніж діюча система розробки.

Таким чином, економія витрат при впровадженні проектною системи розробки становить:

$$\mathcal{E}_B = Q \cdot (C_1 - C_2) = 1388000 \cdot (49,6 - 44,28) = 7384160 \text{ грн}$$

де  $C_1$  – собівартість видобутку і транспортування п. і. при застосуванні діючої системи розробки, тис. грн;

$C_2$  – собівартість видобутку і транспортування п. і. при застосуванні проектною системи розробки, тис. грн.

Таким чином, при застосуванні запропонованого варіанту видобутку і транспортування п. і. в кар'єрі з річною продуктивністю 1388м<sup>3</sup>, буде досягтися річний економічний ефект в сумі 7384160 тис. грн.

#### 4.2 Техніко-економічна ефективність впровадження проектною транспортної системи (автотранспорт)

Для визначення економічної ефективності прийнятих технічних, технологічних, організаційних рішень порівнюються два варіанти. По кожному з них визначають капітальні витрати і експлуатаційні витрати, чисельність штату трудящих по ділянці, продуктивність праці.

З порівнюваних варіантів більш ефективним є той, який забезпечує меншу собівартість розробки при рівних капіталовкладеннях або варіант, що вимагає менших капіталовкладень при однаковій собівартості.

Прийняті в розрахунках норми витрати, вартість обладнання, ціна матеріалів, розміри заробітної плати і вартість корисної копалини прийняті за даними підприємства.

Валовий дохід підприємства становить:

$$D = Q_k \cdot C_{\text{пр}} = 1388000 \cdot 378 = 524,664 \text{млн. грн,}$$

де  $C_{\text{пр}}$  - ціна одиниці товару продукції, грн/м<sup>3</sup>;

$Q_k$ - продуктивність кар'єра, м<sup>3</sup>.

Визначаємо балансовий прибуток з урахуванням оподаткування:

$$P_{\text{ск.п}} = D - R_v - A_{\text{от}} = 524664000 - 61496670 = 463167330 \text{грн,}$$

де  $R_v$  - валові витрати, грн;

$A_{\text{от}}$  - величина амортизаційних відрахувань, грн.

Чистий прибуток за проектом:

$$P_{\text{ч.п}} = P_{\text{ск.п}} \cdot \left(1 - \frac{H_{\text{пр}}}{100}\right) = 463167330 \cdot \left(1 - \frac{30}{100}\right) = 324217131 \text{грн,}$$

де  $H_{\text{пр}}$  - прибутковий податок (30%).

Рентабельність виробництва за проектними рішеннями визначається за формулою:

$$R = \left(\frac{\mathcal{E}_v}{C_2 Q_2}\right) 100 = \left(\frac{7384160}{44,28 \cdot 1388000}\right) \cdot 100 = 12,01\%.$$

Економічний ефект розрахуємо за формулою:

$$\mathcal{E} = \mathcal{E}_v \cdot \left(1 - \frac{H_{\text{пр}}}{100}\right) = 7384160 \cdot \left(1 - \frac{30}{100}\right) = 5168912 \text{грн.}$$

Розрахувавши основні техніко-економічні показники, можна зробити наступні висновки:

1. Вводячи в роботу незначну кількість нового обладнання, ми підвищуємо виробничу потужність кар'єру і оптимізуємо транспортну складову даного гірничого підприємства, що зумовило зниження собівартості 1 м<sup>3</sup> п.і. з 49,6 до 44,28 грн/м<sup>3</sup> і підвищило фондвіддачу підприємства;

2. При впровадженні проектної системи змінюється структура витрат: збільшується вага витрат на матеріали, знижуються витрати за всіма іншими статтями;

3. Зниження витрат на матеріали відбувається за рахунок збільшення кількості видобувного і транспортного обладнання.

4. Економічний ефект в перший рік експлуатації за проектними рішеннями складе - 5168912 тис. грн.

## Висновок

Найбільшу питому вагу в собівартості видобувних робіт на кар'єрі складають витрати на транспортування корисної копалини. У зв'язку з цим в дипломному проекті вирішено актуальне завдання, що складається в розробці ефективної схеми транспортування гірничої маси на Новопавлівському гранітному кар'єрі.

В роботі були розглянуті варіант автомобільного транспорту на перспективу збільшення продуктивності кар'єра в два з половиною рази (2,5млн.т/рік), а також варіант комбінованого транспорту з скіповим підйомником і конвеєром. Найбільш ефективною виявилася оптимізована автотранспортна система. При впровадженні проектної системи досягаються наступні основні переваги:

- підвищення продуктивності кар'єра;
- зниження собівартості продукції;

Аналізуючи чинну систему розробки і проектну можна зробити наступний висновок, що проектна система найбільш ефективніше дає можливість підвищити техніко-економічні показники. В цілому економічний ефект в перший рік експлуатації за проектними рішеннями складе 5168912 тис. грн.

## Список літератури

1. Положення про систему запобігання та виявлення плагіату в Національному технічному університеті «Дніпровська політехніка», затверджене Вченою радою 13.06.2018 (протокол №8).
2. Положення про організацію атестації здобувачів вищої освіти НТУ «Дніпровська політехніка» / М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т. – Д.: НТУ «ДП», 2018. – 40 с.
3. Положення про навчально-методичне забезпечення освітнього процесу Національного технічного університету «Дніпровська політехніка» / М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т. – Д.: НТУ «ДП», 2019. – 25 с.
4. Національна рамка кваліфікацій. <http://zakon3.rada.gov.ua/laws/show/1341-2011-п>.
5. Горная графическая документация. Виды и комплектность: ГОСТ 2.850-75 – [Чинний від 1980-01-01] – М.: Изд. стандартов, 1983. – 200 с. – (Межгосударственный стандарт)
6. Горная графическая документация. Обозначения условные полезных ископаемых, горных пород и условий их залегания: ГОСТ 2.857-75 – [Чинний від 1980-01-01] – М.: Изд. стандартов, 1983. – 200 с. – (Межгосударственный стандарт)
7. Горно-инженерная графика / Г.Г.Ломоносов [и др.]. – М.: Недра, 1976 – 263с.
8. Единая система конструкторской документации. Общие требования к текстовым документам: ГОСТ 2.105-95. – К.: Госстандарт Украины, 1996 – 36 с. – (Державний стандарт України)
9. Единые правила безопасности при взрывных работах. – К.: Норматив, 1992. – 172с.
10. Транспорт на гірничих підприємствах: підруч. для вузів / М.Я. Біліченко, Г.Г. Півняк, О.О. Ренгевич та ін. – 3-є вид. перероб. та доп. – Д.: НГУ, 2005. – 636 с.
11. Салов В.О. Основи експлуатаційних розрахунків транспорту гірничих підприємств: навч. посіб. / В.О. Салов; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Д.: НГУ, 2005. – 199 с.
12. Охрана труда / под ред. К.С. Ушакова. – М.: Недра, 1986. – 624с.
13. Экология горного производства: учебник для вузов. – М.: Недра, 1991. – 320с.
14. Голінько В.І. Основи охорони праці / В.І. Голінько. – Д.: НГУ, 2008 – 265 с.
15. Моніторинг умов праці: навч. посіб. / В.І. Голінько, Чеберячко С.І.,

Шибка М.В., Яворська О.О. – Д.: ДВНЗ «НГУ», 2011 – 236 с.

16. Безопасность жизнедеятельности: учеб для вузов / К.З. Ушаков, Каледина Н.О., Кирин Б.Ф., Сребный М.А. – М.: Издательство Московского государственного университета, 2000. – 430 с.

17. Сивко В.Й. Розрахунки з охорони праці: навч. посіб. / В.Й. Сивко. – Житомир: ЖІТІ, 2001. – 152 с.

18. Охрана праці: підруч. для студ. гірн. спец. вищ. навч. закл. / К.Н. Ткачук [та ін.]. – К.: Київ, 1998 – 320 с.

19. Мартьякова Е.В. Охрана труда и экономика предприятия / Е.В. Мартьякова; НАН Украины, Ин-т экономики пром-ти. – Донецк, 2000 – 228 с.

20. Андреев А.В., Дьяков В.А., Шешко Е.Е. Транспортные машины и автоматизированные комплексы открытых разработок. М.: Недра, 1975.

21. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам, 4-е изд., перераб. и доп. М., Недра, 1982, 414с.

22. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 1. Производственные процессы: Учебник для вузов. – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1985.- 509 с.

23. Правила безпеки при розробці родовищ корисних копалин відкритим способом. – К.: Норматив, 1994. – 184 с. Рос. та укр. мовами.

## ДОДАТОК А

## Відомість матеріалів кваліфікаційної роботи

		Позначення	Найменування	Кількість листів	Примітка
1					
2			Документація		
3					
4	*)	ТСТ.ПД.20.04.ПЗ	Пояснювальна записка	71	*) А4
5					
6			Графічні матеріали		
7					
8	А1	ТСТ.ПД.20.04.01.ГЧ	Топографічний план гірничих робіт	1	
9	А1	ТСТ.ПД.20.04.02.ГЧ	Технологія гірничих робіт	1	
10	А1	ТСТ.ПД.20.04.03.ГЧ	Варіанти транспортних систем	1	
12	А1	ТСТ.ПД.20.04.04.ГЧ	Вентиляція кар'єру	1	
13	А1	ТСТ.ПД.20.04.05.ГЧ	Техніко-економічні показники	1	