ЗМІСТ

Вступ 5

Завдання на курсовий проект 7

Розділи курсового проекту 8

1. Загальна характеристика родовища таприродні умови району 8

1.1. Загальні відомості про район родовища 8

1.2. Геологічна і гідрогеологічна будова родовища 8

1.3. Підрахунок запасів за категоріями 9

1.4. Характеристика корисної копалини та розкривних порід 9

1.5. Межі кар’єрного поля. Коефіцієнт розкриву 9

2. Режим роботи кар’єру 10

3. Продуктивність кар’єру і загальна організація робіт 11

3.1. Річна продуктивність кар’єру 11

3.2. Продуктивність кар’єру по корисній копалині та розкриву 11

3.3. Строк служби кар’єру 12

4. Розкриття родовища 13

4.1. Вибір способу розкриття 13

4.2. Вибір схеми розкриття та місця розташування капітальної траншеї 14

4.3. Розрахунок параметрів розкривних виробок 15

4.4. Розрахунок об’ємів капітальної та розрізної траншей 19

4.5. Розрахунок продуктивності обладнання на розкритті та його кількості 20

4.6. Швидкість проходження і термін будівництва розкривних виробок 20

5. Підготовка гірських порід до виймання 21

5.1. Вибір способу підготовки гірських порід до виймання 21

5.2. Встановлення необхідного ступеню подрібнення 21

5.3. Вибір способу буріння та типу бурового обладнання 22

5.4. Розрахунок параметрів буропідривних робіт 22

5.5. Розрахунок продуктивності і кількості бурових станків 28

6. Виймально-навантажувальні роботи 30

6.1. Вибір системи розробки 30

6.2. Вибір виймально-навантажувального та транспортного обладнання для проведення розкривних та видобувних робіт 31

6.3. Визначення параметрів елементів системи розробки 32

6.4. Розрахунок продуктивності обладнання з видобутку та розкриву 37

6.5. Розрахунок кількості обладнання з видобутку та розкриву 39

7. Переміщення кар’єрних вантажів 40

7.1. Вибір виду транспорту 40

7.2. Розрахунок транспортного обладнання 40

8. Відвалоутворення 44

8.1. Загальна характеристика відвальних робіт 44

8.2. Розрахунок параметрів відвалу 45

8.3. Розрахунок продуктивності та кількості відвального обладнання 50

Вимоги до оформлення курсового проекту 53

Список використаних джерел 56

ВСТУП

Курсовий проект з дисципліни «Відкриті гірничі роботи» виконується впродовж навчального семестру по мірі вивчення лекційного матеріалу та виконання практичних робіт.

Основні задачі курсового проекту:

- закріплення і поглиблення знань, отриманих при вивченнідисципліни,застосування їх при виборі техніки і технологіївиробничих процесів;

- набуття і розширення навичок користування літературними джерелами, матеріалами звітів діючих підприємств, інтернет-ресурсами;

- розвиток вміння самостійно знаходити рішення технологічних задач сучасного гірничого виробництва.

У курсовому проекті на прикладі діючого кар’єру або кар’єру, що проектується, студент застосовує свої знання для вибору найбільш раціональної технологічної схеми проведення відкритих гірничих робіт.

При виконанні курсового проекту всі рішення повинні бути реальними і прийматися на основі новітніх досягнень науки і техніки на вітчизняних та зарубіжних кар'єрах.

Курсовий проект складається з пояснювальної записки іграфічної частини. Пояснювальна записка виконується згідно вимог щодо оформлення технічної документації і включає всі розділи, що передбачені проектом. Пояснювальна записка має бути ілюстрована необхідними ескізами, графіками і рисунками. Обсяг пояснювальної записки повинен складати 30-40 сторінок машинописного тексту.Графічна частина містить два аркуші креслень формату А1. На першому кресленні наводиться система розробки родовища, на другому –положення гірничих робіт на кінець розробки.

Курсовий проект виконується кожним студентом індивідуально, згідно з завданням, в якому на базі гірничо-геологічної характеристики родовища, даних про геологічні і промислові запаси та характеристику корисної копалини приймається річна продуктивність кар’єру по корисній копалині. Встановлюється графік виконання розділів та термін захисту проекту.

Під час проектування відводиться час на консультації, відвідування яких студентом є обов’язковим. На консультаціях керівник проекту роз’яснює порядок та методику розрахунків, обговорює шляхи вирішення конкретних питань, студенти звітують про виконаний об’єм робіт.

Закінчений курсовий проект підписується студентом і здається керівнику на перевірку для оцінки якості виконаної роботи. За відповідності проекту завданню і вимогам програми студент допускається до його захисту. Під час захисту курсового проекту оцінюється рівень знань студента, ступінь володіння матеріалом, вміння знаходити і науково обґрунтовувати рішення, вміння захищати свою думку.

ЗАВДАННЯ НА КУРСОВИЙ ПРОЕКТ

Мета курсового проекту – навчитися застосовувати отримані в процесі навчання знання і вміння для вирішення інженерних задач в умовах конкретного родовища. Курсовий проект є базою для виконання гірничої частини дипломного проекту.

Приблизна тематика курсового проектування:

«Проект розробки \_\_\_\_\_\_\_ родовища звидобутку \_\_\_\_\_\_\_на щебінь з річною продуктивністю \_\_\_\_\_\_\_ м3готової продукції».

До основних вихідних матеріалів для курсового проектування належать:

1. паспорт родовища: відомості про місцезнаходження кар’єру, геологічну, гідрогеологічну будову родовища, характеристику корисної копалини і бокових порід, хімічний склад та фізико-механічні властивості корисної копалини, геологічні і промислові запаси;
2. звітні техніко-економічні та виробничі показники підприємства, відомості про устаткування, що застосовується;
3. норми технологічного проектування, правила безпеки та інші нормативні матеріали;
4. графічні матеріали: сучасний стан гірничих робіт з розташуванням обладнання та схемою транспортних комунікацій, геологічні розрізи, паспорт буропідривних робіт, загальна схема розвитку транспортних шляхів у кар’єрі.

Вихідними даними для виконання курсового проекту є матеріали, отримані студентами в процесі:

* проходження ознайомчої практики;
* відвідування гірничих підприємств;
* вивчення курсу «Експертиза і паспортизація родовищ» на базі ДНВП Геоінформ Україна.

РОЗДІЛИ КУРСОВОГО ПРОЕКТУ

1. ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА РОДОВИЩА ТА ПРИРОДНІ УМОВИ РАЙОНУ

1.1. Загальні відомості про район родовища

В пункті наводиться: найменування родовища, місце розташування, відомості про експлуатацію родовища, рельєф поверхні (характер, коливання відміток, ухили, наявність ярів, балок, урвищ, джерел, струмків і т.п.), клімат району (середньорічна температура, абсолютний максимум температури, мінімальна температура, середньорічна кількість опадів), відомості про найближчі населені пункти, наявність залізничних доріг або автомагістралей, лінії електропостачання.

1.2. Геологічна і гідрогеологічна будова родовища

В пункті наводиться: результати геологорозвідувальних робіт, ким і коли проведені, об'єми розвідки; стратиграфія (назва світ за існуючою шкалою та їх потужність, загальна кількість пластів корисних копалин у світі); літологія (літологічний склад порід розкриву і порід між пластами); тектоніка, основна геологічна структура поля кар'єру, додаткова складчастість, елементи залягання, форма родовища, потужність зон порушених порід, тріщинуватість. В якості гідрогеологічної характеристики наводиться найменування водоносних горизонтів, водоносні породи, гідрогеологічні параметри (питомі дебіти свердловин, потужність водоносних горизонтів, напір, коефіцієнт фільтрації, радіус впливу), умови живлення і дренажу.

1.3. Підрахунок запасів за категоріями

В пункті наводяться дані про геологічні і промислові запаси корисної копалини на родовищі. Затверджені геологічні запаси заносяться до таблиці 1.1.Для розрахунків приймаються запаси категорії А, В, С1.

*Таблиця 1.1.*

**Геологічні запаси корисної копалини**

|  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Найменування геологічних ділянок | Геологічні запаси, | | | | | |
| Балансові | | | | | Поза-балансові |
| Усього | В тому числі | | | |
| А | В | С1 | С2 |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
|  |  |  |  |  |  |  |

1.4. Характеристика корисної копалини та розкривних порід

В пункті наводиться: характеристика корисної копалини (залягання, потужність пластів, наявність міцних включень, фізико-механічні властивості та мінеральний склад); характеристика порід розкриву з огляду їх стійкості в бортах кар'єру, кути стійкості укосів уступів.

1.5. Межі кар’єрного поля. Коефіцієнт розкриву

В пункті необхідно вказати межі земельного та гірничого відводів, розміри кар'єрного поля, глибина розробки, геологічний, промисловий та граничний коефіцієнти розкриву. Розподіл кар'єрного поля на експлуатаційні ділянки.

Геологічний коефіцієнт розкриву *k*р(м3/м3) визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (1.1) |

де Vр – об’єм розкривних порід, м3; Vкк – об’єм запасів корисної копалини, м3.

2. РЕЖИМ РОБОТИ КАР’ЄРУ

В розділі наводяться дані про загальну організацію робіт, кількість робочих днів у році, кількість робочих змін на добу, тривалість зміни на видобувних, розкривних і допоміжних роботах.

Режим роботи – це встановлений порядок і тривалість виробничої діяльності в певному календарному періоді (доба, тиждень, місяць, рік), який враховує технологію виробництва, визначає час виконання робіт і час перерв, змінність роботи, тривалість змін.

Обраний режим роботи повинен забезпечувати:

- найбільш повне використання виробничих потужностей та основних засобів підприємства;

- високий рівень продуктивності праці та мінімальні витрати на виробництво продукції;

- нормальні умови праці та відпочинку робітників.

Режим роботи кар’єру, зазвичай, приймають цілорічний. Кількість робочих днів у тижні і кількість змін на добу обґрунтовують і приймають в залежності від масштабів робіт, виду і потужності основного гірничого і транспортного обладнання і режиму роботи збагачувальних фабрик.

Режим роботи гірничого підприємства в цілому зазвичай приймають наступний:

- для кар’єрів продуктивністю більше 10 млн.т гірничої маси за рік – безперервний робочий тиждень по 3 зміни на добу;

- для кар’єрів продуктивністю від 2 до 10 млн.т гірничої маси за рік – шестиденний або безперервний робочий тиждень по 2 або 3 зміни на добу;

- для кар’єрів продуктивністю до 2 млн.т гірничої маси за рік – п’ятиденний робочий тиждень по 2 зміни на добу.

Тривалість зміни, зазвичай, передбачають 8-годинну. Для окремих технологічних процесів можлива 12-годинна робоча зміна за окремим графіком роботи [5].

3. ПРОДУКТИВНІСТЬ КАР'ЄРУ І ЗАГАЛЬНА ОРГАНІЗАЦІЯ РОБІТ

3.1. Річна продуктивність кар’єру

Проектну продуктивність кар’єру і гірничодобувного підприємства в цілому визначають техніко-економічними розрахунками з урахуванням обмеження по мінімальному строку існування підприємства.

Розмір втрат *Q*втрат(м3) на транспортування і буропідривні роботи (БПР) згідно [4] становить:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (3.1) |

де *Q* – планова річна продуктивність кар’єру по корисній копалині, м3/рік; *q*БПР = 0,25 – розмір втрат на БПР, %; *q*тр = 0,25-0,5 – розмір втрат на транспортування, %.

Фактична річна продуктивність кар’єру по корисній копалині *Q*річ.вид (м3/рік) з урахуванням втрат визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| . | (3.2) |

Річна продуктивність кар’єру по розкриву *Q*річ.р.(м3/рік) встановлюється за середнім промисловим коефіцієнтом розкриву*k*р:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (3.3) |

3.2. Продуктивність кар’єру по корисній копалині та розкриву

Продуктивність кар’єру по корисній копалині визначається за формулами:

- квартальна продуктивність кар’єру по корисній копалині*Q*кв.вид, м3/кв:

|  |  |
| --- | --- |
| ; | (3.4) |

- місячна продуктивність кар’єру по корисній копалині*Q*міс.вид, м3/міс:

|  |  |
| --- | --- |
| ; | (3.5) |

- добова продуктивність кар’єру по корисній копалині*Q*доб.вид,м3/добу:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (3.6) |

де *N*дн – кількість робочих днів за рік;

- змінна продуктивність кар’єру по корисній копалині*Q*зм.вид,м3/зм:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (3.7) |

де *n*зм *–* кількість змін роботи кар’єру за добу.

Продуктивність кар’єру по розкриву (Qкв.р, Qміс.р, Qдоб.р, Qзм.р) визначається аналогічно.

Результати розрахунків заносяться до таблиці 3.1.

*Таблиця 3.1.*

**Продуктивність кар’єру по корисній копалині та розкриву**

|  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Породи | Загальний об’єм запасів, | Продуктивність кар’єру, | | | | | Кільк. змін |
| річна | квар-тальна | місячна | добова | змінна |
| Корисна копалина |  |  |  |  |  |  |  |
| Розкривні породи |  |  |  |  |  |  |  |

3.3. Строк служби кар’єру

Згідно [4] мінімальним строком служби постійно діючого підприємства з видобутку та переробки мінеральної сировини вважається 25 років.

Продуктивність кар’єру по корисній копалині змінюється протягом експлуатації родовища. Виділяють такі періоди:

І період – період будівництва та освоєння проектної потужності. Продуктивність кар’єру в середньому становить 60% від проектної потужності.

ІІ період – період експлуатації кар’єру (стабільна робота підприємства), продуктивність – 100 %.

ІІІ період – період затухання гірничих робіт (проведення робіт з погашення кар’єру та рекультиваційних робіт) складає 5 років, з яких перші 3 роки кар’єр буде видобувати 60% гірничої маси від проектної потужності, а останні 2 роки – погашення кар’єру та проведення рекультиваційних робіт.

Строк служби кар’єру визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (3.8) |

де *t*буд=2…5 – термін будівництва кар’єру та освоєння проектної потужності, років;*t*зат=5 – термін затухання гірничих робіт в кар’єрі, років; *t*екс – термін експлуатації кар’єру, років:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (3.9) |

де *Z*пром – промислові запаси корисної копалини, тис.м3.

4. РОЗКРИТТЯ РОДОВИЩА

4.1. Вибір способу розкриття

В пункті необхіднонавести аналіз гірничо-геологічних умов і рельєфу поверхні, обґрунтування прийнятого способу розкриття родовища, обґрунтування місця закладання розкривних виробок.

***Спосіб розкриття*** характеризується типом розкривних виробок. Зазвичай для розкриття робочих горизонтів кар’єрів застосовуються відкриті гірничі виробки, рідше розкриття здійснюється підземними гірничими виробками або комбінацією відкритих і підземних гірничих виробок. При виборі способу розкриття враховується рельєф поверхні, елементи залягання родовища (глибина, кут падіння та форма покладу), інженерно-геологічні та гірничотехнічні умови.

Розкриття родовища полягає в забезпеченні транспортного зв’язку робочих горизонтів кар’єру з поверхнею шляхом проведення спеціальних гірничих виробок. Розкривними виробками можуть бути траншеї, стволи або штольні.

Горизонтальні та похилі пласти з неглибоким заляганням зазвичай розкривають траншеями, які розташовуються за межами контуру кар’єру (зовнішніми траншеями), похилі такрутопадаючіпоклади корисних копалин з великою глибиною залягання розкривають траншеями, які розташовуються у межах кар’єрного поля (внутрішніми траншеями).

Спосіб розкриття повинен забезпечувати безпеку робіт, задану пропускну здатність розкривних виробок, максимальну економічність робіт.

4.2. Вибір схеми розкриття та місця розташування капітальної траншеї

В пункті здійснюється вибір схеми розкриття, встановлюється тип і кількість розкривних виробок, проводиться вибір типу обладнання і спосіб проходки розкривних виробок.

***Схема розкриття*** – це сукупність всіх розкривних гірничих виробок, що забезпечують в даний період вантажотранспортний зв'язок робочих горизонтів кар’єру з горизонтами доставки гірничої маси. Схема розкриття характеризується типом, кількістю і просторовим положенням розкривних виробок при фактичному положенні гірничих робіт.

При проведенні відкритих гірничих робіт застосовуються 2 типи розкривних виробок: капітальні та розрізні траншеї. Вибір місця розташування капітальних траншей залежить від рельєфу поверхні, потужності розкривного горизонту, розташування наземних транспортних комунікацій з метою зменшення об’єму гірничо-капітальних робіт та відстані транспортування.

Вибір обладнання проводиться в залежності від способу проведення розкривних виробок. Розкривні виробки проводяться транспортним і безтранспортним способом. При застосуванні транспортного способу виймання і навантаження породи здійснюється мехлопатами, драглайнами та багатоківшевими екскаваторами з нижнім і верхнім навантаженням з переміщенням засобами залізничного, автомобільного та конвеєрноготранспорту на значні відстані. При безтранспортному способі порода виймається мехлопатами і драглайнами і розміщується на борту виробки, що проводиться.

4.3. Розрахунок параметрів розкривних виробок

***Траншеями*** називаються відкриті гірничі виробки трапецієподібного перерізу та значної довжини. З боків траншеї обмежені бортами, а знизу – підошвою. Траншеї, що розташовані на косогорі, мають тільки один борт і називаються напівтраншеями. За призначенням розрізняють капітальні, розрізні та спеціальні траншеї.

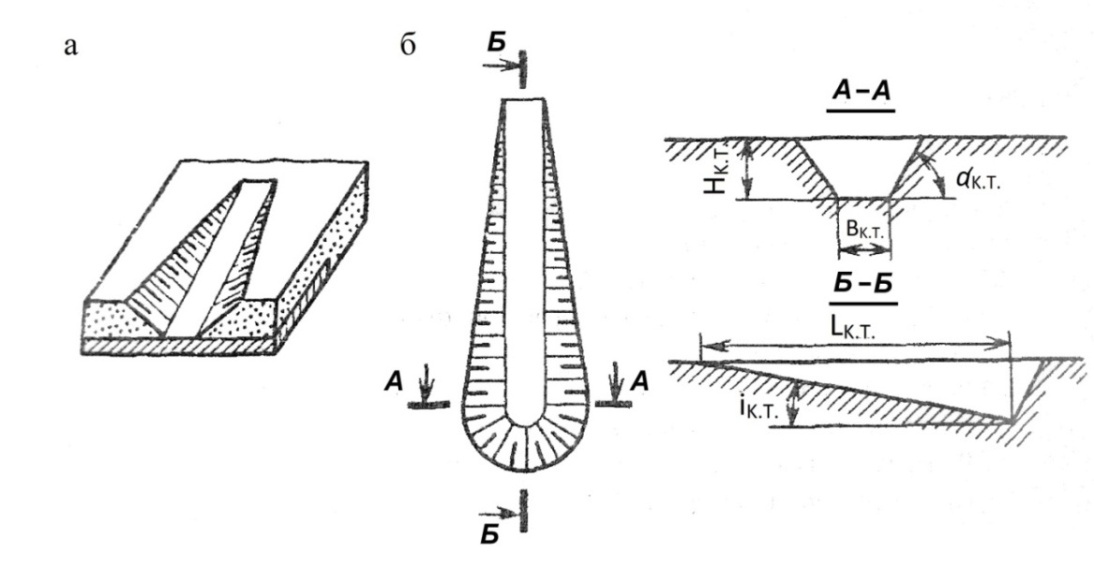
Основними елементами ***капітальної транше****ї* є: ширина основи *В*КТ, глибина *Н*КТ, поздовжній ухил *і*КТ, кут укосу бортів αКТ, довжина в плані *L*КТ, будівельний об’єм *V*КТ (рис. 4.1).

*Ширинаоснови* капітальної траншеї визначається видом кар’єрного транспорту або способом її проведення[9].

За умови застосування автотранспорту ширина основи траншеї *В*КТ (м) визначається за формулою(рис.4.2):

|  |  |
| --- | --- |
|  | (4.1) |

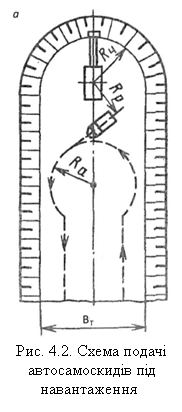
де *R*а – радіус повороту автосамоскиду, м; *B*а – ширина автосамоскиду, м; *L*а – довжина автосамоскиду, м; *с=2…3* – мінімальний зазор між автосамоскидом і нижньою бровкою траншеї, м.



*Рис. 4.1.* Загальний вигляд (а) і план (б) капітальної траншеї

Ширина траншеї поверху *А*КТ, м:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (4.2) |

*Глибина* капітальної траншеї *Н*КТ (м) дорівнює різниці відміток устя капітальної траншеї (початок траншеї на поверхні) і робочого горизонту, що розкривається. При розкритті одного уступу глибина капітальної траншеї дорівнює висоті уступу, що розкривається.

*Поздовжній ухил* капітальної траншеї *і*КТ (‰) встановлюється в залежності від виду кар’єрного транспорту і властивостей порід. Для залізничного транспорту *і*КТ приймається в межах 25-60 ‰, для автомобільного – 40-100 ‰.

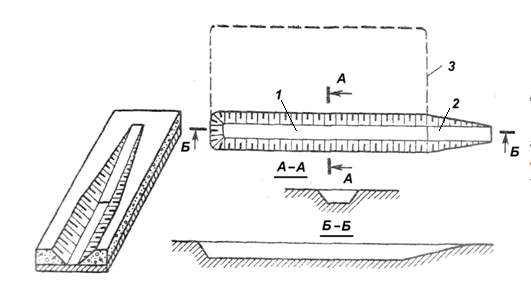
*Кут укосу бортів* капітальної траншеї αКТ встановлюється в залежності від строку її служби, фізико-технічних властивостей порід, ступеню їх обводненості. Він повинен забезпечувати стійке положення її бортів. Кут укосу бортів капітальної траншеї, що проводиться в рихлих і напівскельних породах, повинен бути не більше кута природного укосу порід. В скельних породах його значення приймається в межах 50-60º.

*Довжина* капітальної траншеї *L*КТ (м) залежить від її висоти та поздовжнього ухилу і визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (4.3) |

де *Н*КТ – глибина траншеї, м; *і*КТ–ухил траншеї, ‰[9].

***Розрізна траншея*** є продовженням капітальної траншеї. Її проводять на кожному горизонті для створення початкового фронту робіт на уступі (рис.4.3). Після проведення розрізної траншеї один або обидва її борти розробляють і з подальшим розвитком гірничих робіт на уступі розрізна траншея перестає існувати.



*Рис. 4.3.* Загальний вигляд і план капітальної і розрізної траншей:

1 - розрізна траншея; 2 - капітальна траншея; 3- контур кар’єрного поля

Розрізну траншею проводять горизонтально або з невеликим ухилом. Глибина розрізної траншеї дорівнює висоті уступу, який готується до роботи, довжина її залежить від довжини фронту робіт на уступі, ширина знизу визначається параметрами прохідницького обладнання і способом проходки. Кут укосу бортів розрізної траншеї приймається рівним куту укосу уступу.

*Ширина основи* розрізної траншеї в залежності від властивостей порід, що розкриваються, обирається з табл. 4.1. і 4.2. [4].

*Таблиця 4.1.*

**Ширина основи розрізної траншеї *В*РТ(м)в рихлих і м’яких породах**

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| Автомобільний транспорт | | Залізничний транспорт | | |
| Вантажо-підйомність автосамоскидів, т | Ширина основи траншеї | Вид тяги | Ширина основи траншеї | |
| Один шлях | Два шляхи |
| 8 | 15 | Електровозна | 10 | 15 |
| 10 | 15 |
| 25-30 | 15 | Тепловозна | 8 | 12 |
| 40 | 16 |

*Таблиця 4.2.*

**Ширина основи розрізної траншеї *В*РТ (м)в скельних породах**

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Висота уступу, м | Автомобільний транспорт | | | | | | Залізничний транспорт | | | | |
| Односмуговий рух | | | Двохсмуговий рух | | | Один шлях | | Два шляхи | | |
| Вантажопідйомність автосамоскидів, т | | | | | | Вид тяги | | | | |
| 8-10 | 25-30 | 40 | 8-10 | 25-30 | 40 | Електро-возна | Тепло-возна | | Електро-возна | Тепло-возна |
| 6 | 18 | 19 | 20 | 22 | 24 | 25 | 17 | 16 | | 22 | 20 |
| 8 | 20 | 21 | 22 | 24 | 26 | 27 | 19 | 18 | | 24 | 22 |
| 10 | 23 | 24 | 25 | 27 | 28 | 29 | 22 | 21 | | 27 | 25 |
| 12 | 25 | 26 | 27 | 29 | 31 | 32 | 24 | 23 | | 29 | 27 |
| 15 | 27 | 28 | 29 | 31 | 33 | 34 | 26 | 25 | | 31 | 29 |
| 18 | 30 | 31 | 32 | 34 | 36 | 37 | 29 | 28 | | 34 | 32 |
| 20 | 32 | 33 | 34 | 36 | 38 | 39 | 31 | 30 | | 36 | 34 |

Для автосамоскидів вантажопідйомністю більше 40 т на кожні наступні 10 т вантажопідйомності до ширини основи розрізної траншеї додається0,5 м.

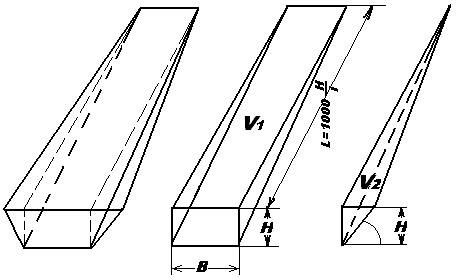
Ширина траншеї *А*РТ(м) поверху:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (4.4) |

де *В*РТ – ширина основи розрізної траншеї, м; *Н*РТ– глибина розрізної траншеї, м; αр – кут укосу уступу, град.

4.4. Розрахунок об’ємів капітальної та розрізної траншей

Об’єм окремої капітальної траншеї *V*КТ (м3) при рівній поверхні визначається як сума об’ємів правильних геометричних фігур (призм та пірамід), які складають її (рис.4.4).



*Рис.4.4.* Схема до визначення об’єму капітальної траншеї

Кінцева формула для визначення об’єму капітальної траншеї *V*КТ (м3) має наступний вигляд:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (4.5) |

де *В*КТ– ширина основи траншеї, м; *Н*КТ – глибина траншеї, м; *і*КТ – ухил траншеї, ‰; αКТ– кут укосу борту траншеї, град.

Об’єм розрізної траншеї *V*РТ(м3) визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (4.6) |

де *А*РТ*, В*РТ – ширина розрізної траншеї відповідно поверху і понизу, м; *Н*РТ – глибина розрізної траншеї, м; *L*РТ – довжина розрізної траншеї, м.

Об’єми розкривних виробок заносяться до таблиці 4.3.

*Таблиця 4.3.*

**Об’єми гірничо-капітальних робіт**

|  |  |
| --- | --- |
| Найменування розкривних виробок | Об’єми гірничо-капітальних робіт на момент здачі кар’єру в експлуатацію |
| Капітальна траншея |  |
| Розрізна траншея |  |
| Всього |  |

4.5. Розрахунок продуктивності обладнання на розкритті та його кількості

В пункті наводиться вибір і обґрунтування обладнання на розкритті, розраховується продуктивність обраного обладнання та його кількість в залежності від об’ємів гірничо-капітальних робіт (див. п.6.4, 6.5).

4.6. Швидкість проходження і термін будівництва розкривних виробок

Тривалість проходження капітальної траншеї (діб) визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (4.7) |

Тривалість проходження розрізної траншеї (діб), розраховується як:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (4.8) |

де *Q*зм– змінна продуктивність обладнання, м3/зм.

5. ПІДГОТОВКА ГІРСЬКИХ ПОРІД ДО ВИЙМАННЯ

5.1. Вибір способу підготовки гірських порід до виймання

В пункті наводиться аналіз існуючих способів підготовки гірських порід до виймання, здійснюється вибір способу підготовки і обґрунтування вибору для даних гірничотехнічних умов. Обґрунтовується вибір способу буріння по корисній копалині і розкриву, типу бурового обладнання. Наводиться загальна організація проведення буропідривних робіт(БПР).

Вибір типу бурового устаткування здійснюється на основі аналізу фізико-механічних властивостей гірських порід у контурах кар’єру, наявних типів станків у гірничому машинобудуванні та досвіду їх використання на аналогічних підприємствах.

5.2. Встановлення необхідного ступеню подрібнення

Руйнування масиву повинно забезпечувати потрібний ступінь подрібнення. Максимально допустимий розмір кусків підірваної породи (м)має бути обмежений [1, 9]:

* ємністю ковша виймально-навантажувального обладнання:

,

де *Е* – геометрична ємність ковша екскаватора, м3;

* об’ємом кузова транспортного засобу:

,

де *V*к– геометричний об’єм кузова автосамоскиду, м3;

* розмірами приймального отвору дробарки:

,

де *В* – ширина приймального отвору дробарки (В=1,2; 1,4; 1,5), м.

Приймаємо мінімальне з отриманих значень (м):

*.*

5.3. Вибір способу буріння та типу бурового обладнання

Вибір способу буріння проводиться в залежності від виду і групи порід, що розробляються, згідно табл.5.1 [4]. На кар’єрах будівельних матеріалів найбільше розповсюдження отримали станки шарошечного буріння, що призначені для буріння свердловин в породах з показником буримості  
Пб = 6 – 15. На кар’єрах України найчастіше застосовуються шарошечні станки типу СБШ-200 (*d*св = 216 мм), СБШ-250 (*d*св = 250 мм) виробництва УГМК-Рудгормаш; PitViper 235 (*d*св = 152 – 251 мм), DM45,DM50 (*d*св = 127; 140; 178мм), ROC-L6 (*d*св = 89; 102; 114; 140мм), ROC-L8 (*d*св = 110 – 203 мм)виробництва AtlasCopco; SKS(*d*св = 229–311мм)виробництва Terex.

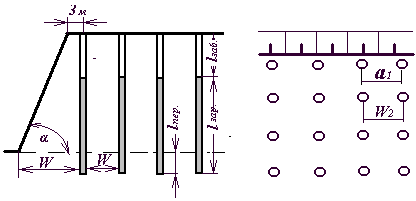
*Таблиця 5.1.*

**Рекомендовані способи буріння**

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Група порід згідно СНІП | Коефіцієнт міцності за шкалою Протод'яконова | Способи буріння | | | |
| обертальне (шнекове) | шарошечне | ударно-обертальне (пневмоударне) | вогневе |
| *IV – VI* | *1 – 4* | *+* | *–* | *–* | *–* |
| *VI – VII* | *3 – 6* | *+* | *+* | *+* | *–* |
| *VIII* | *7 – 10* | *–* | *+* | *+* | *–* |
| *IX – X* | *9 – 15* | *–* | *+* | *+* | *+* |
| *X – XI* | *12 – 20* | *–* | *+* | *+* | *+* |

5.4. Розрахунок параметрів буропідривних робіт

При відкритій розробці родовищ корисних копалин використовують різні методи виробництва підривних робіт (свердловинними, шпуровими, котловими чи камерними зарядами). Найбільш розповсюдженим на кар’єрах України є метод вертикальних свердловинних зарядів (рис.5.1).



*Рис.5.1.* Схема розташування свердловинних зарядів на уступі

До основних параметрів вибухових свердловин належать діаметр *d*св, глибина *L*св, перебур*l*п, кут нахилу *β*св.

***Діаметр свердловини.*** Для забезпечення необхідної інтенсивності подрібнення гірничої маси та надійної проробки підошви уступу діаметр свердловини *d*св (мм) повинен прийматися з урахуванням висоти уступу та міцності порід [6]:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (5.1) |

де *H*у – висота уступу, м; – коефіцієнт розпушення гірничої маси після вибуху; *F* – група ґрунтів (гірських порід) за СНіП (табл. 5.2).

***Розрахункова лінія опору*** по підошві уступу *W*. Для якісного подрібнення гірських порід визначають значення опору по підошві уступу*W*(м) для першого ряду свердловин[1]:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (5.2) |

де *q*п – питома витрата вибухової речовини (ВР), кг/м3:

|  |  |
| --- | --- |
| *,* | (5.3) |

де *q*e *–* питома витрата еталонної ВР грамоніт 79/21, кг/м3 (табл.5.3.); *е –* перевідний коефіцієнт для розрахунку еквівалентних зарядів (для грамоніта 79/21 *е*=1) (табл.5.4)*;P* – місткість вибухової речовини в 1 м свердловини, кг:

|  |  |
| --- | --- |
| *,* | (5.4) |

де Δ *–* щільність заряджання, кг/м3(табл. 5.4) [4].

*Таблиця 5.2.*

**Класифікація ґрунтів згідно СНіП**

|  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- |
| Група порід згідно СНіП | Коефіцієнт міцності за шкалою Протод'яконова | Категорія тріщинуватості | Клас порід за складністю руйнування вибухом |
| І | 0,3 | – | – |
| II | 0,5 | – | – |
| III | 0,6 | – | – |
| IV | 0,8 – 1,0  1,5 – 2 | I  Дрібно блочні | I  Легко вибухові |
| V | 3 – 4 | II  Середньоблочні | II  Середньо вибухові |
| VI | 4 – 6 | II  Середньоблочні | II  Середньо вибухові |
| VII | 7 – 8 | III  Крупно блочні | III  Важко вибухові |
| VIII | 9 – 10 | III  Крупно блочні | III  Важко вибухові |
| IX | 11 – 14 | IV  Вельми крупно блочні | IV  Вельми важко вибухові |
| X | 15 – 18 | IV  Вельми крупно блочні | IV  Вельми важко вибухові |
| XI | 19 – 20 | V  Виключно крупно блочні | V  Виключно важко вибухові |

Значення лінії опору по підошві уступу повинно задовольняти умові безпечного буріння:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (5.5) |

де *l*д=3 – мінімально допустима відстань від осі свердловини до верхньої бровки уступу, м;– кут укосу уступу, град.

*Таблиця 5.3.*

**Питомі витрати грамоніту 79/21 при підриванні вертикальних свердловинних зарядів, кг/м3**

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Найменування порід | Група порід за СНіП | | Коеф.міцн. за шкалою Протод'я-конова | Розрахункові питомі витрати ВР для зарядів | |
| рихлення | викиду |
| Пісок | I | | - | - | 1,6-1,8 |
| Суглинок важкий | II | | - | 0,35-0,4 | 1,3-1,8 |
| Глина | III | | - | 0,35-0,45 | 1,2-1,8 |
| Крейда, вилужений мергель | | IV, V | 0,8-1,0 | 0,2-0,4 | 0,9-1,2 |
| Гіпс | | IV | 1,0-1,5 | 0,35-0,45 | 1,1-1,5 |
| Вапняк-ракушняк | | V, VI | 1,5-2,0 | 0,35-0,6 | 1,4-1,8 |
| Опока, мергель | | IV…VI | 1,0-1,5 | 0,3-0,4 | 1,0-1,3 |
| Конгломерат, брекчії | | IV-VI | 2-3 | 0,35-0,45 | 1,1-1,4 |
| Піщаник, сланець глинистий, мергель | | VI, VII | 3-6 | 0,4-0,55 | 1,2-1,6 |
| Доломіт, вапняк, магнезит, піщаник | | VII, VIII | 5-6 | 0,4-0,6 | 1,2-1,8 |
| Вапняк, піщаник, мармур | | VII…IX | 6-9 | 0,4-0,8 | 1,2-2,2 |
| Граніт, гранодіорит | | VIII…X | 6-12 | 0,5-0,8 | 1,7-2,1 |
| Базальт, діабаз, андезит, габро | | IX…XI | 6-20 | 0,6-0,85 | 1,7-2,2 |
| Кварцит | | X | 12-14 | 0,5-0,8 | 1,6-2,0 |
| Порфирит | | X | 16-20 | 0,6-0,8 | 2,0-2,3 |

***Довжина вертикальних свердловин****L*св (м) на кар’єрах більше висоти уступу на глибину перебуру:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (5.6) |

де β–кут нахилу свердловини до горизонту, град; *l*п – глибина перебуру, м.

***Глибина перебуру****l*п (м) залежить від висоти уступу, коефіцієнта міцності порід, діаметра заряду, працездатності застосовуваної ВР та ін.У загальному випадку глибину перебуру можна визначити:

|  |  |
| --- | --- |
| . | (5.7) |

*Таблиця 5.4.*

**Перелік рекомендованих промислових ВР**

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| Тип ВР | Перевідний коефіцієнт, *е* | Щільність заряджання, Δ кг/м3 |
| Алюмотол | 0,82 | 950 |
| Аммоніт № 6ЖВ | 1,00 | 950 |
| Анемікс Р-70 | 1,34 | 1200-1300 |
| Анемікс Р-80 | 1,38 | 1200-1300 |
| Гранулотол | 1,02 | 900 |
| Грануліт АС-4 | 0,95 | 850-900 |
| ГранулітАС-8 | 0,83 | 870-950 |
| Грануліт М | 1,12 | 950 |
| Грамоніт 30/70 | 1,13 | 950 |
| Грамоніт 50/50 | 1,17 | 950 |
| Грамоніт 79/21 | 1,00 | 950 |
| Грамоніт 79/21 ГС | 1,01 | 950 |
| Еммоніт | 1,32 | 1200-1300 |
| Ігданіт | 1,14 | 900 |
| Компалайти ГС | 1,17…1,25 | 800-900 |
| Полімікс ГР | 1,04…1,06 | 950-1050 |
| Україніт ПМ-2 | 1,05…1,47 | 1200-1400 |

***Відстань між свердловинами в ряду****а* (м) визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (5.8) |

де *m*– коефіцієнт зближення свердловин (табл.5.5).

*Таблиця 5.5.*

**Коефіцієнт зближення свердловин**

|  |  |
| --- | --- |
| Коефіцієнт міцності  за шкалою Протод’яконова | Коефіцієнт зближення свердловин, m |
| 6 - 10 | 1,1 – 1,0 |
| 11 – 14 | 1,0 – 0,95 |
| 15 – 18 | 0,95 – 0,85 |
| 19 і більше | 0,85 – 0,8 |

***Відстань між рядами свердловин*** *b* (м) визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| . | (5.9) |

***Маса заряду****Q*з(кг) в свердловині:

|  |  |
| --- | --- |
| *,* | (5.10) |

де *–*питома витрата ВР, кг/м3.

***Довжина заряду*** *l*зар (м) визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| . | (5.11) |

За даними практики середня довжина свердловинного заряду ВР становить приблизно 2/3*L*св (припустиме відхилення ±10%). Якщо ця умова не виконується, рекомендується обрати інший діаметр свердловини або тип ВР та здійснити перерахунок вищенаведених параметрів.

Для підвищення якості подрібнення порід поверх заряду у свердловині роблять забійку. ***Довжина забійки*** *l*заб(м) визначається як різниця між відомою глибиною свердловини і довжиною заряду:

|  |  |
| --- | --- |
| . | (5.12) |

***Ширина розвалу*** *Во* (м) при однорядному миттєвому підриванні визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (5.13) |

де *k*в – коефіцієнт, що характеризує вибуховість гірської породи (табл.5.6); *k*β – коефіцієнт, що враховує кут нахилу свердловини β до горизонту (при β=90º коефіцієнт *k*β=1):

*.*

*Таблиця 5.6.*

**Коефіцієнт вибуховості породи**

|  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- |
| *k*в | 2,0 | 2,5 | 3,0 |
| f | до 10 | 10 – 15 | 16 і більше |

***Ширина розвалу Врф*** (м) при багаторядному короткосповільненому підриванні:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (5.14) |

де *k*кз*–*коефіцієнт дальності відкидання зруйнованої породи, що залежить від інтервалу сповільнення (табл. 5.7); *b –* відстань між рядами свердловин; *n*р*–* кількість рядів свердловин:

,

де Шб– необхідна ширина блоку, що підривається, м:

,

де *В*р– потрібна ширина розвалу для екскаватора, м:

*,*

де *А*з*–*ширина заходки екскаватора, м; *n–*кількість заходок (зазвичай приймається 2-3).

*Таблиця 5.7.*

**Коефіцієнт дальності відкидання**

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| τ, мсек | 0 | 10 | 25 | 50 | 75 |
| *k*кз | 1 | 0,95 | 0,9 | 0,85 | 0,8 |

Висота розвалу визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , м. | (5.15) |

5.5. Розрахунок продуктивності і кількості бурових станків

Змінна продуктивність бурового станка Пб.зм (м/зм) визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (5.16) |

де *Т*зм – тривалість зміни, год.;*Т*д – тривалість допоміжних операцій на 1 м свердловини, год.;*Т*о – тривалість основних операцій на 1 м свердловини, год.:

,

де *v*б– технічна швидкість буріння, м/год:

,

де *P*0 – зусилля подачі на долото, кН; ω – частота обертання бурового ставу, хв-1; Пб – показник складності буріння; *k*вб– коефіцієнт використання змінного часу:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (5.17) |

*Т*пз*, Т*р*, Т*пп – тривалість підготовчо-заключних операцій, регламентованих перерв, позапланових простоїв, год.

Тривалість допоміжних операцій приймається: для СБР – 2…6 хв; СБШ – 2…5 хв; СБУ – 6…8 хв; СБО – 4…5 хв. Тривалість позапланових простоїв приймається 1,0…1,5 год, тривалість підготовчо-заключних операцій і регламентованих простоїв – 0,5…1 год.

Річна продуктивність бурових станків Пбр (м/рік) визначається:

|  |  |
| --- | --- |
| *,* | (5.18) |

де *n*зм *–* число робочих змін на добу; *N=280 – 290* – кількість робочих днів за рік.

Робочий парк бурових станків *N*брвизначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (5.19) |

де *V*гм – об’єм гірничої маси, що підлягає обурюванню, м3/рік;  *–* вихід підірваної гірничої маси з 1 м свердловини, м3:

|  |  |
| --- | --- |
| *.* | (5.20) |

Інвентарний парк бурових станків *N*бівизначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (5.21) |

де *k*рез=1,25 – коефіцієнт резерву.

6. ВИЙМАЛЬНО-НАВАНТАЖУВАЛЬНІ РОБОТИ

6.1. Вибір системи розробки

***Системою відкритої розробки родовища*** називають установлений порядок виконання комплексу підготовчих, розкривних та добувних робіт, які забезпечують виймання запасів корисних копалин.

Раціональна система розробки повинна забезпечити видобуток корисних копалин в обсязі, що відповідає плану, максимальне їх вилучення з надр, високу продуктивність праці та економічність при максимальній безпеці праці.

Вибір системи розробки обумовлюється геологічними умовами залягання корисних копалин і розкривних порід, їх фізико-механічними властивостями. Виходячи з цього може застосовуватися суцільна або заглиблювальна поздовжня, поперечна, віялоподібна або кільцева система розробки згідно класифікації Ржевського В.В. [8,9].

6.2. Вибір виймально-навантажувального та транспортного обладнання для проведення розкривних та видобувних робіт

В пункті наводиться обґрунтування вибору виймально-навантажувального і транспортного обладнання на розкривних і видобувних роботах, технічна характеристика обраного обладнання.

Комплекс обладнання, що складає структуру комплексної механізації, формується в кар’єрі за окремими вантажопотоками. Кількість вантажопотоків в кар’єрі приймається не менше двох (для транспортування розкривних порід і корисної копалини). На вибір обладнання при формуванні структур комплексної механізації кар’єрів впливають природні, технологічні, технічні, організаційні та економічні фактори. З природних факторів найбільший вплив мають міцність порід, умови залягання корисної копалини, топографія поверхні кар’єрного поля, кліматичні умови району. З технологічних і технічних факторів найбільш впливовий – продуктивність кар’єру по корисній копалині і розкриву. З економічних факторів на вибір обладнання впливають капітальні і експлуатаційні витрати[9].

Для навантаження гірничої маси в транспортні засоби зазвичай застосовують мехлопати і навантажувачі. Вибір типорозміру мехлопат здійснюється в залежності від річного об’єму гірничої маси, що виймається, та елементів системи розробки.

Вибір типорозміру навантажувача проводиться за співвідношенням висоти уступу і ємності ковша навантажувача згідно табл. 6.1.

*Таблиця 6.1.*

**Вибір типорозміру навантажувача**

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| Параметри обладнання | Висота уступу, м | | | |
| 2 - 3 | 4 - 5 | 6 - 8 | 9 - 15 |
| Ємність ковша навантажувача, м3 | 2 – 3 | 4 - 6 | 7,5 – 12,5 | 15 - 20 |

При формуванні комплексів обладнання вантажопотоків визначальним фактором є співвідношення ємностей ковша екскаватора *Е* і кузова автосамоскиду *V*a. Під час навантаження скельних порід відношення *V*a*/Е* повинно складати 4-6 при відстані транспортування 1-2 км, 6-10 – при збільшенні відстані транспортування до 5-8 км.

6.3. Визначення параметрів елементів системи розробки

Основними елементами системи розробки є: уступ, робоча площадка, фронт робіт уступу, фронт робіт кар’єру, робоча зона кар’єру.

***Висота робочих уступів*** встановлюється проектом з урахуванням безпеки ведення гірничих робіт, фізико-механічних властивостей порід, які розробляються, виду і типу гірничотранспортного обладнання, величини втрат і розубожування корисної копалини, потрібної виробничої потужності кар’єру та інших факторів. Оптимальна висота уступу забезпечує мінімальні витрати на розробку родовища при безпечному веденні гірничих робіт.

Під час застосування кар’єрних і розкривних мехлопат висота уступу*H*у, що розробляється, в м’яких породах за умовами безпеки не повинна перевищувати максимальну висоту черпання *H*ч.*max*екскаватора:*Н*у ≤ *Н*ч.*max*.

Висота уступу, що розробляється, в скельних і напівскельних породах не повинна перевищувати максимальної висоти черпання екскаватора більш ніж у 1,5 рази:*Н*у ≤ 1,5 *Н*ч.*max*.

Під час роботи мехлопати з верхнім навантаженням в транспортні засоби (рис. 6.1) висота уступу *Н*у (м) обмежується висотою і радіусом розвантаження і визначається:

* за умови використання максимальної висоти розвантаження:

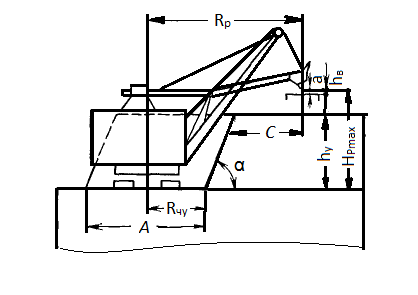
|  |  |
| --- | --- |
| *Н*у *= Н*р*max- h*в *- е,* | (6.1) |

де *h*в – висота транспортного засобу, м; *е* – безпечна відстань між кузовом і ковшем в момент розвантаження, м;

* за умови повного використання радіусу розвантаження:

|  |  |
| --- | --- |
| *Н*у *= (R*р*– R*чу *– с)tg*α*,* | (6.2) |

де *R*р – радіус розвантаження при максимальній висоті розвантаження, м; *R*чу – радіус черпання на горизонті встановлення екскаватора, м; *с*≥3 – мінімальна відстань від осі шляху до верхньої бровки уступу, м; α – кут укосу уступу, град.



*Рис. 6.1.* Схема до визначення висоти уступу при роботі мехлопати з верхнім навантаженням гірничої маси в транспорт

У стійких породах (α = 60…70о) висота уступу обмежується висотою розвантаження, а в м’яких нестійких породах – радіусом розвантаження.

Зазвичай висота уступів на кар’єрах з видобутку будівельних матеріалів складає: при застосуванні механічних лопат 10-15 м; драглайнів – 10-25 м; багатоківшевих екскаваторів верхнього черпання – 10-20 м, нижнього черпання 10-30 м.

***Мінімально допустима ширина робочих площадок*** залежить від розмірів виймально-навантажувальних машин, виду кар’єрного транспорту, схеми руху транспортних засобів, висоти уступів, міцності порід. Робоча площадка призначена для розміщення обладнання, необхідного для розробки уступу, транспортних комунікацій, ліній електропередач, пристроїв кар’єрного осушення та водовідливу.

Під час розробки уступів в м’яких породах виймання здійснюється безпосередньо з гірського масиву. Робоча площадка створюється на уступі в місці ведення виймально-навантажувальних робіт (рис.6.2).Ширина робочої площадки Шр (м) в цьому випадку визначається за формулою, м:

|  |  |
| --- | --- |
| ; | (6.3) |

де А – ширина екскаваторної заходки по цілику, м, приймається в залежності від типу екскаватора і при торцевому забої складає:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (6.4) |

де *R*чу – радіус черпання екскаватора на горизонті установки, м; По=1,5 – ширина обочини з нагорної сторони при автомобільному транспорті, м; Пд=2,5…3,5 – ширина площадки для допоміжного обладнання, м; Пб – ширина полоси безпеки, м:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (6.5) |

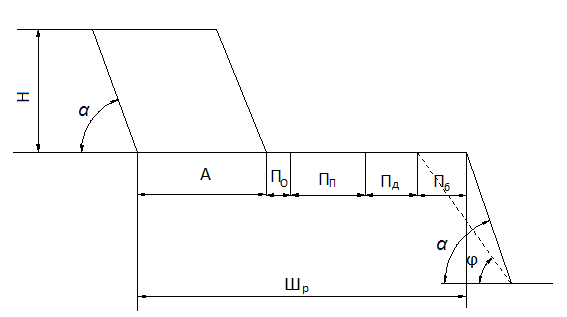
де φ, α – кути природного укосу і робочого укосу уступу відповідно, град; *Н*у – висота уступу, м; Пп – ширина проїжджої частини, м:

|  |  |
| --- | --- |
| *,* | (6.6) |

де *а* – ширина автосамоскиду (приблизно дорівнює ширині кузова), м; y – ширина запобіжної полоси, м; ρ – кількість смуг руху; *x*= 2*y* – зазор між кузовами зустрічних автосамоскидів, м:

,

де *v* – швидкість руху автосамоскиду, км/год.

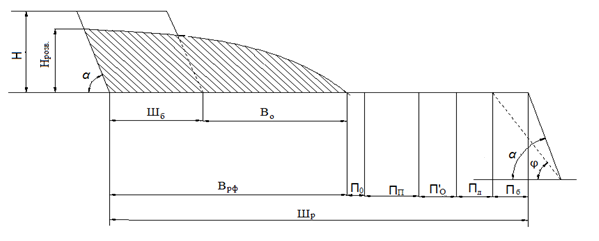


*Рис.6.2.* Ширина робочої площадки при розробці м’яких порід

Розробка уступів в скельних породах характеризується комплексом пов’язаних між собою основних технологічних процесів – бурових, вибухових та виймально-навантажувальних робіт, в місцях ведення яких будуть створюватися робочі площадки. Виймання здійснюється з розвалу гірничої маси, утвореного масовим вибухом, за одну або декілька заходок. Ширина робочої площадки Шр (м) під час розробки скельних порід (рис. 6.3) визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (6.7) |

де Врф – ширина розвалу розпушеної вибухом породи, м (див.п.5.4.); По'=4,5 – ширина обочини з низової сторони, м.



*Рис.6.3.* Ширина робочої площадки при розробці скельних порід

При використанні залізничного транспорту ширина проїжджої частини складає: 3 м – для одноколійного шляху; 7,5…15 м – для двоколійного шляху (в залежності від ширини між коліями). При використанні автомобільного транспорту ширина проїжджої частини визначається в залежності від кількості та ширини смуг руху. Зазвичай вона становить 3…8 м.

Ширина розвалу Врф залежить від висоти уступу, фізико-механічних властивостей порід та параметрів буро-підривних робіт. При висоті уступу 10-15 м величина розвалу зазвичай складає 20-25 м.

Мінімальна ширина робочих майданчиків у скельних породах при застосуванні автомобільного транспорту становить 40-50 м. Ширина робочих майданчиків скельних уступів при залізничному транспорті складає 60-80 м. При розробці м’яких порід багатоківшевими екскаваторами ширина робочих майданчиків може бути 100 м і більше.

***Фронт робіт уступу*** – частина уступу по довжині, що підготовлена до проведення гірничих робіт. Сумарна протяжність фронтів робіт окремих уступів складає ***фронт робіт кар’єру***, який поділяється на розкривний, що вимірюється довжиною фронтів робіт розкривних уступів, і видобувний, що вимірюється довжиною фронтів робіт видобувних уступів Довжина фронту робіт уступу *L*ф.у та швидкість його посування*v*ф повинні забезпечувати роботу екскаваторів з заданою річною експлуатаційною продуктивністю Пе.р, що визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (6.8) |

де *N*е.у – кількість екскаваторів, що працюють на даному уступі.

Швидкість посування фронту робіт залежить від потужності обладнання, потужності покладу, продуктивності кар’єру та інших факторів і зазвичай змінюється в межах 70-140 м.

6.4. Розрахунок продуктивності обладнання з видобутку та розкриву

Норма виробки для **одноківшевих екскаваторів**Нв (м3/зм) при навантаженні в автотранспортні засоби визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (6.9) |

де *Т*зм – тривалість зміни, хв.; *Т*пз– час на виконання підготовчо-заключних операцій (при обслуговуванні екскаваторів на гусеничному ходу при навантаженні в автосамоскиді становить 35 хв.; на залізничний транспорт – 25 хв., у відвал та на конвеєрний транспорт – 35 хв.; екскаваторів на крокуючому ходу – 45 хв.) [4], хв.; *Т*оп=10 – час на особисті потреби, хв.; *Q*к – об’єм гірничої маси в щільному тілі в одному ковші, м3:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (6.10) |

де *Е* – ємність ковша екскаватора, м3; *kв* – коефіцієнт використання ковша:

,

*k*н – коефіцієнт, що враховує наповнення ковша екскаватора;*k*p – коефіцієнт розпушення породи в ковші екскаватора (табл.6.2); *n*к – кількість ковшів, що розвантажується екскаватором у кузов автосамоскиду; *Т*нс – час навантаження одного автосамоскиду, хв.:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (6.11) |

де *t*ц=1/*n*ц– тривалість робочого циклу екскаватора, хв.; *n*ц – число циклів екскавації за хвилину; Тун – час встановлення автосамоскиду під навантаження (приймається 0,3…1,0 хв. в залежності від вантажопідйомності та схеми під’їзду до екскаватора), хв.

*Таблиця 6.2.*

**Значення коефіцієнтів розпушення породи *k*р, наповнення*k*н і використання ковша екскаватора*k*в**

|  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- |
| Категорія порід за важкістю екскавації | *k*р | *k*н | *k*в |
| І | 1,15 | 1,05 | 0,91 |
| ІІ | 1,25 | 1,05 | 0,84 |
| ІІІ | 1,35 | 0,95 | 0,7 |
| ІV | 1,5 | 0,9 | 0,6 |
| V | 1,6 | 0,9 | 0,56 |

Кількість ковшів *n*к в залежності від щільності породи γ, що перевозиться, вантажопідйомності автосамоскида *q*а, об’єму кузова *V*а може обмежуватися або вантажопідйомністю або об’ємом кузова автосамоскида. Виходячи з цього *n*к визначається за формулами:

|  |  |
| --- | --- |
| – за вантажопідйомністю, | (6.12) |
| – за об’ємом кузова автосамоскиду, | (6.13) |

де *q*а– вантажопідйомність автосамоскиду, т; *γ*– об’ємна маса породи в цілику, т/м3; *k*вер=1,1…1,15 – коефіцієнт, що враховує завантаження автосамоскиду з верхом; 0,9 – коефіцієнт, що враховує зміну коефіцієнта розпушення породи в кузові автосамоскиду. З отриманих значень приймається найменше

і округлюється до цілого меншого значення.

Змінна продуктивність **навантажувачів**Пн (м3/зм) визначається:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (6.14) |

де *Т*зм – тривалість зміни, год; *Е* – ємність ковша навантажувача, м3; *k*н – коефіцієнт наповнення ковша; *k*в – коефіцієнт використання навантажувача в часі; *k*р – коефіцієнт розпушення породи в ковші; *t*ц – тривалість робочого циклу навантажувача, с:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (6.15) |

*t*ч– час черпання (зазвичай знаходиться в межах 9-18 с), с; *t*р – час розвантаження ковша (приймають 3-4), с; *t*рух – час руху навантаженого і порожнього навантажувача, с:

,

де *L* – відстань транспортування гірничої маси навантажувачем, м; *v* – середня швидкість руху навантажувача на кар’єрі, м/с.

Швидкість пневмоколісних навантажувачів, що працюють як виймально-навантажувальне устаткування і переміщуються на незначні відстані, становить 1…1,8 м/с.

6.5. Розрахунок кількості обладнання з видобутку та розкриву

Розрахункова кількість робочих виймально-навантажувальних машин *n*об (шт.) визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (6.16) |

де *Q*зм – середньокалендарна продуктивність кар’єру по сировині в цілику, м3/зм; Поб – продуктивність обладнання, м3/зм; *k*нп – коефіцієнт нерівномірності подачі транспорту (при автомобільному і залізничному транспорті *k*нп=1,1, при конвеєрному *k*нп=1,0); *k*во=0,8…0,9 – коефіцієнт використання обладнання переробного заводу в часі.

Отриманий за формулою результат округлюється до більшого цілого числа.

Кількість резервних екскаваторів передбачається в розмірі 20% від кількості робочих екскаваторів.

Резерв не передбачається для потужних крокуючих, роторних екскаваторів і при сезонній роботі обладнання.

7. ПЕРЕМІЩЕННЯ КАР’ЄРНИХ ВАНТАЖІВ

7.1. Вибір виду транспорту

Кар’єрний транспорт призначений для переміщення гірничої маси (розкриву і корисної копалини) від забоїв до пунктів розвантаження. Він є зв’язуючою ланкою в технологічному процесі. Від чіткої роботи кар’єрного транспорту залежить ефективність розробки родовища.

На кар’єрах для переміщення гірничої маси застосовують головним чином автомобільний, залізничний та конвеєрний види транспорту. Вибір раціонального виду кар’єрного транспорту для конкретних умов визначається фізико-технічними і хімічними властивостями порід, що розробляються, умовами залягання корисної копалини, кліматом, вантажообігом, відстанню транспортування, типом і параметрами навантажувального обладнання, строком існування кар’єру та інше.

Залізничний транспорт доцільно застосовувати на кар’єрах з річним вантажообігом 25 млн. т і більше при довжині транспортування 4 км і більше. Автомобільний транспорт застосовується на кар’єрах з річним вантажообігом 15-20 млн.т при відстані транспортування до 4-5 км.

7.2. Розрахунок транспортного обладнання

Під час застосування **автомобільного транспорту** кількість працюючих автосамоскидів*N*раможна визначити 2-ма способами.

Перший спосіб. Кількість автосамоскидів*N*рщо може ефективно використовуватися в комплексі з одним екскаватором, визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (7.1) |

де *Т*р – час рейсу, хв; *T*нc – час навантаження автосамоскиду, хв. (6.11).

Час рейсу *Т*р (хв.) визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (7.2) |

де *t*рух, *t*роз, *t*м – відповідно тривалість руху, розвантаження і маневрів автосамоскиду, хв.

Тоді:

|  |  |
| --- | --- |
| . | (7.3) |

Час руху автосамоскида *t*рух (хв.) визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (7.4) |

де *Т*ван**,** *Т*пор. – час руху автосамоскиду відповідно з вантажем і без вантажу, хв.; *lі*ван**,** *lі*пор– довжина ділянок шляху з однаковими умовами руху відповідно з вантажем і без вантажу, км; *υі* ван**,** *υі* пор– швидкості руху автосамоскиду відповідно з вантажем і без вантажу (швидкості руху приймаються за даними довідника), км/год.

Тривалість розвантаження автосамоскиду*t*pоз включає час підйому кузова та час його опускання. Для автосамоскидів вантажопідйомністю до 40 т – складає 60 с, при більшій вантажопідйомності автосамоскидів –   
70-90 с.

Тривалість маневрів *t*м при навантаженні автосамоскиду залежить в основному від схеми під'їзду і знаходиться в межах 0-10, 20-25, 50-60 с відповідно для наскрізної, петельної та тупикової схем. При розвантаженні *t*м складає 40-50 секунд [9].

За кількістю автосамоскидів для обслуговування одного екскаватора, можна визначити кількість працюючих автосамоскидів *N*радля забезпечення роботи *n*-ої кількості екскаваторів:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (7.5) |

Другий спосіб. Кількість працюючих автосамоскидів *N*раможна визначити за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (7.6) |

де *k*нер = 1,1–1,15 – коефіцієнт нерівномірності роботи; *W*доб – добовий вантажообіг кар'єру, т; Па.зм – змінна експлуатаційна продуктивність автосамоскиду, т:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (7.7) |

де *q*a *–* вантажопідйомність автосамоскиду, т; *Т*зм – тривалість зміни, год; *Т*р – час рейсу, год; *k*в.а.=0,7-0,8 – коефіцієнт використання автосамоскиду в часі; *kq*– коефіцієнт використання вантажопідйомності автосамоскиду:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (7.8) |

*n*к, *n*к' – кількість ковшів у кузові автосамоскиду (див. п.6.4.).

Частина автосамоскидів постійно знаходиться в ремонті і проходить технічне обслуговування, тому інвентарна кількість автосамоскидів складає:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (7.9) |

де *τ*г= 0,7 – 0,8 – коефіцієнт технічної готовності парку.

Основні показники використання **залізничного транспорту** на кар'єрі в значній мірі залежать від корисної маси поїзда, пропускної здатності шляху і кількості транспортних засобів.

Корисна маса поїзда визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (7.10) |

де *n*в – число вагонів у поїзді:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (7.11) |

де *Р*зч – зчіпна вага локомотива, вибирається з таблиці технічних характеристик локомотива, кН; *к*зч=0,18…0,34 – коефіцієнт зчеплення коліс з колією; *ω0* – основний питомий опір руху в наближених розрахунках можна приймати рівним 20-30 Н/т; *і*р – керуючий ухил; *Q*л – маса локомотива, т; *q*т*, q*ван – відповідно маса вагону і маса вантажу в ньому, т.

Необхідна кількість поїздів залежить від тривалості рейсу, його корисної маси і вантажообігу кар’єру.

Кількість робочих поїздів визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (7.12) |

де *W*с – добовий вантажообіг кар’єру, т; *k*рез=1,2…1,25 – коефіцієнт резерву провізної здатності;Т=22 – тривалість роботи транспорту за добу, год;*t*р – тривалість рейсу поїзда, год:

|  |  |
| --- | --- |
| *t*р=*t*н+*t*р.т.+*t*роз+*t*р.п.+*t*оч, | (7.13) |

де*t*роз – тривалість розвантаження поїзда (при одночасному розвантаженні вагонів *t*роз=*t*роз.в./60;при поодинокому розвантаженні вагонів *t*роз=*n*в*t*роз.в./60), год;*t*роз.в. – тривалість розвантаження вагону (літом *t*роз.в.=1,5…5; зимою *t*роз.в.=3…5), хв.; *t*оч – тривалість простою поїзда в очікуванні навантаження, розвантаження на обмінних пунктах, год (приймається в межах 5-10 хв. за рейс); *t*р.т.=2*L*т/*v*т, *t*р.п.=2*L*п/*v*п – тривалість руху поїзда відповідно по тимчасовим і стаціонарним шляхам, год; *L*т, *L*п – відповідно протяжність тимчасових (забійних і відвальних) і стаціонарних шляхів, км; *v*т, *v*п – швидкість руху відповідно по тимчасовим і стаціонарним шляхам (*v*в=15…20; *v*п=35…40), км/год; *t*н – тривалість навантаження поїзда, год:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (7.14) |

де Пе.тех. – технічна продуктивність екскаватора, т/год.

Кількість робочих вагонів:

*N*в=*N*с*n*в.

Інвентарний парк вагонів і локомотивів приймається на 20-25% більше робочого парку.

8. ВІДВАЛОУТВОРЕННЯ

8.1. Загальна характеристика відвальних робіт

В пунктінаводиться значення відвальних робіт в загальному технологічному ланцюгу проведення розкривних робіт, здійснюється вибір місця розташування відвалу, наводиться характеристика порід розкриву і порід, що знаходяться в основі відвалу, обґрунтовується вибір засобів механізації для складування порід.

Процес відвалоутворення включає зведення початкових відвальних насипів, розвантаження, складування розкривних порід, планування поверхні відвалу і переміщення транспортних комунікацій на відвалі.

В залежності від місця розташування відвалу по відношенню до кінцевого контуру кар’єру розрізняють внутрішні та зовнішні відвали. Створення внутрішніх відвалів можливе під час розробки горизонтальних і пологих покладів, що виймаються на всю потужність. Зовнішні відвали створюються під час розробки похилих та крутих родовищ. При виборі місця розташування зовнішніх відвалів враховують наступні положення: відвали повинні розташовуватися як можна ближче до кар’єру; підступи до відвалів повинні бути зручними; під відвалами не повинно бути запасів корисної копалини; для складування порід займають площі непридатні або малопридатні для сільськогосподарського використання; приймальна здатність відвалів повинна забезпечувати розміщення розкриву, що вивозиться з кар’єру за весь період його роботи.

Вибір засобів механізації для складування порід залежить від фізико-механічних властивостей розкривних порід і видів кар’єрного транспорту (табл.8.1) [9].

*Таблиця 8.1.*

**Засоби механізації для складування порід**

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| Транспорт | Тип порід | |
| скельні | рихлі |
| Залізничний | Мехлопати, бульдозери | Мехлопати, драглайни, бульдозери |
| Автомобільний | Бульдозери | Бульдозери |
| Конвеєрний | Консольні відвалоутворювачі | Консольні відвалоутворювачі і транспортно-відвальні мости |

8.2. Розрахунок параметрів відвалу

В пункті наводяться характеристика і розрахунок основних параметрів відвалу. До основних параметрів відвалу відносяться: висота і число уступів, кут укосу уступу і результуючий кут укосу відвалу, приймальна здатність, довжина і спосіб переміщення відвального фронту робіт, розміри в плані.

Об’єм породи *V*в (м3) у відвалі на рівнинній місцевості визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.1) |

де *k*нв=0,8…0,9 – коефіцієнт, що враховує нерівномірність відсипання породи у відвал; *k*рв – 1,1...1,2 – остаточний коефіцієнт розпушення породи у відвалі; *S*в – площа відвалу, м2; *h*в – висота відвального уступу, м; *P*в – периметр основи відвалу, м; αв – результуючий кут укосу відвалу, град.

Необхідна площа під відвал *S*в(м2)визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.2) |

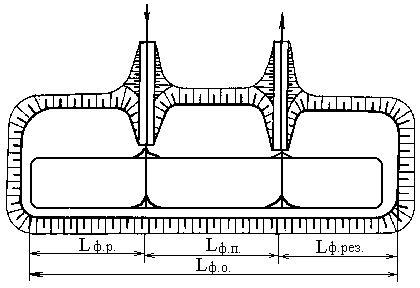
де *V*р – об’єм розкриву, що підлягає розміщенню на відвалі, м3; *H*в – висота відвалу, м; *k*во – коефіцієнт, що враховує використання площі відвалу (при одному уступі *k*во=0,8…0,9; при двох уступах *k*во=0,6…0,7).

Під час транспортування розкриву на відвал автосамоскидами застосовується **бульдозерне відвалоутворення**.

Заповнення відвалу здійснюється периферійним і площинним способом.

Висота бульдозерних відвалів обмежується фізико-технічними характеристиками порід і становить: для скельних порід 30-35 м, для піщаних 15-20 м, для глинистих 10-15 м.

Бульдозерний відвал складається з трьох ділянок рівної довжини по фронту розвантаження (рис.8.1). На першій ділянці ведеться розвантаження, на другій – планувальні роботи, третя ділянка – резервна. З розвитком гірничих робіт призначення ділянок змінюється.



*Рис.8.1.* Схема бульдозерного відвалу

Довжина відвального фронту робіт при бульдозерному відвалоутворенні*L*фр(м) при застосуванні автомобільного транспорту визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.3) |

де *L*ф.р. – довжина фронту розвантаження, м:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.4) |

де *l*п – 18…20 – ширина полоси по фронту, що займається автосамоскидом, м; *N*а – кількість автосамоскидів, що одночасно розвантажуються:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.5) |

де *t*рм – 1,5…2 – тривалість розвантаження і маневрування автосамоскиду, хв.;*N*ч – кількістьавтосамоскидів, що розвантажуються на відвалі протягом години:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (8.6) |

де Пкч – годинна продуктивність кар’єру по розкриву, м3; *к*нер – 1,25…1,5 – коефіцієнт нерівномірності роботи кар’єру; *V*а – об’єм розкриву, що перевозиться автосамоскидом за рейс, м3.

До основних параметрів відвалу при **екскаваторному відвалоутворенні** із застосуванням залізничного транспорту відносяться: висота відвального уступу *h*в, крок переукладання відвальних шляхів*А*в, довжина відвального тупика *L*вт.

Раціональна висота відвального уступу *h*взалежить від фізико-технічних характеристик порід, що складуються, і порід основи відвалу, рельєфу поверхні, параметрів екскаватора і складає на рівнині 15-30м, а в гористій місцевості 70 м і більше.

Крок переукладання відвальних шляхів *А*в(м) залежить від лінійних параметрів екскаватора і визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.7) |

де *R*ч, *R*р – відповідно радіус черпання і розвантаження екскаватора, м; *k*п=0,85-0,9 – коефіцієнт, що враховує використання лінійних параметрів екскаватора.

Оптимальна довжина відвальних тупиків *L*вт (м), що забезпечує найбільш економічне використання гірничого і транспортного обладнання, встановлюється на основі техніко-економічних розрахунків і складає 1500-2000м.

Приймальна здатність відвального тупика *V*вт(м3) між двома переукладаннями шляху:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.8) |

де *k*рв – 1,1...1,2 – остаточний коефіцієнт розпушення породи у відвалі.

Тривалість роботи відвального тупика *t*рт(діб) між двома переукладаннями шляху:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.9) |

де *V*д – добова приймальна здатність відвального тупика, м3:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.10) |

де*n*в*q*ван/γц – об’єм розкриву (в цілику), що перевозиться поїздом, м3;*n*с – кількість поїздів, що можуть бути розвантажені за добу:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.11) |

де *k*нр=0,85…0,95 – коефіцієнт, що враховує нерівномірність роботи транспорту; *T*с – кількість годин роботи тупика за добу; *t*о – тривалість обміну поїздів на відвалі, год:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (8.12) |

де *L*o – відстань від обмінного пункту до середини відвального тупика, км; *v*л – середня швидкість руху поїзда, км/год; τ – тривалість залізничного зв’язку, год;*t*р – тривалість розвантаження поїзда, год:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.13) |

де *n*в – кількість думпкарів в поїзді; *t*в – тривалість розвантаження думпкару, год.

Кількість відвальних тупиків у роботі *N*тр:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.14) |

де *V*рд – добовий об’єм розкриву, що поступає у відвал, м3.

Кількість тупиків у відвалі з врахуванням резерву *N*вт:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.15) |

де *t*пт – тривалість переукладання шляху на відвальному тупику, діб.

8.3. Розрахунок продуктивності та кількості відвального обладнання

При ***бульдозерному відвалоутворенні*** змінна продуктивність бульдозерів Пб.зм (м3/зм) визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| *,* | (8.16) |

де *Т*зм – тривалість зміни, год; *k*вб=0,7…0,8 – коефіцієнт використання бульдозера в часі; *V*п – об’єм породи, що переміщується бульдозером за один цикл, м3:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.17) |

де *h*л – висота відвалу, м; α=35-60º – кут укосу породи в призмі волочіння; *В*л – ширина відвалу, м; *k*зп – коефіцієнт зміни продуктивності бульдозера, що враховує ухил і відстань переміщення породи; *k*рп – коефіцієнт розпушення породи; *Т*цр – тривалість робочого циклу бульдозера, с:

|  |  |
| --- | --- |
| *,* | (8.18) |

де *t*н – тривалість набору породи, с; *t*рв – тривалість руху бульдозера з вантажем, с; *t*рп – тривалість руху бульдозера без вантажу, с; *t*в=5…10 – тривалість переключення швидкостей і опускання відвалу, с; *L*н, *L*пп – відповідно відстань набору і переміщення породи, м; *v*н, *v*рв, *v*рп – середня швидкість руху бульдозера відповідно при наборі породи, з вантажем, без вантажу, м/с.

Робочий парк бульдозерів *N*брвизначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.19) |

де *V*б – змінний об’єм бульдозерних робіт, м3:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.20) |

де Пкч – годинна продуктивність кар’єру по розкриву, м3; *Т*зм – тривалість зміни, год; *k*зав – 0,5…0,7 – коефіцієнт заваленості відвалу породою.

Інвентарний парк бульдозерів на відвалі *N*бв:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.21) |

де *k*ін=1,25 – коефіцієнт інвентарного парку бульдозерів.

При ***екскаваторному відвалоутворенні*** змінна продуктивність відвальних екскаваторівПе.зм. (м3/зм) визначається за формулами:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.22) |

де *Т*зм – тривалість зміни, год; *k*нк – коефіцієнт наповнення ковша; *k*рк – коефіцієнт розпушення породи в ковші; *k*з =0,85…0,9 – коефіцієнт забою, що враховує вплив допоміжних операцій;*k*ве – коефіцієнт використання екскаватора в часі, залежить від типу застосованого обладнання в суміжних технологічних процесах, організації та інших факторів; *Т*цр – розрахункова продуктивність робочого циклу екскаватора, с:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.23) |

де *t*ч – тривалість черпання, с; *t*р – тривалість розвантаження ковша, с;  
*t*пр, *t*пз – тривалість повороту екскаватора відповідно до місця розвантаження і до забою, с.

Робочий парк екскаваторів *N*ервизначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.24) |

де *V*е– змінний об’єм екскаваторних робіт, м3:

|  |  |
| --- | --- |
| , | (8.25) |

де*k*зав – 0,5…0,7 – коефіцієнт заваленості відвалу породою.

Інвентарний парк екскаваторів на відвалі *N*еі:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (8.26) |

де *kін*=1,25 – коефіцієнт інвентарного парку екскаваторів.

ВИМОГИ ДО ОФОРМЛЕННЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТУ

Пояснювальна записка оформлюється машинописним або машинним (за допомогою комп'ютерної техніки) способом на одному боці аркуша білого паперу формату А4 (210х297 мм). Роботу друкують через півтора інтервали, вирівнювання тексту – по ширині. Щільність тексту повинна бути однаковою. Текст роботи необхідно друкувати, залишаючи поля таких розмірів: верхній і нижній - не менше 20 мм, лівий–не менше 25 мм,правий - не менше 15 мм.

Заголовки структурних елементів «ЗМІСТ», «ПЕРЕДМОВА», «ВСТУП», «ВИСНОВКИ», «ДОДАТКИ», «СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ» не нумерують, друкують великими літерами симетрично до набору.

**Розділи і підрозділи** повинні мати ***заголовки***. Пункти і підпункти можуть мати заголовки. Заголовки структурних елементів звіту і заголовки розділів слід розташовувати посередині рядка і друкувати великими літерами без крапки в кінці, не підкреслюючи. Заголовки підрозділів, пунктів і підпунктів звіту слід починати з абзацного відступу і друкувати маленькими літерами, крім першої великої, не підкреслюючи, без крапки в кінці. Абзацний відступ повинен бути однаковим впродовж усього тексту звіту і дорівнювати 1,25 см. Якщо заголовок складається з двох і більше речень, їх розділяють крапкою. Перенесення слів у заголовку розділу не допускається. Відстань між заголовком і подальшим чи попереднім текстом має бути не менше, ніж два рядки.

Не допускається розміщувати назву розділу, підрозділу, а також пункту і підпункту в нижній частині сторінки, якщо після неї розміщено тільки один рядок тексту.

Розділи, підрозділи, пункти, підпункти пояснювальної записки слід ***нумерувати*** арабськими цифрами. Розділи повинні мати порядкову нумерацію в межах викладення суті і позначатися арабськими цифрами, наприклад, «1.». Потім у тому ж рядку наводять заголовок розділу.

Підрозділи нумерують в межах кожного розділу. Номер підрозділу складається з номера розділу і порядкового номера підрозділу, відокремлених крапкою. В кінці номера підрозділу повинна стояти крапка, наприклад: «1.1.» Потім у тому ж рядку наводять заголовок підрозділу.

Пункти нумерують в межах кожного підрозділу. Номер пункту складається з порядкових номерів розділу, підрозділу, пункту, між якими ставлять крапку. В кінці номера повинна стояти крапка, наприклад: «1.3.2.». Потім у тому ж рядку наводять заголовок пункту. Пункт може не мати заголовка.

**Нумерація сторінок звіту.** Сторінки звіту слід нумерувати арабськими цифрами, додержуючись наскрізної нумерації впродовж усього тексту звіту. Номер сторінки проставляють у правому верхньому куті сторінки без крапки в кінці. Титульний аркуш включають до загальної нумерації сторінок звіту. Номер сторінки на титульному аркуші не проставляють. Ілюстрації і таблиці, розміщені на окремих сторінках, включають до загальної нумерації сторінок звіту.

**Ілюстрації** (креслення, рисунки, графіки, схеми, діаграми, фотознімки) і таблиці слід розміщувати у звіті безпосередньо після тексту, де вони згадуються вперше, або на наступній сторінці. На всі ілюстрації мають бути посилання у звіті. Ілюстрації можуть мати назву, яку розміщують під ілюстрацією.

Номер ілюстрації повинен складатися з номера розділу і порядкового номера ілюстрації, між якими ставиться крапка, наприклад: «Рис. 1.2.». Назви ілюстрацій розміщують після їх номерів. За необхідності ілюстрації доповнюють пояснювальними даними (підрисунковий підпис).

**Таблиці** нумерують послідовно в межах розділу в правому верхньому куті над відповідним заголовком таблиці розміщують напис «*Таблиця*» із зазначенням її номера. Номер таблиці складається з номера розділу і порядкового номера таблиці, між якими ставиться крапка, наприклад: «*Таблиця 1.2*». При перенесенні частини таблиці на інший аркуш пишуть слова «*Продовж. табл*.» і вказують номер таблиці, наприклад: «*Продовж. табл.1.2*».

Кожна таблиця повинна мати назву, яку розміщують над таблицею і друкують симетрично до тексту. Назву починають з великої літери, наводять жирним шрифтом. Таблицю розміщують після першого згадування в тексті.

**Формули та рівняння** розташовують безпосередньо після тексту, в якому вони згадуються. Рівняння і формули треба виділяти з тексту одним вільним рядкомвище і нижче кожної формули. Якщо рівняння не вміщується в один рядок, його слід перенести після знаків «=», «+», «–», «×».

Формули у пояснювальній записці нумерують в межах розділу. Номер формули складається з номера розділу і порядкового номера формули в розділі, між якими ставлять крапку. Номери формул пишуть біля правого поля аркуша на рівні відповідної формули в круглих дужках, наприклад: (3.1).

Пояснення значень символів і числових коефіцієнтів треба подавати безпосередньо під формулою в тій послідовності, в якій вони наведені у формулі. Перший рядок пояснення починається зі слова «де» без двокрапки.

Приклад:

|  |  |
| --- | --- |
| =19,9, м, | (3.1) |

де *R*а=8,5 – радіус повороту автосамоскиду, м;*B*а=3,48 – ширина автосамоскиду, м;*L*а=7,3 – довжина автосамоскиду, м;*с=*3 – мінімальний зазор між автосамоскидом і нижньою бровкою траншеї, м.

**Список використаних джерел** – елемент бібліографічного апарату, який містить бібліографічні описи використаних джерел. Бібліографічний опис складають безпосередньо за друкованим твором або виписують з каталогів і бібліографічних покажчиків. Джерела можна розміщувати одним з таких способів: у порядку появи посилань у тексті, в алфавітному порядку прізвищ перших авторів або заголовків, у хронологічному порядку.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Кравець В.Г.Підривні роботи на кар’єрах /Кравець В.Г., Воробйов В.Д., Кузьменко А.О.– К.: ІСДО, 1994. – 376 с.
2. Бруякин А.В.Буровзрывные работы в строительстве / Бруякин А.В., Воробьев В.Д.. – К.: «Будівельник», 1993. – 176 с.
3. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам / Мельников Н.В. – М.: Недра, 1971. – 552с.
4. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов / [сост.: В.Ш.Абрамсон, В.С.Аксенов и др.]. – Л.: Стройиздат, 1977. – 310 с.
5. Нормы технологического проектирования предприятий с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых. – К.: Министерство промышленной политики Украины, 2007.
6. Нормативный справочник по буровзрывным работам/ [Ф.А.Авдеев, В.Л.Барон, Н.В.Гуров, В.Х.Кантор] – М.:Недра, 1986. – 511 с.
7. Подэрни Р.М. Механическое оборудование карьеров / Подэрни Р.М. – М.: МГГУ, 2007. – 680 с.
8. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ / Ржевский В.В. – М.: Недра, 1982.
9. Томаков П.И.Технология, механизация и организация открытых горных работ: [учебник для вузов] / Томаков П.И., Наумов И.К. – М.: МГИ, 1992. – 312 с.
10. Туренко О.М. Розрахункові роботи з технології відкритих гірничих робіт: [навч. посібник] /Туренко О.М.. – К.: ІСДО, 1993. – 320 с.