

Міністерство освіти та науки України
Національний гірничий університет

О.О. Ренгевич

О.В. Денищенко

ЕКСПЛУАТАЦІЙНІ РОЗРАХУНКИ ТРАНСПОРТНИХ
КОМПЛЕКСІВ КАР'ЄРІВ
(залізничний, автомобільний, конвеєрний, скіповий транспорт)
Навчальний посібник

Дніпропетровськ

НГУ

2005

УДК 622.68

ББК 33.16

Р39

Рекомендовано до друку рішенням Вченої ради НГУ (протокол №9 від 22 грудня 2004р.)

Рецензенти:

О.С. Пригунов, доктор технічних наук, старший науковий співробітник (Інститут геотехнічної механіки Національної академії наук України, старший науковий співробітник);

Є.П. Блохін, доктор технічних наук, професор (Дніпропетровський державний технічний університет залізничного транспорту, завідувач кафедри будівельної механіки).

Ренгевич О.О., Денищенко О.В.

Р39 Експлуатаційні розрахунки транспортних комплексів кар'єрів: Навч. посібник. - Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2005. – 99с.

Викладено методику експлуатаційних розрахунків транспортних комплексів залізничного, автомобільного, конвеєрного і скіпового транспорту, що виконуються з метою вибору із серійних промислових машин устаткування відповідних типорозмірів і визначення його основних технічних показників при експлуатації у конкретних гірничотехнічних умовах.

Прийнято єдину послідовність викладу: задачі розрахунку, вихідні дані, методика виконання розрахунків, приклади розрахунків.

Навчальний посібник призначений для студентів гірничих спеціальностей вищих навчальних закладів.

УДК 622.68

ББК 33.16

© О.О. Ренгевич, О.В. Денищенко, 2005

© Національний гірничий університет, 2005

ПЕРЕДМОВА

Нині в Україні відкритим способом добувається понад чотирих п'ятих залізної руди, двох третин марганцевої руди, майже весь обсяг будівельних гірничих порід.

На сучасних кар'єрах основними видами транспорту є залізничний та автомобільний, що перевозять понад 80 % гірничої маси. Однак, незважаючи на зростання обсягів перевезень окремими видами транспорту, співвідношення між ними поступово змінюється на користь безперервних і особливо комбінованих видів транспорту, при використанні яких досягаються найбільш високі техніко-економічні показники. Так, у загальних обсягах перевезень останнім часом питома вага автомобільного і залізничного транспорту знизилась, однак зросла питома вага комбінованого автомобільно-конвеєрного та автомобільно-залізничного транспорту.

Зараз до ряду діючих стають нові гірничодобувні підприємства з відкритим способом розробки, розвиваються діючі, що потребують притоку нових кадрів гірників-відкривачів.

Кар'єрний транспорт – це технологічний процес із спеціальною технікою та організацією робіт, тісно пов'язаний з суміжними процесами відкритої розробки.

Для вивчення цього важливого технологічного процесу для студентів спеціальності 7.090301 „Розробка родовищ корисних копалин”, спеціалізації „Відкриті гірничі роботи” створено спеціальні учбові дисципліни – „Теорія та розрахунки засобів механізації переміщення вантажів” та „Транспортні системи гірничих підприємств”, які містять усі аспекти переміщення гірничої маси (теорія процесу, технічні засоби, організація робіт, експлуатаційні показники). Окрім цього, програмою передбачено виконання курсового проекту за темою „Кар'єрний транспорт”.

У даному посібнику систематизовано методики розрахунку транспортних комплексів залізничного, автомобільного, конвеєрного і скіпового транспорту, наведено відомості довідкового характеру та приклади кожного з перелічених видів транспорту. У порівнянні з першим виданням книга доповнена розрахунком скіпового підйому, новими довідковими даними та перекладена українською мовою.

Навчальний посібник призначений для студентів гірничих спеціальностей вищих навчальних закладів.

I. РОЗРАХУНОК ЗАЛІЗНИЧНОГО ТРАНСПОРТУ

У розділі розглядаються питання тягових розрахунків рухомого складу залізничного транспорту кар'єрів. Наведено методику та приклади розрахунків, основні довідкові відомості.

I.1. Задачі розрахунку і вихідні дані

Задачі розрахунку:

- 1) складання розрахункової схеми залізничного транспорту кар'єру;
- 2) вибір рухомого складу;
- 3) визначення припустимої маси потяга і кількості вагонів у составі;
- 6) перевірка тягових двигунів на нагрівання;
- 7) визначення кількості локомотивів і вагонів та продуктивності локомотивосоставу;
- 8) розрахунок витрати електроенергії;
- 9) установлення місць розташування і параметрів роздільних пунктів і шляхового розвитку на уступах;
- 10) складання переліку устаткування транспортного комплексу.

Вихідні дані: річна і змінна продуктивність кар'єру по корисній копалині і породам розкриття; план і подовжній профіль внутрішньокар'єрних шляхів і шляхів поверхні до кінцевих пунктів транспортування; тип, кількість і розміщення екскаваторів; загальна організація транспорту (з закріпленням чи без закріплення локомотивосоставів за екскаваторами); режим роботи кар'єру і кліматична зона, в якій він знаходиться.

Розрахунок виконують по вантажопотоку найбільш завантаженої зміни окремо для вантажопотоку корисної копалини та порід розкриття, маючи на увазі можливу відмінність фізико-механічних властивостей гірничої маси, кінцевих пунктів транспортування і типів рухомого складу.

1.2. Методика розрахунку

1.2.1. Розрахункові схеми

Підставою для розробки розрахункових маршрутів є схема шляхового розвитку кар'єру (рис. 1.1). В одному випадку, можна скласти єдину схему шляхового розвитку власно кар'єру і шляхів поверхні, як це представлено на рис.1.1; в іншому, коли шляховий розвиток складний, цю схему поділяють на дві: схему внутрішньокар'єрних шляхів і схему шляхів поверхні кар'єру від виходу виїзної траншеї на поверхню до кінцевих пунктів транспортування (збагачувальна фабрика, відвали й ін.).

Показаний на рис. 1.1 кар'єр має два розкривних уступи з вантажопотоками Q_1 з горизонту 1 і Q_2 з горизонту 2 і три добувних- з вантажопотоками Q_3 , Q_4 , Q_5 . Транспортування корисної копалини на збагачувальну фабрику і розкриття на зовнішній відвал здійснюється по внутрішніх групових траншеях 4-5 і далі по шляхах поверхні кар'єру.

Розрахунок залізничного транспорту доцільно виконувати для одного чи

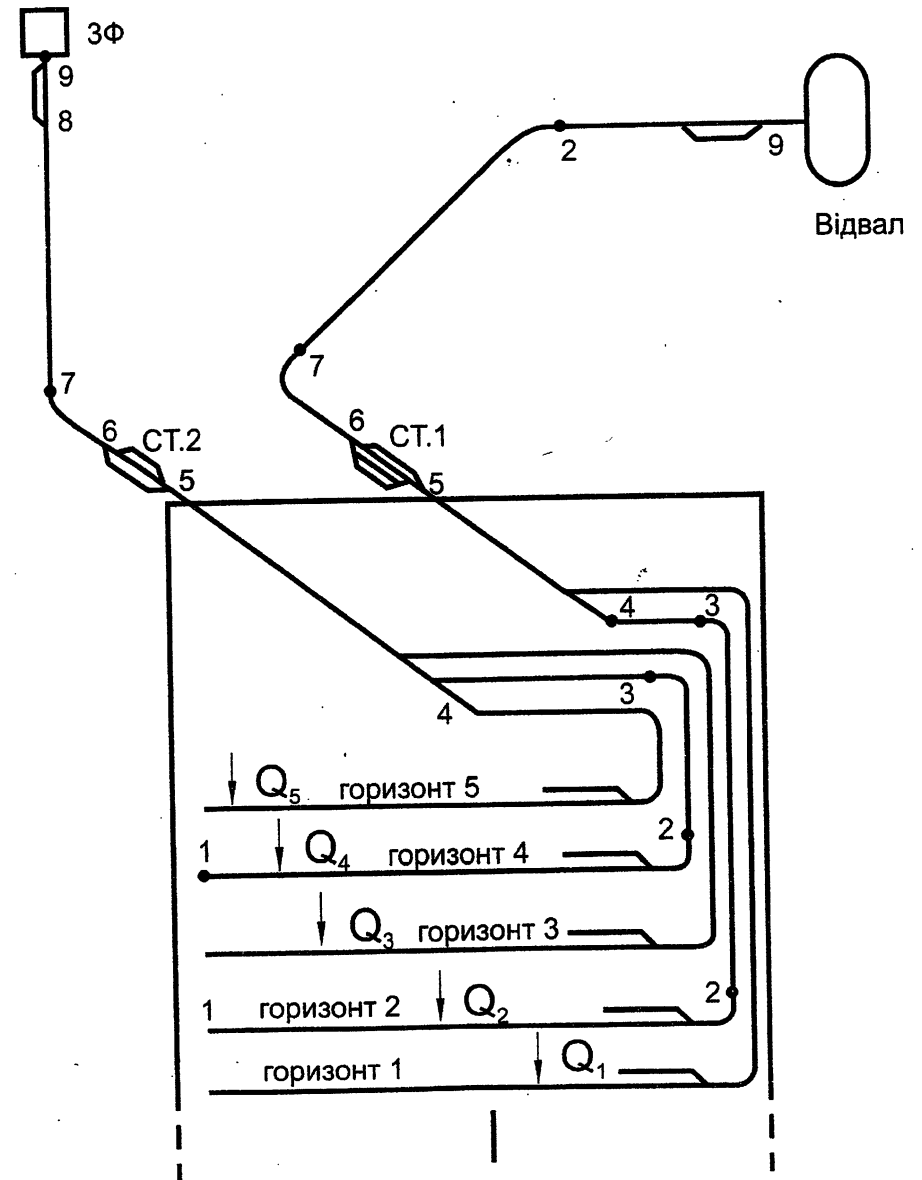


Рис. 1.1. Схема шляхового розвитку кар'єру

декількох характерних маршрутів, розрахункові дані по яких далі використовують для рішення деяких задач по кар'єрі в цілому. У розглянутому прикладі доречно виділити два розрахункових маршрути: по корисній копалині маршрут 4.1-4.9 з поширенням розрахункових даних на маршрут, що забезпечує перевезення з горизонтів 3,5 і по розкриві - маршрут 2.2 - 2.9 з поширенням розрахункових даних на маршрут, що забезпечує перевезення з горизонту 1.

Основними характеристиками розрахункового маршруту (рис. 1.2.), що використовуються у наступних розрахунках, є: профіль траси із указівкою пункту навантаження (А) і розвантаження (В). Цей профіль на рис. 1.2. виділений більш жирною лінією і, власне, є розрахунковим маршрутом; розгорнутий план траси; проектні ухили і довжини елементів траси; граничні позначки елементів траси; кілометрові відмітки траси; найменування елементів траси.

Для скорочення кількості окремих елементів траси виконуються випрямлення профілю.

За правилами тягових розрахунків залізничного транспорту спрямляти дозволяється тільки близькі по крутості елементи профілю одного знака; площадки і зупинні пункти не спрямляють. Для будь-якого елемента профілю довжиною L_i на ділянці, що випрямляється повинна бути витримана умова

$$L_i \leq \frac{2000}{\Delta i}, \text{ м}, \quad (1.1)$$

де Δi - абсолютна різниця між еквівалентним ухилом ділянки, що спрямляється і дійсним ухилом i -го елемента.

Еквівалентний ухил спрямленої ділянки

$$i_s = \pm i_c + i_d = \pm \frac{\sum (il)}{l_c} + \frac{\sum \left(\frac{A}{R} l_{кр} \right)}{l_c}, \text{ \%}, \quad (1.2)$$

де i_c - середній ухил спрямленої ділянки; i_d - додатковий (фіктивний) ухил, що враховує опір руху кривих, які зустрічаються на ділянці випрямлення; $\sum (il)$ - сума добутків ухилу елемента спрямленої ділянки на його довжину; l_c - довжина спрямленої ділянки; A - коефіцієнт, рівний 700 для стаціонарних і 1300 для пересувних шляхів колії 1520 мм; R - радіус кривої; $l_{кр}$ - довжини кривих на ділянці випрямлення.

Випрямлення профілю роблять окремо для внутрішньокар'єрних шляхів, шляхів поверхні кар'єру і відвалів. Керівний ухил i_p , по якому розраховують масу потяга по зчепленню, установлюють з розгляду профіля виїзної траншеї. При мінливості профілю виїзної траншеї випрямлення цієї ділянки роблять за правилами, викладеними вище, за винятком ділянки i_p , яку спрямляти не можна.

Приклад випрямлення профілю ілюстрований рис.1.3. Тут ділянка 1-6, що має п'ять елементів 1-2, 2-3, 3-4, 4-5, 5-6, у тому числі дві криві (2-3) і (4-5) замінені однією ділянкою загальною довжиною 1902,2 м без кривих з еквівалентним ухилом: для одного напрямку + 6,6 % (рух по підйому) і -5,4 %

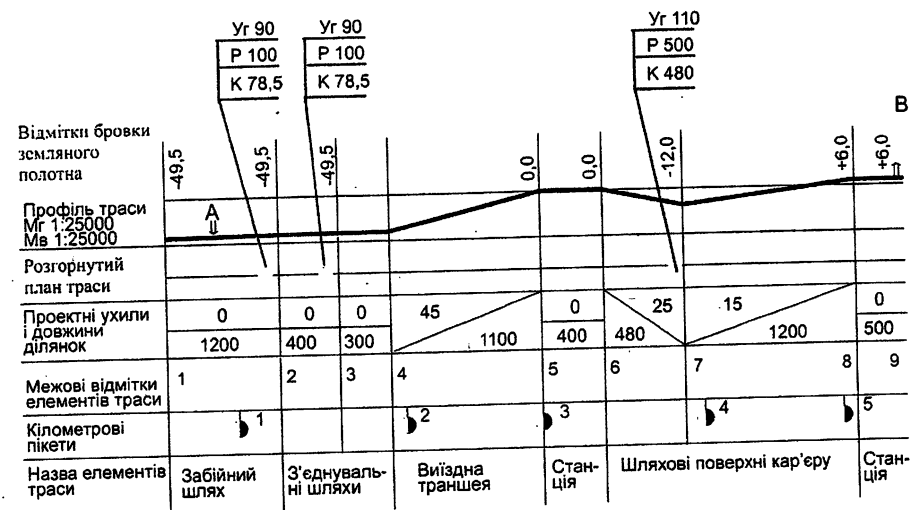


Рис. 1.2. Характеристика розрахункового маршруту

для протилежного.

Перевірка допустимості заміни дійсного профілю ділянки випрямлення на еквівалентний полягає у виконанні умови (1.1.). Для приклада, представленого

рис. 1.3., ця умова виконана ($l_i \leq \frac{2000}{\Delta i}$):

| | | | | | |
|---|------|-------|-----|-------|-----|
| Елемент профілю | 1-2 | 2-3 | 3-4 | 4-5 | 5-6 |
| $\Delta i = i_s - i $ | 1,6 | 1,6 | 2,6 | 2,6 | 3,6 |
| $2000/\Delta i$ | 1250 | 1250 | 769 | 769 | 556 |
| Довжина елементів ділянки 1-6 (l_i) | 400 | 183,3 | 500 | 418,9 | 400 |

Припустимість заміни дійсного профілю на еквівалентний (спрямлений) полягає в тому, що робота потяга в обох випадках буде однаковою, але спрощуються розрахунки в зв'язку зі зменшенням кількості елементів траси.

Розрахунки по випрямленню профілю, що відповідають рис. 1.3. приведені в табл. 1.1.

1.2.2. Вибір рухомого складу

Тип засобу тяги - електровоз, тепловоз чи тяговий агрегат приймають з урахуванням продуктивності кар'єру, глибини розробки, розрахункового ухилу виїзних траншей, системи електрозабезпечення, наявності чи відсутності буровибухових робіт - за даними техніко-економічного аналізу варіантів.

Рекомендується застосовувати [7. с. 244]:

електровози постійного струму зчіпною масою 150-180 т на напругу

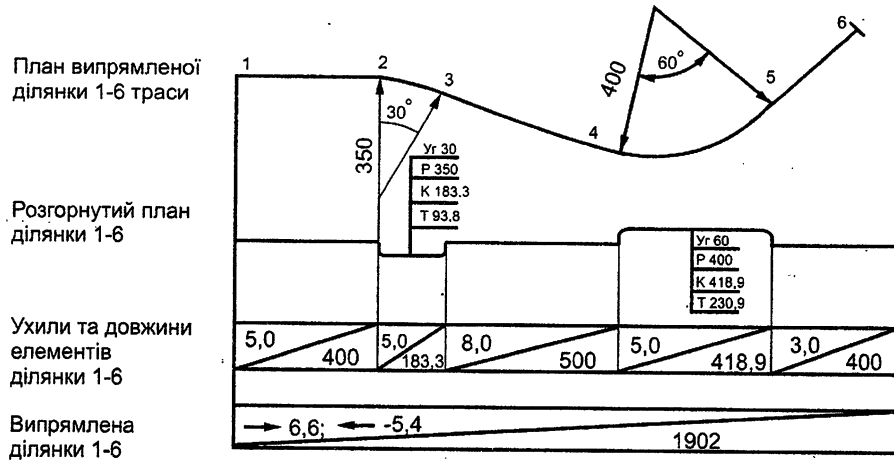


Рис. 1.3. Випрямлення профілю (приклад)

1500, 3000 В на кар'єрах з вантажообігом до 20 млн. т/рік з ухилом виїзних траншей до 40% і невеликою глибиною кар'єру (до 100-150 м);

тепловози зчпною масою 2х127т (2 ТЕ-3) і 2х130 т (2ТЕ-10) з ухилами до 30%, вантажообігом до 25 млн.т/рік і невеликою глибиною кар'єру. Важливим достоїнством цього засобу тяги є відсутність необхідності в контактній мережі усередині кар'єру, захист якої при буровибуховій відбійці утруднений;

тягові агрегати постійного (1500 і 3000 В) і змінного (10000 В) струму зчпною масою 3х120 т, при великих вантажообігах і глибині кар'єру. Їхнє застосування можливе при ухилах до 50(60)%. У кар'єрах з буровибуховою відбійкою гірничих порід вигідно застосовувати тягові агрегати, що мають дизельну секцію, яка забезпечує переміщення локомотивосостава по внутрішньокар'єрних шляхах, не обладнаних контактною мережею.

Для перевезення породи у відвали застосовують думпкари, для перевезення корисної копалини на склади й збагачувальні фабрики, розташовані поблизу кар'єру, можливе застосування як думпкарів, так і гондол, а на далекі відстані - гондол, думпкарів, хоперів. В окремих випадках, наприклад для перевезення штучного каменю, можливе використання платформ.

1.2.3. Визначення кількості вагонів у составі

При використанні як засобу тяги електровозів чи тягових агрегатів загальний порядок розрахунку наступний:

а) визначають припустиму по зчепленню масу вантаженого потяга, за умовою сталого руху його по розрахунковому (керівному) підйому виїзної траншеї, т,

Розрахунки по спрямленню профілю

| Позначення елементів профілю | 1-2 | 2-3 | 3-4 | 4-5 | 5-6 | 1-6 | |
|------------------------------|--|-------|-----|-------|------|------|-------|
| Довжина елементів профілю, м | 400 | 183,3 | 500 | 418,9 | 400 | 1902 | |
| Ухили, % | Середній | 5 | 5 | 8 | 3 | 6,03 | |
| | Додатковий від кривих | | 2,0 | | 1,75 | 0,58 | |
| | Еквівалентний у вантажному напрямку | | | | | | 6,61 |
| | Еквівалентний у порожняковому напрямку | | | | | | -5,45 |

$$m_{п.г} = \frac{m_{л} 1000 \Psi}{w_{о.г} + w_{кр} + i_p}, \quad (1.3)$$

де $m_{л}$ - маса локомотива, т; Ψ - коефіцієнт зчеплення при сталому русі (значення, що рекомендуються - 0,22 для локомотивів постійного струму, 0,26 - змінного); $w_{о.г}$ - основний питомий опір руху вантаженого потяга (2,5 Н/кН при русі по постійних шляхах, 4,0 Н/кН - по тимчасових шляхах, а порожнього $w_{оп}$ дорівнює відповідно: 3,5 і 8,0 Н/кН). Якщо маютьсся дані дослідів про основний опір руху конкретного рухливого складу, то його приймають за даними цих дослідів; $w_{кр}$ - додатковий питомий опір руху від кривих, що враховують при наявності заокруглення на ділянці розрахункового підйому ($w_{кр} = 700/R$, Н/кН, R- радіус кривої); i_p - керівний підйом виїзної траншеї, що по модулі дорівнює додатковому опору руху від ухилу шляху.

Якщо довжина потяга більше довжини кривої, то додатково опір руху від кривизни шляху зменшують на співвідношення довжин кривої і потяга, тоді

$$w_{кр} = \frac{700}{R} \cdot \frac{L_{кр}}{L_{п}};$$

б) визначають припустиму по зчепленню масу вантаженого потяга за умовою зрушення його на керівному підйомі i_p з урахуванням додаткових опорів руху і реалізації локомотивом при зрушенні більшого, ніж при сталому русі, коефіцієнта зчеплення, т,

$$m_{п.г} = \frac{m_{л} 1000 \Psi'}{w_{о.г} + w_{кр} + w_{тр} + i_p + 108a_0}, \quad (1.4)$$

де Ψ' - коефіцієнт зчеплення при зрушенні (для електровозів постійного струму 0,3, змінного струму 0,35); $w_{кр}$ - додатковий питомий опір при зрушенні (4 Н/кН);

$a_0=0,05 \text{ м/с}^2$ - розрахункове прискорення при зрушенні потяга. Як і вище $w_{кр}$ враховувати тільки при наявності кривої на ділянці виїзної траншеї з керівним підйомом.

З двох значень маси вантаженого потяга, визначених по (1.3) та (1.4) до подальшого розрахунку приймають менше і по ньому розраховують припустиму по зчепленню кількість вагонів (z) причіпної частини потяга:

$$z = \frac{m_{п.г} - m_n}{m_o + k_r m_n}, \quad (1.5)$$

де m_o - маса тари вагона; k_r - коефіцієнт використання вантажопідйомності вагона ($k_r = \frac{m}{m_n}$); m_n - номінальна (паспортна) вантажопідйомність вагона; m - її розрахункове значення.

Маса вантажу у вагоні не повинна бути більше номінальної (паспортної) вантажопідйомності, тому розрахований по місткості кузова коефіцієнт використання вантажопідйомності вагона

$$k_r = \frac{k_{ш} V_n \rho_{ц}}{k_p m_n} \leq 1,0, \quad (1.6)$$

де $k_{ш} = 1,0 - 1,1$ - коефіцієнт, що враховує завантаження вагона "із шанкою"; V_n - паспортна місткість вагона; $\rho_{ц}$ - щільність гірничої породи в цілику, т/м^3 ;

k_p - коефіцієнт розпушення гірничої породи.

Якщо по (1.6), $k_r > 1,0$, то цей коефіцієнт приймають рівним одиниці, а якщо $k_r < 1,0$, то беруть його розрахункову величину.

Значення z по (1.5) округляють до цілого числа за загальними правилами округлення.

Маса вантаженого і порожнього потягів, відповідно, дорівнює, т:

$$\begin{aligned} m_{п.г} &= m_n + z(m_o + m), \\ m_{п.п} &= m_n + z m_o, \end{aligned} \quad (1.7)$$

а довжина потяга, м

$$L_n = L_n + z L_b.$$

При використанні як засобу тяги тепловозів, крім розрахунків по (1.3), визначають припустиму масу потяга "по машині" (по дизелі). Цю перевірку виконують для найбільш важкого режиму зрушення вантаженого потяга на розрахунковому підйомі. Для цього режиму припустима маса потяга "по машині",

$$m_{п.г} = \frac{F_M}{g(w_{o.г} + w_{кр} + w_{тр} + i_p + 108a_0)}, \quad (1.8)$$

де F_M - розрахункова (паспортна) сила тяги тепловоза, Н, що приймають по технічній характеристиці локомотива чи визначають з виразу:

$$F_M = \frac{1000 P_n \eta}{V}, \text{ Н}, \quad (1.9)$$

де P_n - номінальна потужність дизеля, кВт; η - ККД тепловоза (0,75-0,80); V - швидкість руху при номінальному навантаженні, м/с.

Прийнявши меншу величину маси потяга з трьох значень, визначених по (1.3), (1.4) і (1.8), подальший розрахунок ведуть у порядку, викладеному вище.

1.2.4. Гальмові розрахунки

Їх виконують для режиму екстреного гальмування, який полягає в реалізації потягом максимальної гальмової сили з метою зупинки його на можливо більш короткій ділянці шляху, найбільш важкій за умовами гальмування. Для умов кар'єрів такими ділянками є елементи траси поверхні зі спусками у вантажному напрямку чи виїзні траншеї, по яких необхідно забезпечити безпечний спуск порожніх потягів.

Граничне значення гальмового шляху нормовано правилами технічної експлуатації і складає для кар'єрів 300 м.

Гальмові розрахунки можна виконувати в одній із двох постановок:

а) визначити повний гальмовий шлях потяга на найбільш важкій по гальмуванню ділянці маршруту і порівняти його з нормованим значенням;

б) визначити припустиму швидкість потяга в момент початку гальмування, при якій потяг, реалізуючи наявні гальмові можливості, буде зупинений на нормованому гальмовому шляху.

Розрахунок гальмового шляху потяга.

Враховуючи, що в режимі гальмування потяг рухається рівносповільнено, а для умов залізничного транспорту кар'єрів таке допущення припустиме, гальмовий шлях потяга, м,

$$l_T = V_n t_n + \frac{V_n^2}{2a_T}, \quad (1.10)$$

де V_n - швидкість у момент початку гальмування, м/с; $t_n = 7,0$ с - час підготовки гальм до дії (передгальмовий час); a_T - уповільнення потяга при гальмуванні, м/с^2 ,

$$a_T = 0,01(b_k + w_o - i), \quad (1.11)$$

де b_k - питома гальмова сила потяга, Н/кН; i - ухил (спуск) ділянки шляху, для якого виконується розрахунок;

$$b_k = B_k / g m_n, \quad (1.12)$$

$$B_k = 1000 \phi_{к.л} \sum K_{л} + 1000 \phi_{к.в} \sum K_{в}. \quad (1.13)$$

B_k - сумарна гальмова сила потяга (локомотива і вагонів), Н.

У (1.13) $\phi_{к.л}$, $\phi_{к.в}$ - коефіцієнти тертя колодок локомотива і вагонів у зоні контакту колодок з колесами; $\sum K_{л}$, $\sum K_{в}$ - сумарне натискання гальмових колодок на всі осі локомотива і вагонів, кН. Сумарне значення дійсних натискань гальмових колодок для найбільш розповсюджених одиниць

рухомого складу кар'єрів приведені в табл. 1.2. Вони також можуть бути розраховані за даними табл. 1.3.

Натискання однієї колодки на колесо, кН,

$$k = \frac{K_o}{n_{k.o}}, \quad (1.14)$$

де K_o - дійсне натискання на вісь (табл. 1.2., табл. 1.3.); $n_{k.o}$ - кількість колодок на одній осі (як правило на локомотивах $n_{k.o} = 2$ - одностороннє розташування колодок).

Коефіцієнт тертя колодок об бандажі визначають за емпіричними формулами МШС [1]:

для стандартних чавунних колодок

$$\varphi_k = 0,6 \frac{1,63K + 100}{8,15K + 100} \cdot \frac{V + 100}{5V + 100}, \quad (1.15)$$

для композиційних колодок

$$\varphi_k = 0,44 \frac{0,102K + 20}{0,41K + 20} \cdot \frac{V + 150}{2V + 150}. \quad (1.16)$$

У (1.15) і (1.16) K в кН, V у км/год. Натискання однієї колодки (K) дане в табл. 1.2. Розрахунок по цих формулах виконують для середньої швидкості розглянутого діапазону її зміни при гальмуванні. Так, при діапазоні 35 - 0 км/год у розрахунок приймати середню швидкість руху -17,5 км/год.

Визначивши усі величини, що входять у формулу (1.10), знаходять розрахункове значення гальмового шляху. Умови безпеки руху вважають прийнятними, якщо $l_T \leq 300$ м.

У дійсності коефіцієнти φ_k і w_o не залишаються постійними зі зміною швидкості руху в процесі гальмування. Уточнений розрахунок шляху дійсного гальмування (l_d) виконують у такій послідовності: призначають довільні (але реальні) діапазони зміни швидкості при гальмуванні, наприклад 40-30, 30-20, 20-10, 10-0 км/год. Для кожного інтервалу за середнім значенням швидкості (35, 25, 15, 5 км/год) визначають φ_k з урахуванням його залежності від V згідно (1.15), (1.16), а також залежність w_o від V . Потім розраховують довжину елемента шляху дійсного гальмування для кожного діапазону зміни швидкості, м:

$$\Delta l_d = \frac{54(V_n^2 - V_k^2)}{b_k + w_o - i}, \quad (1.17)$$

тут V_n і V_k в м/с.

Шлях дійсного гальмування

$$l_d = \sum (\Delta l_d). \quad (1.18)$$

Розрахунок припустимої швидкості руху у момент початку гальмування.

Якщо вимога $l_T \leq 300$ м не витримана, визначають припустиму швидкість початку гальмування, при якій ця вимога буде виконана, м/с,

$$V_{доп} = \sqrt{2l_T^H a_T + (a_T t_n)^2} - a_T t_n, \quad (1.19)$$

де l_T^H - нормоване значення гальмового шляху.

Таблиця 1.2

Дійсне натискання гальмових колодок

| Тип рухомого складу | Натискання (кН) при тиску (МПа) у гальмівному циліндрі | | | | | |
|---|--|--------------|---------|--------------|---------|--------------|
| | 0,40 | | 0,36 | | 0,14 | |
| | Колодки | Усіх колодок | Колодки | Усіх колодок | Колодки | Усіх колодок |
| Електровоз ЕЛ-1 | 69 | 828 | 42 | 504 | 20 | 240 |
| Тягові агрегати ПЕ-2М, ОПЕ-2, ОПЕ-1А, ОПЕ-1Б, тепловоз ТЕ-3Т (три секції) | 43/19 | 2064/912 | 26/12 | 1248/576 | 12/5 | 576/240 |
| Тяговий агрегат ОПЕ-1 (три секції) | 50 | 2400 | 32 | 1536 | 15 | 720 |
| Думпкари: 6 ВС-60 | 37/24 | 296/192 | 23/15 | 184/120 | 11/9 | 88/72 |
| 2 ВС-85 | 35 | 420 | 22 | 264 | 11 | 132 |
| 2 ВС-105 | 38/22 | 368/216 | 24/14 | 368/216 | 12/7 | 120/64 |
| ВС-180 | -/22 | -/352 | -/14 | -/224 | -/7 | -/112 |

Примітка: 1) в чисельнику дані для чавунних колодок, у знаменнику - для композиційних; 2) тиск в гальмівних циліндрах 0,40 та 0,36 МПа відповідає навантаженому режиму гальмування, 0,14 - ненавантаженому.

Таблиця 1.3

Розрахункові значення сили натискання колодок на одну вісь рухомого складу, кН

| Тип рухомого складу | Режим гальмування | |
|---------------------|-------------------|----------|
| | Вантажений | Порожній |
| Думпкари | 65 | 46 |
| Гондоли | 50 | 35 |
| Електровози | 80 | 40 |
| Тепловози: ТЕ2 | 80 | 40 |
| ТЕ3 | 100 | 50 |

1.2.5. Швидкість руху потяга і час рейса локомотивосоставу

Для умов кар'єрного залізничного транспорту час руху розраховують, застосовуючи наближений метод - сталих швидкостей: вважають, що потяг на кожнім елементі профілю рухається з постійною швидкістю, що миттєво

Оперативний час на один цикл екскавації, с
(тривалість циклу плюс допоміжний час)

| Категорія породи по міцності | Марка екскаватора та об'єм ковша, м ³ | | | | | | | | | | |
|------------------------------|--|---------------|---------------|-----------|------------|----------------|------------|--------------|------------|------------|------------|
| | Е-505 0,5 | Е-753 0,75 | Е-1003 1,0 | СЕ-3 3 | ЕКГ-4 4 | ЕКГ-4,6 4,6 | ЕКГ-8 6 | ЕКГ-8,1 8 | ЕВГ-4 4 | ЕВГ-6 6 | ЕВГ-8 8 |
| I | 22,7 | 24,1 | 25,1 | 25,7 | 26,1 | 26,5 | 30,7 | 31,3 | 29,5 | 41,9 | 42,7 |
| II | 24,6 | 26,1 | 27,2 | 27,7 | 28,5 | 28,9 | 33,3 | 34,1 | 31,9 | 46,1 | 47,0 |
| III | 26,0 | 27,4 | 28,8 | 29,9 | 31,0 | 31,4 | 36,0 | 36,8 | 34,5 | 50,0 | 51,0 |
| IV | 27,2 | 28,7 | 30,2 | 31,4 | 33,0 | 33,4 | 37,9 | 38,7 | 36,4 | 52,7 | 53,7 |
| V | 28,4 | 29,9 | 31,4 | 32,8 | 34,5 | 34,9 | 39,5 | 40,4 | - | - | - |

$$n_{к.э} = \frac{k_{\Gamma} m_{н}}{k_3 V_{к.э} \rho}; \quad (1.26)$$

k_3 - коефіцієнт заповнення ковша екскаватора; $V_{к.э}$ - місткість ковша, м³; ρ - щільність гірничої маси в насипці, т/м³.

Час розвантаження

$$t_{раз} = z t'_{раз}$$

де z - кількість вагонів; $t'_{раз}$ - час розвантаження одного вагона: на прийомних ямах фабрики - 1,5 хв, на плужних відвалах - 1 хв, на екскаваторних відвалах - 1,5 хв.

Час затримок у шляху на постах і станціях, а також час на зміну напрямку руху $t_{ож} = 10-15$ хв.

1.2.6. Перевірка тягових двигунів на нагрівання

Перевірка проводиться по співвідношенню

$$k_3 I_3 \leq I_{дл}, \quad (1.27)$$

де $k_3 = 1,1 \dots 1,25$ - коефіцієнт запасу; $I_{дл}$ - тривалий струм двигуна, що приймають по тяговій характеристиці електровоза, А; I_3 - ефективний струм двигуна, А, величина якого визначається характером його навантаження на конкретному профілі маршруту:

$$I_3 = \gamma \sqrt{\frac{\sum I^2 t}{T}}, \quad (1.28)$$

де $\gamma = 1.15 \dots 1.25$ - коефіцієнт, що враховує додаткове нагрівання двигунів від маневрових операцій; I - струм двигуна на кожному елементі профілю, А; t - час

змінюється при переході на новий елемент профілю. Значення швидкості руху визначають по тяговій чи гальмовій (при русі потяга в гальмовому режимі) характеристикам локомотива, для чого по рівнянню руху потяга

$$F_k = gm_n (w_o + w_{кр} \pm i) \quad (1.20)$$

розраховують сталу силу тяги, а потім по тяговій характеристиці визначають швидкості руху і навантажувальні струми двигунів; останні необхідні для розрахунку двигунів на нагрівання.

Визначені значення швидкостей підлягають уточненню, зв'язаному з обмеженнями швидкостей на окремих елементах маршруту, передбаченими правилами технічної експлуатації.

Час руху потяга по k -ій ділянці шляху, хв,

$$t_k = \frac{60 l_k}{V_k}, \quad (1.21)$$

де l_k - довжина k -ої ділянки, км; V_k - стала швидкість на цій ділянці, км/год.

Загальний час руху потяга по перегоні з n ділянок, хв,

$$t_{дв} = \tau + \sum_1^n t_k, \quad (1.22)$$

де τ - 2-3 хв. - час на розгін і уповільнення в кінцевих пунктах.

Допускається також визначати час руху приблизно, користаючись нормативами середньої швидкості руху потяга для обох напрямків (Гипроруда):

на постійних шляхах

електровози постійного струму 25 км/год

електровози змінного струму 30 км/год

на пересувних шляхах

небаластованих 15 км/год

баластованих 20 км/год

у цьому випадку, хв,

$$t_{дв} = 120 \left(\frac{\sum l_{пост}}{V_{пост}} + \frac{\sum l_{пер}}{V_{пер}} \right), \quad (1.23)$$

де $\sum l_{пост}, \sum l_{пер}$ - сумарна довжина постійних і пересувних шляхів маршруту, км, а $V_{пост}$ і $V_{пер}$ - середні швидкості руху потяга на постійних і пересувних шляхах, км/год.

Час рейса, хв,

$$T = t_{дв} + t_{погр} + t_{раз} + t_{ож}. \quad (1.24)$$

Час навантажування потягу, хв,

$$t_{погр} = \frac{zn_{к.э} t_{ц}}{60}, \quad (1.25)$$

де z - кількість вагонів у составі; $t_{ц}$ - час одного циклу екскавації, з (табл. 1.4);

$n_{к.э}$ - кількість ковшів екскаватора для завантаження одного вагона

руху по цьому елементі; T – час рейса.

Оскільки між силою тяги локомотива і силою струму тягових двигунів мається практично лінійна залежність, то, замість перевірки нагрівання двигунів по (1.27), (1.28), можна виконати цю перевірку, користуючись даними про силу тяги локомотива на кожному елементі розрахункового маршруту і паспортних даних про значення сили тяги локомотива при його роботі в стандартних режимах (15-хвилинному, одногодичному, тривалому), керуючись наступним:

1) на найважчому по тязі елементі профілю, яким звичайно є виїзна траншея, сила тяги локомотива ($F_{к.макс}$) не повинна перевищувати 15-хвилинної сили тяги (F_{15}), тобто

$$F_{к.макс} \leq F_{15}; \quad (1.29)$$

2) еквівалентна сила тяги локомотива за рейс (F_3) не повинна перевищувати його тривалої сили тяги ($F_{дл}$), тобто

$$k_3 F_3 \leq F_{дл} = F_4 \rho, \quad (1.30)$$

де $k_3 = 1,1-1,25$ - коефіцієнт запасу; $\rho = 0,7-1,0$ - коефіцієнт вентиляції двигунів; F_4 - сила тяги локомотива при годинному режимі. Еквівалентну силу тяги за рейс розраховують, знаючи силу тяги і час руху на кожному елементі профілю, а також час рейса:

$$F_3 = \sqrt{\frac{\sum (F_{ki}^2 t)}{T}}. \quad (1.31)$$

Для сучасних потужних локомотивів, призначених для роботи на кар'єрах, у випадку розрахунків залізничного транспорту неглибоких кар'єрів перевірка двигунів на нагрівання може бути опущена.

1.2.7. Визначення кількості локомотивів і вагонів та продуктивності локомотивосоставу

Необхідне для обслуговування одного екскаватора, одного пункту навантаження чи групи екскаваторів кількість робочих локомотивів:

$$n_{л.раб} = \frac{k Q_{см} T}{60 z m t_{см} k_B}, \quad (1.32)$$

де k – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку (для рудників з річною продуктивністю до 7 млн. т – 1.15, від 7 до 15 млн.т – 1.10, більш 15 млн.т – 1.05); $Q_{см}$ – змінна продуктивність пункту навантаження, т; T – час рейса, хв; z_m – маса вантажу, що транспортується локомотивосоставом; $t_{см}$ – тривалість робочої зміни, год; k_B – коефіцієнт використання локомотивом змінного часу.

Робочий парк вагонів

$$n_{в.р.} = z n_{л.раб}. \quad (1.33)$$

Інвентарний парк локомотивів і вагонів розраховують з урахуванням резерву рухомого составу (табл. 1.5.).

Змінна продуктивність одного локомотивосоставу, т/зм.,

$$Q_{л.см} = \frac{60 z m t_{см} k_B}{T}. \quad (1.34)$$

Річна продуктивність локомотивосоставу

$$Q_{л.г.} = Q_{л.см} n_{см} n_{дн}, \quad (1.35)$$

де $n_{см}$, $n_{дн}$ - кількість робочих змін у добу і робочих днів у році.

Таблиця 1.5

Резерв рухомого составу

| Рухомий состав | Робочий (чисельник) та резервний (знаменник у відсотках від робочого) парк рухомого составу | | | | |
|----------------|---|------|-------|-------|-----|
| | <5 | 6-10 | 11-20 | 21-30 | >30 |
| Локомотиви | 20 | 15 | 12 | 10 | 8 |
| Вагони | 10 | 9 | 8 | 7 | - |

1.2.8. Розрахунок витрати електроенергії

Витрата електроенергії за рейс може бути визначена за відомим значенням сили струму локомотива, напруги мережі і часу проходження потягом кожного елемента траси чи по механічній роботі, чиненій потягом на протязі рейса.

У першому випадку витрата енергії на рух потяга, віднесений до струмоприймача, кВт.год

$$A_{дв} = \frac{U_c \sum (I_l t)}{60 \cdot 10^3}, \quad (1.36)$$

де U_c - напруга у мережі, В; I_l - сила струму локомотива, А; t - час проходження кожного елемента траси обох напрямків (вантажного і порожнякового), хв.; в другому випадку, врахувавши перевідний коефіцієнт $I \cdot m = 2,78 \cdot 10^{-7}$ кВт.год, витрата енергії на струмоприймачі, кВт. год,

$$A_{дв} = 0,278 \sum (F_k l), \quad (1.37)$$

де $F_k l$ - добуток сили тяги на даному елементі траси (кН) і довжини елемента (км). Із підсумка повинні бути виключені ті члени, де сила тяги F_k відємна, оскільки рекуперація енергії в мережу на кар'єрних електровозах і тягових агрегатах не передбачена.

Загальна витрата енергії за рейс, віднесена до струмоприймача кВт. год,

$$A_T = A_{дв} + A_M + A_{с.н.}, \quad (1.38)$$

де $A_M = (0,1-0,3)$, кВт. год; $A_{дв}$ - витрата енергії на маневрову роботу, кВт.год;

$A_{с.н.}$ - витрата енергії на власні потреби локомотива, кВт.год;

1.2.10. Перелік устаткування транспортного комплексу

Цей перелік повинний містити кількісні й основні якісні характеристики елементів комплексу: локомотивів, вагонів, локомотивного депо, вагонного депо, екіпіровочного депо, рейкових шляхів поверхні кар'єру і внутрішньокар'єрних шляхів, тягових підстанцій, контактної мережі (табл. 1.6.).

Таблиця 1.6

Перелік основного та допоміжного обладнання залізничного транспорту

| Обладнання | Характеристики | | |
|--|--|---------------------------|---------------------------|
| | Тип | Кількість | |
| Локомотиви | Тип | Кількість | |
| Вагони | Тип | Кількість | |
| Локомотивні депо (кількість локомотивів у депо відповідного типу) | I-й тип 25...45 | II-й тип 46-45 | III-й тип 45-60 |
| Вагонні депо (кількість вагонів у депо відповідного типу) | I-й тип 50-150 | II-й тип 150-240 | III-й тип 240-350 |
| Екіпіровочні депо (кількість депо відповідного типу) | До 20 електровозів | Від 20 до 50 електровозів | Від 10 до 15 електровозів |
| Шляхи поверхні кар'єру (довжина, км, для відповідної категорії рельєфу місцевості) | Категорія кар'єра | | |
| | I - рівнинна | II-горбиста | III-пересічна |
| Внутрішньокар'єрні шляхи (довжина, км, для відповідних типів рейок) | P-65 | P-50 | P-43 |
| Тягові підстанції | Тип тягової підстанції з указівкою типа і кількості перетворювачів або трансформаторів | | |
| Контактна мережа (довжина, км) | На станціях | На перегонах | Рухома в кар'єрі |

1.3. Приклади розрахунку

Приклад 1. Кар'єр по видобутку вапняку з виробничою потужністю 20 млн.т/рік вапняку і 10 млн.т/рік по розкриву. Розкривні роботи здійснюються двома уступами, на кожному з яких працюють по 2 екскаватори ЕКГ - 8і. добувні роботи - трьома уступами по два екскаватора ЕКГ-5 на кожному. Змінна

$$A_{c.n.} = \frac{\rho P_{чT}}{60}, \quad (1.39)$$

де $\rho = 0,05$ - відношення потужності приймачів власних потреб до годинної потужності локомотива.

Витрата енергії за рейс, віднесена до вводу тягової підстанції, кВт·год,

$$A_{т.п} = \frac{A_{т}}{\eta_c \eta_{т.п.}}, \quad (1.40)$$

де $\eta_c = 0,88 - 0,90$ - ККД тягової мережі; $\eta_{т.п.} = 0,9 - 0,95$ - ККД тягової підстанції.

Питома витрата енергії:

віднесена до 1 тонни вантажу, що транспортується, кВт·год/т,

$$a_{т.п} = \frac{A_{т.п}}{Zm + z_{м.д} m_{м.д}}, \quad (1.41)$$

віднесена до одиниці транспортної роботи нетто кВт·год/т·км,

$$a'_{т.п} = \frac{A_{т.п}}{L(zm + z_{м.д} m_{м.д})}, \quad (1.42)$$

у (1.41) (1.42) z - число вантажних вагонів; $z_{м.д}$ - число моторних думпкарів; m і $m_{м.д}$ - маса вантажу (тонн) у цих одиницях; L - відстань між кінцевими пунктами маршруту, км.

Загальна витрата енергії для перевезення Q тонн вантажу і виконання транспортної роботи QL - тоннокілометрів, кВт·год,

$$\sum A = a_{т.п} \sum Q; \quad \sum A' = a'_{т.п} \sum QL. \quad (1.43)$$

1.2.9. Установлення місць розташування і параметрів роздільних пунктів і шляхового розвитку на уступах

Роздільними пунктами шляхова мережа кар'єру розбивається на окремі ділянки - перегони.

Згідно ПТЕ на кожному перегоні одночасно може знаходитися тільки один потяг. Виключення допускається для забійних і відвальних шляхів.

Шлях роздільних пунктів, як правило, повинен розташуватися на площадці (ухил дорівнює нулю), і в окремих випадках на ухилі до 2,5%.

Повна довжина шляхів роздільних пунктів, м,

$$l_{полн} = l_n + l_{сг} + 15, \quad (1.44)$$

де l_n - довжина потяга; $l_{сг} = 20$ м - відстань на установку сигналу; 15 м - резерв на неточність установки потяга.

Кар'єрні станції (породні, вантажно-розвантажувальні, складальні, розпорядницькі) розташовують на площадках; шляховий розвиток і параметри станцій приймають відповідно до виконуваних функцій і норм проектування. Схеми шляхового розвитку станцій і на робочих уступах, див. [7, с. 252-259] та [8, с. 452-456].

продуктивність чотирьох екскаваторів по розкритті 10,5 тис.м³/зм у цілику і шести екскаваторів по видобутку 1,5 тис.м³/зм у цілику. Розкритті породи глини щільністю в цілику 1,8 т/м³, вапняки 3 категорії по міцності; їхня щільність у цілику 2,1 т/м³; режим роботи кар'єру: робочих змін по розкритті - 2, по видобутку - 3, робочих днів у році 250.

Кар'єр розкритий двома внутрішніми груповими траншеями. Схема шляхового розвитку кар'єра відповідає рис. 1.1. Керівний ухил виїзних траншей 45%. Вапняк транспортують на збагачувальну фабрику, породу розкритті - на зовнішній відвал. Характеристики розрахункового маршруту відповідають рис. 1.2. Кліматична зона - південь України.

Потрібно: виконати розрахунок залізничного транспорту, що забезпечує транспортування розкритті на зовнішні відвали і корисної копалини на збагачувальну фабрику, з рішенням задач перерахованих у пункті 1.1. Тут обмежуємося розрахунком залізничного транспорту вапняку. Порядок розрахунку транспорту порід розкритті аналогічний.

Вибір рухомого складу

У зв'язку зі значною виробничою потужністю кар'єру (20 млн.т/рік по корисній копалині і 10 млн.т/рік по розкритті), ухилом виїзної траншеї 45% і застосуванням для відбілки вапняку буровибухових робіт приймаємо як засіб тяги тяговий агрегат ОПЕ-1А.

Його основні характеристики: схема комплектування - електровоз керування, дизельна секція, моторизований думпкар (ЕУ-ДС-МД), зчпна маса 372 тонни, напруга живлення 10 тис. В змінного струму, сумарна потужність двигунів 5325 кВт, годинна швидкість 29,5 км/год, секція автономного живлення (ДС) оснащена дизелем потужністю 1100 кВт, довжина по вісях автозчеплень 51,3 м.

Для перевезення вапняку приймаємо думпкар 2ВС105 (вантажопідйомність 105т) геометричний об'єм кузова 48,5 м³, тара вагона 47т, довжина вагона 15,02 м.

Кількість вагонів у складі

Припустима по зчепленню маса вантаженого потяга з умови сталого руху його на розрахунковому підйомі 45%; прийнявши коефіцієнт зчеплення 0,26, основний опір руху 2,5 Н/кН, кривих на ділянці керівного під'єму немає ($w_{кр}=0$) (1.3):

$$m_{п.г} = \frac{372 \cdot 1000 \cdot 0,26}{2,5 + 45} = 2036 \text{ т.}$$

Припустима по зчепленню маса вантаженого потяга за умовою зрушення його на розрахунковому підйомі, прийнявши коефіцієнт зчеплення 0,35, додатковий опір руху при зрушенні 4 Н/кН, розрахункове прискорення 0,1 м/с² (1.4):

$$m_{п.г} = \frac{372 \cdot 1000 \cdot 0,35}{2,5 + 4 + 45 + 108 \cdot 0,1} = 2089 \text{ т.}$$

Тут прийняте підвищене значення прискорення при зрушенні 0,1 м/с², оскільки значна потужність тягового агрегату дозволяє реалізувати такий режим зрушення.

З двох значень припустимої маси потяга по (1.3 та 1.4) приймаємо менше і по ньому розраховуємо кількість думпкарів у складі.

Попередньо визначаємо коефіцієнт використання вантажопідйомності думпкара з урахуванням перевезення конкретної породи (щільність вапняку в цілику 2,1 т/м³, коефіцієнт розпушення 1,4) (1.5):

$$k_r = \frac{1,05 \cdot 48,5 \cdot 2,1}{1,4 \cdot 105} = 0,73.$$

Кількість думпкарів причіпної частини потяга (1.6):

$$z = \frac{2036 - 372}{47 + 0,73 \cdot 105} = 13,46.$$

Приймаємо 13 думпкарів.

Маса вантаженого потяга (1.7):

$$m_{п.г} = 372 + 13(47 + 0,73 \cdot 105) = 1980 \text{ т.}$$

Маса порожнього потяга (1.7):

$$m_{п.п} = 372 + 13 \cdot 47 = 983 \text{ т.}$$

Довжина потяга (1.7):

$$l_{п} = 51,3 + 13 \cdot 15,02 = 247 \text{ м.}$$

Оскільки при русі потяга по внутрішньокар'єрних шляхах як засіб тяги використовується дизельна секція агрегату, треба витримати умову - сила тяги "по машині" більше сили тяги локомотива, необхідної для переміщення потяга по внутрішньокар'єрних шляхах

$$F_k = gm_{п} (w_{о.г} + w_{кр} \pm i).$$

Приймаємо $w_{о.г} = 4$ Н/кН; тому що довжина кривої у вибою менше довжини потягу, тобто:

$$w_{кр} = \frac{700}{R} \cdot \frac{L_{кр}}{L_n} = \frac{700}{100} \cdot \frac{157}{247} = 4,4 \text{ Н/кН.}$$

Ухил шляху на робочій площадці приймаємо рівним 0, отже

$$F_k = g \cdot 1980(4 + 4,4 + 0) = 155,4 \cdot 10^3 \text{ Н.}$$

Вважаючи (1.9) $F_m = F_k$, визначаємо сталу швидкість руху потяга по робочій площадці, тобто

$$V = \frac{1000 \cdot 1100 \cdot 0,75}{155,4 \cdot 10^3} = 5,3 \text{ м/с (19 км/год).}$$

Якщо, наприклад, ухил робочої площадки буде 5%, то $F_k = 265,3$ кН і $V = 3,1$ м/с (11 км/год).

Отже дизельна секція забезпечує можливість переміщення потяга по шляхах робочої площадки.

Гальмові задачі

Найбільш важкими по гальмуванню ділянками траси є: у вантажному напрямку ділянка 6-7 зі спуском 25%, у порожняковому – ділянка 5-4 (виїзна траншея) зі спуском 45%.

Дані про дійсні натискання однієї колодки і колодок всіх екіпажів потяга визначасмо з використанням табл. 1.2, прийнявши тиск повітря в робочих циліндрах 0,36 і 0,14 Мпа відповідно для вантаженого і порожнього режимів.

При екстремому гальмуванні потяга на ділянці 6-7 у вантаженому режимі коефіцієнт тертя чавунних колодок об колеса при початковій швидкості гальмування 30 км/год і середній 15 км/год (1.15):

| Рухомий состав | Дійсне натискання, кН | | | | | | | |
|--------------------|-----------------------|----------------------|-------------------|--------------------|----------------|----------------------|-------------------|--------------------|
| | Вантажений режим | | | | Порожній режим | | | |
| | Однієї колодки | Усіх колодок екіпажу | Кількість одиниць | Сумарне натискання | Однієї колодки | Усіх колодок екіпажу | Кількість одиниць | Сумарне натискання |
| Локомотив (ОПЕ-1А) | 26 | 1248 | 1 | 1248 | 12 | 576 | 1 | 576 |
| Думпкар (2ВС-105) | 24 | 232 | 13 | 3016 | 12 | 120 | 13 | 1560 |

$$\varphi_k = 0,6 \frac{1,63 \cdot 24 + 100}{8,15 \cdot 24 + 100} \cdot \frac{15 + 100}{5 \cdot 15 + 100} = 0,24,$$

гальмова сила потяга (1.13)

$$B_k = 1000 \cdot 0,24 \cdot 1248 + 1000 \cdot 0,24 \cdot 3016 = 1023 \cdot 10^3 \text{ Н},$$

питома гальмова сила

$$b_k = \frac{1023 \cdot 10^3}{19800} = 51,7 \text{ Н/кН},$$

уповільнення потяга (1.11)

$$a_T = 0,01(51,7 + 2,5 + 1,4 - 25) = 0,31 \text{ м/с}^2.$$

Тут 1,4 Н/кН додатковий опір руху на кривій.

Гальмовий шлях потяга при гальмуванні від початкової швидкості 30 км/год (8,3 м/с) до повної зупинки

$$l_T = 8,3 \cdot 7 + \frac{8,3^2}{2 \cdot 0,31} = 169,2 \text{ м}.$$

При екстремому гальмуванні порожнього потяга на ділянці 5-4 у порожньому режимі від початкової швидкості 30 км/год до зупинки середня швидкість 15 км/год: коефіцієнт тертя (1.15)

$$\varphi_k = 0,6 \frac{1,63 \cdot 12 + 100}{8,15 \cdot 12 + 100} \cdot \frac{15 + 100}{5 \cdot 15 + 100} = 0,31,$$

гальмова сила потяга (1.13)

$$B_k = 1000 \cdot 0,31 \cdot 546 + 1000 \cdot 0,31 \cdot 1560 = 662 \cdot 10^3 \text{ Н},$$

питома гальмова сила (1.12)

$$b_k = \frac{662 \cdot 10^3}{9830} = 67,4 \text{ Н/кН},$$

уповільнення потяга (1.11)

$$a_T = 0,01(67,4 + 3,5 - 45) = 0,26 \text{ м/с}^2,$$

гальмовий шлях потяга

$$l_T = 8,3 \cdot 7 + \frac{8,3^2}{2 \cdot 0,26} = 180,6 \text{ м}.$$

В обох випадках розрахункове значення гальмового шляху менше припустимого (300м), отже гальмові розрахунки показали прийнятні результати.

Швидкість руху потяга і час рейса

Загальна довжина пересувного шляху і шляху по транспортній бермі відповідно до схеми маршруту (рис.1.2.) дорівнює $0,6+0,4+0,3=1,3$ км, а загальна довжина постійних шляхів $1,1+0,4+0,48+1,2+0,5=3,68$ км.

Швидкість руху потяга приймаємо: по пересувних шляхах - 15 км/год, по постійним - 30 км/год. Тоді, час руху потяга в обох напрямках (1.23):

$$t_{дв} = 120 \left(\frac{1,3}{15,0} + \frac{3,68}{30,0} \right) = 25,2 \text{ хв}.$$

Час одного циклу екскавації = 31,4 с. (табл. 1.4.). Кількість ковшів екскаватора для завантаження одного думпкара (1.26)

$$n_{кз} = \frac{0,73 \cdot 105}{5,0 \cdot 0,9 \cdot 1,5} = 11,5.$$

Тут $1,5 \text{ т/м}^3$ - насипна щільність гірничої маси. Приймаємо кількість ковшів рівним 11.

Час навантажування потяга (1.25)

$$t_{погр} = \frac{13 \cdot 11 \cdot 31,4}{60} = 14,8 \text{ хв}.$$

Прийнявши час розвантаження одного вагона на прийомній ямі 1,5 хв, визначасмо час розвантаження потяга (з урахуванням розвантаження моторного думпкара) (1.24)

$$t_{раз} = (13+1) \cdot 1,5 = 21 \text{ хв}.$$

Час затримки приймаємо 12 хв.

Час рейса (1.24)

$$T = 25,2 + 14,8 + 21,0 + 12,0 = 73 \text{ хв}.$$

Перевірка тягових двигунів на нагрівання

Стала сила тяги локомотива при русі по виїзній траншеї

$$F_k = F_{k, \max} = m_{п.г} g (w_{o,г} + i_p) = 1980 \cdot g (2,5 + 45) = 940 \cdot 10^3, \text{ Н.}$$

Відповідно до технічної характеристики тягового агрегату ОПЕ-1А:

| Параметр | I-годинний режим | 15-хвилинний режим |
|------------------------|------------------|--------------------|
| Потужність, кВт | 5325 | 6780 |
| Сила тяги, кН | 649,8 | 961,4 |
| Швидкість руху, км/год | 29,5 | 25,4 |

При розглянутих параметрах потяга і шляху режим навантаження локомотива при русі по виїзній траншеї близький до 15-хвилинного.

Тривалість руху потяга в такому режимі по виїзній траншеї довжиною 1,1 км

$$t = \frac{60l}{V} = \frac{60 \cdot 1,1}{25,4} = 2,6 \text{ хв.}$$

Умова (1.29) виконана ($940,5 < 961,4$ кН).

Тривалість рейса = 73 хв. (1.24) і, згідно даним табл 1.7, еквівалентне за рейс тягове зусилля (1.31):

$$F_3 = \sqrt{\frac{(2803 + 506)10^3}{73}} = 213 \text{ кН.}$$

Умова (1.30) так само виконана: $1,25 \times 213 < 649,8 \times 0,7$ кН.

Тут коефіцієнти K_3 та ρ прийняті, відповідно 1,25 та 0,7.

Кількість локомотивів і вагонів

Кількість робочих локомотивів, що обслуговують 6 добувних екскаваторів із сумарною змінною продуктивністю 24150 т/зміну (10500x2,1) (1.32),

$$n_{л.р.} = \frac{1,05 \cdot 24150 \cdot 73}{60 \cdot 13 \cdot 77 \cdot 8 \cdot 0,8} = 4,8.$$

Приймаємо 5 робочих локомотивів.

Робочий парк вагонів 2ВС-105 (1.33)

$$n_{в.р.} = 13 \cdot 5 = 65.$$

Інвентарний парк, відповідно до нормативів табл. 1.5:

локомотивів $n_{л.инв} = 5 + 1 = 6$, вагонів $n_{в.инв} = 65 + 8 = 73$.

Змінна продуктивність локомотивосостава (1.34)

$$Q_{л.см} = \frac{60 \cdot 13 \cdot 77 \cdot 8 \cdot 0,8}{73} = 5265 \text{ т.}$$

Річна продуктивність локомотивосостава при тризмінному режимі роботи кар'єру і 250 робочих днях у році (1.35):

$$Q_{л.год} = 5265 \cdot 3 \cdot 250 = 3,9 \cdot 10^6 \text{ т,}$$

Таблиця 1.7

Навантажувальні характеристики локомотива на розрахунковому маршруті (приклад)

| Вага поїзду, кН; напрямок | Ділянка маршрута, Довжина, км | Питомий опір руху, Н/кН | | | Дотична сила тяги локомотива, кН | Швидкості руху, км/год | | | Час руху, хв | $F_k^2 t$, кН ² ·хв $\times 10^3$ | F_k , кН км | |
|---------------------------|-------------------------------|-------------------------|------------|---------|----------------------------------|------------------------|----------------------------|--------------|--------------|---|---------------|--------------|
| | | Від середнього ухила | Від кривих | Основне | | Загальне (сума 3,4,5) | за тяговою характеристикою | за прийнятою | | | | у розрахунку |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 |
| 19800 | 1-4/1,9 | 0 | 0,4 | 3,5 | 3,9 | 77,2 | | 15 | 15 | 5,2 | 31,0 | 146,7 |
| вантажений | 4-5/1,1 | 45,0 | 0 | 2,5 | 47,5 | 940,5 | 25 | | 25 | 2,6 | 2300,0 | 1034,5 |
| | 5-6/0,4 | 0 | 0 | 2,5 | 2,5 | 49,5 | | 15 | 15 | 1,6 | 3,9 | 19,8 |
| | 6-7/0,5 | -25,0 | 1,4 | 2,5 | -21,5 | -417,5 | | 30 | 30 | 1, | 174,6 | -208,0 |
| | 7-8/1,2 | 15,0 | 0 | 2,5 | 17,5 | 346,5 | | 30 | 30 | 2,4 | 288,2 | 415,8 |
| | 8-9/0,5 | 0 | 0 | 2,5 | 2,5 | 49,5 | | 15 | 15 | 2,0 | 4,9 | 24,8 |
| | 1-9/5,6 | | | | | | | | | 14,8 | 2803 | 1642 |
| 9830 | 9-8/0,5 | 0 | 0 | 2,5 | 2,5 | 24,6 | | 15 | 15 | 2,0 | 1,2 | 29,5 |
| порожній | 8-7/1,2 | -15,0 | 0 | 2,5 | -12,5 | -122,9 | | | 35 | 2,1 | 32,7 | -147,4 |
| ковий | 7-6/0,5 | 25,0 | 1,4 | 2,5 | 28,9 | 284,1 | | | 30 | 1,0 | 80,7 | 136,4 |
| | 6-5/0,4 | 0 | 0 | 2,5 | 2,5 | 24,6 | | 15 | 15 | 1,6 | 1,0 | 9,8 |
| | 5-4/1,1 | -45,0 | 0 | 2,5 | -42,5 | -417,8 | | 30 | 30 | 2,2 | 384,0 | -459,6 |
| | 4-1/1,9 | 0 | 0,4 | 3,5 | 3,9 | 38,3 | | 15 | 15 | 5,2 | 7,6 | 72,8 |
| | 9-1/5,6 | | | | | | | | | 14,1 | 506 | 248 |

при двозмінному – $2,6 \cdot 10^6$ т.

Витрата електроенергії

Витрата електроенергії за рейс:

на переміщення потяга, згідно з даними табл.1.7 (1.37)

$$A_{дв} = 0,278(1642 \cdot 248) = 524,4 \text{ кВт.год.}$$

на маневрові операції (приймаємо 20% від розрахованого по (1.37))

$$A_{м} = 0,2 \cdot 524,4 = 104,9 \text{ кВт.год.}$$

споживаної приймачами власних потреб локомотива

$$A_{сн} = \frac{0,05 \cdot 5325 \cdot 73}{60} = 323,9 \text{ кВт.год.}$$

Загальна витрата енергії за рейс, віднесена до струмоприймача,

$$A_{т} = 524,4 + 104,9 + 323,9 = 953,2 \text{ кВт.год.}$$

а віднесена до вводу тягової підстанції

$$A_{т.п} = \frac{953,2}{0,89 \cdot 0,92} = 1164 \text{ кВт.год.}$$

питома витрата електроенергії:

віднесена до однієї тонни вантажу, що транспортується,

$$a_{т.п} = \frac{1164}{(13 \cdot 77 + 1 \cdot 35)} = 1,12 \text{ кВт.год.}$$

віднесена до одиниці транспортної роботи,

$$a_{т.п} = \frac{1164}{(13 \cdot 77 + 1 \cdot 35) \cdot 4,98} = 0,226 \text{ кВт.год/т.км.}$$

Приклад 2. Виконати експлуатаційний розрахунок залізничного транспорту кар'єру. Задачі розрахунку і вихідні дані ті ж, що й у прикладі 1, але як засіб тяги застосовано тепловоз і прийнятий ухил виїзної траншеї 30‰.

Розрахункова схема залізничного транспорту та ж, що і в прикладі 1.

Вибір рухомого складу

Як засіб тяги попередньо приймаємо двохсекційний тепловоз 2ТЕ3. Його основні характеристики:

вісьова формула - 2 (3₀ - 3₀);

потужність по дизелі, кВт – 2 x 1470;

тривала сила тяги, кН – 2 x 20,2;

швидкість при тривалій силі тяги, км/год – 20,0;

довжина тепловоза, м – 2 x 17,0;

маса тепловоза в робочому стані, т – 2 x 126.

Для перевезення вапняку приймаємо думпкари ВС – 85 (вантажопідйомність 85 т, місткість кузова 38 м³, маса вагона 35 т, кількість осей 4, довжина по автозчепленнях 12,17 м).

Кількість вагонів у складі

Припустима по зчепленню маса навантаженого поїзда з умови сталого руху його на розрахунковому підйомі 30‰, прийнявши коефіцієнт зчеплення 0,22 і основний опір руху 2,5 Н/кН (1.3),

$$m_{п.г} = \frac{252 \cdot 1000 \cdot 0,22}{2,5 + 30} = 1706 \text{ т.}$$

Припустима по зчепленню маса навантаженого поїзда з умови зрушення його на розрахунковому підйомі, прийнявши коефіцієнти: зчеплення при зрушенні 0,30, основного опору руху 2,5 Н/кН та додаткових опорів при зрушенні 4Н/кН, від кривих – 0‰, від ухилу шляху 30 Н/кН; як розрахункове приймаємо прискорення 0,05 м/с² (1.4)

$$m_{п.г} = \frac{252 \cdot 1000 \cdot 0,30}{2,5 + 0 + 4,0 + 30 + 108 \cdot 0,05} = 1804 \text{ т.}$$

Припустима маса потяга «по машині» (по дизелі) з умови зрушення його на розрахунковому підйомі, якщо $F_m = 404 \cdot 10^3$ Н (1.8),

$$m_{п.г} = \frac{404000}{g(2,5 + 0 + 4,0 + 30 + 108 \cdot 0,05)} = 983 \text{ т.}$$

Коефіцієнт використання вантажопідйомності вагона при щільності вапняку в цілику 2,1 і коефіцієнтах розпушення 1,4 і заповнення вагона «із шапкою» 1,05 буде (1.6):

$$k_r = \frac{1,05 \cdot 38,0 \cdot 2,1}{1,4 \cdot 0,85} = 1,04.$$

Оскільки завантаження вагона масою більш номінальної вантажопідйомності не припустимо, то приймаємо $k_r = 1,0$.

Порівнюючи (1.8) з (1.3) і (1.4) бачимо, що фактором, що обмежує масу навантаженого поїзда, є обмеження «по машині».

Припустимо число думпкарів (1.5)

$$z = \frac{983 - 252}{35 + 1,0 \cdot 85} = 6,1,$$

тобто можна прийняти 6 думпкарів.

Збільшення кількості думпкарів можливо за рахунок застосування більш потужного тепловоза 2ТЕ10. Його характеристики: вісьова формула - 2 (3₀ - 3₀); потужність по дизелі, кВт – 2 x 2206; тривала сила тяги, кН-2 x 470; швидкість при тривалій силі тяги, км/год – 13,5; довжина тепловоза, м – 2 x 17; маса в робочому стані, т – 2 x 127.

Припустима маса навантаженого поїзда з локомотивом 2ТЕ10 «по машині» з умови сталого руху по розрахунковому підйому (1.8):

$$m_{п.г} = \frac{940000}{g[2,5 + 4,0 + 0 + 30]} = 2625 \text{ т,}$$

при значенні припустимої маси потяга по зчепленню 1706 т, як це було розраховано вище по (1.3) для локомотива 2ТЕ3 такої ж маси, що і 2ТЕ10.

Тому, що тут обмежуючим фактором є зчеплення рушійних осей з рейками, то припустимо число думпкарів (1.5):

$$z = \frac{1706 - 254}{35 + 1,0 \cdot 85} = 12,1.$$

Приймаємо 12 думпкарів ВС-85 і як локомотив – тепловоз 2ТЕ10.

Маса навантаженого поїзда

$$m_{п.г} = 254 + 12(35 + 1,0 \cdot 85) = 1694 \text{ т.}$$

Маса порожнього потяга.

$$m_{п.п} = 254 + 12 \cdot 35 = 674 \text{ т.}$$

Довжина потяга

$$l_{п} = 34 + 12 \cdot 12,17 = 180,0 \text{ м.}$$

Подальший розрахунок аналогічний виконаному в прикладі 1. Перевірка тягових двигунів на нагрівання не потрібна, так як їхнє навантаження обмежене потужністю дизеля. Замість розрахунку витрати електроенергії визначають витрату палива і мастильних матеріалів.

Запитання для самоконтролю:

1. Як визначається еквівалентний ухил спрямованої ділянки залізничного маршруту?
2. Що означає позначення повороту залізничного маршруту: Уг 90, Р 100, К78,5?
3. Для якого режиму руху визначається маса вантаженого потяга по зчепленню?
4. Яке граничне значення гальмового шляху нормується правилами безпеки для кар'єрів?
5. Що таке еквівалентна сила тяги локомотива?

У результаті вивчення матеріалу розділу читач отримує можливість самостійно проводити експлуатаційні розрахунки залізничного кар'єрного транспорту та обгрунтовано проводити вибір обладнання.

II. РОЗРАХУНОК АВТОМОБІЛЬНОГО ТРАНСПОРТУ

У розділі наведено методику та приклад розрахунку кар'єрного автомобільного транспорту. Розглянуті питання визначення основних показників роботи автосамоскидів: припустимої швидкості руху, продуктивності та інше.

2.1. Задачі розрахунку і вихідні дані

Задачі розрахунку:

- 1). Складання схеми автомобільних доріг кар'єру і розрахункових маршрутів;
- 2). Вибір типу автомобіля;
- 3). Установлення характеристик автомобільних доріг;

- 4). Розрахунок фактичної вантажопідйомності автомобіля (автопоїзда);
- 5). Установлення припустимих швидкостей руху;
- 6). Розрахунок продуктивності і кількості автомобілів;
- 7). Розрахунок технічних показників автотранспортної системи;
- 8). Складання переліку устаткування автотранспортної системи.

Вихідні дані: виробнича потужність кар'єру, вантажопотоки корисної копалини і порід розкриву, характеристики трас, характеристики вантажів, що транспортуються, режим роботи кар'єру, кліматична зона.

Розрахунок виконують по вантажопотоку найбільш завантаженої зміни, окремо по вантажопотоці корисної копалини і порід розкриву, маючи на увазі можливу відмінність кінцевих пунктів і фізико-механічних характеристик вантажів.

2.2. Методика розрахунку

2.2.1. Схема автомобільних доріг кар'єру і розрахункових маршрутів

Вони представлені як приклад на рис. 2.1, а, б і є основними графічними документами, на підставі яких виконують розрахунок автотранспорту кар'єру. З розглянутого плану автодоріг (рис. 2.1, а) намічають один чи кілька розрахункових маршрутів із близькими умовами транспортування, наприклад, один маршрут, характерний для транспорту порід розкриву, інший - корисної копалини. Розрахунок звичайно виконують для одного пункту навантаження (екскаватора) з поширенням розрахункових даних на інші пункти навантаження даного маршруту. На розрахунковому маршруті (рис. 2.1, б) зазначені його основні характеристики: спрямлений план траси, профіль і довжини ділянок траси, конструкція автодоріг; остання характеристика необхідна далі для обгрунтованого прийняття опорів руху автомобілів при наступних розрахунках.

2.2.2. Вибір типу автомобіля

Вибір визначається продуктивністю кар'єру по гірничій масі, характеристикою вантажу, що транспортується, відстанню транспортування, типом екскаваторно – навантажувального устаткування, керуючись наступним: орієнтуватися на застосування великовантажних автосамоскидів і тягачів з напівпричепами серії БелАЗ, і при невеликій продуктивності - автосамоскидів серії КраЗ і МоАЗ. Для кар'єрів з великим вантажопотоком варто приймати більш важкі машини. Раціональні сполучення різних типів екскаваторів і автотранспортних засобів приведені в табл. 2.1 [1, с. 195];

область оптимального співвідношення місткості кузова машини і ковша екскаватора знаходяться в межах 4-6 при відстані транспортування до 1,5 км, 6-10 до 5 км, 8-12 до 7 км;

варто прагнути, щоб коефіцієнт використання вантажопідйомності машини був, по можливості, близький до одиниці. Якщо з розрахунку цей коефіцієнт малий, то необхідно приймати машину тієї ж вантажопідйомності, але з більшою місткістю кузова.

Таблиця 2.1

Рациональні комплекси екскаваторного й автотранспортного устаткування

| Екскаватор | Автотранспортні засоби при відстані транспортування, км | | | |
|---------------------|---|------------------------------|------------------------------|------------------------------|
| | 1 | 2 | 3 | 4 |
| ЕКГ-2 | МоА3-522А КрА3-256Б | МоА3-522А | БелА3-540 | БелА3-540 БелА3-548 |
| ЕКГ-3,2 | МоА3-522А БелА3-540 | БелА3-540 БелА3-548 | БелА3-540 БелА3-548В-5271 | БелА3-540 БелА3-548В-5271 |
| ЕКГ-5 (ЕКГ-1, 6) | БелА3-540 БелА3-548 | БелА3-548 БелА3-548В-5271 | БелА3-549 БелА3-548В-5271 | БелА3-549 БелА3-548В-5272 |
| ЕКГ-8 | БелА3-548 БелА3-549 | БелА3-549 БелА3-548В-5272 | БелА3-549В-5275 | БелА3-549В-5275 |
| ЕКГ-12 | БелА3-549В-5275 | БелА3-549В-5275 | | |

2.2.3. Характеристики автомобільних доріг

Автомобільні дороги кар'єрів розділяють на постійні з покриттям і тимчасові без покриття чи побудовані з переносних плит. Постійні дороги споруджують на поверхні кар'єру, у капітальних траншеях, на відпрацьованих уступах у кар'єру і на відвалах; до тимчасових відносяться дороги на ковзних з'їздах, на робочих уступах у кар'єрі і на відвалах.

Категорію автомобільної дороги вибирають у залежності від інтенсивності руху, а ширину проїзної частини - у залежності від категорії дороги і габаритів рухомого складу.

Постійні виробничі автодороги в залежності від інтенсивності руху поділяються на три категорії (табл. 2.2).

Інтенсивність руху автомобілів на головних дорогах, через які проходить сумарний вантажопотік кар'єру, маш./год,

$$I_{дв} = \frac{k_{\Gamma} \Gamma}{k_{\Gamma} m_{н} T_{\Gamma} n_{см}}, \quad (2.1)$$

де Γ - річний вантажопотік, т; k - коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку; $m_{н}$ - номінальна вантажопідйомність автомобіля, т; k_{Γ} - коефіцієнт використання вантажопідйомності; T_{Γ} - час перебування автомобіля у наряді протягом року при однозмінній роботі, що приймають [4, с.264]: для автомобілів вантажопідйомністю до 20 т при звичайному (305 діб) режимі роботи - 1990 год, при безупинному режимі роботи (365 діб) - 2350 год; для автомобілів вантажопідйомністю більш 20 т - 1900 і 2250 год, відповідно; $n_{см}$ - кількість робочих змін у добу.

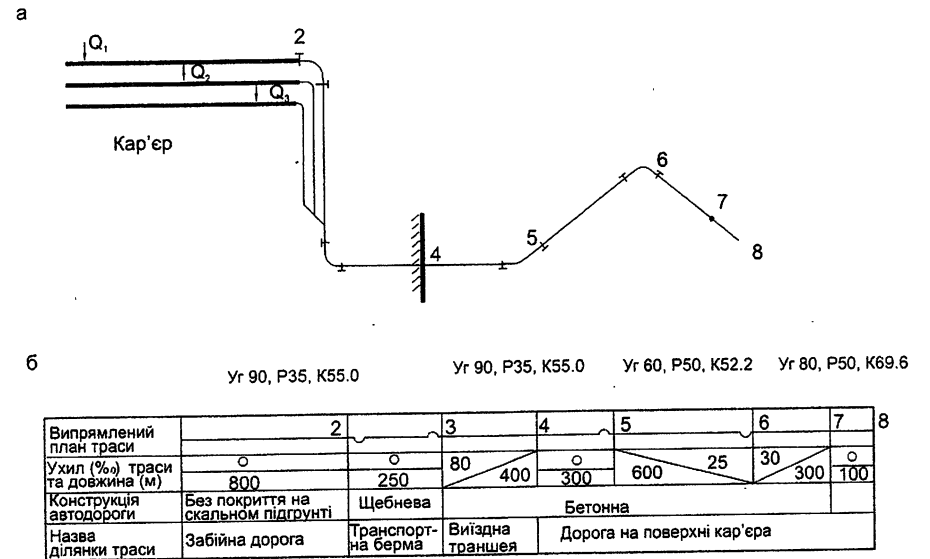


Рис. 2.1. План автомобільних доріг:
а - план, б - характеристики маршруту

Таблиця 2.2

Категорії автодорог кар'єрів по інтенсивності руху

| Інтенсивність руху автомашин в одному напрямку (машин на годину) при вантажопідйомності, т | Категорія автодороги | | |
|--|----------------------|--------|------|
| | I | II | III |
| | більше | | менш |
| 10 | 100 | 100-15 | 15 |
| 27 | 85 | 85-12 | 12 |
| 20-45 | 80 | 80-11 | 11 |
| 65-75 | 70 | 70-10 | 10 |

Коефіцієнт використання вантажопідйомності попередньо визначають з виразу

$$k_{\Gamma} = \frac{k_{ш} V_{\Gamma} \rho_{ц}}{k_{р} m_{н}}, \quad (2.2)$$

де $k_{ш}$ - коефіцієнт заповнення об'єму кузова машини "із шапкою"; V_{Γ} - геометричний об'єм кузова, m^3 ; $\rho_{ц}$ - щільність гірничої породи в цілику, t/m^3 ; $k_{р}$ - коефіцієнт розпушення гірничої породи. Якщо по (2.2) розрахункове значення k_{Γ} більш

одиниці, то його приймають рівним 1,0, з урахуванням того, що завантажувати машину масою більш номінальної вантажопідйомності не можна.

Середні значення питомого опору руху приймають по дослідним даним (табл. 2.3., 2.4.) [2, с. 163, 164] .

2.2.4. Фактична вантажопідйомність автомобіля

Номінальна вантажопідйомність автомобіля відома по його технічній характеристиці, а фактична підлягає розрахунку.

Кількість ковшів екскаватора, що завантажуються в автомобіль, може бути обмежена місткістю кузова та вантажопідйомністю автомобіля.

Кількість ковшів по місткості кузова (по об'єму)

$$n_{к.о} = \frac{k_{ш} V_{\Gamma}}{V_{к} K_{н.к}}, \quad (2.3)$$

і по вантажопідйомності

$$n_{к.г} = \frac{m_{н} k_{р.к}}{V_{к} k_{н.к} \rho_{ц}}, \quad (2.3')$$

де $k_{ш}$ - коефіцієнт завантаження "із шапкою"; V_{Γ} - геометрична місткість кузова; $V_{к}$ - місткість ковша; $k_{н.к}$ і $k_{р.к}$ - коефіцієнти наповнення ковша і розпушення породи в ковші (табл. 2.5); $m_{н}$ - номінальна вантажопідйомність машини; $\rho_{ц}$ - щільність гірничої маси в цілику.

З двох значень кількості ковшів по (2.3) до подальшого розрахунку приймають менше, округлене до цілого числа.

Фактична вантажопідйомність автомобіля, тобто фактична маса вантажу в кузові, т,

$$m = \frac{n_{к} V_{к} k_{н.к} \rho_{ц}}{k_{р.к}}. \quad (2.4)$$

Коефіцієнти використання вантажопідйомності та об'єму:

Таблиця 2.3

Питомий опір руху автосамоскиду БелАЗ-540

| Характеристика кар'єрної автодороги | Питомий опір руху БелАЗ-540, Н/кН | |
|---|-----------------------------------|------------|
| | Вантаженого | Порожнього |
| Асфальтована дорога на поверхні | 10...16 | 17...25 |
| Щебнева дорога на поверхні у хорошому стані | 25...35 | 35...52 |
| Укатаний заїзд у рудному забої | 35...48 | 40...54 |
| Укатаний заїзд у забої пухких порід (пісок, опока) | 50...62 | 61...75 |
| Неукатана спланована робоча площадка породного уступа | 65...105 | 75...109 |

Питомий опір руху кар'єрних автомобілів особливо великої вантажопідйомності, Н/кН

| Тип автодороги | БелАЗ-549 | БелАЗ-549В-5275 |
|--------------------------------|-----------|-----------------|
| Бетонна | 16...29 | 23...38 |
| Асфальтована | 18...34 | 27...27 |
| Щебнева на скальному підґрунті | 29...45 | 32...61 |

$$k_{\Gamma} = \frac{m}{m_{н}}; \quad k_{о} = \frac{n_{к}}{n_{к.о}}. \quad (2.5)$$

Повна маса навантаженого автомобіля, т,

$$m_{а} = m + m_{о}. \quad (2.6)$$

Таблиця 2.5

Коефіцієнти розпушення породи в ковші і наповнення ковша екскаватора [3, табл. 5.1.]

| Категорія породи по важкості екскавації | Розрахункова об'ємна маса у цілику, т/м ³ | Коефіцієнт розпушення гірничої маси | Коефіцієнт наповнення ковша | |
|---|--|-------------------------------------|-----------------------------|----------|
| | | | Пряма лопата | Драглайн |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| I | 1,6 | 1,15 | 1,05 | 1,00 |
| II | 1,8 | 1,25 | 1,05 | 1,00 |
| III | 2,0 | 1,35 | 0,95 | 0,90 |
| IV | 2,5 | 1,50 | 0,90 | 0,85 |
| V | 3,5 | 1,60 | 0,90 | |

Прийнятність маси автомобіля, розрахованої по (2.6), перевіряють "по машині" (по дизелю) і "по зчепленню".

Масу автомобіля, припустиму "по машині" ($m_{а.м}$), визначають по режиму сталого руху навантаженого автомобіля на розрахунковому підйомі виїзної траншеї при реалізації автомобілем на одній з нижчих передач швидкості руху, прийнятної за економічними розуміннями, номінальній потужності $P_{н}$, зазначеної в його технічній характеристиці, т:

$$m_{а.м} = \frac{1000 P_{н} \eta_{тр}}{g V (w_{о} + i_{р})}, \quad (2.7)$$

де $\eta_{тр} = 0,80 - 0,85$ ККД трансмісії; $w_{о}$ - основний опір руху автомобіля, Н/кН; $V = 4,5 - 5,5$ м/с - швидкість руху автомобіля на одній з нижчих передач.

Масу навантаженого автомобіля по зчепленню визначають з умови зрушення його на розрахунковому підйомі виїзної траншеї при реалізації в несприятливих погодних умовах максимальної сили тяги по зчепленню, т:

$$m_{a,m} = \frac{1000m_{cu}\Psi}{w_o + i_p + 102\delta a_o}, \quad (2.8)$$

де m_{cu} - зчїпна маса автомобіля (автопоїзда), що приблизно дорівнює: автомобілей з одним (заднім) ведучим мостом $m_{cu} = 0,7m_a$ (m_a - повна маса навантаженого автомобіля); напівпричепів з одним ведучим мостом $m_{cu} = 0,4m_a$, із двома ведучими мостами $0,6m_a$. Дані про зчїпну масу порожніх автомобілів і навантажених при номінальному завантаженні приведені в табл. 2.6; Ψ - коефіцієнт зчеплення (табл. 2.7); δ - коефіцієнт інерції обертових мас при русі на одній з нижчих передач; a_o - розрахункове прискорення машини при зрушенні.

Таблиця 2.6

Зчїпна маса автомобілів БелАЗ

| Модель | 540 | 548 | 549 | 7519 | 7521 | 7420-9590 |
|----------------|-----------|-----------|-------|----------|--------|-----------|
| Зчїпна маса, т | 32,4/15,5 | 44,5/22,4 | 98/32 | 130/41,5 | 220/76 | 183/72 |

(чисельник-навантаженого автомобіля при номінальному завантаженні, знаменник-порожнього автомобіля)

Остаточно варто приймати масу автомобіля, розраховану по вантажопідйомності і місткості, якщо розрахунки по (2.7) і (2.8) не вносять обмежень, тобто коли маса автомобіля по (2.7) і (2.8) більше, ніж по (2.6). У протилежному випадку треба розглянути можливість зменшення крутості виїзної траншеї (i_p) і інші шляхи.

2.2.5. Припустимі швидкості руху

Швидкість руху автомобіля, що здійснює вантажні перевезення на кар'єрі, може бути обмежена: конструкцією машини, динамічною характеристикою, умовами гальмування на спусках, бічною стійкістю машини при проходженні кривих, дорожніми умовами.

Максимальна (конструкційна) швидкість автомобіля зазначена в її технічній характеристиці. Для кар'єрних автосамоскидів вона звичайно дорівнює 50, а для автопоїздів 40 км/год.

При русі автомобіля по конкретному елементі профілю можлива швидкість руху визначається його динамічними властивостями і може бути визначена по динамічній характеристиці чи розрахована по формулі (2.7), м/с:

$$V = \frac{1000P\eta_{тр}}{gm_a(w_o + i_p)}. \quad (2.7)$$

Припустима швидкість руху за умовою екстреного гальмування на спуску максимальної крутості у вантажному чи порожняковому напрямках, м/с,

$$V_{доп} = \sqrt{2l_o^H a_{т,макс} + (a_{т,макс} t_n)^2} - a_{т,макс} t_n, \quad (2.9)$$

де l_o^H - нормативне значення зупинного шляху, м,

$$l_o^H = l_{вид} - 10 = 30 - 70м. \quad (2.10)$$

Тут $l_{вид}$ - відстань видимості водієм перед лежачої дороги (при складному рельєфі і несприятливих погодних умовах); $a_{т,макс}$ - уповільнення автомобіля

Таблиця 2.7

Середні значення коефіцієнта зчеплення для різних типів і станів дорожніх покриттів

| Тип автодороги | Стан дорожнього покриття | | |
|--------------------------------|--------------------------|-----------|------------|
| | Сухе | Мокре | Забруднене |
| Магістральні дороги: | | | |
| щебнева з поверхневою обробкою | 0,75 | 0,50 | 0,40 |
| булижна | 0,70 | 0,40 | 0,35 |
| брусчата | 0,65 | 0,40 | 0,30 |
| асфальтована | 0,70 | 0,90 | 0,25 |
| асфальтована і бетонна | 0,70 | 0,45 | 0,30 |
| Тимчасові автодороги: | | | |
| забійна укатана | 0,60 | 0,40-0,50 | - |
| відвальна укатана | 0,40-0,50 | 0,20-0,30 | - |

при екстреному гальмуванні на спуску максимальної крутості,

$$a_{т,макс} = \frac{1000\Psi + w_o - i_{макс}}{102\delta}; \quad (2.11)$$

t_n - час підготовки гальм до дії.

Повний (зупинний) шлях автомобіля при екстреному гальмуванні складається зі шляху підготовки гальм до дії і шляху дійсного гальмування з повною інтенсивністю, м

$$l_o = l_n + l_{г} = V_n t_n + \frac{V_n^2}{2a_{т,макс}}, \quad (2.12)$$

а повний час гальмування від моменту виявлення перешкоди до зупинки автопоїзда (зупинний час), с,

$$t_o = t_n + t_d = t_p + t_{пр} + 0,5t_y + \frac{V_n}{a_{т,макс}}. \quad (2.13)$$

У (2.12) і (2.13) - V_n - швидкість руху автомобіля в момент початку

гальмування, м/с; $t_p, t_{пр}, t_y$ - час реакції водія на перешкоду, час холостого ходу привода гальма, час наростання гальмової сили.

Критична швидкість руху автомобіля по бічному ковзанню на кривій, м/с,

$$V_{кр.ск} = \sqrt{gR(\Psi_y + i_b)}, \quad (2.14)$$

де R - радіус кривої, м; Ψ_y - коефіцієнт зчеплення коліс автомобіля з дорогою в напрямку перпендикулярному осі дороги при несприятливих дорожніх умовах; i_b - ухил віражу (поперечний ухил дороги).

Значення радіусів горизонтальних кривих автодоріг, що рекомендуються, наступні [8, с. 312]:

| | | | | |
|---|-------|-----|----|-------|
| розрахункова швидкість руху, км/год | - 50 | 40 | 30 | 15-20 |
| мінімально припустимий радіус горизонтальної кривої, м | - 100 | 60 | 30 | 15 |
| найменший радіус, що рекомендується, горизонтальної кривої, м | - 200 | 100 | 60 | 30 |

Розрахункові швидкості руху кар'єрних автомобілів (за даними Гипроруди) [8, с. 311]:

| | | | |
|--|------------|------|--------|
| Категорія дороги | - I | II | III |
| вантажонапруженість, млн.т бруutto у рік | - більш 25 | 25-3 | менш 3 |
| розрахункова швидкість руху на прямих ділянках, км/год | - 50 | 40 | 30 |
| те ж на поворотах, серпантинах і перехрестях, км/год | - 30 | 25 | 20 |

2.2.6. Розрахункова продуктивність автомобіля і чисельність машин автомобільного парку

Продуктивність автомобіля визначається його вантажопідйомністю і тривалістю рейса.

Час рейса, хв,

$$T = t_{дв} + \Theta = \frac{1}{k_c} \cdot 60 \sum \frac{l_i}{V_i} + \Theta, \quad (2.15)$$

де $t_{дв}$ - час руху автомобіля протягом рейса; k_c - коефіцієнт швидкості, що враховує зниження технічної швидкості автомобіля з різних причин; l_i - довжина i -го елемента профілю, км; V_i - технічна швидкість руху по i -му елементу профілю обох напрямків (вантажного і порожнякового), км/год; Θ - тривалість кінцевих операцій, хв,

$$\Theta = t_n + t_p + t_m + t_{ож}, \quad (2.16)$$

де $t_n, t_p, t_m, t_{ож}$ - час навантаження, розвантаження, маневрів і чекання в пунктів навантаження і розвантаження машин.

Час навантаження машин екскаватором, хв,

$$t_n = \frac{n_k t_{ц}}{60}, \quad (2.17)$$

де n_k - число ковшів гірничої маси, що завантажуються в машину; $t_{ц}$ - тривалість циклу екскавації, с.

Час розвантаження і маневрів у пунктах звезення вантажу за дослідними даними 1,3...1,7 хв.

Час маневрів біля екскаватора: при наскрізній схемі під'їзду 0...10 с, петльовій схемі 20-25 с, тупиковій схемі під'їзду - 50...60 с.

Час чекання навантаження - 1...2 хв.

При визначенні часу рейса по (2.15) як розрахункові значення можуть бути прийняті швидкості, визначені одним з наступних способів:

1) за даними іспитів відповідних типів автотранспортних засобів у конкретних дорожніх умовах, наприклад, за даними табл. 2.8 [2, с. 177-182]. При користуванні такими даними в (2.15) треба приймати $k_c = 1,0$, оскільки в табл. 2.8 приведені не технічні, а середні (експлуатаційні) значення швидкості руху;

2) по динамічній характеристиці $V = f(D)$ вважаючи, що при переході на черговий елемент профілю швидкість миттєво досягає величини, яка відповідає динамічному фактору $D = w_0 \pm i_0$, де w_0 та i_0 - коефіцієнт опору руху й ухил шляху даного елемента профілю;

3) розрахунком по формулі (2.7).

Змінна продуктивність автомобіля, т/зм,

$$Q_{см} = \frac{k_r m_n 60 t_{см} k_b}{T}, \quad (2.18)$$

де $t_{см}$ - тривалість робочої зміни, ч; k_b - коефіцієнт використання змінного часу.

Кількість рейсових автомобілів для обслуговування одного навантажувального пункту

$$n_{рейс.i} = \frac{K Q_{см.i} T_i}{60 m t_{см} k_b}, \quad (2.19)$$

де $Q_{см.i}$ - змінна продуктивність i -го навантажувального пункту, т; K - коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку; T_i - тривалість рейса для i -го пункту навантаження, хв; $m = k_r m_n$ - дійсна вантажопідйомність машини, т.

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

$$n_{рейс} = 1 + \frac{[t_{дв} + t_p + t_{ож}]}{t_n + t_m}. \quad (2.20)$$

Сумарна для проектованої транспортної системи кількість рейсових машин:

$$n_{рейс} = (n_{рейс.1}) + (n_{рейс.2}) + \dots + (n_{рейс.i}),$$

при закріпленні машин за навантажувальними пунктами;

без закріплення машин за навантажувальними пунктами (при їзді за графіком)

$$n_{\text{рейс}} = (n_{\text{рейс.1}} + n_{\text{рейс.2}} + \dots + n_{\text{рейс.i}}) \quad (2.21)$$

У першому випадку округляють до цілого числа кожен додаток суми, у другому - округляють суму додатків.

Таблиця 2.8

Швидкості руху кар'єрних автомобілів, що рекомендуються для технологічних розрахунків [2, с. 177-182]

| Тип покриття | Питомий опір руху, Н/кН | Вантажопідйомність, т | | | |
|-------------------------|-------------------------|-----------------------|-------|-------|-------------------------|
| | | Автосамоскидів | | | Тягачів з напівприцепом |
| | | До 7 | 10-27 | 40-75 | |
| Удосконалене капітальне | 30 | 30 | 28 | 25 | 22 |
| Удосконалене полегшене | 20 | 28 | 25 | 22 | 20 |
| Переходне | 40 | 25 | 20 | 20 | 16 |
| Нижчі (грубосплановані) | 60 | 18 | 16 | 15 | 12 |

Кількість робочих машин

$$n_{\text{раб}} = n_{\text{рейс}} + n_{\text{доп}}, \quad (2.22)$$

де $n_{\text{доп}}$ - додаткове число машин, необхідних для господарських і інших цілей.

Інвентарний парк машин

$$n_{\text{инв}} = k_{\text{инв}} \cdot n_{\text{раб}}, \quad (2.23)$$

$k_{\text{инв}}$ - коефіцієнт інвентарності, що враховує резервні машини і машини, що знаходяться в ремонті.

2.2.7. Технічні показники автотранспортної системи

Загальний пробіг рейсових автомобілів за зміну, км,

$$l_{\text{общ}} = \frac{\sum Q_{\text{см.і}} (l_{\text{ср}} + l_{\text{сх}})}{m}, \quad (2.24)$$

де $Q_{\text{см.і}}$ - змінний вантажопотік i -го навантажувального пункту (чи групи однотипних екскаваторів з однаковими характеристиками маршруту), т; $l_{\text{ср}}, l_{\text{сх}}$ - середня дальність пробігу автомобілів, що обслуговують цей навантажувальний пункт при робочому (з вантажем) і холостому ході, км.

Загальна витрата палива за зміну, л,

$$q_{\text{см.т}} = 0,01 a_{100} l_{\text{общ}} K_1 K_2 K_3, \quad (2.25)$$

де a_{100} - нормативна витрата палива на 100 км пробігу, л; K_1, K_2, K_3 - коефіцієнти, що враховують додаткову витрату палива на маневри і стоянки з працюючим

двигуном, на гаражні потреби (регулювання двигунів і ін.), підвищену витрату палива в зимовий час.

Загальна витрата мастильних матеріалів (за зміну), л,

$$q_{\text{см.м}} = (0,03 \dots 0,05) q_{\text{см.т}} \quad (2.26)$$

Коефіцієнт використання пробігу

$$\beta = \frac{l_{\text{ср}}}{(l_{\text{сх}} + l_{\text{ср}})} \quad (2.27)$$

Кількість технічно справних машин

$$n_{\text{т.п}} = \delta_{\text{т}} \cdot n_{\text{инв}}, \quad (2.28)$$

де $\delta_{\text{т}} = 0,7 \dots 0,8$ - коефіцієнт технічної готовності автопарку; $n_{\text{инв}}$ - інвентарна (облікова) кількість машин.

Пропускна здатність смуги автодороги при русі автомобілів в одному напрямку, автомобілів у годину,

$$N_{\text{ч}} = \frac{3600 V_{\text{ср}}}{K(l_0 + l_a)}, \quad (2.29)$$

де $V_{\text{ср}}$ - середня швидкість руху автомобілів, м/с; l_0 - зупинний гальмовий шлях, м, розрахований по (2.12); l_a - довжина автомобіля, м; $K = 2 \dots 3$ - коефіцієнт нерівномірності руху.

Кількість смуг головної автодороги для руху в одному напрямку

$$n_{\text{п}} = \frac{i_{\text{дв}}}{N_{\text{ч}}}, \quad (2.30)$$

де $i_{\text{дв}}$ - інтенсивність руху, відповідно до формули (1.2).

Провізна спроможність автодороги, год,

$$M_a = \frac{N_{\text{ч}} m}{f}, \quad (2.31)$$

де $f = 1,75 - 2$ - коефіцієнт резерву пропускної здатності.

2.2.8. Перелік устаткування автотранспортної системи

Цей перелік повинен містити: кількість одиниць рухомого складу (по марках машин), гаражі і відкриті стоянки з указівкою, на яку кількість машин вони розраховані; автомобільні дороги ділянок із указівкою категорії дороги, її довжини й основних характеристик; мостові переходи з указівкою довжини переходу і їхньої кількості; вантажно - розвантажувальні пристрої, що належать даній системі (табл. 2.9).

2.3. Приклади розрахунку

Вихідні дані. Кар'єр (рис 2.1, а) здійснює розробку залізної руди. Робочих уступів по руді 3, по розкритті 2 (у даному розрахунку не розглядається). Виробнича потужність кар'єру по руді 4,0 млн.т у рік, по розкритті 2 млн. т. Розробка руди здійснюється екскаваторами ЕКГ-5 з ковшем 6 м³. На кожному

Таблиця 2.9

Перелік основного і допоміжного устаткування автомобільного транспорту

| Обладнання | Характеристики | | |
|---|--|---------------------------|-----|
| | Тип | Кількість | |
| Автомобілі | | | |
| Автомобільні дороги: | Ділянки автодоріг | | |
| | I | II | III |
| Технічна категорія дороги | | | |
| Довжина, км | | | |
| Число полос руху | | | |
| Ширина проїзної частини, м | | | |
| Автомобільні гаражі та відкриті стоянки: | Відсоток таких стоянок від загального числа автомобілів: | | |
| | 25 | 50 | 100 |
| Кількість автомобілів закритого зберігання; Кількість автомобілів відкритого зберігання | | | |
| Мостові переходи | Довжина переходу | Кількість таких переходів | |
| Спеціальні навантажувальні та розвантажувальні (кількість) пункти | Навантажувальні пункти | Розвантажувальні пункти | |

добувному уступі по одному екскаватору, експлуатаційна продуктивність якого 2060 м^3 у цілику за 8- годинну робочу зміну. Щільність руди в цілику $2,7 \text{ т/м}^3$, розкриву – $2,1 \text{ т/м}^3$. Вид транспорту – автомобільний.

Характеристики траси представлені розрахунковим маршрутом (рис. 2.1, б).

Режим роботи кар'єру: робочих днів у році 250, робочих змін 3, тривалість зміни 8 год, кліматична зона розміщення кар'єру – південь України.

Розрахунок виконуємо в послідовності, викладеної в п. 2.2 даної методики.

Вибір типу автомобіля

Згідно рис. 2.1, б відстань транспортування дорівнює до 2750 м при середньому значенні 2350 м. З урахуванням рекомендації табл. 2.1 приймаємо автосамоскид БелАЗ-548. Його основні характеристики: вантажопідйомність 40 т, маса без вантажу 29 т, колісна формула 4x2, потужність двигуна 367 кВт, геометричний обсяг кузова 21 м^3 , максимальна швидкість 50 км/год. Основні розміри (довжина, ширина, висота, мм) : 8120, 3790, 3800.

Автомобільні дороги

Попередньо визначаємо коефіцієнт використання вантажопідйомності автомобіля (2.2):

$$k_{\Gamma} = \frac{1,0 \cdot 21,0 \cdot 2,7}{1,4 \cdot 40} = 1,0.$$

Інтенсивність руху на головній дорозі, що приймає сумарний вантажопотік руди (2.1):

$$I_{\text{дв}} = \frac{4 \cdot 10^6 \cdot 1,0}{40 \cdot 1,0 \cdot 1990 \cdot 3} = 16,8 \text{ машин/год.}$$

Згідно табл. 2.2 по інтенсивності руху необхідно мати дорогу 2-ої категорії.

З огляду на характеристики прийнятого типу автомобіля, маса якого в завантаженому стані дорівнює $40 + 29 = 69 \text{ т}$, приймаємо наступні типи покриття (рис. 2.1) і значення основного опору руху (табл. 2.3, 2.4): ділянка дороги 1-2 – без покриття на скельній основі, опір руху 45 Н/кН ; ділянка 2-3 – щебеневе, оброблене в'язкими, опір руху 30 Н/кН ; ділянка 3-8 – цементобетонне, опір руху 20 Н/кН .

Фактичне завантаження автомобіля

Кількість ковшів екскаватора по місткості кузова (2.3):

$$n_{\text{к.о}} = \frac{1,0 \cdot 21}{6,0 \cdot 0,9} = 3,9.$$

Коефіцієнт заповнення ковша, прийнятий згідно з даними табл. 2.5 для породи IV категорії по труднощам екскавації.

Кількість ковшів екскаватора, яку можна завантажити по вантажопідйомності машини (2.3'):

$$n_{\text{к.г}} = \frac{40 \cdot 1,4}{6,0 \cdot 0,9 \cdot 2,7} = 3,8.$$

З двох значень кількості ковшів приймаємо менше (3,8), округлене до цілого числа, - 4,0.

Фактична вантажопідйомність машини (2.4):

$$m = \frac{4 \cdot 6,0 \cdot 0,9 \cdot 2,7}{1,4} = 41,6 \text{ т.}$$

Коефіцієнти використання вантажопідйомності й об'єму (2.5):

$$k_{\Gamma} = \frac{41,6}{40} = 1,04; \quad k_o = \frac{4,0}{3,9} = 1,02.$$

Повна маса навантаженого автомобіля (2.6):

$$m_a = 41,6 + 29,0 = 70,6.$$

Припустима маса автомобіля по потужності дизеля ("по машині") з умови сталого руху її на розрахунковому підйомі виїзної траншеї (2.7):

$$m_{a.m} = \frac{1000 \cdot 367 \cdot 0,8}{g(30 + 80)5,0} = 54,4 \text{ т.}$$

Припустима маса автомобіля по зчепленню з умови зрушення його на розрахунковому підйомі при несприятливих погодних умовах при коефіцієнті зчеплення 0,30 (табл. 2.6) (2.8):

$$m_{a.c} = \frac{1000 \cdot 44,5 \cdot 0,30}{30 + 80 + 102 \cdot 1,15 \cdot 0,5} = 79,1.$$

З виконаних перевірок випливає, що розрахована по (2.4) і (2.6) маса автомобіля не може бути допущена по потужності дизеля (367 кВт).

Обмеження може бути усунуто:

- 1) зм'якшенням профілю виїзної траншеї;
- 2) прийняттям автодороги з меншим значенням опору руху.

Приймаємо на ділянці 3-4 (виїзна траншея) цементобетонну дорогу, опір руху на який дорівнює 20 Н/кН.

Вирішуючи рівняння (2.7) відносно i_p , визначаємо при якому ухилі можливо його подолання автомобілем БелАЗ-548 із загальною масою 70,6 т (2.7):

$$i_p = \frac{1000 P_{\text{н}} \eta_{\text{тр}}}{(g m_a V) - w_o} = \frac{1000 \cdot 367 \cdot 0,8}{(g \cdot 70,6 \cdot 5,0) - 20} = 64,7 \text{ ‰.}$$

До подальшого розрахунку приймаємо ухил виїзної траншеї 60 ‰ (замість раніше прийнятого 80 ‰) і дорогу з цементобетонним покриттям, при якому основний опір руху дорівнює 20 Н/кН.

При цих змінах припустима маса навантаженого автомобіля по зчепленню (2.8):

$$m_{a.c} = \frac{1000 \cdot 44,5 \cdot 0,30}{20 + 60 + 102 \cdot 1,15 \cdot 0,5} = 96,3 \text{ т.}$$

Припустимі швидкості руху

Максимальна швидкість автомобіля Белаз-548 по його технічній характеристиці дорівнює 50 км/год.

Розрахункове (нормативне) значення зупинного шляху при екстремому гальмуванні приймаємо 60 м згідно (2.10).

Найбільш важким режимом екстремого гальмування є гальмування порожнього автомобіля при його спуску по виїзній траншеї ($i_{\text{макс}} = 60 \text{ ‰}$) у несприятливих погодних умовах і при забрудненій дорозі ($\psi = 0,3$). Для цього режиму уповільнення, прийнявши час підготовки гальм до дії 2,0 с, припустима швидкість руху при підході порожньої машини до траншеї (2.9):

$$V_{\text{доп}} = \sqrt{2 \cdot 60 \cdot 2,2 + (2,2 \cdot 2,0)^2} - 2,2 \cdot 2,0 = 12,4 \text{ м/с,}$$

Повний час гальмування, тобто до зупинки автомобіля (2.13):

$$t_o = 2,0 + \frac{12,4}{2,2} = 7,6 \text{ с.}$$

З урахуванням результатів даного розрахунку й інших обставин, що забезпечують безпеку руху, на в'їзді в траншею встановлюють знак обмеження швидкості.

Критичну швидкість руху автомобіля на кривій по бічному ковзанню розраховуємо, прийнявши радіус кривої 50 м, згідно рис. 2.1. б, ухил віражу 0,03 (діапазон, що рекомендується, (0,02 – 0,06)) і коефіцієнт зчеплення для забрудненої дороги 0,3, (2.14):

$$V_{\text{кр.ск}} = \sqrt{g \cdot 50(0,3 + 0,03)} = 12,7 \text{ м/с.}$$

На ділянці дороги, що передє початку кривої, слід установити знак обмеження швидкості, щоб уникнути втрати бічної стійкості автомобіля.

Продуктивність і кількість автомобілів

Згідно табл. 2.8 приймаємо середні швидкості руху по головній дорозі 22 км/год, по транспортній бермі 20 км/год, по дорогах робочих площадок 15 км/ч. Довжина цих доріг одного напрямку дорівнює, відповідно (рис. 2.1, а), 1,7 км, 0,25 км і $0,8:2 = 0,4$ км. Коефіцієнт швидкості приймаємо рівним одиниці, оскільки введені в розрахунок не технічні, а середні швидкості руху.

Час руху в обох напрямках, хв (2.15):

$$t_{\text{дв}} = 2 \cdot 60 \left(\frac{1,7}{22} + \frac{0,25}{20} + \frac{0,4}{15} \right) = 13,9.$$

Тривалість кінцевих операцій:

$$\text{час навантаження} \frac{4 \cdot 25}{60} = 1,7 \text{ хв,}$$

час розвантаження (за дослідними даними) – 1,5 хв,

час маневрів (петльова схема) – 0,4 хв,

час чекання навантаження приймаємо 2,0 хв.

Усього на кінцеві операції затрачається, хв (2.16):

$$\Theta = 1,7 + 1,5 + 0,8 + 2,0 = 6,0.$$

Тривалість рейса, хв (2.15):

$$T = 13,9 + 6,0 = 19,9.$$

Приймаємо 20,0 хв.

Змінна продуктивність автомобіля, т/зміну (2.18):

$$Q_{см} = \frac{1,04 \cdot 40 \cdot 60 \cdot 8 \cdot 0,8}{20} = 798,7$$

Кількість рейсових автомобілів, що обслуговують один навантажувальний пункт (один екскаватор):

розраховане по кількості рейсів, що автомобіль може виконати за зміну (2.19):

$$n_{рейс} = \frac{2060 \cdot 2,7 \cdot 1,15 \cdot 20,0}{60 \cdot 40 \cdot 8 \cdot 0,8} = 7,2,$$

розраховане по тривалості навантаження і часу рейса (2.20):

$$n_{рейс} = 1 + \frac{(13,9 + 1,5 + 2,0)}{1,7 + 0,8} = 7,96.$$

Приймаємо 8 рейсових машин БелАЗ – 548 для обслуговування одного екскаватора ЕКГ – 5. Оскільки одночасно працюють 3 екскаватори в однакових умовах, та усього рейсових машин $8 \times 3 = 24$.

Для допоміжних цілей застосування машин БелАЗ – 548 не передбачаємо.

Інвентарний парк машин (2.23):

$$n_{инв} = 1,3 \cdot 24 = 31.$$

Технічні показники автотранспортної системи

Загальний пробіг рейсових машин за зміну, км (2.24):

$$l_{общ} = \frac{2060 \cdot 2,7 \cdot 3(2,35 + 2,35)}{41,6} = 1885,2.$$

Загальна витрата палива за зміну, л (2.25):

$$q_{см..т} = 0,01 \cdot 200 \cdot 1885 \cdot 1,21,07 = 4850.$$

Змінна витрата мастильних матеріалів, л (2.26):

$$q_{см..м} = 0,05 \cdot 4850 = 242.$$

Коефіцієнт використання пробігу (2.27):

$$\beta = \frac{2,35}{2,35 + 2,35} = 0,5.$$

Кількість технічно справних машин (2.28):

$$n_{тп} = 0,8 \cdot 31 = 25.$$

Прийнявши середню швидкість руху автомобілів 30 км/год (8,3 м/с) і довжину зупинного шляху,

$$l_0 = 8,3 \cdot 2,0 + \frac{8,3^2}{2 \cdot 2,2} = 32,2 \text{ м.}$$

визначаємо пропускну здатність автомобільної дороги, автомобілів у годину (2.29).

$$N_q = \frac{3600 \cdot 8,3}{3,0 \cdot (32,2 + 10)} = 236.$$

Кількість смуг головної автодороги при інтенсивності руху 17 машин/год

згідно (2.1)

$$n_n = \frac{17}{236} = 0,07,$$

тобто з великим запасом досить однієї смуги.

Провізна спроможність автодороги, т/год (2.31)

$$M_a = \frac{236 \cdot 41,6}{2} = 4850.$$

Перелік устаткування автотранспортної системи

- 1) Рухомий склад: автосамоскиди БелАЗ- 548 – 31 шт.
- 2) Автомобільні гаражі – 1 гараж на 50% парку (на 15 автомобілів БелАЗ- 548).
- 3) Відкриті стоянки – 1 стоянка на 16 автомобілів БелАЗ-548.
- 4) Автомобільні дороги:
забійна дорога - без покриття на скельній підставі, довжина дороги 800 м,
дорога транспортної берми – щебенева, оброблена в'язкими, довжина 250 м;
з розвитком у міру ведення гірничих робіт до 1250 м;
виїзна траншея – цементобетонна, довжина 400м,
дорога на поверхні кар'єру – цементобетонна, довжина 1300 м,
мостовий перехід на ділянці дороги 4-5 (рис. 2.1, б), довжина переходу 12 м.

Запитання для самоконтролю:

- 1.З яких міркувань визначається ширина проїзної частини автодороги у кар'єрі?
- 2.Що таке «коефіцієнт використання вантажопідйомності автомобіля»?
- 3.Як визначається припустима маса автомобіля «по машині»?
- 4.Від яких чинників залежить значення коефіцієнта зчеплення колес автомобіля з дорогою?
- 5.Як визначається повний шлях автомобіля під час екстреного гальмування ?

У результаті вивчення розділу визначено послідовність розрахунку основних параметрів транспорту корисних копалин та порід розкритву автосамоскидами у різних гірничо-геологічних умовах. На конкретному прикладі продемонстровано методику розрахунку автотранспорту.

III. РОЗРАХУНОК КОНВЕЄРНОГО ТРАНСПОРТУ

Розділ присвячено розрахункам конвеєрного транспорту, одного з найпоширеніших на відкритих гірничих роботах. Викладено методику, основні довідкові дані та приклади розрахунку.

3.1. Задачі розрахунку та вихідні дані

1). Скласти розрахункову схему конвеєрного комплексу, що включає один чи кілька конвеєрів: забійних, передатних, відвальних, піднімальних, магістральних. Установити, які з конвеєрів комплексу підлягають детальному розрахунку, і які можуть бути прийняті з використанням даних виконаних розрахунків;

2). Для умов проектного комплексу вибрати типи конвеєрів, що випускаються серійно промисловістю;

3). Розрахувати навантажувальні характеристики конвеєрних ліній;

4). Визначити параметри конвеєрів;

5). Скласти перелік устаткування конвеєрного комплексу.

Вихідні дані: схема конвеєрного комплексу; вантажопотоки з указівкою пунктів їхнього надходження і кінцевих пунктів транспортування; фізико – механічні характеристики вантажів; геометричні характеристики трас; умови застосування конвеєрів.

3.2. Методика розрахунку

3.2.1. Розрахункова схема конвеєрного комплексу

Приклад розрахункової схеми даний на рис.3.1. Породний комплекс (рис. 3.1,а) складається з забійного, торцевого, відвального конвеєрів 1, 2, 4 і перевантажувача 3. Оскільки всі три конвеєри горизонтальні, достатньо розрахувати один з них, наприклад, забійний конвеєр 1, а потім використовувати дані його розрахунку для уточнення параметрів торцевого й відвального конвеєрів.

Наприклад, конвеєрний комплекс (рис.3.1.,б) для транспорту корисної копалини складається з п'яти послідовно встановлених конвеєрів 1, 2, 3, 4, 5; забійного, передатного, піднімального і двох магістральних конвеєрів. Конвеєри 1, 2 і 4 горизонтальні, тому досить розрахувати один з них; конвеєри 3, 5 похилі і істотно відрізняються характеристиками трас, у зв'язку з чим їхні параметри підлягають окремому розрахунку.

3.2.2. Вибір типу конвеєра

Для вибору типу чи типорозміру з ряду установок, що серійно випускаються, необхідно знати: 1) Q_p - розрахунковий вантажопотік, 2) V – швидкість руху стрічки при транспортуванні конкретної гірничої породи, 3) B – ширину

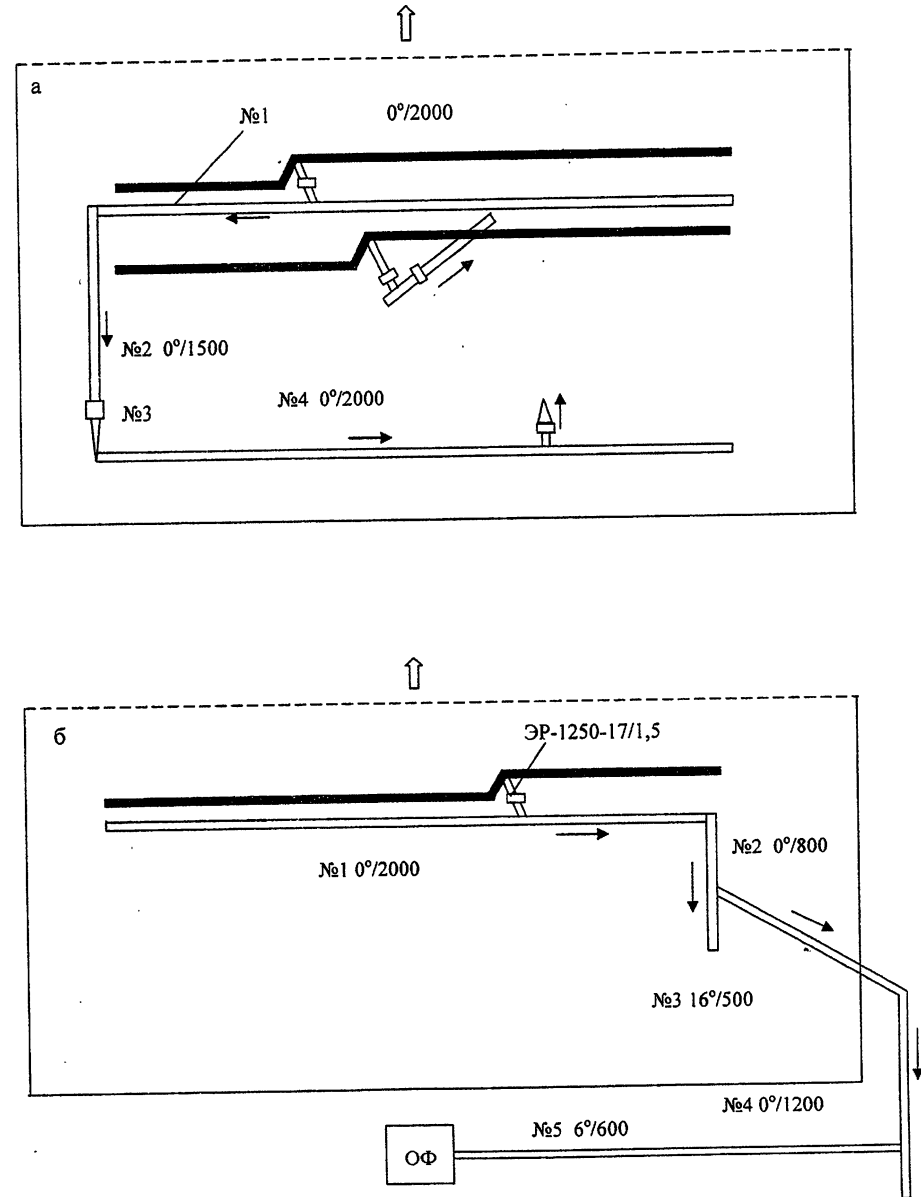


Рис 3.1. Розрахункова схема конвеєрного комплексу /приклад/:
а – породного, б – добувного

стрічки, 4) умови застосування конвеєра, оскільки у конструкції конвеєрів передбачені модифікації, що відбивають специфіку їхнього використання в різних ланках транспортної системи.

Розрахунковий вантажопотік, т/год,

$$Q_p = Q_3, \quad (3.1)$$

де Q_3 - технічна продуктивність екскаваторного устаткування.

При відомих значеннях планової змінної продуктивності пункту навантаження Q_p , розрахунковий вантажопотік, т/год,

$$Q_p = \frac{k Q_{cm}}{t_{cm} k_m},$$

де k - коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку; t_{cm} - тривалість робочої зміни; k_m - коефіцієнт машинного часу.

Швидкість руху стрічки попередньо визначають з урахуванням продуктивності конвеєра і характеристики вантажу, що транспортується, (табл.3.1[3,с. 98]).

При виборі швидкості руху стрічки враховують її значення у стандартному ряді швидкостей стрічки: 0,5; 0,68; 0,8; 1,0; 1,25; 1,6; 2,0; 2,5; 3,15; 4,0; 5,0; 6,3 м/с.

Таблиця 3.1

Значення швидкості руху стрічки конвеєра, що рекомендується

| Об'ємна продуктивність конвеєру, який розраховується, м ³ /год | Швидкість стрічки, м/с | |
|---|------------------------|--------------------|
| | для пухких порід | для скельних порід |
| до 800 | 2,0 – 2,5 | 1,5 – 2,5 |
| 800 – 2500 | 2,5 – 3,5 | 2,0 – 3,0 |
| 2500 – 5000 | 3,0 – 4,5 | 2,5 – 3,5 |
| 5000 – 8000 | 3,5 – 5,5 | 2,5 – 3,5 |
| 8000 – 12000 | 4,0 – 6,0 | 3,0 – 4,0 |
| більше 12000 | 4,0 – 6,5 | 3,0 – 4,5 |

Ширина стрічки, м, при якій буде забезпечений розрахунковий вантажопотік Q_p , т/год,

$$B = 1,1 \sqrt{\frac{Q_p}{C_1 V \rho c}} + 0,05, \quad (3.2)$$

де $C_1=445,525,555$ - коефіцієнти, що відповідають кутам нахилу бічних роликів вантажної гілки, відповідно 20, 30 і 35°, що звичайно приймають: при $B \leq 1,0$ м – 20°, $1,2 < B < 1,6$ м – 30°, при $B \geq 1,6$ м – 35°; V – швидкість стрічки, м/с; ρ – насипна щільність гірничої породи, т/м³; c – коефіцієнт, що враховує зниження продуктивності конвеєра при збільшенні кута нахилу траси, який приймають при кутах нахилу 0 ...6° – 1,0 і 6 ...18° – 0,95.

Визначену “по продуктивності” ширину стрічки перевіряють “по шматкуватості” гірничої породи, що транспортується, м: для рядового матеріалу

$$B_{\min} = 2d_{\max} + 0,2, \quad (3.3)$$

для сортового

$$B_{\min} = 3,3d_{cp} + 0,2, \quad (3.4)$$

де d_{\max} - максимальний розмір рядового матеріалу; d_{cp} - середній розмір шматків розсортованого матеріалу.

Визначивши B по стандартному ряді ширини прогумованих стрічок: 0,5; 0,65; 0,8; 1,0; 1,2; 1,4; 1,6; 1,8; 2,0, приймають розрахункове значення ширини стрічки для проектного конвеєра.

Далі, знаючи умови застосування конвеєра, за визначеним значенням Q_p , V , B вибирають тип конвеєра, що випускається серійно промисловістю (додаток 1), і приводять його технічні (заводські) характеристики, необхідні для наступного розрахунку.

3.2.3. Навантажувальні характеристики конвеєра

Основними навантажувальними характеристиками будь-якого стрічкового конвеєра є:

- I. Сили тяги вантаженої і порожньої гілок, необхідні для подолання опору їхньому руху;
- II. Тягові зусилля ведучого блоку привода конвеєра;
- III. Натяг стрічки в характерних точках контуру конвеєра.

I. Розрахунок сил тяги гілок

Розрахунок виконують для сталого режиму роботи конвеєра. Розрахункову схему конвеєра (рис. 3.2.) представляють у найпростішому виді, що складається з приводної станції 1 – 4 (рис. 3.2.,а), кінцевого блоку 2 –3, звичайно (але не завжди) виконуючого функцію натяжного пристрою, і двох гілок тягового органа: порожньої гілки 1 – 2 і вантаженої 3 – 4.

На рис. 3.2. представлені найбільш характерні схеми конвеєрів: на рис. 3.2., а – горизонтального, на рис. 3.2., б – піднімального конвеєра, на рис.3.2., в – бремсбергового, що виконує функцію спуска вантажу з роботою привода в гальмовому режимі, і на рис.3.2.,г – конвеєра зі складним профілем траси, яка складається з похилої і горизонтальної ділянок. Під кожною схемою конвеєра побудовані діаграми натягів тягового органа в осях $F=f(l)$. Наприклад, натяги в точках а і б (рис. 3.2.,б) рівні F_a і F_b .

Сила тяги, необхідна для подолання опорів руху порожньої гілки, H ,

$$F_{1-2} = L \left[g q_l (C_2 w \cos \beta \pm \sin \beta) + g C_2 w q_{p.x.} \right] \quad (3.5)$$

і вантажної гілки

$$F_{3-4} = L \left[g(q_m + q_l) \left(C_2 w \cos \beta \pm \sin \beta \right) + g C_2 w q_{p.g.} \right] + F_m, \quad (3.6)$$

а для горизонтального конвеєру:

$$F_{1-2} = L \left[g C_2 w (q_l + q_{p.x.}) \right], \quad (3.7)$$

$$F_{3-4} = L \left[g C_2 w (q_l + q_m + q_{p.g.}) \right] + F_m. \quad (3.8)$$

У формулах (3.5)...(3...8):

L - розрахункова довжина конвеєра, м, що приймають довільно з наступним розрахунком припустимої довжини одного става по силових факторах (по міцності стрічки і по потужності привода); $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ - прискорення вільного падіння; $q_m, q_l, q_{p.k.}, q_{p.g.}$ - лінійні маси матеріалу, що транспортується, стрічки та частин роликів опор порожньої і вантаженої гілок, що обертаються, кг/м; w - коефіцієнт основного опору руху стрічки (табл. 3.2);

Таблиця 3.2

Коефіцієнт опору руху вантаженої і порожньої гілок стрічкового конвеєра [6, с.110]

| Умови роботи конвеєра | Коефіцієнт опору руху |
|--|-----------------------|
| Сухе приміщення без пилу, яке отоплюється | 0,020 |
| Приміщення, яке отоплюється, невелика кількість абразивного пилу | 0,025 |
| Пересувні конвеєри на поверхні | 0,030 |
| Приміщення, яке отоплюється з підвищеною вологістю та абразивним пилом | 0,040 |
| Дуже брудна атмосфера, важкі умови роботи | 0,040 - 0,060 |
| Кар'єри при хорошому стані опор | 0,020 - 0,027 |
| Кар'єри при забруднених підшипниках | 0,022 - 0,027 |
| Підземні конвеєри вугільних шахт | 0,060 - 0,080 |
| Підземні конвеєри марганцевих шахт | 0,080 - 0,100 |

C_2 - коефіцієнт, що враховує розподілені по довжині конвеєра додаткові опори (при $l > 850 \text{ м}$, $C_2 = 1,1$; при довжині 480, 230, 140, 80 м C_2 приймають рівним 1,2; 1,4; 1,6; 1,9 відповідно).

При наявності зосередженого місцевого опору від розвантажувального пристрою відвального конвеєра його підсумовують з відповідним значенням опору гілки. Знак (+) при $\sin \beta$ приймають для гілки, що рухається угору, а знак (-) - униз.

У формулах (3.5)...(3...8) вирази, укладені в квадратні дужки, означають опір стрічки довжиною один метр.

Лінійна маса матеріалу, що транспортується, кг/м,

$$q_m = \frac{Q_p}{3,6V}, \quad (3.9)$$

де Q_p - розрахунковий вантажопотік, т/год; V - швидкість стрічки, м/с.

Масу обертових частин роликів опор приймають по технічній характеристиці конвеєра, за даними табл. 3.3, чи ж розраховують по емпіричних залежностях, кг:

$$\left. \begin{aligned} m_{p.x} &= 8 + 14B \\ m_{p.g.} &= 3 + 23B \end{aligned} \right\} \quad (3.10)$$

Таблиця 3.3

Орієнтована маса обертових частин роликів опор (Союзпроммеханизация) [3, с.93]

| Ширина стрічки, мм | Трьохроликів опор | | | | Однороликів опор | |
|--------------------|--------------------|-----------|--------------------|----------|--------------------|----------|
| | Нормальний | | Важкий | | Діаметр ролика, мм | Маса, кг |
| | Діаметр ролика, мм | Маса, кг | Діаметр ролика, мм | Маса, кг | | |
| 400 - 650 | 102 | 10 - 12,5 | - | - | 102 | 6 - 10,5 |
| 800 | 127 | 22 | 159 | 45 | 127 | 19 |
| 1000 | 127 | 25 | 159 | 50 | 127 | 21,5 |
| 1200 | 127 | 29 | 159 | 57 | 127 | 26 |
| 1400 | 159 | 50 | 194 | 108 | 159 | 40 |
| 1600 | 159 | 60 | 194 | 116 | 159 | 47 |
| 1800 | 194 | 82 | 194 | 122 | 159 | 47 |
| 2000 | 194 | 82 | 126 | 190 | 159 | 47 |

а їхні лінійні маси, кг/м,

$$\left. \begin{aligned} q_{p.x} &= \frac{m_{p.x}}{l_{p.x}} \\ q_{p.g.} &= \frac{m_{p.g.}}{l_{p.g.}} \end{aligned} \right\} \quad (3.11)$$

Відстань між роликів опор вантаженої гілки $l_{p.x} = 1,0 \dots 1,4 \text{ м}$, а порожньої гілки; $l_{p.g.} = 2,0 \dots 6,0 \text{ м}$.

Більше (до 6м) значення відстані між роликів опор порожньої гілки приймають для потужних конвеєрів, що мають стрічку шириною 1,6...2,0м.

Лінійну масу стрічки приймають по її технічній характеристиці.

II. Тягове зусилля ведучого блоку привода

Необхідне для приведення в дію конвеєра розрахункової довжини тягове зусилля ведучого блоку, H ,

$$F_{H-c} = F_{1-2} + F_{3-4}, \quad (3.12)$$

а для конвеєрів зі складним профілем, що має більшу кількість ділянок,

$$F_{H-c} = \sum F,$$

де $\sum F$ – сума сил тяги всіх ділянок контуру конвеєра.

III. Натяг стрічки в характерних точках контуру тягового органа

Він визначається розрахунком «по контури» («по точках») чи побудовою у масштабі діаграм натягів (рис. 3.2.).

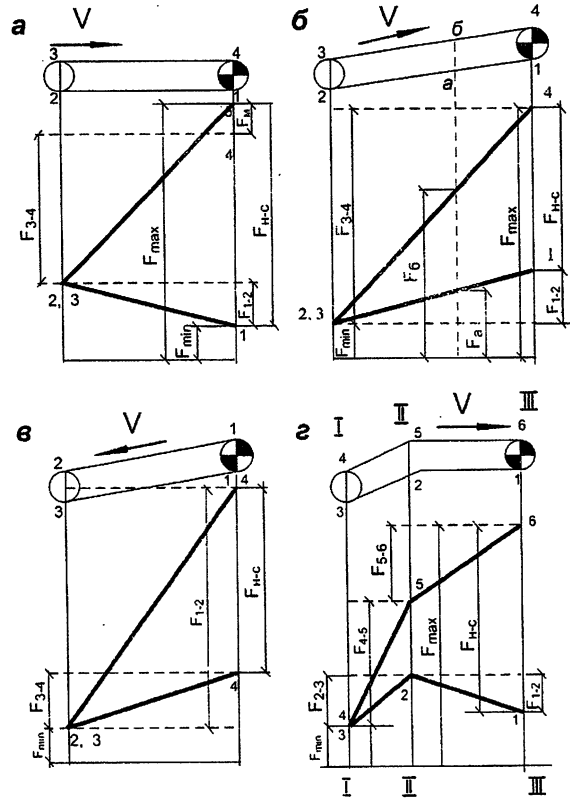


Рис. 3.2. Принципові схеми конвеєрів і діаграми натягу їхніх тягових органів: а – горизонтального конвеєра; б – піднімального; в – бремсбергового; г – з складним профілем

Розрахунок по контури полягає в наступному: натяг у будь-якій точці тягового органа дорівнює натягу в попередній по ходу стрічки точці плюс сила тяги, необхідна для подолання опору руху на ділянці між розглянутими

точками. Такий порядок розрахунку справедливий, якщо обхід здійснюють по ходу стрічки. Підсумовування алгебраїчне. Визначення натягів починають від тієї точки діаграми, де натяг відомий без додаткових розрахунків, що дорівнює натягу «повсюдного розтягання» ($F_{n,p}$) чи розрахунковому натягу «по зчепленню» (F_{cu}), які встановлюються при побудові діаграми натягів.

Діаграму натягів тягового органа будують у такій послідовності (рис. 3.2, г): характерні точки схеми контуру нумерують, починаючи з точки збігання з приводного барабана, і далі по ходу контуру – 1,2,3,4,5,6. Через точки перелому профілю проводять вертикалі I – I, II – II, III – III. На вертикалі III – III від довільно узятій точки I відкладають силу тяги F_{1-2} нагору, якщо вона позитивна, і вниз, якщо негативна; відносять отриману точку на вертикаль II – II, відзначають точку 2. Далі у такій же послідовності одержують точки 3(4) – 5 – 6, що з'єднують відрізками прямих 1 – 2, 2 – 3(4), 5 – 6. Отримана ламана лінія відбиває закономірність зміни натягу органа по його довжині.

Для встановлення положення осі, від якої відраховують натяг тягового органа, необхідно витримати дві умови:

перша – умова повсюдного розтягання стрічки; для цього від нижньої точки діаграми униз відкладають ординату $F_{n,p}$, що розраховують по емпіричній залежності, H ,

$$F_{n,p} = (3000 \dots 4000)B, \quad (3.13)$$

де B – ширина стрічки, м; і проводять горизонтальну лінію – «вісь повсюдного розтягання»;

друга – умова відсутності зриву зчеплення при передачі розрахункового тягового зусилля F_{H-c} ; для цього, від точки I діаграми (рис. 3.2.,г) униз відкладають ординату, що для однобарабаних приводів дорівнює, H ,

$$F_{cu} = \frac{k_T F_{H-c}}{e^{f\alpha} - 1}, \quad (3.14)$$

для двобарабанного привода з жорстким кінематичним зв'язком барабанів.

$$F_{cu} = \frac{k_T F_{H-c}}{e^{f(\alpha_1 + \alpha_2)} - 1}, \quad (3.15)$$

і для двобарабаних приводів з окремими двигунами, H ,

$$F_{cu} = \frac{k_T \delta F_{H-c}}{e^{f\alpha} - 1}, \quad (3.16)$$

через нижню точку цієї ординати проводять горизонталь – «вісь зчеплення». Остаточну за вісь відліку натягів приймають ту з двох осей, що проходить нижче. У формулі (3.14), (3.15), (3.16) позначено: $k_T=1,3 \dots 1,4$ – коефіцієнт запасу тягової здатності привода; α_1 і α_2 – кути обхвату стрічкою першого (з боку більшого натягу) і другого барабанів, рад; f – коефіцієнт тертя стрічки об барабан (табл. 3.4 та табл. 3.5); δ – частка тягового зусилля другого барабана в передачі сумарного тягового зусилля ($\delta=1/2$, якщо до обох барабанів приєднані двигуни однакової потужності; $\delta=1/3$, якщо до першого барабана приєднані двигуни, сумарна потужність яких удвічі більше, ніж до другого).

3.2.4. Визначення параметрів конвеєрів, намічених до установки

Припустимо навантаження на стрічку, Н,

$$F_{\text{доп}} = \sigma_{\text{вр}} \cdot B \cdot i, \quad (3.17)$$

де $\sigma_{\text{вр}}$ – межа міцності однієї робочої прокладки резинотканинної стрічки чи несучої конструкції резинотросової стрічки (РТЛ), Н/мм (на один мм ширини стрічки); B – ширина стрічки, мм; i – кількість робочих прокладок (для РТЛ $i = 1$); m_n – нормативний запас міцності стрічки (для РТЛ $m_n = 8$, для тканинних стрічок $m_n = 10$).

Таблиця 3.4

Коефіцієнт тертя стрічки об барабан і тяговий фактор (e^{fct}) привода [6, с.112]

| Поверхня барабану | Стан поверхні | f | Тяговий фактор при значеннях α , ° | | | |
|-----------------------------------|---------------|------|---|-------|-------|-------|
| | | | 180 | 210 | 240 | 270 |
| Стальна точена | Суха | 0,39 | 2,58 | 3,00 | 3,52 | 4,14 |
| | Волога | 0,15 | 1,60 | 1,73 | 1,88 | 2,01 |
| | Мокра | 0,05 | 1,17 | 1,19 | 1,23 | 1,27 |
| Гладка резина (конвеєрна стрічка) | Суха | 0,35 | 3,00 | 3,59 | 4,34 | 5,20 |
| | Волога | 0,20 | 1,88 | 2,08 | 2,32 | 2,56 |
| | Мокра | 0,10 | 1,36 | 1,45 | 1,52 | 1,60 |
| Рифлена резина | Суха | 0,70 | 9,00 | 12,94 | 17,11 | 27,11 |
| | Волога | 0,45 | 4,09 | 5,21 | 6,62 | 8,33 |
| | Мокра | 0,25 | 2,16 | 2,48 | 2,86 | 3,25 |

Таблиця 3.5

Коефіцієнт тертя (зчеплення) для різних футеровок приводних барабанів конвеєрів [3, с.98]

| Умови експлуатації | Вид футеровки | | | |
|----------------------------|---------------|--------------------------------|---------------------------------------|---|
| | Без футеровки | Резинова шевронна товщиною 8мм | Поліуретанова шевронна товщиною 11 мм | Пориста керамічна, шевронна товщиною 11мм |
| Сухе середовище | 0,35 – 0,4 | 0,4 – 0,45 | 0,35 – 0,4 | 0,4 – 0,45 |
| Чисте вологе середовище | 0,2 | 0,35 | 0,35 | 0,35 – 0,4 |
| Глинисте вологе середовище | 0,05 – 0,1 | 0,25 – 0,3 | 0,2 | 0,35 |

I. Потужність (кВт) привода конвеєра розрахункової довжини L , для якого визначені значення сил тяги гілок стрічки: при тяговому режимі роботи конвеєра

$$P_i = \frac{F_{\text{н-с}} V}{1000\eta}, \quad (3.18)$$

при гальмовому режимі

$$P_i = \frac{|F_{\text{н-с}}| V \eta}{1000}, \quad (3.19)$$

де тягове зусилля привода, Н

$$F_{\text{н-с}} = F_n - F_c = \Sigma F, \quad (3.20)$$

тобто дорівнює різниці натягів стрічки в точках набігання на ведучий блок привода і точці збігання з його чи сумі сил тяги всіх ділянок контуру конвеєра ΣF . Позитивний знак при ΣF свідчить про те, що режим привода тяговий, а негативний, що гальмовий; V – швидкість руху стрічки, м/с; η – ККД привода.

II. Припустима довжина одного става конвеєра:

1) по міцності стрічки, м,

$$L'_{\text{доп}} = \frac{L F_{\text{доп}}}{F_{\text{макс}}}, \quad (3.21)$$

де L – розрахункова довжина конвеєра, прийнята в (3.5)...(3...8); $F_{\text{доп}}$ – припустиме навантаження на стрічку по (3.17); $F_{\text{макс}}$ – максимальний натяг стрічки, визначений розрахунком «по точках» чи з використанням діаграми натягів;

2) по потужності привода, м,

$$L''_{\text{доп}} = \frac{L P_n}{P_i}, \quad (3.22)$$

де P_n – номінальна потужність привода конвеєра, прийнятого для установки в даній ланці транспортного комплексу; P_i – потужність привода, визначена по (3.18) чи (3.19).

Кількість конвеєрів, установлених послідовно на ділянці довжиною L зі стабільними характеристиками траси,

$$n_k = \frac{L}{L_{\text{доп}}}, \quad (3.23)$$

де $L_{\text{доп}}$ – менша довжина става з двох значень, визначених по (3.21) і (3.22).

Якщо $n_k < 1$, то це означає, що по силових факторах конвеєр використовується не цілком, тому можна прийняти менш міцну стрічку і меншу потужність двигунів привода чи те й інше одночасно.

Якщо $n_k > 1$, то число конвеєрів округляють до цілого числа, визначають довжину одного става l і повторюють розрахунок для конвеєра, що має таку довжину, вводячи в розрахунок значення сил тяги гілок, Н:

$$\left. \begin{aligned} F'_{1-2} &= \frac{F_{1-2} L'}{L} \\ F'_{3-4} &= \frac{F_{3-4} L'}{L} \end{aligned} \right\} \quad (3.24)$$

Фактичний запас міцності стрічки цього конвеєра

$$m = \frac{F'_{\max}}{F_{\text{доп}}}, \quad (3.25)$$

який не повинен істотно відрізнятися від нормативних значень ($m=8...10$), що досягається корективною числа прокладок чи міцностних характеристик стрічки $\sigma_{\text{ср}}$.

Зменшення потужності привода досягається відключенням одного приводного блоку, якщо така можливість передбачена конструкцією привода.

III. Сила натягу стрічки, реалізована натяжним пристроєм конвеєра.

Застосовують різні типи натяжних станцій: нерегульовані (жорсткі), регульовані (автоматичні) і комбіновані станції, що підтримують постійний натяг (один чи два); по типу привода натяжні пристрої поділяють на вантажні, механічні і гідравлічні. Вони можуть бути встановлені біля приводної станції, біля хвостового блоку чи в будь-якій точці холостої гілки конвеєра.

Якщо натяжний пристрій підтримує постійний натяг, то сила натягу натяжної станції

$$P = 2F_{\alpha}, \quad (3.26)$$

де F_{α} - сила натягу стрічки в зоні установки натяжного пристрою (див. додаток 3.2).

3.2.5. Перелік устаткування конвеєрного комплексу

У переліку для кожної ланки комплексу наводяться наступні дані: марка (тип) конвеєра, довжина одного става, кількість конвеєрів, установлених послідовно; тип, ширина і протяжність конвеєрної стрічки, а також сумарні дані з комплексу в цілому.

3.3 Приклади розрахунку

Приклад I.

Розрахувати піднімальний стрічковий конвеєр конвеєрного комплексу (рис.3.1,б).

Вихідні дані.

Матеріал, що транспортується – буре вугілля, щільність у насипці $0,9 \text{ т/м}^3$. Розробка здійснюється роторним екскаватором EP-1250-12/1,5, теоретична продуктивність якого в пухкій масі $1250 \text{ м}^3/\text{год}$. Параметри траси піднімального конвеєра: довжина 500м, кут нахилу 16° .

Вибір типу конвеєра

I. Як розрахунковий вантажопотік приймаємо теоретичну продуктивність екскаватора

$$Q_p = Q_3.$$

II. Швидкість руху стрічки, згідно табл. 3.1, для пухких порід рекомендується в діапазоні $2,5...3,5 \text{ м/с}$; приймаємо $3,5 \text{ м/с}$.

III. Ширина стрічки, при якій буде забезпечений розрахунковий вантажопотік (3.2),

$$B = 1,1 \sqrt{\frac{1250}{(525 \cdot 3,15 \cdot 0,9 \cdot 0,95)}} + 0,05 = 1,09 \text{ м}.$$

Ширини стрічки «по шматкуватості» вантажів, що транспортуються, прийнявши для рядового матеріалу максимальний розмір шматка $0,15 \text{ м}$,

$$B_{\text{мін}} = 2 \cdot 0,15 + 0,2 = 0,5 \text{ м}.$$

З урахуванням стандартного ряду конвеєрних стрічок приймаємо стрічку шириною $1,2 \text{ м}$.

На підставі отриманих значень Q_p , V , B вибираємо для установки на похилому підйомнику конвеєри Донецького машинобудівного заводу типу КЛМ(Н) двох типорозмірів: КЛМ(Н) – 250 – 2М и КЛМ(Н) – 400 – 2М довжиною 250 і 400м з наступним уточненням, який з них найбільш прийнятний для конкретних умов застосування, технічні характеристики яких приведені в додатку 1.

Навантажувальні характеристики конвеєра

I. Розрахункову схему конвеєра приймаємо по рис. 3.2,б.

Розрахунок сил тяги гілок виконуємо по (3.5) і (3.6).

Вихідні дані для розрахунку:

$L=500 \text{ м}$ – розрахункова довжина конвеєра; q_m – лінійна маса вантажу.

Приймаємо швидкість руху стрічки $V=3,1 \text{ м/с}$, щільність матеріалу в насипці $\rho = 0,9 \text{ т/м}^3$, розрахункову продуктивність $Q_p=1250 \cdot 0,9=1125 \text{ т/год}$. Отже

$$q_m = \frac{1125}{3,6 \cdot 3,1} = 91,4 \text{ кг/м}.$$

Попередньо приймаємо стрічку РТЛ – 3150. по [6, с. 100] і розраховуємо лінійну масу стрічки

$$q_d = 1,2 \cdot 43 = 51,6 \text{ кг/м}.$$

По табл. 3.2. приймаємо коефіцієнт опору руху $w=0,022$; $\beta = 16^\circ$ – кут нахилу конвеєра.

По технічній характеристиці конвеєра КЛМ(Н) приймаємо відстань між роликівими опорами вантаженої гілки $l_{\text{р.г.}}=1,0 \text{ м}$, порожньої $l_{\text{р.н.}}=6,0 \text{ м}$.

По емпіричних залежностях знаходимо масу обертових частин роликів:

вантаженої гілки $m_p = 13 + 23 \cdot 1,2 = 40,6 \text{ кг}$,

порожньої гілки $m_p = 8 + 14 \cdot 1,2 = 24,8 \text{ кг}$,

і їхні лінійні маси:

$$q_{p.r} = \frac{40,6}{1,0} = 40,6 \text{ кг/м},$$

$$q_{p.n} = \frac{24,8}{6,0} = 4,2 \text{ кг/м}.$$

По [6, с. 111] приймасмо значення коефіцієнта урахування додаткових опорів, розподілених по довжині конвеєра, $C_2=1,2$.

Сила тяги, необхідна для подолання опорів руху, порожньої гілки (3.5):

$$F_{1-2} = 500[g \cdot 51,6(1,2 \cdot 0,022 \cos 16^\circ - \sin 16^\circ) + g \cdot 1,2 \cdot 0,022 \cdot 4,2] = 500 \cdot (-125,8) = -62,9 \cdot 10^3 \text{ Н},$$

вантажної гілки (3.6):

$$F_{3-4} = 500[g \cdot (91,4 + 51,6)(1,2 \cdot 0,022 \cos 16^\circ + \sin 16^\circ) + g \cdot 1,2 \cdot 0,022 \cdot 40,6] = 500 \cdot 730,1 = 365,1 \cdot 10^3 \text{ Н}.$$

II. Тягове зусилля ведучого блоку привода

$$F_{н-с} = F_{4-1} = -62,9 + 365,1 = 302,2 \text{ кН}.$$

III. Натяг стрічки в характерних точках конвеєра.

Для даного конвеєра вид діаграми натягів стрічки відповідає рис. 3.2,б. Нижня точка діаграми – тут точки 2, 3 (точки охоплення стрічкою хвостового барабана).

Мінімальний натяг з умови повсюдного розтягання стрічки (3.13):

$$F_{п.р} = F_2 = F_3 = (3000 \dots 4000) \cdot 1,2 = 3600 - 4800 \text{ Н}.$$

Усі конвеєри, що випускаються Донецьким машинобудівним заводом – однобарабанні, з кутом обхвату стрічкою барабана 280° .

Мінімальний по зчепленню натяг стрічки в точці I (рис. 3.2,б) збігання стрічки з приводного барабана. Приймаючи коефіцієнт запасу тягової здатності $K_r=1,4$ і коефіцієнт зчеплення стрічки з барабаном $f=0,45$, і з урахуванням того, що барабан покритий рифленою гумою й атмосфера волога, по табл. 3.3

знаходимо тяговий фактор $e^{f\alpha}=6,62$. Отже, сила натягу стрічки «по зчепленню» у точці II збігання з ведучого барабана повинна бути не менш (3.14):

$$F_{с.ц} = \frac{1,4 \cdot 302,2 \cdot 10^3}{6,62 - 1} = 53,8 \cdot 10^3 \text{ Н}$$

По отриманим даним будуюмо діаграму натягів стрічки конвеєра (рис. 3.3,а). Оскільки вісь повсюдного розтягання нижче осі зчеплення, то вона є і віссю відліку натягів для всієї діаграми.

Натяг у характерних точках контуру конвеєра:

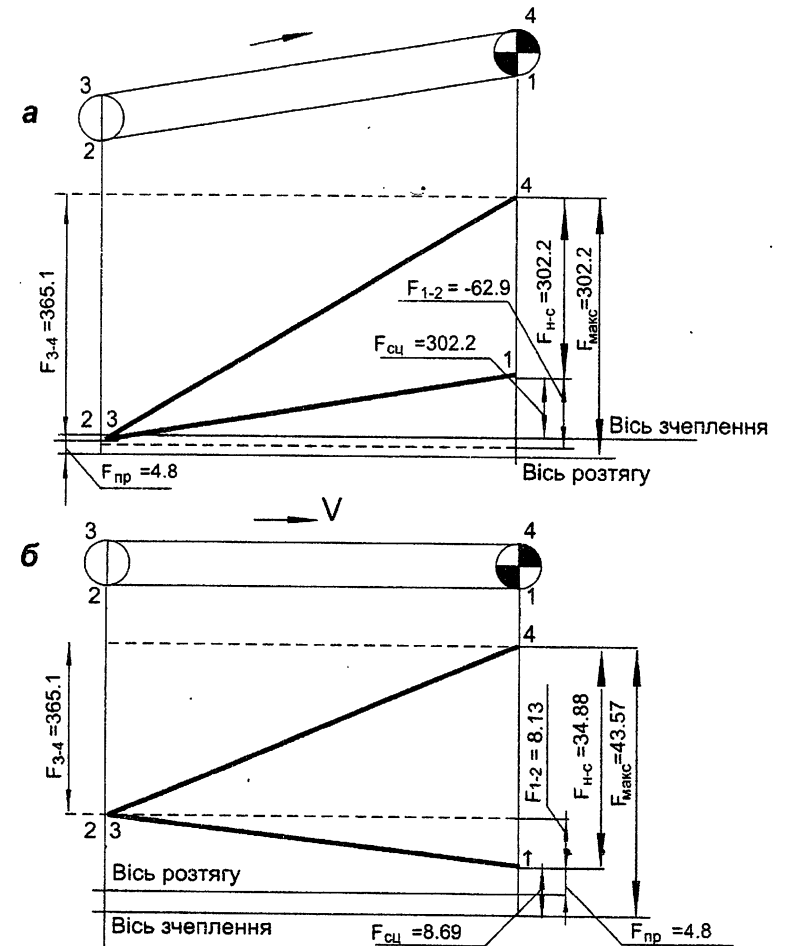


Рис. 3.3. Діаграми натягу:
а- до прикладу 1; б- до прикладу 2.

$$F_2 = F_1 = F_{п.р} = 4,8 \text{ кН},$$

$$F_4 = F_3 + F_{3-4} = 4,8 + 365,1 = 369,0 \text{ кН},$$

$$F_1 = F_2 - F_{1-2} = 4,8 - (-62,9) = 67,7 \text{ кН}.$$

Тягове зусилля ведучого блоку привода (контроль правильності розрахунку по (3.12)

$$F_{н-с} = F_4 - F_1 = 369,9 - 67,7 = 302,2 \text{ кН}.$$

Визначення параметрів конвеєра

I. Припустимо навантаження на стрічку РТЛ – 3150 шириною 1,2м, прийнявши запас міцності $m = 10$, (3.17):

$$F_{\text{доп}} = \frac{3150 \cdot 1200 \cdot 10^{-3}}{10} = 378,0 \text{кН.}$$

II. Потужність привода похилого конвеєра довжиною 500м (3.18):

$$P_i = \frac{302,2 \cdot 3,1 \cdot 10^{-3}}{10^3 \cdot 0,85} = 1102 \text{кВт.}$$

Припустима довжина одного става конвеєра: по міцності стрічки (3.21):

$$L'_{\text{доп}} = \frac{500 \cdot 378,0}{369,9} = 511 \text{м,}$$

по потужності привода прийнятого конвеєра (3.21):

$$L''_{\text{доп}} = \frac{500 \cdot 2 \cdot 315}{1102} = 286 \text{м.}$$

Тут мається обмеження по потужності двигунів привода. Треба на необхідну довжину транспортування (600м) установлювати послідовну кількість конвеєрів (3.23):

$$n_k = \frac{500}{285} = 1,75 \text{шт.,}$$

тобто два конвеєри по 250 м кожний.

Сила тяги гілок конвеєра довжиною 250м (3.24):

$$F'_{1-2} = \frac{-62,9 \cdot 250}{500} = -31,9 \text{кН,}$$

$$F'_{3-4} = 365,1 \cdot 250 / 500 = 182,5 \text{кН.}$$

Максимальний натяг стрічки конвеєра довжиною 250м

$$F_4 = F'_3 + F'_{3-4} = 4,8 + 182,5 = 187,3 \text{кН.}$$

Оскільки по навантаженню на стрічку тепер мається резерв, то можна прийняти менш міцну стрічку.

Розрахункова межа міцності

$$\sigma = \frac{mF_{\text{макс}}}{B} = \frac{10 \cdot 187,3 \cdot 10}{1200} = 1560 \text{Н/мм.}$$

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

III. Сила натягу стрічки натяжним пристроєм

$$P = 2 \cdot 4,8 = 9,6 \text{кН}$$

Приклад 2.

Розрахувати забійний конвеєр конвеєрного комплексу (рис. 3.1,б).

Вихідні дані. Матеріал, що транспортується - буре вугілля, щільність ρ насипці $0,9 \text{ т/м}^3$. Розробка здійснюється роторним екскаватором ЕР – 1250-

17/1,5, продуктивність його в пухкій масі $1250 \text{ м}^3/\text{год}$. Параметри траси і довжина 2000 м, кут нахилу 0° (горизонтальний конвеєр).

Вибір типу конвеєра

З урахуванням виконаного вище розрахунку піднімального конвеєра приймаємо забійні конвеєри Донецького машинобудівного заводу, що випускають чотирьох типорозмірів: КЛЗ-800-2М, КЛЗ-500-2М, КЛЗ-400-2М, КЛЗ-250-2М (додаток 1), розраховані для транспортування гірничої маси на відстань 800, 500, 400 і 250м.

Навантажувальні характеристики конвеєра

I. Розрахункову схему конвеєра приймаємо по рис. 3.2,а.

Вихідні дані для розрахунку:

$L = 500 \text{м}$ – розрахункова довжина конвеєра;

$q_m = 91,4 \text{ кг/м}$ – лінійна маса матеріалу, що транспортується;

$q_l = 51,6 \text{ кг/м}$ – лінійна маса стрічки;

$w = 0,027$ – коефіцієнт опору руху стрічки при забруднених роликів (табл. 3.2);

$q_{p.g.} = 4,2 \text{ кг/м}$ – лінійна маса обертових частин роликів холостої гілки;

$q_{p.g.} = 40,6 \text{ кг/м}$ – те ж вантаженої гілки;

$C_2 = 1,1$ – коефіцієнт урахування додаткових опорів, розосереджених по довжині конвеєра [6, с. 111].

Сила тяги, необхідна для подолання опорів руху, порожньої гілки (3.7):

$$F_{1-2} = 500[g \cdot 1,1 \cdot 0,027(51,6 + 4,2)] = 500 \cdot 16,25 = 8,13 \cdot 10^3 \text{Н,}$$

те ж, вантаженої гілки (3.8):

$$F_{3-4} = 500[g \cdot 1,1 \cdot 0,027(91,4 + 51,6 + 40,6)] = 500 \cdot 53,5 = 26,75 \cdot 10^3 \text{Н;}$$

У (3.7) і (3.8) вираз в квадратних дужках (16, 25 і 53,5Н) – опір руху стрічки на один метр її довжини, відповідно, для порожньої і вантаженої гілок.

Тягове зусилля ведучого блоку привода

$$F_{H-C} = F_{4-1} = 8,13 \cdot 10^3 + 26,75 \cdot 10^3 = 34,88 \cdot 10^3 \text{Н.}$$

III. Натяг стрічки в характерних точках конвеєра.

Вид діаграми натягів відповідає рис. 3.2,а.

Мінімальний натяг з умови повсюдного розтягання, Н (3.13):

$$F_{np} = F_1 = (3000 \dots 4000) \cdot 1,2 = (3600 - 4800) \text{Н,}$$

приймавши, як і в прикладі I, тяговий фактор $e^{\mu\alpha} = 6,62$, визначаємо мінімальний натяг по зчепленню (3.14):

$$F_{сц} = \frac{1,4 \cdot 34,88 \cdot 10^3}{6,62 - 1} = 8,69 \cdot 10^3 \text{Н.}$$

По отриманим даним будуюмо діаграму натягів (рис. 3.3,б).

За вісь відліку натягів приймаємо “вісь зчеплення”, оскільки вона проходить нижче “осі повсюдного розтягання”. Обидві ординати $F_{n.p}$ і $F_{сц}$ відкладаємо від точки I (точки збігання стрічки з ведучого блоку привода).

Розрахункове значення натягів стрічки:

$$F_1 = F_{\text{сц}} = 8,69 \text{ кН},$$

$$F_2 = F_3 = F_1 + F_{1-2} = 8,69 + 8,13 = 16,82 \text{ кН},$$

$$F_4 = F_{\text{макс}} = F_3 + F_{3-4} = 16,82 + 26,75 = 43,57 \text{ кН}.$$

Тягове зусилля ведучого блоку привода (контроль)

$$F_{\text{н-с}} = F_{\text{н}} - F_{\text{с}} = F_4 - F_1 = 43,57 - 8,69 = 34,57 \text{ кН}$$

Визначення параметрів конвеєрів, що намічені до установки.

I. Припустиме навантаження на стрічку при $\sigma = 2500 \text{ Н/мм}$ і $m_{\text{н}} = 10$ (3.17):

$$F_{\text{доп}} = \frac{2500 \cdot 1200 \cdot 10^{-3}}{10} = 300,0 \text{ кН}.$$

II. Потужність привода конвеєра довжиною 500 м при швидкості стрічки 3,1 м/с і ККД приводу 0,85 (3.18):

$$P_i = \frac{34,88 \cdot 3,1}{0,86} = 127,2 \text{ кВт}.$$

III. Припустима довжина одного става конвеєра: по міцності стрічки (3.21):

$$L'_{\text{доп}} = \frac{500 \cdot 300}{43,57} = 3443 \text{ м},$$

по потужності привода (3.23):

$$L''_{\text{доп}} = \frac{500 \cdot 315,2}{127,2} = 2476 \text{ м}.$$

Таким чином, у розглянутих умовах досить мати на загальну довжину 2000 м один конвеєр КЛЗ-800-2М с приводом 2x315 кВт. Став повинен бути доукомплектований секціями і стрічкою.

IV. Сила натягу натяжної секції, установленної на холостій гілці біля привода,

$$P = 2F_1 = 2 \cdot 8,61 = 17,2 \text{ кН}.$$

Перерахування даних для одного забійного конвеєра довжиною 2000 м.

Оскільки вище розрахунок сил тяги виконаний для конвеєра довжиною 500 м, а приймається один конвеєр у 4 рази більшої довжини, то сили тяги для такого конвеєра будуть також у 4 рази більшими:

$$F'_{1-2} = 4F_{1-2} = 4 \cdot 8,13 \cdot 10^3 = 32,52 \cdot 10^3 \text{ Н},$$

$$F'_{3-4} = 4F_{3-4} = 4 \cdot 26,75 = 107,0 \cdot 10^3 \text{ Н}.$$

Тягове зусилля привода

$$F_{\text{н-с}} = F'_{1-2} + F'_{3-4} = 32,52 \cdot 10^3 + 107,0 \cdot 10^3 = 139,52 \cdot 10^3 \text{ Н}.$$

Сумарна потужність привода

$$P' = \frac{F_{\text{н-с}} V}{\eta} = \frac{139,52 \cdot 3,1}{0,85} = 508,8 \text{ кВт},$$

при значенні встановленої потужності конвеєра КЛЗ – 800 – 2М 2x315=630 кВт.

Мінімальний натяг стрічки «по зчепленню» (3.14):

$$F'_{\text{сц}} = \frac{k_t F'_{\text{н-с}}}{e^{f\alpha} - 1} = \frac{1,4 \cdot 139,52}{6,62 - 1} = 35,4 \text{ кН}.$$

Максимальний натяг стрічки

$$F'_{\text{макс}} = F'_{\text{сц}} + F'_{1-2} + F'_{3-4} = (35,4 + 32,52 + 107,0) \cdot 10^3 = 175 \cdot 10^3 \text{ Н},$$

при припустимому навантаженні стрічки РТЛ – 2500 – 300 · 10³ Н.

Фактичний запас міцності стрічки

$$m_{\phi} = \frac{F'_{\text{разр}}}{F'_{\text{макс}}} = \frac{300 \cdot 10}{175} = 17.$$

Приклад 3.

Розрахунок багатопровідного стрічкового конвеєра

Задача розрахунку. Розрахувати стрічковий конвеєр довжиною 5000 м в одній установці продуктивністю 2000 т/год.

Вихідні дані:

матеріал, що транспортується – руда поліметалева; об'ємна маса у насипці – 1,1 т/м³; траса у плані – прямолінійна; протяжність – 5000 м; продуктивність – 2000 т/год.

Розрахунок.

I. Розрахункова ширина стрічки з умови забезпечення заданої продуктивності, м (3.2):

$$B = 1,1 \sqrt{\frac{2000}{525 \cdot 3,15 \cdot 1,1 \cdot 1,0}} + 0,05 = 1,1 \text{ м}.$$

Приймаючи найближче більше значення ширини стрічки 1,2, орієнтуємося на застосування стрічки РТЛ – 2500.

II. Тип конвеєра

Зі стрічкових конвеєрів, що випускаються серійно типу, який підходить для розглянутих умов немає.

Орієнтуємося на застосування опорних конструкцій конвеєра КЛМ – 2М Донецького машинобудівного заводу.

III. Навантажувальні характеристики конвеєра.

Сила тяги, необхідна для подолання опорів руху, Н: холостої гілки:

$$F_{1-2} = l [g c_2 w (q_l + q_{p,x})]$$

навантаженої гілки:

$$F_{3-4} = l [g c_2 w (q_m + q_l + q_{p,r})]$$

де $l = 5000 \text{ м}$ – довжина конвеєра; $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ – прискорення вільного падіння; $C_2 = 1,1$ – коефіцієнт, що враховує довжину конвеєра; $w = 0,027$ – коефіцієнт основного опору руху стрічки;

$q_m = \frac{Q}{3,6 \cdot V} = \frac{2000}{3,6 \cdot 3,15} = 176,5 \text{ кг/м}$ – лінійна маса вантажу, який

транспортуються; $q_{p.g.} = \frac{m_{p.g.}}{l_{p.g.}} = \frac{13 + 23B}{1,0} = 40,6 \text{ кг/м}$ – лінійна маса роликів

вантаженої гілки; $q_{p.x.} = \frac{m_{p.x.}}{l_{p.x.}} = \frac{8 + 14B}{6,0} = 4,1 \text{ кг/м}$ – лінійна маса роликів

порожньої гілки; $q_l = 37,2 \cdot 1,2 = 44,4 \text{ кг/м}$ – лінійна маса стрічки РТЛ – 2500 (маса 1 м^2 цієї стрічки дорівнює 37 кг).

Таким чином:

$$F_{1-2} = \frac{5000}{g \cdot 1,1 \cdot 0,027(44,4 + 4,1)} = \frac{5000}{14,13} = 70,7 \cdot 10^3 \text{ Н,}$$

$$F_{3-4} = \frac{5000}{g \cdot 1,1 \cdot 0,027(44,4 + 176,5 + 40,6)} = \frac{5000}{76,20} = 381 \cdot 10^3 \text{ Н.}$$

Сумарне тягове зусилля привода конвеєра

$$F_{н-с} = F_{1-2} + F_{3-4} = 70,7 + 381,0 = 451,7 \text{ кН.}$$

Сумарна потужність привода

$$P = \frac{F_{н-с} \cdot V}{10^3 \eta} = \frac{451,7 \cdot 10^3 \cdot 3,15}{10^3 \cdot 0,85} = 1674 \text{ кВт.}$$

Припустимо навантаження на стрічку РТЛ – 2500 при коефіцієнті запасу міцності $m=10$

$$F_{доп} = \frac{\sigma B}{m} = \frac{2500 \cdot 1200}{10} = 300 \cdot 10^3 \text{ Н.}$$

Діаграми натягів стрічки конвеєра.

Розглядаємо два варіанти комплектування привода (рис. 3.5):

варіант 1 – приводні блоки розміщені в головній частині конвеєра,

варіант 2 – $2/3$ потужності зосереджені в головній частині конвеєра і $1/3$ потужності – на вантаженій гілці в середині става конвеєра.

Діаграма натягів конвеєра по варіанті 1 представлена на рис. 3.5.а, по варіанті 2 – на рис. 3.5.б.

Від нижньої точки діаграми – точки 1 униз відкладаємо натяг

$$F_{np} = 4000B = 4000 \cdot 1,2 = 4800 \text{ Н,}$$

і проводимо «вісь повсюдного розтягання».

Вважаємо, що у варіанті 1 привод двохбарабаний з окремими двигунами і має три приводних блоки однакової потужності: два блоки на першому й один на другому барабані.

Для цього випадку мінімальний натяг «по зчепленню»

$$F_{cu} = \frac{k_T \delta F_{н-с}}{e^{f\alpha_2} - 1},$$

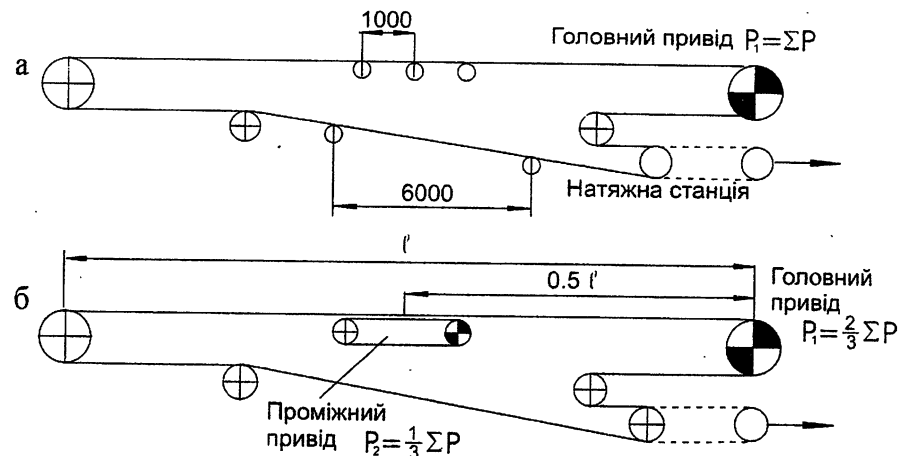


Рис. 3.4. Схема комплектування привода: а – приводні блоки розташовані в головній частині конвеєра; б – приводні блоки розташовані в головній частині ($P=2/3 \Sigma P$) і в середині става ($P=1/3 \Sigma P$).

де $k_T=1,4$ – коефіцієнт запасу тягової здатності привода; $\delta=1/3$ – частка участі другого барабана в передачі тягового зусилля $F_{н-с} = 451,7 \text{ кН}$, $e^{f\alpha_2}$ – тяговий фактор другого барабана, що при $f = 0,45$ і куті обхвату стрічкою другого барабана $\alpha_2 = 230^\circ$ дорівнює 6,62.

У цьому випадку (3.16):

$$F_{cu} = \frac{1,4 \cdot \frac{1}{3} \cdot 451}{6,62 - 1} = 38,2 \text{ кН.}$$

Значення $F_{cu}=38,2 \text{ кН}$ відкладаємо від точки 1 вниз і проводимо «вісь зчеплення». Вона ж є віссю відрахунку натягу по діаграмі натягів (рис. 3.5.а).

Натяг у характерних точках контура стрічки дорівнює:

$$F_1 = F_{cu} = 38,2 \text{ кН,}$$

$$F_2 = F_3 = F_1 + F_{1-2} = 38,2 + 70,7 = 108,9 \text{ кН,}$$

$$F_4 = F_3 + F_{3-4} = 108,9 + 381 = 489,9 \text{ кН.}$$

Тягове зусилля привода (контроль)

$$F_{н-с} = F_4 - F_1 = 489,9 - 38,2 = 451,7 \text{ кН.}$$

Розраховуємо натяг при другому варіанті комплектування

Натяг повсюдного розтягання $F_{н.р.}=4,8 \text{ кН}$. Його відкладають униз від точки 1.

Приймаємо, що в головній частині конвеєра встановлені два приводних блоки по одному на кожному барабані. У середині става конвеєра на робочій (навантаженої) гілці встановлений проміжний приводний блок. Усі три приводних блоки однакової потужності. Кожен передає тягове зусилля:

$$F'_{н-с} = \frac{1}{3} F_c = \frac{451,7}{3} = 150,6 \text{ кН.}$$

Мінімальний натяг «по зчепленню» для головного привода

$$F_{сц} = \frac{1,4 \cdot 301,2}{2(6,62 - 1)} = 38,2 \text{ кН.}$$

Цю величину натягу від точки 1 відкладаємо вниз і проводимо «вісь зчеплення». Вона ж є віссю, від якої відраховують натяг по діаграмі (рис. 3.5,б).

Розраховуємо натяг в характерних точках контуру стрічки:

$$F_1 = F_{сц} = 38,2 \text{ кН,}$$

$$F_2 = F_3 = F_1 + F_{1-2} = 38,2 + 70,7 = 108,9 \text{ кН,}$$

$$F_4 = F_3 + 0,5F_{3-4} = 108,9 + 0,5 \cdot 381 = 299,4 \text{ кН,}$$

$$F'_4 = F_4 - 1/3 F_{н-с} = 299,4 - 1/3 \cdot 451,7 = 148,8 \text{ кН,}$$

$$F'_5 = F'_4 + 1/3 F_{н-с} = 148,8 + 1/3 \cdot 451,7 = 299,4 \text{ кН.}$$

Максимальний натяг має місце у точках 4 і 5 і дорівнює:

$$F_{\text{макс}} = 299,4 \text{ кН.}$$

Тягове зусилля приводів: головного $2 \times 150,6 = 301,2 \text{ кН}$, проміжного $1 \times 150,6 = 150,6 \text{ кН}$

Розрахункові значення потужності приводів:

по варіанту 1

$$\sum P = \frac{F_{н-с} V}{\eta \cdot 10^3} = \frac{451,7 \cdot 10^3 \cdot 3,15}{0,85 \cdot 10^3} = 1674 \text{ кВт,}$$

по варіанту 2: головний привод $P_1 = 1/3 \sum P = 1116 \text{ кВт}$, проміжний привод $P_2 = 1/3 \sum P = 558 \text{ кВт}$.

Сила натягу, що реалізується натяжним пристроєм.

Тому, що натяжний пристрій передбачається на порожній гілці біля головного привода (рис. 3.4), для обох варіантів сила натягу

$$P = 2F_1 = 2 \cdot 38,2 = 76,4 \text{ кН.}$$

Максимальне значення натягів стрічки визначені:

для варіанта 1 – 489,9 кН; для варіанта 2 – 299,4 кН, при припустимому значенні для стрічки РТЛ–2500 шириною 1,2 м – 300 кН.

Тобто для варіанту 1 треба прийняти більш міцну стрічку. Її тимчасовий опір розриву:

$$\sigma = \frac{m F_{\text{макс}}}{B} = \frac{10 \cdot 489,9 \cdot 10^3}{1200} = 4082 \text{ Н/мм.}$$

Найближчі значення по стандартному ряді – 4000 Н/мм. Необхідно прийняти стрічку РТЛ–4000.

Параметри конвеєрів за даними виконаного розрахунку.

Висновок. Доцільно прийняти до реалізації варіант 2.

| Параметр | Варіант 1 | Варіант 2 |
|--|------------|------------|
| Продуктивність, т/год | 2000 | 2000 |
| Довжина одного става, м | 5000 | 5000 |
| Потужність приводу, кВт: | | |
| головного | 3 x 560 | 2 x 560 |
| проміжного | - | 1 x 560 |
| Тип стрічки | РТЛ – 4000 | РТЛ – 4000 |
| Сила натягу, яка реалізується натяжним пристроєм, кН | 76,4 | 76,4 |

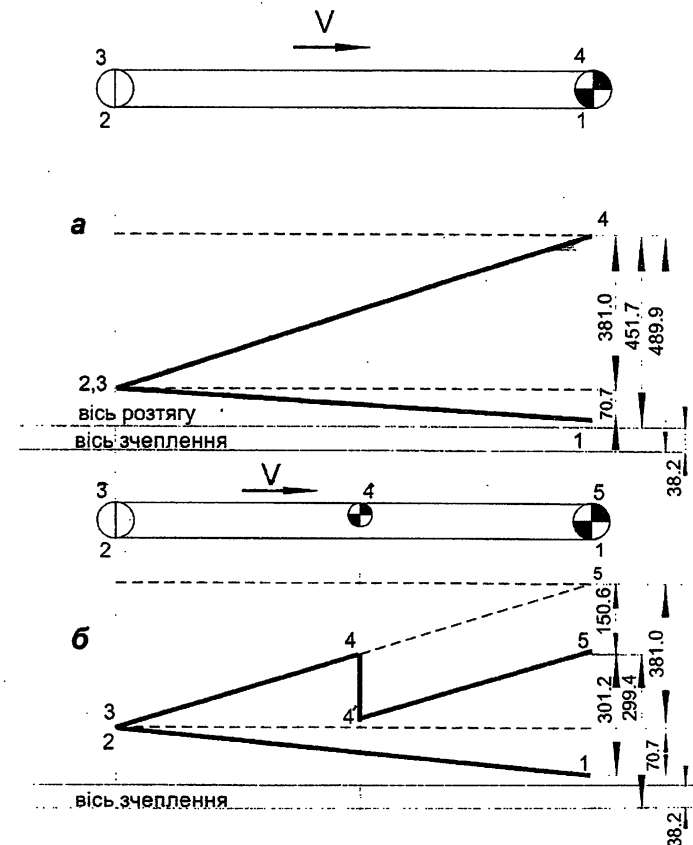


Рис. 3.5. Діаграма натягу стрічки:
 а – при наявності одного приводу в головній частині конвеєра;
 б – при наявності головного і проміжного приводів

Запитання для самоконтролю:

1. Від чого залежить ширина стрічки конвеєра?
2. Які основні навантажувальні характеристики конвеєра?
3. Від якої точки діаграми натягу тягового органу конвеєра відкладається мінімальне зусилля по зчепленню?
4. Як залежить сила тяги стрічки від її довжини?
5. Що таке "коефіцієнт запасу тягової здатності конвеєра" і якої величини він сягає?

Вивчення матеріалу розділу дозволяє кваліфіковано проводити розрахунки стрічкових конвеєрів, будувати діаграму натягу тягового органу та визначити зусилля у будь-якій точці контуру. Наведено характеристики сучасних конвеєрів для відкритих гірничих робіт.

IV. РОЗРАХУНОК СКІПОВОГО ПІДЙОМНИКА КАР'ЄРУ

Наведено методику розрахунку скіпового підйомника конвеєра, яка дозволяє визначити основні параметри установки: діаметр та ширину барабана, швидкість руху, продуктивність тощо. Розрахунок ілюструється прикладом та діаграмою швидкості руху судин підйомної установки.

4.1. Задачі розрахунку і вихідні дані

Під час розрахунку вирішуються наступні задачі:

1. Вибрати скіп.
2. Розрахувати канат.
3. Вибрати підйомну машину.
4. Розрахувати параметри кінематики підйому.
5. Визначити потужність приводу.

Вихідні дані:

річний вантажопотік кар'єру, що забезпечується підйомною установкою; режим роботи кар'єру (кількість робочих днів у році, робочих змін на добу, час роботи підйомника); характеристики вантажу, що транспортується; вид внутрікар'єрного транспорту.

4.2. Приклади розрахунку

Вихідні дані:

річна продуктивність кар'єру - 2,0 млн. т.

Робочих днів у році - 240, робочих змін - 2, тривалість роботи установки в зміну - 7 год.

Характеристика траси: глибина кар'єру до розрахункового горизонту 150 м, висота прийомного бункера на поверхні кар'єру 15 м, кут нахилу траси 30°.

вантаж, що транспортується - залізна руда насипною щільністю 2,1 т/м³, розмір кусків - 0,3 м.

Внутрікар'єрний транспорт забезпечується автомобілями БелАЗ-540.

4.2.1. Вибір скіпа

Розрахунковий годинний вантажопотік

$$Q = \frac{A_T k}{(n_{\text{дн}} \cdot t_{\text{сут}})} = \frac{2,0 \cdot 10^6 \cdot 1,5}{(240 \cdot 14)} = 893 \text{ т/год}, \quad (4.1)$$

де A_T - річний вантажопотік, т; k - коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку, $n_{\text{дн}}$ - число робочих днів у році, $t_{\text{сут}}$ - час роботи підйомника на добу.

Похила висота підйому скіпа (рис 4.1)

$$L_1 = \frac{(H_1 + H_2)}{\sin \alpha} = \frac{(150 + 15)}{\sin 30^\circ} = 330 \text{ м}. \quad (4.2)$$

Оптимальна вантажопідйомність скіпа, відповідно до [5, с.231],

$$m_{\text{опт}} = \frac{(4\sqrt{L} + Q \cdot \Theta)}{3600} = \frac{(4\sqrt{330} + 20 \cdot 893)}{3600} = 23 \text{ т}, \quad (4.3)$$

де $\Theta = 20$ с - розрахунковий час розвантаження автосамоскиду.

У даному випадку оптимальна вантажопідйомність скіпа близька до паспортної вантажопідйомності автомобіля БелАЗ-540, тому доцільно прийняти пряме розвантаження скіпа з автосамоскиду. Його характеристики: вантажопідйомність 27 т, маса автомобіля без вантажу - 21 т, місткість кузова 15 м³, час розвантаження - 15...20 с.

Приймаємо типовий перекидний скіп, що застосовується у залізорудній промисловості [5, с. 255] із такими характеристиками: маса корисного вантажу 25000...27500 кг, маса скіпа 15200 кг, висота скіпа з прицепними устроями 9770 мм, коефіцієнт тари $k_T = 0,55$.

Оскільки підлягає транспортуванню руда об'ємною масою $\rho = 2,1 \text{ т/м}^3$, маса що транспортується складає:

$$m_{\text{гр}} = V \cdot \rho = 10,0 \cdot 2,1 = 21 \text{ т}.$$

4.2.2. Розрахунок каната

Максимальне навантаження на канат має місце на копровому шківі в момент зрушення навантаженого скіпа з нижнього положення.

Довжина ділянки каната від бункера до копрового шківі (рис. 4.1.)

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

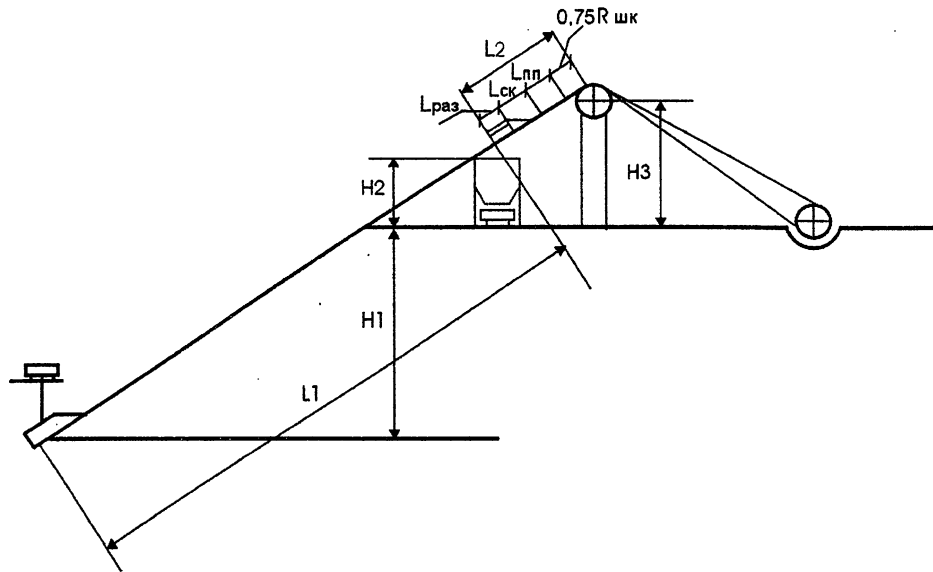


Рис. 4.1. Схема двосудинової похилої підйомної установки кар'єру

де $L_{раз} = 2,5$ м - довжина ділянки розвантаження скіпа; $L_{ск} = 9,8$ м - довжина скіпа; $L_{пп} = 4,0$ м - довжина шляху перепідйому, що повинен бути не менше 2,5 м, відповідно до вимог ПБ; $R_{ш} = 2,0$ м - радіус копрового шківів, діаметр якого розраховують як і діаметр барабана підйомної машини (п. 4.2.3).

Розрахункова довжина каната від пункту завантаження скіпа до копрового шківів

$$L_k = L_1 + L_2 = 330 + 18 = 348 \text{ м.}$$

Висота копра до осі обертання шківів

$$H_3 = H_2 + l_2 \cdot \sin \alpha = 15 + 18 \sin 30^\circ = 24,0 \text{ м.}$$

Розрахункове розривне зусилля всіх дротів каната

$$F_{раз} = \frac{g[n](m_0 + m_{гр}) \cdot (w \cdot \cos \alpha + \sin \alpha)}{1 - \frac{[n] \cdot L_k \cdot \rho_0}{\sigma_{вр} \cdot 10^{-4} (w_k \cdot \cos \alpha + \sin \alpha)}}, \quad (4.4)$$

де $m_0 = 15200$ кг - маса порожнього скіпа; $m_{гр} = 21000$ кг - маса вантажу в скіпу; $\rho_0 = 9 \text{ т/м}^3$ - приведена щільність каната; $\sigma_{вр} = 1400 \cdot 10^6 \text{ Н/м}^2$ - тимчасовий опір розриву дротів каната; $L_k = 348$ м - довжина каната від пункту завантаження до копрового шківів; w - коефіцієнт опору руху скіпа; приймаємо рівним 0,03; w_k - коефіцієнт опору руху каната; приймаємо рівним 0,25

Відповідно

$$F_{раз} = \frac{g \cdot 6,5 \cdot (15200 + 21000) \cdot (0,03 \cdot \cos 30^\circ + \sin 30^\circ)}{1 - [6,5 \cdot 348 \cdot 9,0 \cdot (0,25 \cos 30^\circ + \sin 30^\circ) \cdot 1400 \cdot 10^6 \cdot 10^{-4}]} = 1315 \cdot 10^3 \text{ Н.} \quad (4.4)$$

Вибираємо по таблиці сталевий дровотий канат по ДСТУ 7684-55 [5, с.269] із такими характеристиками - діаметр каната $d_k = 48,0$ мм, лінійна маса каната $\rho_k = 9,2$ кг/м; розривне зусилля всіх дротів обраного каната $F'_{раз} = 349,5 \cdot 10^3 \text{ Н}$.

Максимальний статичний натяг каната має місце на копровому шківі в момент зрушення навантаженого скіпа з нижнього положення

$$F_{max} = g \cdot (m_0 + m_{гр}) \cdot (w \cos \alpha + \sin \alpha) + g \cdot \rho_k \cdot L_k \cdot (w_k \cos \alpha + \sin \alpha) = \\ = g \cdot (15200 + 21000) \cdot (0,03 \cos 30^\circ + \sin 30^\circ) + g \cdot 9,2 \cdot 348 \cdot (0,25 \cos 30^\circ + \sin 30^\circ) = \\ = 203,7 \cdot 10^3 \text{ Н.} \quad (4.5)$$

Дійсний запас міцності

$$n = \frac{F_{раз}}{F_{max}} = \frac{1349,5 \cdot 10^3}{203,7 \cdot 10^3} = 6,63, \quad (4.6)$$

що задовольняє вимогам ПБ.

4.2.3. Вибір підйомної машини

Діаметр барабана підйомної машини, відповідно до вимог ПБ

$$D_{б \min} = 80 d_k = 80 \cdot 48,0 = 3840 \text{ мм.} \quad (4.7)$$

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

Ширина барабана при однорядній навивці

$$B_{\min} = (d_k + \epsilon) \cdot \frac{L_1 + L_{зап}}{\pi \cdot D_b} = (48,0 + 2) \cdot \left(\frac{330 + 30}{\pi \cdot 4,0} \right) + 3 = 1463 \text{ мм.} \quad (4.8)$$

Максимальна різниця статичних натягів каната набігаючої $F_{н-с} = F_{max}$ і сбігаючої F_c гілок.

$$F_{н-с \max} = F_{max} - F_c, \quad (4.9)$$

де $F_{max} = 203,7 \cdot 10^3 \text{ Н}$, відповідно до [5].

$$F_c = g \cdot m_0 \cdot \sin \alpha = g \cdot 15200 \sin 30^\circ = 74,6 \cdot 10^3 \text{ Н,} \quad (4.10)$$

$$F_{н-с} = 203,7 \cdot 10^3 - 74,6 \cdot 10^3 = 139,1 \cdot 10^3 \text{ Н.} \quad (4.9)$$

По визначеним значенням параметрів D_b , B_{\min} , F_{max} , $F_{н-с}$ підбираємо підйомну машину 2Ц-4х1,8, виготовлену по ДСТУ 18115-72 із такими тех. даними:

| | |
|--|------|
| діаметр барабанів, м | 4,0; |
| ширина барабанів, м | 1,8; |
| статичний натяг не більш, кН | 220; |
| різниці статичних натягів канатів не більш, кН | 160; |

| | |
|--|-------------------|
| передатне відношення редукторів | 10,5; 11,5; 20,0; |
| швидкість підйому, не більш, м/с | 12; |
| число рядів навивки, не більш | 2; |
| маса машини без редуктора і електроустаткування, не більш, т.: | |
| при однорядній навивці | 77; |
| при дворядній навивці | 86. |

$$\varepsilon = \frac{T_y}{\left(\frac{1}{a_1} + \frac{1}{a_3}\right)} = \frac{61,7}{\left(\frac{1}{0,8} + \frac{1}{0,8}\right)} = 15,4. \quad (4.18)$$

Час по умовній діаграмі

$$T_y = T - \frac{V_1}{a_1} - \frac{V'_1}{a_3} = 66,0 - \frac{1,9}{0,8} - \frac{1,5}{0,8} = 61,7 \text{ с.} \quad (4.19)$$

Середня швидкість по умовній діаграмі

$$V_{\text{ср.у}} = \frac{L_y}{T_y} = \frac{200,8}{61,7} = 3,3 \text{ м/с,} \quad \text{або} \quad \frac{225,5}{61,7} = 3,6 \text{ м/с,} \quad (4.20)$$

$$\text{де } L_y = L_1 - 2l_0 - V_1 \cdot T_y = 330 - 2 \cdot 6,0 - 1,9 \cdot 61,7 = 200,8 \text{ м,} \quad (4.21)$$

$$\text{або } L_y = L_1 - 2l_0 - V'_1 \cdot T_y = 330 - 2 \cdot 6,0 - 1,5 \cdot 61,7 = 225,5 \text{ м.} \quad (4.21')$$

Максимальна швидкість руху

$$V_{\text{макс.у}} = 61,7 - \sqrt{61,7^2 - 2 \cdot 61,7 \cdot 3,3} = 3,39 \text{ м/с,} \quad (4.17)$$

$$\text{або } V_{\text{макс.у}} = 61,7 - \sqrt{61,7^2 - 2 \cdot 61,7 \cdot 3,6} = 3,71 \text{ м/с.} \quad (4.17')$$

Максимальна швидкість по фактичній п'ятиперіодній діаграмі

$$V_{\text{макс}} = V_{\text{макс.у}} + V_1 = 3,39 + 1,9 = 5,3 \text{ м/с.} \quad (4.22)$$

$$\text{або } V_{\text{макс}} = V_{\text{макс.у}} + V'_1 = 3,39 + 1,5 = 4,9 \text{ м/с.} \quad (4.22')$$

Припустима по ПБ швидкість руху скіпів по похилому шляху - 7,0 м/с

Отримані розрахункові дані необхідно скорегувати по обраному устаткуванню.

Кількість обертів двигуна, що відповідає максимальній швидкості, об/хв

$$n_{\text{расч}} = \left[\frac{60 V_{\text{макс}}}{\pi \times D \times b} \right] \times i, \quad (4.23)$$

де $i = 10,5; 11,5; 20,0$ - можливі для обраної підйомної машини передатні відношення редукторів.

Розрахункові значення кількості обертів двигуна обраної підйомної машини 2Ц-4×1,8 при значенні $V_{\text{макс}} = 5,3$ м/с і редукторами з передатним відношенням $i = 10,5; 11,5; 20,0$ складають, відповідно, 266; 291; 506.

Приймаємо привід на базі асинхронного двигуна з фазним ротором.

Синхронне число обертів двигуна, об/хв

$$n_0 = \frac{60f}{p}, \quad (4.24)$$

де $f = 50 \text{ Hz}$ - промислова частота току; $p = 2, 4, 6, 8, 9, 10, 12$ - стандартний ряд числа пар полюсів, при яких $n_0 = 1500, 750, 500, 375, 333, 300, 250$ об/хв.

Приймаємо двигун із шістьма парами полюсів із синхронним числом обертів 500 об/хв і редуктор із передатним відношенням 20,0.

Номинальне число обертів двигуна під навантаженням, прийнявши номинальне ковзання $S = 0,03$

$$n_n = n_0 (1 - S_n) = 500 (1 - 0,03) = 485 \text{ об/хв.} \quad (4.25)$$

4.2.4. Розрахунок параметрів кінематики

Кількість підйомів у годину

$$n_{\text{ц}} = \frac{Q}{m_{\text{гр}}} = \frac{893}{21} = 42. \quad (4.11)$$

Тривалість одного циклу

$$T = \frac{3600}{n_{\text{ц}}} = \frac{3600}{42} = 86 \text{ с.} \quad (4.12)$$

Чистий час руху скіпів

$$t_{\text{дв}} = T - \Theta = 86 - 15 = 71 \text{ с,} \quad (4.13)$$

де Θ - пауза між підйомами, яку приймаємо рівній часу розвантаження самоскиду.

Середня швидкість руху скіпів

$$V_{\text{ср}} = \frac{L_1}{t_{\text{дв}}} = \frac{330}{71} = 4,6 \text{ м/с.} \quad (4.14)$$

Розрахунок п'ятиперіодної діаграми швидкості прямування скіпів.

Перевіряємо:

швидкість сходу порожнього скіпа з кривих

$$V_1 = \sqrt{2 \cdot a_1 \cdot l_0} = \sqrt{2 \cdot 0,3 \cdot 6,0} = 1,9 \text{ м/с,} \quad (4.15)$$

швидкість входу завантаженого скіпа в криві

$$V_1 = \sqrt{2 \cdot a_1 \cdot l_0} = \sqrt{2 \cdot 0,2 \cdot 6,0} = 1,5 \text{ м/с,} \quad (4.16)$$

що задовольняє рекомендації ПБ.

У результаті розрахунку діаграми знаходимо швидкість $V_{\text{макс}}$ скіпів; тривалість періодів - $t'_1, t_1, t_2, t_3, t'_3$ і протяжність ділянок шляху переміщення l_1, l_2, l_3 (рис.4.2,б).

Для розрахунку $V_{\text{макс}}$ фактичну п'ятиперіодну діаграму швидкості заміняємо умовною трьохперіодною (рис.4.2,а) із періодами: похила висота підйому L_y , час руху T_y і максимальна швидкість $V_{\text{макс.у}}$.

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

$$V_{\text{макс.у}} = \varepsilon - \sqrt{\varepsilon^2 - 2\varepsilon \cdot V_{\text{ср.у}}}, \quad (4.17)$$

де ε - "модуль швидкості"

Фактична номінальна швидкість підйому

$$V_{\max.\phi} = \frac{\pi \times D_6 \times n_n}{60i} = \frac{\pi \times 4,0 \times 485}{(60 \times 20)} = 5,1 \text{ м/с.} \quad (4.26)$$

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

час і шлях прискореного руху порожнього скіпа по розвантажувальним кривим

$$t_1' = \sqrt{\frac{2l_0}{a_1}} = \sqrt{\frac{2 \times 6,0}{0,3}} = 6,3 \text{ с,} \quad (4.27)$$

де $l_0 = 6,0$ м - довжина розвантажувальних кривих;

час і шлях прискореного руху порожнього скіпа поза розвантажувальних кривих

$$t_1' = \frac{(V_{\max.\phi} - V_1)}{a_1} = \frac{(5,1 - 1,9)}{0,8} = 4,0 \text{ с,} \quad (4.28)$$

$$l_1 = \frac{(V_{\max.\phi} - V_1)t_1}{2} = \frac{(5,1 + 1,9) \times 4,0}{2} = 14,0 \text{ м;} \quad (4.29)$$

час і шлях уповільненого руху навантаженого скіпа перед розвантажувальними кривими

$$t_3 = \frac{(V_{\max.\phi} - V_1')}{a_3} = \frac{(5,1 - 1,5)}{0,8} = 4,5 \text{ с,} \quad (4.30)$$

$$l_3 = \frac{(V_{\max.\phi} + V_1')t_3}{2} = \frac{(5,1 + 1,5) \times 4,5}{2} = 14,8 \text{ м;} \quad (4.31)$$

час і шлях рівномірного руху

$$t_2 = \frac{l_2}{V_{\max.\phi}} = \frac{289,2}{5,1} = 56,7 \text{ с,} \quad (4.32)$$

$$\text{де } l_2 = L_1 - (2l_0 + l_1 + l_3) = 330 - (2 \times 6,0 + 14,0 + 14,8) = 289,2 \text{ м;} \quad (4.33)$$

час і шлях уповільненого руху навантаженого скіпа в розвантажувальних кривих

$$t_3' = \sqrt{\frac{2l_0}{a_3}} = \sqrt{\frac{2 \times 6,0}{0,2}} = 7,7 \text{ с,} \quad (4.34)$$

де $l_0 = 6,0$ м - довжина розвантажувальних кривих.

Фактична тривалість руху за цикл

$$T_\phi = t_1' + t_1 + t_2 + t_3 + t_3' = 6,3 + 4,0 + 56,7 + 4,5 + 7,7 = 79,2 \text{ с,} \quad (4.35)$$

котра незначно відрізняється від раніше визначеного часу руху судин за цикл (T_1 с).

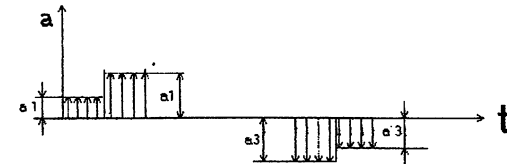
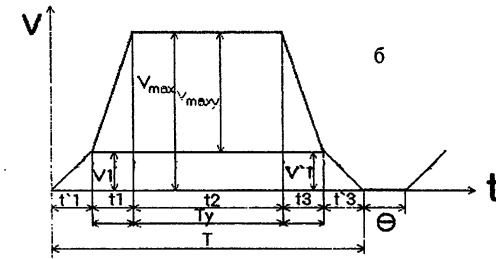
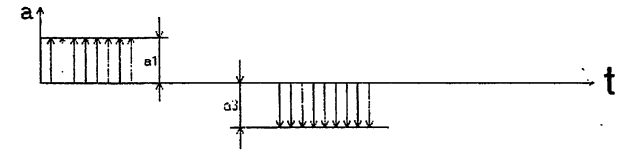
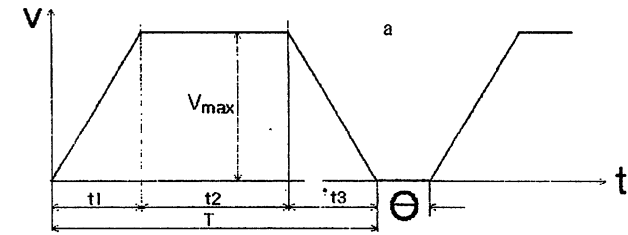


Рис. 4.2. Діаграма швидкості руху судин підйомної установки: а - трьохперіодна, б - п'ятиперіодна

4.2.5. Визначення потужності приводу

Орієнтовне значення потужності двигуна підйомної машини

$$P = \frac{k_d \times F_{н-с\max} \times V_{\max.\phi}}{10^3 \times \eta}, \text{кВт,} \quad (4.36)$$

де $F_{н-с\max}$ - максимальна різниця натягів набігаючої та сбігаючої гілок каната підйомної машини, Н; $V_{\max.\phi}$ - максимальна швидкість руху підйомних судин, м/с; η - ККД редуктора, k_d - коефіцієнт урахування динамічного режиму роботи піднімальної системи.

Приймаємо, відповідно до розрахунку:

$$F_{H-cmax} = 139,1 \times 10^3 \text{ Н}, \quad V_{max.ф} = 5,1 \text{ м/с}, \quad \eta = 0,94, \quad k_d = 1,3$$

$$P = \frac{1,3 \times 139,1 \times 10^3 \times 5,1}{10^3 \times 0,94} = 981 \text{ кВт.} \quad (4.36)$$

Запитання для самоконтролю:

1. Як визначається дійсний запас міцності каната?
2. За якими міркуваннями приймається тривалість паузи між підйомами скіпового підйомника?
3. Яка припустима швидкість руху скіпів на похилому шляху згідно з "Правилами безпеки у вугільних та сланцевих шахтах"?
4. Від чого залежить тривалість циклу транспортування?

У результаті вивчення матеріалу розділу студенти знайомляться з методикою та прикладом розрахунку скіпового підйомника кар'єру, обладнаного підйомною машиною, будують діаграму швидкості руху судини та визначають необхідну потужність двигуна.

ДОДАТОК 1

ТЕХНІЧНІ ХАРАКТЕРИСТИКИ СТРІЧКОВИХ КОНВЕРСІВ, ЯКІ ЗАСТОСОВУЮТЬСЯ НА КАР'ЄРАХ
Технологічні параметри та область застосування стаціонарних стрічкових конвеєрів для вугільних підприємств [4, с. 176]
(Олександрівський машинобудівний завод)

Таблиця Д.1

| Тип конвеєра | Швидкість стрічки, м/с | Ширина стрічки, мм | Примальна здібність, м ³ /хв | Максимальна продуктивність, т/год | Максимальна конструктивна довжина, м | Потужність приводу, кВт | Область застосування |
|--------------|------------------------|--------------------|---|-----------------------------------|--------------------------------------|-------------------------|--|
| 2ЛЛ100 | 1,6 | 1000 | 11 | 530 | 1600 | 500 | Транспортування вугілля та людей (в обидві сторони) по уклонам з кутом нахилу від +6 до +18° |
| 3ЛП00У | 2,5 | 1000 | 16,8 | 850 | 2000 | 500 | Капітальні виробки з кутом нахилу від -3 до +18° |
| 3ЛП00У 02 | 2,0 | 1000 | 13,3 | 680 | 2000 | 500 | Капітальні виробки з кутом нахилу від -3 до +18° |
| ЛЛУ120 | 2,5 | 1200 | 25 | 1200 | 1800 | 500 | Капітальні виробки з кутом нахилу від -3 до +18° |
| 2ЛБ120 | 3,15 | 1200 | 31 | 1470 | 2000 | 500 (400) | Капітальні бремсберти з кутом нахилу від -1 до -3° |
| 2ЛУ120В | 3,15 | 1200 | 31 | 1500 | 2000 | 1000 | Капітальні уклони та нахилені ствали з кутом нахилу до +16° (привід у виконанні РВ) |
| 2ЛУ120А | 3,15 | 1200 | 31 | 1500 | 2000 | 1000 | Теж саме, але привід не у виконанні РВ |
| 2ЛУ120Б | 3,15 | 1200 | 31 | 1500 | 2300 | 1500 | Теж саме |
| 2ЛН100 | 2,5 | 1000 | 15 | 800 | 800 | 500 | Капітальні виробки з кутом нахилу до ± 25° |

Технічні характеристики стрічкових конвеєрів Донецького машинобудівного заводу [2]

| Технічні характеристики | Забійні КЛ – 250 – 2М КЛ – 250 – 2М КЛ – 250 – 2М КЛ – 250 – 2М | Відвальні КЛ – 250 – 2М КЛ – 250 – 2М КЛ – 250 – 2М КЛ – 250 – 2М | Магістральні КЛ – 250 – 2М КЛ – 250 – 2М КЛ – 250 – 2М КЛ – 250 – 2М | Під'ємні КЛ – 250 – 2М КЛ – 250 – 2М |
|--|---|---|--|--|
| Максимальна продуктивність: за пропускною здібністю, м ³ /год за масою матеріалу, який транспортується, т/год | 2670 2580 | 2670 2580 | 2670 2580 | 2670 2580 |
| Максимальний розмір кусків, мм | 300x300x400 | 300x300x400 | 300x300x400 | 300x300x400 |
| Ширина стрічки, мм | 1200 | 1200 | 1200 | 1200 |
| Довжина конвеєру, м | 250, 400, 500, 800 | 250, 400, 500, 750 | 250, 400, 500, 800 | 250, 400 |
| Швидкість руху стрічки, м/с (будь-яка із перерахованих для всіх типів) | 4,75; 4,6; 4,2; 3,8; 3,1 | 4,75; 4,6; 4,2; 3,8; 3,1 | 4,75; 4,6; 4,2; 3,8; 3,1 | 4,75; 4,6; 4,2; 3,8; 3,1 |
| Висота транспортування, м | 11,1; 2,4; 19,8; 2,4 | 11,1; 2,4; 19,8; 2,4 | 11,1; 2,4; 19,8; 2,4 | 32,9; 37,2 |
| Потужність приводу, кВт | 1x315; 1x315; 2x315; 2x315 | 1x315; 1x315; 2x315; 2x315 | 1x315; 1x315; 2x315; 2x315 | 2x315 |
| Напруга, кВ | 6 | 6 | 6 | 6 |
| Вага конвеєра, т (без ЗІП) | 83,5; 104,4; 126,5; 164,5 | 86,5; 108; 130; 160,5 | 79,5; 96,5; 118, 153,5 | 86,5; 104,5 |
| Відстань між роликотпорами, мм: вантаженої гілки порожньої гілки | 1000 6000 | 1000 6000 | 1000 6000 | 1000 6000 |

Типажний ряд конвеєрів Сизранського заводу важкого
машинобудування [1, с. 177]

| Конвеєр | Ширина стрічки, мм | Швидкість руху стрічки, м/с | Продуктивність, м ³ /год | Натяг стрічки, кН | Тягове зусилля, кН | Потужність електро- двигуна, кВт | Привід |
|---------|--------------------------|--------------------------------------|--|-------------------------|--------------------------|---|--------------------|
| С160125 | 1600 | 1,6 | 1600 | 290 | 175 | 320 | одно- барабаний |
| С160125 | 1600 | 2,0 | 2000 | 290 | 175 | 400 | |
| С160125 | 1600 | 2,5 | 2500 | 290 | 175 | 500 | |
| С160160 | 1600 | 1,6 | 1600 | 380 | 230 | 400 | |
| С160160 | 1600 | 2,0 | 2000 | 380 | 230 | 500 | -/- |
| С160160 | 1600 | 2,5 | 2500 | 380 | 230 | 630 | |
| С160160 | 2000 | 1,6 | 2560 | 480 | 290 | 500 | |
| С160160 | 2000 | 2,0 | 3200 | 480 | 290 | 630 | -/- |
| С160160 | 2000 | 2,5 | 4000 | 480 | 290 | 800 | |
| С200200 | 2000 | 1,6 | 2560 | 600 | 330 | 630 | |
| С200200 | 2000 | 2,0 | 3200 | 600 | 330 | 800 | -/- |
| С200200 | 2000 | 2,5 | 4000 | 600 | 330 | 1000 | |
| С200200 | 2000 | 1,6 | 2560 | 600 | 450 | 630 и 320 | двох- барабаний |
| С200200 | 2000 | 2,0 | 3200 | 600 | 450 | 800 и 400 | |
| С200200 | 2000 | 2,5 | 4000 | 600 | 450 | 1000 и 500 | |

Таблиця Д.4

Параметри конвеєрів Сизранського заводу

| Конвеєр | T200160-I | T200160-II | T200160-III |
|-------------------------------------|---------------|---------------|---------------|
| Ширина стрічки, мм | 2000 | 2000 | 2000 |
| Стрічка | ІРТЛ-5000 | ІРТЛ-5000 | ІРТЛ-3150 |
| Натяг стрічки, кН | 1100 | 1000 | 560 |
| Тягове зусилля, кН | 830 | 830 | 330 |
| Швидкість руху стрічки, м/с | 2,5 | 3,15 | 3,15 |
| Потужність приводу, кВт | 3x800 | 3x1250 | 800 |
| Продуктивність, м ³ /год | 4000 | 4700 | 3000 |
| Привід | двохбарабаний | двохбарабаний | однобарабаний |

Технічні характеристики стрічкових конвеєрів
Ново-Краматорського заводу важкого машинобудування (НКМЗ)
[7, с. 25]

| Параметр | Значення параметру |
|--|--|
| Ширина стрічки, мм | 1800 |
| Швидкість руху стрічки, м/с | 4,35 |
| Продуктивність: комплектність поставки, м ³ /год по масі вантажу, т/год | 5000 6750 |
| Число приводних барабанів | 2 |
| Кількість двигунів та їх потужність, кВт | 3x500 |
| Довжина конвеєра при куті нахилу 0 град, м | 800 |
| Розрахункова щільність вантажу, який транспортується, т ³ /м | 1,6 |
| Допустимий розмір шматка, мм | 400 |
| Натяжний пристрій | Лебедочного типу, встановлено у головній частині, хід 10м. Забійний з навантажувальним бункером; Відвальний з розвантажувальним возиком; торцьовий з ходовими возиками |
| Маса конвеєру, т: забійного довжиною 800 м із навантажувальним бункером та стрічкою | 610 |
| відвального довжиною 700 м із розвантажувальним возиком та стрічкою | 633 |
| торцьового довжиною 900 м із ходовими возиками та стрічкою | 940 |

Таблиця Д.5

Технічні характеристики стрічкових конвеєрів
Слав'янського заводу важкого машинобудування [3, с. 80]

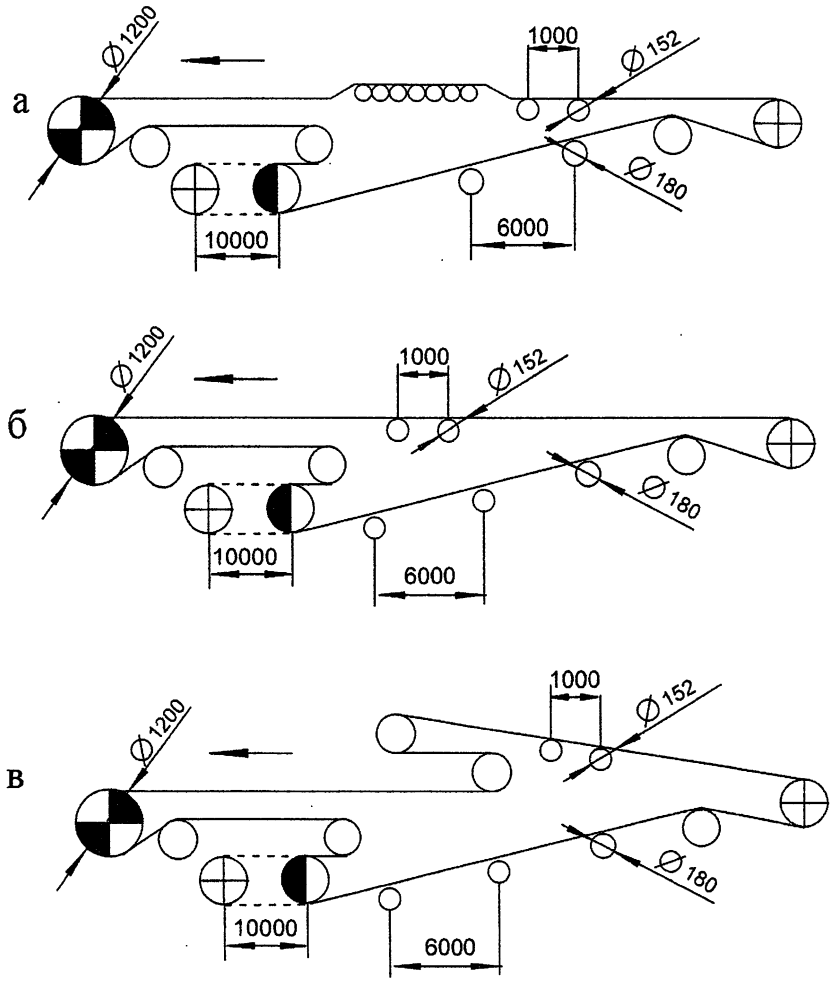
| Параметр | Забійні конвеєри довжиною, м | | Відвальні конвеєри довжиною, м | | Торцові конвеєри довжиною, м | | Телескопічні конвеєри | Конвеєри зовнішніх відвалів |
|---|------------------------------|--------------|--------------------------------|--------------|------------------------------|--------------|-----------------------|-----------------------------|
| | 800 | 400 | 700 | 300 | 800 | 400 | | |
| Продуктивність у пухкій масі: м ³ /год т/год | 5000 6750 | 5000 6750 | 5000 6750 | 5000 6750 | 5000 6750 | 5000 6750 | 5000 6750 | 5000 6750 |
| Ширина стрічки, мм | 1800 | 1800 | 1800 | 1800 | 1800 | 1800 | 1800 | 1800 |
| Швидкість руху стрічки, м/с | 4,35 | 4,35 | 4,35 | 4,35 | 4,35 | 4,35 | 4,35 | 4,35 |
| Число приводних барабанів | 2 | 1 | 2 | 1 | 2 | 1 | 1 | 2 |
| Потужність приводу, кВт | 1500 | 800 | 1500 | 800 | 1500 | 800 | 250 | 2400 |
| Підведена напруга, кВ | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 |
| Маса конвеєра, т | 627 | 453 | 632 | 483 | 745 | 470 | 155 | 575 |

Таблиця Д.6

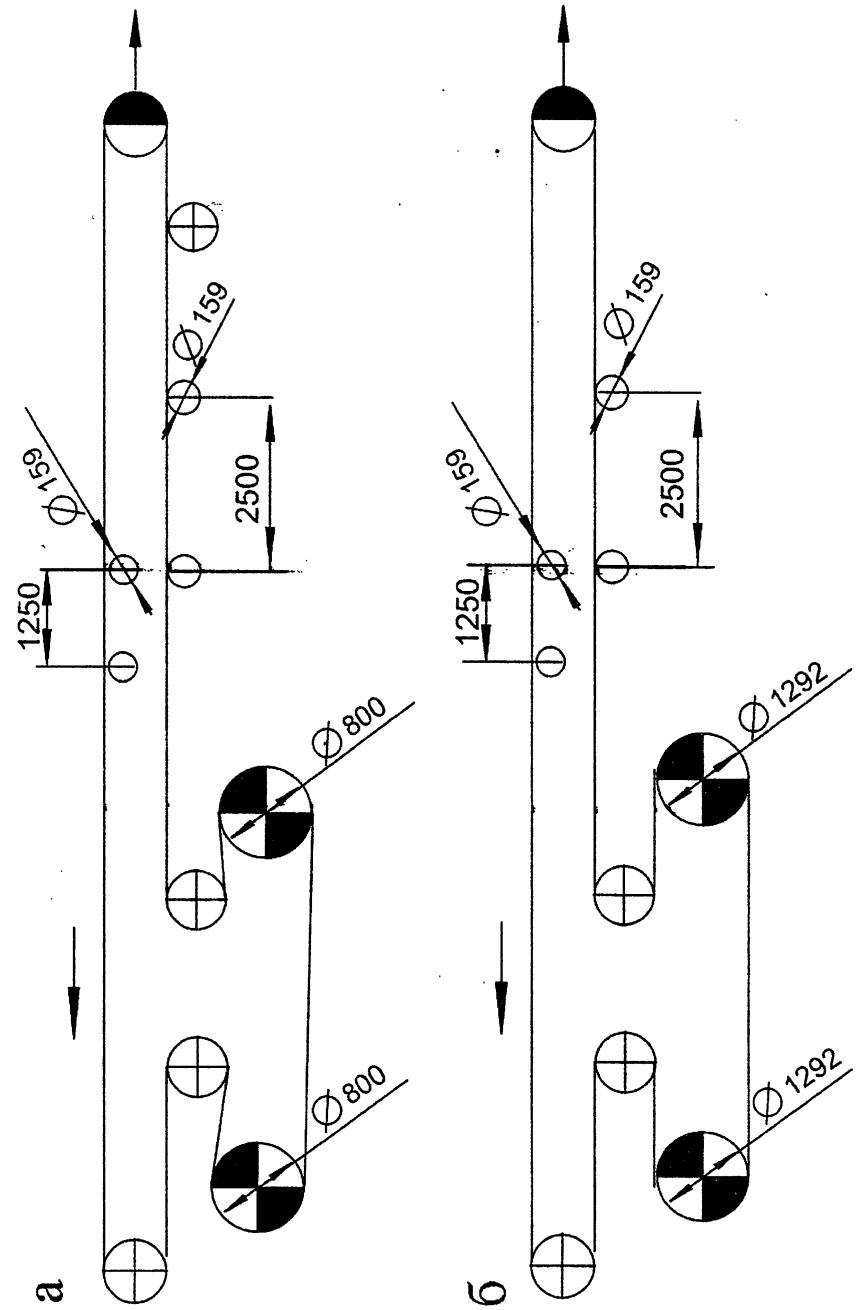
Технічні характеристики стрічкових конвеєрів
Артемівського заводу важкого машинобудування [3, с. 81]

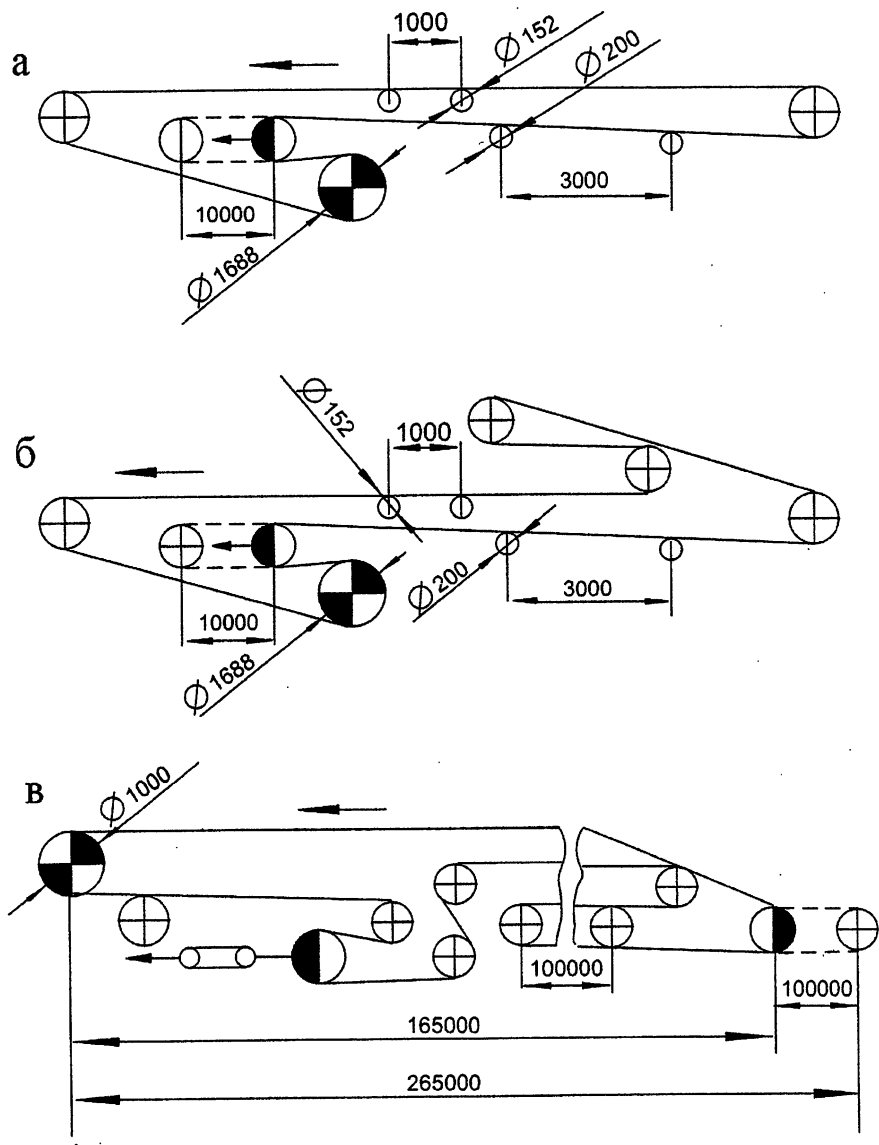
| Параметр | КЛШ-500 | КЛЗ-500/ПМА | КЛШ-800 |
|--|--------------|--------------|--------------|
| Продуктивність у розпушеній масі, т/год | 500 | 500 | 800 |
| Ширина стрічки, мм | 1000 | 1200 | 1200 |
| Швидкість руху стрічки, м/с | 2,26 | | |
| Число приводних барабанів | 1 | 2 | 1 |
| Потужність приводу, кВт | 75 | 75 | 150 |
| Підведена напруга, В | 220/380 | 220/380 | 220/380 |
| Максимальна довжина, м при куті нахилу, град | | | |
| 0 | 300 | 400 | 800 |
| 4 | 250 | 350 | 475 |
| 8 | 200 | 300 | 300 |
| 12 | 150 | 250 | 220 |
| 16 | 100 | 200 | 175 |
| Маса конвеєру без стрічки, т | 18,7 (300 м) | 28,8 (400 м) | 50,8 (800 м) |

ДОДАТОК 2. СХЕМИ СТРІЧКОВИХ КОНВЕЄРІВ

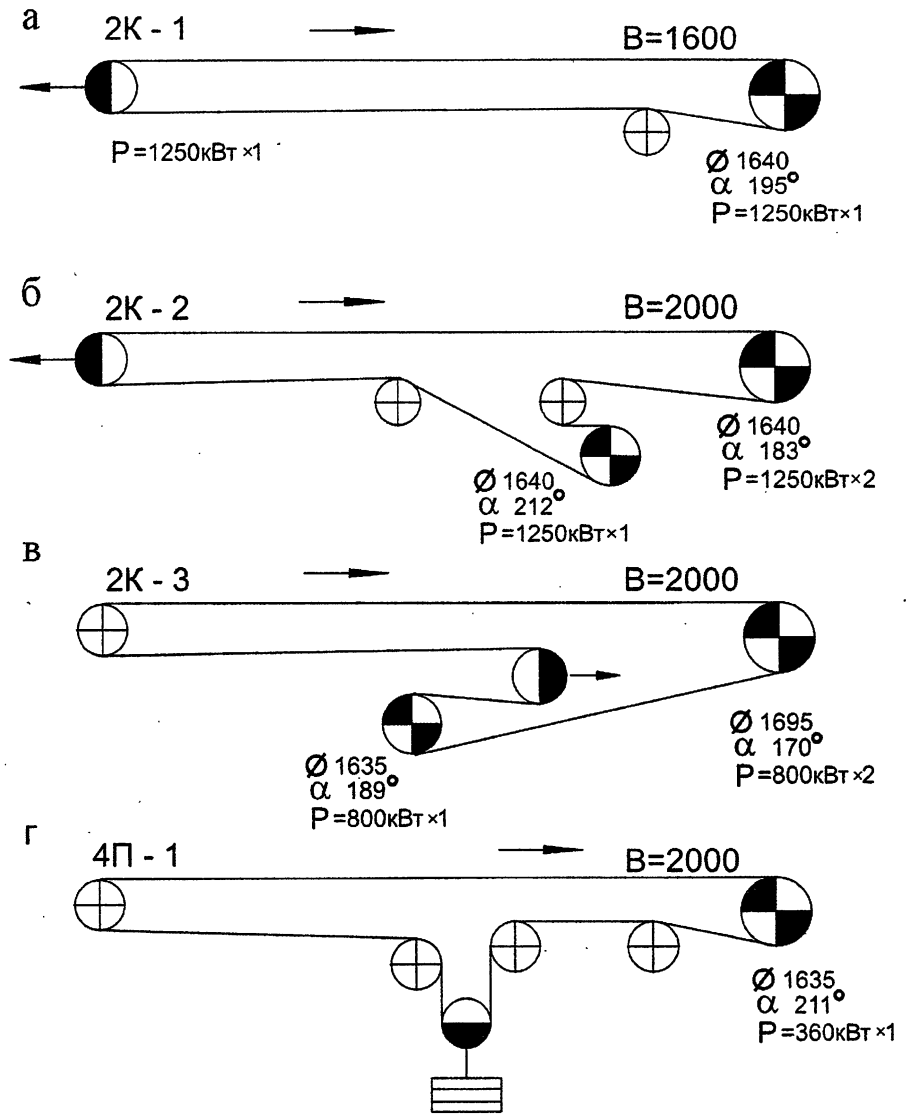


Схеми конвеєрів Донецького машинобудівного заводу:
а – забійного; б- магістрального; в- відвального

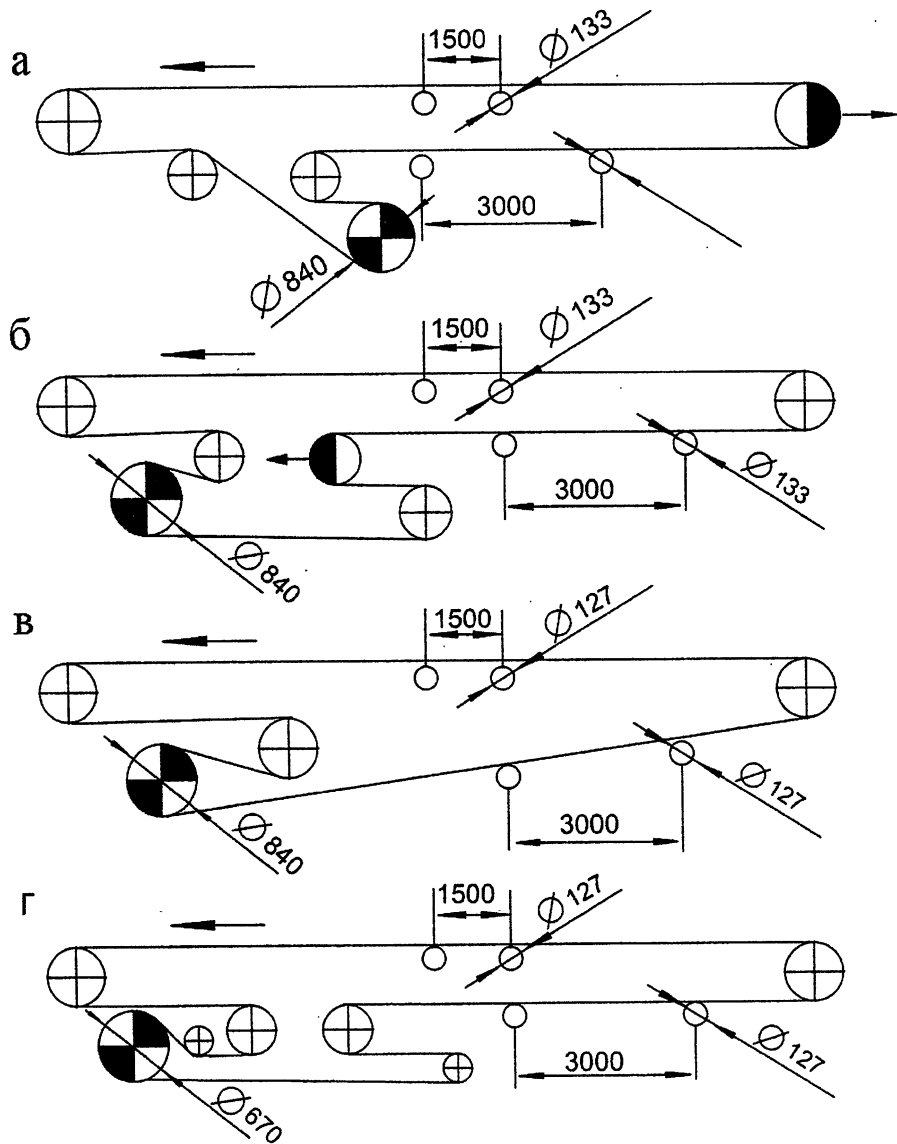




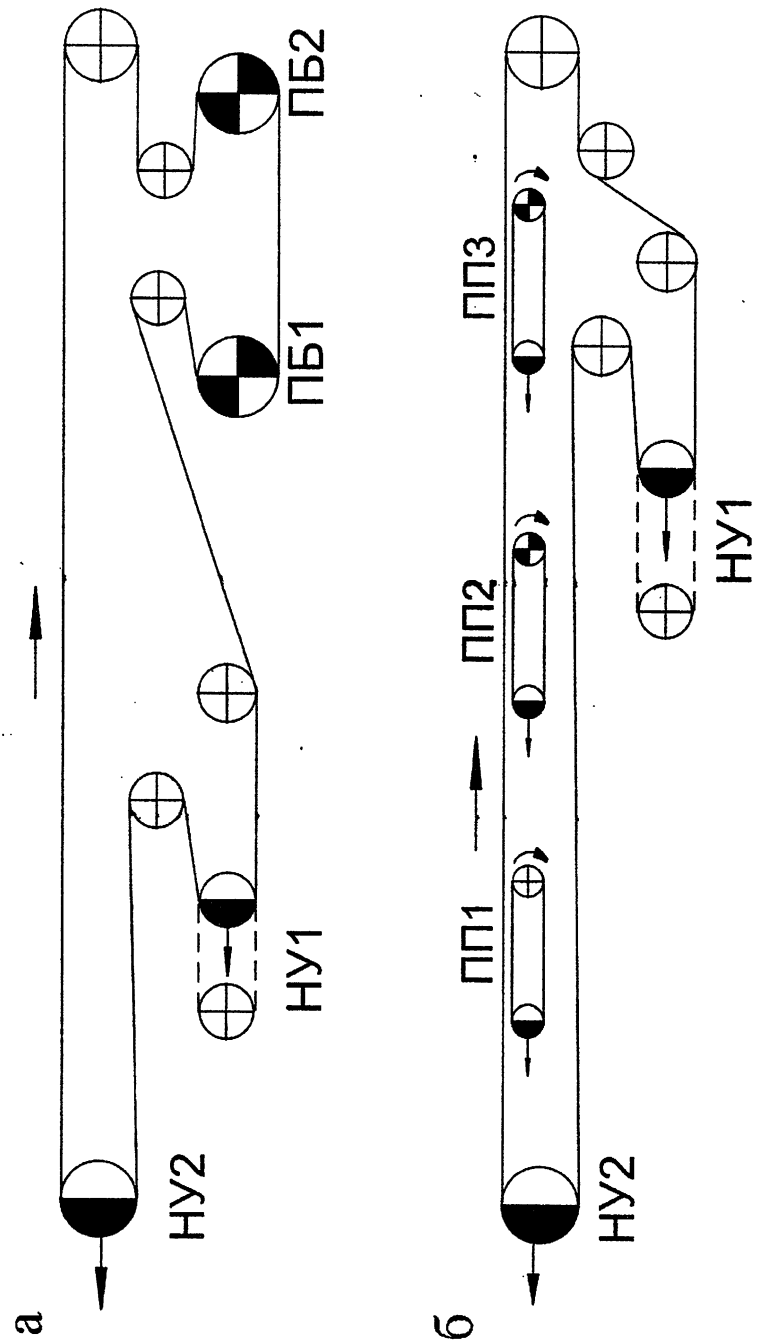
Схеми конвеєрів НКМЗ зі стрічкою шириною 1800 мм: а – забійного; б – відвального; в – передатнього телескопічного



Схеми конвеєрів Сизранського машинобудівного заводу: а – 2К1; б – 2К2; в – 2К3; г – 4П-1.



Схеми шахтних стрічкових конвеєрів зі стрічкою шириною 1000 мм: а – 1ЛУ100; б – 1ЛЛ100; в – 1ЛБ100; г – 2ЛЛ100



Список літератури до розділу I

1. Астахов П.Н., Гребенкин П.Т., Скворцова А.И. Справочник по тяговым расчетам. - М.: Транспорт, 1973.- 256 с.
2. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. Изд. 4-е, перераб. и доп. М.: Недра, 1982.- 414 с.
3. Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. – Л.: Гипроруда, 1977.- 450 с.
4. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов. – Л.: Стройиздат, 1977. – 366с.
5. Потапов М.Г. Карьерный транспорт. М.: Недра, 1985.- 240 с.
6. Ренгевич А.А. Расчет карьерного электровозного транспорта.- Днепропетровск: ДИИ, 1976. - 30 с.
7. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть I. М.: Недра, 1985.-510с.
8. Транспорт на горных предприятиях./ Под. ред. проф. Б.А. Кузнецова. М.: Недра, 1976.-552с.
9. Электроподвижной состав промышленного транспорта. Под. ред. Л.В. Баллона. М.: Транспорт, 1987.-296с.

Список літератури до розділу II

1. Андреев А.В., Дьяков В.А., Шешко Е.Е. Транспортные машины и автоматизированные комплексы открытых разработок. – М.: Недра, 1975. – 464 с.
2. Васильев М.В., Сироткин З.Л., Смирнов В.П. Автомобильный транспорт карьеров. – М.: Недра, 1973. – 280 с.
3. Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Эскавация и транспортирование –М.: Недра, 1979 – 72 с.
4. Коновалов В.С., Короткина Т.В., Рогожина И.В. Области эффективного

взаимодействия специальных и универсальных видов транспорта. – М.: Транспорт, 1977 - 383 с.

5. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. Изд. 4-е перераб. и доп. – М. : Недра, 1982. – 414 с.
6. Потапов М.Г. Карьерный транспорт. – М.: Недра, 1980. –364 с.
7. Ренгевич А.А. Расчет карьерного автомобильного транспорта. Днепропетровск: городская типография № 3, 1979. – 64 с.
8. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч. I. Изд. 6-е перераб. и доп: Учебник. – М.: Недра, 1985. – 510 с.
9. Транспорт на горных предприятиях / Под ред. Б.А. Кузнецова. Изд. 2-е перераб. и доп : учебник. – М. : Недра, 1976. – 552 с.

Список літератури до розділу III

1. Васильев М.В. Транспортные процессы и оборудование на карьерах. -М.: Недра, 1986.-240 с.
2. Горное оборудование. Номенклатурный каталог 15-2-86/2. –М., 1986.-56 с.
3. Горовой А.И. Справочник по горнотранспортным машинам непрерывного действия. – М.: Недра, 1982.-192 с.
4. Подземный транспорт шахт и рудников./ Под. ред. Г.Я. Пейсаховича и И.П. Ремизова. - М.: Недра, 1985.-566 с.
5. Полуниин В.Т., Гуленко Г.Н. Конвейеры для горных предприятий. -М.: Недра, 1978.-312 с.
6. Транспорт на горных предприятиях./ Под. ред. проф. Б.А. Кузнецова. -2-е изд., перераб. и доп. Учебник . -М.: Недра, 1976. - 552 с.
7. Фадеев Б.В. Конвейерный транспорт на рудных карьерах. -М.: Недра, 1972. – 160 с.

Список літератури до розділу IV

1. Васильев А.В. Фадеев Б.В. Хохряков В.С. Наклонные подъемники на карьерах. М.: Госгортехиздат, 1962. – 152 с.

2. Гришко А.П. Стационарные машины карьеров. М.: Недра.1982. - 224 с.
3. Димашко А.Д. Гершиков П.Я. Кривневич А.А. Шахтные электрические лебедки и подъемные машины. Справочник. М.: Недра,1973 -384с.
4. Оборудование шахтных стационарных установок. Каталог- справочник. М.: Центральный научно-исследовательский институт экономики и научно-технической информации угольной промышленности.1976.-176с.
5. Петухов А.И. Правицкий Н.К. Рипп М.Г. Горная механика. М.: Недра, 1965-400с.
6. Правила безпеки в вугільних шахтах. Київ,1996.-480с. Державний нормативний акт про охорону праці.

Предметний покажчик

| | |
|--------------------|---|
| Автозчеплення | 36 |
| Автомобіль | 45, 63 |
| Автомобільний | 57 |
| Автопарк | 56 |
| Автосамоскид | 40, 41, 46, 50, 53, 57, 64, 65, 99, 100 |
| Автотранспорт | 40, 65 |
| Агрегат | 9, 10, 15, 23, 27, 28, 32 |
| Аналогічний | 25, 38 |
| Барабан | |
| -підйомної машини | 101, 102, 103 |
| -приводний | 76, 78, 79, 84, 85, 92, 93, 94, 98, 102 |
| Безпека руху | 16, 61 |
| Вагон | 3, 10, 11, 12, 18, 19, 21, 22, 24, 25, 26, 27, 32, 34, 36, 37 |
| Вантаж | 11, 21, 23, 24, 35, 39, 40, 51, 56, 64, 65, 66, 70, 82, 90, 97, 99, 100 |
| Вантажений | 16, 30 |
| Вантажообіг | 9, 10 |
| Вантажопідйомність | 27, 36, 43, 44, 45, 52, 53, 56, 59, 98, 99 |
| Вантажопоток | |
| -залізничний | 3, 4, 21, 39, 40, 42, 53, 65, 66, 98 |
| Вапняк | 25, 27, 28, 36, 37 |
| Величина | 19 |
| Виїзна | 20, 29, 59, 63 |
| Вимога | 17, 101 |
| Випрямлення | 5, 7, 8 |
| Витрати | 3, 22, 38 |
| Висновок | 96 |
| Висота | 56, 97, 98, 99, 100, 103 |
| Відвал | 4, 5, 10, 19, 25, 41 |
| Відмінність | 3, 39 |
| Відстань | 24, 49, 56, 73, 83, 86 |
| Вісь | 14, 16, 75, 77, 84, 87, 91, 93 |
| Габарит | 41 |
| Гараж | 55, 57, 63 |
| Геометричний | 27, 43, 56 |
| Глибина | 97 |
| Горизонт | 4, 27, 97 |
| Графік | 53 |
| Двигун | 3, 17, 19, 20, 21, 27, 32, 38, 54, 56, 75, 77, 80, 85, 91, 106, 108 |
| Діаграма | 91, 95, 104 |
| Діаметр | 74, 97, 100, 101, 102 |
| Діапазон | 16, 17, 60, 81, 97 |

| | | | |
|---------------|---|------------------|---|
| Додатковий | 5, 9, 10, 11, 28, 30 | -опору руху | 54, 71, 73, 83, 84, 87, 91, 101 |
| Допоміжний | 20 | -запасу міцності | 21, 92 |
| Дорога | | Комплекс | 3, 25, 42, 65, 66, 67, 79, 81, 86 |
| -автомобільна | 63 | Комплектування | 27, 91, 92, 93 |
| -асфальтова | 44, 63 | Композиційна | |
| Думпкар | 10, 15, 16, 24, 27, 28, 30, 31, 36, 37, 38 | Конвеєр | 65, 66, 68...73, 78...93, 95...96 |
| | | -стрічковий | 69, 70, 73, 74, 81, 82, 90, 91, 97 |
| | | Конвеєрний | 67 |
| | | Кузов | 12, 27, 36, 40, 43...45, 56, 58, 99 |
| | | -автомашини | 45, 47 |
| Екіпаж | 29 | | |
| Екскаватор | 3, 18, 19, 20, 21, 25, 31, 34, 40, 42, 44, 46, 51, 53, 54, 56, 58, 62, 81, 86 | Лінійна | |
| Елемент | 4, 5, 7, 8, 9, 13, 16, 17, 19, 20, 21, 22, 23, 25, 49, 51, 52, 53 | -маса | 73, 83, 87, 91, 102 |
| | | Лінія | 76 |
| | | Локомотив | 3, 10, 11, 12, 14, 17, 20...23, 25, 26, 28, 30, 32, 34, 35, 38 |
| | | Локомотивосостав | 3, 10, 17, 21, 22, 34 |
| Живлення | 27 | | |
| | | Магістраль | 50 |
| Завантаження | 12, 18, 31, 37, 45, 58, 100 | Магістральний | 66, 67 |
| Завод | 82, 84, 86, 90 | Максимальний | 80, 83, 86, 90, 94, 95, 102 |
| Задача | 89 | Маневр | 52, 53, 55, 62 |
| Заїзд | 44 | Маса | 10...12, 24, 28, 36...38, 47, 48, 57, 59...61, 90, 100, 101, 103 |
| Залежність | 16, 20 | -зчепна | 27, 28, 36, 48 |
| Запас | | -лінійна | 73, 83, 87, 91, 102 |
| -міцності | 78, 80, 84, 89, 91, 101, 108 | Межа | 41, 79, 86 |
| -потужності | 19, 21, 63, 77, 84, 92, 96 | Мережа | 24, 26 |
| Застосування | 10, 27, 37, 40, 62, 66, 69, 82, 90 | Методика | 4, 40, 66 |
| Збагачувальна | 4 | Мінімальний | 84, 85, 88, 90, 93, 94 |
| Значення | 10...14, 16, 17, 20, 22, 28, 31, 38, 43, 44, 48...50, 52, 58...60, 64, 66, 68, 69, 72, 73, 77, 78, 80, 83, 87, 90, 93, 94, 102, 106, 108 | місткість | |
| | | -вагонна | 12 |
| Зовнішній | 4, 25 | -ковша | 19, 45 |
| Зупинний | 49, 55 | -кузова | 36, 45, 100 |
| | | Можливість | 29, 39, 49, 81 |
| Інвентарний | 21, 34, 54, 62 | Момент | 13, 17, 51, 101, 102 |
| Інтервал | 16 | Моторизований | 27 |
| Іспит | 52 | | |
| | | Набігання | 80 |
| Канат | 97, 100, 101, 102, 108 | Навантаження | 4, 19, 21, 27, 32, 38, 41, 52, 53, 54, 62, 63, 67, 79, 80, 85, 89, 92, 101, 102 |
| кар'єр | 3...6, 9, 10, 13, 14, 21, 24...28, 34, 36, 38...41, 43, 44, 49, 57, 64, 65, 73, 98, 100, 109 | Нагрівання | 3, 17, 19...21, 32, 38 |
| категорія | 20, 26, 43, 46, 50, 57 | Напруга | 22, 27 |
| керівний | 5, 11, 25 | Напрямок | 7, 9, 13, 18, 19, 22, 29, 31, 44, 50, 51, 52, 56, 62 |
| кілометр | 24 | Натискання | 14...16, 29, 30 |
| кількість | 3, 11, 14, 18, 19, 21, 22, 26...28, 30...32, 34, 36, 43, 44, 53, 55, 57, 58, 61, 62, 63, 72, 73, 78, 79, 81, 85, 87, 102, 106 | Натяг | 70...72, 75...78, 80...82, 84...90, 92, 94...97, 102, 103 |
| кліматична | 3, 25, 39, 56 | Неточність | 24 |
| ковш | 18...20, 31, 32, 40, 44...46, 51, 56, 58 | Нетто | 23 |
| коефіцієнт | 5, 10, 11, 12, 19, 21, 23, 27, 28, 30, 31, 34, 36, 37, 41, 44, 45, 47...49, 51, 52, 55, 56, 59-63, 65, 67, 69, 78, 79, 85, 91, 93, 97, 99, 100, 109 | Номінальна | 11, 12, 44, 45, 80, 107 |
| | | Норматив | 18, 34, 50 |

Оберт 106, 107
 Обмеження 17, 37, 60, 61, 62, 86
 Одиниця 24
 Одноробабаний 76, 84
 Одногодинний 20
 Округлення 10, 12
 Опір 5, 10, 11, 27, 28, 30, 36, 46, 48, 53, 59...61, 73, 88, 95, 101
 Організація 3
 Основний 10, 27, 36, 48, 61

 Парк
 -автомобільний 52, 55, 56, 63, 64
 -залізничний 21, 22, 34
 Паспортна 11, 12
 Перевезення 4, 10, 24, 27, 28, 36, 49
 Перевірка 3, 7, 19, 21, 32, 38
 Перегон 18, 24, 26
 Перелік 3, 25, 26, 40, 56, 58, 64, 66, 82
 Питома 14, 23, 30, 31, 35
 Підйом 7, 10, 11, 12, 27, 28, 36, 37, 38, 48, 60, 98, 99, 103, 104, 107
 Підйомна
 -машина 98, 100...103, 107, 109
 План 3, 4, 41, 43, 90
 Поверхня 78
 Поворот 38, 52
 Подовжній 3
 Поїзд 36...38
 Положення 76, 101, 102
 Порода 3
 Порожній 16, 30, 95
 Постійний 81
 Потужність 12, 27, 28, 32, 36, 37, 40, 57, 78...81, 86, 89...91, 97, 98, 109
 Правила 5, 12, 13, 17, 38, 109
 -безпеки 38, 109
 Правило 14
 Привод 51, 70, 71, 74, 76, 78...81, 84...86, 88...98, 109
 Приводний 94
 Приймач 23, 35
 Приклад 3, 4, 7, 8, 25, 36, 38, 40, 57, 65, 66, 68, 77, 82, 88, 90, 98, 109
 Приміщення 73
 Припустима 12, 27, 28, 36...38, 50, 60, 61, 65, 80, 86, 89, 106, 109
 Пробіг 55, 56, 63
 Продуктивність 3, 21, 22, 25, 34, 52, 54, 57, 62, 67, 69, 82, 83, 87, 90, 97, 98
 Проектування 24
 Промисловість 66, 70, 100
 Пропускна 56, 64
 Профіль 3, 4, 41
 Процес 16
 Пункт 3...5, 18, 21, 24, 25, 27, 40, 41, 52...55, 58, 63, 66, 67, 101

Регулювання 55
 Режим 3, 12, 13, 15...17, 20, 21, 25, 28...32, 34, 38, 40, 44, 48, 57, 61, 70, 71, 79, 80, 98, 109
 Резерв 21, 22, 24, 56, 86
 Резервний 22
 Рейка 38
 Рейс 17...23, 31, 32, 34, 35, 52...54, 62, 63
 Рельєф 26, 50
 Річна 3, 22, 34, 98
 Робота 8, 66
 Робочий 21, 22, 34
 Розвиток 4, 24
 Розгорнутий 4
 Роздільний 3, 24
 Розкрив 3, 4, 25, 27, 40, 41, 57, 65
 Розміщення 3, 57
 Розпорядницькі 24
 Розпушення 12, 28, 37, 45, 47
 Розрахунок 3, 4, 13, 14, 16, 17, 22, 25, 36, 38, 40, 41, 57, 62, 66, 70, 75, 81, 83, 89, 90, 98, 101, 103, 104
 Розташування 3, 14, 24
 Рух 5, 7, 10...12, 16...19, 21, 22, 27...34, 36, 38, 40, 41, 43...46, 48...54, 56, 58...62, 64, 67, 69...71, 73, 75, 80, 82...84, 87, 88, 91, 98, 101, 104...109
 Рухомий 22, 30, 64

 Секція 27, 28, 29, 89
 Середній 5, 9, 30, 70
 Сигнал 24
 Сила 12, 14, 20...23, 28, 30...32, 36...38, 71, 75, 81, 82, 84...89, 91, 95, 97
 Скіп 98...102, 104, 106...109
 Скіповий 98, 109
 Склад
 -рухомий 3, 10, 15, 16, 43, 56, 64
 Складальні 24
 Смуга 56, 64
 Состав 3, 9, 10, 14, 18, 21, 22, 27, 28, 30, 36
 Співвідношення 11, 41
 Спроможність 56, 64
 Стандартний 14, 20, 107
 Станція 19, 26
 Стрічка
 -конвеєрна 67, 69, 70, 71, 73, 75...97
 Стрічковий
 -конвеєр 70, 73, 82, 90, 91, 97
 Струм 9, 10, 11, 17...20, 22, 27
 Струмоприймач 22, 23, 35
 Сумарний 44, 59
 Схема 4, 6, 25, 27, 36, 40, 57, 62, 66, 68, 93, 100

| | | | |
|---------------------|--|----------------|---|
| Схема | 4, 6, 25, 27, 36, 40, 57, 62, 66, 68, 93, 100 | Ширина Шлях | 57, 58, 65, 69, 75, 76, 79, 82, 90, 97, 102, 103 3, 4, 5, 10, 11, 13, 14, 16...19, 24...26, 28...32, 36, 38, 49...51, 54, 56, 61, 64, 65, 101, 104, 106...109 |
| Тара | 11, 27, 100 | Щебнева | 46, 49 |
| Тепловоз | 9, 12, 15, 16, 36...38 | Щільність | 12, 19, 25, 28, 32, 45, 57, 69, 82, 83, 87, 101 |
| Тертя | 14, 30, 31, 78, 79 | | |
| Тип | 3, 9, 15, 16, 26, 40, 41, 49, 53, 57, 58, 59, 66, 67, 70, 81, 82, 83, 87, 91, 97 | Яма | 19 |
| Тиск | 15, 29 | | |
| Транспорт | 3...5, 13, 17, 21, 25...27, 36, 39, 40, 57, 58, 65, 66, 67, 98, 99 | | |
| Траншея | 4, 20, 25, 29, 43, 60, 64 | | |
| Тривалий | 19 | | |
| Тривалість | 20, 21, 34, 52...54, 57, 62, 67, 98, 103, 104, 108, 109 | | |
| Тяга | 12, 17, 20, 21, 23, 28, 32, 36, 37, 48, 70, 71, 75, 79, 80, 81, 83, 84, 86, 88, 89, 91, | | |
| Тягач | 41, 53 | | |
| Тяговий -агрегат | 9, 10, 15, 23, 27, 28, 32 | | |
| Умова | 5, 7, 10, 11, 13, 16, 17, 27, 28, 34, 36, 37, 38, 41, 48, 49, 50, 54, 60, 63, 66, 67, 70, 73, 76, 79, 83, 84, 88...91 | | |
| Уповільнення | 13, 18, 30, 31, 50, 61 | | |
| Устаткування | 3, 25, 40, 41, 42, 56, 58, 64, 66, 67, 82 | | |
| Уступ | 3, 4, 24, 25, 43, 46, 57 | | |
| Уточнення | 66, 83 | | |
| Ухил | 4, 5, 7, 9...11, 14, 24, 25, 27, 29, 36, 38, 51, 54, 60, 61 | | |
| Фабрика | 4, 10, 19, 25 | | |
| Фактична | 45, 47, 60, 107, 108 | | |
| Формула | 14, 16, 36, 37, 57, 71, 73 | | |
| Функція | 24, 70, 71 | | |
| Характеристика | 4, 7, 17, 25, 26, 27, 32, 36, 37, 40, 41, 43, 46, 49, 55, 57, 59, 66, 67, 70, 80, 81, 83, 87, 91, 97, 98, 100, 102 | | |
| Характерна | 4, 70, 71, 75, 76, 84, 85, 88, 94 | | |
| Характерний | 41 | | |
| Центр | 27 | | |
| Цикл | 18, 20, 31, 53, 103, 108, 109 | | |
| Циліндр | 15, 29 | | |
| Цілик | 12, 25, 28, 37, 45, 47, 57 | | |
| Чавунний | 14, 15, 30 | | |
| Черговий | 54 | | |
| Швидкість | 12, 13, 16...18, 27, 29, 31, 32, 36, 37, 48...52, 54, 56, 57 | | |

| Зміст | |
|--|----|
| Передмова..... | 3 |
| 1. Розрахунок залізничного транспорту..... | 4 |
| 1.1 Задачі розрахунку та вихідні дані..... | 4 |
| 1.2 Методика розрахунку..... | 4 |
| 1.2.1. Розрахункові схеми..... | 4 |
| 1.2.2. Вибір рухомого складу..... | 7 |
| 1.2.3. Визначення кількості вагонів у складі..... | 8 |
| 1.2.4. Гальмові розрахунки..... | 11 |
| 1.2.5. Швидкість руху потяга і час рейсу локомотивосклада..... | 13 |
| 1.2.6. Перевірка тягових двигунів на нагрівання..... | 15 |
| 1.2.7. Визначення кількості локомотивів і вагонів та продуктивності локомотивосклада..... | 16 |
| 1.2.8. Розрахунок витрати електроенергії..... | 17 |
| 1.2.9. Установлення місць розташування і параметрів роздільних пунктів і шляхового розвитку на уступах..... | 18 |
| 1.2.10. Перелік устаткування транспортного комплексу..... | 19 |
| 1.3 Приклади розрахунку..... | 19 |
| 2. Розрахунок автомобільного транспорту..... | 28 |
| 2.1 Задачі розрахунку та вихідні дані..... | 28 |
| 2.2 Методика розрахунку..... | 29 |
| 2.2.1. Схема автомобільних доріг кар'єру і розрахункових маршрутів..... | 29 |
| 2.2.2. Вибір типу автомобіля..... | 29 |
| 2.2.3. Характеристики автомобільних доріг..... | 30 |
| 2.2.4. Фактична вантажопідйомність автомобіля..... | 32 |
| 2.2.5. Припустимі швидкості руху..... | 34 |
| 2.2.6. Розрахункова продуктивність автомобіля і чисельність машин автомобільного парку..... | 36 |
| 2.2.7. Технічні показники автотранспортної системи..... | 38 |
| 2.2.8. Перелік устаткування автотранспортної системи..... | 39 |

| | |
|---|----|
| 2.3 Приклади розрахунку..... | 39 |
| 3. Розрахунок конвеєрного транспорту..... | 46 |
| 3.1 Задачі розрахунку та вихідні дані..... | 46 |
| 3.2 Методика розрахунку..... | 46 |
| 3.2.1. Розрахункова схема конвеєрного комплексу..... | 46 |
| 3.2.2. Вибір типу конвеєра..... | 46 |
| 3.2.3. Навантажувальні характеристики конвеєра..... | 49 |
| 3.2.4. Визначення параметрів конвеєрів, намічених до установки..... | 54 |
| 3.2.5. Перелік устаткування конвеєрного комплексу..... | 57 |
| 3.3 Приклади розрахунку..... | 57 |
| 4. Розрахунок скіпового підйомника кар'єру..... | 68 |
| 4.1 Задачі розрахунку та вихідні дані..... | 68 |
| 4.2 Приклад розрахунку..... | 68 |
| 4.2.1. Вибір скіпа..... | 69 |
| 4.2.2. Розрахунок каната..... | 69 |
| 4.2.3. Вибір підйомної машини..... | 71 |
| 4.2.4. Розрахунок параметрів кінематики..... | 72 |
| 4.2.5. Визначення потужності приводу..... | 75 |
| Додаток 1. Технічні характеристики стрічкових конвеєрів що застосовуються на кар'єрах..... | 77 |
| Додаток 2. Схеми стрічкових конвеєрів..... | 82 |
| Література..... | 88 |
| Предметний покажчик..... | 91 |

Навчальне видання
Ренгевич Олександр Олександрович
Денищенко Олександр Валерійович

**ЕКСПЛУАТАЦІЙНІ РОЗРАХУНКИ ТРАНСПОРТНИХ
КОМПЛЕКСІВ КАР'ЄРІВ**

Навчальний посібник

Відповідальний за випуск проф. В.О. Салов

Редакційно-видавничий комплекс

Верстка та редагування: С.П. Іванов

Підписано до друку 24.12.04. Формат 30x42/4.
Папір Cartain. Ризографія. Умовн. друк.арк. 5,6.
Обл.-вид.арк. 5,6. Тираж 100 прим. Зам.№ 18.

Підготовлено до друку та видруковано
у Національному гірничому університеті.
Свідцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 277.
49027, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.