



Національний університет

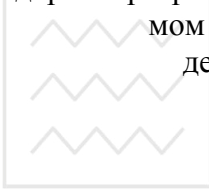
Міністерство освіти і науки, молоді та спорту України
Національний університет водного господарства та
природокористування

Кафедра розробки родовищ корисних копалин

061–131

Методичні вказівки

до виконання курсового проекту з дисципліни „Технології
відкритої розробки корисних копалин” студентами за напря-
мом підготовки 6.050301 „Гірництво”
денної та заочної форм навчання



Національний університет
водного господарства
та природокористування

Рекомендовано методичною
комісією за напрямом під-
готовки „ Гірництво ”
Протокол № 8 від 05.06.2012 р.

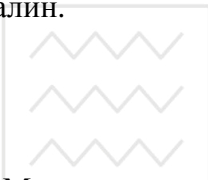
Рівне 2012



Методичні вказівки до виконання курсового проекту з дисципліни „ Технології відкритої розробки корисних копалин” студентами за напрямом підготовки 6.050301 „ Гірництво” денної та заочної форм навчання / В.А. Стріха. – Рівне: НУВГП, 2012. - 24 с.

Упорядник: В.А. Стріха, к.т.н., доцент.

Відповідальний за випуск: З.Р. Маланчук, докт. техн. наук, професор, завідувач кафедри розробки родовищ корисних копалин.



ЗМІСТ

1. Мета та завдання курсового проектування	3
2. Структура курсового проекту	3
3. Зміст розрахунково – пояснювальної записки	3
4. Вимоги до оформлення графічної частини курсового проекту	22
5. Список рекомендованої літератури	22
6. Додаток	24



1. МЕТА ТА ЗАВДАННЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТУВАННЯ

Курсовий проект з дисципліни "Технології відкритої розробки корисних копалин" сприяє закріпленню та поглибленню знань, одержаних студентами під час вивчення дисципліни, дозволяє здобути навички виконання практичних розрахунків, користування спеціальною та довідковою літературою.

При виконанні курсового проекту студент зобов'язаний продемонструвати вміння застосування теоретичних знань для розв'язання практичних завдань, творчо підходити до роботи над проектом, вміло користуватися літературою, обчислювальною технікою, відповідно до вимог виконати графічну частину проекту.

2. СТРУКТУРА КУРСОВОГО ПРОЕКТУ

Курсовий проект складається з розрахунково – пояснювальної записки та графічної частини обсягом 2 аркуша паперу.

Структура розрахунково-пояснювальної записки наступна: титульний лист, завдання на курсовий проект, зміст, вступ, розрахункова частина, висновки, література.

3. ЗМІСТ РОЗРАХУНКОВО – ПОЯСНЮВАЛЬНОЇ ЗАПИСКИ

Вступ

У даному розділі наводиться актуальність основних перспектив розробки корисних копалин.

3.1. Геологічна та гірничотехнічна характеристика родовища

Розділ повинен містити характеристику корисної копалини та вміщуючих порід (показники міцності, тріщинуватості та інші фізико-технічні характеристики порід), умови залягання (форма покладу, потужність тощо).



3.2. Розрахунок вихідних даних проекту

У табличній формі наводять дані, отримані студентом для виконання курсового проекту.

Відомості даного розділу є основою для прийняття рішень при виборі технології розробки та структури комплексної механізації.

У даному розділі повинні бути наведені підрахунки:

- запасів корисної копалини (геологічних та промислових),
- об'ємів розкривних порід в межах контурів кар'єра та середнього коефіцієнта розкриття;
- строку існування гірничого підприємства;
- величин добових та змінних обсягів робіт по розкривним породам та корисній копалині.

Повинна бути визначена загальна організація робіт, що включає в себе розрахункову кількість робочих днів на рік, робочих змін на добу, тривалість робочої зміни, величини змінних та добових об'ємів по розкривним та видобувним роботам.

3.2.1. Для виконання подальших розрахунків необхідно визначити кінцеву глибину кар'єру:

для горизонтальних покладів вона становитиме:

$$H_k = m_p + m_{k.k}, \text{ м}; \quad (1)$$

де m_p – потужність розкривного шару, м; $m_{k.k}$ – потужність покладу корисної копалини, м.

3.2.2. Визначаються об'єми гірської маси в контурах кар'єра:

$$V_{\tilde{A}.i} = S \cdot H_k + \frac{1}{2 \cdot P H_k^2 \text{ctg} \beta_p} + \frac{1}{3 \cdot H_k^3 \pi \text{ctg}^2 \beta_{cp}}, \text{ м}^3; \quad (2)$$

де $V_{\tilde{A}.i}$ – об'єм гірської маси в кар'єрі, $\beta_{\tilde{n}\delta}$ – середній кут відкосу бортів кар'єра, град; P , S – відповідно периметр та площа підшови кар'єру (при умові повного використання корисної копалини дозволяється розміри підшови кар'єру приймати рівними горизонтальним розмірам покладу).



3.2.3. Підрахунок об'ємів запасів корисної копалини та розкривних порід:

У вираз (2), підставивши замість H_k значення m_p , отримуємо V_p – об'єми розкривних порід в контурах кар'єра.

Об'єм покладу корисної копалини визначається за виразом:

$$V_{k.k} = V_{\bar{a}.i} - V_{\delta}, \text{ м.}$$

3.2.4. Із врахуванням 5% втрат корисної копалини при розробці родовища промислові запаси становитимуть:

$$V_{k.k}^{i\delta} = 0,95 \cdot V_{\hat{E}.\hat{E}}, \text{ м}^3;$$

3.2.5. Строк існування кар'єру становить:

$$\dot{O}_D = \frac{V_{k.k}^{i\delta}}{Q_{k.k}^{\delta^3\hat{e}}}, \text{ років}; \quad (3)$$

де $Q_{k.k}^{\delta^3\hat{e}}$ – річна продуктивність кар'єру по корисній копалині, м³/рік;

Річний об'єм розкривних порід по кар'єру:

$$Q_{\delta i\zeta}^{\delta^3\hat{e}} = \frac{V_p}{T_p}, \text{ м}^3/\text{рік}; \quad (4)$$

Середній промисловий коефіцієнт розкриття становить:

$$K_{\delta i\zeta} = \frac{V_p}{V_{k.k}}, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (5)$$

3.2.6. Приймається режим роботи підприємства:

- тривалість зміни $T_{зм}$ – 7-8 годин;
- кількість робочих змін на добу $n_{зм}=2 - 3$ зміни;
- кількість робочих днів на рік $N_{дн}=220 - 300$ днів;

3.2.7. Величини добових та змінних об'ємів за розкривними та видобувними роботами:



$$Q_p^{зм} = \frac{Q_{роз}^{рік}}{N_{дн} \cdot n_{зм}}, \text{ м}^3/\text{зм.}; \text{ та } Q_{к.к}^{зм} = \frac{Q_{к.к}^{рік}}{N_{дн} \cdot n_{дн}}, \text{ м}^3/\text{зм.}; \quad (6), (7)$$

$$Q_p^{доб} = \frac{Q_{роз}^{рік}}{N_{дн}}, \text{ м}^3/\text{добу}; \text{ та } Q_{к.к}^{доб} = \frac{Q_{к.к}^{рік}}{N_{дн}}, \text{ м}^3/\text{добу}; \quad (8), (9)$$

3.3. Підготовка гірських порід до виймання

В розділі повинно бути наведено обґрунтування способу підготовки гірських порід до виймання, необхідний ступінь подрібнення порід.

Повинен бути наведений розрахунок основних технологічних параметрів підготовки гірських порід до виймання, показники важкості руйнування та важкості буріння порід. Розрахунок продуктивності та необхідної кількості бурового обладнання. Повинні бути наведені технічні характеристики використовуваного обладнання.

При підготовці гірських порід до виймання здійснюють їх подрібнення з метою отримання шматків породи з певною величиною їх лінійних розмірів. При цьому керуються наступними залежностями між характерними параметрами гірничого, транспортувального обладнання та максимальними лінійними розмірами шматків:

- за місткістю ковша екскаватора:

$$d \leq (0,7 \div 0,8) \sqrt[3]{E}, \text{ м}; \quad (10)$$

де E – місткість ковша екскаватора, м^3 ;

- за місткістю кузова транспортного засобу:

$$d \leq 0,5 \cdot \sqrt[3]{V_{\Delta}}, \text{ м}; \quad (11)$$

де V_{Δ} – місткість кузова транспортного засобу, м^3 ;

- за меншими розмірами приймального отвору бункера або дробильної установки:

$$d \leq (0,75 \div 0,85) b_i, \text{ м}; \quad (12)$$

де b_i – довжина меншої сторони приймального отвору бункера або дробарки, м;

- за шириною стрічки конвеєра:



$$d \leq 0,5b_k - 0,1, \text{ м}; \quad (13)$$

де b_k – ширина стрічки конвеєра, м.

3.4. Розкриття родовища

В розділі наводиться обґрунтування способів розкриття родовища, місце закладення розкриваючих виробок у відповідності з прийнятою системою розробки та видом кар'єрного транспорту. Підраховуються основні параметри розкриваючих виробок, об'єми капітальних та розрізних траншей, загальні об'єми гірничо-капітальних робіт на момент здачі кар'єра в експлуатацію.

3.4.1. Теоретична довжина траси капітальної траншеї:

$$L_{теор} = \frac{1000 \cdot H_y}{i}, \text{ м}; \quad (14)$$

де i – керуючий підйом в траншеї (для автомобільного транспорту приймається в межах 80-120, для залізничного – 20-40), ‰.

3.4.2. Дійсна довжина траси капітальної траншеї:

$$L_{\partial} = K_y \cdot L_{теор}, \text{ м}; \quad (15)$$

де K_y – коефіцієнт подовження траси ($K_y=1,05-1,5$).

3.4.3. Об'єм гірських виробок:

- похилої капітальної траншеї

$$V_{\kappa.m} = \frac{1000H_y^2}{i_p} \cdot \left(\frac{B_{\kappa.T}}{2} + \frac{H_y}{3tg\alpha_{\kappa.m}} \right), \text{ м}^3; \quad (16)$$

де $B_{\kappa.T}$ – ширина основи капітальної траншеї, м; $\alpha_{\kappa.m}$ – кут відкосу борта капітальної траншеї, градус;

- розрізної траншеї, що створює першопочатковий фронт робіт уступу

$$V_{p.m} = (B_{p.T} + H_y ctg\alpha_{p.m}) \cdot H_y \cdot L_{p.m}, \text{ м}^3; \quad (17)$$

де $L_{p.m}$ – довжина розрізної траншеї, м³.

- напівтраншеї (капітальної траншеї, що проводиться по



борту кар'єру)

$$V_{i.\dot{\delta}} = \frac{500 \cdot \psi \cdot \hat{A}_{i.\dot{\delta}}^2}{3_{\dot{\delta}}} \left(H_y - \frac{\psi \cdot B_{i.\dot{\delta}}}{3} \right), \text{ м}^3; \quad (18)$$

де $\psi = \frac{\text{tg} \alpha \cdot \text{tg} \beta}{\text{tg} \alpha - \text{tg} \beta}$; α – кут відкосу борта траншеї, град; β –

кут відкосу борта кар'єру; $B_{n.m}$ – ширина траси напівтраншеї, м;

- об'єм гірничо-капітальних робіт по рознесенню борта кар'єра від розміщення в ньому внутрішніх капітальних траншей:

$$V_{\text{вн}} = 500 \frac{\hat{E}_{\delta} \cdot \hat{A}}{3_{\delta}} \cdot h_i \cdot (h_i + 2H_i), \text{ м}^3; \quad (19)$$

де h_i – висота уступу, на якому проходиться внутрішня траншея, м; H_i – відстань (по вертикалі) від поверхні до горизонту, що розкривають, м;

Об'єми гірничокапітальних робіт визначаються як сума об'ємів капітальних та розрізних траншей та об'ємів по рознесенню борта кар'єра на момент здачі його в експлуатацію.

3.5. Система розробки та структура комплексної механізації

В розділі наводиться обґрунтування вибору системи розробки, що повинен бути взаємопов'язаний з способом розкриття родовища, комплексною механізацією розкривних робіт та гірничо-геологічними умовами родовища.

В даному розділі повинна бути визначена система розробки та розраховані параметри елементів системи розробки.

Вибір системи розробки залежить від гірничогеологічних умов, розмірів та форми покладу, яка здійснюється за класифікацією академіка В.В. Ржевського.

3.5.1. Розрахунок параметрів елементів системи розробки

Висота уступів в кар'єрі приймається при розробці м'яких



порід меншою або рівною максимальній висоті черпання прямої механічної лопати $H_y \leq H_{\pm}^{max}$; при розробці скельних порід (при використанні БВР) $H_y \leq 1,5H_{\pm}^{max}$.

При використанні драглайна в якості виймального обладнання, вибір його типорозміру залежить від висоти уступу та здійснюється за глибиною черпання при встановленні його на верхній площадці розкривного уступу (нижнє черпання) та за висотою розвантаження при встановленні драглайна на нижній площадці уступу (верхнє черпання).

При вийманні породи нижнім черпанням типорозмір екскаватора визначається за умовою: $H_y = H_{\pm f}$.

В такому випадку повинна дотримуватися умова:

$$R_{\pm} \geq H_y \operatorname{ctg} \alpha_p + z, \text{ м}; \quad (20)$$

де R_{\pm} – радіус черпання, м;

z – ширина основи призми обриву, м.

При вийманні порід верхнім черпанням типорозмір драглайна визначається за умовою $H_{y,\hat{a}} = (0,6 - 0,7)H_p$,

де H_p - висота розвантаження.

Верхнім черпанням ефективно здійснювати виймання порід тільки з використанням драглайнів місткість ковша яких сягає 10-15 м³ та більше.

Ширина заходки

- механічної лопати при розробці м'яких порід та скельних порід з розвантаженням в залізничний транспорт:

$$A = (1,5 \div 1,7)R_{\pm, \hat{o}}, \text{ м}; \quad (21)$$

де $R_{\pm, \hat{o}}$ – радіус черпання екскаватора, м;

- механічної лопати при розробці скельних порід з розвантаженням в автомобільний транспорт:

$$A = (0,5 \div 1)R_{\pm, \hat{o}} \quad (22)$$

- драглайна:



$$A = R_{\pm}(\sin \omega_1 + \sin \omega_2), \text{ м}; \quad (23)$$

де R_{\pm} – радіус черпання драглайна, м; ω_1 та ω_2 – кути розвороту екскаватора від його осі при черпанні, (35-40), град.

- роторного екскаватора з висувною стрілою:

$$A = R_{\pm}(\sin \varphi_A + \sin \varphi_f), \text{ м}; \quad (24)$$

де φ_B – кут повороту роторної стріли в сторону уступу при відпрацюванні верхнього шару, град; φ_H – кут повороту роторної стріли в бік виробленого простору при відпрацюванні нижнього шару, град.

- при використанні скрепера:

$$A = B_{ск} = n_{np}(b_p + b_e), \text{ м}; \quad (25)$$

де n_{np} – кількість суміжних проходів скрепера (зазвичай $n_{np}=2-4$); b_p – ширина смуги різання породи, яка дорівнює ширині ковша скрепера, м; b_e – ширина гребеня між суміжними проходами скрепера ($b_e=0,5-1,5$), м;

В деяких випадках скреперна заходка включає в себе ширину транспортної смуги для розміщення завантажених та порожніх скреперів та дренажну смугу z_o (5-7 м):

$$A = B_{\tilde{n}e} + \varnothing_{\delta} + z_{\tilde{a}} + 2m_{\tilde{a}}, \text{ м}; \quad (26)$$

де $m_{\tilde{a}}$ – ширина берми безпеки (2-3), м;

Мінімальна ширина робочого майданчика:

$$\varnothing_{\delta.i} = \hat{A} + \tilde{n}_1 + \hat{O} + \varnothing_{\tilde{a}\tilde{i}} + z, \text{ м}; \quad (27)$$

де B – ширина розвалу зірваної породи, м; c_1 – безпечна відстань від нижньої бровки розвалу породи до транспортної смуги, м; T – ширина транспортної смуги, м; $III_{\delta on}$ – ширина площадки для допоміжного обладнання, м; z – ширина призьми можливого обрушення, м;

$$z = H_y(\text{ctg} \alpha - \text{ctg} \alpha_p), \text{ м}; \quad (28)$$

де α – природний кут відкосу порід, град; α_p – кут відко-



су борта робочого уступу, град;

3.5.2. Розрахунок продуктивності виймального обладнання

- годинна технічна продуктивність одноковшових екскаваторів:

$$\dot{I}_{\text{од.д}} = \frac{3600\dot{A}}{\dot{O}_{\text{од.д}}} \cdot \hat{E}_{\text{д}} \cdot \hat{E}_{\text{с}}, \text{м}^3/\text{год.}; \quad (29)$$

де E – ємність ковша екскаватора, м^3 ; K_e – коефіцієнт екскавації; K_3 – коефіцієнт вибою, що враховує вплив допоміжних операцій (0,85-0,9); $T_{\text{ц.р}}$ – розрахункова тривалість робочого циклу екскаватора, що залежить від типу розроблюваних порід та кута повороту екскаватора до розвантаження, с;

- годинна технічна продуктивність багатоковшових екскаваторів:

$$\dot{I}_{\text{баг.д}} = 60E n_k K_e K_3 \dot{I}_{\text{од.д}} = \dot{I}_{\text{теор}} \cdot \hat{E}_{\text{д}} \cdot \hat{E}_{\text{с}}, \text{м}^3; \quad (30)$$

де n_k – кількість ковшів, що розвантажуються за хвилину; $\dot{I}_{\text{теор}}$ – теоретична продуктивність багатоковшового екскаватора, $\text{м}^3/\text{год.}$;

- змінна експлуатаційна продуктивність екскаватора:

$$\dot{I}_{\text{з.д}} = \dot{I}_{\text{од.д}} \cdot \hat{O}_{\text{з.д}} \cdot \hat{E}_{\text{з.д}}, \text{м}^3/\text{зм.}, \quad (31)$$

де $T_{\text{зм}}$ – тривалість зміни (7-8), годин; $K_{\text{в.з}}$ – коефіцієнт використання екскаватора в часі;

- змінна експлуатаційна продуктивність скрепера визначається за формулою:

$$\dot{I}_{\text{ск.д}} = \frac{60\dot{A} \cdot \dot{O}_{\text{ск.д}} \cdot \hat{E}_{\text{ск.д}} \cdot \hat{E}_{\text{а.ск.д}}}{\dot{O}_{\text{ск.д}}}, \text{м}^3/\text{зм.}; \quad (32)$$

де $K_{\text{ск}}$ – коефіцієнт скреперування ($K_{\text{ск}} = (1,1 \div 1,4) / K_{\text{р.к}}$), $K_{\text{р.к}}$ – коефіцієнт розпушення породи в ковші; $K_{\text{в.ск}}$ – коефіцієнт використання скрепера в часі (0,7÷0,85); $T_{\text{ц.р}}$ – тривалість



робочого циклу скрепера, хв.;

$$T_{u.p} = t_n + t_{p.e} + t_p + t_{p.n} + t_e, \text{ хв.}; \quad (33)$$

де t_f – тривалість наповнення ковша ($0,7 \div 0,85$); $t_{p.e}$ та $t_{p.n}$; – тривалість руху скрепера відповідно з вантажем та без вантажу, хв.; t_p – тривалість розвантаження ($0,3 \div 1$), хв.; t_a – тривалість допоміжних операцій (повороти та перемикання передач), хв.;

$$t_{\delta.a} = \frac{l_{\delta}}{v_a}, \text{ хв.}; \quad (34)$$

де l_p – відстань руху скрепера з вантажем, м; v_e – швидкість руху скрепера з вантажем ($6 \div 50$), м/хв.;

$$t_{\delta.i} = \frac{l_i}{v_i}, \text{ хв.}; \quad (35)$$

де l_i – відстань руху скрепера без вантажу, м; v_i – швидкість руху скрепера без вантажу, м/хв.

3.5.3. Розрахунок кількості виймального обладнання

Робочий парк екскаваторів:

$$N_{\hat{a}\hat{e}\hat{n}}^{\hat{\delta},\hat{i}} = \frac{Q_{\hat{c}\hat{i}}^{\hat{\delta},\hat{i}}}{\hat{I}_{\hat{a},\hat{c}\hat{i}}^{\hat{\delta},\hat{i}}}, \text{ шт.} \quad (36)$$

$$N_{\hat{a}\hat{e}\hat{n}}^{\hat{e},\hat{e}} = \frac{Q_{\hat{c}\hat{i}}^{\hat{e},\hat{e}}}{\hat{I}_{\hat{a},\hat{c}\hat{i}}^{\hat{e},\hat{e}}}, \text{ шт.} \quad (37)$$

де $Q_{\hat{c}\hat{i}}^{\hat{\delta},\hat{i}}$ – змінна продуктивність кар'єру за розкривними породами; $Q_{\hat{c}\hat{i}}^{\hat{e},\hat{e}}$ – змінна продуктивність кар'єру по корисній копалині; $\hat{I}_{\hat{a},\hat{c}\hat{i}}^{\hat{\delta},\hat{i}}$ – годинна технічна продуктивність екскаватора за розкривними породами; $\hat{I}_{\hat{a},\hat{c}\hat{i}}^{\hat{e},\hat{e}}$ – годинна технічна продуктивність екскаватора по корисній копалині.



3.6. Транспорт

У розділі зазначається спосіб та засоби транспортування гірської маси на збагачувальну фабрику та у відвали. Повинен бути здійснений розрахунок пропускної здатності транспортних комунікацій, транспортного обладнання та інвентарного парку транспорту з наведенням технічної характеристики.

3.6.1. Розрахунок автомобільного транспорту

Вибір типорозміру автосамоскидів здійснюється по вантажопідйомності та місткості кузова. Так вибраному автосамоскиду повинні задовільняти наступні умови:

- кількість ковшів, що розвантажуються в один автосамоскид:

$$n_{\hat{e}\hat{i}\hat{a}} = \frac{V_{\hat{e}\hat{o}\hat{c}}}{\hat{E}_{\hat{\delta}\hat{i}\hat{c}} \cdot \hat{A}}, \text{ ковшів}; \quad (38)$$

де $V_{\text{куз}}$ – об'єм кузова автосамоскида, м³.

При цьому необхідно орієнтуватись, щоб кількість ковшів в середньому становила 3-4:

$$m_{\hat{m}\hat{i}} = \frac{n_{\hat{e}} \cdot \hat{A} \cdot \hat{E}_{\hat{i}} \cdot \rho}{\hat{E}_{\hat{\delta}}}, \text{ т} \quad (39)$$

- кількість автосамоскидів, що може ефективно використуватися з одним екскаватором:

$$N_{\hat{\delta}.\hat{a}} = \frac{\hat{O}_{\hat{\delta}}}{t_{\hat{c}}}, \text{ шт.} \quad (40)$$

де $\hat{O}_{\hat{\delta}}$ – тривалість рейсу, хв.; $t_{\hat{c}}$ – тривалість завантаження автосамоскида, хв.; $t_{\hat{c}} = n_{\hat{k}\hat{i}\hat{a}} \cdot t_{\hat{\delta}}$, хв.; де $t_{\hat{c}}$ - тривалість робочого циклу екскаватора, хв.;

$$\hat{O}_{\hat{\delta}} = t_{\hat{c}} + t_{\hat{\delta}\hat{o}\hat{\delta}} + t_{\hat{\delta}} + t_{\hat{i}}, \text{ хв.} \quad (41)$$

де $t_{\text{рух}}$, t_p , t_m – відповідно тривалість руху, розвантаження та маневрування автосамоскидів, хв.;

Тривалість розвантаження автосамоскида вантажопідйом-



ністю до 40 т становить 1 хв., для автосамоскидів з більшою вантажопідйомністю – 1,1÷1,5 хв.

$$t_{\delta\delta\delta} = \dot{O}_{\hat{a}\hat{a}\hat{t}} + \dot{O}_{\hat{t}\hat{t}\hat{\delta}} = 60 \left(\sum_{\hat{z}=1}^{\hat{z}=n} \frac{l_{\hat{z},\hat{a}\hat{a}\hat{t}}}{v_{\hat{z},\hat{a}\hat{a}\hat{t}}} + \sum_{\hat{z}=1}^{\hat{z}=n} \frac{l_{\hat{z},\hat{t}\hat{t}\hat{\delta}}}{v_{\hat{z},\hat{t}\hat{t}\hat{\delta}}} \right), \text{ хв.} \quad (42)$$

де $\dot{O}_{\hat{a}\hat{a}\hat{t}}$, $\dot{O}_{\hat{t}\hat{t}\hat{\delta}}$ – тривалість руху автосамоскида відповідно з вантажем та без вантажу, хв.; $l_{\hat{z},\hat{a}\hat{a}\hat{t}}$, $l_{\hat{z},\hat{t}\hat{t}\hat{\delta}}$ – довжина ділянки шляху з однаковими умовами руху відповідно з вантажем та без вантажу, км; $v_{\hat{z},\hat{a}\hat{a}\hat{t}}$, $v_{\hat{z},\hat{t}\hat{t}\hat{\delta}}$ – швидкість руху автосамоскида відповідно з вантажем та без вантажу, км/год.

- інвентарний парк автосамоскидів становитиме:

$$N_{\hat{z}\hat{t}\hat{a},\hat{a}\hat{a}} = \frac{N_{\delta,\hat{a}}}{\tau_{\hat{a}}} \quad (43)$$

де $\tau_{\hat{a}}$ - коефіцієнт технічної готовності ($\tau_{\hat{a}} = 0,7 \div 0,8$).

- пропускна здатність автошляхів визначається за формулою

$$N_{\hat{t}\hat{t}\hat{\delta}} = \frac{1000 v_{\hat{a}\hat{a}} \cdot \hat{E}_{\hat{t}\hat{t}\hat{\delta}}}{l_{\hat{a}}}, \text{ авт./год.} \quad (44)$$

де $\hat{E}_{\hat{t}\hat{t}\hat{\delta}}$ – коефіцієнт нерівномірності руху автотранспорту ($\hat{E}_{\hat{t}\hat{t}\hat{\delta}} = 0,5 \div 0,8$); $v_{\hat{a}\hat{a}}$ – швидкість руху автосамоскида, км/год.; $l_{\hat{a}}$ – безпечна відстань між автосамоскидами ($l_{\hat{a}} = 50 \div 60$), м.

- провізна здатність автошляхів:

$$M = \frac{N \cdot m_{\text{ном}}}{K_{\text{рез}}}, \text{ т/год.} \quad (45)$$

де $K_{\text{рез}}$ – коефіцієнт резерву провізної здатності ($K_{\text{рез}} = 1,75 \div 2$); $m_{\text{ном}}$ – номінальна вантажопідйомність, т.

Пропускна та провізна здатність автошляхів повинні відповідати величині вантажообігу для даної ділянки.



3.6.2. Розрахунок залізничного транспорту

За місткістю та необхідною вантажопідйомністю вибирають думпкар:

- необхідна місткість думпкара визначається за формулою

$$V_{\text{дп}} = \frac{n_k \cdot \hat{A} \cdot \hat{E}_i \cdot \hat{E}_o}{1,2}, \text{ м}^3; \quad (46)$$

де n_k – кількість ковшів, що завантажуються в транспортний засіб ($n_k = 10$); K_y – коефіцієнт ущільнення породи в кузові (для м'яких порід – 0,94; для скельних порід середньої міцності – 0,87; для важких скельних порід – 0,79); ρ – об'ємна вага породи в ціліні.

- визначаємо масу породи, що перевозиться одним думпкарком:

$$q_{\text{дп}} = \hat{A} \cdot \gamma_i \cdot \hat{E}_{\text{дп}}, \text{ т}; \quad (47)$$

де $E_{\text{дп}}$ – місткість вагону, м^3 ; γ_n – щільність насипної породи в вагоні, $\text{т}/\text{м}^3$;

$$\gamma_i = \frac{\gamma_o}{\hat{E}_o}, \quad (48)$$

де γ_o – щільність породи в ціліні, $\text{т}/\text{м}^3$; $K_{\text{зав}}$ – коефіцієнт завантаження вагона;

$$K_{\text{зав}} = \frac{q_{\text{дп}}}{\hat{A} \cdot \gamma_i}, \quad (49)$$

де $q_{\text{дп}}$ – вантажопідйомність вагона, т.

Локомотив вибирають з таким розрахунком, щоб кількість думпкарів, що ним транспортуються складала 8 одиниць.

- кількість думпкарів в потязі:

$$n_{\text{дп}} = \left(\frac{1000 D_{\text{дп}} \cdot \hat{E}_{\text{дп}}}{\omega_0 + 10^3 \delta} + Q_{\text{дп}} \right) \cdot \frac{1}{q_{\text{дп}} + q_{\text{дп}}}; \quad (50)$$



де $P_{зч}$ – зчпна вага тягового агрегату, кН; $K_{зч}$ – коефіцієнт зчеплення (0,18÷0,34); ω_0 – питомий опір руху потягу, Н/т; i_p – керуючий підйом, ‰; Q_n – маса локомотива, т.

- визначають тривалість рейсу потягу:

$$t_{\delta} = t_{\dot{\gamma}} + t_{\dot{a},\dot{a}} + t_{\delta\dot{\gamma}\zeta} + t_{\dot{a},\dot{\gamma}} + t_{\dot{\gamma}\dot{\gamma}}; \quad (51)$$

де $t_{\dot{\gamma}}$ – тривалість завантаження потягу ($t_{\dot{\gamma}} = \frac{n_{\dot{a}} \cdot q_{\dot{a}\delta}}{\dot{I}_{\dot{a},\dot{a}\delta}}$), год.;

$t_{роз}$ – тривалість розвантаження потягу: ($t_{\delta\dot{\gamma}\zeta} = \frac{t_{\delta,\dot{a}}}{60}$ – при од-

ночасному розвантаженні думпкарів, $t_{\delta\dot{\gamma}\zeta} = n_{\dot{a}} \cdot \frac{t_{\delta,\dot{a}}}{60}$ – при оди-

ночному розвантаженні вагонів), год.; $t_{\dot{\gamma}\dot{\gamma}}$ – тривалість простою потягу в очікуванні завантаження, розвантаження, на обмінних пунктах ($t_{\dot{\gamma}\dot{\gamma}} = 10 \div 15$), хв.; $t_{\dot{a},\dot{a}}$, $t_{\dot{a},\dot{\gamma}}$ – тривалість руху потягу відповідно по тимчасовим та стаціонарним шляхам, год.

$$t_{\dot{a},\dot{a}} = \frac{2L_{\dot{a}}}{V_{\dot{a}}}, \quad t_{\dot{a},\dot{\gamma}} = \frac{2L_{\dot{\gamma}\delta}}{V_{\dot{\gamma}\delta}}; \quad (52)$$

де $L_{\dot{a}}$, $L_{\dot{\gamma}\delta}$ – відповідно протяжність тимчасових (вибойних та відвальних) та стаціонарних шляхів, км; $V_{\dot{a}}$, $V_{\dot{\gamma}\delta}$ – швидкість руху відповідно по тимчасовим та стаціонарним шляхам $V_{\dot{a}} = 15 \div 20$, $V_{\dot{\gamma}\delta} = 35 \div 40$, км/год.;

- кількість рейсів усіх потягів за добу, що забезпечують добовий вантажообіг кар'єра, визначається за виразом

$$N_{\delta} = \frac{K_{\delta\dot{\gamma}\zeta} \cdot W_{\dot{\gamma}}}{n_{\dot{a}} \cdot q_{\dot{a}\delta}}, \quad (53)$$

де W_c - добові обсяги вантажообігу по породах, т/добу;
 $K_{рез}$ – коефіцієнт резерву провізної здатності,



$$(K_{рез} = 1,20 \div 1,25);$$

- кількість робочих потягів визначається за виразом:

$$N_i = \frac{N_{\delta} \cdot t_p}{T}, \quad (54)$$

де T – тривалість роботи транспорту на добу, год.;

- кількість робочих вагонів:

$$N_{\hat{a}} = N_i \cdot n_{\hat{a}}, \quad (55)$$

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

- пропускна здатність перегону:

для одношляхового перегону:

$$N_i = 60 \cdot T \cdot (t_{\hat{a}\hat{a}i} + t_{\hat{i}\hat{i}\delta} + 2t_{\hat{n}}), \text{ пар потягів/добу}; \quad (56)$$

для двошляхового перегону в вантажному напрямку

$$N_i = 60 \cdot T \cdot (t_{\hat{a}\hat{a}i} + t_{\hat{n}}), \text{ пар потягів/добу}; \quad (57)$$

для двошляхового перегону в напрямку без вантажу

$$N_i = 60 \cdot T \cdot (t_{\hat{i}\hat{i}\delta} + t_{\hat{n}}), \text{ пар потягів/добу}; \quad (58)$$

де t_c – інтервал часу, що необхідний для зв'язку між різними пунктами ($t_c = 0 \dots 6$), хв;

Провізна здатність перегону визначається за формулою

$$M = (N_i n_{\hat{a}} q_{\hat{a}\delta}) \cdot \hat{E}_{\delta\hat{a}\zeta}, \text{ т/год.} \quad (59)$$

3.7. Відвалоутворення

В розділі повинно бути визначено та обґрунтовано технологія відвалоутворення, наведений розрахунок основних технологічних параметрів відвалу, розрахунок продуктивності технічних засобів відвалоутворення з зазначенням їх технічної характеристики.

3.7.1. Відвалоутворення при автотранспорті

- необхідна площа під відвал визначається за формулою:



$$S_o = \frac{V_a K_{\delta.i}}{H_o K_o}, \text{ м}^2; \quad (60)$$

де V_a – об'єм розкритих порід, що підлягає розміщенню у відвалах, м^3 ; $\hat{E}_{\delta.i}$ – коефіцієнт залишкового розпушення породи у відвалі; H_i – висота відвалу, м; K_o – коефіцієнт, що враховує використання площі відвалу (при одному уступі $\hat{E}_{\delta.i} = 0,8 \div 0,9$, при двох уступах $\hat{E}_{\delta.i} = 0,6 \div 0,7$).

- кількість автосамоскидів, що одночасно розвантажуються:

$$N_{\dot{a}}^{\dot{i}\dot{a}} = \frac{\dot{I}_{\dot{e}.\dot{z}} \cdot \hat{E}_{\dot{i}\dot{a}\dot{\delta}} \cdot t_{\dot{i}\dot{a}\dot{\delta}}}{60V_{\dot{a}}}, \quad (61)$$

де $\dot{I}_{\dot{e}.\dot{z}}$ – годинна продуктивність кар'єру по розкритим породам, $\text{м}^3/\text{год.}$; $t_{\dot{i}\dot{a}\dot{\delta}}$ – тривалість розвантаження та маневрування автосамоскиду ($t_{p.m} = 1,5 \div 2$), хв.; $K_{\dot{i}\dot{a}\dot{\delta}}$ – коефіцієнт нерівномірності роботи кар'єру; V_a – об'єм розкритих порід, що перевозяться автосамоскидом за рейс, м^3 ;

- довжина фронту розвантаження:

$$L_{\dot{o}.\dot{\delta}} = N_a L_i, \text{ м}; \quad (62)$$

де L_i – ширина смуги по фронту, що займається автосамоскидом ($L_i = 18 \div 20$), м;

- довжина відвального фронту:

$$L_{\delta.i} = 3L_{\dot{o}.\dot{\delta}}, \text{ м}; \quad (63)$$

- приймається бульдозер та визначається робочий парк бульдозерів:

$$N_{\dot{a}.\dot{\delta}} = \frac{\dot{I}_{\dot{e}.\dot{z}} T_{\dot{c}\dot{i}} \hat{E}_{\dot{c}}}{\dot{I}_{\dot{a}}}, \quad (64)$$

де $\dot{I}_{\dot{e}.\dot{z}}$ – годинна продуктивність кар'єру за розкритими породами, $\text{м}^3/\text{год.}$; $\dot{I}_{\dot{a}}$ – змінна продуктивність бульдозера, м^3 ; $K_{\dot{c}}$ – коефіцієнт заваленості відвалу породою ($K_{\dot{c}} = 0,5 \div 0,7$).



- інвентарний парк бульдозерів на відвалі визначається за виразом:

$$N_{\hat{a},\hat{i}} = N_{\hat{a},\hat{\delta}} \cdot \hat{E}_{\hat{t},\hat{i}}; \quad (65)$$

де $\hat{E}_{\hat{t},\hat{i}}$ – коефіцієнт інвентарного парку бульдозерів.

3.7.2. Відвалоутворення при залізничному транспорті.

У переважній більшості випадків при формуванні відвалів в комплексі з залізничним транспортом використовуються екскаватори.

Після вибору екскаватора на відвалі визначають крок перевстановлення відвальних колій:

$$A_{\hat{t}} = (R_{\hat{z}} + R_{\hat{\delta}}) \cdot \hat{E}_{\hat{t}}; \quad (66)$$

де $R_{\hat{z}}$, $R_{\hat{\delta}}$ – відповідно радіус черпання та розвантаження екскаватора, м; $\hat{E}_{\hat{t}}$ – коефіцієнт, що враховує використання лінійних параметрів екскаватора.

Оптимальна довжина відвальних тупиків встановлюється на основі техніко-економічних розрахунків та складає 1500-2000 м.

- приймальна здатність відвального тупика за об'ємом в цілині між двома перевстановленнями шляху:

$$V_{\hat{a},\hat{\delta}} = \frac{h_o \cdot A_o \cdot L_{o,\hat{\delta}}}{K_{\hat{\delta},\hat{i}}}, \text{ м}^3; \quad (67)$$

де h_o – висота відвального уступа, м; $L_{o,\hat{\delta}}$ – довжина відвального тупика, м.

- тривалість роботи відвального тупика між двома перевстановленнями шляху:

$$t_{\hat{\delta},\hat{\delta}} = \frac{V_{\hat{a},\hat{\delta}}}{V_{\hat{a}\hat{i}\hat{a}}}, \text{ діб}; \quad (68)$$

де $V_{\hat{a}\hat{i}\hat{a}}$ – добова приймальна здатність за об'ємом в цілині відвального тупика, м³;



$$V_{\hat{a}\hat{a}\hat{a}} = \frac{n_{\hat{n}} \cdot n_{\hat{a}} \cdot q_{\hat{a}\hat{a}\hat{d}}}{\gamma_{\hat{o}}}, \text{ м}^3/\text{добу}; \quad (69)$$

де n_c – кількість потягів, що розвантажуються за добу.

$$n_c = \frac{K_{i,\hat{o}} \cdot T_{\hat{n}}}{(t_o + t_{\hat{d}})}, \text{ потягів / добу}; \quad (70)$$

де T_c – тривалість роботи тупика, годин; t_o – тривалість обміну потягу на відвалі, год.; $t_{\hat{d}}$ – тривалість розвантаження потягу, год.

$$t_o = \frac{\hat{E}_{i,\hat{e}} \cdot n_{\hat{a}} \cdot q_{\hat{a}\hat{a}\hat{d}} \cdot t_{\hat{d}} \cdot K_{\hat{d},\hat{e}}}{3600 \cdot E \cdot K_{i,\hat{e}} \cdot K_{\hat{a}} \cdot \gamma_{\hat{o}}} - t_{\hat{d}}, \text{ год.}; \quad (71)$$

де $\hat{E}_{\hat{a}}$ – коефіцієнт використання відвального екскаватора в часі ($\hat{E}_{\hat{a}} = 0,7 \div 0,8$);

- кількість відвальних тупиків в роботі;

$$N_{\hat{o},\hat{d}} = \frac{V_{\hat{a},\hat{a}\hat{a}\hat{a}}}{V_{\hat{a}\hat{a}\hat{a}}}, \quad (72)$$

де $V_{\hat{a},\hat{a}\hat{a}\hat{a}}$ – добовий об'єм розкривних порід, що надходить у відвал;

- кількість тупиків на відвалі з врахуванням резерву:

$$N_{\hat{o},\hat{i}} = N_{\hat{o},\hat{d}} \left(1 + \frac{t_{i,\hat{d}}}{t_{\hat{d},\hat{d}}} \right), \quad (73)$$

де $t_{n,m}$ – тривалість перевстановлення шляху на відвальному тупику, діб.

3.8. Рекультивация земель

В розділі повинна бути наведений та обґрунтований спосіб рекультивациі земель порушених веденням гірничовидобувних робіт. Розрахунок параметрів виймання, транспо-



ртування та укладки родючого шару ґрунту, розрахований комплект обладнання для рекультиваційних робіт та площі відвалів, що підлягають рекультивації.

До плану рекультиваційних робіт входить виймання та складування родючого шару ґрунту з розміщенням його в тимчасовому відвалі з метою подальшого використання.

Для зняття родючого шару використовують колісні скрепери.

Об'єм родючого шару ґрунту, що підлягає скреперуванню визначається за виразом

$$V_{\bar{a},\phi} = L_{\bar{e}} \cdot \phi_{\bar{e}} \cdot h_{\delta}, \text{ м}^3; \quad (74)$$

де h_{δ} - середня потужність родючого шару ґрунту ($h_{\delta} = 0,3 \div 1$), м.

Приймається скрепер та режими роботи скреперування. Річний об'єм рекультиваційних робіт становить:

$$Q_{\delta}^{\delta^3\bar{e}} = \frac{V_{\bar{a},\phi}}{n_{\delta}}, \text{ м}^3/\text{зм.}; \quad (75)$$

де n_p - тривалість робіт по зняттю ґрунту ($n_{\delta} = 0,5 \div 1$), років;

- змінний об'єм рекультиваційних робіт:

$$Q_{\delta}^{ci} = \frac{Q_{\delta}^{\delta^3\bar{e}}}{N_{\bar{a}i} \cdot n_{ci}}, \text{ м}^3/\text{зм.}; \quad (76)$$

- змінна експлуатаційна продуктивність колісного скрепера визначається за формулою

$$\dot{I}_{\bar{n}\bar{e}}^{ci} = \frac{60 \cdot \hat{A}_{\bar{n}\bar{e}} \cdot \hat{O}_{ci} \cdot \hat{E}_{\bar{n}\bar{e}} \cdot \hat{E}_{\bar{a},\bar{n}\bar{e}}}{\hat{O}_{\bar{v},\delta}}, \text{ м}^3/\text{зм.}, \quad (77)$$

де $E_{\bar{n}\bar{e}}$ – місткість ковша скрепера, м³; $K_{\bar{n}\bar{e}}$ – коефіцієнт скреперування; $K_{\bar{a},\bar{n}\bar{e}}$ – коефіцієнт використання скрепера в часі ($K_{\bar{a},\bar{n}\bar{e}} = 0,7 \div 1,5$); $\hat{O}_{\bar{v},\delta}$ – тривалість робочого циклу скрепера, хв.;



$$O_{\delta.\delta} = t_i + t_{\delta.\bar{a}} + t_{\delta} + t_{\delta.i} + t_{\bar{a}}, \text{ хв.}, \quad (78)$$

де t_i – тривалість наповнення ковша ($t_i = 0,7 \div 1,5$), хв.;
 $t_{\delta.\bar{a}}$, $t_{\delta.i}$ – відповідно тривалість руху скрепера з вантажем та без нього, хв.; t_{δ} – тривалість розвантаження ($t_{\delta} = 0,3 \div 1$), хв.; $t_{\bar{a}}$ – тривалість допоміжних операцій (поворот та перемикання передач), хв.

$$t_{\delta.\bar{a}} = \frac{L_{\bar{a}}}{v_{\bar{a}}}, \text{ хв.}; \quad (79)$$

де $L_{\bar{a}}$ – відстань транспортування скрепера з вантажем, м;
 $v_{\bar{a}}$ – швидкість руху скрепера з вантажем ($v_{\bar{a}} = 6 \div 50$), м/хв.;

$$t_{\delta.i} = \frac{L_i}{v_i}; \quad (80)$$

де L_i – відстань руху скрепера без вантажу, м; v_i – швидкість руху скрепера ($v_i = 10 \div 80$), м/хв.;

3.9. Висновки

В цьому розділі дається короткий аналіз проведених розрахунків.

4. ВИМОГИ ДО ОФОРМЛЕННЯ ГРАФІЧНОЇ ЧАСТИНИ КУРСОВОГО ПРОЕКТУ

Графічна частина складається з двох аркушів паперу формату А1(594x841).

На **першому аркуші** зображується капітальна та розрізна траншея, профілі розрізної та капітальної траншеї, план кар'єру на момент здачі його в експлуатацію з розміщенням основного обладнання, розрізи кар'єру, земельне відведення.

На **другому аркуші** зображуються паспорт вибою.



Для зменшення елементів креслення слід користуватися наступними масштабами: 1:2; 1:2,5; 1:4; 1:5; 1:10; 1:15; 1:20; 1:25; 1:40; 1:50; 1:75; 1:100; 1:200; 1:400; 1:500; 1:1000.

Розподіл балів, що отримують студенти за курсовий проект

Етапи виконання			Сума
Оформлення пояснювальної записки	Оформлення табличної та графічної частини	Захист	
30 балів	20 балів	50	100

5. СПИСОК РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Бизов В.Ф. Основи технології гірничого виробництва. – Т. IV “Виробничі процеси”: Підручник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком “Гірництво”.- Кривий Ріг: Мінерал, 2000. – 247 с.
2. Бизов В.Ф. Основи технології гірничого виробництва. – Т. V “Технологічні засоби”: Підручник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком “Гірництво”.- Кривий Ріг: Мінерал, 2000. – 270 с.
3. Бизов В.Ф., Дриженко А.Ю. Відкриті гірничі роботи. – Т. XIII “Виробничі процеси”: Підручник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком “Гірництво”.- Кривий Ріг: Мінерал, 2004. – 341 с.
4. Новожилов М. Г. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых - Т. 1 - М.: Недра, 1971. - 512 с.
5. Новожилов М. Г. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых - Т. 2 - М.: Недра, 1971. – 552 с.
6. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Производственные процессы. М., Недра, 1985. – 509 с.
7. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация. М., Недра, 1985. – 549 с.



8. Ржевский В.В. Проблемы горной промышленности и комплекса горных наук. – М.: МГИ, 1991. – 241 с.
9. Наумов И.К. Томаков П.И., Технология, механизация и организация открытых горных работ: Учебник для вузов. – М.: Изд-во Моск. Горного ин-та, 1992. – 464 с.
10. Анистратов Ю.А. Технология открытых горных работ. – М.: Недра, 1995.- 216 с.
11. Открытые горные работы: Справочник / К.Н.Трубецкой, М.Г.Потапов, К.Е.Винницкий и др. – М.: Горное бюро, 1994. – 500 с.
12. Томаков П.И., Манкевич В.В. Открытая разработка угольных и рудных месторождений. – М.: Изд. МГГУ, 1995. – 612 с.

