

Міністерство освіти і науки України
Національний університет водного господарства
та природокористування
Навчально-науковий механічний інститут
Кафедра розробки родовищ та видобування корисних копалин

02-06-84М

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ
до практичних робіт із навчальної дисципліни
«Основи гірничого виробництва»
для здобувачів вищої освіти першого (бакалаврського) рівня
за освітньо-професійною програмою «Гірництво»
спеціальності 184 «Гірництво»
денної та заочної форм навчання

Рекомендовано науково-методичною
радою з якості ННМІ
Протокол № 9 від 12.07.2022 р.

Рівне – 2022

Методичні вказівки до практичних робіт із навчальної дисципліни «Основи гірничого виробництва» для здобувачів вищої освіти першого (бакалаврського) рівня за освітньо-професійною програмою «Гірництво» спеціальності 184 «Гірництво» денної та заочної форм навчання [Електронне видання] / Корнієнко В. Я., Васильчук О. Ю., Бортник П. П. – Рівне : НУВГП, 2022. – 52 с.

Укладачі:

Корнієнко В. Я., професор, д.т.н., завідувач кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин;

Васильчук О. Ю., доцент, к.т.н., доцент кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин;

Бортник П. П., директор ПрАТ «Рафалівський кар'єр».

Відповідальний за випуск: Корнієнко В. Я., професор, д.т.н., завідувач кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин.

Гарант освітньо-професійної програми

Заєць В. В.

© Корнієнко В. Я., Васильчук О. Ю.,

Бортник П. П., 2022

© НУВГП, 2022

ЗМІСТ

Вступ.....	4
Практична робота № 1. Конструкція робочого і неробочого бортів кар'єру.....	5
Практична робота № 2. Визначення об'єму, розмірів, продуктивності і терміну експлуатації кар'єру, запасів корисної копалини і коефіцієнта розкриття.....	9
Практична робота № 3. Визначення по одній із свердловин потужності розкриття, глибини розробки до підшви пласта.....	13
Практична робота № 4. Визначення елементів залягання пласта по трьох точках.....	15
Практична робота № 5. Визначення параметрів механічного розпушення гірських порід і продуктивності розпушувачів.....	16
Практична робота № 6. Розрахунок продуктивності бурового верстата.....	20
Практична робота № 7. Розрахунок заряду одиночної свердловини.....	23
Практична робота № 8. Розрахунок продуктивності кар'єрних екскаваторів	27
Практична робота № 9. Визначення продуктивності кар'єрних автосамоскидів.....	30
Практична робота № 10. Розрахунок бульдозерного відвалоутворення при автомобільному транспорті.....	34
Практична робота № 11. Визначення продуктивності бульдозера	36
Практична робота № 12. Визначення продуктивності скрепера...	39
Практична робота № 13. Підземні гірничі виробки.....	41
Додатки.....	48
Рекомендована література.....	52

Вступ

Навчальна дисципліна «Основи гірничого виробництва» є однією з базових навчальних дисциплін професійної підготовки студентів спеціальності 184 «Гірництво».

Дисципліна “Основи гірничого виробництва” вивчає діяльність людини з освоєння надр Землі, тобто комплекс процесів з видобутку корисних копалин та їх первинної обробки.

За результатами вивчення дисципліни студент повинен:

- знати: принципи відкритої розробки родовищ корисних копалин; системи розробки родовищ, їх класифікацію; способи розкриття робочих горизонтів; елементи систем відкритої розробки; структурну класифікацію комплексного обладнання при розробці родовищ відкритим способом; технологію і комплексну механізацію при суцільних і поглиблених системах розробки; особливості розробки родовищ будівельних гірничих порід; принципи підземної розробки покладів корисних копалин, порядок формування горизонтів; елементи систем підземної розробки корисних копалин та їх параметри, класифікацію систем підземних гірничих робіт; комплекси нафтогазових споруд; особливості розробки торфових родовищ;

- вміти: розрахувати основні параметри кар'єру, шахти та комплексів нафтогазових споруд; глибину та виробничу потужність, термін експлуатації гірничих підприємств; вибирати способи проведення капітальних гірничих виробок при будівництві відкритих та підземних виробок; формувати вантажопотоки гірничої маси, вибирати раціональний вид транспорту та розрахувати транспортуючі комплекси, використовувати обчислювальну техніку для вирішення транспортних задач; сформувати та розрахувати комплекси основного та допоміжного обладнання за допомогою комп'ютера.

Метою дисципліни є підготовка майбутнього інженера до його практичної діяльності при проведенні підземних та відкритих гірничих робіт на підприємствах гірничої, нафтогазової промисловості та різних галузях народного господарства.

Завдання дисципліни: засвоєння студентами основних методів розрахунку процесів гірничого виробництва та розробки технологічних процесів видобування корисних копалин.

Практична робота № 1

Конструкція робочого і неробочого бортів кар'єру

Мета роботи - оволодіти навичками проектування уступів та бортів кар'єру та розрахунку параметрів уступів і бортів кар'єру.

Завдання: Виконати розрахунок параметрів уступу, робочого майданчика та бортів кар'єру відповідно з початковими даними (табл. 1.1.).

Елементи відкритих гірничих робіт.

Уступ - частина товщі гірських порід, що має робочу поверхню у вигляді сходинки. Відпрацьовується самостійними засобами виймання та транспортування гірничої маси (рис.1.1).

Уступ включає: a - укіс - похила площина, що обмежує уступ з боку виробленого простору; b - верхній майданчик; c - нижній майданчик.

Горизонтальні площини, обмежують уступ по висоті.

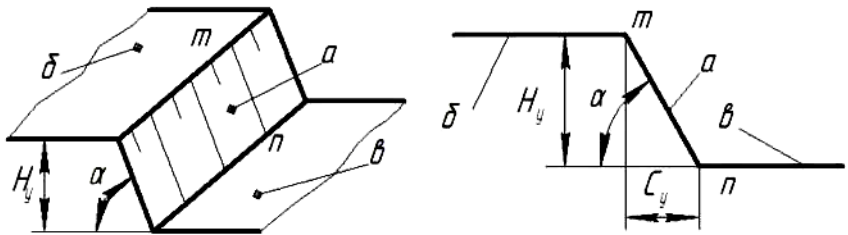


Рис. 1.1 Схема уступу при видобуванні гірських порід:

H_y - висота уступу, α_y - кут нахилу укосу уступу, m - верхня бровка уступу, n - нижня бровка уступу, C_y - горизонтальне закладання уступу

Висота уступу та кут нахилу укосу уступу, залежать від фізико-механічних властивостей гірських порід та параметрів виймально-навантажувального обладнання.

Геометричні параметри кар'єра характеризуються розмірами в плані, глибиною та об'ємом. У процесі робіт з виймання розкривних порід і видобування корисних копалин утворюється *вироблений простір*. На поверхні Землі вироблений простір обмежується контуром кар'єрного поля. За глибиною вироблений простір обмежується *дном кар'єра*. На момент відпрацювання кар'єра його називають *підшовою кар'єру* чи *нижнім контуром*. Бічні поверхні

виробленого простору називаються *бортами кар'єра*.

Розміри дна кар'єра визначаються розмірами рудного тіла. Похилі поверхні, що обмежують кар'єр з боку виробленого простору, називається бортами. Борт кар'єра це сукупність уступів. Уступи в кар'єрі поділяються на робочі та неробочі. Уступи, на яких ведуться гірничі роботи, називаються робочими, а на яких не ведеться - неробочими. Борти кар'єра, складені робочими уступами, називаються *робочими бортами*, неробочими уступами – *неробочими бортами*.

Неробочий борт кар'єра має наступні майданчики:

- берми безпеки - призначені для збору шматків породи;
- майданчики очищення - влаштовуються через 2-3 неробочих уступу і призначені для механізованого очищення уступів від обвалених шматків породи, ширина яких становить 10÷12 м;
- транспортні берми - призначені для транспортування гірничої маси (розкриті породи і корисна копалина), ширина яких становить 10÷30 м і залежить від габаритів транспортних засобів. На робочому борту кар'єру розташовуються робочі майданчики, на яких ведуться гірничі роботи.

Викреслити розрізи уступу, робочого майданчика (див. рис. 1.2), та робочого борту кар'єру (див. рис. 1.3), план і розріз неробочого борту кар'єру з тупиковими з'їздами (див. рис. 1.4, 1.5).

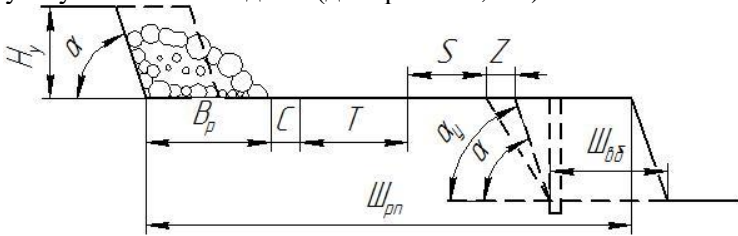


Рис. 1.2. Схема робочого майданчика

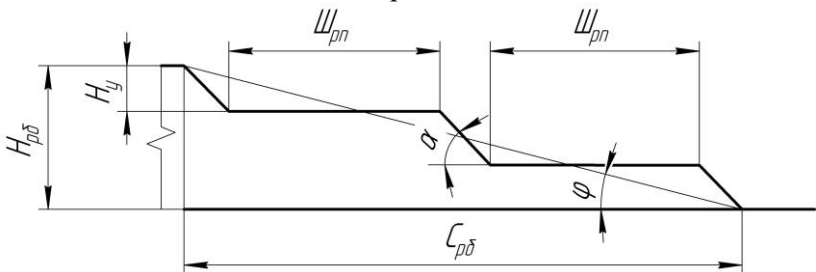


Рис. 1.3. Розріз робочого борту кар'єру

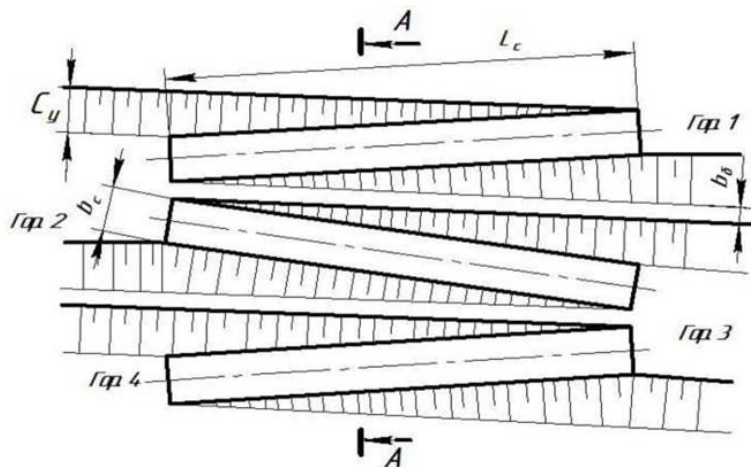


Рис. 1.4. План неробочого борту кар'єру з тупиковими з'їздами

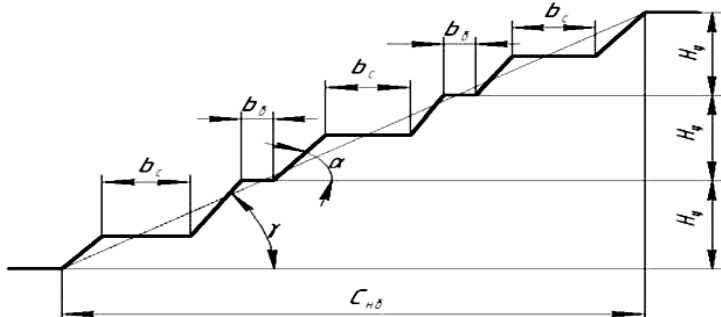


Рис. 1.5. Розріз неробочого борту кар'єру з тупиковими з'їздами

Горизонтальне закладання уступу залежить від висоти уступу та фізико-механічних властивостей гірських порід.

$$C_y = H_y \cdot ctg\alpha, \text{ м}, \quad (1.1)$$

де H_y -висота уступу, м; α - кут нахилу бічної поверхні уступу, град.

Ширина розвалу (B_p) висадженої породи залежить від ширини буровибухової заходки в щільному тілі ($Ш_{\delta\delta}$) та дальності переміщення гірничої маси при висадженні.

Відстань від нижньої бровки розвалу (уступу) до транспортної полоси, приймається $C = 0,5 \div 1,0$ м. Ширина робочого майданчика для розміщення додаткового обладнання становить $S = 5 \div 6$ м.

Ширина берми безпеки визначається за формулою

$$Z = H_y \cdot (ctg\alpha_y - ctg\alpha) \geq 3, \text{ м}, \quad (1.2)$$

де α_y - кут стійкості бічної поверхні уступу, град.

Ширина транспортної полоси (приймається для автотранспорту $T=7$ м; для залізничного транспорту $T = 5$ м).

Довжина з'їзду залежить від виду транспорту.

$$L_c = \frac{1000 \cdot H_y}{i}, \text{ м}, \quad (1.3)$$

де i - ухил з'їзду, %.

Висота борту кар'єру визначається за формулою

$$H_{\delta} = H_y \cdot n_{\delta}, \text{ м}, \quad (1.4)$$

де n_{δ} - кількість уступів на борті.

Ширина робочого майданчика ($Ш_{pm}$) при видобуванні корисних копалин

$$Ш_{pm} = B_p + C + T + S + Z + Ш_{\delta\delta}, \text{ м}, \quad (1.5)$$

Горизонтальне закладання робочого борту кар'єру

$$C_{p\delta} = H_y \cdot n_{\delta} \cdot ctg\alpha + Ш_{pm} \cdot (n_{p\delta} - 1), \text{ м}, \quad (1.6)$$

де $n_{p\delta}$ - кількість уступів на робочому борті.

Горизонтальне закладання неробочого борту кар'єру при тупикових з'їздах

$$C_{n\delta} = n_{n\delta} \cdot (H_y \cdot ctg\alpha_y + b_c) + b_{\delta} \cdot (n_{n\delta} - 1), \text{ м}, \quad (1.7)$$

де $n_{n\delta}$ - кількість уступів на неробочому борті; b_c - ширина з'їзду, м; b_{δ} - ширина захисної берми, м.

Ширина захисної берми приймається

$$b_{\delta} \geq \frac{H_y}{3}, \text{ м}, \quad (1.8)$$

Кут нахилу укосу робочого борту кар'єру

$$\varphi = \arctg \left(\frac{H_{p\delta}}{C_{p\delta}} \right), \text{ град}, \quad (1.9)$$

Кут нахилу укосу неробочого борту кар'єру

$$\gamma = \arctg \left(\frac{H_{n\delta}}{C_{n\delta}} \right), \text{ град}. \quad (1.10)$$

Таблиця 1.1.

Вихідні дані до практичної роботи № 1.

Варіант	Висота уступу, H_y , м	Кількість уступів, n_{py}	a , град	a_y , град	Ширина з'їзду B_e , м	Ухил з'їзду, %	Ширина розвалу висадженої породи, B_p , м	Ширина буровбухової заходки, $Ш_{pob}$, м
1	10	3	65	55	16	80	26,3	5,2
2	9	4	70	55	12	40	29,3	6,3
3	11	5	65	52	15	60	32,2	7,2
4	12	3	70	64	20	45	35,1	7,1
5	13	4	70	60	15	55	38,0	6,9
6	15	5	75	67	18	65	43,9	7,3
7	16	3	75	70	12	70	46,8	6,3
8	14	4	80	70	10	75	41,0	6,2
9	10	5	75	68	15	60	29,5	6,1
10	9	3	80	69	16	50	31,2	7,9
11	11	4	65	57	12	55	33,5	6,1
12	13	5	70	60	13	75	41,2	7,1
13	15	3	65	57	10	80	44,2	7,9
14	18	4	70	65	15	40	52,7	6,1
15	12	5	70	59	16	60	35,1	7,3
16	10	3	80	68	17	45	31,6	7,4
17	18	4	65	58	18	40	54,3	5,9
18	14	5	70	60	15	60	42,5	6,1
19	15	3	70	60	12	80	42,2	4,2
20	13	4	75	60	13	45	39,0	5,3

Практична робота № 2

Визначення об'єму, розмірів, продуктивності і терміну експлуатації кар'єру, запасів корисної копалини і коефіцієнта розкриття

Мета заняття - оволодіти навичками розрахунку об'єму і розмірів

кар'єру в простих умовах, запасів корисної копалини і коефіцієнта розкриття, продуктивності і терміну експлуатації кар'єру.

Завдання: Виконати розрахунок об'єму і розмірів кар'єру, запасів корисної копалини і середнього коефіцієнта розкриття.

Розміри дна кар'єру визначаються параметрами покладу корисних копалин. Площа дна кар'єру визначається за формулою

$$S = L \cdot M, \text{ м}^2 \quad (2.1)$$

де L - довжина покладу за простяганням, м; M - горизонтальна потужність покладу, м.

Периметр покладу на рівні дна кар'єру

$$P = 2 \cdot (L + M), \text{ м}, \quad (2.2)$$

При рівнинному рельєфі поверхні і похилому або крутому падінні покладу об'єм кар'єру може бути визначений як сума окремих геометричних фігур (рис. 2.1.)

$$V_k = V_1 + V_2 + V_3, \text{ м}^3, \quad (2.1)$$

де V_1 - об'єм призми з основою дна кар'єру; V_2 - сумарний об'єм призм трикутного перерізу, що прилягає з чотирьох сторін до об'єму V_1 (V_1' і V_2') - вздовж сторони довжиною L , (V_2'' і V_2''') - вздовж коротких сторін біля бортів кар'єру, довжиною M); V_3 - сумарний об'єм окремих частин конусу, розміщених в кутових ділянках кар'єру, (V_3'), м^3 .

$$V_1 = L \cdot M \cdot H_k, \text{ м}^3, \quad (2.3)$$

де H_k - глибина кар'єру, м.

$$V_2 = \frac{1}{2} \cdot P \cdot H_k^2 \cdot \text{ctg} \gamma_{cp}, \text{ м}^3, \quad (2.4)$$

де γ_{cp} - середній кут відкосу неробочих бортів кар'єру, град.

$$V_3 = \frac{\pi}{3} \cdot H_k^3 \cdot \text{ctg}^2 \gamma_{cp}, \text{ м}^3. \quad (2.5)$$

Сумарний об'єм кар'єру визначається за формулою

$$V_k = S \cdot H_k + \frac{1}{2} \cdot P \cdot H_k^2 \cdot \text{ctg} \gamma_{cp} + \frac{\pi}{3} \cdot H_k^3 \cdot \text{ctg}^2 \gamma_{cp}, \text{ м}^3 \quad (2.6)$$

Довжина кар'єрного поля на рівні поверхні

$$L = L + 2 \cdot H_k \cdot \text{ctg} \gamma_{cp}, \text{ м}. \quad (2.7)$$

Ширина кар'єру по верху

$$B = M + 2 \cdot H_k \cdot \text{ctg} \gamma_{cp}, \text{ м}. \quad (2.8)$$

Об'єм корисної копалини в контурах кар'єру

$$V_{kk} = S \cdot (H_k - h_n), \text{ м}^3 \quad (2.9)$$

де h_n - потужність наносів, м.

Промислові (вилучені з надр) запаси корисної копалини в контурах кар'єру

$$Q_{kk} = V_{kk} \cdot \gamma_{kk} \cdot \eta_k, \text{ т}, \quad (2.10)$$

де γ_{kk} - густина корисної копалини, т/м³; η_k - коефіцієнт вилучення корисних копалин, що враховує втрати корисної копалини при розробці покладу.

Об'єм розкривних порід в контурах кар'єру

$$V_{pn} = V_k - V_{kk}, \text{ м}^3 \quad (2.11)$$

Величина середнього коефіцієнта розкриття (об'єм вийнятої розкривної породи, який припадає на одиницю видобутої корисної копалини)

$$k_{cp} = \frac{V_{pn}}{Q_{kk}}, \text{ м}^3/\text{т}. \quad (2.12)$$

Продуктивність кар'єру за видобуванням розкривних порід наближено встановлюється за середнім коефіцієнтом розкриття

$$\Pi_{pn} = \Pi_{kk} \cdot k_{cp} \cdot k_n, \text{ м}^3/\text{рік}, \quad (2.13)$$

де Π_{kk} - продуктивність кар'єру за корисною копалиною, т/рік; k_n - коефіцієнт нерівномірності розподілу розкриття за роками експлуатації кар'єру ($k_n=1, 1+1, 3$).

Продуктивність кар'єру з видобування гірничої маси

$$\Pi_{зм} = \Pi_{kk} \cdot \frac{1}{\gamma_{kk}} + \Pi_{pn}, \text{ м}^3/\text{рік}, \quad (2.14)$$

Добова продуктивність кар'єру з видобування корисної копалини

$$\Pi_{kk}^{\partial} = \frac{\Pi_{kk}}{T_p}, \text{ м}^3/\text{доба}, \quad (2.15)$$

де T_p - число робочих днів за рік ($T_p=350$ днів).

Добова продуктивність кар'єру за розкриттям

$$\Pi_p^{\partial} = \frac{\Pi_{pn}^{\partial}}{T_p}, \text{ м}^3/\text{доба}. \quad (2.16)$$

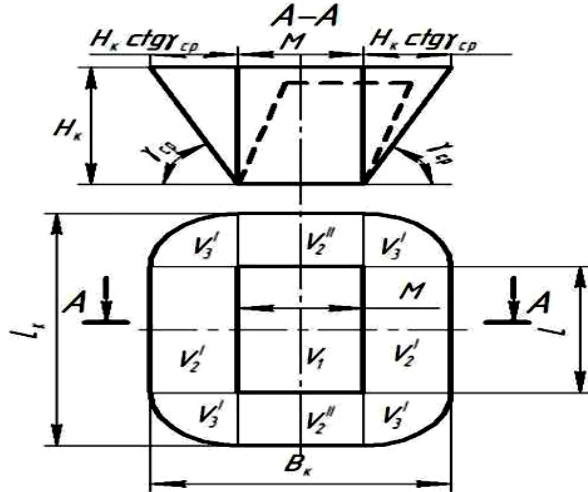


Рис. 2.1. Визначення об'єму кар'єру як суми окремих геометричних фігур

Змінна продуктивність кар'єру за видобутком корисних копалин і розкриттям

$$\Pi_{\text{KK}}^{\text{ЗМ}} = \frac{\Pi_{\text{KK}}^{\circ}}{n_{\text{ЗМ}}}, \text{ м}^3/\text{змін}, \quad (2.17)$$

$$\Pi_{\text{p}}^{\text{ЗМ}} = \frac{\Pi_{\text{pn}}^{\circ}}{n_{\text{ЗМ}}}, \text{ м}^3/\text{рік}, \quad (2.18)$$

де $n_{\text{ЗМ}}$ - число змін роботи кар'єру за добу (звичайно 2-3 зміни).

Термін роботи кар'єру

$$T_{\text{p}} = T_{\text{б}} + T_{\text{е}} + T_{\text{з}}, \text{ років}, \quad (2.19)$$

де $T_{\text{б}} + T_{\text{з}}$ - тривалість освоєння та затухання потужності кар'єру з видобутку гірничої маси (приймається 1,5 роки); $T_{\text{е}}$ - розрахунковий термін експлуатації кар'єру, років.

$$T_{\text{е}} = \frac{Q_{\text{KK}}}{\Pi_{\text{KK}}}, \text{ років}. \quad (2.20)$$

Вихідні дані для індивідуального розрахунку об'єму, розмірів кар'єру, запасів корисної копалини і коефіцієнта розкриття наведені в табл. 2.1.

Таблиця 2.1.

Вихідні дані до практичної роботи 2

Варіанти	L, м	M, м	H _к , м	h _н , м	$\gamma_{кк}$, т/м ³	$\gamma_{ср}$, град	$\eta_{к}$	$P_{кк}, \frac{млн.т}{рік}$
1	1200	300	350	45	2,8	40	0,92	10,7
2	1500	400	460	40	2,9	39	0,93	20,7
3	1700	500	170	20	3,0	38	0,94	12,8
4	1600	450	280	30	3,1	36	0,92	16,1
5	1400	350	390	40	3,2	35	0,93	14,0
6	1300	250	200	20	3,3	34	0,94	6,1
7	1900	550	210	30	3,2	33	0,93	17,9
8	1800	180	220	40	3,1	32	0,94	5,8
9	1900	280	330	30	3,0	31	0,95	15,4
10	2000	380	240	10	2,9	40	0,96	15,1
11	2200	200	450	25	3,1	41	0,97	20,0
12	1300	100	210	40	3,4	42	0,92	2,5
13	1500	250	180	15	2,1	43	0,93	4,5
14	1900	150	250	30	2,8	44	0,94	5,7
15	1200	230	320	45	2,7	45	0,92	7,9
16	1800	210	280	20	2,5	44	0,94	9,1
17	2200	190	345	25	3,0	43	0,95	13,2
18	1900	245	360	35	1,9	40	0,92	3,7
19	2100	320	500	10	2,7	39	0,93	9,9
20	1600	195	370	12	2,5	38	0,95	9,7

Практична робота № 3**Визначення по одній із свердловин потужності розкриття, глибини розробки до підшови пласта**

Мета заняття - оволодіти навичками визначення по одній із свердловин потужності розкриття, глибини розробки до підшови пласта.

Завдання: Визначити по одній із свердловин потужності розкриття, глибини розробки до підшови пласта.

Потужністю розкриття (H_p) називається відстань по відвісній лінії від земної поверхні до всячого боку покладу (рис. 3.1.).

Свердловина № 17

а)

б)

216,4

⊙ 4,22

84,5

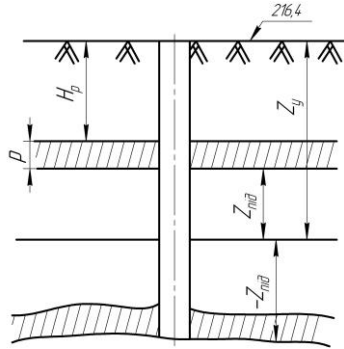


Рис. 3.1. Вертикальна свердловина а) умовне позначення; б) вертикальний розріз

216,4 (Z_y) - відмітка устя поверхні свердловини, м;

84,5 (Z_{nid}) - відмітка підшови пласта, м;

4,22 (p) - потужність пласта, м.

Всі відмітки беруть по відношенню до рівня моря

$$H_p = Z_y(Z_{nid} + p) \quad (3.1)$$

Глибина розробки до підшови пласта ($H_{p,nid}$) визначається таким чином

$$H_{p,nid} = H_p + p \quad (3.2)$$

Вихідні дані для індивідуального розрахунку наведені в табл. 3.1.

Таблиця 3.1.

Вихідні дані до практичної роботи 3

Показники	Значення показників по варіантах									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Z_y , м	121,2	85,7	148,3	75,4	178,8	137,3	202,1	187,4	139,2	63,2
Z_{nid} , м	97,1	49,3	51,8	36,4	40,2	76,2	71,9	73,2	74,0	27,1
	-97,1	-49,3	-51,8	-36,4	-40,2	-76,2	-71,9	-73,2	-74,0	-27,1
p , м	7,3	4,9	17,4	6,2	5,5	5,1	11,7	7,1	8,2	5,4

Практична робота № 4

Визначення елементів залягання пласта по трьох точках

Мета заняття – навчитися визначати елементи залягання пласта

по трьох точках.

Завдання: Визначити елементи залягання пласта по трьох точках.

Положення пласта визначається з просторі елементами його залягання - кутами простирання і падіння.

Кутом падіння, або просто падінням пласта називається вертикальний кут між лінією падіння покладу і горизонтальною площиною.

Кутом простирання, або просто простиранням пласта називається дирекційний кут або азимут позитивного напрямку лінії простирання (горизонтальної лінії).

За позитивний напрямок прийнятий такий напрямок лінії простирання, при якому пласт буде падати вправо.

Порядок визначення елементів залягання пласта по трьох точках /свердловинах/ можна прийняти такий. На плані в заданому масштабі в координатах X і Y наносять полонення свердловин. З'єднавши свердловини лініями, методом інтерполяції знаходять на них точки, кратні висоті перерізу h (наприклад, $h=10$ м). Через точку з однаковими відмітками проводять горизонталі з лінії основи пласта (рис. 4.1.) Потім позначають ліній падіння, позитивний напрямок простирання пласта, транспортиром заміряють дирекційний кут простирання (α_n) та вираховують кут падіння (δ):

$$\delta = \arctg \frac{\sum h}{l}, \quad (4.1)$$

де $\sum h$ - визначається графічно м; l - довжина лінії падіння пласта, м.

Вихідні дані для індивідуального розрахунку наведені в табл. 4.1.

Таблиця 4.1.

Вихідні дані до практичної роботи 4

Показники	Значення показників по варіантах									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Z_1	177	19	73	142	49	94	183	19	44	182
Z_2	146	43	26	74	111	71	116	74	105	103
Z_3	99	82	99	97	72	147	149	31	67	16

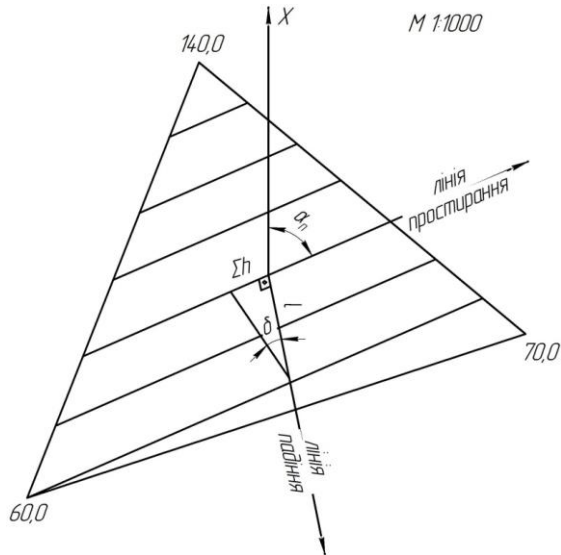


Рис. 4.1. Елементи залягання пласта

Практична робота № 5

Визначення параметрів механічного розпушення гірських порід і продуктивності розпушувачів

Мета роботи - вивчити параметри механічного розпушення гірських порід і освоїти методику визначення продуктивності розпушувачів.

Завдання: Розрахунок технічної і змінної продуктивності розпушувача Д-625А при паралельних і паралельно-перехресних проходах.

Одним із способів підготовки гірських порід до виймання є механічне розпушення. Для підготовки щільних, мерзлих і напівскельних гірських порід до виймання використовують різні засоби механічного розпушення: ківш екскаватора, спеціальний струг і тракторний розпушувач. Найбільш поширене розпушення тракторними розпушувачами (рис. 5.1). Механічне розпушення застосовується при пошаровій селективній розробці малопотужних шарів корисних копалин і порід, при розробці мерзлих порід, на допоміжних роботах, на гірничих роботах поблизу важливих споруд,

де застосування підривного способу підготовки гірських порід до виймання неефективне.

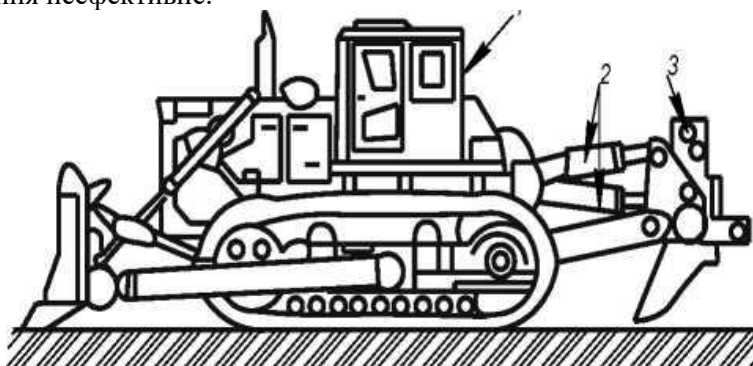


Рис. 5.1. Конструктивна схема навісного розпушувача: 1 - базовий трактор; 2 - гідроциліндри управління; 3 - робочий орган (зуб)

Процес механічного розпушення починається із заглиблення зуба, яке відбувається при русі трактора. Надалі, при горизонтальній поверхні масиву розпушення ведеться паралельними ходами розпушувача по човниковій схемі (рис. 5.2).

Спеціальні причіпні або навісні розпушувачі застосовують для попереднього механічного розпушення гірських порід на глибину до $0,4 \div 0,5$ м (причіпні) і до $1,5-2,0$ м (навісні). Для підготовки напівскельних порід застосовують однозубі розпушувачі, а в щільних породах доцільно використовувати багатозубі розпушувачі для збільшення їх продуктивності (Додаток 1).

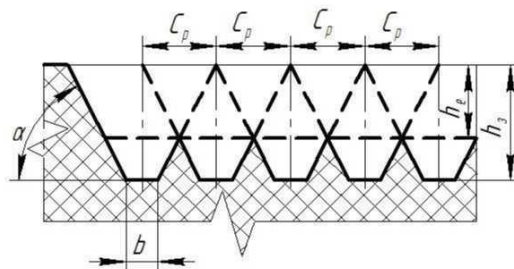


Рис. 5.2. Схема розпушення масиву при паралельних суміжних проходах розпушувача

При русі розпушувача порода руйнується в контурі

трапецієвидного прорізу (рис. 5.3). Між суміжними прорізами в нижній частині перерізу виходять “цілики” - зони нерозпушеної породи. Для зменшення об’єму “ціликів” і, відповідно, збільшення глибини ефективного розпушення застосовують додаткові перехресні ходи. В цьому випадку глибина практично співпадає з величиною заглиблення зуба. Кути нахилу бічних стінок прорізу становлять 40...70°, глибина від 0,2 до 1,0 м. Відстань між сусідніми прорізами залежить від щільності і тріщиноватості порід і складає 0,8...1,2 м.

Потрібна кусковатість гірничої маси і продуктивність розпушувача регулюється зміною глибини розпушення h_z , кута розпушення γ відстанню між паралельними суміжними проходами C_p і схеми руху розпушувача.

Розпушення породного масиву ведеться при паралельних суміжних проходах розпушувача, відстань між якими вибирається з умови забезпечення необхідної кусковатості і максимальної глибини ефективного розпушення масиву h_e .

У зв’язку з утворенням “ціликів” доцільні додаткові перехресні проходи розпушувача перпендикулярно або діагонально первинним проходам для руйнування ціликів і забезпечення оптимальної кусковатості гірської маси. Відстань між перехресними проходами складає $C_d=(1,2...1,5) \cdot C_p$.

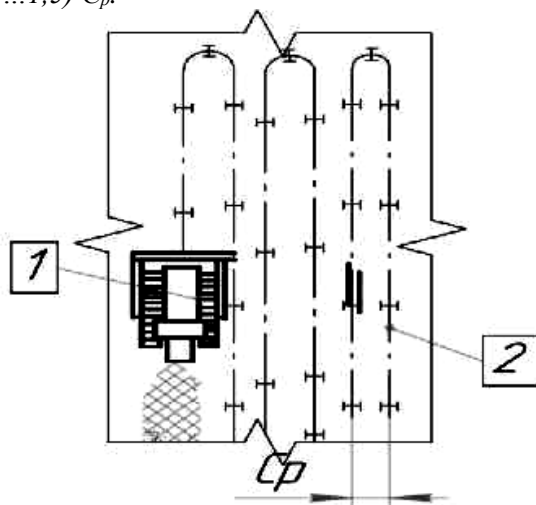


Рис. 5.3. Схема паралельних суміжних проходів розпушувача:
1 - розпушувач; 2 - осі проходів розпушувача

Відстань між паралельними проходами розпушувача складає

$$C_p = k_1 \cdot h_3 \cdot ctg \alpha + 0,5 \cdot b, \text{ м} \quad (5.1)$$

де k_1 - коефіцієнт, що враховує форму поперечного перетину прорізу (додаток 2); α - кути нахилу бічних стінок прорізу, град.; b - ширина основи борозни (додаток 2), м;

Продуктивність розпушувача при паралельних проходах

$$Q_p = \frac{3600 \cdot C_p \cdot h_3 \cdot k_e}{\frac{1}{v_p} + \frac{\tau}{L}}, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (5.2)$$

де k_e - коефіцієнт використання розпушувача, $k_e = 0,7 \div 0,8$; v_p - технічна швидкість розпушення, м/с; τ - час переїзду розпушувача на наступну борозну, $\tau = 30 \div 50$ с; L - довжина паралельного прорізу, м.

Глибина ефективного розпушення складає

$$h_e = \frac{1}{k_2} \cdot (k_1 \cdot h_3 - 0,5 \cdot tg \alpha \cdot (C_p - b)), \text{ м} \quad (5.3)$$

де k_2 - коефіцієнт, що враховує вплив стану масиву на розміри незруйнованих гребенів (Додаток 2).

Відстань між перехресними проходами, складає

$$C_\partial = (1,2 \div 1,5) \cdot C_p, \text{ м}. \quad (5.4)$$

Продуктивність розпушувача при паралельно-перехресних проходах визначається за формулою

$$Q_{p.n} = \frac{3600 \cdot h_3 \cdot k_e}{\frac{1}{v_p} \cdot \left(\frac{1}{C_p} + \frac{1}{C_\partial} \right) + \tau \left(\frac{1}{C_p \cdot L} + \frac{1}{C_\partial \cdot B} \right)}, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (5.5)$$

де B - довжина перехресного прорізу, м.

Змінна продуктивність розпушувача:

-при паралельних проходах

$$Q_{p.z.} = Q_p \cdot T_{zm}, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (5.6)$$

де T_{zm} - тривалість зміни, $T_{zm} = 8$ год.

-при паралельно-перехресних проходах ($Q_{p.n.z.m}$, $\text{м}^3/\text{зміну}$):

$$Q_{p.n.z.m} = Q_{p.n} \cdot T_{zm}, \text{ м}^3/\text{зміну}. \quad (5.7)$$

Вихідні дані для індивідуального розрахунку параметрів

механічного розпушення гірських порід і продуктивності розпушувачів наведені в табл. 5.1.

Таблиця 5.1

Вихідні дані до практичної роботи 5.

Варіанти	Гірські породи	Характеристика порід за тріщинуватістю масиву	L, м	B, м	v_p , м/с	h_z , м	α , град
1	Кам'яне вугілля	Малотріщинуваті	300	100	1,5	1,0	60
2	Зруйновані сланці	Середньотріщинуваті	280	130	1,0	0,9	55
3	М'який вапняк	Сильнотріщинуваті	260	160	0,8	0,6	45
4	Мергель	Малотріщинуваті	240	150	1,1	0,8	40
5	Гіпс	Малотріщинуваті	220	110	1,2	0,7	43
6	Мармур	Середньотріщинуваті	300	200	0,4	0,6	50
7	Доломіт	Сильнотріщинуваті	270	190	0,5	0,2	49
8	Опока	Малотріщинуваті	250	170	1,0	0,7	53
9	Крейда	Малотріщинуваті	240	150	0,9	0,6	45
10	Сланці	Середньотріщинуваті	210	115	0,8	0,8	44
11	Кам'яне вугілля	Малотріщинуваті	285	185	1,4	1,0	59
12	Зруйновані сланці	Середньотріщинуваті	265	175	1,3	0,9	57
13	М'який	Сильнотріщинуваті	245	165	1,2	0,7	55
14	Мергель	Малотріщинуваті	235	145	1,0	0,6	53
15	Гіпс	Малотріщинуваті	225	125	0,8	0,8	54
16	Мармур	Середньотріщинуваті	215	105	0,6	0,3	48
17	Доломіт	Сильнотріщинуваті	275	115	0,7	0,4	47
18	Опока	Малотріщинуваті	255	165	0,9	0,6	45
19	Крейда	Малотріщинуваті	295	155	1,0	0,7	55
20	Сланці	Середньотріщинуваті	205	105	1,2	0,8	51

Практична робота № 6

Розрахунок продуктивності бурового верстата

Мета роботи - вивчити методику визначення продуктивності бурових верстатів типу СБШ.

Завдання. Виконати розрахунок технічної швидкості буріння і змінної продуктивності бурового верстата типу СБШ.

За фізико-механічними характеристиками гірських порід, а саме:

- $\sigma_{ст}$ - межа міцності гірської породи на стиснення, МПа;
- $\sigma_{зс}$ - межа міцності гірської породи на зсув, МПа;
- γ - густина гірської породи в щільному тілі, т/м³, визначається показник буримості гірських порід ($P_б$)

$$P_б = 0,07 \cdot (\sigma_{ст} + \sigma_{зс}) + 0,7 \cdot \gamma \quad (6.1)$$

За показником буримості ($P_б$) визначається клас гірських порід:

- I клас - легкобуримі ($P_б=1 \div 5$);
- II клас - породи середньої важкості буріння ($P_б = 5,1 \div 10$);
- III клас - важкобуримі породи ($P_б = 10,1 \div 15,0$);
- IV клас - дуже важкобуримі породи ($P_б = 15,1 \div 20,0$);
- V клас - виключно важкобуримі породи ($P_б = 20,1 \div 25,0$).

Залежно від показників буримості порід ($P_б$) і заданого діаметра долота ($d_д$) за графіком (Додаток 3) визначається частота обертання бурового верстата ($n_б$).

Оптимальне осьове зусилля ($P_о$, кН) можна визначити з виразу

$$P_о \geq k \cdot P_б \cdot d_д, \text{ кН}, \quad (6.2)$$

де k - коефіцієнт, що залежить від показника буримості (Додаток 4).

Технічна швидкість буріння свердловин верстатами СБШ

$$v_б = \frac{P_о \cdot n_б^{0,8}}{P_б^{1,6} \cdot d_д}, \text{ м/год}, \quad (6.3)$$

де $P_о$ - оптимальне осьове зусилля, кН; $n_б$ - частота обертання бурового ставу, хв⁻¹; $P_б$ - показник буримості порід; $d_д$ - діаметр долота (коронки), см.

Змінна продуктивність бурового верстата

$$A_{б.зм} = \frac{T_{зм} - (T_{пз} + T_p)}{v_б^{-1} + T_б}, \text{ м/зміну}, \quad (6.4)$$

де $T_{зм}$ - тривалість зміни, год.; $T_{пз}$ - витрати часу на підготовчо-завершальні, операції протягом зміни, год.; T_p - витрати часу на ремонті протягом зміни, год.; $v_б$ - технічна швидкість буріння, м/год.; $T_б$ - тривалість допоміжних робіт, год.

Добова продуктивність бурового верстата

$$A_{\delta.d} = A_{\delta.зм} \cdot n_{зм}, \text{ м/добу}, \quad (6.5)$$

де $n_{зм}$ - кількість робочих змін верстата за добу ($n_{зм} = 2 \div 3$)

Річна продуктивність бурового верстата

$$A_{\delta.p} = A_{\delta.d} \cdot n_{р\deltaв}, \text{ м/рік}, \quad (6.6)$$

де $n_{р\deltaв}$ - число робочих діб верстата протягом року (без тривалості ремонтів, переміщень з ділянки на ділянку, зупинок в роботі в кліматичних умовах тощо) для верстатів СБШ $n_{р\deltaв} = 230 + 280$ діб. Парк бурових верстатів, а саме, списочний парк верстатів

$$N_{\delta.в} = \frac{V_{зм}}{A_{\delta.p} \cdot q_{зм}}, \text{ шт.}, \quad (6.7)$$

де $V_{зм}$ - річний об'єм оббуреної гірської маси, м^3 (приймається за результатами виконання практичної роботи № 2); $q_{зм}$ - вихід висадженої гірської маси з 1 п.м. свердловини $\text{м}^3/\text{м}$ (приймається за результатами виконання практичної роботи № 7).

Робочий парк бурових верстатів

$$N_{\delta.p} = \frac{N_{\delta.в}}{k_{рез}}, \text{ шт}, \quad (6.8)$$

де $k_{рез}$ - коефіцієнт резерву бурових верстатів.

$$k_{рез} = \frac{T_{річ}}{n_{р\deltaв}} \quad (6.9)$$

де $T_{річ}$ - число робочих днів кар'єру протягом року ($T_{річ} = 350$ діб)

Таблиця 6.1

Вихідні дані до практичної роботи № 6

Вариант	$d_{..}$ мм	$\sigma_{ст.}$ МПа	σ МПа	γ т/м ³	$T_{зм.}$ год.	$T_{в.}$ год.	$(T_{пз} + T_{р.})$ год.
1	2	3	4	5	6	7	8
1	214	97	13	3,4	8	0,03	0,5
2	190	80	9	3,0	12	0,03	0,7
3	243	140	14	3,8	8	0,04	0,6
4	320	159	16	2,7	12	0,04	0,7
5	243	120	10	2,5	8	0,05	0,5
6	214	87	10	3,9	12	0,05	0,7
7	320	145	17	3,7	8	0,03	0,6

Продовження табл. 6.1.

1	2	3	4	5	6	7	8
8	214	90	10	2,7	12	0,03	0,7
9	190	95	17,5	2,8	8	0,04	0,5
10	269	113,5	8,5	2,9	12	0,04	0,7
11	320	164	8,5	3,1	8	0,05	0,6
12	320	152	9	4,0	12	0,05	0,7
13	269	112	14	3,4	8	0,03	0,5
14	190	80	8	2,3	12	0,03	0,7
15	269	100	15	2,4	8	0,04	0,6
16	190	160	10	3,2	12	0,03	0,7
17	320	164	9	2,7	8	0,04	0,6
18	214	145	16	2,3	12	0,03	0,5
19	269	150	15	3,1	8	0,04	0,7
20	214	80	12	2,5	12	0,05	0,6

Практична робота №7 Розрахунок заряду одиночної свердловини

Мета роботи – вивчити параметри і засвоїти принципи розрахунку зарядів свердловин.

Завдання – викреслити бурову заходку (план і розріз), вибухові свердловини і розвал породи із зазначенням всіх необхідних розмірів. Визначити основні параметри заряду свердловини.

Діаметр свердловини визначається за формулою

$$d_c = d_d \cdot k_{розб}, \text{ мм}, \quad (7.1)$$

де d_d - діаметр долота, м; $k_{розб}$ - коефіцієнт розбурювання, що приймається залежно від міцності порід (Додаток 6).

Довжина перебуру свердловини складає

$$l_{пер} = 11 \cdot d_c, \text{ м}, \quad (7.2)$$

Глибина свердловини

$$l_c = H_y + l_{пер}, \text{ м}, \quad (7.3)$$

де H_y - висота уступу, м.

Приймається тип вибухової речовини і конструкція свердловинного заряду.

Довжина забійки:

$$l_3 = 0,27 \cdot l_c, \text{ м}, \quad (7.4)$$

Довжина заряду в свердловині ($l_{зар}$, м)

$$l_{зар} = l_c - l_3, \text{ м}, \quad (7.5)$$

Погонна місткість свердловини (p , кг/м)

$$p = 0,25 \cdot \pi \cdot d_c^2 \cdot \Delta, \text{ кг/м}, \quad (7.6)$$

де Δ - щільність заряджання вибухових речовин в свердловині, кг/м³.

Приймаються питомі витрати еталонної вибухової речовини та визначаються питомі витрати прийнятої вибухової речовини

$$q_n = q \cdot k_{ер}, \text{ кг/м}^3, \quad (7.7)$$

де q - питомі витрати еталонної вибухової речовини на руйнування гірської маси, кг/м³; $k_{ер}$ - коефіцієнт, який враховує тип вибухової речовини.

Величина лінії найменшого опору по підшві уступу

$$W = 0,9 \cdot \sqrt{\frac{\rho}{q_n}}, \text{ м}. \quad (7.8)$$

Мінімально допустима величина лінії найменшого опору за умовою безпечного виконання бурових робіт

$$W_{min} = H_y \cdot ctg\alpha + 2, \text{ м}, \quad (7.9)$$

де α - кут укосу уступу, град.

Виконується перевірка відповідності величини лінії найменшого опору по підшві уступу умові

$$W \geq W_{min} \quad (7.10)$$

Якщо умова виконується, то в подальших розрахунках приймається довжина лінії найменшого опору W .

Якщо $W < W_{min}$, то в подальших розрахунках приймається $W = W_{min}$

Перевіряється умова

$$l_{нер} \leq 0,3 \cdot W \quad (7.11)$$

Якщо умова виконується то розрахунки продовжуються з розрахованою величиною перебуру $l_{нер}$.

Якщо $l_{нер} > 0,3 \cdot W$, то приймається $l_{нер} = 0,3 \cdot W$ і виконується

перерахунок величин l_{zap} , l_c , l_s .

Маса заряду вибухової речовини в свердловині (Q_3 , кг)

$$Q_3 = \rho \cdot l_{zap}, \text{ кг.} \quad (7.11)$$

Відстань між свердловинами в ряду (a , м)

$$a = \frac{Q_3}{q_n \cdot H_y \cdot W}, \text{ м,} \quad (7.12)$$

Коефіцієнт зближення свердловин

$$m = \frac{a}{W} \quad (7.13)$$

Виконується перевірка величини a відносно допустимого коефіцієнта зближення свердловин m .

Для порід середньої здатності до руйнування порід вибухом $m=1,0 \dots 1,1$. При розрахунковому значенні m , що відрізняється від рекомендованого, необхідна його величина досягається одночасною зміною a і W з умови постійності об'єму породи, яка висаджується одним зарядом ($a \cdot W = const$, $W > W_{min}$).

Ширина розвалу висадженої гірської маси

$$B_p = k_{вис} \cdot k_{роз} \cdot H_y \cdot \sqrt{q_n}, \text{ м,} \quad (7.14)$$

де $k_{вис}$ - коефіцієнт, який характеризує здатність гірських порід до висаджування, для середньовисаджуваних порід $k_{вис}=2,5 \dots 3,0$; $k_{роз}$ - коефіцієнт дальності розльоту, який залежить від часу сповільнення вибуху (Додаток 6).

Інтервал сповільнення висадження гірничої маси (τ , м·с)

$$\tau = k \cdot W, \text{ м,} \quad (7.15)$$

де k - коефіцієнт, що залежить від здатності гірських порід до висаджування (для середньовисаджуваних порід $k=3,0 \dots 4,0$).

Висота розвалу висадженої гірничої маси (h_p , м)

$$h_p \approx \frac{2 \cdot H_y \cdot W \cdot k_p}{B_p}, \text{ м,} \quad (7.16)$$

де k_p - коефіцієнт розпушення гірничих порід після вибуху (в розвалі).

При висадженні порід на дроблення з однорядним розташуванням свердловин розвал має форму, близьку до трикутної. При цьому k_p

=1,4...1,6.

Вихід висадженої гірничої маси з 1 п. м. свердловини

$$q_{зм} \approx \frac{H_y \cdot a \cdot W}{J_c}, \text{ м}^3/\text{м} \quad (7.17)$$

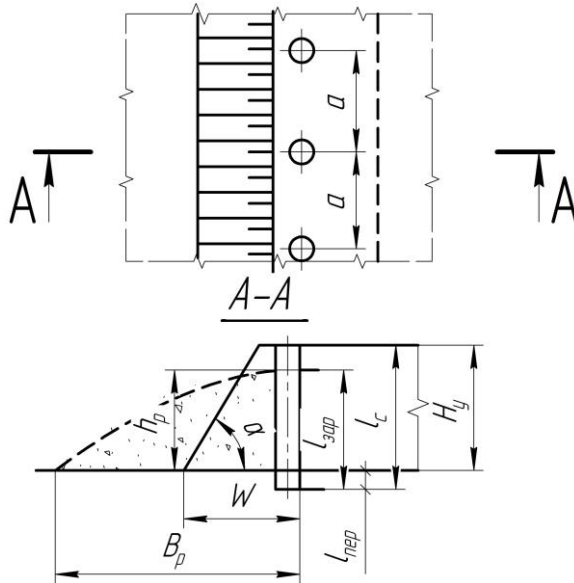


Рис. 7.1. Розташування свердловини на уступі

Таблиця 7.1

Вихідні дані до практичної роботи №7

Варіанти	d_d , мм	f	H_y , м	α , град	Тип ВР	Δ , т/м ³	q , кг/м ³	$k_{ер}$
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	214	9,7	10	65	Грамоніт 79/21	0,9	0,85	1,00
2	190	8	10	70	—"	0,9	0,80	1,00
3	243	14	12	65	—"	0,9	0,95	1,00

Продовження табл. 7.1.

1	2	3	4	5	6	7	8	9
4	320	15,9	12	70	—"	0,9	1,10	1,00
5	243	12,0	15	70	Іфзаніт Т-80	1,0	0,90	1,08
6	214	8,7	15	75	—"	1,0	0,80	1,08
7	320	14,5	18	75	—"	1,0	1,20	1,08
8	214	9	18	80	—"	1,0	0,85	1,08
9	190	8,5	10	75	Ігданіт	1,0	0,80	1,13
10	269	11,4	15	80	—"	1,0	0,90	1,13
11	320	16,4	20	65	Грамоніт 50/50	1,0	1,20	1,01
12	320	15,2	10	70	—"	1,0	1,20	1,01
13	269	11,2	15	65	—"	1,0	1,15	1,01
14	190	8	20	70	—"	1,0	0,75	1,01
15	269	10	12	70	Іфзаніт	1,0	0,80	1,08
16	190	16	10	80	—"	1,0	1,20	1,08
17	320	16,4	12	65	—"	1,0	1,20	1,08
18	214	14,5	20	70	Грамоніт 79/21	0,9	1,15	1,00
19	269	15	15	70	—"	0,9	1,20	1,00
20	214	8	20	75	—"	0,9	0,80	1,00

Примітка. Розрахунок проводиться для станків шарошечного буріння (СБШ), порід II-IV класів за буримістю та здатністю до висаджування, III-IV категорій за тріщинуватістю, сухих вертикальних свердловин, суцільних колонкових зарядів.

Практична робота № 8 **Розрахунок продуктивності кар'єрних екскаваторів**

Мета роботи. Вивчити технологічні параметри виймального обладнання і засвоїти принципи розрахунку продуктивності кар'єрних екскаваторів.

Завдання. Виконати розрахунок технічної, змінної і річної продуктивності одноковшового екскаватора типу ЕКГ у скельних

породах.

Коефіцієнт екскавації гірничої маси

$$k_e = \frac{k_n}{k_p} \quad (8.1)$$

де k_n – коефіцієнт наповнення ковша (Додаток 7); k_p – коефіцієнт розпушення гірничої маси в ковші екскаватора (Додаток 7).

Рекомендований середній розмір куска гірської породи

$$d_{cp} = (0,3 \div 0,4) \cdot \sqrt[3]{E}, \text{ м}, \quad (8.2)$$

де E - об'єм ковша екскаватора, м³.

Тривалість черпання гірничої маси екскаватором

$$T_{ч} = \frac{194 \cdot d_{cp}^2}{E} + \frac{E}{0,11 \cdot E + 0,6}, \text{ с}, \quad (8.3)$$

де β - кут повороту робочого органу екскаватора, град.

Тривалість повороту обладнання

$$T_{нов} = (10 + E) + 0,18 \cdot (\beta - 90^\circ), \text{ с}. \quad (8.4)$$

Таблиця 8.1

Тривалість розвантаження ковша екскаватора

Ємність ковша екскаватора, E , м ³	Тривалість розвантаження екскаватора, T_p , с.
1÷3	1,5÷2,5
3÷8	2,5÷2,7
12÷20	2,9÷3,5

Тривалість циклу роботи екскаватора

$$T_{ц} = T_{ч} + T_{нов} + T_p, \text{ с}. \quad (8.5)$$

Технічна продуктивність екскаватора

$$A_T = \frac{3600 \cdot E}{T_{ц}} \cdot k_e, \text{ м}^3/\text{год}. \quad (8.6)$$

Змінна продуктивність екскаватора

$$A_{зм} = A_T \cdot T_{зм} \cdot k_в, \text{ м}^3/\text{змін}, \quad (8.7)$$

де $k_в$ - коефіцієнт використання екскаватора протягом зміни.

Добова продуктивність екскаватора

$$A_o = A_{зм} \cdot n_{зм}, \text{ м}^3/\text{добу}, \quad (8.8)$$

де $n_{зм}$ - кількість змін роботи екскаватора за добу.

Річна продуктивність екскаватора

$$A_p = A_o \cdot T_p, \text{ м}^3/\text{рік}, \quad (8.9)$$

де T_p - кількість діб роботи екскаватора протягом року.

Списочний парк екскаваторів

$$N_{ec} = \frac{\Pi_p}{A_p}, \text{ шт.} \quad (8.10)$$

де Π_p - річний обсяг видобутку корисних копалин, $\text{м}^3/\text{рік}$.

Коефіцієнт резерву екскаваторів

$$k_{рез} = \frac{T_{рік}}{T_p} \quad (8.11)$$

де $T_{рік}$ - календарна тривалість роботи кар'єру за рік ($T_{рік} = 350$ діб)

Робочий парк екскаваторів

$$N_{ep} = \frac{N_{ec}}{k_{рез}}, \text{ шт.} \quad (8.12)$$

Ширина екскаваторної заходки складає:

- при залізничному транспорті

$$A_{зах} = (1,5 \div 1,8) \cdot R_{ч,y}, \text{ м}, \quad (8.13)$$

де $R_{ч,y}$ - радіус черпання екскаватора на рівні встановлення, м;

- при автотранспорті

$$A_{зах} = (0,8 \div 1,2) \cdot R_{ч,y}, \text{ м}, \quad (8.14)$$

Допустима висота уступу (H_y , м) для скельних порід

$$H_y \leq 1,5 \cdot H_c^{max}, \text{ м}, \quad (8.15)$$

де H_c^{max} - максимальна висота черпання екскаватора, м.

Таблиця 8.1

Вихідні дані до практичної роботи №8

Варіант	Модель екскаватора	Кате- горія порід	β град	$T_{зм}$, с	$T_{рiч}$, дiб	Вид транс- порту	$k_в$	P_p , млн. м ³ рiк
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	ЭКГ-3,2	III	90	8	260	Авто.	0,75	0,9
2	ЭКГ-5А	IV	130	12	260	Залiзн.	0,60	1,1
3	ЭКГ-8И	V	120	8	250	Авто.	0,72	1,7
4	ЭКГ-6,3 УС	III	100	12	250	Залiзн.	0,63	1,2
5	ЭКГ-5А	IV	120	8	250	Авто.	0,74	1,0
6	ЭКГ-8И	V	130	12	250	Залiзн.	0,68	1,8
7	ЭКГ-6,3 УС	III	120	8	250	Авто.	0,75	1,3
8	ЭКГ-12,5	IV	110	12	230	Залiзн.	0,65	2,5
9	ЭКГ-3,2	V	90	8	260	Авто.	0,73	0,6
10	ЭКГ-5А	III	120	12	240	Залiзн.	0,68	0,7
11	ЭКГ-6,3 УС	IV	130	8	240	Авто.	0,75	0,8
12	ЭКГ-8И	V	140	12	240	Залiзн.	0,63	2,9
13	ЭКГ-12,5	III	150	8	250	Авто.	0,73	1,3
14	ЭКГ -20	IV	90	12	230	Залiзн.	0,64	3,1
15	ЭКГ-5А	V	120	8	240	Авто.	0,74	0,9
16	ЭКГ-3,2	III	110	12	260	Залiзн.	0,65	0,7
17	ЭКГ-5А	IV	115	8	240	Авто.	0,75	0,9
18	ЭКГ-6.3 УС	V	140	12	250	Залiзн.	0,68	1,1
19	ЭКГ-8И	III	95	8	240	Авто.	0,74	1,4
20	ЭКГ-12,5	IV	115	12	250	Залiзн.	0,63	1,7

Практична робота № 9

Визначення продуктивності кар'єрних автосамоскидів

Мета роботи. Вивчити технологічні параметри транспортування гірничої маси автомобільним транспортом.

Завдання. Виконати розрахунок змінної продуктивності автосамоскида.

Модель автосамоскида підбирається відповідно до моделі екскаватора. Підбір здійснюється з умови забезпечення раціонального

співвідношення між об'ємом кузова автосамоскида і об'ємом ковша екскаватора

$$n_{\text{ков}} = \frac{V_a}{E} = 3 \div 5 \quad (9.1)$$

де V_a - об'єм кузова автосамоскида (Додаток 8), м³; E - об'єм ковша екскаватора, м³.

Час навантаження автосамоскида

$$t_n = \frac{T_{ue} \cdot (n_u - 0,5)}{60}, \text{ хв}, \quad (9.2)$$

де T_{ue} - тривалість циклу навантаження, с; n_u - кількість циклів екскавації для повного навантаження автосамоскида.

Кількість циклів екскавації для завантаження автосамоскида з умови вантажопідйомності

$$n_{ue} = \frac{q_a \cdot k_p}{E \cdot k_n \cdot \gamma} \quad (9.3)$$

де q_a - вантажопідйомність автосамоскида, т; k_p - коефіцієнт розпушення гірничої маси; k_n - коефіцієнт наповнення ковша екскаватора; γ - густина гірничої маси, т/м³.

Кількість циклів екскавації для завантаження автосамоскида з умови заповнення об'єму кузова

$$n_{uo} = \frac{q_a \cdot k_{зан}}{E \cdot k_n} \quad (9.4)$$

де $k_{зан}$ - коефіцієнт заповнення кузова автосамоскида, $k_{зан}=0,9$.

Порівнюються значення отримані за формулами 9.3 та 9.4:

- якщо $n_{ue} \leq n_{uo}$, то в подальших розрахунках приймається $n_u = n_{ue}$;

- якщо $n_{ue} > n_{uo}$, то в подальших розрахунках приймається $n_u = n_{uo}$.

Вага вантажу в кузові автосамоскида становить

$$q = \frac{E \cdot k_{nc}}{k_p} n_u \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (9.5)$$

де k_{nc} - коефіцієнт заповнення кузова автосамоскида, $k_{nc}=1,05$.

Виконується перевірка за умовою вантажопідйомності автосамоскида

$$q \leq 1,1 \cdot q_a \quad (9.6)$$

Якщо умова виконується, то розрахунки продовжуються, якщо ні,

то розрахунки повторюють з вибором іншого автосамоскида, або зменшують об'єм завантаження гірничої маси.

Час руху автосамоскида у вантажному і порожняковому напрямках

$$t_{\text{рух}} = 60 \cdot \frac{2 \cdot L}{v_{\text{ср}}}, \text{ хв}, \quad (9.7)$$

де $v_{\text{ср}}$ - середня технічна швидкість руху автосамоскида, залежить від дальності транспортування та висоти підйому гірничої маси, км/год. (Додаток 10); L - відстань транспортування гірничої маси, км. Тривалість транспортного циклу автосамоскида становить

$$T_{\text{ц}} = t_o + t_n + t_{\text{рух}} + t_{\text{мн}} + t_{\text{мп}} + t_p, \text{ хв}, \quad (9.8)$$

де t_o - час очікування навантаження, приймається, $t_o \approx 0,5 \cdot t_n, \text{ хв}$; t_n - час навантаження автосамоскида, хв.; $t_{\text{мн}}, t_{\text{мп}}$ - тривалість операцій маневрування при навантаженні та розвантаженні автосамоскида, хв.; t_p - тривалість розвантаження автосамоскида, хв.

Змінна продуктивність автосамоскида

$$Q_a = 60 \cdot \frac{T_{\text{зм}}}{T_{\text{ц}}} k_e \cdot q, \text{ т/год}, \quad (9.9)$$

де $T_{\text{зм}}$ - тривалість зміни, год.; k_e - коефіцієнт використання автосамоскида за зміну, $k_e = 0,8$, $T_{\text{зм}} = 8$ год.

Кількість рейсів автосамоскида за зміну

$$N_{\text{зм}} = 60 \cdot \frac{T_{\text{зм}}}{T_{\text{ц}}}, \text{ шт.} \quad (9.10)$$

Змінний вантажообіг

$$\Gamma_{\text{зм}} = k_n \cdot (\Pi_{\text{ккзм}} + \Pi_{\text{рпзм}} \cdot \gamma_p), \text{ т/зміну}, \quad (9.11)$$

де k_n - коефіцієнт нерівномірності видобування гірничої маси в кар'єрі, $k_n = 1,05$; $\Pi_{\text{ккзм}}$ - змінна продуктивність кар'єру з видобутку корисних копалин, т/зміну; $\Pi_{\text{рпзм}}$ - змінна продуктивність кар'єру з видобування розкривних порід, $\text{м}^3/\text{зміну}$; γ_p - густина розкривних порід в щільному тілі, $\text{т}/\text{м}^3$.

Робочий парк автосамоскидів

$$N_{\text{ар}} = \frac{\Gamma_{\text{зм}}}{Q_a}, \text{ шт.} \quad (9.12)$$

Інвентарний парк автосамоскидів

$$N_{ain} = \frac{N_{ap}}{k_{mz}}, \text{ шт,} \quad (9.13)$$

де k_{mz} - коефіцієнт технічної готовності автосамоскиду (Додаток 10).

Добовий пробіг автосамоскида (L_c , км):

$$L_o = \frac{2 \cdot L \cdot Q_a}{q} \cdot N_3 \cdot k_o, \text{ км,} \quad (9.14)$$

де k_o - коефіцієнт, який враховує пробіг від гаражу до місця роботи та назад, приймається $k_o=1,05$; N_3 - кількість змін роботи автосамоскидів.

Таблиця 9.1

Вихідні дані до практичної роботи № 9.

Варіант	Категорія порід (по ЕНВ)	Параметри траси	
		L , км	H_n , м
1	I	1,2	20
2	II	4,0	80
3	III	1,4	40
4	IV	3,8	20
5	V	1,6	60
6	I	3,6	200
7	II	1,8	100
8	III	3,4	120
9	IV	2,0	60
10	V	3,2	140
11	I	2,2	80
12	II	3,0	140
13	III	2,4	140
14	IV	2,8	60
15	V	2,6	160
16	I	4,0	200
17	II	1,0	20
18	III	1,4	60
19	IV	1,8	80
20	V	3,6	220

Практична робота № 10

Розрахунок бульдозерного відвалоутворення при автомобільному транспорті

Мета роботи. Засвоїти принципи розрахунку основних параметрів бульдозерного відвалоутворення при автомобільному транспорті.

Завдання. Розрахувати основні параметри бульдозерного відвалоутворення. Викреслити план бульдозерного відвалу.

Площа відвалу розкривних порід

$$S_0 = \frac{W \cdot k_{p.o}}{\eta_y \cdot h_y \cdot \eta_o}, \text{ м}^2, \quad (10.1)$$

де W - об'єм порід, які підлягають розміщенню у відвалі за весь термін його існування, м^3 ; $k_{p.o}$ - коефіцієнт розпушення гірських порід у відвалі (Додаток 11); h_y - висота ярусу, м; η_y - кількість ярусів у відвалі, м; η_o - коефіцієнт використання площі відвалу, (для одноярусних відвалів $\eta_o=0,8\dots0,9$, для двоярусних відвалів $\eta_o=0,6\dots0,7$, для триярусних і більше $\eta_o=0,5$). Кількість відвальних ярусів приймається з умови $S_0 \rightarrow \min$. Загальна висота відвалу повинна бути, як правило не більше 120...180 м в залежності від категорії гірських порід.

Годинна продуктивність кар'єру з видобування розкривних порід

$$P_{p.z} = \frac{P_p}{T_p \cdot n_{zm} \cdot T_{zm}}, \text{ м}^3/\text{год} \quad (10.2)$$

де P_p - річна продуктивність кар'єру за розкривними породами, $\text{м}^3/\text{рік}$; T_p - число робочих діб кар'єру за рік ($T_p=350$ діб); n_{zm} - число робочих змін за добу ($n_{zm}=3$); T_{zm} - тривалість зміни, год, $T_{zm}=8$ год.

Об'єм розкривних порід в цілику, які транспортуються в кузові автосамоскиду, м^3

$$Q_{\Pi} = \frac{q}{\gamma}, \text{ м}^3, \quad (10.3)$$

де q - вага гірських порід в кузові автосамоскида, т; γ - густина розкривних порід в цілику, $\text{т}/\text{м}^3$.

Кількість автосамоскидів, які одночасно розвантажуються на відвалі протягом години

$$N_o = \frac{P_{p.z} \cdot k_n}{Q_n}, \text{ шт}/\text{год}, \quad (10.4)$$

де $k_n=1,1\dots1,2$ - коефіцієнт нерівномірності роботи кар'єру по розкриттю.

Кількість автосамоскидів, які одночасно розвантажуються

$$N_{ao} = N_o \cdot \frac{t_p + t_{mp}}{60}, \text{ шт}, \quad (10.5)$$

де t_p, t_{mp} - тривалість розвантаження та виконання маневрових операцій при встановленні автосамоскида на розвантаження, хв.

Довжина фронту розвантаження складає

$$L_p = N_{ao} \cdot l_n, \text{ м}, \quad (10.6)$$

де l_n - ширина полоси по фронту, яку займає один автосамоскид при маневруванні, ($l_n=30\dots40$ м).

Кількість ділянок розвантаження, які одночасно задіяні

$$N_{dp} = \frac{L_p}{l_d}, \text{ шт}, \quad (10.7)$$

де l_d - довжина фронту однієї ділянки, ($l_d=60\dots80$ м).

Кількість ділянок, на яких здійснюється планування

$$N_{dn} = N_{dp}. \quad (10.8)$$

Кількість резервних ділянок розвантаження гірських порід

$$N_{d.pез} = (0,5\dots1,0) \cdot N_{dp}. \quad (10.9)$$

Загальна кількість ділянок розвантаження на відвалі

$$N_d = N_{dp} + N_{dn} + N_{d.pез}. \quad (10.10)$$

Загальна довжина відвального фронту

$$L_0 = l_d \cdot N_d, \text{ м}, \quad (10.11)$$

Змінна продуктивність кар'єру по розкривним породам

$$П_{p.зм} = П_{p.г} \cdot k_{p.o} \cdot T_{зм}, \text{ м}^3/\text{зм}. \quad (10.12)$$

Змінний об'єм бульдозерних робіт на відвалі

$$Q_{б.з} = П_{p.зм} \cdot k_n \cdot k_{зав}, \text{ м}^3/\text{зм}. \quad (10.13)$$

де $k_{зав}$ - середній коефіцієнт «завалених» ділянок розвантаження розкривних порід (Додаток 11).

За даними розрахунків приймається модель бульдозера та визначається їх кількість в роботі

$$N_6 = \frac{Q_{б.зм}}{П_6}, \text{ шт}, \quad (10.14)$$

де $П_6$ - змінна продуктивність бульдозера, $\text{м}^3/\text{зм}$. (Додаток 12).

Інвентарний парк бульдозерів визначається наступним чином

$$N_{\text{б.ін}} = 1,4 \cdot N_{\text{б}}, \text{ шт.} \quad (10.15)$$

Таблиця 10.1

Вихідні дані до практичної роботи № 10.

Варіант	W, млн.м ³	P _p , млн.м ³ /рік	Характеристика порід	
			Тип	γ, т/м ³
1	160	8,0	Пухкі	1,6
2	180	9,0	Напівскельні	1,8
3	200	10,0	Напівскельні	2,0
4	220	11,0	Скельні	2,5
5	120	5,0	Скельні	3,5
6	140	6,0	Розпушені	1,6
7	185	7,5	Напівскельні	1,8
8	260	12,5	Напівскельні	2,0
9	170	8,5	Скельні	2,5
10	210	9,5	Скельні	3,5
11	250	13,0	Пухкі	1,6
12	280	13,5	Напівскельні	1,8
13	300	14,0	Напівскельні	2,0
14	320	14,5	Скельні	2,5
15	195	9,0	Скельні	3,5
16	100	5,0	Розпушені	1,6
17	150	7,5	Напівскельні	1,8
18	200	9,4	Напівскельні	2,0
19	210	8,3	Скельні	2,5
20	240	12,7	Скельні	3,5

Практична робота № 11 Визначення продуктивності бульдозера

Мета роботи. Ознайомиться з методикою та засвоїти принципи розрахунку продуктивності бульдозерів.

Завдання. Виконати розрахунок продуктивності бульдозерів при виконанні гірничих робіт.

Годинна технічна продуктивність бульдозера (м³/год) при вийманні

і переміщенні породи визначається за формулою

$$P_{б.мех} = \frac{3600 \cdot V_n \cdot k_{з.н}}{T_{ц.р.} \cdot k_{р.н}}, \text{ м}^3/\text{Год}, \quad (11.1)$$

де V_n - об'єм породи, що переміщується бульдозером за один цикл, м³; $k_{з.н}$ - коефіцієнт зміни продуктивності бульдозера, що враховує ухил і відстань переміщення породи (табл. 11.1); $k_{р.н}$ - коефіцієнт розпушення породи; $T_{ц.р.}$ - тривалість робочого циклу бульдозера, с.

Таблиця 11.1

Коефіцієнт зміни продуктивності бульдозера

Відстань переміщення породи, м	Коефіцієнт $k_{з.н}$ при переміщенні породи			
	На горизонтальній ділянці	Під ухилом 10%	Під ухилом 20%	На підйом 10%
15	1	1,8	2,5	0,6
30	0,6	1,1	1,6	0,37
65	0,3	0,6	0,9	0,18
100	0,2	0,36	0,55	0,12

Об'єм породи, який переміщується бульдозером за один цикл (об'єм призми волочіння), можна визначити з достатньою точністю як об'єм трикутної призми. Приймавши $h_1 \approx h_l$ (рис. 11.1), визначимо

$$V_n = \frac{b_{np} \cdot h_l \cdot B_l}{2}, \text{ м}^3, \quad (11.2)$$

де b_{np} - ширина призми волочіння, м; h_l - висота відвалу, м; B_l - ширина відвалу, м; $\alpha = 35 \dots 60^\circ$ - кут ухилу породи в призмі волочіння, град.

$$b_{np} = \frac{h_l}{\text{tg } \alpha}, \text{ м}. \quad (11.3)$$

Максимальний поперечний ухил поверхні при роботі бульдозерів не повинен перевищувати 30% . Бульдозер може долати підйом 15-18 і 35-40% відповідно з вантажем і без вантажу, а також спуск 45%.

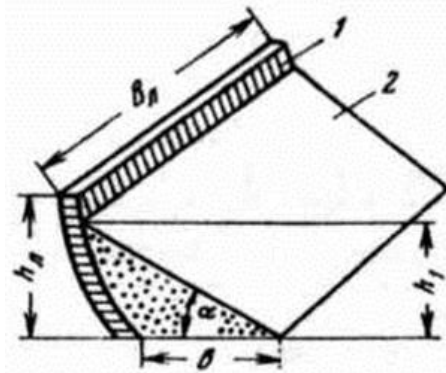


Рис. 11.1. Схема до визначення об'єму призми волочіння:
1- відвал; 2 - гірнича маса

Тривалість робочого циклу бульдозера

$$T_{ц.р.} = t_n + t_{б.в.} + t_{б.н.} + t_в. = \frac{L_n}{v_n} + \frac{L_{н.н.}}{v_{р.в.}} + \frac{L_{н.н.}}{v_{р.н.}} + t_в, \text{ с}, \quad (11.4)$$

де t_n - тривалість набору породи, с; $t_{б.в.}$ - тривалість руху бульдозера з вантажем, с; $t_{б.н.}$ - тривалість руху бульдозера без вантажу, с; $t_в. = 5 \div 10$ с - тривалість перемикування швидкостей і опускання відвалу, с; $L_n, L_{н.н.}$ - відповідно відстань набору і переміщення породи, м; $v_n, v_{р.в.}$ і $v_{р.н.}$ - середня швидкість руху бульдозера відповідно при екскавації породи, з завантаженим відвалом і холостого ходу (табл. 11.2), м/с.

Змінна експлуатаційна продуктивність бульдозера

$$П_{б.зм} = \frac{3600 \cdot V_n \cdot k_{з.н.} \cdot T_{зм} \cdot k_{в.б.}}{T_{ц.р.} \cdot k_{р.н.}}, \text{ м}^3/\text{зм}, \quad (11.5)$$

де $T_{зм}$ - тривалість зміни, год; $k_{в.б.} = 0,7 \div 0,8$ - коефіцієнт використання бульдозера за зміну.

Робота бульдозерів ефективна при переміщенні гірської маси на невелику відстань (до 80 м). При розробці розсипів і роботі під ухил іноді раціонально переміщати гірську масу на відстань 100 м і більше.

Продуктивність бульдозерів залежить в основному від їх потужності, типу, які розробляються та відстані їх переміщення. При відстані $L_{н.н.}$ переміщення порід 15-20 м змінна продуктивність

бульдозерів потужністю 75-200 кВт в м'яких породах становить 800-1300 м³, при $L_{нл} = 100$ м вона знаходиться в межах 200-350 м³

Таблиця 11.2

Середня швидкість руху бульдозера

Породи	Швидкість руху бульдозера, м/с		
	при екскавації породи	при екскавації породи	при екскавації породи
Піщані і м'які	0,6-1,2	1-2	1,6-2,5
Щільні, щелебно-гравійні та злежано звязні	0,55-0,9	1-1,3	1,2-2,8
Дрібно висадженні	0,15-0,35	0,6-0,8	0,7-1,3

Годинна технічна продуктивність бульдозера на планувальних роботах визначається за формулою

$$P_{б.тех.нл} = \frac{3600 \cdot (b_{нол} - a) L_{нл}}{n_{пр} \cdot \left(\frac{L_{нл}}{v_{нл}} + t_{нов} \right)}, \text{ м}^3/\text{год.} \quad (11.6)$$

де $L_{нл}$ - довжина планованої ділянки, м; $b_{нол}$ - ширина смуги планування за один прохід бульдозера, м; $a = 0,3 \div 0,4$ - ширина перекриття смуги, м; $n_{пр}$ - число проходів бульдозера по одній смузі; $v_{нл}$ швидкість руху бульдозера при плануванні (на першій передачі $v_{нл} = 0,3 \div 0,7$), м/с; $t_{нов}$ - тривалість повороту бульдозера при кожному проході, $t_{нов} = 8 \div 12$, с.

Практична робота № 12 Визначення продуктивності скрепера

Мета роботи. Ознайомитися з методикою та засвоїти принципи розрахунку продуктивності скреперів.

Завдання. Виконати розрахунок продуктивності скреперів при виконанні гірничих робіт.

Розробка породи скрепером проводиться горизонтальними шарами (при заповненні ковша на горизонтальному майданчику) і похилими шарами (в основному, при проведенні траншей) із заповненням ковша

на похилій поверхні при русі скрепера під ухил. В останньому випадку час завантаження ковша скорочується на 20÷30 % завдяки більшій товщині зрізаного шару. Кут нахилу забою змінюється в межах 10÷20°. Довжина похилого забою визначається за формулою

$$L_3 = \frac{E \cdot k_{ck}}{(b_k \cdot b_{ck})}, \text{ м}, \quad (12.1)$$

де E - місткість ковша скрепера, м³; k_{ck} - коефіцієнт скреперування (екскавації); b_k - ширина ріжучої кромки ковша, м; b_{ck} - товщина шару, що розробляється скрепером, м.

Коефіцієнт скреперування дорівнює відношенню коефіцієнта наповнення ковша до коефіцієнта розпушення породи в ковші

$$k_{ck} = \frac{k_{н.к}}{k_{р.к}}, \quad (12.2)$$

де $k_{р.к}$ - розпушення породи в ковші; $k_{н.к}$ - коефіцієнт наповнення ковша, $k_{н.к} = 1, 1 \dots 1, 4$.

Годинна технічна продуктивність скрепера залежить від властивостей породи, місткості ковша, відстані і швидкості транспортування і визначається за формулою

$$\Pi_{ск.мех} = \frac{60 \cdot E}{T_{ц.р}}, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (12.3)$$

де $T_{ц.р}$ - тривалість робочого циклу скрепера, хв.

$$T_{ц.р} = t_n + t_{р.в.} + t_p + t_{р.н.} + t_\delta, \text{ хв}, \quad (12.4)$$

де t_n - тривалість наповнення ковша, $t_n = 0, 7 \dots 1, 5$ хв.; $t_{р.в.}, t_{р.н.}$ - тривалість руху скрепера відповідно завантажено та порожнього, хв; t_p - тривалість розвантаження, $t_p = 0, 3 \dots 1$ хв.; t_δ - тривалість допоміжних операцій (повороти і переключення передач), $t_\delta = 1 \dots 1, 5$ хв.

Тривалість руху завантаженого скреперу

$$t_{р.в.} = \frac{60 \cdot l_g}{v_g}, \text{ хв}, \quad (12.5)$$

де l_g - відстань транспортування гірничої маси, км; v_g - швидкість

руху завантаженого скрепера $v_g = 0,36...3,0$, км/год .

Тривалість руху порожнього скрепера

$$t_{p.n.} = \frac{60 \cdot l_n}{v_n}, \text{ хв,} \quad (12.6)$$

де l_n - відстань руху порожнього скрепера, км; v_n - швидкість руху порожнього скрепера, $v_n = 0,6...4,8$ км/год.

Змінна експлуатаційна продуктивність колісного скрепера визначається за формулою

$$П_{ск.зм} = \frac{60 \cdot E \cdot T \cdot k_{ск} \cdot k_{в.ск.}}{T_{ц.р}} \text{ м}^3/\text{Год,} \quad (12.7)$$

де T - тривалість зміни, год; $k_{в.ск.}$ - коефіцієнт використання скрепера протягом зміни, $k_{в.ск.} = 0,7...0,85$.

Колісні скрепери мають переваги над іншими виїмковими машинами простотою конструкції, надійністю, невеликою масою і вартістю.

Продуктивність потужних колісних скреперів залежить від відстані транспортування. Змінна експлуатаційна продуктивність скреперів з ковшем місткістю 15 м^3 при відстані транспортування 200 м становить $1000...1500 \text{ м}^3/\text{змін.}$ (при транспортуванні на відстань 1000 м вона знижується до $300 \text{ м}^3/\text{змін.}$).

Практична робота № 13 **Підземні гірничі виробки**

Мета роботи. Ознайомиться з класифікацією підземних гірничих виробок та їх основними характеристиками.

Завдання. Засвоїти класифікацією та призначення підземних гірничих виробок та їх основні характеристики.

Розробка будь -якого родовища корисної копалини підземним способом вимагає виконання значного обсягу робіт щодо спорудження різноманітних гірничих виробок.

Підземна гірнича виробка - порожнина в масиві гірських порід, утворена в результаті гірничих робіт з метою розвідки, розробки родовища корисної копалини, а також і для якоїсь іншої мети (тунелі метрополітену, каналізаційні підземні колектори в містах, підземні

заводи, гаражі, склади, та інше).

При спорудженні гірничо-видобувного підприємства і в процесі розробки постійно доводиться споруджувати значну кількість різноманітних гірничих виробок.

Гірничі виробки класифікують за різними ознаками: за співвідношенням розмірів, за стадіями розробки, за положенням їх у просторі, за призначенням. Загальна класифікація гірничих виробок наведена на рис. 13.1.



Рис. 13.1. Класифікація гірничих виробок

До камерних або об'ємних виробок відносять такі, довжина яких не набагато більша розмірів поперечного перерізу. Це, як правило, камери для розміщення різноманітного устаткування (водовідливу, підстанцій, підземного бункера, медпункту тощо).

Протяжні гірничі виробки мають довжину в багато разів більшу від поперечного перерізу.

За стадіями розробки родовищ виробки поділяються на: розкривні, підготовчі, нарізні та очисні.

Розкриті виробки проходять з метою забезпечення доступу до родовища корисних копалин. *Підготовчі* та *нарізні* виробки проходять з метою підготовки родовища або його частини до видобутку корисних копалин. *Очисні виробки* - виробки, в яких безпосередньо виконується видобування корисних копалин.

За положенням у просторі виробки поділяються на: вертикальні, горизонтальні та похилі. Необхідно відзначити, що чисто горизонтальних виробок не проводять, їх підшва на всьому простяганні ведеться з деяким нахилом у сторону приствольного двору, що дорівнює 0,003...0,007 (перевищення 3...7 м на довжині 1000 м) для стікання води та зменшення опору руху навантажених вагонів до стволу шахти.

Гірничі виробки споруджують для виконання певних технологічних процесів з видобування корисних копалин: транспортування гірських порід, їх випуску, доставки і навантаження, перепуску з одного горизонту на інший, провітрювання, сполучення із забоями тощо (рис. 13.2).

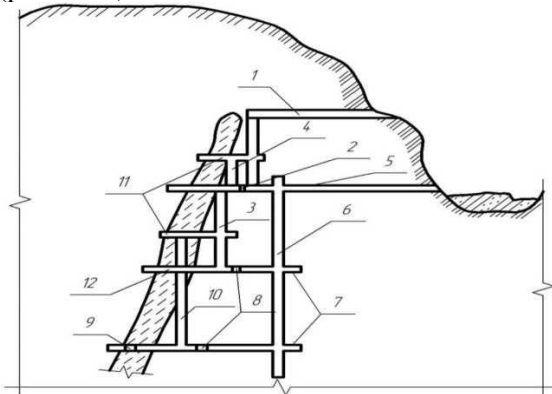


Рис. 13.2. Схема підземних гірничих виробок:

1 - вентиляційна штольня; 2 - польовий штрек; 3,4 - підняттєві виробки; 5 - штольня; 6 - сліпий ствол; 7 - поверхові квершлагги; 8 - відкатні штреки; 9 - рудний штрек; 10- міжповерхова підняттєва виробка; 11, 12-орти

У більшості випадків кожна гірнича виробка виконує декілька функцій. Наприклад, відкатний штрек основного горизонту, крім транспортування гірських порід та матеріалів, використовують для

провітрювання, пересування людей, подачі стисненого повітря, електроенергії, стікання води.

Деякі гірничі виробки (стволи шахт, штольні, тунелі, шурфи) мають безпосередній вихід на денну поверхню, звідки і починають їх спорудження. Інші виробки (квершлаг, штреки, орти, підняткові, тощо) не мають безпосереднього виходу на денну поверхню і їх споруджують із будь-якої іншої виробки (наприклад, квершлаг від ствола шахти).

Гірничі виробки, які найбільш часто зустрічаються при підземній розробці родовищ, схеми розташування яких наведені на рис. 13.3.

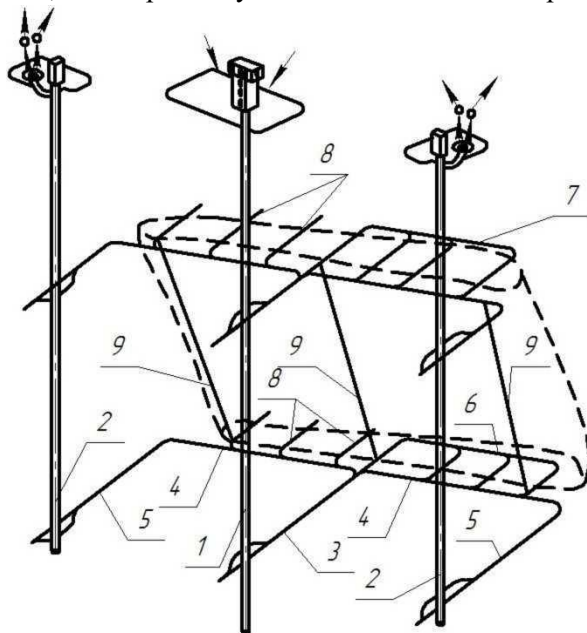


Рис. 13.3. Схема підземних гірничих виробок:

- 1 - головний ствол; 2 - вентиляційні стволи; 3 - головний квершлаг;
- 4 – відкатні штреки; 5 - допоміжні квершлаг; 6,7 - штреки по корисній копалині; 8 - орти-заїзди; 9 - міжповерхові підняткові

Вертикальні гірничі виробки

Ствол шахти - вертикальна виробка, яка має безпосередній вихід на денну поверхню і призначена для обслуговування підземних робіт у межах шахтного поля (підйом корисних копалин і пустих порід,

матеріалів, устаткування, провітрювання, подачі енергії тощо).

Залежно від функцій, які вони виконують, розрізняють стволи шахт: головні та допоміжні.

Головний ствол - той, по якому на поверхню видають видобуті корисні копалини і породу, здійснюють спуск та підйом людей, матеріалів, устаткування.

Допоміжний ствол шахти призначений для виконання допоміжних функцій: провітрювання, спуск закладного матеріалу тощо.

Сліпий ствол шахти відрізняється від простого ствола лише тим, що немає безпосереднього виходу на денну поверхню. Сліпий ствол споруджують з одного горизонту на інший, і він виконує ті ж функції, що і ствол шахти.

Шурф - вертикальна гірнича виробка, пройдена з денної поверхні на відносно невелику глибину (декілька десятків метрів) з метою розвідки. Інколи шурфи використовують і при експлуатації для виконання допоміжних функцій (частіше для провітрювання). Як правило, шурфи проходять перерізом прямокутної форми. Рідко шурфи проходять похило.

Горизонтальні гірничі виробки

Штольня - горизонтальна гірнича виробка, пройдена з денної поверхні і призначена для обслуговування підземних гірничих робіт у межах шахтного поля.

Штольні виконують ті ж функції, що і стволи шахт, і залежно від функцій, які вони виконують, поділяються на: головні та допоміжні.

Штольні споруджують при наявності відповідного гористого рельєфу місцевості.

Квершлаг - горизонтальна гірнича виробка, яка немає безпосереднього виходу на денну поверхню, проведена у вмщуючих породах навхрест простяганню родовища.

Розрізняють квершлагі: *головні* - проведені на основних горизонтах від головного ствола шахти, *допоміжні* - проведені до допоміжних стволів шахти.

Залежно від розташування, квершлагі виконують наступні функції: транспортування корисних копалин і пустої породи, устаткування та матеріалів, пересування людей, провітрювання, подачі електричної та пневматичної енергії тощо.

Штрек - горизонтальна гірнича виробка, яка не має безпосереднього виходу на денну поверхню і розташована за простяганням крутих та

похилих родовищ та в будь-якому напрямку на горизонтальних родовищах.

Штрек, який пройдено по родовищу корисних копалин, називається *рудним*, а пройдений по породах - *польовим*

Штреки, розташовані на рівні основних відкатних горизонтів, називають *головними* або *основними відкатними*. Штреки, розташовані між основними горизонтами, називаються *підповерховими*.

Залежно від функцій, які вони виконують, розрізняють штреки: головні, відкатні, вентиляційні, підсічні, доставочні, бурові та інші.

Орт - горизонтальна гірнича виробка, яка немає безпосереднього виходу на денну поверхню і пройдена навхрест простягання в межах родовища.

Приствольний двір - комплекс гірничих виробок, що примикають до ствола шахти та розташованих у безпосередній близькості до ствола шахти, призначених для обслуговування розвантаження корисних копалин і породи в підземний бункер, всіх спуско- підйомних операцій.

Похилі гірничі виробки

Похилий ствол шахти - те ж саме, що і вертикальний ствол шахти, але пройдений під деяким кутом до горизонту.

Розрізняють похилі шахти зі скіповим та конвеєрним підйомом. Перші проходять під кутом 30°-50°, а другі - під кутами 15°-18°.

Підняттявий - похила або вертикальна гірнича виробка, яка не має безпосереднього виходу на денну поверхню і пройдена між горизонтами з метою пересування людей, провітрювання, перепуску корисних копалин або породи, доставки матеріалів та устаткування на підповерх тощо.

Гезенк - це виробка, яка споруджується зверху вниз. (*Підняттявий* як правило, споруджують знизу вгору.)

Залежно від функцій, які вони виконують, підняттяві поділяються на: ходові, вентиляційні, перепускні, відрізні, матеріальні. Часто один підняттявий виконує декілька функцій: пересування людей, провітрювання, доставка матеріалів тощо.

Підняттяві звичайно проходять прямокутної або круглої форми у поперечному перерізі і, залежно від функцій, які вони виконують, відповідним чином обладнують.

У блоках із великими запасами корисних копалин матеріальні

підняттеві обладнують ліфтовими підйомниками для підйому та спуску людей, доставки матеріалів та устаткування.

У гірничих виробках розрізняють такі елементи: *устя* - початок виробки, *вибій* - кінець виробки.

У горизонтальних виробках називають: бокові вертикальні стінки - *боками*, низ виробки - *підшовою*, а верх - *покрівлею*.

Гірничі виробки проходять різної форми поперечного перерізу: прямокутного, трапецеподібного, куполоподібного (склепіння), аркового, круглого і рідко еліптичного.

Форму поперечного перерізу виробки вибирають залежно від напрямку і величини гірського тиску і типу кріплення, яке застосовується. Наприклад, дерев'яне кріплення потребує прямокутної або трапецеподібної форми поперечного перерізу, а бетонне кріплення - круглої або у вигляді склепіння.

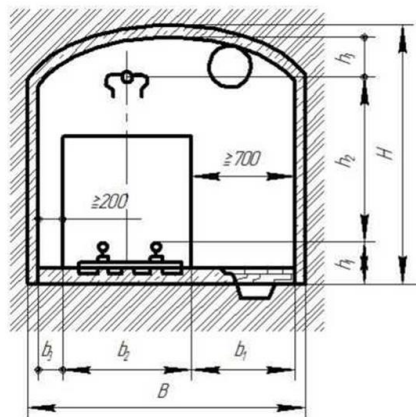


Рис. 13.4. Переріз відкатної виробки

Розміри поперечного перерізу гірничих виробок визначають, виходячи з умов розміщення обладнання, пристроїв, які б могли працювати без порушень правил безпеки.

На рис. 13.4 наведено приклад визначення розмірів відкатної виробки. При цьому мінімальні розміри: вільного проходу людей, зазори між відкатними посудинами і кріпленням, висота підвіски контактного проводу визначаються, виходячи з вимог «Правил безпеки».

ДОДАТКИ

Додаток 1

Технологічні параметри розпушувачів

Показники	Гусеничні розпушувачі					Колісний розпушувач
	Д-51с	ДЗ-117ХЛ	ДЛ-22С	ДЗ-95С	Д-652АС	
Базовий трактор, модель	Т-100МП	Т-130.1	Т-180КС	Т-330	ДЕГ-250М	Спеціальне шасі
Потужність двигуна, кВт	79,5	118	132	243	-	404
Навісне обладнання: - число зубів	3	1	1-3	3	3	3
Заглиблення зубів, мм	400	450	500	700	700	700
Маса розпушувача, т	1,4	1,44	3,1	5,01	5,92	-
Маса розпушувача з трактором, т	12,4	19,4	19,2	36,75	37,68	59,25

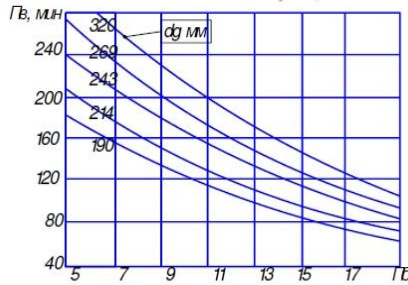
Додаток 2

Значення коефіцієнтів k_1 , k_2 і ширини основи прорізу b

Характеристика порід за тріщинуватістю в масиві	Показники			
	A_i	k_1	k_2	$b, м$
Малотріщинуваті	0,6-0,9	0,75-0,90	0,95-1,00	$(1,5 \div 2,0) - b_1$
Середньотріщинуваті	0,4-0,6	0,90-1,00	0,90-0,95	$(2,0 \div 3,5) - b_1$
Сильнотріщинуваті	<0,4	1,00	0,8-0,9	$(3,5 \div 6,0) - b_1$

b_1 - ширина зуба розпушувача по дну, $b_1 = (0,1 \dots 0,3)$ м.

Додаток 3.



Залежність оптимальної швидкості обертання бурового ставу станків СБШ від P_b і d_0

Додаток 4

Значення коефіцієнта k залежно від показника буримості гірських порід

Показник буримості гірських порід P_b	>8	10	12	14	16	18
Коефіцієнт впливу буримості гірських порід K	0,700	0,725	0,750	0,775	0,800	0,825

Додаток 5

Значення коефіцієнта розбурювання $k_{розб}$ від міцності порід

Міцність порід, f	2	4	6	8÷10	12÷14	16
$k_{розб}$	1,06	1,05	1,04	1,037÷1,031	1,03÷1,021	1,02

Додаток 6

Значення коефіцієнта сповільнення k_c від часу сповільнення

Час сповільнення, τ , мс	0	10	25	50	75 і більше
k_c	1	0,95	0,90	0,85	0,80

Додаток 7

Коефіцієнт розпушення порід в ковші екскаватора і наповнення ковша

Категорія порід	Щільність порід в цілику, γ , т/м ³	k_p	k_n
I	1,6	1,15	1,05
II	1,8	1,25	1,05
III	2,0	1,35	0,95
IV	2,5	1,50	0,90
V	3,5	1,60	0,90

Технічна характеристика кар'єрних автосамоскидів

Показники	Марка автосамоскида				
	БелАЗ 7522	БелАЗ 7523	БелАЗ 7549	БелАЗ 7519	БелАЗ 7521
Вантажопідйомність q_a , т	30	42	80	110	180
Маса автосамоскида G_a , т	21,85	29,5	67,0	85,0	145
Геометрична ємність кузова V_a , м ³	15,0	21,0	35,0	44,0	70,0
Ємність кузова з "шапкою" $V_{аш}$, м	18,0	26,0	46,0	59,0	91,0
К.к.д. трансмісії η_m	0,70	0,70	0,78	0,77	0,77
Потужність двигуна N_d , кВт	310	368	809	955	1693
Час маневрів при навантаженні, t_{mn} , хв.	0,50	0,59	0,64	0,70	0,87
Час маневрів при розвантаженні, t_{mp} , хв.	0,54	0,64	0,69	0,76	0,94
Час розвантаження, t_p , хв	0,67	0,78	1,00	1,17	1,51
Ширина проїзної частини автодороги при двосмуговому русі, T , м	10,5	11,5	14,5	16,0	19,0

Значення коефіцієнта технічної готовності автосамоскидів

Вантажопідйомність автосамоскида, т	Значення k_{mg} при добовому пробігу, L_d ,						
	50	10	15	20	25	30	35
30÷42	0,9	0,8	0,8	0,8	0,7	0,7	0,7
80	0,9	0,8	0,8	0,7	0,7	0,6	0,6
110÷180	0,9	0,8	0,8	0,7	0,7	0,6	0,6

Середньотехнічні швидкості руху кар'єрних автосамоскидів v_{cp} , км/год.

Відстань транспортування, L , км	Висота підйому гірської маси, H_n , м												
	0	20	40	60	80	100	120	140	160	180	200	220	240
1,0	22,7	21,1	18,4	16,0									
1,2	23,9	21,8	19,5	17,5	15,8								
1,4	24,1	22,0	20,0	18,3	16,7								
1,6	24,7	22,5	20,6	19,0	17,6	16,3							
1,8	25,3	23,3	21,5	19,9	18,6	17,4	16,2						
2,0	26,0	24,0	22,3	20,8	19,5	18,3	17,2						
2,2	26,7	24,8	23,1	21,7	20,4	19,2	18,1	17,2					
2,4	27,3	25,5	23,9	22,5	21,2	20,0	19,0	18,0	17,2				
2,6	27,9	26,2	24,6	23,2	22,0	20,8	19,8	18,9	17,9	17,2			
2,8	28,6	26,9	25,4	24,0	22,7	21,6	20,6	19,6	18,8	18,0			
3,0	29,2	27,5	26,1	24,7	23,5	22,4	21,3	20,4	19,5	18,7	18,0		
3,2	29,7	28,2	26,7	25,3	24,2	23,2	22,0	21,1	20,2	19,4	18,6		
3,4	30,4	28,8	27,4	26,1	24,9	23,7	22,7	21,8	20,9	20,1	19,2	18,2	
3,6	31,0	29,4	28,0	26,7	25,5	24,4	23,4	22,5	21,6	20,8	19,6	18,7	17,7
3,8	31,6	30,0	28,6	27,4	26,1	25,1	24,1	23,1	22,3	21,4	20,2	19,4	18,4
4,0	32,0	30,6	29,2	28,0	26,8	25,7	24,7	23,8	22,9	22,1	20,9	20,0	19,2

Значення коефіцієнтів $k_{p.o}$, $k_{зав}$ і висоти ярусу h_n

Гірські породи	h_n , м	Значення коефіцієнтів	
		$k_{p.o}$	$k_{зав}$
Скельні	30-60	1,12-1,20	0,7
Напівскельні, змішані	20-40	1,05-1,12	0,8
Пухкі, глинисті	15-20	1,05-1,07	0,9

Продуктивність бульдозерів

Тип бульдозерів	Змінна (за 8 год) продуктивність при дальності переміщення ґрунту до 10 м в породах, м ³ .		
	Пухкі гірських породи	Напівскельні гірські породи	Скельні гірські породи
Т-100	1100	950	750
Т-140	1500	1300	1000
Т-180	1900	1650	1300
ДЭТ-250	2200	1850	1500

Рекомендована література

1. Яремійчук Р. С., Возний В. Р. Основи гірничого виробництва: видобування нафти, газу та твердих корисних копалин : підручник. - Кондор, 2006. 376 с.
2. Кириченко М. Т., Кузьменко О. Х. Основи гірничого виробництва : навч. посібник. Житомир, ЖДТУ, 2003. 344 с.
3. Бакка М. Т., Лягутенко А. С., Пчолкін Г. Д. Основи гірничого виробництва : навчальний посібник. Житомир : ЖІТІ, 1999. 430 с.
4. Збірник задач з дисципліни "Основи теорії транспорту" : навч. посібник / М. Я. Біліченко, Є. А. Коровяка, П. А. Дьячков, В. О. Расцветаєв. Дніпропетровськ, Національний гірничий університет. 151 с.
5. Бизов, В. Ф. Основи технології гірничого виробництва; Виробничі процеси : піроч. для студ. вищ. навч. закл. Кривий Ріг : Мінерал, 2000. 247 с.
6. Кравець В. Г., Кириченко М. Т., Фролов О. О., Вапнічна В. В. Основи технології видобування корисних копалин : методичний посібник з дисципліни «Основи гірничого виробництва». К. : ІВЦ «Видавництво «Політехніка», 2009. 100 с.
7. Транспорт на гірничих підприємствах : підручник для вузів / 3 вид.; Заг. редагування Біліченка М. Я. Дніпропетровськ, Національний гірничий університет, 2005. 636 с.
8. Фізико-хімічна геотехнологія : навч. посібник / М. М. Табаченко, О. Б. Владико, О. Є. Хоменко, Д. В. Мальцев. Д. : Національний гірничий університет, 2012. 310 с.