

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»



НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ ПРИРОДОКОРИСТУВАННЯ
Кафедра транспортних систем та енергомеханічних комплексів

ПРОЦЕСИ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ

Методичні рекомендації до виконання практичних робіт
для здобувачів ступеня бакалавра
зі спеціальностей 184 Гірництво та 263 Цивільна безпека

Дніпро
НТУ «ДП»
2025

Косенко А.В.

Процеси підземної розробки рудних родовищ [Електронний ресурс]: методичні рекомендації до виконання практичних робіт для здобувачів ступеня бакалавра зі спеціальностей 184 Гірництво та 263 Цивільна безпека / А.В. Косенко, М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, Р.Р. Єгорченко, А.О. Герасименко ; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро : НТУ «ДП», 2025. – 53 с.

Автори:

А.В. Косенко, канд. техн. наук, доц.;

М.М. Кононенко, д-р техн. наук, проф.;

О.Є. Хоменко, д-р техн. наук, проф.;

Р.Р. Єгорченко, PhD, доц.;

А.О. Герасименко, PhD, асистент.

Затверджено кафедрою транспортних систем та енергомеханічних комплексів (протокол № 12 від 22.04.2025)

Уміщено теоретичні відомості за темами лекційного курсу, варіанти практичних завдань з рекомендаціями до їх виконання, контрольні питання, список використаної та рекомендованої літератури.

Орієнтовано на активізацію навчальної діяльності здобувачів ступеня бакалавра зі спеціальностей 184 Гірництво та 263 Цивільна безпека для закріплення практичних навичок у засвоєнні дисципліни «Процеси підземної розробки рудних родовищ».

Відповідальний за випуск завідувач кафедри транспортних систем та енергомеханічних комплексів Л.Н. Ширін, д-р техн. наук, проф.

ЗМІСТ

ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ	4
Практична робота № 1. Розрахунок тривалості процесів при проведенні гірничої виробки	5
Практична робота № 2. Розрахунок процесів при підсіканні запасів руди у блоці	17
Практична робота № 3. Розрахунок процесів відбивання руди шпурами	23
Практична робота № 4. Розрахунок процесів відбивання руди свердловинами	28
Практична робота № 5. Побудова діаграми випуску руди з блоку	35
Практична робота № 6. Визначення міцності рудних та штучних ціликів.....	44
КРИТЕРІЇ ОЦІНЮВАННЯ	51
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ТА РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ	52

ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ

Дисципліна «Процеси підземної розробки рудних родовищ» містить у собі основні відомості про виробничі процеси на гірничорудних підприємствах та їх класифікацію, технології підземної розробки рудних родовищ, процеси при проведенні гірничих виробок і веденні очисних робіт, а також при виконанні допоміжних процесів.

Дисципліна «Процеси підземної розробки рудних родовищ» – вибіркова освітня компонента за освітньою програмою «Гірництво» першого (бакалаврського) рівня вищої освіти.

Метою дисципліни є формування у здобувачів вищої освіти концептуальних знань про виробничі процеси підземних гірничих робіт на гірничорудному підприємстві.

Методичні рекомендації призначені для формування практичних навичок, що пов'язані з закріпленням, поглибленням та узагальненням теоретичних знань, при вирішенні конкретних інженерних задач з добору, обґрунтування і проєктування процесів підземної розробки рудних родовищ.

В методичних рекомендаціях представлено практичні роботи, текст яких викладено за типовою структурною схемою: тема, мета роботи, подання теоретичних положень за темою, завдання для самостійного виконання та питання для самоконтролю. Використання методичних рекомендацій полегшить сприйняття та рівень засвоєння навчального матеріалу, а також надасть змогу здобувачу освіти набути досвіду використання знань, вмінь і навичок з процесів підземної розробки рудних родовищ у безпосередній практичній діяльності.

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 1

РОЗРАХУНОК ТРИВАЛОСТІ ПРОЦЕСІВ ПРИ ПРОВЕДЕННІ ГІРНИЧОЇ ВИРОБКИ

Мета роботи: надбання умінь розрахунку та складання графіку організації робіт у вибої при проведенні гірничої виробки.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** забезпечувати нормативне та технічне супроводження процесів створення, експлуатації, оцінки працездатності та відновлення ланок технологічних систем і технологій підземного видобутку рудних і нерудних корисних копалин; розраховувати тривалість основних і допоміжних процесів та розробляти графік організації робіт при проведенні гірничих виробок.

1.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Для розрахунку проведення виробки визначаються з гірничо-геологічними умовами проведення – площа поперечного перерізу виробки в проходці (S_{np}) (див. табл. 1.4), коефіцієнт міцності руди або породи (f) (див. табл. 1.4). Згідно з умовами проведення гірничої виробки приймають гірниче обладнання (перфоратор або установку бурильну шахтну, вантажну машину тощо). Тип кріплення горизонтальних виробок обирають за даними табл. 1.1.

Таблиця 1.1 – Тип кріплення горизонтальних виробок

Тип виробки	Коефіцієнт міцності руди або породи, f				
	≤ 4	5–8	9–11	12–15	≥ 16
Тип кріплення (крок встановлення, м)					
Відкотна	УПК (0,5)	Набризкбетон товщиною 0,07 м та анкери довжиною 1,6–2,0 м або УПК (1,0)	Набризкбетон товщиною 0,05–0,07 м та анкери довжиною 1,6–2,0 м	Набризк-бетон товщиною 0,05 м	Без кріплення
Горизонту доставки	УПК (0,3)	Набризкбетон товщиною 0,07 м та анкери довжиною 1,6–2,0 м або УПК (0,5)	Набризкбетон товщиною 0,07 м та анкери довжиною 1,6–2,0 м або УПК (1,0)	Набризк-бетон товщиною 0,05–0,07 м	Набризк-бетон товщиною 0,05 м
Вентиляційна	УПК (0,5)	Анкери довжиною 1,6–2,0 м або УПК (1,0)	Набризкбетон товщиною 0,05–0,07 м	Без кріплення	Без кріплення
Бурова, відрізна, підсічна	КЖ-17 (1,0)	Набризкбетон товщиною 0,07 м та анкери довжиною 1,6–2,0 м або КЖ-17 (1,0–1,5)	Набризкбетон товщиною 0,05–0,07 м	Без кріплення	Без кріплення

Необхідна кількість шпурів на вибій:

– за коефіцієнта міцності порід $f \leq 10$

$$N = 2,3 \cdot S_{np} \cdot \sqrt{\frac{f}{S_{np}}}, \text{ шт.}; \quad (1.1)$$

– за коефіцієнта міцності порід $f > 10$

$$N = 2,7 \cdot S_{np} \cdot \sqrt{\frac{f}{S_{np}}}, \text{ шт.}, \quad (1.2)$$

де S_{np} – площа поперечного перерізу виробки в проходці, м².

Розрахункова глибина шпурів визначається за даними табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Розрахункова глибина шпурів, м

Коефіцієнт міцності за шкалою проф. М.М. Протод'яконова	Площа поперечного перетину виробки, м ²									
	≤1,7	1,8–3,5	3,6–5,5	5,6–8,5	8,6–10,0	10,1–12,0	12,1–14,0	14,1–16,0	16,1–18,0	18,1–20,0
20	1,3	1,4	1,5	1,6	1,7	1,7	1,7	1,7	1,7	1,7
19–18	1,3	1,4	1,6	1,7	1,7	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8
17–16	1,3	1,4	1,6	1,7	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8
15–14	1,3	1,4	1,6	1,7	1,8	1,9	1,9	2,0	2,0	2,0
13–12	1,4	1,5	1,7	1,8	1,9	2,0	2,0	2,1	2,1	2,1
11–10	1,4	1,5	1,7	1,8	2,0	2,1	2,1	2,2	2,2	2,1
9	1,4	1,5	1,7	1,8	2,0	2,2	2,2	2,3	2,3	2,3
8	1,4	1,5	1,7	1,9	2,1	2,3	2,4	2,4	2,4	2,4
7–6	1,4	1,5	1,7	1,9	2,1	2,4	2,5	2,5	2,5	2,5
5	1,4	1,5	1,8	1,9	2,2	2,5	2,6	2,6	2,6	2,6
4	1,5	1,6	1,8	1,9	2,2	2,5	2,7	2,8	2,8	2,8
3	1,5	1,6	1,8	1,9	2,2	2,5	2,8	2,9	2,9	2,9
≤2	1,5	1,6	1,8	2,0	2,3	2,6	2,8	3,0	3,0	3,0

Для кожної операції прохідницького циклу визначають норму виробітку.

Змінну продуктивність буріння шпурів перфораторами визначають за формулою

$$H_{\sigma} = 0,06 \cdot v \cdot T \cdot R, \text{ м/зміну}, \quad (1.3)$$

де v – чиста швидкість буріння перфоратора або бурильної головки, що розраховують за емпіричною формулою

$$v = \frac{13400 \cdot A \cdot n}{d^2 \cdot (10 \cdot \sigma_{cm})^{0,59}}, \text{ мм/хв}, \quad (1.4)$$

де A – енергія удару, Дж; n – частота удару, Гц; d – діаметр шпуру, мм; σ_{cm} – межа міцності породи на одноосьове стиснення, МПа, тобто $\sigma_{cm} = 10 \times f$, МПа;

f – коефіцієнт міцності гірських порід за шкалою проф. М.М. Протод'яконова;
 T – тривалість зміни, год; R – коефіцієнт використання перфоратора в часі, що дорівнює 0,4–0,75.

Змінна експлуатаційна продуктивність шахтної бурильної установки в шпурометрах, з урахуванням часу на підготовчо-заклучні операції та регламентовані простої з організаційних і технічних причин, встановлюють з виразу

$$H_6 = \frac{T - (t_{nz} + t'_{nz} + t_{bid} + t_{nidp})}{\frac{1}{(k_o \cdot n \cdot v)} + (t_{ман} + t_{зв.х.} + t_{\kappa})}, \text{ м/зміну}, \quad (1.5)$$

де T – тривалість зміни, хв; t_{nz} – час загальних підготовчо-заклучних операцій, приймається рівним 2,5 % від тривалості зміни, хв; t'_{nz} – час підготовчо-заклучних операцій у процесі буріння шпурів, приймається рівним 9,5 % від тривалості зміни, хв; t_{bid} – час на відпочинок прохідників, приймається рівним 10 % від тривалості зміни, хв; t_{nidp} – час на технологічну перерву на підривні роботи, приймається рівним 12 % від тривалості зміни, хв; n – кількість бурильних машин на установці; k_o – коефіцієнт одночасності роботи бурильних машин, рівний 0,78 при $n=2$ і 0,73 – при $n=3$; $t_{ман}$ – час, що витрачається на маніпулювання з установки та перестановку бурильних машин, зазвичай становить 0,25–0,5 хв на 1 м шпуру; $t_{зв.х.}$ – час зворотного ходу бурильної голівки на 1 м шпуру, $t_{зв.х.}=1/V_{зв.х.}$, тут $V_{зв.х.}$ – швидкість зворотного ходу, становить в середньому 20 м/хв; t_{κ} – час на заміну коронок, дорівнює 0,1 хв на 1 м шпуру; v – чиста швидкість буріння бурильною машиною (м/хв), що залежить від міцності порід, визначається з формули (1.4).

Змінна продуктивність підричника у разі ручного заряджання шпурів

$$H_3 = \frac{(T_{зм} - T_{n.з} - T_{n.m})}{(t_o + t_{\epsilon}) \cdot (1 + k_{bidn})}, \text{ м/зміну}, \quad (1.6)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, хв; $T_{n.з}$ – час на підготовчо-заклучні операції, дорівнює 13 хв; $T_{n.m}$ – час на технологічну перерву, становить 20 хв; $(t_o + t_{\epsilon})$ – норми часу на заряджання 1 м шпуру:

середня глибина шпурів, м	1,00	1,50	2,00	2,50	3,00
$(t_o + t_{\epsilon})$, чол-хв/м	1,52	1,34	1,18	1,06	0,95

де k_{bidn} – коефіцієнт відпочинку, рівний 0,1.

Змінна продуктивність підричників у разі механізованого заряджання шпурів зарядною машиною розраховують за формулою

$$H_3 = \frac{(T_{зм} - T_{nz} - T_{об} - T_{доод})}{(t_o + t_{\epsilon}) \cdot (1 + k_{bidn})}, \text{ м/зміну}, \quad (1.7)$$

де T_{nz} – тривалість підготовчо-заклучних операцій, становить 30–50 хв; $T_{об}$ – час на обслуговування зарядної установки, становить 1–15 хв; $T_{доод}$ – час на додаткові операції при висоті вибою понад 4 м, дорівнює 47 хв.

Змінна продуктивність вантажних машин типу ППН або ПНБ, у щільній масі, в одиночні вагонетки або рухомий склад (за наявності перевантажувача) визначається з виразу

$$H_n = \frac{T_{zm} - t_{nz} - t_{oc}}{k_{відн} \cdot K_p \left(\frac{k_{кр}}{Q_m} + t_e + \frac{2L}{60 \cdot V_g \cdot K_3 \cdot v \cdot n_g} \right)}, \text{ м}^3/\text{змину}, \quad (1.8)$$

де t_{nz} – час на підготовчо-заклучні операції: для горизонтальних виробок становить 20–30 хв, для похилих – 40–50 хв; t_{oc} – особистий час робітника, дорівнює 10 хв; $k_{відн}$ – коефіцієнт відпочинку, становить 1,05; K_p – коефіцієнт розпушення гірничої маси, знаходиться в межах 1,5–1,8; $k_{кр}$ – коефіцієнт, що враховує крупність кусків породи та її властивості, дорівнює 1,3, якщо крупність кусків вище передбаченої конструкцією машини, а якщо нижче – 1; Q_m – технічна продуктивність машини, $\text{м}^3/\text{хв}$; L – відстань до обмінного пункту вагонеток, м; V_g – об'єм вагонетки, м^3 ; K_3 – коефіцієнт заповнення вагонетки, дорівнює 0,9; v – середня швидкість відкатки вагонетки чи рухомого складу, з урахуванням маневрів, перечеплення вагонетки, складів тощо, становить 0,6 м/с, коли одиночний обмін, а коли обмін відбувається рухомими складами – 0,9 м/с; n_g – кількість вагонеток у складі, що входять під перевантажувач (при одиночному обміні $n_g=1$); t_e – питомі витрати часу на допоміжні операції, що не пов'язані з обміном вагонеток. Для виробок, ширина яких дорівнює фронту захоплення ковшем навантажувальної машини, питомі витрати часу t_e постійні та дорівнюють $1,5 \text{ хв}/\text{м}^3$ для машин типу ППН і $1 \text{ хв}/\text{м}^3$ для машин типу ПНБ. Якщо фронт навантаження ковшових машин менше в 1,5–2,0 рази ширини виробки, то $t_e = 3,3\text{--}6,9 \text{ хв}/\text{м}^3$.

Змінна продуктивність комплексу, що складається з вантажної машини ППН-2Г і самохідного вагону ВС-5П1 розраховується за формулою

$$H_n = \frac{(T_{zm} - t_{nz} - t_{oc}) \cdot V \cdot K_3}{\left[\frac{V \cdot K_3 \cdot t_u}{V_k \cdot K_{з.к}} + t_e \right] \cdot k_{відн} + \frac{2 \cdot L}{v_{ув}} + t_p}, \text{ м}^3/\text{змину}, \quad (1.9)$$

де V – об'єм вагона, м^3 ; K_3 – коефіцієнт заповнення вагона, дорівнює 0,9; V_k – об'єм ковша, м^3 ; $K_{з.к}$ – коефіцієнт заповнення ковша, становить 0,75; t_u – тривалість циклу черпання, дорівнює 0,3 хв; t_e – час подрібнення негабаритних кусків, становить 3,1 хв на вагон; L – відстань транспортування, м; $v_{ув}$ – середня швидкість пересування вагона, дорівнює 50 м/хв; t_p – час розвантаження вагона в рудоспуск, становить 0,5 хв.

Змінна продуктивність комплексу типу, що складається з вантажної машини ПНБ і самохідного вагона або автосамоскида визначається з виразу

$$H_n = \frac{(T_{zm} - t_{nz} - t_{oc}) \cdot V \cdot K_3}{\left[\frac{V \cdot K_3}{Q_m} + t_e \right] \cdot k_{відн} + \frac{2 \cdot L}{v_{ув}} + t_p}, \text{ м}^3/\text{змину}, \quad (1.10)$$

де Q_m – технічна продуктивність навантажувальної машини, $\text{м}^3/\text{хв}$; t_e – час подрібнення негабаритних кусків, знаходиться в межах 10–15 хв на вагон; $v_{ув}$ – середня швидкість пересування вагона або автосамоскида, дорівнює 80 м/хв по

підготовчих виробках і 160 м/хв. – по транспортних магістральних виробках; t_p – час розвантаження вагона або автосамоскида в рудоспуск, становить 1 хв.

Змінна продуктивність вантажно-транспортних і вантажних машин для доставки розраховується за формулою

$$H_n = \frac{(T_{зм} - t_{nz} - t_{oc}) \cdot V \cdot K_3}{(t_o + t_g) \cdot k_{відн} \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{змін}, \quad (1.11)$$

де t_{nz} – тривалість підготовчо-заклучних операцій залежно від типу машини, знаходиться в межах 30–70 хв на зміну; t_g – час допоміжних операцій, що пов'язані з маневрами машини, штабелюванням гірничої маси, її розпушенням і подрібненням негабаритів, знаходиться в межах 0,8–3,0 хв/рейс (більший час приймається для вантажно-транспортних машин); t_o – час основних операцій на рейс визначається з виразу

$$t_o = \frac{2 \cdot L}{v_{шв}} + t_n + t_p, \text{ хв};$$

де L – відстань транспортування, м; $v_{шв}$ – середня швидкість транспортування, знаходиться в межах 75–80 м/хв; t_p – час розвантаження, у середньому становить 1 хв; t_n – час навантаження, для нагромадження ковша вантажно-постачальних машин знаходиться в межах 0,9–1,4 хв, а для вантажно-транспортних машин встановлюється зі співвідношення

$$t_n = \frac{V \cdot K_3 \cdot t_{ц}}{V_k \cdot K_{3,к}},$$

де V і V_k – відповідно об'єми кузова та ковша, м³; K_3 і $K_{3,к}$ – коефіцієнти заповнення кузова, дорівнює 0,9 і ковша – 0,75; $t_{ц}$ – тривалість циклу черпання, становить 0,8 хв.

Змінна продуктивність скреперної установки при розвантаженні гірничої маси в рудоспуск або на конвеєр (у щільній масі) розраховується за формулою

$$H_n = \frac{(T_{зм} - t_{nz} - t_{oc}) \cdot V k_3}{\left(\frac{l}{v_n} + \frac{l}{v_n} + t_{зр}\right) \cdot k_{відн} \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{змін}, \quad (1.12)$$

де t_{nz} – час на підготовчо-заклучні операції, дорівнює 40 хв (з урахуванням змащення, випробування лебідки, закріплення блочка.); V – об'єм скрепера, м³; k_3 – коефіцієнт заповнення скрепера (для крупнокускової гірничої маси, знаходиться в межах 0,5–0,7, для середньої крупності – 0,7–0,8 і для дрібної – 0,8–1,0); l – відстань скреперування, м; v_n – швидкість руху навантаженого скрепера, дорівнює 66 м/хв; v_n – швидкість руху порожнього скрепера, становить 90 м/хв; $t_{зр}$ – час завантаження та розвантаження скрепера, з урахуванням пауз на перемикання і нерівномірність ходу скрепера, знаходиться в межах 0,3–0,7 хв; K_p – коефіцієнт розпушення гірничої маси, знаходиться в межах 1,5–1,8.

Змінна продуктивність установки для кріплення виробки набризкбетоном визначається з виразу

$$H_k = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{mn} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_g) \cdot k_{відн}}, \text{ м}^2/\text{змін}, \quad (1.13)$$

де T – тривалість зміни, хв; t_{nz} – час загальних підготовчо-заключних операцій, знаходиться в межах 8–14 % від тривалості зміни, хв; t_{mn} – час на організаційно-технічну перерву, дорівнює 10 % від тривалості зміни, хв; $t_{об}$ – час на обслуговування установки для кріплення, приймається рівним 10–15 хв; t_o – час нанесення 1 м² набризкбетону, що розраховується за формулою

$$t_o = \frac{\delta}{Q_{ук}}, \text{ хв,}$$

δ – товщина набризкбетону, м; $Q_{ук}$ – продуктивність установки для нанесення набризкбетону, м³/хв; t_e – час допоміжних операцій, що пов'язані з маневрами машини, підтягуванням або маніпуляцією шланга до місця нанесення суміші тощо, знаходиться в межах 4–6 хв/м².

Змінна продуктивність (норма виробітку) кріплення виробки анкерами без буріння шпурів під анкера визначається з виразу

$$H_k = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{mn} + t_{oc}) \cdot k_c}{(t_o + t_e) \cdot k_{відн}}, \text{ шт./зміну,} \quad (1.14)$$

де t_{nz} – час загальних підготовчо-заключних операцій, приймається рівним 30–40 хв; t_{mn} – час на організаційно-технічну перерву, знаходиться в межах 10–20 хв; $k_{відн}$ – коефіцієнт відпочинку, дорівнює 1,12; $(t_o + t_e)$ – норми часу на кріплення одного анкера:

довжина анкера, м	1,6	1,7	1,8	1,9	2,0
$(t_o + t_e)$, хв./шт	9,3	9,8	10,3	10,8	11,3

k_c – коефіцієнт, що враховує кріплення анкерів з металевою сіткою, без металевої сітки дорівнює 1,0, а з металевою сіткою – 0,5.

Норма виробітку машиніста установки бурильної шахтної визначається зі співвідношення

$$H_{бур} = \frac{H_{\delta}}{N}, \text{ м/зміну.} \quad (1.15)$$

Норма виробітку машиніста вантажної машини розраховується за формулою

$$H_{навант} = \frac{H_n}{S_{пр}}, \text{ м/зміну.} \quad (1.16)$$

Норма виробітку на заряджання шпурів встановлюється з виразу

$$H_{зар} = \frac{H_z}{N}, \text{ м/зміну.} \quad (1.17)$$

Норма виробітку на буріння шпурів під анкера визначається зі співвідношення

$$H_{бур.а} = \frac{H_{\delta}}{n_a}, \text{ м/зміну,} \quad (1.18)$$

де n_a – кількість анкерів на цикл, шт.

Норма виробітку на кріплення анкерами встановлюється з виразу

$$H_{кр.а} = \frac{H_k}{S_a}, \text{ м/зміну,} \quad (1.19)$$

де S_a – щільність розташування анкерів, шт./м.

Норма виробітку на кріплення набризкбетоном розраховується за формулою

$$H_{кр.нб} = \frac{H_k}{l_{відх}}, \text{ м/зміну}, \quad (1.20)$$

де $l_{відх}$ – відхід вибою за цикл, визначається з виразу

$$l_{відх} = l_{ш} \cdot \eta, \text{ м},$$

де η – коефіцієнт використання шпурів, становить 0,8–0,9.

Для кожної операції прохідницького циклу розраховують трудомісткість робіт. Дані зводяться у табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Розрахунок трудомісткості робіт

Назва робочого процесу	Одиниця виміру	Норма виробітку	Трудомісткість на 1 м виробки	Відхід вибою за цикл	Трудомісткість на цикл
1	2	3	4	5	6
Основні робочі процеси			1/гр. 3		гр. 5/гр. 3
...					
Допоміжні робочі процеси які складають 10–40% від сумарної трудомісткості основних робочих процесів					
			$\sum T_m$		$\sum T_u$

Комплексна норма виробітку визначається зі співвідношення

$$H_{комп} = \frac{1}{\sum T_m}, \text{ м/зміну}. \quad (1.21)$$

За сумарною трудомісткістю на цикл T_u приймається явочний штат робочих N_j на проведення виробки. Коефіцієнт виконання норми виробітку встановлюється з виразу

$$K_n = \frac{\sum T_u}{N_j}. \quad (1.22)$$

Тривалість кожного процесу прохідницького циклу розраховується за формулою

$$t = \frac{T \cdot t_u \cdot \alpha}{n \cdot K_n}, \text{ год}, \quad (1.23)$$

де T – тривалість зміни, год; t_u – трудомісткість даної роботи на цикл, чол.-змін; n – кількість робочих, які зайняті виконанням даної операції; K_n – коефіцієнт виконання норми виробітку; α – коефіцієнт, що враховує витрати часу на заряджання, підривання та провітрювання виробки, якщо ці операції виконуються упродовж зміни, а не приурочені до між змінної перерви, знаходиться з виразу

$$\alpha = \frac{T - t}{T}$$

де t – час провітрювання, год.

За отриманими розрахунками часу на кожну операцію прохідницького циклу розробляють циклограму робіт у вибої

Назва робочого процесу	Кількість робочих	Тривалість роботи, год	Тривалість зміни, год							
			1	2	3	4	5	6	7	8

Після складання циклограми робіт описується організація робіт при проведенні виробки.

1.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 1.4, розрахувати проведення виробки.

Таблиця 1.4 – Вихідні дані для розрахунку проведення виробки

№ варіанту	Виробка	Тип виробки	Площа поперечного перетину виробки в проходці, S_{np} , м ²	Коефіцієнт міцності руди або порід, f	Тривалість зміни, T , год
1	2	3	4	5	6
0	штрек	відкотний	12,8	12	7,2
1	орт	доставки	10,2	16	7,2
2	штрек	вентиляційний	11,5	10	6,0
3	орт	буровий	12,3	9	6,0
4	штрек	підсічний	9,5	14	7,2
5	орт	відрізний	11,8	17	7,2
6	штрек	буровий	10,5	10	6,0
7	орт	підсічний	12,0	12	6,0
8	штрек	доставки	13,4	18	7,2
9	орт	вентиляційний	9,8	9	7,2
10	штрек	відрізний	12,7	11	6,0
11	орт	відкотний	12,8	12	6,0
12	штрек	доставки	10,2	16	7,2
13	орт	вентиляційний	11,5	10	7,2
14	штрек	буровий	12,3	9	6,0
15	орт	підсічний	9,5	14	6,0
16	штрек	відрізний	11,8	17	7,2
17	орт	буровий	10,5	10	7,2
18	штрек	підсічний	12,0	12	6,0

1	2	3	4	5	6
19	орт	доставки	13,4	18	6,0
20	штрек	вентиляційний	9,8	9	7,2
21	орт	відрізний	12,7	11	7,2
22	штрек	відкотний	12,8	12	6,0
23	орт	доставки	10,2	16	6,0
24	штрек	вентиляційний	11,5	10	7,2
25	орт	буровий	12,3	9	7,2
26	штрек	підсічний	9,5	14	6,0
27	орт	відрізний	11,8	17	6,0
28	штрек	буровий	10,5	10	7,2
29	орт	підсічний	12,0	12	7,2
30	штрек	доставки	13,4	18	6,0

Завдання 2. Надати письмові відповіді на питання для самоконтролю.

Зміст практичної роботи повинен містити: титульний аркуш, назву та мету роботи, завдання на практичну роботу, розрахунки, письмові відповіді на питання для самоконтролю, висновки.

1.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Розрахуємо проведення виробки за варіантом №0.

Умови проведення відкотного штреку: площа поперечного перетину – 12,8 м², коефіцієнт міцності руди або порід – 12, установка бурильна шахтна УБШ-312А з бурильними головками Б106, вантажна машина РНЕ-1700, тип вибухової речовини – патронований амоніт №6ЖВ, заряджання шпурів виконується вручну. Згідно таблиці 1.1 приймаємо тип кріплення – набризкбетон товщиною 0,05 м установкою БМ-68у.

Визначаємо необхідну кількість шпурів на вибій за формулою (1.2)

$$N = 2,7 \cdot 12,8 \cdot \sqrt{\frac{12}{12,8}} = 33 \text{ шт.}$$

Згідно з табл. 1.2 приймаємо розрахункову глибину шпурів 2,0 м.

Встановлюємо чисту швидкість буріння бурильної головки Б106 з виразу (1.4)

$$v = \frac{13400 \cdot 90 \cdot 50}{43^2 \cdot (10 \cdot 120)^{0,59}} = 497 \text{ мм/хв} = 0,497 \text{ м/хв.}$$

Розраховуємо змінну експлуатаційну продуктивність шахтної бурильної установки УБШ-312А в шпурометрах з урахуванням часу на підготовчо-заклучних операцій та регламентовані простої за організаційними і технічними причинами за формулою (1.5)

$$H_6 = \frac{432 - (11 + 41 + 43 + 52)}{1 + \frac{1}{(0,78 \cdot 2 \cdot 0,497)} + (0,5 + 0,05 + 0,1)} = 147 \text{ м/зміну}$$

Встановлюємо змінну продуктивність підричника при ручному заряджанні шпурів з виразу (1.6)

$$H_3 = \frac{432 - 13 - 20}{1,18 \cdot (1 + 0,1)} = 332,8 \text{ м/зміну.}$$

Розраховуємо змінну продуктивність вантажної машини для доставки PNE-1700 за формулою (1.11)

$$t_o = \frac{2 \cdot 300}{75} + 1,2 + 1,0 = 10,2 \text{ хв,}$$

$$H_n = \frac{(432 - 50 - 10) \cdot 1,68 \cdot 0,9}{(10,2 + 2) \cdot 1,05 \cdot 1,7} = 25,8 \text{ м}^3/\text{зміну.}$$

Встановлюємо час нанесення 1 м² набризкбетону

$$t_o = \frac{0,05}{0,1} = 0,5 \text{ хв.}$$

Визначаємо змінну продуктивність установки БМ-68у для кріплення виробки набризкбетоном з виразу (1.13)

$$H_k = \frac{432 - (43 + 43 + 15 + 10)}{(0,5 + 5) \cdot 1,05} = 58,4 \text{ м}^2/\text{зміну.}$$

Розраховуємо норму виробітку машиніста установки бурильної шахтної за формулою (1.15)

$$H_{\text{бур}} = \frac{147}{33} = 4,45 \text{ м/зміну.}$$

Встановлюємо норму виробітку машиніста вантажної машини зі співвідношення (1.16)

$$H_{\text{навант}} = \frac{25,8}{12,8} = 2,01 \text{ м/зміну.}$$

Визначаємо норму виробітку на заряджання шпурів з виразу (1.17)

$$H_{\text{зар}} = \frac{332,8}{33} = 10 \text{ м/зміну.}$$

Встановлюємо відхід вибою за цикл

$$l_{\text{відх}} = 2,0 \cdot 0,9 = 1,8 \text{ м,}$$

Розраховуємо норму виробітку на кріплення набризкбетоном за формулою (1.20)

$$H_{\text{кр.нб}} = \frac{58,4}{1,8} = 32,4 \text{ м/зміну.}$$

Визначаємо комплексну норму виробітку за формулою (1.21)

$$H_{\text{комп}} = \frac{1}{0,878} = 1,14 \text{ м/зміну.}$$

За сумарною трудомісткістю на цикл T_u приймається явочний штат робочих $N_{\text{я}}=2$ чоловіка на проведення виробки. Встановлюємо коефіцієнт виконання норми виробітку зі співвідношення (1.22)

$$K_n = \frac{2,002}{2} = 1,001.$$

Дані розрахунків зводимо у табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Розрахунок трудомісткості робіт

Назва робочого процесу	Од. виміру	Норма виробітку	Трудомісткість на 1 м виробки	Відхід вибою за цикл	Трудомісткість на цикл
Буріння шпурів УБШ-312А	м/зміну	4,45	0,225	1,8	0,4
Заряджання шпурів вручну	м/зміну	10,0	0,01	1,8	0,18
Навантаження гірничої маси вантажною машиною PNE-1700	м/зміну	2,01	0,5	1,8	0,9
Кріплення виробки набризкбетоном установкою БМ-68у	м/зміну	32,4	0,03	1,8	0,06
Допоміжні робочі процеси які складають 30% від сумарної трудомісткості основних робіт			0,203		0,462
			0,878		2,002

Розраховуємо тривалість кожного процесу прохідницького циклу за формулою (1.23):

– буріння шпурів у вибої

$$t_{\delta} = \frac{7,2 \cdot 0,4}{2 \cdot 1,001} = 1,4 \text{ год};$$

– навантаження гірничої маси

$$t_{\text{навант}} = \frac{7,2 \cdot 0,9}{2 \cdot 1,001} = 3,2 \text{ год};$$

– заряджання шпурів у вибої

$$t_{\text{зар}} = \frac{7,2 \cdot 0,18}{2 \cdot 1,001} = 0,6 \text{ год};$$

– кріплення відкотного штреку

$$t_{\text{кр.нб}} = \frac{7,2 \cdot 0,06}{2 \cdot 1,001} = 0,2 \text{ год};$$

– допоміжні робочі процеси

$$t_{\text{др}} = \frac{7,2 \cdot 0,462}{2 \cdot 1,001} = 1,7 \text{ год}.$$

Після розрахунку тривалості кожного процесу складаємо графік організації робіт у вибої.

Назва процесу	Число рабочих	Трива- лість, ч	Зміна, ч									
			1	2	3	4	5	6	7	8		
Приведення вибою до безпечного стану	2	0,25	█									
Навантаження гірничої маси	2	3,2	█	█	█	█	█					
Кріплення штреку набризкбетоном	2	0,2				█						
Буріння шпурів у вибої	2	1,4				█	█					
Допоміжні робочі процеси	2	1,7						█	█			
Заряджання та підривання	2	0,6								█	█	
Проветрювання												█

Висновок: Загальна організація робіт у вибої. Виробку проводить комплексна бригада у кількості 6 робочих при перервному робочому тижні з двома вихідними днями. Режим роботи – трьох змінний. Явочний штат ланки – 2 чоловіка. Кожний прохідник має єдину книжку підривника і має відповідне кваліфікаційне посвідчення для роботи на гірничопрохідницьких машинах.

З початку зміни робочі приводять вибій штреку до безпечного стану. Після чого приступають до прибирання гірничої маси вантажно-доставною машиною типу PNE-1700. Потім за допомогою установки БМ-68у кріплять виробку набризкбетоном товщиною 0,05 м. Далі робочі бурять шпури у вибої установкою бурильною шахтною типу УБШ-312А. Після того, як виконані роботи з буріння шпурів, виконуються допоміжні невраховані роботи прохідницького циклу: перегін обладнання на небезпечну відстань, нарощування вентиляційного трубопроводу, отримання та доставка вибухових матеріалів та інше. Після заряджання шпурів вибуховими речовинами виконують підривання вибою. Вентиляція вибою здійснюється під час перерви між змінами.

Питання для самоконтролю

1. Приведіть основні процеси при проведенні гірничих виробок.
2. Наведіть допоміжні процеси при проведенні гірничих виробок.
3. Що називають прохідницьким циклом?
4. Що називають циклограмою робіт у прохідницькому вибої?

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 2

РОЗРАХУНОК ПРОЦЕСІВ ПРИ ПІДСІКАННІ ЗАПАСІВ РУДИ У БЛОЦІ

Мета роботи: надбання умінь розрахунку підсікання запасів руди у блоці воронками.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** забезпечувати нормативне та технічне супроводження процесів створення, експлуатації, оцінки працездатності та відновлення ланок технологічних систем і технологій підземного видобутку рудних і нерудних корисних копалин; розраховувати параметри технологічних операцій та процесів видобутку рудних і нерудних корисних копалин для конкретних гірничотехнічних та гірничо-геологічних умов.

2.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Підсікання запасів руди в блоці є найбільш важливою стадією при відбиванні руди, яка багато в чому визначає ефективність системи розробки. Підсіканням руди у блоці називається утворення відслоненої площини в нижній частині масиву руди, що належить до виймання, і для компенсації збільшення об'єму руди в процесі її обваленні.

Утворення воронки починають після закінчення проходки дучок. Для розрахунку розвороту воронки користуються розрахунковою схемою, що подано на рис. 2.1.

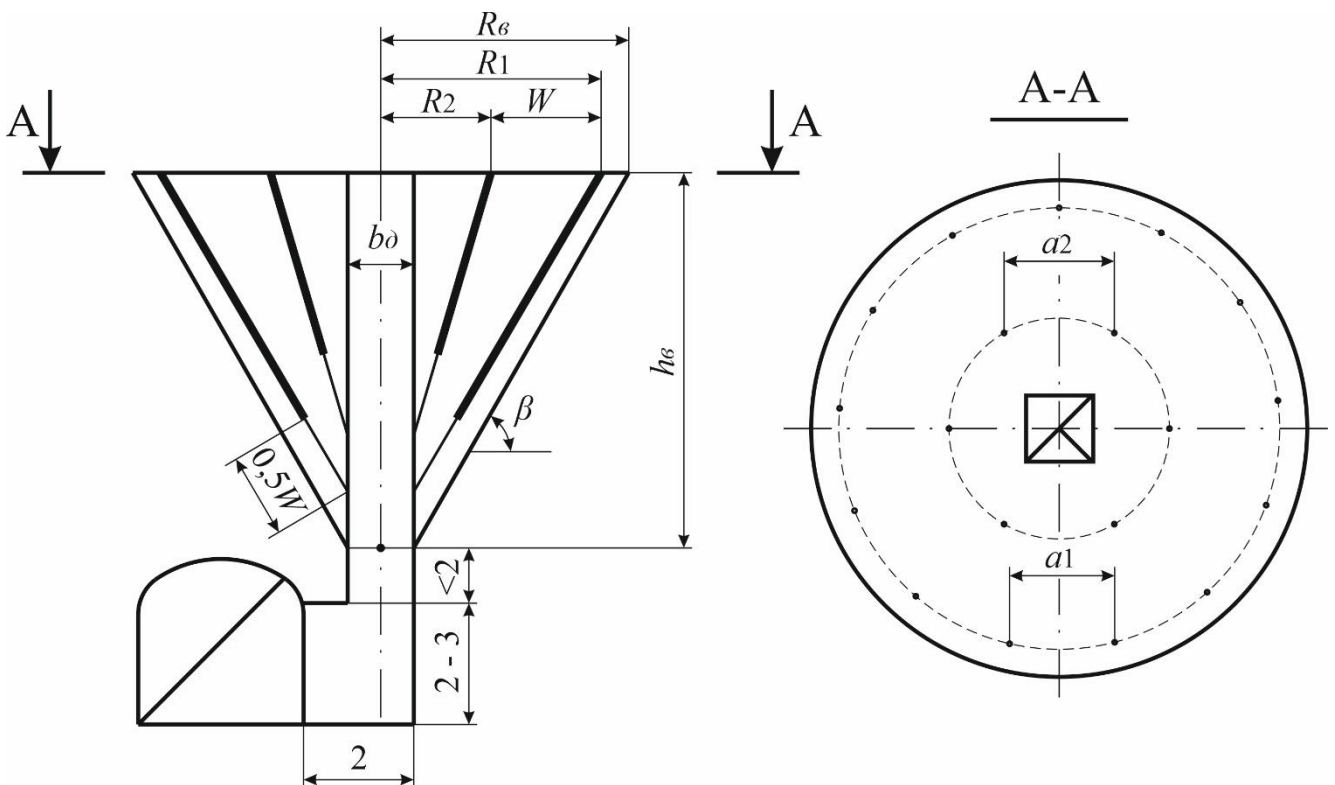


Рис. 2.1 – Розрахункова схема розвороту дучки у приймальну воронку

Порядок розрахунку параметрів буропідричних робіт (БПР) і приймальної воронки подано нижче.

Інтегральний показник вибуховості розраховується за емпіричною формулою

$$C_o = 20 + 56 \cdot \exp(-0,2 \cdot f), \quad (2.1)$$

де f – коефіцієнт міцності руди (див. табл. 2.1).

Значення лінії найменшого опору (ЛНО) без урахування напружено-деформованого стану масиву визначається з виразу

$$W = K_n \cdot C_o \cdot d \cdot \sqrt{\rho} \cdot e, \quad (2.2)$$

де K_n – коефіцієнт, що враховує неоднорідність масиву гірських порід, який становить 0,9–1,0; d – діаметр штангового шпуру або свердловини, м; ρ – щільність заряджання ВР, т/м³; e – коефіцієнт працездатності ВР відносно Амоніту № 6 ЖВ.

Значення коефіцієнта зближення зарядів розраховується за формулою

$$m = 0,019 \cdot C_o + 0,403, \text{ част. од.} \quad (2.3)$$

Відстань між вибоями штангових шпурів або свердловин встановлюється з виразу

$$a = m \cdot W, \text{ м.} \quad (2.4)$$

Висота воронки розраховується за формулою

$$h_e = \operatorname{tg} \beta \cdot \left(R_e - \frac{b_d}{2} \right), \text{ м,} \quad (2.5)$$

де β – середній кут природного укосу руди, що дорівнює 55–65°; R_e – радіус верхньої підстави воронки, що становить 2,5–5,0 м; b_d – ширина дучки, що дорівнює 1,2–2,0 м.

Радіус першого кільцевого віяла визначається з виразу

$$R_1 = R_e - 0,5, \text{ м.} \quad (2.6)$$

Кількість штангових шпурів у першому кільцевому віялі встановлюється зі співвідношення

$$N_1 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_1}{a}, \text{ шт.} \quad (2.7)$$

Отримане значення кількості штангових шпурів у першому кільцевому віялі N_1 округлюють до цілого числа.

Фактична відстань між вибоями штангових шпурів у першому кільцевому віялі розраховується за формулою

$$a_1 = \sin \left(\frac{180}{N_1} \right) \cdot 2 \cdot R_1, \text{ м.} \quad (2.8)$$

Радіус другого кільцевого віяла визначається з виразу

$$R_2 = R_1 - W, \text{ м.} \quad (2.9)$$

Кількість штангових шпурів у другому кільцевому віялі встановлюється зі співвідношення

$$N_2 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_2}{a}, \text{ шт.} \quad (2.10)$$

Отримане значення кількості штангових шпурів у другому кільцевому віялі N_2 округлюють до цілого числа.

Фактична відстань між вибоями штангових шпурів у другому кільцевому віялі розраховується за формулою

$$a_2 = \sin\left(\frac{180}{N_2}\right) \cdot 2 \cdot R_2, \text{ м.} \quad (2.11)$$

За результатами розрахунку параметрів розвороту приймальної воронки та згідно з розрахунковою схемою (рис. 2.1), у масштабі вибудовують креслення параметрів воронки і штангових шпурів з довжиною заряду ВР. Далі графічно визначають довжину штангових шпурів у кільцевих віялах та довжину заряду ВР.

Сумарна довжина штангових шпурів для розвороту однієї приймальної воронки визначається з виразу

$$L_{\text{сум}} = N_1 \cdot l_1 + N_2 \cdot l_2, \text{ м,} \quad (2.12)$$

де l_1 – довжина штангового шпуру у першому кільцевому віялі, м; l_2 – довжина штангового шпуру у другому кільцевому віялі, м.

Сумарна довжина заряду у штангових шпурах для утворення приймальної воронки розраховується за формулою

$$L_{\text{з.сум}} = N_1 \cdot (l_1 - 0,5 \cdot W) + N_2 \cdot (l_2 - 0,5 \cdot W), \text{ м.} \quad (2.13)$$

Кількість ВР необхідної для утворення однієї приймальної воронки встановлюється з виразу

$$Q_{\text{ВР}} = 0,785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot L_{\text{з.сум}}, \text{ кг,} \quad (2.14)$$

де ρ – щільність заряджання ВР, кг/м³.

Промисловий запас руди однієї приймальної воронки підраховується за формулою

$$A_{\text{пром.в}} = \frac{1}{3} \cdot h_v \cdot (\pi \cdot R_v^2 + R_v \cdot \sqrt{\pi \cdot S_\delta} + S_\delta) \cdot \gamma - h_v \cdot S_\delta \cdot \gamma, \text{ т,} \quad (2.15)$$

де γ – щільність руди, що дорівнює 3,6–4,0 т/м³; S_δ – площа поперечного перетину дучки квадратної форми, м².

Питомі витрати ВР для утворення приймальної воронки встановлюються зі співвідношення

$$q_{\text{ВР}} = \frac{Q_{\text{ВР}}}{A_{\text{пром.в}}}, \text{ кг/т.} \quad (2.16)$$

2.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 2.1, розрахувати параметри БПР і приймальної воронки.

Таблиця 2.1 – Вихідні дані для розрахунку параметрів БПР і приймальної воронки

№ варіанту	Коефіцієнт міцності руди, f	Діаметр штангового шпуру, d , м	Вибухова речовина (ВР)	Щільність зарядження ВР, ρ , т/м ³	Коефіцієнт працездатності ВР, e	Радіус верхньої підстави воронки, R_0 , м	Ширина дучки, b_0 , м
0	7	0,065	Україніт-ПП-2	1,0	1,17	5,0	1,2
1	8	0,075	Грамоніт 79/21	1,0	1,0	4,5	1,4
2	9	0,065	Ігданіт	1,0	0,89	4,0	1,6
3	10	0,075	Грануліт АС-8	1,0	1,12	5,0	1,8
4	11	0,065	Грануліт АС-4	1,0	1,02	4,5	1,2
5	12	0,075	Україніт-ПП-2	1,0	1,15	4,0	1,4
6	7	0,065	Грамоніт 79/21	1,0	1,0	5,0	1,6
7	8	0,075	Ігданіт	1,0	0,89	4,5	1,8
8	9	0,065	Грануліт АС-8	1,0	1,12	4,0	1,2
9	10	0,075	Грануліт АС-4	1,0	1,02	5,0	1,4
10	11	0,065	Україніт-ПП-2	1,0	1,17	4,5	1,6
11	12	0,075	Грамоніт 79/21	1,0	1,0	4,0	1,8
12	7	0,065	Ігданіт	1,0	0,89	5,0	1,2
13	8	0,075	Грануліт АС-8	1,0	1,12	4,5	1,4
14	9	0,065	Грануліт АС-4	1,0	1,02	4,0	1,6
15	10	0,075	Україніт-ПП-2	1,0	1,15	5,0	1,8
16	11	0,065	Грамоніт 79/21	1,0	1,0	4,5	1,2
17	12	0,075	Ігданіт	1,0	0,89	4,0	1,4
18	7	0,065	Грануліт АС-8	1,0	1,12	5,0	1,6
19	8	0,075	Грануліт АС-4	1,0	1,02	4,5	1,8
20	9	0,065	Україніт-ПП-2	1,0	1,17	4,0	1,2
21	10	0,075	Грамоніт 79/21	1,0	1,0	5,0	1,4
22	11	0,065	Ігданіт	1,0	0,89	4,5	1,6
23	12	0,075	Грануліт АС-8	1,0	1,12	4,0	1,8
24	7	0,065	Грануліт АС-4	1,0	1,02	5,0	1,2
25	8	0,075	Україніт-ПП-2	1,0	1,15	4,5	1,4
26	9	0,065	Грамоніт 79/21	1,0	1,0	4,0	1,6
27	10	0,075	Ігданіт	1,0	0,89	5,0	1,8
28	11	0,065	Грануліт АС-8	1,0	1,12	4,5	1,2
29	12	0,075	Грануліт АС-4	1,0	1,02	4,0	1,4
30	7	0,065	Україніт-ПП-2	1,0	1,17	5,0	1,6

Завдання 2. Надати письмові відповіді на питання для самоконтролю.

Зміст практичної роботи повинен містити: титульний аркуш, назву та мету роботи, завдання на практичну роботу, розрахунки, письмові відповіді на питання для самоконтролю, висновки.

2.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Розрахуємо параметри БПР і приймальної воронки за варіантом №0.

Розраховуємо інтегральний показник вибуховості за формулою (2.1)

$$C_o = 20 + 56 \cdot \exp^{(-0,2 \cdot 7)} = 33,81.$$

Встановлюємо значення ЛНО без урахування напружено-деформованого стану масиву з виразу (2.2)

$$W = 0,95 \cdot 33,81 \cdot 0,065 \cdot \sqrt{1} \cdot 1,17 = 2,4 \text{ м.}$$

Розраховуємо значення коефіцієнта зближення зарядів за формулою (2.3)

$$m = 0,019 \cdot 33,81 + 0,403 = 1,0.$$

Встановлюємо відстань між вибоями штангових шпурів або свердловин з виразу (2.4)

$$a = 1 \cdot 2,4 = 2,4 \text{ м.}$$

Приймаємо відстань між вибоями штангових шпурів 2,4 м.

Розраховуємо висоту воронки за формулою (2.5)

$$h_g = \operatorname{tg} 60^\circ \cdot \left(5 - \frac{1,2}{2}\right) = 7,6 \text{ м.}$$

Визначаємо радіус першого кільцевого віяла визначається з виразу (2.6)

$$R_1 = 5 - 0,5 = 4,5 \text{ м.}$$

Встановлюємо кількість штангових шпурів у першому кільцевому віялі визначається зі співвідношення (2.7)

$$N_1 = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 4,5}{2,4} = 11,8 \text{ шт.}$$

Приймаємо кількість штангових шпурів у першому кільцевому віялі 12 шт.

Розраховуємо фактичну відстань між вибоями штангових шпурів у першому кільцевому віялі за формулою (2.8)

$$a_1 = \sin\left(\frac{180}{12}\right) \cdot 2 \cdot 4,5 = 2,3 \text{ м.}$$

Визначаємо радіус другого кільцевого віяла визначається з виразу (2.9)

$$R_2 = 4,5 - 2,4 = 2,1 \text{ м.}$$

Встановлюємо кількість штангових шпурів у другому кільцевому віялі визначається зі співвідношення (2.10)

$$N_2 = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 2,1}{2,4} = 5,5 \text{ шт.}$$

Приймаємо кількість штангових шпурів у другому кільцевому віялі 6 шт.

Розраховуємо фактичну відстань між вибоями штангових шпурів у другому кільцевому віялі за формулою (2.11)

$$a_2 = \sin\left(\frac{180}{6}\right) \cdot 2 \cdot 2,1 = 2,1 \text{ м.}$$

За результатами розрахунку параметрів розвороту приймальної воронки та згідно з розрахунковою схемою (рис. 2.1), у масштабі 1:200 вибудовуємо креслення параметрів воронки і штангових шпурів з довжиною заряду ВР, що подано на рис. 2.2. Далі графічно визначаємо довжину штангових шпурів у кільцевих віялах і довжину заряду ВР.

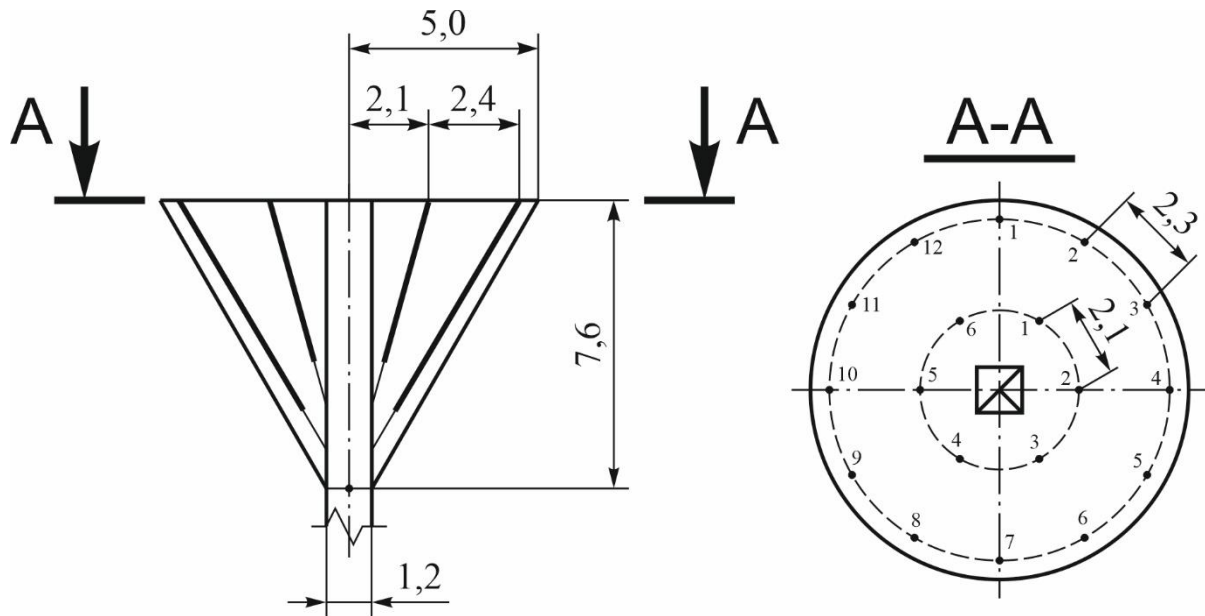


Рис. 2.2 – Параметри приймальної воронки та розташування штангових шпурів з довжиною заряду ВР

Визначаємо сумарну довжину штангових шпурів для розвороту однієї приймальної воронки з виразу (2.12)

$$L_{\text{сум}} = 12 \cdot 7,6 + 6 \cdot 5,6 = 124,8 \text{ м.}$$

Розраховуємо сумарну довжину заряду у штангових шпурах для утворення приймальної воронки за формулою (2.13)

$$L_{\text{з.сум}} = 12 \cdot (7,6 - 0,5 \cdot 2,4) + 6 \cdot (5,6 - 0,5 \cdot 2,4) = 103,2 \text{ м.}$$

Встановлюємо кількість ВР необхідної для утворення однієї приймальної воронки з виразу (2.14)

$$Q_{\text{ВР}} = 0,785 \cdot 0,65^2 \cdot 1000 \cdot 103,2 = 342 \text{ кг.}$$

Підраховуємо промисловий запас руди однієї приймальної воронки за формулою (2.15)

$$A_{\text{пром.в}} = \frac{1}{3} \cdot 7,6 \cdot (3,14 \cdot 5^2 + 5 \cdot \sqrt{3,14 \cdot 1,44 + 1,44}) \cdot 3,6 - 7,6 \cdot 1,44 \cdot 3,6 = 702 \text{ т.}$$

Встановлюємо питомі витрати ВР для утворення приймальної воронки зі співвідношення (2.16)

$$q_{\text{ВР}} = \frac{342}{702} = 0,487 \text{ кг/т.}$$

Висновок: у ході проведення практичної роботи були визначені параметри БПР і приймальної воронки, що становлять: ЛНО – 2,4 м; відстань між вибоями штангових шпурів – 2,4 м; висота воронки – 7,6 м; радіус першого кільцевого віяла штангових шпурів – 4,5 м; радіус другого кільцевого віяла штангових шпурів – 5,5 м; кількість штангових шпурів у першому кільцевому віялі – 12 шт.; кількість штангових шпурів у другому кільцевому віялі – 6 шт.; фактична відстань між вибоями штангових шпурів у першому кільцевому віялі – 2,3 м; фактична відстань між вибоями штангових шпурів у другому кільцевому віялі – 2,1 м; сумарна

довжина штангових шпурів для розвороту однієї воронки – 124,8 м; сумарна довжина заряду у штангових шпурах для утворення приймальної воронки – 103,2 м; кількість ВР, що необхідна для утворення однієї приймальної воронки – 342, кг; промисловий запас руди однієї приймальної воронки – 702 т; питомі витрати ВР для утворення приймальної воронки – 0,487 кг/т.

Питання для самоконтролю

1. Що називають підсіканням руди у блоці?
2. Які існують види підсікання запасів руди у блоці?
3. Послідовність виконання робочих процесів утворення воронки?
4. Основні технічні показники утворення воронки

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 3 РОЗРАХУНОК ПРОЦЕСІВ ВІДБИВАННЯ РУДИ ШПУРАМИ

Мета роботи: надбання умінь розрахунку відбивання руди шпурами.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** забезпечувати нормативне та технічне супроводження процесів створення, експлуатації, оцінки працездатності та відновлення ланок технологічних систем і технологій підземного видобутку рудних і нерудних корисних копалин; розраховувати параметри технологічних операцій та процесів видобутку рудних і нерудних корисних копалин для конкретних гірничотехнічних та гірничо-геологічних умов.

3.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Відбивання руди шпурами застосовується у процесі розробки рудних покладів невеликої потужності, при видобуванні цінних руд з межею міцності 40–200 МПа. Основною особливістю відбивання руди шпурами є те, що вибій має мінімум дві поверхні відслонення. Одна поверхня, в якій вибурюють шпури, а друга – на яку проводитимуть відбивання руди (шпури бурять паралельно їй, що виключає необхідність у врубових шпурах).

Діаметр шпуру визначається залежно від кондиційного розміру куска і коефіцієнта подрібнення та встановлюється з виразу

$$d_{ш} = R \cdot K_{подр}, \text{ м}, \quad (3.1)$$

де $K_{подр}$ – коефіцієнт подрібнення відповідно для важко подрібнюваних і легко подрібнюваних руд, що дорівнює 0,05–0,2; R – кондиційний розмір куска руди, для випускних отворів визначається зі співвідношення

$$R = D_{вип.отв.} / (3 \dots 5), \text{ м},$$

$D_{вип.отв.}$ – діаметр випускного отвору (дучка, рудоспуск), що становить 1,2–2,0 м;

Довжина шпуру визначається залежно від властивостей руди та кута забурювання шпуру в масив і розраховується за формулою

$$l_{uu} = \frac{l_{виб}}{\eta \cdot \sin \alpha_{uu}}, \text{ м,} \quad (3.2)$$

де $l_{виб}$ – відхід вибою за цикл, м (див. табл. 3.1); η – коефіцієнт використання шпурів, що дорівнює 0,85–0,9; α_{uu} – кут нахилу шпурів до площини вибою, встановлюється з виразу

$$\alpha_{uu} = 90^\circ - \alpha_{тріщ}, \text{ град,}$$

$\alpha_{тріщ}$ – кут нахилу основної системи тріщин до площини вибою, що оббурюється, град.

Питома витрата ВР при відбиванні з двома поверхнями відслонення розраховується за формулою

$$q = q_o \cdot k_1 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_8 \cdot k_{10}, \text{ кг/м}^3, \quad (3.3)$$

де q_o – теоретична витрата еталонної ВР (амоніту №6 ЖВ) на відбивання, обирається залежно від міцності руди, при міцності руди 40–200 МПа – $q_o=0,6$ – $2,1$ кг/м³; k_1 – коефіцієнт відносної працездатності обраної ВР порівняно з еталонним амонітом №6 ЖВ, що становить 0,8–1,13; k_4 – коефіцієнт, що враховує розташування шпурів щодо вільної поверхні (спрямованості вибуху): при паралельному розташуванні рівний 1; при перпендикулярному – 1,4–1,6; k_5 – коефіцієнт, що враховує спосіб заряджання: при ручному заряджанні розсипними ВР рівний 1; при заряджанні патронованою ВР – 0,8–0,85; при пневматичному заряджанні – 0,9–0,85; k_6 – коефіцієнт, що враховує діаметр шпурів та масивність порід, що визначається з виразу $k_6 = \left(\frac{d_{uu}}{0,042}\right)^n$; n – рівний відповідно 1,0–0,5 для монолітних і тріщинуватих руд; k_8 – поправний коефіцієнт на довжину шпурів, що дорівнює 1,3–0,8 при довжині шпурів 1–5 м; k_{10} – коефіцієнт, що враховує щільність забиття в шпурі, що становить 0,8–0,95.

Величина ЛНО при шпуровому відбиванні руди розраховується за формулою

$$W = d_{uu} \cdot \sqrt{\frac{8,2 \cdot \Delta}{m \cdot q}}, \text{ м,} \quad (3.4)$$

де d_{uu} – діаметр шпурів, дм; Δ – щільність ВР, що дорівнює 0,9–1,45 кг/дм³; m – коефіцієнт зближення зарядів, що становить при електричному висаджуванні 0,8–1,5.

Відстань між шпурами в ряду визначається з виразу

$$a = m \cdot W, \text{ м.} \quad (3.5)$$

Відстань між рядами шпурів залежить від послідовності підривання рядів зарядів та інтервалів уповільнення встановлюється з наступних виразів:

– при коротко сповільненому та сповільненому підриванні (>50 мс)

$$b = W, \text{ м;}$$

– при майже миттєвому підриванні декількох рядів (<50 мс)

$$b = (0,7 \dots 0,9) \cdot W, \text{ м.}$$

Кількість шпурів в ряду визначається шириною вибою або потужністю покладу та встановлюється зі співвідношення

$$N = 1 + \frac{m - 2a_{кр}}{a}, \text{ шт.,} \quad (3.6)$$

де m – ширина вибою або потужність покладу, м; $a_{кр}$ – краєві відстані, що становить 0,2–0,4, на межі із закладкою до 0,7 м.

Після округлення до цілого числа N необхідно перерахувати відстань між шпурами $a_{факт}$ і ЛНО $W_{факт}$ за формулами:

$$a_{факт} = \frac{m - 2a_{кр}}{N - 1}, \text{ м,}$$

$$W_{факт} = \frac{a_{факт}}{a} \cdot W, \text{ м.}$$

На підставі розрахунку ЛНО та відстані між шпурами складають схему розташування шпурів у очисному вибої, згідно з розрахунковою схемою, що подано на рис. 3.1.

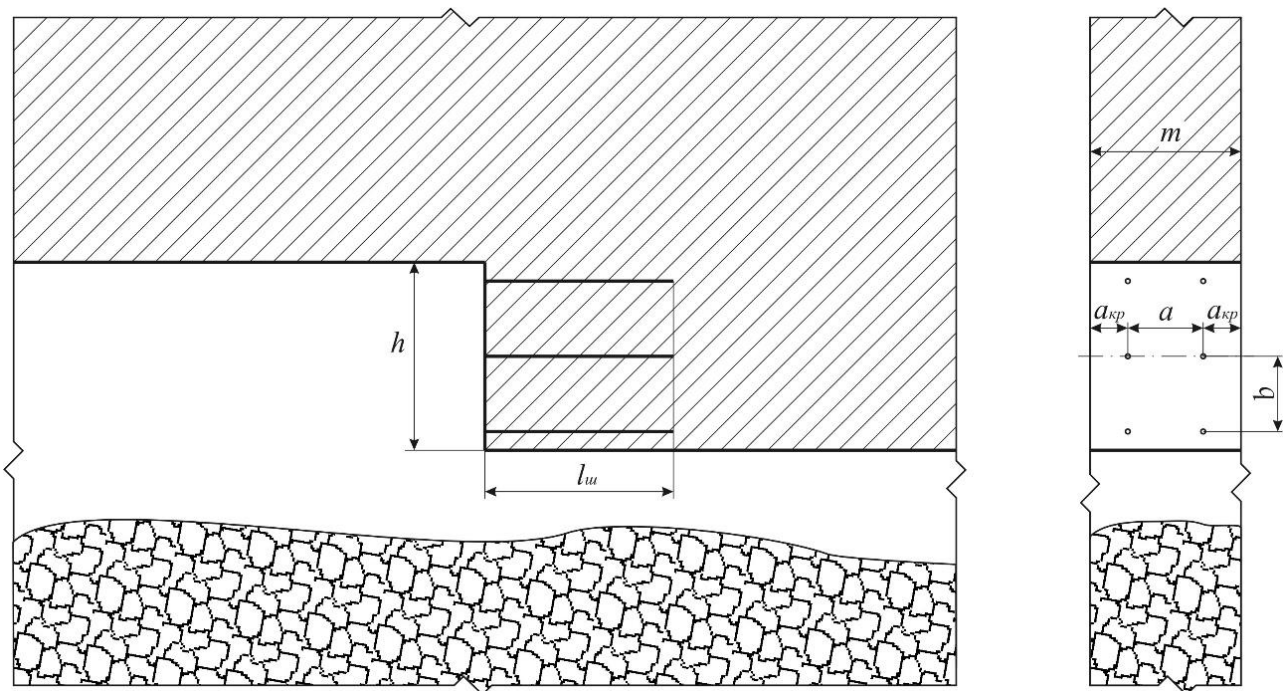


Рис. 3.1 – Розрахункова схема розташування шпурів у очисному вибої

3.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 3.1, розрахувати відбивання руди шпурами.

Завдання 2. Надати письмові відповіді на питання для самоконтролю.

Зміст практичної роботи повинен містити: титульний аркуш, назву та мету роботи, завдання на практичну роботу, розрахунки, письмові відповіді на питання для самоконтролю, висновки.

Таблиця 3.1 – Вихідні дані для розрахунку відбивання руди шпурами

№ варіанта	Відхід вибою за цикл, м	Потужність рудного покладу, м	Висота шару, що відбивається, м	Коефіцієнт міцності руди, f
1	2	3	4	5
0	2,0	1,6	2,0	6
1	2,2	1,8	2,2	8
2	2,4	2,0	2,4	10
1	2	3	4	5
3	2,6	2,2	2,6	12
4	2,8	2,4	2,8	14
5	3,0	2,6	2,0	16
6	2,0	2,8	2,2	18
7	2,2	3,0	2,4	6
8	2,4	1,6	2,6	8
9	2,6	1,8	2,8	10
10	2,8	2,0	2,0	12
11	3,0	2,2	2,2	14
12	2,0	2,4	2,4	16
13	2,2	2,6	2,6	18
14	2,4	2,8	2,8	6
15	2,6	3,0	2,0	8
16	2,8	1,6	2,2	10
17	3,0	1,8	2,4	12
18	2,0	2,0	2,6	14
19	2,2	2,2	2,8	16
20	2,4	2,4	2,0	18
21	2,6	2,6	2,2	6
22	2,8	2,8	2,4	8
23	3,0	3,0	2,6	10
24	2,0	1,6	2,8	12
25	2,2	1,8	2,0	14
26	2,4	2,0	2,2	16
27	2,6	2,2	2,4	18
28	2,8	2,4	2,6	6
29	3,0	2,6	2,8	8
30	2,0	2,8	2,0	10

3.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Розрахуємо параметри буропідричних робіт при відбиванні руди шпурами за варіантом №0.

Встановлюємо діаметр шпуру з виразу (3.1)

$$R = \frac{1,5}{3} = 0,5 \text{ м};$$

$$d_{ш} = 0,5 \cdot 0,08 = 0,04 \text{ м.}$$

Остаточно приймаємо діаметр шпуру 0,043 м.

Розраховуємо довжину шпуру за формулою (3.2)

$$l_{ш} = \frac{l_{виб}}{\eta \cdot \sin \alpha_{ш}} = \frac{2,0}{0,9 \cdot \sin 90^{\circ}} = 2,2 \text{ м.}$$

Підраховуємо питому витрату ВР за формулою (3.3)

$$q = 0,9 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 0,85 \cdot 1,0 \cdot 1,05 \cdot 0,9 = 0,72 \text{ кг/м}^3.$$

Визначаємо величину лінії найменшого опору визначається з виразу (3.4)

$$W = 0,43 \cdot \sqrt{\frac{8,2 \cdot 1,0}{1,0 \cdot 0,72}} = 1,4 \text{ м.}$$

Розраховуємо відстань між шпурами в ряду визначається за формулою (3.5)

$$a = 1,0 \cdot 1,4 = 1,4 \text{ м.}$$

Визначаємо відстань між рядами шпурів при коротко сповільненому та сповільненому підриванні (>50 мс)

$$b = W = 1,4 \text{ м.}$$

Встановлюємо кількість шпурів в ряду визначається зі співвідношення (3.6)

$$N = 1 + \frac{m - 2a_{кр}}{a} = 1 + \frac{1,6 - 2 \cdot 0,2}{1,4} = 1,86 \text{ шт.}$$

Остаточно приймаємо 2 шпуру в ряду.

Перераховуємо відстань між шпурами та лінію найменшого опору

$$a_{факт} = \frac{1,6 - 2 \cdot 0,2}{2 - 1} = 1,2 \text{ м,}$$

$$W_{факт} = \frac{1,2}{1,4} \cdot 1,4 = 1,2 \text{ м.}$$

На підставі отриманих результатів розрахунків – фактичних ЛНО і відстані між шпурами складають схему розташування шпурів у очисному вибою, що подано на рис. 3.2.

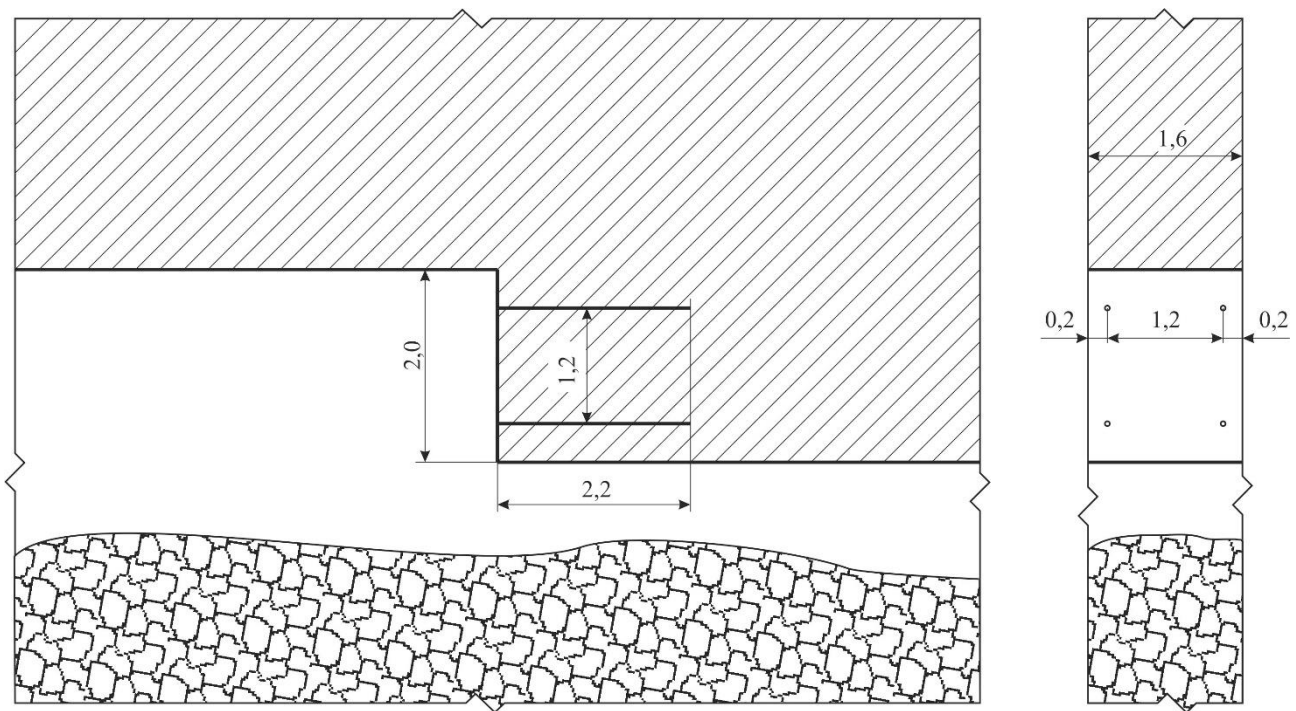


Рис. 3.2 – Схема розташування шпурів в очисному вибої

Висновок: у ході проведення практичної роботи розраховані параметри буропідричних робіт при відбиванні руди шпурами, що становлять: діаметр шпуру – 0,043 м; довжина шпуру – 2,2 м; питома витрата ВР – 0,72 кг/м³; фактичне значення лінія найменшого опору – 1,2 м; фактична відстань між рядами шпурів при коротко сповільненому та сповільненому підриванні – 1,2 м; кількість шпурів в ряду – 2 шт.

Питання для самоконтролю

1. Розкрити загальну уяву про відбивання руди шпурами.
2. Що впливає на величину питомих витрат ВР?
3. Що впливає на величину ЛНО зарядів?
4. Як розташовують шпури у очисному вибої?

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 4 РОЗРАХУНОК ПРОЦЕСІВ ВІДБИВАННЯ РУДИ СВЕРДЛОВИНАМИ

Мета роботи: надбання умінь розрахунку відбивання руди свердловинами.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** забезпечувати нормативне та технічне супроводження процесів створення, експлуатації, оцінки працездатності та відновлення ланок технологічних систем і технологій підземного видобутку рудних і нерудних корисних копалин; розраховувати параметри технологічних операцій та процесів видобутку рудних і нерудних корисних копалин для конкретних гірничотехнічних та гірничо-геологічних умов.

4.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

При підземній розробці руди відбивання свердловинами отримало широке застосування у процесі розробки потужних родовищ, з не сильно тріщинуватою і не сильно шаруватою рудою з межею міцності в межах 30–200 МПа.

Діаметр свердловини визначається залежно від кондиційного розміру куска руди з виразу

$$d = 0,157 \cdot R^{1,32}, \text{ м}, \quad (4.1)$$

де R – кондиційний розмір куска руди, визначається як найменший з розрахункових розмірів зі співвідношення

$$R = D_{\text{вип.отв.}} / (3 \dots 5), \text{ м},$$

де $D_{\text{вип.отв.}}$ – діаметр випускного отвору (дучка, рудоспуск), що дорівнює 1,2–2,0 м;

Інтегральний показник вибуховості розраховується за формулою (2.1).

Значення ЛНО без урахування напружено-деформованого стану масиву визначається з виразу (2.2).

Значення коефіцієнта зближення зарядів розраховується за формулою (2.3).

Відстань між вибоями свердловин встановлюється з виразу (2.4).

Кількість свердловин на шар, загальна їх довжина, довжина зарядженої частини свердловин встановлюється за допомогою масштабного креслення, згідно з розрахунковою схемою, що подано на рис. 4.1.

Побудову віяла свердловин починають з креслення меж шару, що відбивається. При побудові віяла враховують такі умови:

- кути шару, що відбивається повинні опрацьовуватися кожен своєю свердловиною;
- побудову віяла починають з обрамлюючих свердловин;
- відстань між вибоями свердловин відкладають за перпендикуляром, що опущений з кінця коротшої свердловини на сусідню, більш довшу;
- всі свердловини віяла будують з геометричного центру бурової виробки.

З першої та останньої свердловини за перпендикуляром відкладають відстань a . З точки перетину межі розташування свердловин і кінця відрізка відстані a проводять свердловину до центру бурової виробки. Устя свердловин розташовані по контуру виробки. Аналогічно будують інші свердловини до суміжного кута межі розташування свердловин щодо бурової виробки. Межу шару при досить міцній і стійкій руді може бути збільшена на відстань $a/2$, а при м'якій нестійкій руді або шар, що відбивається межує з закладкою, межа шару може бути зменшена на відстань $a/2$.

Відстань між двома свердловинами в суміжному куті може дорівнювати $0,5W$ – $1,7W$. Коли виконано побудову сітки свердловин, то у віялі виконують побудову довжини заряду.

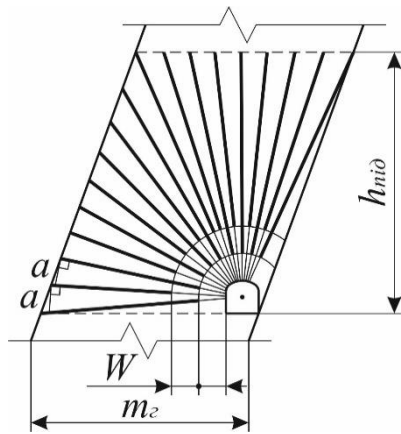


Рис. 4.1 – Розрахункова схема побудови віяла свердловин при відбиванні руди на вертикальний компенсаційний простір

Графічно визначають довжину свердловин і довжину заряду на шар. Отримані дані зводять за зразком табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Характеристика віяла

№ свердловини	$L_{св.}, \text{м}$	$L_{зар.}, \text{м}$
1		
2		
3		
Σ		

Після побудови віяла свердловин у шарі, визначають кількість віял свердловин для відбивання запасів руди камери згідно з розрахунковою схемою, що подано на рис. 4.2.

Сумарна довжина свердловин для відбивання руди у камері розраховується за формулою

$$L_{сум} = N_{г} \cdot \sum L_{св}, \text{м}, \quad (4.2)$$

де $N_{г}$ – кількість віял свердловин у камері, шт.; $\sum L_{св}$ – сумарна довжина свердловин у віялі, шт.

Кількість ВР для висаджування запасів руди камери встановлюється з виразу

$$Q_{ВР} = N_{г} \cdot \sum L_{зар} \cdot \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \rho, \text{кг}, \quad (4.3)$$

де $\sum L_{зар}$ – сумарна довжина заряду у віялі, м; ρ – щільність заряджання, кг/м^3 .

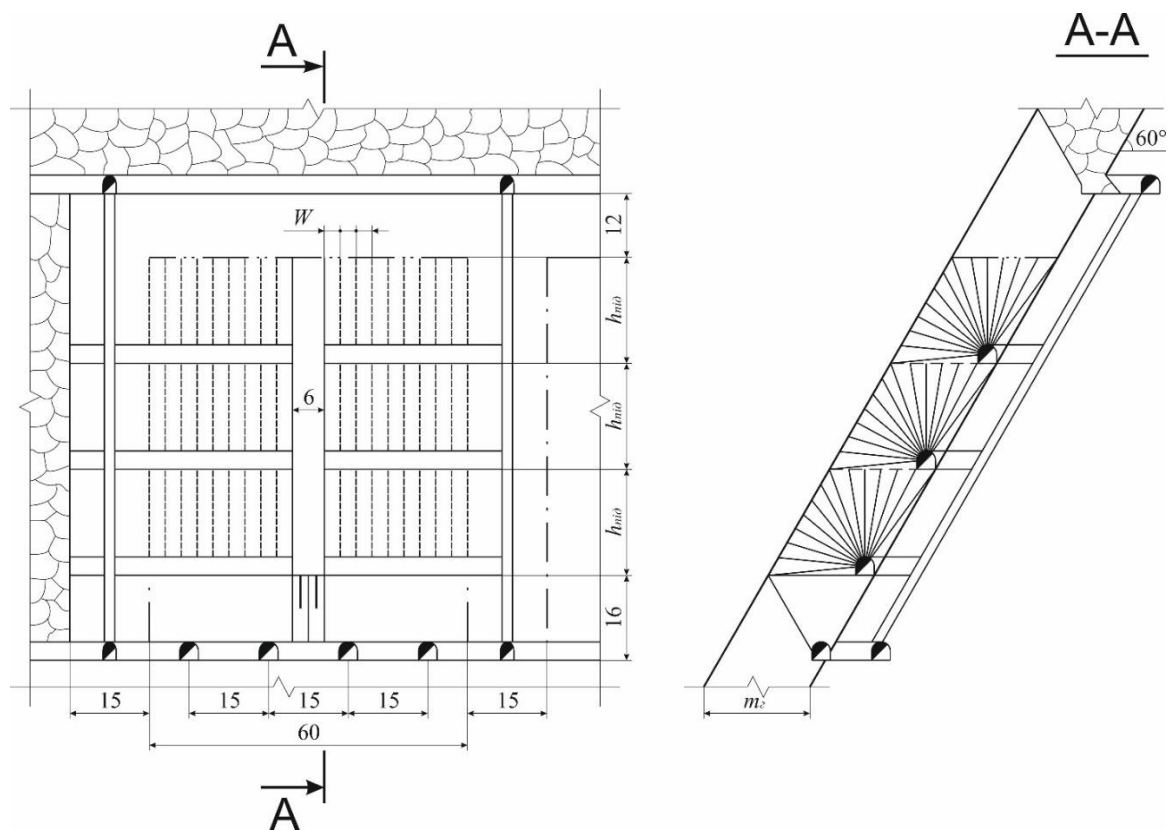


Рис. 4.2 – Розрахункова схема для визначення кількості віял у камері при підповерховій системі розробки

Промисловий запас руди камери для відбивання розраховується за формулою

$$A_{пром} = n_{нід} \cdot \gamma_p \cdot (m_z \cdot h_{нід} \cdot L_k - B_{вщ} \cdot m_z \cdot h_{нід} - S_b \cdot (L_k - B_{вщ})), \text{ т}, \quad (4.4)$$

де $n_{нід}$ – кількість підповерхів, шт.; γ_p – т щільність руди, що дорівнює $3,6 \text{ т/м}^3$; m_z – горизонтальна потужність покладу, м, (див. табл. 4.2); $h_{нід}$ – висота підповерху, м, (див. табл. 4.2); L_k – довжина камери, що дорівнює 60 м; $B_{вщ}$ – ширина відрізної щілини, що дорівнює 6 м; S_b – площа поперечного перетину бурової виробки, м^2 , (див. табл. 4.2).

Вихід руди з 1 м свердловини встановлюється зі співвідношення

$$\lambda = \frac{A_{пром}}{L_{сум}}, \text{ т/м}. \quad (4.5)$$

Питома витрата вибухової речовини визначається з виразу

$$q = \frac{Q_{ВР}}{A_{пром}}, \text{ кг/т}. \quad (4.6)$$

4.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 4.2, розрахувати параметри БПР при відбиванні руди свердловинами.

Завдання 2. Надати письмові відповіді на питання для самоконтролю.

Зміст практичної роботи повинен містити: титульний аркуш, назву та мету роботи, завдання на практичну роботу, розрахунки, письмові відповіді на питання для самоконтролю, висновки.

Таблиця 4.2 – Вихідні дані для розрахунку параметрів БПР при відбиванні руди свердловинами

№ варіанту	Висота підповерху, $h_{під}$, м	Горизонтальна потужність покладу, m_e , м	Розміри бурової виробки, $Ш \times B$, м	Площа поперечного перетину бурової виробки, S_b , м ²	Коефіцієнт міцності руди, f	ВР	Щільність зарядження ВР, ρ , т/м ³	Коефіцієнт працездатності ВР, e
0	20	20	3,5×3,5	11,4	10	Україніт-ПП-2	1,0	1,1
1	21	15	3,0×3,0	8,4	6	Грамоніт 79/21	1,0	1,0
2	22	17	3,1×3,1	8,9	7	Ігданіт	1,0	0,89
3	23	20	3,2×3,2	9,5	8	Грануліт АС-8	1,0	1,12
4	24	22	3,3×3,3	10,1	9	Грануліт АС-4	1,0	1,02
5	25	25	3,4×3,4	10,8	10	Україніт-ПП-2	1,0	1,1
6	20	15	3,5×3,5	11,4	11	Грамоніт 79/21	1,0	1,0
7	21	17	3,6×3,6	12,1	12	Ігданіт	1,0	0,89
8	22	20	3,0×3,0	8,4	6	Грануліт АС-8	1,0	1,12
9	23	22	3,1×3,1	8,9	7	Грануліт АС-4	1,0	1,02
10	24	25	3,2×3,2	9,5	8	Україніт-ПП-2	1,0	1,1
11	25	15	3,3×3,3	10,1	9	Грамоніт 79/21	1,0	1,0
12	20	17	3,4×3,4	10,8	10	Ігданіт	1,0	0,89
13	21	20	3,5×3,5	11,4	11	Грануліт АС-8	1,0	1,12
14	22	22	3,6×3,6	12,1	12	Грануліт АС-4	1,0	1,02
15	23	25	3,0×3,0	8,4	6	Україніт-ПП-2	1,0	1,1
16	24	15	3,1×3,1	8,9	7	Грамоніт 79/21	1,0	1,0
17	25	17	3,2×3,2	9,5	8	Ігданіт	1,0	0,89
18	20	20	3,3×3,3	10,1	9	Грануліт АС-8	1,0	1,12
19	21	22	3,4×3,4	10,8	10	Грануліт АС-4	1,0	1,02
20	22	25	3,5×3,5	11,4	11	Україніт-ПП-2	1,0	1,1
21	23	15	3,6×3,6	12,1	12	Грамоніт 79/21	1,0	1,0
22	24	17	3,0×3,0	8,4	6	Ігданіт	1,0	0,89
23	25	20	3,1×3,1	8,9	7	Грануліт АС-8	1,0	1,12
24	20	22	3,2×3,2	9,5	8	Грануліт АС-4	1,0	1,02
25	21	25	3,3×3,3	10,1	9	Україніт-ПП-2	1,0	1,1
26	22	15	3,4×3,4	10,8	10	Грамоніт 79/21	1,0	1,0
27	23	17	3,5×3,5	11,4	11	Ігданіт	1,0	0,89
28	24	20	3,6×3,6	12,1	12	Грануліт АС-8	1,0	1,12
29	25	22	3,0×3,0	8,4	6	Грануліт АС-4	1,0	1,02
30	20	25	3,1×3,1	8,9	7	Україніт-ПП-2	1,0	1,1

4.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Розрахуємо БПР при відбиванні руди свердловинами за варіантом №0.

Визначаємо діаметр свердловини залежно від кондиційного розміру куска руди з виразу (4.1)

$$R = 2/3 = 0,7 \text{ м.}$$
$$d = 0,157 \cdot 0,7^{1,32} = 0,098 \text{ м.}$$

Приймаємо діаметр свердловини 102 мм.

Розраховуємо інтегральний показник вибуховості за формулою (2.1)

$$C_o = 20 + 56 \cdot \exp(-0,2 \cdot 10) = 27,58.$$

Визначаємо ЛНО без урахування напружено-деформованого стану масиву визначається з виразу (2.2)

$$W = 0,95 \cdot 27,58 \cdot 0,102 \cdot \sqrt{1} \cdot 1,1 = 2,94 \text{ м.}$$

Приймає ЛНО – 3 м.

Розраховуємо значення коефіцієнта зближення зарядів за формулою (2.3)

$$m = 0,019 \cdot 27,58 + 0,403 = 0,93.$$

Приймаємо значення коефіцієнта зближення зарядів – 1,0.

Встановлюємо відстань між вибоями свердловин визначається з виразу (2.4)

$$a = 1 \cdot 3 = 3 \text{ м.}$$

За розрахунковою схемою (рис. 4.1) будуємо віяло свердловин у шарі в масштабі 1:500 (рис. 4.3).

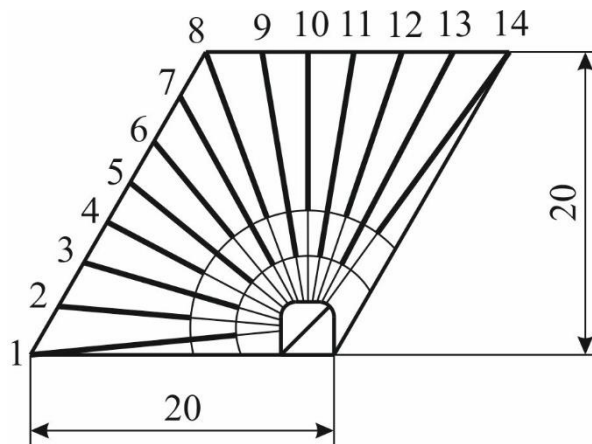


Рис. 4.3 – Розрахункова схема віяла свердловин при відбиванні руди на вертикальний компенсаційний простір

Графічно визначаємо довжину свердловин і довжину заряду на шар. Отримані дані зводимо в табл. 4.2.

Розраховуємо сумарну довжину свердловин для відбивання руди у камері за формулою (4.2)

$$L_{\text{сум}} = 54 \cdot 224 = 12096 \text{ м.}$$

Встановлюємо кількість вибухової речовини для висаджування запасів руди камери з виразу (4.3)

$$Q_{BP} = 54 \cdot 160,5 \cdot \frac{3,14 \cdot 0,102^2}{4} \cdot 1000 = 70785 \text{ кг.}$$

Таблиця 4.2 – Характеристика віяла свердловин

№ свердловини	$L_{св.}, \text{ м}$	$L_{зар.}, \text{ м}$
1	16,5	13,5
2	15	9
3	13,5	10,5
4	13	7
5	13	10
6	14	8
7	15,5	12,5
8	17,5	11,5
9	16,5	13,5
10	16,5	10,5
11	16,5	13,5
12	17,5	11,5
13	18,5	15
14	20,5	14,5
Σ	224,0	160,5

Кількість віял свердловин для відбивання запасів руди у камері подано на рис. 4.3.

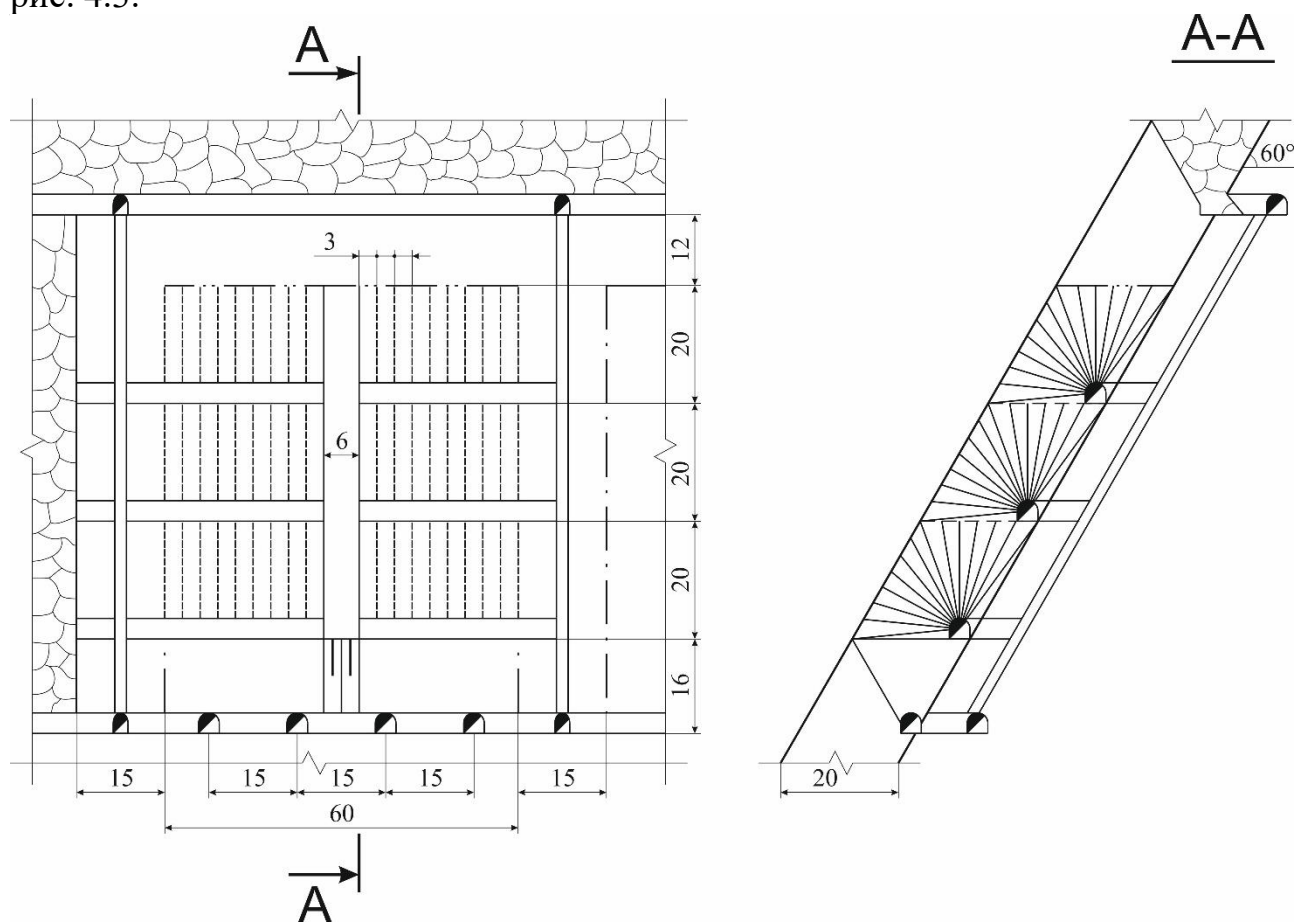


Рис. 4.3 – Кількість віял свердловин для відбивання запасів руди камери

Підраховуємо промисловий запас руди камери для відбивання за формулою (4.4)

$$A_{\text{пром}} = 3 \cdot 3,6 \cdot (20 \cdot 20 \cdot 60 - 6 \cdot 20 \cdot 20 - 12,3 \cdot (60 - 6)) = 226107 \text{ т.}$$

Встановлюємо вихід руди з 1 м свердловини зі співвідношення (4.5)

$$\lambda = \frac{226107}{12096} = 18,7 \text{ т/м.}$$

Визначаємо питому витрату вибухової речовини з виразу (4.6)

$$q = \frac{70785}{226107} = 0,31 \text{ кг/т.}$$

Висновок: у ході проведення практичної роботи були визначені параметри БПР при відбиванні руди свердловинами, що становлять: діаметр свердловини – 102 мм; ЛНО – 3 м; відстань між вибоями свердловин – 3 м; сумарна довжина свердловин для відбивання руди у камері – 12096 м; кількість вибухової речовини для висаджування запасів руди камери – 70785 т; промисловий запас руди камери – 226107 т; вихід руди з 1 м свердловини – 18,7 т/м; питома витрата вибухової речовини – 0,31 кг/т.

Питання для самоконтролю

1. Розкрити загальну уяву про відбивання руди за допомогою свердловин.
2. Які процеси виконуються при відбиванні руди свердловинами?
3. Що впливає на величину лінії найменшого опору зарядів?
4. Розкрийте поняття «вихід руди з одного метра свердловини».

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 5 ПОБУДОВА ДІАГРАМИ ВИПУСКУ РУДИ З БЛОКУ

Мета роботи: надбання умінь розрахунку прогнозних даних з визначення показників вилучення руди і побудови діаграми випуску.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** розраховувати параметри технологічних операцій та процесів видобутку рудних і нерудних корисних копалин для конкретних гірничотехнічних та гірничо-геологічних умов.

5.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Для вирішення технологічних завдань необхідна побудова діаграми випуску відбитої руди з блоку (панелі), на якій відображається динаміка зміни показників вилучення руди. Розрахунок і побудову діаграми, що представлена на рис. 5.1, виконують на запас руди, що припадає на один випускний отвір (дучку), оскільки отримані результати будуть характерні для всього блоку (панелі).

Діаграму випуску будують у координатах: вісь ординат – вміст металу в руді та збіднення. Вісь абсцис – кількість випущеної рудної маси та вилучення рудної маси у відсотках від запасу руди.

Порядок розрахунку та побудови діаграми випуску подано нижче.

При прийнятих параметрах системи розробки визначають: запас руди T , який припадає на один випускний отвір, критичну висоту $h_{кр}$ і розрахункову висоту шару руди h_p .

Запас руди, що припадає на один випускний отвір, розраховується за формулою

$$T = h \cdot S^2 \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (5.1)$$

де S – відстань між випускними отворами, для скреперної доставки руди дорівнює 5,5 м; h – висота шару відбитої руди (підповерху), м; γ_p – об'ємна вага руди в розпушеному стані, визначається зі співвідношення

$$\gamma_p = \frac{\gamma}{K_p}, \text{ т/м}^3, \quad (5.2)$$

де γ – об'ємна вага руди або порід, т/м³; K_p – коефіцієнт розпушення, встановлюється з виразу

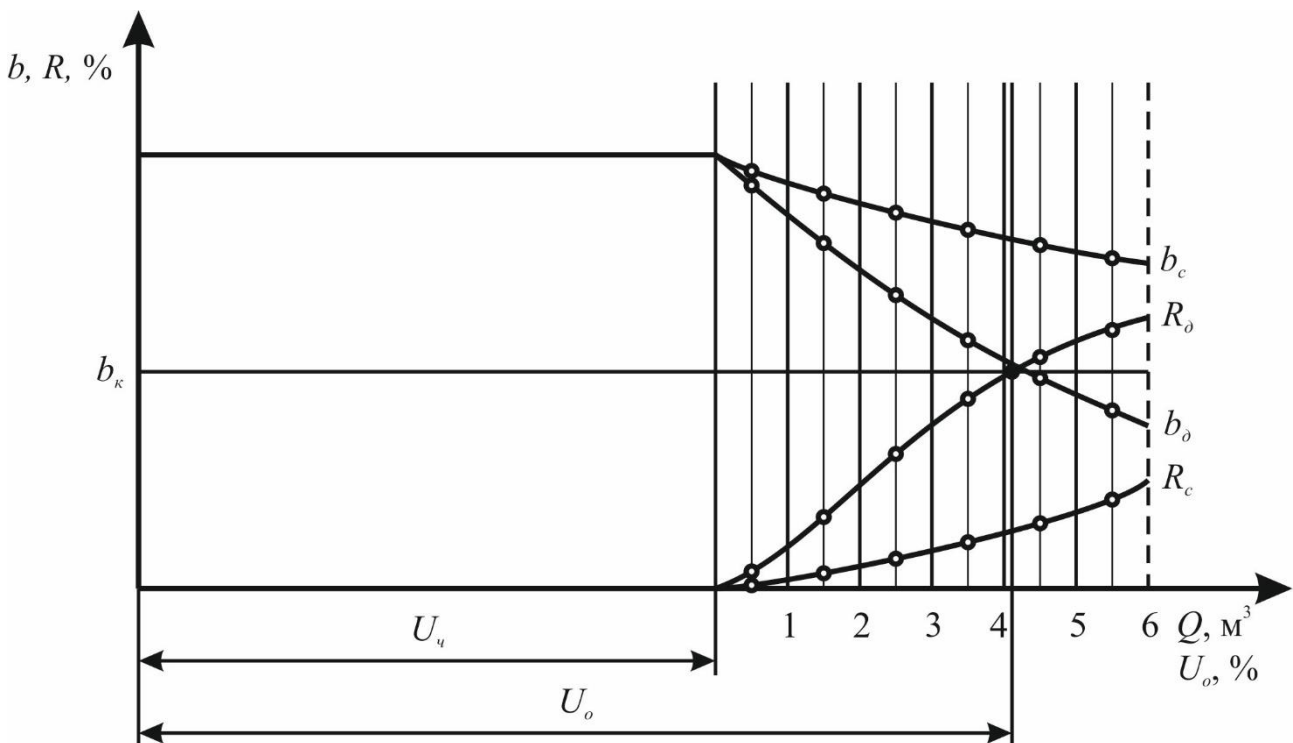


Рис. 5.1 – Діаграма випуску руди: 1, 2, ..., 5 – розрахункові дози випуску збідненої руди

$$K_p = 0,16 \cdot \sqrt{f} + 1,34, \quad (5.3)$$

де f – коефіцієнт міцності руди.

Критична висота розраховується за формулою

$$h_{кр} = \text{tg}\beta(S - d), \text{ м}, \quad (5.4)$$

де $\text{tg}\beta$ – тангенс середнього кута руху руди, що дорівнює 7,1–7,3 – для дрібної руди, 3,3–3,4 – для крупної руди; d – діаметр випускного отвору, що становить 1,2–2,0 м.

Збіднення руди починається з розрахункової висоти, що визначається з виразу

$$h_p \approx 0,75 \cdot h_{кр}, \text{ м.} \quad (5.5)$$

Вилучення чистої руди до початку збіднення встановлюється зі співвідношення

$$U_q = 1 - \frac{h_{кр} \cdot \left(0,476 - 0,393 \cdot \frac{d^2}{S^2}\right)}{h}, \text{ част. од.} \quad (5.6)$$

Об'єм еліпсоїда випуску для розрахункової висоти h_p розраховується за формулою

$$Q = \left(\frac{h}{K_1} + K_2 \cdot d\right)^3, \text{ м}^3, \quad (5.7)$$

де K_1 , K_2 і K_3 – емпіричні коефіцієнти, які залежать від типу руди

Тип руди	K_1	K_2
дрібна	4,62	1
крупна	2,73	0,25

Приймають умовні розрахункові дози випуску руди (40–100 м³), приймаючи 5–8 доз. Для кожної дози випуску визначають об'єм випущеної рудної маси визначається з виразу

$$Q_i = Q_p + \sum Q_i, \text{ м}^3. \quad (5.8)$$

Як приклад об'єм четвертої дози складає $Q_4 = Q_p + Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4, \text{ м}^3$.

Для кожної дози Q_i розраховують відповідну висоту еліпсоїдів за формулою

$$h = K_1 \cdot (\sqrt[3]{Q} - d), \text{ м.} \quad (5.9)$$

Величину збіднення в дозах випуску визначають з виразу

$$R_{\partial_i} = \frac{\gamma_n}{\gamma_{р.м.i}} \cdot \left(1 - \frac{3 \cdot h_p^2}{h_n^2 + h_n \cdot h_{n+1} + h_{n+1}^2}\right), \text{ част. од.}, \quad (5.10)$$

де γ_n – об'ємна вага збіднюючих порід у розпушеному стані, визначається за формулою (5.2); $\gamma_{р.м.i}$ – об'ємна вага рудної маси в дозі випуску розраховується за формулою

$$\gamma_{р.м.i} = \gamma_n \cdot R_{\partial_i} + \gamma_p \cdot (1 - R_{\partial_i}), \text{ т/м}^3;$$

R_{∂_i} – збіднення за об'ємом встановлюється зі співвідношення

$$R_{\partial_i} = 1 - \frac{3 \cdot h_p^2}{h_n^2 + h_n \cdot h_{n+1} + h_{n+1}^2}, \text{ част. од.};$$

h_n, h_{n+1} – висоти еліпсоїдів випуску, що відповідають об'ємам Q_n і Q_{n+1} , які розраховані за формулою (5.9).

Для кожної дози визначають вміст металу у видобутій рудній масі з виразу

$$b_{\partial_i} = a - (a - c) \cdot R_{\partial_i}, \%, \quad (5.11)$$

де a – вміст металу в чистій руді (масиві), %; c – вміст металу в збіднюючих породах, %.

За результатами розрахунку виконують побудову діаграми випуску зміни збіднення R_{∂_i} та якості рудної маси b_{∂_i} в дозах випуску (рис. 5.1). При побудові графіків значення R і b відкладають по середині розрахункової дози випуску.

Визначають середнє збіднення рудної маси з урахуванням вилучення чистої руди R_{ci} і середню якість видобутої рудної маси b_{ci} за формулою (5.11), підставляючи замість R_{oi} значення R_{ci} . Отримані результати розрахунків наносять на діаграму.

Вага дози випуску розраховується за формулою

$$T_{\partial_i} = Q_i \cdot \gamma_{p.m.i} \text{ т.} \quad (5.12)$$

де Q_i – об'єм розрахункової дози випуску, м³.

Вага породи у розрахунковій дозі випуску визначається з виразу

$$D_i = T_{\partial_i} \cdot R_{\partial_i} \text{ т.} \quad (5.13)$$

Вага рудної маси у дозах випуску з урахуванням чистої руди розраховується за формулою

$$T_{oi} = U_{\text{ч}} + \sum_1^i T_{\partial_i} \text{ т,} \quad (5.14)$$

де $U_{\text{ч}}$ – вилучення чистої руди до початку збіднення, т.

Середнє збіднення рудної маси, з урахуванням вилучення чистої руди по дозам випуску, встановлюється зі співвідношення

$$R_{ci} = \frac{100 \cdot \sum_1^i D_i}{T_{oi}}, \% \quad (5.15)$$

За прийнятим нижньому (бортовому) вмістом металу в дозі випуску, за яким приймають межу кондиції або нормативне середнє збіднення, визначають кінцеві показники: видиме вилучення рудної маси U_o , середнє збіднення рудної маси R_c , середній вміст металу в рудній масі b_c (пряма проведена через точку перетину графіка R_{∂} з прямою b_{κ}).

Вилучення і втрати руди з обваленої частини блоку (панелі) розраховують за формулами:

$$U = U_o \cdot (1 - R_c), \% \quad (5.16)$$

$$P = 100 - U, \% \quad (5.17)$$

5.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 5.1, розрахувати прогнозні дані з визначення показників вилучення руди.

Завдання 2. Надати письмові відповіді на питання для самоконтролю.

Зміст практичної роботи повинен містити: титульний аркуш, назву та мету роботи, завдання на практичну роботу, розрахунки, письмові відповіді на питання для самоконтролю, висновки.

Таблиця 5.1 – Вихідні дані для визначення показників вилучення руди

№ варіанту	Коефіцієнт міцності руди, f	Коефіцієнт міцності порід, f	Об'ємна вага руди, t/m^3	Об'ємна вага порід, t/m^3	Вміст заліза у масиві руди, %	Вміст заліза у поріді, %	Висота підповерху, м	Бортовий вміст заліза, b_k , %
0	6	9	3,9	2,6	61,0	33,0	35	35
1	7	10	3,2	2,5	55,2	28,7	30	33
2	8	11	3,3	2,6	56,4	29,8	31	34
3	9	12	3,4	2,7	57,6	30,9	32	35
4	5	7	3,5	2,8	58,8	31,2	33	36
5	6	8	3,6	2,9	59,2	32,3	34	37
6	7	9	3,7	2,5	60,4	32,6	35	38
7	8	10	3,8	2,6	61,8	32,8	36	33
1	2	3	4	5	6	7	8	9
8	9	11	3,9	2,7	55,2	33,1	37	34
9	5	12	4,0	2,8	56,4	28,7	38	35
10	6	7	3,2	2,9	57,6	29,8	39	36
11	7	8	3,3	2,5	58,8	30,9	40	37
12	8	9	3,4	2,6	59,2	31,2	30	38
13	9	10	3,5	2,7	60,4	32,3	31	33
14	5	11	3,6	2,8	61,8	32,6	32	34
15	6	12	3,7	2,9	55,2	32,8	33	35
16	7	7	3,8	2,5	56,4	33,1	34	36
17	8	8	3,9	2,6	57,6	28,7	35	37
18	9	9	4,0	2,7	58,8	29,8	36	38
19	5	10	3,2	2,8	59,2	30,9	37	33
20	6	11	3,3	2,9	60,4	31,2	38	34
21	7	12	3,4	2,5	61,8	32,3	39	35
22	8	7	3,5	2,6	55,2	32,6	40	36
23	9	8	3,6	2,7	56,4	32,8	30	37
24	5	9	3,7	2,8	57,6	33,1	31	38
25	6	10	3,8	2,9	58,8	28,7	32	33
26	7	11	3,9	2,5	59,2	29,8	33	34
27	8	12	4,0	2,6	60,4	30,9	34	35
28	9	7	3,2	2,7	61,8	31,2	35	36
29	5	8	3,3	2,8	55,2	32,3	36	37
30	6	9	3,4	2,9	56,4	32,6	37	38

5.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Розрахуємо прогнозні дані з визначення показників вилучення руди за варіантом №0.

Для розрахунку прийнята система розробки підповерхового обвалення з відбиванням руди на вертикальну компенсаційну камеру. Руда – дрібна, $f = 6$ із вмістом заліза в масиві 61,0 % та об'ємною вагою 3,9 т/м³. Вміст заліза у збіднюючих породах – 33,0 % її об'ємна вага 2,6 т/м³ і $f = 9$. Висота підповерху – 35 м. Прийнятий нижній (бортовий) вміст металу в дозі випуску 35 %.

Встановлюємо коефіцієнт розпушення руди з виразу (5.3)

$$K_p = 0,16 \cdot \sqrt{6} + 1,34 = 1,7.$$

Визначаємо об'ємну вагу руди в розпушеному стані зі співвідношення (5.2)

$$\gamma_p = \frac{3,9}{1,7} = 2,3 \text{ т/м}^3,$$

Розраховуємо запас руди, що припадає на один випускний отвір за формулою (5.1)

$$T = 35 \cdot 5,5^2 \cdot 2,3 = 2435 \text{ т або } 1059 \text{ м}^3.$$

Підраховуємо критичну висоту еліпсоїда випуску за формулою (5.4)

$$h_{кр} = 7,2 \cdot (5,5 - 2) = 25,2 \text{ м.}$$

Визначаємо збіднення руди, що починається з розрахункової висоти, з виразу (5.5)

$$h_p = 0,75 \cdot 25,2 = 18,9 \text{ м.}$$

Встановлюємо вилучення чистої руди до початку збіднення зі співвідношення (5.6)

$$U_c = 1 - \frac{18,9 \cdot \left(0,476 - 0,393 \cdot \frac{2^2}{5,5^2}\right)}{35} = 0,771 \text{ част. од. або } 77,1\%.$$

Вилучення чистої руди до початку збіднення у тонах та м³ відповідно складе 2435 · 0,771 = 1877 т та 1059 · 0,771 = 816,5 м³.

Розраховуємо об'єм еліпсоїда випуску для розрахункової висоти h_p за формулою (5.7)

$$Q_p = \left(\frac{18,9}{4,62} + 1 \cdot 2\right)^3 = 226 \text{ м}^3.$$

Об'єм доз випуску приймаємо такими: першої дози – 54 м³, наступних чотири – по 50 м³.

Визначаємо для кожної дози випуску визначаємо об'єм випущеної рудної маси з виразу (5.8)

$$\begin{aligned} Q_1 &= 226 + 54 = 280 \text{ м}^3; \\ Q_2 &= 226 + 54 + 50 = 330 \text{ м}^3; \\ Q_3 &= 226 + 54 + 50 + 50 = 380 \text{ м}^3; \\ Q_4 &= 226 + 54 + 50 + 50 + 50 = 430 \text{ м}^3; \\ Q_5 &= 226 + 54 + 50 + 50 + 50 + 50 = 480 \text{ м}^3. \end{aligned}$$

Розраховуємо для кожної дози Q_i в відповідну висоту еліпсоїдів за формулою (5.9)

$$h_1 = 4,62 \cdot (\sqrt[3]{280} - 2) = 21 \text{ м}; h_2 = 4,62 \cdot (\sqrt[3]{330} - 2) = 22,7 \text{ м};$$

$$h_3 = 4,62 \cdot (\sqrt[3]{380} - 2) = 24,2 \text{ м}; h_4 = 4,62 \cdot (\sqrt[3]{430} - 2) = 25,6 \text{ м};$$

$$h_5 = 4,62 \cdot (\sqrt[3]{480} - 2) = 26,9 \text{ м}.$$

Встановлюємо коефіцієнт розпушення породи з виразу (5.3)

$$K_p = 0,16 \cdot \sqrt{9} + 1,34 = 1,8.$$

Визначаємо об'ємну вагу збіднюючих порід у розпушеному стані зі співвідношення (5.2)

$$\gamma_n = \frac{2,6}{1,8} = 1,4 \text{ т/м}^3.$$

Визначаємо величину збіднення за об'ємом у кожній дозі:

$$R_{o_1} = 1 - \frac{3 \cdot 18,9^2}{18,9^2 + 18,9 \cdot 21 + 21^2} = 0,1 \text{ част. од.};$$

$$R_{o_2} = 1 - \frac{3 \cdot 18,9^2}{21^2 + 21 \cdot 22,7 + 22,7^2} = 0,25 \text{ част. од.};$$

$$R_{o_3} = 1 - \frac{3 \cdot 18,9^2}{22,7^2 + 22,7 \cdot 24,2 + 24,2^2} = 0,35 \text{ част. од.};$$

$$R_{o_4} = 1 - \frac{3 \cdot 18,9^2}{24,2^2 + 24,2 \cdot 25,6 + 25,6^2} = 0,42 \text{ част. од.};$$

$$R_{o_5} = 1 - \frac{3 \cdot 18,9^2}{25,6^2 + 25,6 \cdot 26,9 + 26,9^2} = 0,48 \text{ част. од.}$$

Розраховуємо об'ємну вагу рудної маси в дозах випуску:

$$\gamma_{p.m.1} = 1,4 \cdot 0,1 + 2,3 \cdot (1 - 0,1) = 2,21 \text{ т/м}^3;$$

$$\gamma_{p.m.2} = 1,4 \cdot 0,25 + 2,3 \cdot (1 - 0,25) = 2,08 \text{ т/м}^3;$$

$$\gamma_{p.m.3} = 1,4 \cdot 0,35 + 2,3 \cdot (1 - 0,35) = 2,0 \text{ т/м}^3;$$

$$\gamma_{p.m.4} = 1,4 \cdot 0,42 + 2,3 \cdot (1 - 0,42) = 1,92 \text{ т/м}^3;$$

$$\gamma_{p.m.5} = 1,4 \cdot 0,48 + 2,3 \cdot (1 - 0,48) = 1,87 \text{ т/м}^3.$$

Визначаємо величину збіднення в дозах випуску з виразу (5.10):

$$R_{\partial 1} = \frac{1,4}{2,21} \cdot 0,1 = 0,0633 \text{ част. од.};$$

$$R_{\partial 2} = \frac{1,4}{2,08} \cdot 0,25 = 0,1683 \text{ част. од.};$$

$$R_{\partial 3} = \frac{1,4}{2} \cdot 0,35 = 0,245 \text{ част. од.};$$

$$R_{\partial 4} = \frac{1,4}{1,92} \cdot 0,42 = 0,3063 \text{ част. од.};$$

$$R_{\partial 5} = \frac{1,4}{1,87} \cdot 0,48 = 0,3594 \text{ част. од.}$$

Для кожної дози визначаємо вміст металу у видобутій рудній масі з виразу (5.11):

$$b_{\partial 1} = 61 - (61 - 33) \cdot 0,0633 = 59,23 \text{ \%};$$

$$b_{\partial 2} = 61 - (61 - 33) \cdot 0,1683 = 56,29 \text{ \%};$$

$$b_{\partial_3} = 61 - (61 - 33) \cdot 0,245 = 54,14 \%;$$

$$b_{\partial_4} = 61 - (61 - 33) \cdot 0,3063 = 52,42 \%;$$

$$b_{\partial_5} = 61 - (61 - 33) \cdot 0,3594 = 50,94 \%$$

За результатами розрахунків будуємо діаграму випуску зміни збіднення $R_{\partial i}$ та якості рудної маси $b_{\partial i}$ в дозах випуску.

Розраховуємо вагу дози випуску за формулою (5.12):

$$T_{\partial_1} = 54 \cdot 2,21 = 119 \text{ т}; T_{\partial_2} = 50 \cdot 2,08 = 104 \text{ т}; T_{\partial_3} = 50 \cdot 2 = 100 \text{ т};$$

$$T_{\partial_4} = 50 \cdot 1,92 = 96 \text{ т}; T_{\partial_5} = 50 \cdot 1,87 = 94 \text{ т}.$$

Визначаємо вагу породи у розрахунковій дозі випуску з виразу (5.13):

$$D_1 = 119 \cdot 0,0633 = 7,5 \text{ т}; D_2 = 104 \cdot 0,1683 = 17,5 \text{ т}; D_3 = 100 \cdot 0,245 = 24,5 \text{ т};$$

$$D_4 = 96 \cdot 0,3063 = 29,4 \text{ т}; D_5 = 94 \cdot 0,3594 = 33,8 \text{ т}.$$

Розраховуємо вагу рудної маси у дозах випуску з урахуванням чистої руди за формулою (5.14):

$$T_{o_1} = 1877 + 119 = 1996 \text{ т}; T_{o_2} = 1877 + 119 + 104 = 2100 \text{ т};$$

$$T_{o_3} = 1877 + 119 + 104 + 100 = 2200 \text{ т};$$

$$T_{o_4} = 1877 + 119 + 104 + 100 + 96 = 2296 \text{ т};$$

$$T_{o_5} = 1877 + 119 + 104 + 100 + 96 + 94 = 2390 \text{ т}.$$

Встановлюємо середнє збіднення рудної маси, з урахуванням вилучення чистої руди по дозам випуску, з виразу (5.15):

$$R_{c_1} = \frac{100 \cdot 7,5}{1996} = 0,38\%; R_{c_2} = \frac{100 \cdot (7,5 + 17,5)}{2100} = 1,19\%;$$

$$R_{c_3} = \frac{100 \cdot (7,5 + 17,5 + 24,5)}{2200} = 2,25\%;$$

$$R_{c_4} = \frac{100 \cdot (7,5 + 17,5 + 24,5 + 29,4)}{2296} = 3,44\%;$$

$$R_{c_5} = \frac{100 \cdot (7,5 + 17,5 + 24,5 + 29,4 + 33,8)}{2390} = 4,72\%.$$

Для кожної дози визначаємо середню якість видобутої рудної маси з виразу (5.11):

$$b_{c_1} = 61 - (61 - 33) \cdot 0,0038 = 60,89\%;$$

$$b_{c_2} = 61 - (61 - 33) \cdot 0,0119 = 60,67\%;$$

$$b_{c_3} = 61 - (61 - 33) \cdot 0,0225 = 60,37\%;$$

$$b_{c_4} = 61 - (61 - 33) \cdot 0,0344 = 60,04\%;$$

$$b_{c_5} = 61 - (61 - 33) \cdot 0,0472 = 59,68\%.$$

За результатами розрахунку будуємо діаграму випуску руди, що подана на рис. 5.2.

За прийнятим нижньому (бортовому) вмістом металу в дозі випуску, за яким приймають межу кондиції або нормативне середнє збіднення, визначають кінцеві показники:

- видиме вилучення рудної маси $U_o = 97,9 \%$;
- середнє збіднення рудної маси $R_c = 4,53 \%$ або $0,0453$ част.од.;

– середній вміст металу в рудній масі $b_c = 59,74 \%$.

Розраховуємо вилучення та втрати руди з обваленої частини блоку (панелі) за формулами (5.16) і (5.17)

$$U = 97,9 \cdot (1 - 0,0453) = 93,47\%;$$

$$P = 100 - 93,47 = 6,53\%.$$

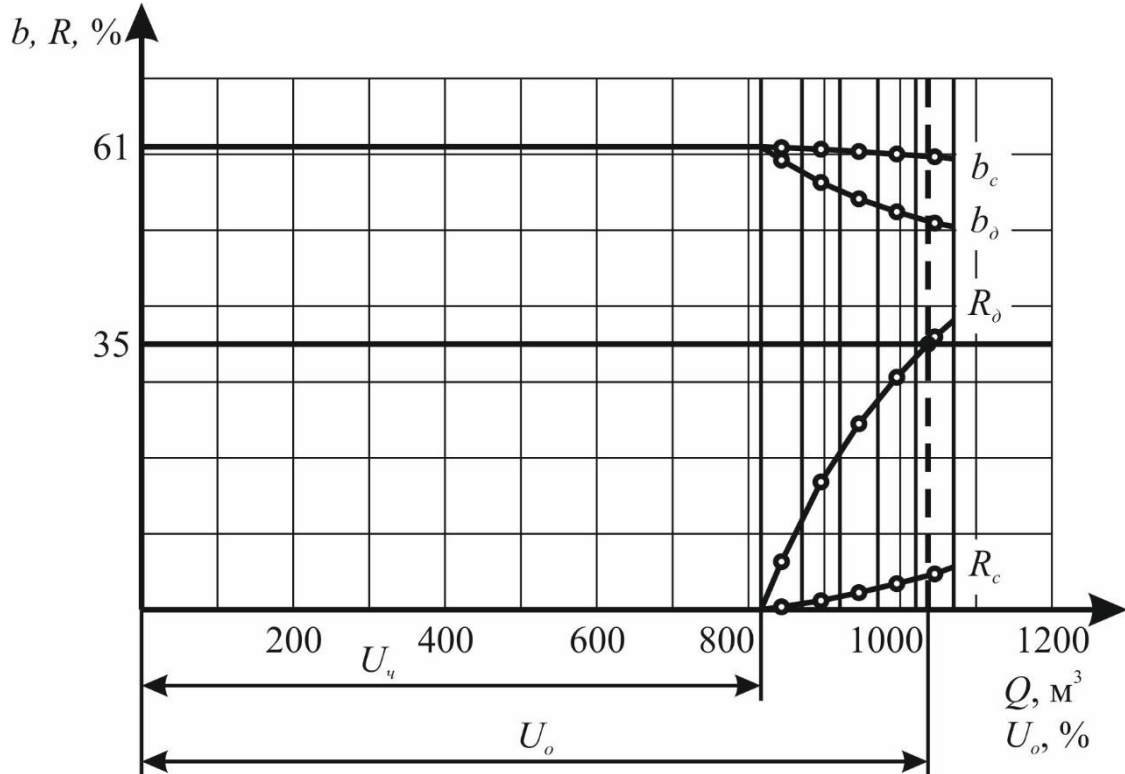


Рис. 5.2 – Діаграма випуску руди

Висновок: у ході проведення практичної роботи були розраховані прогнозні дані з визначення показників вилучення руди, що становлять: руди, що припадає на один випускний отвір – 2435 т (1059 м^3); коефіцієнт розпушення руди – 1,7; об’ємна вага руди в розпушеному стані – $2,3 \text{ м}^3$ вилучення чистої руди до початку збіднення – критична висота еліпсоїда випуску – 25,2 м; об’єм еліпсоїда випуску – 226 м^3 ; об’ємна вага рудної маси – $1,87 \text{ т/м}^3$; видиме вилучення рудної маси – 97,9 %; середнє збіднення рудної маси – 4,53 %; середній вміст металу в рудній масі – 59,74%; вилучення руди – 93,47 %; втрати руди – 6,53 %.

Питання для самоконтролю

1. Що називають випуском руди?
2. Порядок побудови діаграми випуску руди з блоку.
3. Розкрийте поняття розпушення руди.
4. Як змінюється концентрація корисного компоненту в рудній масі в процесі її випуску?

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 6 ВИЗНАЧЕННЯ МІЦНОСТІ РУДНИХ ТА ШТУЧНИХ ЦІЛИКІВ

Мета роботи: надбання умінь розрахунку прогнозних даних з визначення раціональних параметрів камерних систем розробки із закладенням виробленого простору.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** розраховувати параметри технологічних операцій та процесів видобутку рудних і нерудних корисних копалин для конкретних гірничотехнічних та гірничо-геологічних умов.

6.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Визначення статичних напружень при двустадійній схемі відпрацювання камер в рудному та штучному ціликах, як найбільш поширеної, здійснюється за розрахунковою схемою (рис. 6.1).

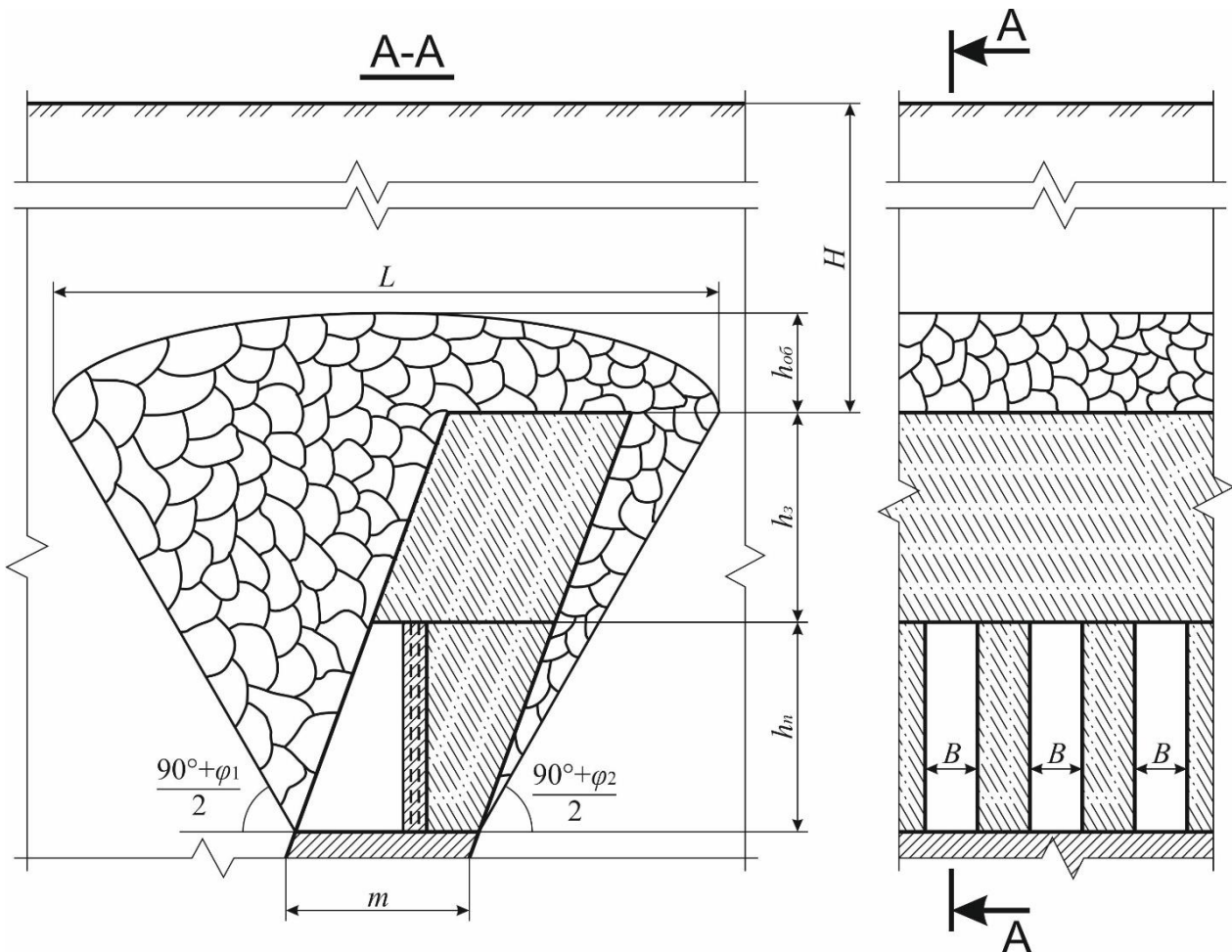


Рис. 6.1 – Розрахункова схеми для визначення напружень у рудних та штучних ціликах

Еквівалентна довжина склепіння нестійкої рівноваги розраховується за формулою

$$L = m + (h_n + h_z) \cdot \left(\operatorname{ctg} \frac{90^\circ + \phi_1}{2} + \operatorname{ctg} \frac{90^\circ + \phi_2}{2} \right), \text{ м}, \quad (6.1)$$

де m – потужність рудного покладу, м; h_n – висота поверху, що відпрацьовується м; h_3 – висота вище розташованого шару закладки, що дорівнює h_n , м; φ_1 і φ_2 – кути внутрішнього тертя порід висячого та лежачого боків рудного покладу, град.

Стискаючі напруження в рудному цілику визначаються з виразу

$$\sigma_{руд} = \left(\frac{2 \cdot B \cdot \gamma_3 \cdot h_{np}}{B - \epsilon} + 0,5 \cdot \gamma_p \cdot h_n \right) \cdot 10^{-3}, \text{ МПа}, \quad (6.2)$$

де B – ширина цілика (камери), м; γ_3 – питома вага закладки, кН/м³; γ_p – питома вага руди, кН/м³; ϵ – ширина бурової виробки, що дорівнює 3 м; h_{np} – приведена висота навантаження на цілик, що знаходиться зі співвідношення

$$h_{np} = \frac{\gamma_n \cdot h_{об} + \gamma_3 \cdot h_3}{\gamma_3}, \text{ м}, \quad (6.3)$$

де γ_n – питома вага масиву порід, т/м³; γ_3 – питома вага закладки, т/м³; $h_{об}$ – висота склепіння нестійкої рівноваги, з урахуванням гірського тиску на контурі покладу, визначається з виразу

$$h_{об} = h \cdot \left(1 - \frac{1,1 \cdot P}{\gamma_n \cdot H} \right), \text{ м}, \quad (6.4)$$

де γ_n – питома вага масиву порід, Н/м³; H – глибина залягання «контакту закладка – обвалені породи», м; h – висота склепіння нестійкої рівноваги, яке розширюється над рудним покладом, що встановлюється з виразу

$$h = 0,25 \cdot L, \text{ м}; \quad (6.5)$$

P – тиск на контурі з боку закладеного масиву, що розраховується за формулою

$$P = 0,5 \cdot \sigma_{1,2cm}, \text{ Па}, \quad (6.6)$$

де $\sigma_{1,2cm}$ – межа міцності закладки на двовісне стискання, що визначається з виразу

$$\sigma_{1,2cm} = 1,59\sigma_{1cm} + 0,1, \text{ МПа}, \quad (6.7)$$

де σ_{1cm} – межа міцності закладки на одноосьове стискання, МПа.

Стискаючі напруження, що діють в масиві штучного цілика розраховуються за формулою

$$\sigma'_{зак} = (\gamma_3 \cdot h_{np} + 0,5 \cdot \gamma_3 \cdot h_n) \cdot 10^{-3}, \text{ МПа}, \quad (6.8)$$

де γ_3 – питома вага закладки, кН/м³.

За наявності плоскої покрівлі у стелі виникають напруження розтягання, що розповсюджуються на висоту шару, який визначається з виразу

$$h_n = 0,215h_3 \left(\frac{B}{h_3} \right)^{0,78}, \text{ м}. \quad (6.9)$$

На контакті цього шару по центру камери в горизонтальній площині від власної ваги цього шару існують напруження розтягання, підраховуються за формулою

$$\sigma''_{зак} = \gamma_3 h_n \cdot 10^{-3}, \text{ МПа}, \quad (6.10)$$

де γ_3 – питома вага закладки, кН/м³.

Гранично-припустимі напруження для рудного і штучного ціликів розраховуються за формулами:

– напруження стискання у рудному цілику

$$\sigma_{руд}^{np} = \sigma_{ст}^p \cdot K_{сн}, \text{ МПа}, \quad (6.11)$$

де $\sigma_{ст}^p = 10 \cdot f$ – межа міцності руди на стискання, МПа; $K_{сн}$ – коефіцієнт структурного послаблення масиву при середній тріщинуватості, що дорівнює 0,2–0,4.

– напруження стискання у штучному цілику

$$\sigma_{зак}^{np} = \sigma_{ст}^3 \cdot K_n, \text{ МПа}, \quad (6.12)$$

де K_n – коефіцієнт неоднорідності закладного масиву, що становить 0,6–0,8.

За стійкістю закладний масив прирівнюється до масиву гірських порід згідно з даними, що подано в табл. 6.1, де міцність закладного масиву обирається з вихідних даних (табл. 6.2) та розраховується міцність на стискання штучного масиву за формулою (6.13).

Таблиця 6.1 – Залежність міцності закладки від міцності гірського масиву

Міцність гірського масиву, f	2	2,5	3	3,5	4	4,5	5	5,5
Міцність закладки, МПа (за вихідними даними, див. табл. 6.2)	1,95	2,9	3,9	4,9	5,9	6,9	7,8	8,8

Міцність на стискання штучного масиву визначається з виразу

$$\sigma_{ст}^3 = 10 \cdot f, \text{ МПа}. \quad (6.13)$$

Розтягуючі напруження у плоскій штучній стеліні встановлюються з виразу

$$\sigma_{зак}^{np} = 0,1 \cdot \sigma_{ст}^3 \cdot K_n, \text{ МПа}. \quad (6.14)$$

Запаси міцності в рудному та штучному ціликах, штучній стеліні встановлюються зі співвідношень:

– запаси міцності за стискаючими напруженнями у рудному та штучному ціликах

$$n_p = \frac{\sigma_{руд}^{np}}{\sigma_{руд}}, \text{ та } n_z = \frac{\sigma_{зак}^{np}}{\sigma_{зак}}; \quad (6.15)$$

– запас міцності за розтягуючими напруженнями у плоскій штучній стеліні

$$n_z = \frac{\sigma_{зак}^{np}}{\sigma_{зак}''}. \quad (6.16)$$

Раціональний запас міцності, що закладається в рудний або штучний цілики, має бути більше трикратного їх значення. У разі невиконання цієї умови змінюють геометричні розміри ціликів і міцність штучних ціликів та виконують повторні розрахунки.

6.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 6.2, розрахувати міцність рудних та штучних ціликів.

Завдання 2. Надати письмові відповіді на питання для самоконтролю.

Зміст практичної роботи повинен містити: титульний аркуш, назву та мету роботи, завдання на практичну роботу, розрахунки, письмові відповіді на питання для самоконтролю, висновки.

Таблиця 6.3 – Вихідні дані для визначення міцності рудних та штучних ціликів

№ варіанту	Кут падіння покладу, α , град.	Кут внутрішнього тертя		Об'ємна вага			Потужність рудного покладу m , м	Коефіцієнт міцності порід	Коефіцієнт міцності руди	Глибина залягання контакту «закладка – обвалені породи», H , м	Ширина камери B , м	Висота поверху h_n , м	Міцність закладки на одноосьове стискування $\sigma_{ст}^3$, МПа
		порід в/б покладу, φ_1 , град.	порід л/б покладу, φ_2 , град.	рудни, γ_p , т/м ³	порід, γ_n , т/м ³	закладки, γ_3 , т/м ³							
0	70	30	30	3	3	2	70	12	10	300	20	80	4
1	71	31	31	3,0	3,0	2,1	40	13	9	320	25	90	4
2	72	32	32	3,2	3,2	2,1	45	14	8	350	30	100	4,5
3	73	33	33	3,4	3,4	2,2	50	15	7	400	15	110	4,5
4	74	34	34	3,6	3,6	2,3	55	9	6	450	20	120	5
5	75	35	35	3,8	2,8	2,4	60	10	5	500	25	50	5
6	70	36	36	4,0	3,0	2,5	65	11	10	550	30	60	5,5
7	71	37	37	3,0	3,0	2,0	70	12	9	600	15	70	5,5
8	72	38	38	3,2	3,2	2,1	75	13	8	650	20	80	6
9	73	39	39	3,4	3,4	2,2	80	14	7	700	25	90	6
10	74	40	40	3,6	3,6	2,3	85	15	6	750	30	100	6,5
11	75	30	30	3,8	2,8	2,4	90	9	5	800	15	110	6,5
12	70	31	31	4,0	3,0	2,5	70	10	10	750	20	120	6,5
13	71	32	32	3,0	3,0	2,0	40	11	9	700	25	50	6
14	72	33	33	3,2	3,2	2,1	45	12	8	650	30	60	6
15	73	34	34	3,4	3,4	2,2	50	13	7	600	15	70	5,5
16	74	35	35	3,6	3,6	2,3	55	14	6	550	20	80	5,5
17	75	36	36	3,8	2,8	2,4	60	15	5	500	25	90	5
18	70	37	37	4,0	3,0	2,5	65	9	10	450	30	100	5
19	71	38	38	3,0	3,0	2,0	70	10	9	400	15	110	4,5
20	72	39	39	3,2	3,2	2,1	75	11	8	350	20	120	4,5
21	73	40	40	3,4	3,4	2,2	80	12	7	300	25	50	4
22	74	30	30	3,6	3,6	2,3	85	13	6	350	30	60	4,5
23	75	31	31	3,8	2,8	2,4	90	14	5	400	15	70	4,5
24	70	32	32	4,0	3,0	2,5	70	15	10	400	20	80	5
25	71	33	33	3,0	3,0	2,0	40	9	9	500	25	90	5
26	72	34	34	3,2	3,2	2,1	45	10	8	550	30	100	5,5
27	73	35	35	3,4	3,4	2,2	50	11	7	600	15	110	5,5
28	74	36	36	3,6	3,6	2,3	55	12	6	650	20	120	6
29	75	37	37	3,8	2,8	2,4	60	13	5	700	25	50	6
30	70	38	38	4,0	3,0	2,5	65	14	10	750	30	60	6,5

6.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Розрахуємо міцність рудних та штучних ціликів за варіантом №0.

Розраховуємо еквівалентну довжину склепіння нестійкої рівноваги за формулою (6.1)

$$L = 70 + (80 + 80) \cdot \left(\operatorname{ctg} \frac{90^\circ + 30^\circ}{2} + \operatorname{ctg} \frac{90^\circ + 30^\circ}{2} \right) = 254 \text{ м.}$$

Встановлюємо висоту склепіння нестійкої рівноваги, яке розширюється над рудним покладом, з виразу (6.5)

$$h = 0,25 \cdot L = 0,25 \cdot 254 = 63,5 \text{ м.}$$

Визначаємо висоту склепіння нестійкої рівноваги, з урахуванням гірського тиску на контурі покладу, з виразу (6.4)

$$h_{об} = 63,5 \cdot \left(1 - \frac{1,1 \cdot 3230000}{3000 \cdot 9,81 \cdot 300} \right) = 38 \text{ м.}$$

Розраховуємо межу міцності закладки на двовісне стискання за формулою (6.7)

$$\sigma_{1,2_{cm}} = 1,59 \cdot 4 + 0,1 = 6,46 \text{ МПа.}$$

Встановлюємо тиск на контурі з боку закладеного масиву з виразу (6.6)

$$P = 0,5 \cdot 6,46 = 3,23 \text{ МПа.}$$

Знаходимо приведену висоту навантаження на цілик зі співвідношення (6.3)

$$h_{np} = \frac{3 \cdot 38 + 2 \cdot 80}{2} = 137 \text{ м.}$$

Визначаємо стискаючі напруження в рудному цілику з виразу (6.2)

$$\sigma_{руд} = \left(\frac{2 \cdot 20 \cdot 20 \cdot 137}{20 - 3} + 0,5 \cdot 30 \cdot 80 \right) \cdot 0,001 = 7,6 \text{ МПа.}$$

Розраховуємо стискаючі напруження, що діють в масиві штучного цілика, за формулою (6.8)

$$\sigma'_{зак} = (20 \cdot 137 + 0,5 \cdot 20 \cdot 80) \cdot 0,001 = 3,5 \text{ МПа.}$$

Визначаємо напруження розтягання, що розповсюджуються у плоскій штучній покрівлі на висоту шару, з виразу (6.9)

$$h_n = 0,215 \cdot 80 \cdot \left(\frac{20}{80} \right)^{0,78} = 5,8 \text{ м.}$$

Підраховуємо напруження розтягання по центру камери у горизонтальній площині від власної ваги цього шару за формулою (6.10)

$$\sigma''_{зак} = 30 \cdot 5,8 \cdot 0,001 = 0,174 \text{ МПа.}$$

Розраховуємо гранично-припустимі стискаючі напруження для рудного та штучного ціликів, при дії вертикальної компоненти гірського тиску, за формулами (6.11) і (6.12):

– напруження стискання у рудному цілику

$$\sigma_{руд}^{np} = 100 \cdot 0,3 = 30 \text{ МПа;}$$

– напруження стискання у штучному цілику, за даними табл. 6.1. закладка міцністю 4 МПа дорівнює стійкості масиву з коефіцієнтом міцності $f = 3$, тоді міцність на стискання штучного масиву визначається з виразу (6.13)

$$\sigma_{cm}^3 = 10 \cdot 3 = 30 \text{ МПа;}$$

$$\sigma_{зак}^{np} = 30 \cdot 0,7 = 21 \text{ МПа.}$$

Встановлюємо величину розтягуючих напружень у плоскій штучній стеліні з виразу (6.14)

$$\sigma_{зак}^{don} = 0,1 \cdot 30 \cdot 0,7 = 2,1 \text{ МПа.}$$

Встановлюємо запаси міцності в рудному та штучному ціликах, штучній стеліні, зі співвідношень (6.15) і (6.16):

– запаси міцності за стискаючими напруженнями у рудному та штучному ціликах

$$n_p = \frac{30}{7,6} = 3,9 \text{ разів; } n_z = \frac{21}{3,5} = 6 \text{ разів.}$$

– запас міцності за напруженнями розтягання у плоскій штучній стелі

$$n_z = \frac{2,1}{0,174} = 12 \text{ разів.}$$

За результатами розрахунків будемо схему визначення напружень у рудних та штучних ціликах, поданої на рис. 6.2.

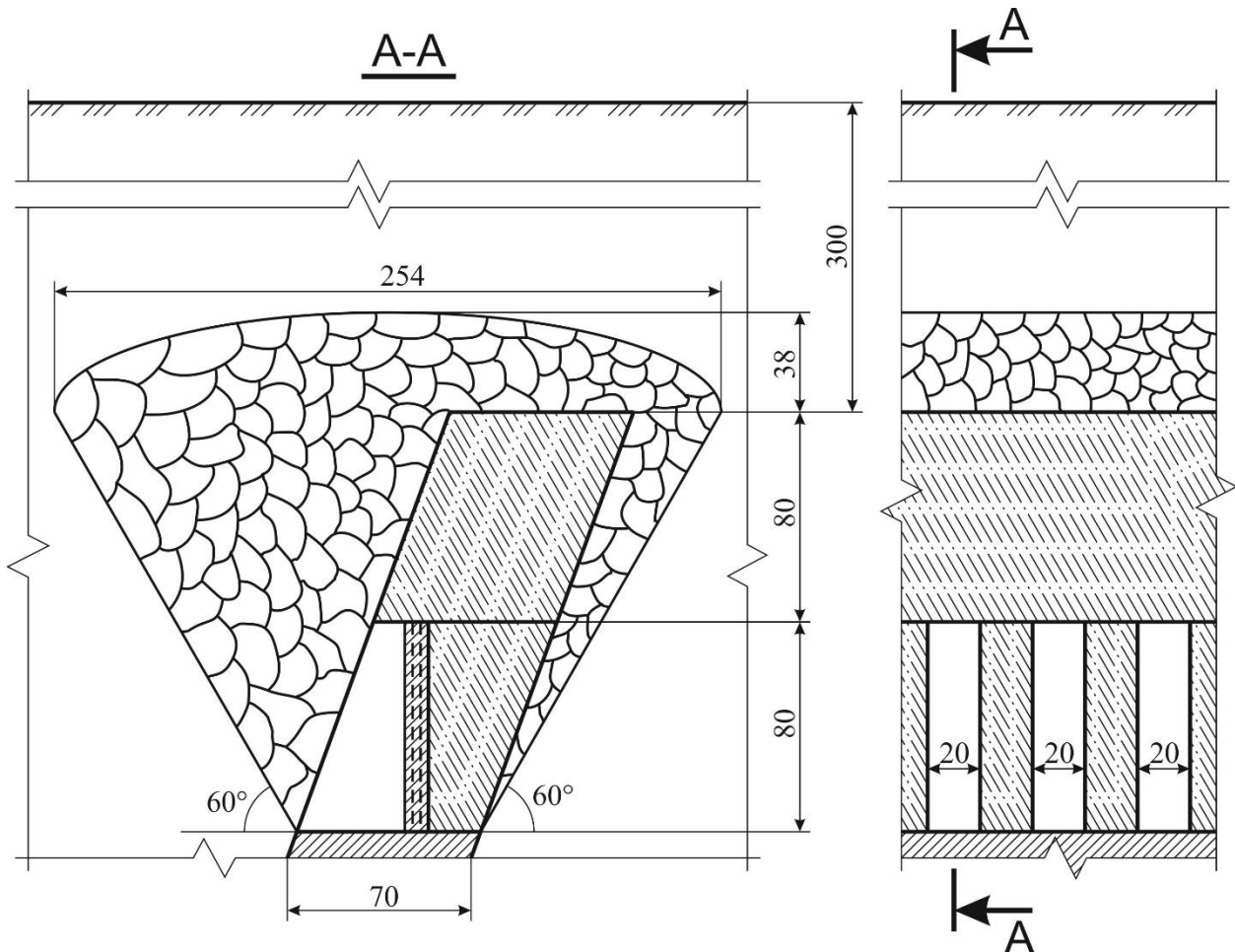


Рис. 6.2 – Схема визначення напружень у рудних та штучних ціликах

Висновок: у ході проведення практичної роботи були розраховані міцність рудних та штучних ціликів, що становлять: еквівалентна довжина склепіння нестійкої рівноваги – 254 м; висота склепіння нестійкої рівноваги, з урахуванням

гірського тиску на контурі покладу – 38 м; висота склепіння нестійкої рівноваги, яке розширюється над рудним покладом – 63,5 м; тиск на контурі з боку закладеного масиву – 3,23 МПа; приведена висота навантаження на цілик – 137 м; еквівалентне напруження в рудному цілику – 7,6 МПа; напруження, що діють в масиві штучного цілика – 3,5 МПа; напруження розтягання, що розповсюджуються у плоскій штучній покрівлі на висоту шару – 5,8 м; напруження розтягання по центру камери у горизонтальній площині від власної ваги цього шару – 0,174 МПа; гранично-припустимі стискаючі в рудному цілику – 30 МПа; гранично-припустимі стискаючі напруження в штучному цілику – 21 МПа; гранично-припустимі напруження розтягання у плоскій штучній стелині – 2,1 МПа; запас міцності в рудному цілику – 3,9 разів; запас міцності в штучному цілику – 6 разів; запас міцності в штучній стелині – 12 разів.

Питання для самоконтролю

1. Мета визначення міцності рудних та штучних ціликів.
2. Що таке рудний та штучний цілик?
3. Що таке запас міцності?
4. Що таке гранично-припустиме напруження?

КРИТЕРІЇ ОЦІНЮВАННЯ

Навчальні досягнення здобувачів вищої освіти за результатами вивчення курсу оцінюватимуться за шкалою, що наведена нижче:

Рейтингова шкала	Інституційна шкала
90–100	відмінно
74–89	добре
60–73	задовільно
0–59	незадовільно

Здобувачі вищої освіти можуть отримати **підсумкову оцінку** з навчальної дисципліни на підставі поточного оцінювання знань за умови, якщо набрана кількість балів з поточного тестування та самостійної роботи складатиме не менше як 60 балів.

Максимальне оцінювання:

Теоретична частина	Практична частина		Разом
	При своєчасному складанні	При несвоєчасному складанні	
60	40	20	100

Практичні роботи приймаються за контрольними запитаннями до кожної з роботи. Оцінювання практичних робіт здійснюється шляхом розрахунку середнього арифметичного балу за складеними практичними роботами.

Теоретична частина оцінюється за результатами здачі контрольної тестової роботи, що містить 30 запитань.

Критерії оцінювання підсумкової роботи

30 тестових завдань з чотирма варіантами відповідей, 1 правильна відповідь оцінюється у 2 бали (разом 60 балів). Опитування за тестом проводиться з використанням технології Microsoft Forms Office 365.

Критерії оцінювання практичної роботи

За кожну практичну роботу здобувач вищої освіти може отримати таку кількість балів:

40 балів: отримано правильну відповідь (згідно з еталоном), використано формулу з поясненням змісту окремих її складових, зазначено одиниці виміру.

30 балів: отримано правильну відповідь з незначними неточностями згідно з еталоном, відсутня формула та/або пояснення змісту окремих складових, або не зазначено одиниці виміру.

20 балів: отримано неправильну відповідь, проте використано формулу з поясненням змісту окремих її складових, зазначено одиниці виміру.

10 балів: отримано неправильну відповідь, проте використано формулу без пояснень змісту окремих її складових та не зазначено одиниці виміру.

0 балів: наведено неправильну відповідь, до якої не надано жодних пояснень.

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ТА РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Хоменко О.Є. Процеси підземної розробки рудних родовищ: підручник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, А.В. Косенко ; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: НТУ «ДП», 2022. – 206 с.
2. Хоменко О.Є. Технологія підземної розробки рудних родовищ: підручник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, М.В. Савченко ; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: НТУ «ДП», 2018. – 450 с.
3. НПАОП 0.00-1.66-13. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення. – Затв. Наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. – К.: Норматив, 2013. – 127 с.
4. НПАОП 0.00-1.77-16. Правила безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом. – Затв. Наказом Міністерства соціальної політики України 23.12.2016. – Київ: Норматив, 2016. – 178 с.
5. Геомеханіка створення підземної інфраструктури при видобуванні руд із застосуванням емульсійних вибухових речовин: монографія / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, І.Л. Коваленко, І.Г. Миронова, А.В. Косенко. Дніпро: Журфонд, 2024. – 252 с.
6. Косенко А.В. Новітні технології підповерхового обвалення у видобуванні залізних руд: монографія / А.В. Косенко, О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: Журфонд, 2023. – 112 с.
7. Симанович Г.А. Руйнування гірських порід вибухом: навч. посіб. / Г.А. Симанович, О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко ; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Дніпропетровськ: НГУ, 2014. – 207 с.

Навчальне видання

КОСЕНКО Андрій Володимирович
КОНОНЕНКО Максим Миколайович
ХОМЕНКО Олег Євгенович
ЄГОРЧЕНКО Ростислав Русланович
ГЕРАСИМЕНКО Андрій Олександрович

ПРОЦЕСИ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ

Методичні рекомендації до виконання практичних робіт
для здобувачів ступеня бакалавра
зі спеціальностей 184 Гірництво та 263 Цивільна безпека

Видано в авторській редакції

Електронний ресурс
Підписано до видання 28.04.2025. Авт. арк. 3,8.

Національний технічний університет «Дніпровська політехніка».
49005, м. Дніпро, просп. Д. Яворницького, 19