

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ, МОЛОДІ ТА СПОРТУ УКРАЇНИ  
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД  
«НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ»**

---

---



**ПРОЦЕСИ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ  
РУДНИХ РОДОВИЩ.**

**МАТЕРІАЛИ МЕТОДИЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ  
для практичних занять**

**Дніпропетровськ  
2011**

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ, МОЛОДІ ТА СПОРТУ УКРАЇНИ  
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД  
«НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ»**

---

---



**ГІРНИЧИЙ ФАКУЛЬТЕТ  
Кафедра підземної розробки родовищ**

**ПРОЦЕСИ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ  
РУДНИХ РОДОВИЩ.**

**МАТЕРІАЛИ МЕТОДИЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ  
для практичних занять  
студентів напряму підготовки 6.050301 Гірництво**

**Дніпропетровськ  
НГУ  
2011**

Процеси при підземній розробці рудних родовищ. Матеріали методичного забезпечення для практичних занять студентів напряму підготовки 6.050301 Гірництво / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев. – Д.: – Національний гірничий університет 2011. – 63 с.

Автори:

О.Є. Хоменко, доц., канд. техн. наук (роботи 1–8);

М.М. Кононенко, доц., канд. техн. наук (роботи 1–8);

Д.В. Мальцев, асист. (роботи 1–8).

Затверджено методичною комісією з напряму підготовки 6.090301 Гірництво (протокол № 2 від 08.02.2011 р.) за поданням кафедри підземної розробки родовищ (протокол № 9/20 від 13.01.2011 р.).

Розглянуто теоретичні відомості про ключові питання розрахунків основних процесів при підземній розробці рудних родовищ. Подано рекомендації до розв'язування типових практичних завдань відносно розрахунку основних процесів при підземній розробці рудних родовищ. Наведено критерії оцінювання виконання практичних робіт. Орієнтовано на активацію виконавчого етапу навчальної діяльності студентів.

Призначено для самостійної роботи та для роботи в аудиторії студентів напряму 6.050301 Гірництво під час підготовки до модульних контролів за результатами практичних занять з вибіркової дисципліни «Процеси при підземній розробці рудних родовищ».

Відповідальний за випуск завідувач кафедри підземної розробки родовищ, д-р техн. наук, проф. В.І. Бондаренко.

## Зміст

<b>Вступ</b> .....	4
<b>Загальні положення</b> .....	5
<b>Робоча програма</b> .....	7
<b>Практична робота № 1</b> .....	9
<b>Тема:</b> Розрахунок тривалості процесів при проведенні гірничої виробки .....	9
<b>Практична робота №2</b> .....	21
<b>Тема:</b> Розрахунок процесів при підсіканні запасів руди в блоці .....	21
<b>Практична робота №3</b> .....	29
<b>Тема:</b> Розрахунок процесів шпурової відбійки руди .....	29
<b>Практична робота №4</b> .....	35
<b>Тема:</b> Розрахунок процесів свердловинної відбійки руди .....	35
<b>Практична робота № 5</b> .....	40
<b>Тема:</b> Побудова діаграми випуску руди з блока .....	40
<b>Практична робота №6</b> .....	47
<b>Тема:</b> Розрахунок параметрів днищ блоків при процесі доставки руди вібраційними установками .....	47
<b>Практична робота №7</b> .....	52
<b>Тема:</b> Визначення параметрів днищ блоків при процесі доставки руди самохідними вантажними машинами .....	52
<b>Практична робота № 8</b> .....	57
<b>Тема:</b> Визначення міцності рудних та штучних ціликів .....	57
<b>Список літератури</b> .....	63

## Вступ

Матеріали методичного забезпечення для практичних занять з дисципліни «Процеси при підземній розробці рудних родовищ» призначені для самостійної роботи студентів на практичних заняттях та в не аудиторний час. У них викладено теоретичні питання і методика визначення завдань, пов'язаних з розрахунками основних процесів при підземній розробці рудних родовищ.

Практичні роботи виконуються кожним студентом за вихідними даними, представленими за варіантами згідно з порядковим номером у журналі поточного контролю викладача. В практичних роботах, наводяться всі формули із розшифруванням прийнятих позначень, їх значення і результати обчислень, а також виконуються креслення, які необхідні для здійснення розрахунків.

Вихідні дані для практичних робіт містять 30 варіантів. У прикладах рішень, які додаються до кожної практичної роботи, використані вихідні дані нульового варіанту. Після виконання розрахунків, роботу оформляють в окремому зошиті чи на аркушах формату А4. За виконання кожного завдання студентові виставляється оцінка в ході особистої співбесіди з викладачем.

Додатковий матеріал і методика вирішення завдань за розрахунком основних процесів при підземній розробці рудних родовищ може бути використані студентом для виконання курсових проектів, дипломної роботи чи дипломного проекту.

## Загальні положення

### 1. Терміни та їх визначення

Практичне заняття з дисципліни «Процеси при підземній розробці рудних родовищ» – форма навчального заняття, при якій викладач організує детальний розгляд студентами окремих теоретичних положень навчальної дисципліни.

### 2. Дидактичні цілі

Формування умінь та навичок практичного застосування знань через виконання студентом завдань та вправ.

Вид умінь, що набуваються:

- *предметно-практичні* – дії щодо переміщення об'єктів у просторі, зміни його форми тощо;
- *знаково-практичні* – виконання операцій зі знаками та знаковими системами;
- *знаково-розумові* – розумове виконання операцій зі знаками та знаковими системами.

Цілі практичного завдання мають бути орієнтовані на підготовку студента до виконання контрольної модульної роботи або виконання індивідуального завдання.

### 3. Тематика

Тематика практичних занять повинна відповідати робочій програмі дисципліни «Процеси при підземній розробці рудних родовищ» і визначається предметом конкретної практичної роботи:

- устрій та правила експлуатації машин, механізмів, обладнання;
- розрахункові, графічні, розрахунково-графічні вправи;
- лінгвістичні вправи;
- фізичні вправи тощо.

### 4. Форми проведення практичних занять

Практичне заняття проводиться в навчальних аудиторіях чи спеціально обладнаних приміщеннях.

Тривалість заняття – не менше двох академічних годин.

Склад завдань для практичного заняття планується за умови можливості виконання більшістю студентів.

Відповідальність за організацію практичних занять несе кафедра, що зобов'язана створити відповідні умови, методичне та інформаційне забезпечення.

Студент під час проведення практичних занять повинен:

- ознайомитись з методичними рекомендаціями щодо проведення практичних занять;
- обов'язково відвідувати практичні заняття;
- безумовно дотримуватись правил охорони праці;
- вести робочий зошит з практичних занять;
- одержати оцінку за практичний модуль через визначену форму модульного контролю (за результатами поточного контролю виконання прав або контрольних модульних робіт та індивідуальних завдань).

Викладач повинен:

- управляти проведенням практичного заняття;
- скласти графік консультацій (не менш двох на тиждень);
- дотримуватись графіка консультацій;
- здійснювати контрольні заходи відповідно до навчального плану;
- оцінити навчальну діяльність студента з опанування практичного модуля.

Завідувач кафедри повинен:

- організувати матеріально-технічне, методичне та інформаційне забезпечення проведення практичних занять;
- контролювати виконання графіку консультацій викладачів кафедри;
- вирішувати суперечливі питання, що виникають між викладачем та студентом.

## **5. Матеріально-технічне, методичне та інформаційне забезпечення**

Основний критерій готовності кафедри до проведення практичних занять – матеріально-технічна забезпеченість робочих місць студентів сучасними технічними засобами навчання та відповідним обладнанням для вивчення устрою та правил експлуатації машин, механізмів та обладнання, виконання розрахункових, графічних, графічно-розрахункових, виконання лінгвістичних та фізичних вправ тощо з дотриманням правил охорони праці.

Конкретизовані вимоги до проведення практичних занять подаються в методичних рекомендаціях.

Методичні рекомендації розробляються кафедрами, розглядаються і погоджуються з методичними комісіями за напрямками підготовки або спеціальностями та затверджуються Навчально-методичним управлінням.

Інформаційне забезпечення має відповідати переліку рекомендованої літератури, що подана в методичних рекомендаціях.

Забезпеченість студентів необхідними для виконання практичних робіт підручниками, довідниками, стандартами тощо повинна складати 100 %.

## Робоча програма

Робоча програма дисципліни «Процеси при підземній розробці рудних родовищ»

Модулі	Компетенції (з використанням матеріалу модуля студент повинен уміти)	Змістові модулі	Розподіл часу		
			аудиторний	самостійна робота	загальний
1	2	3	4	5	6
№ 1	Розрізняти геотехнологічні умови рудних родовищ. Класифікувати виробничі процеси підземних гірничих робіт. Знати основні процеси при проведенні вертикальних та горизонтальних гірничих виробок. Загальні відомості про процеси очисних робіт. Підсікання та відрізка запасів руди в блоці. Знати основні види відбійки руди, доставки руди, способи підтримки виробленого простору, процеси, що забезпечують очисні роботи.	Лекції – 6 семестрі, III чверть (21...30 тижні) Аудиторні – 3 години на тиждень			
		1. Загальні відомості. Геотехнологічні умови рудних родовищ. Класифікація виробничих процесів підземних гірничих робіт.	2	41	68
		2. Основні процеси при проведенні вертикальних та горизонтальних гірничих виробок.	3		
		3. Загальні відомості про процеси очисних робіт. Підсікання та відрізка запасів руди в блоці.	4		
		4. Відбійка руди. Загальні відомості. Шпурова та свердловинна відбійка руди.	4		
		5. Мінна та механізована відбійка руди.	2		
		6. Доставка руди. Загальні відомості. Вторинне подрібнення та ліквідація заторів.	2		
		7. Самопливна доставка руди.	2		
		8. Механізована доставка руди.	2		
		9. Інші види доставки руди.	2		
		10. Підтримка очисного простору.	2		



1	2	3	4	5	6
		11. Процеси, що забезпечують очисні роботи.	2		
		Разом	27		
№ 2	Розраховувати тривалість основних і допоміжних процесів та розробляти графік організації робіт при проведенні гірничої виробки. Розраховувати підсікання запасів руди в блоці траншеями та лійками. Розраховувати відбивання руди шпурами і свердловинами. Розраховувати і будувати діаграму випуску руди з блоку. Будувати і розраховувати параметри днищ блоків при доставці руди вібраційними установками і самохідними вантажними машинами. Розраховувати параметри твердючого закладання.	Практичні заняття – 6 семестр, III чверть (21...30 тижні) Аудиторні – 2 години на тиждень			
		1. Розрахунок тривалості процесів при проведенні гірничої виробки.	2	22	40
		2. Розрахунок процесів при підсіканні запасів руди в блоці.	2		
		3. Розрахунок процесів шпурової відбійки руди.	2		
		4. Розрахунок процесів свердловинної відбійки руди.	2		
		5. Розрахунок та побудова діаграми випуску руди з блоку.	2		
		6. Розрахунок параметрів днищ блоків при процесі доставки руди вібраційними установками.	2		
		7. Визначення параметрів днищ блоків при процесі доставки руди самохідними вантажними машинами.	2		
		8. Визначення міцності рудних та штучних ціликів.	2		
		Модульний контроль – захист практичного модуля за розкладом занять: 9 тиждень	2		
		Разом	18		
		Разом з дисципліни	45	63	108
		Частка навантаження		0,63	

## Практична робота № 1

**Тема:** Розрахунок тривалості процесів при проведенні гірничої виробки

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

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних задач:**

1. для кожної операції прохідницького циклу розраховують норму виробітку;
2. для кожної операції прохідницького циклу розраховують трудомісткість робіт;
3. розраховують тривалість кожного процесу прохідницького циклу;
4. за отриманими розрахунками часу на кожну операцію прохідницького циклу розробляють циклограму робіт у вибої.

**Хід роботи:** Для розрахунку проходки виробки визначаються за гірничо-геологічними умовами проходки – площа поперечного перерізу виробки в проходці  $S_{np}$  (див. табл. 1.2), коефіцієнт міцності руди або породи,  $f$  (див. табл. 1.2). Згідно умов проходки гірничої виробки приймають гірниче обладнання (перфоратор або установку бурильну шахтну, вантажну машину і т.д.). Тип кріплення горизонтальних виробок обирають згідно табл. 1.1.

Таблиця 1.1

Тип кріплення горизонтальних виробок

Тип виробки	Коефіцієнт міцності руди або породи, $f$				
	$\leq 4$	5...8	9...11	12...15	$\geq 16$
	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	Набризкбетон 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)	Набризкбетон товщиною 0,05...0,07 м	Набризкбетон 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

Таблиця 1.2

Вихідні данні для розрахунку проходки гірничої виробки

№ варіанту	Виробка	Тип виробки	Площа поперечного перетину виробки в проходці, $S_{np}$ , м <sup>2</sup>	Коефіцієнт міцності руди або порід, $f$	Тривалість зміни, $T$ , год
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
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

1. Необхідна кількість шпурів на вибій:

- при коефіцієнті міцності порід  $f \leq 10$

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

- при коефіцієнті 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, м<sup>2</sup>.  
Розрахункова глибина шпурів знаходиться по табл. 1.3.

Таблиця 1.3

Розрахункова глибина шпурів, м

Коефіцієнт міцності за шкалою проф. М.М. Протод'яконова	Площа поперечного перетину виробки, м <sup>2</sup>									
	≤ 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.

2. Змінну продуктивність буріння шпурів перфораторами визначають, користуючись наступною 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, яку визначають 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 шпурів, мм;  $\sigma_{cm}$  – межа міцності породи на одноосьовий стиск, 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, рівний 0,4...0,75.

3. Змінна експлуатаційна продуктивність шахтної бурильної установки в шпурометрах з урахуванням часу на підготовчо-заключних операцій та регламентовані простої за організаційними і технічними причинами визначається за формулою:

$$H_6 = \frac{T - (t_{n3} + t'_{n3} + t_{eid} + t_{nidp})}{\frac{1}{(k_o \cdot n \cdot v)} + (t_{man} + t_{36.x} + t_k)}, \text{ м/зміну}, \quad (1.5)$$

де  $T$  – тривалість зміни, хв;  $t_{n3}$  – час загальних підготовчо-заключних операцій, приймається рівним 2,5 % від тривалості зміни, хв;  $t'_{n3}$  – час підготовчо-заключних операцій при бурінні шпурів, приймається рівним 9,5 % від тривалості зміни, хв;  $t_{eid}$  – 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  $n = 3$ ;  $t_{man}$  – час, затрачуваний на маніпулювання з установки й перестановці бурильних машин, звичайно дорівнює 0,25...0,5 хв на 1 м шпурів;  $t_{36.x}$  – час зворотного ходу бурильної голівки на 1 м шпурів,  $t_{36.x} = 1/V_{36.x}$ , тут  $V_{36.x}$  – швидкість зворотного ходу, рівна в середньому 20 м/хв;  $t_k$  – час на заміну коронок, рівне 0,1 хв на 1 м шпурів;  $v$  – чиста швидкість буріння бурильною машиною (м/хв), що залежить від міцності порід, визначається з формули (1.4).

4. Змінна продуктивність підричника при ручному заряджанні шпурів:

$$H_3 = \frac{(T_{3m} - T_{n.3} - T_{n.m})}{(t_o + t_e) \cdot (1 + k_{eidn})}, \text{ м/зміну}, \quad (1.6)$$

де  $T_{3m}$  – тривалість зміни, хв;  $T_{n.3}$  – час на підготовчо-заключні операції, рівний 13 хв;  $T_{n.m}$  – час на технологічну перерву, рівний 20 хв;  $(t_o + t_e)$  – норми часу на заряджання 1 м шпурів:

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

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

5. Змінна продуктивність підричників при механізованому заряджанні шпурів зарядною машиною:

$$H_3 = \frac{(T_{3m} - T_{n3} - T_{ob} - T_{ood})}{(t_o + t_e) \cdot (1 + k_{eidn})}, \text{ м/зміну} \quad (1.7)$$

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

6. Змінна продуктивність вантажних машин типу ППН або ПНБ у щільній масі в одиночні вагонетки або складів (за наявності перевантажувача):

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

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

7. Змінна продуктивність комплексу, що складається з вантажної машини ППН-2Г і самохідного вагону ВС-5П1:

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

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

8. Змінна продуктивність комплексу типу, що складається з вантажної машини ПНБ і самохідного вагона або автосамоскида:

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

де  $Q_m$  – технічна продуктивність навантажувальної машини, м<sup>3</sup>/хв;  $t_e$  – час подрібнення негабаритних кусків, рівний 10...15 хв на вагон;  $v_{ув}$  – середня швид-

кість пересування вагона або автосамоскида, рівна 80 м/хв по підготовчих виробках і 160 м/хв. – по транспортних магістральних виробках;  $t_p$  – час розвантаження вагона або автосамоскида в рудоспуск, рівний 1 хв.

9. Змінна продуктивність вантажно-транспортних і вантажних машин для доставки:

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

де  $t_{нз}$  – тривалість підготовчо-заклучних операцій залежно від типу машини дорівнює 30...70 хв на зміну;  $t_g$  – час допоміжних операцій, пов'язаних з маневрами машини, штабелюванням гірничої маси, її розпушенням і розбивкою негабаритів, рівний 0,8...3 хв/рейс (більший час приймається для вантажно-транспортних машин);  $t_o$  – час основних операцій на рейс;

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

де  $L$  – відстань транспортування, м;  $v_{ув}$  – середня швидкість транспортування, рівна 75...80 м/хв;  $t_p$  – час розвантаження, у середньому рівний 1 хв;  $t_n$  – час навантаження, рівний для нагромадження ковша вантажно-постачальних машин 0,9...1,4 хв, а для вантажно-транспортних машин:

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

де  $V$  і  $V_k$  – відповідно об'єми кузова й ковша, м<sup>3</sup>;  $K_3$  і  $K_{3,к}$  – коефіцієнти заповнення кузова 0,9 і ковша 0,75;  $t_{ц}$  – тривалість циклу черпання, рівна 0,8 хв.

10. Змінна продуктивність скреперної установки при розвантаженні гірничої маси в рудоспуск або на конвеєр (у щільній масі):

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

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

11. Змінна продуктивність установки для кріплення виробки набризкбетоном:

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

де  $T$  – тривалість зміни, хв;  $t_{нз}$  – час загальних підготовчо-заклучних операцій, приймається рівним 8...14 % від тривалості зміни, хв;  $t_{mn}$  – час на організацій-

но-технічну перерву, приймається рівним 10 % від тривалості зміни, хв;  $t_{об}$  – час на обслуговування установки для кріплення, приймається рівним 10...15 хв;  $t_o$  – час нанесення 1 м<sup>2</sup> набризкбетону, яке знаходиться за формулою:

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

$\delta$  – товщина набризкбетону, м;  $Q_{ук}$  – продуктивність установки для нанесення набризкбетону, м<sup>3</sup>/хв;  $t_e$  – час допоміжних операцій, пов'язаних з маневрами машини, підтягуванням або маніпуляцією шланга до місця нанесення суміші і т.д., приймається рівним 4...6 хв/м<sup>2</sup>.

12. Змінна продуктивність (норма виробітку) кріплення виробки анкерами без буріння шпурів під анкера:

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

де  $t_{nz}$  – час загальних підготовчо-заклучних операцій, приймається рівним 30...40 хв;  $t_{mn}$  – час на організаційно-технічну перерву, приймається рівним 10...20 хв;  $k_{відн}$  – коефіцієнт відпочинку, рівний 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, приймається рівним 1,0 без металевої сітки і 0,5 – з металевою сіткою.

13. Норма виробітку машиніста установки бурильної шахтної:

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

14. Норма виробітку машиніста вантажної машини:

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

15. Норма виробітку на заряджання шпурів:

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

16. Норма виробітку на буріння шпурів під анкера:

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

де  $n_a$  – кількість анкерів на цикл, шт.

17. Норма виробітку на кріплення анкерами:

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

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



18. Норма виробітку на кріплення набризкбетоном:

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

де  $l_{відх}$  – відхід вибою за цикл, визначається за формулою:

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

де  $\eta$  – коефіцієнт використання шпурів, дорівнює 0,8...0,9.

19. Для кожної операції прохідницького циклу розраховують трудомісткість робіт. Дані зводяться у табл. 1.4.

20. Комплексна норма виробітку:

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

21. За сумарною трудомісткістю на цикл  $T_u$  приймається явочний штат робочих  $N_y$  на проведення виробки. Коефіцієнт виконання норми виробітку:

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

Таблиця 1.4

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/гр3
Допоміжні робочі процеси які складають 10...40% від сумарної трудомісткості основних робочих процесів					
			$\sum T_m$		$\sum T_u$

22. Тривалість кожного процесу прохідницького циклу:

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

де  $T$  – тривалість зміни, год;  $t_u$  – трудомісткість даної роботи на цикл, чол.-змін;  $n$  – кількість робочих, зайнятих виконанням даної операції;  $K_n$  – коефіцієнт виконання норми виробітку;  $\alpha$  – коефіцієнт, що враховує витрати часу на заряджання, підривання та провітрювання виробки, якщо ці операції виконуються протягом зміни, а не приурочені до між змінної перерви; знаходиться за формулою:

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

$t$  – час провітрювання, год.

23. 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 проходці виробки.

### Приклад рішення

Умови проходки відкотного штреку:

Площа поперечного перетину – 12,8 м<sup>2</sup>, 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.

1. Визначаємо необхідну кількість шпурів на вибій по формулі 1.2:

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

2. Згідно табл. 1.3 приймаємо розрахункову глибину шпурів 2,0 м.

3. Визначаємо чисту швидкість буріння бурильної головки Б106, за формулою 1.4:

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

4. Визначаємо 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:

$$H_o = \frac{T - (t_{nz} + t'_{nz} + t_{vid} + t_{nidp})}{\frac{1}{(k_o \cdot n \cdot v)} + (t_{man} + t_{zbx.} + t_{\kappa})} = \frac{432 - (11 + 41 + 43 + 52)}{\frac{1}{(0,78 \cdot 2 \cdot 0,497)} + (0,5 + 0,05 + 0,1)} = 147 \text{ м/зміну.}$$

5. Визначаємо змінну продуктивність підривника при ручному заряджанні шпурів:

$$H_3 = \frac{T_{zm} - T_{n.3} - T_{n.m}}{(t_o + t_g) \cdot (1 + k_{vidn})} = \frac{432 - 13 - 20}{1,18 \cdot (1 + 0,1)} = 332,8 \text{ м/зміну.}$$

6. Визначаємо змінну продуктивність вантажної машини для доставки РНЕ-1700 за формулою 1.11:

$$t_o = \frac{2 \cdot L}{V_{ув}} + t_n + t_p = \frac{2 \cdot 300}{75} + 1,2 + 1,0 = 10,2 \text{ хв,}$$

$$H_n = \frac{(T_{зм} - t_{нз} - t_{oc}) \cdot V \cdot K_3}{(t_o + t_e) \cdot k_{відн} \cdot K_p} = \frac{(432 - 50 - 10) \cdot 1,68 \cdot 0,9}{(10,2 + 2) \cdot 1,05 \cdot 1,7} = 25,8 \text{ м}^3/\text{зміну}.$$

7. Змінна продуктивність установки БМ-68у для кріплення виробки набризкбетоном за формулою 1.13:

$$t_o = \frac{\delta}{Q_{ук}} = \frac{0,05}{0,1} = 0,5 \text{ хв},$$

$$H_k = \frac{T_{зм} - (t_{нз} + t_{mn} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_e) \cdot k_{відн}} = \frac{432 - (43 + 43 + 15 + 10)}{(0,5 + 5) \cdot 1,05} = 58,4 \text{ м}^2/\text{зміну}.$$

8. Визначаємо норму виробітку машиніста установки бурильної шахтної за формулою 1.15:

$$H_{бур} = \frac{H_{\delta}}{N} = \frac{147}{33} = 4,45 \text{ м}^3/\text{зміну}.$$

9. Визнаємо норму виробітку машиніста вантажної машини за формулою 1.16:

$$H_{навант} = \frac{H_n}{S_{np}} = \frac{25,8}{12,8} = 2,01 \text{ м}^3/\text{зміну}.$$

10. Норма виробітку на заряджання шпурів визначається за формулою 1.17:

$$H_{зар} = \frac{H_3}{N} = \frac{332,8}{33} = 10 \text{ м}^3/\text{зміну}.$$

11. Визначаємо норму виробітку на кріплення набризкбетоном за формулою 1.20:

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

$$H_{кр.нб} = \frac{H_k}{l_{відх}} = \frac{58,4}{1,8} = 32,4 \text{ м}^3/\text{зміну}.$$

Дані розрахунків зводимо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5

Розрахунок трудомісткості робіт

Назва робочого процесу	Одиниця 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	0,400
Заряджання шпурів вручну	м/зміну	10,00	0,010	1,8	0,180
Навантаження гірничої маси вантажною машиною РНЕ-1700	м/зміну	2,01	0,500	1,8	0,900
Кріплення виробки набризкбетоном установкою БМ-68у	м/зміну	32,40	0,030	1,8	0,060
Допоміжні робочі процеси які складають 30% від сумарної трудомісткості основних робіт			0,203		0,462
			0,878		2,002

12. Визначаємо комплексну норму виробітку за формулою 1.21:

$$H_{комп} = \frac{1}{\sum T_m} = \frac{1}{0,878} = 1,14 \text{ м}^3/\text{зміну}.$$

13. За сумарною трудомісткістю на цикл  $T_{ц}$  приймається явочний штат робочих  $N_{я} = 2$  чоловіка на проведення виробки. Коефіцієнт виконання норми виробітку визначаємо за формулою 1.22:

$$K_n = \frac{\sum T_{ц}}{N_{я}} = \frac{2,002}{2} = 1,001.$$

14. Визначаємо тривалість кожного процесу прохідницького циклу за формулою 1.23:

- буріння шпурів у вибої

$$t_{\sigma} = \frac{T \cdot t_{ц}}{n \cdot K_n} = \frac{7,2 \cdot 0,4}{2 \cdot 1,001} = 1,4 \text{ год};$$

- навантаження гірничої маси

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

- заряджання шпурів у вибої

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

- кріплення відкотного штреку

$$t_{кр.об} = \frac{T \cdot t_{ц}}{n \cdot K_n} = \frac{7,2 \cdot 0,06}{2 \cdot 1,001} = 0,2 \text{ год};$$

- допоміжні робочі процеси

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

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

Вид роботи	Кількість робочих	Тривалість, 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 набризкбитоном	2	0,2				█						
Буріння шпурів у вибої	2	1,4				█	█					
Другі невраховані роботи	2	1,7						█	█			
Заряджання та підривання	2	0,6								█	█	
Проветрювання												█

Загальна організація робіт у вибої. Виробку проводить комплексна бригада у кількості 6 робочих по перервному робочому тижні з двома вихідними днями. Режим роботи – трьохзмінний. Явочний штат ланки – 2 чоловіка. Кож-

ний прохідник має єдину книжку підричника і має відповідне кваліфікаційне посвідчення для роботи на гірничопрохідницьких машинах.

З початку зміни робочі приводять вибій штреку до безпечного стану. Потім приступають до вбирання гірничої маси вантажною машиною для доставки типу PNE-1700. Після чого 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 по бурінню шпурів виконуються другі невраховані роботи прохідницького циклу: перегін обладнання на небезпечний відстань, нарощування вентиляційного трубопроводу, отримання та доставка вибухових матеріалів та інше. Після заряджання шпурів вибуховими речовинами виконують підривання вибою. Вентиляція вибою виконується у між змінну перерву.

### **Контрольні питання**

1. Перелічіть основні процеси при проведенні гірничих виробок?
2. Перелічіть допоміжні процеси при проведенні гірничих виробок?
3. Що називають циклограмою робіт у прохідницькому вибої?

### **Оцінювання практичних занять**

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (по рисунку) – 30 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

#### **Критеріями визначення оцінок приймається:**

- «відмінно» – більше 90;
- «добре» – 75-90 балів;
- «задовільно» – 60-74 балів;
- «незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно враховувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати та уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

## Практична робота №2

**Тема:** Розрахунок процесів при підсіканні запасів руди в блоці

**Мета роботи:** Надбання умінь розрахунку підсікання запасів руди в блоці воронками і траншеєю

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних задач:**

1. розрахунок підсікання руди у блоці за допомогою воронки;
2. розрахунок траншейного підсікання.

**Хід роботи:** Підсікання запасів руди в блоці є найбільш важливою стадією при відбійки руди, яка багато в чому визначає ефективність системи розробки. Підсічкою руди в блоці називається утворення оголеної площі в нижній частині масиву руди, яка належить до виймання, і для компенсації збільшення об'єму руди при її обваленні. Розрізняють два види підсічки – воронками і траншеями.

Утворення воронки починають після закінчення проходки дучек. Для розрахунку розвороту воронки користуються розрахунковою схемою яка виконується в масштабі, представленою на рисунку 2.1. По схемі визначаються: висота розвороту воронки, радіус воронки, радіуси кільцевих віял штангових шпурів.

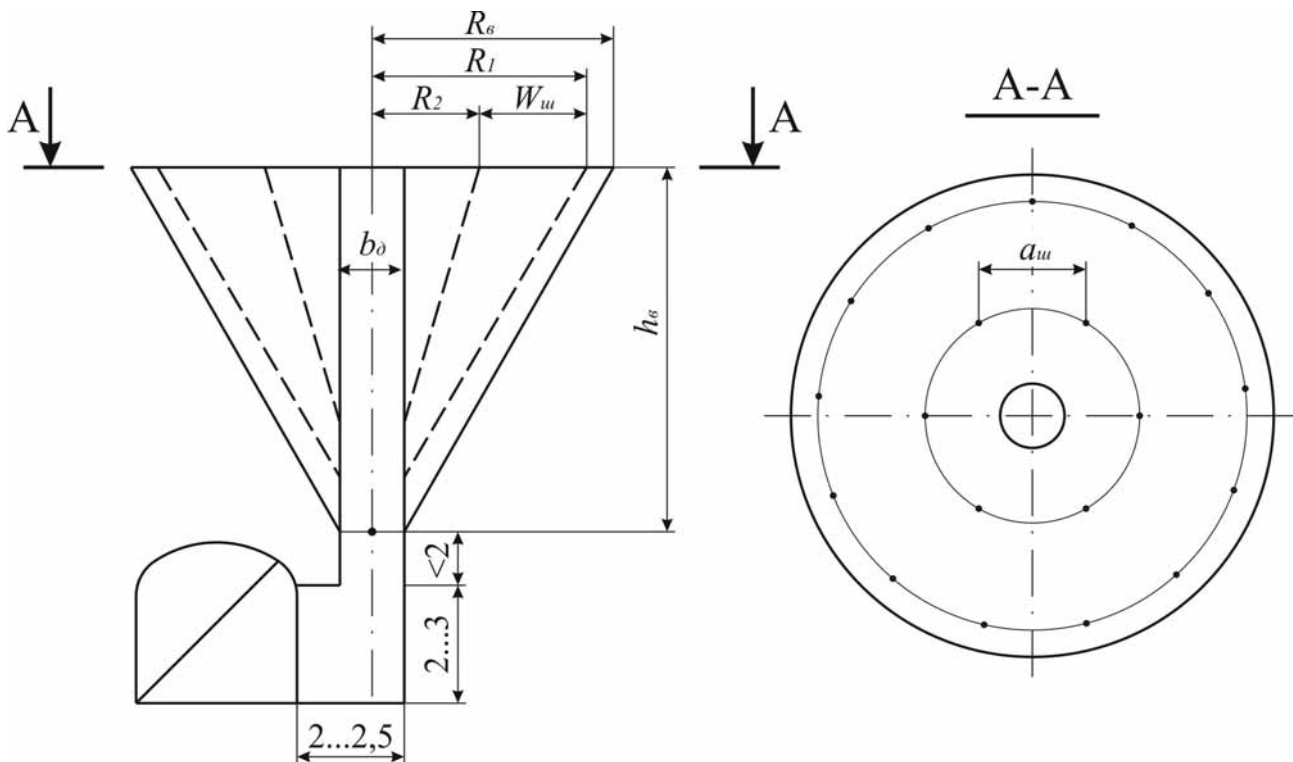


Рис. 2.1. Розрахункова схема для визначення розвороту воронки  
1. Висоту воронки визначають користуючись формулою:

$$h_g = \operatorname{tg} \beta \cdot \left( R_g - \frac{b_d}{2} \right), \text{ м}, \quad (2.1)$$

де  $\beta$  – середній кут руху руди, який дорівнює  $55 \dots 65^\circ$ ;  $R_g$  – радіус верхньої підстави воронки, м (див. табл. 2.1);  $b_d$  – ширина або радіус дучки, яка дорівнює  $1,2 \dots 2,0$  м.

2. Радіус першого кільцевого віяла виконують користуючись формулою:

$$R_1 = R_g - 0,5, \text{ м.} \quad (2.2)$$

3. Визначаємо кількість штангових шпурів у першому кільцевому віялі по формулі:

$$n_1 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_1}{a_{ш}}, \text{ шт.}, \quad (2.3)$$

де  $a_{ш}$  – відстань між кінцями штангових шпурів, яка визначається по формулі:

$$a_{ш} = m \cdot W_{ш}, \text{ м,} \quad (2.4)$$

$m$  – коефіцієнт зближення зарядів, яка дорівнює  $0,9 \dots 1,5$ ;  $W_{ш}$  – лінія найменшого опору штангових шпурів, яка дорівнює  $1,8 \dots 3,0$  м.

4. Визначаємо радіус другого кільцевого віяла користуючись формулою:

$$R_2 = R_1 - W_{ш}, \text{ м.} \quad (2.5)$$

5. Визначаємо кількість штангових шпурів в другому кільцевому віялі по формулі:

$$n_2 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_2}{a_{ш}}, \text{ шт.} \quad (2.6)$$

За отриманими результатами розрахунку параметрів розвороту воронки і розрахунковій схемі (рис. 2.1) будують в масштабі креслення воронки по якому, графічно визначають довжину штангових шпурів в першому і другому кільцевому віялі.

6. Визначаємо сумарну довжину штангових шпурів для розвороту однієї воронки

$$L_{\text{сум.ш}} = n_1 \cdot l_1 + n_2 \cdot l_2, \text{ м,} \quad (2.7)$$

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

7. Кількість руди отриманої при утворенні воронок при розвороті дучок визначають за формулами:

$$Q_{p.\text{вор.}} = \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot h_g \cdot (R_g^2 + R_g \cdot r_g + r_g^2) \cdot \gamma_p - h_g \cdot S_d \cdot \gamma_p, \text{ т,} \quad (2.8)$$

де  $h_g$  – висота воронки, м (див. табл. 2.1);  $r_g$  – радіус нижньої підстави воронки, м;  $S_d$  – площа поперечного перетину дучки,  $\text{м}^2$ ;  $\gamma_p$  – об'ємна вага руди,  $\text{т}/\text{м}^3$  (див. табл. 2.1).

## Вихідні данні для розрахунку підсікання руди у блоці

№ варіанту	Підсікання воронками		Підсікання траншеєю					Об'ємна вага руди, $\gamma_p$ , т/м <sup>3</sup>	Тип ВР
	Радіус верхньої підстави воронки, $R_e$ , м	Розміри траншейного штреку, Ш×В, м	Діаметр свердловин, мм	Коефіцієнт міцності руди, $f$	Ширина траншеї, м	Висота траншеї, м	Довжина траншеї, м		
0	4,50	2×2	102	8	30	30	50	3,5	Амоніт №6ЖВ
1	5,00	1,8×1,8	85	10	20	25	45	3,6	Скальний амоніт
2	5,25	2,2×2,2	90	12	25	30	55	3,7	Грануліт 79/21В
3	5,50	2,4×2,4	95	14	25	25	40	3,8	Грануліт АС-8
4	5,75	2,6×2,6	100	16	30	35	50	3,9	Амоніт №6ЖВ
5	6,00	2,8×2,8	102	8	35	40	60	4,0	Скальний амоніт
6	6,25	1,8×1,8	85	10	30	30	50	3,5	Грануліт 79/21В
7	6,50	2,2×2,2	90	12	20	25	45	3,6	Грануліт АС-8
8	6,75	2,4×2,4	95	14	25	30	55	3,7	Амоніт №6ЖВ
9	7,00	2,6×2,6	100	16	25	25	40	3,8	Скальний амоніт
10	7,25	2,8×2,8	102	8	30	35	50	3,9	Грануліт 79/21В
11	7,50	1,8×1,8	85	10	35	40	60	4,0	Грануліт АС-8
12	5,00	2,2×2,2	90	12	30	30	50	3,5	Амоніт №6ЖВ
13	5,25	2,4×2,4	95	14	20	25	45	3,6	Скальний амоніт
14	5,50	2,6×2,6	100	16	25	30	55	3,7	Грануліт 79/21В
15	5,75	2,8×2,8	102	8	25	25	40	3,8	Грануліт АС-8
16	6,00	1,8×1,8	85	10	30	35	50	3,9	Амоніт №6ЖВ
17	6,25	2,2×2,2	90	12	35	40	60	4,0	Скальний амоніт
18	6,50	2,4×2,4	95	14	30	30	50	3,5	Грануліт 79/21В
19	6,75	2,6×2,6	100	16	20	25	45	3,6	Грануліт АС-8
20	7,00	2,8×2,8	102	8	25	30	55	3,7	Амоніт №6ЖВ
21	7,25	1,8×1,8	85	10	25	25	40	3,8	Скальний амоніт
22	7,50	2,2×2,2	90	12	30	35	50	3,9	Грануліт 79/21В
23	5,00	2,4×2,4	0,095	14	35	40	60	4,0	Грануліт АС-8
24	5,25	2,6×2,6	100	16	30	30	50	3,5	Амоніт №6ЖВ
25	5,50	2,8×2,8	102	8	20	25	45	3,6	Скальний амоніт
26	5,75	1,8×1,8	85	10	25	30	55	3,7	Грануліт 79/21В
27	6,00	2,2×2,2	90	12	25	25	40	3,8	Грануліт АС-8
28	6,25	2,4×2,4	95	14	30	35	50	3,9	Амоніт №6ЖВ
29	6,50	2,6×2,6	100	16	35	40	60	4,0	Скальний амоніт
30	6,75	2,8×2,8	102	8	30	30	50	3,5	Грануліт 79/21В



8. Траншейне підсікання утворюється штанговими шпурами або свердловинами діаметром 50...105 мм, вибурюваними телескопними перфораторами або буровими верстатами. Для визначення параметрів траншейної підсічки користуються наступною методикою.

9. Питома витрата ВР на відбійку при віяловому розташуванні свердловин рекомендується визначати по формулі:

$$q = 0,1 \cdot f \cdot \frac{\Delta q}{\Delta b}, \text{ кг/м}^3, \quad (2.9)$$

де  $f$  – міцність руди за шкалою проф. М.М. Протод'яконова;  $\Delta q = \sqrt[3]{d/0,085}$  – коефіцієнт рівномірності розподілу ВР у відбиваному масиві;  $\Delta b$  – коефіцієнт відносної потужності ВР, для амоніту №6ЖВ рівний 1, для скального амоніту  $\Delta b = 2,04 - 0,58d$ , для грануліту 79/21В і грануліту АС-8  $\Delta b = 0,71 + 0,16d$ ;  $d$  – діаметр свердловини, м.

10. Величину лінії найменшого опору при відбійки руди свердловинами рекомендується обчислювати за формулою:

$$W = 114 \cdot K \cdot d \sqrt{\frac{\delta \cdot \Delta b}{f \cdot \Delta q \cdot m}}, \text{ м}, \quad (2.10)$$

де  $K$  – поправочний коефіцієнт, залежний від напрямку відбійки і міцності порід, при відбійки вертикальних шарів руді  $f > 10$  рівний 1, при відбійки руди  $f < 10 - 0,9$ ;  $\delta$  – щільність заряджання (кількість ВР в об'ємі свердловини на довжині заряду), рівна 0,9...1,1 т/м<sup>3</sup>;  $m$  – коефіцієнт зближення зарядів, рівний 0,8...1,2.

11. Величину лінії найменшого опору при відбійки руди штанговими шпурами рекомендується обчислювати за формулою:

$$W = 80 \cdot K \cdot d \sqrt{\frac{\delta \cdot \Delta b}{f \cdot \Delta q \cdot m}}, \text{ м}. \quad (2.11)$$

12. Визначаємо відстань між кінцями свердловин (штангових шпурів) у віялі

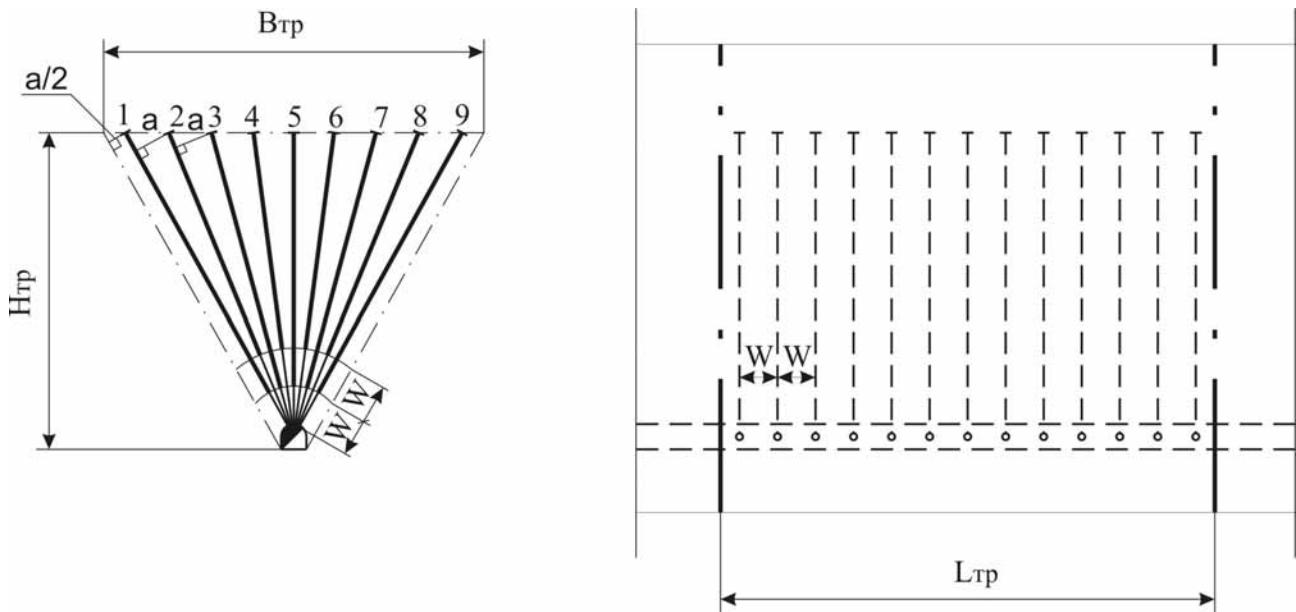
$$a = m \cdot W, \text{ м}. \quad (2.12)$$

13. Визначаємо кількість віял для утворення траншейного підсікання по формулі

$$N_s = \frac{L_{mp}}{W} + 1, \text{ шт.}, \quad (2.13)$$

де  $L_{mp}$  – довжина траншеї, м.

За отриманими розрахунками будують розташування свердловин (штангових шпурів) у віялі і віяла для утворення траншейного підсікання згідно розрахункової схеми представленої на рисунку 2.2.



## 2.2. Розрахункова схема для визначення параметрів траншейного підсікання

Побудови віяла свердловин (штангових шпурів) і віял для утворення підсікання виконують в масштабі 1:200. Графічно визначають довжину свердловин (штангових шпурів) і довжину заряду. Отримані дані зводять у таблицю 2.1.

Таблиця 2.2  
Характеристика віяла свердловин (штангових шпурів)

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

14. Площа траншеї визначається по формулі:

$$S_{тр} = \frac{B_{тр.в} + B_{тр.}}{2} \cdot h_{тр}, \text{ м}^2, \quad (2.14)$$

де  $B_{тр.в}$  – ширина виробки підсікання (траншейної), рівна 2...4 м;  $B_{тр}$  – ширина траншеї у верхній частині, яка визначається конструктивними міркуваннями залежно від фізико-механічних властивостей руди і відстані між виробками випуску, м.

15. Кількість руди після утворення траншеї

$$Q_{р.тр} = S_{тр} \cdot L_{тр} \cdot \gamma_{р}, \text{ т.} \quad (2.15)$$

## Приклад рішення

### Розрахунок розвороту воронки

1. Визначаємо висоту воронки користуючись формулою (2.1):

$$h_g = \operatorname{tg} \beta \cdot \left( R_g - \frac{b_d}{2} \right) = \operatorname{tg} 60^\circ \cdot \left( 4,5 - \frac{1,2}{2} \right) = 6,8 \text{ м.}$$

2. Визначаємо радіус першого кільцевого віяла користуючись формулою (2.2):

$$R_1 = R_g - 0,5 = 4,5 - 0,5 = 4,0 \text{ м.}$$

3. Визначаємо кількість штангових шпурів у першому кільцевому віялі по формулі (2.3):

$$n_1 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_1}{a_{ш}} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 4,0}{2} = 12,6 \text{ шт.}$$

Приймаємо 13 штангових шпурів у першому кільцевому віялі

3. Відстань між кінцями штангових шпурів, яка визначається по формулі (2.4):

$$a_{ш} = m \cdot W_{ш} = 1 \cdot 2 = 2 \text{ м.}$$

4. Визначаємо радіус другого кільцевого віяла користуючись формулою (2.5):

$$R_2 = R_1 - W_{ш} = 4 - 2 = 2 \text{ м.}$$

5. Визначаємо кількість штангових шпурів в другому кільцевому віялі по формулі (2.6):

$$n_2 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_2}{a_{ш}} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 2}{2} = 6,3 \text{ шт.}$$

Приймаємо 6 штангових шпурів у другому кільцевому віялі

6. За отриманими результатами розрахунку параметрів розвороту воронки і розрахунковій схемі (рис. 2.1) будуємо в масштабі креслення воронки (рис. 2.3) по якому, графічно визначаємо довжину штангових шпурів в першому і другому кільцевому віялі.

7. Визначаємо сумарну довжину штангових шпурів для розвороту однієї воронки по формулі (2.7):

$$L_{\text{сум.ш}} = n_1 \cdot l_1 + n_2 \cdot l_2 = 13 \cdot 6,7 + 6 \cdot 5,0 = 117,1 \text{ м.}$$

8. Кількість руди отриманої при утворенні воронки при розвороті дучок діаметром 1,2...2,0 м визначають за формулами (2.8):

$$\begin{aligned} Q_{\text{р.вор.}} &= \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot h_g \cdot (R_g^2 + R_g \cdot r_g + r_g^2) \cdot \gamma_p - h_g \cdot S_d \cdot \gamma_p = \\ &= \frac{1}{3} \cdot 3,14 \cdot 6,8 \cdot (4,5^2 + 4,5 \cdot 0,6 + 0,6^2) \cdot 3,5 - 6,8 \cdot 1,13 \cdot 3,5 = 548 \text{ т,} \end{aligned}$$

де  $r_g$  – радіус нижньої підстави воронки, м;  $S_d$  – площа поперечного перетину дучки, м<sup>2</sup>;  $\gamma_p$  – об'ємна вага руди, т/м<sup>3</sup> (див. табл. 2.1).

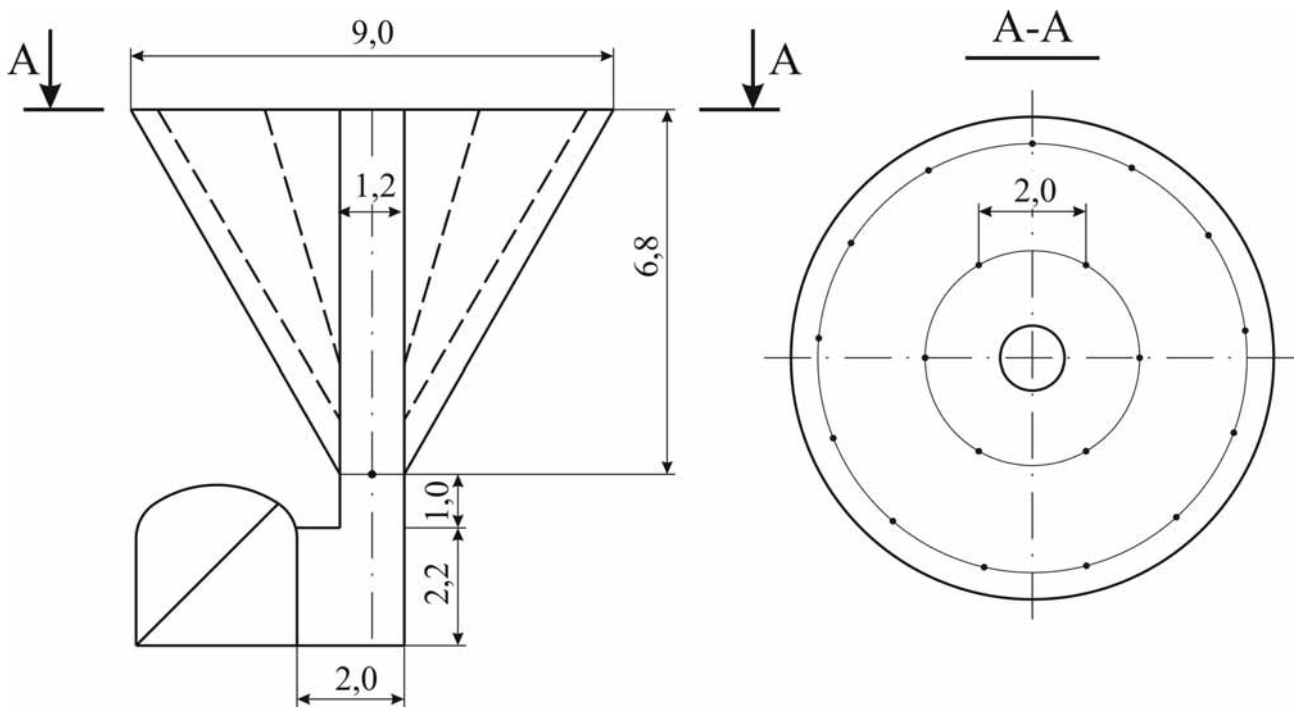


Рис. 2.3. Креслення розвороту воронки

### Розрахунок підсікання руди траншеєю

9. Визначаємо питомі витрати ВР за формулою (2.9)

$$q = 0,1 \cdot f \cdot \frac{\Delta q}{\Delta b} = 0,1 \cdot 8 \cdot \frac{1,06}{1} = 0,85 \text{ кг/м}^3.$$

$$\Delta q = \sqrt[3]{\frac{d}{0,085}} = \sqrt[3]{\frac{0,102}{0,085}} = 1,06.$$

10. Визначаємо Л.Н.О. за формулою (2.10)

$$W = 114 \cdot K \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\delta \cdot \Delta b}{f \cdot \Delta q \cdot m}} = 114 \cdot 0,9 \cdot 0,102 \cdot \sqrt{\frac{1 \cdot 1}{8 \cdot 1,06 \cdot 1}} = 3,6 \text{ м.}$$

11. Визначаємо відстань між кінцями свердловин у віялі за формулою (2.12)

$$a = m \cdot W = 1 \cdot 3,6 = 3,6 \text{ м.}$$

12. Визначаємо кількість віял для утворення траншейного підсікання по формулі (2.13)

$$N_s = \frac{L_{mp}}{W} = \frac{50}{3,6} = 13,9 \text{ шт.}$$

Приймаємо 14 віял для утворення траншейного підсікання.

13. За отриманими розрахунками будемо розташування свердловин у віялі і віяла (рис. 2.4) для утворення траншейного підсікання згідно розрахункової схеми представленої (рис. 2.2).

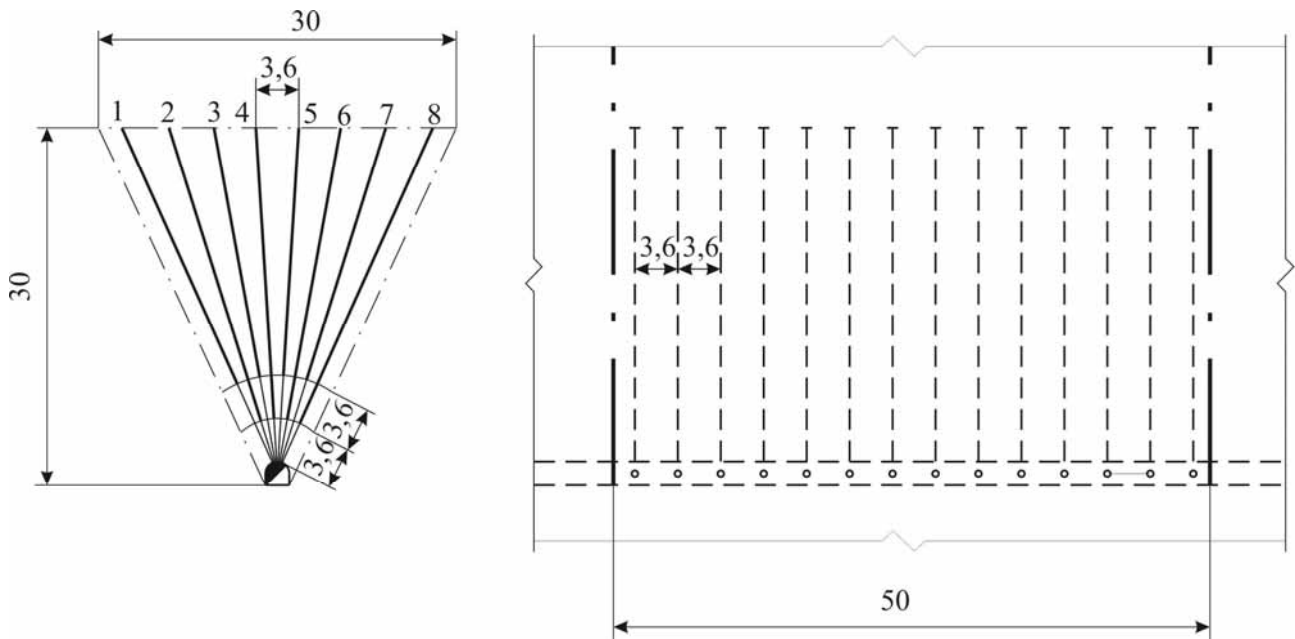


Рис. 2.4. Креслення траншейного підсікання

#### Характеристика віяла свердловин

№ свердловини	$L_{св.}, \text{ м}$	$L_{зар.}, \text{ м}$
1	31,0	23,5
2	29,5	26,0
3	28,5	21,5
4	28,0	25,0
5	28,0	21,0
6	28,5	25,0
7	29,5	22,0
8	31,0	27,5
$\Sigma$	234,0	191,5

14. Визначаємо площу траншеї по формулі (2.14):

$$S_{mp} = \frac{B_{mp.в} + B_{mp}}{2} \cdot h_{mp} = \frac{2 + 30}{2} \cdot 30 = 480 \text{ м}^2.$$

15. Кількість руди після утворення траншеї визначають по формулі (2.15)

$$Q_{p.mp} = S_{mp} \cdot L_{mp} \cdot \gamma_p = 480 \cdot 50 \cdot 3,5 = 84000 \text{ т.}$$

#### Контрольні питання

1. Що таке підсікання руди в блоці та які існують види підсікання?
2. Як утворюється розворот воронки навколо дучки?
3. Як утворюється траншейне підсікання?

## Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (по рисунку) – 30 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

### **Критеріями визначення оцінок приймається:**

- «відмінно» – більше 90;
- «добре» – 75-90 балів;
- «задовільно» – 60-74 балів;
- «незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно враховувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати та уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

## Практична робота №3

**Тема:** Розрахунок процесів шпурової відбійки руди

**Мета роботи:** Надбання умінь розрахунку відбійки руди шпурами

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних задач:**

1. розрахунок лінії найменшого опору;
2. визначити відстань між шпурами;
3. викреслити схему розташування шпурів у очисному вибої.

**Хід роботи:** відбійка руди шпурами застосовується при розробці рудних тіл невеликої потужності при видобуванні цінних руд з межею міцності 40...200 МПа. Основною особливістю відбійки руди шпурами є те, що вибій має мінімум дві поверхні відслонення. Одна поверхня, в якій вибурюють шпури, а друга, на яку проводимуть відбійку руди (шпури бурять паралельно їй, що виключають необхідність врубових шпурів).

1. Діаметр шпуру визначається залежно від кондиційного розміру куска і

коефіцієнта подрібнення:

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

де  $K_{подр}$  – коефіцієнт подрібнення відповідно для важко подрібнюваних і легко подрібнюваних руд, рівний 0,05...0,2;  $R$  – кондиційний розмір куска руди, для випускних отворів рівний:

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

де  $D_{вип.отв.}$  – діаметр випускного отвору (дучка, рудоспуск), рівний 1,5...2,0 м;

2. Довжина шпуру визначається залежно від властивостей руди і кута забурювання шпуру в масив:

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

де  $l_{виб}$  – відхід вибою за цикл, м (див. табл. 3.1);  $\eta$  – коефіцієнт використання шпуру, рівний 0,85...0,9;  $\alpha_{ш}$  – кут нахилу шпуру до площини вибою, рівний  $\alpha_{ш} = 90^\circ - \alpha_{тріщ}$ , град;  $\alpha_{тріщ}$  – кут нахилу основної системи тріщин до площини вибою, що оббурюється, град.

3. Розрахункова питома витрата ВР при відбійки з двома поверхнями відслонення:

$$q = q_0 \cdot k_1 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_8 \cdot k_{10}, \text{ кг/м}^3, \quad (3.3)$$

де  $q_0$  – теоретична витрата еталонної ВР (амоніту №6 ЖВ) на відбій, вибирається залежно від міцності руди рівна при міцності руди 40...200 МПа  $q_0 = 0,6...2,1$  кг/м<sup>3</sup>;  $k_1$  – коефіцієнт відносної працездатності вибраної ВР в порівнянні з еталонним амонітом №6 ЖВ, рівний 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 патрономаною ВР – 0,8...0,85; при пневматичному заряджанні – 0,9...0,85;  $k_6$  – коефіцієнт, що враховує діаметр шпуру і

масивність порід, рівний  $k_6 = \left( \frac{d_{ш}}{0,042} \right)^n$ ;  $n$  – рівний відповідно 1,0...0,5 для молітних і тріщинуватих руд;  $k_8$  – поправочний коефіцієнт на довжину шпуру, рівний 1,3...0,8 при довжині шпуру 1...5 м;  $k_{10}$  – коефіцієнт враховує щільність забиття в шпурі, рівний 0,8...0,95.

4. Величина лінії найменшого опору при шпуровій відбійки руди:

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

де  $d_{ш}$  – діаметр шпуру, дм;  $\Delta$  – щільність ВР, рівна 0,9...1,45 кг/дм<sup>3</sup>;  $m$  – коефіцієнт зближення зарядів, рівний при електричному висаджуванні 0,8...1,5, при вогневому висаджуванні 1,2...1,5.  $q$  – питома витрата ВР, кг/м<sup>3</sup>.

Таблиця 3.1

Вихідні дані для розрахунку відбіки руди шпурами

№ варіанта	Відхід вибою за цикл, м	Потужність рудного покладу, м	Висота шару, що відбивається, м	Коефіцієнт міцності руди, $f$
0	2,0	1,6	2,0	6
1	2,2	1,8	2,2	8
2	2,4	2,0	2,4	10
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



5. Відстань між шпурами в ряду:

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

6. Відстань між рядами шпурів залежить від послідовності підривання рядів зарядів і інтервалів уповільнення:

- при коротко сповільненому і сповільненому підриванні ( $> 50$  мс):

$$b = W, \text{ м.}$$

- при майже миттєвому підриванні декількох рядів ( $< 50$  мс):

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

7. Кількість шпурів в ряду визначається шириною вибою або потужністю покладу:

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

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

8. Після округлення до цілого числа  $N$  необхідно перерахувати відстань між шпурами  $a_{факт}$  і лінії найменшого опору  $W_{факт}$ :

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

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

9. На підставі розрахунку лінії найменшого опору і відстані між шпурами складають схему розташування шпурів в очисному вибої, наведену на рис. 3.1.

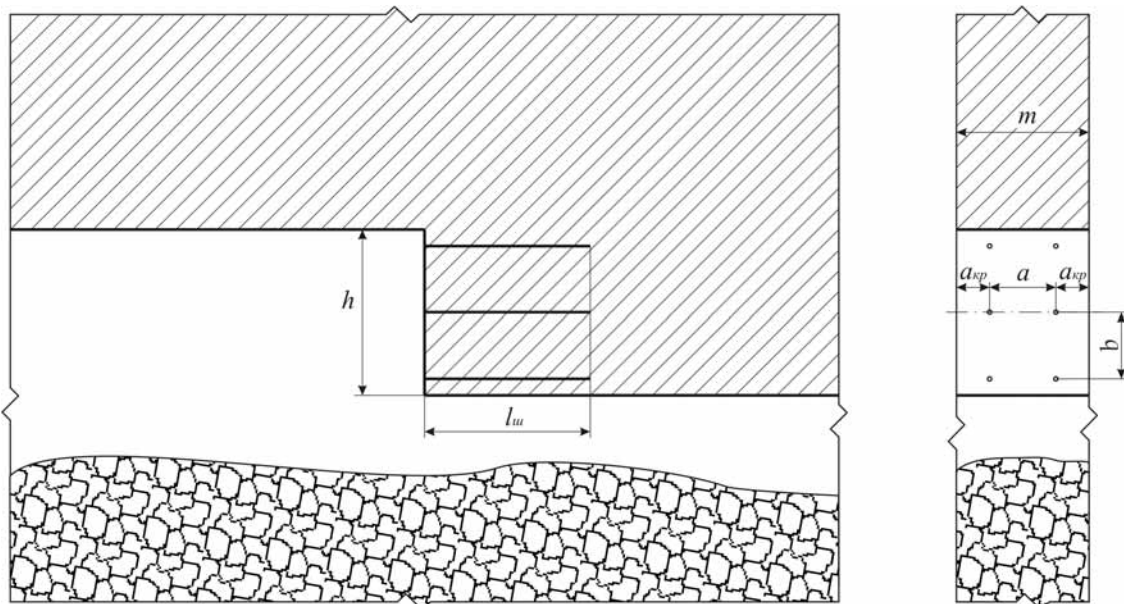


Рис. 3.1. Розрахункова схема розташування шпурів в очисному вибої

### Приклад рішення

1. Діаметр шпуру визначається за формулою (3.1):

$$R = D_{\text{вип.омв.}} / (3 \dots 5) = \frac{1,5}{3} = 0,5 \text{ м};$$

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

Остаточно приймаємо діаметр шпуру 0,042 м.

2. Довжина шпуру визначається за формулою (3.2):

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

3. Розрахункова питома витрата ВР визначається за формулою (3.3):

$$q = q_o \cdot k_1 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_8 \cdot k_{10} = 0,9 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 0,85 \cdot 1,0 \cdot 1,05 \cdot 0,9 = 0,72 \text{ кг/м}^3.$$

4. Величина лінії найменшого опору визначається за формулою (3.4):

$$W = d_{\text{ш}} \cdot \sqrt{\frac{8,2 \cdot \Delta}{m \cdot q}} = 0,42 \cdot \sqrt{\frac{8,2 \cdot 1,0}{1,0 \cdot 0,72}} = 1,4 \text{ м.}$$

5. Відстань між шпурами в ряду визначається за формулою (3.5):

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

6. Відстань між рядами шпурів при коротко сповільненому і сповільненому підриванні ( $> 50$  мс):

$$b = W = 1,4 \text{ м.}$$

7. Кількість шпурів в ряду визначається за формулою (3.6):

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

Остаточно приймаємо 2 шпуру в ряду.

8. Перераховуємо відстань між шпурами і лінію найменшого опору:

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

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

9. На підставі отриманих результатів розрахунків – фактичних лінії найменшого опору і відстані між шпурами складають схему розташування шпурів в очисному вибої, яка наведена на рис. 3.1.

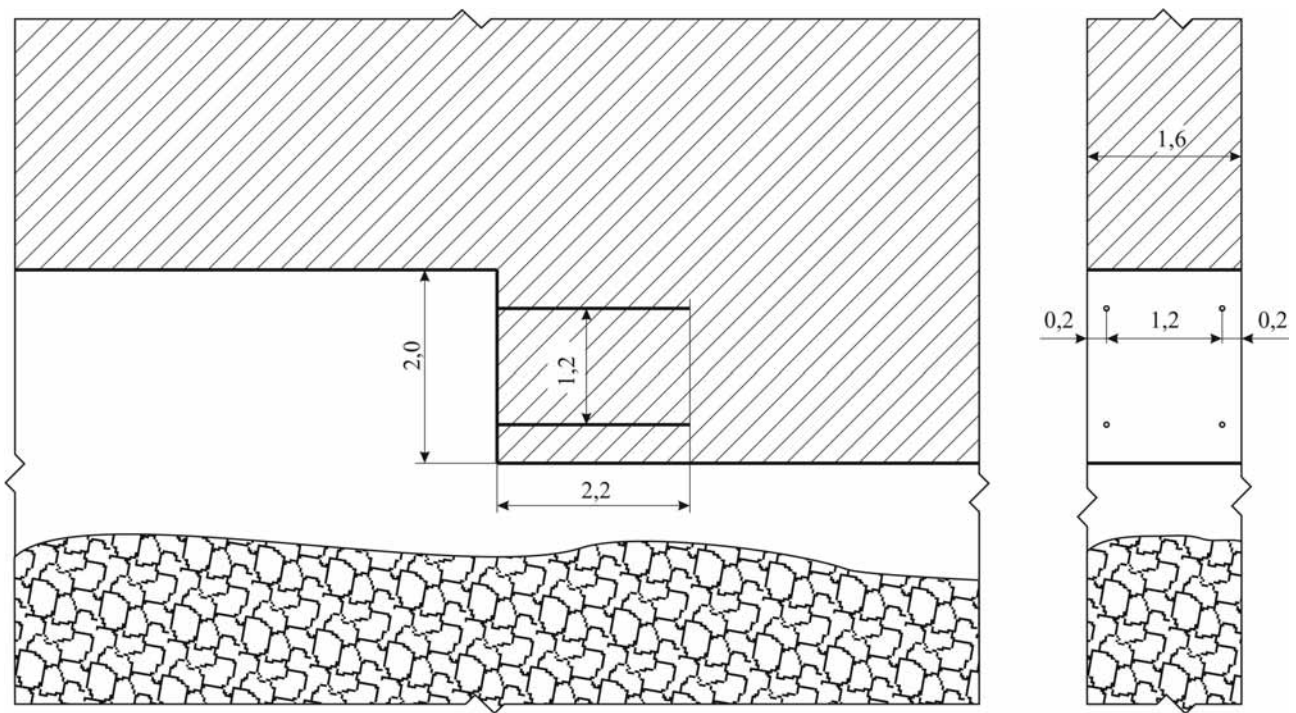


Рис. 3.2. Схема розташування шпурів в очисному вибої

### Контрольні питання

1. Розкрити загальну уяву про відбійку руди шпурами?
2. Що впливає на величину лінії найменшого опору зарядів?
3. Як розташовуються шпури в очисному вибої?

### Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (по рисунку) – 30 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

#### Критеріями визначення оцінок приймається:

- «відмінно» – більше 90;
- «добре» – 75-90 балів;
- «задовільно» – 60-74 балів;
- «незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно враховувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати та уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

#### Практична робота №4

**Тема:** Розрахунок процесів свердловинної відбійки руди

**Мета роботи:** Надбання умінь розрахунку відбійки руди свердловинами

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних задач:**

1. встановити раціональний діаметр свердловин залежно від виходу куска руди середнього розміру;
2. визначити параметри БПР при висаджуванні руди віялами свердловин на компенсаційний простір;
3. викреслити схему розташування свердловин у віялі.

**Хід роботи:** при підземній розробці руди відбійка підриванням свердловин отримала широке застосування при розробці потужних родовищ, руди повинні бути не сильно тріщинуваті і не сильно шаруваті з межею міцності 30...200 МПа.

1. Діаметр свердловини визначається залежно від кондиційного розміру куска руди:

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

де  $R$  – кондиційний розмір куска руди, визначається як найменший з розрахункових розмірів, м:

- для випускних отворів:

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

де  $D_{\text{вип.отв.}}$  – діаметр випускного отвору (дучка, рудоспуск), рівний 1,5...2,0 м;

2. Питома витрата ВР на відбійку руди при віяловому розташуванні свердловин рекомендується визначати по формулі (2.8).

3. Величину лінії найменшого опору при відбійки руди свердловинами рекомендується обчислювати за формулою (2.9).

4. Відстань між кінцями свердловин у віялі визначається за формулою (2.11).

5. Визначаємо кількість віял для відбійки руди по довжині блоку за формулою

$$N_s = \frac{L_{\text{бл}}}{W}, \text{ шт.}, \quad (4.2)$$

де  $L_{\text{бл}}$  – довжина блоку по простяганню, м (див. табл. 4.1).

Таблиця 4.1

Вихідні дані для розрахунку відбійки руди віялами свердловин

№ варіанта	Висота шару що відбивається, $H_{ш}$ , м	Ширина шару що відбивається, $B_{ш}$ , м	Розміри бурової виробки, $Ш \times В$ , м	Коефіцієнт міцності руди, $f$	Тип ВР	Довжина блоку, $L_{бл}$ , м
0	25	15	3,6×3,6	6	Амоніт №6ЖВ	50
1	22	16	3,4×3,4	8	Скальний амоніт	55
2	21	14	3,2×3,2	10	Грануліт 79/21В	60
3	20	12	3,0×3,0	12	Грануліт АС-8	50
4	22	18	3,6×3,6	14	Амоніт №6ЖВ	55
5	26	20	3,4×3,4	16	Скальний амоніт	60
6	25	18	3,2×3,2	18	Грануліт 79/21В	50
7	24	16	3,0×3,0	6	Грануліт АС-8	55
8	23	20	3,6×3,6	8	Амоніт №6ЖВ	60
9	22	22	3,4×3,4	10	Скальний амоніт	50
10	24	16	3,2×3,2	12	Грануліт 79/21В	55
11	25	15	3,0×3,0	14	Грануліт АС-8	60
12	22	16	3,6×3,6	16	Амоніт №6ЖВ	50
13	21	14	3,4×3,4	18	Скальний амоніт	55
14	20	12	3,2×3,2	6	Грануліт 79/21В	60
15	22	18	3,0×3,0	8	Грануліт АС-8	50
16	26	20	3,6×3,6	10	Амоніт №6ЖВ	55
17	25	18	3,4×3,4	12	Скальний амоніт	60
18	24	16	3,2×3,2	14	Грануліт 79/21В	50
19	23	20	3,0×3,0	16	Грануліт АС-8	55
20	22	22	3,6×3,6	18	Амоніт №6ЖВ	60
21	24	16	3,4×3,4	6	Скальний амоніт	50
22	25	15	3,2×3,2	8	Грануліт 79/21В	55
23	22	16	3,0×3,0	10	Грануліт АС-8	60
24	21	14	3,6×3,6	12	Амоніт №6ЖВ	50
25	20	12	3,4×3,4	14	Скальний амоніт	55
26	22	18	3,2×3,2	16	Грануліт 79/21В	60
27	26	20	3,0×3,0	18	Грануліт АС-8	50
28	25	18	3,6×3,6	6	Амоніт №6ЖВ	55
29	24	16	3,4×3,4	8	Скальний амоніт	60
30	23	20	3,2×3,2	10	Грануліт 79/21В	50

За отриманими розрахунками будують розташування свердловин у віялі в масштабі 1:500 згідно розрахункової схеми представленої на рисунку 4.1.

6. Побудову віяла свердловин починають з викреслювання меж шару руди, що відбивається. Від меж шару на відстані  $a/2$  креслять межі розміщення вибоїв свердловин віяла. З центру бурової виробки проводять першу й останню свердловини, вибої яких розташовані в кутах межі розташування свердловин. Потім з першої й останньої свердловин відкладається по перпендикуляру відстань  $a$ , опущена з кінця свердловини на сусідню. З точки перетину межі розташування свердловин і кінця відрізання відстані  $a$  проводять свердловину до центру бурової виробки. Гирла свердловин розташовані по контуру виробки. Аналогічно будують і інші свердловини до суміжного кута межі розташування свердловин щодо бурової виробки. Відстань між двома свердловинами в суміжному куті може бути рівною  $a \dots 1,8a$ . Якщо відстань між цими свердловинами рівна більш  $a$ , то останню свердловину проводять по середині перпендикуляра між цими свердловинами. Для кожного віяла свердловин заповнюють таблицю яка аналогічна табл. 2.2.

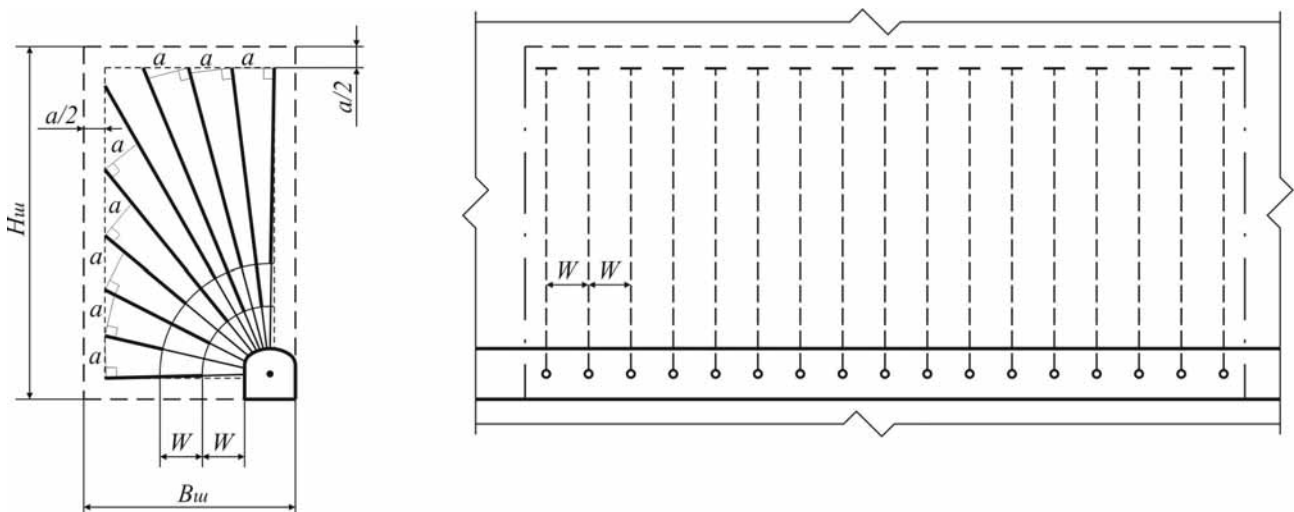


Рис. 4.1. Розрахункова схема побудови віяла свердловин при відбійки руди на вертикальний компенсаційний простір

### Приклад рішення

1. Діаметр свердловини визначаємо за формулою (4.1):

- кондиційний розмір куска руди для випускних отворів:

$$R = D_{\text{вип.отв.}} / (3 \dots 5) = 2,0 / 3 = 0,7 \text{ м,}$$

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

Приймаємо діаметр свердловини 102 мм.

2. Питома витрата ВР на відбійку руди при віяловому розташуванні свердловин визначаємо за формулою (2.8)

$$q = 0,1 \cdot f \cdot \frac{\Delta q}{\Delta b} = 0,1 \cdot 6 \cdot \frac{1,06}{1} = 0,64 \text{ кг/м}^3,$$

$$\Delta q = \sqrt[3]{\frac{d}{0,085}} = \sqrt[3]{\frac{0,102}{0,085}} = 1,06.$$

3. Величину лінії найменшого опору при відбійки руди свердловинами обчислюємо за формулою (2.9)

$$W = 114 \cdot K \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\delta \cdot \Delta b}{f \cdot \Delta q \cdot m}} = 114 \cdot 0,9 \cdot 0,102 \cdot \sqrt{\frac{1 \cdot 1}{6 \cdot 1,06 \cdot 1}} = 4 \text{ м.}$$

4. Визначаємо відстань між кінцями свердловин у віялі за формулою (2.11)

$$a = m \cdot W = 1 \cdot 4 = 4 \text{ м}$$

5. Визначаємо кількість віял для відбійки руди по довжині блоку за формулою (4.2)

$$N_e = \frac{L_{\text{бл}}}{W} = \frac{50}{4} = 12,5 \text{ шт.}$$

Приймаємо 12 віял свердловин.

6. За отриманими розрахунками будемо розташування свердловин у віялі і віяла (рис. 4.2) для відбійки руди згідно розрахункової схеми представленої (рис. 4.1).

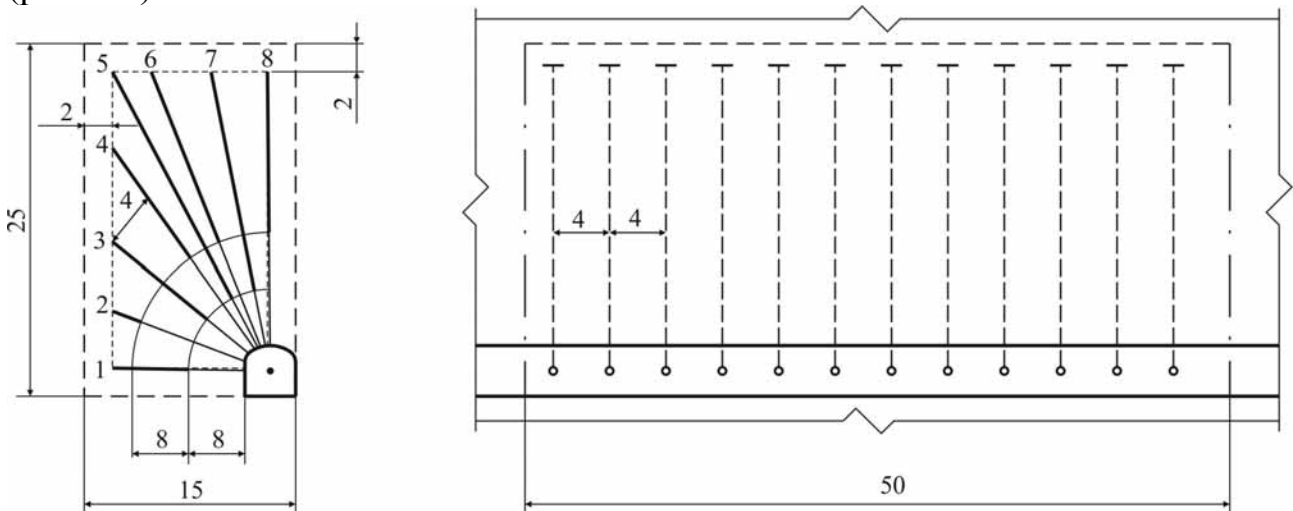


Рис. 4.2. Креслення відбійки руди

Характеристика віяла свердловин

№ свердловини	$L_{\text{св.}}, \text{ м}$	$L_{\text{зар.}}, \text{ м}$
1	9,5	5,5
2	10,0	2,0
3	12,5	8,5
4	17,5	9,5
5	22,0	18,0
6	21,0	13,0
7	20,0	16,0
8	19,5	11,5
$\Sigma$	132,0	84,0

## Контрольні питання

1. Розкрити загальну уяву про відбійку руди за допомогою свердловин?
2. Що впливає на величину лінії найменшого опору зарядів?
3. Як розташовуються свердловини у віялі?

## Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (по рисунку) – 30 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

### **Критеріями визначення оцінок приймається:**

- «відмінно» – більше 90;
- «добре» – 75-90 балів;
- «задовільно» – 60-74 балів;
- «незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно врахувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати та уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.



## Практична робота № 5

**Тема:** Побудова діаграми випуску руди з блока

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

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних задач:**

1. визначити параметри зубожіння і розпушення руди;
2. визначити вміст заліза в загальному обсязі й в окремих дозах;
3. визначити динаміку зміни параметрів якості, добування і втрат руди;
4. побудова діаграми випуску руди з блока.

**Хід роботи:**

1. Критична висота шару руди, при якій починається зубожіння:

$$h_{кр} = tg\beta \cdot (S - d_g), \quad (5.1)$$

де  $tg\beta$  – тангенс середнього кута руху руди; дорівнює 7,1...7,3 – для дрібної руди, 3,3...3,4 – для крупної руди;  $S = 5,5$  м – відстань між випускними отворами для скреперної доставки руди, м;  $d_g$  – діаметр випускного отвору, рівний 1,5...2,0 м.

2. Вилучення чистої руди до початку зубожіння, частки одиниці:

$$U_c = 1 - \frac{h_{кр} \cdot \left( 0,476 - \frac{1,57 \cdot r_0^2}{S^2} \right)}{h}, \quad (5.2)$$

де  $r_0 = d_g/2$  – радіус лійки, по якій здійснюється вихід чистої руди, м;  $h$  – висота шарів руди, які обвалюються (висота блока 80 м).

3. Приймаємо умовну дозу випуску (як правило це 50...60 м<sup>3</sup>) і встановлюємо об'єми випуску для семи доз:

$$Q_n = Q_p + \sum \Delta Q_n, \quad (5.3)$$

де  $\Delta Q_n = Q_1; Q_1+Q_2; Q_1+Q_2+Q_3; \dots$  – об'єм еліпсоїда випуску руди, м<sup>3</sup>;  
 $Q_p$  – об'єм чистої руди, що випускається з панелі, м<sup>3</sup>:

$$Q_p = \left( \frac{h_p}{4,62} + d_g \right)^3; \quad (5.4)$$

де  $h_p$  – висота розрахункового шару руди, м<sup>3</sup>; та розраховується  $h_p = 0,75 \cdot h_{кр}$ .

4. Для кожної із семи доз випуску визначаємо відповідні висоти еліпсоїдів випуску для дрібних руд  $h_n = f(Q)$ , м<sup>3</sup>:

$$h_n = 4,62 \cdot (\sqrt[3]{Q_n} - d_0). \quad (5.5)$$

5. Об'ємне зубожіння в кожній з шести доз:

$$R_{o(n)} = 1 - \frac{3 \cdot (h_p)^2}{(h_n)^2 + h_n \cdot h_{n+1} + (h_{n+1})^2}. \quad (5.6)$$

6. Щільність рудної маси в кожній з шести доз, частки одиниці:

$$\gamma_{p.m} = \gamma_n \cdot R_{o(n)} + \gamma_p (1 - R_{o(n)}) \quad (5.7)$$

де  $\gamma_n$  – об'ємна щільність породи в розпушеному стані, т/м<sup>3</sup>. Приймається з табл. 4.1;  $\gamma_p$  – об'ємна щільність руди в масиві, т/м<sup>3</sup>. Приймається з табл. 5.1.

7. Вміст заліза в кожній із шести доз, %:

$$\alpha_n = \alpha_p - (\alpha_p - \alpha_n) \cdot R_{o(n)}, \quad (5.8)$$

де  $\alpha_p$  і  $\alpha_n$  – відповідно, вміст металу в руді і породі, %. (див. табл. 5.1).

8. Вагове зубожіння в дозах:

$$R_{(n)} = \frac{\gamma_n}{\gamma_{p,n}} \cdot R_{o(n)}. \quad (5.9)$$

9. Середнє зубожіння рудної маси для різних значень видимого добування ( $U_q + x$ ), %:

$$R_{c(n)} = \frac{(y+x) \cdot 100}{U_q + x} \cdot \left( 1 + 2 \frac{y}{y+x} - 3 \cdot \sqrt[3]{\frac{y^2}{(y+x)^2}} \right), \quad (5.10)$$

де  $y$  – кількість чистої руди, що добувається з шару розрахункової висоти в % від запасів блоку:

$$y = \frac{100 \cdot Q_q}{h \cdot S^2 \cdot k_p}, \quad (5.11)$$

де  $k_p$  – коефіцієнт розпушення руди, для дрібних руд  $k_p = 1,3 \dots 1,5$ , для крупних –  $k_p = 1,4 \dots 1,8$ ;  $Q_q$  – об'єм чистої руди, що випускають з блоку, м<sup>3</sup>;  $x$  – кількість зубожілої руди в % від запасів блоку.

Значення для кожної з шести доз приймаємо:

$$x_1 = 2,7\%; x_2 = 5,7\%; x_3 = 10,7\%; x_4 = 15,7\%; x_5 = 20,7\%; x_6 = 30,7\%.$$

10. Середній вміст металу  $q_n$  для кожної з шести доз визначають за формулою (5.8.) При цьому зубожіння в дозах випуску підставляємо в частках одиниць, на відміну від %, а саме:

$$q_i = \alpha_p - (\alpha_p - \alpha_n) \cdot R_{ci}. \quad (5.12)$$

11. Побудова діаграми випуску руди з блока. На графіку по осі абсцис відкладають об'єм випуску чистої руди і прийняті дози випуску, а по осі ординат для кожної дози наносять отримані значення залежностей  $f(q_n)$ ,  $f(a_n)$ ,  $f(R_n)$ ,  $f(R_{cn})$ .

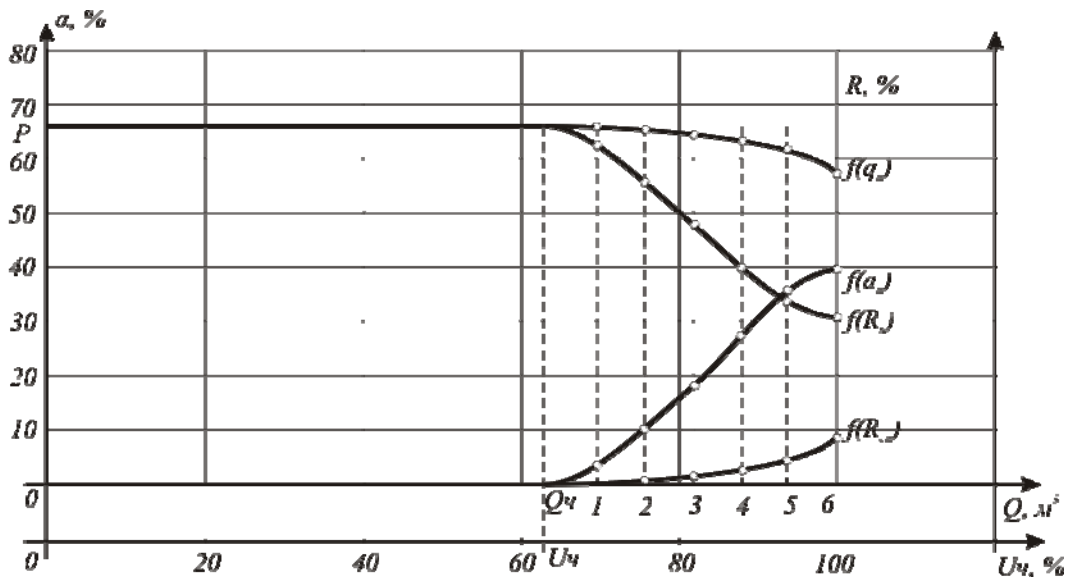


Рис. 5.1. Розрахункова схема щодо побудови діаграми випуску руди з блока

12. Фактичне вилучення у цілому по блоку складає, %:

$$U = U_\phi \cdot (1 - 0,01 \cdot k_q), \quad (5.13)$$

де  $U_\phi = 118 \dots 120$  % – фактичний обсяг руди від загальної маси, добутої з блоку;  $k_q = 8 \dots 13$  – коефіцієнт добування.

13. Втрати руди у цілому по блоку складають, %:

$$П = 100 - U \cdot (1 - 0,01 \cdot R_q), \quad (5.14)$$

де  $R_q = 10 \dots 15$  – коефіцієнт втрат.

### Приклад рішення

Руда крупна з вмістом заліза  $Fe_2$  у масиві  $\alpha_p = P = 68,0\%$  (згідно ПР № 2), щільність руди  $\gamma_p = 2,5$  т/м<sup>3</sup>, вміст заліза в зубожілих породах  $\alpha_n = 24$  %, щіль-

ність руди в розпушеному стані  $\gamma_n = 2 \text{ т/м}^3$ , відстань між дучками  $S = 5,5 \text{ м}$ ; діаметр дучки  $d_g = 2,0 \text{ м}$ , висота шару руди  $h = 80 \text{ м}$ .

1. Критична висота, при якій починається зубожіння руди:

$$h_{kp} = 3,3 \cdot (5,5 - 2,0) = 11,55 \text{ м.}$$

2. Вилучення чистої руди до початку зубожіння:

$$U_q = 1 - \frac{11,55 \cdot \left( 0,476 - 1,57 \frac{1^2}{5,5^2} \right)}{80} = 0,94 \text{ частки од.}$$

Запаси руди на один випускний отвір

$$U_o = h \cdot S^2 = 80 \cdot 5,5^2 = 2420, \text{ м}^3.$$

Витяг чистої руди складе

$$Q_c = U_o \cdot U_q = 2420 \cdot 0,94 = 2275, \text{ м}^3.$$

Висота розрахункового шару

$$h_p = 0,75 \cdot h_{kp} = 0,75 \cdot 11,55 = 8,7 \text{ м.}$$

3. Об'єм чистої руди, що випускається з блока:

$$Q_p = \left( \frac{8,7}{4,62} + 2,0 \right)^3 = 58,55 \text{ м}^3.$$

Приймаємо умовну дозу випуску  $Q = 50 \text{ м}^3$  та робимо відповідні розрахунки:

$$\begin{aligned} Q_1 &= 5819 + 50 = 10855 \text{ м}^3; & Q_2 &= 5819 + 100 = 15855 \text{ м}^3; \\ Q_3 &= 5819 + 150 = 20855 \text{ м}^3; & Q_4 &= 5819 + 200 = 25855 \text{ м}^3; \\ Q_5 &= 5819 + 250 = 30855 \text{ м}^3; & Q_6 &= 5819 + 300 = 35855 \text{ м}^3; \\ Q_7 &= 5819 + 350 = 40855 \text{ м}^3. \end{aligned}$$

4. Для кожної дози випуску визначимо відповідну висоту еліпсоїда випуску:

$$\begin{aligned} h_1 &= 4,62 \cdot (\sqrt[3]{10819} - 2,0) = 12,7 \text{ м}; & h_2 &= 4,62 \cdot (\sqrt[3]{15819} - 2,0) = 15,8 \text{ м}; \\ h_3 &= 4,62 \cdot (\sqrt[3]{20819} - 2,0) = 18,2 \text{ м}; & h_4 &= 4,62 \cdot (\sqrt[3]{25819} - 2,0) = 20,2 \text{ м}; \\ h_5 &= 4,63 \cdot (\sqrt[3]{30819} - 2,0) = 22 \text{ м}; & h_6 &= 4,62 \cdot (\sqrt[3]{35819} - 2,0) = 23,6 \text{ м}; \\ h_7 &= 4,62 \cdot (\sqrt[3]{40819} - 2,0) = 25,04 \text{ м}. \end{aligned}$$

5. Визначимо об'єми зубожіння:

$$R_{o1} = 1 - \frac{3 \cdot 8,7^2}{128^2 + 128 \cdot 138 + 138^2} = 0,572 \text{ м}^3; R_{o2} = 1 - \frac{3 \cdot 8,7^2}{15,7^2 + 15,7 \cdot 16,7 + 16,7^2} = 0,712 \text{ м}^3;$$

$$R_{o3} = 1 - \frac{3 \cdot 8,7^2}{18,2^2 + 18,2 \cdot 19,2 + 19,2^2} = 0,784 \text{ м}^3; R_{o4} = 1 - \frac{3 \cdot 8,7^2}{20,2^2 + 20,2 \cdot 21,2 + 21,2^2} = 0,823 \text{ м}^3;$$

$$R_{o5} = 1 - \frac{3 \cdot 8,7^2}{22^2 + 22 \cdot 23 + 23^2} = 0,851 \text{ м}^3; R_{o6} = 1 - \frac{3 \cdot 8,7^2}{23,6^2 + 23,6 \cdot 24,6 + 24,6^2} = 0,864 \text{ м}^3.$$

6. Щільність рудної маси в кожній дозі:

$$\gamma_{p.m1} = 2,5 \cdot 0,572 + 2,5 \cdot (1 - 0,572) = 2,214 \text{ Т/М}^3; \gamma_{p.m2} = 2,5 \cdot 0,712 + 2,5 \cdot (1 - 0,712) = 2,144 \text{ Т/М}^3;$$

$$\gamma_{p.m3} = 2,5 \cdot 0,784 + 2,5 \cdot (1 - 0,784) = 2,108 \text{ Т/М}^3; \gamma_{p.m4} = 2,5 \cdot 0,88 + 2,5 \cdot (1 - 0,88) = 2,06 \text{ Т/М}^3;$$

$$\gamma_{p.m5} = 2,5 \cdot 0,823 + 2,5 \cdot (1 - 0,823) = 2,088 \text{ Т/М}^3; \gamma_{p.m6} = 2,5 \cdot 0,851 + 2,5 \cdot (1 - 0,851) = 2,075 \text{ Т/М}^3.$$

7. Вміст заліза в кожній із шести доз визначимо за формулою (4.8):

$$\alpha_{p.1} = 68 - (68 - 24) \cdot 0,572 = 42,8 \text{ \%}; \alpha_{p.2} = 68 - (68 - 24) \cdot 0,712 = 36,7 \text{ \%};$$

$$\alpha_{p.3} = 68 - (68 - 24) \cdot 0,784 = 31,5 \text{ \%}; \alpha_{p.4} = 68 - (68 - 24) \cdot 0,88 = 31,8 \text{ \%};$$

$$\alpha_{p.5} = 68 - (68 - 24) \cdot 0,851 = 30,6 \text{ \%}; \alpha_{p.6} = 68 - (68 - 24) \cdot 0,864 = 30 \text{ \%}.$$

8. Визначаємо масове зuboжіння в кожній дозі за формулою (4.9), частки од.:

$$R_1 = \frac{2,0}{2,214} \cdot 0,572 = 0,51; R_2 = \frac{2,0}{2,144} \cdot 0,712 = 0,66; R_3 = \frac{2,0}{2,108} \cdot 0,784 = 0,74;$$

$$R_4 = \frac{2,0}{2,06} \cdot 0,823 = 0,8; R_5 = \frac{2,0}{2,088} \cdot 0,851 = 0,815; R_6 = \frac{2,0}{2,075} \cdot 0,864 = 0,83.$$

9. Кількість чистої руди, що випускається з шару розрахункової висоти:

$$y = \frac{100 \cdot 2275}{80 \cdot 5,5^2 \cdot 1,8} = 52,22 \text{ \%}.$$

При  $x_1 = 2,7\%$ ;  $x_2 = 5,7\%$ ;  $x_3 = 10,7\%$ ;  $x_4 = 15,7\%$ ;  $x_5 = 20,7\%$ ;  $x_6 = 30,7\%$ .

$$R_{c1} = \frac{(52,22 + 2,7) \cdot 100}{0,94 + 2,7} \cdot \left( 1 + 2 \cdot \frac{52,22}{52,22 + 2,7} - 3 \cdot \sqrt[3]{\left( \frac{52,22}{52,22 + 2,7} \right)^2} \right) = 1,17 \text{ \%};$$

$$R_{c2} = \frac{(52,22 + 5,7) \cdot 100}{0,94 + 5,7} \cdot \left( 1 + 2 \cdot \frac{52,22}{52,22 + 5,7} - 3 \cdot \sqrt[3]{\left( \frac{52,22}{52,22 + 5,7} \right)^2} \right) = 2,8 \text{ \%};$$

$$R_{c3} = \frac{(52,22 + 10,7) \cdot 100}{0,94 + 10,7} \cdot \left( 1 + 2 \cdot \frac{52,22}{52,22 + 10,7} - 3 \cdot \sqrt[3]{\left( \frac{52,22}{52,22 + 10,7} \right)^2} \right) = 5,4 \text{ \%};$$

$$R_{c4} = \frac{(52,22+15,7) \cdot 100}{0,94+15,7} \cdot \left( 1 + 2 \cdot \frac{52,22}{52,22+15,7} - 3 \cdot \sqrt[3]{\left( \frac{52,22}{52,22+15,7} \right)^2} \right) = 7,75 \%;$$

$$R_{c5} = \frac{(52,22+20,7) \cdot 100}{0,94+20,7} \cdot \left( 1 + 2 \cdot \frac{52,22}{52,22+20,7} - 3 \cdot \sqrt[3]{\left( \frac{52,22}{52,22+20,7} \right)^2} \right) = 9,95 \%;$$

$$R_{c6} = \frac{(52,22+30,7) \cdot 100}{0,94+30,7} \cdot \left( 1 + 2 \cdot \frac{52,22}{52,22+30,7} - 3 \cdot \sqrt[3]{\left( \frac{52,22}{52,22+30,7} \right)^2} \right) = 13,9 \%.$$

10. Динаміку зниження середнього вмісту заліза в рудній масі під час випуску визначаємо за формулою (5.12):

$$q_{c1} = 68 - (68 - 24) \cdot 0,0117 = 67,5\%; \quad q_{c2} = 68 - (68 - 24) \cdot 0,028 = 66,8\%;$$

$$q_{c3} = 68 - (68 - 24) \cdot 0,054 = 65,6\%; \quad q_{c4} = 68 - (68 - 24) \cdot 0,0775 = 64,6\%;$$

$$q_{c5} = 68 - (68 - 24) \cdot 0,0995 = 63,6\%; \quad q_{c6} = 68 - (68 - 24) \cdot 0,139 = 61,9\%.$$

11. Будуємо діаграму випуску руди з блока, як відображено на рис. 5.1.

12. Фактичне видобування у цілому з блока, визначимо за формулою (4.13):

$$U = 118 \cdot (1 - 0,01 \cdot 10) = 106,2\%.$$

13. Втрати руди в цілому по блоку визначимо за формулою (5.14):

$$П = 100 - 106,2 \cdot (1 - 0,01 \cdot 10) = 4,4\%.$$

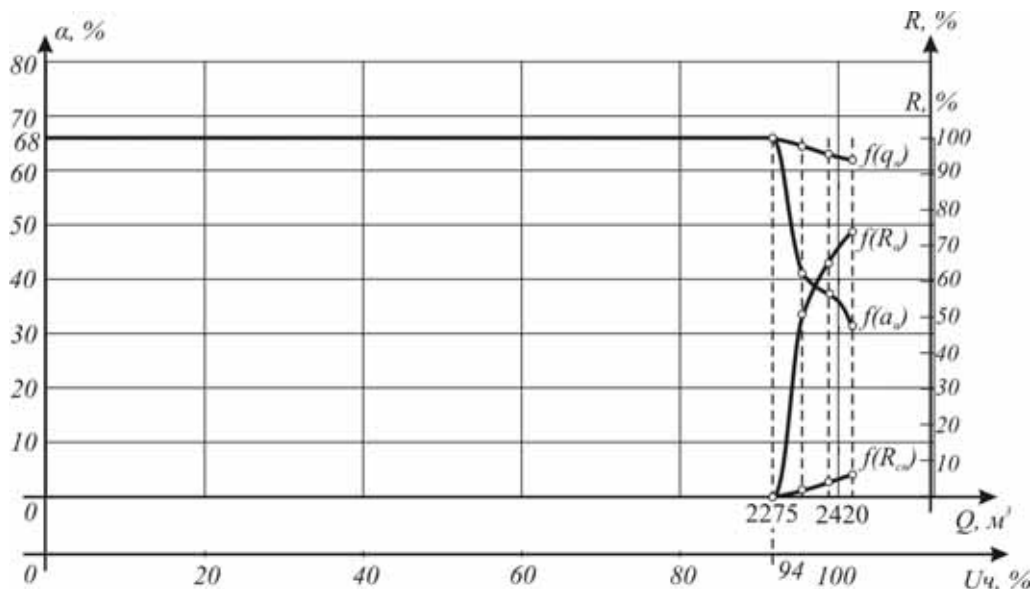


Рис. 5.2. Діаграма випуску руди з блока.

Вихідні дані для побудови діаграми випуску руди з блока

№ варіанта	Вміст заліза у масиві, $d$ , %	Щільність руди $\gamma_p$ , т/м <sup>3</sup>	Вміст заліза у породі, $\alpha_n$ , %	Щільність руди в розпушеному стані, $\gamma_n$ , т/м <sup>3</sup>
0	68	2,5	24	2,0
1	50	2,5	15	2,0
2	55	2,3	11	1,9
3	62	2,4	14	1,8
4	48	2,6	17	1,7
5	53	2,7	21	2,1
6	67	2,5	23	2,0
7	56	2,3	19	1,9
8	45	2,4	15	1,8
9	68	2,6	23	1,7
10	65	2,7	27	2,1
11	48	2,5	25	2,0
12	50	2,3	16	1,9
13	60	2,4	22	1,8
14	52	2,6	19	1,7
15	68	2,7	29	2,1
16	57	2,5	27	2,0
17	55	2,3	23	1,9
18	49	2,4	14	1,8
19	46	2,6	15	1,7
20	51	2,7	18	2,1
21	53	2,5	19	2,0
22	59	2,3	20	1,9
23	67	2,4	30	1,8
24	66	2,6	29	1,7
25	43	2,7	12	2,1
26	45	2,5	13	2,0
27	48	2,3	15	1,9
28	52	2,4	24	1,8
29	57	2,6	26	1,7
30	62	2,7	28	2,1

## Контрольні питання

1. Мета побудова діаграми випуску руди з блока.
2. Розкрийте поняття зубожіння і розпушення руди?
3. Як змінюється концентрація корисного компонента в рудній масі в процесі її випуску?

## Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (по рисунку) – 30 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

### Критеріями визначення оцінок приймається:

- «відмінно» – більше 90;
- «добре» – 75-90 балів;
- «задовільно» – 60-74 балів;
- «незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно враховувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати та уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

## Практична робота №6

**Тема:** Розрахунок параметрів днищ блоків при процесі доставки руди вібраційними установками

**Мета роботи:** Надбання умінь розрахунку та побудови параметрів днищ блоків при доставці руди вібраційними установками.

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних задач:**

1. розрахувати всі необхідні параметри днища блоку при доставці руди вібраційними установками;



2. викреслити схему днища блоку при доставці руди вібраційними установками.

### Хід роботи:

Доставка руди за допомогою вібраційних конвеєрів і живильників при підземній розробці рудних родовищ в даний час широко застосовується на багатьох рудних шахтах. Сутність такої доставки руди полягає в тому, що відбита руда через дучки або траншею надходить на лоток вібраційного конвеєра або живильника, за допомогою якого вантажиться у вагонетки або в рудоспуск. Відмінною особливістю доставки руди є переміщення матеріалу безперервним потоком з постійною продуктивністю, що не залежить від довжини транспортування. На рис. 6.1 представлено розрахункову схему днища блоку при доставці руди вібраційними живильниками або конвеєрами.

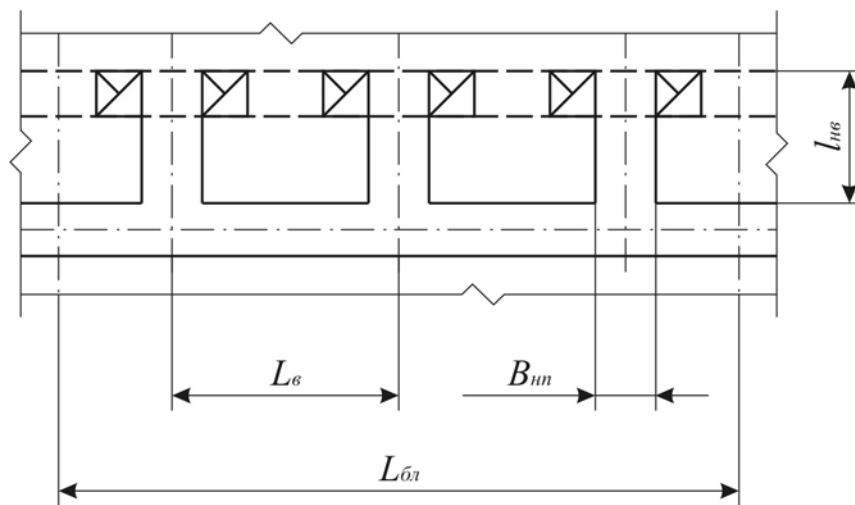


Рис. 6.1. Розрахункова схема днища блоку при доставці руди вібраційними живильниками або конвеєрами

1. Довжина ніші під вібраційний живильник чи конвеєр  $l_{нв}$  дорівнює довжині вібраційного живильника або конвеєра.

2. Ширина ніші під вібраційний живильник чи конвеєр в проходці

$$B_{нп} = b_l + 2 \cdot m + 2 \cdot \delta_k, \text{ м}, \quad (6.1)$$

де  $b_l$  – ширина лотка вібраційного живильника або конвеєра, м;  $m$  – мінімальна ширина для монтажу живильника або конвеєра, рівна 0,8 м;  $\delta_k$  – ширина бетонного кріплення, рівна 0,2...0,4 м.

3. Відстань між центрами ніш під вібраційні живильники або конвеєри

$$L_c = B_{нп} + 2 \cdot \frac{h_o}{\text{tg}\beta}, \text{ м}, \quad (6.2)$$

де  $h_o$  – висота укосу відбитої руди, рівна  $h_o = 0,38 \cdot e^{0,055 \cdot \beta}$ , м;  $\beta$  – кут природного укосу руди, рівний згідно БНІП-ІІ-94-80 для порід і руди яка не злежується  $\beta \geq 60^\circ$  і для руди що злежується  $\beta \geq 70^\circ$ .

#### 4. Кількість вібраційних живильників або конвеєрів

$$N_{\epsilon} = 1 + \frac{L_{\bar{\sigma}l} - L_{\epsilon}}{L_{\epsilon}}, \text{ шт.} \quad (6.3)$$

де  $L_{\bar{\sigma}l}$  – довжина блоку, м (див. табл. 6.1).

5. Фактична відстань між центрами ніш під вібраційні живильники чи конвеєри

$$L_{\phi\epsilon} = \frac{L_{\bar{\sigma}l} - L_{\epsilon}}{N_{\epsilon} - 1}, \text{ м.} \quad (6.4)$$

6. За отриманими результатами та згідно розрахунковій схемі (рис. 6.1) в масштабі 1:500 креслять параметри днища блоку при доставці руди вібраційними живильниками або конвеєрами.

### Приклад рішення

1. Ширина ніші під вібраційний живильник чи конвеєр в проходці визначаємо за формулою (6.1)

$$B_{nn} = b_l + 2 \cdot m + 2 \cdot \delta_k = 1,7 + 2 \cdot 0,8 + 2 \cdot 0,3 = 3,9 \text{ м.}$$

2. Відстань між центрами ніш під вібраційні живильники або конвеєри визначаємо за формулою (6.2)

$$h_o = 0,38 \cdot e^{0,055 \cdot \beta} = 0,38 \cdot e^{0,055 \cdot 65} = 13,6 \text{ м,}$$

$$L_{\epsilon} = B_{nn} + 2 \cdot \frac{h_o}{\text{tg}\beta} = 3,9 + 2 \cdot \frac{13,6}{\text{tg}65^{\circ}} = 16,6 \text{ м.}$$

3. Кількість вібраційних живильників або конвеєрів

$$N_{\epsilon} = 1 + \frac{L_{\bar{\sigma}l} - L_{\epsilon}}{L_{\epsilon}} = 1 + \frac{45 - 16,6}{16,6} = 2,7 \text{ шт.}$$

Приймаємо 3 вібраційних живильника в блоці.

4. Фактичну відстань між центрами ніш під вібраційні живильники чи конвеєри визначаємо за формулою (6.4)

$$L_{\phi\epsilon} = \frac{L_{\bar{\sigma}l} - L_{\epsilon}}{N_{\epsilon} - 1} = \frac{45 - 16,6}{3 - 1} = 14,2 \text{ м.}$$

Таблиця 6.1

Вихідні дані для розрахунку параметрів днища блоку при доставці руди  
вібраційними живильниками або конвеєрами

№ варі- анта	Тип вібраційного живильника або конвеєра	Ширина лотка, $b_l$ , м	Довжина блоку, $L_{bl}$ , м	Тип руди
0	ПШВ-6	1,70	45	не злежується
1	ВВДР-5	1,70	50	злежується
2	ПВУ	1,79	55	не злежується
3	ВДПУ-4ТМ	1,20	45	злежується
4	ПШВ-6	1,70	50	не злежується
5	ВВДР-5	1,70	55	злежується
6	ПВУ	1,79	45	не злежується
7	ВДПУ-4ТМ	1,20	50	злежується
8	ПШВ-6	1,70	55	не злежується
9	ВВДР-5	1,70	45	злежується
10	ПВУ	1,79	50	не злежується
11	ВДПУ-4ТМ	1,20	55	злежується
12	ПШВ-6	1,70	45	не злежується
13	ВВДР-5	1,70	50	злежується
14	ПВУ	1,79	55	не злежується
15	ВДПУ-4ТМ	1,20	45	злежується
16	ПШВ-6	1,70	50	не злежується
17	ВВДР-5	1,70	55	злежується
18	ПВУ	1,79	45	не злежується
19	ВДПУ-4ТМ	1,20	50	злежується
20	ПШВ-6	1,70	55	не злежується
21	ВВДР-5	1,70	45	злежується
22	ПВУ	1,79	50	не злежується
23	ВДПУ-4ТМ	1,20	55	злежується
24	ПШВ-6	1,70	45	не злежується
25	ВВДР-5	1,70	50	злежується
26	ПВУ	1,79	55	не злежується
27	ВДПУ-4ТМ	1,20	45	злежується
28	ПШВ-6	1,70	50	не злежується
29	ВВДР-5	1,70	55	злежується
30	ПВУ	1,79	45	не злежується

5. За отриманими даними та згідно розрахунковій схеми будуюмо параметри днища блоку при доставці руди вібраційними живильниками або конвеєрами рис. 6.2.

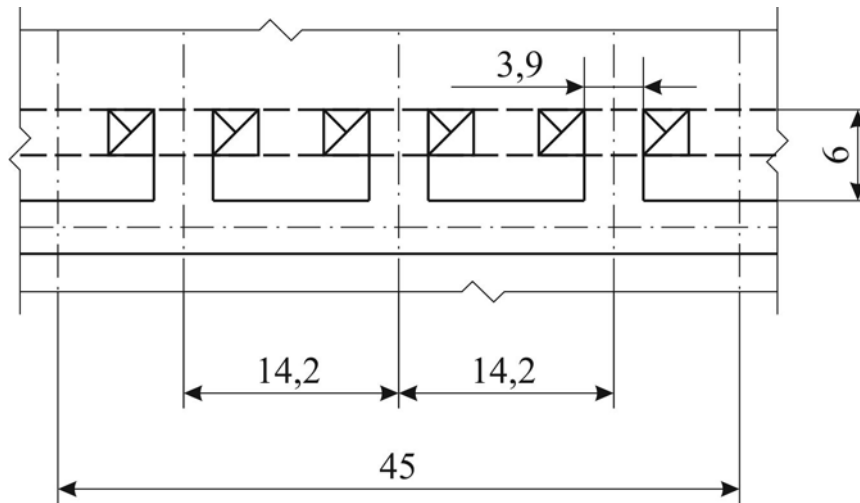


Рис. 6.2. Параметри днища блоку при доставці руди вібраційними живильниками або конвеєрами

### Контрольні питання

1. Розповісти загальну уяву про доставку руди вібраційними живильниками або конвеєрами?
2. Що впливає на відстань між центрами ніш під вібраційні живильники або конвеєри?
3. Як визначається фактична відстань між центрами ніш під вібраційні живильники чи конвеєри?

### Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (по рисунку) – 30 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

#### Критеріями визначення оцінок приймається:

- «відмінно» – більше 90;
- «добре» – 75-90 балів;
- «задовільно» – 60-74 балів;

- «незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно врахувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати та уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

### **Практична робота №7**

**Тема:** Визначення параметрів днищ блоків при процесі доставки руди самохідними вантажними машинами

**Мета роботи:** Надбання умінь розрахунку та побудови параметрів днищ блоків при доставці руди самохідними вантажними машинами

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних задач:**

1. розрахувати всі необхідні параметри днища блоку при доставці руди самохідними вантажними машинами;
2. викреслити схему днища блоку при доставці руди самохідними вантажними машинами.

#### **Хід роботи:**

Сутність доставки руди самохідними вантажними машинами полягає в тому, що відбита руда через дучки або через траншею надходить на підшву виробок доставки (вантажні заходки або камери) і з них вантажними машинами навантажуються в транспортні засоби або доставляється в рудоспуск. Застосовується такий вид доставки при добре роздробленій руди з будь-яким межею міцності. На рис. 7.1 представлено розрахункову схему днища блоку при доставці руди самохідними вантажними машинами.

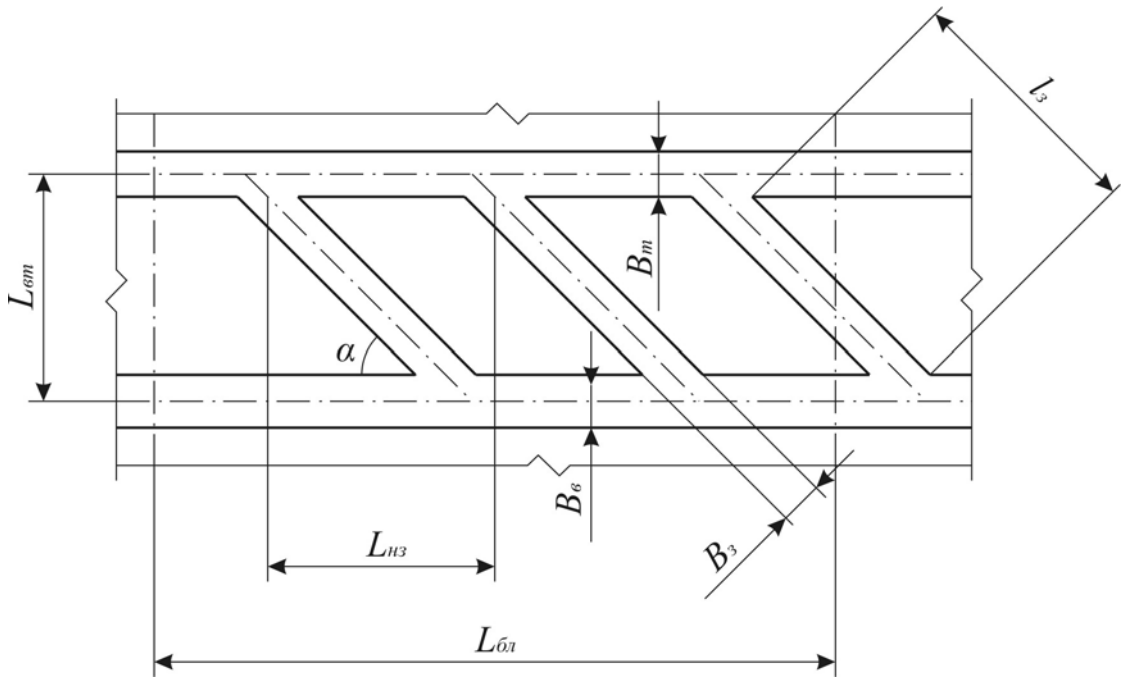


Рис. 7.1. Розрахункова схема днища блока при доставці руди самохідними вантажними машинами

1. Ширина відкотної виробки в проходці, по якій можливе пересування людей

$$B_g = a + B_m + b + 2 \cdot \delta_g, \text{ м}, \quad (7.1)$$

де  $a$  – ширина пішохідної доріжки, рівна 1,0 і 1,2 м відповідно при наявності піднесеного на 0,3 м над полотном дороги тротуару або обладнанні через кожні 25 м ніш для укриття пішоходів;  $B_m$  – ширина машини, м;  $b$  – зазор між машиною та стінкою виробки, рівний 0,5 м;  $\delta_g$  – товщина кріплення відкотної виробки, рівна 0,03...0,05 м;

2. Ширина навантажувальних заїздів, а також виробок, де виключається можливість знаходження людей крім обслуговуючого персоналу, при швидкості руху машини не більше 10 км/год

$$B_з = 2 \cdot b + B_m, \text{ м}. \quad (7.2)$$

3. Довжина навантажувального заїзду

$$l_з = L_m + \frac{H_m + (0,8 \dots 1,1)}{\text{tg}45^\circ}, \text{ м}, \quad (7.3)$$

де  $L_m$  – довжина машини, м;  $H_m$  – висота машини, м.

4. Відстань між центрами відкотної та траншейної виробками

$$L_{от} = l_з \cdot \text{Sin}\alpha + 0,5 \cdot (B_g + B_m), \text{ м}, \quad (7.4)$$

де  $\alpha$  – кут між відкотною виробкою та навантажувальним заїздом, рівний 45...90°;  $B_m$  – ширина в проходці траншейної виробки, рівна 3,0...4,0 м.

5. Відстань між центрами навантажувальних заїздів

$$L_{нз} = B_з + 2 \cdot \frac{h_o}{\text{tg}\beta}, \text{ м}. \quad (7.5)$$

де  $h_o$  – висота укосу відбитої руди, рівна  $h_o = 0,38 \cdot e^{0,055 \cdot \beta}$ , м;  $\beta$  – кут природного укосу руди, рівний згідно БНіП-II-94-80 для порід і руди яка не злежується  $\beta \geq 60^\circ$  і для руди що злежується  $\beta \geq 70^\circ$ .

6. Кількість навантажувальних заїздів

$$N_3 = 1 + \frac{L_{\text{бл}} - L_{\text{нз}}}{L_{\text{нз}}}, \text{ шт.} \quad (7.6)$$

7. Фактична відстань між центрами навантажувальних заїздів

$$L_{\text{фв}} = \frac{L_{\text{бл}} - L_{\text{нз}}}{N_3 - 1}, \text{ м.} \quad (7.7)$$

8. За отриманими результатами та згідно розрахунковій схемі (рис. 7.1) в масштабі 1:500 креслять параметри днища блоку при доставці руди самохідними вантажними машинами.

### Приклад рішення

1. Ширину відкотної виробки в проходці, по якій можливе пересування людей визначаємо за формулою (7.1):

$$B_g = a + B_m + b + 2 \cdot \delta_g = 1,0 + 2,2 + 0,5 + 2 \cdot 0,05 = 3,8 \text{ м.}$$

2. Ширину навантажувальних заїздів, а також виробок, де виключається можливість знаходження людей крім обслуговуючого персоналу, при швидкості руху машини не більше 10 км/год визначається за формулою (7.2):

$$B_3 = 2 \cdot b + B_m = 2 \cdot 0,5 + 2,2 = 3,2 \text{ м.}$$

3. Довжина навантажувального заїзду визначається за формулою (7.3):

$$l_3 = L_m + \frac{H_m + (0,8 \dots 1,1)}{\text{tg} 45^\circ} = 8,0 + \frac{1,85 + 1,1}{\text{tg} 45^\circ} = 10,95 \text{ м.}$$

4. Відстань між центрами відкотної та траншейної виробками визначається за формулою (7.4):

$$L_{\text{ем}} = l_3 \cdot \text{Sin} \alpha + 0,5 \cdot (B_g + B_m) = 10,95 \cdot \text{Sin} 60^\circ + 0,5 \cdot (3,8 + 3,0) = 13 \text{ м.}$$

5. Відстань між центрами навантажувальних заїздів визначається за формулою (7.5):

$$h_o = 0,38 \cdot e^{0,055 \cdot \beta} = 0,38 \cdot e^{0,055 \cdot 65} = 13,6 \text{ м,}$$

$$L_{\text{нз}} = B_3 + 2 \cdot \frac{h_o}{\text{tg} \beta} = 3,2 + 2 \cdot \frac{13,6}{\text{tg} 65^\circ} = 16 \text{ м.}$$

6. Кількість навантажувальних заїздів визначаємо за формулою (7.6)

$$N_3 = 1 + \frac{L_{\text{бл}} - L_{\text{нз}}}{L_{\text{нз}}} = 1 + \frac{50 - 16}{16} = 3,125 \text{ шт.}$$

Приймаємо 3 навантажувальних заїзду в блоці.

Таблиця 7.1

Вихідні дані для розрахунку параметрів днища блоку при доставці руди  
вібраційними живильниками або конвеєрами

№ варіанта	Тип самохідної вантажної машини	Тип руди	Довжина блоку, $L_{бл}$ , м
0	ПД-5А	не злежується	50
1	PNE-2500	злежується	55
2	TORO 400	не злежується	60
3	MoA3-4055	злежується	65
4	ST-3,5	не злежується	70
5	ПД-2Э	злежується	75
6	PNE-1700	не злежується	80
7	МПД-4	злежується	50
8	EST-3,5	не злежується	55
9	ПД-8	злежується	60
10	TORO 151	не злежується	65
11	EST-2D	злежується	70
12	TORO 1250E	не злежується	75
13	TORO 151E	злежується	80
14	ST710	не злежується	50
15	TORO 301	злежується	55
16	ST-2G	не злежується	60
17	TORO 400E	злежується	65
18	PNE-900	не злежується	70
19	TORO 007	злежується	75
20	ST-2D	не злежується	80
21	TORO 1250	злежується	50
22	ST-600LP	не злежується	55
23	TORO 1400E	злежується	60
24	ST-1520	не злежується	65
25	TORO 1400	злежується	70
26	ST-1030	не злежується	75
27	TORO 006	злежується	80
28	TORO 0010	не злежується	50
29	ST-14	злежується	55
30	TORO 0011	не злежується	60



7. Фактична відстань між центрами навантажувальних заїздів визначаємо за формулою (7.7)

$$L_{фв} = \frac{L_{бл} - L_{нз}}{N_3 - 1} = \frac{50 - 16}{3 - 1} = 17 \text{ м.}$$

За отриманими даними та згідно розрахунковій схемі будуюмо параметри днища блоку при доставці руди самохідними вантажними машинами рис. 7.2.

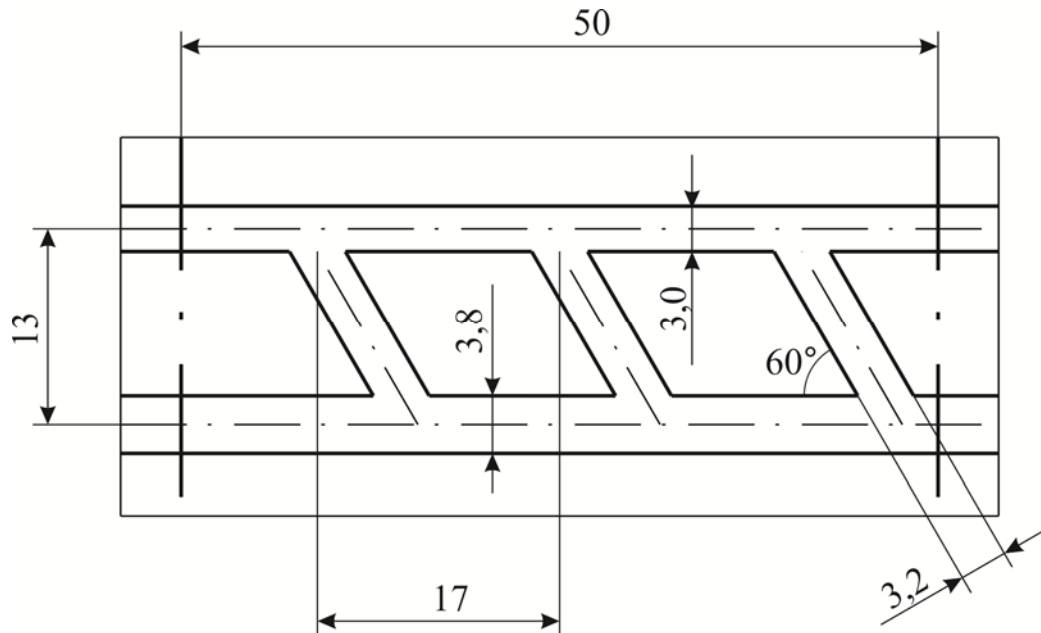


Рис. 7.2. Параметри днища блоку при доставці руди самохідними вантажними машинами

### Контрольні питання

1. Розкрити загальну уяву про доставку руди самохідними вантажними машинами?
2. Що впливає на відстань між центрами заїздів під самохідні вантажні машини?
3. Як визначається фактична відстань між центрами заїздів під самохідні вантажні машини?

### Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (по рисунку) – 30 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

**Критеріями визначення оцінок приймається:**

- «відмінно» – більше 90;
- «добре» – 75-90 балів;
- «задовільно» – 60-74 балів;
- «незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно врахувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати та уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

## Практична робота № 8

**Тема:** Визначення міцності рудних та штучних ціликів

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

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних задач:**

1. визначити параметри склепіння нестійкої рівноваги над покладом, що відпрацьовується;
2. визначити напружений стан масиву руди, порід і закладки;
3. визначити гранично-припустимі напруги, що діють у ціликах.

**Хід роботи:**

1. Еквівалентна довжина склепіння нестійкої рівноваги:

$$L = m + (h_n + h_s) \cdot \left( \operatorname{ctg} \frac{90^\circ + \varphi_1}{2} + \operatorname{ctg} \frac{90^\circ + \varphi_2}{2} \right), \quad (8.1)$$

де  $m$  – потужність рудного покладу, м, (див. табл. 8.1);  $h_n$  – висота панелі, рівна 27 м;  $h_s = 0,8 \dots 1,2 h_n$  – висота цілика (панелі), м;  $\varphi_1$  і  $\varphi_2$  – кути зрушення порід у висячому та лежачому боках рудного покладу, град; приймаються з табл. 8.1.

2. Еквівалентна напруга в рудному цілику складає:

$$\sigma_p = \left( \frac{2 \cdot B \cdot \gamma_s \cdot h_{np}}{B - e} + 0,5 \cdot \gamma_p \cdot h_n \right) \cdot 10^{-3}, \quad (8.2)$$

де  $B$  – ширина цілика (панелі), що відпрацьовується, м;  $\gamma_3$  – питома вага закладки,  $\text{кН/м}^3$  (з табл. 8.1). Для переведення  $\text{т/м}^3$  у  $\text{Н/м}^3$  треба вихідне табличне значення помножити на прискорення вільного падіння  $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ , що відповідає стандартам СІ;  $h_{np}$  – приведена висота навантаження на цілик:

$$h_{np} = \frac{\gamma_n \cdot h_{об} + \gamma_3 \cdot h_3}{\gamma_3}, \quad (8.3)$$

де  $\gamma_n$  – питома вага масиву порід,  $\text{Н/м}^3$ ; приймається з табл. 8.1.

Для переведення  $\text{т/м}^3$  у  $\text{Н/м}^3$  треба вихідне табличне значення помножити на прискорення вільного падіння  $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ , що відповідає стандартам СІ;  $h_{об}$  – висота склепіння нестійкої рівноваги з урахуванням гірського тиску на контурі покладу, м:

$$h_{об} = h \cdot \left( 1 - \frac{1,1 \cdot P}{\gamma_n \cdot H} \right), \quad (8.4)$$

де  $h$  – висота склепіння нестійкої рівноваги, яке розширюється над рудним покладом, м:

$$h = 0,25 \cdot L, \quad (8.5)$$

$P$  – тиск на контурі з боку закладеного масиву, МПа:

$$P = 0,5 \cdot \sigma_{cm}, \quad (8.6)$$

де  $\sigma_{cm}$  – межа порід на одноосьовий стиск, тобто коефіцієнт міцності помножений на 10 (див. табл. 8.1.) МПа;  $H$  – глибина проведення гірничих робіт, м; приймається з табл. 8.1;  $v = 3,0$  – ширина бурової виробки, м;  $\gamma_p$  – питома вага руди,  $\text{кН/м}^3$  з табл. 8.1.

Для переведення  $\text{т/м}^3$  у  $\text{Н/м}^3$  потрібно вихідне табличне значення помножити на прискорення вільного падіння  $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ , що відповідає стандартам СІ;  $h_n$  – висота панелі, що відпрацьовується, рівна 27 м.

3. Напряга, що діє в масиві штучного цілика, МПа:

$$\sigma_3 = (\gamma_3 \cdot h_{np} + 0,5 \cdot \gamma_3 \cdot h_n) \cdot 10^{-3}. \quad (8.7)$$

4. Гранично-припустима напряга для рудного і штучного ціликів:

$$\sigma_R = 0,15 \cdot \sigma_{cm} \cdot K_{cn}, \quad (8.8)$$

де  $K_{cn} = 0,33$  – коефіцієнт структурного послаблення масиву.

5. Запас міцності, який закладений у цілик:

$$n = \frac{\sigma_R}{\sigma_3} \quad (8.9)$$

Раціональний запас міцності, що закладається в рудний або штучні цілики, має перевищувати 3 рази.

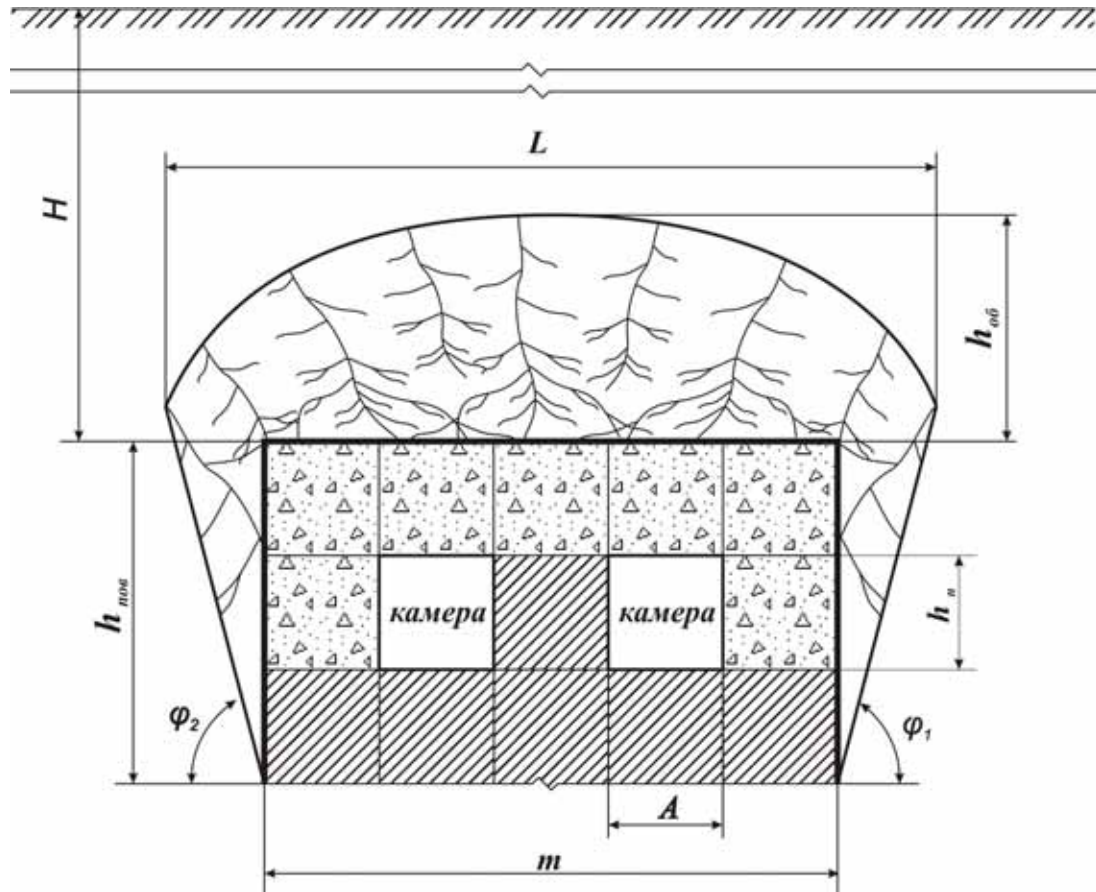


Рис. 8.1. Розрахункова схема для розмірів рудних та штучних ціликів

### Приклад рішення

1. Визначимо еквівалентну довжину склепіння нестійкої рівноваги за формулою (8.1):

$$\begin{aligned} L &= m + (h_n + h_3) \cdot \left( \operatorname{ctg} \frac{90^\circ + \varphi_1}{2} + \operatorname{ctg} \frac{90^\circ + \varphi_2}{2} \right) = \\ &= 40 + (27 + 27) \cdot \left( \operatorname{ctg} \frac{90^\circ + 50^\circ}{2} + \operatorname{ctg} \frac{90^\circ + 50^\circ}{2} \right) = 79,3 \text{ м.} \end{aligned}$$

2. Далі знайдемо висоту склепіння нестійкої рівноваги  $h_{об}$  з урахуванням гірського тиску на контурі покладу за формулою (8.4):

$$h_{об} = h \cdot \left( 1 - \frac{1,1 \cdot P}{\gamma_n \cdot g \cdot H} \right) = 19,8 \cdot \left( 1 - \frac{1,1 \cdot 5000000}{2000 \cdot 9,81 \cdot 500} \right) = 8,7 \text{ м,}$$

де  $h$  – висота склепіння нестійкої рівноваги, яке розширюється над рудним покладом і визначається за формулою (8.5):

$$h = 0,25 \cdot L = 0,25 \cdot 79,3 = 19,8 \text{ м},$$

де  $P$  – тиск на контурі з боку закладеного масиву за формулою (8.6):

$$P = 0,5 \cdot \sigma_{cm} = 0,5 \cdot 10 = 5 \text{ МПа}.$$

Далі знаходимо еквівалентну напругу в рудному цілику за формулою (8.2), але для її розрахунку потрібно знайти приведену висоту навантаження на цілик  $h_{np}$  за формулою (8.3):

$$h_{np} = \frac{\gamma_n \cdot h_{об} + \gamma_3 \cdot h_3}{\gamma_3} = \frac{2 \cdot 8,7 + 2 \cdot 27}{2} = 35,7 \text{ м},$$

$$\sigma_p = \left( \frac{2 \cdot B \cdot \gamma_3 \cdot h_{np}}{B - e} + 0,5 \cdot \gamma_p \cdot h_n \right) \cdot 10^{-3} = \left( \frac{2 \cdot 30 \cdot 2 \cdot 35,7}{30 - 3} + 0,5 \cdot 3 \cdot 27 \right) \cdot 0,001 = 0,2 \text{ МПа}.$$

3. Визначимо за формулою (8.7) напругу, що діє в масиві штучного цілика:

$$\sigma_3 = (\gamma_3 \cdot h_{np} + 0,5 \cdot \gamma_3 \cdot h_n) \cdot 10^{-3} = (2 \cdot 35,7 + 0,5 \cdot 2 \cdot 27) \cdot 0,001 = 0,098 \text{ МПа}.$$

4. Гранично-припустима напруга для рудного і штучного ціликів за формулою (8.8):

$$\sigma_R = 0,15 \cdot \sigma_{cm} \cdot K_{co} = 0,15 \cdot 10 \cdot 0,33 = 0,495 \text{ МПа}.$$

5. Отримаємо за формулою (8.9) запаси міцності, які закладені у рудний та штучний цілики:

$$n_p = \frac{\sigma_R}{\sigma_p} = \frac{0,495}{0,2} = 2,48 \approx 2 \text{ рази}, \quad n_3 = \frac{\sigma_R}{\sigma_3} = \frac{0,495}{0,098} = 5,06 \approx 5 \text{ разів}.$$

Раціональний запас міцності, що закладається в рудний або штучний цілики, має бути більше 3 разів. У разі невиконання цієї умови змінюють геометричні розміри ціликів та виконують повторні розрахунки.

Вихідні дані  
для визначення одиночних ціликів на міцність

№ варіанта	Кут зрушення		Об'ємна маса			Глибина ведення гірничих робіт, $H$ , м	Міцність руди, $f$	Потужність рудного покладу, $m$ , м
	порід висячого боку покладу, $\varphi_1$ , градус	порід лежачого боку покладу, $\varphi_2$ , градус	руди, $\gamma_p$ , т/м <sup>3</sup>	порід, $\gamma_n$ , т/м <sup>3</sup>	Закладки, $\gamma_z$ , т/м <sup>3</sup>			
0	50	50	3	2	2	500	10	40
1	54	55	3,0	2,0	2,1	520	12	45
2	51	51	3,2	2,2	2,1	550	11	50
3	52	52	3,4	2,4	2,2	600	9	55
4	53	53	3,6	2,6	2,3	650	8	60
5	54	54	3,8	2,8	2,4	700	7	65
6	55	55	4,0	3,0	2,5	750	6	70
7	56	56	3,0	2,0	2,0	800	14	40
8	57	57	3,2	2,2	2,1	850	15	45
9	58	58	3,4	2,4	2,2	900	10	50
10	59	59	3,6	2,6	2,3	950	12	55
11	60	60	3,8	2,8	2,4	1000	11	60
12	61	61	4,0	3,0	2,5	950	9	65
13	62	62	3,0	2,0	2,0	900	8	70
14	63	63	3,2	2,2	2,1	850	7	40
15	64	64	3,4	2,4	2,2	800	6	45
16	65	65	3,6	2,6	2,3	750	14	50
17	66	66	3,8	2,8	2,4	700	15	55
18	67	67	4,0	3,0	2,5	650	10	60
19	68	68	3,0	2,0	2,0	600	12	65
20	69	69	3,2	2,2	2,1	550	11	70
21	70	70	3,4	2,4	2,2	500	9	40
22	71	71	3,6	2,6	2,3	550	8	45
23	72	72	3,8	2,8	2,4	600	7	50
24	73	73	4,0	3,0	2,5	650	6	55
25	74	74	3,0	2,0	2,0	700	14	60
26	75	75	3,2	2,2	2,1	750	15	65
27	76	76	3,4	2,4	2,2	800	10	70
28	77	77	3,6	2,6	2,3	850	12	40
29	78	78	3,8	2,8	2,4	900	11	45
30	79	79	4,0	3,0	2,5	950	9	50

### Контрольні питання

1. Яка мета визначення міцності рудних та штучних ціликів?
2. Що таке штучний цілик?
3. Що таке гранично-припустима напруга?

## Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (по рисунку) – 30 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

### **Критеріями визначення оцінок приймається:**

- «відмінно» – більше 90;
- «добре» – 75-90 балів;
- «задовільно» – 60-74 балів;
- «незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно враховувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати та уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

## Список літератури

1. Баранов О.Л. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. – М.: Недра, 1985.
2. Борисенко С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений. – К.: Вища шк. Главное изд-во, 1987. – 262 с.
3. Единые правила безопасности при взрывных работах. – Киев, 1992.
4. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. – М.: Недра, 1977.
5. Закладочные работы в шахтах: Справочник / Под ред. Д.М. Бронникова, М.Н. Цыгалова. – М.: Недра, 1989. – 400 с.
6. Именитов В.А. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1984. – 504 с.
7. Методы и средства взрывной отбойки руды / Э.О. Миндели и др. – М.: Недра, 1963. – 380 с.
8. Подготовка блоков при разработке рудных залежей / В.С. Ефремов, В.В. Нестеренко, С. Мячин, Ю.И. Лысенко. – М.: Недра, 1974. – 208 с.
9. Проектирование взрывных работ / Под ред. В.И. Кутузова. – М.: Недра, 1974.
10. Мартынов В.К. Проектирование и расчёт систем разработки рудных месторождений. – Киев – Донецк: Вища шк. Главное изд-во, 1987. – 216 с.
11. Скоряков Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин. – М.: Недра, 1986. – 204 с.
12. Справочник по горнорудному делу. – М.: Недра, 1983. – 816 с.
13. Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок. – М.: Недра, 1985, 240 с.
14. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1983, 424 с.
15. Г.М. Малахов, В.К. Мартынов, Г.Т. Фаустов, И.А. Кучерявенко. Основные расчеты систем разработки рудных месторождений. – М.: Недра, 1968, 276 с.



**Хоменко Олег Євгенович**  
**Кононенко Максим Миколайович**  
**Мальцев Дмитро Валерійович**

**ПРОЦЕСИ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ РУДНИХ РОДОВИЩ.**

**МАТЕРІАЛИ МЕТОДИЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ**  
**для практичних занять**

студентів напряму підготовки 6.050301 Гірництво

Друкується у редакційній обробці авторів.

Підписано до друку 17.03.2011. Формат 30×42/4  
Папір офсет. Ризографія. Розум. друк. арк. 3,6  
Обл.-вид. арк. 3,6. Тираж 50 прим. Зам. №

ДВНЗ «Національний гірничий університет»  
49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19