

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ГІРНИЧИЙ КОЛЕДЖ  
КРИВОРІЗЬКОГО НАЦІОНАЛЬНОГО УНІВЕРСИТЕТУ



## **ІНСТРУКТИВНО-МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ**

*до виконання практичних робіт  
з навчальних дисциплін:  
"ГІРНИЧА СПРАВА"*

Склала викладач Кузьміч О.А.  
Розглянуто та ухвалено  
на засіданні циклової комісії  
гірничих дисциплін  
Протокол № \_ від \_\_\_\_\_ р.  
Голова комісії \_\_\_\_\_ Кузьміч О.А.

Кривий Ріг, 20\_\_

# ЗМІСТ

<b><i>Практична робота №1</i></b>	3
Вивчення форм та елементів залягання рудних покладів	
<b><i>Практична робота №2</i></b>	7
Вибір місця закладання головної розкриттєвої виробки	
<b><i>Практична робота №3</i></b>	11
Вивчення схем відбійки руди в блоці та параметрів буровибухових робіт	
<b><i>Практична робота №4</i></b>	16
Розрахунок вибухових робіт в горизонтальних виробках	
<b><i>Практична робота №5</i></b>	21
Вивчення способів доставки руди в блоці. Розрахунок продуктивності доставки руди скреперними установками та віброживильниками	

## **ПРАКТИЧНА РОБОТА №1**

**Тема:** Вивчення форм та елементів залягання рудних покладів. Побудова зон зсуву та обвалення гірських порід при підземній розробці родовищ корисних копалин. Визначення промислових запасів шахтового поля. річної потужності та терміну існування шахти

**Мета роботи:** Набути практичних навичок у побудові по основним елементам залягання рудного покладу його зображення та зон зсуву і обвалення гірських порід; визначати промислові запаси родовища (шахтового поля), річну потужність шахти та термін її існування

### **ІНСТРУКТИВНО – МЕТОДИЧНИЙ МАТЕРІАЛ**

По формі поклади поділяються на ізометричні (витягнуті у трьох напрямках приблизно однаково), плаstopодібні (витягнуті у двох напрямках), стовпоподібні (витягнуті у одному напрямку).

До основних відносять слідуєчи форми рудних тіл: пластові, пласто-, стовпо- і лінзоподібні, жильні, штоко- та гніздоподібні.

Основні елементи залягання рудних покладів: потужність наносів та рудного тіла, глибина його залягання та розповсюдження, довжина за простяганням, кути падіння та схилення.

Усі запаси корисних копалин у межах виявленої частини родовища є геологічні. їх підрозділяють на балансові та забалансові. Балансові запаси включають промислові та проектні втрати.

Видана на поверхню руда з домішаною пустою породою є рудна маса. Рудна маса та пусті породи, які видаються на поверхню окремо, називаються гірничою масою.

Промислові запаси родовища (шахтового поля) визначають за виразом

$$T_{np} = (H_p - H_n - H_z) \cdot L \cdot M_z \cdot \gamma_p, m \quad (1.1)$$

де  $H_p$  - глибина розповсюдження покладу, м;  
 $H_n$  - потужність наносів, м;  
 $H_z$  - глибина залягання покладу, м;  
 $L$  - довжина рудного покладу за простяганням, м;  
 $M_z$  - горизонтальна потужність покладу, м;  
 $\gamma_p$  - об'ємна вага руди, т/м<sup>3</sup>.

Кількість видобутої руди (рудної маси) при повній відробці родовища визначається за формулою

$$Q_{вид} = T_{np} \frac{1 - B}{1 - 3}, m \quad (1.2)$$

де  $B, \beta$  - відповідно коефіцієнти втрат та засмічення руди, долі одиниць.  
Річну продуктивність (потужність) шахти по гірничим можливостям визначаємо за формулою

$$A_p = S \cdot h_p \cdot \gamma_p \frac{1-B}{1-\beta} k_a \cdot k_m, m \quad (1.3)$$

де  $S = L \cdot M_{\bar{a}}$  - площа шахтного поля, м<sup>2</sup>;  
 $h_p$  - річне пониження гірничих робіт, м;  
 $k_a, k_m$  - поправочні коефіцієнти, відповідно на кут падіння та потужність покладу, і визначаються за виразами

$$k_a = 0.6 + 0.0067\alpha, \quad (1.4)$$

$$k_m = \frac{1}{0.02M_{\bar{a}} + 0.78}, \quad (1.5)$$

Одержане при розрахунках значення річної потужності шахти округлюємо в меншу сторону з точністю до 50000 тон.

Термін існування шахти визначається з виразу

$$t_{\text{и}} = \frac{T_{np}}{A_p} + t_p + t_3, \quad (1.6)$$

де  $t_p = 1 - 3$  років - час на розвиток гірничих робіт;  
 $t_3 = 2 - 5$  років - час затухання робіт на шахті.

### **Порядок виконання роботи**

1. По плакатам та кресленням вивчити форми рудних покладів та їх основні елементи залягання.

2. По вихідним даним таблиці 1.1 у трьох проекціях (вертикальна, навхрест простягання та план одного з горизонтів) у масштабі викреслити схему покладу (малюнок 1.1).

Всі проекції повинні бути виконані у проекційному зв'язку в масштабі 1:5000 або 1:10000 (в залежності від геометричних розмірів рудного покладу).

3. Дати загальну характеристику викресленого рудного покладу.

4. У відповідності з вихідними даними визначити промислові запаси руди у шахтовому полі, річну потужність шахти по гірничим можливостям та термін її існування.

Таблиця 1.1 Вихідні умови до виконання практичної роботи.

№ варіанта	Глибина розповсюдження, $H_p, м$	Товщина наносів, $H_n, м$	Глибина залягання, $H_z, м$	Довжина за простяганням, $L, м$	Горизонтальна потужність $M_z, м$	Об'єм на вага руди $\gamma_p, т/м^3$	Кут падіння покладу, $\alpha, град$	Кути зсуву порід, град		Кути схилення торців, $\delta, град$	Річне пониження робіт, $h_p, м$	Втрати руди, $B, доли од$	Засмічення руди $Z, доли од$
								Лежачого боку, $\gamma$	Висячого боку, $\beta$				
1	800	20	0	1000	20	3,6	60	55	55	85	19	0,14	0,12
2	1050	40	10	1750	80	3,5	65	60	55	80	12	0,15	0,10
3	1400	60	0	1600	40	3,4	65	60	60	95	17	0,12	0,09
4	1700	90	0	1350	30	3,3	70	65	60	90	18	0,16	0,11
5	650	30	70	700	10	3,7	60	55	50	100	23	0,05	0,03
6	1200	40	20	1900	55	3,5	55	55	55	95	15	0,13	0,10
7	1000	20	10	1750	25	3,4	65	60	55	85	18	0,14	0,11
8	1550	60	0	1800	30	3,3	70	65	60	90	17	0,15	0,11
9	1100	50	0	1500	50	3,5	65	60	55	100	16	0,13	0,08
10	1350	20	30	1400	100	3,4	60	55	55	95	10	0,12	0,10
11	700	40	0	750	5	3,6	80	70	65	85	25	0,06	0,04
12	1150	30	10	1650	50	3,5	65	60	55	80	15	0,13	0,11
13	1300	40	0	1250	25	3,4	60	55	55	85	19	0,11	0,08
14	1650	70	0	1500	15	3,3	55	55	55	90	21	0,15	0,12
15	900	50	20	1100	60	3,7	50	50	55	100	14	0,14	0,09
16	1250	40	0	1300	90	3,4	60	55	55	95	11	0,13	0,10
17	1450	30	0	1700	20	3,5	65	60	55	85	20	0,12	0,09
18	600	20	20	2000	5	3,6	55	50	50	90	16	0,10	0,07
19	1600	40	10	1450	35	3,4	65	60	60	95	18	0,11	0,08
20	850	30	0	900	10	3,7	65	55	55	80	22	0,05	0,04
21	1500	60	20	1050	45	3,3	65	60	60	90	17	0,15	0,11
22	950	30	0	1950	70	3,6	60	50	55	85	13	0,14	0,12
23	1750	80	20	1200	30	3,4	70	65	60	95	18	0,12	0,10
24	750	40	10	800	15	3,5	60	55	55	100	23	0,13	0,09
25	1800	100	50	1200	40	3,3	75	70	65	90	16	0,14	0,11



## **ПРАКТИЧНА РОБОТА №2**

**Тема:** Вибір місця закладання головної розкриттєвої виробки. Вибір схеми розкриття родовища і схеми підготовки основного відкотного горизонту

**Мета роботи:** Набути практичних навичок у виборі місця закладання головної розкриттєвої виробки навхрест простягання та за простяганням родовища, викреслити схему розкриття крутоспадного родовища і підготовки основного відкотного горизонту

### **Теоретичні відомості.**

Місце закладення головної розкриттєвої виробки (ствола шахти) визначають у двох напрямках: навхрест простягання та за простяганням покладу.

Навхрест простягання місце розташування ствола шахти вибирають виходячи з умов його збереження при розробці покладу до проектної глибини. Для цього його розташовують за зоною зсуву гірських порід (рис. 2.1), яка визначається для конкретних гірничо-геологічних умов згідно інструктивних документів.

При визначенні місця розташування ствола шахти за простяганням головним фактором є мінімум витрат на транспортування руди і матеріалів під землею та на поверхні, а також на вентиляцію гірничих робіт. У більшості випадків це місце збігається з центром тяжіння рудних тіл.

Економічна доцільність розташування головної розкриттєвої виробки за простяганням з приблизно однаковою питомою вагою руди визначається умовою

$$\sum S_n = \sum S_e = \frac{\sum S}{2}, \quad (2.1)$$

де  $\sum S_n, \sum S_e$  - сума приведених рудних площ горизонтів, відповідно праворуч та ліворуч від осі виробки,  $m^2$ ;  $\sum S$  - загальна сума приведеної рудної площі горизонтів,  $m$ ;

$$\sum S = S_1 + S_2 + \dots + S_n, m^2 \quad (2.2)$$

де  $S_1, S_2, S_n$  - відповідно площа рудних покладів на 1, 2, ...,  $n$  -му горизонтах гірничих робіт (рис. 2.2).

Розрізняють прості та комбіновані способи розкриття шахтових полів родовищ. При простому способі, розкриття здійснюють однією головною виробкою (вертикальним або похилим стволом, штольнею або спіральними з'їздами), при комбінованому - декількома (наприклад, вертикальним з поверхні

та сліпим стволами, штольнею і сліпим вертикальним стволом і т.п.). При цьому враховуються зони зсуву та обвалення порід.

Існують рудна та польова штрекові схеми підготовки основного (відкотного) горизонту. При розробці потужних рудних родовищ частіше всього застосовують дві схеми трасування відкотних виробок: ортову тупікову і ортову кільцеву.

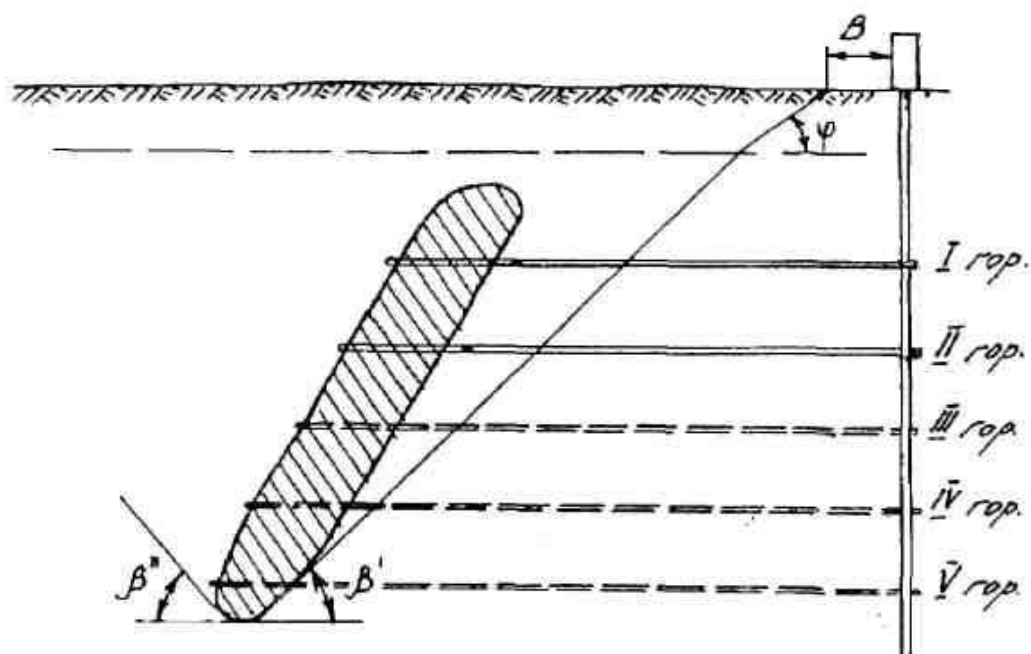
Схеми розкриття та підготовки шахтових полів визначаються параметрами залягання рудного покладу, фізико-механічними властивостями порід, прийнятим способом транспортування руди, а також вибраною системою розробки.

### ***Порядок виконання роботи***

1 По плакатам і кресленням вивчити основні способи та схеми розкриття родовищ і схеми підготовки відкотних горизонтів

2 По приведеним в таблиці 1.1. вихідним даним викреслити у масштабі в 3-х проекціях схему рудного покладу

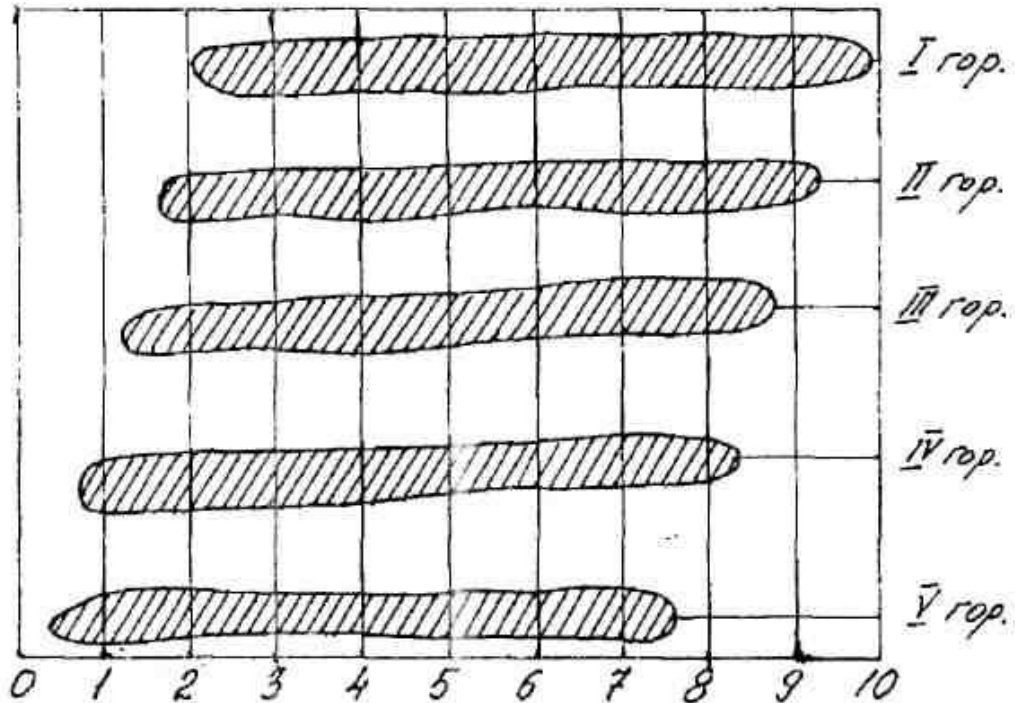
3 Згідно умов залягання родовища нанести на відповідні проекції границі зон зсуву гірських порід та берму безпеки, (малюнок 2.1).



*Малюнок 2.1 - Схема розташування головної розкриттєвої виробки навхрест простягання покладу*



4 Визначити місце розташування головної розкриттєвої виробки за простяганням родовища (малюнок 2.2).



Малюнок 2.2 - Схема рудних горизонтальних площ, суміщених в маркшейдерських осях

5 Вибрати, обґрунтувати та накреслити схеми розкриття і підготовки родовища, а також схему підготовки основного відкотного горизонту.

6 Вказати на переваги та недоліки вибраних схем розкриття родовища і підготовки основного відкотного горизонту.

7 Скласти перелік капітальних (розкриттєвих) та підготовчих виробок, графічним способом визначити їх довжину. Результати розрахунків занести в таблицю 2.1

Таблиця 2.1 - Результати розрахунків

Розкриттєві виробки			Підготовчі виробки		
Найменування	Кількість	Довжина, м	Найменування	Кількість	Довжина, м
Головний вертикальний ствол			Відкотний штрек лежачого боку		
Головний похилий ствол			Відкотний штрек висячого боку		
Сліпий ствол			Орти - заїзди		
Вентиляційний ствол			Блокові підняттєві		
Головний квершлаг			Навантажувальна		
Вентиляційний квершлаг			Збійки		
Усього:		$\Sigma L$			$\Sigma L$

**Література для самостійного опрацювання роботи**

- 1 Агошков М. И., Борисов С. С., Боярский В. А. Разработка рудных и нерудных месторождений. - М.: Наука, 1983. - 43 - 54, 71 - 74 с.
- 2 Борисов С. С. Горное дело. - М.: Наука, 1988. - 160 - 166 с.
- 3 Борисенко С. Г. Технология подземной разработки рудных месторождений. - К.: Вища школа, 1987г. - 34 - 36, 38-54, 75 с.
- 4 Справочник по горнорудному делу. - М.: Недра, 1983. - 199 - 208 с.

## **ПРАКТИЧНА РОБОТА №4**

Тема: Вивчення схем відбійки руди в блоці та параметрів буровибухових робіт

Мета роботи: Набути практичних навичок у розрахунку основних параметрів буровибухових робіт та їх показників, ознайомитися з основними схемами відбійки руди глибокими свердловинами

### **Теоретичні відомості**

Відбійка руди свердловинними зарядами вибухових речовин (ВР) -основний спосіб відбійки при підземній розробці родовищ потужність більше 5...8 м, які представлені рудами різної міцності. Діаметр свердловин змінюється від 42 до 250 мм.

Руду відбивають свердловинними зарядами на вільний простір, або (на розрихлену масу в затисненому середовищі (рис. 3.1).

Свердловини розташовують паралельно або віялоподібно при від бійці руди горизонтальними, вертикальними та похилими шарами.

Основними параметрами буровибухових робіт при відбійці руди глибокими свердловинами є діаметр  $d$  та довжина  $l$  свердловин, лінія найменшого опору  $W$ , відстань між свердловинами  $a$ , питомі витрати ВР на відбійку  $q$  і вихід руди з 1 м свердловини  $\lambda$ .

Параметри буровибухових робіт визначаються за методикою докт. техн. наук, проф. Ю. П. Капленко.

Лінія найменшого опору (ЛНО) визначається за формулою

$$W = C_0 \cdot k_n \cdot d_3 \cdot \sqrt{\rho_{BP}} \cdot \eta, \text{ м} \quad (3.1)$$

де  $C_0$  - показник вибуховості гірських порід;

$k_n = 0,9 \dots 1,0$  - коефіцієнт неоднородності масиву;

$d_3$  - діаметр заряду, м;

$\rho_{BP} = 1$  - щільність заряджання вибухової речовини (ВР), г/см<sup>3</sup>;

$\eta = 1$  - коефіцієнт роботоздатності ВР.

Показник вибуховості гірських порід в залежності від їх міцності визначаємо за формулою

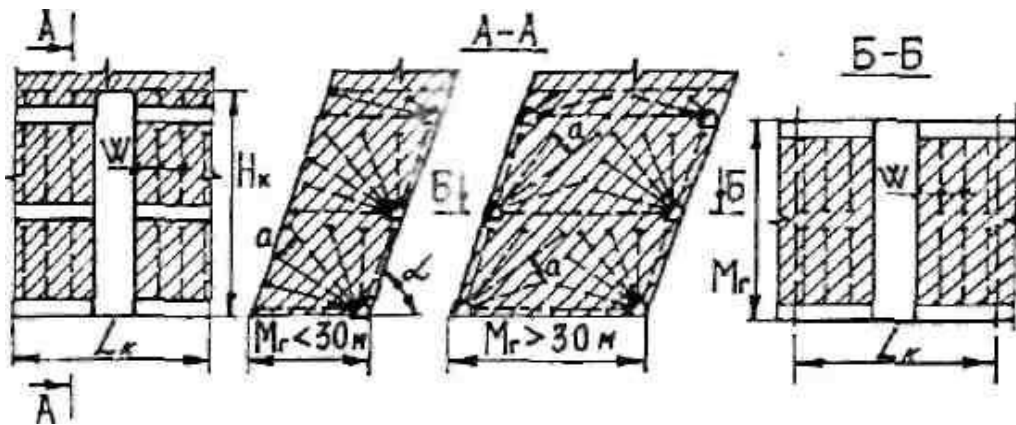
$$C_0 = 20 + 56 \cdot \exp(-0,2 \cdot f) \quad (3.2)$$

де  $f$  - коефіцієнт міцності руди за шкалою проф. М. М. Протодьяконова.

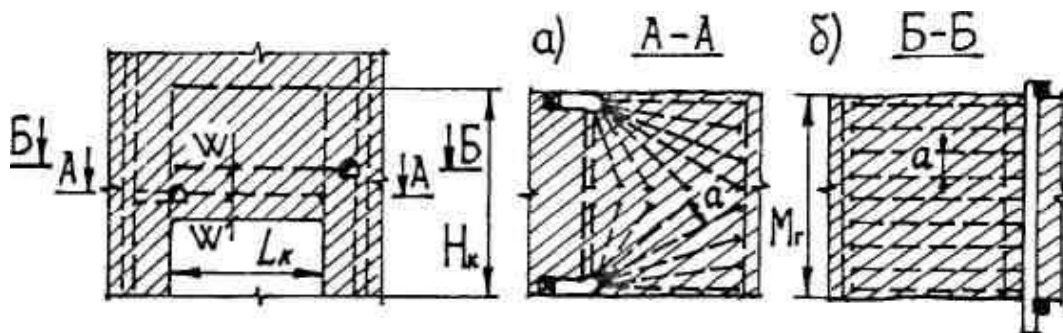
Таблиця 3.1 - Приблизне значення  $C_0$  для порід різної міцності

$f$	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
$C_0$	45,16	40,60	36,87	33,81	31,31	29,26	27,58	26,20	25,08	24,16	23,05	22,79

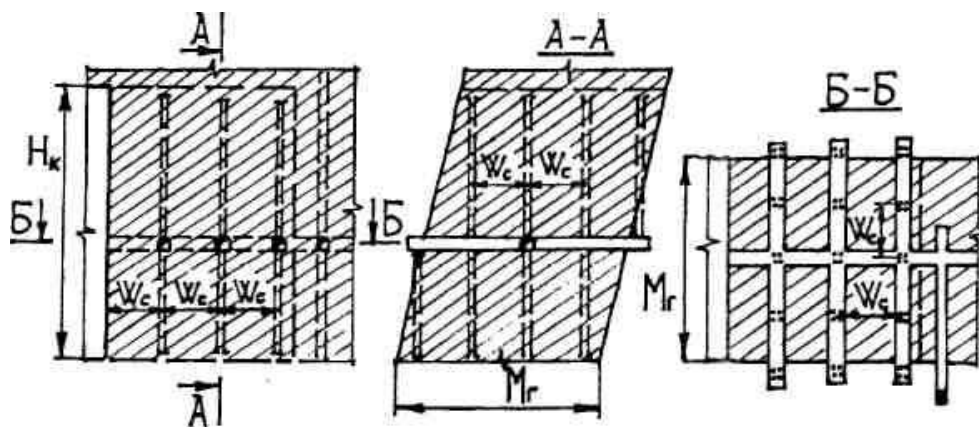
вертикальними віялами свердловин



- а) горизонтальними віялами свердловин;  
 б) горизонтальними паралельними свердловинами



вертикальними пучками паралельно-зближених свердловин



Малюнок 3.1 - Схеми розбурювання масиву глибокими свердловинами

Лінія найменшого опору при відбійці міцних руд пучками паралельно-зближених свердловин розраховується по формулі

$$W_c = W \cdot \sqrt{n} , м \quad (3.3)$$

де  $n$  - кількість свердловин у одному пучку (від 2-3 до 7-8 штук).  
Відстань між кінцями свердловин визначається з виразу

$$a = W \cdot m , м \quad (3.4)$$

де  $m = 0,019 \cdot C_0 + 0,403$  - коефіцієнт зближення свердловинних зарядів, долі од.

### **Порядок виконання роботи**

1 По плакатам і кресленням вивчити основні схеми відбійки руди глибокими свердловинами;

2 У вибраному масштабі згідно вихідних даних (табл. 3.2) викреслити у 3-х проекціях очисний блок;

3 Для заданих умов розрахувати параметри буровибухових робіт за методикою проф. Ю. П. Капленко;

4 Згідно визначених параметрів БВР викреслити задану схему розбурювання масиву. Приклади розташування свердловин в залежності від схеми розбурювання масиву приведені на малюнку 3.1.

5 Графічним способом визначити довжину свердловин, які пробурені в одному шарі, а також обчислюємо їх загальну довжину при обваленні блоку за формулою

$$L_{заг} = \sum_{i=1}^n L_i N , м \quad (3.5)$$

$\sum_{i=1}^n L_i$  - сумарна довжин свердловин у шарі, м;

$n$  - кількість шарів руди, яка відбивається.

6 Визначаємо вихід руди з 1 м свердловини

$$\lambda = \frac{L_k \cdot M_g \cdot H_k \cdot \gamma_p}{L_{заг}} , т/м \quad (3.6)$$

де  $L_k$  - довжина камери (масиву), м;

$M_g$  - горизонтальна потужність покладу, м;

$H_k$  - висота камери (масиву), м;

$\gamma_p$  - питома вага руди, т/м<sup>3</sup>.

7 Визначаємо загальні та питомі витрати ВР на відбійку руди за формулами

$$Q_{BP} = L_{заг} \cdot k_3 \cdot \delta, \text{ м} \quad (3.7)$$

де  $k_3$  - коефіцієнт заряджання свердловин, долі од.;

$k_3 = 0,85 \dots 0,9$  - при відбійці паралельними свердловинами;

$k_3 = 0,75 \dots 0,8$  - при відбійці руди віялами свердловин;

$\delta$  - місткість ВР в 1 м свердловини, кг;

$\delta = 5,7 \text{ кг/м}$  при  $d_3 = 85 \text{ мм}$ ;

$\delta = 8,6 \text{ кг/м}$  при  $d_3 = 105 \text{ мм}$ .

$$q_{BP} = \frac{Q_{BP}}{L \cdot M_c \cdot H \cdot \gamma_P}, \text{ кг/м} \quad (3.8)$$

Таблиця 3.2 - *Вихідні умови до виконання практичної роботи*

№ вар.	Схеми відбійки руди	Горизонтальна потужність покладу, $M_c, \text{ м}$	Кут падіння покладу $\alpha$ , град	Довжина камери (масиву) $L_c, \text{ м}$	Висота камери (масиву) $H_k, \text{ м}$	Коефіцієнт міцності руди $f$	Діаметр свердловини $d_c, \text{ м}$	Питома вага руди $\gamma_P, \text{ м}^3$
1	Вертикальними віялами свердловин	15	55	40	50	4	0,085	3,3
2		20	60	40	45	5	0,085	3,4
3		25	65	30	40	6	0,105	3,5
4		30	55	30	50	7	0,105	3,6
5		35	60	25	45	8	0,105	3,7
6		40	65	25	40	9	0,105	3,8
7	Горизонтальними віялами свердловин	15	55	40	50	5	0,085	3,3
8		20	60	30	45	6	0,085	3,4
9		25	65	30	40	7	0,105	3,5
10		30	55	30	50	8	0,105	3,6
11		35	60	25	45	9	0,105	3,7
12		40	65	25	40	10	0,105	3,8
13	Горизонтальними паралельними свердловинами	15	60	40	50	6	0,085	3,3
14		20	65	30	45	7	0,085	3,4
15		25	70	30	40	8	0,105	3,5
16		30	60	40	50	9	0,105	3,6
17		35	65	30	45	10	0,105	3,7
18		40	70	25	40	11	0,105	3,8
19	Вертикальними пучками паралельно-зближених свердловин	25	70	40	60	10	0,105	3,8
20		30	75	40	55	11	0,105	3,7
21		35	80	35	50	12	0,105	3,6
22		40	70	35	60	13	0,105	3,5
23		45	75	30	55	14	0,105	3,4
24		50	80	30	50	15	0,105	3,3

## *Література для самостійного опрацювання роботи*

1 Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. - М.: Наука, 1983г.

2 Борисов С С. Горное дело. - М: Наука, 1988г.

3 Именитов ВР. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. - М.: Недра, 1984

## **ПРАКТИЧНА РОБОТА №5**

Тема: Розрахунок вибухових робіт в горизонтальних виробках

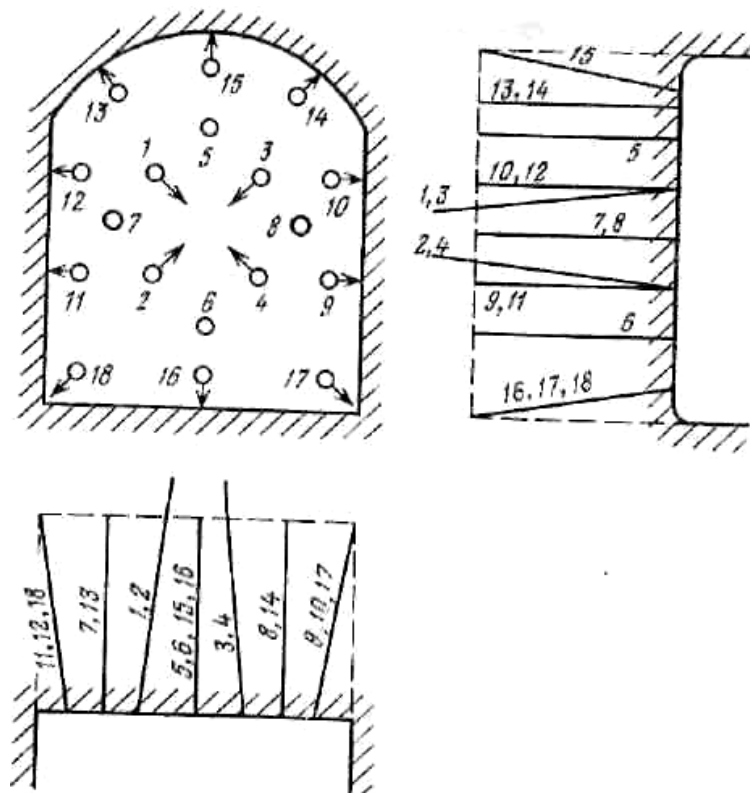
Мета роботи: Набути практичних навичок у визначенні питомих витрат ВР, середньої глибини шпурів, числа шпурів у вибоях, типів врубів

### ***Теоретичні відомості.***

*Шпуровий спосіб* ведення підривних робіт при проведенні виробок забезпечує рівномірне дроблення відірваної породи від масиву і можливість застосування легких бурильних машин.

Діаметр шпурів звичайно становить 30-75 мм, а глибина - до 5 м. Шпури, що мають більший діаметр і довжину, називають свердловинами.

Правильне розташування шпурів у вибої виробок повинно забезпечити відрив гірської маси по проектному контурі виробок з найбільшим коефіцієнтом використання шпурів, рівномірне дроблення породи і здрібнювання її до крупності шматків, при якій можлива найбільша продуктивність навантажувальних машин, виключити можливість підриву зарядів у сусідніх шпурах і викид патронів, що не вибухнули, ВР із породою.



Малюнок 4.1 - Схема розташування шпурів у вибої при проведенні виробок по однорідних породах



При проведенні підземних гірничих виробок, шпури розділяють на врубові і відбійні, відбійні шпури - на допоміжні і що оконтурюють (периферійні).

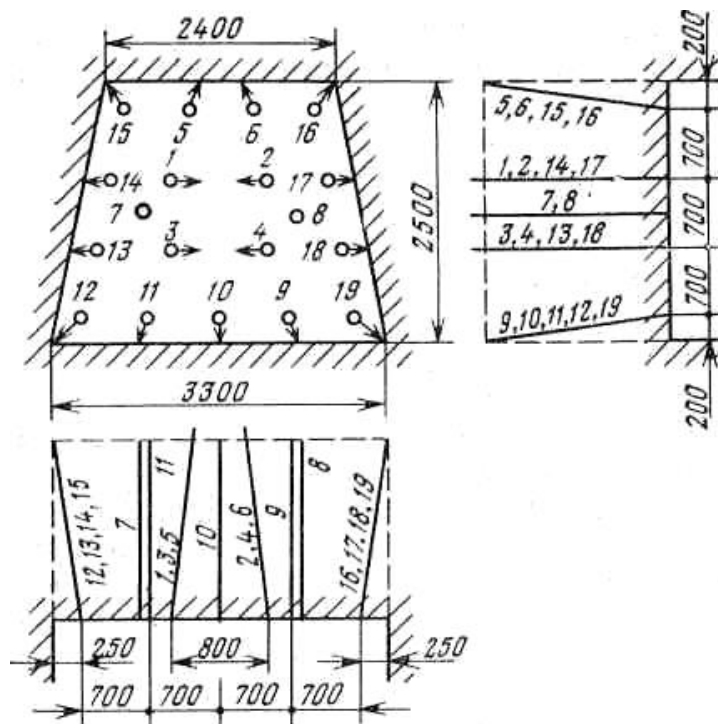
Принципова схема розташування шпурів у вибої при проведенні виробок по однорідних породах показана на малюнку 4.1.

*Врубові шпури* (1-4) призначені для попереднього утворення врубової порожнини і створення додаткових площин оголення в масиві породи в межах контуру виробки, які бурять на 0,2-0,3 м глибше інших. Заряди ВР у врубових шпурах підривають першими.

*Відбійні шпури* (5-8) призначені для розширення порожнини, утвореної вибухом зарядів врубових шпурів. Заряди в цих шпурах підривають відразу ж після вибуху зарядів у врубових шпурах. У виробках невеликої площі поперечного перерізу відбійні шпури можуть бути відсутні, а у виробках великої площі перетину число їх збільшується і вони можуть розташовуватися по декількох замкнутих концентричних контурах. У цьому випадку заряди ВР у відбійних шпурах відривають від масиву основний обсяг гірничої маси.

Шпури, що оконтурюють (9-18) служать для відбійки гірничої маси до проектного контуру поперечного перерізу виробки. Розташовуються вони по периметру вибою виробки і заряди ВР у них підривають останніми. У виробках, проведених у слабких породах, дно шпурів, що оконтурюють, совпадає із проектним контуром виробок, а в деяких випадках їх не добурюють щоб уникнути збільшення проектного перетину виробки.

У міцних породах дно шпуру виходить за межі контуру виробки на 5-15 см. Дно шпурів, що оконтурюють, у ґрунту виробки розташовують нижче проектного контуру, що забезпечує зручність для настилення рейкового шляху.



Малюнок 4.2 - Схема розташування шпурів у вибої з вертикальним клиновим врубом

Число шпурів у кожній групі визначають залежно від площі поперечного переріза виробки. Для виробки площею перетину до 10 м<sup>2</sup>, проведених по міцних породах, приймається середнє співвідношення груп шпурів 1:0,6:1,6; для виробок великої площі перетину (до 20 м<sup>2</sup>) - 1:1,3:1,5.

При проведенні виробок площею перетину 15-20м<sup>2</sup> бурять допоміжні шпури, заряди в які підривають звичайно у дві-три послідовні серії.

При проведенні виробок шпури глибиною більше 2,5 м прийнято називати глибокими, глибиною 1,5-2,5 м - середніми і глибиною менш 1,5м - дрібними.

Схеми розташування врубових шпурів (вруби), застосовувані у вибоях, можна розділити на три групи: зі шпурами, похилими до осі виробок; зі шпурами, паралельними осі виробок, і складаються з одного-двох котлових шпурів.

### **Порядок виконання роботи**

- 1 По плакатам і кресленням вивчити можливі схеми розташування шпурів.
- 2 Зобразити загальну схему розташування шпурів з вертикальним клиновим врубом, використовуючи вихідні данні наведені в таблиці 4.3.
- 3 Визначити витрати ВР на розрахункову кількість просування вибою
- 4 Привести основні правила техніки безпеки та заходи промсанітарії при підриванні шпурів

*Розрахувати параметри шпурового комплексу і зарядів для виробки площиною поперечного перетину  $S_v$ , у породах з міцністю  $f$ , довжина виробки  $L$ , час спорудження  $t_v$ , ширина виробки  $\hat{A}$ , висота виробки  $H$ , діаметр шпура  $d$ .*

1 У якості ВВ вибираємо грануліт АС-8В, для патронів бойовиків – детоніт М. Працездатність грануліта АС-8В  $\rho = 360 - 380 \text{ см}^3$ , а детоніта  $\rho = 460 - 500 \text{ см}^3$ .

2 Визначаємо питомі витрати ВВ АС-8В.

$$q = 1,1 \ell \left( \frac{f}{S_v} \right)^{\frac{1}{2}}, \quad \text{кг/м}^3 \quad (4.1)$$

Таблиця 4.1 - Значення  $q$  для аммоніта № 6ЖВ в виробках площиною поперечного перетину 5-6,5 м<sup>2</sup> в залежності від коефіцієнта міцності порід.

$f$	22-19	18-15	14-13	12-11	10-8	8-7	6-4	Менше 4
$q'$ , кг/м <sup>3</sup>	3,8	3,5	3,0	2,6	2,4	2,0	1,2	0,9

Таблиця 4.2 -Поправочні коефіцієнти

$S_v, \text{м}^2$	2,5	5-6,5	6,5-10	10-15	Более 15
Поправочний коефіцієнт $K$	1,3	1	0,85	0,8	0,75

$$q = q' \cdot K \quad (4.2)$$

3 Глибину шпурів визначаємо за формулою

$$l_{ш} = \frac{L}{25 t_{м} n_{см} n_{ц} \eta}, \text{м} \quad (4.3)$$

де  $L$  - довжина виробки, м; 25- кількість робочих днів у місяці;  $n_{см} = 4$  - число змін на добу;  $n_{ц} = 1$  - число циклів у зміну,  $\eta = 0,85-0,9$  – коефіцієнт використання шпурів.

Довжина заходки:  $l_{\phi} = l_{ш} \cdot \eta$  ;  $\eta = 0,87$

4 Висначаємо кількість шпурів за формулою

$$N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S_v}{\Delta d^2 K_3}, \quad (4.4)$$

де  $\Delta = 1000 \text{ кг/м}^3$  - щільність ВВ у шпурі або патроні,  $\text{кг/м}^3$ ;  $d$  - діаметр шпура, м;  $K_3 = 0,75$ - коефіцієнт заповнення шпуру.

5 Визначаємо сумарну довжину шпурів

$$L_{ш} = l_{ш} \cdot N \quad (4.5)$$

6 Визначаємо необхідні витрати ВВ

$$Q = q \cdot S_v \cdot l_{ш} \quad (4.6)$$

Таблиця 4.3 - *Вихідні умови до виконання практичної роботи*

№ вар	Площина поперечного перетину $S_v, \text{ м}^2$	Коефіцієнт міцності порід $f$	Довжина виробки $L, \text{ м}$	Час спорудження $t_m, \text{ місяці}$	Ширина виробки $B, \text{ м}$	Висота виробки $H, \text{ м}$	Діаметр шпура $d, \text{ мм}$
1	8,25	14	600	5	3,00	2,7	42
2	8,10	15	700	6	3,30	2,75	42
3	7,46	16	700	5	3,10	2,65	42
4	7,76	17	500	6	3,20	2,7	42
5	7,95	18	650	4	3,05	2,8	42
6	8,05	19	750	5	3,30	2,8	42
7	8,20	20	800	7	3,20	2,9	42
8	7,80	14	550	6	3,10	2,7	42
9	7,50	15	600	5	3,30	2,65	42
10	8,30	16	650	5	3,00	2,9	42
11	8,10	17	700	6	3,10	2,8	42
12	7,75	18	750	7	2,90	2,7	42
13	7,45	19	800	7	2,90	2,7	42
14	8,03	20	550	8	3,00	2,75	42
15	8,05	13	600	4	3,00	2,8	42
16	9,05	14	650	5	3,50	2,9	42
17	9,10	15	700	5	3,10	2,9	42
18	8,90	16	750	6	3,10	2,8	42
19	8,75	17	800	7	3,20	2,8	42
20	8,40	18	600	8	3,15	2,75	42
21	8,05	14	650	5	3,50	2,9	42
22	7,80	15	700	5	3,10	2,9	42
23	8,10	16	750	6	3,10	2,8	42
24	8,15	17	800	7	3,20	2,8	42
25	8,10	18	600	8	3,15	2,75	42

### *Література для самостійного опрацювання роботи*

1 Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. - М.: Наука, 1983г.

2 Борисов С С. Горное дело. - М: Наука, 1988г.

3 Именитов ВР. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. - М.: Недра, 1984г.

## **ПРАКТИЧНА РОБОТА №5**

**Тема:** Вивчення способів доставки руди в блоці. Розрахунок продуктивності доставки руди скреперними установками та віброживильниками.

**Мета роботи:** набути практичних навичок у визначенні продуктивності найбільш розповсюджених способів доставки руди скреперними установками і віброживильниками

### ***Теоретичні відомості***

Скреперна доставка застосовується для транспортування відбитої руди в блоку до рудоспуску, або до навантажувального полку. Скреперні лебідки відрізняються потужністю (17, 30, 55, 75 та 100 кВт) та кількістю барабанів (двох- чи трьохбарабанні).

Вибір скреперної лебідки залежить від схеми скреперування. При доставці руди під кутом застосовують дві двохбарабанні лебідки по одній в кожній виробці, які працюють послідовно або одну трьохбарабанну.

В широких камерах застосовують трьохбарабанну скреперну лебідку з одним головним та двома хвостовими канатами.

Віброживильники застосовуються для донного або торцевого випуску руди у вагон, рудоспуск, автосамоскид. Віброживильники бувають вібраційні різь скребкові. Вони працюють за рахунок коливань лотку електродвигуном. Довжина лотку складає від 8 до 10 м.

### ***Порядок виконання роботи***

1 По плакатам і кресленням вивчити можливі способи і схеми доставки руди в очисних блоках.

2 Зобразити загальну схему скреперної доставки руди в блоці та схему установки віброживильника.

3 Визначити для загальних умов згідно таблиця 5.1 технічну та експлуатаційну продуктивність доставки руди скреперною установкою і віброживильником.

4 Привести основні правила техніки безпеки та заходи промсанітарії при використанні скреперних установок і віброживильників.

Розрахунок продуктивності скреперної доставки руди

Технічна продуктивність скреперної установки визначається за формулою

$$P_m = \frac{3600 \cdot V_c \cdot K_i}{\frac{L_{\bar{n}\bar{a}\bar{d}}}{v_{\bar{a}\bar{a}\bar{i}\bar{o}}} + \frac{L_{\bar{n}\bar{a}\bar{d}}}{v_{\bar{o}\bar{i}\bar{e}}} + t_{\bar{i}\bar{a}\bar{d}}}, \text{ м}^3/\text{годин} \quad (5.1)$$

де  $V_c$  - місткість скрепера,  $\text{м}^3$ ;

$K_i$  - 0,7... 0,9 - коефіцієнт наповнення скрепера, *долі од.*;

$L_{\bar{n}\bar{a}\bar{d}}$  - середня довжина скреперування,  $\text{м}$ ;

$v_{\bar{a}\bar{a}\bar{i}\bar{o}}, v_{\bar{o}\bar{i}\bar{e}}$  - відповідно, швидкість руху скрепера при вантажному і холостому ходах,  $\text{м/с}$ ;

$t_{\bar{i}\bar{a}\bar{d}}$  - 15... 30  $\text{с}$  - час перемикання холостого і вантажного ходів, на завантаження та розвантаження скрепера.

Швидкість вантажного і холостого ходів скрепера в залежності від потужності двигуна установки приведена в таблиці 5.1

Таблиця 5.1- Швидкість вантажного і холостого ходів скрепера

Тип скреперної лебідки	17ЛС-2С	30ЛС-2С	55ЛС-2С
$v_{\bar{a}\bar{a}\bar{i}\bar{o}}$	1,10	1,20	1,32
$v_{\bar{o}\bar{i}\bar{e}}$	1,52	1,65	1,80

Змінну (експлуатаційну) продуктивність скреперної установки визначаємо за формулою:

$$P_e = \frac{t_{\bar{c}\bar{i}} \cdot k_{\bar{a}} \cdot \bar{D}_{\bar{o}}}{1,15 \cdot t_{\bar{a}\bar{i}\bar{i}} \cdot \bar{D}_{\bar{o}} + 63} + \frac{\gamma_{\bar{o}}}{\hat{E}_{\bar{o}}}, \text{ т/зміну} \quad (5.2)$$

де  $t_{\bar{c}\bar{i}}$  = 420 *хвилини* - тривалість зміни;

$k_{\bar{a}}$  - коефіцієнт використання лебідки у часі, який залежить від умов скреперування, *долі од.*

$k_{\bar{a}} = 0,95$  - при доставці руди з очисних вибоїв у підняттєвий;

$k_{\bar{a}} = 0,90$  - при доставці руди з очисних вибоїв з навантаженням через полок у вагонетку;

$t_{\bar{a}\bar{i}\bar{i}}$  - витрати часу на допоміжні операції (ліквідація зависань в дучках, вторинне подрібнення негабариту), віднесені до  $1\text{м}^3$  гірничої маси,  $\text{хв/м}^3$ .

$\gamma_p$  - об'ємна вага руди,  $\text{т/м}^3$ ;

$K_p = 1,3... 1,5$  - коефіцієнт розпушення руди, *долі од.*

Розрахунок продуктивності доставки руди віброживильниками

Технічну продуктивність віброживильника визначаємо за формулою

$$P_m = 3600 \cdot b \cdot h_\phi \cdot v \cdot k_i \cdot k_a, \text{ м}^3/\text{годин} \quad (5.3)$$

де  $b$  - ширина лотка віброживильника, м;  
 $h_\phi$  - висота шару руди, який переміщується по лотку, м;  
 $v$  - швидкість переміщення матеріалу, м/с.

$$v = 0,1 \cdot A \cdot \omega \cdot \cos(\alpha - \beta) \cdot k_e, \text{ м/с} \quad (5.4)$$

де  $A = 5...7$  мм - амплітуда коливань лотка;  
 $\omega$  - частота вібрації,  $c^{-1}$ ;  
 $\alpha$  - кут встановлення лотка (платформи) віброживильника, град.;  
 $\beta$  - кут вібрації, град.;  
 $k_e = 0,6...0,85$  - коефіцієнт, який враховує ковзання матеріалу по лотку, доли од.;  
 $k_i$  - коефіцієнт нерівномірності випуску руди, доли од.  
 $k_a = 1,1...1,3$  - коефіцієнт, який враховує довжину платформи, доли од.

В розрахунок приймаємо  $k_e = 0,6$  та  $k_a = 1,1$

Експлуатаційну (змінну) продуктивність віброустановки визначаємо за формулою

$$P_e = 420 \cdot P_m \cdot k_a \cdot \frac{\gamma_{\partial\partial}}{60}, \text{ т/зміну} \quad (5.5)$$

де  $k_a = 0,1... 0,3$  - коефіцієнт використання віброживильника протягом зміни, доли од.;

$\gamma_{\partial\partial}$  - щільність руди у розпушеному стані, т/м .

Необхідно мати на увазі, що експлуатаційна продуктивність віброживильників в реальних умовах коливається від 300 до 800 т/зміну.

Таблиця 5.2 - **Вихідні умови до виконання практичної роботи**

№ вар	Потужність скреперної лебідки, кВт	Середня довжина скреперування $L_{\text{пад}}, \text{м}$	Витрати часу на допоміжні операції, $t_{\text{дп}}, \text{хв/м}^3$	Місткість скрепера $V_c, \text{м}^3$	Об'ємна вага руди $\gamma_p, \text{т/м}^3$	Ширина лотка $b, \text{м}$	Висота шару руди на лотку $h_\phi, \text{м}$	Частота вібрації $\omega, \text{с}^{-1}$	Кут нахилу лотка $\alpha, \text{град}$	Кут вібрації $\beta, \text{град}$	Коеф. нерівномірності випуску руди, $k_f$	Об'ємна вага розпушеної руди, $\gamma_{\text{ад}}, \text{т/м}^3$
1	55	8	1,7	0,6	3,3	1,2	0,30	100	15	30	0,70	2,2
2	30	10	1,6	0,5	3,4	1,4	0,30	100	15	35	0,70	2,3
3	17	12	1,5	0,3	3,5	1,2	0,30	110	16	40	0,65	2,4
4	55	10	1,8	0,5	3,6	1,4	0,30	110	16	30	0,65	2,5
5	30	12	1,7	0,4	3,7	1,2	0,30	120	17	35	0,60	2,5
6	17	14	1,6	0,2	3,3	1,4	0,30	120	17	40	0,60	2,4
7	55	12	1,9	0,6	3,4	1,2	0,30	100	18	30	0,55	2,3
8	30	14	1,8	0,5	3,5	1,4	0,30	100	18	35	0,55	2,2
9	17	16	1,7	0,3	3,6	1,2	0,35	110	15	40	0,50	2,2
10	55	14	2,0	0,5	3,7	1,4	0,35	110	15	30	0,50	2,3
11	30	16	1,9	0,4	3,7	1,2	0,35	120	16	35	0,55	2,4
12	17	10	1,8	0,2	3,6	1,4	0,35	120	16	40	0,55	2,5
13	55	16	2,1	0,6	3,5	1,2	0,35	100	17	30	0,60	2,5
14	30	18	2,0	0,5	3,4	1,4	0,35	100	17	35	0,60	2,4
15	17	8	1,9	0,3	3,3	1,2	0,35	110	18	40	0,65	2,3
16	55	18	2,2	0,5	3,3	1,4	0,35	110	18	30	0,65	2,2
17	30	8	2,1	0,4	3,4	1,2	0,40	120	15	35	0,70	2,2
18	17	10	2,0	0,2	3,5	1,4	0,40	120	15	40	0,70	2,3
19	55	20	2,3	0,6	3,6	1,2	0,40	100	16	30	0,65	2,4
20	30	14	2,2	0,5	3,7	1,4	0,40	100	16	35	0,65	2,5
21	17	14	2,2	0,3	3,7	1,2	0,40	110	17	40	0,60	2,5
22	55	16	2,1	0,5	3,6	1,4	0,40	110	17	30	0,60	2,4
23	30	12	2,4	0,4	3,5	1,2	0,40	120	18	35	0,55	2,3
24	17	8	2,3	0,2	3,4	1,4	0,30	120	18	40	0,55	2,2
25	55	14	2,2	0,6	3,3	1,2	0,30	100	15	35	0,50	2,3

### Література для самостійного опрацювання роботи

1 Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. - М.: Наука, 1983г.

2 Борисов С С. Горное дело. - М: Наука, 1988г.

3 Именитов ВР. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. - М.: Недра, 1984г.