

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 1

## **ЗАТВЕРДЖЕНО**

Науково-методичною радою  
Державного університету  
«Житомирська політехніка»  
протокол від 26 серпня 2025 р. №7

### **МЕТОДИЧНІ РЕКОМЕНДАЦІЇ для проведення практичних занять з навчальної дисципліни «Основи гірничого виробництва та нафтогазової інженерії»**

для здобувачів вищої освіти освітнього ступеня «БАКАЛАВР»  
спеціальності G16 «Гірництво та нафтогазові технології»  
освітньо-професійна програма «Гірництво»  
факультет гірничої справи, природокористування та будівництва  
кафедра гірничих технологій та будівництва ім. проф. Бакка М.Т.

Рекомендовано на засіданні кафедри  
гірничих технологій та  
будівництва ім. проф. Бакка М.Т.  
25 серпня 2025 р.,  
протокол № 8

Розробники: доктор технічних наук, професор кафедри гірничих технологій та будівництва ім. проф. Бакка М.Т., КОРОБІЙЧУК Валентин  
асистент кафедри гірничих технологій та будівництва ім. проф. Бакка М.Т.,  
НАУМОВ Ярослав

Житомир  
2025

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	<i>Екземпляр № 1</i>	<i>Арк 99 / 2</i>

Методичні рекомендації призначені для проведення практичних робіт з навчальної дисципліни «Основи гірничого виробництва та нафтогазової інженерії» для здобувачів вищої освіти освітнього ступеня «бакалавр» денної та заочної форми навчання спеціальності G16 «Гірництво та нафтогазові технології» освітньо-професійна програма «Гірництво». Житомир, Житомирська політехніка. 2025. 99 с.

**Рецензенти:**

ОСТАФІЙЧУК Неля – ст. викладач кафедри гірничих технологій та будівництва ім. проф. Бакка М.Т.

ШЛАПАК Володимир – к.т.н., доцент кафедри маркшейдерії

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 3

## ЗМІСТ

ВСТУП .....	4
ТЕМА 1 «ЗАВДАННЯ І РОЗРАХУНОК ПРОМИСЛОВИХ ЗАПАСІВ І ВИЗНАЧЕННЯ ТЕРМІНУ СЛУЖБИ ШАХТИ» .....	5
ТЕМА 2 «ГІРНИЧІ ВИРОБКИ» .....	11
ТЕМА 3 «ЗАВДАННЯ І РОЗРАХУНОК ВИЗНАЧЕННЯ ОБ'ЄМУ, РОЗМІРІВ, ПРОДУКТИВНОСТІ І ТЕРМІНУ, ЕКСПЛУАТАЦІЇ КАР'ЄРУ, ЗАПАСІВ КОРИСНОЇ КОПАЛИНИ І КОЕФІЦІЄНТА РОЗКРИТТЯ» .....	27
ТЕМА 4 «ВИБІР СПОСОБУ ПІДГОТОВКИ ШАХТНОГО ПОЛЯ» .....	34
ТЕМА 5 «ВИБІР СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ТА ВИЗНАЧЕННЯ ПО ОДНІЙ ІЗ СВЕРДЛОВИН ПОТУЖНОСТІ РОЗКРИТТЯ, ГЛИБИНИ РОЗРОБКИ ДО ПІДОШВИ ПЛАСТА» .....	47
ТЕМА 6 «ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ МЕХАНІЧНОГО РОЗРПУШЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД І ПРОДУКТИВНОСТІ РОЗПУШУВАЧІВ» .....	67
ТЕМА 7 «РОЗРАХУНОК ПРОДУКТИВНОСТІ БУРОВОГО ВЕРСТАТА» .....	71
ТЕМА 8 «ЕЛЕМЕНТИ ТА ПАРАМЕТРИ КАР'ЄРІВ» .....	75
ТЕМА 9 «СПЕЦІАЛЬНІ СПОСОБИ ДОБУВАННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН. АЕРОЛОГІЯ ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВ» .....	85
ТЕМА 10 «РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ БУРІННЯ, ВИПРОБУВАННЯ І ЕКСПЛУАТАЦІЇ НАФТОВОЇ СВЕРДЛОВИНИ» .....	95
РЕКОМЕНДОВАНА ЛІТЕРАТУРА .....	99

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРЬСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 4

## ВСТУП

**Метою дисципліни** «Основи гірничого виробництва та нафтогазової інженерії» є вивчення студентами теоретичних положень та методів гірничих наук, що характеризуються комплексністю та невизначеністю умов і пов'язані з розв'язуванням складних спеціалізованих задач та практичних проблем гірництва.

**Завданнями** вивчення дисципліни є придбання студентами знань з:

- гірничої термінології;
- основних етапів та особливостей розробки родовищ корисних копалин різними способами;
- основ геології, руйнування гірських порід, безпеки праці та екології;
- основних елементів структури гірничого виробництва та різноманітних технологічних процесів пов'язаних як з видобуванням так і з переробкою або збагаченням та подальшим використанням корисних копалин;
- основних перспективних наукових напрямків.
- Здатність аналізувати режими експлуатації об'єктів гірництва та виконувати оптимізацію їх функціонування.
- Здатність оцінювати стан і технічну готовність устаткування ланок гірничих підприємств за критеріями забезпечення заданої продуктивності та безпеки експлуатації.
- Здатність забезпечувати протипожежний захист ланок гірничих підприємств та екологічну безпеку проведення гірничих та інших робіт.
- Здатність аналізувати режими роботи обладнання камінеобробних підприємств та виконувати оптимізацію технологічного процесу.
- Здатність обирати і розраховувати раціональні схеми переробки та збагачення корисних копалин.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 5

## ТЕМА 1 «ЗАВДАННЯ І РОЗРАХУНОК ПРОМИСЛОВИХ ЗАПАСІВ І ВИЗНАЧЕННЯ ТЕРМІНУ СЛУЖБИ ШАХТИ»

### Теоретичні відомості

Видобуток корисних копалин здійснюють гірничі підприємства. Є декілька способів видобутку корисних копалин: *підземний, відкритий, комбінований, з dna водоїм* (озер, морів і океанів), *геотехнологічний і свердловинний*.

**Гірниче підприємство** – самостійна виробнича одиниця, що здійснює розвідку, видобуток і збагачення корисних копалин. Гірниче підприємство, яке здійснює видобуток і первинне збагачення корисних копалин, називається гірничодобувним. Існують наступні види гірничодобувних підприємств: шахта, рудник, кар'єр (розріз), копальня.

**Шахта** – гірниче підприємство, призначене для видобутку корисних копалин підземним способом.

**Рудник** – гірниче підприємство, що служить в основному для підземного видобутку руд, гірничо-хімічної сировини і будівельних матеріалів. Цим поняттям іноді користуються для позначення декількох шахт (кар'єрів), об'єднаних в єдину адміністративно - господарську одиницю з централізованим господарством.

**Кар'єр** – гірниче підприємство, яке здійснює видобуток корисних копалин відкритим способом.

**Розріз** – кар'єр з видобутку вугілля.

**Копальня** – гірниче підприємство з видобутку розсипних родовищ дорогоцінних металів (золота копальня).

**Запаси корисних копалин** – кількість корисних копалин, виявлена та підрахована на місці залягання за даними геологічного вивчення відкритих родовищ (покладів).

### Класифікація запасів в Україні

*За господарським значенням* запаси поділяють на:

**балансові** – запаси, видобування і використання яких економічно доцільне і які мають задовольняти кондиціям, встановленим для підрахунку запасів у надрах;

**забалансові** – запаси, добування яких при досягнутому технічному рівні економічно недоцільне (внаслідок малої кількості, малої потужності покладу, низького вмісту корисних компонентів, особливої складності експлуатації або необхідності застосування дуже складних процесів переробки), але які надалі можуть бути об'єктом промислового освоєння;

**промислові** – частина балансових запасів, що повинна бути вийнята з надр згідно з проектом або планом розвитку гірничих робіт; визначаються виключенням з балансових запасів проектних втрат і запасів, недоцільних до відробки.

*За ступенем розвіданості, вивченості якості корисної копалини і гірничо-геологічних умов* розробки запаси поділяють на чотири категорії – А, В, С<sup>1</sup> і С<sub>2</sub>. Достовірність визначення знижується послідовно від категорії А до С<sub>2</sub>.

**Категорія А** – запаси, які розвідано детально, що забезпечує повне виявлення умов залягання, форми і будови тіл корисної копалини, а також її якості і технологічних властивостей.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 6

**Категорія В** – запаси, розвідані і вивчені детально, що забезпечує з'ясування основних особливостей умов залягання, форми і характеру будови тіл корисної копалини, а також її якості й основних технологічних властивостей.

**Категорія С<sub>1</sub>** – запаси, розвідані і вивчені детально, що забезпечує з'ясування загальних умов залягання, форми і будови тіл корисної копалини, а також його якості і технологічних властивостей.

**Категорія С<sub>2</sub>** – запаси, попередньо оцінені; кількість корисної копалини визначено за одиничними пробами і зразками.

Крім запасів категорій А, В, С<sub>1</sub> і С<sub>2</sub> для оцінки потенційних можливостей рудних зон, полів, басейнів і районів на основі загальних геологічних уявлень визначають прогнозні ресурси корисних копалин.

Геологічні запаси розраховуються за формулою:

$$Z_{\text{геол}} = S \cdot H \cdot \Sigma m \cdot \gamma \cdot 0,001, \text{ тис.т.}, \quad (1.1)$$

де  $S$  – розмір шахтного поля по простяганню, м;

$H$  – розмір шахтного поля по падінню, м;

$\Sigma m$  – сумарна потужність пластів, м;

$\gamma$  – середня щільність вугілля, т/м<sup>3</sup>.

Балансові запаси:

$$Z_{\text{бал}} = Z_{\text{геол}} - Z_{\text{заб}}, \text{ тис.т.}, \quad (1.2)$$

де  $Z_{\text{заб}}$  – позабалансові запаси, тис.т.

Відповідно до діючих кондицій до забалансових відносяться пласти потужністю менше 0,45 м на крутому падінні та потужністю менше 0,5 м на пологому падінні.

Забалансові запаси:

$$Z_{\text{заб}} = S \cdot H \cdot \Sigma m_{\text{заб}} \cdot \gamma \cdot 0,001, \text{ тис.т.}, \quad (1.3)$$

Промислові запаси:

$$Z_{\text{пром}} = Z_{\text{бал}} - \Sigma q_{\text{п}}, \text{ тис.т.}, \quad (1.4),$$

де  $\Sigma q_{\text{п}}$  – сумарні проектні втрати вугілля, тис.т.

Сумарні проектні втрати вугілля включають втрати в ціликах та експлуатаційні втрати:

$$\Sigma q_{\text{п}} = q_{\text{ц}} + q_{\text{е}}, \text{ тис. т.} \quad (1.5)$$

де  $q_{\text{ц}}$  – втрати в ціликах, тис. т.,

$q_{\text{е}}$  – експлуатаційні втрати, тис. т..

Втрати в ціликах слід орієнтовно приймати рівними: на пологих пластах 1%

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідас ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 7

балансових запасів, на крутих – 2%.

$$q_{ц} = (0,01 \dots 0,02) \cdot Z_{бал}, \text{ тис.т.} \quad (1.6)$$

Експлуатаційні втрати:

$$q_{е} = (Z_{бал} - q_{ц}) \cdot k, \text{ тис. т.}, \quad (1.7)$$

де  $k$  – коефіцієнт експлуатаційних втрат (при розробці тонких пластів  $k = 0,05-0,1$ ; розробки пластів середньої потужності і потужних  $k = 0,1-0,15$ ).

Загалом кількість корисних копалин, що видобуваються з родовища або шахтного поля, необхідно оцінювати коефіцієнтом вилучення, який показує, яка частина балансових запасів видається на поверхню:

$$C = \frac{Z_{пром}}{Z_{бал}} < 1. \quad (1.8)$$

Розмір його залежить від гірничо-геологічних чинників. При орієнтовних розрахунках величину коефіцієнта вилучення слід приймати для пластів: тонких – 0,92-0,90; середньої потужності 0,88-0,85; потужних – 0,80-0,75.

Термін служби шахти:

$$T = \frac{Z_{пром}}{A_{рік}}, \text{ роки}, \quad (1.9)$$

де  $A_{рік}$  – річна виробнича потужність шахти, тис.т.

Результати розрахунків слід викласти в таблицю 1.

Таблиця 1 – Результати розрахунків

Найменування показника	Од. вимірювання	Кількість
Геологічні запаси	млн.т.	
Балансові запаси	млн.т.	
Позабалансові запаси	млн.т.	
Промислові запаси	млн.т.	
Термін служби шахти	років	

### Індивідуальні завдання

Розрахуйте промислові запаси і термін служби шахти для гірничо-геологічних і гірничих умов наведених в табл.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідас ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 8

**Приклад.** Розрахуйте промислові запаси і термін служби шахти для наступних гірничо-геологічних і гірничих умов: розмір шахтного поля по простяганню  $S = 6000$  м; розмір шахтного поля по падінню  $H = 2000$  м; потужність шарів:  $m_1 = 1,05$  м,  $m_2 = 0,92$  м,  $m_3 = 0,43$  м,  $m_4 = 0,87$  м; середня щільність вугілля  $\gamma = 1,4$  т/м<sup>3</sup>; кут падіння шарів  $\alpha = 8^\circ$ ; виробнича потужність шахти  $A_{\text{рік}} = 900$  тис.т.

Геологічні запаси:

$$Z_{\text{геол}} = 6000 \cdot 2000 \cdot 3,27 \cdot 1,4 \cdot 0,001 = 54900 \text{ тис.т.}$$

Так як пласти пологого падіння, то до позабалансових відносяться пласти потужністю менше 0,5 м.

Забалансові запаси:

$$Z_{\text{заб}} = 6000 \cdot 2000 \cdot 0,43 \cdot 1,4 \cdot 0,001 = 7200 \text{ тис.т.}$$

Балансові запаси:

$$Z_{\text{бал}} = 54900 - 7200 = 47700 \text{ тис.}$$

Так як пласти пологого падіння, то втрати в ціликах приймаємо рівними 1% балансових запасів, тобто:

$$q_{\text{ц}} = 0,01 \cdot 47700 = 500 \text{ тис.т.}$$

Т.к. пласти відносяться до тонких, коефіцієнт експлуатаційних втрат  $k = 0,05-0,10$ .  
Експлуатаційні втрати:

$$q_{\text{е}} = (47700 - 500) \cdot 0,1 = 4700 \text{ тис.т.}$$

Сумарні проектні втрати вугілля:

$$\Sigma q_{\text{п}} = 500 + 4700 = 5200 \text{ тис.т.}$$

Промислові запаси:

$$Z_{\text{пром}} = 47700 - 5200 = 42500 \text{ тис.т.}$$

Коефіцієнт вилучення:

$$C = \frac{42500}{47700} = 0,89 < 1.$$

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 9

Термін служби шахти:

$$T = \frac{42500}{900} = 47 \text{ років.}$$

Таблиця 2 – Результати розрахунків

Найменування показника	Од. вимірювання	Кількість
Геологічні запаси	млн.т.	54,9
Балансові запаси	млн.т.	47,7
Позабалансові запаси	млн.т.	7,2
Промислові запаси	млн.т.	42,5
Термін служби шахти	років	47

Таблиця 3

Вихідні дані до виконання практичної роботи №1

Найменування показника	Варіант																			
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Розмір шахтного поля по простяганню S, м	6000	5500	4000	3200	7250	5600	4200	3700	6550	7250	5600	4200	3700	6550	6000	5500	4000	3200	7250	5600
Розмір шахтного поля по падінню Н, м	1500	2000	1150	1780	2300	1850	1900	1700	2200	2000	1150	1780	2300	1500	2000	1150	1780	2300	1850	1900
Потужність шарів, м:																				
m1	0,4	1,05	1,17	0,7	1,8	0,93	0,35	0,79	0,4	1,05	1,17	0,7	1,8	0,93	0,35	0,79	0,4	1,05	1,17	0,7
m2	1,0	0,92	1,2	0,92	0,35	0,54	0,97	0,94	1,0	0,92	1,2	0,92	0,35	0,54	0,97	0,94	1,0	0,92	1,2	0,92
m3	0,3	0,43	1,45	0,3	1,4	1,02	0,82	0,98	0,3	0,43	1,45	0,3	1,4	1,02	0,82	0,98	0,3	0,43	1,45	0,3
m4	0,7	0,87	0,87	1,0	1,0	0,87	1,05	1,3	0,7	0,87	0,87	1,0	1,0	0,87	1,05	1,3	0,7	0,87	0,87	1,0
Середня щільність вугілля $\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	1,25	1,1	1,3	1,4	1,08	1,15	1,2	1,3	1,15	1,25	1,1	1,3	1,4	1,08	1,15	1,2	1,3	1,15	1,4	1,08
Кут падіння шарів $\alpha$ , градус	7	5	3	6	12	8	7	19	8	7	15	8	6	4	18	7	3	8	6	14
Виробнича потужність шахти	900	2400	900	1200	1200	900	600	900	2400	900	1200	1200	900	600	2400	900	1200	1200	900	600



Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 11

## ТЕМА 2 «ГІРНИЧІ ВИРОБКИ»

### Теоретичні відомості

#### Основні поняття про гірничі виробки

Порожнини в земній корі, що утворюються при добуванні корисних копалин, називаються **гірничими виробками**. Гірничі виробки, які проводять по корисним копалинам - *пластові*, а по порожніх породах - *польовими*.

Гірничі виробки можуть проводитися по простяганню, навхрест простягання, по падінню, за підняттям і під кутом до простягання покладу.

Роботи, пов'язані зі спорудженням гірничих виробок, підтриманням їх в справному стані і при необхідності з їх ліквідацією, називають **гірничими роботами**.

**Шахта** - самостійна виробничо-господарська одиниця, яка видобуває корисні копалини підземним способом. Гірське підприємство, що об'єднує під загальним адміністративно-господарським і технічним керівництвом дві і більше шахти, представляє собою **шахтоуправління**.

Поняття «шахта» включає всі споруди на земній поверхні і під землею, в тому числі і підземні виробки, за допомогою яких здійснюються технологічні процеси підготовки, видобутку і транспортування корисних копалин споживачу.

#### Класифікація гірничих виробок

Гірничі виробки класифікуються за такими ознаками:

1. За призначенням (розвідувальні, експлуатаційні);
2. Відповідно до положення щодо земної поверхні (відкриті, підземні);
3. Відповідно до положення в просторі (вертикальні, горизонтальні, похилі);
4. За виробничим призначенням (капітальні, підготовчі, очисні).

*За призначенням: розвідувальні та експлуатаційні.*

**Розвідувальні** виробки проводять з метою визначення контурів родовища корисних копалин або певної його частини, числа пластів, встановлення елементів і умов залягання корисних копалин, його якості і запасів і т. д., а також отримання відомостей про можливість і доцільність промислової розробки родовища. До них відносяться траншеї, шурфи, штольні, свердловини, розвідувальні квершлагги, штреки, ухили, орт, гезенки і ін.

**Експлуатаційні** гірничі виробки - виробки, необхідні для розробки родовища. Необхідно сказати, що експлуатаційні виробки крім свого основного призначення виконують функції детальної розвідки, уточнюючи і доповнюючи гірничо-геологічну характеристику розроблюваних родовищ.

**Експлуатаційні** гірничі виробки за призначенням поділяються на:

- *Розкриваючі,*
- *Підготовчі*
- *Очисні.*

До **розкриваючих** гірничих виробок відносяться основні виробки, що розкривають запаси в шахтному полі (стволу, штольні, головні квершлагги). Ці виробки мають найбільший термін служби, який становить від декількох років до декількох десятків років.

**Підготовчі** виробки – виробки, що проводяться при підготовці окремих частин шахтного поля до очисної виїмки. За призначенням вони поділяються на виробки головних

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 12

або основних напрямків (поверхові квершлагги, основні і польові штреки, дільничні бремсберги і ухили) та інші підготовчі виробки.

**Очисними** називають вироблення, які служать для безпосередньої виїмки корисної копалини.

Відповідно до положення щодо земної поверхні: відкриті і підземні.

**Відкриті** гірничі виробки проводять на поверхні землі і мають незамкнений контур поперечного перерізу. До них відносяться траншеї (розвідувальні, в'їзні, піонерні, водоспускні і ін.), екскаваторні заходки на вугільних розрізах, канали, дорожні виїмки, канали-лотки для пропуску весняних та паводкових вод.

**Підземні** гірничі виробки проводяться всередині землі і мають замкнутий контур поперечного перерізу. Вони характеризуються великою різноманітністю і за своїм розташуванням в просторі поділяються на: вертикальні, горизонтальні і похилі. Дані виробки можуть мати безпосередній вихід на земну поверхню або не мати його.

### Елементи виробки

Нижню частину периметра поперечного перерізу горизонтальних і наклонних виробок прийнято називати **підшовою виробки**, верхню – **покрівлею виробки**, бокові сторони – **боками виробки**. У крутонахилених виробках, пройдених по пласту, замість термінів «підшова» і «покрівля» нерідко вживають вираження «лежачий бік» і «висячий бік» відповідно.

Місце, звідки починалося проведення даної виробки, називається її **гирлом**. Бувають винятки з цього правила, головним чином при проведенні ухилів і бремсбергів від низу до верху. Гирлом таких виробок вважається місце, де вони з'єднуються з вищерозміщеною горизонтальною виробкою, найчастіше штреком.

**Вибосм** виробки називають місце руйнування масиву гірських порід. Примикаюча до забою частина виробки, де безпосередньо проводяться роботи по її проведенню, являє собою привибійний простір. Місце з'єднання декількох виробок (частіше двох, рідше трьох) називають **сполученням гірських виробок**.

### Похилі виробки

**Похилий ствол** відрізняється від вертикального тільки свого розташування (під кутом до горизонту). У більшості випадків його (з поперечним перерізом прямокутної форми) проводять по пласту корисної копалини. У нашій вугільній промисловості такі стволи використовуються рідко, оскільки гірничі роботи перейшли на більш глибокі горизонти.

**Ухил** – похила виробка, яка не має безпосереднього виходу на земну поверхню і призначена для підйому корисної копалини.

**Бремсберг** – похила гірничая виробка, яка не має безпосереднього виходу на земну поверхню і призначена для спуску корисної копалини механічним способом.

**Скат** – похила виробка, яка не має безпосереднього виходу на земну поверхню і призначена для спуску вантажів під власною вагою.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 13

**Хідник** – похила виробка, яка не має безпосереднього виходу на земну поверхню, проведена паралельно бремсбергу, призначена для спуску / підйому людей, матеріалів і устаткування.

**Піч** – похила гірнична виробка, яка не має виходу на земну поверхню проводиться тільки по пласту і призначена для обслуговування підземних гірничих робіт. За призначенням бувають вентиляційні, транспортні, розрізні.

До **спеціальних** гірничих виробках відносять камери, ніші, лава, шпур, свердловини.

### Горизонтальні гірничі виробки

Більшість горизонтальних гірничих виробок проводять не горизонтально, а з невеликим ухилом (0,004- 0,005 %) в сторону руху вантажів для полегшення роботи транспорту і одночасно для забезпечення природного стоку води до шахтного водозбірника.

**Квершлаг** – горизонтальна гірнична виробка, яка не має безпосереднього виходу на земну поверхню, проводиться вхрест простягання пласта, призначена для обслуговування підземних гірничих робіт.

**Штрек** – горизонтальна гірнична виробка, яка не має безпосереднього виходу на земну поверхню, проводиться по простяганню пласта або порожнім породам. Призначений для обслуговування підземних гірничих робіт.

За призначенням бувають:

1. *Головний;*
2. *Дільничний;*
3. *Відкатний (збірний);*
4. *Вентиляційний (бортовий).*

**Просік** – горизонтальна гірнична виробка, яка не має вихід на земну поверхню, проводиться по пласту вугілля паралельно штреку призначеному для допоміжних виробок.

**Орт** – горизонтальна гірнична виробка, яка не має вихід на земну поверхню, проводиться вхрест простягання потужного пласта між його висячим і лежачим боків.

**Штольня** – горизонтальна гірнична виробка, яка має безпосередній вихід на земну поверхню, проведена з метою розкриття родовища корисних копалин і призначена для обслуговування підземних робіт.

### Вертикальні гірничі виробки

**Ствол** – це вертикальна гірнична виробка, яка має безпосередній вихід на земну поверхню і призначена для обслуговування підземних гірничих робіт.

За призначенням стволи бувають: *головні* або *скіпові*; *допоміжні* – для спуску-підйому людей і *вентиляційні*.

**Сліпий шахтний ствол** – вертикальна гірнична виробка, яка не має безпосередній вихід на земну поверхню і призначена для підйому вугілля з нижніх горизонтів на верхні.

**Зумпф** – це вертикальна гірнична виробка, яка не має безпосереднього виходу на поверхню, призначена для збору шахтних вод і є продовженням ствола.

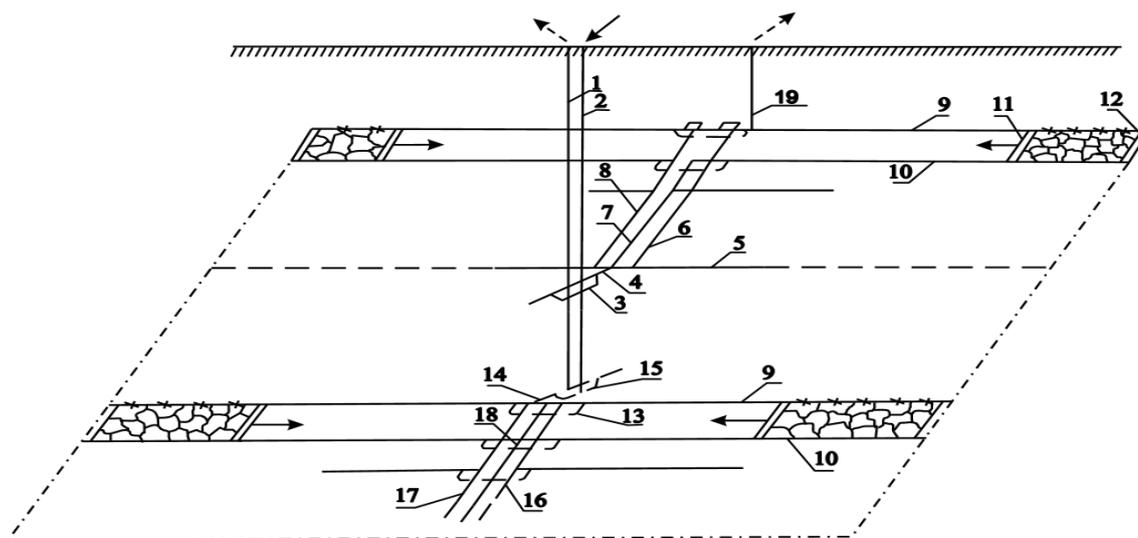
**Гезенк** – вертикальна гірнична виробка, яка не має виходу на земну поверхню, призначена для спуску корисної копалини з верхніх горизонтів на нижні під власною вагою.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 14

**Шурф** – вертикальна гірнича виробка, що має вихід на земну поверхню, призначена для розвідувальних та експлуатаційних робіт.

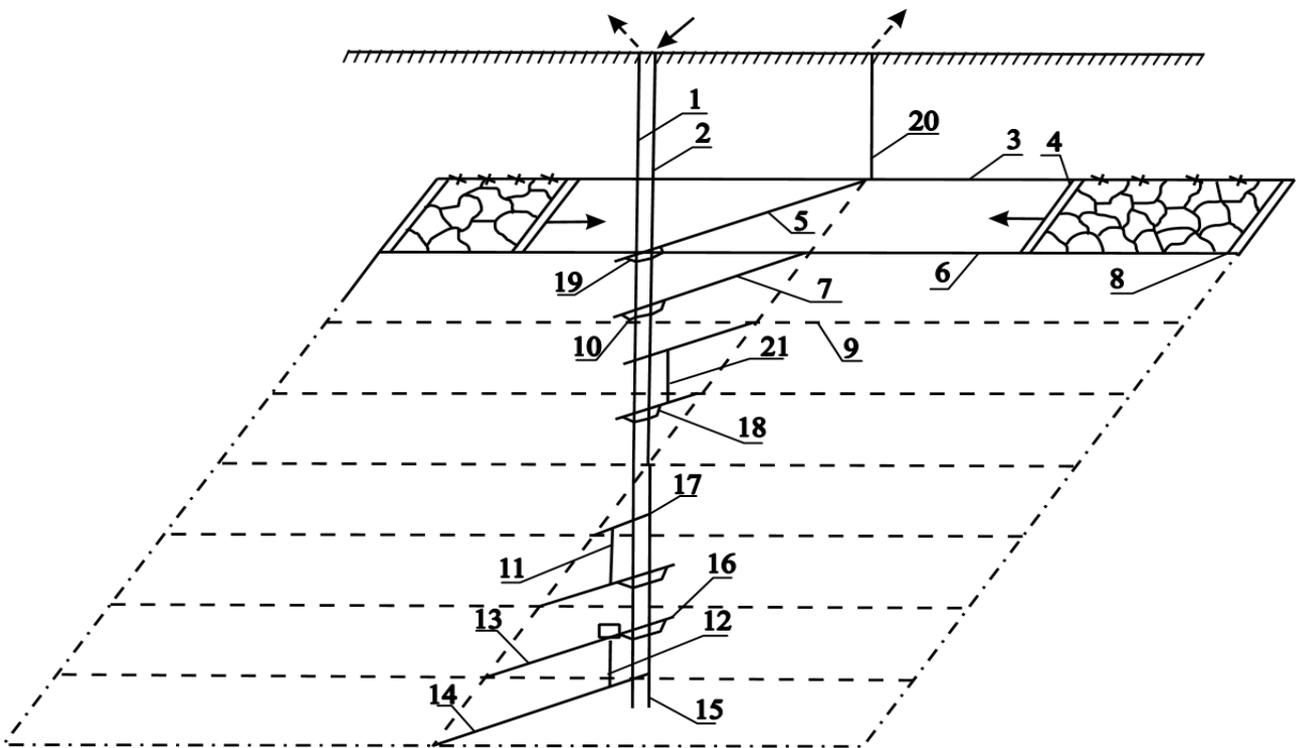
### Індивідуальні завдання

За наведеними нижче малюнками вивчити визначення гірничих виробок, їх класифікацію та призначення. Вивчити шляхи пересування робітників з поверхні до місця роботи у прохідницький чи очисний вибій, а також назад; Вивчити та вміти показати на малюнках елементи залягання пласта.



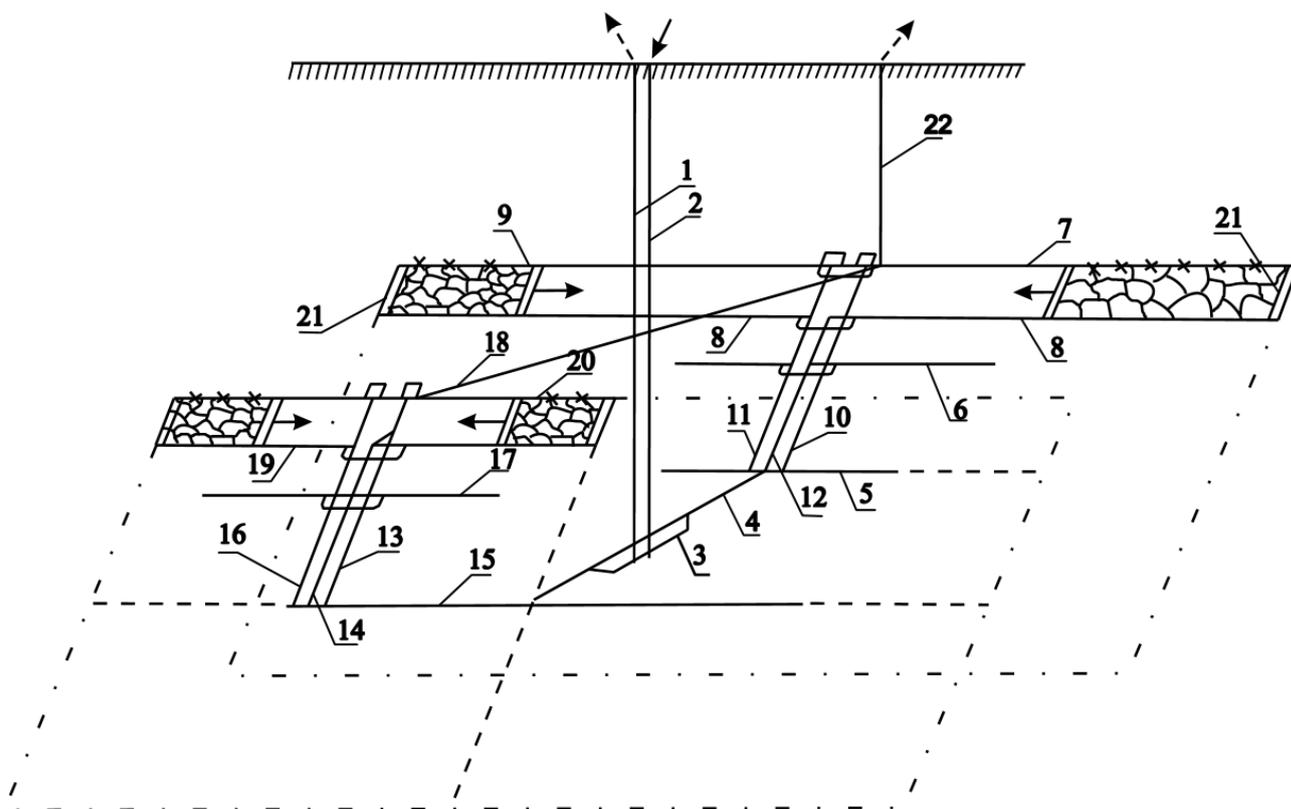
- |                                    |                                  |
|------------------------------------|----------------------------------|
| 1 – головний ствол                 | 10 – поверховий конвеєрний штрек |
| 2 – допоміжний ствол               | 11 – лава                        |
| 3,15 – приствольний двір           | 12 – розрізна піч                |
| 4,14 – погоризонтний квершлаг      | 13 – обхідна                     |
| 5 – головний конвеєрний штрек      | 16,17 – хідник                   |
| 6,8 – хідник                       | 18 – капітальний ухил            |
| 7 – капітальний бремсберг          | 19 – вентиляційний ствол         |
| 9 – поверховий вентиляційний штрек |                                  |

Рис. 1 – Схема розташування виробок при розкритті вугільного пласта вертикальними стволами та погоризонтними квершлагами



- |                                       |                          |
|---------------------------------------|--------------------------|
| 1 – головний ствол                    | 8 – розрізна піч         |
| 2 – допоміжний ствол                  | 11 – гезенк              |
| 3 – поверховий вентиляційний штрек    | 12 – сліпий ствол        |
| 4 – лава                              | 15 – зумпф               |
| 5 – поверховий вентиляційний квершлаг | 17 – поверховий квершлаг |
| 6, 9 – поверховий відкаточний штрек   | 20 – вентиляційний ствол |
| 7 – поверховий відк. квершлаг         | 21 – гезенк              |
| 10, 16, 18, 19 – приствольний двір    |                          |

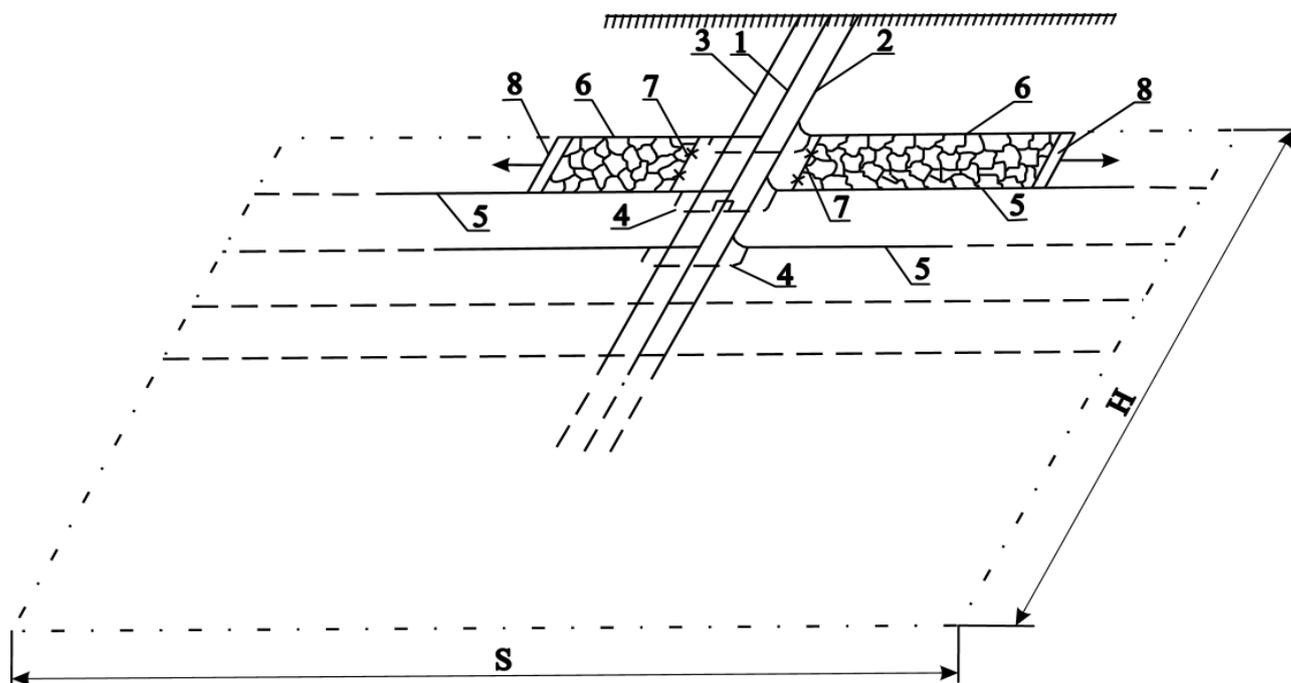
Рис. 2 – Схема розташування виробок при розтині вугільного пласта вертикальними стволами та поверховими квершлагами



- |                                    |             |                                  |
|------------------------------------|-------------|----------------------------------|
| 1 – головний ствол                 | 10,11,13,16 | – хідник                         |
| 2 – допоміжний ствол               |             | 12 – капітальний бремсберг       |
| 3 – приствольний двір              |             | 14 – панельний бремсберг         |
| 4 – капітальний квершлаг           |             | 17,19 – ярусний конвеєрний штрек |
| 5,15 – головний конвеєрний штрек   |             | 18 – вентиляційний квершлаг      |
| 6,8 – поверховий конвеєрний штрек  |             | 20 – вентиляційний штрек         |
| 7 – поверховий вентиляційний штрек |             | 21 – розрізна піч                |
|                                    |             | 22 – вентиляційний ствол         |
| 9 – лава                           |             |                                  |

Рис. 3 – Схема розташування виробок при розкритті вугільних пластів вертикальними стволами та капітальним квершлагом

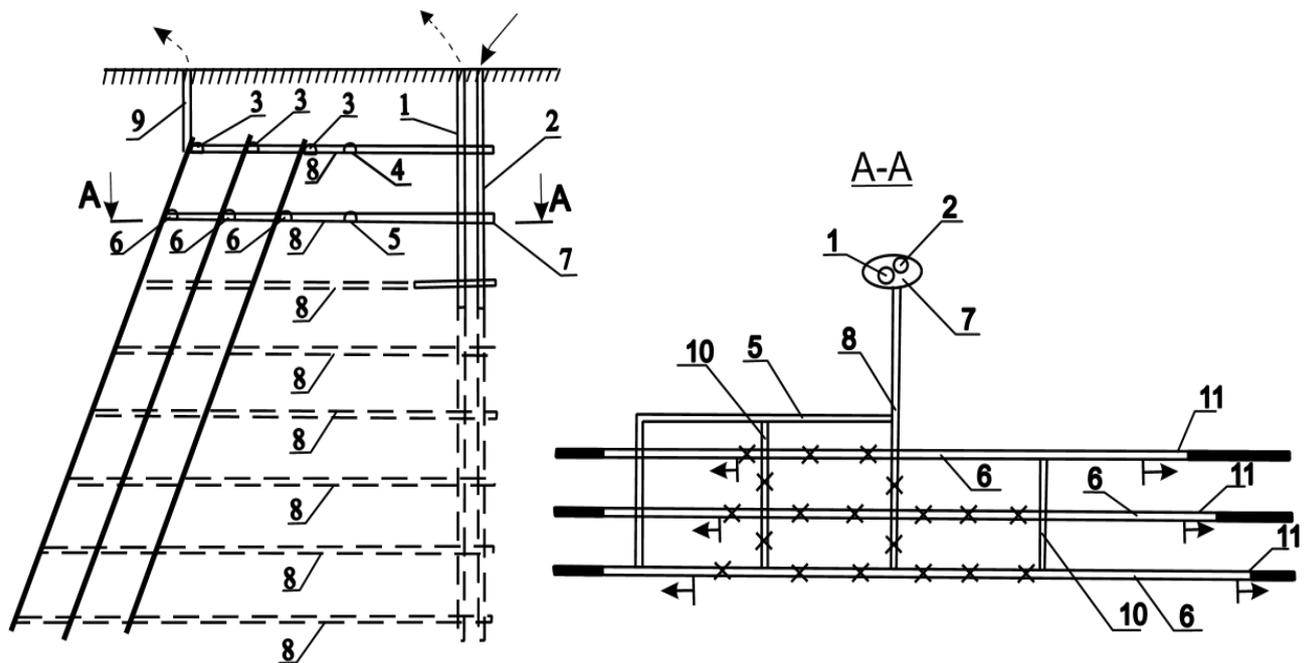
Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 17



- 1 – головний похилий ствол
- 2, 3 – допоміжний похилий ствол
- 4 – обхідна
- 5 – поверховий конвеєрний штрек
- 6 – поверховий вентиляційний штрек
- 7 – розрізна піч
- 8 – лава

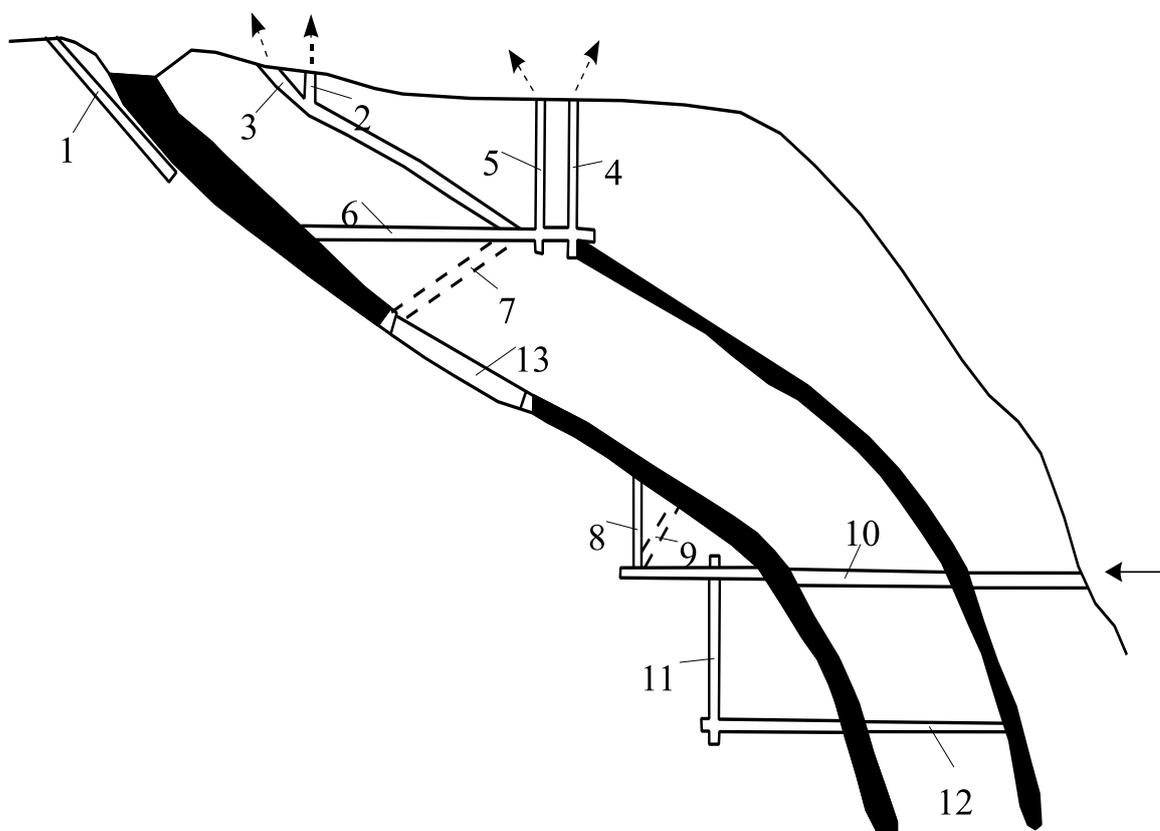
Рис. 4 – Схема розташування виробок при розкритті вугільного пласта похилими стволами

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідас ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 18



- 1 – головний ствол
- 2 – допоміжний ствол
- 3 – поверховий вентиляційний штрек
- 4 – поверховий польовий вентиляційний штрек
- 5 – поверховий польовий відкаточний штрек
- 6 – поверховий відкаточний штрек
- 7 – приствольний двір
- 8 – поверховий квершлаг
- 9 – шурф
- 10 – проміжний квершлаг
- 11 – лава

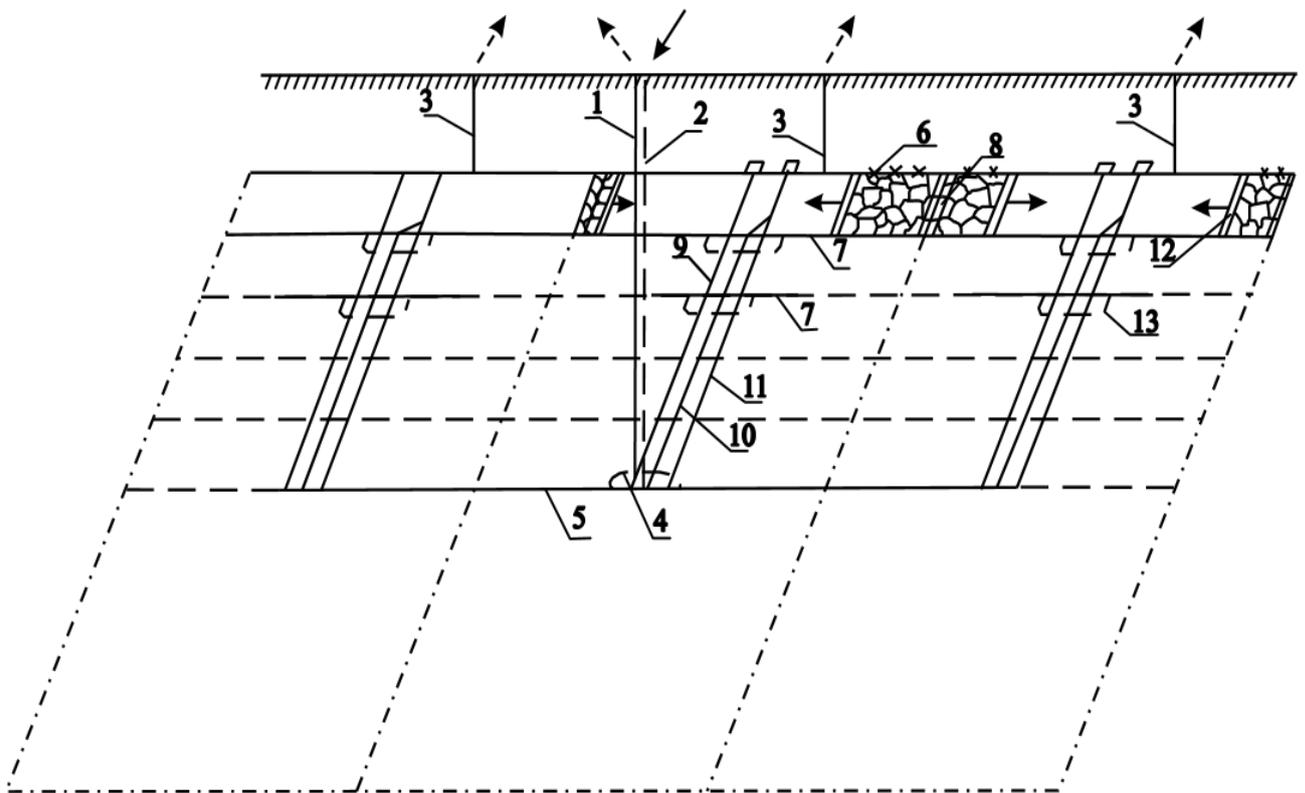
Рис. 5 – Схема розташування виробок при розкритті свити пластів вертикальними стволами та поверховими квершлагами



- |                                   |                   |
|-----------------------------------|-------------------|
| 1 – похилий ствол                 | 8 – гезенк        |
| 2 – шурф                          | 9 – скат          |
| 3 – похилий шурф                  | 10 – штольня      |
| 4 – допоміжний вертикальний ствол | 11 – сліпий ствол |
| 5 – головний вертикальний ствол   | 12 – квершлаг     |
| 6 – квершлаг                      | 13 – лава         |
| 7 – похилий квершлаг              |                   |

Рис. 6 – Схема розташування виробок при комбінованій схемі розкриття вугільних пластів

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 20



- |                                 |                              |
|---------------------------------|------------------------------|
| 1 – головний ствол              | 7 – ярусний конвеєрний штрек |
| 2 – допоміжний ствол            | 8 – розрізна піч             |
| 3 – шурф                        | 9,11 – хідник                |
| 4 – приствольний двір           | 10 – панельний бремсберг     |
| 5 – головний конвеєрний штрек   | 12 – лава                    |
| 6 – ярусний вентиляційний штрек | 13 – обхідна                 |

Рис. 7 – Схема розташування виробок при панельному способі підготовки шахтного поля

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 21

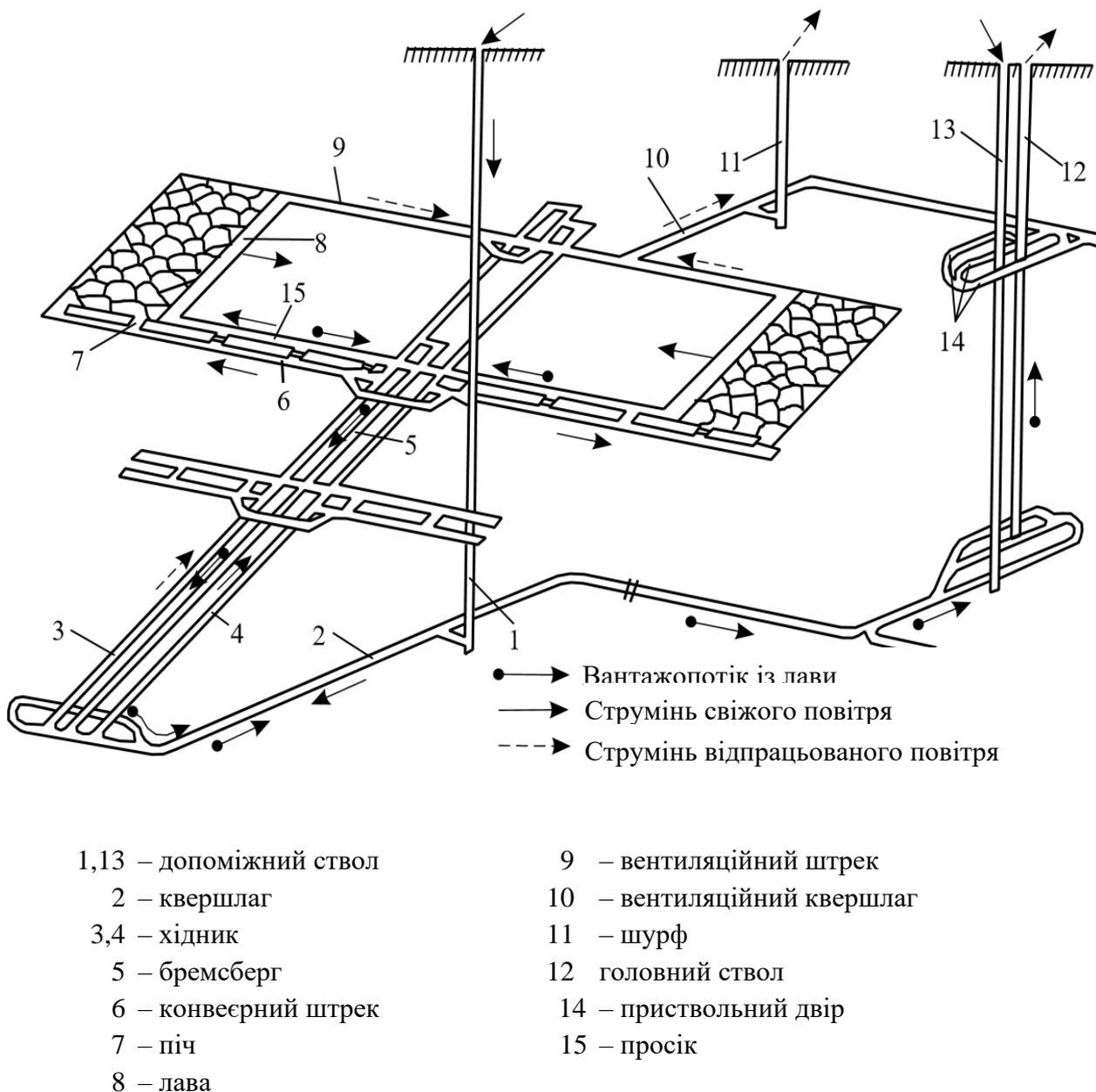
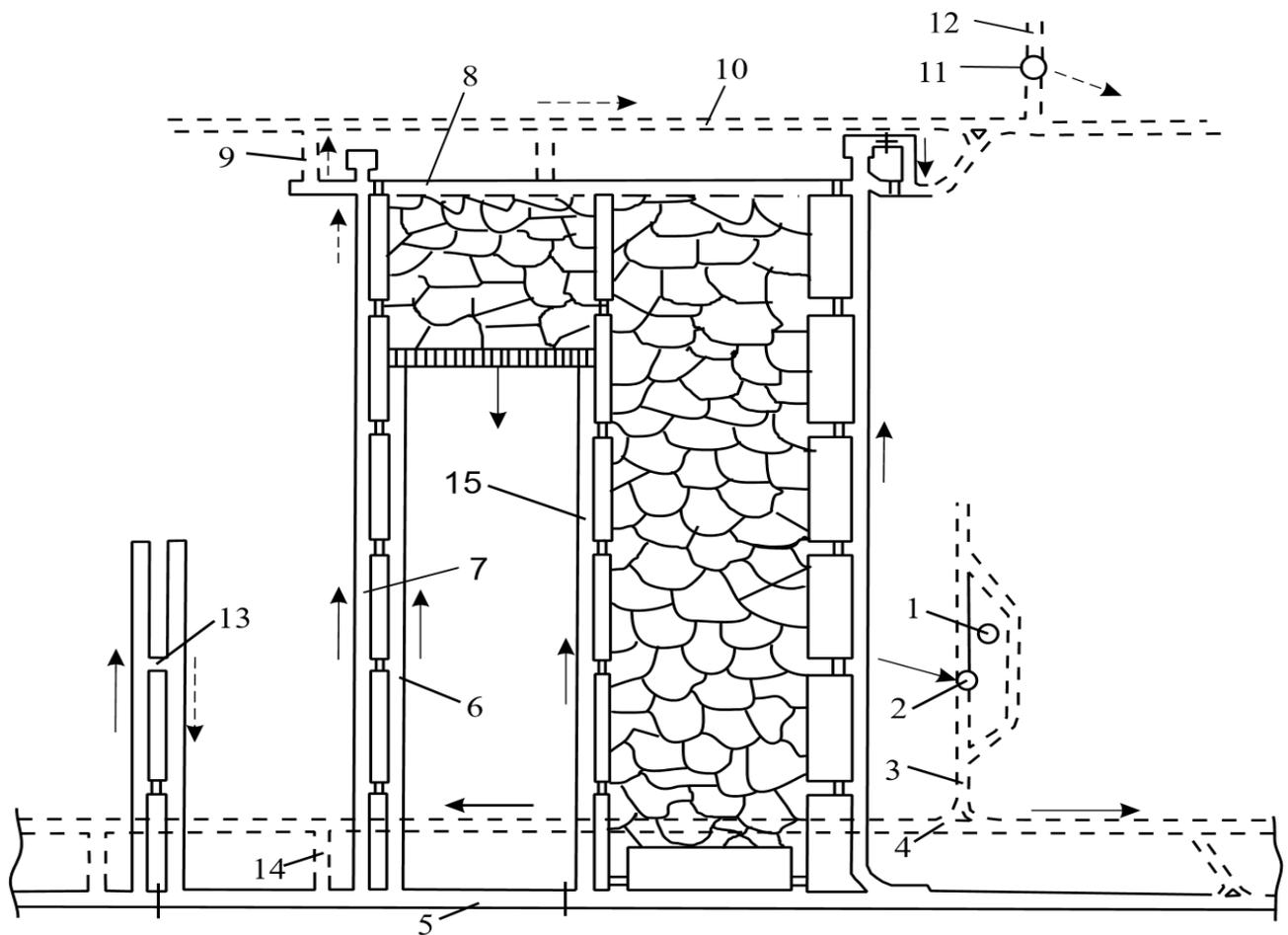
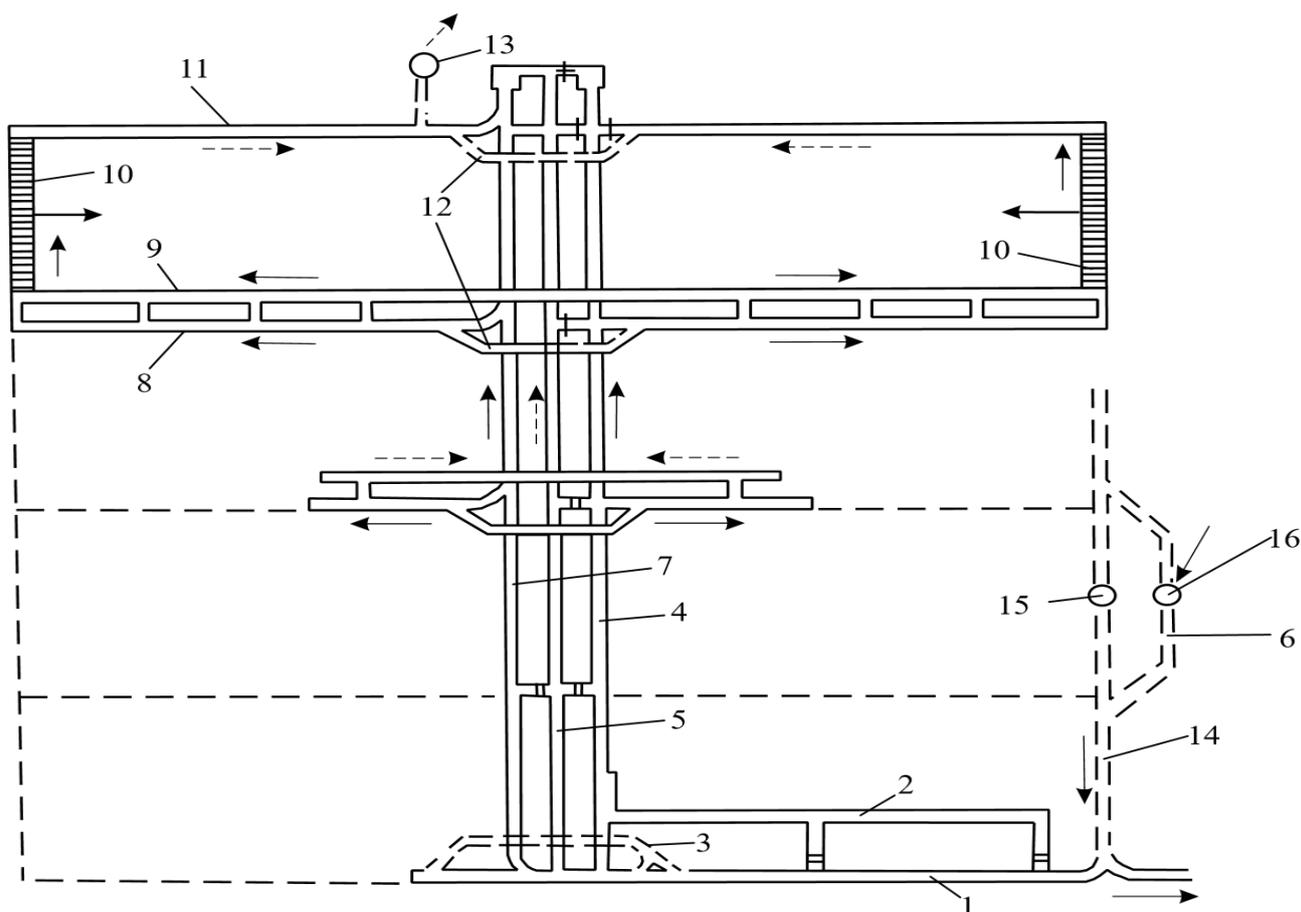


Рис. 8 – Схема розташування виробок при панельному способі підготовки шахтного поля



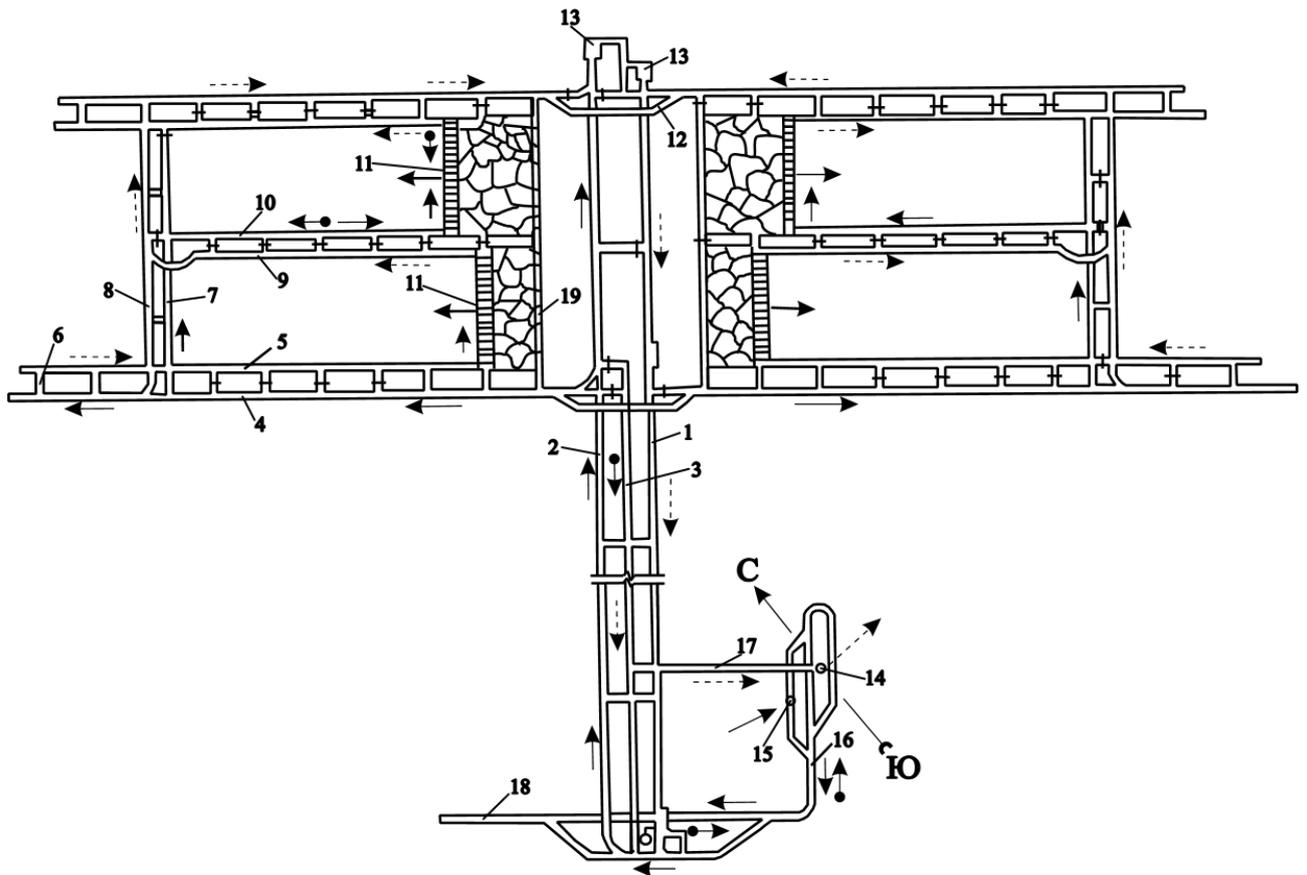
- |   |   |
|---|---|
| 1 – головний ствол                                | 9 – квершлаг                                  |
| 2 – допоміжний ствол                              | 10 – головний польовий<br>вентиляційний штрек |
| 3 – квершлаг                                      | 11 – вентиляційний ствол                      |
| 4 – головний польовий<br>повітряподавальний штрек | 12 – вентиляційний квершлаг                   |
| 5 – головний конвеєрний штрек                     | 13 – збійка                                   |
| 6 – просік  | 14 – квершлаг                                 |
| 7 – бремсберг                                     | 15 – хідник                                   |
| 8 – розрізна піч                                  |   |

Рис. 9 – Схема розташування виробок при погоризонтному способі підготовки бремсбергової частини шахтного поля



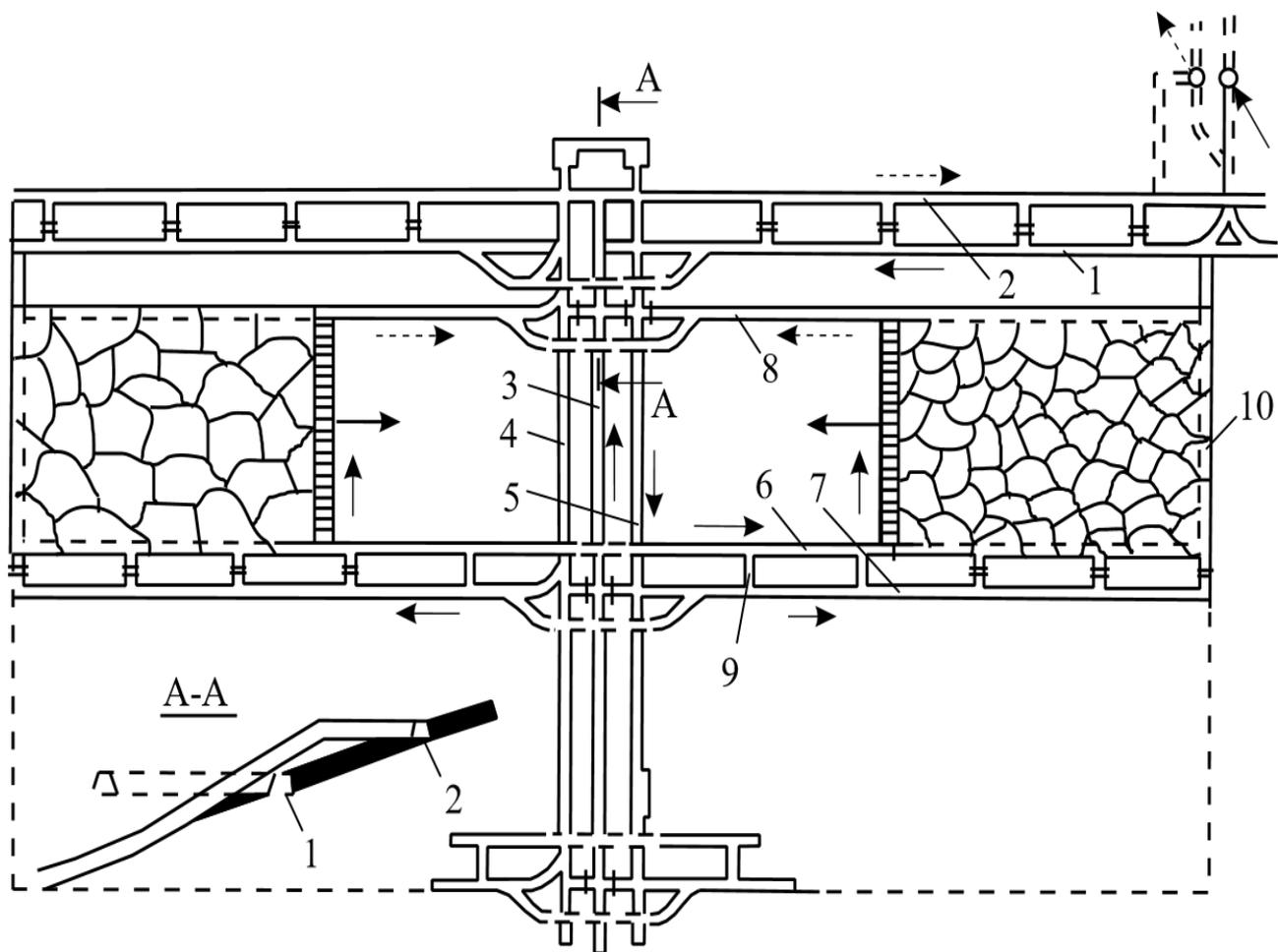
- |                                       |                          |
|---------------------------------------|--------------------------|
| 1 – головний конвеєрний штрек         | 9 – конвеєрний штрек     |
| 2 – головний повітряподавальний штрек | 10 – лава                |
| 3 – обхідна                           | 11 – вентиляційний штрек |
| 4 – хідник                            | 12 – обхідна             |
| 5 – бремсберг                         | 13 – шурф                |
| 6 – приствольний двір                 | 14 – квершлаг            |
| 7 – хідник                            | 15 – головний ствол      |
| 8 – повітряподавальний штрек          | 16 – допоміжний ствол    |

Рис. 10 – Схема розташування виробок при панельному способі підготовки бремсбергової частини шахтного поля



- |                                   |                       |
|-----------------------------------|-----------------------|
| 1,2 – хідник                      | 11 – лава             |
| 3 – капітальний бремсберг         | 12 – обхідна          |
| 4 – поверховий відкатний штрек    | 13 – камера           |
| 5 – просік                        | 14 – головний ствол   |
| 6 – піч                           | 15 – допоміжний ствол |
| 7 – дільничний хідник             | 16 – квершлаг         |
| 8 – дільничний бремсберг          | 17,18 – штрек         |
| 9 – підповерховий відкатний штрек | 19 – розрізна піч     |
| 10 – просік                       |                       |

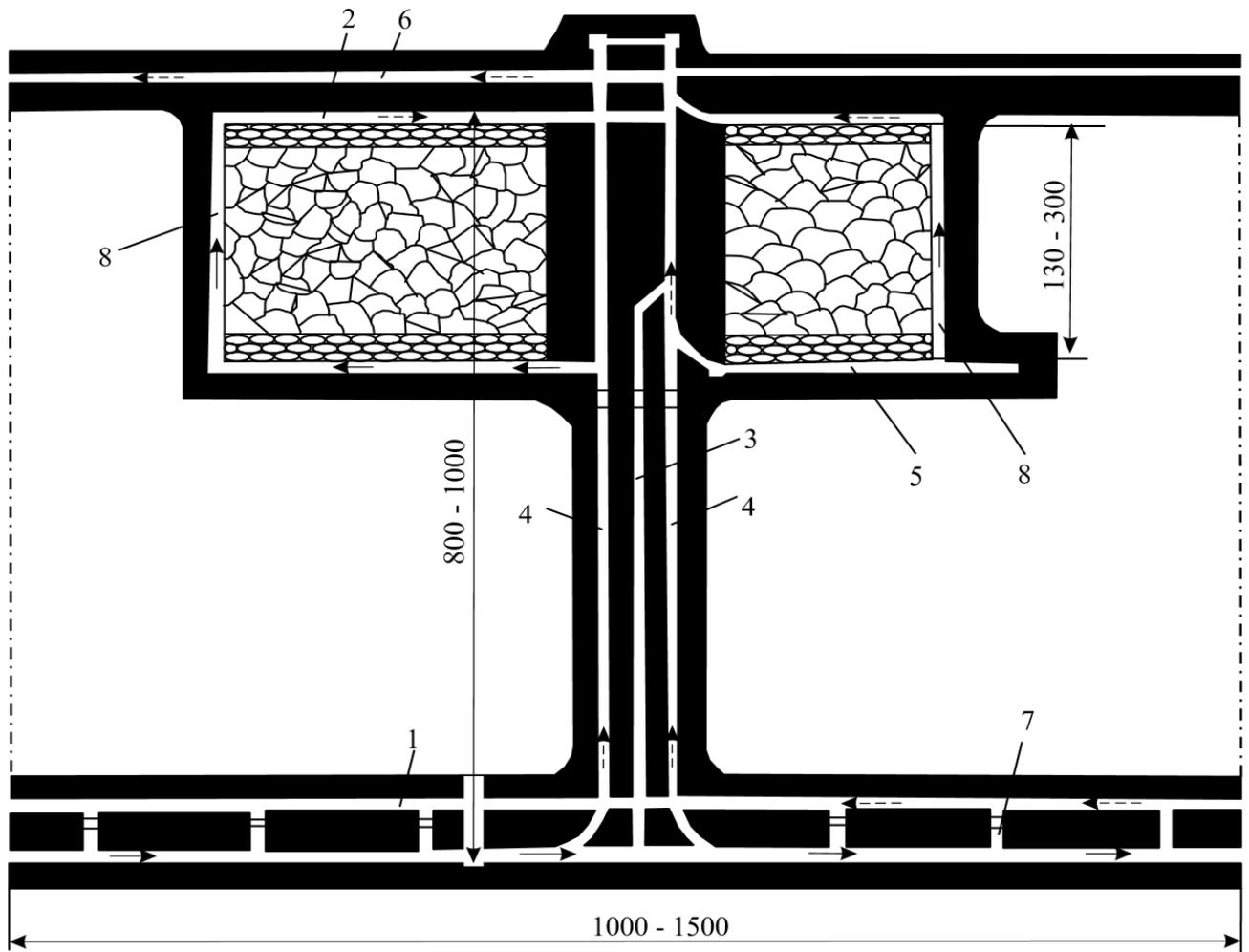
Рис. 11 – Схема розташування виробок під час поділу поверху на підповерхи



- 1 – головний повітряподавальний штрек
- 2 – головний конвеєрний штрек
- 3 – ухил
- 4,5 – хідник
- 6 – просік
- 7 – конвеєрний штрек
- 8 – вентиляційний штрек
- 9 – піч
- 10 – розрізна піч

Рис. 12 – Схема розташування виробок при панельному способі підготовки похилої частини шахтного поля

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 26



- 1 – головний конвеєрний штрек
- 2 – ярусний вентиляційний штрек
- 3 – панельний бремсберг
- 4 – хідник
- 5 – ярусний конвеєрний штрек
- 6 – головний вентиляційний штрек
- 7 – збійка
- 8 – лава

Рис. 13 – Схема розташування виробок при панельному способі підготовки шахтного поля з відпрацюванням полів по суцільній системі розробки

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 27

## **ТЕМА 3 «ЗАВДАННЯ І РОЗРАХУНОК ВИЗНАЧЕННЯ ОБ'ЄМУ, РОЗМІРІВ, ПРОДУКТИВНОСТІ І ТЕРМІНУ, ЕКСПЛУАТАЦІЇ КАР'ЄРУ, ЗАПАСІВ КОРИСНОЇ КОПАЛИНИ І КОЕФІЦІЄНТА РОЗКРИТТЯ»**

### **Теоретичні відомості**

Відкритий спосіб видобутку корисних копалин є одним із найефективніших у гірничій справі, що забезпечує доступ до великих обсягів ресурсів. Проектування і розрахунки кар'єру є важливим етапом у плануванні видобутку, оскільки від правильності цих розрахунків залежить економічна доцільність та безпека робіт. Основними елементами є визначення об'єму кар'єру, його геометричних параметрів, продуктивності, терміну експлуатації, запасів корисної копалини та коефіцієнта розкриття.

### **Завдання проектування кар'єру**

Проектування кар'єру включає в себе цілий комплекс завдань, які спрямовані на забезпечення безперервного і рентабельного видобутку корисної копалини з мінімальним впливом на довкілля. Процес проектування враховує геологічні, технічні, економічні, екологічні та соціальні аспекти.

*Основні завдання:*

1. **Визначення меж кар'єру.** Межі залежать від геометрії родовища, глибини залягання, форми покладу та потужності корисної копалини. Межі кар'єру мають забезпечити максимальний видобуток із мінімальними втратами.

2. **Обґрунтування технологічних параметрів.** До них належать кути укосу бортів, ширина транспортних майданчиків, глибина кар'єру та розташування робочих майданчиків.

3. **Розрахунок об'єму робіт.** Цей етап включає визначення кількості корисної копалини і об'єму розкривних порід.

4. **Планування транспортних схем.** Це забезпечує транспортування породи та корисної копалини до місця зберігання або переробки.

5. **Розробка заходів безпеки.** Кар'єрна розробка вимагає ретельного планування робіт з метою запобігання аваріям, обвалам і руйнуванню.

6. **Екологічне обґрунтування.** У проекті передбачаються способи мінімізації впливу на екосистему: рекультивация порушених земель, зниження запиленості, очистка стічних вод.

Результатом проектування є техніко-економічне обґрунтування, яке включає план видобутку, бюджет проекту та прогноз впливу на навколишнє середовище.

### **Об'єм кар'єру**

Об'єм кар'єру є ключовим показником, який визначає масштаб гірничих робіт. Він включає обсяг корисної копалини і розкривних порід. Це значення визначається на основі геологічних та геометричних характеристик родовища.

*Методи визначення об'єму:*

**Метод горизонтальних шарів.** Об'єм визначається шляхом поділу кар'єру на горизонтальні зрізи (шари). Для кожного шару обчислюється площа, а потім середня площа множиться на висоту шару:

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 28

$$V = \sum_{i=1}^n \frac{(S_i + S_{i+1})}{2} \cdot h,$$

де  $S_i$  і  $S_{i+1}$  – площі шарів,  $h$  – висота шару.

**Метод тріангуляції.** Кар'єр розділяється на трикутні призмоподібні елементи, об'єм кожного з яких обчислюється окремо.

**Цифрове моделювання.** Використовуються комп'ютерні програми для побудови цифрової моделі кар'єру та автоматичного визначення об'єму.

*Чинники, що впливають на об'єм:*

- Потужність покладу ( $m$ ).
- Глибина ( $H$ ).
- Геометрія бортів і кути укосу ( $\alpha$ ).
- Площа поверхні покладу ( $S$ ).

Знання об'єму кар'єру дозволяє оцінити необхідні ресурси для розробки родовища, включаючи техніку, обладнання і трудові ресурси.

#### Розміри кар'єру

Розміри кар'єру є важливими для забезпечення безпечної та ефективної розробки родовища. Вони включають довжину, ширину, глибину і площу кар'єру.

*Параметри:*

Глибина ( $H$ ) – відстань від верхньої до нижньої межі корисної копалини. Довжина ( $L$ ) і ширина ( $B$ ) визначаються залежно від форми покладу і потужності борту. Ширина транспортного майданчика ( $b$ ) – мінімально необхідна для роботи техніки.

Розрахунок ширини кар'єру:

$$B = H \cdot \tan \alpha + b,$$

де  $\alpha$  – кут укосу борту, який залежить від механічних властивостей порід.

**Кути укосу:**

- Для міцних порід:  $45^\circ$ – $55^\circ$ .
- Для нестійких порід:  $25^\circ$ – $35^\circ$ .

Геометрія кар'єру безпосередньо впливає на ефективність транспорту, розміщення робочих зон і безпеку робіт.

#### Продуктивність кар'єру

Продуктивність кар'єру характеризує обсяг корисної копалини, яку можна видобути за певний проміжок часу. Вона є ключовим показником при плануванні роботи підприємства.

*Типи продуктивності:*

Проектна продуктивність ( $Q$ ): розрахункова продуктивність, закладена у проект.  
Фактична продуктивність: реальний обсяг видобутку з урахуванням зовнішніх факторів.

**Розрахунок:**

$$Q = \frac{Q_g}{T},$$

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 29

де  $Q_g$  – геологічні запаси,  $T$  – термін експлуатації.

Продуктивність впливає на вибір техніки, режим роботи підприємства і графік видобутку.

#### Термін експлуатації кар'єру

Термін експлуатації визначає, як довго кар'єр може забезпечувати видобуток корисної копалини. Він залежить від запасів та річної продуктивності.

**Розрахунок:**

$$T = \frac{Q_g}{Q_p},$$

де  $Q_g$  – геологічні запаси,  $T$  – термін експлуатації.

Термін експлуатації є ключовим для економічного обґрунтування проекту, оскільки короткий період роботи може зробити проект нерентабельним.

#### Запаси корисної копалини

Запаси корисної копалини є основним джерелом прибутку підприємства. Вони поділяються на геологічні та промислові.

#### Коефіцієнт розкриття

Цей показник відображає співвідношення між об'ємом розкривних порід і корисної копалини. Він є важливим для оцінки економічної ефективності кар'єру.

**Розрахунок:**

$$K_p = \frac{V_p}{V_{kk}}.$$

Залежно від значення коефіцієнта приймається рішення про доцільність розробки родовища.

#### Індивідуальне завдання:

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

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

$$S = L \cdot M, \text{ м}^2 \quad (3.1)$$

де  $L$  - довжина покладу за простяганням, м;

$M$  - горизонтальна потужність покладу, м.

Периметр покладу на рівні дна кар'єру:

$$P = 2 \cdot (L + M), \text{ м} \quad (3.2)$$

При рівнинному рельєфі поверхні і похилому або крутому падінні покладу об'єм

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 30

кар'єру може бути визначений як сума окремих геометричних фігур (рис. 1.)

$$V_k = V_1 + V_2 + V_3, \text{ м}^3 \quad (3.3)$$

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

$$V_1 = L \cdot M \cdot H_k, \text{ м}^3 \quad (3.4)$$

де  $H_k$  - глибина кар'єру, м.

$$V_2 = \frac{1}{2} \cdot P \cdot H_k^2 \cdot \cot \gamma_{\text{cp}}, \text{ м}^3 \quad (3.5)$$

де  $\gamma_{\text{cp}}$  - середній кут відкосу неробочих бортів кар'єру, град.

$$V_3 = \frac{\pi}{2} \cdot H_k^3 \cdot \cot^2 \gamma_{\text{cp}}, \text{ м}^3 \quad (3.6)$$

Сумарний об'єм кар'єру визначається за формулою:

$$V_k = S \cdot H_k + \frac{1}{2} \cdot P \cdot H_k^2 \cdot \cot \gamma_{\text{cp}} + \frac{\pi}{2} \cdot H_k^3 \cdot \cot^2 \gamma_{\text{cp}}, \text{ м}^3 \quad (3.7)$$

Довжина кар'єрного поля на рівні поверхні:

$$L_{\text{кп}} = L + 2 \cdot H_k^2 \cdot \cot \gamma_{\text{cp}}, \text{ м} \quad (3.8)$$

Ширина кар'єру по верху:

$$B = M + 2 \cdot H_k^2 \cdot \cot \gamma_{\text{cp}}, \text{ м} \quad (3.9)$$

Об'єм корисної копалини в контурах кар'єру:

$$V_{kk} = S \cdot (H_k - h_n), \text{ м}^3 \quad (3.10)$$

де  $h_n$  - потужність наносів, м.

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

$$Q_{kk} = V_{kk} \cdot \gamma_{kk} - \eta_k, \text{ т} \quad (3.11)$$

де  $\gamma_{kk}$  - густина корисної копалини,  $\text{т/м}^3$  ;

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 31

$\eta_k$  - коефіцієнт вилучення корисних копалин, що враховує втрати корисної копалини при розробці покладу.

Об'єм розкритих порід в контурах кар'єру:

$$V_{pn} = V_k - V_{kk}, \text{ м}^3 \quad (3.12)$$

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

$$k_{cp} = \frac{V_{pn}}{Q_{kk}}, \frac{\text{м}^3}{\text{т}} \quad (3.13)$$

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

$$P_{pn} = P_{kk} \cdot k_{cp} \cdot k_n, \frac{\text{м}^3}{\text{рік}} \quad (3.14)$$

де  $P_{kk}$ - продуктивність кар'єру за корисною копалиною, т/рік;

$k_n$ - коефіцієнт нерівномірності розподілу розкриття за роками експлуатації кар'єру ( $k_n=1,1 - 1,3$ ).

Продуктивність кар'єру з видобування гірничої маси:

$$P_{gm} = P_{kk} \cdot \frac{1}{\gamma_{kk}} + P_{pn}, \frac{\text{м}^3}{\text{рік}} \quad (3.15)$$

Добова продуктивність кар'єру з видобування корисної копалини:

$$P_{kk}^{\partial} = P_{kk}/T_p, \frac{\text{м}^3}{\text{доба}} \quad (3.16)$$

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

Добова продуктивність кар'єру за розкриттям:

$$P_p^{\partial} = P_{pn}/T_p, \frac{\text{м}^3}{\text{доба}} \quad (3.17)$$

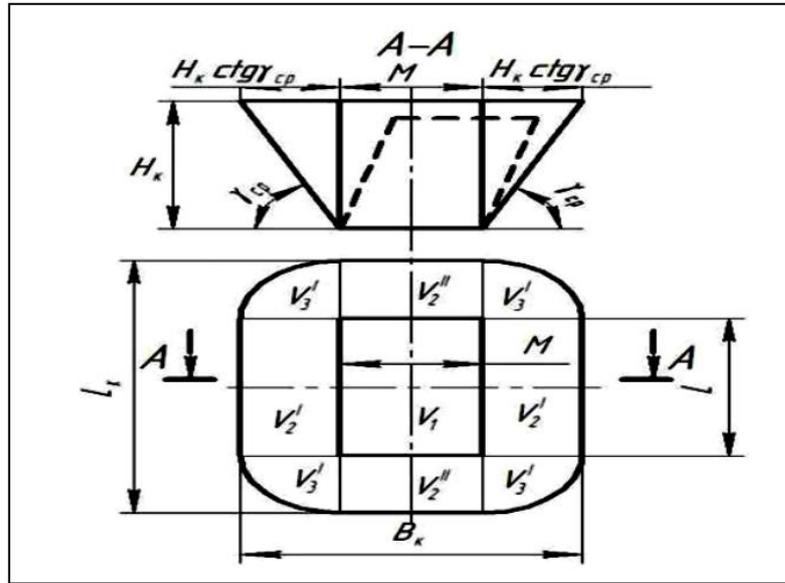


Рис. 14. Визначення об'єму кар'єру як суми окремих геометричних фігур

Змінна продуктивність кар'єру за видобутком корисних копалин і розкриттям:

$$P_{kk}^{зм} = P_{kk}^{\partial} / n_{зм}, \frac{м^3}{зміну} \quad (3.18)$$

$$P_p^{зм} = P_{pn} / n_{зм}, \frac{м^3}{рік} \quad (3.19)$$

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

Термін роботи кар'єру:

$$T_p = T_6 + T_e + T_3, \text{ років} \quad (3.20)$$

де  $T_6 + T_3$  - тривалість освоєння та затухання потужності кар'єру з видобутку гірничої маси (приймається 1,5 роки);

$T_e$  - розрахунковий термін експлуатації кар'єру, років.

$$T_e = Q_{kk} / P_{kk}, \text{ років} \quad (3.21)$$

Вихідні дані для індивідуального розрахунку об'єму, розмірів кар'єру, запасів корисної копалини і коефіцієнта розкриття наведені в табл.4.

Таблиця 4

Вихідні дані до практичної роботи 3

Варіанти	L, м	M, м	H <sub>к</sub> , м	h <sub>н</sub> , м	γ <sub>кк</sub> , т/м <sup>3</sup>	γ <sub>ср</sub> , град	η <sub>к</sub>	P <sub>кк</sub> , $\frac{млн. т}{рік}$
----------	---------	---------	--------------------	--------------------	---------------------------------------	---------------------------	----------------	--

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015						Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025	
	Екземпляр № 1						Арк 99 / 33	

1	1200	300	350	45	2,8	40	0,92	10,7
2	1500	400	460	40	2,9	39	0,93	20,7
3	1700	500	170	20	3,0	38	0,94	12,8
4	1600	450	280	30	3,1	36	0,92	16,1
5	1400	350	390	40	3,2	35	0,93	14,0
6	1300	250	200	20	3,3	34	0,94	6,1
7	1900	550	210	30	3,2	33	0,93	17,9
8	1800	180	220	40	3,1	32	0,94	5,8
9	1900	280	330	30	3,0	31	0,95	15,4
10	2000	380	240	10	2,9	40	0,96	15,1
11	2200	200	450	25	3,1	41	0,97	20,0
12	1300	100	210	40	3,4	42	0,92	2,5
13	1500	250	180	15	2,1	43	0,93	4,5
14	1900	150	250	30	2,8	44	0,94	5,7
15	1200	230	320	45	2,7	45	0,92	7,9
16	1800	210	280	20	2,5	44	0,94	9,1
17	2200	190	345	25	3,0	43	0,95	13,2
18	1900	245	360	35	1,9	40	0,92	3,7
19	2100	320	500	10	2,7	39	0,93	9,9
20	1600	195	370	12	2,5	38	0,95	9,7

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 34

## ТЕМА 4 «ВИБІР СПОСОБУ ПІДГОТОВКИ ШАХТНОГО ПОЛЯ»

### Теоретичні відомості

#### Розподіл шахтного поля на основні частини

Розробка шахтного поля у наслідок великих його розмірів відбувається не по всій площині, а окремими частинами і у визначеній послідовності. Тому для зручності розробки шахтне поле ділять на частини. Розподіл шахтного поля може відбуватись вертикальними, горизонтальними і похилими площинами як по лінії падіння, так і по лінії простягання.

По лінії падіння шахтне поле поділяють на виїмкові горизонти, виїмкові ступені і поверхи (рис. 15-19).

**Виїмковим горизонтом** називається частина шахтного поля по падінню, запаси якої видаються на денну поверхню з одного рівня, на якому розташовано приствольний двір. Границі виїмкового горизонту є по падінню верхня (нижня) технічна межа і (або) межа сусідніх виїмкових горизонтів, а по простягання – бокові границі шахтного поля.

**Виїмковою ступінню** називається частина шахтного поля, яка розташована вище або нижче транспортного горизонту, запаси якої відробляються на цей горизонт. У першому випадку вона називається **бремсберговою ступінню**, у другому – **ухильною ступінню**.

**Поверх** – частина шахтного поля, яка витягнута по простягання і обмежена його кордонами по простягання, а по падінню – поверховими штреками - транспортним і вентиляційним.

По простягання шахтне поле може розділятися на блоки, панелі, виїмкові смуги (стовпи) (рис. 3).

**Блок** – частина шахтного поля, розкриття якої здійснюється самостійними виробками, що розкривають (стволами і квершлагами), і яка має самостійне провітрювання. Кордони блока по простягання – кордони сусідніх блоків або з одної сторони – кордони шахтного поля; по падінню – кордони виїмкового горизонту. Блоки по простягання об'єднуються загальним для всього горизонту магістральним штреком, по якому відбувається транспорт корисної копалини до головного ствола. У свою чергу блок може поділятися на поверхи, панелі, виїмкові смуги.

**Панель** – частина шахтного поля, яка обмежена по повстанню і падінню кордонами виїмкової ступіні, а по простягання межами сусідніх панелей або з однієї сторони – кордоном шахтного поля, і яка обслуговується самостійною транспортною виробкою. У свою чергу панель може поділятися на яруси та підтриси.

**Ярус** – частина шахтного поля, яка витягнута по простягання і обмежена кордонами панелі по простягання, а по падінню – ярусними штреками транспортним і вентиляційним.

**Виїмкова смуга** – частина виїмкової ступіні, яка обмежена по повстанню і падінню кордонами самої ступіні, а по простягання – виїмковими виробками.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 35

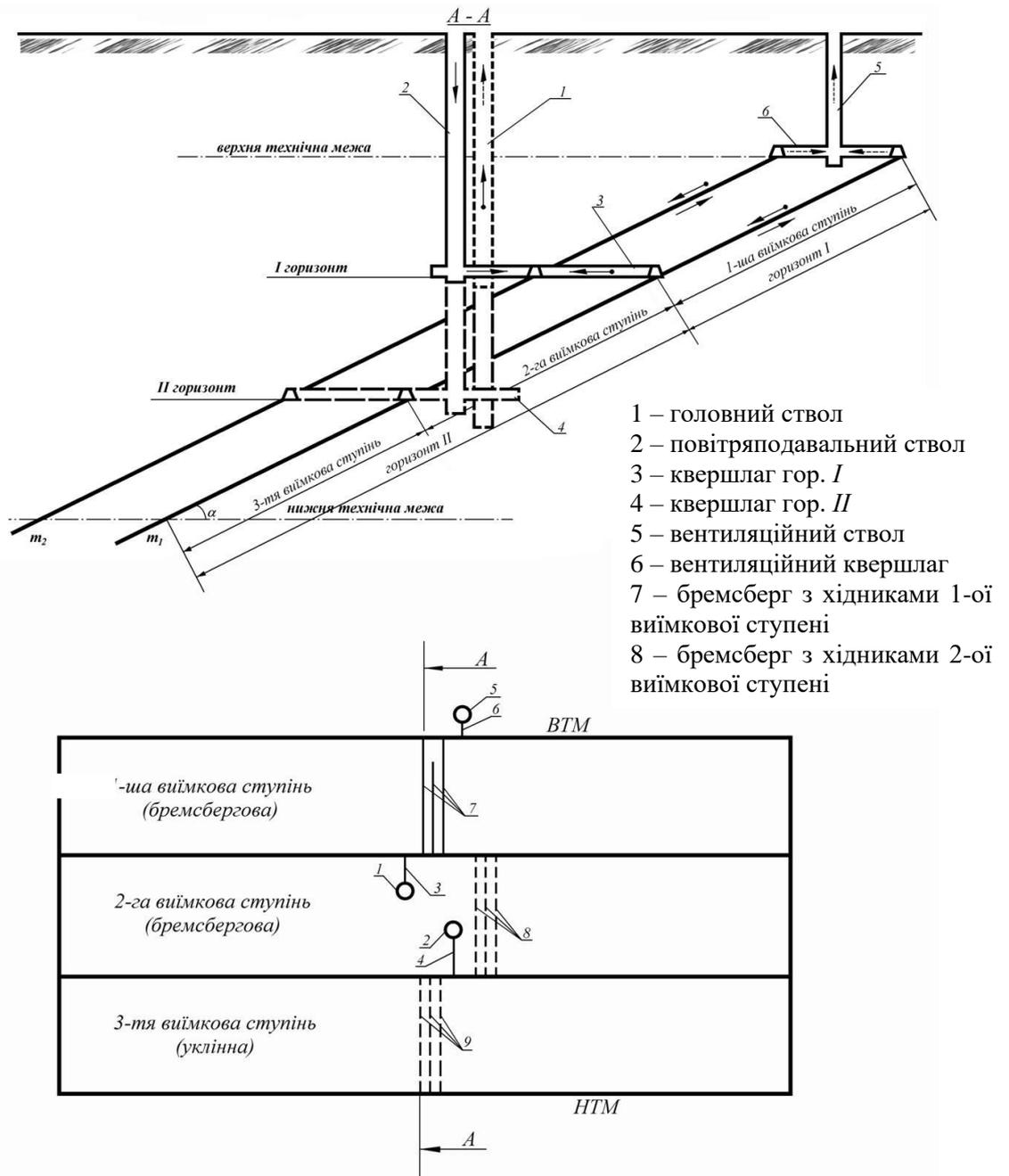
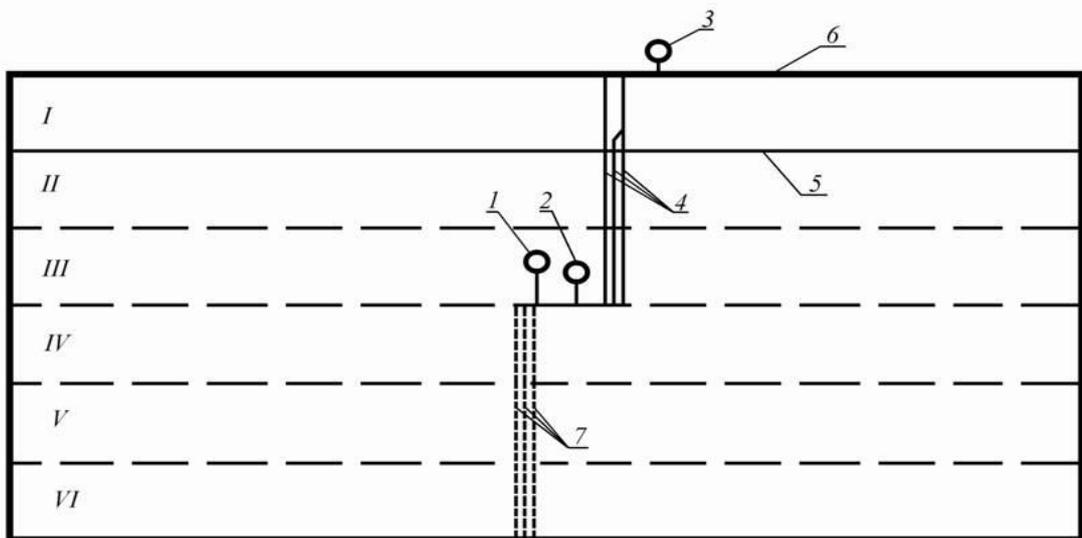


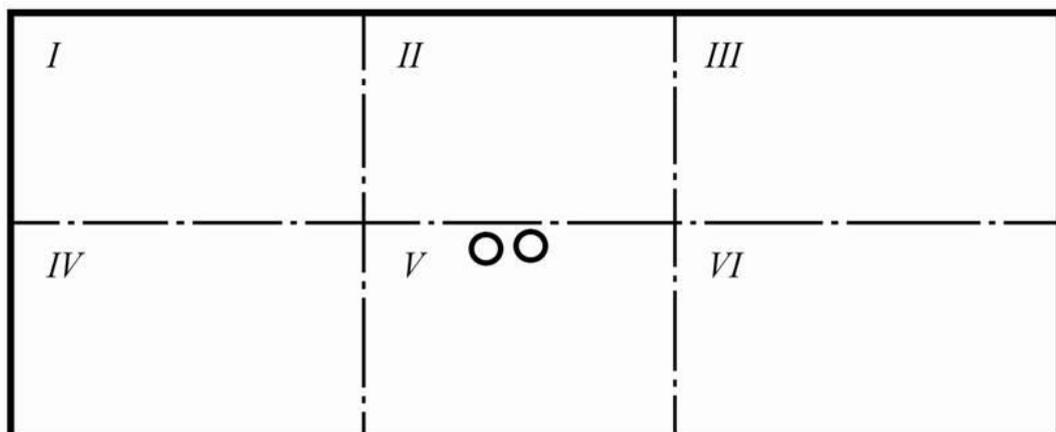
Рис. 15 – Розподіл шахтного поля на частини по лінії падіння



- 1 – головний ствол
- 2 – повітряподавальний ствол
- 3 – відкаточний квершлаг
- 4 – капітальний бремсберг з хідниками
- 5 – поверховий трансп. штрек
- 6 – поверховий вент. штрек
- 7 – капітальний ухил з хідниками

*I- VI* – поверхи

Рис. 16 – Розподіл шахтного поля на поверхи



*I- IV* – панелі

Рис. 17 – Розподіл шахтного поля на панелі

	1	2	3	4	5	6
Виїмкова ступінь (бресбергова)						
Виїмкова ступінь (уклінна)		○ ○				

Рис. 18 – Розподіл шахтного поля на виїмкові смуги

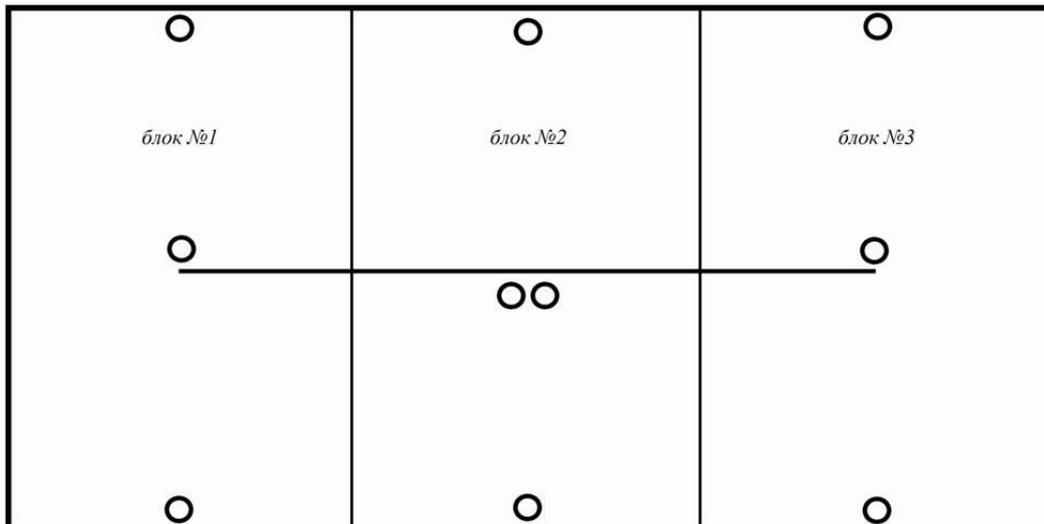


Рис. 19 – Розподіл шахтного поля на блоки по лінії простягання

### Класифікація способів підготовки

Після розкриття шахтного поля приступають до наступного етапу його розробки – підготовки.

**Підготовкою** називають проведення виробок після розкриття шахтного поля з метою поділу його на частини, зручні для розміщення очисних вибоїв.

**Способом підготовки** називають комплекс підготовчих виробок, які забезпечують поділ шахтного поля на частини і служать для транспортних, вентиляційних та інших технологічних зв'язків між очисними вибоями і виробками, що розкривають родовище.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 38

До виробок, що підготовлюють, відносять: капітальні і панельні бремсберги, похили з ходками; головні, магістральні, поверхові і ярусні штреки; флангові вентиляційні та повітряподавальні виробки. Виробки, що підготовлюють, можуть проводитись по пласту або на деякій відстані від нього по пустим породам.

До вибору способу підготовки висувають наступні вимоги:

- Забезпечення можливості розташування запланованого фронту очисних вибоїв
- Можливість використання прогресивних систем розробки
- Мінімальний обсяг виробок, що підготовлюють
- Мінімальні первісні витрати на підготовку
- Швидкий ввід шахти у експлуатацію
- Простота і надійність роботи транспорту і вентиляції

На вибір способу підготовки шахтного поля впливають наступні фактори:

- Гірничо-геологічні (потужність і кут падіння пласту, наявність крупних геологічних порушень, напрям основної системи тріщин у породах покрівлі пласту, його обводненість).
- Гірничо-технічні (розмір шахтного поля по простяганню, кількість очисних вибоїв, які потрібно розташувати у пласті, технологія проведення очисних і підготовчих робіт).

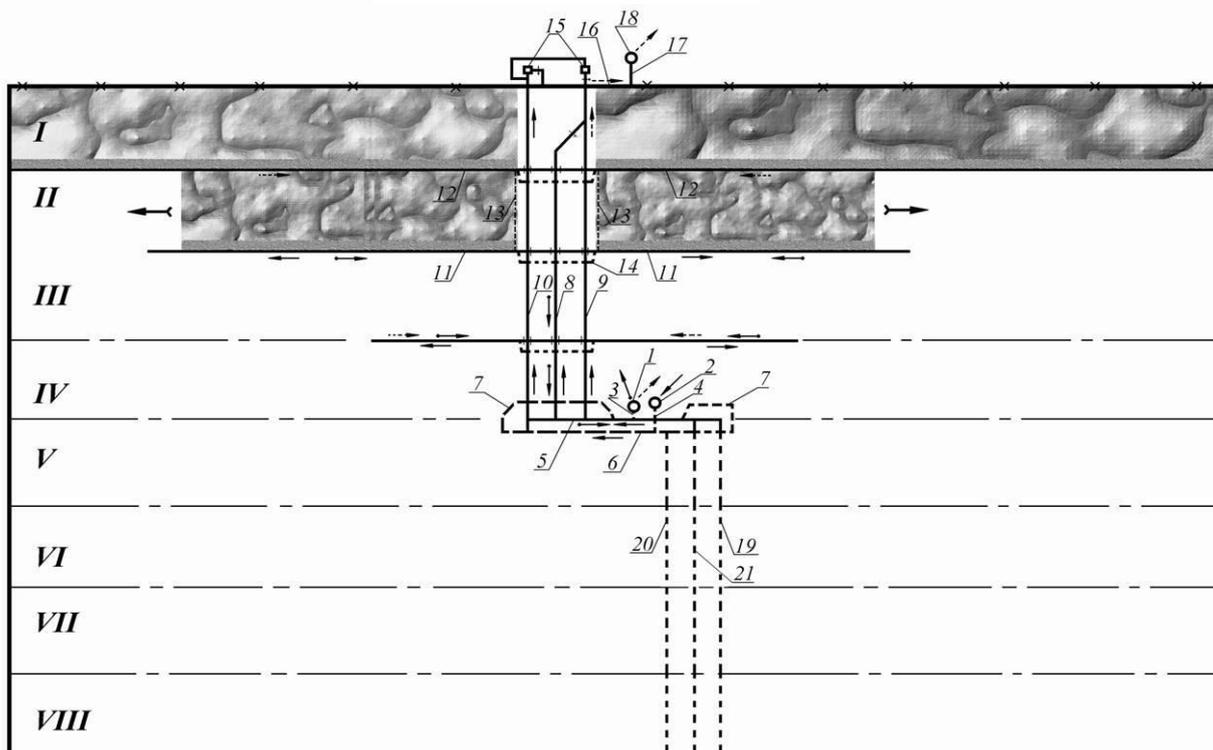
За основу класифікації способів підготовки взятий поділ шахтного поля на частини. За цією ознакою розрізняють п'ять способів підготовки шахтних полів:

1. Поверховий;
2. Панельний;
3. Погоризонтний;
4. Головними штреками;
5. Комбінований.

### **Поверховий спосіб підготовки**

Суттєвість цього способу підготовки полягає у тому, що шахтне поле по падінню поділяється на витягнуті по простяганню частини, які відробляються у визначеній послідовності на похилу транспортну виробку, якою може бути капітальний бремсберг або похил, а при поверхово-погоризонтному розкритті – на поверховий квершлаг. Кордони поверху: по падінню – поверховий транспортний штрек, по повстанню – поверховий вентиляційний штрек, по простяганню – кордони шахтного поля (рис. 20).

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 39



- |                                   |                               |
|-----------------------------------|-------------------------------|
| 1 – головний ствол                | 11 – поверховий трансп. штрек |
| 2 – повітряподавальний ствол      | 12 – поверховий вент. штрек   |
| 3 – відкаточний квершлаг          | 13 – розрізна піч             |
| 4 – повітряподавальний квершлаг   | 14 – обхідна виробка          |
| 5 – відкаточний штрек             | 15 – камера підйомних машин   |
| 6 – повітряподавальний штрек      | 16 – головний вент. штрек     |
| 7 – прийомно-відправний майданчик | 17 – вентиляційний квершлаг   |
| 8 – капітальний бремсберг         | 18 – вентиляційний ствол      |
| 9 – вантажний хідник              | 19 – вантажний хідник         |
| 10 – людський хідник              | 20 – людський хідник          |
|                                   | 21 – капітальний ухил         |

I-VII – поверхи

Рис. 20 – Поверховий спосіб підготовки

Для відробки бремсбергової частини шахтного поля проводять капітальний бремсберг з ходками. Від них проводять поверхові штреки, а потім від них розрізні печі, у яких монтується очисне обладнання. Відробку поверхів ведуть послідовно. Після відробки запасів першого поверху очисні роботи ведуть у другому поверсі, для чого проводять нові поверхові штреки.

При доробці запасів бремсбергового поля приступають до підготовки похилого поля. Для цього на похилу довжину поверху проводять капітальний похил з ходками. Роботи в поверхах проводять по аналогії з такими у бремсберговій частині. Різниця складається у

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 40

тому, що у кожному поверсі споруджується водовідливний комплекс (насосна камера з водозбірниками, електропідстанція).

По лінії падіння поверхи можуть відроблятися з гори до низу, з низу до гори, комбіновано. На шахтах III категорії по метану й вище відробка поверхів дозволяється тільки у низхідному порядку (з гори до низу).

По лінії простягання поверхи можуть відроблятися прямим ходом (від капітального бремсбергу або похила до кордонів шахтного поля), зворотнім ходом (від кордонів шахтного поля до капітального бремсбергу або похила) і комбіновано.

Транспортування вугілля відбувається наступним чином:

- для бремсбергової частини шахтного поля – лава-11-8-5-3-1;
- для похилої частини шахтного поля – лава-11-21-5-3-1.

Провітрювання відбувається наступним чином:

- для бремсбергової частини шахтного поля – 2-4-10-11-лава-12-9-16-17-18;
- для похилої частини шахтного поля – 2-4-20-11-лава-19-5-3-1.

#### **Переваги:**

- Невеликий обсяг виробок, що підготовлюють, і як наслідок менші первісні капітальні витрати та більш швидкий ввід шахти у експлуатацію.
- В роботі знаходиться одна транспортна виробка (bremсберг або похил).
- Відсутній перепробіг транспорту вугілля по поверховим штрекам.

#### **Недоліки:**

- Невелике навантаження на пласт.
- Велика довжина підтримання поверхових штреків, і як наслідок великі витрати на їх ремонт.
- Ускладнення при використанні стовпової системи розробки.

#### **Область застосування:**

- невеликі розміри шахтного поля за простяганням – до 4-5 км;
- будь які кути падіння пластів, окрім горизонтальних (нормами технологічного проектування шахт рекомендується застосовувати поверхову підготовку на пластах з кутами падіння понад 25°);
- часто – при розкритті шахтного поля похилими стволами.

Розміри поверху за простяганням – на довжину шахтного поля.

Розміри поверху за падінням – 100-600 м. при розмірах по падінню більше 300 м рекомендується поділення поверху на підповерхи.

Розміри бремсбергової ступені – до 1500 м.

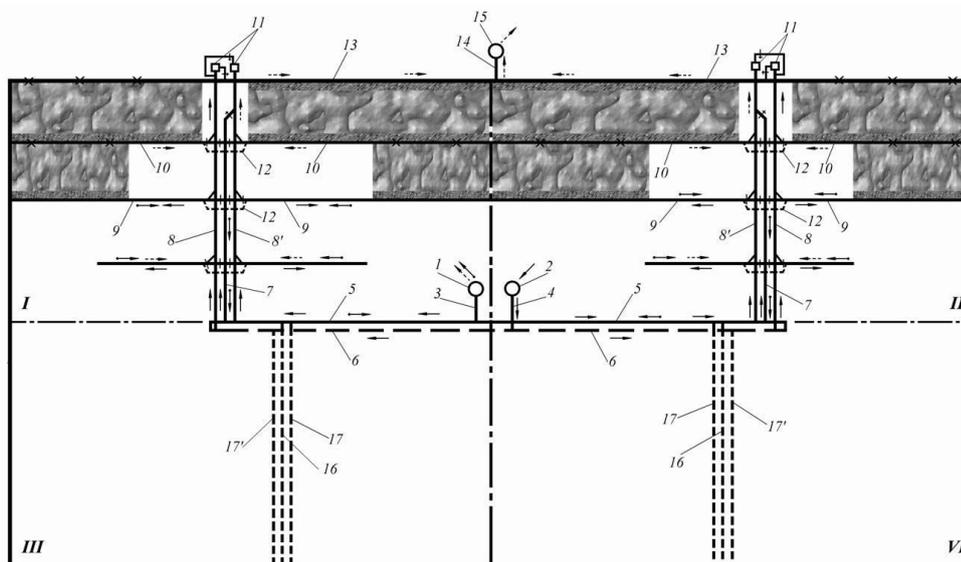
Розміри похилої ступені – 1000-1200 м.

### **Панельний спосіб підготовки**

Суттєвість цього способу полягає у наступному: шахтне поле поділяється на частини – панелі, які обмежені по падінню (повстанню) кордонами виїмкової ступені, а по простяганням – кордонами сусідніх панелей або з однієї сторони кордонами шахтного поля. Кожна з цих частин обслуговується окремою транспортною виробкою (панельним

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 41

бресбергом або похилом). Між собою панелі поєднуються магістральними штреками (транспортним і вентиляційним), останній може бути відсутнім, якщо провітрювання панелі здійснюється через шурфи. Кількість панелей у виїмковій ступіні може бути як парним, так і непарним (рис. 21).



- |   |   |
|---|---|
| 1 – головний ствол                                | 10 – ярусний вент. штрек                            |
| 2 – клітьовий ствол                               | 11 – камери підйомних машин                         |
| 3 – конвеєрний квершлаг                           | 12 – обхідна виробка                                |
| 4 – повітряподавальний квершлаг                   | 13 – вентиляційний штрек                            |
| 5 – конвеєрний штрек                              | 14 – вентиляційний квершлаг                         |
| 6 – повітряподавальний штрек                      | 15 – вентиляційний ствол                            |
| 7 – панельний бресберг                            | 16 – панельний ухил                                 |
| 8 <sup>1</sup> , 8 – вантажний і людський хідники | 17 <sup>1</sup> , 17 – вантажний і людський хідники |
| 9 – ярусний конвеєрний штрек                      | I- IV – панелі                                      |

Рис.21 – Панельний спосіб підготовки

По лінії падіння кожна панель поділяється на яруси.

**Ярус** – частина панелі, витягнута по простяганню і обмежена її кордонами, а по падінню, повстанню – ярусними штреками транспортним і вентиляційним.

Порядок відробки панелей у шахтному полі по лінії простягання може бути прямим (від середини шахтного поля до його кордонів), зворотнім (від кордонів до середини). Правилами технічної експлуатації вугільних та сланцевих шахт рекомендовано відробку панелей у бресберговому полі вести прямим порядком, а в уклонному – зворотнім.

Транспорт вугілля відбувається наступним чином:

- для бресбергової частини шахтного поля – лава-9-7-5-3-1;
- для похилої частини шахтного поля – лава-9-16-5-3-1.

Провітрювання відбувається наступним чином:

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 42

- для бремсбергової частини шахтного поля – 2-4-6-8-9-лава-10-8'-13-14-15;
- для похилої частини шахтного поля – 2-4-6-17-9-лава-10-17'-5-3-1.

#### **Переваги:**

- Більше навантаження на пласт.
- Сприятливі умови для використання стовпових і комбінованих систем розробки.
- Порівняльно невелика довжина крила панелі, що зменшує витрати на підтримання ярусних штреків.
- Можливість застосування суцільної конвеєризації транспорту у межах усієї панелі.

#### **Недоліки:**

- Порівняльно більший обсяг проведення і підтримання виробок, що підготовлюють.
- Більші первісні капітальні витрати і більший строк підготовки горизонту.
- Збільшення обсягу транспортування вугілля за рахунок перепробігу по ярусним штрекам.

#### **Область застосування:**

- пологі і похилі пласти з кутами падіння меншими за 25°;
- при необхідності забезпечення високого навантаження на пласт;
- за наявності у шахтному полі значних геологічних порушень, орієнтованих у напрямку падіння пласта, коли вони є природними межами панелей;
- при значних розмірах шахтного поля за простяганням (понад 4000-5000 м).

Розміри панелі за простяганням – 2500-3000 м.

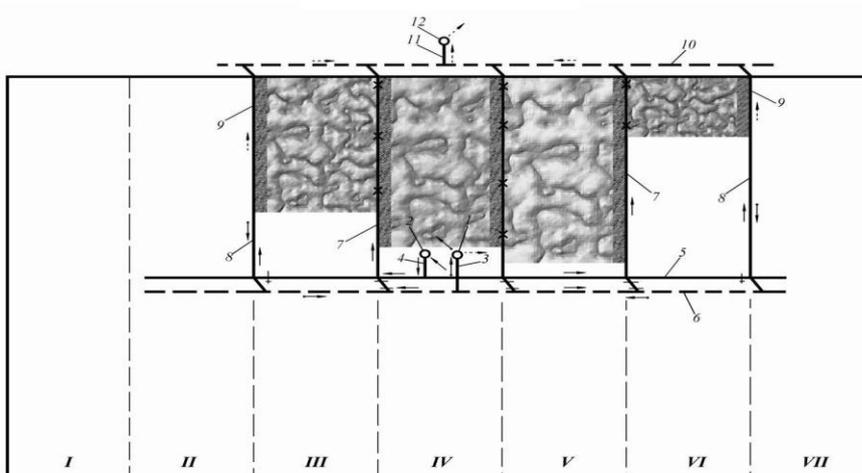
Розміри панелі за падінням – 1000-1500 м.

Розміри ярусу за падінням – до 150-300 м.

### **Погоризонтний спосіб підготовки**

Суттєвість способу полягає у наступному: шахтне поле по падінню поділяють головними штреками на виїмкові ступіні, а ті у свою чергу на виїмкові суги (рис. 22). Відробка смуг відбувається лавами по падінню (повстанню). У кожній смузі може бути одна або дві лави, і тільки у рідких випадках більше. ПТЕ вугільних і сланцевих шахт рекомендовано у бремсберговій ступені смуги відроблять прямим порядком (від центра шахтного поля до його кордонів), а похилу - зворотнім (від кордонів шахтного поля до його центру). Але у деяких випадках для збільшення навантаження на пласт застосовують комбіновану відробку смуг.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 43



- |                               |                               |
|-------------------------------|-------------------------------|
| 1 – головний ствол            | 7 – повітряподавальний хідник |
| 2 – повітряподавальний ствол  | 8 – виїмковий бремсберг       |
| 3 – конвеєрний квершлаг       | 9 – вентиляційний хідник      |
| 4 – відкаточний квершлаг      | 10 – польовий вент. штрек     |
| 5 – повітряподавальний штрек  | 11 – вентиляційний квершлаг   |
| 6 – польовий конвеєрний штрек | 12 – вентиляційний ствол      |
|                               | I-VII – виїмкові смуги        |

Рис. 22 – Погоризонтний спосіб підготовки

Транспорт вугілля відбувається наступним чином:

- для бремсбергової частини шахтного поля – лава-8-6-3-1;
- для похилої частини шахтного поля – лава-8'-6-3-1.

Провітрювання відбувається наступним чином:

- для бремсбергової частини шахтного поля – 2-4-5-7-лава-9-10-11-12;
- для уклонної частини шахтного поля – 2-4-5-8'-лава-9-6-3-1.

**Переваги:**

- Простота підготовки, схем транспорту і вентиляції.
- Невеликий обсяг підготовчих виробок і невеликі капітальні витрати на їх проведення.
- Більш короткий строк підготовки пластів.
- Забезпечення постійної довжини лави.
- Можливість використання конвеєрного транспорту.
- Можливість відробки пластів з любими водопритокама при виїмці по повстанню.
- При виїмці по падінню збільшується стійкість вибою від вивалів і знижується ймовірність раптових викидів вугілля і газу.

**Недоліки:**

- Обмеженість використання способу по куту падіння пласта.
- Складніше проведення і експлуатація похилих виїмкових виробок.

**Область застосування:**

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 44

- Пласти з кутами падіння меншими за 10°;
- Потужність пласта – не більше за 2 м з виїмкою лавами за повстанням і необмежена з виїмкою за падінням;
- Багатоводність пласта – необмежена при виїмці лавами за повстанням і менша за 5 м<sup>3</sup>/годину при виїмці за падінням.

Розміри горизонту за простяганням – на довжину шахтного поля.

Розміри горизонту за падінням – 1000-2200 м.

### Спосіб підготовки головними штреками

Суттєвість цього способу полягає у наступному: у шахтному полі проводять головні штреки, а від них виїмкові штреки. Але у різницю від погоризонтного способу головні штреки не ділять шахтне поле на виїмкові ступіні, оскільки залягання пласту горизонтальне, а звідси відпадає необхідність проведення головних штреків на кордонах шахтного поля (рис. 23).

Порядок відробки виїмкових стовпів (смуг) у крилі шахтного поля такий же як при погоризонтному.

Транспорт вугілля відбувається наступним чином – лава-5-3-1.

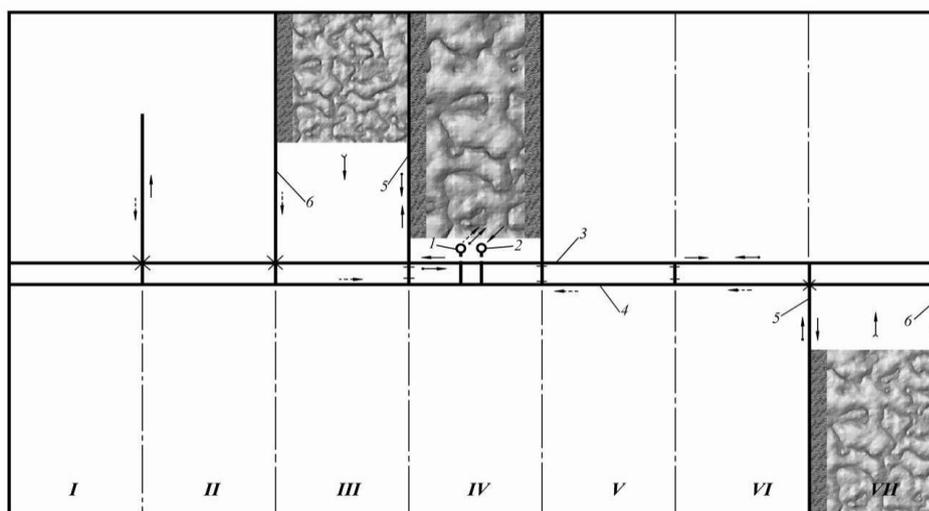
Провітрювання відбувається наступним чином – 2-3-5-лава-6-4-1.

#### Переваги:

- Простота.
- Мінімальний обсяг виробок, що підготовлюють.
- Невеликі первісні капітальні витрати.
- Можливість використання електровозного транспорту у межах усього шахтного поля.

#### Недоліки:

- Обмеженість використання.



1 – головний ствол

I-VII – виїмкові смуги

2 – повітряподавальний ствол

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 45

- 3 – головний транспортний штрек
- 4 – головний вентиляційний штрек
- 5 – виїмковий транспортний штрек
- 6 – виїмковий вентиляційний штрек

Рис. 23 – Спосіб підготовки головними штреками

#### Область застосування:

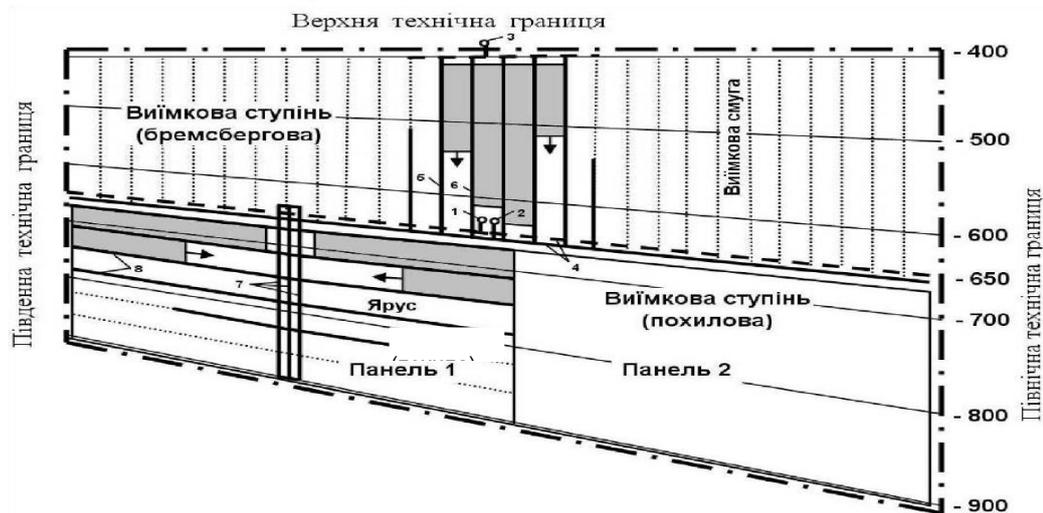
- Горизонтальне або близьке до нього залягання пластів, коли непотрібне проведення головних штреків на межах шахтного поля;
- Невеликі розміри шахтного поля по ширині, зручні для підготовки стовпів, коли не потрібен розподіл шахтного поля на панелі. –

#### Комбінований спосіб підготовки

Суттєвість цього способу полягає у наступному: шахтне поле поділяється на частини (блоки), підготовку кожної частини (блока) проводять окремо, і у різних частинах вона може бути різною, кожна з отриманих частин провітрюється окремо, транспорт корисної копалини відбувається з різних частин по магістральному штреку на один головний ствол, який проводиться як звичай у центрі шахтного поля.

Відробка частин (блоків) може проводитись як послідовно (один за одним), так і одночасно. Останнє дозволяє будувати шахти з великою виробничою потужністю.

Цей спосіб використовується при великих розмірах шахтного поля (більш 5000м) і високій газоносності пласта (рис. 24).



- |   |                            |
|---|----------------------------|
| 1 - головний ствол (вентиляційний)        | 5 – виїмковий бремсберг    |
| 2 – допоміжний ствол (повітряподавальний) | 6 – повітряподаючий хідник |
| 3 – вентиляційний ствол                   | 7 – похил з хідниками      |
| 4 – штреки                                | 8 – ярусні штреки          |

Рис. 24 – Комбінований спосіб підготовки шахтного поля



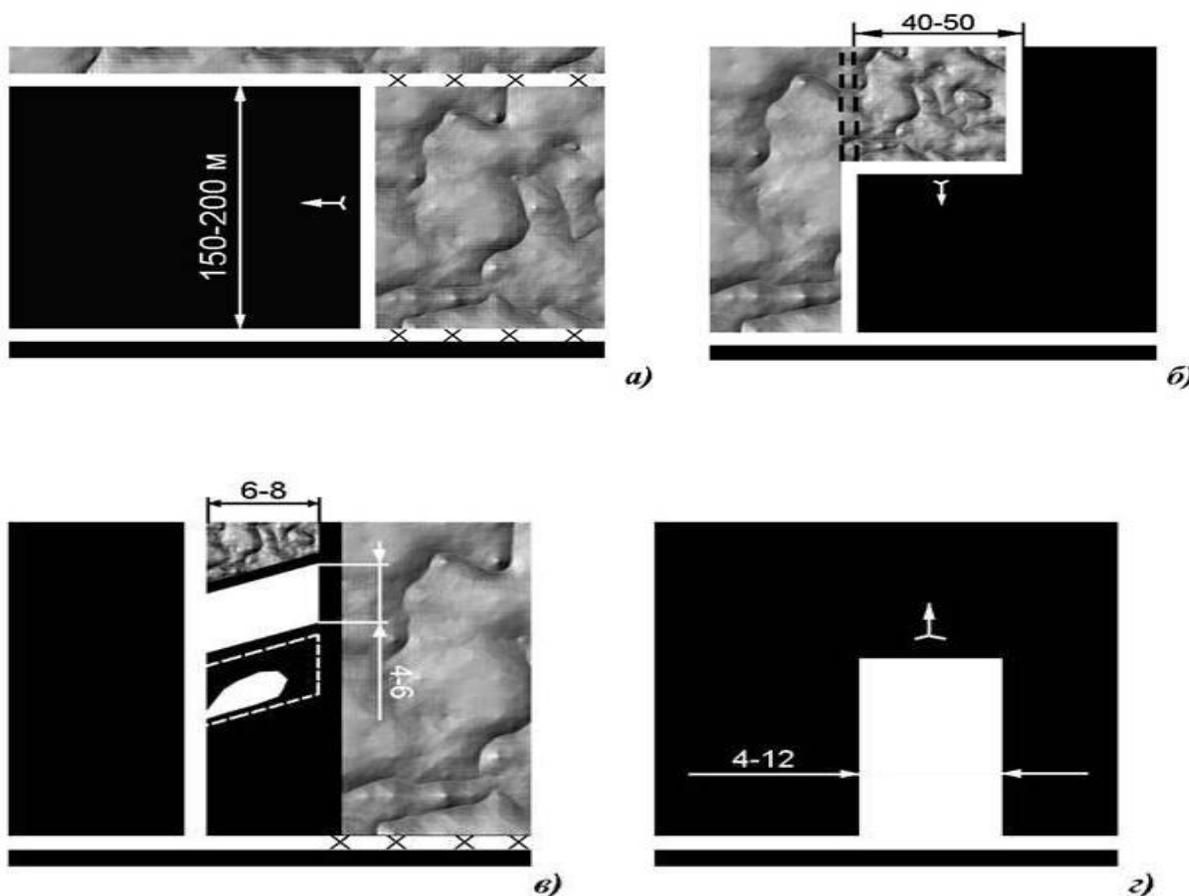
Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 47

## ТЕМА 5 «ВИБІР СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ТА ВИЗНАЧЕННЯ ПО ОДНІЙ ІЗ СВЕРДЛОВИН ПОТУЖНОСТІ РОЗКРИТТЯ, ГЛИБИНИ РОЗРОБКИ ДО ПІДОШВИ ПЛАСТА»

### Теоретичні відомості

Після завершення етапу підготовки шахтного поля переходять до наступного етапу – видобутку корисної копалини.

Роботи, які пов'язані з видобутком корисної копалини, називають **очисними роботами**, а виробки у яких відбуваються ці роботи – **очисним вибоєм**. У якості очисних вибоїв можуть використовуватись *лави, смуги, заходки або камери* (рис. 26). Кожний очисний вибій повинен мати виробки для його обслуговування (транспорту, вентиляції, пересування людей), які мають назву – *підготовчі виробки*.



а) лави, б) смуги, в) заходки, г) камери

Рис. 26 – Види очисних вибоїв

Характерною особливістю ведення очисних робіт є систематичне пересування очисного вибою у наслідок чого особливе значення набуває своєчасне проведення очисних виробок, які обслуговують цей вибій. У одних випадках їх проводять до початку ведіння очисних робіт, у других – одночасно, у третіх – комбіновано.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 48

**Система розробки** – комплекс очисних і виїмкових (підготовчих) виробок, які проводяться у певній послідовності у часі та просторі.

### Вимоги до систем розробки

Обрана для конкретних умов залягання пласта система розробки повинна задовольняти наступним основним вимогам:

- безпека ведіння очисних і підготовчих робіт;
- комфортні умови праці;
- економічності розробки;
- мінімальні втрати корисної копалини;
- забезпечення охорони навколишнього середовища.

Безпека робіт визначається виключенням можливості завалів очисних вибоїв, вибухів газу і пилу, пожеж, запобігання падіння людей на крутих пластах та їх травмування кусками породи та корисної копалини, що падають. Обов'язковою умовою безпечності робіт є наявність не менш двох вільних виходів з очисного вибою, а також надійне його провітрювання.

Комфортні умови праці визначаються в основному зручністю роботи, припустимим складом пилу та вологи у вентиляційному струмені, та його температурою.

Економічність системи розробки визначається рівнем продуктивності праці та собівартості 1т корисної копалини при високій його якості. Система розробки повинна забезпечувати використання високопродуктивної вибійної техніки для досягнення високого навантаження на очисний вибій, мінімальні витрати матеріалів на одиницю копалини, що видобувається, а також мати мінімальний обсяг проведення виїмкових виробок, просту та надійну транспортну мережу.

Правильно обрана система розробки повинна забезпечувати мінімальні втрати корисної копалини, оскільки, з одного боку, запаси непоправні, а з другого – зменшення втрат знижує питомі капітальні витрати на будівництво гірничого підприємства, а також непрямі витрати на геологічну розвідку родовища.

Вимоги до систем розробки з точки зору охорони навколишнього середовища зводяться до необхідності залишення породи у шахті, не припускаючи видання її на поверхню, а також виключення утворення провалів на денній поверхні та підробки споруд та будівель, для чого необхідно застосовувати системи розробки з закладенням вибленого простору.

### Фактори, що впливають на вибір системи розробки

Основними факторами, що впливають на вибір системи розробки є: потужність та кут падіння пласта, властивості бокових порід, міцність вугілля, газоносність пласта та порід, що вміщують, схильність вугілля до самозаймання, обводненість, глибина розробки, взаємне розташування пластів у свиті, схильність пластів до раптових викидів вугілля та газів, способи механізації очисних та підготовчих робіт та ін.

Потужність пласта є одним з основних факторів при виборі системи розробки, який оказує вплив на спосіб виїмання вугілля, кріплення очисного вибою, інтенсивність зсуву і обвалення порід, що вміщують, спосіб керування гірським тиском.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідас ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 49

Чим потужніше пласт, тим більш інтенсивніше відбувається зсув товщі порід над виробленим простором, внаслідок чого ускладнюються процеси кріплення та керування покрівлею. При цьому приходиться вирішувати питання о способі виймання пласта – на повну потужність одразу або з розподілом його на шари. На потужних шарах підготовчі виробки, як правило, проводяться без підривання бокових порід, що значно спрощує їх проведення. Тому на таких пластах можуть використовуватись системи, для яких характерний великий обсяг проведення виймальних виробок.

Параметри системи розробки також змінюються в залежності від потужності пласта. Наприклад, на дуже тонких пологих пластах дожину лави за умов пересування людей та її обслуговування приймають в межах 80-100 м. З збільшенням потужності приблизно до 2,5 м спостерігається збільшення довжини лави до 200-250 м, а при подальшому зростанні потужності пласта довжина лави знову зменшується.

**Кут падіння пласта** також суттєво впливає на вибір системи розробки. При кутах падіння до 10° можливо використання систем розробки з вийманням лавами по повстанню (падінню), при більших кутах – лавами по простяганню, а при кутах більш 50° – систем розробки з вийманням смугами по падінню щитовими агрегатами.

Якщо на пологих та похилих пластах вугілля уздовж очисного вибою пересувається за допомогою спеціальних транспортних засобів (конвеєри, скрепероструги, металеві листи), то на крутих пластах відбите вугілля, а також породи, що обвалюються, скачується униз під дією сили ваги, що викликає необхідність використовувати запобіжні пристрої для захисту робочих від кусків вугілля і породи, що падають.

**Властивості бокових порід** оказують великий вплив на вибір способу виймання вугілля, кріплення очисного вибою, керування гірським тиском та охорони виймальних виробок. У результаті проявів гірського тиску та поглинання глинистими породами вологи та води відбувається так зване явище "здимання" підосви, що змушує проводити періодично підривку підосви, що призводить до значних витрат та характеризується високою трудомісткістю робіт. В таких випадках використовуються спеціальні способи охорони виймальних виробок, наприклад двобічними бутовими смугами з проведенням штреків позаду вибою лави.

**Міцність вугілля** оказує вплив на спосіб виймання вугілля та продуктивності виймальних машин. При розробці потужних крутих та похилих пластів з м'яким вугіллем проводити виймання по повстанню небезпечно з-за можливих вивалів кусків вугілля, особливо коли кліваж вугілля розташований паралельно вибою. У таких випадках віддавати перевагу необхідно системам розробки з вийманням по падінню або простяганню.

**Газоносність вугілля та порід, що вміщують**, може суттєво обмежити навантаження на очисний вибій. Чим більш навантаження, тим більшу кількість повітря необхідно подати у вибій, але вона обмежується площиною поперечного перетину очисної виробки та припустимою швидкістю руху повітря – не більше 4 м/с. Для досягнення високих навантажень на очисний вибій обирають системи розробки, які забезпечують подання повітря по двом виробкам, а третя, вентиляційна, розташовується посеред лави, або застосовують комбіновану систему розробки з прямоточною схемою провітрювання та струменем повітря, що розбавляє. На дуже газоносних пластах доцільно застосовувати системи розробки з мінімальною кількістю підготовчих виробок, особливо піднятиєвих.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 50

**Схильність вугілля до самозаймання** частіше проявляється при розробці потужних пластів. Причиною самозаймання вугілля є його властивість поглинати кисень, тобто окислятися, в результаті чого вугілля нагрівається і, досягаючи критичної температури 70-80°C, самозаймається. Найбільш небезпечними у відношенні виникнення пожеж є роздавлені цілики вугілля та скупчення вугільної дрібниці у виробленому просторі. При цьому на розвиток процесу самозаймання великий вплив оказують втрати повітря через цей простір та їх тривалість. Для попередження пожеж необхідно застосовувати системи розробки, які б виключали втрати повітря крізь вироблений простір. Якщо неминуче залишання ціликів, то необхідно приймати їх таких розмірів, щоб вони не були роздавлені. Розміри виймальних полів необхідно приймати із розрахунку, щоб час їх відробки по можливості був менш інкубаційного періоду самозаймання вугілля.

**Обводненість пластів** погіршує умови праці та призведе до зменшення продуктивності праці. Дуже обводнені глинисті породи стають менш стійкими, набувають схильність до здимання. При розробці таких пластів прагнуть обрати таку систему розробки, при якій вода з пласта та порід, що вміщують, не потрапляла у вибій. Для цих цілей виймання здійснюють по підняттю або по діагоналі до лінії простягання, а також застосовують системи з випереджувальною мережею підготовчих виробок для попереднього осушення пласта. Недоцільно проведення на обводнених пластах штреків з нижньою розкоскою.

**Глибина розробки** визначає величину гірського тиску, яке зростає пропорційно глибині. При цьому збільшується тиск на кріплення, відбуваються деформації стінок виробки, що викликає необхідність приводити їх перекріплення. Особливо інтенсивно проявляється гірський тиск у зонах впливу очисних робіт, де виробки деформуються більш значно. Ці особливості приходиться враховувати при виборі способу розташування та охорони виробок, які є елементами системи розробки.

Велика глибина розробки виключає застосування камерних систем розробки та ускладнює застосування щитових систем на потужних крутих пластах.

**Взаємне розташування пластів у свиті** при виборі системи розробки необхідно враховувати у зв'язку з тим, що при зближених пластах можлива групова розробка пластів, коли виробки, що підготовлюють, у поверсі (ярусі) проводяться та підтримуються по одному з пластів, а по іншим вони підтримуються в межах виїмкового поля й одразу ж гасяться після його відробки, причому виробки пластів, що групуються, проводяться меншим перетином, що у кінцевому рахунку знижує витрати на проведення та підтримання виробок.

Крім того необхідно встановлювати послідовність відробки зближених пластів у свиті, щоб у одних випадках уникнути впливу підробки або надробки одного пласту іншими, а у інших, навпаки, використовувати позитивну дію надробки або підробки для цілей захисту пластів від раптових викидів вугілля та газу або гірських ударів.

До систем розробки **пластів, схильних до раптових викидів вугілля та газу**, висувуються підвищені вимоги, а саме: дотримання прямолінійної форми очисного вибою, причому на крутих пластах переважніше з вийманням лавами по падінню (з використанням щитових агрегатів); відокремлене провітрювання очисних вибоїв з розбавленням вихідного струменю; проведення виробок з кутами падіння більш 10° з гори до низу та ін.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 51

**Способи механізації очисних та підготовчих робіт** оказують суттєвий вплив на вибір системи розробки, оскільки вони тісно пов'язані між собою. У свій час перехід від ручного виймання й доставки вугілля у очисних вибоях до зарубки врубовими машинами та доставки конвеєрами дозволили перейти на розробку пластів довгими лавами та широкому використанню різновиду стовпової системи розробки лава-поверх замість дуже поширеної при коротких лавах системи з розподілом поверху на підповерхи. Використання щитового кріплення дозволило впровадити ефективні системи розробки потужних вугільних пластів з вийманням їх одразу на повну потужність. Створення високопродуктивних гірничопрохідницьких машин забезпечило підвищення темпів проведення виробок й у багатьох випадках перехід від суцільних систем до більш ефективних стовпових.

### Класифікація систем розробки вугільних пластів

За способом виймання пласта по потужності усі системи розробки поділяють на два класи: **одношарові** (відробка ведеться зразу на усю потужність) і **багатошарові** (пласт поділяється на шари і відробка кожного шару ведеться окремо). В залежності від орієнтування шарів у пласті група багатошарових систем підрозділяється на підгрупи з вийманням похилими, горизонтальними та поперечно-похилими шарами.

За напрямом виймання пласта відносно елементів залягання системи розробки поділяють на види: з вийманням **по простяганню, по падінню, по повстанню, по діагоналі**.

По довжині очисного вибою усі системи розробки поділяють на два види: **довговибійні** (довжина вибою більше 20м) і **коротковибійні** (довжина вибою менш 20м).

Довговибійні системи розробки поділяють на три основних класи:

- Суцільні системи розробки
- Ствові системи розробки
- Комбіновані системи розробки

Відмітні ознаки цих класів наведені у таблиці 3.

Додатковими класифікаційними ознаками систем розробки є:

- принцип розподілу поверху (ярусу, смуги) на виїмкові поля;
- характер компонування очисних вибоїв у поверсі (ярусі, смугі);
- напрямок транспортування вугілля у виїмковому полі;
- порядок провітрювання виїмкової ділянки;
- спосіб охорони виїмальних виробок.

За допомогою цих ознак класи систем розробки підрозділяються на підкласи, види, підвиди, типи, підтипи, та модифікації.

Таблиця 5

Відмітні ознаки систем розробки

Ознаки систем розробки	Клас системи розробки		
	Суцільна	Стовпова	Комбінована

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 52

загальні	Порядок ведення очисних та підготовчих робіт у межах поверху, ярусу та у часі	Одночасно	Розрізнені у просторі та часі	Комбіновані
	Вплив очисних робіт на виїмкові виробки та умови їх підтримання	Проводяться у зоні впливу очисних робіт, знаходяться у виробленому просторі	Підтримуються у масиві та гасяться по ходу просування очисного вибою	Підтримуються у масиві та у виробленому просторі
допоміжні	Напрямок просування лінії очисного вибою та транспорту вугілля	Протилежно	Збігаються	Збігається або не збігається
	Напрямок просування лінії очисного вибою та напрямку вихідного струменю повітря	Протилежно	Збігаються	Збігається або не збігається

### Суцільні системи розробки

Клас суцільних систем розробки характеризується тим, що очисні та підготовчі роботи у виїмковій ділянці ведуться одночасно, взаємопов'язані між собою та посуваються, як правило, у одному напрямку – від бремсберга, ухилу або квершлагоу до меж шахтного поля, панелі, блоку; виїмальні виробки, які обслуговують очисний вибій, підтримуються у виробленому просторі, піддані інтенсивним проявам гірського тиску; транспортування вугілля відбувається у напрямку, протилежному напрямку посування очисного вибою.

Розрізняють наступні різновиди суцільних систем розробки:

- при виїманні лавами по простяганню: лава-поверх (лава-ярус); лава-поверх (ярус) з середнім вентиляційним штреком; зі спареними лавами у поверсі (ярусі); з розподілом поверху (ярусу) на підповерхи (підяруси);
- при виїманні лавами по повстанню (падінню): з виїманням одинарними лавами та з виїманням спареними лавами.
- Загальними перевагами суцільних систем розробки є:
- швидке введення очисних вибоїв у роботу;
- невеликі первісні витрати на підготовку ділянки;
- відсутність тупикових виробок великої довжини, що важливо для їх провітрювання, особливо на газоносних пластах;
- можливість застосування різних способів охорони виїмальних виробок при слабких бокових породах (особливо підшви).
- Загальні недоліки суцільних систем розробки:
- у загальному випадку погані умови підтримання виїмальних виробок, які піддаються впливу очисних робіт, і у цьому зв'язку великі витрати на їх ремонт;

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 53

- відсутність попередньої розвідки пласту підготовчими виробками, а звідси небезпека несподіваної зустрічі геологічних порушень, що не прогнозувались;
- очисні та підготовчі роботи не розділені у просторі та часі, що призведе до взаємних організаційних перешкод;
- обмеження навантаження на очисний вибій за газовим фактором (хоч воно у аналогічних умовах й більш ніж у стовпової системи розробки, однак нижче ніж у комбінованої системи розробки з розбавленням вихідного струменю повітря).

### Суцільна система розробки лава-поверх (ярус) на пологому пласті

Підготовка поверху до почала очисних робіт починається з проведення поверхових відкотного і вентиляційного штреків в обох крилах шахтного поля. На вилученні 30... 50 м від крайніх похилих виробок проводять розрізну піч, в якій монтується вибійне обладнання. Виїмка поверху ведеться до меж шахтного поля. Транспортний штрек ведеться водночас з просуванням очисного вибою і випереджанням на 150.. 200 м для обміну вагонеток під навантажувальним пунктом лави а також для розвідки пласта. Вентиляційний штрек просувається слідом за просуванням очисного вибою Виїмкові виробки знаходяться у виробленому просторі, приступні впливу очисних робіт і охороняються бутовими смугами. Породи для викладення бутової смуги над транспортним штреком беруться з бутового штреку, під вентиляційним штреком – від його проведення. Інколи можлива охорона штреків ціликами вугілля (рис. 27).

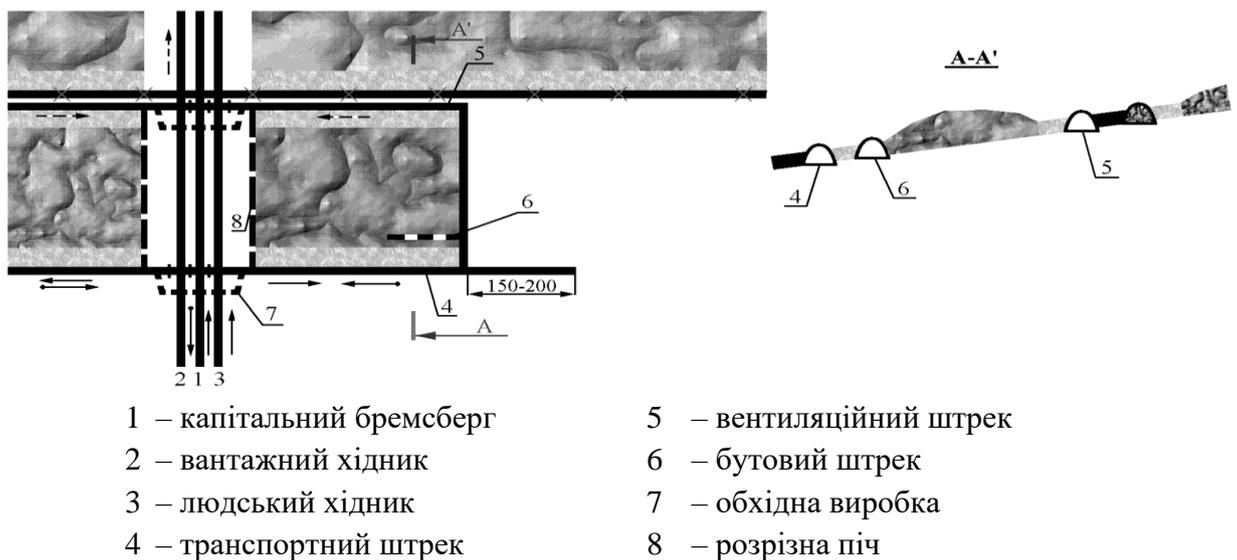


Рис. 27 – Суцільна система розробки лава-поверх (ярус)

### Суцільна система розробки на крутому пласті

Від поверхових квершлагів у обидві боки по пласту проводять поверхові транспортний та вентиляційний штреки. В 20-40 м від транспортного квершлагу, залишаючи охоронний цілик над ним, проводять розрізну піч.

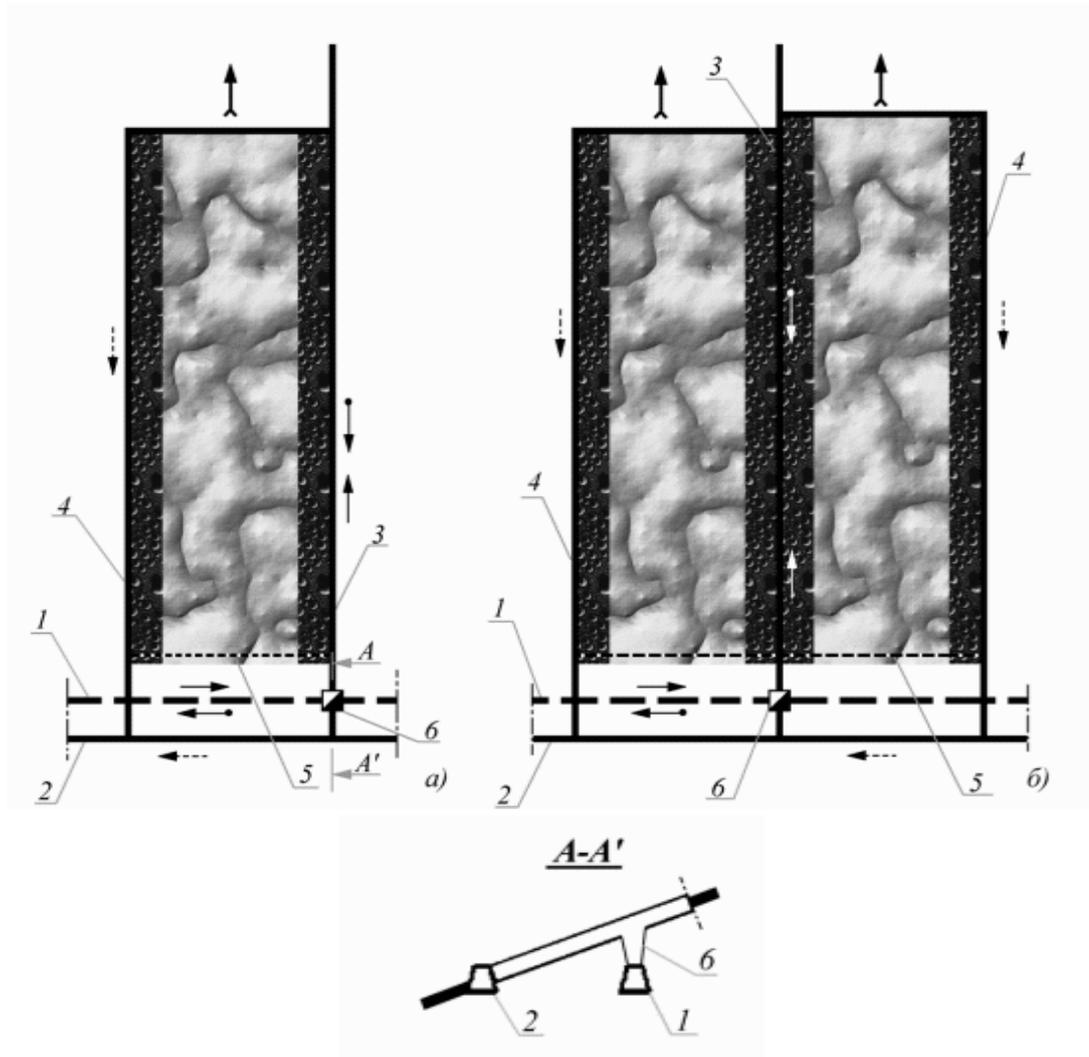


Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 55

а) суцільна система розробки на крутому пласті при вийманні вугілля відбійними молотками; б) форма уступів; в) суцільна система розробки на крутому пласті при вийманні вугілля комбайном.

### Суцільна система розробки з вийманням по повстанню

Зустрічаються два різновиди суцільної з вийманням вугілля по повстанню – одинарними лавами (рис. 29 а) та спареними лавами (рис. 29 б).



- 1 – головний польовий конвеєрний штрек
- 2 – головний пластовий вентиляційний штрек
- 3 – виймальний бремсберг
- 4 – вентиляційний хідник
- 5 – розрізний просік
- 6 – бункер для вугілля

Рис. 29 – Суцільна система розробки із вийманням вугілля по простяганню

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 56

Підготовка ділянки складається у тому, що від головних штреків проводяться по повстанню виїмковий бремсберг та вентиляційний хідник на довжину 30-50 м (розмір охоронного цілику біля штреку). Потім проводять розрізний просік і в ньому монтують очисне обладнання. Очисні роботи ведуть у напрямку з низу до гори по повстанню пласта.

Виїмковий бремсберг частіш усього проводять з невеликим випередженням вибою лави. Проведення бремсбергу позаду лави пов'язано зі складністю вузлу сполучення лави з бремсбергом на дуже тонкому пласті при ведінні вибухових робіт по породі. Охорону бремсбергу здійснюють бутовою смугою або іншою охоронною спорудою. Для попередження втрат повітря викладають чуракову стінку на глині.

Бортову вентиляційну виробку (вентиляційний хідник) з боку виробленого простору проводять частіш усього шляхом відновлення колишнього виїмкового бремсбергу сусідньої відробленої смуги, а при вийманні спареними лавами – вентиляційного хідника. Охороняють виробку бутовою смугою, для чого породу беруть з бутової виробки.

### Стовпові системи розробки

Стовпові системи розробки характеризуються тим, що до початку очисних робіт по пласту проводять підготовчі виробки, якими у пласті оконтурюють окремі ділянки, які називають стовпами, і тільки після цього приступають до виймання вугілля.

Відмітними ознаками стовпових систем розробки є:

- очисні та підготовчі роботи розділені у просторі та часі;
- виймальні виробки підтримуються у недоторканому масиві вугілля або у зоні сталого гірського тиску і, як правило, гасяться в міру посування очисного вибою;
- напрям транспорту вугілля по ділянковим виробкам та напрям вихідного струменю повітря завжди співпадає з напрямом посування самої лави.

Загальними перевагами стовпових систем розробки є:

- добрий стан транспортних виймальних виробок, які розташовуються у масиві вугілля, і малі витрати на їх підтримання;
- виключення взаємних перешкод у роботі по проведенню виїмкових виробок та виймання вугілля, що дозволяє ефективно використовувати високопродуктивну техніку для очисних та підготовчих робіт;
- детальна розвідка пласта під час підготовки стовпів дає данні про умови його залягання та можливість своєчасного виявлення геологічних порушень та прийняття необхідних мір по їх переходу очисними вибоями або підготовці нового вибою за порушенням;
- відсутні втрати повітря крізь вироблений простір, що забезпечує нормальне провітрювання лави та попереджує можливість самозаймання вугілля у виробленому просторі, а у випадку виникнення пожежі його можна легко ізолювати, шляхом встановлення герметичних перемичок у виїмкових виробках, провести нову розрізну піч та продовжити очисні роботи без тривалих перерв;
- погашення виїмкових виробок слідом за лавою дозволяє регулярно і повно витягати металеве кріплення.

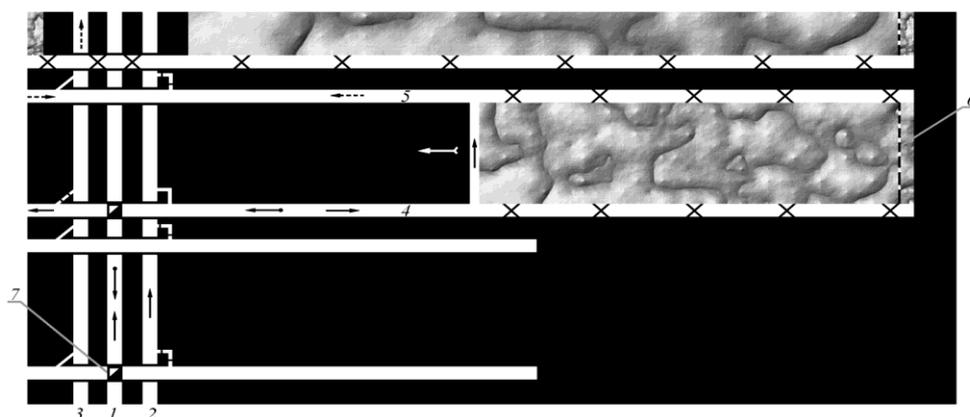
Загальні недоліки стовпових систем розробки є:

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 57

- великий обсяг проведення підготовчих виробок до початку очисних робіт, що збільшує час вводу лав у експлуатацію, а при новому будівництві шахт або підготовці нових горизонтів викликає значні капітальні витрати;
- складність провітрювання підготовчих виробок великої довжини під час їх проведення;
- обмеження навантаження на очисний вибій за газовим фактором, особливо на дуже газоносних пластах;
- підготовчі виробки підтримують як під час їх проведення, так і під час здійснення очисних робіт. При підшві, що піддуває, це призведе до додаткових витрат на підтримання. При стійких породах цей недолік відсутній.

### Стовпова система розробки лава-ярус (поверх) на пологому пласті

Підготовка ярусу (поверху) зводиться до улаштування приймальних майданчиків у бремсберга (похила) та проведення транспортного і вентиляційного штреків до меж панелі (шахтного поля, блоку). На межі панелі (шахтного поля, блоку) проводять розрізну піч, монтують очисне обладнання та приступають до виймання вугілля у напрямку до бремсбергу (похили), погашаючи обидва штреки позаду лави. Таким чином виймальні штреки у їх робочій частині не потрапляють у зону інтенсивних проявів гірського тиску, а підтримуються у недоторканому масиві (транспортний штрек) або в зоні сталого гірського тиску (вентиляційний штрек), що різко знижує витрати на їх ремонт та забезпечує надійність роботи транспорту на ділянці (рисю 30).



- |                         |                         |
|-------------------------|-------------------------|
| 1 – панельний бремсберг | 5 – вентиляційний штрек |
| 2 – людський хідник     | 6 – розрізна піч        |
| 3 – вантажний хідник    | 7 – бункер              |
| 4 – транспортний штрек  |                         |

Рис. 30 – Стовпова система розробки лава-ярус

### Стовпова система розробки на крутому пласті

Основним різновидом стовпвої системи розробки тонких та середньої потужності (до 2 м) крутих пластів є лава-поверх, що визначається поверховим способом підготовки,

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 58

який повсюдно використовується на таких пластах, і обмеженою похилою висотою поверху – до 150 м (рис. 31).

На пластах потужністю більш 2 м використовується різновид стовпової системи розробки з розподілом поверху на підповерхи, а на потужних – система довгих стовпів по повстанню з вийманням їх по падінню з використанням пересувного щитового кріплення.

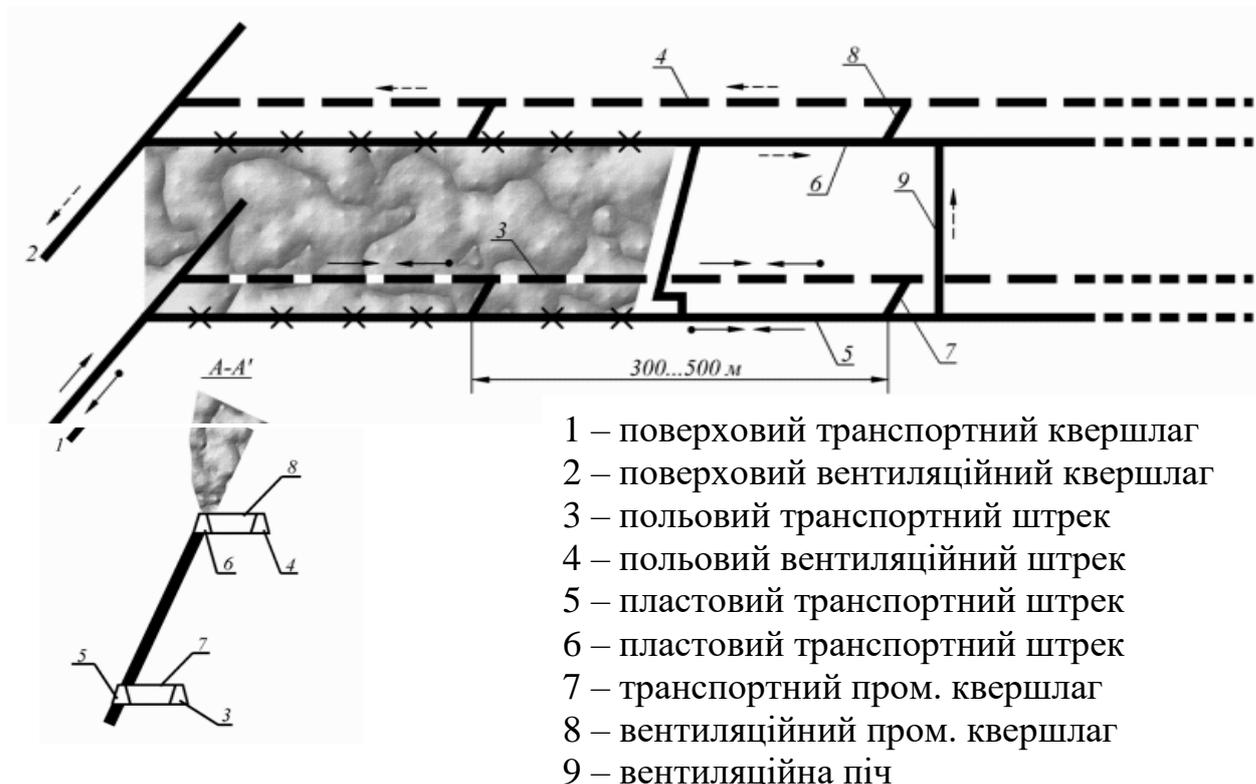


Рис. 31 – Стовпова система розробки на крутому пласті

Стовпова система розробки з відробкою крила зворотним ходом майже не застосовують в основному з-за низьких темпів проведення вентиляційного штреку по завалу, великого обсягу робіт з підготовки стовпів та складністю провітрювання вибоїв виробок великої довжини. В таких випадках для пом'якшення вказаних недоліків поверх по простяганню поділяють на виймові поля, в межах якої й виконують підготовку стовпів. При цьому обов'язковим є наявність польових або групових штреків поблизу пласта з яким вони поєднуються проміжними квершлагами.

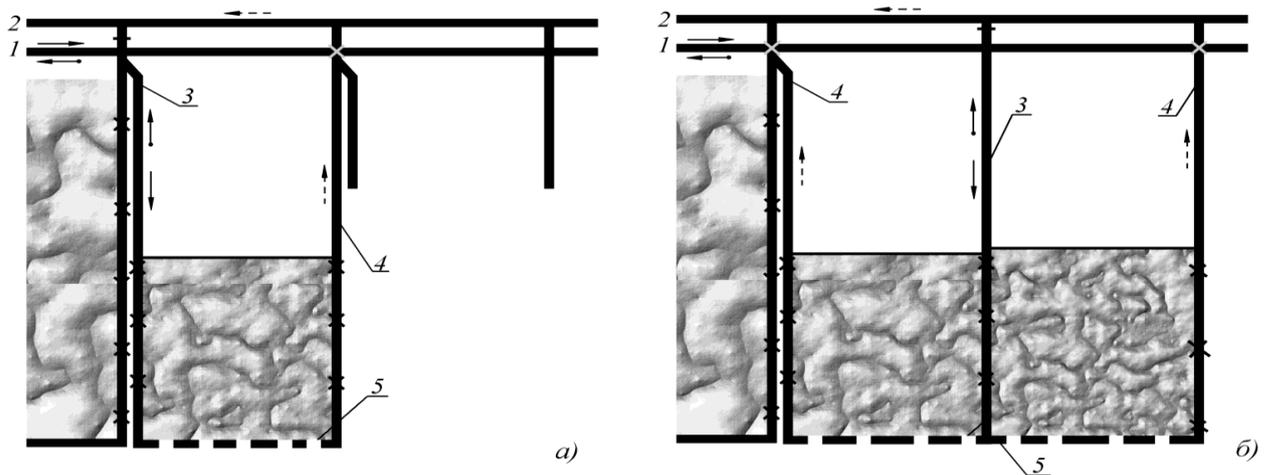
### Стовпова система розробки з вийманням вугілля по повстанню (падінню)

Ця система розробки застосовується при погоризонтному способі підготовки шахтного поля. Довгі стовпи підготовлюються шляхом проведення похилих виймальних виробок (бресбергів, похилів, хідників) на усю висоту виймальної ступіні горизонту між головними штреками. Відробка стовпів в залежності від ряду умов може проводитись як по падінню, так і по повстанню. При значній обводненості пласта доцільно використовувати виймання по повстанню. На пластах потужністю до 1,5 м і при малому водопритоці

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 59

припускається виймання по падінню. А як що потужність пласта складає більш 2,0 м, то необхідно застосовувати виймання тільки по падінню.

Відробка стовпів по повстанню (падінню) може здійснюватись як одинарними лавами (рис. 32 а), так і спареними лавами (рис. 32 б).



- 1 – головний транспортний штрек,
- 2 – головний вентиляційний штрек,
- 3 – виїмковий похил,
- 4 – вентиляційний хідник,
- 5 – розрізний просік.

Рис. 32 – Стовпова система розробки із вийманням по повстанню

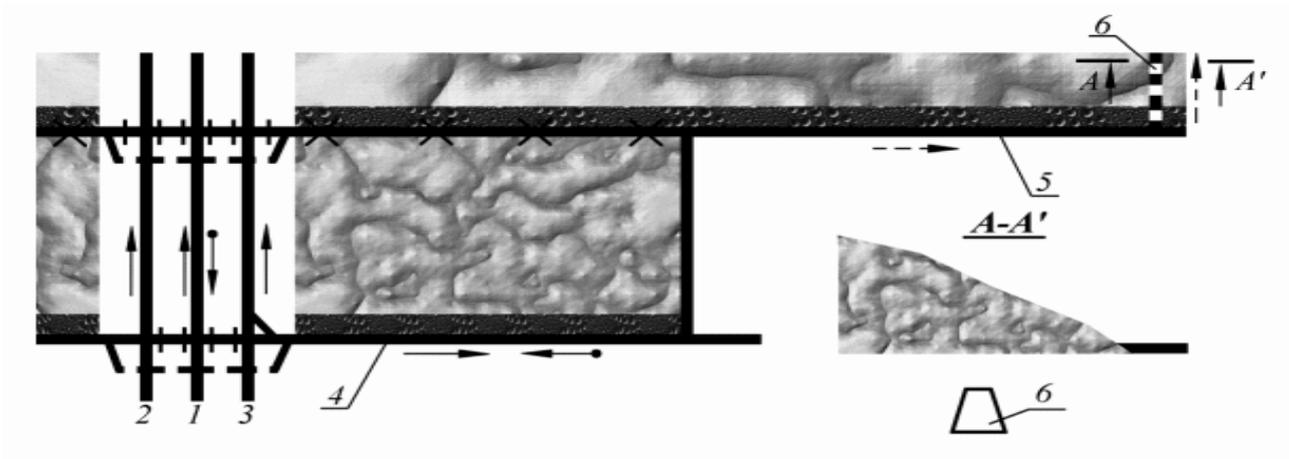
### Комбіновані системи розробки

Комбінованими називаються системи, які містять у собі комбінації елементів і ознак суцільної і стовпової систем розробки. Метою такої комбінації є прагнення використовувати переваги як суцільних, так і стовпових систем розробки, і усунути або згладити деякі з недоліків, які їм властиві.

Розрізняють два види комбінованих систем розробки: суцільна з стовповою і стовпова з суцільною. Критерієм віднесення до того, чи іншого виду систем служить ознака розташування і підтримання виймальних виробок, причому, визначальною є транспортна виробка.

При комбінованій системі розробки суцільної з стовповою (рис. 33) транспортна виробка проводиться у межах виїмкової ділянки одночасно з ведінням очисних робіт. Вентиляційна – заздалегідь проведена (повторно використовується транспортна виробка раніш відробленого виїмкового поля) та гаситься по мірі просування очисних робіт, як при стовповій системі розробки. Гідністю такої комбінації – зменшення витрат на проведення виїмкових штреків та зниження витрат на підтримання вентиляційної виробки (штреку).

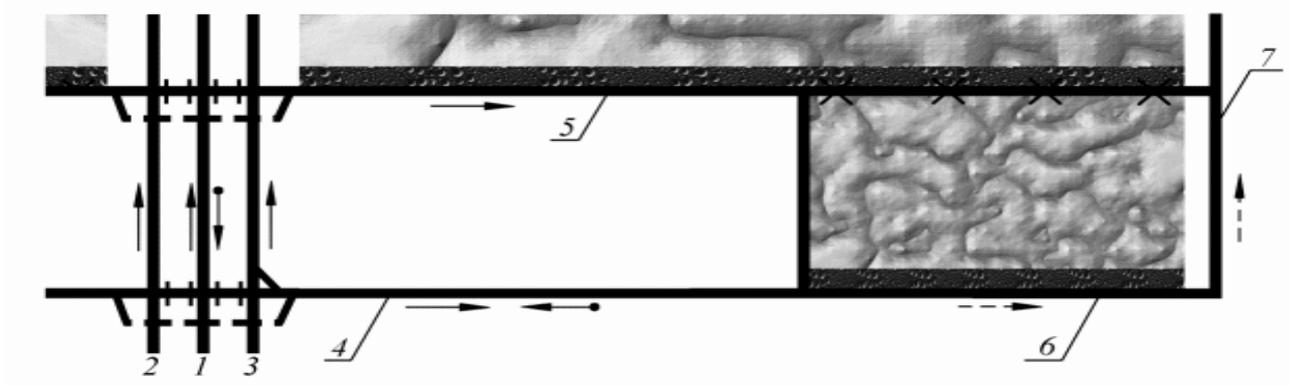
Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 60



- 1 – бремсберг,
- 2 – людський хідник,
- 3 – вантажний хідник,
- 4 – транспортний штрек,
- 5 – вентиляційний штрек,
- 6 – фланговий польовий вентиляційний хідник.

Рис. 33 – Комбінована система розробки суцільна із стовповою

При комбінованій системі розробки стовпової з суцільною (рис. 34) до початку очисних робіт обидва штреки проведені заздалегідь (ознака стовпової системи розробки). Частина транспортного штреку, яка використовується для відводу вихідного струменю повітря підтримується у виробленому просторі і піддається впливу очисних робіт. Мета такої комбінації – використання переваги стовпової системи розробки для підтримання транспортного штреку у масиві, повторне використання транспортної виробки у якості вентиляційної та значне покращення умов провітрювання, які дозволяють збільшити навантаження на очисний вибій по газовому фактору.



- 1 – бремсберг,
- 2 – людський хідник,
- 3 – вантажний хідник,
- 4 – транспортний штрек,

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 61

- 5 – повітряподавальний штрек,
- 6 – вентиляційний штрек,
- 7 – фланговий пластовий вентиляційний хідник.

Рис. 34 – Комбінована система розробки стовпова із суцільною

### Індивідуальні завдання

В залежності від вихідних даних таблиці 6 (Додаток Б) вибрати систему розробки. Викреслити систему розробки відповідно до прийнятого способу підготовки. Перерахувати переваги та недоліки обраної системи розробки. Розрахувати загальний час до початку пуску в роботу лави.

**Приклад.** Вибрати систему розробки для наступних гірничо-геологічних та гірничо-технічних умов: спосіб підготовки – панельний, кут падіння пласта  $\alpha = 15^\circ$ , потужність пласта  $m = 1,3$  м.

У цих умовах доцільно застосувати стовпову систему розробки (рис. 35).

**Переваги:** повна незалежність очисних та підготовчих робіт; зменшується вдвічі обсяг виробок, що проводяться для підготовки виїмкового поля; проста схема транспорту та вентиляції.

**Недоліки:** необхідність проведення ремонтних робіт з підтримки транспортного штреку в робочому стані для повторного використання; невисокий ступінь концентрації робіт у межах ярусу.

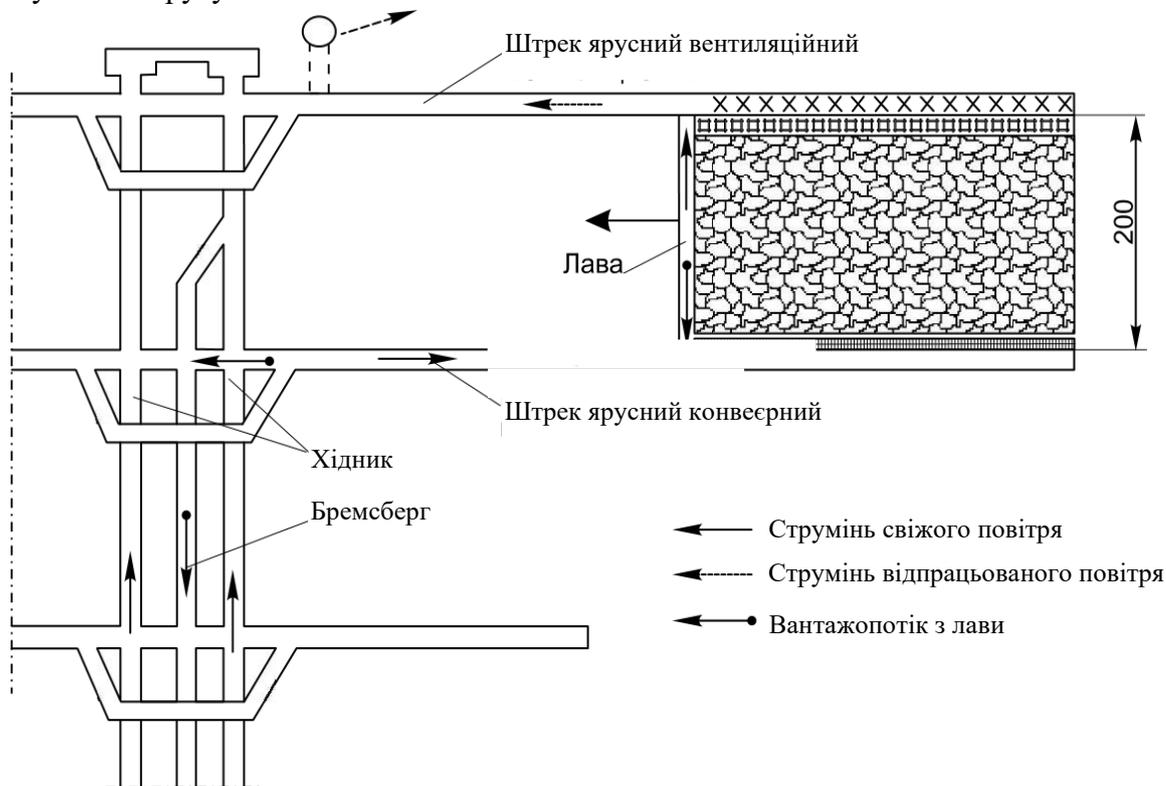


Рис. 35 – Стовпова система розробки

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 62

### Індивідуальне завдання:

Розрахунок загального часу до початку пуску в роботу очисного вибою складається з тривалості проведення відповідних виробок:

$$T = t_1 + t_2 + \dots + t_n, \text{ мес}, \quad (5.1)$$

де  $t_1, t_2, t_n$  – тривалість проведення відповідних виробок, міс.

Тривалість проведення вертикальних стволів:

$$t_{в.ст} = H_{в.г.ст.} / V_{ст}, \text{ міс}, \quad (5.2)$$

де  $t_{в.ст}$  – час проведення ствола (т.к. обидва стволи проводяться одночасно, то для розрахунку приймати глибину головного ствола), міс;

$H_{в.г.ст.}$  – глибина головного ствола, м;

$V_{ст}$  – швидкість проведення ствола, м/міс.

Тривалість проведення квершлягу від ствола до пласта:

$$t_k = \ell_k / V_k, \text{ міс}, \quad (5.3)$$

де  $\ell_k$  – довжина квершлягу до першого пласта, що розробляється, м;

$V_k$  – швидкість проведення квершлягу, м/мес.

Тривалість проведення штреку:

$$t_{ш} = \ell_{ш} / V_{ш}, \text{ міс}, \quad (5.4)$$

де  $\ell_{ш}$  – довжина штреку, м;

$V_{ш}$  – швидкість проведення штреку, м/міс (при суцільній системі розробки довжину штреку приймати 100 м, при стовповій – вона дорівнює довжині крила поверху або ярусу).

Тривалість проведення ходка (обидва ходка та бремсберг (ухил) проводяться паралельно):

$$t_x = \ell_x / V_x, \text{ міс}, \quad (5.5)$$

де  $\ell_x$  – довжина ходка, м;

$V_x$  – швидкість проведення ходка, м/міс.

Тривалість проведення розрізної печі:

$$t_p = \ell_p / V_p, \text{ міс}, \quad (5.6)$$

де  $\ell_p$  – довжина розрізної печі, м;

$V_p$  – швидкість проведення розрізної печі, м/міс.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 63

Тривалість проведення похилого ствола:

$$t_{н.с} = \ell_{п.с} / V_{н.с}, \text{ міс}, \quad (5.7)$$

де  $\ell_{п.с}$  – довжина похилого ствола до відкатного штреку першого поверху, м;

$V_p$  – швидкість проведення похилого ствола, м/міс.

Орієнтовно для розрахунків можна приймати швидкість проведення:

- вертикального ствола  $V_{ст} = 20 \dots 60$  м/міс,
- похилого ствола  $\ell_{п.с} = 50$  м/міс.
- квершлага  $V_k = 80 \dots 100$  м/міс,
- горизонтальної підготовчої виробки пройденої по пласту при БВП  $V = 100 \dots 120$  м/міс, при комбайновому способі  $V = 150 \dots 180$  м/міс,
- похилої підготовчої виробки пройденої по пласту при БВП  $V_x = 80 \dots 100$  м/міс, при комбайновому способі  $V = 100 \dots 130$  м/міс,
- розрізної печі  $V_p = 50 \dots 60$  м/міс,

**Приклад.** Розрахувати загальний час до початку пуску в роботу очисного вибою за таких умов: схема розкриття шахтного поля – вертикальними стволами та капітальним квершлагом; спосіб підготовки пласта – панельний; система розробки – стовпова; глибина головного ствола  $H_{с.гол.} = 410$  м; довжина квершлага  $L_k = 270$  м; довжина головного відкатного штреку  $\ell_{г.ш} = 1500$  м; довжина ходка  $\ell_x = 1200$  м; довжина ярусного штреку  $\ell_{яр.ш} = 1500$  м; довжина розрізної печі  $\ell_p = 200$  м.

Тривалість загального часу до початку пуску в роботу лави становитиме:

$$T = t_{в.ст} + t_k + t_{г.ш} + t_x + t_{яр.ш} + t_p, \text{ міс};$$

$$T = 21 + 2 + 15 + 15 + 15 + 3 = 71 \text{ міс (5 років і 11 міс)},$$

де  $t_{в.ст}$  – длительность проведення головного вертикального ствола, міс;

$t_k$  – тривалість проведення квершлагоу, мес;

$t_{г.ш}$  – тривалість проведення головного відкатного штреку, міс;

$t_x$  – тривалість проведення ходка, міс;

$t_{яр.ш}$  – тривалість проведення ярусного штреку, міс;

$t_p$  – тривалість проведення розрізної печі, міс.

Тривалість проведення вертикального ствола становитиме:

$$t_{в.ст} = 410 / 20 = 21 \text{ міс.}$$

Тривалість проведення квершлагоу складе (для розкриття одного пласта необхідно провести половину загальної довжини квершлагоу  $\ell_k = 135$  м):

$$t_k = 135 / 60 = 2 \text{ міс.}$$

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 64

Тривалість проведення головного відкаточного штреку становитиме:

$$t_{г.ш} = 1500 / 100 = 15 \text{ міс.}$$

Тривалість проведення ходка становитиме:

$$t_x = 1200 / 80 = 15 \text{ міс.}$$

Тривалість проведення ярусних штреків:

$$t_{яр.ш} = 1500 / 100 = 15 \text{ міс.}$$

Тривалість проведення розрізної печі:

$$t_p = 200 / 60 = 3 \text{ міс.}$$

### Визначення по одній із свердловин потужності розкриття, глибини розробки до підшови пласта

Потужністю розкриття ( $H_p$ ) називається відстань по відвісній лінії від земної поверхні до всячого боку покладу (рис.36.).

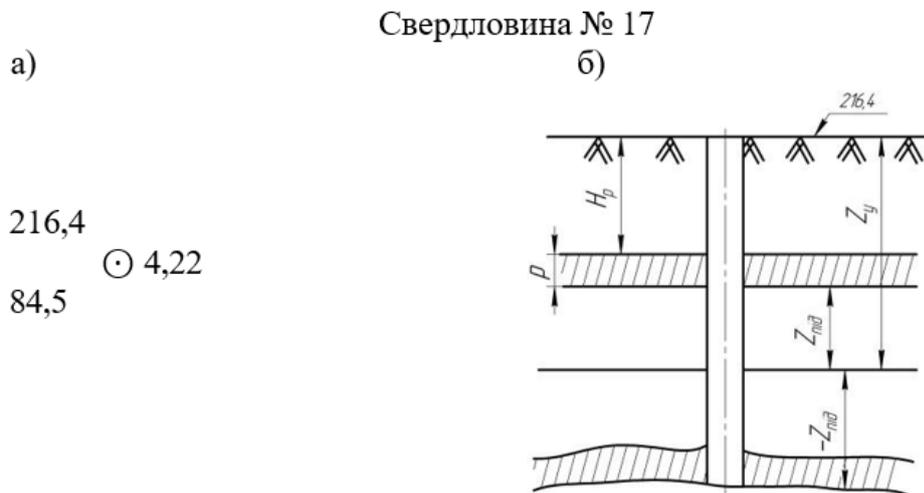


Рис.36. Вертикальна свердловина а) умовне позначення; б) вертикальний розріз

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

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

4,22 ( $p$ ) - потужність пласта, м.

Всі відмітки беруть по відношенню до рівня моря:

$$H_p = Z_y \cdot (Z_{під} + p)$$

Глибина розробки до підшови пласта ( $H_{p.під}$ ) визначається таким чином:

$$H_{p.під} = H_p + p$$

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 65

Відмітка висячого боку (покрівлі) пласта:

$$Z_{\text{вис}} = Z_{\text{під}} + p$$

Глибина залягання підшви пласта:

$$H_{\text{під}} = Z_y - Z_{\text{під}}$$

Потужність пласта через відмітки покрівлі і підшви:

$$p = Z_{\text{вис}} - Z_{\text{під}}$$

Кут падіння пласта за двома свердловинами:

$$\tan a = \frac{Z_{\text{вис 1}} - Z_{\text{вис 2}}}{L}$$

$$a = \arctan \left( \frac{Z_{\text{вис 1}} - Z_{\text{вис 2}}}{L} \right)$$

Таблиця 6

Вихідні дані до практичної роботи 5

Найменування показника	Варіант																			
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Розмір шахтного поля по: <i>простяганню</i> <i>падінню</i> S, м H, м	6000 2400	7400 3000	7000 2000	6500 2400	6200 2000	5800 2200	4600 1200	5500 2800	4200 1200	5200 2400	4500 2000	5000 1600	8000 2200	7600 2600	7800 2600	4200 2400	5200 2200	4800 1100	5600 2300	6000 3000
Потужність наносів h <sub>н</sub> , м	50	80	20	100	70	25	150	10	20	70	35	120	90	60	75	100	10	30	65	20
Потужність вугільних шарів, м: m <sub>1</sub> m <sub>2</sub> m <sub>3</sub> m <sub>4</sub>	0,4 1,0 0,3 0,7	1,05 0,92 0,43 0,87	1,17 1,2 1,45 0,87	0,7 0,92 0,3 1,0	1,8 0,35 1,4 1,0	0,93 0,54 1,02 0,87	0,35 0,97 0,82 1,05	0,79 0,94 0,98 1,3	0,4 1,0 0,3 0,7	1,05 0,92 0,43 0,87	1,17 1,2 1,45 0,87	0,7 0,92 0,3 1,0	1,8 0,35 1,4 1,0	0,93 0,54 1,02 0,87	0,35 0,97 0,98 1,05	0,79 0,94 0,3 0,7	1,05 0,92 0,43 0,87	1,17 1,2 1,45 0,87	0,7 0,92 0,3 1,0	0,92 1,2 0,3 1,0
відстань між пластами, м: m <sub>1</sub> -m <sub>2</sub> m <sub>2</sub> -m <sub>3</sub> m <sub>3</sub> -m <sub>4</sub>	80 30 20	10 20 15	80 30 40	40 15 10	100 20 15	10 15 15	25 20 15	15 25 45	10 20 30	40 15 10	15 20 35	20 10 15	10 30 45	40 20 10	20 15 25	30 45 10	100 40 35	40 10 15	50 40 20	40 70 10
Кут падіння шарів α, градус	17	8	37	5	15	25	45	7	14	9	22	60	19	4	5	13	34	8	15	17

Таблиця 7

№	Z <sub>y</sub> , м	Z <sub>під</sub> , м	p, м	Z <sub>вис1</sub>	Z <sub>вис2</sub>	L
1	250.01	120.5	6.2	216,4	130	420

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015		Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025	
	Екземпляр № 1		Арк 99 / 66	

2	230.6	110.0	5.8	224	120,6	350
3	260.4	140.2	7.1	235,2	140,8	600
4	200.5	95.6	4.5	210	100,5	250
5	275.8	150.1	8.0	245,6	155,3	480
6	180.2	80.7	3.9	200,3	95,2	300
7	210.3	100.5	4.2	229,7	130,4	500
8	195.7	90.1	5.0	250,2	148,9	700
9	240.6	115.3	6.0	215,6	110,2	260
10	225.0	105.8	5.3	238	140	640
11	210,5	92,3	3,8	130,0	126,4	420
12	198,4	80,1	4,2	120,6	118,0	350
13	225,0	95,7	5,1	140,8	138,0	600
14	240,2	110,4	6,0	100,5	98,7	250
15	205,6	88,0	4,0	155,3	151,9	480
16	256,3	120,5	5,5	95,2	98,1	300
17	230,0	100,3	4,7	130,4	128,0	500
18	218,1	90,2	3,6	148,9	146,6	700
19	243,9	112,7	6,1	110,2	108,9	260
20	212,0	85,0	4,5	140,0	137,2	640

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 67

## ТЕМА 6 «ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ МЕХАНІЧНОГО РОЗПУШЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД І ПРОДУКТИВНОСТІ РОЗПУШУВАЧІВ»

### Теоретичні відомості

Одним із способів підготовки гірських порід до виймання є механічне розпушення. Для підготовки щільних, мерзлих і напівскельних гірських порід до виймання використовують різні засоби механічного розпушення: ківш екскаватора, спеціальний струг і тракторний розпушувач. Найбільш поширене розпушення тракторними розпушувачами (рис. 1). Механічне розпушення застосовується при пошаровій селективній розробці малопотужних шарів корисних копалин і порід, при розробці мерзлих порід, на допоміжних роботах, на гірничих роботах поблизу важливих споруд, де застосування підривного способу підготовки гірських порід до виймання неефективне.

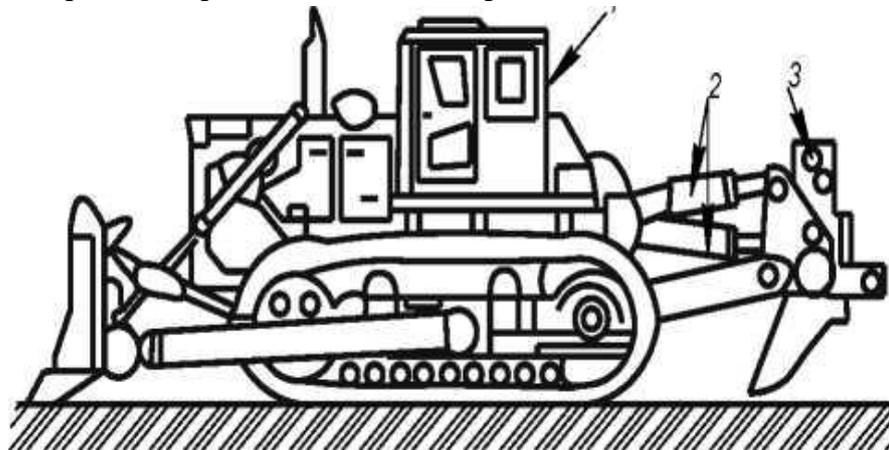
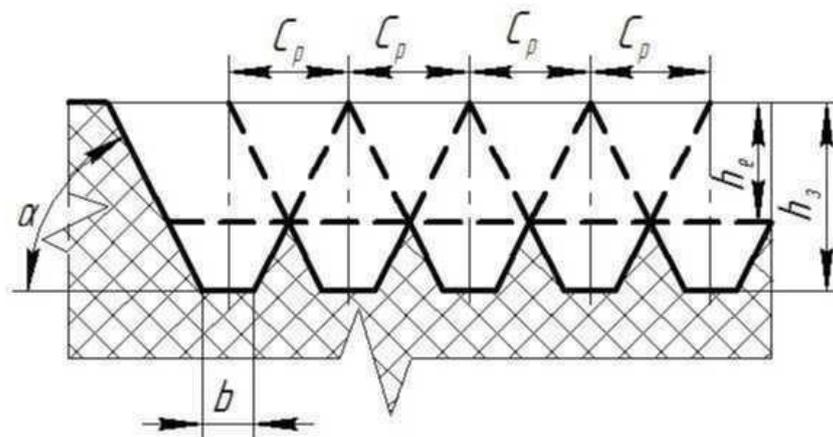


Рис. 37. Конструктивна схема навісного розпушувача: 1 - базовий трактор; 2 - гідроциліндри управління; 3 - робочий орган (зуб)

Процес механічного розпушення починається із заглиблення зуба, яке відбувається при русі трактора. Надалі, при горизонтальній поверхні масиву розпушення ведеться паралельними ходами розпушувача по човниковій схемі (рис.2).

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



Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 68

Рис. 38. Схема розпушення масиву при паралельних суміжних проходах розпушувача

При русі розпушувача породаруйнується в контурі трапецієвидного прорізу (рис. 3). Між суміжними прорізами в нижній частині перерізу виходять “цілики” - зони нерозпушеної породи. Для зменшення об’єму “ціликів” і, відповідно, збільшення глибини ефективного розпушення застосовують додаткові перехресні ходи. В цьому випадку глибина практично співпадає з величиною заглиблення зуба. Кути нахилу бічних стінок прорізу становлять 40...70°, глибина від 0,2 до 1,0 м. Відстань між сусідніми прорізами залежить від щільності і тріщиноватості порід і складає 0,8...1,2 м.

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

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

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

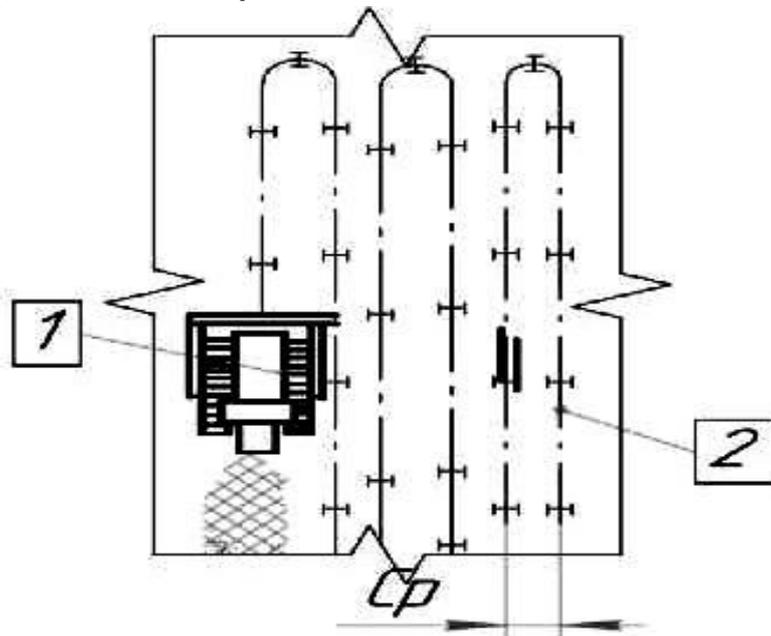


Рис. 39. Схема паралельних суміжних проходів розпушувача: 1 - розпушувач; 2 - осі проходів розпушувача

#### Індивідуальне завдання:

Розрахувати технічну і змінну продуктивності розпушувача Д-625А при паралельних і паралельно-перехресних проходах.

Відстань між паралельними проходами розпушувача складає:

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідас ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 69

$$C_p = k_1 \cdot h_3 \cdot \cot \alpha + 0,5 \cdot b, \text{ м} \quad (6.1)$$

де  $k_1$  - коефіцієнт, що враховує форму поперечного перетину прорізу (додаток 2);

$\alpha$  - кути нахилу бічних стінок прорізу, град.;

$b$  - ширина основи борозни, м;

Продуктивність розпушувача при паралельних проходах:

$$Q_p = \frac{3600 \cdot C_p \cdot k_B \cdot h_3}{\frac{1}{v_p} + \tau} \cdot L, \text{ м}^3/\text{ГОД} \quad (6.2)$$

де,  $k_B$  - коефіцієнт використання розпушувача,  $k_B = 0,7 \dots 0,8$ ;

$v_p$  - технічна швидкість розпушення, м/с;

$\tau$  - час переїзду розпушувача на наступну борозну,  $\tau = 30 \dots 50$  с;

$L$  - довжина паралельного прорізу, м.

Глибина ефективного розпушення складає:

$$h_e = \frac{1}{k_2} \cdot (k_1 \cdot h_3 - 0,5 \cdot \tan \alpha \cdot (C_p - b)), \text{ м} \quad (6.3)$$

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

Відстань між перехресними проходами, складає:

$$C_d = (1,2 \dots 1,5) \cdot C_p, \text{ м} \quad (6.4)$$

Продуктивність розпушувача при паралельно-перехресних проходах визначається за формулою:

$$Q_{p.п} = \frac{3600 \cdot k_B \cdot h_3}{\frac{1}{v_p} \cdot \left( \frac{1}{C_p} + \frac{1}{C_d} \right) + \tau} \cdot (C_p + L + C_d + B), \text{ м}^3/\text{ГОД} \quad (6.5)$$

де,  $B$  - довжина перехресного прорізу, м.

Змінна продуктивність розпушувача:

-при паралельних проходах:

$$Q_{p.з} = Q_p \cdot T_{зм}, \text{ м}^3/\text{змін} \quad (6.6)$$

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

-при паралельно-перехресних проходах ( $Q_{p.п.зм}$ ,  $\text{м}^3/\text{змін}$ ):

$$Q_{p.п.зм} = Q_{p.п} \cdot T_{зм}, \text{ м}^3/\text{змін} \quad (6.7)$$

Вихідні дані для індивідуального розрахунку параметрів механічного розпушення гірських порід і продуктивності розпушувачів наведені в табл 1.

Таблиця 8

Вихідні дані до практичної роботи 6

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 70

Варіанти	Гірські породи	Характеристика порід за тріщинуватістю масиву	L, м	B, м	$v_p$ , м/с	$h_3$ , м	$\alpha$ , град
1	Кам'яне вугілля	Малотріщинуваті	300	100	1,5	1,0	60
2	Зруйновані сланці	Середньотріщинуваті	280	130	1,0	0,9	55
3	М'який вапняк	Сильнотріщинуваті	260	160	0,8	0,6	45
4	Мергель	Малотріщинуваті	240	150	1,1	0,8	40
5	Гіпс	Малотріщинуваті	220	110	1,2	0,7	43
6	Мармур	Середньотріщинуваті	300	200	0,4	0,6	50
7	Доломіт	Сильнотріщинуваті	270	190	0,5	0,2	49
8	Опока	Малотріщинуваті	250	170	1,0	0,7	53
9	Крейда	Малотріщинуваті	240	150	0,9	0,6	45
10	Сланці	Середньотріщинуваті	210	115	0,8	0,8	44
11	Кам'яне вугілля	Малотріщинуваті	285	185	1,4	1,0	59
12	Зруйновані сланці	Середньотріщинуваті	265	175	1,3	0,9	57
13	М'який	Сильнотріщинуваті	245	165	1,2	0,7	55
14	Мергель	Малотріщинуваті	235	145	1,0	0,6	53
15	Гіпс	Малотріщинуваті	225	125	0,8	0,8	54
16	Мармур	Середньотріщинуваті	215	105	0,6	0,3	48
17	Доломіт	Сильнотріщинуваті	275	115	0,7	0,4	47
18	Опока	Малотріщинуваті	255	165	0,9	0,6	45
19	Крейда	Малотріщинуваті	295	155	1,0	0,7	55
20	Сланці	Середньотріщинуваті	205	105	1,2	0,8	51

Таблиця 9

Значення коефіцієнтів  $k_1$ ,  $k_2$  і ширини основи прорізу  $b$ 

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

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

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 71

## ТЕМА 7 «РОЗРАХУНОК ПРОДУКТИВНОСТІ БУРОВОГО ВЕРСТАТА»

### Теоретичні відомості

**Продуктивність бурового верстата** є одним із найважливіших показників, який характеризує ефективність роботи обладнання та обсяг виконаних бурових робіт за певний проміжок часу. Цей показник визначається кількістю пробурених метрів або обсягом породи, видаленої зі свердловини, залежно від методу оцінки. Вона залежить від ряду факторів, серед яких основними є технічні характеристики бурового обладнання, геологічні умови родовища, режими експлуатації та професійність обслуговуючого персоналу.

До основних технічних характеристик бурового верстата, що впливають на його продуктивність, належать потужність двигуна, швидкість обертання, крутний момент, глибина буріння та стійкість до навантажень. Наприклад, потужніші верстати здатні швидше пробивати тверді породи, а ефективне налаштування швидкості обертання дозволяє оптимізувати процес буріння в різних геологічних умовах. Крім того, важливу роль відіграє вибір бурового інструменту, такого як долота, бурові коронки чи шнекові системи, які мають відповідати характеристикам порід.

Геологічні умови також суттєво впливають на продуктивність. Вони включають твердість, абразивність і однорідність порід, наявність підземних вод і складність структури родовища. Наприклад, м'які породи дозволяють здійснювати буріння швидше, тоді як тверді або абразивні значно уповільнюють процес і вимагають частішої заміни бурового інструменту. Наявність підземних вод або пористих шарів може створювати додаткові труднощі, такі як необхідність обсадження свердловин або застосування бурових розчинів.

**Продуктивність бурового верстата** значною мірою залежить від налаштування режиму роботи. Це включає оптимальну швидкість обертання долота, осьове навантаження та витрату бурового розчину. Якщо режим роботи налаштовано неправильно, це може призвести до надмірного зношення інструменту, пошкодження свердловини або зниження швидкості буріння. Тому вибір режиму роботи повинен базуватися на характеристиках обладнання та геологічних умовах.

Важливим фактором підвищення продуктивності є технічне обслуговування бурового верстата. Регулярне обслуговування дозволяє зменшити час простою, вчасно виявляти зношені деталі та запобігати аваріям. Також на продуктивність впливає кваліфікація персоналу. Досвідчені оператори здатні ефективно налаштовувати режими роботи, виявляти потенційні проблеми та адаптувати процес буріння до складних геологічних умов.

Кліматичні умови також можуть впливати на продуктивність бурового верстата. Наприклад, у високотемпературних регіонах необхідне додаткове охолодження обладнання, а в умовах низьких температур може знадобитися підігрів робочих рідин. Такі зовнішні фактори вимагають додаткових витрат на обладнання, що забезпечує стабільну роботу верстата.

**Методи підвищення продуктивності** включають модернізацію обладнання, оптимізацію режимів роботи, регулярне технічне обслуговування, використання високоякісних бурових інструментів та автоматизацію процесів буріння. Крім того,

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 72

важливим є навчання персоналу, що дозволяє максимально ефективно використовувати можливості обладнання та забезпечувати безпеку під час виконання робіт.

Продуктивність бурового верстата є комплексним показником, який залежить від взаємодії технічних, геологічних, експлуатаційних та людських факторів. Її підвищення вимагає системного підходу, що охоплює як вибір і налаштування обладнання, так і оптимізацію організації робіт та забезпечення кваліфікованого обслуговування.

### Індивідуальне завдання:

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

За фізико-механічними характеристиками гірських порід, а саме:

- $\sigma_{ст}$  - межа міцності гірської породи на стиснення, МПа;
- $\sigma_{зс}$  - межа міцності гірської породи на зсув, МПа;
- $\gamma$  - густина гірської породи в щільному тілі, т/м<sup>3</sup>, визначається показник буримості гірських порід ( $P_б$ )

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

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

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

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

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

$$P_о \geq k \cdot P_б \cdot d_д, \text{ кН},$$

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

Технічна швидкість буріння свердловин верстатами СБШ

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

де  $P_о$  - оптимальне осьове зусилля, кН;

$n_б$  - частота обертання бурового ставу, хв<sup>-1</sup>;

$P_б$  - показник буримості порід;

$d_д$  - долота (коронки), см.

Змінна продуктивність бурового верстата:

$$A_{б.зм.} = \frac{T_{зм} - (T_{нз} + T_p)}{v_б^{-1} + T_б}, \frac{\text{м}}{\text{змину}}$$

де  $T_{зм}$  - тривалість зміни, год.;

$T_{пз}$  - витрати часу на підготовчозавершальні, операції протягом зміни, год.;

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідас ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 73

$T_P$  - витрати часу на ремонти протягом зміни, год.;

$v_6$  - технічна швидкість буріння, м/год.;

$T_B$  - тривалість допоміжних робіт, год.

Добова продуктивність бурового верстата:

$$A_{б.д} = A_{б.зм} \cdot n_{зм}, \frac{м}{добу},$$

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

Річна продуктивність бурового верстата:

$$A_{б.р} = A_{б.д} \cdot n_{рдв}, \frac{м}{рік},$$

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

$$N_{б.в.} = \frac{V_{гм}}{A_{б.р} \cdot q_{гм}}, \text{ шт},$$

де  $V_{гм}$  - річний об'єм оббуреної гірської маси, м<sup>3</sup> (приймається за результатами виконання практичної роботи № 3);  $q_{гм}$  – вихід висадженої гірської маси з 1 п.м. свердловини м<sup>3</sup>/м (0,8 ÷ 1,2).

Робочий парк бурових верстатів:

$$N_{б.р.} = \frac{N_{б.в.}}{k_{рез}}, \text{ шт},$$

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

$$k_{рез} = \frac{T_{річ}}{n_{рдв}},$$

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

Таблиця 10

Вихідні дані до практичної роботи № 7

Варіант	$d_d$	$\sigma_{ст}$	$\sigma_{зс}$	$\gamma$	$T_{зм}$	$T_b$	$(T_{пз} + T_p)$
1	214	97	13	3,4	8	0,03	0,5
2	190	80	9	3,0	12	0,03	0,7
3	243	140	14	3,8	8	0,04	0,6
4	320	159	16	2,7	12	0,04	0,7
5	243	120	10	2,5	8	0,05	0,5
6	214	87	10	3,9	12	0,05	0,7
7	320	145	17	3,7	8	0,03	0,6
8	214	90	10	2,7	12	0,03	0,7
9	190	95	17,5	2,8	8	0,04	0,5

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015		Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1		Арк 99 / 74

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

Таблиця 11

Значення коефіцієнта  $k$  залежно від показника буримості гірських порід

Показник буримості гірських порід $P_6$	>8	10	12	14	16	18
Коефіцієнт впливу буримості гірських порід $k$	0,700	0,725	0,750	0,775	0,800	0,825

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 75

## ТЕМА 8 «ЕЛЕМЕНТИ ТА ПАРАМЕТРИ КАР'ЄРІВ»

### Теоретичні відомості

**Параметри кар'єру.** Умовна поверхня, що проходить через верхні і нижні контури неробочих бортів кар'єру від верхньої брівки верхнього уступу до нижньої брівки нижнього уступу (рис. 36) називається **укосом неробочих бортів кар'єру** (1-5 і 2-6).

Умовна поверхня, що проходить через нижні брівки верхнього і нижнього робочих уступів, називається **укосом робочого борту кар'єру** (5'-7 ).

**Бортами кар'єру** називають бокові поверхні, що обмежують кар'єр, та які є сукупністю відкосів і площадок окремих уступів.

**Берми** – горизонтальні площадки на неробочому борті кар'єру.

Розрізняють транспортні і запобіжні берми. **Транспортні берми** служать для розміщення транспортних шляхів, по яких здійснюється вантажотransпортний зв'язок між робочими площадками в кар'єрі і поверхнею. **Запобіжні берми** призначені для підвищення стійкості борту кар'єру і для затримання уламків породи, що обсипаються.

Горизонтальну поверхню, що обмежує кар'єр знизу, називають **підшовою кар'єру**.

Лінію перетину бортів кар'єру з поверхнею називають **верхнім контуром кар'єру**, а з підшовою кар'єру – **нижнім контуром кар'єру**. Положення верхнього і нижнього контурів кар'єру при веденні гірничих робіт міняється. Контури, досягнуті до моменту погашення відкритих гірничих робіт, називають **кінцевими контурами кар'єру**. Їм відповідають **кінцеві розміри кар'єру**.

Умовну поверхню, що проходить через верхній і нижній контури кар'єру, називають **загальним відкосом борту кар'єру**. Умовну поверхню, що проходить через нижні брівки верхнього і нижнього робочих уступів, називають **відкосом робочого борту кар'єру**.

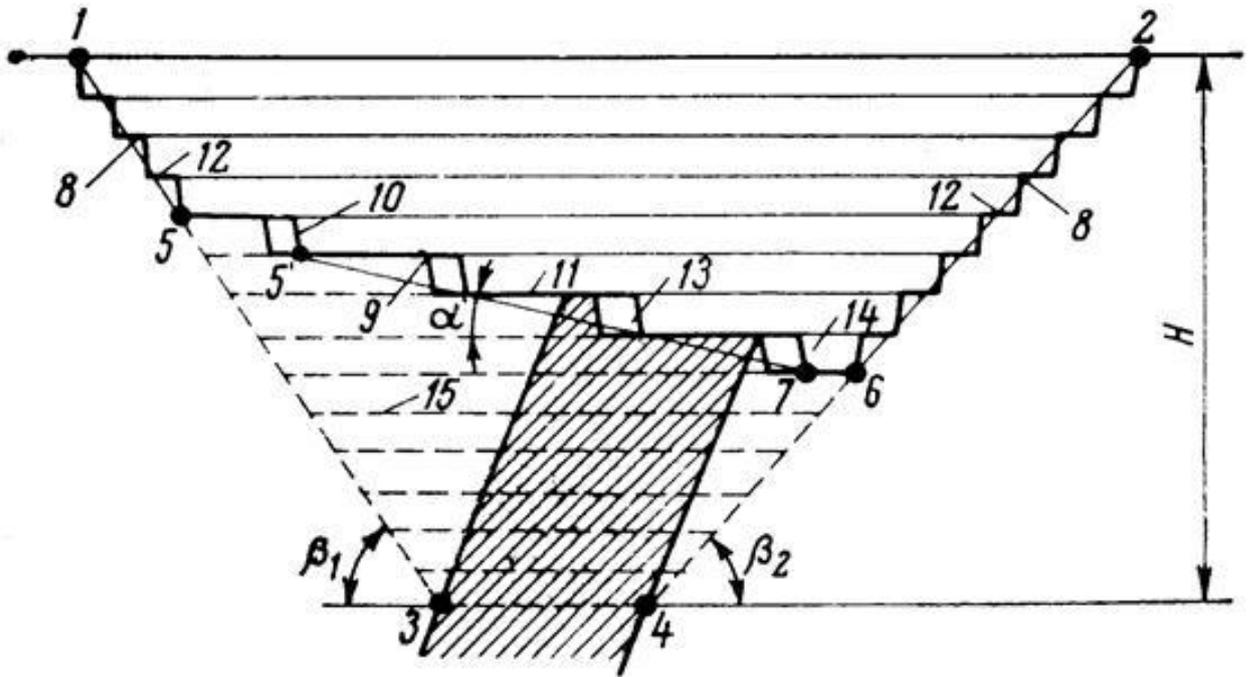
**Кутом відкосу борту кар'єру** називають кут між відкосом борту і горизонтальною площиною.

Робочі й неробочі уступи є основними складовими частинами борту кар'єру.

**Робочий уступ** – частина товщі гірських порід в кар'єрі, що має робочу поверхню у формі сходинки і розробляється самостійними засобами виїмки і транспорту (рис. 37).

Це означає, що на кожному робочому уступі працює принаймні одна одиниця виймального обладнання та є хоча б один транспортний шлях.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 76



- 1-2 і 3-4 – верхній і нижній кінцеві контури кар'єру;
- 1-3 і 2-4 – кінцеві контури бортів кар'єру;
- 1-5 і 2-6 – неробочі борти кар'єру;
- 5-7 – робочий борт кар'єру;
- 6-7 – підшва кар'єру;
- 8 – неробочі уступи;
- 9 – робочі уступи;
- 10 – відкоси уступів;
- 11 – робочі площадки;
- 12 – берми;
- 13 – заходки;
- 14 – траншея;
- 1-2-6-7-5 – сучасний (фактичний) контур кар'єру;
- 1-2-4-3 – проектний (кінцевий) контур кар'єру.
- H – кінцева глибина кар'єру;
- $\alpha$  – кут укосу робочого борту кар'єру;
- $\beta_1$  і  $\beta_2$  – кути укосів неробочих бортів кар'єру.

Рис. 40 – Елементи кар'єру

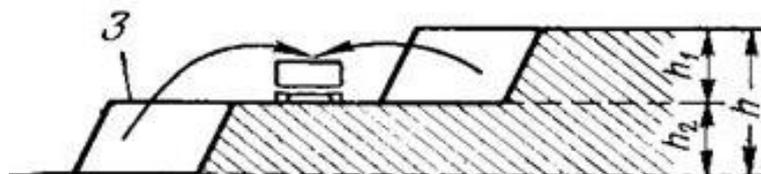


Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 77

$h$  – висота уступу; 1,2 – транспортні горизонти.

Рис. 41 – Робочий уступ

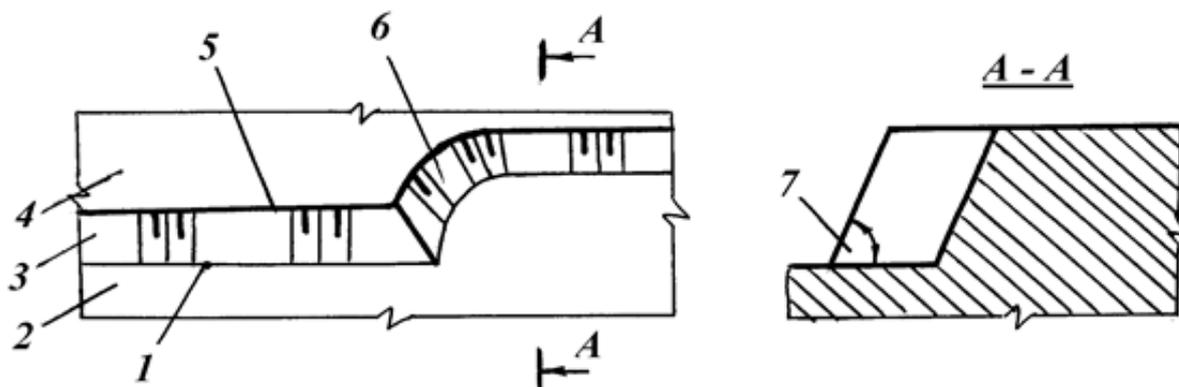
**Підуступ** – частина уступу по його висоті, що розробляється самостійними засобами виїмки, але обслуговується транспортом, загальним для всього уступу (рис. 38).



$h_1, h_2$  – висота підступів; 3 – транспортний горизонт.

Рис. 42 – Підступи

Уступ складається з наступних елементів: верхньої та нижньої площадок, відкосу, верхньої та нижньої брівок, вибою (рис.39).



- 1,5 - нижня і верхня брівки уступу;
- 2,4 - нижня і верхня площадки уступу;
- 3 - відкіс уступу;
- 6 - вибій;
- 7 - кут відкосу уступу.

Рис. 43 – Елементи уступу

**Площадкою уступу** називають горизонтальну поверхню, що обмежує уступ по висоті; розрізняють нижню і верхню площадки уступу.

**Відкосом уступу** називають похилу поверхню, що обмежує уступ з боку виробленого простору.

Кут між відкосом уступу і горизонтальною площиною називають **кутом відкосу уступу**. Він залежить від міцності та стійкості порід і може складати від  $50^\circ$  для рихлих нестійких порід до  $80-90^\circ$  для міцних стійких порід.

Лінії перетину відкосу уступу з його верхньою і нижньою площадками називають відповідно **верхньою і нижньою брівками уступу**.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 78

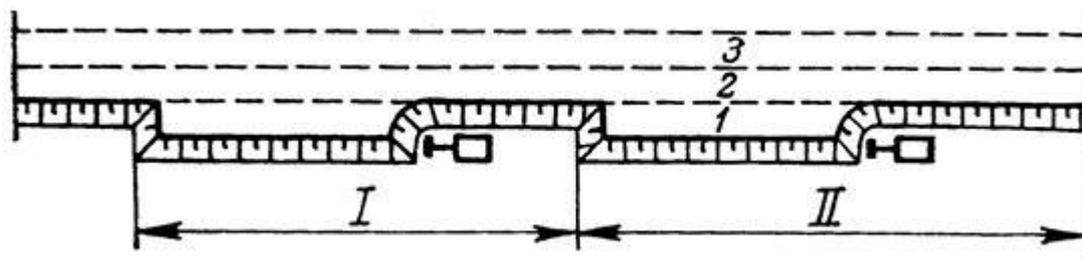
Поверхня уступу, що є безпосереднім об'єктом гірничих робіт і переміщується в результаті ведення цих робіт, називається **вибоєм уступу**. Вибоєм може бути торець уступу, а іноді його відкос або верхня площадка.

Уступ розробляють послідовними паралельними смугами, які називають **заходками** (рис. 40). Частина заходки по її довжині, що розробляється самостійними засобами виїмки, називається **блоком** (рис. 40).

Поділ заходки на блоки дозволяє **інтенсифікувати** відпрацювання заходки, так як воно ведеться одночасно декількома вибоями.

Площадка уступу, на якій розташовують виймальне обладнання, призначене для розробки цього уступу, називається **робочою площадкою уступу**.

Частина уступу по його довжині, підготовлена для розробки, називається **фронтом робіт уступу**. Підготовка фронту робіт полягає головним чином в підводі транспортних шляхів і ліній електропередач.



1,2,3 - заходки; I, II – блоки

Рис. 44 – Розподіл уступу на заходки і блоки

Сумарна протяжність фронтів робіт уступів складає **фронт робіт кар'єру**.

Кожному уступу присвоюється **висотна відмітка**, звичайно відповідна рівню розташування транспортних шляхів уступу. Відмітки застосовують **абсолютні** (відносно рівня моря), або **відносні**, (відносно деякого прийнятого пункту на поверхні).

Площадка уступу, що характеризується висотною відміткою, називається **горизонтом**.

При розробці похилих та крутоспадаючих покладів значної потужності об'єм корисних копалин у кінцевих контурах кар'єру залежить від положення дна кар'єру відносно боків родовища. При відомій довжині кар'єру по дну ( $L_d$ ) об'єм корисної копалини можна визначити за формулою:

$$V_{\text{кк}} = [m_{\Gamma} \cdot H_{\text{к}} - (S_1 + S_2)] \cdot L_d, \text{ м} \quad (8.1)$$

де  $m_{\Gamma}$  – горизонтальна потужність покладу, м;

$H_{\text{к}}$  – кінцева глибина кар'єру, м;

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 79

$S_1$  та  $S_2$  – відповідно, площа залишеної з висячого та лежачого боків корисної копалини при розташуванні підосви кар'єру всередині покладу, м<sup>2</sup>.

Оптимальне положення підосви кар'єра (шириною  $B_d$ ), яке забезпечить вилучення максимального об'єму корисної копалини, буде забезпечуватись виконанням наступної умови:

$S_1 + S_2 \rightarrow \min$ , при:

$$S_1 = \frac{(m_r - x - B_d)^2 \cdot \operatorname{tg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \beta_n}{2(\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta_n)}, \text{ м}^2. \quad (8.2)$$

$$S_2 = \frac{x^2 \cdot \operatorname{tg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \beta_n}{2(\operatorname{tg} \alpha - \operatorname{tg} \beta_n)}, \text{ м}^2. \quad (8.3)$$

де  $\alpha$  – кут падіння покладу, град;

$\beta_n$  – кут відкосу неробочих бортів кар'єра, град;

$x$  – відстань від нижнього контуру кар'єру до лежачого боку покладу, м:

$$x = \frac{(m_r - B_d) |(\operatorname{tg} \alpha - \operatorname{tg} \beta_n)|}{2 \operatorname{tg} \alpha}, \text{ м}. \quad (8.4)$$

Наведені вище формули для визначення оптимального положення дна кар'єра відносно боків покладу та об'єму корисної копалини, залишеного в надрах, можуть використовуватись для наближених розрахунків при найпростіших гірничо-геологічних умовах (кути відкосів неробочих бортів кар'єра з висячого та лежачого боків однакові, висячий та лежачий боки покладу паралельні, потужність родовища не змінюється по довжині кар'єрного поля та ін.).

### Індивідуальні завдання

Визначити головні параметри кар'єру; середній промисловий коефіцієнт розкриву та необхідну змінну продуктивність кар'єру по різновидах порід для забезпечення проектної потужності кар'єру по КК.

Виконати креслення поперечного перерізу умовного кар'єру (рис. 41), на якому вказати задані та розраховані параметри, аналогічно схемі, наведеній вище. Масштаб креслення обирати самостійно за умови комфортного розміщення креслення на форматі А4 з ряду допустимих масштабів для гірничих креслень. Вихідні дані до виконання практичної роботи наводяться у таблиці 4.

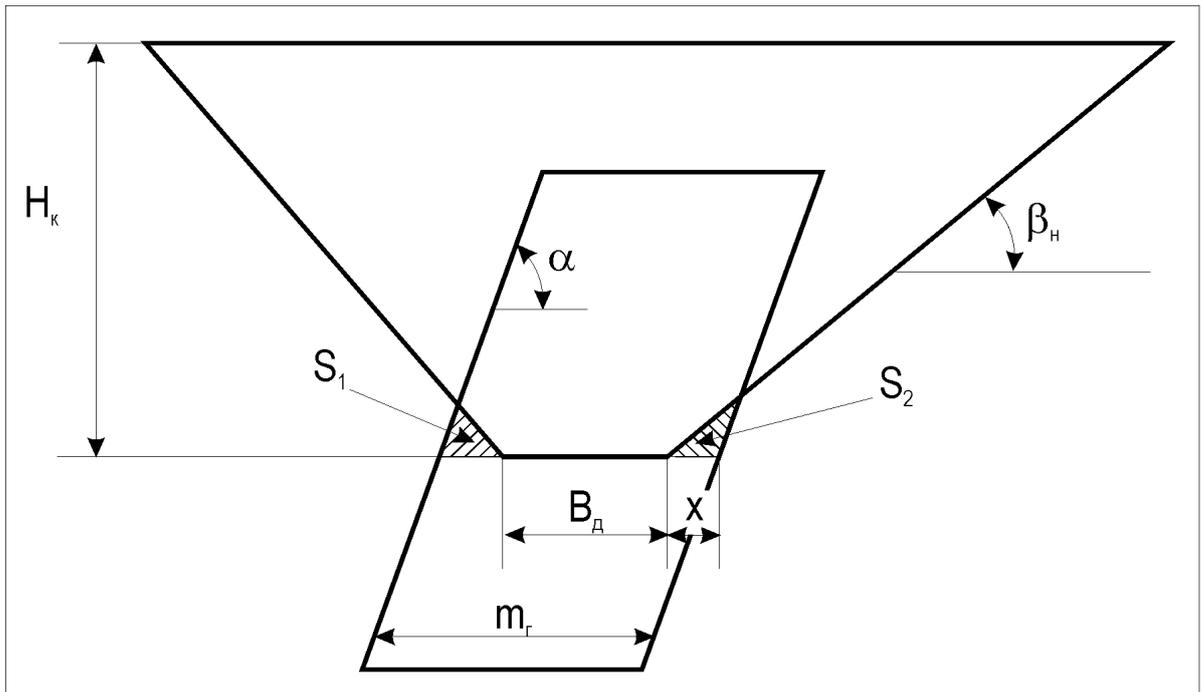


Рис. 45 – Поперечний переріз умовного кар'єру

Таблиця 12

Вихідні дані до виконання практичної роботи 6

№	$m_n$ , м	$\alpha$ , °	L, км	$h_z$ , м	$\rho_{кк}$ , т/м <sup>3</sup>	$\rho_{рп}$ , т/м <sup>3</sup>	$B_d$ , м	$\beta_n$ , °	$K_{р.гр}$ , м <sup>3</sup> /м <sup>3</sup>	$A_{кк}$ , млн.т/рік	$K_n$ , %
1	80	85	2,2	15	3,5	2,6	60	50	2,67	5	3,7
2	90	80	2,1	16	3,4	2,7	65	52	1,79	6	4,94
3	100	75	3,0	19	3,4	2,8	80	54	3,12	7	5,0
4	110	78	2,8	22	3,6	2,9	90	45	2,74	8	3,2
5	120	79	2,6	28	3,2	2,6	70	47	3,21	9	3,48
6	130	81	4,0	34	3,3	2,6	90	39	4,6	5	2,45
7	140	82	2,6	26	3,0	2,7	100	42	2,11	6	3,25
8	150	83	1,9	35	3,4	2,8	120	44	1,08	7	4,41
9	85	85	2,6	10	3,2	2,9	75	48	1,95	8	2,56
10	95	76	2,4	27	3,1	2,6	60	51	1,89	9	3,85
11	105	77	2,8	22	3,15	2,7	60	46	2,7	6	4,1
12	115	86	3,6	28	3,2	2,8	100	43	2,1	7	2,99
13	125	88	3,7	24	3,5	2,9	100	38	2,28	8	3,85
14	135	74	3,8	38	3,4	2,6	105	37	3,05	9	4,48

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015								Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025	
	Екземпляр № 1								Арк 99 / 81	

15	145	76	2,8	37	3,4	2,6	120	55	2,65	5	4,75
16	155	78	3,4	16	3,6	2,7	125	58	2,71	6	2,89
17	80	80	3,9	19	3,2	2,8	65	59	1,89	7	3,44
18	90	88	1,7	23	3,3	2,9	60	38	1,67	8	3,87
19	100	85	2,6	19	3,0	2,8	70	44	2,95	9	4,98
20	110	86	2,5	29	3,4	2,9	65	48	2,48	6	5,0
21	120	75	3,0	36	3,2	2,6	85	49	3,22	7	3,74
22	130	78	3,3	42	3,1	2,6	100	50	1,28	8	3,85
23	140	79	3,6	33	3,15	2,7	105	52	2,83	9	2,95
24	150	82	3,9	27	3,2	2,8	100	54	2,43	5	4,51
25	85	83	4,2	25	3,3	2,9	65	52	1,93	6	4,22

**Приклад.** Родовище корисних копалин (далі КК) має форму покладу з постійною нормальною потужністю  $m_n=110$  м, кутом падіння  $\alpha = 75^\circ$ , протяжністю  $L = 2200$  м, та залягає на глибині  $h_z = 40$  м. Щільність КК  $\rho_{кк} = 3,2$  т/м<sup>3</sup>. Поклад КК оточений покриваючими та вміщуючими розкривними породами щільністю  $\rho_{рп} = 2,9$  т/м<sup>3</sup>. Кар'єр має прямокутну форму у плані, з наступними заданими параметрами: ширина дна кар'єру  $B_d = 70$  м, кут відкосу неробочих бортів кар'єра  $\beta_n=55^\circ$ . Граничний об'ємний коефіцієнт розкриву  $K_{p,рп} = 1,25$ . Проектна потужність кар'єру по КК –  $A_{кк} = 6$  млн.т/рік, при проектних втратах КК  $K_n = 3,5$  %.

Визначити головні параметри кар'єру; середній промисловий коефіцієнт розкриву та необхідну змінну продуктивність кар'єру по різновидах порід для забезпечення проектної потужності кар'єру по КК.

Розв'язання:

1) Знаходимо кінцеву глибину кар'єру за наближеним розрахунком:

$$H_k = \frac{-P_d + \sqrt{P_d^2 - 4\pi[S_d - m_d \cdot L_d \cdot (1 + K_{p,рп})]}}{2\pi \cdot ctg\beta_n}, \quad (8.5)$$

де  $m_d$  – горизонтальна потужність покладу, м,

$$m_d = \frac{m_n}{\sin\alpha} = \frac{110}{0,966} \approx 114 \text{ м}, \quad (8.6)$$

$P_d$  – периметр підшви кар'єру, при  $L_d = L$ , м,

$$P_d = 2(L_d + B_d) = 2(2200 + 70) = 4540 \text{ м}, \quad (8.7)$$

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 82

$S_d$  – площа кар'єру по підосшві, м<sup>2</sup>,

$$S_d = L_d \cdot B_d = 2200 \cdot 70 = 154000 \text{ м}^2, \quad (8.8)$$

$$H_k = \frac{-4540 + \sqrt{4540^2 - 4 \cdot 3,14[154000 - 114 \cdot 2200 \cdot (1 + 1,75)]}}{2 \cdot 3,14 \cdot 0,7} \approx 156 \text{ м.}$$

2) Розміри кар'єру по поверхні:

$$B_{пп} = B_d + 2H_k \cdot ctg\beta_n, \text{ м}, \quad (8.9)$$

$$B_{пп} = 70 + 2 \cdot 156 \cdot 0,7 \approx 288 \text{ м},$$

$$L_{пп} = L_d + 2H_k \cdot ctg\beta_n, \text{ 2418 м.} \quad (8.10)$$

$$L_{пп} = 2200 + 2 \cdot 156 \cdot 0,7 \approx 2418 \text{ м.}$$

3) Обсяг запасів корисної копалини у проектних контурах кар'єру:

$$V_{кк} = m_r \cdot L_d(H_k - h_3) - (S_1 + S_2)L_d, \text{ м}^3, \quad (8.11)$$

де  $S_1$  та  $S_2$ , відповідно, площа залишеної з висячого та лежачого боків корисної копалини при розташуванні підосшви кар'єру всередині покладу:

Відстань від нижнього контуру кар'єру до лежачого боку покладу:

$$x = \frac{(114 - 70)|(3,732 - 1,429)|}{2 \cdot 3,732} \approx 14 \text{ м.}$$

$$S_1 = \frac{(114 - 14 - 70)^2 \cdot 3,732 \cdot 1,429}{2(3,732 + 1,429)} = 465 \text{ м}^2.$$

$$S_2 = \frac{14^2 \cdot 3,732 \cdot 1,429}{2(3,732 - 1,429)} = 227 \text{ м}^2.$$

$$V_{кк} = 114 \cdot 2200(156 - 40) - (465 + 227)2200 = 28940560, \text{ м}^3.$$

4) Величина балансових запасів корисної копалини в контурах кар'єра дорівнює:

$$Z_6 = V_{кк} \cdot \rho_{кк}, \text{ т.} \quad (8.12)$$

$$Z_6 = 28940560 \cdot 3,2 = 92609792 \text{ т.}$$

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 83

5) Промислові запаси корисної копалини:

$$Z_{\Pi} = \frac{Z_{\text{б}}(100 - K_{\Pi})}{100}, \text{ т.} \quad (8.13)$$

$$Z_{\Pi} = \frac{92609792(100 - 3.5)}{100} = 89368449 \text{ т.}$$

6) Об'єм гірської маси в контурах кар'єру:

$$V_{\text{ГМ}} = S_{\text{д}} \cdot H_{\text{к}} + \frac{1}{2} P_{\text{д}} \cdot H_{\text{к}}^2 \cdot \text{ctg} \beta_{\text{н}} + \frac{1}{3} \pi \cdot H_{\text{к}}^3 \cdot \text{ctg}^2 \beta_{\text{н}}, \text{ м}^3. \quad (8.14)$$

$$V_{\text{ГМ}} = 154000 \cdot 156 + \frac{1}{2} 4540 \cdot 156^2 \cdot 0,7 + \frac{1}{3} \cdot 3,14 \cdot 156^3 \cdot 0,7^2 = 64640959, \text{ м}^3.$$

7) Об'єм розкриву в кінцевих контурах кар'єру:

$$V_{\text{р}} = V_{\text{ГМ}} - V_{\text{КК}}, \text{ м}^3. \quad (8.15)$$

$$V_{\text{р}} = 64640959 - 28940560 = 35700399, \text{ м}^3$$

8) Середній промисловий коефіцієнт розкриву – це середній коефіцієнт розкриву, визначений по промисловим запасам КК:

$$K_{\text{р.сп}} = \frac{V_{\text{р}}}{Z_{\text{б}}}, \text{ м}^3/\text{т}. \quad (8.16)$$

$$K_{\text{р.сп}} = \frac{35700399}{89368449} = 0,4 \text{ м}^3/\text{т}.$$

9) При заданій продуктивності по КК  $A_{\text{КК}}=6$  млн.т/рік, річна продуктивність кар'єру по скельному розкриву відповідно складе:

$$A_{\text{СК}} = K_{\text{р.сп}} \cdot A_{\text{КК}}, \text{ м}^3/\text{рік}. \quad (8.17)$$

$$A_{\text{СК}} = 0,4 \cdot 6000000 = 2400000, \text{ м}^3/\text{рік}.$$

10) Для зручності подальших розрахунків переведемо продуктивність кар'єру по КК також в  $\text{м}^3$ :

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 84

$$Q_{\text{КК}} = \frac{A_{\text{КК}}}{\rho_{\text{КК}}}, \text{ м}^3. \quad (8.18)$$

$$Q_{\text{КК}} = \frac{6000000}{3,2} = 1875000 \text{ м}^3.$$

11) Визначаємо місячну, добову та змінну продуктивності роботи кар'єру по корисній копалині та скельному розкритву. Для цього прийнемо режим роботи кар'єру 30 днів на місяць та 3 зміни (по 8 годин) на добу:

$$Q_{\text{КК,міс}} = \frac{Q_{\text{КК}}}{12} = \frac{1875000}{12} = 156250 \text{ м}^3/\text{міс};$$

$$Q_{\text{СК,міс}} = \frac{A_{\text{СК}}}{12} = \frac{2400000}{12} = 200000 \text{ м}^3/\text{міс};$$

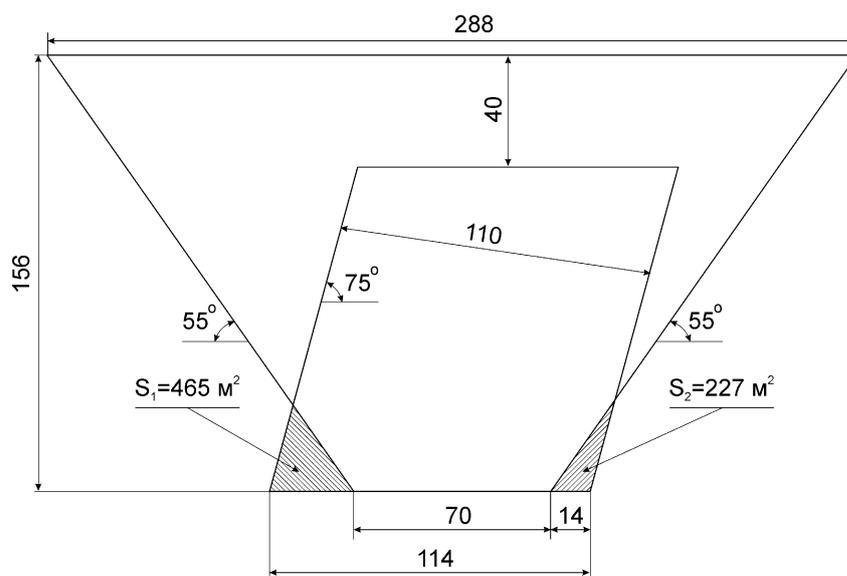
$$Q_{\text{КК,доб}} = \frac{Q_{\text{КК,міс}}}{30} = \frac{156250}{30} = 5208 \text{ м}^3/\text{доб};$$

$$Q_{\text{СК,доб}} = \frac{Q_{\text{СК,міс}}}{30} = \frac{200000}{30} = 6667 \text{ м}^3/\text{доб};$$

$$Q_{\text{КК,зм}} = \frac{Q_{\text{КК,доб}}}{N_{\text{зм}}} = \frac{5208}{3} = 1736 \text{ м}^3/\text{зміну};$$

$$Q_{\text{СК,зм}} = \frac{Q_{\text{СК,доб}}}{N_{\text{зм}}} = \frac{6667}{3} = 2222,3 \text{ м}^3/\text{зміну}.$$

Визначені змінні продуктивності по різновидам порід можна використовувати для вибору та розрахунку кількості гірничого обладнання, необхідного для виконання заданої виробничої потужності.



М 1:1000

Рис. 46 – Поперечний переріз умовного кар'єру

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 85

## ТЕМА 9 «СПЕЦІАЛЬНІ СПОСОБИ ДОБУВАННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН. АЕРОЛОГІЯ ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВ»

### Теоретичні відомості

Спеціальні способи добування корисних копалин застосовуються у випадках, коли традиційні методи ведення гірничих робіт є недостатньо ефективними або небезпечними. Вони використовуються при проведенні виробок у нестійких, водонасичених породах, у пливунах, а також при значних притоках води у тріщинуватих масивах.

Спеціальні способи добування корисних копалин застосовуються у випадках, коли природна енергія пласта є недостатньою для фонтанного видобування.

До таких способів належать:

- **Газліфтний метод** — підйом рідини з використанням енергії стисненого газу, що зменшує густину стовпа та забезпечує викид на поверхню.

- **Гідродобувний метод (струминний насос)** — використання енергії високошвидкісного потоку робочої рідини для створення розрідження в зоні всмоктування.

- **Теплові методи** — вплив тепла (пари, гарячої води) для зниження в'язкості нафти, покращення фільтраційних властивостей пласта та підвищення нафтовіддачі.

Такі методи необхідні на пластах, схильних до раптових викидів вугілля та газу, або при наявності газодинамічних явищ. До спеціальних способів належать: заморожування порід, цементация та тампонаж тріщин, водозниження, застосування герметизації та дегазації пластів. Їхня мета полягає у забезпеченні стійкості виробок, зниженні небезпеки прориву води чи газу та створенні безпечних умов для роботи гірників.

Аерологія гірничих підприємств є окремою галуззю гірничої науки, що базується на законах аеродинаміки та термодинаміки. Вона вивчає властивості атмосфери шахт і кар'єрів, закони руху повітря, перенесення газів, пилу та теплоти у виробках і масиві гірських порід. Основним завданням аерології є забезпечення належного провітрювання гірничих виробок, підтримання оптимального мікроклімату та запобігання небезпечним концентраціям газів і пилу. Важливим аспектом є організація вентиляції шахт, яка включає використання головних вентиляторних установок, локальних вентиляційних пристроїв та систем контролю за складом повітря. Аерологія також охоплює питання теплового режиму виробок, боротьби з пилом, метаном та іншими шкідливими домішками, що утворюються під час видобутку корисних копалин.

Таким чином, спеціальні способи добування корисних копалин спрямовані на подолання складних гірничо-геологічних умов, а аерологія гірничих підприємств забезпечує безпечне функціонування шахт і кар'єрів шляхом контролю та регулювання атмосфери виробок. Обидві дисципліни є взаємопов'язаними, адже ефективність спеціальних способів добування значною мірою залежить від правильного провітрювання та створення безпечного середовища для роботи.

- **Вентиляція шахт і рудників** — організація та розрахунок систем подачі свіжого повітря і видалення відпрацьованого.

- **Газодинаміка** — дослідження утворення та руху метану, чадного газу, діоксиду вуглецю та інших шкідливих газів.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 86

• **Боротьба з пилом** — розробка методів пилопригнічення, зменшення концентрації вугільного та породного пилю.

• **Тепловий режим виробок** — контроль температури й вологості, застосування кондиціонування повітря.

• **Аеродинаміка виробок** — визначення опору повітряних потоків, оптимізація схем провітрювання.

• **Автоматизований контроль атмосфери** — використання датчиків і систем моніторингу для оперативного реагування на зміни складу повітря.

### Індивідуальні завдання

Вивчити основні технологічні процеси спеціальних способів добування нафти та газу, освоїти методику розрахунку основних параметрів при газліфтному, гідродобувному та тепловому методах, визначити вплив фізичних та технологічних параметрів на продуктивність свердловини, порівняти ефективність різних способів експлуатації.

#### Газліфтний метод:

1. Густина газорідинної суміші:

$$\rho_{\text{см}} = \rho_{\rho}(1 - \beta) + \rho_{\rho}\beta \quad (9.1)$$

2. Тиск на глибині клапана:

$$P_{\text{кл}} = P_{\text{уст}} + \rho_{\text{см}}gH * 10^{-6} \quad (9.2)$$

3. Витрата газу:

$$Q_g = Q_p \frac{\rho_{\rho} - \rho_{\text{см}}}{\rho_g} \quad (9.3)$$

4. Коефіцієнт газліфтного процесу:

$$\eta_{\text{гл}} = \frac{Q_p}{Q_p + Q_g} \quad (9.4)$$

#### Тепловий метод:

1. Тепловий потік у пласт:

$$Q_t = m_t c_t (T_p - T_0) \quad (9.5)$$

2. Енергія, що передається нафти:

$$E = Q_t \cdot \eta \quad (9.6)$$

#### Гідродобувний метод:

1. Швидкість потоку робочої рідини:

$$v = \sqrt{\frac{2(P_1 - P_2)}{\rho_{\rho}}} \quad (9.7)$$

2. Витрата через сопло:

$$Q = \mu_B F v \quad (9.8)$$

3. Коефіцієнт підйому:

$$K = \frac{Q_{\text{см}}}{Q_p} \quad (9.10)$$

### Аерологія гірничих підприємств

Виконати розрахунок газообільності шахт

Абсолютну газообільність шахти визначають за формулами:

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 87

- по вуглекислоті

$$Q_y = \frac{n_2 - 0,04}{100} Q \cdot 24 \cdot 60, \text{ м}^3/\text{добу}; \quad (9.11)$$

- по метану

$$Q_m = \frac{n_2}{100} Q \cdot 24 \cdot 60, \text{ м}^3/\text{добу}; \quad (9.12)$$

де  $Q$  – кількість повітря, яке подають в шахту,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$n_2$  – вміст вуглекислоти чи метану в загальному вихідному із шахти струмені в % по об'єму (максимальнодопустимий вміст, відповідно до ПБ,  $n_2 \leq 0,75\%$ );

0,04 – вміст вуглекислоти в повітрі, що поступає в шахту, %.

Відносна газообільність шахти відповідно:

- по вуглекислоті

$$q_y = \frac{Q_y}{A_c}, \text{ м}^3/\text{т}; \quad (9.13)$$

- по метану

$$q_m = \frac{Q_m}{A_c}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (9.14)$$

де  $A_c$  – добове видобування шахти, т.

В залежності від величини відносної газообільності по метану чи по вуглекислоті шахти поділяють на чотири категорії, для кожної з яких встановлена норма повітря (табл. 1), яку визначають за формулою

$$q = \frac{q_m}{14,4n_2}, \text{ м}^2/\text{хв на 1 т добового видобування}. \quad (9.15)$$

Прогноз метанообільності шахт, що проектують, виконують за ступенем метанообільності, що характеризує збільшення відносної метанообільності шахти при глибині робіт  $H$ , за формулою

$$q_m = q_o + \frac{H - H_o}{H_o} = (2 \div 3) + \frac{H - H_o}{H_o}, \text{ м}^3/\text{т}; \quad (9.16)$$

де  $q_o$  – метанообільність шахти на межі зони газового вивітрювання на глибині цієї зони  $H_o$  м, при проектуванні шахти метанообільність на глибині  $H_o$  приблизно приймають  $q_o = 2 \div 3 \text{ м}^3/\text{т}$ , якщо не має більш обґрунтованих даних. Глибину  $H_o$  приймають в межах 100–300 м для Донбасу, 50–150 м для Кузбасу, 100–250 м для Карагандінського басейну і 80–230 м для Воркутинського родовища;  $H_c$  – сходишка метанообільності шахти, приймають для вказаних басейнів відповідно в межах 20–25 м; 10–25 м; 6–25 м і 4–25 м.

**Приклад 1** Визначити абсолютну і відносну метанообільність шахти, якщо відомі: кількість повітря, що виходить з шахти,  $Q = 5000 \text{ м}^3/\text{хв}$  і вміст метану в вихідному з шахти струмені  $n_2 = 0,65\%$ , а також визначити категорію шахти по метану, якщо  $A_c = 4600 \text{ т}$  за добу.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідас ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 88

Абсолютна кількість метану, що виділяється з шахти на протязі доби за формулою (9.12) складе

$$Q_m = \frac{0,65}{100} \cdot 5000 \cdot 24 \cdot 60 = 46800 \text{ м}^3.$$

Відносна метанообільність шахти за формулою (9.14) складе

$$q_m = \frac{46800}{4600} = 10,17 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Так як відносна метанообільність шахтного повітря дорівнює 10, 17 м<sup>3</sup>/т, то шахту необхідно віднести до III категорії по метану. Норма повітря для шахт даної категорії (за даними табл. 13) складає  $q = 1,5$ , м<sup>3</sup>/хв на 1 т добового видобування.

**Приклад 2** Необхідно спрогнозувати відносну метанообільність шахти на глибині  $H = 500$  м, якщо  $H_o = 150$  м,  $H_c = 25$  м і  $q_o = 2$  м<sup>3</sup>/т.

Розв'язок

Відносну метанообільність шахти на глибині 500 м визначають за формулою (9.16)

$$q_m = 2 + \frac{500 - 150}{25} = 16 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Таким чином, шахту на глибині 500 м вважають зверхкатегорійною.

Таблиця 13

Категорія шахти по газу	Відносна газобільність шахти, м <sup>3</sup> /т	Норма повітря на 1 т добового видобування шахти, м <sup>3</sup> /т
I	до 5	1,0
II	від 5 до 10	1,25
III	від 10 до 15	1,5
Зверхкатегорійні	більше 15	не менше 1,5 і визначається за формулою (9.15)

Розрахунок кількості повітря для шахт

Як відомо, кількість повітря для всієї шахти визначають декількома способами і приймають найбільше значення.

Так як для вугільної шахти спосіб підрахунку по видобуванню завжди дає найбільшу кількість повітря, то в подальшому будемо використовувати тільки по цьому способу. Спосіб підрахунку по видобуванню оснований на принципі розрідження (розбавлення) шкідливих газів до норм, які допустимі ПБ. Норма розрідження в загальношахтному висхідному струмені  $n = 0,75$  % по об'єму для метану (вуглекислоти). Виходячи з вказаної норми розрідження метану, для шахт I, II, III категорій встановлені норми подачі свіжого повітря в шахту відповідно 1; 1,25; 1,5 м<sup>3</sup> за хвилину на 1 т добового видобування (див. табл. 13).

Слід зазначити, що для найбільшої гарантії безпеки вказані норми подачі повітря значно завищені порівняно з тією кількістю повітря, яке необхідно подавати в шахту для досягнення необхідної норми розрідження ( $n = 0,75$  %). Якщо норма розрідження метану

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 89

в загальношахтному висхідному струмені  $n = 0,75\%$  є середньою величиною по шахті, то в струмені, що виходить з окремих вибоїв в шахті, вміст метану може бути більшим (наприклад, в струмені, що виходить з лави, вміст метану не повинен перебільшувати 1%) і менше середньої норми.

Кількість повітря для всієї шахти визначають за формулою

$$Q = qA_c z, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (9.17)$$

де  $q$  – норма повітря  $\text{м}^3/\text{хв}$ , на тону добового видобування, значення  $q$  беруть за даними таблиці 14, а при відносній метанообільності  $q_m = 15 \text{ м}^3/\text{т}$  визначають за формулою (9.15), але приймають не менше  $1,5 \text{ м}^3/\text{хв}$  на 1 т добового видобування;

$z$  – коефіцієнт запасу повітря, що враховує витоки повітря через вироблений простір, підземні і поверхневі споруди і пристрої, а також нерівномірність газовиділення в шахті, приймають  $z = 1,45 \div 1,5$ .

Якщо шахта розроблює декілька пластів, то категорію шахти встановлюють по відносній метанообільності найбільш газоносного пласта, а останню – по метанообільності найбільш газоносної ділянки.

Допускають також підрахунок кількості повітря окремо для кожного пласта, який розроблюється даною шахтою, у відповідності з відносною метанообільністю його виробок і добовим видобуванням з пласта з наступним додаванням кількості повітря в масштабі шахти за формулою

$$Q = (Q_1 + Q_2 + \dots + Q_n)k, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (9.18)$$

де  $Q_1, Q_2, \dots, Q_n$  – кількість повітря, яке необхідно для провітрювання гірничих виробок по окремим пластам, визначають за формулою

$$Q_i = \frac{q_i A_i}{14,4n_2}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad i = 1, 2, 3, \dots, n. \quad (9.19)$$

Тут  $q_i$  – відносна метанообільність виробок по  $i$ -у пласту,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$A_i$  – добове видобування з  $i$ -о пласта, т.

В формулі (9.18)  $k$  – коефіцієнт, який враховує гірничо-технічні умови шахти, визначають з виразу

$$k = 1 + k_1 + k_2 + k_3 + k_4 + k_5 + k_6. \quad (9.20)$$

В залежності від конкретних гірничотехнічних умов шахти значення  $k$  коливається в широких межах – від 1,3 до 2,25. Вираз (9.20) представляє суму таких коефіцієнтів:

$k_1$  – коефіцієнт, що враховує витоки повітря за межами виїмкових ділянок в залежності від порядку відпрацювання шахтного поля. Його значення наведені нижче:

Таблиця 14

Порядок відпрацювання шахтного поля	Значення $k_1$ при схемі підготовки шахтного поля	
	Пластовий	Польовий
Прямий	0,35	0,15
Зворотній	0,2	0,1

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 90

$k_2$  – коефіцієнт, що враховує провітрювання виробок, які піддержують, в залежності від порядку відпрацювання шахтного поля і схеми підготовки. Його значення наведено нижче

Таблиця 14

Порядок відпрацювання шахтного поля	Значення $k_2$ при схемі підготовки шахтного поля	
	Пластовий	Польовий
Прямий	0,15	0,10
Зворотній	0,05	0,05
Комбінований	0,010	0,05

$k_3$  – коефіцієнт, що враховує витоки і розподілення повітря в залежності від кількості горизонтів, які одночасно розроблюють, при одному, двох і трьох горизонтах приймають відповідно рівним 0; 0,1; 0,15;

$k_4$  – коефіцієнт, що враховує обособлене провітрювання камери, приймають рівним 0,1;

$k_5$  – коефіцієнт, який враховує кількість ділянок, які провітрюють. При кількості ділянок 1-4, 5-10 і більше 10 коефіцієнти відповідно дорівнюють 0,15; 0,2 і 0,3;

$k_6$  – коефіцієнт, який враховує схему вентиляції шахти; приймають для центральної, флангової, крилової, флангової групової і флангової ділянкової відповідно рівним 0,2; 0,15; 0,1 і 0. Для секційної схеми провітрювання  $k_6 = 0,1$ .

**Приклад 3** Відносна метанообільність шахти  $q_m = 28 \text{ м}^3/\text{т}$ , добове видобування шахти  $A_c = 5000 \text{ т}$ . Визначити норму повітря для шахти і загальну кількість повітря, що необхідна для провітрювання шахт в цілому без врахування коефіцієнта резерву на можливі підвищення видобування по шахті.

Розв'язок

Норму повітря визначаємо за формулою (9.15)

$$q = \frac{28}{1,44 \cdot 0,75} = 2,59 \text{ м}^3/\text{хв на 1 т добового видобування.}$$

Загальну кількість повітря, що необхідна для провітрювання шахти без врахування коефіцієнта резерву на можливе підвищення видобування по шахті, за формулою (9.17)

$$Q = 2,59 \cdot 5000 \cdot 1,45 = 18777 \text{ м}^3/\text{хв, чи } 325 \text{ м}^3/\text{с.}$$

**Приклад 4** Шахта з добовим видобуванням  $A_c = 5000 \text{ т}$  одночасно розроблює пласти: перший пласт 1,4м і другий пласт 1,1м. Відносна метанообільність виробок першого пласта  $q_m = 27 \text{ м}^3/\text{т}$ , другого  $q_m = 20 \text{ м}^3/\text{т}$ . Підрахувати загальну кількість повітря по шахті.

Розв'язок

Так як метанообільність виробок першого пласта ( $q_m = 27 \text{ м}^3/\text{т}$ ) більше, ніж другого ( $q_m = 20 \text{ м}^3/\text{т}$ ), то, відповідно, з існуючим положенням, метанообільність виробок першого пласта приймають за метанообільність виробок всієї шахти. Оскільки шахта відноситься до

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 91

позакатегорійної, норму подачі повітря знаходимо за формулою (9.15)

$$q = \frac{27}{1,44 \cdot 0,75} = 2,5 \text{ м}^3/\text{хв на 1 т добового видобування.}$$

Визначаємо загальну кількість повітря для шахти за формулою

$$Q = 2,5 \cdot 5000 \cdot 1,5 = 18750 \text{ м}^3/\text{хв, чи } 312 \text{ м}^3/\text{с.}$$

**Приклад 5** Вихідні дані попереднього прикладу доповнимо такими: добове видобування першого пласта 2800т, другого – 2200т; схема вентиляції – флангова; порядок відпрацювання – комбінований при панельному способі підготовки з проведенням виробок по пласту; розробку пластів ведуть одночасно на одному горизонті. Необхідно визначити кількість повітря по пластам і загальну кількість повітря по шахті.

#### Розв'язок

1. На основі наведених гірничогеологічних умов шахти і у відповідності з регламентованими значеннями коефіцієнтів приймаємо:  $k_1 = 0,35$ ;  $k_2 = 0,1$ ;  $k_3 = 0,0$ ;  $k_4 = 0,1$ ;  $k_5 = 0,15$ ;  $k_6 = 0,1$ .

Потім за формулою (10) одержуємо

$$k = 1 + 0,35 + 0,1 + 0 + 0,1 + 0,15 + 0,1 = 1,85.$$

Але, враховуючи наближений характер значень коефіцієнтів, що рекомендовані, приймаємо остаточно  $k = 1,8$ .

2. Кількість повітря, що необхідна для провітрювання виробок по пластам, знаходимо за формулою (9.19)

- для першого пласта

$$Q_1 = \frac{27 \cdot 2800}{14,4 \cdot 0,75} = 7000 \text{ м}^3/\text{хв};$$

- для другого пласта

$$Q_2 = \frac{20 \cdot 2200}{14,4 \cdot 0,75} = 4074, \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Загальну кількість повітря для шахти визначаємо за формулою (9.18)

$$Q = (7000 + 4074)1,8 = 19933 \text{ м}^3/\text{хв чи } 332 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Таким чином, для умов, що наведені вище в двох прикладах, формули (9.17) і (9.18) практично дають однакову кількість повітря.

Таблиця 15

Вихідні дані по спеціальним способам добуванням корисним копалинам

№	$\rho_p$	H (м)	$P_g$	$\beta$	$P_{(уст)}$	$P_1$	$P_2$	F (см <sup>2</sup> )	$\mu_v$	$m_t$ (кг/с)	$c_t$ (кДж/кг·К)	$T_p$	$T_0$	$Q_p$
1	890	1200	80	0.25	2.5	2.8	2.2	5.0	0.97	0.5	4.2	350	100	100
2	910	1400	85	0.28	2.7	3.0	2.4	4.8	0.98	0.6	4.2	370	120	120
3	940	1600	75	0.30	3.0	3.4	2.5	5.2	0.95	0.4	4.2	340	110	95
4	950	1000	70	0.20	2.4	2.7	2.0	4.5	0.96	0.55	4.2	300	90	80

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015										Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025	
	Екземпляр № 1										Арк 99 / 92	

5	970	1800	60	0.22	3.5	3.9	3.0	5.5	0.97	0.7	4.2	380	120	140
6	880	1300	85	0.27	2.6	2.9	2.1	4.7	0.98	0.45	4.2	330	100	90
7	900	1100	82	0.24	2.3	2.6	1.9	4.9	0.97	0.5	4.2	310	95	85
8	960	1500	78	0.29	3.2	3.5	2.6	5.3	0.98	0.6	4.2	360	115	115
9	950	1700	74	0.26	3.4	3.8	2.9	5.6	0.96	0.65	4.2	400	130	130
10	920	1400	80	0.25	2.9	3.2	2.3	5.0	0.95	0.55	4.2	350	110	105

Таблиця 16

## Вихідні дані по аерологія гірничих підприємств

Варіант	Q, м³/хв	ССН <sub>4</sub> , %	A, т/добу
1	12 000	0,35	3 000
2	14 500	0,40	2 800
3	10 800	0,25	2 200
4	8 600	0,30	1 600
5	11 700	0,45	2 900
6	13 200	0,60	3 200
7	9 400	0,28	1 800
8	7 800	0,55	1 500
9	15 000	0,75	4 000
10	12 600	0,50	3 100

Таблиця 17

Варіант	H <sub>0</sub> , м	H, м	qH <sub>0</sub> , м³/т	ΔH, м
11	150	500	5,0	20
12	200	700	4,2	25
13	100	600	3,8	15
14	120	400	6,0	10
15	250	900	4,5	25

Таблиця 18

Позначення виробки на розрахунковій схемі (див. рис.)	Виробка	Тип кріплення	Аерологічні параметри виробки					Кількість повітря Q, м³/с	Швидкість руху повітря в виробці V, м/с	Депресія виробки h, кгс/м²	
			a · 10 <sup>4</sup> кгс²/м <sup>4</sup>	P, м	S, м²	L, м				Тах	тіп
						Тах	тіп				
1 – 2	Повітря-подаючий ствол	Бетонна	42	18,8 4	28,26	300	300	181	6,4	34,2	34,2
2 – 3	Головний відкотний штрек	АКП-3 трубчаті стійки, металевий верхняк	13	12,8	12,1	1300	1300	72,5	5,2	64	64

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015									Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025	
	Екземпляр № 1									Арк 99 / 93	

3 – 4	Лівий ходок Ярусний транспортний штрек	АКП-3	14	9,9	6	900	900	31	5	55,49	55,45
4 – 5			20	10,5	7,9	1300	25	30	3,9	49,8	1,0
5 – 6	Лава	Механізоване кріплення	45	12,4	8	200	200	30	3,75	19,6	19,6
6 – 9	Ярусний вентиляційний штрек	АКП-3	13	10,5	7,9	1300	25	31	3,9	34,6	0,6
	Вентиляційний шурф	Бетонна	40	12,5 6	12,56	30	30	72	5	3,9	3,9
Всього										261,5	178,7
Депресія місцевих і лобових опорів, які приймають в розмірі 10 % суми депресій всіх виробок за виключенням депресій ствола і шурфа.										24,5	14,4
Від’ємна депресія природної тяги										8,0	8,0
Визначена депресія шахти вцілому										294,0	200,7

Таблиця 19

## Вихідні дані по аерології гірничих підприємств

Варіант	Добовий видобуток, т	Відносна метанообільність, м³/т	Категорія шахти	К запасу
1	2 400	4,5	I	1,1
2	3 000	8,2	II	1,15
3	3 500	12,6	III	1,2
4	4 200	18,3	Зверхкатегорійна	1,25
5	2 000	9,5	II	1,1
6	5 000	15,0	III	1,3
7	1 800	5,4	II	1,15
8	3 800	22,0	Зверхкатегорійна	1,35

Таблиця 20

## Вихідні дані по аерології гірничих підприємств

Варіант	Пласт 1: q <sub>1</sub> , м³/т	A <sub>1</sub> , т	Пласт 2: q <sub>2</sub> , м³/т	A <sub>2</sub> , т	Схема вентиляції	Порядок відпрацювання	Кількість горизонтів	Кількість ділянок
9	8,5	2 600	6,2	2 000	центральна	прямий, пластовий	1	4
10	12,3	3 000	9,1	2 800	флангова	зворотний, польовий	2	6
11	16,5	2 400	14,2	1 900	крилова	прямий, польовий	1	3
12	11,8	2 800	13,6	2 400	флангова групова	комбінований, пластовий	3	8
13	7,2	3 200	4,8	2 700	секційна	прямий, пластовий	1	5

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015		Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1		Арк 99 / 94

14	10,4	2 900	9,7	2 100	флангова	зворотний, польовий	2	10
15	18,5	2 200	12,1	2 600	крилова	комбінований, пластовий	3	12

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідас ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 95

## ТЕМА 10 «РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ БУРІННЯ, ВИПРОБУВАННЯ І ЕКСПЛУАТАЦІЇ НАФТОВОЇ СВЕРДЛОВИНИ»

### Теоретичні відомості

Розрахунок параметрів буріння, випробування та експлуатації нафтової свердловини є комплексним процесом, що охоплює геологічні, технічні та технологічні аспекти. Він забезпечує ефективне проходження бурових робіт, отримання достовірної інформації про пласт та безпечну експлуатацію свердловини.

#### 1. Розрахунок параметрів буріння

Буріння нафтових свердловин здійснюється з урахуванням глибини залягання продуктивних пластів, їхньої товщини, тиску та температури. Основними параметрами є діаметр свердловини, конструкція обсадних колон, швидкість буріння, вибір бурового інструменту та режим циркуляції бурового розчину. Важливим завданням є забезпечення стійкості стінок свердловини, запобігання поглинанню бурового розчину та виникненню аварійних ситуацій.

#### 2. Випробування свердловини

Після завершення буріння проводяться випробування для визначення продуктивності пластів. Використовуються геофізичні методи (каротаж, термометрія, газометрія), а також випробування на притік нафти чи газу. Визначаються пластовий тиск, проникність порід, дебіт свердловини та склад флюїдів. Ці дані дозволяють оцінити потенціал родовища та вибрати оптимальний спосіб його розробки.

#### 3. Експлуатація свердловини

На етапі експлуатації здійснюється видобуток нафти та газу із застосуванням різних систем: фонтанної, газліфтною чи насосної. Контролюються параметри роботи свердловини — тиск, температура, дебіт, склад продукції. Важливим є запобігання обводненню, зниженню продуктивності та виникненню ускладнень. При необхідності проводяться ремонтно-ізоляційні роботи для підтримання ефективності видобутку.

#### 4. Практичне значення

Розрахунок параметрів буріння, випробування і експлуатації нафтової свердловини забезпечує раціональне використання ресурсів, зниження собівартості видобутку, підвищення безпеки робіт та отримання достовірної інформації про геологічні умови родовища. Він є основою для планування довготривалої експлуатації та розробки нафтових і газових покладів.

### Індивідуальні завдання

Провести інженерні розрахунки для вибору параметрів промивальної рідини, тисків, дебіту та коефіцієнта нафтовіддачі пласта.

#### 1. Розрахунок гідростатичного тиску в свердловині

$$P_{гс} = \frac{\rho g H}{10^6}, \text{ Мпа} \quad (10.1)$$

де,  $\rho$  – густина промивальної рідини, кг/м<sup>3</sup>

$g=9.81$  м/с<sup>2</sup>

$H$  – глибина свердловини, м

#### 2. Порівняння з пластовим тиском

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 96

$$\Delta P = P_{\text{пл}} - P_{\text{гс}} \quad (10.2)$$

Якщо  $\Delta P > 0 \Rightarrow$  свердловина фонтанує (тиск пласта більший за гідростатичний).

Якщо  $\Delta P < 0 \Rightarrow$  не фонтанує, потрібна насосна експлуатація (ЕЦН, газліфт і т.д.).

3. Втрати тиску на тертя (по трубі)

$$\Delta P_{\text{вт}} = \frac{\lambda \cdot H \cdot \rho \cdot v^2}{2 \cdot d \cdot 10^6}, \text{ МПа} \quad (10.3)$$

де,  $\lambda$  — коефіцієнт тертя,

$v$  — швидкість потоку (м/с),

$d$  — діаметр труби (м),

Сумарний тиск у гирлі:

$$P_{\text{гирла}} = P_{\text{пл}} - (P_{\text{гс}} + \Delta P_{\text{вт}})$$

4. Перевірка умови фонтанування

Для фонтанування потрібно:

$$P_{\text{пл}} > P_{\text{гс}} + \Delta P \quad (10.4)$$

→ Якщо умова виконується — свердловина фонтанує

→ Якщо ні — не фонтанує (потрібно піднімати рідину насосом або зменшити густину розчину).

5. Дебіт свердловини (**фонтанний режим**, формула Фогеля)

Емпірична залежність Фогеля:

$$\frac{Q}{Q_{\text{max}}} = 1 - 0,2 \frac{P_{\text{wf}}}{P_{\text{пл}}} - 0,8 \left( \frac{P_{\text{wf}}}{P_{\text{пл}}} \right)^2 \quad (10.5)$$

Звідси:

$$Q = Q_{\text{max}} \left[ 1 - 0,2 \frac{P_{\text{wf}}}{P_{\text{пл}}} - 0,8 \left( \frac{P_{\text{wf}}}{P_{\text{пл}}} \right)^2 \right]$$

6. Максимальний дебіт (з рівняння Дарсі) (**фонтанний режим**)

$$Q_{\text{max}} = \frac{k \cdot h \cdot (P_{\text{пл}} - P_{\text{wf}})}{18,41 \cdot \mu \cdot N}, \text{ м}^3 \text{ / добу} \quad (10.6)$$

де,  $k$  — проникність пласта, мД,

$h$  — товщина пласта, м,

$\mu$  — в'язкість, мПа·с,

$N$  — довжина потоку (м),

коэф. 18.41 — для узгодження одиниць (використовується в лабораторній практиці).

7. Дебіт з урахуванням інтенсифікації

$$Q_{\text{нов}} = Q \cdot (1 + \alpha) \quad (10.7)$$

де,  $\alpha$  — очікуване відносне збільшення дебіту після обробки

8. Для свердловини, яка не фонтанує (**не фонтанний режим**):

Якщо  $\Delta P < 0$ , розраховуємо, мінімальний тиск фонтанування:

$$P_{\text{кр}} = P_{\text{гс}} + \Delta P_{\text{вт}} \quad (10.8)$$

І далі визначаємо, наскільки потрібно зменшити густину розчину, щоб досягти фонтанування:

$$\rho_{\text{кр}} = \frac{P_{\text{пл}} \cdot 10^6}{g \cdot H}, \text{ кг/м}^3$$

→ якщо  $\rho_{\text{факт}} > \rho_{\text{кр}}$ , то свердловина не фонтанує;

→ якщо зменшити густину до  $\rho_{\text{кр}}$ , — фонтанування почнеться.

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 97

9. Радіус дронування (орієнтовно):

$$r_e = \sqrt{4 * \eta * k * t} \quad (10.9)$$

де, k – проникність, мД;

t – час роботи свердловини, доби;

$\eta$  — коефіцієнт ( $\approx 1.1$  для однорідного середовища),

10. Визначення дебіту свердловини (не фонтанний режим, формула Дарсі)

$$Q = \frac{0,00708 * k * h * (P_{пл} - P_3)}{\mu * \ln \frac{r_e}{r_w}}, \frac{м^3}{добу} \quad (10.10)$$

де,  $r_w = D/2000$  — радіус свердловини у м,

$P_3 = 0,8 * P_{пл}$  — тиск на вибої,

11. Розрахунок кількості рідини, що видобудеться за рік

$$Q_{рік} = Q * 365, \frac{м^3}{рік} \quad (10.11)$$

12. Визначення ступеня виснаження пласта

$$K_{висн} = \frac{Q_{рік}}{Q_0} \quad (10.12)$$

Перевести необхідно у %.

13. Розрахунок необхідного тиску для газліфтного підйому (не фонтанний режим)

$$P_{газ} = P_{гс} - (0,7 * \Delta P), \text{ МПа} \quad (10.13)$$

14. Визначення енергетичних втрат у трубах при газліфті (не фонтанний режим)

$$\Delta h = \frac{\lambda * L * v^2}{2 * g * d}, \text{ м} \quad (10.14)$$

де, L=H м.

У тиску:

$$P_{вт} = \frac{\rho * g * \Delta h}{10^6}, \text{ МПа}$$

15. Визначення економічної ефективності

$$E = \frac{(Q_{нов} - Q) * 365 * C}{C_{газ}} \quad (10.15)$$

16. Визначення кінцевого коефіцієнта нафтовіддачі пласта

$$K_H = \frac{Q_{нов} * 365}{Q_0} * 100\%$$

(10.16)

Таблиця 21

Вихідні дані:

№	H, м	D, мм	$\rho$ (кг/м <sup>3</sup> )	$P_{пл}$ , МПа	$\mu$ , мПа·с	k, мД	t, діб	$Q_0$ , млн м <sup>3</sup>	h, м	$\alpha$	d (м)	$P_{wf}$ (МПа)	C, грн/м <sup>3</sup>	$C_{газ}$ грн/рік	$Q_{max}$ (м <sup>3</sup> /добу)
1	1200	178	1100	13,5	1,1	60	300	15	12	0.10	0.05	3,75	5000	$1.0 * 10^6$	8,6
2	1500	215	1200	17	1,3	80	420	18,5	20	0.12	0.05	4,25	5000	$1.1 * 10^6$	20,26
3	900	146	1050	10,5	0,9	40	240	8	8	0.15	0.05	2,62	5000	$1.1 * 10^6$	3,64
4	2000	240	1250	24,5	1,4	150	600	60	18	0.10	0.05	6,12	5000	$1.2 * 10^6$	43,7
5	250	25	140	36	2	10	18	4,5	6	0.2	0.0	9	500	$1.2 * 10^6$	1,4

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015												Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025	
	Екземпляр № 1												Арк 99 / 98	

	0	4	0				0			5	5		0		
<b>6</b>	180 0	20 3	130 0	22	1,6	95	36 5	22	22	0.1 8	0.0 5	5,50	500 0	1.3*10 <sup>6</sup>	27,95
<b>7</b>	300 0	27 3	150 0	46	2,2	30 0	72 0	150	30	0.2 0	0.0 5	11,5	500 0	1.3*10 <sup>6</sup>	172,1 6
<b>8</b>	800	13 9	100 0	8	0,8	25	20 0	3	5	0.1 2	0.0 5	2,00	500 0	1.4*10 <sup>6</sup>	1,26
<b>9</b>	350 0	28 9	155 0	52	2,5	25 0	54 0	85	28	0.2 2	0.0 5	13,0 0	500 0	1.4*10 <sup>6</sup>	139,6 3
<b>10</b>	400 0	30 5	160 0	60	2,8	40 0	80 0	220	35	0.2 8	0.0 5	15,0 0	500 0	1.5*10 <sup>6</sup>	275,7 1
<b>11</b>	220 0	19 0	118 0	26	1,2	11 0	41 0	30	16	0.3 0	0.0 5	6,50	500 0	1.6*10 <sup>6</sup>	35,43
<b>12</b>	140 0	17 0	112 0	15, 5	1	55	28 0	9	10	0.3 2	0.0 5	3,75	500 0	1.6*10 <sup>6</sup>	8,02
<b>13</b>	260 0	26 0	135 0	35	1,7	18 0	48 0	75	24	0.3 5	0.0 5	8,75	500 0	1.7*10 <sup>6</sup>	84,43
<b>14</b>	320 0	32 0	145 0	42	2,1	22 0	60 0	120	26	0.3 7	0.0 5	11,5 0	500 0	1.7*10 <sup>6</sup>	120,5 8
<b>15</b>	280 0	24 8	138 0	38	1,9	95	33 0	25	14	0.4 0	0.0 5	9,50	500 0	1.8*10 <sup>6</sup>	27,12
<b>16</b>	160 0	16 0	107 0	17, 5	1	45	26 0	7,5	9	0.3 0	0.0 5	4,37	500 0	1.8*10 <sup>6</sup>	6,96
<b>17</b>	420 0	34 0	152 0	63	2,6	50 0	90 0	300	40	0.4 5	0.0 5	15,7 5	500 0	1.9*10 <sup>6</sup>	439,7 3
<b>18</b>	480 0	36 0	158 0	72	3	20	15 0	5,5	7	0.4 8	0.0 5	18,0 0	500 0	1.9*10 <sup>6</sup>	4,6
<b>19</b>	100 0	12 5	900	9,5	0,6	12	12 0	1,8	4	0.5 0	0.0 5	2,37	500 0	2.0*10 <sup>6</sup>	0,81
<b>20</b>	500	10 2	100 5	5	0,5	5	90	0,5	3	0.3 5	0.0 5	1,25	500 0	2.0*10 <sup>6</sup>	0,17

Житомирська політехніка	МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА» Система управління якістю відповідає ДСТУ ISO 9001:2015	Ф-23.05- 05.01/4/G16/Б/ОК19- 2025
	Екземпляр № 1	Арк 99 / 99

### РЕКОМЕНДОВАНА ЛІТЕРАТУРА

1. А. І. Новак, О. В. Калініченко, В. В. Заєць та ін. Технологія підземної розробки корисних копалин [Електронне видання] : навч. посіб. Рівне : НУВГП, 2019. 315 с.
2. Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина І. Підготовчі процеси Навчальний посібник. — Кривий Ріг : ФОП Чернявський Д. О., 2019. — 199 с.
3. Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина ІІ. Основні процеси. Навчальний посібник. — Кривий Ріг : ФОП Чернявський Д. О., 2019. — 211 с.
4. Бондаренко В.І., Медяник В.Ю., Руденко М.К. Вугільна шахта: підручник для ВУЗів Дніпро: РВК НТУ «ДП», 2020. – 360 с.
5. Заєць В. В., Семенюк В. В., Оксенюк Р. Р. Методичні вказівки до практичних робіт із навчальної дисципліни «Технології підземної розробки корисних копалин» для здобувачів вищої освіти першого (бакалаврського) рівня за освітньо-професійною програмою «Гірництво» спеціальності 184 «Гірництво» денної та заочної форм навчання. [Електронне видання] Рівне : НУВГП, 2020. — 29 с.
6. Заєць В.В., Чухарєв С.М., Семенюк В.В., Цвєрчкова М.М., Оксенюк Р.Р. Методичні вказівки. — Рівне: Національний університет водного господарства та природокористування (НУВГП), 2021. — 55 с.
7. Кравець В.Г., Білецький В.С., Смирнов В.О. Техніка і технологія збагачення корисних копалин. Навчальний посібник. — Київ: Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського» (КПІ ім. Ігоря Сікорського), 2019. — 286 с.