


ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»

ЕКОЛОГІЧНА БЕЗПЕКА ГІРНИЦТВА

методичні рекомендації
до виконання практичних та індивідуальних
робіт

Запоріжжя 2025



УДК 504.06:622(072)
Е45

Рекомендовано Науково-методичною радою
ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»
(протокол № 1 від 24.10.2025 р.)

Укладач

Богомаз О.П., Ph.D., доцент

Рецензент:

Сахно С.В., канд. техн. наук, доцент

Е45 Екологічна безпека гірництва : методичні рекомендації до виконання практичних та індивідуальних робіт / уклад. О. П. Богомаз. Запоріжжя : ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», 2025. 49 с.

Методичні рекомендації містять пояснення щодо виконання практичних і індивідуальних робіт, а також варіанти завдань для кожного здобувача освіти. У документі наведені вимоги до оформлення робіт, приклад титульного аркуша та перелік рекомендованих джерел. Методичні рекомендації призначені для студентів, які опановують навчальну дисципліну «Екологічна безпека гірництва».

УДК 504.06:622(072)

© ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», 2025

ЗМІСТ

ВСТУП	4
ПРАКТИЧНА РОБОТА 1. Вплив гірничої діяльності на навколишнє середовище. Розрахунок обсягу викидів в атмосферу з відкритих складів вугілля	5
ПРАКТИЧНА РОБОТА 2. Вплив гірничої діяльності на навколишнє середовище. Розрахунок викидів шкідливих речовин під час транспортування гірничої маси	12
ПРАКТИЧНА РОБОТА 3. Розрахунок обладнання для механічного очищення вод збагачувальних комбінатів	20
ПРАКТИЧНА РОБОТА 4. Розрахунок обсягу пустої породи та техногенного підземного простору, що утворюється при підземному способі видобутку корисних копалин	26
ПРАКТИЧНА РОБОТА 5. Визначення прогнозних показників затоплення гірничого підприємства	37
ЗАВДАННЯ НА ІНДИВІДУАЛЬНУ РОБОТУ 1	42
ЗАВДАННЯ НА ІНДИВІДУАЛЬНУ РОБОТУ 2	43
ВИМОГИ ДО ОФОРМЛЕННЯ ПРАКТИЧНИХ ТА ІНДИВІДУАЛЬНИХ РОБІТ	44
РЕКОМЕНДОВАНІ ДЖЕРЕЛА	47
ДОДАТОК А. Приклад оформлення титульної сторінки практичної (індивідуальної) роботи	49



ВСТУП

Сучасний етап розвитку гірничої промисловості характеризується не лише інтенсивним видобутком корисних копалин, але й значним антропогенним впливом на навколишнє середовище. Порушення земель, забруднення атмосферного повітря, поверхневих та підземних вод, накопичення відходів гірничого виробництва, утворення техногенних порожнин і зон підтоплення – це лише частина проблем, з якими стикається галузь. У зв'язку з цим актуальним є формування у майбутніх фахівців знань та практичних навичок щодо оцінки екологічних наслідків гірничої діяльності та пошуку шляхів їх мінімізації.

Дисципліна «Екологічна безпека гірництва» є вибірковою.

Метою виконання практичних робіт є закріплення теоретичних знань, отриманих у процесі вивчення дисципліни «Екологічна безпека гірництва» та набуття студентами практичних навичок з оцінки екологічних наслідків гірничої діяльності, виконання необхідних розрахунків для визначення рівня забруднення довкілля та обґрунтування технічних рішень щодо зниження негативного впливу гірничих підприємств на навколишнє середовище.

Запропоновані практичні завдання охоплюють основні напрями оцінки впливу гірничодобувних підприємств на довкілля, зокрема визначення обсягів викидів в атмосферне повітря, розрахунок показників забруднення атмосферного повітря під час транспортування гірничої маси, аналіз ефективності очищення вод збагачувальних комбінатів, обчислення кількості пустої породи і техногенних підземних порожнин, а також прогнозування наслідків затоплення гірничих об'єктів.

Виконання цих завдань дозволить студентам набути необхідних компетентностей для практичної діяльності в галузі екологічної безпеки гірничого виробництва.



ПРАКТИЧНА РОБОТА 1

ВПЛИВ ГІРНИЧОЇ ДІЯЛЬНОСТІ НА НАВКОЛИШНЄ СЕРЕДОВИЩЕ. РОЗРАХУНОК ОБСЯГУ ВИКИДІВ В АТМОСФЕРУ З ВІДКРИТИХ СКЛАДІВ ВУГІЛЛЯ

Мета: опанувати методику розрахунку обсягу викидів в атмосферне повітря з відкритих складів вугілля на території гірничого підприємства.

Тривалість: 4 години.

Порядок виконання роботи

1. Ознайомитися з поняттями «організовані» та «неорганізовані» джерела викидів.

2. Згідно з варіантом розрахувати обсяг викидів в атмосферне повітря з відкритих складів вугілля на території гірничого підприємства.

В залежності від способу відведення забрудненого повітря у довкілля, джерела викидів на гірничому підприємстві поділяються на два види – організовані та неорганізовані.

Організовані джерела викидів – це джерела, де відпрацьовані гази, пил або аерозолі відводяться у атмосферу через спеціально спроектовані газоходи, димові труби чи вентиляційні установки. Викиди з таких джерел можна вимірювати та контролювати. Прикладами організованих джерел викидів на гірничому підприємстві можуть бути вентиляційні стволи шахт, димові труби котелень, газоходи сушильних та збагачувальних установок, викиди через аспіраційні системи на дробарках.

Неорганізовані джерела викидів – це викиди, які потрапляють в атмосферу без спеціальних відвідних споруд, тобто розсіюються безконтрольно. Такі джерела складніше контролювати, тому вони часто спричиняють локальне забруднення.

На гірничому підприємстві до неорганізованих джерел викидів відносять породні відвали, пиління від відкритих складів руди, підйом пилу з технологічних доріг при русі автосамоскидів, випаровування шкідливих речовин із хвостосховищ чи шламосховищ, пил від вибухових робіт на кар'єрах та інше.

Вугільні склади — це спеціально облаштовані території або приміщення, призначені для приймання, тимчасового зберігання, сортування, підготовки та відвантаження вугілля споживачам. Вони є важливою ланкою в ланцюзі від видобутку до кінцевого використання палива.

Викиди твердих частинок в атмосферу з відкритих складів вугілля визначаються як сума викидів при розвантаженні вугілля, при здуванні пилу з поверхні складу і при відвантаженні вугілля зі складу.

$$M_{\text{СК}} = M_{\text{N}} + M_{\text{СД}} + M_{\text{Е}}, \text{ т/рік} \quad (1.1)$$

де M_{N} – кількість вугільного пилу, що виділяється в процесі розвантаження вугілля, т/рік;

$M_{\text{СД}}$ – кількість твердих частинок, що здуваються з поверхні відкритих складів вугілля, т/рік;

$M_{\text{Е}}$ – кількість пилу, що виділяється при відвантаженні вугілля одноковшовим екскаватором в атмосферу на відкритому вугільному складі, т/рік.

Кількість вугільного пилу, що виділяється в процесі розвантаження вугілля визначається за формулою:

$$M_{\text{N}} = q_{\text{n}} \cdot \Pi_{\text{y}} \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-6}, \text{ т/рік} \quad (1.2)$$

де q_{n} – питоме виділення пилу при розвантаженні гірської маси, г/т;
 $q_{\text{n}} = 0,32$ г/т;

K_1 – коефіцієнт, що враховує вологість матеріалу (табл. 1.1);

K_2 – коефіцієнт, що враховує швидкість вітру (табл. 1.2);

K_3 – коефіцієнт, що враховує висоту розвантаження (табл. 1.3);

K_5 – коефіцієнт, що враховує ступінь захищеності складу від вітру (табл. 1.4);

Π_{y} – кількість відвантаженого екскаватором вугілля, т/рік;

η – ефективність засобів пилопригнічення (табл. 1.5). Якщо на відкритому складі вугілля не застосовуються засоби пилопригнічення, то $\eta=0$.

Таблиця 1.1 – Коефіцієнт K_1 , що враховує вологість матеріалу

Вологість матеріалу, W, %	до 0,5	0,6-1	1,1-3	3,1-5	5,1-7	7,1-8	8,1-9	9,1-10	>10
K_1	2	1,5	1,3	1,2	1	0,7	0,3	0,2	0,1

Таблиця 1.2 – Коефіцієнт K_2 , що враховує швидкість вітру

Швидкість вітру, $V_{\text{в}}$, м/с	до 2	2,1-5	5,1-7	7,1-10	10,1-12	12,1-14	14,1-16
K_2	1	1,2	1,4	1,7	2	2,3	2,6

Таблиця 1.3 – Коефіцієнт K_3 , що висоту розвантаження

Висота розвантаження, h, м	0,5	1,0	1,5	2,0	4,0	6,0	8,0	10,0
K_3	0,4	0,5	0,6	0,7	1,0	1,5	2,0	2,5

Таблиця 1.4 – Зміна значення коефіцієнта, що враховує ступінь захищеності складу від вітру

Місцеві умови	K_5
Склади вугілля, відкриті: з 4-х сторін	1,0
з 3-х сторін	0,8
з 2-х сторін повністю	0,6
з 2-х сторін частково	0,5
з однієї сторони	0,1
закритий з 4-х сторін	0,05

Таблиця 1.5 – Ефективність пилопригнічення

Джерело пилопригнічення	Спосіб пилопригнічення	Ефективність, η
Автотранспорт	Зрошення автошляхів водою	0,65-0,9
	Зрошення автошляхів зв'язуючими	0,90-0,98

Кількість твердих частинок, що здуваються з поверхні відкритих складів вугілля:

$$M_{\text{сд}} = 86,4 \cdot q_{\text{сд}} \cdot S_{\text{ск}} \cdot \gamma \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot K_6 \cdot (365 - T_{\text{сп}}) \cdot (1 - \eta), \text{ т/рік} \quad (1.3)$$

де $q_{\text{сд}}$ – питоме здування твердих частинок пилу з поверхні складу вугілля; $q_{\text{сд}} = 0,1 \cdot 10^{-6} \text{ кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$;

$S_{\text{ск}}$ – площа основи складу вугілля, м^2 ;

γ – коефіцієнт подрібнення гірничої маси; $\gamma = 0,1$;

K_6 – коефіцієнт, що враховує профіль поверхні матеріалу, що складається; $K_6 = 1,45$;

$T_{\text{сп}}$ – середньорічна кількість днів із стійким сніговим покривом. Для південно-східної частини України приймаємо $T_{\text{сп}} = 30$ днів.

Кількість пилу, що виділяється в атмосферу при відвантаженні вугілля одноковшовим екскаватором на відкритому вугільному складі:

$$M_{\text{в}} = q_{\text{в}} \cdot \Pi_{\text{в}} \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-6}, \text{ т/рік} \quad (1.4)$$

де $q_{\text{в}}$ – питоме виділення твердих частинок (пилу) з 1 м^3 вугілля, що навантажується (перевантажується), $\text{г}/\text{м}^3$ (табл. 1.6);

Таблиця 1.6 – Питоме виділення вугільного пилу під час роботи екскаваторів

Одноковшові екскаватори	ЕКГ-5А	ЕКГ-8И	ЕКГ-10	ЕКГ-12	ЕКГ-15
$q_y, \text{г/м}^3$	1,93	2,78	2,84	2,86	2,84

Інтенсивність викидів частинок вугілля зі складу визначається за формулою:

$$g_{\text{СК}} = M_{\text{СК}}^{\text{N}} + M_{\text{СК}}^{\text{CD}} + M_{\text{СК}}^{\text{E}}, \text{ г/с} \quad (1.5)$$

де $M_{\text{СК}}^{\text{N}}$ – інтенсивність викидів частинок вугільного пилу, що виділяється в процесі розвантаження вугілля:

$$M_{\text{СК}}^{\text{N}} = \frac{q_n \cdot \Pi_y \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta)}{3600}, \text{ г/с} \quad (1.6)$$

де Π_y – кількість відвантаженого екскаватором вугілля, т/годину.

Інтенсивність викидів твердих частинок, що здуваються з поверхні складів вугілля:

$$M_{\text{СК}}^{\text{CD}} = q_{\text{CD}} \cdot S_{\text{СК}} \cdot \gamma \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot K_6 \cdot (1 - \eta) \cdot 10^3, \text{ г/с} \quad (1.7)$$

Інтенсивність викидів у процесі відвантаження вугілля зі складу:

$$M_{\text{СК}}^{\text{E}} = \frac{q_y \cdot \Pi_y \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta)}{3600}, \text{ г/с} \quad (1.8)$$

де Π_y – кількість відвантаженого екскаватором вугілля, т/годину.

Завдання. Розрахувати обсяг твердих часток, що викидається з відкритих складів вугілля, а також інтенсивність викидів частинок вугілля зі складу. Дані для розрахунку наведено в таблиці 1.7

Таблиця 1.7 – Вихідні дані для розрахунків

№	П _у , т/рік	Вид екскаватора	Тип складу	S _{ск} , м ²	V _в , м/с	W, %	h, м	Спосіб пилопригнічення
1	740	ЕКГ-8И	відкритий з 2-х сторін повністю	405	6,1	1,1	4,8	Зрошення автошляхів водою
2	625	ЕКГ-10	відкритий з 1-ї сторони	430	10,5	8,5	4,0	Зрошення автошляхів зв'язуючими
3	765	ЕКГ-15	закритий з 4-х сторін	305	8,6	2,1	6,2	Без пилопригнічення
4	675	ЕКГ-5А	відкритий з 4-х сторін	335	2,2	3,5	3,2	Зрошення автошляхів водою
5	735	ЕКГ-15	відкритий з 2-х сторін повністю	400	5,6	6,4	2,2	Зрошення автошляхів зв'язуючими
6	920	ЕКГ-8И	відкритий з 1-ї сторони	310	3,4	1,7	1,5	Без пилопригнічення
7	890	ЕКГ-12	відкритий з 2-х сторін частково	340	11,3	7,3	3,4	Зрошення автошляхів водою
8	770	ЕКГ-8И	закритий з 4-х сторін	320	1,8	4,6	1,7	Зрошення автошляхів зв'язуючими
9	915	ЕКГ-5А	відкритий з 4-х сторін	345	7,4	0,7	4,4	Без пилопригнічення
10	730	ЕКГ-12	відкритий з 4-х сторін	315	1,5	8,1	2,1	Зрошення автошляхів водою
11	895	ЕКГ-8И	відкритий з 3-х сторін	330	7,3	0,3	5,5	Без пилопригнічення
12	785	ЕКГ-15	відкритий з 2-х сторін частково	350	1,7	5,5	1,9	Зрошення автошляхів водою
13	910	ЕКГ-10	закритий з 4-х сторін	390	4,5	3,3	2,2	Зрошення автошляхів зв'язуючими
14	815	ЕКГ-12	закритий з 4-х сторін	355	6,4	3,7	1,5	Без пилопригнічення

15	620	ЕКГ-15	відкритий з 2-х сторін повністю	525	5,9	4,0	4,6	Без пилопригнічення
16	905	ЕКГ-5А	відкритий з 4-х сторін	370	2,4	2,3	3,4	Без пилопригнічення
17	760	ЕКГ-10	відкритий з 2-х сторін повністю	325	4,9	9,2	3,3	Зрошення автошляхів водою
18	900	ЕКГ-12	відкритий з 1-ї сторони	360	7,1	2,8	5,0	Без пилопригнічення
19	880	ЕКГ-10	закритий з 4-х сторін	425	5,6	0,9	3,4	Зрошення автошляхів водою
20	750	ЕКГ-5А	відкритий з 3-х сторін	350	3,6	11	3,6	Без пилопригнічення

Приклад розрахунку

Розрахувати обсяг твердих часток, що викидається з відкритих складів вугілля, а також інтенсивність викидів частинок вугілля зі складу якщо, кількість відвантаженого екскаватором ЕКГ-5А вугілля – 152 т/рік; висота розвантаження $h = 1,5$ м; вологість матеріалу $W=9\%$; швидкість вітру $V_v = 5$ м/с. Склад з площею основи 250 м^2 відкритий з 4-х сторін, засоби пригнічення пилу не застосовуються.

Розв'язання

1. Кількість вугільного пилу, що виділяється в процесі розвантаження вугілля:

$$M_N = q_n \cdot \Pi_y \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-6}, \text{ т/рік}$$

$$M_N = 0,32 \cdot 152 \cdot 0,3 \cdot 1,2 \cdot 0,6 \cdot 1 \cdot (1 - 0) \cdot 10^{-6} = 10,5 \cdot 10^{-6} \text{ т/рік}$$

2. Кількість твердих частинок, що здуваються з поверхні відкритих складів вугілля:

$$M_{\text{сд}} = 86,4 \cdot q_{\text{сд}} \cdot S_{\text{ск}} \cdot \gamma \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot K_6 \cdot (365 - T_{\text{сн}}) \cdot (1 - \eta), \text{ т/рік}$$

$$M_{\text{сд}} = 86,4 \cdot 0,1 \cdot 10^{-6} \cdot 250 \cdot 0,1 \cdot 0,3 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 1,45 \cdot (365 - 30) \cdot (1 - 0) = 0,037 \text{ т/рік}$$

3. Кількість пилу, що виділяється в атмосферу при відвантаженні вугілля одноковшовим екскаватором на відкритому вугільному складі:

$$M_E = q_y \cdot \Pi_y \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-6}, \text{ т/рік}$$

$$M_E = 1,93 \cdot 152 \cdot 0,3 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot (1 - 0) \cdot 10^{-6} = 105,6 \cdot 10^{-6}, \text{ т/рік}$$

4. Обсяг викидів твердих частинок в атмосферу з відкритих складів вугілля:

$$M_{CK} = M_N + M_{CD} + M_E, \text{ т/рік}$$

$$M_{CK} = 10,5 \cdot 10^{-6} + 0,037 + 105 \cdot 10^{-6} = 0,037, \text{ т/рік}$$

5. Інтенсивність викидів частинок вугільного пилу, що виділяється в процесі розвантаження вугілля

$$M_{CK}^N = \frac{q_n \cdot \Pi_y \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta)}{3600}, \text{ г/с}$$

$$M_{CK}^N = \frac{0,32 \cdot \frac{152}{8760} \cdot 0,3 \cdot 1,2 \cdot 0,6 \cdot 1 \cdot (1 - 0)}{3600} = 3,33 \cdot 10^{-7} \text{ г/с}$$

При розрахунку треба врахувати, що значення Π_y береться в т/годину.

6. Інтенсивність викидів твердих частинок, що здуваються з поверхні складів вугілля:

$$M_{CK}^{CD} = q_{CD} \cdot S_{CK} \cdot \gamma \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot K_6 \cdot (1 - \eta) \cdot 10^3, \text{ г/с}$$

$$M_{CK}^{CD} = 0,1 \cdot 10^{-6} \cdot 250 \cdot 0,1 \cdot 0,3 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 1,45 \cdot (1 - 0) \cdot 10^3 = 0,0013, \text{ г/с}$$

7. Інтенсивність викидів у процесі відвантаження вугілля зі складу:

$$M_{CK}^E = \frac{q_y \cdot \Pi_y \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta)}{3600}, \text{ г/с}$$

$$M_{CK}^E = \frac{1,93 \cdot \frac{152}{8760} \cdot 0,3 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot (1 - 0)}{3600} = 3,35 \cdot 10^{-6} \text{ г/с}$$

8. Інтенсивність викидів частинок вугілля зі складу:

$$g_{CK} = M_{CK}^N + M_{CK}^{CD} + M_{CK}^E, \text{ г/с}$$

$$g_{CK} = 3,33 \cdot 10^{-7} + 0,0013 + 3,35 \cdot 10^{-6} = 0,0013 \text{ г/с}$$



ПРАКТИЧНА РОБОТА 2

ВПЛИВ ГІРНИЧОЇ ДІЯЛЬНОСТІ НА НАВКОЛИШНЄ СЕРЕДОВИЩЕ. РОЗРАХУНОК ВИКИДІВ ШКІДЛИВИХ РЕЧОВИН ПІД ЧАС ТРАНСПОРТУВАННЯ ГІРНИЧОЇ МАСИ

Мета: набути навичок розрахунку викидів шкідливих речовин у повітря, що утворюються під час транспортування гірничої маси.

Тривалість: 4 години.

Порядок виконання роботи

1. Ознайомитися з теоретичною інформацією щодо факторів, які впливають на інтенсивність пилоутворення при транспортуванні гірничої маси.

2. Згідно з варіантом розрахувати обсяг викидів шкідливих речовин у повітря, що утворюються під час транспортування гірничої маси.

Інтенсивність пилоутворення при роботі автомашин, які транспортують гірничу масу, з місць видобутку до місць зберігання або збагачення, залежить від ряду факторів, серед яких виділяють: швидкості руху, вантажопідйомність вантажного автомобіля, стан доріг, а також матеріал верхнього покриття.

Швидкість руху. Зі збільшенням швидкості транспортного засобу зростає турбулентність повітряного потоку під колесами та за кузовом, що піднімає в повітря більшу кількість частинок ґрунту, породи та дорожнього пилу. Дослідження показують, що кількість пилу, піднятого з незасипаної дороги, може зростати пропорційно до швидкості в степені від 2 до 3. При зменшенні швидкості до 15–20 км/год на вологих дорогах пилоутворення скорочується в кілька разів.

Вантажопідйомність і маса автомобіля. Чим більша маса транспортного засобу (особливо повна маса з вантажем), тим вищий тиск на дорожнє покриття, що призводить до більш інтенсивного руйнування верхнього шару і відриву дрібних частинок. Важкі самоскиди (40–120 т) генерують значно більше пилу на 1 км пробігу порівняно з легкими вантажівками.

Стан доріг та матеріал верхнього покриття. На ґрунтових і гравійних дорогах без вологозбереження пилоутворення значно інтенсивніше, ніж на дорогах із твердим покриттям. Також на інтенсивність виділення пилу впливає вміст дрібнодисперсної фракції у верхньому шарі дороги та ступінь ущільнення матеріалу.

При роботі автомобільного транспорту забруднення атмосфери відбувається також через викиди шкідливих речовин під час роботи двигунів внутрішнього згорання.

Найбільш небезпечними із газоподібних викидів є шкідливі

речовини, що нормуються: оксиди азоту NO_x – сума NO та NO_2 у перерахунку на NO_2 ; оксид вуглецю – CO ; вуглеводні CH – пари незгорілого палива та мастила в перерахунку на $\text{CH}_{1,85}$; частинки – твердий фільтрат (вуглець – C) та аерозолі незгорілого палива та мастила.

На кар'єрних і відвальних дорогах обидва види забруднень (фугитивний пил + вихлопні гази) діють одночасно:

- пил створює локальні зони високої концентрації завислих частинок (TSP , PM_{10} , $\text{PM}_{2,5}$), які можуть адсорбувати на собі органічні та неорганічні сполуки з вихлопу;

- вихлопні гази додають токсичні компоненти (NO_x , CO , CH), що підсилюють негативний вплив на довкілля та здоров'я людей.

Розрахунок викидів твердих частинок під час руху транспортних засобів

Маса пилу, що утворюється на автошляхах під час руху автомобілів:

$$M_{\text{а,дв}}^{\text{п}} = 2 \cdot (q_{\text{вр}} \cdot K_{\text{с}} \cdot L_{\text{вр}} + q_{\text{ст}} \cdot K_{\text{с}} \cdot L_{\text{ст}}) \cdot n_{\text{рс}} \cdot (365 - T_{\text{сп}}) \cdot N_{\text{а}} \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-3}, \text{ т/рік} \quad (2.1)$$

де $q_{\text{вр}}$, $q_{\text{ст}}$ – питома виділення пилу при проходженні одним автомобілем 1 км відповідно тимчасової та стаціонарної дороги, кг/км (табл. 2.1);

$L_{\text{вр}}$, $L_{\text{ст}}$ – відповідно довжина тимчасових і стаціонарних доріг, км;

$n_{\text{рс}}$ – кількість рейсів автосамоскида на добу;

$T_{\text{сп}}$ – річне число днів із стійким сніговим покривом; Для південно-східної частини України приймаємо $T_{\text{сп}} = 30$ днів.

$N_{\text{а}}$ – число автосамоскидів, шт.;

η – ефективність засобів пилопригнічення (табл. 2.2). Якщо засоби пилопригнічення не застосовуються то $\eta = 0$.

$K_{\text{с}}$ – коефіцієнт, що враховує середню швидкість руху автосамоскидів на породному відвалі (табл. 2.3).

Таблиця 2.1 – Питоме виділення пилу на автошляхах під час руху автомобілів

Дорожнє покриття	Питома виділення породного пилу q_i , кг/км				
	БелАЗ-540А	БелАЗ-548А	БелАЗ-7509	БелАЗ-7512	БелАЗ-7521
Щебенева (Щ)	0,36	0,42	0,59	0,79	1,04
Грунтово-щебенева (ГЩ)	0,53	0,61	0,72	0,99	1,31
Грунтове на відвалі (ГВ)	0,71	0,85	1,01	1,38	1,84

Таблиця 2.2 – Ефективність пилопригнічення

Джерело виділення пилу	Спосіб пригнічення пилу	Ефективність, η
Автотранспорт	Зрошення автошляхів водою	0,65-0,90
	Зрошення автошляхів зв'язуючими речовинами	0,90-0,98

Таблиця 2.3 – Значення коефіцієнта K_c залежно від середньої швидкості руху автосамоскида

Середня швидкість руху автосамоскида, $V_{дв}$, км/год	5-9	10-19	20-29	>30
Коефіцієнт K_c	0,6	1	2	3,5

Інтенсивність виділення пилу під час руху автомобіля визначається за формулою:

$$g_n^a = \frac{2 \cdot (q_{вр} \cdot K_c \cdot L_{вр} + q_{ст} \cdot K_c \cdot L_{ст}) \cdot n_{рг} \cdot (1 - \eta)}{3,6}, \text{ г/с} \quad (2.2)$$

де $n_{рг}$ – кількість рейсів автосамоскида на годину.

Маса пилу, що здувається з поверхні матеріалу, що транспортується автосамоскидами:

$$M_{сд}^n = 3,6 \cdot q_{сд} \cdot S_j \cdot N_a \cdot \tau_{тр} \cdot n_{рг} \cdot K_1 \cdot K_{об} \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-3}, \text{ т/рік} \quad (2.3)$$

де $q_{сд}$ – питома маса твердих частинок, що здуваються з 1 м² поверхні гірничої маси, що транспортується в кузові, г/м²·с; $q_{сд} = 0,003$ г/м²·с;

S_j – площа поверхні матеріалу, що транспортується в кузові, м² (табл. 2.4);

$\tau_{тр}$ – середня тривалість рейсу, год;

K_1 – коефіцієнт, що враховує вологість матеріалу (табл. 2.5);

$K_{об}$ – коефіцієнт, що враховує швидкість обдування гірничої маси під час транспортування (табл. 2.6);

$n_{рг}$ – число рейсів на рік.

Таблиця 2.4 – Площа поверхні матеріалу, що транспортується в кузові

Транспортний засіб	БелАЗ-540А	БелАЗ-548А	БелАЗ-7509	БелАЗ-7512	БелАЗ-7521
S_j , м ²	14	17	31	42	52

Таблиця 2.5 – Коефіцієнт K_1 , що враховує вологість матеріалу

Вологість матеріалу, W , %	до 0,5	0,6-1	1,1-3	3,1-5	5,1-7	7,1-8	8,1-9	9,1-10	>10
K_1	2	1,5	1,3	1,2	1	0,7	0,3	0,2	0,1

Таблиця 2.6 – Коефіцієнт, що враховує швидкість обдування гірничої маси під час транспортування

Швидкість обдування $V_{об}$, м/с	2-3,99	4-5,99	6-7,99	8-9,99	10-11,99	12-13,99	>14
Коефіцієнт $K_{об}$	1,0	1,13	1,26	1,38	1,5	1,62	1,74

Швидкість обдування матеріалу визначається за формулою:

$$V_{об} = \sqrt{\frac{V_{в} \cdot V_{дв}}{3,6}}, \text{ м/с} \quad (2.4)$$

де $V_{в}$ – швидкість вітру, м/с;

$V_{дв}$ – швидкість руху транспортного засобу, км/год.

Розрахунок викидів шкідливих речовин під час спалювання палива у двигунах автомобілів чи тепловозів

При роботі автомобіля можна виділити три режими роботи двигуна:

- холостий хід: при завантаженні, в очікуванні та на спуску;
- повне використання потужності двигуна: при русі на підйом та при русі навантаженого автомобіля по горизонтальних та пологих ділянках траси на відвалі;
- часткове (приблизно 50%) використання потужності двигуна – при русі всіх видів автомобілів по горизонтальних ділянках траси у порожньому стані.

Маса річного викиду шкідливих речовин від спалювання палива в двигунах автомобілів розраховується за формулою:

$$M_a^r = \sum_{i=1}^n q_{cp} \cdot T \cdot N_a \cdot k_{TC} \cdot 10^{-3}, \text{ т/рік} \quad (2.5)$$

де n – загальна кількість домішок (оксиду вуглецю, оксидів азоту, вуглеводнів і сажі), що викидаються в атмосферу;

i – вид домішки ($i = 1, \dots, n$);

T – кількість годин роботи автомобіля, год/рік;

N_a – кількість працюючих автомобілів, шт.;

k_{TC} – коефіцієнт, що залежить від тривалості експлуатації та технічного стану (для автосамоскидів з терміном експлуатації менше двох років приймається рівним 1, при терміні експлуатації понад два роки

приймається рівним 1,2);

q_{cp} – усереднений питомий викид i -ї шкідливої речовини під час роботи двигунів на k -тому режимі дизельних двигунів автомобілів.

$$q_{cp} = \sum_{i=1}^m q_{ik} \cdot t_k, \text{ кг/годину} \quad (2.6)$$

де m – число режимів роботи двигуна;

q_{ik} – питомий викид i -ї речовини на k -тому режимі роботи двигуна (табл. 2.7), кг/годину;

t_k – частка часу роботи двигуна на k -тому режимі, частки од.

Розподіл часу роботи дизельних двигунів при різних навантажувальних режимах роботи автосамоскидів:

- Холостий хід – 40%.
- При 50% потужності – 15%.
- Максимальна потужність – 45%.

Таблиця 2.7 – Питомі викиди шкідливих речовин дизельними двигунами автомобілів марки БелАЗ

Марка самоскиду	Шкідлива речовина	q_{ik} кг/год, при різних режимах роботи		
		холостий хід	при 50% потужності	максимальна потужність
БелАЗ-540А	СО	0,16	0,219	0,519
	NO _x	0,115	0,963	1,767
	СН	0,044	0,087	0,161
	С	0,005	0,024	0,052
БелАЗ-548А	СО	0,190	0,261	0,617
	NO _x	0,130	1,148	2,105
	СН	0,052	0,104	0,192
	С	0,009	0,034	0,052
БелАЗ-7509	СО	0,371	0,488	0,895
	NO _x	0,254	2,148	3,398
	СН	0,098	0,195	0,358
	С	0,017	0,053	0,116
БелАЗ-7512	СО	0,494	1,081	1,108
	NO _x	0,363	2,66	4,876
	СН	0,121	0,242	0,443
	С	0,023	0,079	0,144
БелАЗ-7521	СО	0,874	1,413	1,961
	NO _x	0,642	4,706	8,605
	СН	0,214	0,427	0,804
	С	0,069	0,139	0,255

Завдання. Визначити масу та максимальну інтенсивність надходження шкідливих домішок в атмосферу при транспортуванні гірничої маси. Кількість робочих днів на рік – 260. Кількість змін на день – 1. Дані для розрахунків наведено в таблиці 2.8. Вологість матеріалу та швидкість вітру прийняти з практичної роботи №1. Термін експлуатації самоскидів понад 2-х років.

Таблиця 2.8 – Вихідні дані для розрахунків

№	Вид транспорту	Кількість автомобілів, од.	Довжина тимчасової дороги, км	Довжина стаціонарної дороги, км	Покриття дороги тимчасової/стаціонарної
0	БелАЗ-540А	25	2,1	2,0	ГВ/ГЩ
1	БелАЗ-548А	28	1,8	1,8	Щ/ГЩ
2	БелАЗ-7509	31	2,5	2,4	Щ/ГЩ
3	БелАЗ-548А	25	2,3	2,1	ГВ/ГЩ
4	БелАЗ-7512	30	2,0	2,6	ГВ/ГЩ
5	БелАЗ-7509	26	2,4	2,0	Щ/ГЩ
6	БелАЗ-7521	29	2,2	2,2	Щ/ГЩ
7	БелАЗ-540А	32	1,9	1,7	ГВ/ГЩ
8	БелАЗ-7512	24	1,7	2,4	ГВ/ГЩ
9	БелАЗ-7521	29	2,1	2,0	Щ/ГЩ
10	БелАЗ-540А	27	2,3	1,9	Щ/ГЩ
11	БелАЗ-7521	30	2,4	2,2	Щ/ГЩ
12	БелАЗ-7509	26	1,6	2,3	ГВ/ГЩ
13	БелАЗ-7521	23	2,6	2,5	ГВ/ГЩ
14	БелАЗ-7512	33	1,7	1,8	Щ/ГЩ
15	БелАЗ-540А	21	1,9	2,5	Щ/ГЩ
16	БелАЗ-7521	28	2,2	2,4	ГВ/ГЩ
17	БелАЗ-7509	22	2,5	2,3	Щ/ГЩ
18	БелАЗ-548А	32	2,0	2,1	Щ/ГЩ
19	БелАЗ-7521	27	1,8	1,9	ГВ/ГЩ
20	БелАЗ-7512	31	1,6	2,5	Щ/ГЩ

Таблиця 2.9 – Вихідні дані для розрахунків

№	Число рейсів автомобіля за зміну	Середня швидкість, км/год	Засіб зрощення автодоріг	Тривалість робочого дня
0	6	21	вода	8
1	9	28	ЗВ	12
2	6	36	вода	10
3	9	23	ЗВ	8
4	7	35	вода	12
5	10	29	ЗВ	10
6	6	24	вода	8
7	8	33	ЗВ	10
8	10	27	ЗВ	12
9	6	22	вода	10
10	8	37	ЗВ	12
11	7	25	вода	10
12	9	23	вода	10
13	6	26	ЗВ	8
14	10	29	вода	12
15	7	24	ЗВ	8
16	9	36	вода	10
17	8	22	ЗВ	12
18	7	24	ЗВ	8
19	10	38	вода	12
20	8	35	ЗВ	8

ЗВ – зв'язуюча речовина

Приклад розрахунку Варіант 0

1. Маса пилу, що утворюється на автошляхах під час руху автомобілів:

$$M_{a,дв}^n = 2 \cdot (q_{вр} \cdot K_C \cdot L_{вр} + q_{ст} \cdot K_C \cdot L_{ст}) \cdot n_{рс} \cdot (365 - T_{ст}) \cdot N_a \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-3}, \text{ т/рік}$$

$$M_{a,дв}^n = 2 \cdot (0,71 \cdot 2 \cdot 2,1 + 0,53 \cdot 2 \cdot 2) \cdot 6 \cdot (365 - 30) \cdot 25 \cdot (1 - 0,8) \cdot 10^{-3} = 102,55 \text{ т/рік}$$

2. Інтенсивність виділення пилу під час руху автомобіля визначається за формулою:

$$g_n^a = \frac{2 \cdot (q_{вр} \cdot K_C \cdot L_{вр} + q_{ст} \cdot K_C \cdot L_{ст}) \cdot n_{рс} \cdot (1 - \eta)}{3,6}, \text{ г/с}$$

$$g_n^a = \frac{2 \cdot (0,71 \cdot 2 \cdot 2,1 + 0,53 \cdot 2 \cdot 2) \cdot \frac{6}{8} \cdot (1 - 0,8)}{3,6} = 0,43 \text{ г/с}$$

3. Маса пилу, що здувається з поверхні матеріалу, що транспортується автосамоскидами:

$$M_{\text{сд}}^n = 3,6 \cdot q_{\text{сд}} \cdot S_j \cdot N_a \cdot \tau_{\text{тр}} \cdot n_{\text{пр}} \cdot K_l \cdot K_{\text{об}} \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-3}, \text{ т/рік}$$

$$M_{\text{сд}}^n = 3,6 \cdot 0,003 \cdot 14 \cdot 25 \cdot 1,05 \cdot 1560 \cdot 0,3 \cdot 1,13 \cdot (1 - 0,8) \cdot 10^{-3} = 0,42 \text{ т/рік}$$

4. Тривалість рейсу:

$$\tau_{\text{тр}} = \frac{L_{\text{вп}} + L_{\text{с}}}{V_{\text{дв}}} = \frac{2,1 + 2,0}{21} = 1,05 \text{ год.}$$

5. Швидкість обдування матеріалу визначається за формулою:

$$V_{\text{об}} = \sqrt{\frac{V_{\text{в}} \cdot V_{\text{дв}}}{3,6}}, \text{ м/с}$$

$$V_{\text{об}} = \sqrt{\frac{5 \cdot 21}{3,6}} = 5,4 \text{ м/с}$$

6. Усереднений питомий викид і-ї шкідливої речовини під час роботи двигунів на к –тому режимі дизельних двигунів автомобілів.

$$q_{\text{ср}} = \sum_{i=1}^m q_{ik} \cdot t_k, \text{ кг/год.}$$

$$q_{\text{CO}} = 0,16 \cdot 0,4 + 0,219 \cdot 0,15 + 0,519 \cdot 0,45 = 0,33 \text{ кг/год.}$$

$$q_{\text{NO}_x} = 0,115 \cdot 0,4 + 0,963 \cdot 0,15 + 1,767 \cdot 0,45 = 0,99 \text{ кг/год.}$$

$$q_{\text{CH}} = 0,044 \cdot 0,4 + 0,087 \cdot 0,15 + 0,161 \cdot 0,45 = 0,1 \text{ кг/год.}$$

$$q_{\text{C}} = 0,005 \cdot 0,4 + 0,024 \cdot 0,15 + 0,052 \cdot 0,45 = 0,029 \text{ кг/год.}$$

7. Маса річного викиду шкідливих речовин від спалювання палива в двигунах автомобілів:

$$M_a^r = \sum_{i=1}^n q_{\text{ср}} \cdot T \cdot N_a \cdot k_{\text{тс}} \cdot 10^{-3}, \text{ т/рік}$$

$$M_a^r = (0,33 + 0,99 + 0,1 + 0,029) \cdot 8 \cdot 260 \cdot 25 \cdot 1,2 \cdot 10^{-3} = 90,42 \text{ т/рік}$$



ПРАКТИЧНА РОБОТА 3

РОЗРАХУНОК ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ МЕХАНІЧНОГО ОЧИЩЕННЯ ВОД ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ КОМБІНАТІВ

Мета: навчитися розраховувати параметри пісколовок та відстійників, що використовуються для механічного очищення вод збагачувальних комбінатів.

Тривалість: 4 години.

Порядок виконання роботи

1. Ознайомитися з теоретичним матеріалом.
2. Згідно з варіантом розрахувати параметри горизонтальної пісколовки та горизонтального відстійника, які використовують для механічного очищення стічних вод збагачувального комбінату.

Стічні води збагачувальних фабрик містять суміш нерозчинних і розчинених компонентів, що утворюються під час дроблення, подрібнення, флотації, гравітаційного та інших методів збагачення. Основні домішки поділяють на декілька груп:

1. Мінеральні завислі речовини (тверда фаза) – уламки руди, породи, глинисті частинки, мул, шлами, пісок і дрібні зерна корисних копалин
2. Розчинені мінеральні речовини – сульфати (SO_4^{2-}), карбонати (CO_3^{2-}), хлориди (Cl^-), іони важких металів (Fe^{2+} , Cu^{2+} , Zn^{2+} , Pb^{2+} , Mn^{2+}).
3. Маслянисті та органічні домішки
4. Хімічні речовини – здебільшого, це реагенти – флокулянти та коагулянти, які застосовуються під час збагачення – ксантати, жирні кислоти, соснове масло, спирти, вапно, полімери, сірчаноокислі солі, вапнякове молоко ($\text{Ca}(\text{OH})_2$), солі натрію та кальцію.
5. Важкі метали та токсичні компоненти – ціаніди, сульфіді, миш'як, ртуть, кадмій та інші.

Механічне очищення стічних вод застосовується для виділення з води нерозчинених мінеральних та органічних домішок. У більшості випадків механічне очищення є попереднім (грубим) очищенням, перед іншими способами.

Для механічного очищення стічних вод збагачувальних фабрик використовують обладнання, яке призначене для видалення з води нерозчинних механічних домішок (частинок руди, піску, глини, шламів). До такого обладнання відносять:

1. Решітки та сита – застосовуються на початковому етапі очищення для видалення великих механічних домішок (каміння, деревини, шматків руди).

2. Пісכולовки – застосовуються для осадження важких мінеральних частинок (піску, уламків руди). Бувають горизонтальні, вертикальні, кругові.

3. Відстійники – застосовуються для осадження суспензійних частинок (глина, дрібні рудні частки) з розміром фракцій > 0,1 мм. Виділяють радіальні (круглі басейни з механічними скребками) та прямокутні відстійники.

4. Гідроциклони – призначені для розділення твердої фази та води за допомогою відцентрової сили. Використовуються при високій концентрації шламів.

5. Шламові басейни або згущувачі – застосовуються для додаткового осадження тонких фракцій (глини, мулу).

6. Піщані та гравійні фільтри грубого очищення – застосовуються для видалення залишкових завислих речовин перед повторним використанням води або скиданням їх у навколишнє середовище.

Таблиця 3.1 – Характеристики апаратів механічного очищення

Апарат	Розмір уловлюваних частинок, мкм	Концентрація до очищення, мг/л	Концентрація після очищення, мг/л
Решітки та сита	1600	0,5-2	-
Пісכולовки	250-200	500	-
Відстійники	50-30	500-300	150-100
Гідроциклони	50-10	20-5	2-0,5
Фільтри	1-0,1	350-10	3,5-3

Розрахунок параметрів горизонтальної пісכולовки

1. Площа перерізу пісכולовки, м²:

$$F = \frac{Q}{v \cdot n} \quad (3.1)$$

Q – витрата стічних вод, м³/с;

v – середня швидкість руху води, для розрахунку приймаємо 0,2 м/с;


n – кількість відділень.

2. Довжину пісכולовки (м) обчислюють за формулою:

$$L = k \cdot \frac{h_1}{u_0} \cdot v \quad (3.2)$$

h₁ – висота проточної частини, м;

u₀ – гідравлічна крупність піску розрахункового діаметра, м/с;



k – коефіцієнт, що враховує вплив турбулентності та інших факторів на роботу пісколовок.

3. Коефіцієнт, що враховує вплив турбулентності та інших факторів на роботу пісколовок:

$$k = \frac{u_0}{\sqrt{u_0^2 - 0,0025 \cdot v^2}} \quad (3.3)$$

4. Ширина пісколовки, м:

$$B = \frac{F}{h_1} \quad (3.4)$$

5. Загальна висота пісколовки, м:

$$H = h_1 + h_2 + h_3 + h_4 \quad (3.5)$$

h_2, h_3, h_4 – відповідно висота шару піску, надводної частини та прямки.

Для розрахунків приймаємо:

$$h_2 = h_3 = \frac{h_1}{2}$$
$$h_4 = h_1$$

Розрахунок параметрів горизонтального відстійника

1. Швидкість осадження (м/с) частинок у відстійнику (для дрібних частинок сферичної форми, що осідають у ламінарному режимі та в нестиснених умовах (критерій Архімеда $Ar \leq 3,6$) можна розрахувати за рівнянням Стокса:

$$v_{oc} = \frac{(\rho_{ч} - \rho_{р}) \cdot d_{ч}^2 \cdot g}{18 \cdot \mu} \quad (3.6)$$

де $\rho_{ч}$ – щільність частинок, що осідають, кг/м³;

$\rho_{р}$ – густина рідини, кг/м³; для розрахунків приймаємо 1020 кг/м³;

$d_{ч}$ – мінімальний еквівалентний діаметр частинок, що осідають у відстійнику, м;

g – прискорення вільного падіння, що дорівнює 9,81 м/с²;

μ – динамічна в'язкість рідини, приймаємо 10⁻³ Па·с.

2. Робочий об'єм відстійника (м³) визначаємо за формулою:

$$V_B = Q \cdot t \quad (3.7)$$

Q – витрата стічних вод, м³/год;

t – час відстоювання, с; для розрахунку приймаємо 2 години.

3. Ширина відстійника, м:

$$B_B = \frac{Q}{v_B \cdot H} \quad (3.8)$$

v_B – швидкість руху стічних вод у відстійнику, що приймається рівною 0,005 м/с;

H – глибина горизонтального відстійника, приймаємо рівною 3,2 м.

4. Довжина відстійника, м:

$$L_B = \frac{V_B}{B_B \cdot H} \quad (3.9)$$

Днище відстійника виконується з ухилом до приямки не менше 0,005; висота нейтрального шару приймається рівною 0,3 м над поверхнею осаду; для вторинних відстійників має бути врахована глибина шару мулу, що дорівнює 0,3-0,5 м.

Завдання: розрахувати параметри горизонтальної пісколовки та горизонтального відстійника, які використовують для механічного очищення стічних вод збагачувальної фабрики. Вихідні дані для розрахунку наведено в таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 – Вихідні дані для розрахунку параметрів горизонтальної пісколовки та горизонтального відстійника

Варіант	Q, м ³ /год	n	h ₁ , м	u ₀ , мм/с	d _ч , мкм	ρ _ч , кг/м ³
0	350	2	0,7	30,4	50	1650
1	575	3	0,5	28,3	55	1850
2	490	3	1,0	33,8	45	1600
3	620	2	0,7	42,4	60	1800
4	500	1	0,6	46,1	45	1950
5	680	2	0,9	24,8	55	1700
6	320	1	0,8	44,8	40	2000
7	700	3	0,6	34,9	45	1850
8	760	3	1,0	48,5	40	1500
9	300	2	0,6	23,5	60	1750
10	660	3	1,0	47,3	55	1650
11	525	1	1,0	41,2	35	1600
12	380	1	0,8	29,5	50	1900
13	800	3	0,7	35,8	60	2000

14	430	2	0,7	45,9	60	1750
15	600	2	0,8	25,9	35	1550
16	730	1	0,9	43,6	40	1800
17	400	2	1,1	32,7	55	1950
18	640	1	0,5	36,7	35	2050
19	460	3	0,9	27,1	50	1900
20	550	1	0,8	31,6	30	1500

Приклад розрахунку Варіант 0

1. Площа перерізу пісколовки, м²:

$$F = \frac{Q}{v \cdot n} = \frac{0,097}{0,2 \cdot 2} = 0,24 \text{ м}^2$$

Для розрахунку витрату стічних вод Q переводимо у м³/с.

2. Коефіцієнт, що враховує вплив турбулентності та інших факторів на роботу пісколовки:

$$k = \frac{u_0}{\sqrt{u_0^2 - 0,0025 \cdot v^2}} = \frac{0,03}{\sqrt{0,03^2 - 0,0025 \cdot 0,2^2}} = 1$$

Для розрахунку гідравлічну крупність u_0 переводимо у м/с.

3. Довжина пісколовки (м):

$$L = k \cdot \frac{h_1}{u_0} \cdot v = 1 \cdot \frac{0,7}{0,03} \cdot 0,2 = 4,7 \text{ м}$$

4. Ширина пісколовки, м:

$$B = \frac{F}{h_1} = \frac{0,24}{0,7} = 0,3 \text{ м}$$

5. Загальна висота пісколовки, м:

$$h_2 = h_3 = \frac{0,7}{2} = 0,35 \text{ м}$$

$$h_4 = h_1 = 0,7 \text{ м}$$

$$H = h_1 + h_2 + h_3 + h_4 = 0,7 + 0,35 + 0,35 + 0,7 = 2,1 \text{ м}$$

6. Швидкість осадження (м/с) частинок у відстійнику:

$$v_{oc} = \frac{(1650 - 1020) \cdot (50 \cdot 10^{-6})^2 \cdot 9,81}{18 \cdot 10^{-3}} = 0,0009 \text{ м/с}$$

7. Робочий об'єм відстійника (м³):

$$V_B = Q \cdot t = 350 \cdot 2 = 700 \text{ м}^3$$

8. Ширина відстійника, м:

$$B_B = \frac{Q}{v_B \cdot H} = \frac{0,097}{0,005 \cdot 3,2} = 6,06 \text{ м}$$

9. Довжина відстійника, м:

$$L_B = \frac{V_B}{B_B \cdot H} = \frac{700}{6,06 \cdot 3,2} = 36,1 \text{ м}$$



ПРАКТИЧНА РОБОТА 4

РОЗРАХУНОК ОБСЯГУ ПУСТОЇ ПОРОДИ ТА ТЕХНОГЕННОГО ПІДЗЕМНОГО ПРОСТОРУ, ЩО УТВОРЮЄТЬСЯ ПРИ ПІДЗЕМНОМУ СПОСОБІ ВИДОБУТКУ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Мета: опанувати методику розрахунку обсягу пустої породи та техногенного підземного простору, що утворюється при підземному способі видобутку корисних копалин.

Тривалість: 4 години.

Порядок виконання роботи

1. Ознайомитися з теоретичним матеріалом.
2. Згідно з варіантом розраховувати річний обсяг створеного техногенного підземного простору та річний обсяг пустої породи, що утворюється в шахті.

4.1. Техногенний підземний простір

У процесі проведення гірничих виробок, видобутку корисних копалин і обвалення порід у вугільних шахтах формується техногенний підземний простір, площа якого може сягати десятків кілометрів залежно від масштабу підприємства.


Залежно від способу утворення розрізняють два типи техногенного простору:

- **оперативний** – формується під час очисних робіт і проходки виїмкових виробок;
- **стратегічний** – виникає внаслідок проведення капітальних і підготовчих виробок.

Повторне використання відпрацьованого простору шахт є економічно доцільним, адже не потребує значних витрат на будівництво нових об'єктів. Таке рішення можна розглядати як «друге життя» шахт і гірничих виробок. Воно має соціальне значення: забезпечує робочі місця в регіонах, створює можливості для надання послуг та отримання додаткового прибутку за рахунок оренди підземних приміщень.

Окрім цього, популярність використання відпрацьованого простору шахт, пояснюється стабільними природними умовами під землею – постійна температура, відносна вологість і захист від атмосферних коливань створюють оптимальні умови для виробництва, зберігання, або вирощування сільськогосподарських рослин.

Техногенний простір шахт можна використовувати в різних напрямках. Так, вироблені гірничі виробки часто використовуються для безпечного розміщення промислових і побутових відходів, у тому числі токсичних і радіоактивних. Такий спосіб дозволяє мінімізувати негативний



вплив на поверхню та зменшити площі зайнятих земель. Для цього застосовують спеціальні технології ізоляції (гідроізоляція, герметизація), щоб уникнути забруднення підземних вод.

Великі об'єми виробленого простору придатні для зберігання природного газу, нафти або продуктів їх переробки. Це особливо актуально для енергетичної безпеки країни, оскільки дозволяє створювати стратегічні запаси. Приклад – підземні газосховища, які підтримують стабільність енергопостачання в пікові періоди.

Якщо провести ретельну гідроізоляцію і санітарну обробку, то вироблені порожнини можна використовувати як резервуари для води – наприклад, для питного водопостачання або для технологічних потреб підприємств.

Великі глибини шахт мають підвищену температуру, що відкриває можливість використання геотермальної енергії для опалення промислових та житлових об'єктів. Система теплообміну може використовувати воду шахт для передачі тепла.

Постійна температура і вологість у шахтних виробках створюють умови для підземного вирощування грибів (печериць) або навіть деяких овочів, що дозволяє організовувати агропромислове виробництво на закритих шахтах.

Деякі шахти переобладнують під туристичні маршрути, музеї або екстрим-парки. Це дозволяє зберегти історичну спадщину гірничої промисловості та створити нові робочі місця в регіоні.

Під час оцінки можливостей використання техногенного підземного простору на діючому гірничому підприємстві обов'язково визначають річний обсяг утвореного підземного простору.

Фактичний обсяг капітальних та підготовчих гірничих виробок, який становить стратегічний техногенний простір, розраховується за формулою:

$$V_{KB} = \sum_{i=1}^n L_{KBi} \cdot S_{KB} \cdot k_1, \text{ м}^3 \quad (4.1)$$

L_{KBi} – довжина i -ої виробки, м;

S_{KB} – площа поперечного перерізу i -ої виробки у проходці, м^2 ;

k_1 – коефіцієнт, що враховує зменшення площі поперечного перерізу капітальної виробки в результаті обвалення (табл. 4.1.).

Річний обсяг утвореного виробленого простору (оперативний техногенний простір) визначається за формулою:

$$V_{ГВ} = \sum_{i=1}^n L_{ПВи} \cdot S_{ПВи} \cdot k_2 + \sum_{i=1}^m v_{O3i} \cdot l_{O3i} \cdot m_{Bi} \cdot k_{CBi}, \text{ м}^3 \quad (4.2)$$

$L_{пвi}$, $S_{пвi}$ – довжина та площа поперечного перерізу проведеної і-ої виїмкової виробки в проходці, відповідно, м, м²;

k_2 – коефіцієнт, що враховує зменшення площі поперечного перерізу виїмкової виробки в результаті обвалення (табл. 4.1.);

$v_{озі}$ – річний рух лінії очисного вибою і-ої лави, м;

$l_{озі}$ – довжина і-ої лави, м;

$m_{вi}$ – потужність пласта, що виймається, в і-ій лаві, м;

$k_{свi}$ – коефіцієнт, що враховує вільний простір після опускання (обвалення) покрівлі в і-ій лаві (табл. 4.2.).

Таблиця 4.1 – Значення коефіцієнтів, що враховують зменшення площі поперечного перерізу виїмкової виробки в результаті обвалення

Глибина ведення робіт, м	до 500	501-800	801-1000	понад 1000
k_1	0,95	0,92	0,87	0,85
k_2	0,8	0,75	0,7	0,65

Таблиця 4.2 – Коефіцієнт, що враховує вільний простір після опускання (обвалення) покрівлі в лаві

Спосіб управління покрівлею	$k_{св}$
Камерний спосіб очисної виїмки	1
Утримання покрівлі на цілком (вогнище)	0,7-0,8
Часткова закладка, часткове обвалення	0,2-0,3
Повне обвалення	0,1-0,15

4.2. Пуста порода, що утворюється при веденні гірничих робіт

Пуста порода, яка утворюється під час ведення гірничих робіт, зазвичай називається відвалом або породою відвалу. Вона належить до категорії відходів гірничого виробництва і складається з матеріалів, які не містять економічно цінних корисних копалин:

- уламки гірських порід, що не містять корисних копалин;
- породу, яку видаляють для доступу до рудних тіл;
- матеріал, що залишився після збагачення корисних копалин (частково).

Джерела утворення пустої породи:

- проведення гірничих виробок (польових та пластових);
- ремонт і відновлення гірничих виробок, коли частина породи витягується для відновлення або розширення стінок і тунелів.
- ведення очисних робіт, під час яких утворюються уламки порід і залишки від збагачення.

Шахтну породу можна використовувати у різних напрямках:

- 1) повна або часткова засипка гірничих виробок для підтримки стійкості шахтних стінок і покрівлі;
- 2) як насипний матеріал, для зміцнення укосів, створення дамб і захисних насипів;

3) для відновлення ландшафтів після видобутку корисних копалин, вирівнювання ґрунтів, заповнення кар'єрів і створення штучних пагорбів або платформ;

4) як сировина для цементної або будівельної промисловості, для виробництва щебеню, піску або блоків для дорожніх насипів.

Обсяг породи, що утворюється від проведення гірничих виробок визначається за формулою:

$$V_{\Pi} = \sum_{i=1}^n l_{ni} \cdot S_{ni} + \sum_{i=1}^m l_{\text{плі}} \cdot (S_{\text{прі}} - S_{\text{ві}}), \text{ м}^3 \quad (4.3)$$

$l_n, S_{\text{пр}}$ – довжина і-ої польової виробки та площа поперечного перерізу в проходці відповідно, м, м²;

$l_{\text{пл}}$ – довжина і-ої пластової виробки, м;

S_n – площа поперечного перерізу і-ої пластової виробки в проходці, м²;

$S_{\text{в}}$ – площа вугільного вибою, м².

Площі поперечних перерізів виробок встановлюються за шахтними даними згідно з паспортом проведення та кріплення конкретної виробки. За відсутності таких даних приймаються такі значення:

- капітальна (підготовча) виробка $S_{\text{пр}} = 19-20 \text{ м}^2$;

- виїмкова (дільнична) виробка $S_{\text{пр}} = 15-17 \text{ м}^2$.

Площа вугільного вибою визначається за формулою:

$$S_{\text{в}} = m_{\Gamma} \cdot B_{\text{в}}, \text{ м}^2 \quad (4.4)$$

m_{Γ} – геологічна потужність вугільного пласта в підготовчій виробці, м;

$B_{\text{в}}$ – ширина підготовчого вибою в проходці, м; $B_{\text{в}}=6$ м для капітальної виробки; $B_{\text{в}}=4,8-5,2$ м для дільничної виробки.

Обсяг утворення породи при веденні очисних робіт визначається за формулою:

$$V_{\text{оч}} = \sum_{i=1}^n \frac{0,01 \cdot Q_i \cdot A_{\text{екс}}^c}{\gamma_n}, \text{ м}^3 \quad (4.5)$$

де Q_i – річний видобуток вугілля в і-ій лаві, т;

$A_{\text{екс}}^c$ – експлуатаційна зольність вугілля, що видобувається в і-ій лаві, %;

γ_n – середня об'ємна маса породи, т/м³.

Об'єм породи, що утворюється від ремонту та відновлення гірських виробок встановлюється за фактичними даними шахти.

За відсутності таких даних річний обсяг утвореної породи визначається за формулою:

$$V_{\text{рем}} = L_{\text{КВ}} \cdot P_{\text{КВ}} + L_{\text{УВ}} \cdot P_{\text{УВ}}, \text{ м}^3 \quad (4.6)$$

де $L_{\text{КВ}}$, $L_{\text{УВ}}$ – сумарна довжина капітальних і дільничних виробок, відповідно, м;

$P_{\text{КВ}}$, $P_{\text{УВ}}$ – питомий обсяг породи, що утворюється, при перекріпленні капітальних та дільничних виробок, відповідно, $\text{м}^3/\text{м}$ (таблиця 4.3).

Таблиця 4.3 – Питомий обсяг породи, що утворюється при перекріпленні виробок

Глибина ведення робіт, м	до 500	501-800	801-1000	понад 1000
Капітальні виробки	0,15	0,3	0,50	0,75
Виїмкові виробки	1,0	1,5	1,75	2,0

Завдання: розраховувати річний обсяг створеного техногенного підземного простору та річний обсяг пустої породи, що утворюється в шахті. Глибина ведення робіт 800 м. За результатами розрахунків заповнити таблицю 4.4.-4.5 та зробити висновок. Вихідні дані для розрахунку наведено в таблиці 4.6-4.8.

Таблиця 4.4 – Розрахований річний обсяг утворення породи в шахті

Гірничі роботи	Обсяг утвореної породи,	
	м^3	%
Проведення виробок		
Очисні роботи		
Ремонт капітальних виробок		
Разом		

Таблиця 4.5 – Розрахований річний обсяг створеного техногенного простору в шахті

Тип виробок	Обсяг створеного техногенного простору, м^3	
	стратегічний	оперативний
Капітальні підготовчі		
Виїмкові (підготовчі)		
Очисний забій		
Разом		
Всього		

Таблиця 4.6 – Параметри польових та пластових виробок

№	Параметри польових виробок		Параметри пластових виробок				Загальна потужність пласта, м
	Довжина, м		Довжина, м				
	1 капітальна	2 капітальна	1 капітальна	2 дільнична	3 дільнична	4 дільнична	
0	350	375	310	525	550	675	1,54
1	390	415	370	572	640	795	1,36
2	410	395	382	520	625	735	1,17
3	385	425	364	590	665	745	1,1
4	410	430	404	558	664	760	1,22
5	405	390	378	525	620	708	1,38
6	365	435	400	588	680	786	1,12
7	415	420	361	547	660	715	1,27
8	395	385	410	536	682	755	1,57
9	400	415	395	515	610	705	1,20
10	360	420	420	576	670	785	1,10
11	395	440	359	542	630	777	1,47
12	380	380	413	536	645	720	1,15
13	385	410	374	595	685	790	1,35
14	375	430	415	510	605	700	1,40
15	390	425	390	574	675	768	1,13
16	400	375	347	570	635	740	1,45
17	370	405	405	530	650	725	1,21
18	405	435	367	585	600	750	1,34
19	420	370	386	500	655	710	1,25
20	355	400	335	569	617	730	1,46

Таблиця 4.7 – Параметри очисних забоїв

№	Назва забою	Довжина забою, м	Виймаєма потужність, м	Річне просування, м	Річний видобуток, т	$A_{екс}^c$, %	γ_n , т/м ³
0	1 північна лава	275	1,67	1050	675000	37,1	2,4
	2 південна лава	275		180	115000		
	2 північна лава	250		160	93500		
1	1 південна лава	200	1,63	250	660000	35,0	2,3
	2 південна лава	210		500	800000		
	1 північна лава	220		320	95000		
2	1 південна лава	215	1,61	630	500000	33,4	2,5
	2 південна лава	220		270	290000		
	1 північна лава	230		470	300000		
3	1 південна лава	235	1,54	590	520000	37,2	2,3
	2 південна лава	240		900	715000		

	1 північна лава	200		1200	900000		
4	1 південна лава	250	1,11	350	290000	37,0	2,5
	2 південна лава	200		620	505000		
	1 північна лава	255		370	130000		
5	1 південна лава	270	1,17	490	500000	33,4	2,4
	2 південна лава	265		250	240000		
	1 північна лава	270		980	980000		
6	1 південна лава	215	1,44	360	85000	36,9	2,5
	2 південна лава	210		1100	650000		
	1 північна лава	220		700	150700		
7	1 південна лава	220	1,55	490	235000	37,5	2,3
	2 південна лава	210		800	683000		
	1 північна лава	220		440	201000		
8	1 південна лава	250	1,24	860	371000	38,5	2,5
	2 південна лава	240		750	234000		
	1 північна лава	200		715	270000		
9	1 південна лава	250	1,15	390	320000	36,3	2,4
	2 південна лава	220		350	292000		
	1 північна лава	210		250	198000		
10	1 південна лава	250	1,55	480	174000	38,0	2,5
	2 південна лава	230		510	487000		
	1 північна лава	240		650	502000		
11	1 південна лава	240	1,35	460	300000	37,2	2,3
	2 південна лава	235		980	800500		
	1 північна лава	235		510	380000		
12	1 південна лава	210	1,21	360	250000	35,6	2,5
	2 південна лава	215		1100	956000		

	1 північна лава	240		440	390000		
13	1 південна лава	220	1,20	920	847000	36,4	2,4
	2 південна лава	215		530	436000		
	1 північна лава	230		1000	963000		
14	1 південна лава	220	1,34	420	395000	36,9	2,5
	2 південна лава	220		870	796000		
	1 північна лава	210		560	504000		
15	1 південна лава	240	1,45	800	540000	37,9	2,3
	2 південна лава	250		400	260000		
	1 північна лава	230		900	710000		
16	1 південна лава	250	1,22	590	610000	34,5	2,5
	2 південна лава	260		820	705412		
	1 північна лава	275		1050	981000		
17	1 південна лава	210	1,54	390	410000	35,9	2,4
	2 південна лава	210		780	695000		
	1 північна лава	215		600	570000		
18	1 південна лава	225	1,50	620	456000	36,2	2,4
	2 південна лава	220		740	647000		
	1 північна лава	220		950	831000		
19	1 південна лава	235	1,62	380	210000	38,1	2,5
	2 південна лава	240		1000	963000		
	1 північна лава	250		660	650000		
20	1 південна лава	200	1,19	900	840000	40,1	2,3
	2 південна лава	210		700	600000		
	1 північна лава	195		370	302000		

Таблиця 4.8 – Параметри капітальних, підготовчих та дільничних виробок

№	Довжина капітальних та підготовчих виробок, м					Довжина дільничних виробок (виїмкових)		
	1	2	3	4	5	1	2	3
0	2100	550	2150	350	2500	950	1350	800
1	2060	490	2280	530	2690	890	1370	630
2	2310	530	2150	630	2430	880	1250	730
3	2010	510	2260	510	2540	930	1430	650
4	2090	420	2200	720	2700	910	1260	755
5	2200	480	2240	620	2430	920	1390	690
6	2350	480	2290	700	2470	970	1440	815
7	2150	540	2310	470	2850	880	1480	670
8	2000	510	2180	690	2360	900	1120	840
9	2120	400	2260	780	2740	860	1290	600
10	2040	530	2230	610	2800	940	1470	750
11	2300	450	2220	420	2610	870	1410	710
12	2150	590	2070	400	2780	840	1380	820
13	2250	550	2360	550	2690	910	1360	770
14	2060	570	2100	510	2650	970	1342	650
15	2020	580	2310	400	2780	950	1460	730
16	2050	440	2030	470	2690	985	1280	790
17	2100	590	2210	580	2300	900	1380	890
18	2200	460	2050	600	2600	960	1310	610
19	2080	430	2200	380	2500	860	1330	810
20	2430	500	2140	560	2370	850	1420	750

Приклад розрахунку

1. Визначаємо річний обсяг утвореної порожньої породи в польових виробках:

$$V_{\Pi} = \sum_{i=1}^n l_n \cdot S_n = 350 \cdot 20 + 375 \cdot 20 = 7000 + 7500 = 14500 \text{ м}^3$$

2. Визначаємо річний обсяг утвореної порожньої породи у пластових виробках:

$$V_{\Pi} = \sum_{i=1}^m l_{\text{плі}} \cdot (S_{\text{прі}} - S_{\text{ві}})$$

$$S_{\text{в}} = m_{\text{г}} \cdot B_{\text{г}}$$

$$S_{\text{в1}} = 1,54 \cdot 6 = 9,24 \text{ м}^2$$

$$S_{\text{в2,3,4}} = 1,54 \cdot 5 = 7,7, \text{ м}^2$$

$$V_{\Pi} = 310 \cdot (20 - 9,24) + 525 \cdot (17 - 7,7) + 550 \cdot (17 - 7,7) + 675 \cdot (17 - 7,7) = 19611 \text{ м}^3$$

Загальний обсяг утворення породи від проведення гірничих виробок (польових та пластових):

$$V_{\Pi} = 14500 + 19611 = 34111 \text{ м}^3$$

3. Визначаємо річний обсяг утвореної порожньої породи в очисних вибоях.

$$V_{\text{оч}} = \sum_{i=1}^n \frac{0,01 \cdot Q_i \cdot A_{\text{екс}}^c}{\gamma_n}, \text{ м}^3$$

$$V_{\text{оч}} = \frac{0,01 \cdot 37,1 \cdot (675000 + 115000 + 93500)}{2,4} = 136574 \text{ м}^3$$

4. Визначаємо річний обсяг утвореної порожньої породи від ремонту капітальних виробок.

$$V_{\text{рем}} = L_{\text{КВ}} \cdot P_{\text{КВ}} + L_{\text{УВ}} \cdot P_{\text{УВ}}, \text{ м}^3$$

$$V_{\text{рем}} = 7650 \cdot 0,3 + 3100 \cdot 1,5 = 6945 \text{ м}^3$$

Таким чином, річний обсяг утворення породи в шахті становить:

Гірничі роботи	Обсяг утвореної породи,	
	м ³	%
Проведення виробок	34111	19,2
Очисні роботи	136574	76,9
Ремонт капітальних виробок	6945	3,9
Разом	177630	100

5. Визначаємо обсяг створеного стратегічного простору.

Сумарна довжина капітальних та підготовчих гірничих виробок складає:

$$\sum L_{\text{КВ}} = 2100 + 550 + 2150 + 2500 + 350 = 7650 \text{ м}$$

Фактичний обсяг капітальних та підготовчих гірничих виробок (стратегічний техногенний простір) визначається за формулою:

$$V_{\text{КВ}} = \sum_{i=1}^n L_{\text{КВ}i} \cdot S_{\text{КВ}} \cdot k_1, \text{ м}^3$$

$$V_{\text{КВ}} = 7650 \cdot 20 \cdot 0,92 = 140760 \text{ м}^3$$

6. Визначаємо обсяг створеного оперативного простору.

Річний обсяг створеного виробленого простору виїмкових виробок складає:

$$V_{\text{ВП}} = \sum L_{\text{ПВ}i} \cdot S_{\text{ПВ}i} \cdot k_2 = 3100 \cdot 17 \cdot 0,75 = 39525 \text{ м}^3$$

Річний обсяг створеного виробленого простору в очисних вибоях становить:

$$V_{O3} = \sum v_{O3i} \cdot l_{O3i} \cdot m_{Bi} \cdot k_{CBi}$$

$$V_{O3} = (1050 \cdot 275 + 180 \cdot 275 + 160 \cdot 250) \cdot 1,67 \cdot 1,2 = 758013 \text{ м}^3$$

Річний обсяг створеного оперативного техногенного простору складає:

Річний обсяг створеного оперативного техногенного простору становить:

$$V_{ГВ} = 39525 + 758013 = 797538, \text{ м}^3$$

Таким чином, обсяг створеного техногенного простору у шахті становить:

Тип виробок	Обсяг створеного техногенного простору, м ³	
	стратегічний	оперативний
Капітальні підготовчі	140760	-
Виїмкові (підготовчі)	-	39525
Очисні вибої	-	758013
Разом	140760	797538
Всього	938298	



ПРАКТИЧНА РОБОТА 5 **ВИЗНАЧЕННЯ ПРОГНОЗНИХ ПОКАЗНИКІВ ЗАТОПЛЕННЯ** **ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА**

Мета: опанувати методику визначення прогнозних показників затоплення гірничого підприємства.

Тривалість: 2 години.

Порядок виконання роботи

1. Ознайомитися з методикою визначення прогнозних показників затоплення гірничого підприємства.
2. Дати відповіді на контрольні питання.

Прогноз гідродинамічного режиму затоплення шахт — це процес науково обґрунтованого передбачення умов і динаміки заповнення гірничих виробок водою після припинення відкачування у ліквідованих або законсервованих шахтах.

Прогноз затоплення шахт здійснюється в рамках гідродинамічних схем, які враховують умови формування водопритоків у затоплювану шахту та характер її гідравлічного зв'язку із сусідніми шахтами.

Умови надходження води в гірничі виробки під час затоплення шахти визначаються на основі гідрогеологічного аналізу даних про зміну водопритоку в процесі будівництва та експлуатації, а також з урахуванням геологічних та гірничо-технологічних особливостей об'єкта.


За результатами аналізу встановлюється тип умов формування водопритоків у затоплювану шахту відповідно до наявної класифікації:

- I тип – прості умови;
- II тип – умови середньої складності;
- III тип – складні умови затоплення;
- IV тип – вельми складні умови.

Швидкість підйому рівня води в гірничих виробках залежить від величини водопритоку, обсягу затоплюваних капітальних і підготовчих виробок, а також від тріщинуватості масивів порід у зонах, підроблених під час видобутку.

Максимальний рівень затоплення шахти та швидкість підйому води визначаються на основі кількох розрахункових положень рівня, для кожного з яких задаються характерні величини водопритоку, обсяги виробок і сумарна пористість осушеної зони з підвищеною тріщинуватістю над виробленим простором.

Для I типу умов водопритік не залежить від розрахункових позначок рівня води, тоді як для II–IV типів його необхідно визначати для кожного розрахункового рівня.



Для шахт другої категорії максимальний можливий рівень затоплення встановлюється з урахуванням балансу між водопритокком у шахту та можливим відтоком у сусідні шахти залежно від гідравлічних зв'язків між ними.

Якщо перетікання шахтних вод відсутнє, гранична позначка затоплення ліквідованої шахти розраховується за умовою рівності водопритокку та суми фільтраційних витрат через розділові масиви й зони підроблення. Цей баланс визначається для кожного розрахункового положення рівня води.

Фільтраційна витрата Q (м³/добу) через роздільний масив над між шахтним ціликом, що відповідає розрахунковому положенню рівнів у виробках затоплюваної шахти може бути визначений за формулою:

$$Q = \frac{k \cdot M \cdot (H_1 - H_2) \cdot L}{d} \quad (5.1)$$

де k – коефіцієнт фільтрації порід розділового масиву (м/добу);

M – висота зони водопровідних тріщин над виробленим простором розглянутого пласта (м);

H_1 – п'єзометричний натиск, що відповідає розрахунковій відмітці рівня в шахті, що затоплюється;

H_2 – п'єзометричний натиск, що відповідає позначці розглянутого вугільного пласта в середній частині цілика зі сторони експлуатованої шахти (м);

L – довжина розрахункової ділянки між шахтного цілика (м);

d – середня ширина між шахтного цілика на розрахунковій ділянці (м).

Для попередніх розрахунків коефіцієнти фільтрації слабкопроникних літифікованих вугленосних порід у зоні розділового масиву можна приймати в межах (10^{-2} – 10^{-3}) м/добу.

Висота зони водопровідних тріщин над виробленим простором встановлюється за результатами фактичних спостережень або, за їх відсутності, визначається шляхом геомеханічних розрахунків.

За наявності в розподільчому масиві водоносних пластів, що перетинаються зоною водопровідних тріщин при виїмці розглянутого вугільного пласта, фільтраційна витрата в експлуатовану шахту через розділовий масив по кожному пласту визначається формулою:

$$Q = \frac{T \cdot (H_1 - H_2) \cdot L}{d} \quad (5.2)$$

де T – провідність водоносного пласта (м²/добу);

H_2 – п'єзометричний натиск, що відповідає позначці перетину підшви водоносного пласта зоною водопровідних тріщин у середній

частині розрахункової ділянки цілика з боку експлуатованої шахти (м).

Інші позначення ті самі, що у формулі (6.1).

Фільтраційна витрата Q_F (м³/добу) перетікання між виробленими просторами затоплюваної та сусідньої з нею шахт може бути визначено за формулою:

$$Q_F = \frac{k_0 \cdot (H_1 - H_3) \cdot F}{m_0} \quad (5.3)$$

де H_1 – п'езометричний натиск, що відповідає розрахунковій відмітці рівня в шахті, що затоплюється (м);

H_3 – п'езометричний натиск, що відповідає або відмітці підшви вугільного пласта, вийнятого експлуатованою шахтою, в середній точці ділянки його підробітку, що затоплюється шахтою, або середній позначці верхньої межі зони водопровідних тріщин над виробленим простором експлуатованої шахти у разі його надроблення шахтою, що затоплюється (м);

F – площа ділянки підробітку або надроблення виробленого простору шахти, що експлуатується (м²);

$m_0 = M_0 - M$ – потужність пачки слабопроникних порід над верхньою межею зони водопровідних тріщин заввишки M при потужності M_0 міжпластя, що поділяє вироблений простір затоплюваної та експлуатованої шахт (м);

k_0 – коефіцієнт фільтрації слабопроникних порід в хрест їхнього напластування (м/добу), який для орієнтовних розрахунків може бути прийнятий рівним до $k_0 = 10^{-3}$ м/добу.

Прогнозна оцінка фільтраційних витрат на ділянках підроблення (надроблення) суміжних пластів світи затоплюваної та експлуатованої шахт може бути виконана за результатами аналізу фактичного водопритоку у ці шахти з виявленням витрат перетікання між виробленими просторами.


Прогнозована фільтраційна витрата перетікання в експлуатовану шахту $Q_{F,\Pi}$ на ділянці підробітку може бути виконаний з урахуванням співвідношення

$$Q_{F,\Pi} = Q_{F,\Phi} \frac{\Delta H_{\Pi}}{\Delta H_{\Phi}} \quad (5.4)$$

де $Q_{F,\Phi}$ – фактична витрата перетікання на ділянці підроблення або надроблення (м³/добу);

ΔH_{Φ} та ΔH_{Π} – різниця напорів на покрівлі та підшві пачки слабопроникних порід потужністю m_0 відповідно при фактичних та прогнозованих (розрахункових) напорах у виробленому просторі шахти, що ліквідується.

Оцінювання водопритоку, що надходить у шахту і змінюється



залежно від рівня затоплення гірничих виробок (III та IV типи умов формування), здійснюється гідрогеологами на основі гідродинамічних розрахунків або з використанням чисельних моделей геофільтрації.

Якщо існує активний гідравлічний зв'язок між затоплюваною шахтою та сусідньою діючою через непогашені виробки або свердловини, що перетинають міжшахтні цілики, граничний рівень затоплення ліквідованої шахти визначається максимальною відміткою виробки (або свердловини) у межах цілика, за умови, що вона нижча від розрахункового рівня затоплення, визначеного з умови рівності водопритоку в шахту та фільтраційних втрат у суміжні шахти через розділові масиви та ділянки виїмки пластів.

Швидкість підйому рівня води у виробках шахти, що затоплюється, розраховується для кожного інтервалу між заздалегідь визначеними розрахунковими рівнями затоплення. Для кожного інтервалу встановлюється середня величина водопритоку та об'єм порожнин, що заповнюються водою (гірничих виробок і осушених тріщин у зоні над виробленим простором).

Розрахункова величина водопритоку для кожного заданого рівня затоплення приймається рівною фактичному водопритоку у шахту.

Об'єм W_i незатоплених капітальних, підготовчих та очисних виробок (виробленого простору та порожнечі зони водопровідних тріщин над ним) слід оцінювати у межах розрахункового інтервалу відміток затоплення шахти за наступною загальною залежністю:

$$W_i = K_{\Pi} \cdot V_i \quad (5.5)$$

де V_i – об'єм (м^3) гірничої маси (вугілля та порід, що вміщують), вилученої під час проходження гірничої виробки в межах розрахункового інтервалу відміток затоплення шахти;

K_{Π} – коефіцієнт пустотні масиву (відношення обсягу порожнеч, заповнюваних водою, до обсягу виїнятої при проходці вироблення гірської маси), що визначається з досвіду затоплення гірничих виробок методом аналогії.

За відсутності фактичних даних коефіцієнти пустотні масиву, складеного літіфікованими теригенними відкладеннями (пісковиками, аргілітами, алевролітами, глинистими сланцями) рекомендується приймати рівними:

Для всіх капітальних виробок, а також для інших непогашених виробок, пройдених по вугіллю або пісковикам.	1,0
Для виробок, пройдених по вугіллю та пісковикам та погашених із вилученням кріплення.	0,6-0,8
Для виробок, пройдених по аргілітам (алевролітам) та погашених із вилученням кріплення.	0,3-0,6
Для очисних виробок (виробленого простору та зони водопровідних тріщин над ним), пройдених на глибинах понад 100 м від поверхні вугленосної товщі, представленої переважно (понад 50%) аргілітами та алевролітами в межах зони водопровідних тріщин.	0,05-0,1
Для очисних виробок, пройдених на глибинах понад 100 м від поверхні вугленосної товщі, представленої переважно (понад 50%) пісковиками в межах зони водопровідних тріщин.	0,1-0,2
Для очисних виробок, пройдених у зоні вивітрювання вугленосної товщі (на глибинах менш ніж 100 м від її поверхні), представленої переважно (понад 50%) аргілітами та алевролітами.	0,2-0,4
Для очисних виробок, пройдених у зоні вивітрювання вугленосної товщі, представленої переважно пісковиками	0,4-0,1
Для очисних виробок, пройдених в умовах можливого зависання порід покрівлі, визначаються на підставі досвіду або геомеханічним розрахунком.	0,8-1,0

Тривалість періоду затоплення гірничих виробок між розрахунковими рівнями (позначками) визначається за формулою:

$$t_i = \frac{W_i}{Q_i} \quad (5.6)$$

де Q_i – середній (розрахунковий) водопріток ($\text{м}^3/\text{добу}$) в затоплювані виробки, визначений з урахуванням його можливої зміни в межах розрахункового інтервалу рівнів та фільтраційних витрат у сусідні шахти.

Завдання. Дати відповіді на питання.

1. Умови формування водопропусків у гірничі виробки при затопленні шахти.
2. Визначення величини водопропуску в шахту.
3. Визначення граничної відмітки затоплення ліквідованої шахти.
4. Розрахунок фільтраційних витрат для різних умов.
5. Прогнозна оцінка фільтраційних витрат.
6. Хто та на підставі яких даних виконує оцінку водопропуску?
7. Чим визначається граничний рівень затоплення шахти?
8. Визначення швидкості підвищення рівнів води.
9. Визначення об'єму незатоплених капітальних, підготовчих та очисних виробок.
10. Чому дорівнює коефіцієнти пустотні масиву?
11. Тривалість періоду затоплення гірничих виробок?



ЗАВДАННЯ НА ІНДИВІДУАЛЬНУ РОБОТУ 1

Індивідуальна робота з дисципліни "Екологічна безпека гірництва" виконується у вигляді есе.

Нижче наведено перелік рекомендованих тем. Студент обирає будь-яку з наведених тем, але також студент може запропонувати свою тему за умови обґрунтування ним її доцільності.

1. Екологічні наслідки гірничих робіт та їх вплив на компоненти біосфери
2. Роль гірничої галузі у структурі економіки України та світу.
3. Економічні, технологічні та екологічні проблеми розвитку гірничої галузі України.
4. Законодавча та нормативно-правова база екологічної безпеки у гірництві.
5. Джерела забруднення атмосферного повітря під час відкритого та підземного видобутку.
6. Проблеми поводження з водами гірничих підприємств.
7. Деградація земель і ландшафтні зміни у районах ведення гірничих робіт.
8. Комплексні наслідки діяльності гірничої промисловості для екосистем.
9. Класифікація та особливості відходів гірничого виробництва.
10. небезпека породних відвалів і хвостів збагачення
11. Відходи буровибухових робіт та їх утилізація.
12. Радіоактивні та токсичні відходи у гірничій промисловості.
13. Використання гірничих відходів як вторинної сировини: сучасний досвід і перспективи.
14. Використання відходів гірництва у будівельній промисловості.
15. Відходи збагачення та можливі напрямки їх повторного використання.
16. Оцінка впливу на довкілля (ОВД): поняття, мета та значення.
17. Законодавче регулювання процедури ОВД в Україні.
18. Приклади проведення ОВД у гірничій галузі.
19. Система моніторингу довкілля на гірничих підприємствах.
20. Технічні засоби моніторингу стану атмосферного повітря, вод і ґрунтів у районах ведення гірничих робіт.

ЗАВДАННЯ НА ІНДИВІДУАЛЬНУ РОБОТУ 2

Індивідуальна робота з дисципліни "Екологічна безпека гірництва" виконується у вигляді есе.

Нижче наведено перелік рекомендованих тем. Студент обирає будь-яку з наведених тем, але також студент може запропонувати свою тему за умови обґрунтування ним її доцільності.

1. Поняття та класифікація надзвичайних екологічних ситуацій у гірництві.
2. Причини виникнення природних та техногенних надзвичайних ситуацій у гірничій галузі.
3. Прорив дамби хвостосховищ як приклад надзвичайної екологічної ситуації.
4. Причини та наслідки самозаймання та горіння породних відвалів
5. Обвали та підтоплення шахт як фактор екологічної небезпеки.
6. Витік метану та його вплив на довкілля і безпеку гірників.
7. Радіаційні аварії на уранових шахтах та їх вплив на навколишнє середовище.
8. Сухий спосіб закриття шахт, переваги, недоліки та екологічні наслідки для довкілля.
9. Мокрий спосіб закриття шахт, переваги, недоліки та екологічні наслідки для довкілля.
10. Екологічні ризики при закритті та ліквідації шахт.
11. Екологічні наслідки неконтрольованого закриття шахт.
12. Забезпечення екологічної безпеки у постліквідаційний період роботи шахт.
13. Державна політика України у сфері декарбонізації гірничої промисловості.
14. План декарбонізації гірничопромислового сектору: виклики та перспективи.
15. Основні джерела викидів CO₂ у гірничій галузі та шляхи їх скорочення.
16. Український зелений курс і його значення для гірничої промисловості.
17. Концепція сталого розвитку в гірничій промисловості.
18. Світові тренди «зеленого» гірництва та їх адаптація в Україні.
19. Повторне використання відходів гірничого виробництва як елемент екологічної відповідальності.
20. Цифровізація та автоматизація процесів у гірничій галузі.



ВИМОГИ ДО ОФОРМЛЕННЯ ПРАКТИЧНИХ ТА ІНДИВІДУАЛЬНИХ РОБІТ

Вимоги до оформлення звітів з практичних робіт

Звіт з практичних робіт повинен містити: титульну сторінку, оформлену за зразком (додаток А), опис методики виконання роботи, розрахунки згідно варіанту завдання.

Основний текст звіту з практичної роботи оформлюється відповідно до вимог Національного стандарту України «Інформація та документація. Звіти у сфері науки і техніки: Структура та правила оформлювання. ДСТУ 3008:2015».

Звіт готується у друкованому вигляді на аркушах білого паперу формату А4 (210х297мм). Вимоги до оформлення: шрифт Arial, 14 кегль, інтервал – 1,5; береги: верхній, нижній – 2 см, правий – 1,5 см; лівий – 3 см, з абзацним відступом 1,25 см.

Сторінки звіту слід нумерувати арабськими цифрами у правому верхньому куті сторінки, додержуючись наскрізної нумерації. Титульний аркуш включають до загальної нумерації сторінок звіту, але номер сторінки не проставляють. Графічні додатки та таблиці, розміщені на окремих сторінках, включають до загальної нумерації сторінок звіту.

Оцінка виставляється згідно з робочою програмою навчальної дисципліни.

Вимоги до оформлення індивідуальної роботи

Есе слід вважати короткий виклад у письмовому вигляді змісту і результатів індивідуальної навчально-дослідницької діяльності.

Есе має регламентовану структуру, зміст і оформлення.

Есе повинне володіти наступними ознаками:

- семантична адекватність першоджерела;
- максимальна повнота і точність викладу змісту при невеликому обсязі отриманого тексту;
- об'єктивність у передачі змісту першоджерела;
- авторизованість у передачі інформації;
- постійна стійка структура.

Есе являє собою самостійний аналіз опублікованої літератури з проблеми, тобто систематизований виклад чужих оприлюднених думок з посиланням на першоджерело і, в обов'язковому порядку, з власною оцінкою викладеного матеріалу.

Підготовка і написання есе має на меті розширити, систематизувати та закріпити отримані студентами теоретичні знання в області рекультивациі земель, порушених гірничими роботами.

Структура есе

1. Титульний лист.

2. **Зміст** із зазначенням плану роботи, який повинен містити вступ, назва основних розділів роботи, висновок, список використаних джерел та нумерації сторінок.

3. **Вступ**, в якому визначається мета і завдання дослідження, представлено в есе, його актуальність, ступінь розробленості обраної теми, теоретико-методологічна, концептуальна та джерелознавча база, яка використана для написання есе;

4. **Основна частина**, в якій розкривається основний зміст плану. Текст повинен містити розділи, кількість і назва, яких визначаються автором і викладачем.

Підбір матеріалу спрямований на розгляд і розкриття основних положень обраної теми. Обов'язковим є посилання на авторів, чії позиції, думки, інформація використані в есе. Цитування і посилання не повинні підміняти позиції автора есе.

Об'ємні відступи від теми, непропорційна розтягнутість окремих розділів розглядаються як недоліки основної частини есе. Таблиці та графічні об'єкти, необхідні для розкриття теми, можуть поміщатися безпосередньо в текст основної частини, якщо їх обсяг не є надмірним. Основна частина есе, крім почерпнутого з різних джерел змісту, повинна містити власну думку студента й сформульовані висновки по завершенню кожного розділу, що спираються на наведені факти. Зазначені висновки рекомендується починати зі слів "таким чином", "підсумовуючи вищевикладене", "отже" і т. п.


5. **Висновок**, де формуються доказові висновки на підставі змісту досліджуваного автором матеріалу.

6. **Список використаних джерел** (не менше 5-7 джерел) оформляється відповідно до ДСТУ 8302:2015 «Інформація та документація. Бібліографічне посилання. Загальні положення та правила складання». У нього вноситься весь перелік вивчених в процесі написання есе: статей, навчальних посібників, інтернет-ресурсів, у ньому вказуються: прізвища автора, ініціали, назва роботи, місце і час її публікації.

7. **Додатки**. У есе можуть бути використані додатки (копії архівних документів, фотографії, схеми, зразки документів, таблиці, графіки і т. д.), що ілюструють викладений матеріал. Додаток створюється в тому випадку, якщо він доповнює зміст основних проблем теми.

Есе готується у друкованому вигляді на аркушах білого паперу формату А4 (210x297мм). Вимоги до оформлення: шрифт Arial, 14 кегль, інтервал – 1,5; береги: верхній, нижній – 2 см, правий – 1,5 см; лівий – 3 см, з абзацним відступом 1,25 см.

Кожен розділ починається з нового листа та відокремлюються від основного тексту пробілами в 1,5 інтервалу знизу, шрифт Arial, розмір 12-



14, напівжирне накреслення. Назва підрозділу відокремлюється від основного тексту пробілами в 1,5 інтервалу знизу та зверху.

Нумерація сторінок проводиться послідовно з титульного аркуша і змісту роботи, при цьому номери сторінок проставляються з 3-ї сторінки (зі вступу) у верхньому правому куту.

Обсяг есе становить не менше 15 сторінок без урахування додатків: введення – 1-2 сторінки, основна частина – 10-12 сторінок, висновок – 1-2 сторінки, список використаних джерел – 1 сторінка.

Підготовлена робота здається викладачеві. При невиконанні студентом вимог до наукового рівня, змісту та оформлення есе, викладач має право повернути роботу для доопрацювання та усунення недоліків.

Підготовлене есе у вигляді файлу *.docx, або *.pdf розміщується у відповідному розділі дисципліни в Moodle і перевіряється протягом тижня після завершення терміну подачі. Оскарження оцінки може бути здійснене на останньому практичному занятті модуля.

Обов'язковим є захист есе на практичному занятті, при цьому студент готує доповідь на 8-10 хвилин та презентацію.

Оцінка за індивідуальну роботу виставляється згідно з робочою програмою навчальної дисципліни.


РЕКОМЕНДОВАНІ ДЖЕРЕЛА

Базові

- 1 Dong L., Zhao Y., Chen W. Mining Safety and Sustainability—An Overview. *Sustainability*. 2022. Vol. 14(11). № 6570. DOI: <https://doi.org/10.3390/su14116570>
- 2 Зелені технології у промисловості : монографія / І. А. Василенко та ін. Дніпро : Акцент ПП, 2019. 366 с.
- 3 Краснянський М. Ю. Екологічна безпека : навч. посіб. Київ : Кондор, 2020. 179 с.
- 4 Haq I., Kalamdhad A. S., Khwairakram M. Advancement in Solid Waste Management and Treatment. Springer Nature, 2024. 238 p. URL: <https://read.kortext.com/inventory/search/3155706>.
- 5 Sustainable and Innovative Mining Practices / A. Gorai. et. al. Switzerland : Springer Nature, 2024. 644 p. URL: <https://read.kortext.com/inventory/search/3225484>.

Додаткові

- 6 Тверда О. Я., Ткачук К. К. Підвищення рівня екологічної безпеки під час вибухового руйнування скельних порід у кар'єрах. *Технічна інженерія*. 2020. № 1 (85). С. 235–241. DOI: [https://doi.org/10.26642/ten-2020-1\(85\)-235-241](https://doi.org/10.26642/ten-2020-1(85)-235-241)
- 7 Razmjou A., Asadnia M. Artificial Intelligence in Future Mining. Elsevier Science & Technology, 2025. 443 p. URL: <https://read.kortext.com/inventory/search/3286815>
- 8 Обиход Г. О. Екологічна безпека сталого розвитку. Київ : ДУ «Інститут економіки природокористування та сталого розвитку НАН України», 2019. 344 с.
- 9 Мальований М. С., Леськів Г. З. Екологія та збалансоване природокористування : навчальний посібник. Херсон : Олді-Плюс, 2019. 314 с.
- 10 Martin A. Deployment of Deep Decarbonization Technologies: Proceedings of a Workshop. Washington, DC : The National Academies Press, 2019. DOI: <https://doi.org/10.17226/25656>
- 11 Носачова Ю. В., Іваненко О. І., Вембер В. В. Екологічна безпека інженерної діяльності : підручник. Київ : Кондор, 2020. 212 с.



12 Пат. на кор.мод. № 157523, Україна, МПК F41H 3/00. Система кондиціювання повітря для глибинних вибоїв шахт / В. К. Костенко, Я. О. Ляшок, О. П. Богомаз, О. І. Кутняшенко, М. І. Таврель, Т. В. Костенко.; заявник і власник ДонНТУ. – № u 2023 05959 ; заявл. 08.12.2023 ; опубл. 30.10.2024, Бюл. № 44.

13 Kostenko V., Zavyalova O., Novikov Yu, Bohomaz O., Kostenko T., Krupka Ya. Substantiating the parameters of quickly erected explosion-proof stopping. *Rudarsko-geološko-Naftni Zbornik*. 2022. № 37(4). P. 143–153. DOI: <https://doi.org/10.17794/rgn.2022.4.12>

14 Kostenko V., Bohomaz O., Kostenko T., Kutniashenko O. Improvement of microclimatic working conditions for miners in deep mines. *Rudarsko-geološko-Naftni Zbornik*. 2024. № 39(3). P.145–152. DOI: <https://doi.org/10.17794/rgn.2024.3.11>

15 Kostenko V., Liashok I., Bohomaz O., Tavrel M., Kostenko T. Method for limiting the heating of air supplied to deep workings of coal mines. *Rudarsko-geološko-Naftni Zbornik*. 2025. № 40(1). P. 63–73. DOI: <https://doi.org/10.17794/rgn.2025.1.5>



ДОДАТОК А

Приклад титульного аркуша

**ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»
Кафедра гірничої справи**

ПРАКТИЧНА (ІНДИВІДУАЛЬНА) РОБОТА №__

з дисципліни «Екологічна безпека гірництва»

здобувача вищої освіти за освітньо-
професійною програмою «_____»
(спеціальність 184 Гірництво)

(П.І.Б.)

група _____
Керівник

(Вчене звання, посада, П.І.Б.)

Запоріжжя, 20XX



Навчально-методичне видання

Богомаз Ольга Петрівна

Екологічна безпека гірництва

**Методичні рекомендації
до виконання практичних та індивідуальних робіт**

Самостійне електронне мережеве видання

Публікується в авторській редакції