

**СУЧАСНІ ПРОЦЕСИ ТА ОБЛАДНАННЯ  
ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ КОРИСНИХ КОПАЛИН:  
МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ  
ДО ВИКОНАННЯ ПРАКТИЧНИХ РОБІТ**

*Рекомендовано Науково-методичною радою  
ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»  
(протокол № 5 від «26» травня 2023 р.)  
Обов'язково до розміщення в репозиторії*

Запоріжжя 2023



Сучасні процеси та обладнання підземної розробки корисних копалин: методичні вказівки до виконання практичних робіт (для студентів спеціальності 184 Гірництво усіх форм навчання другого (магістерського) рівня вищої освіти) / Уклад. І.Г. Сахно, С.В. Сахно. Запоріжжя: ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», 2023. 83 с.

Методичні вказівки включають методичні пояснення до виконання практичних робіт з графічними прикладами та варіантами для кожного здобувача; вимоги до їх оформлення, зразок титульної сторінки, список використаних джерел.

Рекомендовано для студентів спеціальності 184 Гірництво другого (магістерського) рівня освіти, які вивчають дисципліну «Сучасні процеси та обладнання підземної розробки корисних копалин».

*Самостійне електронне текстове мережеве видання*

Затверджено на засіданні кафедри  
гірничої справи  
Протокол № 2 від «18» травня 2023 р.

Узгоджено: Секретар Редакційної  
ради

Христина МАЛІЙ  
«22» травня 2023 р.

© ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ  
УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ  
ПОЛІТЕХНІКА», 2023



## ЗМІСТ

<b>ВСТУП</b>	4
<b>ПРАКТИЧНА РОБОТА 1.</b> Аналіз вихідної гірничо-графічної документації	6
<b>ПРАКТИЧНА РОБОТА 2.</b> Розподіл шахтного поля на частини. Вибір оптимальної системи розробки і обґрунтування її параметрів	12
<b>ПРАКТИЧНА РОБОТА 3.</b> Порівняння комбайнової і стругової технології виймання вугілля	14
<b>ПРАКТИЧНА РОБОТА 4.</b> Вибір і обґрунтування типу і типорозміру механізованого комплексу для заданих умов	15
<b>ПРАКТИЧНА РОБОТА 5.</b> Розрахунок добового навантаження на очисний вибій і побудова планограми робіт	28
<b>ПРАКТИЧНА РОБОТА 6.</b> Вибір раціонального способу проведення гірничої виробки і обґрунтування його параметрів	41
<b>ПРАКТИЧНА РОБОТА 7.</b> Розрахунок середньозваженої міцності порід навколо гірничої виробки	51
<b>ПРАКТИЧНА РОБОТА 8.</b> Розрахунок оптимальних параметрів кріплення гірничої виробки	56
<b>ВИМОГИ ДО ОФОРМЛЕННЯ ЗВІТУ З ПРАКТИЧНИХ РОБІТ</b>	65
<b>СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ</b>	66
<b>ДОДАТОК А.</b> Викопіювання з планів гірничих виробок для виконання практичної роботи 1	68
<b>ДОДАТОК Б.</b> Гіпсоплани для виконання практичної роботи №2	78
<b>ДОДАТОК В.</b> Приклад оформлення титульної сторінки практичної роботи	83



## ВСТУП

Дисципліна «Сучасні процеси та обладнання підземної розробки корисних копалин: методичні вказівки до виконання практичних робіт» викладається здобувачам вищої освіти, що навчаються за спеціальністю 184 Гірництво на другому (магістерському) рівні вищої освіти.

Наведені в методичних вказівках практичні роботи виконуються паралельно з вивченням курсу. Метою є практичне закріплення теоретичних знань, отриманих під час навчання і формування навичок самостійного аналізу поточної технічної і технологічної ситуації на основі гірничо-графічної документації, а також планування розвитку гірничих робіт в короткостроковому і довгостроковому періоді з врахуванням гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов і сучасних трендів в гірництві.

Завдання, які поставлені в методичних вказівках:

- формування навичок аналізу технологічних процесів видобутку корисних копалин, проведення і кріплення гірничих виробок, охорони гірничих виробок;

- формування навичок розробки заходів з підвищення ефективності технологічних процесів підземної розробки родовищ корисних копалин;

- практичне закріплення методик розрахунку параметрів технологічних процесів підземної розробки родовищ корисних копалин.

Наведені роботи є методами активного навчання і відповідно до існуючих вимог є практичним додатком.

До «Методичних вказівок.....» увійшли наступні роботи: «Аналіз вихідної гірничо-графічної документації» (практична робота 1); «Розподіл шахтного поля на частини. Вибір оптимальної системи розробки і обґрунтування її параметрів» (практична робота 2); «Порівняння комбайнової і стругової технології виймання вугілля» (практична робота 3); «Вибір і обґрунтування типу і типорозміру механізованого комплексу для заданих умов» (практична робота 4); «Розрахунок добового навантаження на очисний вибій і побудова планограми робіт» (практична робота 5); «Вибір раціонального способу проведення гірничої виробки і обґрунтування його параметрів» (практична робота 6); «Розрахунок середньозваженої міцності порід навколо гірничої виробки» (практична робота 7); «Розрахунок



оптимальних параметрів кріплення гірничої виробки» (практична робота 8).

Роботи виконуються самостійно (за необхідності передбачена консультація викладача). Під самостійною роботою розуміється самостійне вивчення окремих питань згідно робочої програми дисципліни (тематика яких встановлюється лектором, який викладає дисципліну).

## ПРАКТИЧНА РОБОТА 1 АНАЛІЗ ВИХІДНОЇ ГІРНИЧО-ГРАФІЧНОЇ ДОКУМЕНТАЦІЇ





Робота виконується протягом 4 годин.

Мета роботи: отримання практичних навичок з аналізу інженерно-геологічної і гірничо-технічної інформації на основі плану гірничих виробок.

### Порядок виконання роботи

1. Ознайомитися з умовними позначками, які використовуються в гірничо-графічній документації, згідно ДСТУ ГОСТ 2.857:2011 [1, 2], представленими в табл. 1.1.



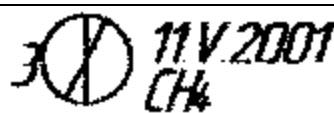

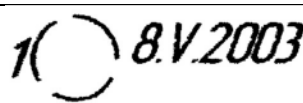
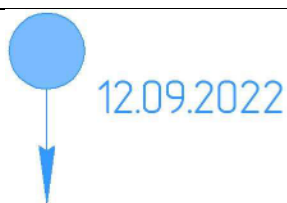
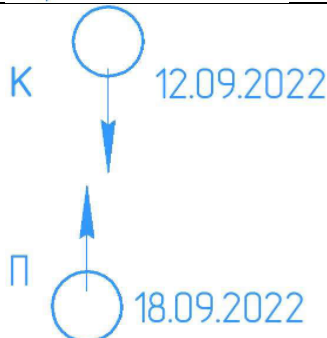
Таблиця 1.1 – Умовні позначки, що використовуються на планах гірничих виробок


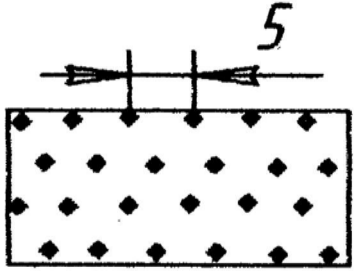
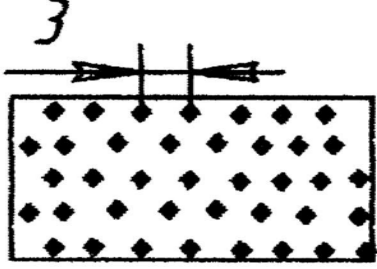

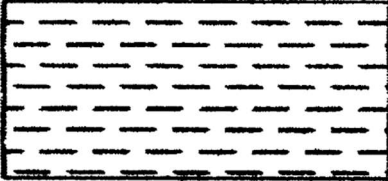
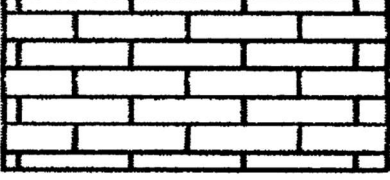
Найменування	Умовна позначка
<b>Позначення гірничих виробок</b>	
Горизонтальна гірнича виробка (пластова)	Штрек -920.1 
Горизонтальна гірнича виробка (польова)	Штрек -920.1 
Похила гірнича виробка (пластова)	Бремсберг 
Похила гірнича виробка (польова)	Бремсберг 

Продовження табл. 1.1

Найменування	Умовна позначка
Вироблений простір: а) застаріле позначення	
б) актуальне позначення	
Погашена пластова гірничя виробка	
<b>Позначення елементів залягання вугільного шару й бічних порід</b>	
Структурна колонка пласта	
Ізогіпса (лінії висотних відміток)	
Кут падіння пласта	
Місце а) проби (на зольність)	відбору: 1  A <sup>L</sup> 17%
б) зразка (на щільність ρ)	4  ρ 1,33

Найменування	Умовна позначка
<b>Зображення структурних і тектонічних елементів</b>	
<p>Залягання тріщин (кліважу):</p> <p>а) у корисній копалині (зображується крапка спостереження тріщин, лінією показується напрямок переважного простягання тріщин і стрілкою - напрямок нахилу тріщин з вказівкою кута нахилу поверхонь, що утворені тріщинами. Над лінією слід вказувати кількість тріщин на квадратному метрі)</p>	
б) у породах покрівлі	
в) у породах підшви	
<p>Порушення розривне:</p> <p>а) достовірне (стрілкою показуються напрямки падіння площини зміщувача, дирекційний кут напрямку падіння, кут падіння й амплітуда зсуву в метрах)</p>	
б) прогнозне	
Межі ведення гірничих робіт	
Межа гірничих робіт підприємства	
Межа безпечного ведення гірничих робіт (запобіжного цілика)	

Найменування	Умовна позначка
<b>Позначення місць небезпеки</b>	
Місце: а) суфлярного виділення газу (вказується порядковий номер, дата виникнення або виявлення події й хімічна формула газу, що виділився)	
б) викиду газу й корисної копалини	
в) викиду газу й породи	
д) вибуху пилу	
е) самозаймання	
ж) посиленого припливу води	
з) прориву води (вказується розташування місць появи води) З-у вибої; К – у покрівлі; П – у підшві; Б- у боці виробки	

Найменування	Умовна позначка
<b>Позначення осадових гірських порід</b>	
Глина	
Пісковик грубозернистий	
Пісковик дрібнозернистий	
Аргіліт	
Алевроліт	
Вапняк	

2. На основі плану гірничих робіт для зазначених викладачем двох незалежних ділянок шахтного поля (Додаток А) виконати наступну роботу.

2.1. Визначити мінімальну ( $m_{min}$ ), максимальну ( $m_{max}$ ) і середню ( $m_{сер}$ ) потужність вугільного пласта. Встановлення потужності виконати для геологічної і корисної потужності окремо. Отримані значення записати в таблицю 1.2.

2.2. Установити мінімальний ( $\alpha_{min}$ ), максимальний ( $\alpha_{max}$ ) і середній ( $\alpha_{сер}$ ) кут падіння пласта. Отримані значення записати в таблицю 1.2.

Таблиця 1.2 – Результати аналізу геологічної інформації на плані гірничих виробок

№	Геологічна потужність, м			Корисна потужність, м			Кут падіння, м		
	$m_{min}$	$m_{max}$	$m_{сер}$	$m_{min}$	$m_{max}$	$m_{сер}$	$\alpha_{min}$	$\alpha_{max}$	$\alpha_{сер}$
1									
2									

2.3. Класифікувати вугільний пласт по потужності і куту падіння, згідно до ПТЕ [3].


2.4. Описати склад і потужності порід покрівлі і підшви пласта. Навести класифікацію порід покрівлі і підшви [4].

2.5. Проаналізувати відповідність фактичного напрямку відпрацювання шахтного поля рекомендаціям ПТЕ [3]. В разі невідповідності практичних рішень теоретичним, пояснити можливі причини, приймаючи до уваги інформацію зазначену на плані гірничих виробок.

2.6. Визначити кут між лінією очисного вибою і напрямком кліважу (тріщин у вугільному шарі). Установити кут між лінією вибою і напрямком тріщин у породах покрівлі.

2.7. Дати загальну оцінку впливу напрямку тріщин у вугільному шарі та породах покрівлі відповідно, на опірність вугілля різанню та стійкість привибійної частини лави.

2.8. Зробити ескіз ділянки шахтного поля з врахуванням розташування очисного вибою щодо напрямку південь-північ. На рисунку



вказати напрямки тріщин у вугільному шарі й у породах покрівлі, а також кути між ними й лінією очисного вибою.

2.9. На накресленому ескізі спроектувати нову виїмкову ділянку з зазначенням проектного положення очисного вибою, найбільш сприятливого з погляду опірності вугілля різанню й стійкості порід покрівлі.

2.10. Дати оцінку існуючого розташування очисного вибою щодо наявних напрямків тріщин у вугільному шарі й породах покрівлі.

## **ПРАКТИЧНА РОБОТА 2**

### **РОЗПОДІЛ ШАХТНОГО ПОЛЯ НА ЧАСТИНИ. ВИБІР ОПТИМАЛЬНОЇ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ І ОБҐРУНТУВАННЯ ЇЇ ПАРАМЕТРІВ**

Робота виконується протягом 4 годин.

Мета роботи: отримання практичних навичок з поділу шахтного поля на частини, обґрунтування напрямку відробки при роботі довгими очисними вибоями, вибір оптимальної системи розробки.

#### **Порядок виконання роботи**

1. Встановити кут падіння пласта ( $\alpha$ ) в різних частинах шахтного поля, відповідно до варіанту гіпсометричного плану (Додаток Б).

Кути визначаються за наступною формулою:

$$\alpha = \arctg\left(\frac{h}{H_{\text{при}}}\right), \text{ град,} \quad (2.1)$$

де  $h$  – вертикальна відстань між ізогіпсами, м (визначається як різниця між числовими відмітками висот сусідніх ізогіпс);

$H_{\text{при}}$  – розмір проекції відстані між ізогіпсами на горизонтальну площину (визначається за гіпсопланом як відстань між сусідніми ізогіпсами з врахуванням масштабу), м.



2. Визначити розміри шахтного поля по простяганню (S) і падінню (H).

Оскільки розміри шахтного поля на плані уявляють собою проекції на горизонтальну площину, розмір поля по падінню (H) слід визначати з врахуванням кута падіння пласта:

$$H = H_{\text{пр}} / \cos \alpha, \text{ м}, \quad (2.2)$$

де  $H_{\text{пр}}$  – проекція розміру шахтного поля по падінню, м.

3. Проаналізувати геологічні порушення, що є в шахтному полі. Визначити, чи будуть вони впливати на поділ шахтного поля на частини при його підготовці. Визначити розміри частин шахтного поля на які його ділять геологічні порушення [3, 5].

4. Обґрунтувати доцільний напрямок відпрацювання лав (по простяганню, по падінню, по повстанню) [5, 6].

5. Запропонувати доцільний варіант поділу шахтного поля на частини, що забезпечать найбільш ефективно відпрацювання запасів [5-7].

Враховуючі розмір шахтного поля, кут падіння пласта, метанообільність пласта і порід, глибину розробки прийняти рішення щодо необхідності поділу шахтного поля на блоки, панелі, виїмкові ступені. Запропонувати раціональні розміри частин шахтного поля.


6. Нанести на гіпсометричний план межі проектних частин шахтного поля. Вказати їх розміри.

7. Нанести на гіпсометричний план розкриваючі і підготовчі виробки для підготовки північної бремсбергової частини шахтного поля.

8. Запропонувати доцільний варіант системи розробки і обґрунтувати його параметри.

Обґрунтувати рішення щодо можливості повторного використання виїмкових виробок [6, 7].

9. Зобразити обрану систему розробку з вказанням необхідних розмірів. На кресленні позначити назви всіх виробок, рух свіжого і вихідного повітря, рух основного транспорту.



10. Дати оцінку необхідності заміни обраної системи розробки в інших частинах шахтного поля.

### **ПРАКТИЧНА РОБОТА 3 ПОРІВНЯННЯ КОМБАЙНОВОЇ І СТРУГОВОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ВИЙМАННЯ ВУГІЛЛЯ**

Робота виконується протягом 4 годин.

Мета роботи: отримання практичних навичок з аналізу технологічних схем очисних робіт.

#### **Порядок виконання роботи**

1. Аналіз паспортів кріплення і управління покрівлею очисних вибоїв, які обладнані комбайновим і струговим механізованими комплексами.

На основі наданих викладачем паспортів кріплення і управління покрівлею спочатку для комбайнової, а потім для стругової технології, виконати наступні завдання.

1.1. Встановити потужність і кут падіння вугільного пласта, що видобувається лавою.

1.2. Визначити типи і типорозміри обладнання, що використовується в очисному вибої і на сполученнях з лавою (виймальна машина, механізоване кріплення, конвеєр, перевантажувач, кріплення сполучення).

1.3. Встановити напрям відпрацювання пласта відносно елементів залягання.

1.4. Встановити довжину лави, довжину ніш.

1.5. Визначити схему роботи виймальної машини. Встановити добове і змінне число циклів з видобутку вугілля. Визначити ширину захвата виїмкової машини, добове і змінне посування фронту очисного вибою.

1.6. Визначити спосіб виймання і параметри кріплення ніш.



1.7. Визначити спосіб охорони виїмкових виробок за лавою (костри, БЗБТ, лита смуга), проаналізувати підтримання чи погашення виїмкових виробок за лавою.

1.8. Проаналізувати засоби підсилення кріплення в зоні опорного тиску. Визначити параметри цього кріплення.

1.9. Визначити склад змінної і добової бригади виїмкової дільниці. Описати розстановку робітників в лаві.

1.10. Проаналізувати техніко-економічні показники роботи очисного вибою.

2. Порівняння стругової і комбайнової технології робіт.

2.1. Скласти порівняльну таблицю основних технічних і техніко-економічних показників для різних технологій виймання.

2.2. Проаналізувати складену таблицю, визначивши сильні і слабкі сторони кожної з технологічних схем.

2.3. Сформулювати загальні переваги і недоліки комбайнової і стругової технології на основі проведеного аналізу [3, 7].

3. Запропонувати власні технологічні рішення з виймання вугілля, взявши за основу кращій з варіантів порівнювальних технологічних схем. Обґрунтувати запропоновані технологічні рішення.

## **ПРАКТИЧНА РОБОТА 4 ВИБІР І ОБҐРУНТУВАННЯ ТИПУ І ТИПОРОЗМІРУ МЕХАНІЗОВАНОГО КОМПЛЕКСУ ДЛЯ ЗАДАНИХ УМОВ**

Робота виконується протягом 4 годин.

Мета роботи: отримання практичних навичок вибору обладнання для ведення очисних робіт в лаві.

### **Порядок виконання роботи**

1. Загальні положення

Вихідна інформація для виконання роботи береться з першої лабораторної роботи. Якщо даних для виконання роботи не вистачає, їх видає викладач.



На підставі встановлених при виконанні практичної роботи №1 категорій порід покрівлі по обваленню за КД 12.01.01.503-2001 слід прийняти або відхилити можливість використання способу управління покрівлею повним обваленням. Якщо породи покрівлі мають категорію А4 повне обвалення неможливе без проведення заходів з знеміцнення порід (передове торпедування, гідроразрив та ін.).

Окрім цього слід проаналізувати категорії порід покрівлі і підшви по стійкості і в разі необхідності передбачити заходи щодо підвищення їх стійкості за рекомендацією КД 12.01.01.503-2001 [4].

## 2. Вибір механізованого кріплення

2.1. Відповідно до вихідних даних виписати з таблиці 4.1 типи механізованих кріплень, що відповідають категоріям покрівлі по обваленню (А) і стійкості нижнього шару (Б), куту залягання пласта ( $\alpha$ ) і міцності порід підшви на вдавнення ( $\sigma_{\text{вд}}$ ). Значення міцності порід підшви на вдавнення встановлюється за класифікацією порід підшви ДонВУГІ, наведеній в КД 12.01.01.503-2001 [4].

2.2. Користуючись інформацією щодо параметрів механізованих кріплень, наведених в табл. 4.1, для подальшого аналізу визначити типорозміри кріплень, з обраних в попередньому пункті, що працюють в діапазоні мінімальної і максимальної потужності пласта:

$$m'_{\text{max}} \geq m_{\text{max}} \quad (4.1)$$

$$h_{\text{min}} \leq m_{\text{min}}$$

де  $m_{\text{max}}$ ,  $m_{\text{min}}$  - фактична максимальна і мінімальна потужності пласта, М;

$m'_{\text{max}}$ ,  $h_{\text{min}}$  - максимальна і мінімальна висота секції мехкріплення, м.



Таблиця 4.1 – Основні параметри й умови застосування механізованих кріплень для тонких й середньої потужності пластів з кутами падіння до 35°

Показник	Типи механізованих кріплень				
	1КД 90	2КД 90	3КД 90	2КД 90Т	3КД 90Т
Мінімальна висота секцій $h_{\min}$ , м	0,56	0,71	1,0	0,75	1,0
Максимально можлива потужність пласта, що виймається, $m'_{\max}$ , М	1,25	1,5	2,0	1,5	2,0
Кут падіння пласта $\alpha$ не більше, град при вийманні по простяганню; при вийманні по падінню-підняттю	35 10	35 10	35 10	30 10	30 10
Категорія порід покрівлі по обваленню	A1, A2	A1, A2	A1, A2	A1, A2, A3	A1, A2, A3
Опір підтримувальної частини кріплення $P'$ , МПа	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6
Опір посадкового ряду кріплення $P'_{\text{пос}}$ , МН/м	1,17	1,17	1,17	1,17	1,17
Категорія порід по стійкості нижнього шару покрівлі	Б2, Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5
Крок встановлення секцій $l'_z$ , м	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
Крок пересування кріплення, м	0,8	0,8	0,8	0,63; 0,8	0,63; 0,8
Спосіб пересування секції	3 підпором	3 підпором	3 підпором	3 підпором	3 підпором
Коефіцієнт затягування покрівлі	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
Міцність порід підосви на вдавнення $\sigma'_{\text{вд}}$ не менше, МПа	2,0	2,0	2,0	3,5	3,5

Продовження табл. 4.1

Показник	Типи механізованих кріплень				
	1КДТ	2КДТ	ДМ	1КДД	2КДД
Мінімальна висота секцій $h_{\min}$ , м	0,88	1,17	0,61	0,74	1,13
Максимально можлива потужність пласта, що виймається, $m'_{\max}$ , м	1,8	2,5	1,5	1,6	2,4
Кут падіння пласта $\alpha$ не більше, град при вийманні по простяганню; при вийманні по падінню-підняттю	35 10	35 10	35 10	35 10	35 10
Категорія порід покрівлі по обваленню	A1, A2, A3	A1, A2, A3	A1, A2	A1, A2	A1, A2
Опір підтримуючої частини кріплення $P'$ , МПа	1,0	1,0	1,0	0,9	0,9
Опір посадкового ряду кріплення $P'_{\text{пос}}$ , МН/м	2,5	2,5	2,5	1,6	1,6
Категорія порід по стійкості нижнього шару покрівлі	Б3, Б4, Б5	Б3, Б4, Б5	Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5
Крок встановлення секцій $l'_z$ , м	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
Крок пересування кріплення, м	0,8	0,8	0,63;0,8	0,8	0,8
Спосіб пересування секції	3 підпором	3 підпором	3 підпором	3 підпором	
Коефіцієнт затягування покрівлі	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
Міцність порід підшви на вдавнення $\sigma'_{\text{вд}}$ не менше, МПа	1,2	1,2	1,2	3,0	3,0

Вибрані кріплення відповідають максимальній потужності шару і можуть бути встановлені в робочому стані при мінімальній потужності пласта.

### 3. Вибір складу механізованого комплексу

#### 3.1. Визначення комбінації техніки в очисному вибої

Оскільки строге визначення механізованого комплексу, як сталої комбінації обладнання є застарілим, комбінація техніки в очисному вибої (кріплення, комбайн, конвеєр) може бути визначена студентом на основі власних технологічних міркувань. Приклади таких комбінацій наведені в табл. 4.2 [8].

Таблиця 4.2 – Мінімальна висота секцій кріплення і максимально можлива виїмкова потужність пласта для деяких комбінацій обладнання очисного вибою

Комплекс		Склад і типорозмір устаткування				Мінімальна висота секції $h_{1min}$ , м	Максимально можлива потужність пласта, що виймається, $m^3max$ , м
Тип	Типорозмір	Механізоване кріплення		Конвеєр	Виїмкова машина		
		Тип	Типорозмір				
МКД90	I	КД90	I	СПЦ162-09	УКД200-250	0,56	1,25
МКД90	I	КД90	I	СПЦ162-09	КА200	0,56	1,25
МКД90	II	КД90	II	СПЦ162-11	УКД300	0,71	1,5
МКД90	III	КД90	III	СПЦ162-12	КДК400	1,0	2,0
МКД90Т	II	КД90Т	II	СПЦ162-11	УКД300; УКД400	0,71	1,5
МКД90Т	III	КД90Т	III	СПЦ162-12	КДК 400	1,0	2,0
МКДД	I	КДД	I	СПЦ 163 СПЦ 271М	УКД300 УКД400	0,74	1,6
МКДД	II	КДД	II	СПЦ 230	КДК 400; КДК500	1,13	2,4
МКДТ	I	КДТ	I	КСД 27	КДК 400; КДК500	0,88	1,8
МКДТ	II	КДТ	II	КСД 27	КДК 400; КДК500	1,175	2,5
МДМ	-	ДМ	-	СП 326 СПЦ 251	УКД 200-250; УКД300	0,61	1,5



Для визначених механізованих кріплень необхідно установити їхні типорозміри, типи конвеєрів і виїмкових машин, які задовольняють вимогам:


$$\begin{aligned} m''_{max} &\geq m_{max} \dots\dots\dots(4.2) \\ h'_{min} &\leq m_{min} \end{aligned}$$

### 3.2. Перевірка типорозміру механізованого комплексу по мінімальній потужності

Для обраних комбінацій очисного обладнання, користуючись параметрами обладнання наведеними в табл. 4.3, слід визначити мінімально необхідну потужність пласта  $m_{1min}$ , м, при якій забезпечується нормальне функціонування виїмкової машини в зоні її проходу під кріпленням (див. рис. 4.1, перетин I-I):

$$m_{1min} = \frac{H_k + B_1 + t_k + t_1 + h_y + h_r + h_3}{1000 \cdot (1 - 0,05 \cdot R_1)}, \quad (4.3)$$

- де  $H_k$  – висота корпусу виїмкової машини від подошви пласта, мм;
- $B_1$  – товщина перекриття секції кріплення в зоні проходу виїмкової машини під кріпленням, мм;
- $t_k$  – величина підштибовки завального борта конвеєра, мм;
- $t_1$  – висота породного шару на перекритті секції кріплення в зоні проходу виїмкової машини під кріпленням, мм;
- $h_y$  – величина вільного простору для керування комбайном, мм;
- $h_r$  – величина вільного простору для проходу виїмкової машини під кріпленням при зміні гіпсометрії пласта, мм;
- $h_3 = 50$  – запас вільного простору для проходу виїмкової машини під кріпленням, мм;
- $R_1$  – відстань від вибою до найбільш віддаленої від нього частини корпусу комбайна або борта стругової установки, м.



3.3. Визначити мінімально необхідну потужність пласта  $m_{2min}$ , м, при якій забезпечується допустима висота для проходу гірників під механізованим кріпленням (див. рис. 4.1, перетин II-II):

$$m_{2min} = \frac{B_0 + B_2 + H_n + t_0 + t_2}{1000 \cdot (1 - 0,05 \cdot R_2)} \quad (4.4)$$

де:  $B_0, B_2$  – відповідно товщина підшви й верхнього перекриття секції кріплення, мм;

$H_n = 500$  – мінімальна висота проходу для людей під кріпленням, мм,

$t_0, t_2$  – відповідно висота «штибового шару» під підшвою й «породного шару» на верхньому перекритті секції кріплення, мм;

$R_2$  – відстань від вибою до середини проходу для людей, м.



Таблиця 4.3 – Конструктивні параметри основних компонок механізованих комплексів для визначення показників нижньої межі виїмкової потужності пласта

Комплекс	Склад, тип і типорозмір устаткування		Конструктивні параметри											
	Тип	Типорозмір	Перетин I-I		Перетин II-II		Перетин III-III							
			Механізоване кріплення	Тип	Типорозмір	Відстань від вибою до перетину I-I, $R_1$ , м	Висота корпусу виїмкової машини від підшви шару $H_k$ , мм	Товщина перекриття $B_1$ , мм	Відстань від вибою до перетину II-II, $R_2$ , м	Товщина підстави секції кріплення $B_0$ , мм	Товщина перекриття $B_2$ , мм	Відстань від вибою до перетину III-III, $R_3$ , м	Мінімальна висота кріплення в складеному стані $H_{min}$ , мм	
МКД 90	I	КД90	I	СПЦ 162-0,9	Конвеєр	Віїмкова машина	1,4	450	75	3,38	40	60	4,08	500
МКД 90	I	КД90	I	СПЦ 162-0,9	Конвеєр	Віїмкова машина	1,5	520	100	3,31	108	90	3,81	560
МКД90	II	КД90	II	СПЦ162-11	Конвеєр	Віїмкова машина	1,4	450	100	3,31	108	90	3,81	710
МКД90	III	КД90	III	СПЦ162-12	Конвеєр	Віїмкова машина	1,825	800	100	3,31	108	90	3,81	1000
МКД90Т	II	КД90Т	II	СПЦ162-11	Конвеєр	Віїмкова машина	1,825	800	100	3,31	108	90	3,81	710

Продовження табл. 4.3

Комплекс	Склад, тип і типорозмір устаткування		Конструктивні параметри										
	Тип	Типорозмір	Перетин І-І		Перетин ІІ-ІІ		Перетин ІІІ-ІІІ						
Тип	Механізоване кріплення	Конвеєр	Відстань від вибою до перетину І-І, R <sub>1</sub> , м	Висота корпусу виїмкової машини від підшви шару Н <sub>к</sub> , мм	Товщина перекриття В <sub>1</sub> , мм	Відстань від вибою до перетину ІІ-ІІ, R <sub>2</sub> , м	Товщина підстави секції кріплення В <sub>0</sub> , мм	Товщина перекриття В <sub>2</sub> , мм	Відстань від вибою до перетину ІІІ-ІІІ, R <sub>3</sub> , м	Мінімальна висота кріплення в складеному стані Н <sub>min</sub> , мм			
МҚД90Т	ІІІ	КД90Т	ІІІ	СПЦ162-12	КДК 400	1,825	950	100	3,31	108	90	3,81	1000
МҚДД	І	КДД	І	СПЦ 163 СПЦ271М	УКД300 УКД400	1,825	800	80	-	-	-	3,73	740
МҚДД	ІІ	КДД	ІІ	СПЦ 230	КДК400 КДК500	1,782 1,75	950 950	80	-	-	-	3,73	1130
МҚДТ	І	КДТ	І	КСД 27	КДК400 КДК500	1,825	800	80	-	-	-	3,73	880
МҚДТ	ІІ	КДТ	ІІ	КСД 27	КДК400 КДК500	1,782 1,75	950 950	80	-	-	-	3,73	1175
МДМ	-	ДМ	-	СП 326 СПЦ 251	УКД 200-250 УКД300	1,87	690	80	-	-	-	3,25	610

Таблиця 4.4 – Технологічні параметри основних компонентів механізованих комплексів для визначення показників нижньої межі потужності пласта, що виймається

Комплекс	Склад, тип і типорозмір устаткування		Технологічні параметри								
	Перетин І-І		Перетин І-І			Перетин ІІ-ІІ					
	Тип	Типорозмір	Конвеєр	Віткова машина	Висота породного шару на перекритті секції кріплення т <sub>1</sub> , мм	Величина вільного простору для керування машиною т <sub>у</sub> , мм	Величина вільного простору для проходження машини при зміні кріплення т <sub>2</sub> , мм	Висота штривового шару під підшовою секції t <sub>0</sub> , мм	Висота породного шару на перекритті секції t <sub>2</sub> , мм		
МКД 90	І	КД90	І	СПЦ 162-0,9	УКД 200-250	30-40	0	0	35	10-20	15-25
МКД 90	І	КД90	І	СПЦ 162-0,9	КА200	30-50	0	0	55	20-30	25-35
МКД90	ІІ	КД90	ІІ	СПЦ162-11	УКД300	30-50	0	0	55	20-30	25-35
МКД90	ІІІ	КД90	ІІІ	СПЦ162-12	КДК400	30-50	0	0	55	20-30	25-35
МКД90Т	ІІ	КД90Т	ІІ	СПЦ162-11	УКД300 УКД400	30-50	0	0	55	20-30	25-35
МКД90Т	ІІІ	КД90Т	ІІІ	СПЦ162-12	КДК 400	30-50	0	0	55	20-30	25-35
МКДД	І	КДД	І	СПЦ 163 СПЦ 271М	УКД300 УКД400	30-45	0	0	55	20-30	25-35
МКДД	ІІ	КДД	ІІ	СПЦ 230	КДК400 КДК500	30-45	0	0	55	20-30	25-35

Продовження табл. 4.4

Комплекс		Склад, тип і типорозмір устаткування			Технологічні параметри						
		Перетин I-I	Тип	Типорозмір	Перетин I-I			Перетин II-II			
Типорозмір		Конвеєр			Висота породного шару на перекритті секції t <sub>1</sub> , мм	Величина вільного простору для керування h <sub>y</sub> , мм	Величина вільного простору для проходу вимкової машини під кріпленням при зміні гісометрії пласта h <sub>r</sub> , мм	Висота штибового шару під підшовою секцією t <sub>0</sub> , мм	Висота породного пласта на перекритті секції t <sub>2</sub> , мм		
МКДТ	I	КДТ	I	КСД 27	КДК400 КДК500	0	35	55	20-30	25-35	
	II	КДТ	II	КСД 27	КДК400 КДК500	0	35	55	20-30	25-35	
МДМ	-	ДМ	-	СП 326 СПЦ 251	УКД 200- 250 УКД300	0	35	55	20-30	20-30	

Дані для розрахунків наведені в табл. 4.3 і 4.4.

3.4. Визначити мінімально необхідну потужність пласта  $m_{3min}$ , М, при якій забезпечується робота механізованого кріплення без вичерпання її піддатливості в умовах максимального опускання порід покрівлі (див. рис. 4.1, перетин III-III):

$$m_{3min} = \frac{H_{min} + h_p}{1000 \cdot (1 - 0,05 \cdot R_3)}, \quad (4.5)$$

де  $H_{min}$  – мінімальна висота кріплення в складеному положенні, мм;

$h_p$  – запас гідравлічного розсування для розвантаження кріплення, мм; для шарів потужністю менш 1 м приймається 30 мм, для пластів більшої потужності – 50 мм;

$R_3$  – відстань від вибою до заднього ряду стійок кріплення, м.

Дані для розрахунків наведені в табл. 4.3.


3.5. Найбільше значення  $m_{1min}$ ,  $m_{2min}$  і  $m_{3min}$  прийняти за нижню межу потужності пласта, що виймається комплексом  $m_{нmin}$ , м.

На основі результатів розрахунків установити типи й типорозміри механізованих кріплень, комбайнів і конвеєрів, які можна використовувати в гірничо-геологічних умовах дільниці. Цими комплексами будуть ті, які задовольняють умовам:

$$\begin{aligned} m_{max} &\leq m''_{max}, \\ m_{min} &\geq m_{нmin} \end{aligned} \quad (4.6)$$

Якщо за гірничо-геологічними і гірничо-технічними умовами можливе застосування декількох типів і типорозмірів комплексів, то з них треба вибрати один. При цьому слід керуватися технологічними особливостями обладнання, його ресурсом, надійністю і ціною [7]. Вибір обґрунтувати.

4. Порівняти обране обладнання з визначеним з викопіювання з плану гірничих виробок, за яким виконувалась практична робота №1. Навести переваги і недоліки обраного варіанту відносно шахтного.



## ПРАКТИЧНА РОБОТА 5

### РОЗРАХУНОК ДОБОВОГО НАВАНТАЖЕННЯ НА ОЧИСНИЙ ВИБІЙ І ПОБУДОВА ПЛАНОГРАМИ РОБІТ

Робота виконується протягом 4 годин.

Мета роботи: знайомство з методиками розрахунку навантаження на очисний вибій, отримання практичних навичок побудови планограми робіт в лаві.

#### Порядок виконання роботи

1. Загальні відомості про методики розрахунку обсягу добового видобутку вугілля в лаві.

Розрахунок максимально можливого видобутку вугілля в лаві за добу  $A_{л}$  (т/доб) виконується за 3 факторами:

- по нормативу  $A_{н}$ ;
- по продуктивності виймальної машини  $A_{л}^M$ ;
- по газовому фактору  $A_{л}^Г$ .

1.1. Розрахунок нормативного навантаження на вибій.

Розрахунковий добовий видобуток в лаві не може бути меншим за величину нормативного видобутку для заданих гірничотехнічних умов. Величина нормативного добового навантаження на очисні вибої розраховується відповідно до СОУ 05.1.00185790.018:2012 [9] за залежністю:

$$A_{н} = (A_0 + a\Delta\ell_{оз}) \frac{n_{см} \cdot T_{см}}{1080} \cdot \frac{\gamma}{1,3} k_{г} k_{п} k_{з}, \quad (5.1)$$

де  $A_0$  — норматив навантаження на очисний вибій, т/добу [9]; якщо потужність пласта відмінна від вказаного в таблицях [9] значення, то  $A_0$  обчислюється за формулою:

$$A_0 = A_1 + \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} (A_2 - A_1), \quad (5.2)$$



де  $m_1, m_2$  — відповідні найближче менше і більше табличні [9] значення потужності пласта, м;

$A_1, A_2$  — табличні значення нормативних навантажень, т/добу;

$a$  — поправка до нормативу навантаження при зміні довжини очисного вибою на 1 м;

$\Delta \ell_{\text{оз}}$  — різниця довжин очисного вибою (прийнятої і нормативної), м;

$n_{\text{см}}$  — кількість змін з видобутку вугілля;

$T_{\text{см}}$  — тривалість зміни, хв;

$\gamma$  — щільність гірничої маси в масиві без врахування порід, що присікаються, т/м<sup>3</sup>;

$k_r$  — коефіцієнт, що враховує гірничо-геологічні умови,  $k_r = 0,85-0,95$ ;

$k_n$  — поправочний коефіцієнт, що вводитьься при використанні двох комбайнів:

$m = 0,8-1,2$  м                     $k_n = 1,3$

$m = 1,21-1,6$  м                    $k_n = 1,2$

$m = 1,61-3,2$  м                    $k_n = 1,1$ .

$k_{\text{э}}$  — поправочний коефіцієнт, що залежить від терміну експлуатації комплексу: при експлуатації від 1 до 2 років  $k_{\text{э}} = 0,9$ ; більше двох років —  $k_{\text{э}} = 0,85$ .

## 1.2. Розрахунок навантаження на вибій по продуктивності комбайну.

Навантаження на очисний вибій (т/добу) по продуктивності комбайну спрощено може бути розраховано як:

$$A_{\text{л}}^{\text{м}} = \frac{(T_{\text{зм}} - t_{\text{пз}}) n_{\text{зм}} \ell_{\text{л}} r m \gamma c}{T_{\text{ц}}}, \quad (5.3)$$

де  $T_{\text{зм}}$  — тривалість зміни, хв;

$t_{\text{пз}}$  — тривалість підготовчо-заключних операцій на початку зміни (20–30 хв);

$n_{\text{зм}}$  — кількість змін з видобутку вугілля за добу;

$\ell_{\text{л}}$  — довжина лави, м;

$r$  — ширина захвата комбайну;

$m$  — середня потужність пласта, що виймається, м;

$\gamma$  — об'ємна вага вугілля в масиві, м<sup>3</sup>/т;

$c$  — коефіцієнт видобування вугілля в очисному вибої ( $c = 0,98$ );  
 $T_{ц}$  — тривалість (хв) циклу з виймання вугілля:

$$T_{ц} = t_{в} + yt_{3} + t_{к}, \quad (5.4)$$

дет<sub>в</sub> — тривалість (хв) виймання вугілля комбайном протягом циклу:

$$t_{в} = (\ell_{л} - \sum \ell_{н}) \left( \frac{1}{V_{п} K_{г}} + \Delta t_{во} \right) K_{о}, \quad (5.5)$$

де  $\sum \ell_{н}$  — сумарна довжина ніш, м.

$V_{п}$  — швидкість (м/хв) подачі комбайна при вийманні вугілля. Як правило швидкість посування комбайна в лаві обмежується швидкістю задвижки секцій механізованого кріплення. При послідовній схемі пересування секцій доцільно приймати цю швидкість в діапазоні 2-2,4м/хв, при пересуванні секцій через одну (двома ГРОВ) зазначені швидкості можуть бути збільшені вдвічі.

$K_{г} = 0,75-0,85$  — коефіцієнт готовності виїмкового обладнання;

$\Delta t_{во} = 0,1-0,2$  — відносні витрати часу на допоміжні операції (усунення перешкод на шляху комбайна, заміна різців, підтягування кабеля і шланга зрошення та інші), що віднесені до 1 м довжини лави, хв /м;

$K_{о} = 1,10-1,15$  — коефіцієнт, що враховує відпочинок робітників і непередбачені простоя (з позалавних причин);

$y$  — змінна, що приймає значення 1 при односторонній схемі роботи комбайна і значення 0 при човниковій схемі роботи комбайна;

$t_{3}$  — тривалість зачистки вугілля комбайном на цикл, хв, визначається за формулою:

$$t_{3} = \frac{(\ell_{л} - \sum \ell_{н}) K_{о}}{V_{пз} K_{г}}, \quad (5.6)$$

де  $V_{пз}$  — швидкість подачі комбайну при зачищенні вугілля, м/хв. Приймати  $V_{пз} \approx 0,8 V_{доп}$ , де  $V_{доп}$  — максимальна технічно допустима (маневрова) швидкість подачі комбайна;

$t_k$  — тривалість кінцевих операцій (хв.) розраховується на підставі регресивних залежностей, встановлених ДонВУГІ (див. табл. 5.1).

Таблиця 5.1 — Тривалість кінцевих операцій  $t_k$

Регресивні залежності для визначення тривалості кінцевих операцій	Місто виконання кінцевих операцій
<b>при відсутності ниші</b>	
$t_{к1} = 57,5 + 10,2 \ln h - 28,8 \ln m + 10,2 \ln \ell_d$	На сполученні лави з пройденою (що проводиться) в масиві вугілля На сполученні лави з виробкою, що використовується вдруге
$t_{к2} = 54,8 + 15,7 \ln h - 9 \ln m + 10,3 \ln \ell_{дпв}$	
<b>при наявності ниші</b>	
$t'_{к1} = 55,5 + 13 \ln h - 1,7 \ln m - 12,8 \ln \ell_{н1}$	На сполученні лави з пройденою (що проводиться) в масиві вугілля На сполученні лави з виробкою, що використовується вдруге
$t'_{к2} = 60,9 + 1,7 \ln h + 24,2 \ln m + 4,9 \ln \ell_{н2}$	

В таблиці 5.1 прийняті наступні позначення:

$h$  — потужність порід безпосередньої покрівлі, м;

$\ell_d$  — довжина дільниці лави (на сполученні з пройденою в масиві вугілля виробкою), яка схильна до процесів розшарування і зміщення порід покрівлі, і що зумовлена наявністю цієї виробки, м;

$\ell_{дпв}$  — довжина дільниці лави (на сполученні з виробкою, що повторно використовується), яка схильна до процесів розшарування і зміщення порід покрівлі, і що зумовлена наявністю цієї виробки,  $\ell_{дпв} = (1,3-1,5) \ell_d$ , м.

Величина  $\ell_y$  визначається за формулою:

$$t_y = 0,11 (12,5 + 1,6h + 0,05H), \quad (5.7)$$

де  $H$  — глибина закладання виробки, м.

Якщо кінцеві операції виконуються на обох кінцях лави (при човниковій схемі роботи комбайна), то при визначенні  $t_k$  розраховуються осереднені витрати часу на виконання кінцевих операцій:

$$t_k = (t_{k1} + t_{k2})/2 \text{ або } t_k = (t'_{k1} + t'_{k2})/2 \quad (5.8)$$

1.3. Розрахунок навантаження на вибій за продуктивністю стругового комплексу [1].

Навантаження на очисний вибій (т/добу) за продуктивністю стругового комплексу визначається за формулою:

$$A_{зм} = T_{зм} n_{зм} q k_m, \quad (5.9)$$

де  $T_{зм}$  — тривалість зміни, хв;

$n_{зм}$  — кількість змін з видобування вугілля за добу;

$q$  — теоретична продуктивність струга, т/хв;

$k_m$  — змінний коефіцієнт машинного часу,  $k_m = 0,40-0,45$ .

1.4. Розрахунок навантаження на вибій за газовим чинником.

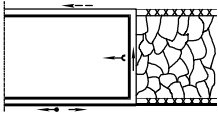
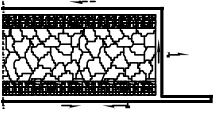
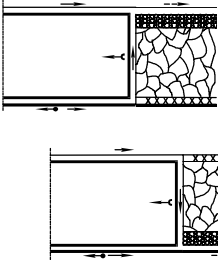
Максимально допустиме навантаження на очисний вибій за газовим чинником [10]:

$$A_{л}^{\Gamma} = \left( \frac{q_p A_H}{1440} \right)^{-1,67} \left( \frac{Q_p}{194} \right)^{1,93} A_H, \quad (5.10)$$

де  $q_p$  — очікувана середня відносна багатометановість очисної виробки або дільниці, м<sup>3</sup>/т; приймається в залежності від схеми провітрювання дільниці за таблицею 5.2;

$Q_p$  — максимальні витрати повітря (м<sup>3</sup>/хв) в очисній виробці або дільниці, що можна використати для розведення метану до допустимої концентрації. Розраховуються за формулами, що наведені в таблиці 5.2.

Таблиця 5.2 — Розрахунок параметрів  $Q_p$  і  $q_p$

Деякі схеми провітрювання виїмкової ділянки	Напрямок руху вихідного струменя повітря	$Q_p$ , $m^3/xв$	$q_p$ , $m^3/т$
	На масив	$60V_{max}F_{оч}k_{ут.в}$	$q_{уч}$
	На вироблений простір при $q_{уч}/q_{оч} > k_{ут.в}$ при $q_{уч}/q_{оч} \leq k_{ут.в}$	$60V_{max}F_{оч}k_{ут.в}$ $60V_{max}F_{оч}k_{о.з}$	$q_{уч}$ $q_{оч}$
	На вироблений простір	$60V_{max}F_{оч}k_{о.з}$	$q_{оч}$

Прийняті в таблиці позначення:

$q_{уч}$ ,  $q_{оч}$  — відповідно відносна багатометановість виїмкової ділянки і лави,  $m^3/т$ ; визначаються за формулами (5.12) і (5.13);

$k_{ут.в}$  — коефіцієнт що враховує витікання повітря через вироблений простір в межах виїмкової ділянки, визначається за формулами (5.14) і (5.15);

$V_{max}$  — максимально допустима по ПБ середня швидкість руху повітря в привибійному просторі [11],  $m/с$ ;

$F_{оч}$  — мінімальна площа ( $m^2$ ) поперечного перерізу привибійного простору лави в світлі. Для механізованих комплексів визначається інтерполяцією

$$F_{оч} = F_{min} + (m - m'_{min}) \frac{F_{max} - F_{min}}{m'_{max} - m'_{min}}, \quad (5.11)$$



де  $F_{\min}$  і  $F_{\max}$  — відповідно мінімальна і максимальна площа поперечного перерізу лави в світлі, табл. 5.3 [10], м<sup>2</sup>;

$m'_{\min}$  і  $m'_{\max}$  — відповідно мінімальна і максимальна потужність пласта, що виймається комплексом, м.

$k_{0,3}$  — коефіцієнт, що враховує рух частини повітря по виробленому простору, що примикає до привибійного, приймається за даними таблиці 5.4.

Таблиця 5.3 — Площа поперечного перерізу привибійних просторів у просвіті та питомий аеродинамічний опір очисних виробок з механізованим кріпленням [10]

Тип кріплення (комплексу)	Потужність пласта, що виймається м	Поперечний переріз лави у просвіті, м <sup>2</sup>	Питомий аеродинамічний опір, $r_{100}$ , даПа·с <sup>2</sup> /м <sup>6</sup>
1 КД 90	0,85	2,135	0,1036
	1,25	3,836	0,0435
2КД 90	1,10	2,632	0,0790
	1,50	4,106	0,0468
2КД 90Т	1,10	2,368	0,0619
	1,50	3,793	0,0485
3КД 90	1,35	3,137	0,0775
	2,00	5,834	0,0233
3КД 90Т	1,35	2,874	0,0543
	2,00	5,426	0,0461
ДМ	0,80	1,840	0,0820
	1,50	4,250	0,0480
1КДД	0,90	1,950	0,112
	1,60	4,600	0,044
2КДД	1,35	3,200	0,050
	2,40	7,200	0,0120
1ДТ	1,10	1,920	0,0617
	1,80	4,840	0,0363
КМ-87 УМН	1,15	2,3	0,107
	1,95	4,6	0,03

Продовження табл. 5.3

Тип кріплення (комплексу)	Потужність пласта, що виймається м	Поперечний переріз лави у просвіті, м <sup>2</sup>	Питомий аеродинамічний опір, $r_{100}$ , даПа·с <sup>2</sup> /м <sup>6</sup>
КМ-88	1,0	2,3	0,113
	1,3	2,7	0,074
1КМ-98	0,7	1,5	0,086
	1,3	3,4	0,025
КД-80	0,85	1,7	0,114
	1,20	2,4	0,085
1 КМТ	1,1	2,4	0,120
	1,5	3,3	0,040

Значення величин  $q_{уч}$  і  $q_{оч}$  при застосуванні дегазації джерел метановиділення визначаються за формулами:

$$q_{уч} = q_{пл} (1 - k_{д.пл}) + q_{в.п} (1 - k_{д.в.п}); \quad (5.12)$$

$$q_{оч} = q_{пл} (1 - k_{д.пл}) + k_{в.п} q_{в.п} (1 - k_{д.в.п}), \quad (5.13)$$

де  $q_{пл}$  — відносне метановиділення з пласта, що розробляється, м<sup>3</sup>/т;

$k_{д.пл}$  — коефіцієнт дегазації пласта, приймається в межах 0,2–0,4;

$k_{в.п}$  — коефіцієнт, що враховує метановиділення з виробленого простору в привибійний простір лави. Для схем з направленням вихідного струменя повітря з лави на масив приймається рівним 1; для схем з направленням вихідного струменя повітря з лави на вироблений простір і з охороною дільничної вентиляційної виробки кострами, бутокострами, бутовою смугою з вікнами (каналами) або суцільною бутовою смугою шириною до п'яти метрів  $k_{в.п}$  приймається рівним 0, в інших випадках  $k_{в.п}=0,5$ ;

$q_{в.п}$  — відносне метановиділення з суміжних пластів і пропластків, розташованих у вміщуючих породах, у вироблений простір, м<sup>3</sup>/т;

$k_{д.в.п}$  — коефіцієнт дегазації джерел метановиділення з виробленого простору приймається у межах 0,3–0,5;

Таблиця 5.4 - Значення коефіцієнта  $k_{O3}$

Спосіб управління покрівлею	Породи безпосередньої покрівлі	$k_{O3}$
Повне обвалення	пісковики	1,30
	піщані сланці	1,25
	глинисті сланці	1,20
	сипкі	1,05
Плавне опускання	незалежно від порід	1,15
Часткове закладання	незалежно від порід	1,10
Повне закладання	незалежно від порід	1,05
Повне обвалення при роботі щитових агрегатів	незалежно від порід	1,15

Значення коефіцієнта витікань повітря через вироблений простір:

— при відробці положистих і похилих пластів з управлінням покрівлею повним обваленням або плавним опусканням і при направленні вихідного потоку повітря вздовж виробленого простору лави:

$$k_{\text{ут.в}} = 1 + 0,5m_{\text{в.пр}} \exp(0,24f_{\text{ср}} - 0,35F_{\text{оч}}); \quad (5.14)$$

— при направленні вихідного струменю повітря вздовж масиву вугілля:

$$k_{\text{ут.в}} = 1 + 0,13m_{\text{в.пр}} \exp(0,35f_{\text{ср}} - 0,25F_{\text{оч}}), \quad (5.15)$$

де  $m_{\text{в.пр}}$  — виймана потужність пласта з породними прошарками, м;

$f_{\text{ср}}$  — середньозважений коефіцієнт міцності порід покрівлі по проф. Протодьяконову на відстані від пласта, рівній восьмиразовій його потужності.

Для остаточного встановлення величини навантаження на очисний вибій  $A_{\text{л}}$  робиться перевірка відповідності меншої з отриманих величин:  $\min(A_{\text{л}}^{\Gamma}, A_{\text{л}}^{\text{M}}) = A_{\text{л}}$  величині нормативного навантаження. У випадку, якщо



при розрахунку максимально допустимого навантаження на вибій буде отримане  $A_{л} > A_{н}$  — то ані газовий чинник, ані очисні машини, що застосовуються не обмежують навантаження на лаву; якщо  $A_{л} < A_{н}$  — обмежують і, отже, не забезпечиться окупаємість витрат на видобуток вугілля. Необхідно передбачити заходи зі зняття цього обмеження, тобто зі збільшення навантаження  $A_{л}$  до рівня  $A_{н}$ :

якщо навантаження на вибій обмежене газовим чинником, — такі, наприклад, як:

- збільшення площі поперечного перерізу привибійного простору за рахунок застосування кріплення, що менше захаращує робочий простір лави;
- проведення ефективної дегазації пласта і виробленого простору;
- застосування систем розробки зі схемами провітрювання з повним або частковим відокремленим розведенням шкідливостей по джерелам виділення;
- збільшення швидкості руху повітря по лаві (при дотриманні відповідних вимог ПБ).

## 2. Установлення графіка організації робіт протягом доби

Після встановлення рівня добового видобутку доцільно виконати розрахунок параметрів цикла і накреслити планограму робіт в лаві. Кількість циклів по вийманню вугілля за добу:

$$\bar{n}_{ц} = \frac{A_{л}}{\ell_{л} m r \gamma c}, \quad (5.16)$$

результат округляється до цілого числа.

Довжина лави

$$\bar{\ell}_{л} = \frac{A_{л}}{\bar{n}_{ц} m r \gamma c}. \quad (5.17)$$

При струговому вийманні вугілля у формулах (5.16) і (5.17) під величиною  $r$  мати на увазі крок пересування механізованого кріплення, м.



Тривалість циклу при вийманні вугілля комбайнами й струговими установками

$$\bar{T}_{\text{ц}} = \frac{(T_{\text{см}} - t_{\text{пз}})n_{\text{см}}}{\bar{n}_{\text{ц}}} \quad (5.18)$$

Тривалість зачистки вугілля комбайном протягом циклу (у випадку односторонньої схеми роботи комбайна)

$$\bar{t}_3 = \frac{(\bar{\ell}_л - \sum \ell_n)K_0}{v_{\text{пз}}K_{\Gamma}} \quad (5.19)$$

Тривалість виймання вугілля комбайном протягом циклу

$$\bar{t}_в = \bar{T}_{\text{ц}} - y\bar{t}_3 - t_{\text{к}} \quad (5.20)$$

При видобутку вугілля стругами тривалість циклу по вийманню вугілля  $\bar{T}_{\text{ц}}$  складається із тривалості виймання вугілля стругом  $\bar{t}_{\text{вс}}$  і тривалості пересувки кріплення  $\bar{t}_{\text{кц}}$ . Тривалість виймання вугілля стругом між пересуванням кріплення

$$\bar{t}_{\text{вс}} = \frac{r}{60h_c} \left( \frac{\bar{\ell}_л - \sum \ell_n}{v_c K'_{\Gamma}} + t_{\text{п}} \right) K_0, \quad (5.21)$$

де  $r$  — крок пересування кріплення, м;

$h_c, v_c, t_{\text{п}}$  — параметри виймання вугілля стругом;

$K'_c = 0,7-0,8$  — коефіцієнт готовності стругового виймання;

$K_0 = 0,10-0,15$  — коефіцієнт, що враховує відпочинок робітників і непередбачувані простой стругової установки (через позалавні причини).

Тривалість пересування (установки) кріплення при струговому вийманні

$$\bar{t}_{\text{кц}} = \bar{T}_{\text{ц}} - \bar{t}_{\text{вс}} \quad (5.22)$$

З використанням отриманих значень параметрів будується планограма робіт.



Приклади побудови планограм для односторонньої і човникової схем роботи комбайна наведено на рис. 5.1

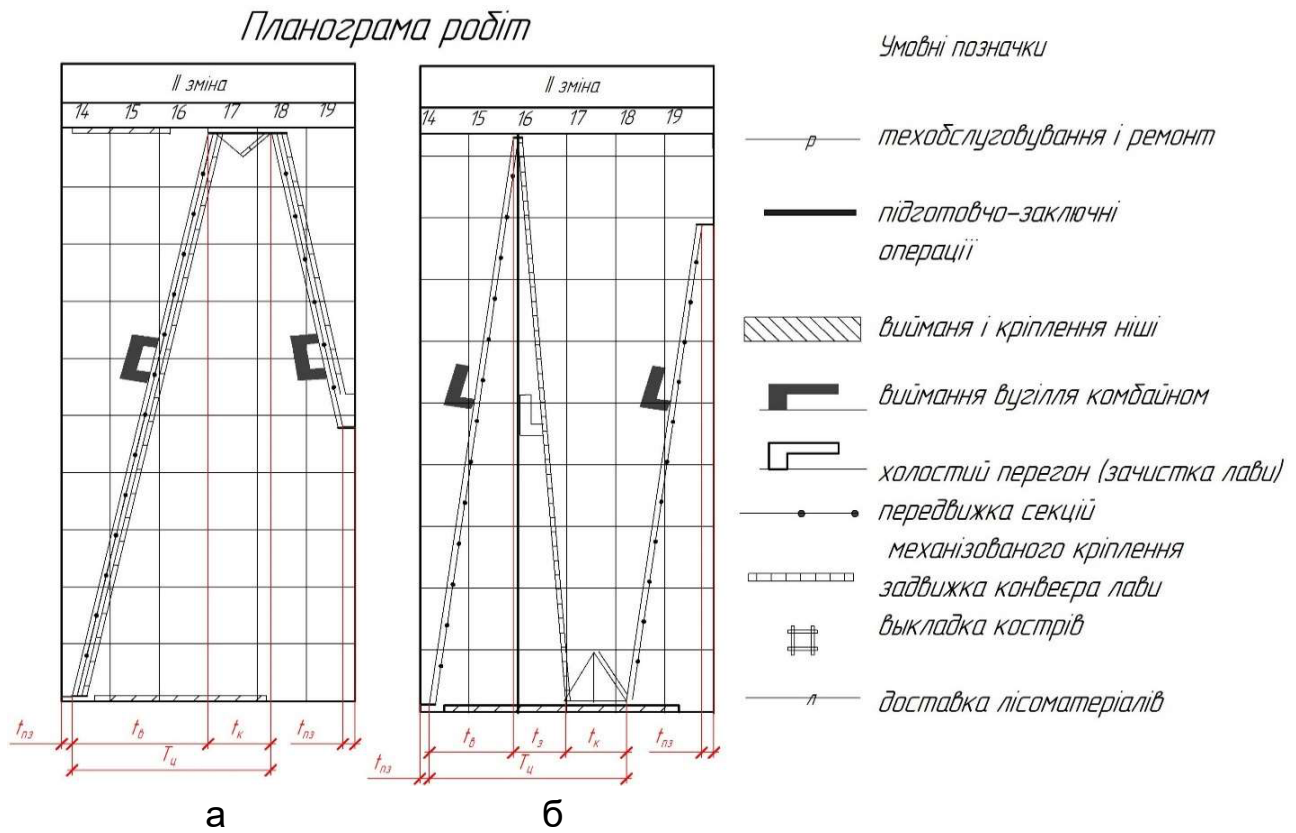
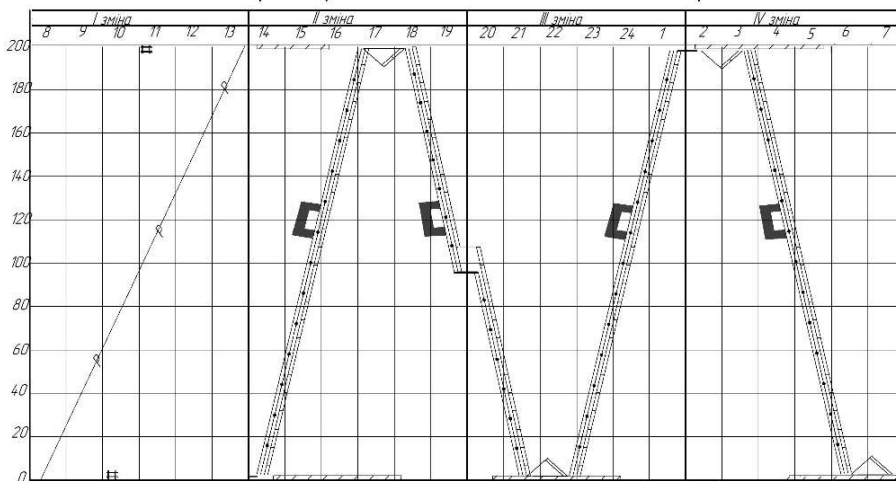


Рисунок 5.1 Побудова планограм робіт в лаві при човниковій (а) і односторонній (б) схемах роботи

На рисунку 5.1 наведено частина планограми, для 2 зміни. Приклади планограм робіт наведено на рис. 5.2.

Планограма робіт в лаві (човникова схема роботи)

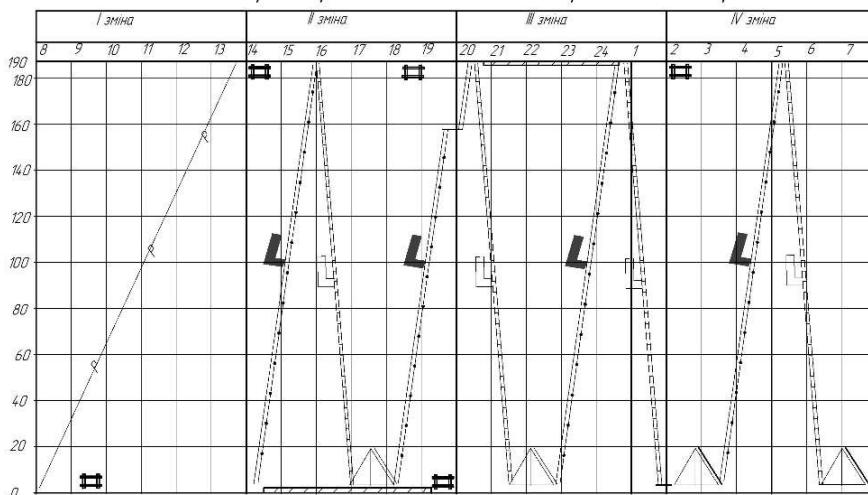


Умовні позначки

- техобслуговування і ремонт
- підготовчо-заключні операції
- виїмання і кріплення ніші
- виїмання вугілля комбайном
- передвижка секції механізованого кріплення
- задвижка конвеєра лави
- выкладка кастрів
- доставка лісоматеріалів

а

Планограма робіт в лаві (одностороння схема роботи)



Умовні позначки

- техобслуговування і ремонт
- підготовчо-заклучні операції
- виїмання і кріплення ніші
- виїмання вугілля комбайном
- холостий перегон (зачистка лави)
- передвижка секції механізованого кріплення
- задвижка конвеєра лави
- выкладка кастрів
- доставка лісоматеріалів

б

Рисунок 5.2 Планограми робіт в лаві при човниковій (а) і односторонній (б) схемах роботи

3. Розрахувати навантаження на очисний вибій, відповідно до методики, наведеної в пункті 1.

Вихідна інформація для виконання роботи береться з першої практичної роботи. Якщо даних для виконання роботи не вистачає, їх видає викладач.

4. Розрахувати параметри цикла з видобутку вугілля, відповідно до методики, наведеної в пункті 2. Накреслити планограму робіт в лаві для проведених розрахунків.



## **ПРАКТИЧНА РОБОТА 6**

### **ВИБІР РАЦІОНАЛЬНОГО СПОСОБУ ПРОВЕДЕННЯ ГІРНИЧОЇ ВИРОБКИ І ОБҐРУНТУВАННЯ ЙОГО ПАРАМЕТРІВ**

Робота виконується протягом 4 годин.

Мета роботи: знайомство з методиками розрахунку продуктивності прохідницьких машин.

#### **Порядок виконання роботи**

##### **1. Загальні відомості про проведення гірничої виробки**


###### **1.1. Вибір способу проведення виробок**

Гірничі виробки можуть проводитись комбайновим або буровибуховим способом. Прийнятій спосіб і технологічна схема проведення виробки повинні бути найбільш раціональними з точки зору темпів проведення, ефективності, безпеки робіт, механізації та економіки.

При вирішенні питань механізації прохідницьких робіт одночасно вибирають засоби транспорту. Буровибуховий спосіб проведення виробок потребує використання бурильних і навантажувальних машин. Показники продуктивності вибою розраховуються в такому випадку по цим машинам.

Основним критерієм вибору способу проведення виробки є міцність порід. При середній міцності порід на одноосьовий стиск до 60 МПа доцільним є використання комбайнового способу проведення. Однак кожний прохідницький комбайн має власну характеристику в якій зазначено допустимий відсоток присічки порід більшої міцності. При виборі способу проведення похилих виробок треба враховувати, що бремсберги проходиться переважно буровибуховим способом. Лише при кутах до 10 градусів не виключена можливість застосування прохідницьких комбайнів [3, 7].

Основні етапи спорудження виробки наступні: проведення технологічного відходу, монтаж прохідницького обладнання, проведення основної частини виробки, демонтаж прохідницького обладнання, перестилання і баластування рейкових колій, монтаж конвеєрів та ін.



Найбільш складний і важливий етап – проведення основної частини виробки.

### 1.2. Форма та розміри поперечного перетину виробки. Тип кріплення.

Форма поперечного перетину виробки залежить від стійкості бокових порід, умов її підтримання, терміну експлуатації виробки. Тип і типорозмір кріплення залежать від форми і розмірів.

Розрахунок параметрів кріплення виконується відповідно до діючого СОУ 10.1.00185790.011:2007. До того ж вони залежать від специфіки і потреб конкретного підприємства. Переважна більшість виробок України закріплена металевим арочним податливим кріпленням. Бетонне і залізобетонне кріплення використовується виключно в капітальних виробках.

Цим питанням буде присвячена практична робота 7.

### 1.3. Швидкість проведення виробки.

Місячну експлуатаційну швидкість проведення виробки  $\vartheta_{\text{міс}}$  (м/міс) розраховують згідно з формулою:

$$\vartheta_{\text{міс}} = n_{\text{дн}} \cdot n_{\text{зм}} \cdot k_{\text{м}} \cdot T_{\text{зм}} \cdot \frac{Q_{\text{т}}}{S_{\text{п}}}, \text{ м/міс} \quad (6.1)$$

де  $n_{\text{дн}}$  і  $n_{\text{зм}}$  – відповідно кількість робочих днів (25) у місяці та робочих змін за добу (3);

$k_{\text{м}}$  – коефіцієнт машинного часу;  $k_{\text{м}}=0,4$ ;

$T_{\text{зм}}$  – тривалість зміни, хв,  $T_{\text{зм}}=360$  хв.;

$Q_{\text{т}}$  – технічна продуктивність комбайну, м<sup>3</sup>/хв;


$S_{\text{п}}$  – площа поперечного перерізу виробки у проходці, м<sup>2</sup>.

### 1.4. Теоретична продуктивність прохідницьких комбайнів.

#### 1.4.1. Комбайни вибіркової дії.

Продуктивність прохідницьких комбайнів (м<sup>3</sup>/хв), визначається як:

$$Q_{\text{теор}} = S \cdot v, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (6.2)$$



де  $S$  – площа перерізу виробки, що руйнується виконавчим органом,  $\text{м}^2$ ;

$v$  – швидкість подачі виконавчого органу на вибій у даних гірничо-геологічних умовах,  $\text{м/хв}$ .

Для комбайнів, що мають виконавчий орган вибіркової дії у вигляді коронки, при поперечному різанні значення  $S$  збігається з площею перерізу заглибленої частини коронки, що проходить через її вісь, тобто

$$S = S_k \quad (6.3)$$

Якщо коронка має форму зрізаного конуса, то

$$S = \frac{D+d}{2}l \quad (6.4)$$

де  $d$  і  $D$  – відповідно малий і великий діаметри заглибленої частини коронки,  $\text{м}$ ;

$l$  – довжина заглибленої частини коронки, а в разі її повного заглиблення довжина всієї коронки [8],  $\text{м}$ .

Якщо коронка має форму двох напівсфер, то

$$S = DI \quad (6.5)$$

де  $D$  – діаметр різальних коронок,  $\text{м}$ .

Теоретичну продуктивність можна також визначити за потужністю приводу  $N$  [8], яка витрачається на руйнування породи ( $\text{кВт}$ ) і за параметром питомої енерговитрати на руйнування, а саме

$$Q_{\text{теор}} = 0,06 \frac{N}{H_w}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (6.6)$$

Технічну продуктивність комбайна визначають як максимально можливу в конкретних умовах. Вона нижча від теоретичної, бо її обчислюють з урахуванням втрат часу, викликаних перервами в роботі, що залежить від особливостей конструкції комбайна. Технічна



продуктивність визначається в кубічних метрах за хвилину ( $\text{м}^3/\text{хв}$ ), таким чином

$$Q_T = k_{\text{тех}} \cdot Q_{\text{теор}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (6.7)$$

$k_{\text{тех}}$  – коефіцієнт технічно можливої безперервності роботи комбайна, обчислений за такою формулою

$$k_{\text{тех}} = \frac{1}{\frac{1}{k_r} + \frac{T_{\text{п.к}} Q_{\text{теор}}}{S_{\text{п}} L}} \quad (6.8)$$

де  $k_r$  – коефіцієнт готовності комбайна, у якому враховано відносний час простоїв з метою усунення несправностей. Значення коефіцієнта готовності за даними хронометражних та експлуатаційних спостережень для нових комбайнів становлять 0,9;

$T_{\text{п.к}}$  – час простоїв за цикл, що залежить від специфіки конструкції комбайна, 10 – 15 хв;

$L$  – довжина проходки за цикл, м;

$S_{\text{п}}$  – площа перерізу виробки в проходці,  $\text{м}^2$ .

#### 1.4.2. Комбайни бурової дії

Продуктивність прохідницьких комбайнів ( $\text{м}^3/\text{хв}$ ), визначається як:

$$Q_{\text{теор}} = S \cdot v, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (6.9)$$

Для комбайнів, оснащених буровим виконавчим органом, значення  $S$  збігається з площею перерізу виробки в проходці  $S_{\text{пр}}$ .

Швидкість подачі  $v$  ( $\text{м}/\text{хв}$ ), визначають за такою формулою:

$$v = 0,06 n_{\text{в.о}} h_{\text{max}} m \quad (6.10)$$

де  $n_{\text{в.о}}$  – частота обертання виконавчого органа,  $\text{с}^{-1}$ , що залежить від міцності порід;

$h_{\text{max}}$  – максимальна товщина стружки (у разі застосування шарошки – глибина руйнування), мм;

$m$  – число різців (шарошок), задіяних у місці лінії руйнування.

Якщо напрямок подачі виконавчого органа збігається з віссю його обертання, то товщина зрізу постійна, тобто  $h = h_{max}$ . Коли напрямок подачі, перпендикулярний до осі обертання виконавчого органа, то зріз має серпоподібний вигляд. Середня товщина стружки:

$$h = \frac{2}{\pi} h_{max}, \text{ мм} \quad (6.11)$$

Товщина стружки (глибина руйнування) залежить від опірності породи руйнуванню з врахуванням геометричних, кінематичних й силових характеристик виконавчого органу.

Технічна продуктивність визначається в кубічних метрах за хвилину ( $\text{м}^3/\text{хв}$ ) таким чином:

$$Q_T = k_{\text{тех}} \cdot Q_{\text{теор}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (6.12)$$

$$k_{\text{тех}} = \frac{1}{\frac{1}{k_r} + \frac{T_{\text{ПК}} Q_{\text{теор}}}{S_{\text{П}} L}} \quad (6.13)$$

Значення коефіцієнта готовності  $k_r$  за даними хронометражних та експлуатаційних спостережень для бурових прохідницьких комбайнів  $k_r = 0,8$ .

Робочий цикл бурових комбайнів залежить від довжини виробки, що пройдена в період між простоями, які викликані заміною різців і коронок:

$$L = \frac{n_d n_{\text{заг}}}{100 S_{\text{П}} n_{\text{П}}}, \text{ м} \quad (6.14)$$

де  $n_d$  – допустимий відсоток виходу з ладу різців або шарошок;

$n_{\text{заг}}$  – загальне число різців або шарошок на виконавчому органі;

$n_{\text{П}}$  – питомі витрати різців або шарошок на одиницю об'єму відокремленої від масиву породи, шт./ $\text{м}^3$ .

1.5. Технічна продуктивність бурильних установок показує, скільки може бути пробурено шпурометрів за одну годину машинного часу в типових експлуатаційних умовах:

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{t_{\text{бур}} + t_{\text{доп}}}, \text{ м/год} \quad (6.15)$$

де  $t_{\text{бур}}$  – чистий час буріння шпура глибиною 1 м, хв;

$t_{\text{доп}}$  – допоміжний технологічний час, необхідний для буріння шпура глибиною 1 м, хв.

Чистий час буріння:

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{60k_0nv}, \text{ хв} \quad (6.16)$$

де  $k_0$  – коефіцієнт одночасності при роботі двох бурильних машин ( $k_0 = 0,7$ ); трьох бурильних машин ( $k_0 = 0,5$ );

$n$  – число шпурів, які пробурюються одночасно;

$v$  – швидкість буріння, м/с (залежить від міцності порід, а тому її значення приймають згідно із технічною характеристикою бурильної машини).

Допоміжний технологічний час:

$$t_{\text{доп}} = t_{\text{ман}} + t_{\text{зх}} + t_{\text{к}}, \text{ хв} \quad (6.17)$$

де  $t_{\text{ман}}$  – час, що витрачається на маніпуляції із встановлення й перестановки бурильних машин, передбачено, що дорівнює 0,25 – 0,5 хв на 1 м шпура;

$t_{\text{зх}}$  – час зворотного ходу бурильної головки на 1 м шпура, хв;

$t_{\text{к}}$  – час на заміну коронок, хв; передбачено, що становить 0,1 хв на буріння 1 м шпура.

Таким чином, технічна продуктивність (шпурометрів на годину)

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{\frac{1}{k_0nv} + (t_{\text{ман}} + t_{\text{зх}} + t_{\text{к}})} \quad (6.18)$$

Таблиця 6.1 Технічна характеристика шахтних бурильних установок

Обертальне буріння (марка установки)				
Параметри	БУЕ-1М	БУЕ-3	БКГ-2	БУА-3С
Розміри вибою, обурюваного з однієї позиції, м: – висота – ширина	4 3,8	4,2 5,4	3,5 4,5	3,4 3,7
Коефіцієнт міцності породи	8 – 16	16	16	6
Площа перерізу виробки в проходці, м <sup>2</sup>	8 – 12	9 – 25	9 – 22	15
Глибина буріння шпурів, м	3,0		2,8	2,5
Бурильна машина, тип/кількість	БУЕ/1; МБЕ/1	МБЕ/2	БКГ/2	БУА/1
Ходова частина, тип	Колісно-рейкова			Гусенична
Ширина колії, мм	600; 750; 900	750; 900	900	–
Габаритні розміри, м: – довжина – ширина – висота Маса, т	8,9 1,15 1,2 5,4	8,6 1,3 1,6 9,8	6,8 1,41 1,61 5,5	7,35 1,45 1,4 5,4
Ударно-обертальне (марка установки)				
Параметри	СБКНС-2	СБKN-2П	2БКП-3	3БК-5Д
Розміри вибою, обурюваного з однієї позиції, м: – висота – ширина	3 3,55	2,5 3,3	3,6 4,5	7,1 8,5

Продовження табл. 6.1

Параметри	СБКНС-2	СБKN-2П	2БКП-3	3БК-5Д
Коефіцієнт міцності породи	12 – 20			
Площа перерізу виробки в проходці, м <sup>2</sup>	5 – 10	5 – 11	9 – 20	60
Глибина буріння шпурів, м	2	2,5	3	4
Бурильна машина, тип/кількість	ПТ-36М/2; ПК-60/2	ПТ-36М/2; ПК-60/2	ПК-60/2	ПК-75/3
Ходова частина, тип	Колісно-рейкова			Пневмо-колісна
Ширина колії, мм	600; 750	750; 900		–
Габаритні розміри, м:	5,28	6,5	8,7	11,8
– довжина	0,95	1,35	1,75	2,4
– ширина	1,17	1,60	1,60	2,5
– висота	4,63	5,1	9	20
Маса, т				
Оборотно-ударне буріння (марка установки)				
Параметри	1БУ-1	1СБУ-2	1БУР-2	1СБУ-2К
Розміри вибою, обурюваного з однієї позиції, м:	4	3,92	4	5,8
– висота	5,2	5,88	5,8	6,2
– ширина				
Коефіцієнт міцності породи	16			
Площа перерізу виробки в проходці, м <sup>2</sup>	8 – 12	12 – 20	12 – 20	20 – 30

Продовження табл. 6.1

Параметри	1БУ-1	1СБУ-2	1БУР-2	1СБУ-2К
Глибина буріння шпурів, м	2,7; 3,3			4
Бурильна машина, тип/кількість	БГА-1М; 1БГА-1; ПК-75/1	БГА-1М; ПК-75/2	БГА-1М; 1БГА-1; ПК-75/2	БГА-1М/2
Ходова частина, тип	Колісно-рейкова	Гусенична	Колісно-рейкова	Гусенична
Ширина колії, мм	600; 750; 900	–	750; 900	–
Габаритні розміри, м:	8,7	9,1	8,7	9,2 – 10
– довжина	0,85	2	1,35	2,4
– ширина	1,5	1,8	1,5	2,35 – 2,75
– висота	4,05	8; 9	6,5	13,9 – 14,6
Маса, т				

### 1.6. Технічна продуктивність навантажувальних машин з закрібними лапами

$$Q_T = z \cdot n \cdot v_L, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (6.19)$$

де  $z$  – число закрібних лап (дві або чотири);

$n$  – число ходів кожної лапи за хвилину; приймається, що  $n = 30 - 35$  для важких вантажів і  $n = 45$  для легких;

$V_L$  – об'єм гірської маси, що захоплюється кожною лапою за робочий хід,  $\text{м}^3$ ;

$$V_L = \frac{B_3}{2} d_m h_{\text{гр}}, \text{ м}^3 \quad (6.20)$$

де  $B_3$  – ширина захвату, м;

$d_m$  – відстань між ділянками траєкторії руху лап під час закрібання маси й зворотного ходу,



$$d_m \geq (1,25 \div 1,4)\alpha_{max}, \text{ мм} \quad (6.21)$$

де  $\alpha_{max}$  – найбільший розмір шматків породи, мм;

$h_{ep}$  – середня висота загібного шару гірської маси, причому в разі навантаження скельних порід приймають, що вона дорівнює подвійній висоті загібної лапи, а при роботі із слабкими породами – висоті лапи, м.

Остаточне значення технічної продуктивність машини із загібними лапами


$$Q_T = 0,5z \cdot n \cdot d_m h_{ep} B_3, \text{ м}^3/\text{хв}. \quad (6.22)$$

2. Розрахувати продуктивність і швидкість проведення виробки, відповідно до методики, наведеної в пункті 1.

Вихідна інформація для виконання роботи береться відповідно до варіанту, виданого викладачем. Якщо даних для виконання роботи не вистачає, їх слід прийняти самостійно.

Таблиця 6.2 Вихідні данні

Варіант	1	2	3	4
Площа перетину виробки в проходці, м <sup>2</sup>	18,3	20,7	22,3	17,8
Виробка	квершлаг	конвеєрний штрек	бремсберг	польовий штрек
Тип вибою	породний	змішаний	породний	змішаний
Коефіцієнт міцності породи/вугілля/породи	6	6/1/5	7	4/2/3
Потужність пласта, м	-	1,5	-	1,0
Кут виробки, град	0	0	8	0



## ПРАКТИЧНА РОБОТА 7 РОЗРАХУНОК СЕРЕДНЬОЗВАЖЕНОЇ МІЦНОСТІ ПОРІД НАВКОЛО ГІРНИЧОЇ ВИРОБКИ

Робота виконується протягом 4 годин.

Мета роботи: знайомство з стандартною методикою розрахунку середньозваженої міцності порід.

### Порядок виконання роботи

1. Розрахунок середньозваженої міцності порід згідно СОУ 10.1.00185790.011:2007 [12].

Середню міцність порід  $R$  в мегапаскалях розраховують згідно з формулою [12]:

$$R = \frac{R_{кр} + R_{п}}{2}, \quad (7.1)$$

де  $R_{кр}$ ,  $R_{п}$  – міцності покрівлі і підшви відповідно, МПа.

Міцності покрівлі  $R_{кр}$  і підшви  $R_{п}$  в мегапаскалях розраховують згідно з формулою [12]:

$$R_{кр} = \frac{R_1 m_1 k_1 + R_2 m_2 k_2 + \dots + R_i m_i k_i}{m_1 k_1 + m_2 k_2 + \dots + m_i k_i}, \quad (7.2)$$

де  $R_1, R_2, \dots, R_i$  – значення міцності окремих шарів порід, МПа;

$m_1, m_2, \dots, m_i$  – товщина шарів порід, м;

$k_1, k_2, \dots, k_i$  – коефіцієнти впливу шарів порід на визначувану міцність, розраховуються згідно з формулою [1]:

$$K_i = \exp \left[ -\alpha \left( \ell_i - \frac{h}{2} \right) \right], \quad (7.3)$$


де  $\alpha$  – емпіричний коефіцієнт, визначається згідно з таблицею 7.1;

$\ell_i$  – відстань від середини виробки в проходці до середині визначеного шару порід, м;

$h$  – висота виробки у проходці, м.

Таблиця 7.1 – Значення емпіричних коефіцієнтів [12]

Вид підтримання підготовчої виробки	Значення коефіцієнта $\alpha$
1	2
<p>1. Підтримання підготовчої виробки у різні проведення:</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- у масиві вугілля або порід; 0,50</li> <li>- під виробленим простором; 0,50</li> <li>- по обвалених породах виробленого простору; 0,50</li> <li>- за очисним вибоєм з двостороннім боковим боковим виробленим простором; 0,40</li> <li>- за очисним вибоєм у суцільному виробленому просторі; 0,35</li> <li>- за очисним вибоєм по межі масиву вугілля; 0,30</li> <li>- вприсічку до виробленого простору; 0,25</li> <li>- біля вугільного цілика шириною <math>h_{ц} &gt; 10\text{м}</math> <math>0,11 + 0,004h_{ц}</math></li> </ul>	
<p>2. Підтримання підготовчої виробки у разі експлуатації:</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- у надробленій товщі у разі відробки суміжних лав; 0,40</li> <li>- у виробленому просторі у разі відробки суміжних лав; 0,35</li> <li>- у разі подальшої надробки; 0,25</li> <li>- вприсічку до виробленого простору у разі відробки лав; 0,20</li> <li>- у масиві вугілля або порід попереду першого очисного вибою; 0,18</li> <li>- за першим очисним вибоєм; 0,15</li> <li>- попереду першого очисного вибою; 0,13</li> <li>- за другим очисним вибоєм; 0,12</li> <li>- біля вугільного цілика шириною <math>h_{ц} &gt; 10\text{м}</math> <math>0,05 + 0,005h_{ц}</math></li> </ul>	



Вплив шарів порід треба враховувати на висоту не менше ніж 20 м від середини виробки у покрівлі і підшви. При цьому шари порід значної поділяти товщини треба на окремі шари товщиною не більше ніж 5 м.

Породи, що залягають вище середини виробки треба відносити до покрівлі, нижче - до підшви.

Міцності шарів порід  $R_i$  в мегапаскалях треба визначати з урахуванням порушеності породного масиву згідно з формулою [12]:

$$R_i = R_o * K_c , \quad (7.4)$$

де  $R_o$  – опір порід одновісьовому стисненню. МПа;

$K_c$  – коефіцієнт, що враховує порушеність породного масиву.

$K_c = 1,0$  для непорушеного породного масиву;

$K_c = 0,7$  у разі значної кількості порушень;

$K_c = 0.4$  у зонах дроблення, зминання, замках складок.

У разі обводнення виробок опір порід зменшують на:

20% у пісковиках,

30% у вапняках,

40% в алевролітах,

50% в аргілітах.

2. Розрахувати середньозважену міцність порід, відповідно до методики, наведеної в пункті 1.

Вихідна інформація для виконання роботи береться відповідно до варіанту, виданого викладачем. Якщо даних для виконання роботи не вистачає, їх слід прийняти самостійно.

Глибина розробки  $H$ , м; потужність пласта  $m$ , м; міцність вугілля  $R_v$ , МПа; кріплення металеве аркове АПЗ перерізом  $S$ , м<sup>2</sup>; ширина виробки в просвіті  $B$ , м; висота  $H_{пр}$ , м в просвіті та  $H_ч$ , м начорно; об'ємна вага порід  $\gamma = 25$  кН/м<sup>2</sup>.


Покрівля (по мірі віддалення від пласта):

аргіліт –  $m_1$ , м міцністю  $R_1 = 30$  МПа;

аргіліт –  $m_2$ , м,  $R_2$ , МПа;

алевроліт  $m_3$ , м,  $R_3$ , МПа;

алевроліт  $m_4$ , м,  $R_4$ , МПа;



пісковик  $m_5$ , м,  $R_5$ , МПа;

пісковик  $m_6$ , м,  $R_6$ , МПа.

Підошва (по мірі віддалення від пласта);

пісковик  $m_7$ , м,  $R_7$ , МПа;

пісковик  $m_8$ , м,  $R_8$ , МПа;

алевроліт  $m_9$ , м,  $R_9$ , МПа;

алевроліт  $m_{10}$ , м,  $R_{10}$ , МПа;


алевроліт  $m_{11}$ , м;  $R_{11}$ , МПа;

Підривання порід - верхнє.

Кут падіння порід – 0 градусів.

Таблиця 7.2 Вихідні данні

№ вар-ту	H, м	m, м	R <sub>в</sub> , МПа	Данні виробки, м				Потужність шарів порід, м											Міцність шарів порід, МПа											Обводненість порід	Порушеність масиву
				S, м <sup>2</sup>	B	H <sub>пр</sub>	H <sub>ч</sub>	m <sub>1</sub>	m <sub>2</sub>	m <sub>3</sub>	m <sub>4</sub>	m <sub>5</sub>	m <sub>6</sub>	m <sub>7</sub>	m <sub>8</sub>	m <sub>9</sub>	m <sub>10</sub>	m <sub>11</sub>	R <sub>1</sub>	R <sub>2</sub>	R <sub>3</sub>	R <sub>4</sub>	R <sub>5</sub>	R <sub>6</sub>	R <sub>7</sub>	R <sub>8</sub>	R <sub>9</sub>	R <sub>10</sub>	R <sub>11</sub>		
								3,0	5,0	6,0	7,0	3,0	4,0	6,0	3,0	4,0	7,0	5,0	3,0	4,0	7,0	3,0	30	22	30	22	30	22	30		
0	1047	1,7	1,8	15,5	5,2	3,55	3,8	2,0	6,0	6,0	4,0	3,0	6,0	3,0	4,0	7,0	7,0	5,0	3,0	31	47	44	65	77	73	95	46	59	61	ні	слабка
1	1019	1,2	1,7	18,3	5,44	3,96	4,2	3,0	5,0	6,0	7,0	3,0	4,0	3,0	3,0	8,0	3,0	3,0	22	34	50	58	79	80	61	94	45	43	52	так	не порушений
2	922	1,3	1,5	15,5	5,2	3,55	3,8	5,0	3,0	7,0	6,0	10,0	1,0	5,0	6,0	4,0	9,0	3,0	30	38	48	58	63	87	61	99	40	41	53	ні	слабка
3	1122	1,7	1,6	18,3	5,44	3,96	4,2	3,0	4,0	5,0	6,0	5,0	1,0	3,0	5,0	6,0	5,0	5,0	22	39	43	49	66	70	63	76	46	42	47	так	не порушений
4	722	1,3	1,7	15,5	5,2	3,55	3,8	2,0	5,0	5,0	8,0	4,0	2,0	5,0	4,0	5,0	7,0	3,0	26	34	40	44	77	71	65	94	47	57	60	ні	слабка
5	1139	1,7	1,8	18,3	5,44	3,96	4,2	4,0	6,0	6,0	4,0	4,0	5,0	3,0	6,0	3,0	9,0	2,0	21	34	42	55	72	76	80	98	47	40	48	так	не порушений
6	927	1,0	1,4	15,5	5,2	3,55	3,8	3,0	4,0	4,0	4,0	8,0	3,0	4,0	3,0	4,0	4,0	5,0	30	39	42	59	70	67	69	60	40	48	42	ні	слабка
7	740	1,4	1,3	18,3	5,44	3,96	4,2	4,0	3,0	4,0	4,0	5,0	2,0	2,0	4,0	4,0	10,0	4,0	23	35	43	56	79	100	68	68	49	46	42	так	не порушений
8	548	1,1	1,6	15,5	5,2	3,55	3,8	2,0	3,0	3,0	7,0	8,0	1,0	5,0	3,0	6,0	7,0	3,0	30	36	43	47	71	97	67	74	44	49	56	ні	слабка
9	1155	1,6	1,1	18,3	5,44	3,96	4,2	5,0	2,0	3,0	8,0	8,0	3,0	4,0	5,0	4,0	4,0	5,0	23	32	48	47	75	91	61	60	40	41	41	так	не порушений
10	536	1,3	1,1	15,5	5,2	3,55	3,8	4,0	6,0	4,0	6,0	9,0	2,0	2,0	6,0	7,0	4,0	5,0	28	37	49	43	79	67	70	91	45	58	57	ні	слабка



## ПРАКТИЧНА РОБОТА 8 РОЗРАХУНОК ОПТИМАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ КРІПЛЕННЯ ГІРНИЧОЇ ВИРОБКИ

Робота виконується протягом 4 годин.

Мета роботи: знайомство з методикою вибору і розрахунку параметрів кріплення гірничої виробки.

### Порядок виконання роботи

#### 1. Загальні відомості

##### 1.1. Визначення загальних коефіцієнтів

Вибір кріплення, способів і засобів охорони підготовчих виробок здійснюється технологічною службою шахти на підставі [12]:

- а) аналізу даних інженерно-геологічних і гідрогеологічних досліджень;
- б) визначення величини зміщень порід та закономірностей процесу їх розвитку;
- в) визначення впливу на зміщення порід геометричних розмірів виробки, стійкості гірських порід, динамічного проявлення гірничого тиску;
- г) визначення навантаження на кріплення.

Аналіз даних інженерно-геологічних і гідрогеологічних досліджень дозволяє прийняти раціональне розташування кожної підготовчої виробки та засіб її охорони від впливу очисних робіт.

Для обґрунтованого вибору типу кріплення підготовчих виробок потрібне визначення впливу:

- а) геометричних розмірів виробки;
- б) стійкості гірських порід;
- в) динамічного проявлення гірничого тиску.

Вплив геометричних розмірів підготовчої виробки на вибір кріплення характеризується коефіцієнтом  $K_S$ , що розраховується згідно з формулою [12]:



$$K_S = 0,2(B_{\text{пр}} - 1) \quad (8.1)$$

де  $B_{\text{пр}}$  – ширина виробки в проходці, м, розраховується згідно з формулою:

$$B_{\text{пр}} = 1,1B + B_{\text{д}}, \quad (8.2)$$

де  $B$  – ширина виробки у проясвіті з урахуванням профілю кріплення і затяжки, м;

$B_{\text{д}}$  – додаткова ширина, залежно від технології проведення виробки, м.

$B_{\text{д}} = 0$  у разі тампонажу простору за кріпленням;

$B_{\text{д}} < 0.4$  м у разі проведення підготовчої виробки у масиві вугілля або порід (дорівнює подвійному перебору порід: технологічно дозволена величина перебору порід 0.2 м);

$B_{\text{д}}$  дорівнює сумі відстаней від кріплення до засобів охорони з обох боків виробки у разі проведення підготовчих виробок за очисним вибоєм.

Вплив стійкості гірських порід на вибір кріплення характеризується коефіцієнтом  $K_y$ , що розраховується згідно з формулою [12]:

$$K_y = 1,64 - 0,016R, \quad (8.3)$$

де  $R$  – середня міцність порід. МПа.

Вплив динамічного проявлення гірничого тиску характеризується коефіцієнтом динамічності  $K_{\text{д}}$ , який визначають згідно з таблицею 8.1.

Таблиця 8.1 – Значення коефіцієнта динамічності  $K_{\text{д}}$  [12]

Зазор між кріпленням та покрівлею. мм	0	50	100	200	300	500
Значення коефіцієнта динамічності $K_{\text{д}}$	2,0	2,2	2,4	2.6	2,8	3,0



На підставі розрахунку величин зміщень порід, які визначають диференційовано в покрівлі, підошві і боках підготовчої виробки, а також закономірностей зміни зміщень у конкретних умовах визначаються:

- тип кріплення та щільність його установки;
- спосіб і засіб охорони;
- оптимальний час і очікувані обсяги проведення ремонтних робіт у підготовчій виробці.

## 1.2. Розрахунок очікуваних максимальних зміщень порід на контурі виробки

Проектні рішення з вибору способів і засобів підтримання підготовчих виробок треба приймати за величиною очікуваних максимальних зміщень порід на контурі поперечного перерізу, що визначають диференційовано в покрівлі, підошві і боках виробки.

Зміщення порід у підготовчих виробках, що проводять в геологічних порушеннях, або які попадають під час проведення в зону підвищеного гірничого тиску, визначають залежно від конкретних гірничотехнічних ситуацій.

Зміщення покрівлі  $U_{кр}$  в міліметрах розраховують згідно з формулою [12]:

$$U_{кр} = UK_{кр} \quad (8.4)$$

де  $U$  – зміщення покрівлі і підошви (далі - сумарне зміщення порід) у певний період підтримання підготовчої виробки, мм;

$K_{кр}$  – коефіцієнт, що характеризує частку зміщень покрівлі у загальних зміщеннях покрівлі і підошви, розраховують згідно з формулою [12]:

$$K_{кр} = R_{п}K_{н}/(R_{кр}+R_{п}) \quad (8.5)$$

де  $R_{кр}$ ,  $R_{п}$  – міцності покрівлі і підошви, МПа;

$K_{н}$  – коефіцієнт впливу глибини розробки  $H$  м, який залежить від способу підтримання виробок.

Для виробок, які проводять в масиві вугілля або порід, біля вугільних



ціликів, по виробленому простору, у попередньо надробленій товщі порід, а також тих, що підтримують біля вугільних ціликів і у виробленому просторі,  $K_H$  розраховують згідно з формулою [12]:

$$K_H = 1,2 - 0,0004H . \quad (8.6)$$

Для виробок, які підтримують попереду і позаду очисних вибоїв, а також при подальшій надробці,  $K_H$  розраховують згідно з формулою [12]:

$$K_H = 1,14 - 0,00052H . \quad (8.7)$$

Для виробок, які проводять за лавою по межі масиву вугілля, широким ходом і у суцільному виробленому просторі,  $K_H$  розраховують згідно з формулою:

$$K_H = 1.48 - 0,00031H \quad (8.8)$$

Для виробок, які проводять вприсічку до виробленого простору,  $K_H$  розраховують згідно з формулою [12]:

$$K_H = 0,88 - 0,00031H . \quad (8.9)$$

Величину зміщень боків  $U_6$  в міліметрах розраховують згідно з формулою:

$$U_6 = UK_6 . \quad (8.10)$$

де  $U$  – згідно з формулою (8.11);

$K_6$  – коефіцієнт, що характеризує зміщення боків виробки  $U_6$  по відношенню до сумарного зміщення порід  $U$ . Значення коефіцієнта  $K_6$  відповідно до таблиці 8.2.



Таблиця 8.2 – Коефіцієнти, що характеризують зміщення боків виробки по відношенню до сумарного зміщення порід [12]

Вид підтримання підготовчих виробок	Значення коефіцієнтів $K_6$
1. Підтримання підготовчої виробки у разі проведення:	
- у масиві вугілля і порід	0,20
- вприсічку до виробленого простору	1,15
- біля вугільних ціликів	0,65
- за очисним вибоєм по межі масиву вугілля або порід	0,41
- за очисним вибоєм широким вибоєм	0,30
- у попередньо надробленому масиві вугілля	0,10
- по виробленому простору	1,00
2. Підтримання підготовчої виробки у разі експлуатації:	
- попереду першого очисного вибою	0,39
- за першим очисним вибоєм	0,65
- попереду другого очисного вибою	0,51
- за другим очисним вибоєм	0,56
- вприсічку до виробленого простору	0,82
- біля вугільних ціликів	0,82
- при подальшій надробці	0,38
- попередньо надроблених	0,48
- проведених по виробленому простору	1,00

Сумарне зміщення порід у виробках, які підтримують при проведенні у масиві вугілля або порід поза зонами впливу очисних робіт,  $U$  в міліметрах розраховують згідно з формулою:

$$U = 1,5 H K_s K_y, \quad (8.11)$$

Величину зміщень покрівлі  $U_{кр}$  розраховують згідно з формулою (8.4), боків  $U_6$  – згідно з формулою (8.10).

### 1.3. Розрахунок параметрів кріплення

Тип кріплення підготовчих виробок та щільність його встановлення вибирають на підставі розрахунку очікуваних зміщень порід покрівлі у відповідний період їх проведення та підтримання.

Спочатку розраховують висоту склепіння порід, що розшарувалися,  $h_c$  в метрах, згідно з формулою [12]:

$$h_c = \frac{U_{кр}}{\alpha}, \quad (8.12)$$

де  $U_{кр}$  - згідно з формулою (8.4);

$\alpha$  - відповідно до таблиці 7.1.

При значеннях  $\frac{U_{кр}}{\alpha}$  менше ніж 0,2  $V_{пр}$  приймають  $h_c = 0,2 V_{пр}$  ( $V_{пр}$  - згідно з формулою 7.2);

Розраховують вагу порід  $P$  в кілоньютонах, що формують навантаження на кріплення 1 м підготовчої виробки, згідно з формулою:

$$P = \frac{2}{3} V_{пр} \gamma h_c, \quad (8.13)$$

де  $V_{пр}$  - згідно з формулою (7.2);

$\gamma$  - об'ємна вага порід,  $\text{кН/м}^3$ ;

$h_c$  - згідно з формулою (8.12);

Необхідну кількість рам  $n$  на 1 м виробки встановлюють згідно з формулою:

$$n = \frac{P}{P_{кр}}, \quad (8.14)$$


де  $P$  - згідно з формулою (8.13);

$P_{кр}$  - робочий опір кріплення,  $\text{кН}$ .

Робочий опір кріплення  $P_{кр}$  визначають відповідно до нормативної характеристики конструкції, піддатливості і несучої здатності кріплення.

Мінімально необхідну кількість рам за весь термін служби виробки визначають, виходячи з максимальної ваги порід над виробкою, яка створюється в один з періодів її підтримання (переважно в останній).

Паспортну щільність зведення кріплення приймають за найближчим



значенням  $n$  у ряду: 1,0; 1,25; 1,5; 2,0; 2,5; 3.

Якщо одержана величина  $n$  менше ніж 1,0 рама/м або більше ніж 3 рами/м, треба передбачати інший тип кріплення, що має відповідно менший або більший опір, наприклад, металеве кріплення з більш легкого або більш важкого спецпрофілю або кріплення іншої конструкції. Величина  $n$  більше ніж 3 рами/м при застосуванні кріплення з найважчого спецпрофілю згідно з ГОСТ 18662 означає, що в даних умовах підтримання виробки тільки за допомогою кріплення неможливе і потрібні додаткові заходи, що сприятимуть зменшенню зміщень порід. До них відносять: зміцнення порід, розвантаження масиву, що вміщує виробку, від підвищеного гірничого тиску, зменшення перерізу гірничої виробки, проведення виробок у більш міцних породах, застосування раціональних видів примикання до очисного вибою та ін.

2. Розрахувати очікувані зміщення і параметри кріплення, відповідно до методики, наведеної в пункті 1. Середньозважену міцність порід в розрахунках треба прийняти за розрахунками практичної роботи №7.

Вихідна інформація для виконання роботи береться відповідно до варіанту, виданого викладачем. Якщо даних для виконання роботи не вистачає, їх слід прийняти самостійно.

Глибина розробки  $H$ , м; потужність пласта  $m$ , м; міцність вугілля  $R_v$ , МПа; кріплення металеве аркове АПЗ перерізом  $S$ , м<sup>2</sup>; ширина виробки в просвіті  $B$ , м; висота  $H_{пр}$ , м в просвіті та  $H_ч$ , м начорно; об'ємна вага порід  $\gamma = 25$  кН/м<sup>2</sup>.

Покрівля (по мірі віддалення від пласта):

аргіліт –  $m_1$ , м міцністю  $R_1 = 30$  МПа;

аргіліт –  $m_2$ , м,  $R_2$ , МПа;

алевроліт  $m_3$ , м,  $R_3$ , МПа;

алевроліт  $m_4$ , м,  $R_4$ , МПа;

пісковик  $m_5$ , м,  $R_5$ , МПа;

пісковик  $m_6$ , м,  $R_6$ , МПа.


Підошва (по мірі віддалення від пласта):

пісковик  $m_7$ , м,  $R_7$ , МПа;

пісковик  $m_8$ , м,  $R_8$ , МПа;

алевроліт  $m_9$ , м,  $R_9$ , МПа;

алевроліт  $m_{10}$ , м,  $R_{10}$ , МПа;



алевроліт  $m_{11}$ , м;  $R_{11}$ , МПа;  
Підривання порід - верхнє.  
Кут падіння порід – 0 градусів.

Таблиця 8.3 Вихідні данні

№ вар-ту	H, м	m, м	R <sub>в</sub> , МПа	Данні виробки, м				Потужність шарів порід, м											Міцність шарів порід, МПа											Обводненість порід	Порушеність масиву
				S, M <sup>2</sup>	B	H <sub>пр</sub>	H <sub>д</sub>	m <sub>1</sub>	m <sub>2</sub>	m <sub>3</sub>	m <sub>4</sub>	m <sub>5</sub>	m <sub>6</sub>	m <sub>7</sub>	m <sub>8</sub>	m <sub>9</sub>	m <sub>10</sub>	m <sub>11</sub>	R <sub>1</sub>	R <sub>2</sub>	R <sub>3</sub>	R <sub>4</sub>	R <sub>5</sub>	R <sub>6</sub>	R <sub>7</sub>	R <sub>8</sub>	R <sub>9</sub>	R <sub>10</sub>	R <sub>11</sub>		
								3,0	5,0	6,0	7,0	3,0	4,0	3,0	4,0	3,0	4,0	3,0	4,0	7,0	8,0	3,0	22	34	50	58	79	80	61		
0	1047	1,7	1,8	15,5	5,2	3,55	3,8	2,0	6,0	6,0	4,0	3,0	6,0	3,0	4,0	7,0	7,0	5,0	3,0	31	47	44	65	77	73	95	46	59	61	ні	слабка
1	1019	1,2	1,7	18,3	5,44	3,96	4,2	3,0	5,0	6,0	7,0	3,0	4,0	3,0	3,0	3,0	8,0	3,0	22	34	50	58	79	80	61	94	45	43	52	так	не порушений
2	922	1,3	1,5	15,5	5,2	3,55	3,8	5,0	3,0	7,0	6,0	10,0	1,0	5,0	6,0	4,0	9,0	3,0	30	38	48	58	63	87	61	99	40	41	53	ні	слабка
3	1122	1,7	1,6	18,3	5,44	3,96	4,2	3,0	4,0	5,0	6,0	5,0	1,0	3,0	5,0	6,0	5,0	5,0	22	39	43	49	66	70	63	76	46	42	47	так	не порушений
4	722	1,3	1,7	15,5	5,2	3,55	3,8	2,0	5,0	5,0	8,0	4,0	2,0	5,0	4,0	5,0	7,0	3,0	26	34	40	44	77	71	65	94	47	57	60	ні	слабка
5	1139	1,7	1,8	18,3	5,44	3,96	4,2	4,0	6,0	6,0	4,0	4,0	5,0	3,0	6,0	3,0	9,0	2,0	21	34	42	55	72	76	80	98	47	40	48	так	не порушений
6	927	1,0	1,4	15,5	5,2	3,55	3,8	3,0	4,0	4,0	4,0	8,0	3,0	4,0	3,0	4,0	4,0	5,0	30	39	42	59	70	67	69	60	40	48	42	ні	слабка
7	740	1,4	1,3	18,3	5,44	3,96	4,2	4,0	3,0	4,0	4,0	5,0	2,0	2,0	4,0	4,0	10,0	4,0	23	35	43	56	79	100	68	68	49	46	42	так	не порушений
8	548	1,1	1,6	15,5	5,2	3,55	3,8	2,0	3,0	3,0	7,0	8,0	1,0	5,0	3,0	6,0	7,0	3,0	30	36	43	47	71	97	67	74	44	49	56	ні	слабка
9	1155	1,6	1,1	18,3	5,44	3,96	4,2	5,0	2,0	3,0	8,0	8,0	3,0	4,0	5,0	4,0	4,0	5,0	23	32	48	47	75	91	61	60	40	41	41	так	не порушений
10	536	1,3	1,1	15,5	5,2	3,55	3,8	4,0	6,0	4,0	6,0	9,0	2,0	2,0	6,0	7,0	4,0	5,0	28	37	49	43	79	67	70	91	45	58	57	ні	слабка



## ВИМОГИ ДО ОФОРМЛЕННЯ ЗВІТУ З ПРАКТИЧНИХ РОБІТ

Звіт з практичних робіт повинен містити: титульну сторінку, оформлену за зразком (додаток В), опис методики виконання роботи, розрахунки згідно варіанту завдання, креслення і графічні побудови за необхідністю (якщо вони передбачені в практичній роботі).

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.



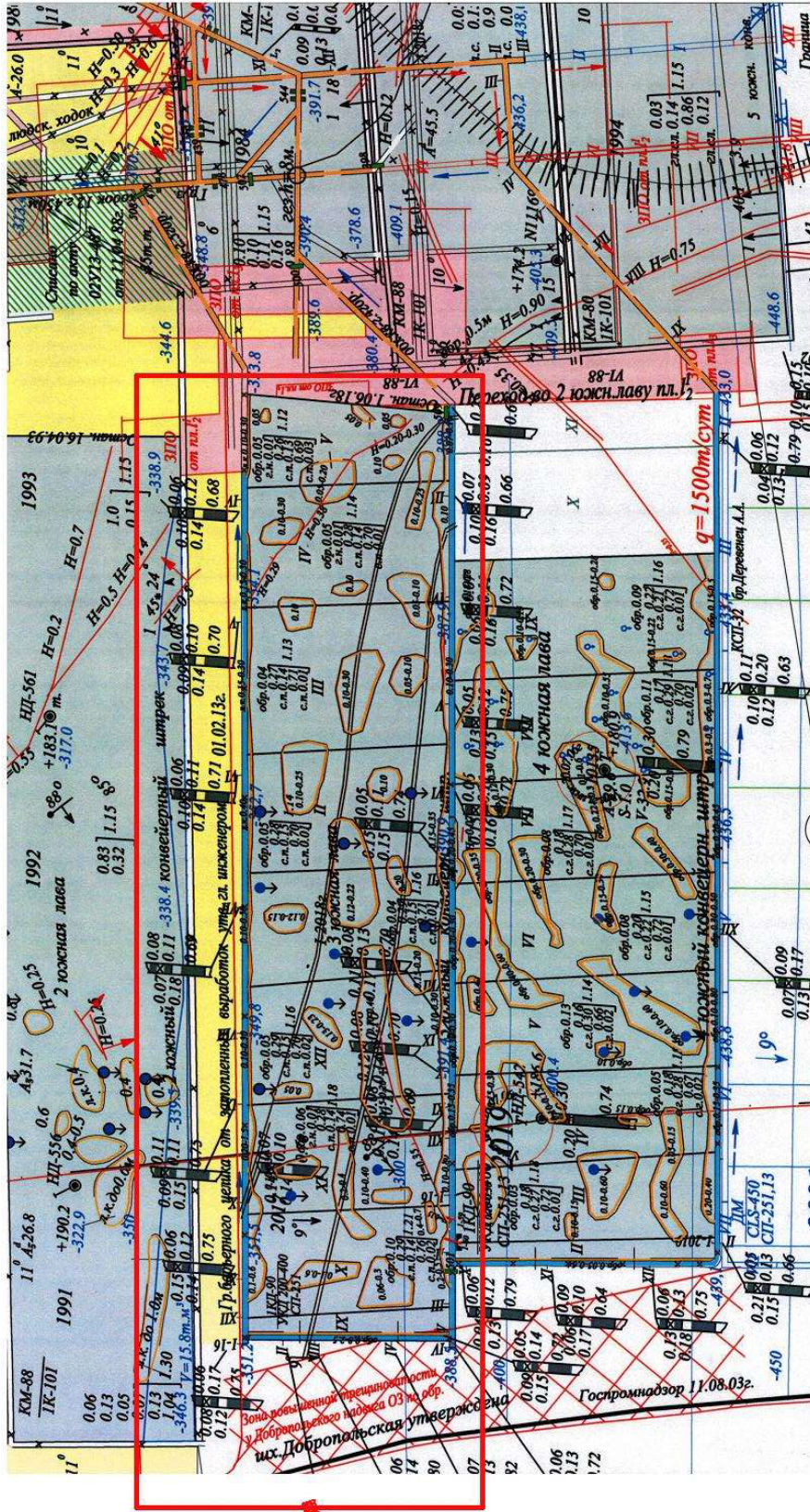
## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. ДСТУ ГОСТ 2.855:2011 Горная графическая документация. Обозначения условные горных выработок (ГОСТ 2.855-75, IDT) - Вперше (зі скасуванням чинності в Україні ГОСТ 2.855-75).
2. ДСТУ ГОСТ 2.857:2011 Горная графическая документация. Обозначения условные полезных ископаемых, горных пород и условий их залегания (ГОСТ 2.857-75, IDT) - Вперше (зі скасуванням чинності в Україні ГОСТ 2.857-75).
3. Правила технічної експлуатації вугільних шахт. СОУ 10.1-00185790-002-2005. Стандарт Мінвуглепрому України. Київ, Мінвуглепром України, 2006. 353 с.
4. КД 12.01.01.503-2001 Руководство. Управление кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до 35°. / Под. общ.ред. Е.П. Мухина.- Киев: Технобаза, 2002.141 с.
5. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин: підручник для ВНЗ. Частина 1 / Під ред. Д.В Дорохова.— 2-е вид. перероб., доповн. та перекл.— Донецьк: ДонНТУ, 2004, 227 с.
6. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин: підручник для ВНЗ. Частина 2 / Під ред. Д.В Дорохова.— 2-е вид. перероб., доповн. та перекл.— Донецьк: ДонНТУ, 2004, 266 с.
7. Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining. G. Pivnyak, V. Bondarenko & I. Kovalevska (eds). Taylor & Francis Group, London 2015, 618 p.
8. <https://corum.com/equipment/>
9. СОУ 05.1.00185790.018:2012 "Нормативне навантаження на очисні вибої. Методика" - Київ: Мінвуглепром України, 2013. - 46 с.
10. ДНАОП Керівництво щодо проектування вентиляції вугільних шахт. – Київ: Основа. 2011г – 494 с.
11. НПАОП 10.0-1.01-10. Правила безпеки у вугільних шахтах. – Київ, 2010.

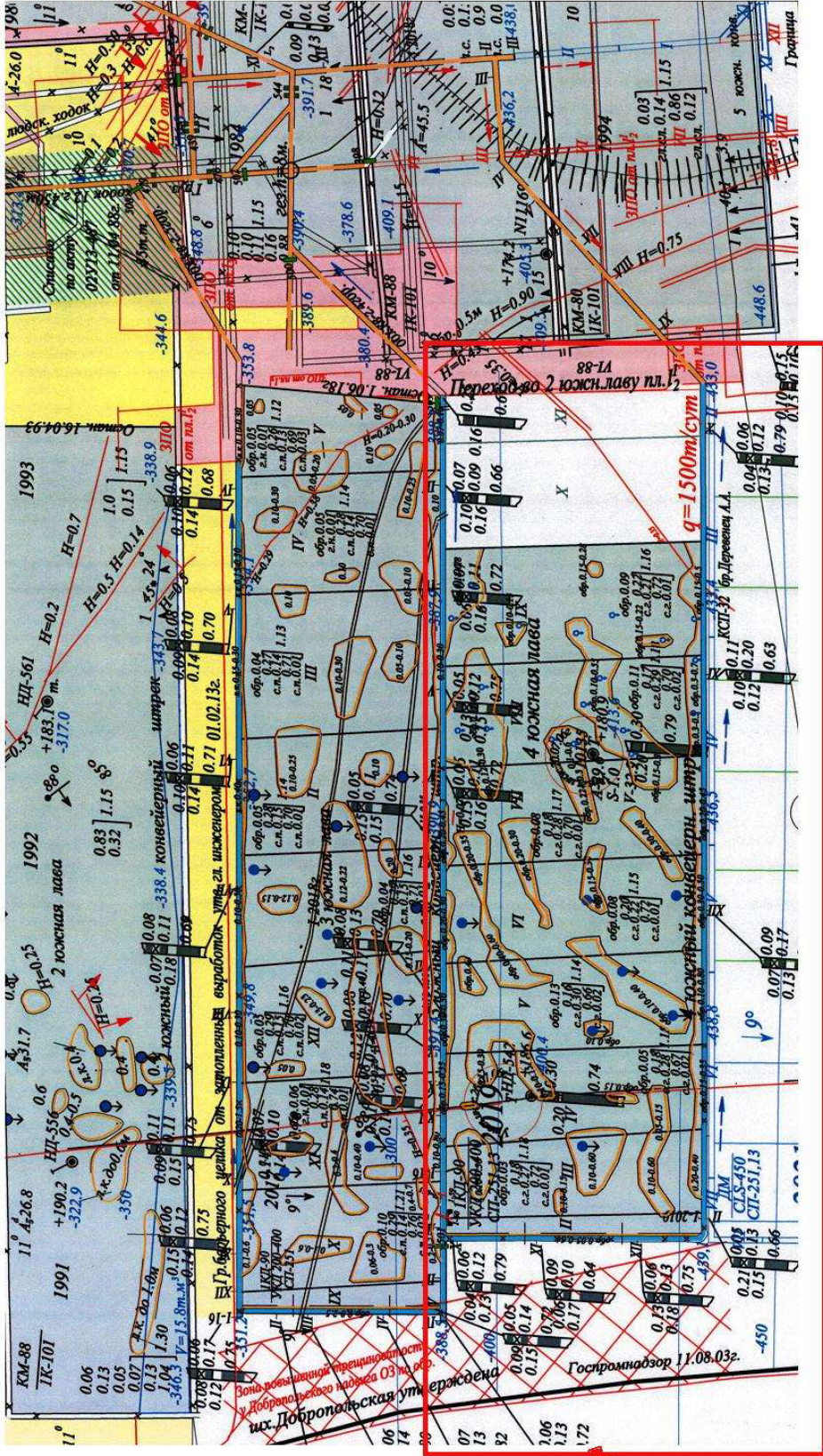
- 
12. Методичні вказівки до курсового проектування з дисципліни "Процеси підземних гірничих робіт" (для студентів спеціальності 184 Гірництво ОС «Бакалавр») / Укладачі: І.Г. Сахно, С.В. Сахно – Покровськ: ДонНТУ, 2019, – 40 стор.
  13. Методичні вказівки до проведення практичних занять з курсу «Охорона гірничих виробок» (для студентів ОС «Бакалавр» спеціальності 184 Гірництво) / Негрій С.Г., Негрій Т.А., Чепіга Д.А. - Покровськ: ДонНТУ, 2020 року - 93 с.
  14. Гірничопрохідницька техніка. Методичні рекомендації до вивчення дисципліни студентами напряму підготовки 6.060101 Будівництво /Р.М. Терещук, О.Є. Григор'єв. – Д.: Національний гірничий університет, 2012.– 25 с.
  15. СОУ 10.1.00185790.011:2007 Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони. Мінвуглепром України, Київ, 2007.
  16. Інформація та документація. Звіти у сфері науки і техніки: Структура та правила оформлювання. ДСТУ 3008:2015: Національний стандарт України (затверджений наказом ДП «УкрНДНЦ» від 22.06.2015 р. № 61). URL: [http://udhtu.edu.ua/public/userfiles/file/dsty\\_3008\\_2015.PDF](http://udhtu.edu.ua/public/userfiles/file/dsty_3008_2015.PDF).
  17. Інформація та документація. Бібліографічна посилання. Загальні положення та правила складання. ДСТУ 8302:2015 (затверджений наказом ДП «УкрНДНЦ» від 22.06.2015 р. № 61). URL: [http://library.nlu.edu.ua/Biblioteka/sait/DSTU\\_8302-2015.pdf](http://library.nlu.edu.ua/Biblioteka/sait/DSTU_8302-2015.pdf).

# ДОДАТОК А

Викоплювання з планів гірничих виробок для виконання практичної роботи 1



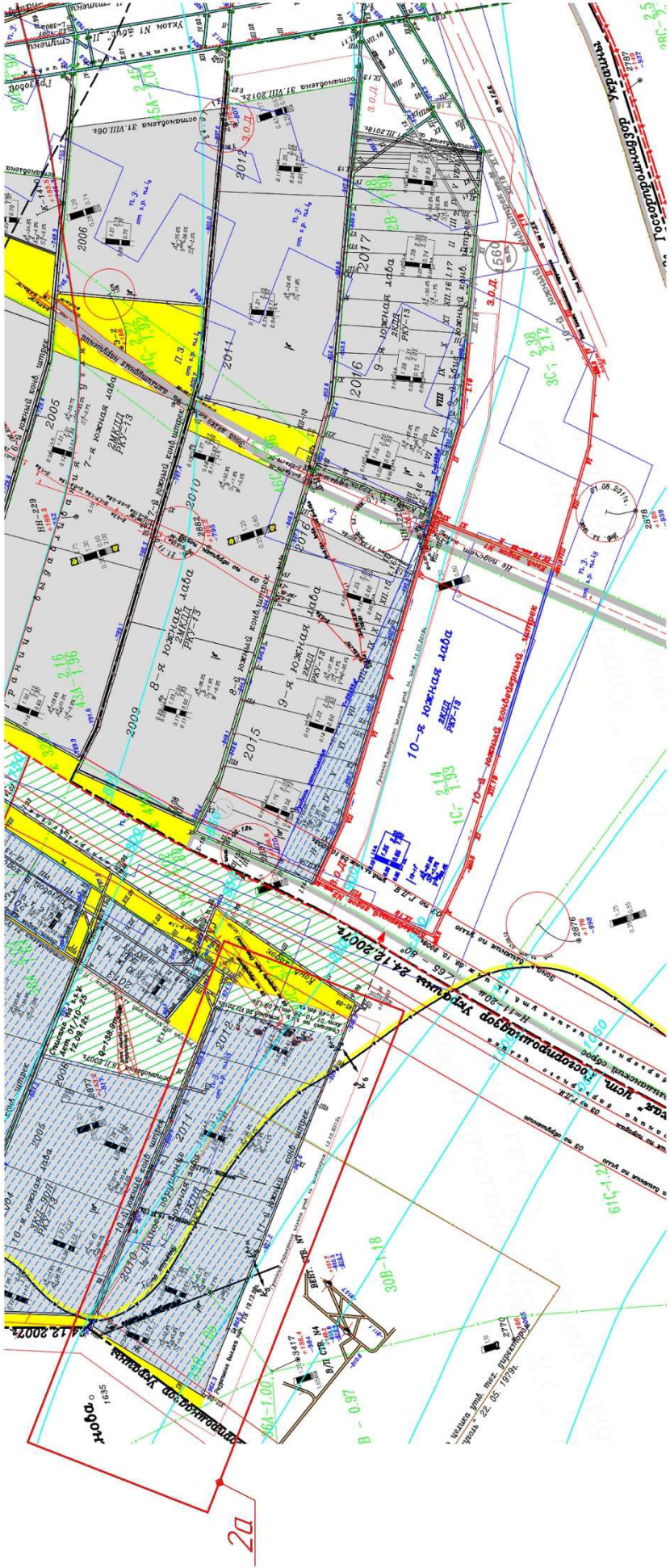
Варіант 1а



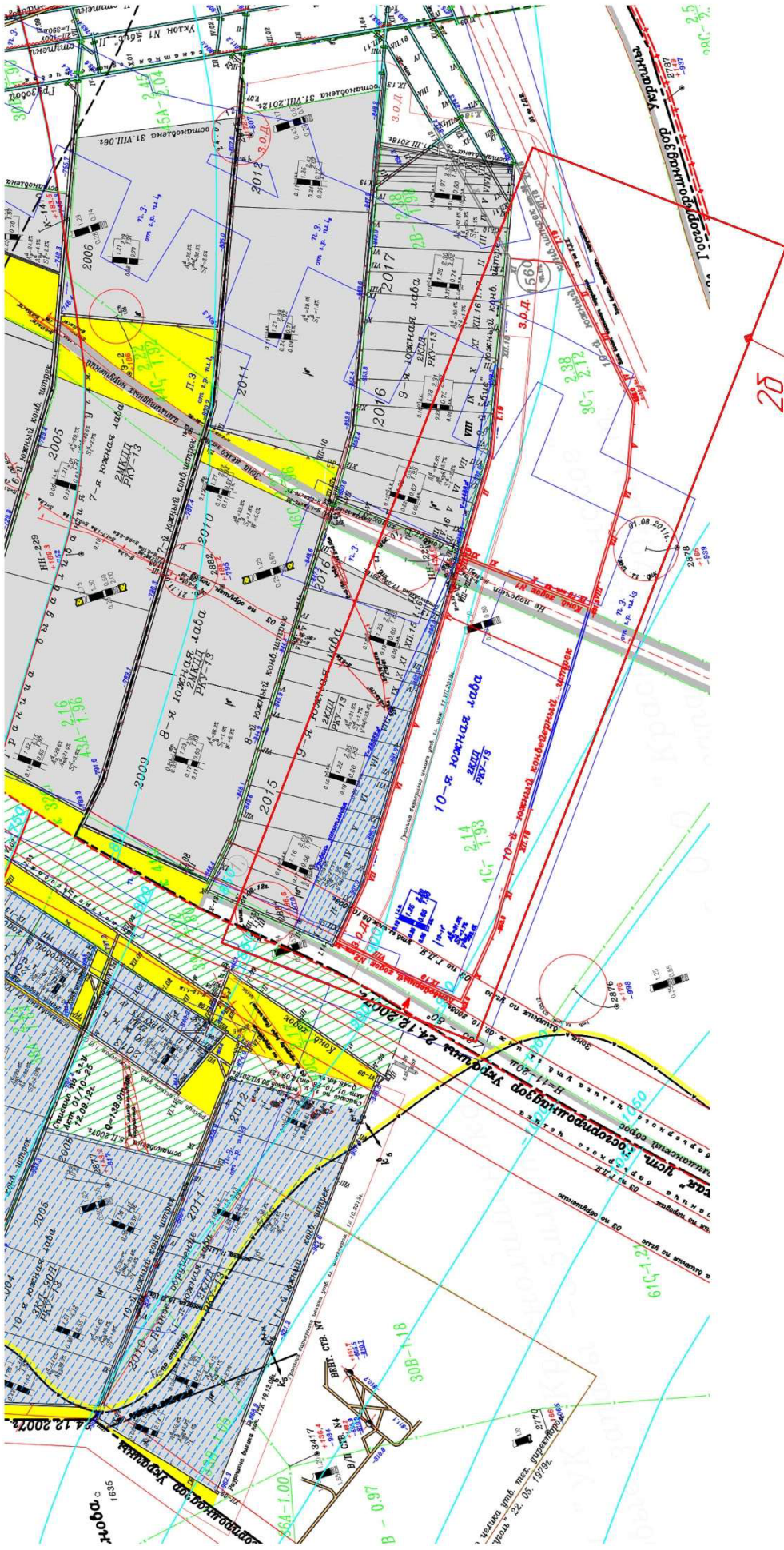
Вариант 16

69

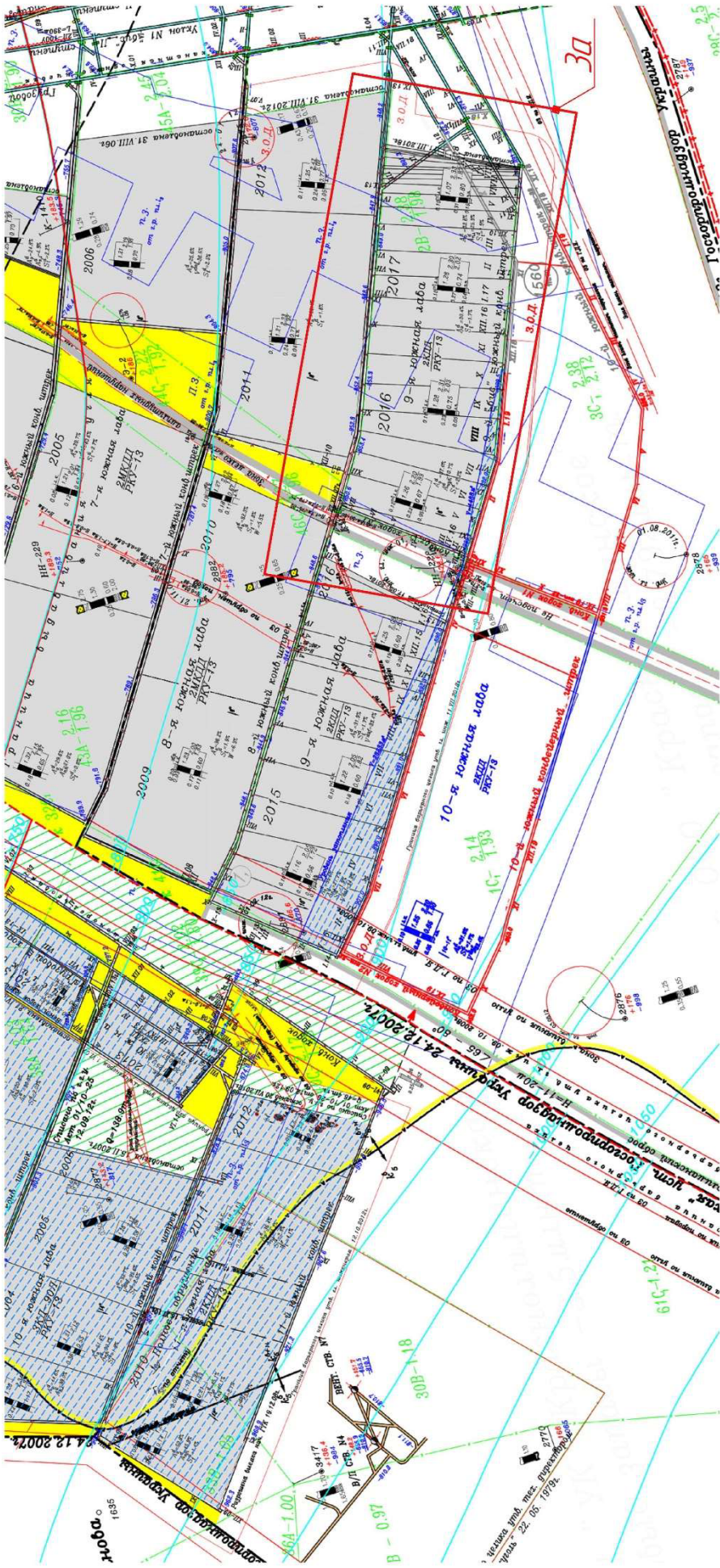
10



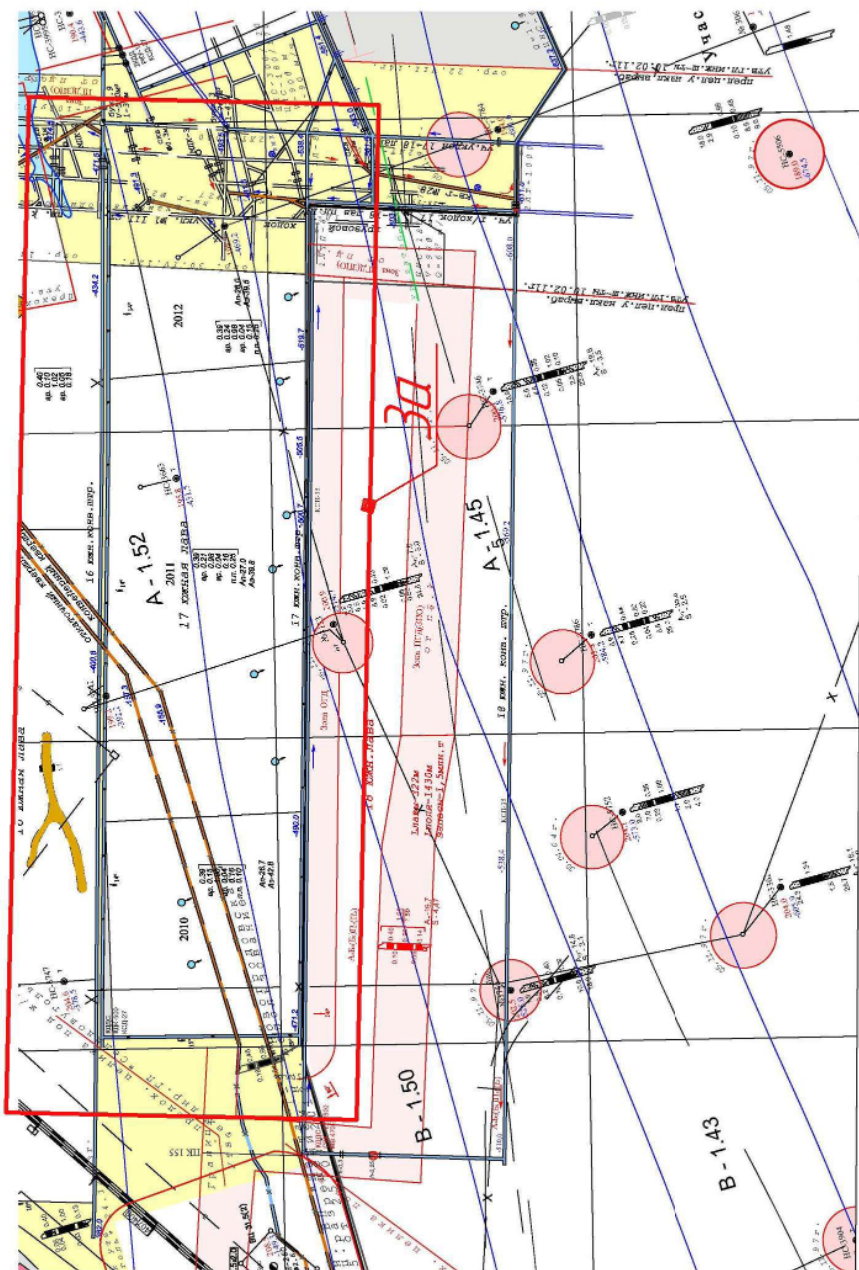
Вариант 2а



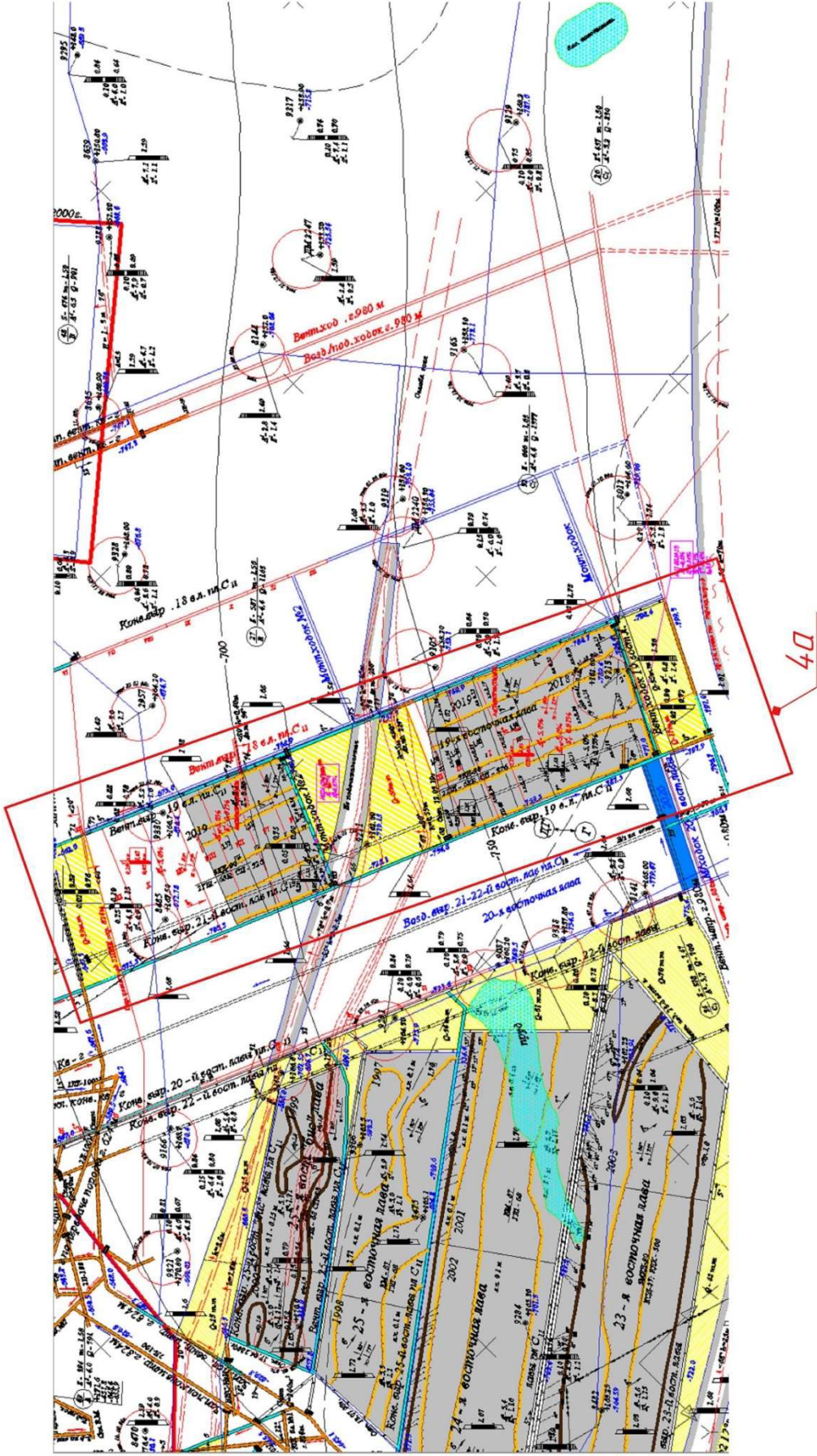
Вариант 20



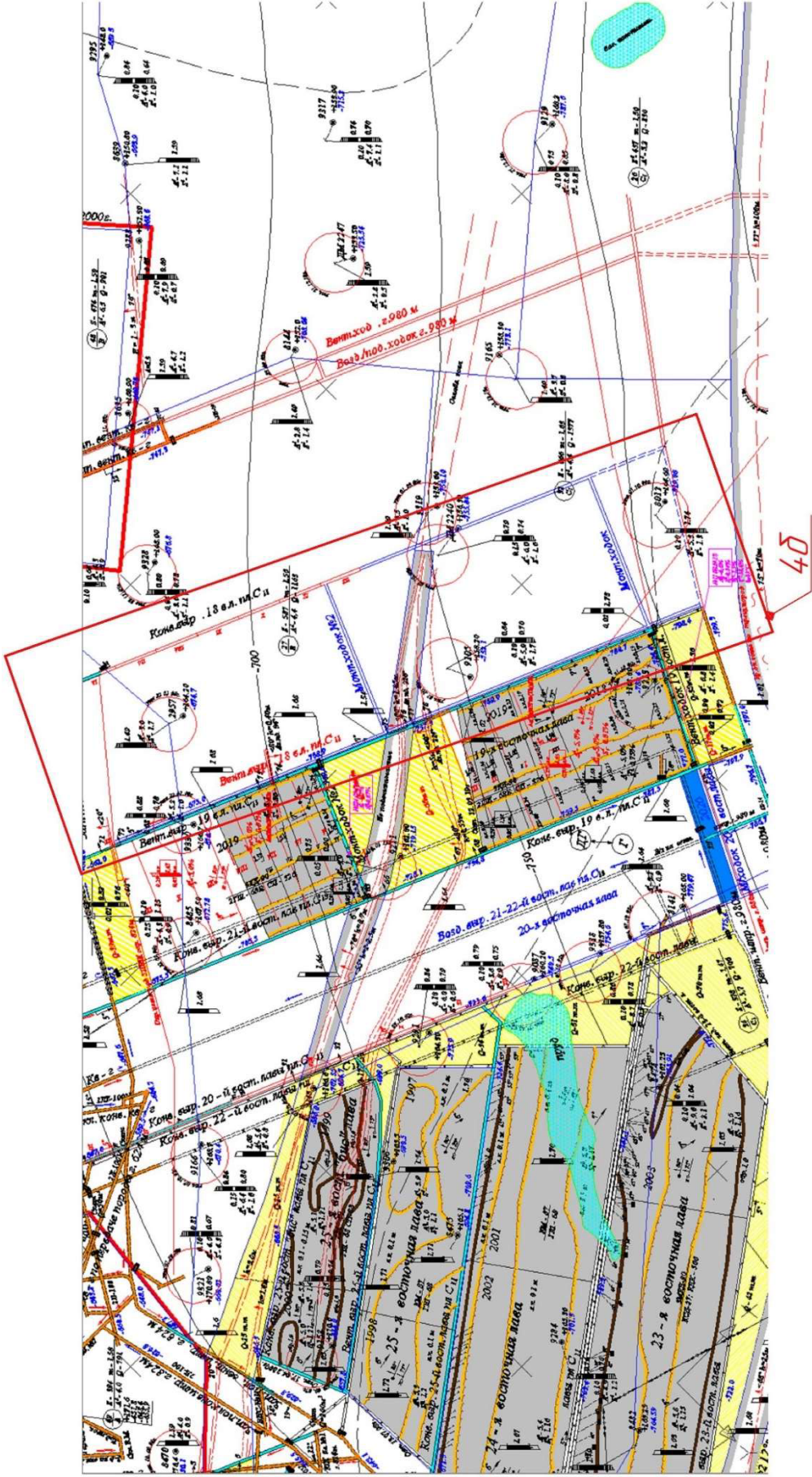
Варіант 3а



Вариант 36

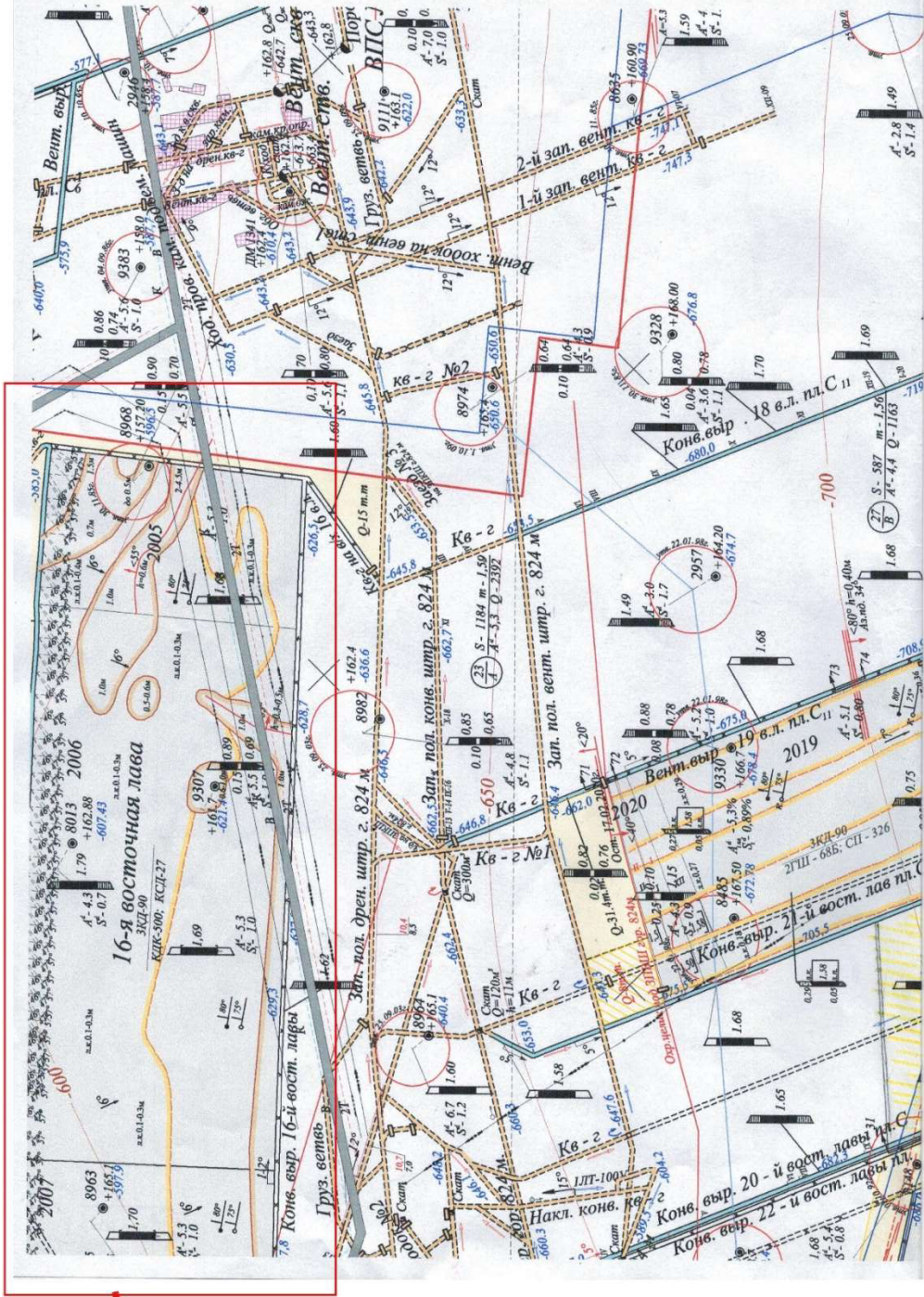


Вариант 4а  
74

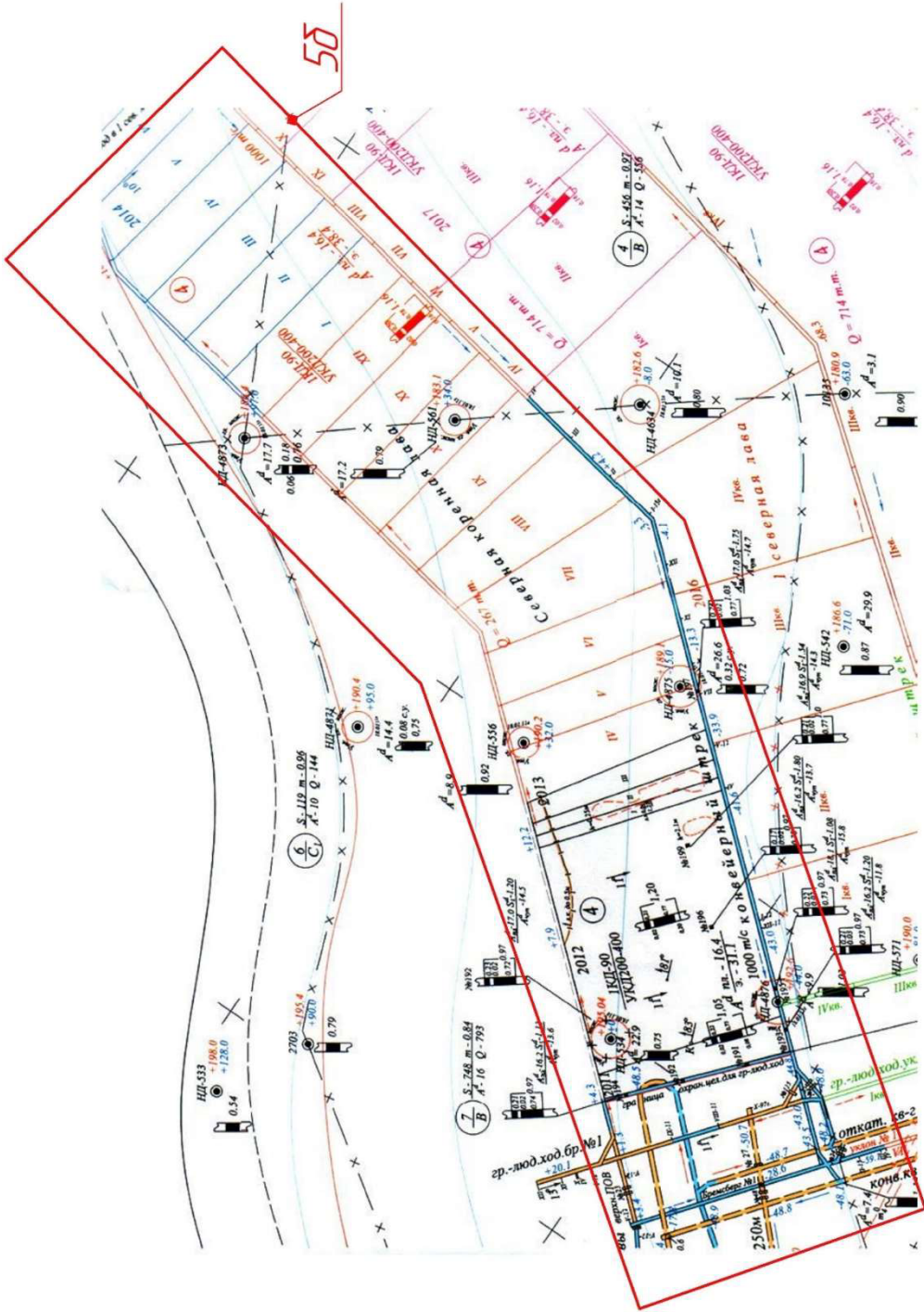


Варіант 46

75



5а

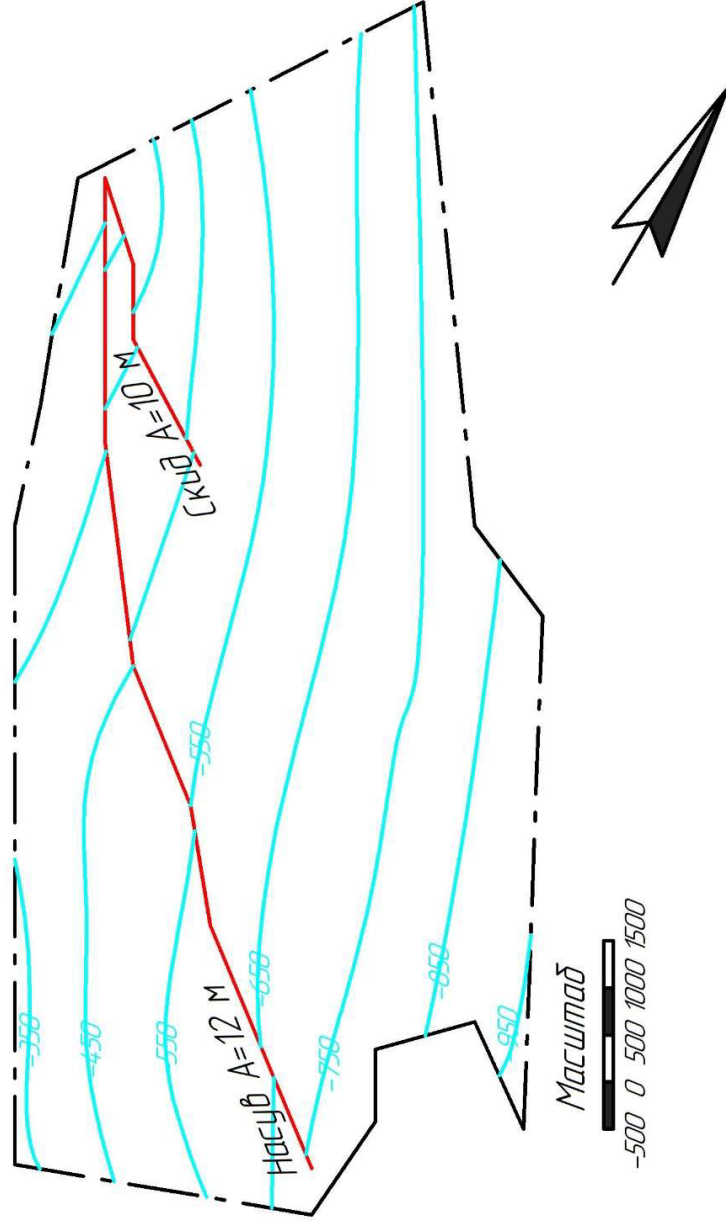
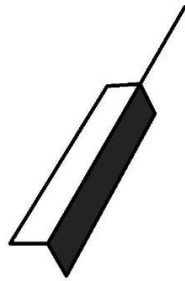


Вариант 56

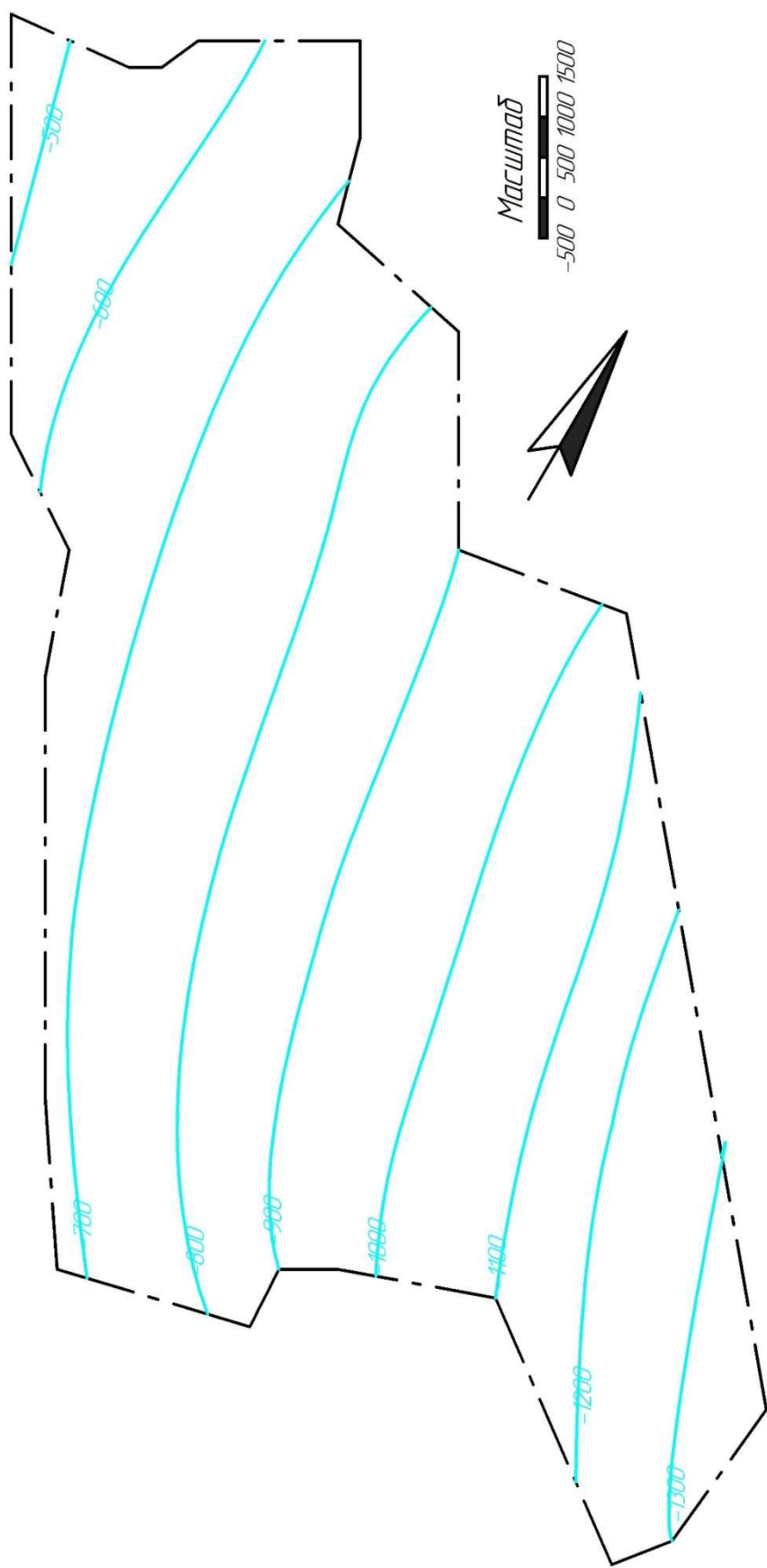
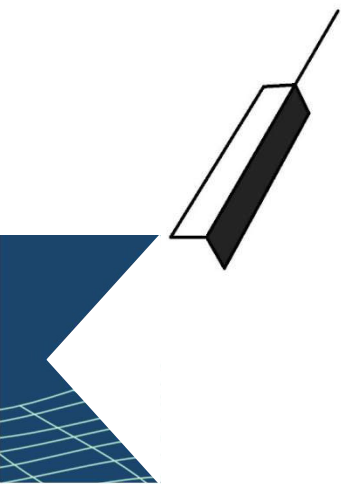


## ДОДАТОК Б

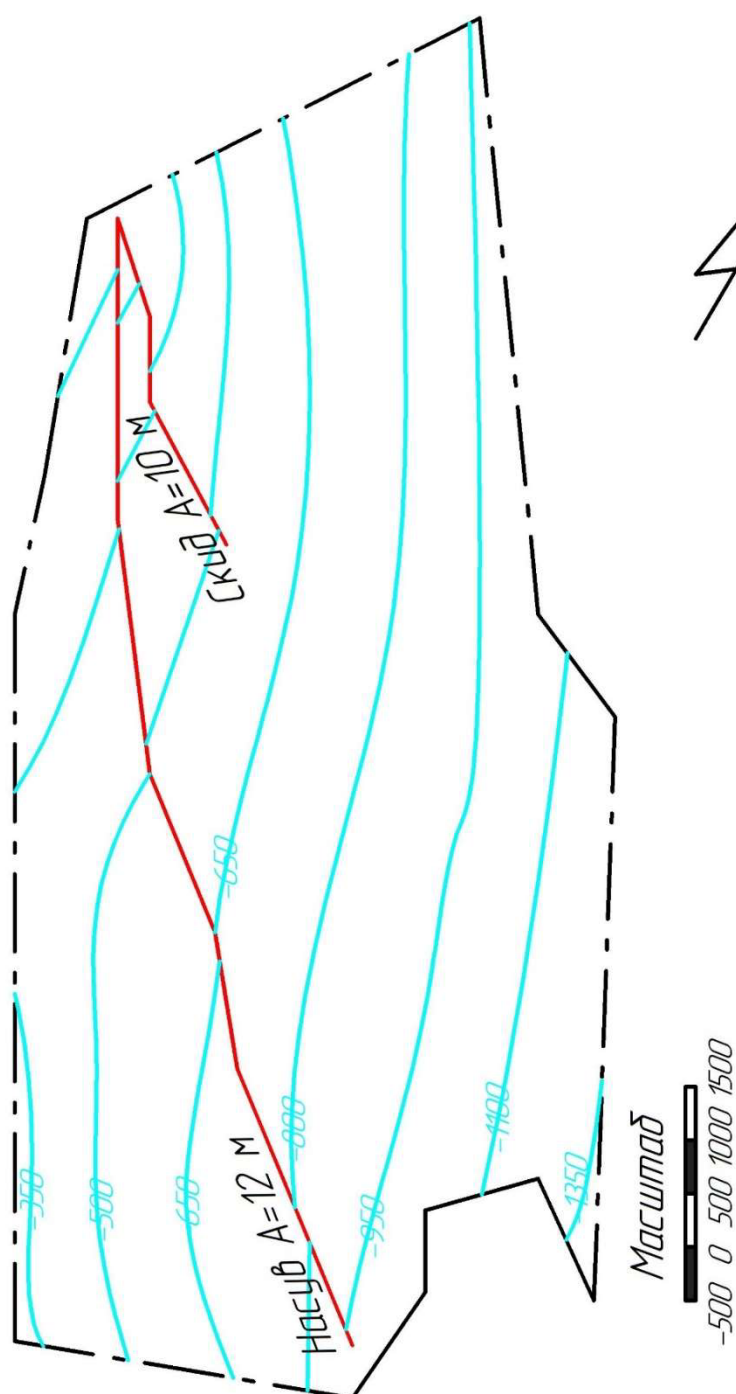
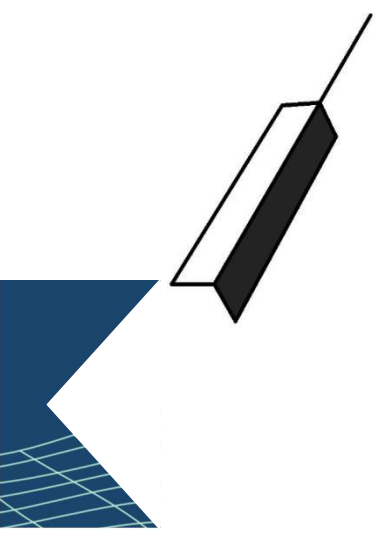
Гіпсоплани для виконання практичної роботи №2



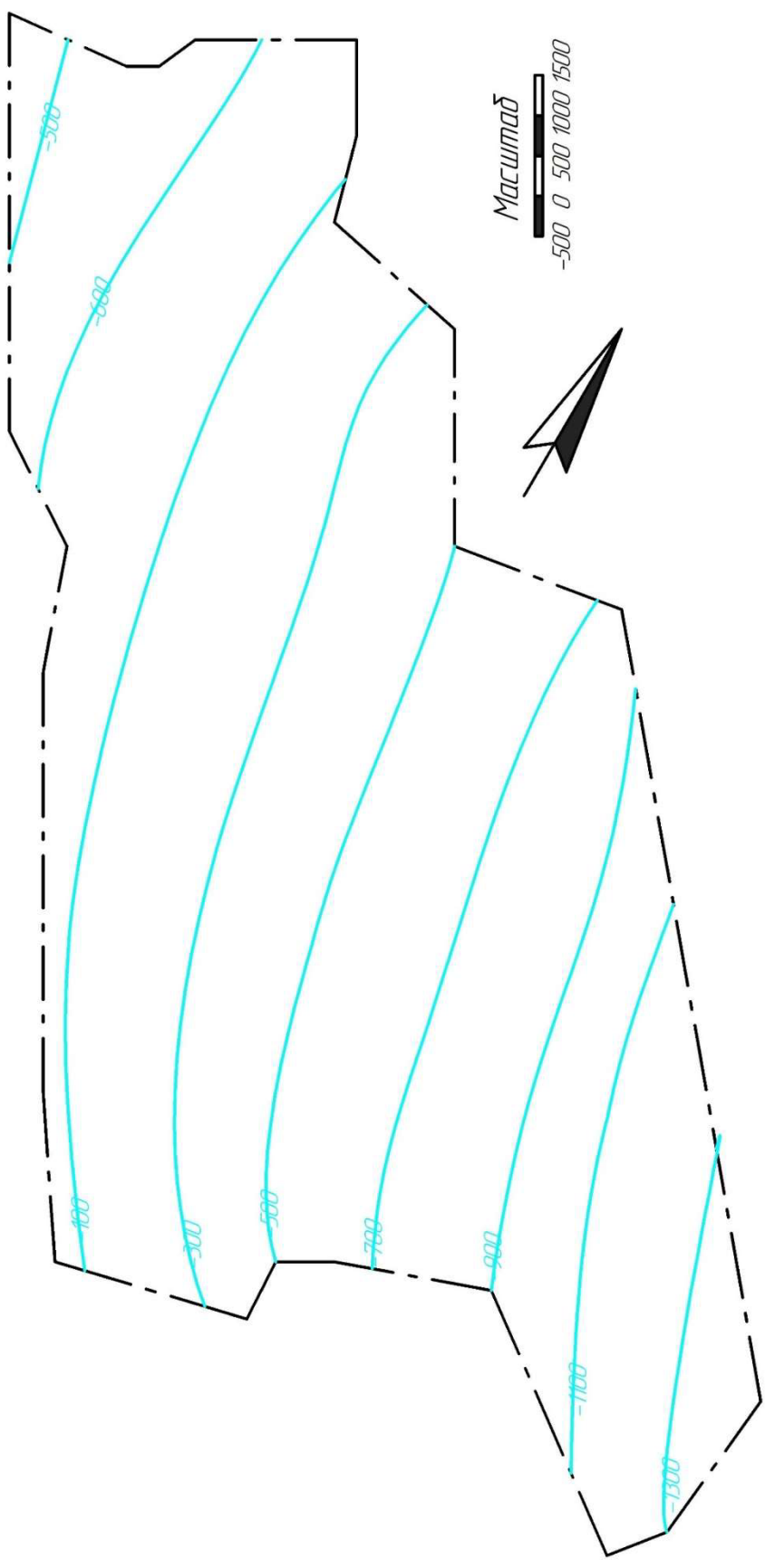
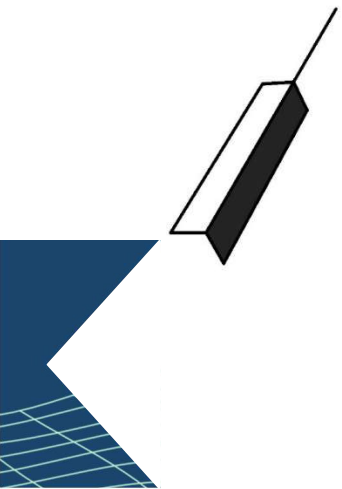
Варіант 1



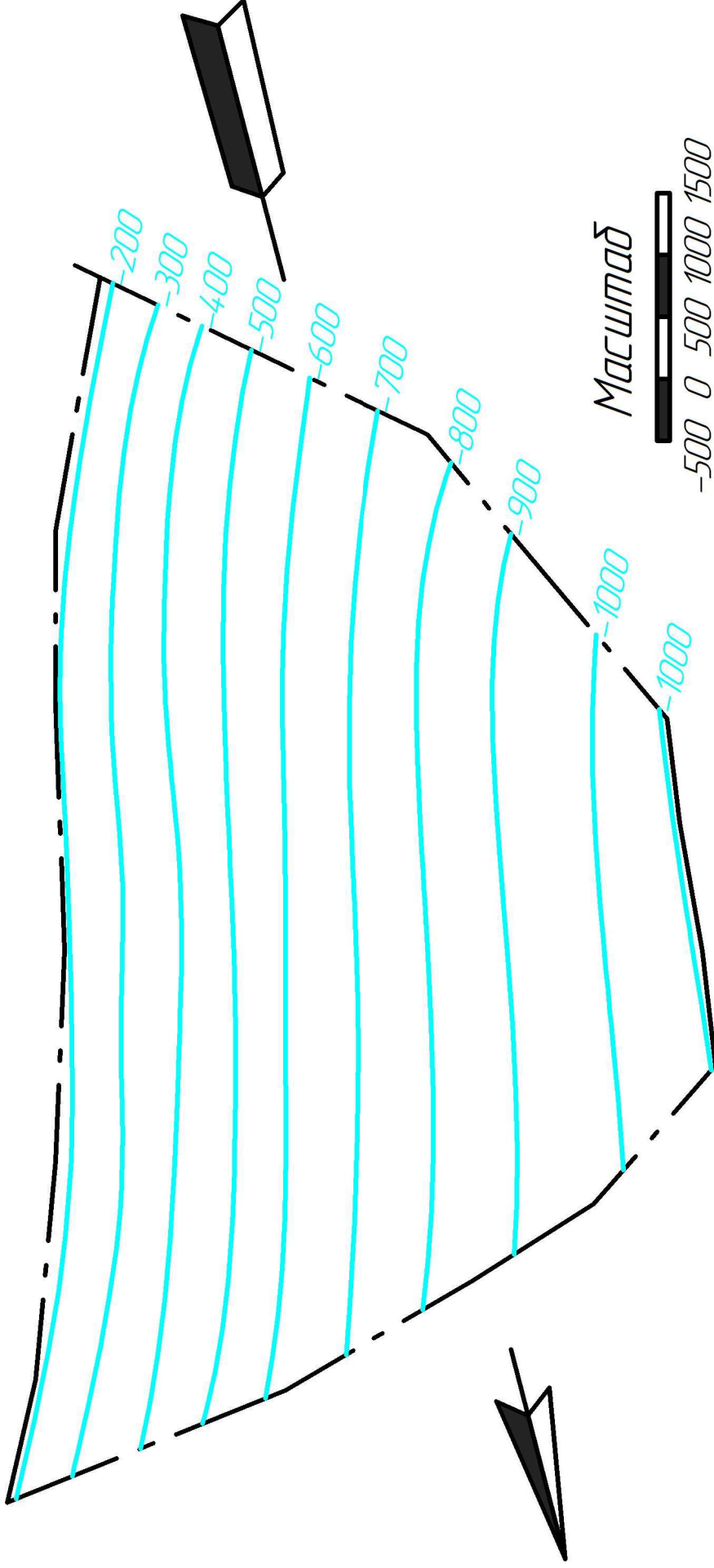
Вариант 2  
79



Вариант 3  
80



Вариант 4



Вариант 5



## ДОДАТОК В

Приклад оформлення титульної сторінки звіту з практичної роботи

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»  
Кафедра гірничої справи

ПРАКТИЧНА РОБОТА №\_\_  
з дисципліни «Сучасні процеси та обладнання підземної розробки  
корисних копалин: методичні вказівки до виконання практичних  
робіт»

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

\_\_\_\_\_  
(П.І.Б.)

група \_\_\_\_\_  
Керівник

\_\_\_\_\_  
(Вчене звання, посада, П.І.Б.)

Запоріжжя 20\_\_