

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Кафедра РРКК

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ

до виконання курсового проекту з дисципліни

«ТЕХНОЛОГІЯ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ
КОПАЛИН»

(для студентів ОС «Бакалавр» спеціальності 184 Гірництво)

Покровськ – 2021

Методичні вказівки до виконання курсового проекту з дисципліни «ТЕХНОЛОГІЯ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН»» (для студентів ОС «Бакалавр» спеціальності 184 Гірництво) / Негрій С.Г., Негрій Т.О., Шепеленко Р.М.- Покровськ: ДонНТУ, 2021. - 91 с.

В методичних вказівках наведені рекомендації щодо виконання курсового проекту з дисципліни «Технологія підземної розробки родовищ корисних копалин». Мета - закріплення і поглиблення знань з дисципліни, придбання навичок самостійного прийняття рішень, пов'язаних з розробкою вугільних родовищ; залучення студентів до користування спеціальною довідковою літературою, нормативними документами, стандартами, типовими проектами, звітами з науково-дослідних робіт та ін.

У методичних вказівках зібрані результати багаторічної праці викладачів кафедри розробки родовищ корисних копалин ДВНЗ «Донецький національний технічний університет».

Укладачі:

доц., к.т.н. С.Г. Негрій

доц. к.т.н. Т.О. Негрій

асист. Р.М. Шепеленко

Розглянуто:

на засіданні кафедри РРКК

Протокол № 10 від 09.03.2021 р.

Затверджено:

на засіданні навчально – методичного відділу

Протокол № 7 від 23.03.2021 р.

Затверджено:

на засіданні науково методичної комісії ДонНТУ за галуззю знань 18/19

Протокол № 6 від 22.03.2021 р.

ЗМІСТ

1 ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ.....	5
1.1 Мета курсового проектування.....	5
1.2 Вихідні дані для виконання проекту.....	5
1.3 Організація проектування та захист курсового проекту.....	7
1.4 Зміст курсового проекту та його оформлення.....	8
2 РЕКОМЕНДАЦІЇ ЩОДО ВИКОНАННЯ ОКРЕМИХ РОЗДІЛІВ ПОЯСНЮВАЛЬНОЇ ЗАПИСКИ ПРОЕКТУ.....	10
2.1 Характеристика пласта та гірничо-геологічні умови його залягання.....	10
2.2 Визначення розмірів шахтного поля, вибір способу підготовки й обґрунтування його параметрів.....	11
2.3 Характеристика заданої ділянки шахтного поля та вибір технологічно прийнятних варіантів систем розробки.....	12
2.4 Спосіб виймання вугілля в очисному вибої.....	13
2.5 Визначення добового навантаження на очисний вибій.....	13
2.5.1 Загальні положення.....	13
2.5.2 Визначення нормативного добового навантаження на лаву.....	14
2.5.3 Визначення добового навантаження на лаву за технічними можливостями обладнання.....	16
2.5.4 Визначення добового навантаження на лаву за газовим фактором.....	19
2.6 Параметри очисного вибою.....	26
2.7 Обґрунтування схеми провітрювання виїмкової ділянки.....	27
2.8 Основний і допоміжний транспорт по дільничних виробках.....	26
2.9 Вибір місця розташування, площі перетину, виду кріплення і способу охорони дільничних підготовчих виробок.....	28

2.10 Обґрунтування способу підготовки довгих стовпів.....	29
2.11 Складання економіко-математичних моделей систем розробки.....	29
2.12 Визначення співвідношення між очисними і підготовчими роботами.....	33
3 ВАРТІСНІ ПАРАМЕТРИ ДЛЯ РОЗРАХУНКУ ВИТРАТ ЗА ОСНОВНИМИ ВИДАМИ ГІРНИЧИХ РОБІТ.....	35
3.1 Визначення вартості проведення та спорудження гірничих виробок.....	35
3.2 Визначення вартості підтримання гірничих виробок.....	37
3.3 Визначення вартості підтримання одиниці довжини гірничих виробок.....	44
3.4 Визначення транспортних витрат.....	49
ПЕРЕЛІК РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ.....	51
ДОДАТКИ.....	55
ДОДАТОК А. Схеми шахтних полів для проектування у відповідності з листом завдання.....	53
ДОДАТОК Б. Бланк листа завдання до курсового проекту.....	69
ДОДАТОК В. Приклади титульного листа проекту, реферату та змісту.....	70
ДОДАТОК Г. Приклад графічної частини курсового проекту.....	73
ДОДАТОК Д. Типова структура курсового проекту.....	74
ДОДАТОК Е. Показники до розрахунку навантажень на лаву.....	75
ДОДАТОК З. Вартісні показники до розрахунку економіко- математичних моделей.....	85

1 ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ

1.1 Мета курсового проектування

Курсовий проект виконується на базі теоретичних знань, отриманих студентами, які навчаються за спеціальністю 184- "Гірництво", при вивченні дисципліни "Технологія підземної розробки родовищ корисних копалин", а також курсів: "Основи гірничого виробництва", Процеси підземних гірничих робіт", "Транспортні системи гірничого виробництва", "Технологія спорудження гірничих виробок" і знань, отриманих під час проходження навчальної та виробничих практик.

Виконання проекту має наступні завдання [12]:

- закріплення та поглиблення знань з дисципліни "Технологія підземної розробки родовищ корисних копалин", а також з суміжних дисциплін;
- придбання навичок самостійного прийняття рішень, пов'язаних з розробкою вугільних родовищ;
- залучення студентів до користування спеціальною довідковою літературою, нормативними документами, стандартами, типовими проектами, звітами з науково-дослідних робіт та ін.

Курсовий проект містить елементи активних методів навчання, які базуються на аналізі умов відпрацювання пластів і прийнятті на цій основі раціональних рішень по вибору систем розробки пласта та визначенню їх параметрів. Ці рішення мають базуватися на новітніх досягненнях науки, техніки та технології підземної розробки родовищ корисних копалин, а також досвіду роботи передових вугільних підприємств.

1.2 Вихідні дані для виконання проекту [12]

Завдання на курсовий проект видається керівником-консультантом по

конкретній ділянці одного з шахтних полів, схеми яких представлені в додатку А або за індивідуальною схемою, яка накреслюється викладачем на зворотній сторінці листа-завдання.

Всі необхідні для проектування додаткові відомості, що мають відношення до гірничо-геологічних умов залягання пласта, також визначаються керівником-консультантом та наводяться у листі завданні.

Якщо студент зацікавлений в подальшому використанні результатів курсового проектування при виконанні науково-дослідної роботи, то більш переважним є варіант отримання завдання на базі фактичного матеріалу, зібраного студентом під час проходження виробничої практики на шахті.

Основним в цьому матеріалі є план гірничих виробок по одному з пластів, що розробляються шахтою, або викопіювання з нього із зображенням діючих підготовчих і очисних виробок із залишком невідпрацьованої частини шахтного поля.

Крім відомостей, які можна отримати з плану гірничих виробок, студент має представити наступне:

- відомості про технологічні характеристики пласта та вміщуючих його порід (в тому числі схильність пласта до раптових викидів, гірничих ударів і самозаймання);
- дані про газовиділення по ділянці, в тому числі з пласта та виробленого простору;
- параметри способів та засобів охорони підготовчих виробок;
- дані про водоприплив на ділянці;
- вид основного та допоміжного транспорту на ділянці;
- перетини дільничних підготовчих виробок, вид і конструкції кріплень;
- вид механізації очисних робіт і навантаження на лаву;
- наявність дегазації пласта та виробленого простору.

1.3 Організація проектування та захист курсового проекту [12]

Завдання на проектування оформляється на спеціальному бланку з підписом керівника проекту та студента. Форма його приведена в додатку Б.

Бланк завдання на курсовий проект підшивається до пояснювальної записки.

Проект без підписаного керівником завдання на проектування або при відсутності бланка із завданням до захисту не допускається.

При видачі завдання на проектування керівник спільно зі студентом складають календарний план виконання курсового проекту, визначає термін здачі закінченого проекту на перевірку та дату захисту.

Студент зобов'язаний регулярно відвідувати консультації та представляти в установлені терміни виконані розділи проекту керівнику для перевірки.

Керівник спрямовує зусилля студента на самостійний пошук прийнятних інженерних рішень, рекомендує додаткову літературу. У окремих випадках керівник проекту може скоротити обсяг деяких розділів, за умови більш глибокої розробки будь-якого спеціального питання, якщо це пов'язано з темою науково-дослідної роботи студента.

Закінчений курсовий проект здається на перевірку керівнику. Якщо, на думку керівника, проект відповідає виданому завданню на проектування та містить вирішення всіх питань, передбачених методичними вказівками, то він допускається до захисту. При наявності зауважень від керівника при перевірці пояснювальної записки та графічної частини, студент може захищати проект в первісному представленому варіанті, а може доопрацювати проект, додати необхідні виправлення та доповнення, як в пояснювальну записку, так і у графічну частину, і знову подати його на перевірку.

Остаточна оцінка виконаного проекту дається за результатами його захисту в комісії з двох-трьох викладачів. Повнота та якість поданого проекту оцінюється комплексно з урахуванням наступних факторів:

- правильності та обґрунтованості прийнятих інженерних рішень;

- відповідності прийнятих інженерних рішень вимогам Правил безпеки та керівних і нормативних документів;
- змістовності, наочності й якості оформлення пояснювальної записки та графічної частини;
- змісту доповіді при захисті проекту та правильність її побудови;
- повноти та правильності відповідей на поставлені запитання.

1.4 Зміст курсового проекту та його оформлення

Курсовий проект складається з графічної частини та розрахунково-пояснювальної записки.

Графічна частина курсового проекту виконується на аркуші креслярського паперу формату A1 з використанням комп'ютерної техніки у спеціальних програмах або вручну тушшю, або олівцем. Пояснювальна записка виконується на паперових аркушах формату A4 загальним обсягом не менше 25.

Пояснювальна записка та графічна частина мають бути оформлені згідно вимог до оформлення студентських робіт (зразки окремих аркушів проекту та штампів наведені у додатку В).

На аркуші графічної частини необхідно зобразити:

- план заданої ділянки шахтного поля (в масштабі 1:10000 або 1:20000 в залежності від його розмірів) із зображенням ізогіпс пласта, основних параметрів прийнятого способу підготовки, підготовчих виробок і календарного плану відпрацювання запасів ділянки шахтного поля (якщо інженерні рішення приймаються для шахтного поля, схема якого визначена у додатку А);
- викопіювання з плану гірничих виробок пласта та календарний план його відпрацювання не менше ніж 5 років (якщо інженерні рішення приймаються для реального шахтного поля);
- структурну колонку пласта і вміщуючих порід (масштаб 1: 100);
- технологічні схеми порівнюваних варіантів систем розробки з прив'язкою до підготовлюючих виробок в масштабі 1: 2000;

- діаграми витрат за варіантами систем розробки, що порівнюються;
- зведену таблицю показників проекту.

До технологічних схем порівнюваних варіантів систем розробки необхідно показати:

а) поверхи (яруси, виїмкові смуги) з діючим очисним вибоєм, частину суміжного раніше відпрацьованого поверху (ярусу, виїмкової смуги) і наступний поверх (ярус, виїмкову смугу), в якому проводиться підготовка нового очисного вибою;

б) способи та засоби охорони дільничних підготовчих виробок із зазначенням їх параметрів;

в) напрямок транспортування вугілля у виробках і тип прийнятих транспортних засобів;

г) напрямок руху свіжого та вихідного струменів повітря та необхідні вентиляційні споруди;

д) приймальні майданчики з розташуванням камер, заїздів, обхідних виробок;

є) перетини дільничних підготовчих виробок (М 1:50);

ж) розрізи та перетини в місцях сполучень виробок (за необхідності).

Рекомендована схема розміщення зазначених матеріалів на аркуші графічної частини проекту наведена в додатку Г.

Розрахунково-пояснювальна записка має містити аналіз гірничо-геологічних умов залягання пласта (або фактичного стану умов відпрацювання пласта при виконанні проекту за реальними даними шахти), обґрунтування прийнятих рішень, розрахунки та пояснення до креслень і схем графічної частини проекту [12].

Рекомендується типова структура побудови розрахунково-пояснювальної записки, зміст якої наведений у додатку Д.

2 РЕКОМЕНДАЦІЇ ЩОДО ВИКОНАННЯ ОКРЕМИХ РОЗДІЛІВ ПОЯСНЮВАЛЬНОЇ ЗАПИСКИ ПРОЕКТУ

Титульний аркуш розрахунково-пояснювальної записки, завдання на проектування, реферат, зміст і вступ виконуються згідно вимог до оформлення студентських робіт (приклади оформлення деяких аркушів наведені у додатках) [12].

У вступі до курсового проекту обґрунтовується актуальність вдосконалення технологічних схем шахти, дається оцінка значущості системи розробки, як однієї з найважливіших ланок в технологічній схемі, обґрунтовується необхідність та шляхи вибору оптимального варіанта системи розробки [12].

2.1 Характеристика пласта та гірничо-геологічні умови його залягання [12]

У цьому розділі наводяться стислі геологічні відомості про пласт (потужність, будову, кут падіння, щільність і якість вугілля), про вміщуючі породи (літологічний склад порід підосви та покрівлі, їх міцність і потужність, кліваж порід покрівлі, категорія порід за обвалюваністю, стійкістю, схильністю підосви до здимання).

За планом шахтного поля (по ізогіпсам), який отримано у завданні, визначаються кути падіння пласта в межах всього шахтного поля з використанням значень абсолютних відміток, які зображені на плані.

Між сусідніми ізогіпсами кут падіння α визначаються розрахунковим шляхом за формулою

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{h}{H_{i_{\text{пр}}}}, \quad (2.1)$$

де h – відстань між сусідніми ізогіпсами по вертикалі (різниця висотних відміток), м;

$H_{i_{np}}$ – розмір горизонтальної проекції i -ї ділянки шахтного поля за падінням, м (визначається відповідно до масштабу плану шахтного поля).

Значення кутів падіння визначаються між сусідніми ізогіпсами у всьому діапазоні від верхньої до нижньої межі шахтного поля в трьох розрізах: в центральній частині шахтного поля та поряд з межами за простяганням. Ці значення проставляються на плані для отримання повного уявлення про характер залягання вугільного пласта.

Далі наводяться відомості про: газовиділення в очисних вибоях (з пласта та виробленого простору); схильності пласта до самозаймання, раптових викидів вугілля та газу; водоприплив на ділянку. Зазначається мінімальна та максимальна глибина ведення очисних робіт для шахтного поля.

2.2 Визначення розмірів шахтного поля, вибір способу підготовки й обґрунтування його параметрів [12]

Розміри шахтного поля за простяганням визначаються вздовж його верхньої та нижньої технічних меж з врахуванням масштабу креслення, який наведений у завданні. Розміри шахтного поля за падінням також визначаються з врахуванням масштабу креслення та кутів падіння пласта. В останньому випадку розміри визначаються в розрізах, за якими визначалися кути падіння пласту (в центральній частині шахтного поля та поряд з межами за простяганням). При цьому у кожному розрізі приймається середній кут падіння пласта на цих ділянках $[\alpha_{cp} = (\alpha_1 + \alpha_2 + \dots + \alpha_n) / n]$.

Розмір шахтного поля за падінням визначається з виразу

$$H_i = \frac{H_{i_{np}}}{\cos \alpha_{cp}}, \quad (2.2)$$

На підставі аналізу гірничо-геологічних умов залягання пласта і розмірів шахтного поля, відповідно до рекомендацій [1, 2, 3, 16], обирається спосіб підготовки шахтного поля (поверховий, панельний, погоризонтний або комбінований), і обґрунтовуються його параметри.

У разі можливої альтернативи порівняння варіантів способів підготовки та вибір найбільш доцільного з них (з економічної точки зору) необхідно виконати шляхом економіко-математичного моделювання в межах заданої ділянки шахтного пласта (або його частини).

Наводиться повний опис підготовчих виробок (розташування щодо пласта, перетин, тип кріплення, протяжність, спосіб охорони, вид підризки тощо). Якщо розглядаються два варіанти підготовки пласта, то ці дані бажано представити у вигляді таблиці.

2.3 Характеристика заданої ділянки шахтного поля та вибір технологічно прийнятних варіантів систем розробки

На початку цього підрозділу дається гірничо-геологічна і гірничотехнічна характеристика ділянки шахтного поля, для якого проектується система розробки (кут падіння пласта, глибина його залягання у межах ділянки за повстанням та падінням, розміри ділянки за простяганням та падінням, параметри прийнятого способу підготовки, до яких відносяться: похила висота виїмкових ступенів, розмір панелей за простяганням, довжина виїмкових стовпів тощо) [12].

На підставі аналізу умов відпрацювання пласта та порівняння їх з рекомендованими умовами застосування тих чи інших систем розробки вугільних пластів, обираються та обґрунтовуються два-три технологічно прийнятні варіанти систем розробки для заданих умов. Якщо курсовий проект виконується за даними реальної шахти, то як базовий варіант для порівняння приймається система розробки, яка застосовується на підприємстві, та додатково вибираються та обґрунтовуються один-два альтернативних варіанти для заданих

умов з врахуванням можливості фактичного розвитку гірничих робіт по пласту та застосування цих варіантів у даних умовах.

2.4 Спосіб виймання вугілля в очисному вибої [12]

З огляду на діапазони зміни потужності пласта та кута його падіння спрощено обирається та обґрунтовується тип і типорозмір кріплення очисного вибою, виймальна машина та лавний конвеєр. Обґрунтовується схема роботи виїмкової машини (човникова або одностороння), необхідність залишення ніш або безнішеве виймання.

Попередньо приймається довжина лави, яка дорівнює довжині механізованого комплексу в поставці. При застосуванні індивідуального кріплення в лаві її довжина приймається у діапазоні 150-250 м або за досвідом відпрацювання пласта на конкретній шахті.

2.5 Визначення добового навантаження на очисний вибій

2.5.1 Загальні положення

Навантаження на очисний вибій - обсяг видобутку корисних копалин з лави за певний період часу, який визначає продуктивність праці робітників і собівартість продукції. Розрізняють навантаження: планове, нормативне, за технічними можливостями обладнання та за газовим чинником.

Планове добове навантаження на очисний вибій $A_{доб.}$ не може бути менше нормативного навантаження та визначається за технічними можливостями виїмкового механізму та за умовами провітрювання виїмкової ділянки, з урахуванням можливого обмеження за газовим чинником. Тобто має виконуватися умова

$$A_n \leq A_{доб.} \leq \min(A_{доб.техн.}; A_{доб.газ.}) \quad (2.3)$$

де A_n - нормативне навантаження на очисний вибій, т/добу;

$A_{доб.техн.}$ – добове навантаження на лаву за технічними можливостями виїмкового механізму, т/добу;

$A_{доб.газ.}$ – максимально допустиме добове навантаження на лаву за газовим фактором, т/добу.

Нормативне навантаження на очисний вибій визначається на підставі статистичних даних для певного вибійного обладнання, яке серійно випускається, виходячи з економічної доцільності його застосування в певних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умовах відпрацювання виїмкової ділянки. При відхиленні фактичних умов розробки від нормативного навантаження, останнє коригується (за потужністю пласта, щільністю вугілля, опірністю його різанню, довжиною лави тощо).

Навантаження на очисний вибій за технічними можливостями обладнання визначається з метою оцінки можливості оптимального використання обраного виїмкового механізму в умовах конкретної лави.

Максимально допустиме навантаження за газовим фактором – граничний обсяг видобутку при фактичному надходженні метану в очисний вибій (на виїмкову ділянку) з урахуванням гранично допустимих концентрації газу та швидкості руху повітря у лаві.

Навантаження на очисний вибій за технічними можливостями виїмкового механізму та газовим чинником визначаються розрахунковим шляхом на підставі фактичних даних, після чого мінімальне з них розглядається умовою (2.3) для встановлення планового $A_{доб.}$

2.5.2 Визначення нормативного добового навантаження на лаву

Нормативне добове навантаження на очисний вибій A_n визначається відповідно до базового нормативного навантаження для заданих гірничо-

геологічних умов і обраних засобів механізації очисних робіт з коригуванням для конкретної виїмкової ділянки з виразу

$$A_n = \frac{n_{зм} \cdot T_{зм}}{1080} \cdot \frac{\gamma}{1,4} \cdot \left[A_{m.min} + \frac{m - m_{min}}{m_{max} - m_{min}} (A_{m.max} - A_{m.min}) \right] k'_z k''_z k'''_z k_n k_e k_{en} k_l, \quad (2.4)$$

де $n_{зм}$ – число змін з видобутку вугілля; m – потужність пласта, м;

$T_{зм}$ – тривалість зміни, хв.;

γ – щільність вугілля в масиві, т/м³;

m – потужність пласта, м;

m_{min} , m_{max} – відповідно, найближчі менше та більше табличні значення потужності пласта, м;

$A_{m.min}$ і $A_{m.max}$ – відповідно, табличні значення нормативних навантажень при m_{min} і m_{max} , т/добу (табл. Е.1-Е.4, додаток Е);

k'_z, k''_z, k'''_z – поправочні коефіцієнти, що враховують зменшення нормативного навантаження на очисний вибій при його роботі в зонах геологічних порушень (табл. Е.5, додаток Е);

k_n – поправочний коефіцієнт, що вводиться при використанні двох комбайнів. При $m=0,80 \div 1,20$ м - $k_n = 1,3$; $m = 1,21 \div 1,60$ м - $k_n = 1,2$; $m = 1,61 \div 3,20$ - $k_n = 1,1$;

k_e – коефіцієнт, що враховує термін експлуатації комплексу: $k_e=0,9$ при експлуатації комплексу протягом 1...2 років; $k_e=0,85$ при експлуатації комплексу понад 2 років;

k_{en} – коефіцієнт, що враховує в'язкопластичні властивості розроблюваного пласта при вийманні вугілля вузькозахватним комбайном. При в'язкому вугіллі $k_{en} = 0,85$ (вугілля й антрацит марок Г, Д, ОС, Т, А з опірністю різанню більше 300 кН/м), при дуже крихких - $k_{en} = 1,15$ (антрацит з опірністю різанню менше 60 кН/м; вугілля марок К, Ж, ОС, Т), при крихких - $k_{en} = 1,0$ (інші марки);

k_l – коефіцієнт, що враховує відхилення фактичної довжини очисного вибою від базової величини та залежить від швидкості подачі (при вийманні

комбайном) або товщини стружки (при струговому вийманні) (табл. Е.6, Е.7, додаток Е).

При струговому вийманні норматив навантаження додатково коригується за опірністю вугілля різанню, відповідно, для мінімальної та максимальної потужності пластів, що відпрацьовуються, з виразу

$$A_{m.min}(A_{m.max}) = A'_0 + \frac{A_p - A'_p}{A''_p - A'_p} (A'_0 - A''_0), \quad (2.5)$$

де $A_{m.min}$ і $A_{m.max}$ – значення нормативних навантажень, відповідно, при мінімальній (m_{min}) і максимальної (m_{max}) потужностях відпрацювання пласта, т/добу;

A_p – опірність пласта різанню для конкретного очисного вибою, т/добу;

A'_p і A''_p – базові, відповідно, мінімальне і максимальне табличні значення опірності вугілля різанню (табл. Е.4, додаток Е), кН/м;

A'_0 і A''_0 – нормативні (табличні) навантаження на очисний вибій, відповідні A'_p і A''_p для m_{min} або m_{max} (табл. Е.4, додаток Е), т/добу.

Після розрахунку $A_{m.min}$ та $A_{m.max}$ і відповідних m_{min} та m_{max} вони використовуються у виразі (2.4) для розрахунку величини нормативного добового навантаження на очисний вибій.

2.5.3 Визначення добового навантаження на лаву за технічними можливостями обладнання

Навантаження на очисні вибої, які обладнані комбайнами та механізованими кріпленнями, за технічними можливостями обладнання визначаються за формулою

$$A_{\text{доб.техн.}} = T_{\text{зм}} n_{\text{зм}} m r k_3 \gamma c \min(v_n; v_{\text{кр.}}) k_m, \text{ т/добу}, \quad (2.6)$$

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

$n_{\text{зм}}$ – число змін з видобутку вугілля;

m – потужність пласта, м;

r – ширина захоплення виконавчого органу комбайна, м;

k_3 – коефіцієнт використання величини захоплення ($k_3=0,93$ – для вузькозахватних комбайнів в лавах, що працюють за повстанням, та в лавах з широкозахватними комбайнами; $k_3=1,0$ – у всіх інших випадках);

γ – щільність вугілля в масиві, т/м³;

c – коефіцієнт вилучення вугілля в лаві ($c=0,95\dots0,98$);

v_n – швидкість подачі комбайна, м/хв. (приймається за фактичними даними або визначається відповідно до методики, яка наведена нижче);

$v_{\text{кр}}$ – швидкість кріплення очисного вибою, м/хв. (приймається за фактичними даними або визначається відповідно до [19] або з таблиць Е.8 та Е.9 додатку Е);

k_m – коефіцієнт машинного часу (приймається $k_m=0,18\dots0,25$ – при навантаженні на лаву 800...1000 т/добу; $k_m=0,25\dots0,37$ – при 1000...1600 т/добу). З більшою точністю k_m можна визначити розрахунково за методикою, яка наведена в [19].

Навантаження на очисні вибої, обладнані очисними комбайнами з індивідуальним кріпленням, також визначаються з виразу (2.6). Різниця тільки у швидкості кріплення очисного вибою, яка визначається, виходячи зі стійкості бічних порід, конструкції стійок і верхняків, складу комплекту або паспорту кріплення [19]. У таблиці Е.9 (додаток Е) наведені швидкості кріплення лави гідравлічними стійками в різних умовах їх експлуатації, виходячи з умови, що в установці стійок під верхняк зайняті 2 робочих. При використанні в лаві стійок тертя швидкість кріплення очисного вибою визначається шляхом множення значень швидкостей кріплення, наведених у таблиці Е.9 (додаток Е) на 0,85.

Навантаження на очисний вибій, який обладнано струговою установкою, визначається за формулою

$$A_{\text{доб.техн.}} = T_{\text{зм}} n_{\text{зм}} q k_{\text{м}}, \quad (2.7)$$

де q - продуктивність стругової установки, т/хв. [19].

Швидкість подачі комбайну визначається з виразу

$$v_{\text{н.}} = \min(v_{\text{н.нр.}}; v_{\text{н.тяг.}}) k_{\text{вн}}, \quad (2.8)$$

де $k_{\text{вн.}}$ – коефіцієнт збільшення швидкості подачі комбайна під час виймання крихкого та дуже крихкого вугілля;

$v_{\text{н.нр.}}$ - можлива швидкість подачі комбайна по потужності приводу, м/хв.;\

$v_{\text{н.тяг.}}$ – можлива швидкість подачі комбайна по допустимому тяговому зусиллю, м/хв.

$$v_{\text{н.нр.}} = v_{\text{н.нр}_1} - \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} (v_{\text{н.нр}_1} - v_{\text{н.нр}_2}), \quad (2.9)$$

де m_1, m_2 – відповідно, мінімальне і максимальне значення потужності пласта для даного типу комбайна, м;

m – потужність пласта, м;

$v_{\text{н.нр}_1}, v_{\text{н.нр}_2}$ – табличні значення швидкості подачі комбайна, відповідні m_1, m_2 (табл. Е.10, додаток Е), м/хв.

$$v_{\text{н.нр.}} = v'_{\text{н.нр.}} - \frac{A_{\text{р.ф.}} - A'_{\text{р.}}}{A''_{\text{р.}} - A'_{\text{р.}}} (v'_{\text{н.нр.}} - v''_{\text{н.нр.}}), \quad (2.10)$$

де $v'_{\text{н.нр.}}, v''_{\text{н.нр.}}$ – можливі швидкості подачі комбайна по потужності приводу,

відповідно, при $A'_{\text{р.}}$ і $A''_{\text{р.}}$, м/хв.;

$A_{p.\phi.}$ – опірність вугілля різанню (кН/см), з урахуванням віджиму вугілля в його привибійній частині

$$A_{p.\phi.} = A_p k_{\phi}, \quad (2.11)$$

де A_p – опірність вугілля різанню в невіджатому масиві, кН/см;

k_{ϕ} – коефіцієнт віджиму вугілля

$$k_{\phi} = 0,48 + \frac{r - 0,1m}{r + m}, \quad (2.12)$$

$V_{n.тяг.}$ – можлива швидкість подачі комбайна по допустимому тяговому зусиллю механізму подачі, м/хв.

$$v_{n.тяг.} = \frac{v_{n.нр.}}{0,1F_n} [0,1F_m - 1,4G(0,2 + 0,016\alpha)], \quad (2.13)$$

де F_n – складова сили різання в напрямку подачі комбайна, кН (табл. Е.10, додаток Е);

$$F_n = F_n' - \frac{A_{p.\phi.} - A_p'}{A_p'' - A_p'} (F_n' - F_n''), \quad (2.14)$$

де F_n', F_n'' – складові сили різання в напрямку подачі комбайна, кН, відповідні A_p' і A_p'' ;

F_m – тягове зусилля подаючої частини комбайна, кН;

G – маса комбайна, т;

α – кут падіння пласта при вийманні вугілля за простяганням, град.

2.5.4 Визначення добового навантаження на лаву за газовим фактором

Навантаження на очисний вибій за газовим фактором визначається з урахуванням метановості очисної виробки або виїмкової ділянки в залежності від прийнятої схеми провітрювання та витрати повітря, яке подається в лаву (на ділянку). Максимально допустиме навантаження на лаву визначається по природній метановості вугільного пласта або фактичній метановості діючого очисного вибою (виїмкової ділянки) [13].

Максимально допустиме навантаження на очисний вибій по природній метановості вугільного пласта розраховується за формулою

$$A_{\max} = A_{\text{доб.техн.}} \cdot \bar{I}_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p (C - C_0)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.15)$$

де $A_{\text{доб.техн.}}$ – розрахункове навантаження на лаву за технічними можливостями обладнання, т/добу;

$\bar{I}_p$ – середня абсолютна метановість очисної виробки або виїмкової ділянки, м³/хв.;

Q_p – максимальна витрата повітря в очисній виробці або на виїмковій ділянці, яка може бути використана для розведення метану до допустимих ПБ [6] норм, м³/хв.;

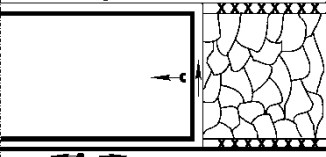
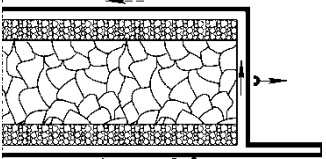
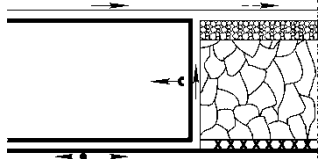
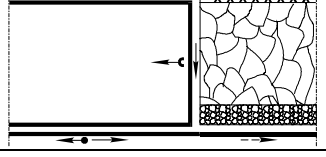
C – допустима згідно ПБ концентрація метану у вихідному із очисної виробки вентиляційному струмені [6], %;

C_0 – концентрація газу в вентиляційному струмені, що надходить на виїмкову ділянку, %.

$\bar{I}_p$ і Q_p визначаються в залежності від схеми провітрювання відповідно до таблиці 2.1, в якій $Q_{\text{оч.мах}}$ – максимальна витрата повітря, яку можна подати в очисну виробку, м³/хв.

$$Q_{\text{оч.мах}} = 60 S_{\text{оч.мін}} V_{\text{мах}}, \text{ м}^3/\text{хв}. \quad (2.16)$$

Таблиця 2.1 – Значення параметрів Q_p і I_p

Схема провітрювання виїмкової дільниці	Напрямок руху вихідного струменя повітря з лави	Вирази з розрахунку	
		$Q_p, \text{м}^3/\text{хв.}$	$\bar{I}_p, \text{м}^3/\text{хв.}$
З послідовним розведенням метану за джерелами виділення: 	На масив	$Q_p = Q_{оч. \max} \cdot k_{ут.в.}$	$\bar{I}_p = I_{дл.}$
	На вироблений простір	при $\frac{I_{дл.}}{I_{оч.}} \leq \frac{k_{ут.в.}}{k_{о.з.}}$ $Q_p = Q_{оч. \max} \cdot k_{о.з.}$ при $\frac{I_{дл.}}{I_{оч.}} > \frac{k_{ут.в.}}{k_{о.з.}}$ $Q_p = Q_{оч. \max} \cdot k_{ут.в.}$	$\bar{I}_p = I_{оч.}$ $\bar{I}_p = I_{дл.}$
З відокремленим розведенням метану за джерелами виділення: 	На вироблений простір	$Q_p = Q_{оч. \max} \cdot k_{о.з.}$	$\bar{I}_p = I_{оч.}$
			

де $v_{\max}$ – максимально допустима ПБ швидкість руху повітря в очисній виробці, м/с, $v_{\max} = 4$ м/с (в привибійних просторах лав, обладнаних механізованими комплексами, на пластах з природною вологістю близько 8% допускається швидкість повітря $v_{\max}$ до 6 м/с за умови відсутності робочих в зоні впливу пилового потоку, який утворюється при роботі комбайна, і очищення вихідного струменя за допомогою пилоуловлюючих установок для зменшення виносу та відкладення пилу у виробках) [6];

$S_{оч. \min}$ – мінімальна площа поперечного перерізу привибійного простору очисної виробки у світлі (м^2), яка для лав, обладнаних механізованими кріпленнями, визначається за формулою

$$S_{оч.min} = S'_{оч.min} + \frac{S'_{оч.max} - S'_{оч.min}}{m_{max} - m_{min}} (m_{в.пр.} - m_{min}), \text{ м}^2, \quad (2.17)$$

де $m_{в.пр.}$ – потужність пласта з породними прошарками, м;

$S'_{оч.min}, S'_{оч.max}$ – площі поперечного перерізу приви́бійного простору лави, які відповідають мінімальній m_{min} і максимальній m_{max} потужностям пласта для даного типу механізованого кріплення (табл. Е.11, додаток Е);

Для індивідуальних кріплень $S_{оч.min}$ визначається з виразу

$$S_{оч.min} = k_{заг} m_{в.пр} b_{min}, \text{ м}^2, \quad (2.18)$$

де $k_{заг.}$ – коефіцієнт, що враховує заха́ращеність приви́бійного простору $k_{заг.}=0,9$;

b_{min} – мінімальна ширина приви́бійного простору лави, м, (приймається згідно з паспортом кріплення й управління покрівлею);

$I_{дл.}, I_{оч.}$ – відповідно, середнє метановиділення на виїмковій та в очисній виробці, $\text{м}^3/\text{хв.}$

$$I_{дл.} = \frac{A_{доб.техн.} q_{дл.}}{1440}, \quad (2.19)$$

$$I_{оч.} = \frac{A_{доб.техн.} q_{оч.}}{1440}, \quad (2.20)$$

де $q_{дл.}$ і $q_{оч.}$ – відповідно, відносні метаносність виїмкової ділянки та очисного вибою, $\text{м}^3/\text{т}$ (визначається за результатами газових зйомок по природній метаносності розроблюваного пласта, вугільних пластів і вміщуючих порід поряд з цим пластом [13]);

$k_{ум.в.}$ – коефіцієнт, що враховує витоки повітря через вироблений простір в межах виїмкової ділянки,

- для схеми 1-М - $k_{\text{ут.в.}} = 1 + 0,13m_{\text{в.пр}} \exp(0,35\bar{f} - 0,25S_{\text{оч.мин}}), \quad (2.21)$

- для схеми 1-В, 2-В,

2-М і 3-В - $k_{\text{ут.в.}} = 1 + 0,5m_{\text{в.пр}} \exp(0,24\bar{f} - 0,35S_{\text{оч.мин}}), \quad (2.22)$

де $\bar{f}$ – середньозважений коефіцієнт міцності порід на відстані від пласта, що виймається, що дорівнює $8m_{\text{впр}}$;

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

$k_{\text{о.з.}}$ – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до привибійного простору. Залежить від літологічного складу порід і способу управління покрівлею (табл. 2.2).

Таблиця 2.2 – Значення коефіцієнта $k_{\text{о.з.}}$

Спосіб управління покрівлею	Породи безпосередньої покрівлі	$k_{\text{о.з.}}$
Повне обвалення	Пісковики	1,3
	Піскуваті сланці (алевроліти)	1,25
	Глинисті сланці (аргіліти)	1,20
	Сипучі породи	1,05
Плавним опусканням	Глинисті сланці	1,15
Частковою закладкою	Будь-які породи	1,10
Повною закладкою	Будь-які породи	1,05

Максимально допустиме навантаження на очисний вибій за фактичною метаноносністю діючого очисного вибою (лави-аналога) або виїмкової ділянки-аналога) розраховується за формулою

$$A_{\text{max}} = A_{\phi} \cdot \bar{I}_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p(C - C_0)}{194} \right]^{1,93} \left(\frac{l_{\text{л.р.}}}{l_{\text{л.}}} \right)^{-0,67} k_{\text{с.р.}}^{-1,67} k_{\text{з.р.}}^{-1,67}, \text{ т/добу}, \quad (2.23)$$

де A_{ϕ} – фактичне навантаження на лаву-аналог, т/добу;

$\bar{I}_\phi$ – середнє фактичне абсолютне метановиділення в очисну виробку-аналог або в виробку виїмкової ділянки-аналога, м³/хв. (табл. 2.3);

Q_p – витрати повітря в очисній виробці або на виїмковій ділянці, які можуть бути використані для розведення метану до допустимих ПБ [6] норм, в залежності від схеми провітрювання виїмкової ділянки, м³/хв. (табл. 2.3);

$l_{л.p}$ – довжина очисної виробки, для якої розраховується очікуване метановиділення, м;

$l_{л.}$ – довжина очисної виробки, для якої визначене фактичне метановиділення, м;

k_{cp} – коефіцієнт, що враховує зміну системи розробки (табл. 2.3);

k_{ep} – коефіцієнт, що враховує зміну метаноносності виробок з глибиною

$$k_{ep} = \frac{x_p - x_{oz}}{x_e - x_{oz}}, \quad (2.24)$$

де x_p – природна метаноносність пласта на планованій глибині розробки, м³/т д.б.м.;

x_{oz} – залишкова метаноносність вугілля, м³/т д.б.м.

$$x_{oz} = 18,3 \cdot (V^{daf})^{-0.6}, \quad (2.25)$$

де V^{daf} – вихід летючих речовин, %;

x_e – природна метаноносність пласта на глибині, для якої визначене фактичне метановиділення, м³/т д.б.м.

Таблиця 2.3 – Вирази для визначення Q_p , I_p і k_{cp}

Схема провітрювання виїмкової ділянки	Вирази з розрахунку параметрів		
	Q_p , м ³ /хв.	I_p , м ³ /хв.	k_{cp}
1-М	$Q_p = Q_{оч. max.} k_{ут.в.}$	$\bar{I}_p = I_{дл.ф.}$	$k_{cp} = k_1 \frac{k_{нлр}(1-k_{днр})}{k_{нл}(1-k_{дн})} + k_2 \frac{(1-k_{дср})}{(1-k_{дс})}$
1-В: при $\frac{I_{дл.}}{I_{оч.}} \leq \frac{k_{ут.в.}}{k_{о.з.}}$	$Q_p = Q_{оч. max.} k_{о.з.}$	$\bar{I}_p = I_{оч.ф.}$	$k_{cp} = \frac{\left[k_1 \frac{k_{нлр}(1-k_{днр})}{k_{нл}(1-k_{дн})} + k_2 k_{ен.р} \frac{(1-k_{дср})}{(1-k_{дс})} \right]}{k_1 + k_2 k_{ен}}$
при $\frac{I_{дл.}}{I_{оч.}} > \frac{k_{ут.в.}}{k_{о.з.}}$	$Q_p = Q_{оч. max.} k_{ут.в.}$	$\bar{I}_p = I_{дл.ф.}$	$k_{cp} = k_1 \frac{k_{нлр}(1-k_{днр})}{k_{нл}(1-k_{дн})} + k_2 \frac{(1-k_{дср})}{(1-k_{дс})}$
2-В і 3-В	$Q_p = Q_{оч. max.} k_{о.з.}$	$\bar{I}_p = I_{оч.ф.}$	$k_{cp} = \frac{\left[k_1 \frac{k_{нлр}(1-k_{днр})}{k_{нл}(1-k_{дн})} + k_2 k_{ен.р} \frac{(1-k_{дср})}{(1-k_{дс})} \right]}{k_1 + k_2 k_{ен}}$

У таблиці 2.3: k_1 і k_2 - частка метановиділення, відповідно, з пласта і виробленого простору в метановиділенні на виїмковій ділянці, од.;

$k_{нл}$, $k_{нлр}$ - коефіцієнти, що враховують вплив системи розробки на метановиділення з пласта, відповідно, для очисної виробки-аналога (виїмкової ділянки-аналога) і для планованої очисної виробки (виїмкової ділянки);

$k_{дн}$, $k_{днр}$ - коефіцієнти ефективності дегазації розроблюваного пласта, відповідно, для лави-аналога (ділянки-аналога) і для планованої лави (виїмкової ділянки), од.;

$k_{дс}$, $k_{дср}$ – коефіцієнт ефективності дегазації суміжних пластів-супутників (виробленого простору), відповідно, в умовах лави-аналога (виїмкової ділянки - аналога) і для планованої лави (виїмкових ділянки), од.;

$k_{ен}$, $k_{ен.р}$ – коефіцієнти, що враховують надходження метану з виробленого простору, відповідно, в привибійний простір лави-аналога (виїмкової ділянки - аналога) і у плановану лаву (виїмкову ділянку), од.

Значення коефіцієнтів ефективності дегазації джерел метановиділення $k_{дн}$, $k_{днр}$, $k_{дс}$, $k_{дср}$, $k_{ен}$ і $k_{ен.р}$ визначаються з таблиць Е.12-Е.14 (додаток Е) [14, 15].

2.6 Параметри очисного вибою

Уточняється остаточна довжина лави та швидкість її просування за добу на основі визначеного навантаження на очисний вибій за виразом

$$\bar{l}_л = \frac{A_{доб.}}{n_ч m r \gamma c}, \text{ м}, \quad (2.26)$$

де $\bar{n}_ч$ – кількість циклів з виймання вугілля за добу.

Оскільки кількість циклів невідома, то вона попередньо розраховується для довжини лави $l_л$, яка була прийнята раніше за довжиною комплексу в поставці, з виразу

$$n_ч = \frac{A_{доб.}}{l_л m r \gamma c}, \quad (2.27)$$

та округляється до цілого числа циклів $\bar{n}_ч$, за яким визначається шукана довжина лави з виразу (2.26).

Добова швидкість просування очисного вибою визначається за формулою

$$v_{оч.д} = \frac{A_{доб.}}{\bar{l}_л m r \gamma c}, \text{ м/добу}, \quad (2.28)$$

а річне просування лави з виразу

$$v_{оч.р} = v_{оч.д} N k_z, \quad (2.29)$$

де N – число робочих днів за рік ($N = 300$ днів);

k_z – коефіцієнт, що враховує вплив гірничо-геологічних умов на ритмічність роботи лави, $k_z = 0,85-0,95$.

2.7 Обґрунтування схеми провітрювання виїмкової ділянки

Схема провітрювання має відповідати гірничо-геологічними умовам і вимогам ПБ [6], забезпечувати безпечні та комфортні санітарно-гігієнічні умови праці.

Виходячи з конкретних умов і рекомендацій [13], обирається і обґрунтовується схема провітрювання виїмкової ділянки: прямоточна, зворотньоточна, комбінована з додатковою подачею повітря для підсвіжіння струменя, що виходить із лави, з дегазацією джерел метановиділення.

Попередньо схема провітрювання враховувалась при розрахунку навантаження за газовим фактором. У розрахунку могли враховуватись такі заходи: застосування дегазації пласта, супутників, виробленого простору; ізольоване відведення метану з виробленого простору за межі виїмкової ділянки за допомогою газовідсмоктувальних установок; спорудження різних вентиляційних споруд (вентиляційних вікон, ізолюючих стінок тощо). Тому всі заходи, які були прийняті, мають бути стисло описані у підрозділі та мають бути показані у графічній частині.

2.8 Основний і допоміжний транспорт по дільничних виробках [12]

Виходячи з розрахункової величини вантажопотоків вугілля, породи та матеріалів з урахуванням гіпсометрії пласта, прийнятої системи розробки та довжини виїмкового поля, здійснюється обґрунтування і вибір засобів основного та допоміжного транспорту дільничними виробками. Для комплексно-механізованих очисних вибоїв з добовим навантаженням понад 400 т рекомендується приймати конвеєрний транспорт вугілля. При меншому навантаженні та складній гіпсометрії рекомендується в якості основного та допоміжного приймати колісний транспорт.

Транспортні засоби обираються за їх технічними характеристиками [33, 34]. Встановлюється необхідність застосування бункерів в транспортному ланцюжку, визначається їх ємність.

2.9 Вибір місця розташування, площі перетину, виду кріплення і способу охорони дільничних підготовчих виробок

З огляду на умови розробки пласта (його потужність, бічні породи, схильність пласта до самозаймання, глибину ведення робіт тощо) обирається місце розташування підготовчих виробок відносно пласта (пластове або польове), обґрунтовується тип підривки бічних порід [12].

Оскільки ці виробки схильні до впливу очисних робіт, з метою суттєвого зниження витрат на їх підтримання рекомендується для їх кріплення застосовувати металеві піддатливі кріплення зі спецпрофіля [12, 20, 30].

Типорозмір кріплень у підготовчих виробках необхідно приймати у відповідності до площі поперечного перерізу виробки, яка приймається за типовими перетинами, у відповідності з розрахунковою мінімально необхідною шириною виробки для розміщення в ній транспортного обладнання з врахуванням допустимих ПБ зазорів (методика розрухунку наведена у [30]). Також переріз виробки може залежати від характеристик застосовуваного виймального обладнання та прийнятої технології очисних робіт при виносі головок лавного конвеєра у виробку (при безнішевому вийманні вугілля з виносом головки конвеєра у виробку з арковим кріпленням її перетин має бути понад 12 м²).

З огляду на міцність бічних порід, потужність пласта, кут його падіння, глибину розташування виробки, термін її служби й ін., обґрунтовуються способи та засоби охорони пластових підготовчих виробок, визначаються їх параметри. Рекомендується використання безціликових засобів охорони, параметри яких мають бути визначені та обґрунтовані. При польовому розташуванні виробок

визначаються параметри щодо орієнтації їх відносно пласта й очисного вибою [20, 21, 22].

2.10 Обґрунтування способу підготовки довгих стовпів

При проектуванні виїмкових стовпів необхідно обґрунтувати спосіб їх підготовки [1, 2, 3, 4, 5]. Це питання має два аспекти [12]:

- вибір місця розташування, часу та способу проведення дільничних підготовчих виробок;
- вибір напрямку проведення виробок щодо елементів залягання пласта.

У разі застосування стовпових систем розробки або комбінованих на основі стовпової розглядаються обидва аспекти, а при інших системах – останній.

Необхідно проаналізувати варіанти, які можуть бути застосовані в даних умовах, вказати їхні переваги та недоліки, вибрати з них один, найбільш відповідний умовам розробки пласта. Для цього необхідно ознайомитись з теоретичним матеріалом, наведеним у [1, 2].

У проекті за узгодженням з керівником можливе порівняння двох варіантів однієї системи розробки з різними способами підготовки довгих стовпів, які кардинально змінюють порядок ведення гірничих робіт (час проведення виробок, умови їх підтримання тощо). Тоді остаточний вибір варіанту приймається на основі економіко-математичного моделювання витрат в межах панелі, крила, виїмкової смуги, ступені.

2.11 Складання економіко-математичних моделей систем розробки

Для кожного з порівнюваних варіантів систем розробки складається економіко-математична модель, яка в загальному вигляді записується наступним чином [2]

$$C_{yd} = \frac{\sum K + \sum R + \sum G}{Z_{np}} \quad (2.30)$$

де $\sum R$, $\sum K$, $\sum G$ - сумарні витрати, відповідно на проведення (спорудження) виробок, їх підтримання та транспорт вугілля по ним, грн.;

Z_{np} - промислові запаси вугілля тієї частини шахтного поля, для якої визначаються витрати (крило ярусу (поверху), виймальна смуга, панель, виймальна ступінь тощо).

Порівняння витрат в межах крила ярусу (крила поверху, окремої виймової смуги) здійснюється у тому випадку, якщо для обох систем розробки: довжина лави та навантаження на неї однакові; не проводяться додаткові підготовчі виробки; порядок ведення гірничих робіт в межах панелі або виймової ступені шахтного поля не відрізняються. При невиконанні хоча б однієї з перерахованих вище умов порівняння витрат за прийнятими варіантами систем розробки має проводитися в межах панелі (крила панелі), виймової ступені, всього шахтного поля або окремої його частини. При цьому величина запасів вугілля, щодо яких розраховуються витрати, буде визначатися в межах відповідної частини шахтного поля.

Перед складанням економіко-математичної моделі необхідно ознайомитись з теоретичним матеріалом [1, 2, 3], після чого для прийнятих до порівняння варіантів систем розробки будуються моделі за основними видами гірничих робіт (проведенням виробок, їх підтриманням та транспортом) та при необхідності в модель можуть бути включені додаткові витрати (дегазація, водовідлив тощо). Після побудови моделей розраховуються вартісні параметри, які до них входять, та визначаються питомі витрати на порівнювані варіанти систем розробки.

Для кожного з прийнятих до порівняння варіантів систем розробки складаються економіко-математичні моделі витрат на проведення виробок, їх підтримання та транспорт вугілля, і визначаються значення вартісних параметрів, що входять у моделі [2, 3, 11]. При цьому повний розрахунок

вартості одиниці робіт (на проведення виробок, їх підтримання, транспорт тощо) в пояснювальній записці наводиться тільки в якості прикладу.

Наприклад, надається повний розрахунок вартості проведення ярусного конвеєрного штреку [12]. При цьому наводиться відповідна формула для розрахунку з описом постійних величин і поправочних коефіцієнтів, що входять в неї, і наводиться розрахунок вартості проведення одного метра виробки. Для всіх інших виробок наводяться тільки кінцеві результати розрахунків. Розраховані значення вартості проведення або спорудження для всіх виробок, що враховуються в економіко-математичних моделях, заносяться в таблицю (для кожного варіанту окремо), форма представлення якої наведена нижче (табл. 2.4).

Таблиця 2.4 – Витрати на проведення виробки за варіантом _____

Найменування виробки	Перетин виробки у світлі, м ²	Довжина, м	Вартість проведення, грн./м	Вартість спорудження засобів охорони,	Сумарна вартість спорудження 1	Витрати на спорудження виробки, тис. грн.
...	...	...	...	...	...	...
...	...	...	...	...	...	...
...	...	...	...	...	...	...
Всього витрат, тис. грн.						...
Величина промислових запасів, для виймання яких проводяться виробки, тис. т						...
Питомі витрати, грн./т						...

Слід мати на увазі, що при порівнянні, наприклад, варіантів суцільної та стовпової систем розробки навряд чи буде правильним приймати однакову вартість проведення ярусного конвеєрного штреку. По-перше, через різні умови та час підтримання можуть відрізнятися перетини виробок, а, по-друге, через відмінності в швидкості проведення виробок в обох варіантах вартість їх проведення буде різною. Також різними будуть витрати для вентиляційного та

транспортного штреку, оскільки для розміщення транспортного обладнання мають бути різні перетини [12].

При визначенні вартості проведення виробок за укрупненими параметрами не враховуються витрати на спорудження засобів їх охорони, а також заходи щодо підвищення стійкості виробок [12]. Вартість цих робіт (викладка бутових смуг, кострів, зведення литих смуг і тумб БЗБТ, анкерування покрівлі, зміцнення підосви тощо) може бути визначена орієнтовно за вартісними параметрами, які наведені у таблиці 3.1 (додаток 3).

Витрати на монтаж і демонтаж виймального обладнання в очисних вибоях теж відносяться до цієї статті витрат і можуть бути орієнтовно прийняті рівними 5% вартості обладнання очисного вибою [12] (приблизна вартість механізованих комплексів може бути визначена за результатами їх закупівель у системі ProZorro <https://prozorro.sale/>).

При розрахунку витрат на підтримання виробок наводиться повний розрахунок вартості підтримання однієї з виробок у всіх зонах, в яких вона підтримується [12]. Результати розрахунків по всім іншим підтримуваним виробкам зводяться у таблицю, зразок форми якої представлений нижче (табл. 2.5).

Таблиця 2.5 – Витрати на транспорт виробками за варіантом _____

Найменування виробки	Середня довжина транспортування, м	Вартість перевезення 1 т вугілля, грн./т·м	Кількість перевезеного вантажу, тис. т	Витрати на транспорт виробкою, тис. грн.
...	...	...	...	...
...	...	...	...	...
...	...	...	...	...
Всього витрат, тис. грн.				...
Величина промислових запасів в межах розглянутої частини шахтного поля, тис. т				...
Питомі витрати, грн./т				...

Таблиці з результатами розрахунків витрат по кожному з видів робіт подаються окремо для кожного з порівнюваних варіантів систем розробки. Підсумкові витрати за видами робіт також зводяться у загальну таблицю, форма наведена нижче (табл. 2.6).

Таблиця 2.6 – Сумарні враховані витрати за варіантами систем розробки

Види витрат	I варіант (найменування)	II варіант (найменування)	n-й варіант (найменування)
Проведення виробок, грн./т			
%			
Підтримання виробок, грн./т			
%			
Транспорт виробками, грн./т			
%			
УСЬОГО витрат, грн./т			
%			

При вказівці процентного співвідношення витрат за видами робіт за 100% приймається варіант з найменшими сумарними питомими витратами (рядок «УСЬОГО, грн./т» (табл. 2.6)).

Далі здійснюється аналіз результатів розрахунків, при якому визначається, які види витрат по одному з варіантів вище або нижче, ніж при іншому та чому. На підставі цього робиться остаточний висновок про доцільність застосування того чи іншого варіанту системи розробки пласта (способу підготовки стовпів до виймання).

Беручи до уваги ступінь точності визначення вихідних величин, слід зазначити, що точність розрахунків за викладеною вище методикою не перевищує 10%. Тому, якщо сумарні наведені витрати за варіантами, що порівнюються, розрізняються не більше, ніж на 10 %, ці варіанти можна вважати

економічно рівноцінними та перевагу слід віддати тому з них, який кращий у технічному, технологічному або іншому відношенні [12].

2.12 Визначення співвідношення між очисними і підготовчими роботами [12]

Цей розділ виконується у тих випадках, коли в результаті порівняння варіантів остаточно для проектування буде прийнятий варіант стовпової системи розробки або комбінованої на основі стовпової, коли транспортна виробка проводиться заздалегідь, тобто до початку ведення очисних робіт на ділянці.

Основне завдання розрахунку даного розділу сформулюється таким чином: при якому положенні очисного вибою, що відпрацьовується, необхідно починати підготовку нового стовпа з урахуванням того, щоб до моменту завершення поточних очисних робіт був своєчасно підготовлений до роботи новий при оптимальних швидкостях проведення виробок. Методика розрахунку наведена у підручнику [1, 2, 3].

При зображенні варіанту системи розробки в графічній частині відносне положення очисних і підготовчих виробок має бути показане з урахуванням розрахованого випередження (в метрах) та підтверджено розрахунками в пояснювальній записці.

3 ВАРТІСНІ ПАРАМЕТРИ ДЛЯ РОЗРАХУНКУ ВИТРАТ ЗА ОСНОВНИМИ ВИДАМИ ГІРНИЧИХ РОБІТ

3.1 Визначення вартості проведення та спорудження гірничих виробок

У вартість проведення гірничих виробок включені витрати на відбійку гірської маси та навантаження її на транспортні засоби, тимчасове і постійне кріплення, устрій рейкових шляхів, водовідливних каналок тощо.

Повна вартість проведення 1 м гірничої виробки в залежності від її типу визначається за формулами, наведеними в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 - Визначення вартості проведення гірничої виробки

Гірничі виробки	Вартість 1 м, грн.		
	Проведення (k_n)	Обладнання (k_o)	Повна ($k=k_n+k_o$)
Горизонтальні і похилі що проводяться по:			
породі	$(C_1+C_2F)f_n\rho$	$k_p\rho$	$[(C_1+C_2F)f_n + k_p n] \rho$
вугіллям або змішаним вибоєм	$(C_1+C_2F-C_3\eta F)f_n\rho$	$k_p\rho$	$[(C_1+C_2F-C_3\eta F)f_n + k_p n] \rho$

Умовні позначення до таблиці 3.1:

C_1 – коефіцієнт вартості проведення виробки, що враховує витрати, постійні на 1 м і не залежать від площі поперечного перетину, грн/м;

C_2 – те ж, постійні на 1 м³, грн/м³;

C_3 – коефіцієнт, що враховує зменшення вартості проведення виробки змішаним вибоєм або тільки по вугіллю у порівнянні з вартістю проведення її по породі, грн/м³. Значення коефіцієнтів C_1 , C_2 і C_3 для виробок, що проводяться буропідричним способом, наведені у таблиці 3.2 (додаток 3), а для виробок, що проводяться комбайнами - у таблиці 3.3 (додаток 3);

F – площа поперечного перетину виробки в світлі кріплення, м²;

η – відношення площі вибою по вугіллю до повного перетину виробки у світлі;

f_n - поправочний коефіцієнт, що враховує глибину робіт, обводненість і викиднебезпечність вибою, довжину транспортування гірської маси

$$f_n = k_n \cdot k_{o.з.} \cdot k_{\phi} \cdot k_l, \quad (3.1)$$

де k_n - коефіцієнт глибини робіт,

$$k_n = 0,99 + 0,12H, \quad (3.2)$$

де H - середня глибина розташування виробки, км;

$k_{o.з.}$ - коефіцієнт обводнення вибою, визначається з таблиці 3.4 (додаток 3);

k_{ϕ} - коефіцієнт викиднебезпечності вибою, визначається по таблиці 3.5 (додаток 3);

k_l - коефіцієнт впливу довжини транспортування гірської маси.

Для горизонтальних і похилих виробок

$$k_l = 0,99 + 0,12l, \quad (3.3)$$

де l - середня довжина транспортування, км;

ρ - коефіцієнт, що враховує період будівництва або роботи шахти, протягом якого проводиться виробка, визначається по таблиці 3.6 (додаток 3);

k_p - вартість укладання одного рейкового шляху, грн/м (табл. 3.7, додаток 3);

n - кількість рейкових шляхів у виробці.

Вартість спорудження приймальних майданчиків залежить від типу майданчиків (верхніх, проміжних, нижніх), їх обсягу, вартості 1 м³, а також періоду їх будівництва

$$K_{nl} = d_{nl} \cdot V_{nl} \cdot f_n \cdot \rho, \text{ грн.} \quad (3.4)$$

де d_{nl} – середньозважена вартість спорудження 1 м³ майданчика з урахуванням вартості обладнання та його монтажу;

V_{nl} – додатковий обсяг виробок (без урахування головних відкатних виробок в межах майданчика) і камер приймальних майданчиків.

Значення V_{nl} и d_{nl} при конвеєрній доставці вугілля та допоміжному колісному транспорті у похилих виробках приведені в таблиці 3.8 (додаток 3).

3.2 Визначення вартості підтримання гірничих виробок

Всі гірничі виробки за їх типом, умовами підтримання та методами визначення витрат за весь термін служби можна систематизувати за такими групами: за типом виробок (горизонтальні, похилі, вертикальні, камери); за підтримуваною довжиною виробки (виробки, довжина яких впродовж всього терміну служби залишається постійною; змінюється безперервно; змінюється рівними ділянками); за умовами підтримання виробки (виробки, підтримувані впродовж всього терміну служби в масиві; у виробленому просторі та поза впливу очисних робіт; в різних умовах (масиві та виробленому просторі); за відношенням до пласту, що розробляється (пластові, польові); за відношенням до сусідніх пластів (які підробляються або надробляються, поза впливом очисних робіт); за паспортним перетином виробки.

Незважаючи на таку велику різноманітність умов підтримання виробок, методи визначення витрат за весь термін служби принципово відрізняються тільки за врахуванням впливу очисних робіт. Відповідно до цього для визначення витрат на підтримання виробок за весь термін їх служби необхідне застосування певних формул і виразів, які наведені нижче.

Для всіх виробок, підтримуваних в однотипних умовах і не схильних до впливу очисних робіт в масиві вугілля або порід або у виробленому просторі [11]:

- при постійній довжині впродовж всього терміну підтримання

$$R = r_i \cdot l_t; \quad (3.5)$$

- коли довжина виробки безперервно змінюється впродовж всього терміну підтримання (та під час проведення)

$$R = \frac{r_i \cdot l_t}{2}, \quad (3.6)$$

Для пластових штреків і бортових хідників, підтримуваних по довжині в різних умовах, які знаходяться в зоні впливу очисних робіт[11]:

1. При суцільній системі розробки та прямому порядку відпрацювання поверхів або ярусів за час безперервного ведення очисних робіт:

$$R = \frac{r_1 \cdot l_1 \cdot l}{V_{оч}} + (r_2 + r_3)l + \frac{r_4 \cdot l^2}{2V_{оч}}. \quad (3.7)$$

(якщо штрек не випереджає лаву, $l_1=0$; $r_1 = 0$; $l_{он}=0$; $r_2 = 0$).

2. При стовповій системі розробки та зворотному порядку відпрацювання поверхів або ярусів за час безперервного ведення очисних робіт:

$$R = \frac{r_1 \cdot l^2}{2V_{оч}} + (r_2 + r_3) \cdot l. \quad (3.8)$$

3. При стовповій системі розробки та зворотному порядку відпрацювання поверхів або ярусів за час безперервного ведення очисних робіт. Позаду вибою лави штрек підтримується з метою повторного використання

$$R = \frac{r_1 \cdot l^2}{2V_{оч}} + (r_2 + r_3) \cdot l + \frac{r_4 \cdot l^2}{2V_{оч}}. \quad (3.9)$$

Для штреків, не схильних до впливу очисних робіт, довжина яких протягом терміну служби змінюється однаковими ділянками. Штреки, які розташовані в масиві або виробленому просторі (зоні усталеного гірського тиску) [11]:

1. При парному числі панелей в шахтному полі та центральному розташуванні стволів

$$R = r_1 \cdot S_n \cdot \frac{n^2}{4} t_n. \quad (3.10)$$

2. При непарному числі панелей в шахтному полі та центральному розташуванні стволів

$$R = r_1 \cdot S_n \cdot \frac{n^2 - 1}{4} t_n. \quad (3.11)$$

3. При непарному числі панелей в шахтному полі та розташуванні стволів на межі двох панелей

$$R = r_1 \cdot S_n \cdot \frac{(n - n_{кр})^2 + n_{кр}^2}{2} \cdot t_n. \quad (3.12)$$

4. При непарному числі панелей в шахтному полі та розташуванні стволів по центру однієї з панелей в крилі поля

$$R = r_1 \cdot S_n \cdot \frac{(n - n_{кр})^2 + n_{кр}^2 + 2n_{кр} - n}{2} \cdot t_n. \quad (3.13)$$

5. При будь-якому числі панелей і односторонньому шахтному полі (флангове розташування стволів)

$$R = r_1 \cdot S_n \cdot \frac{n^2}{2} t_n. \quad (3.14)$$

6. При відпрацюванні запасів лавами за повстанням (падінням) пласта та двосторонньому одночасному або послідовному розвороті робіт в крилах шахтного поля (якщо шахтне поле відпрацьовується в односторонньому порядку, то $n_{уч.кр} = 0$)

$$R = r_1 \cdot l_{\partial л} \cdot \frac{(n_{\partial л} - n_{\partial л.кр})^2 + n_{\partial л.кр}^2 + n_{\partial л}}{2} \cdot t_{\partial л} \quad (3.15)$$

Для ухилів, бремсбергів і хідників, довжина яких впродовж терміну служби змінюється однаковими ділянками [11]:

1. Бремсбергів, не схильних до впливу очисних робіт і підтримуваних в масиві вугілля або порід, або у виробленому просторі

$$R_{бр} = r_i \cdot h_{нов} \cdot \frac{n_{нов}}{2} \cdot (n_{нов} - 1) \cdot t_{нов}. \quad (3.16)$$

2. Ухилів і хідників, які не знаходяться в зоні впливу очисних робіт, і підтримуваних в масиві вугілля або порід або у виробленому просторі

$$R_{у.х} = r_i \cdot h_{нов} \cdot \frac{n_{нов}}{2} \cdot (n_{нов} + 1) \cdot t_{нов}. \quad (3.17)$$

3. Бремсбергових хідників, які знаходяться в зоні впливу очисних робіт при низхідному порядку відпрацювання поверхів (ярусів):

- при суцільній системі розробки

$$R_{\text{бр.х}} = r_1 \cdot h_{\text{нов}} \cdot \frac{n_{\text{нов}}}{2} \cdot (n_{\text{нов}} - 1) \cdot t_{\text{нов}} + r_4 \cdot h_{\text{нов}} \cdot \frac{n_{\text{нов}}}{2} \cdot (n_{\text{нов}} + 1) \cdot t_{\text{нов}} + r_3 \cdot h_{\text{нов}} \cdot n_{\text{нов}}; \quad (3.18)$$

- при стовповій системі розробки

$$R_{\text{бр.х}} = r_1 \cdot h_{\text{нов}} \cdot \frac{n_{\text{нов}}}{2} \cdot (n_{\text{нов}} + 1) \cdot t_{\text{нов}} + r_4 \cdot h_{\text{нов}} \cdot \frac{n_{\text{нов}}}{2} \cdot (n_{\text{нов}} - 1) \cdot t_{\text{нов}} + r_3 \cdot h_{\text{нов}} \cdot n_{\text{нов}}. \quad (3.19)$$

4. Ухилів і хідників, які знаходяться в зоні впливу очисних робіт при низхідному порядку відпрацювання поверхів (ярусів):

- при суцільній системі розробки

$$R_{\text{у.х}} = r_4 \cdot h_{\text{нов}} \cdot \frac{n_{\text{нов}}}{2} \cdot (n_{\text{нов}} + 1) \cdot t_{\text{нов}} + r_3 \cdot h_{\text{нов}} \cdot n_{\text{нов}}; \quad (3.20)$$

- при стовповій системі розробки

$$R_{\text{у.х}} = r_1 \cdot h_{\text{нов}} \cdot n_{\text{нов}} \cdot t_{\text{нов}} + r_4 \cdot h_{\text{нов}} \cdot \frac{n_{\text{нов}}}{2} \cdot (n_{\text{нов}} - 1) \cdot t_{\text{нов}} + r_3 \cdot h_{\text{нов}} \cdot n_{\text{нов}}. \quad (3.21)$$

5. Ухилів і хідників, які знаходяться в зоні впливу очисних робіт при висхідному порядку відпрацювання поверхів (ярусів):

- при суцільній системі розробки

$$R_{\text{у.х}} = r_1 \cdot h_{\text{нов}} \cdot \frac{n_{\text{нов}}}{2} \cdot (n_{\text{нов}} - 1) \cdot t_{\text{нов}} + r_3 \cdot h_{\text{нов}} \cdot n_{\text{нов}}; \quad (3.22)$$

- при стовповій системі розробки

$$R_{y.x} = r_1 \cdot h_{нов} \cdot \frac{n_{нов}}{2} \cdot (n_{нов} + 1) \cdot t_{нов} + r_3 \cdot h_{нов} \cdot n_{нов}. \quad (3.23)$$

Для штреків і похилих виробок, що проводяться слідом за лавою та знаходяться в зоні впливу очисних робіт [11]:

Такий випадок підтримання виробок характерний для попереднього виймання пласта та проведення виробок слідом за лавою. Тут підтримання характеризується впливом очисних робіт і підтриманням в зоні усталеного

гірського тиску. Такий характер підтримання має сенс тільки в період проведення виробки. Витрати на підтримання за час проведення виробки визначаються за формулою

$$R_{y.x} = r_3 \cdot l + \frac{r_4 \cdot l_2}{2V_n}, \quad (3.24)$$

де $r_1=r_1$ або r_4 в залежності від того, в яких умовах підтримується виробка - в масиві вугілля і порід або у виробленому просторі;

R – вартість підтримання виробки за весь термін служби, грн.;

l – повна довжина виробки, м;

t – вартість підтримання виробки за весь термін служби, грн;

r_1 – вартість підтримання 1 м виробки в рік в масиві вугілля або порід, що визначається в залежності від типу виробки (методику розрахунку наведено нижче);

r_2 — вартість перекріплення 1 м штреку попереду вибою лави в зоні тимчасового опорного тиску за весь час перебування його в цій зоні (за час $l_{оп}/V_{оч}$) (методику розрахунку наведено нижче);

r_3 — вартість перекріплення 1 м штреку позаду вибою лави в зоні впливу очисних робіт за весь час перебування його в цій зоні за формулою (за час $l_{оп}/V_{оч}$) (методику розрахунку наведено нижче);

r_4 – вартість підтримання 1 м виробки в рік у виробленому просторі (зоні усталеного гірського тиску) (методику розрахунку наведено нижче);

l_1 — незнижуваний запас випередження штреку попереду вибою лави за зоною тимчасового опорного тиску, м,

$$l_1 = l_{\text{опер}} - l_{\text{он}} \quad (3.25)$$

де $l_{\text{опер}}$ – довжина штреку попереду вибою лави при суцільній системі розробки (випередження), м;

$l_{\text{он}}$ – довжина зони тимчасового опорного тиску попереду вибою лави, м.

$$l_{\text{он}} = l(1,87 + 1,13m) \cdot H^{0,4} \quad (3.26)$$

де m – потужність пласта, м;

H – глибина розташування підтримуваної виробки, м;

$V_{\text{оч}}$ – швидкість посування очисних робіт, м/рік;

$S_{\text{п}}$ – розмір панелі за простяганням, м (якщо панелі різних розмірів, то слід брати середнє значення для всіх панелей);

n – кількість панелей в шахтному полі за простяганням, шт.;

$t_{\text{п}}$ – час, протягом якого відпрацьовується панель, років (якщо панелі відпрацьовуються з різною інтенсивністю, то слід брати середній час для всіх панелей);

$n_{\text{кр}}$ – кількість панелей в крилі шахтного поля (будь-якому крилі), шт.;

$l_{\text{дл}}$ – довжина ділянки, яка одночасно погашається (однієї лави за повстанням або двох, залежно від того, як відпрацьовуються лави: поодинокі або спарені); м;

$n_{\text{дл}}$ – кількість ділянок за простяганням шахтного поля (стовпів при поодинокі відпрацюванні лав або пар стовпів при спарених лавах), шт.;

$n_{\text{дл.кр}}$ – кількість ділянок в крилі шахтного поля за простяганням, шт.;

$t_{\text{дл}}$ – час, протягом якого відпрацьовується одна ділянка, років;

$h_{\text{пов}}$ – похила висота поверху (ярусу), м;

$n_{\text{пов}}$ – кількість поверхів (ярусів) в бремсберговій або ухилій частині шахтного поля (обслуговуються цим бремсбергом або ухилом), шт.;

$t_{\text{пов}}$ – час, протягом якого відпрацьовується поверх (ярус), років (якщо інтенсивність відпрацювання поверхів різна, то береться середній час по всіх поверхах);

$V_{\text{п}}$ – швидкість ведення прохідницьких робіт, м/рік.

3.3 Визначення вартості підтримання одиниці довжини гірничих виробок

Вартість підтримання одиниці довжини виробки залежить від великої кількості природних і технічних факторів, які можна систематизувати за двома групами: гірничо-геологічні (глибина розробки; потужність пласта; кут падіння пластів; стійкість навіколишніх порід); гірничотехнічні (спосіб проведення виробки; площа перерізу виробки; вид кріплення; близькість очисних робіт; система розробки; спосіб охорони виробки; довжина очисного вибою; швидкість посування очисних робіт; спосіб управління гірським тиском в очисному просторі; надробка або підробка). Також в дані переліки можливе включення додаткових чинників: призначення виробки (основна, допоміжна); місце розташування виробки відносно пласта й елементів його залягання або навіколишнього масиву порід.

Таким чином, вартість підтримання залежить від безлічі факторів та є має суттєву часту у витратах, які враховуються при проектуванні технологічних схем шахт.

Для укрупнених розрахунків і порівняння варіантів ведення гірничих робіт, у тому числі варіантів систем розробки, пропонуються відомі залежності,

формули та вирази. В рамках курсового проекту вони зібрані в цих «Методичних вказівках...».

Для горизонтальних гірничих виробок і бортових хідників при розробці пологих і похилих пластів в таблиці 3.9 (додаток 3) наведено відомості про вартість підтримання 1 м³ виробки у світлі для різних умов підтримання. Для горизонтальних виробок при розробці крутих пластів – у таблиці 3.10 (додаток 3). Для похилих виробок (ухилів, хідників, бремсбергів) в таблиці 3.11 наведені значення вартості підтримання 1 м³ похилих виробок.

Використовуючи дані таблиць 3.9-3.11 (додаток 3), можна визначити вартість підтримання або перекріплення 1 м тієї або іншої виробки в залежності від умов, в яких вона підтримується:

- в масиві вугілля або порід

$$r_1 = r_1^0 \cdot F \cdot k_{1H} \cdot k_y \cdot k_{1k}, \text{ грн м/рік}; \quad (3.27)$$

- в зоні тимчасового опорного тиску попереду вибою лави

$$r_2 = r_2^0 \cdot F \cdot k_{2H} \cdot k_y \cdot k_{2k} \cdot k_m \cdot k \cdot V, \text{ грн /м}; \quad (3.28)$$

- в зоні впливу очисних робіт позаду вибою лави в залежності від системи розробки

$$r_3 = r_3^0 \cdot F \cdot k_{3H} \cdot k_y \cdot k_{3k} \cdot k_m \cdot k_v \cdot k_o \cdot k_{ln}, \text{ грн /м}; \quad (3.29)$$

- в зоні впливу очисних робіт для похилих виробок в залежності від розміру цілика

$$r_3 = r_3^0 \cdot F \cdot k_{2H} \cdot k_y \cdot k_{2k} \cdot k_m, \text{ грн /м}; \quad (3.30)$$

- в зоні усталеного гірського тиску у виробленому просторі поза зоною впливу очисних робіт

$$r_4 = r_4^0 \cdot F \cdot k_{4H} \cdot k_y \cdot k_{4k}, \text{ грн /м,} \quad (3.31)$$

де r_1^0 - вартість підтримання 1 м³ в виробки в рік в масиві вугілля або порід визначається по таблицям 3.9-3.11 (додаток 3) в залежності від типу виробки та кута падіння пласта), грн м³/рік;

r_2^0 - вартість перекріплення 1 м³ виробки в зоні тимчасового опорного тиску (визначається в залежності від типу виробки та кута падіння пласта по таблицям 3.9-3.11 (додаток 3)), грн/м³;

r_3^0 - вартість перекріплення 1 м³ виробки в зоні впливу очисних робіт (визначається в залежності від системи розробки, розмірів цілика для похилих виробок і кута падіння пласта по таблицям 3.9-3.11 (додаток 3)), грн/м³;

r_4^0 - вартість підтримання 1 м³ виробки в зоні сталого гірського тиску (визначається в залежності від типу виробки та кута падіння пласта по таблицям 3.9-3.11 (додаток 3)), грн. м³/рік;

F – площа перерізу виробки в світлі, м²;

$k_{1H}, k_{2H}, k_{3H}, k_{4H}$ - коефіцієнти, що враховують вплив глибини розробки (для похилих виробок середньої глибини розробки) на вартість підтримання виробки (визначаються по табл. 3.2 в залежності від умов підтримання та кута падіння пластів);

H – глибина розробки (для похилих виробок - середня глибина розробки), м;

k_y – коефіцієнт, що враховує вплив стійкості оточуючих виробку порід на вартість підтримання (визначається по табл. 3.3);

$k_{1k}, k_{2k}, k_{3k}, k_{4k}$ – коефіцієнти, що враховують вплив виду кріплення на вартість підтримання виробки в різних зонах (визначаються по табл. 3.4);

k_m - коефіцієнт, що враховує вплив потужності пласта на вартість підтримання виробок. Для умов пологих і похилих пластів чисельно дорівнює потужності пласта m , для крутих пластів – 1,1 m ;

k_v – коефіцієнт, що враховує вплив швидкості посування очисних робіт, на вартість підтримання виробок, пройдених по пласту

$$k_v = 0,06 + \frac{37,6}{V_{oc}} \quad (3.32)$$

V_{oc} – місячна швидкість посування очисних робіт, м/міс.;

k_o – коефіцієнт, що враховує вплив способу охорони виробок на вартість їх підтримання (визначається по табл. 3.5);

k_{ln} - коефіцієнт, що враховує вплив довжини лави на вартість підтримання виробки, яка знаходиться у зоні впливу очисних робіт (тільки для відкатних та вентиляційних штреків при суцільній або стовповій системі розробки

$$k_{ln} = 0,0038l_{ln} + 0,62 \quad (3.33)$$

(для похилих виробок $k_{ln} = 1,0$).

Таблиця 3.2 - Значення коефіцієнта впливу глибини розробки для умов і виробок

Умови, в яких підтримується виробка	Умовні позначення	Пологих пластів	Крутих пластів	Похилих виробок (ухилів, бремсбергів, хідників)
У масиві вугілля або порід	k_{1H}	$0,0025H$	$0,002H$	$0,0025H$
У зоні тимчасового опорного тиску	k_{2H}	$0,0057H-1,28$	$0,0066H-2,3$	$0,0057H-1,28$
У зоні впливу очисних робіт	k_{3H}	1,0	1,0	1,0
У зоні усталеного гірського тиску	k_{4H}	$0,0036H-0,44$	$0,002H$	$0,0036H-0,44$

Таблиця 3.3 – Значення k_y в залежності від категорії порід

Категорія порід і їх найменування	Коефіцієнт міцності за шкалою проф. М.М. Протод'яконова	Коефіцієнт впливу стійкості порід
Стійкі: пісковики міцні на кварцовому цементі, вапняки, міцні алевроліти	понад 7	0,5
Середній стійкості: аргіліти і алевроліти, піщаник глинистий, піщані і піщано-глинисті сланці, міцний глинистий сланець	4...7	1,0
Нестійкі: слабкі піщані сланці, глинисті й вуглисті сланці, антрацит і кам'яне вугілля	До 4	2,0

Таблиця 3.4 – Значення коефіцієнта впливу виду кріплення виробки

Умови, в яких підтримується виробка	Умове позначення	Трьохланкове металеве арочне піддаatlive	П'ятиланкове металеве арочне піддаatlive	Кріплення із залізобетонних стійок	Дерев'яне кріплення
У масиві вугілля або порід поза зоною впливу очисних робіт	k_{1k}	1,0	0,6	0,8	3,8
У виробленому просторі поза зоною впливу очисних робіт (в зоні сталого гірського тиску)	k_{4k}	1,0	0,6	0,8	2,8
У зоні тимчасового опорного тиску (в зоні, впливу очисних робіт)	k_{2k}	1,0	0,8	1,6	1,7
У зоні інтенсивних зміщень порід позаду вибою лави (в зоні впливу очисних робіт)	k_{3k}	1,0	0,8	1,6	1,7

Таблиця 3.5 - Значення k_o в залежності від способу охорони

Характеристика простору, що вміщує виробку (за способом охорони)	Спосіб охорони виробки		Коефіцієнт впливу способу охорони, k_o	
	з одного боку	з іншого боку	для штреків і бортових хідників	для ухилів, бремсбергів і хідників
З одного боку масив вугілля, з іншого - вироблений простір.	Масив вугілля і	Бутова смуга	1,0	—
	Бутова смуга	Бутова смуга	0,7	0,7
	Масив вугілля і	Цілик вугілля	1,2	1,0
Вироблений простір	Бутова смуга	Бутова смуга	1,45	1,45
	Цілик вугілля	Бутова смуга	2,25	—
	Цілик вугілля	Цілик вугілля	3,5	1,0
Масив вугілля з двох сторін	Виробка пройдена широким вибоєм з викладенням бутових смуг		0,5	0,5

3.4 Визначення транспортних витрат

Вартість транспортування 1 т вугілля, яка віднесена до 1 т видобутку, визначаються за формулами, наведеними в таблиці 3.6.

Таблиця 3.6- Визначення витрат на транспортування вугілля

Вид транспорту	Вирази за визначенням витрат на транспортування вугілля g_e , грн./(т·м)
Відкатка акумуляторними електровозами	$\frac{1818 + 70,2N_n}{Al} + \frac{0,09}{A} + 0,000315$
Відкатка контактними електровозами	$\frac{1212,3 + 70,2N_n}{Al} + \frac{0,09}{A} + 0,000243$
Однокінцевий похилий підйом	$\left(\frac{2196}{Al} + \frac{526500}{Z_6 l} \right) + 0,00036$

Конвеєрний транспорт із застосуванням стрічкових конвеєрів:	
- для 2ЛУ-120В; 1ЛУ-120;	$\frac{765,9 + 477n_k}{A\bar{l}} + \frac{3,402}{A} + 0,00018\sin\beta + 0,0000684$
- для Л 1000КУ; Л100; Л1000; КЛЗ-500ПМА; КЛ 600; КЛК 500К	$\frac{576 + 394,2n_k}{A\bar{l}} + \frac{2,583}{A} + 0,00018\sin\beta + 0,0000684$
- для 2 Л80, Л800	$\frac{400,5 + 255,6n_k}{A\bar{l}} + \frac{1,31}{A} + 0,0000684$

Умовні позначення до таблиці 3.6:

A – величина вантажопотоку, т/добу;

l – довжина транспортування, м;

N_n – кількість вантажних пунктів;

Z_e – запаси вугілля для транспортування даною виробкою, т;

n_k – число приводів в конвеєрній лінії ($n_k = l/l_k$ – округляється до більшого цілого);

β – кут нахилу виробки, град.; –

$\bar{l}$ – середня довжина виробки, м.

До уваги студентів! У «Методичних вказівках...» при розгляді вартісних показників розглянуті основні види гірничих робіт для розповсюджених умов відпрацьовування вугільних пластів. Для параметрів та умов, які не розглянуті у «Методичних вказівках...» рекомендоване використання першоджерел, які є у переліку рекомендованої літератури, зокрема [1, 2, 3, 11, 12, 16, 17].

СПИСОК РЕКОМЕНДОВАНОЇ ТА ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин : Підручник для ВНЗ. Частина I / Д.В. Дорохов, В.І. Сивохін, О.С. Подтикалов, І.С. Костюк. Під заг. ред. Д.В.Дорохова. – 2-е вид., перероб., доповн. та перекл. – Донецьк, ДонНТУ, 2005. – 227 с.
2. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин : Підручник для ВНЗ. Частина II / Д.В. Дорохов, В.І. Сивохін, О.С. Подтикалов. Під заг. ред. Д.В. Дорохова. – 2-е вид., перероб., доповн. та перекл. – Донецьк, ДонНТУ, 2005. – 265 с.
3. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых : Учебник для вузов / Д.В. Дорохов, В.И. Сивохин, И.С. Костюк, А.С. Подтыкалов. Под общ. ред. Д.В. Дорохова. – Донецк, ДонГТУ, 1997. – 344 с.
4. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых: Учебник для вузов / Бондаренко В.И., Кузьменко А.М., Грядший Ю.Б., Гайдук В.А., Колоколов О.В., Табаченко Н.М., Почепов В.Н. – Днепропетровск, 2003.– 708 с.
5. А.С. Бурчаков, Н.К. Гринько, Д.В. Дорохов и др. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых: учебник для вузов- 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1983. - 487с.
6. НПАОП 10.0-1.01-10. Правила безпеки у вугільних шахтах. – Київ, 2010. (<https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/z0398-10#Text>).
7. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. У 2-х томах. – Київ: Мінпаливенерго, 2003.
8. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт: Утв. Минуглепромом СССР 15.09.87. – М.: Минуглепром СССР, 1987. – 70 с.

9. Правила технічної експлуатації вугільних шахт. СОУ 10.1-00185790-002-2005. Стандарт Мінвуглепрому України. – Київ, Мінвуглепром України, 2006. – 353 с.
10. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. НАОП 1.1.30-5.06-89. – М: Минуглепром СССР, 1989. – 191 с.
11. Методические указания по курсовому и дипломному проектированию "Стоимостные параметры". – Изд. 2-е, переработанное и дополненное. – Донецк, 2002. – 55 с.
12. Методические указания к выполнению курсового проекта по дисциплине «Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых» (для студентов специальности 7.090301.02) / Сост.: В.И.Сивохин, И.Г.Ворхлик, А.С.Подтыкалов.– Донецк: ДонНТУ, 2002.– 32с.
13. ДНАОП 1.1.30-6.09.93. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Киев: Основа, 1994. – 311 с.
http://www.dnaop.com/html/32221/doc-%D0%94%D0%9D%D0%90%D0%9E%D0%A2_1.1.30-6.09.93.
14. Руководство по дегазации угольных шахт. МУП СССР, Москва, 1990.
15. СОУ 10.1.00147088.001:2004. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемам дегазации. Минтопэнерго Украины, Київ, 2004.
16. Методичні вказівки до проведення практичних занять з курсу «Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин» (для студентів ОС «Бакалавр» спеціальності 184 Гірництво) [Електронний ресурс] / уклад. С.Г. Негрій, Т.О. Негрій. – Покровськ : ДонНТУ, 2020. – 45 с.
17. Методические указания и рекомендации к выполнению лабораторных работ по курсу "Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых". Ч. 1 / Ворхлик И.Г., Сивохин В.И., Подтыкалов А.С. – Донецк, ДонНТУ, 2010. – 51 с.

18. Методичні вказівки і рекомендації до виконання лабораторних робіт по курсу "Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин". Ч. II / Ворхлик І.Г., Сивохін В.І., Подтикалов О.С. – Донецьк, ДонНТУ, 2011. – 47 с.
19. СОУ 05.1.00185790.018:2012 - Норматив нагрузки на очистные забои и скорость проведения подготовительных выработок на шахтах. Міненерговугілля України, Київ, 2013.
20. СОУ 10.1.00185790.011:2007 Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони. Мінвуглепром України, Київ, 2007.
21. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. Утв. Минуглепромом СССР 26.12.84 г. – Л.: ВНИМИ, 1986. – 222 с.
22. КД 12.01.01.201-98. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах : Методические указания. – УкрНИМИ, 1998.
23. Прогрессивные паспорта крепления, охраны и поддержания подготовительных выработок при безцеликовой технологии отработки угольных пластов. – Л.: ВНИМИ, 1985. – 112 с.
24. Технологические схемы проведения, крепления и охраны выработок, сохраняемых позади очистного забоя, на пологих и наклонных пластах Донбасса. – Донецк: Минуглепром УССР, ДонУГИ, 1984. – 75 с.
25. КД 12.01.01.201-98. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах: Методические указания. – УкрНИМИ, 1998.
26. ДНАОП 1.1.30-5.34-96. Инструкция по противопожарной защите угольных шахт. – Утверждена приказом Госнадзорохрантруда от 18.01.96 г. №7.
27. КД 1201.402-2000. Руководство по предупреждению и тушению эндогенных пожаров на угольных шахтах Украины. Издание официальное. – Донецк, НИИГД, 2001. – 216 с.

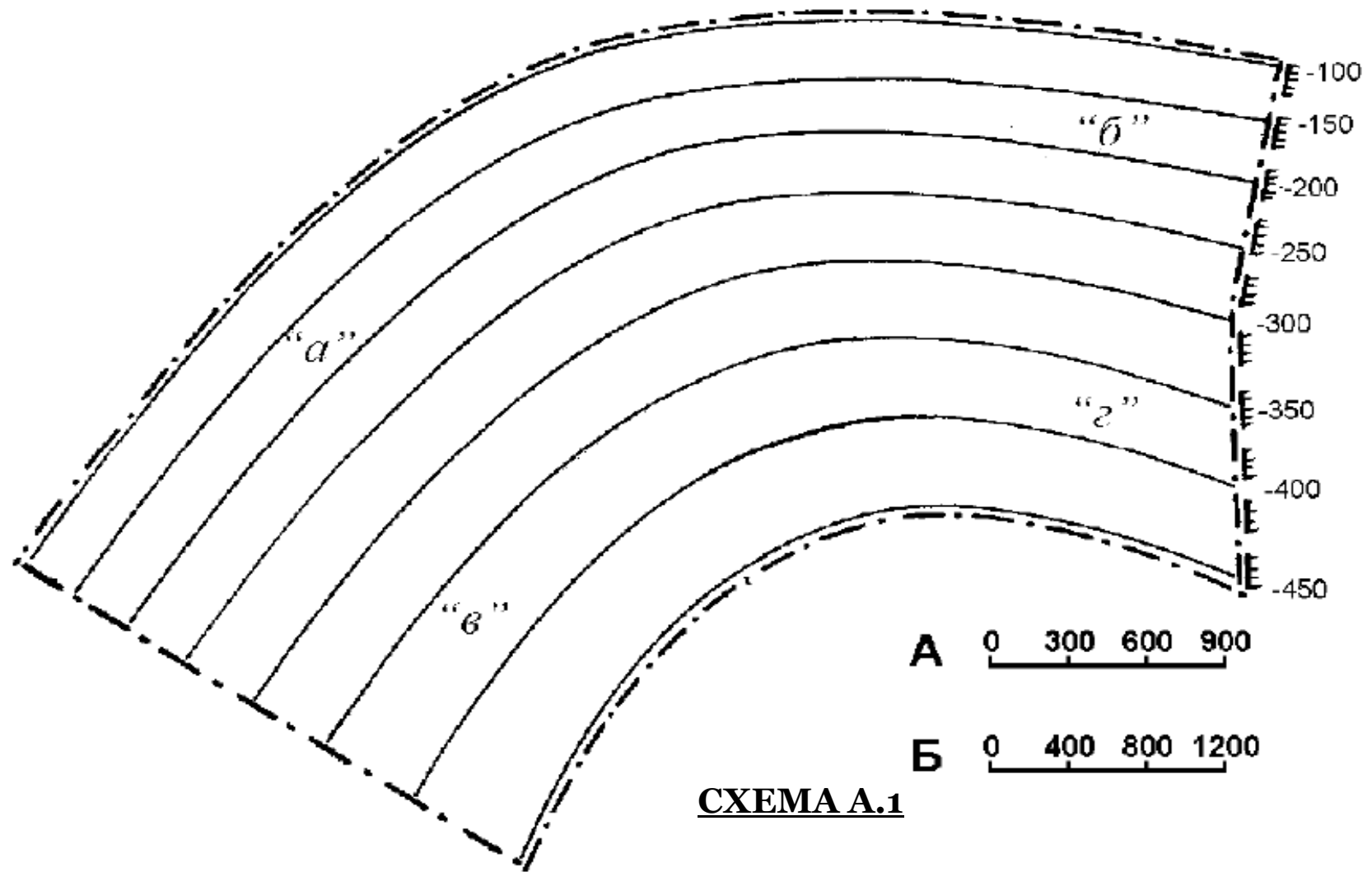
28. Унифицированные типовые сечения горных выработок. В 2-х томах. – К: Будівельник, 1971.
29. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт: Утв. Минуглепромом СССР 15.09.87. – М.: Минуглепром СССР, 1987. – 70 с.
30. Методичні вказівки до проведення практичних занять з курсу «ОХОРОНА ГІРНИЧИХ ВИРОБОК» (для студентів ОС «Бакалавр» спеціальності 184 Гірництво) [Електронний ресурс] / укладач С.Г. Негрій, Т.О. Негрій, Д.А. Чепіга . – Покровськ, 2020 . – 227 с.
31. Гірничий енциклопедичний словник. У 2-х томах. / Під заг. ред. В.С. Білецького. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2001.
32. Довідник з гірничого обладнання дільниць вугільних і сланцевих шахт: навч. посібник / М.М. Табаченко, Р.О. Дичковський, В.С. Фальштинський та ін. – Д.: Національний гірничий університет, 2012. – 432 с.
33. Машины и оборудование для угольных шахт: Справочник /Под ред. В.Н. Хорина – 4-е изд., перераб. и доп. – М.:Недра, 1987. – 424 с.
34. Обладнання очисних вибоїв вугільних шахт / Укл. В.П.Кондрахін, М.І. Стаднік, Г.В. Петрушкін, М.М. Лисенко. – Донецьк: ДонНТУ, 2008.– 90с.
35. Подземный транспорт шахт и рудников. Справочник. /Под общ. ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова. – М: Недрa, 1985. – 565 с.

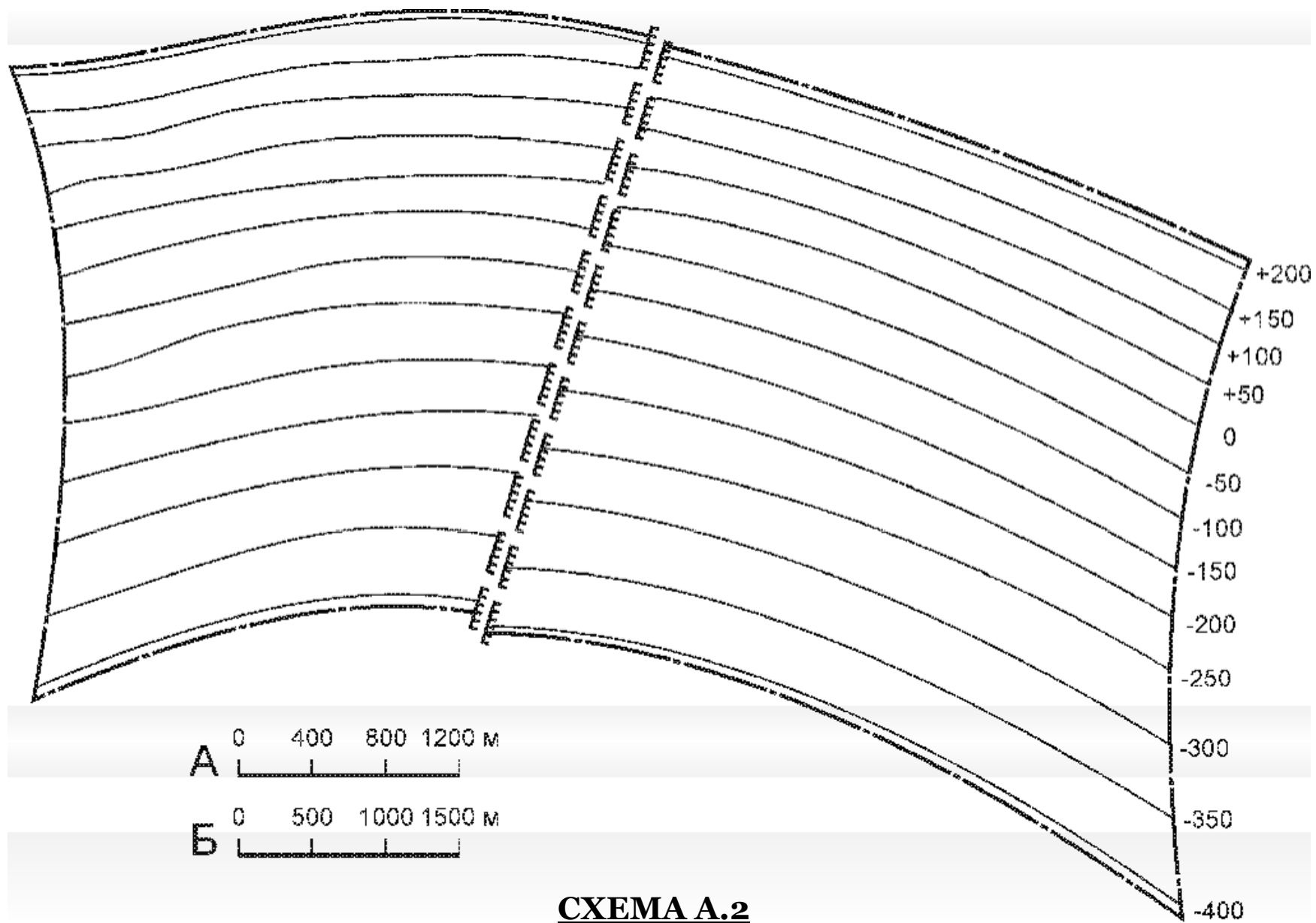
При викладанні навчальної дисципліни «Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин» студенти можуть користуватися інформаційними ресурсами науково-технічної бібліотеки університету <https://donntu.edu.ua/library> і кафедри розробки родовищ корисних копалин <http://ea.donntu.edu.ua/handle/123456789/27986> .

ДОДАТКИ

ДОДАТОК А

Схеми шахтних полів для проектування у відповідності з листом завдання





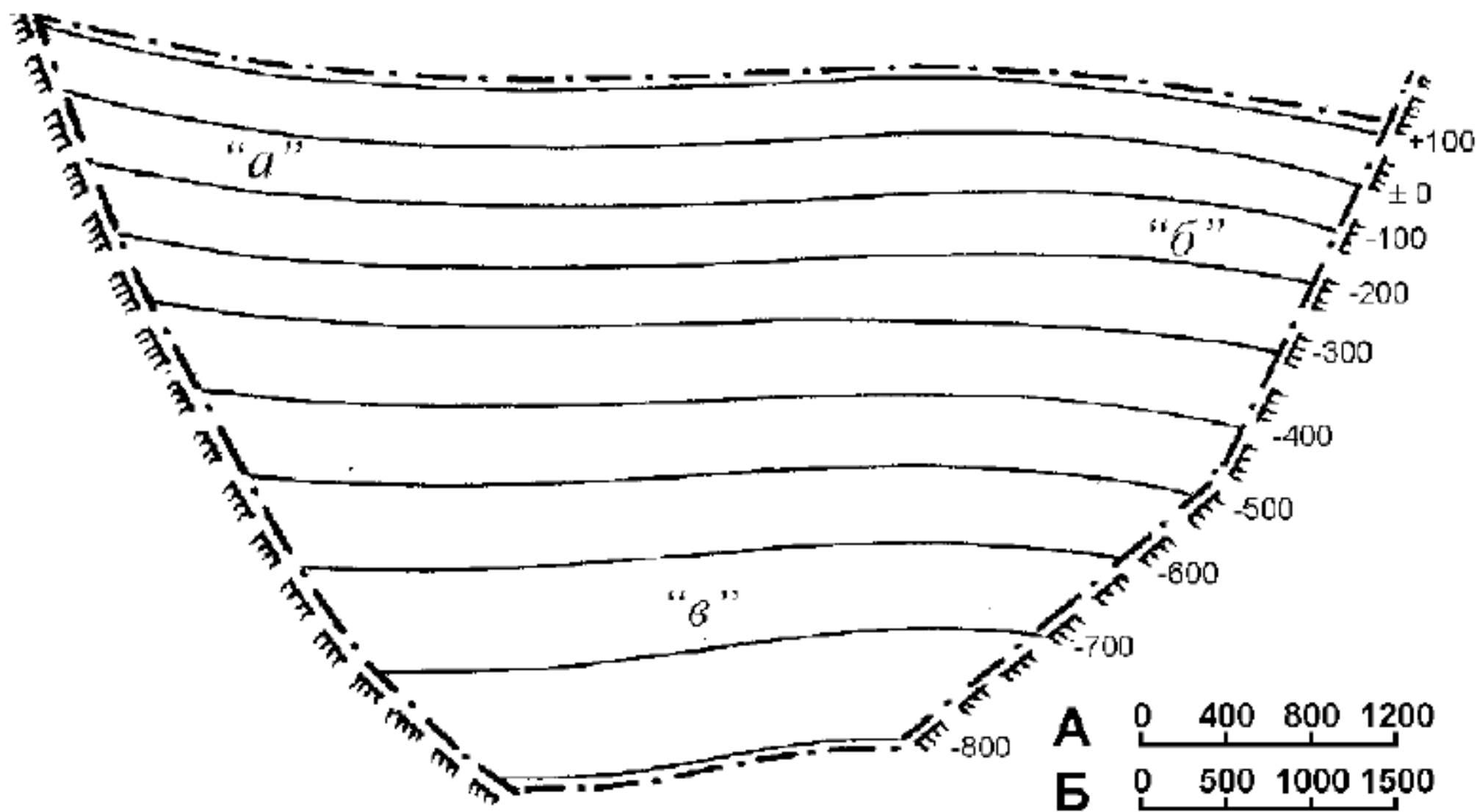


СХЕМА А.3

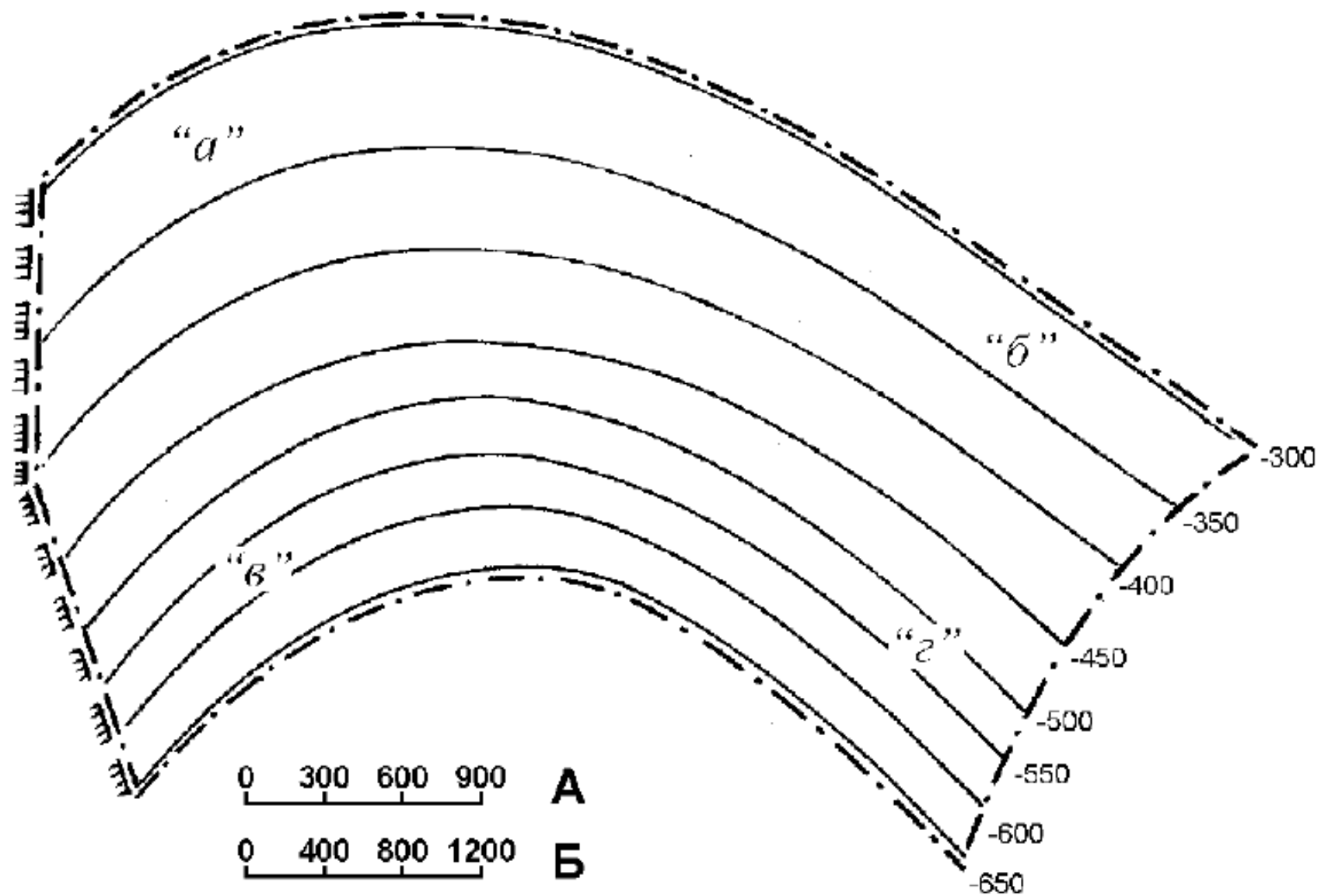
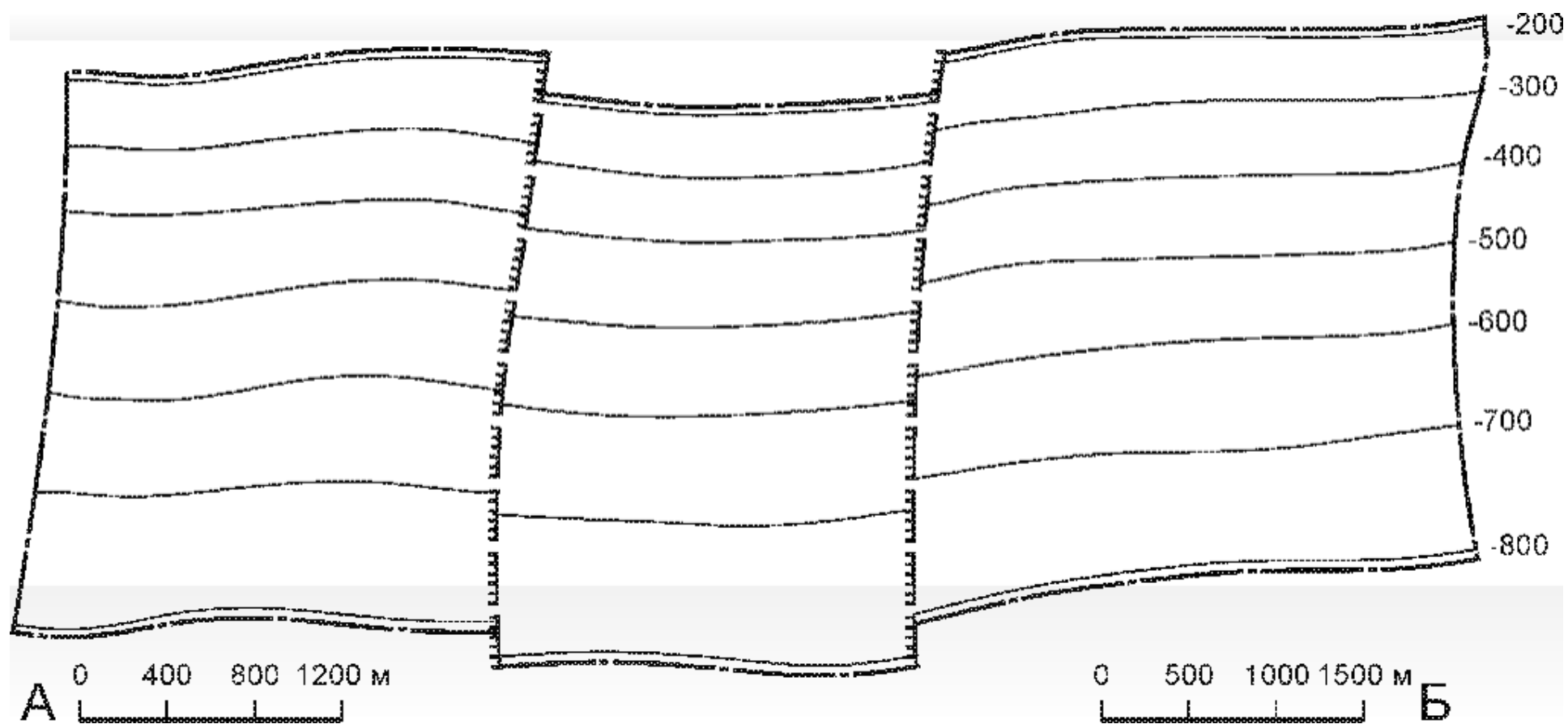
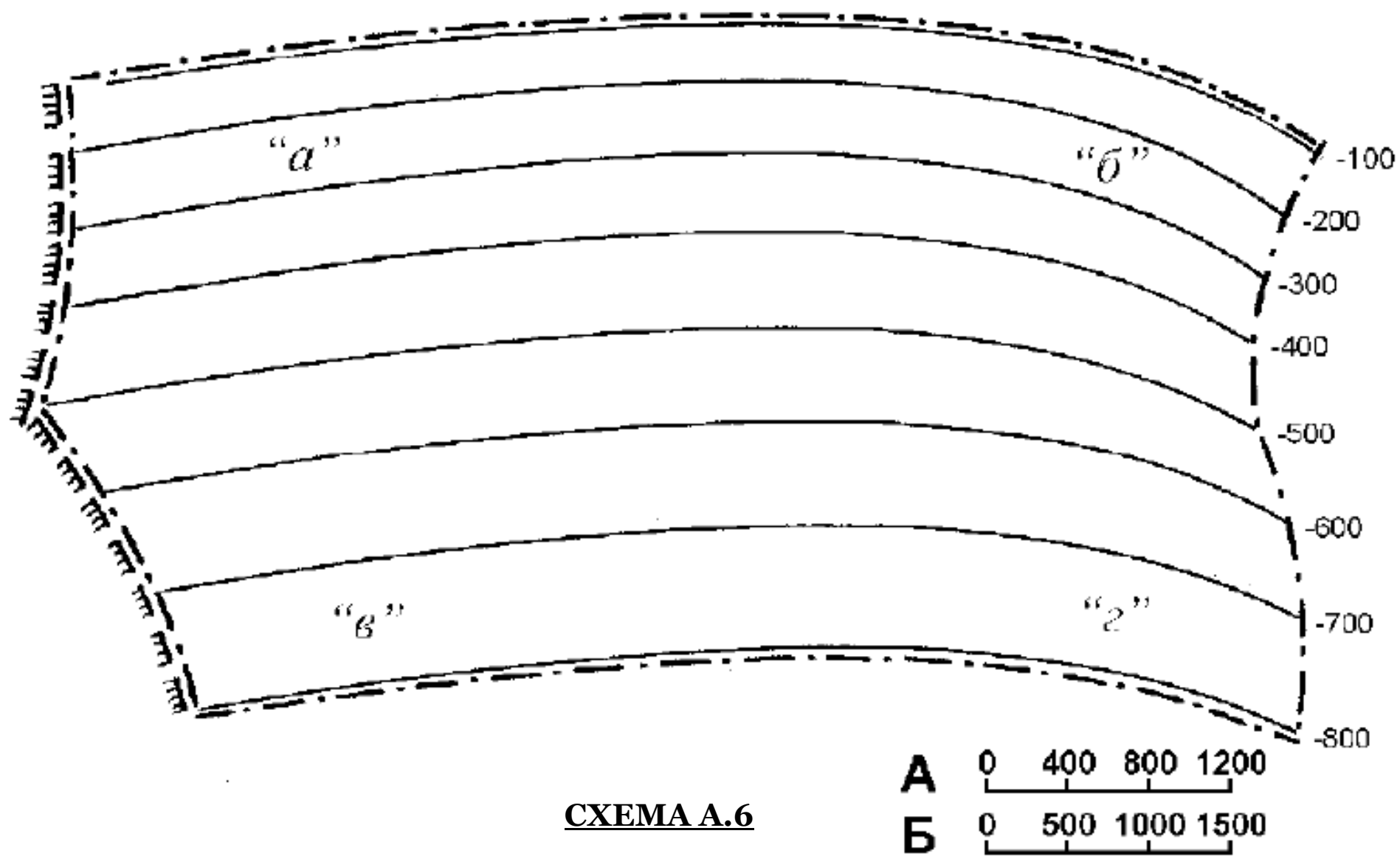


СХЕМА А.4



CXEMA A.5



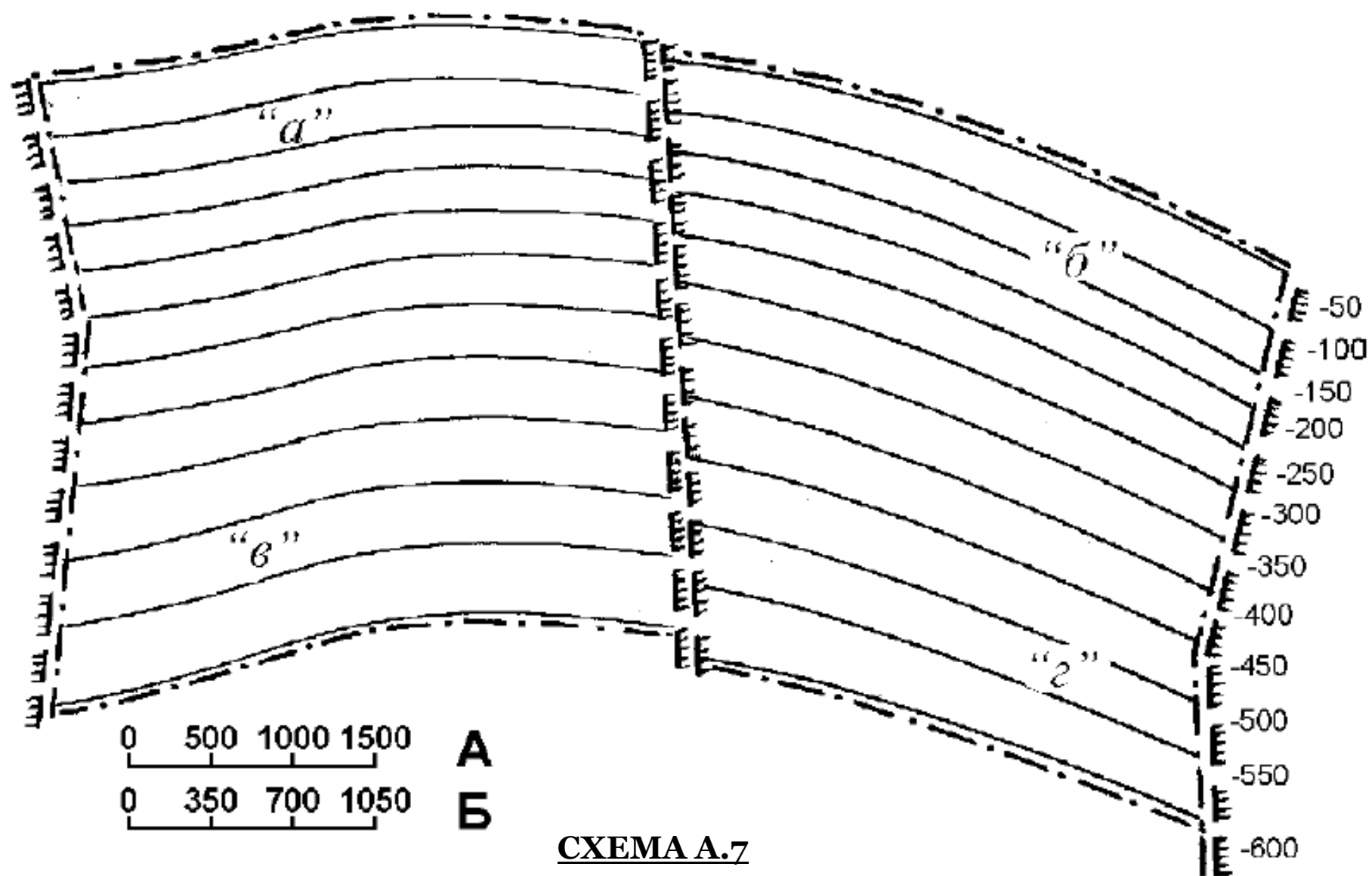
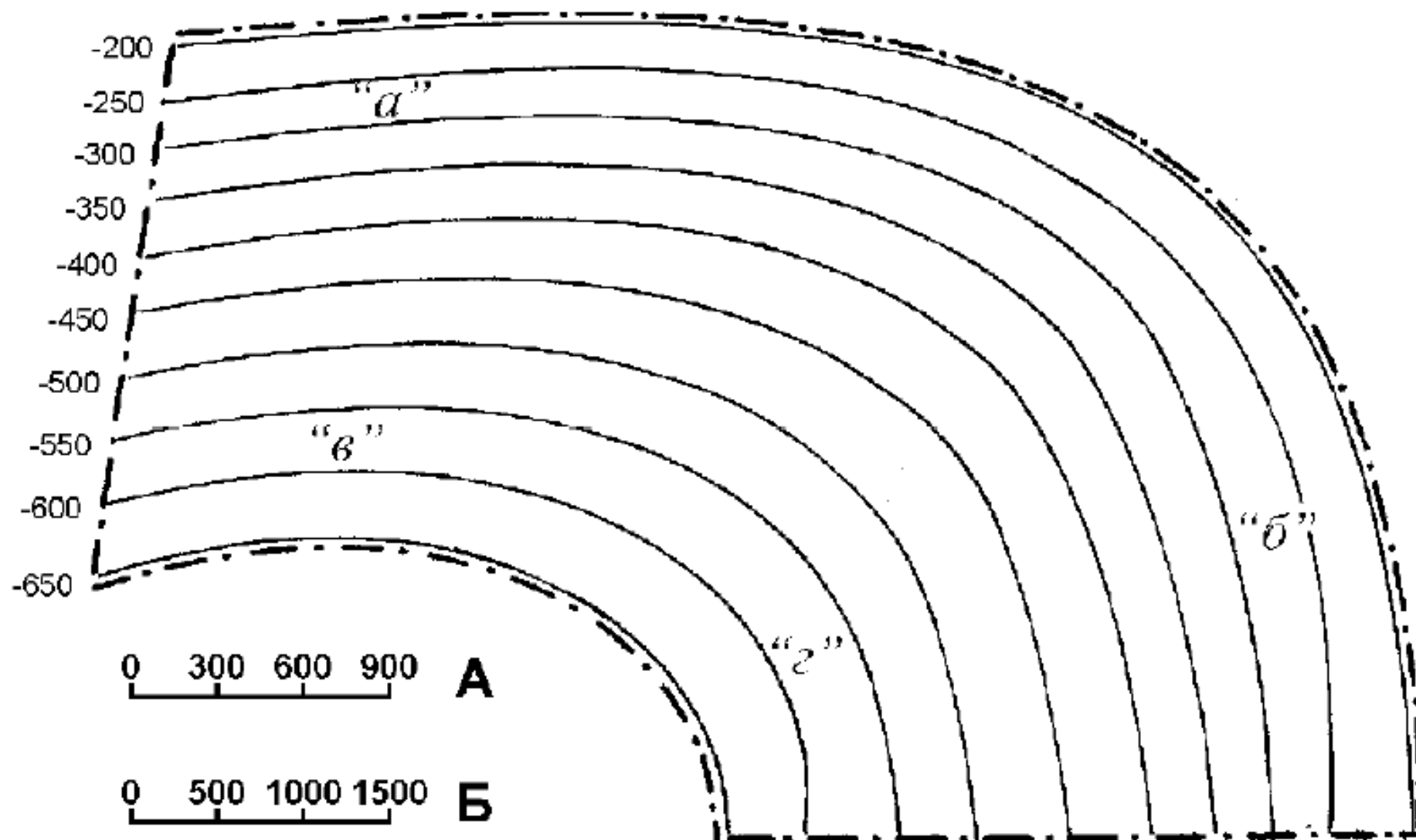


СХЕМА А.7



CXEMA A.8

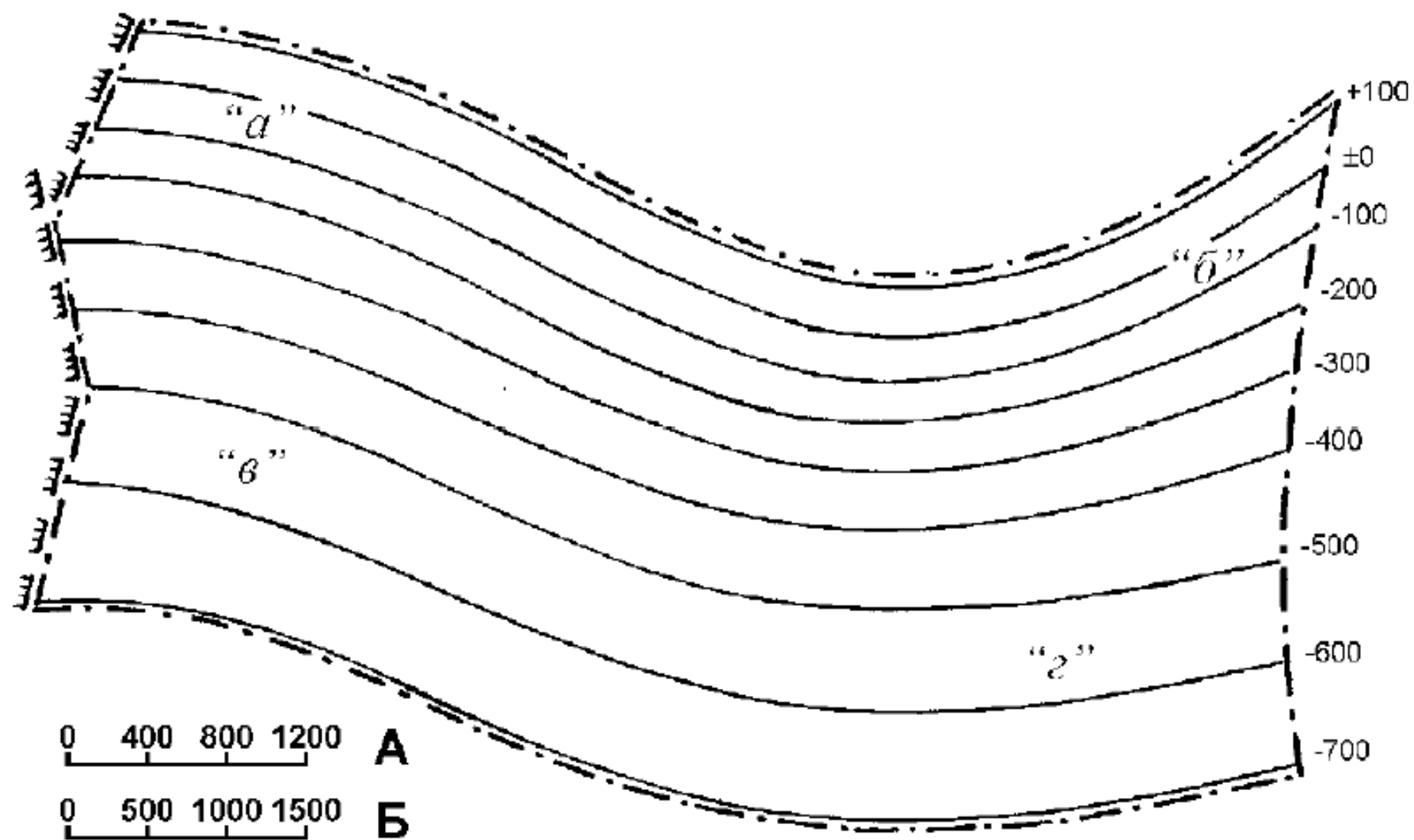


СХЕМА А.9

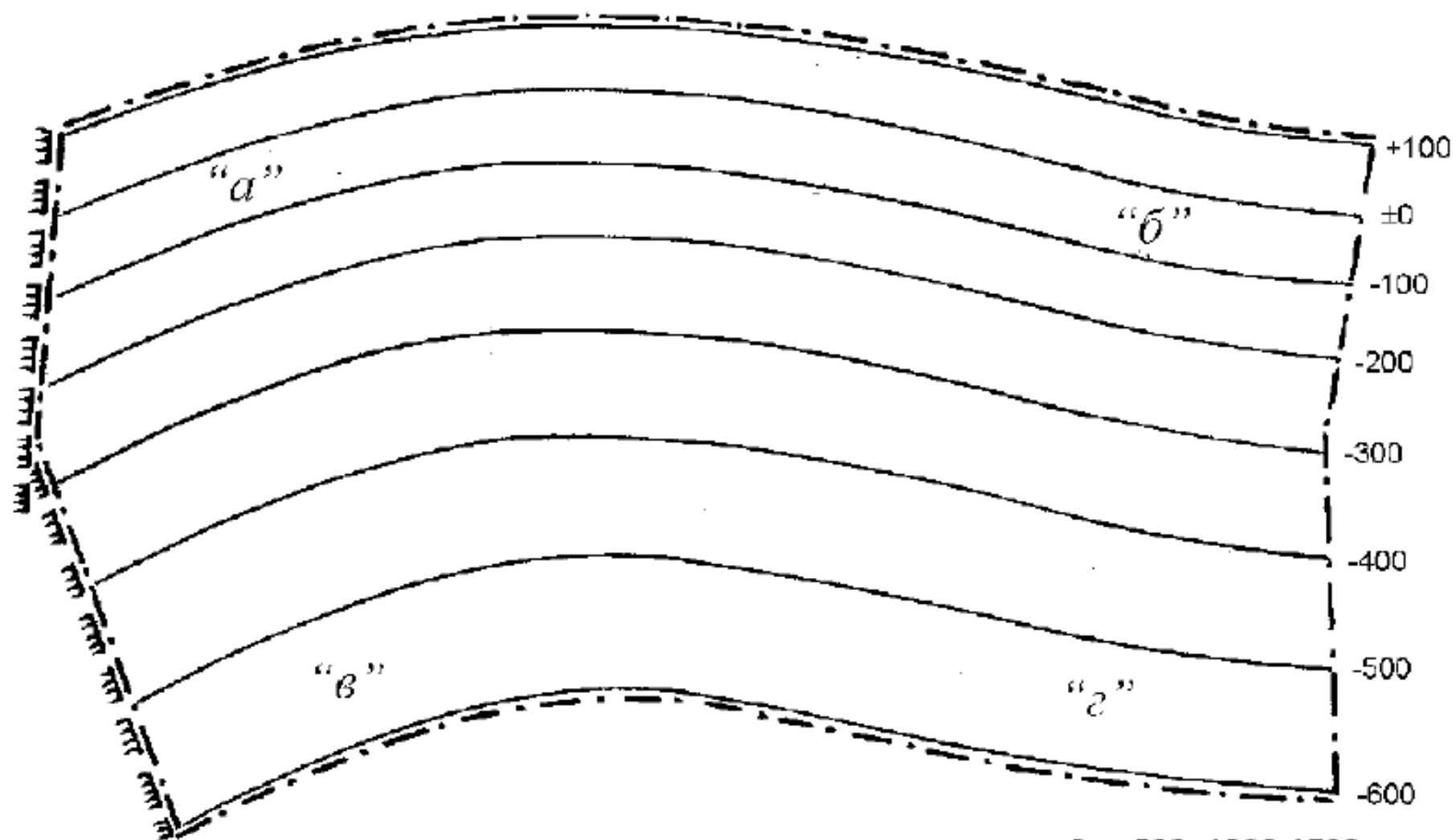


СХЕМА А.10

А 0 500 1000 1500

Б 0 400 800 1200

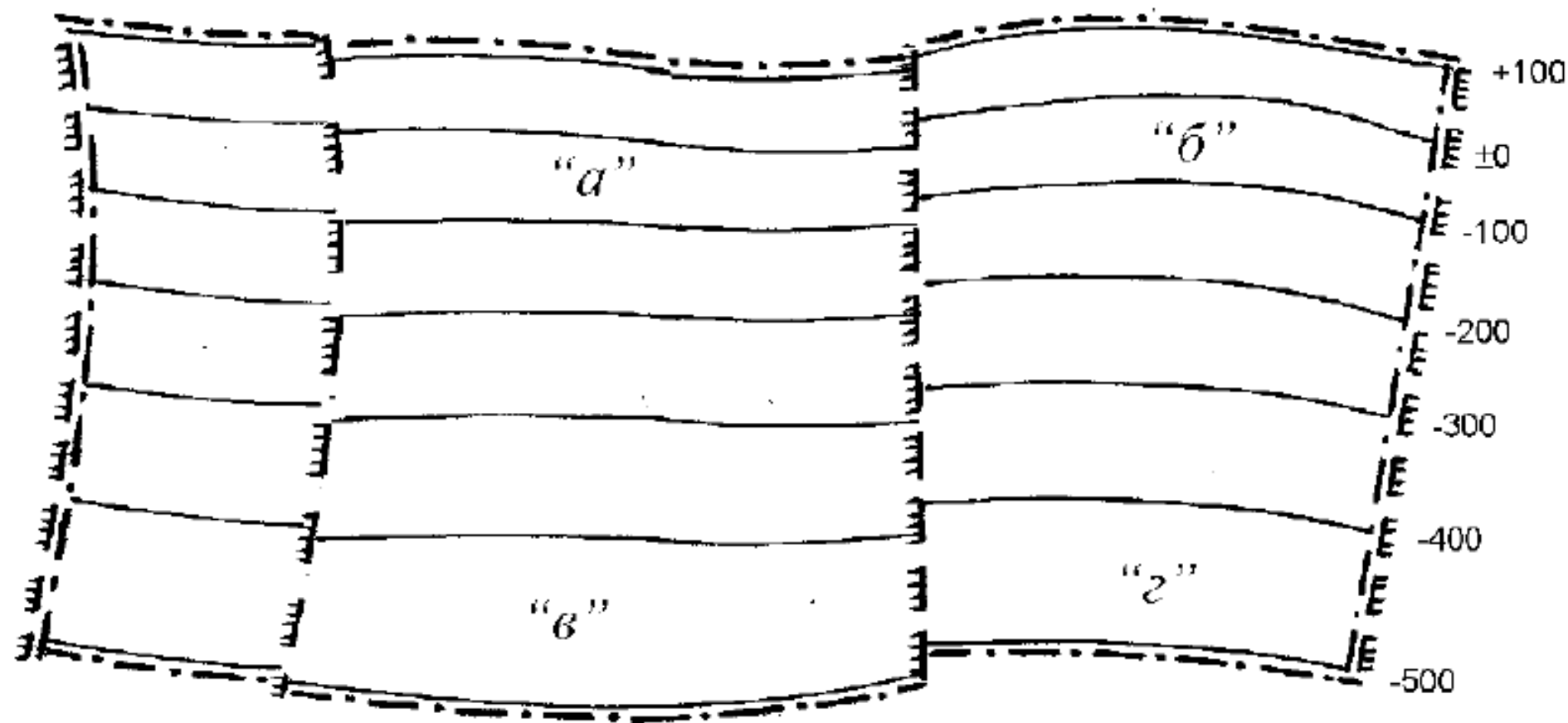
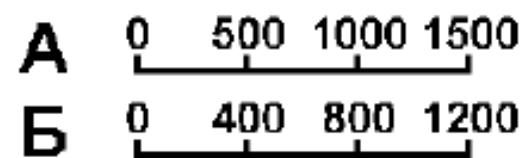
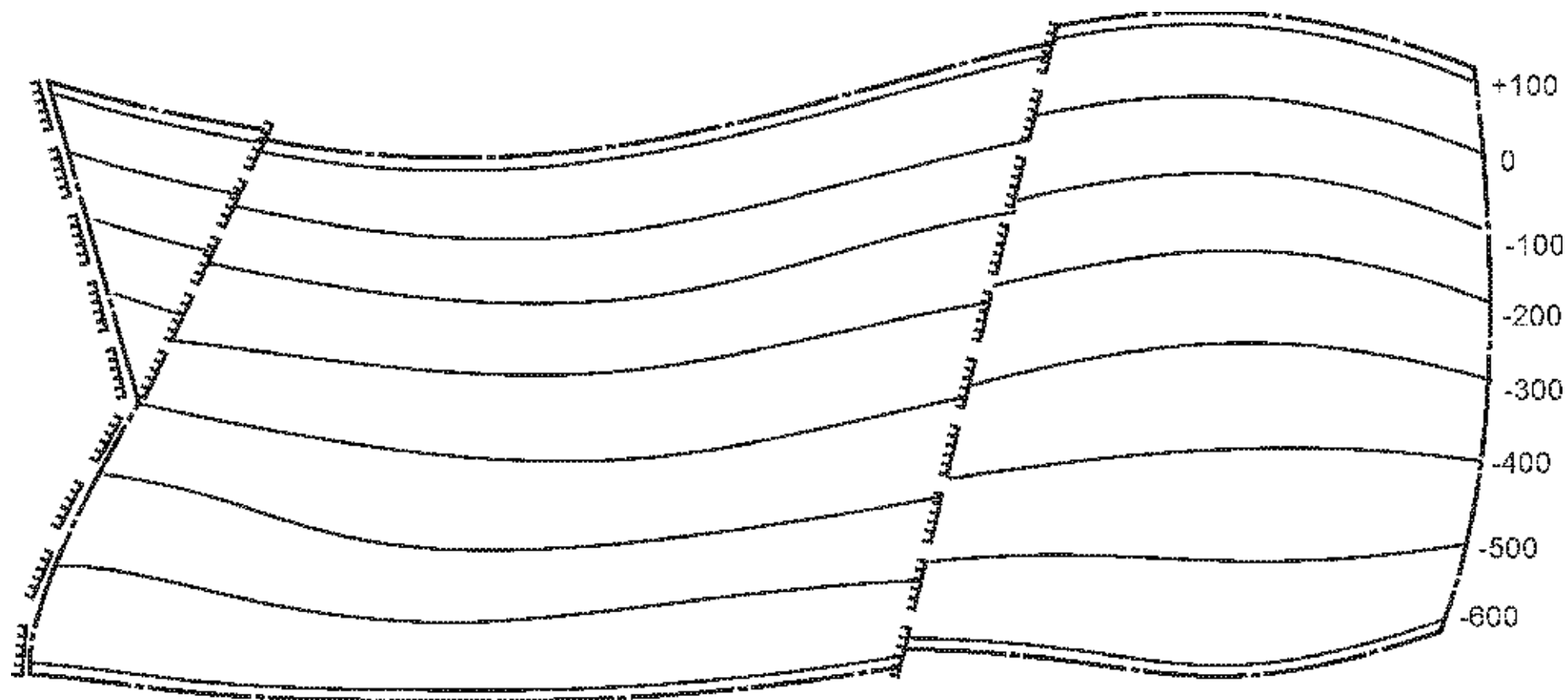


СХЕМА А.11





CXEMA A.12

A 0 500 1000 1500
Б 0 400 800 1200

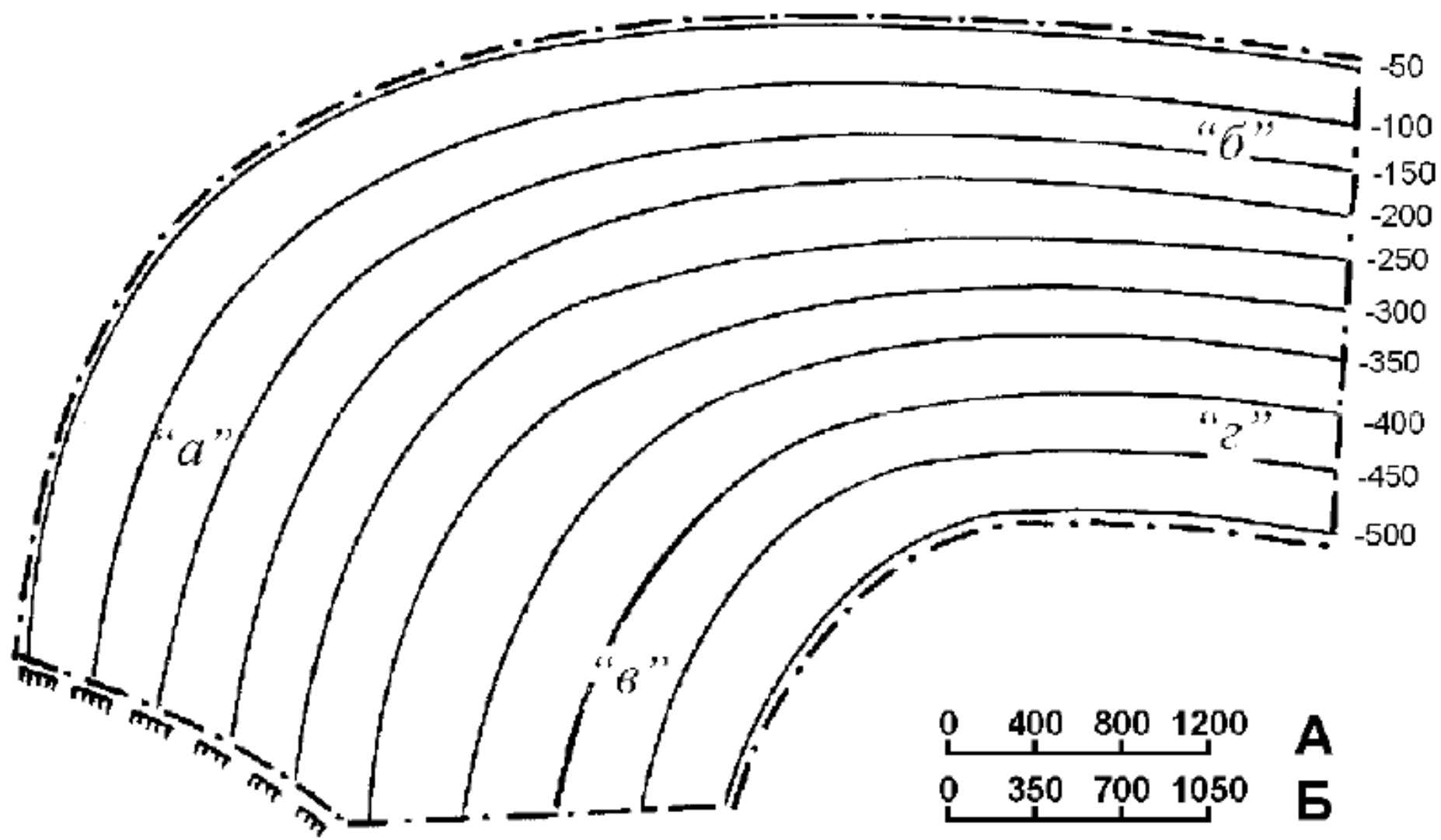


СХЕМА А.13

ДОДАТОК Б

ДВНЗ "Донецький національний технічний університет"

Факультет ГІРНИЧИЙ Кафедра РОЗРОБКА РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Освітній ступінь БАКАЛАВР

Спеціальність ГІРНИЦТВО
(шифр і назва)

Група _____ Курс _____ Семестр _____

З А В Д А Н Н Я

**на курсовий проект за курсом «ТЕХНОЛОГІЯ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ
КОРИСНИХ КОПАЛИН»**

студента (-ки) _____

Тема: «ВИБІР ТА ОБГРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНОГО ВАРІАНТУ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ТА СПОСОБУ ПІДГОТОВКИ ШАХТНОГО ПОЛЯ ДЛЯ ЗАДАНИХ ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВ»

Термін здачі закінченого проекту: _____ Дата видачі завдання: _____

Вихідні данні до проекту:

Найменування показників	Умовні позначення	Значення показників
Форма шахтного поля	-	На звороті
Масштаб рисунка	-	-
Дільниця шахтного поля	-	-
Потужність пласта, м: мінімальна максимальна середня	m_{min} m_{max} m_{cp}	
Кут падіння пласта, град.	α	
Щільність вугілля в масиві, т/м ³	γ	
Водоприток на виїмковій дільниці, м ³ /год.	W	
Характеристики порід основної покрівлі пласта: тип потужність міцність категорія	- m σ_{cm} A_i	
Характеристики порід безпосередньої покрівлі пласта: тип потужність міцність категорія	- m σ_{cm} B_i	
Характеристики порід безпосередньої підосви пласта: тип потужність міцність категорія	- m σ_{cm} P_i	
Відносне газовиділення: з пласта, що розробляється, м ³ /т з виробленого простору, м ³ /т	$q_{пл}$ $q_{вл}$	
Небезпечність пласта за раптовими викидами вугілля і газу	-	
Схильність вугілля до самозаймання	-	
<i>Інші недостатні вихідні данні студентами вибираються самостійн</i>		

Керівник-консультант _____

підпис,

П.І, по Б

Студент _____

підпис,

П.І, по Б

ДОДАТОК В

ПРИКЛАДИ ТИТУЛЬНОГО ЛИСТА ПРОЕКТУ, РЕФЕРАТУ ТА ЗМІСТУ

**Державний вищий навчальний заклад "Донецький національний
технічний університет"**

Кафедра : Розробки родовищ корисних копалин

КУРСОВИЙ ПРОЕКТ

з дисципліни «Технологія ПРРКК»

на тему: «Вибір та обґрунтування раціонального варіанту системи розробки
та способу підготовки шахтного поля для заданих гірничо-геологічних умов»

Студента 4 курсу

Групи ГС

П.І. по Б.

Керівник доц. каф. РРКК

П.І. по Б.

Національна шкала _____

Кількість балів: _____ Оцінка: ECTS _____

Члени комісії _____ П.І. по Б.

(Підпис) (прізвище та ініціали)

_____ П.І. по Б.

(Підпис) (прізвище та ініціали)

_____ П.І. по Б.

(Підпис) (прізвище та ініціали)

м. Покровськ - 202__ рік

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка курсового проекту містить 44 сторінки друкованого тексту, 7 таблиць, 5 рисунків, перелік посилань з 9 джерел.

Об'єкт дослідження - шахтне поле.

Мета дослідження - вибір раціональної системи розробки для заданих гірничо-геологічних умов.

Методи дослідження - метод інженерного аналізу,

.....

Проаналізовано гірничо-геологічні умови залягання вугільного пласта і вміщуючих його порід, визначені розміри шахтного поля.

Для заданих умов запропоновано При цьому варіанті

Здійснено

ШАХТНЕ ПОЛЕ, ОЧИСНИЙ ВИБІЙ,

					Д 184.02.02.376 КП			
Зм.	Лист	№ документа	Підпис	Дата				
Розроб.					Вибір раціонального варіанту системи розробки для заданих умов	Литера	Аркуш	Аркушів
Консульт.							3	44
Керівн.						ГФ, ГС		
Н. контр.								
Зав.каф.								

ЗМІСТ

Вступ.....	5
1. Характеристика пласта і умов його залягання	6
2. Обґрунтування способу підготовки пласта і визначення його параметрів	9
3. Вибір технічно прийнятних варіантів систем розробки	12
4. Спосіб виймання вугілля в очисному вибої	14
5. Добове навантаження на очисний вибій	16
5.1. Визначення нормативного навантаження на очисний вибій за технічними можливостями прийнятого устаткування	16
5.2 Визначення навантаження на очисний вибій за газовим фактором	18
6. Параметри очисного вибою	21
7. Основний і допоміжний транспорт по дільничним виробкам	23
8. Вибір місця розташування, площі перетину, виду кріплення і способу охорони дільничних підготовчих виробок	24
9. Складання економіко-математичних моделей систем розробки	27
10. Економічне порівняння і остаточний вибір варіанта системи розробки	40
11. Визначення співвідношення між очисними і підготовчими роботами	41
Висновки	43
Перелік посилань	44

					Д 184.02.02.376 КП	4
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		44

ДОДАТОК Г

ДН 184.02.02.376 КТ

Структурна колонка
пласта
M1:100

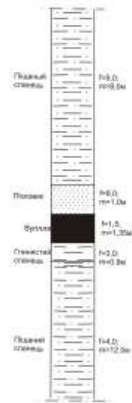
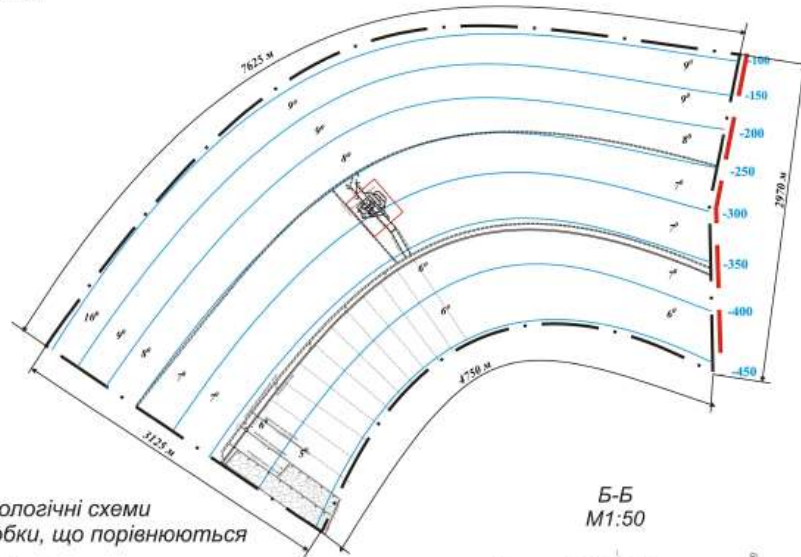
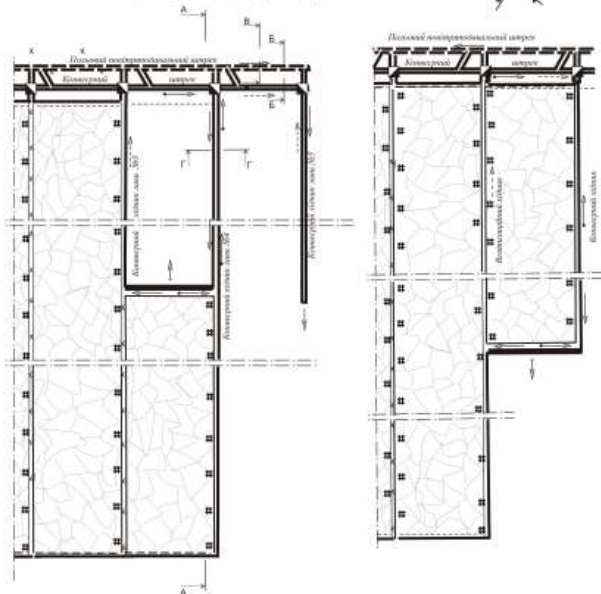


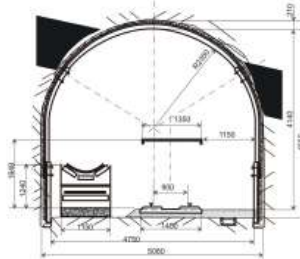
Схема шахтного поля
M1:20000



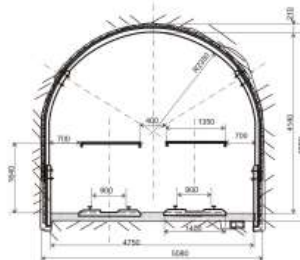
Технологічні схеми
систем розробки, що порівнюються



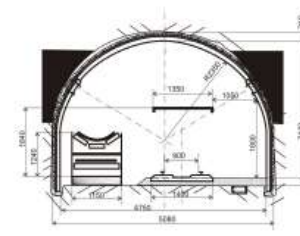
Б-Б
M1:50



В-В
M1:50



Г-Г
M1:50



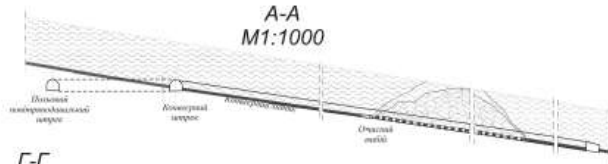
Сумарні питомі витрати за пропонованим
варіантам систем розробки

Види витрат	Питомі витрати по варіантам, грн/т	
	Сумарні	Середня
Проведення виробок	2,84	3,48
Підтримання виробок	40,8	42,2
Транспорт	7,19	3,94
Всього	50,82	49,64

Зведена таблиця показників проекту

Найменування показників	Значення показників
Потужність пласта, м	135
Кут падіння пласта, град	5-10
Спосіб підготовки шахтного поля	по горизонтальній
Система розробки	Слобова за вимогами за підставами
Довжина лаби, м	180
Механізація в лабі	мех. комплекс ЗМКД-90 (мех.кр. ЗКД-90, очисн. кочеток ПШ500, скр.конт. СПУ-273, доп.облад.)
Додаток навантаження на лабу, т/год	1655
Річне послужання очисного будова, м	9,79
Питомі витрати за основними видами робіт, грн/т	7,77

А-А
M1:1000



ДН 184.02.02.376 КТ	ДН 184.02.02.376 КТ	ДН 184.02.02.376 КТ	ДН 184.02.02.376 КТ
Виконав	Виконав	Виконав	Виконав
Перевірив	Перевірив	Перевірив	Перевірив
Затвердив	Затвердив	Затвердив	Затвердив
Датум	Датум	Датум	Датум

ДОДАТОК Д
Типова структура курсового проекту

Титульний аркуш

Завдання на проектування

РЕФЕРАТ

ЗМІСТ

ВСТУП

1 ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ ТА ГІРНИЧОТЕХНІЧНІ УМОВИ
ВІДПРАЦЮВАННЯ ПЛАСТА.

1.1 Характеристика гірничо-геологічних умов залягання пласта.

1.2 Визначення розмірів шахтного поля, вибір способу підготовки і
обґрунтування його параметрів.

2 ПРОЕКТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНОГО ВАРІАНТУ СИСТЕМИ
РОЗРОБКИ ПЛАСТА.

2.1 Вибір технічно прийнятних варіантів систем розробки.

2.2 Вибір технології виймання вугілля в очисному вибої.

2.3 Розрахунок добового навантаження на очисний вибій.

2.4 Визначення параметрів очисного вибою.

2.5 Обґрунтування схеми провітрювання виїмкової ділянки.

2.6 Вибір основного та допоміжного транспорту на виїмковій ділянці.

2.7 Вибір місця розташування, площі перетину, виду кріплення, способів
та засобів охорони підготовчих та підготовлюючих виробок.

2.8 Обґрунтування способу підготовки довгих стовпів до виймання.

3 ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ОПТИМАЛЬНОГО
ВАРІАНТУ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ.

3.1 Складання економіко-математичних моделей варіантів систем
розробки, що прийняті до порівняння.

3.2 Розрахунок вартісних параметрів за видами витрат для варіантів
систем розробки.

3.3 Економічне порівняння і вибір остаточного варіанту системи
розробки.

4 ВИЗНАЧЕННЯ СПІВВІДНОШЕННЯ МІЖ ОЧИСНИМИ І
ПІДГОТОВЧИМИ РОБОТАМИ

ВИСНОВКИ

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

ДОДАТОК Е

Показники до розрахунку навантажень на лаву

Таблиця Е.1- Нормативи навантаження на очисні вибої, обладнані механізованими комплексами з вузькозахватними комбайнами *

Тип комплексу і область його застосування по потужності пласта, м	Тип виїмкових машин	Межі застосування виїмкових машин за потужністю пласта (в складі комплексу)	Навантаження на очисний вибій при нижній і верхній межах застосування виїмкових машин за потужністю пласта, т/добу.
1МКД 90 (0,80...1,30)	K103M	0,8	800
	КА80	1,3	1220
		0,85	850
	1K101Y ГШ200В	1,2	1130
		0,95	950
2МКД90, 2МКД90Т (1,1...1,5)	РКУ10	1,3	1230
		1,5	1280
	1ГШ68	1,25	1150
		1,5	1280
	ГШ200В	1,1	1100
		1,5	1280
3МКД90, 3МКД90Т (1,35...2,0)	РКУ13	1,35	1220
		2,0	1660
	1ГШ68	1,35	1220
		2,0	1620
1МКДД (0,9... 1,6)	РКУ10	1,1	880
		1,6	1330
	ГШ200В	0,95	720
		1,5	1250
	УКД200	0,9	870
		1,3	1250
2МКДД (1,35...2,4)	РКУ13	1,35	1030
		2,4	1570
	2ГШ68Б	1,4	1070
		2,4	1580
МДМ (0,8...1,5)	K103M	0,8	650
		1,4	1220
	ГШ200В	0,95	770
		1,5	1280
	УКД200	0,8	870
		1,3	1250

Продовження табл. Е.1

Тип комплексу і область його застосування по потужності пласта, м	Тип виїмкових машин	Межі застосування виїмкових машин за потужністю пласта (в складі комплексу)	Навантаження на очисний вибій при нижній і верхній межах застосування виїмкових машин за потужністю пласта, т/добу.
МДМ (0,8...1,5)	1К101УД	0,95	730
		1,3	1150
	РКУ10	1,10	880
		1,5	1290
* Умови, для яких визначені нормативи: пологі і похилі вугільні пласти; вміщують породи: стійкі та середньостійкі; відсутність скидів, складної гіпсометрії, стоншування пласта, помилкової покрівлі та інших факторів, що ускладнюють ведення очисних робіт; опірність пласта різанню- до 360 кН/м; щільність вугілля в масиві - 1,4 т/м ³ ; довжина очисного вибою - 200м; однокомбайнове виймання.			

Таблиця Е.2- Нормативи навантаження на очисні вибої, обладнані механізованими комплексами КМС97М і КМС98Д зі струговими установками*

Тип струга	Потужність пластів, що відпрацьовуються, м	Опірність пласта різанню, кН / м	Навантаження на очисний вибій при потужності пласта і його опірності різанню, т / добу.
УСТ2М	0,75	100	480
		200	220
	1,0	100	650
		200	300
УСТ4	0,75	100	520
		200	380
	1,2	100	770
		200	560
С075	0,75	100	640
		200	460
	1,2	100	1000
		200	740
* Умови, для яких визначені нормативи: вугільні пласти з кутами падіння до 25 °; вміщуючі породи: стійкі і середньостійкі; відсутність скидів, складної гіпсометрії, стоншування пласта, помилкової покрівлі та інших факторів, що ускладнюють ведення очисних робіт; опірність пласта різанню до 200 кН/м; щільність вугілля в масиві - 1,4 т / м ³ ; довжина очисного вибою - 150 м.			

Таблиця Е.3- Нормативи навантаження на очисні вибої, обладнані вузькозахватними комбайнами з індивідуальним кріпленням *

Тип комбайна	Потужність пластів, що відпрацьовуються, м	Навантаження на очисний вибій, т / добу.
K103M	0,7	250
	1,4	490
1K101Y	0,78	220
	1,3	340
ГШ68	1,25	440
	2,60	660

* **Умови, для яких визначені нормативи:** пологі і похилі пласти; вміщуючі породи: стійкі та середньостійкі; відсутність скидів, складної гіпсометрії, стоншування пласта, помилкової покрівлі та інших факторів, що ускладнюють ведення очисних робіт; опірність пласта різанню до 360 кН/м; щільність вугілля в масиві - 1,4 т/м³; довжина очисного вибою - 200 м; однокомбайнове виймання.

Таблиця Е.4- Нормативи навантаження на очисні вибої, обладнані струговими установками з індивідуальним кріпленням *

Тип струга	Потужність пластів, що відпрацьовуються, м	Опірність пласта різанню, кН / м	Навантаження на очисний вибій при потужності пласта і його опірності різанню, т / добу.
УСТ2М	0,55	100	300
		200	140
	1,0	100	540
		200	210
УСТ4	0,55	100	470
		200	340
	1,2	100	640
		200	420
С075	0,6	100	530
		200	340
	1,2	100	880
		200	470

* **Умови, для яких визначені нормативи:** вугільні пласти з кутами падіння до 25 °; вміщуючі породи: стійкі та середньостійкі; відсутність скидів, складної гіпсометрії, стоншування пласта, помилкової покрівлі та інших факторів, що ускладнюють ведення очисних робіт; опірність пласта різанню до 200 кН/м; щільність вугілля в масиві - 1,4 т/м³; довжина очисного вибою - 150 м.

Таблиця Е.5- Коефіцієнти зниження нормативних навантажень при роботі очисних вибоїв в зонах геологічних порушень на тонких і середньої потужності пластах

Ускладнюючі гірничо-геологічні порушення	Вид механізації очисного вибою	Параметри порушення	Позначення коефіцієнтів	Значення коефіцієнтів
Диз'юнктивні порушення	Механізовані комплекси, вузькозахватні комбайни і стругові установки з індивідуальним кріпленням, широкозахватні комбайни	при довжині порушення $\leq 0,25l_n$ при довжині порушення $> 0,25l_n$	k'_c	0,8 0,7
Хибна, нестійка безпосередня покрівля, зменшення потужності пласта: при висоті куполів до 0,5 м або зменшенні потужності пласта		при довжині порушення $\leq 0,25l_n$ при довжині порушення $> 0,25l_n$	k''_c	0,8 0,7
Виділення води в очисному вибої		при виділенні води в лаві $\leq 5\text{м}^3/\text{год.}$ при виділенні води в лаві $> 5\text{м}^3/\text{год.}$	k'''_c	0,85 0,7

Таблиця Е.6- Коефіцієнт, що враховує відхилення фактичної довжини очисного вибою від базової, при вийманні вузькозахватним комбайном

Швидкість подачі комбайна, м/хв.	Значення коефіцієнта k_l при фактичній довжині лави l_n (м)				
	100	150	200	250	300
0,5	0,93	0,98	1,0	1,01	1,03
1,0	0,87	0,95	1,0	1,03	1,05
2,0	0,80	0,92	1,0	1,05	1,09
3,0	0,75	0,90	1,0	1,07	1,13

Таблиця Е.7- Коефіцієнт, що враховує відхилення фактичної довжини очисного вибою від базової, при струговому вийманні

Товщина стружки* h , см	Значення коефіцієнта k_l при фактичній довжині лави l_n (м)			
	100	150	200	250
3	0,94	1,0	1,03	1,05
5	0,91	1,0	1,05	1,08
7	0,89	1,0	1,07	1,10

* Товщина стружки (h , см) для стругових установок визначається в залежності від опірності пласта різанню (A_p , кН/м) та висоти струга (H_c , м) з виразу:
- для струга УСТ2М ($H_c=0,32;0,40;0,48\text{м}$)— $h = 11,2 - 0,033A_p - 6,8H_c$;
- для стругів УСТ4 і СО75М ($H_c=0,34;0,60\text{м}$)— $h = 13 - 0,021A_p - 6,93H_c$.

Таблиця Е.8- Швидкості кріплення очисних вибоїв при різних типах механізованих кріплень

Тип кріплення	ІУКП, М138, М137, КД90, КДД, ДМ	МТ, МТ1,5	М88	М87УМН, М87УМП	МК98	М103
Швидкість кріплення при послідовній схемі пересування кріплення зі стійкими бічними породами, м/хв.	3,0	2,6	2,0	1,9	1,2	2,4

Таблиця Е.9- Швидкості кріплення очисного вибою різними типами стійок індивідуального кріплення

Тип стійок	Маса однієї стійки, кг	Кількість стійок під верхняк в складі комплекту	Швидкість кріплення лави, м / хв.					
			при стійкій і середньостійкій покрівлі			при нестійкій і вельми нестійкій покрівлі		
			при відстані між комплектами, м					
			0,8	1,0	1,2	0,8	0,9	1,0
при виймальній потужності до 1,20м								
СУГ-ГМ, ГД	до 40	одна	0,76	0,92	1,09	0,66	0,81	0,94
		дві	0,46	0,58	0,69	0,41	0,49	0,61
ГВП, ГВПУ		одна	0,91	1,10	1,30	0,79	0,97	1,13
		дві	0,55	0,69	0,83	0,49	0,59	0,73
при виймальній потужності 1,21-1,80м								
СУГ-ГМ, ГД	до 40	одна	0,71	0,86	1,02	0,63	0,73	0,89
		две	0,41	0,52	0,64	0,37	0,43	0,55
ГВП, ГВПУ		одна	0,85	1,03	1,22	0,75	0,87	1,07
		две	0,49	0,62	0,77	0,45	0,52	0,66

Таблиця Е.10 - Технічні характеристики вузькозахватних комбайнів

Тип комбайна	Ширина захвату, r , м.	Потужність пласта, що виймається, m , м	Маса комбайна, G , т	Можлива швидкість подачі по потужності приводу V_{np} , м/хв при опорі пласта різанню A_p , кН/см				Складова сили різання в напрямку подачі комбайна F_n , кН, при опорі пласта різанню A_p , кН/см				Технічно допустима швидкість подачі $V_{доп}$, м/хв	Тягове зусилля F_T , кН	Середньо галузовий коефіцієнт готовності комбайна
				1,0	2,0	3,0	4,0	1,0	2,0	3,0	4,0			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1К101У	0,80	0,8-1,2	10,4	4,5-3,9	2,7-1,8	1,5-1,0	-	31	35	37	-	4,5	120	0,84
2К52М	0,63	1,0-1,7	10,5	5,5	5,3-3,4	4,0-2,2	3,2-1,9	44	52	56	61	5,5 4,4	140 180	0,84
1ГШ68	0,63	1,1-2,5	16,0	6,0	6,0-5,4	6,0-2,8	4,6-2,0	52	74	91	106	6,0 4,4	120 160	0,87
2ГШ68	0,63	1,1-2,5	17,0	10,0	10,0- 8,2	9,0-5,4	7,5-3,1	52	76	108	136	10,0 6,0	150 250	0,87
КШ1КГУ	0,63	1,6-3,2	24	6,0-4,1	3,1-1,4	1,8-0,8	1,1-0,4	62	69	79	85	4,4	160	0,94
К103М	0,80	0,6-1,2	11,9	5,0-4,5	3,6-2,8	3,0-2,6	2,6-0,2	31	35	37	39	5,0	200	0,90
КА90	0,80	0,6-1,2	10,8	5,0-4,5	5,0-4,0	3,8-2,4	2,3-1,3	31	35	37	39	5,0	200	0,90
1К101УД	0,80	0,95-1,3	9,7	10,0- 8,0	8,0-4,5	5,0-3,0	4,0-2,5	33	46	54	62	6,0	140	0,87
ГШ200Б	0,80 0,63	0,95-1,5	14,7	6,0	6,0-5,4	5,0-3,2	4,5-2,0	36	62	71	85	5,0	160 180	0,90
ГШ200В	0,80	0,95-1,5	12,2	6,0	6,0-5,4	6,0-4,2	5,0-3,1	40	67	79	97	5,0	200	0,90
ГШ500	0,63	1,3-2,7	19,0	10,0	9,0-8,0	8,0-5,6	7,5-3,0	52	75	108	136	10,0-6,0	250	0,90
РКУ10	0,63	1,1-1,93	19,1	10,0	10,0- 8,5	9,0-5,5	7,0-3,2	44	62	85	103	10,0-6,5	180	0,87
РКУ13	0,63 0,80	1,35-2,6	24,8	10,0	10,0- 7,5	9,0-5,5	8,0-3,0	66	92	105	116	10,0-8,5	300	0,84

Таблиця Е.11 – Площа поперечного перерізу привибійних просторів в світлі для різних типів механізованих кріплень *

Тип механізованого кріплення	Виймальна потужність пласта, м $\left(\frac{m_{\min}}{m_{\max}}\right)$	Площа поперечного перерізу привибійного простору лави, м ² $\left(\frac{S'_{оч.\min}}{S'_{оч.\max}}\right)$	Тип механізованого кріплення	Виймальна потужність пласта, м $\left(\frac{m_{\min}}{m_{\max}}\right)$	Площа поперечного перерізу привибійного простору лави, м ² $\left(\frac{S'_{оч.\min}}{S'_{оч.\max}}\right)$
1МК103М	$\frac{0,71}{0,95}$	$\frac{1,4}{1,9}$	1МК97Д	$\frac{0,7}{1,3}$	$\frac{1,5}{3,4}$
1М88	$\frac{1,0}{1,3}$	$\frac{2,3}{2,7}$	1МК98Д	$\frac{0,8}{1,1}$	$\frac{1,7}{2,9}$
М-87УМН (УМП, УМА, УМВ, УМС)	$\frac{1,15}{1,95}$	$\frac{2,3}{4,6}$	2МК98Д	$\frac{0,95}{1,3}$	$\frac{2,3}{3,6}$
1М87Л	$\frac{1,0}{1,6}$	$\frac{1,9}{3,6}$	КМ-81	$\frac{2,0}{3,2}$	$\frac{3,5}{6,3}$
2М87Л	$\frac{1,35}{2,0}$	$\frac{2,9}{4,7}$	2МКЭ	$\frac{1,6}{2,2}$	$\frac{2,7}{4,4}$
М130	$\frac{2,25}{4,15}$	$\frac{4,3}{12,1}$	1МКМ	$\frac{1,4}{1,75}$	$\frac{2,8}{3,8}$
М137	$\frac{0,8}{1,4}$	$\frac{1,58}{5,3}$	МК75	$\frac{1,6}{2,2}$	$\frac{2,8}{3,9}$
М138	$\frac{1,4}{2,2}$	$\frac{2,93}{5,1}$	1МК85Б	$\frac{1,3}{2,5}$	$\frac{2,4}{3,5}$
1М147	$\frac{0,8}{1,4}$	$\frac{1,6}{3,2}$	МК200	$\frac{0,9}{1,5}$	$\frac{1,3}{2,7}$
2М147	$\frac{1,1}{2,0}$	$\frac{2,4}{4,8}$	1МК500, 1МК700/800	$\frac{1,2}{2,5}$	$\frac{2,0}{5,2}$
3М147	$\frac{1,5}{2,6}$	$\frac{3,5}{6,4}$	2МК500	$\frac{1,6}{3,0}$	$\frac{2,98}{6,4}$
1КД-80, 1КД-90	$\frac{0,85}{1,2}$	$\frac{1,8}{2,8}$	2МК700/800	$\frac{1,7}{3,0}$	$\frac{3,2}{6,4}$
2КД-80, 2КД-90	$\frac{1,1}{1,5}$	$\frac{2,5}{3,7}$	1МТ1,5	$\frac{1,1}{1,5}$	$\frac{2,6}{3,9}$
3КД-90	$\frac{1,35}{2,0}$	$\frac{3,3}{5,2}$	2МТ1,5	$\frac{1,35}{2,0}$	$\frac{3,4}{5,6}$
1КДД	$\frac{0,9}{1,6}$	$\frac{1,4}{4,1}$	Донбасс-М	$\frac{0,8}{1,2}$	$\frac{1,56}{2,5}$
2КДД	$\frac{1,35}{2,4}$	$\frac{3,1}{7,1}$	1УКП	$\frac{1,3}{2,5}$	$\frac{2,0}{4,5}$
1 ДМ	$\frac{0,85}{1,5}$	$\frac{1,82}{4,2}$	2УКП	$\frac{2,4}{4,0}$	$\frac{4,0}{8,0}$
2 ДМ	$\frac{0,95}{1,75}$	$\frac{2,2}{5,1}$	ОКП-70	$\frac{1,9}{3,5}$	$\frac{3,1}{6,5}$

Продовження табл. Е.11

Тип механізованого кріплення	Виймальна потужність пласта, м $\left(\frac{m_{\min}}{m_{\max}}\right)$	Площа поперечного перерізу приблизьного простору лави, $m^2 \left(\frac{S'_{оч.\min}}{S'_{оч.\max}}\right)$	Тип механізованого кріплення	Виймальна потужність пласта, м $\left(\frac{m_{\min}}{m_{\max}}\right)$	Площа поперечного перерізу приблизьного простору лави, $m^2 \left(\frac{S'_{оч.\min}}{S'_{оч.\max}}\right)$
1MT	$\frac{1,1}{1,5}$	$\frac{2,4}{3,3}$	2ОКП-70	$\frac{2,3}{3,3}$	$\frac{4,8}{6,4}$
2MT	$\frac{1,5}{2,0}$	$\frac{3,3}{4,4}$	10КП, 20КП	$\frac{1,85}{3,0}$	$\frac{2,7}{5,4}$
«Глиник»	$\frac{1,0}{3,4}$	$\frac{1,4}{6,7}$	АНЩ	$\frac{0,7}{1,3}$	$\frac{1,05}{2,35}$
«Фазос»	$\frac{1,8}{3,7}$	$\frac{3,1}{6,9}$	1АЩМ	$\frac{1,2}{2,2}$	$\frac{1,8}{3,2}$
«Пиома»	$\frac{2,4}{4,5}$	$\frac{3,6}{8,8}$	2АНЩ	$\frac{1,05}{2,2}$	$\frac{1,6}{3,3}$
DBT	$\frac{1,1}{2,3}$	$\frac{1,2}{3,2}$	КГУ	$\frac{0,7}{1,2}$	$\frac{1,2}{3,2}$
JOY	$\frac{1,6}{3,2}$	$\frac{3,5}{10,7}$	АК-3	$\frac{1,6}{2,5}$	$\frac{3,6}{5,6}$
* для типів механізованих кріплень, які відсутні в таблиці, приймаються значення показників для аналогів					

Таблиця Е.12- Ефективність дегазації різних джерел метановиділення

Метод впливу на вугленосну товщу	Спосіб дегазації	Значення коефіцієнта ефективності дегазації джерела
Зближені пласти		
Підробка товщі	Свердловинами, пробурених з виробок на зв'язаний пласт: - при збереженні вироблення, з якої буряться свердловини - при погашенні вироблення, з якої буряться свердловини Свердловинами з поверхні Газозбірний виробками або свердловинами	0,4 – 0,8 0,2 – 0,5 0,4 – 0,7 0,4 – 0,75

Продовження табл. Е.12

Метод впливу на вугленосну товщу	Спосіб дегазації	Значення коефіцієнта ефективності дегазації джерела
Зближені пласти		
Надробка товщі	Свердловинами, пробурених з виробок Газозбірний виробками або свердловинами	0,3 – 0,5 0,4 – 0,5
Пласти, що розробляються		
Розвантаження пласта свердловинами і виробками	Підготовчими виробками	0,2 – 0,3
	Свердловинами по пласту, пробурених з підготовчих виробок	0,3 – 0,5
	Свердловинами, пробурених з польових виробок	0,2 – 0,3
	При проведенні виробок	0,3 – 0,7
Розвантаження пласта очисним вибоєм	Свердловинами, пробурених з очисного забою	0,2 – 0,3
	Свердловинах, пробурених з підготовчих виробок в зоні впливу очисного забою	0,2 – 0,3
	Свердловинах, пробурених з підготовчих виробок поблизу очисного забою при підробці або надробці тим, що зближує пластом	0,3 – 0,4
	Гідравлічний розрив пласта через свердловини, пробурені з виробок	0,5-0,6
Вироблений простір		
—	Відсмоктування газу з виробленого простору діючих ділянок при зворотному порядку відпрацювання з використанням: - газопроводу - ежекторів і вентиляторів при прямому порядку відпрацювання	0,2 – 0,3
		0,3 – 0,7
		0,2
—	Свердловинами, пробурених над куполами обвалення Свердловинами, пробурених з поверхні Відсмоктування газу зі старих вироблених просторів свердловинами, пробурених з виробок	0,25 – 0,4
		0,4 – 0,6
		0,3 – 0,6

Таблиця Е.13- Схеми і коефіцієнти ефективності дегазації підроблюваних порід

Система розробки, схема провітрювання	Схема дегазації вміщують газоносних порід	Коефіцієнт ефективності дегазації
Суцільна, зворотноточна	За допомогою свердловин, пробурених в газонасиченні породи з вентиляційного штреку лави, що дегазується, або проведеної виробки вище нього	0,6—0,7
Суцільна, зворотноточна або прямоточна	За допомогою свердловин, пробурених в газонасиченні породи з відкатувального штреку лави, що дегазується	0,5—0,6
Стовпова, зворотноточна	За допомогою свердловин, пробурених з вентиляційного штреку назустріч руху лави	0,3—0,4
Суцільна, зворотноточна	За допомогою свердловин, пробурених одночасно з вентиляційного і відкатувального штреків лави, що дегазується	0,7—0,8

Таблиця Е.14– Коефіцієнти ефективності ізолюваного відводу метану

Схема відводу метану	Коефіцієнт ефективності дегазації виробленого простору
Ізолюване відведення метану з тупиків погашаються вентиляційних штреків по трубопроводу	0,7 – 0,8
Ізолюване відведення метану з виробленого простору по трубопроводу (в умовах суцільної системи розробки)	0,3 – 0,4
Ізолюване відведення метану з виробленого простору по трубопроводу по непідтримуваних гірничих виробках	0,6 – 0,8

ДОДАТОК 3

Вартісні показники до розрахунку економіко-математичних моделей

Таблиця 3.1 - Орієнтовні величини експлуатаційних витрат на окремі види робіт для вибору раціонального способу охорони гірничих виробок

Види робіт	Одиниця виміру роботи	Вартість одиниці роботи, грн.
Спорудження бутової смуги вручну або скреперною установкою	1 м ³	50–60
Те ж за допомогою "Титан-1"	1 м ³	40–50
Спорудження органного кріплення	1 м однорядного кріплення	$c_{орг} = V_{pc} c_{pc} + (100...160)$
Спорудження клітьових кострів зі стійок	1 костер	$c_{кк} = (\pi m R c_{pc}) + (50...100)$
Спорудження бутокострів	1 костер	$c_{бк} = (\pi m R c_{pc}) + (100...150)$
Спорудження накатних (шпальних) кострів	1 костер	$c_{нк} = (0,25 \pi m^2) + (70...120)$
Спорудження тумб БЗБТ	1 м ³ тумб	1800–2000
Спорудження литої смуги	1 м ³ смуги	150–170
Вибухощільове розвантаження підосви	1 м виробки	$c_{вищ} = (130...160) n_{ш}$
Зміцнення покрівлі піщано-цементним розчином	1 м виробки	1800–2000
Анкерування покрівлі або підосви виробки	1 анкер	120...160

У таблиці: m - потужність вугільного пласта, м; R - радіус рудничної стійки, м; V_{pc} – обсяг стійок органної кріплення на 1 м виробки, м³; C_{pc} =750-1000 – вартість 1 м³ рудничної стійки, грн.; $n_{ш}$ – кількість шпурів, пробурених на 1 м довжини вироблення для підривання, шт.

Таблиця 3.2- Визначення вартісних коефіцієнтів проведення гірничих виробок буропідривним способом

Тип кріплення гірничої виробки	Значення коефіцієнтів в залежності від міцності вміщуючих виробку порід $f_{н.в.}$, типу виробки й її кріплення (в чисельнику - C_1 (грн./м) / знаменнику - C_2 (грн./м ³))													
	$f_{н.в.}=2\div3$	$f_{н.в.}=4\div6$	$f_{н.в.}=7\div9$	$f_{н.в.}=10\div12$	$f_{н.в.}=13\div15$	$f_{н.в.}=16\div18$	$f_{н.в.}=19\div20$							
горизонтальні виробки														
- закріплені арковим металевим кріпленням	<u>220,00</u> 158,40	<u>316,80</u> 140,80	<u>396,00</u> 132,00	<u>468,01</u> 125,09	<u>528,86</u> 120,43	<u>583,56</u> 116,79	<u>625,59</u> 114,29							
- закріплені деревом	<u>396,00</u> 114,40	<u>105,60</u> 132,00	<u>140,80</u> 132,00	<u>78,48</u> 140,70	<u>62,17</u> 145,16	<u>51,55</u> 148,85	<u>45,15</u> 151,51							
- незакріплені	<u>396,00</u> 80,55	<u>105,60</u> 98,15	<u>140,80</u> 98,15	<u>78,48</u> 106,85	<u>62,17</u> 111,31	<u>51,55</u> 115,00	<u>45,15</u> 117,66							
Похилі виробки проводяться зверху вниз ↓ або від низу до верху ↑														
Напрямок проходки	↓	↑	↓	↑	↓	↑	↓	↑	↓	↑	↓	↑	↓	↑
З кутом нахилу $\beta \leq 13^0$														
- закріплені арковим металевим кріпленням	<u>220,00</u> 167,20	<u>352,00</u> 149,60	<u>220,00</u> 158,40	<u>299,20</u> 140,80	<u>316,80</u> 149,60	<u>352,00</u> 132,00	<u>479,67</u> 135,93	<u>386,05</u> 118,51	<u>544,56</u> 132,00	<u>397,12</u> 114,67	<u>603,13</u> 128,93	<u>406,26</u> 111,66	<u>648,27</u> 126,79	<u>412,85</u> 109,58
- закріплені деревом	<u>17,60</u> 149,60	<u>17,60</u> 140,80	<u>17,60</u> 158,40	<u>17,60</u> 149,60	<u>17,60</u> 167,20	<u>17,60</u> 158,40	<u>17,60</u> 183,67	<u>17,60</u> 174,97	<u>17,60</u> 189,03	<u>17,60</u> 180,38	<u>17,60</u> 193,45	<u>17,60</u> 184,86	<u>17,60</u> 196,64	<u>17,60</u> 188,09
	246,40	228,80	211,20	220,00	211,20	211,20	193,47	197,16	188,35	193,06	184,33	189,82	181,54	187,56
- незакріплені	<u>17,60</u> 115,75	<u>17,60</u> 106,95	<u>17,60</u> 124,55	<u>17,60</u> 115,75	<u>17,60</u> 133,35	<u>17,60</u> 124,55	<u>17,60</u> 149,82	<u>17,60</u> 141,12	<u>17,60</u> 155,18	<u>17,60</u> 146,53	<u>17,60</u> 159,60	<u>17,60</u> 151,01	<u>17,60</u> 162,79	<u>17,60</u> 154,24
З кутом нахилу $\beta=14-30^0$														
- закріплені арковим металевим кріпленням	<u>396,00</u> 158,40	<u>396,00</u> 149,60	<u>334,40</u> 158,40	<u>316,80</u> 149,60	<u>492,80</u> 149,60	<u>404,80</u> 140,80	<u>695,83</u> 140,17	<u>471,25</u> 131,41	<u>773,25</u> 137,41	<u>493,66</u> 128,66	<u>841,81</u> 135,23	<u>512,48</u> 126,49	<u>893,89</u> 133,71	<u>526,21</u> 124,98
- закріплені деревом	<u>17,60</u> 158,40	<u>211,20</u> 184,80	<u>17,60</u> 167,20	<u>220,00</u> 193,60	<u>17,60</u> 176,00	<u>88,00</u> 176,00	<u>17,60</u> 192,40	<u>57,14</u> 162,17	<u>17,60</u> 197,71	<u>101,53</u> 158,16	<u>17,60</u> 202,10	<u>137,28</u> 155,00	<u>17,60</u> 205,26	<u>162,53</u> 152,81
- незакріплені	<u>17,60</u> 124,55	<u>211,20</u> 150,95	<u>17,60</u> 133,35	<u>220,00</u> 159,75	<u>17,60</u> 142,15	<u>88,00</u> 142,15	<u>17,60</u> 158,55	<u>57,14</u> 128,32	<u>17,60</u> 163,86	<u>101,53</u> 124,31	<u>17,60</u> 168,25	<u>137,28</u> 121,15	<u>17,60</u> 171,41	<u>162,53</u> 118,96
З кутом нахилу $\beta=31-45^0$														
- закріплені деревом	<u>352,00</u> 123,20	<u>387,20</u> 105,60	<u>176,00</u> 167,20	<u>176,00</u> 158,40	= -	= -	= -	= -	= -	= -	= -	= -	= -	= -

Таблиця 3.3 - Значення вартісних коефіцієнтів проведення виробки комбайном та широким ходом

Спосіб проведення виробки	Вид кріплення	Коефіцієнти		
		C_1	C_2	C_3
Комбайном	Дерев'яне	405	15,84	0
	Металеве, арочне	335,7	59,85	0
Широким ходом з буропідривною виїмкою	Дерев'яне	500,4	40,5	13,23
	Металеве, арочне	484,2	85,5	16,2

Таблиця 3.4 - Визначення коефіцієнта обводнення виробок

Тип виробки та її кріплення	Значення коефіцієнта $k_{o.з.}$ в залежності від водотоку в виробку	
	$\leq 6,0 \text{ м}^3/\text{год.}$	$> 6,0 \text{ м}^3/\text{год.}$
Горизонтальні та похилі, закріплені: - деревом - іншими видами кріплення		
	1,0	1,13
	1,0	1,10

Таблиця 3.5 - Визначення коефіцієнта, що враховує період будівництва або роботи шахти

Види робіт	Значення коефіцієнта ρ в залежності від періоду проведення виробки по відношенню до моменту здачі шахти в експлуатацію	
	до здачі в експлуатацію	після здачі в експлуатацію
Проведення горизонтальних і похилих виробок	2,15	1,84

Таблиця 3.6 - Значення коефіцієнта викидонебезпечності вибою

Виробки	Ступінь викидонебезпечності вибою (по вугіллю або по породі)	Значення коефіцієнта, кв
Горизонтальні та похилі	Безпечні за викидами	1,00
	Небезпечні за викидами	1,06

Таблиця 3.7- Визначення вартості укладання одного рейкового шляху

Тип застосовуваних шпал і рейок	Вартість укладання одного рейкового шляху k_p (грн./м) в залежності від ширини колії	
	600 мм	900 мм
Дерев'яні шпали з рейками: - P-18; - P-24; - P-33.	96,80 132,00 —	123,20 140,80 176,00
Залізобетонні шпали з рейками: - P-24; - P-33.	184,80 —	193,60 211,20

Таблиця 3.8 - Параметри пристрою приймальних майданчиків

Похила виробка	Приймальний майданчик	Додатковий обсяг виробок і камер в світлі *, м ³	Середньозважена вартість 1 м ³ в світлі, грн.	
			метал**	дерево**
Бремсберг	Верхня	850	333	306
	Проміжна	1000	270	243
	Нижня	1750	306	279
Ухил	Верхня	1950	369	333
	Проміжна	1800	306	279
	Нижня	1800	306	279

* У разі відкатки у вагонетках ємністю 2-3 т і наявності обхідних виробок.

** Кріплення камер бетоном.

Таблиця 3.9 - Вартість підтримання 1 м³ виробки у світлі при розробці пологих і похилих пластів

Умови, в яких підтримується виробка	Одиниця виміру	Умовне позначення	Чисельне значення
У масиві вугілля або порід	грн/м ³ рік	r_1^0	5,23

Умови, в яких підтримується виробка	Одиниця виміру	Умовне позначення	Чисельне значення
У зоні тимчасового опорного тиску попереду вибою лави	грн/м ³	r_2^0	2,85
У зоні впливу очисних робіт позаду вибою лави при суцільній системі розробки	грн/м ³	r_3^0	57,95
Те ж, при стовповій системі розробки в залежності від довжини тупика позаду вибою, лави, $0 \leq l_T \leq 2$	грн/м ³	r_3^0	$0,123l_T$
У виробленому просторі в зоні сталого гірського тиску (поза зоною впливу очисних робіт)	грн/м ³ рік	r_4^0	10,5

Таблиця 3.10 - Вартість підтримання 1 м³ виробки у світлі при розробці крутих пластів

Умови, в яких підтримується виробка	Одиниця виміру	Умовне позначення	Чисельне значення
У масиві вугілля або порід	грн/м ³ рік	r_1^0	5,23
У зоні тимчасового опорного тиску попереду вибою лави	грн/м ³	r_2^0	3,42
У зоні впливу очисних робіт позаду вибою лави при суцільній системі розробки	грн/м ³	r_3^0	69,83
Те ж, при стовповій системі розробки в залежності від довжини тупика позаду вибою, лави, $0 \leq l_T \leq 2$	грн/м ³	r_3^0	$0,153l_T$
У виробленому просторі в зоні сталого гірського тиску (поза зоною впливу очисних робіт)	грн/м ³ рік	r_4^0	10,5

Таблиця 3.11 - Вартість підтримання 1 м³ похилих виробок у світлі при розробці пологих і похилих пластів

Умови, в яких підтримується виробка	Одиниця виміру	Умовне позначення	Чисельне значення
У масиві вугілля або порід	грн/м ³ рік	r_1^0	6,65
У виробленому просторі в зоні сталого гірського тиску (поза зоною впливу очисних робіт)	грн/м ³ рік	r_4^0	10,45
У зоні впливу очисних робіт при однокрила роботі (виїмка вугілля проводиться тільки з одного боку) в залежності від розміру цілика, $l_{ц} \leq 1,0$	грн/м ³	r_3^0	$19 + 1,05l_{ц}$
Те ж, при двокрилою роботі (виїмка вугілля проводиться з двох сторін) в залежності від загального розміру ціликів з двох сторін, $0,6 \leq l_{ц} \leq 1,0$	грн/м ³	r_3^0	$85,5 - 1,62l_{ц}$

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ

до виконання курсового проекту з дисципліни

«ТЕХНОЛОГІЯ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ
КОПАЛИН»

Укладачі:

Негрій Сергій Григорович

Негрій Тетяна Олександрівна

Шепеленко Руслана Миколаївна