**ЗАТВЕРДЖЕНО**

Науково-методичною радою Державного університету «Житомирська політехніка»  
протокол від \_\_ \_\_\_\_\_\_ 20\_\_ р. №\_\_

# **МЕТОДИЧНІ РЕКОМЕНДАЦІЇ**

для виконання практичних робіт здобувачів вищої освіти

з навчальної дисципліни

**«ПІДЗЕМНІ ГІРНИЧІ РОБОТИ»**

(назва навчальної дисципліни)

для студентів освітнього рівня «молодший бакалавр»

спеціальності 184 «Гірництво»

(шифр та назва спеціальності)

освітньо-професійна програма «Гірництво»

(назва)

факультет гірничої справи, природокористування та будівництва

(назва факультету)

кафедра маркшейдерії

(назва кафедри)

Рекомендовано на засіданні   
кафедри маркшейдерії

*30*  *січня*  2023 р.  
протокол №  *1*

Розробник: к.т.н., доц. кафедри маркшейдерії Панасюк А.В.

Житомир

2023

**Панасюк А.В.** Методичні рекомендації для виконання практичних робіт здобувачів вищої освіти з навчальної дисципліни «Підземні гірничі роботи» для студентів освітнього рівня «молодший бакалавр» денної та заочної форм навчання спеціальності 184 «Гірництво» освітньо-професійна програма «Гірництво». – Житомир: Житомирської політехніки, 2023. – 33 с.

Викладено короткий зміст курсу “Підземні гірничі роботи” для виконання практичних робіт здобувачів вищої освіти з дисципліни.

Для студентів денної і заочної форм навчання.

Рецензенти:

**Шлапак Володимир Олександрович** – к.т.н., доц., в.о. зав. кафедрою маркшейдерії Житомирської політехніки

**Криворучко Андрій Олексійович** – к.т.н., доц. кафедри маркшейдерії Житомирської політехніки

© Панасюк А.В., 2023

### ШАХТНЕ ПОЛЕ. ЗАПАСИ ШАХТНОГО ПОЛЯ

Шахтним полем називається родовище або його частина, що відводиться окремій шахті для розробки.

Межами шахтного поля є поверхні, що обмежують його за простяганням, підняттям та падінням і відокремлюють його від іншої частини родовища. При негоризонтальному заляганні пластів розрізняють межі шахтного поля:

* **за підняттям** (верхня технічна межа);
* **за падінням** (нижня технічна межа);
* **за простяганням**, які прийнято називати за назвами сторін світу (наприклад, східна, західна, північна, південна технічна межа).

Межі шахтного поля можуть бути фіксованими та умовними.

Фіксовані (природні) *межи* можуть визначатися:

* контурами самого родовища, якщо на ньому розташовується одна шахта;
* контурами робочої потужності пласта або кондиційної характеристики його, наприклад, за вмістом золи або сірки та ін.;
* виходом пласта під наноси;
* значними геологічними порушеннями;
* межами охоронних ціликів під будинками та спорудами на поверхні, під залізницями і великими водосховищами.

Умовні *меж*и шахтного поля встановлюються на підставі техніко-економічних розрахунків і затверджуються Державною комісією з запасів (ДКЗ). До умовних відносяться також межи шахтних полів сусідніх шахт.

Розміри шахтних полів індивідуальних шахт при пологому і похилому падінні пластів знаходяться в межах 3–10 км за простяганням і 3‑4 км за падінням, а шахт блокового типу — 10–20 км за простяганням і до 4–5 км за падінням.

При крутому і крутопохилому заляганні пластів розміри шахтних полів за простяганням приблизно такі ж, як і при пологому та похилому заляганні, а за падінням значно менші — до 1,5–2,0 км, що пов’язано з граничною глибиною розробки вугільних пластів, котра у Донбасі складає приблизно 1600 м.

З наведених вище прикладів можна бачити, що розміри шахтних полів за простяганням, як правило, більше, ніж за падінням, що визначається техніко-економічними розрахунками: витрати на проведення горизонтальних виробок у напрямку простягання пласта і транспорт вугілля по них менш, ніж по похилих виробках, котрі проводяться за падінням пласта. Окрім цього значну роль тут грає також зростання глибини розробки, що має свої негативні наслідки, оскільки це призводить до збільшення витрат на видобування вугілля.Запаси і втрати вугілля в шахтному полі та їх підрахунок

У межах шахтного поля знаходиться певна кількість запасів вугілля, оцінка яких здійснюється за різними критеріями:

* за промисловим значенням;
* за ступенем розвіданості;
* за мірою підготовленості до видобутку.

За промисловим значенням всі запаси поділяються на три групи: балансові**,** умовно балансові і позабалансові.

До балансових відносять запаси, видобування яких у нинішній час є економічно доцільним, що встановлюється техніко-економічними розрахунками на підставі врахування потужності пластів, якості вугілля, гірничо-геологічних умов експлуатації, рівня техніки та технології видобутку і переробки вугілля, а також вимог охорони природи.

Умовно-балансовими вважаються запаси, ефективність видобутку і використання яких на час оцінки не може бути однозначно встановлена, а також запаси, що відповідають вимогам до балансових запасів, але з різних причин не можуть бути використані на час оцінки.

До позабалансових відносяться запаси, видобуток або використання яких на час оцінки економічно недоцільні, але у подальшому вони можуть мати промислове значення.

За ступенем розвіданості і вивчення запаси поділяються на дві групи: розвідані і попередньо розвідані.

Розвіданими вважаються такі запаси, що досконально розвідані і вивчені за якістю і умовами розробки. Вони є запасами вірогідними і можуть служити базою для проектування гірничого підприємства.

Попередньо-розвідані запаси відносяться до імовірних, котрі розвідані та вивчені у меншій мірі і є підставою для проведення подальшого розвідування.

За ступенем підготовленості до видобутку запаси поділяються на розкриті**,** підготовані і готові до виймання.

Розкритими називаються запаси, до яких забезпечено доступ з поверхні через капітальні виробки: вертикальні і похилі стволи, штольні, капітальні або погоризонтні квершлаги.

Підготованими називаються запаси, для розробки яких проведені основні виробки, що підготовляють шахтне поле: бремсберги або похили з хідниками, головні або магістральні штреки.

Готовими до виймання називаються запаси, для розробки яких проведені всі виїмкові та нарізні виробки і закінчені роботи з підготовки очисних вибоїв.

Підрахунок запасів вугілля у шахтному полі може здійснюватися різними методами в залежності від умов залягання пластів, а саме: методом середнього арифметичного, геологічних блоків, найближчого району, ізопотужностей, ізогіпс.

Всі ці методи докладно вивчаються у спеціальному курсі. Для приблизного[[1]](#footnote-1) визначення балансових запасів при постійній (витриманій) потужності пластів можна користуватися формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| , |  |

де S і H – середні розміри шахтного поля, відповідно, за простяганням та падінням, м; ∑p – сумарна продуктивність пластів у шахтному полі[[2]](#footnote-2), т/м2;

|  |  |
| --- | --- |
| т/м2, |  |

де ∑m – сумарна потужність всіх робочих пластів, м; γ – середня щільність вугілля, т/м3.

При змінній потужності пластів шахтне поле по кожному пласту поділяють на дільниці і на кожній з них визначають середню потужність, підраховують запаси у кожній дільниці і складають їх.

Якщо розміри шахтного поля по пластах різні і різна щільність вугілля, то підрахунок запасів проводять окремо по кожному пласту, після чого також складають їх.

При розробці пласта не вдається повністю витягти його балансові запаси, деяку їх частину потрібно залишити в надрах у вигляді так званих втрат. Та частина балансових запасів у шахтному полі, яку є можливим витягти з надр, зветься промисловими запасами. Вони визначаються шляхом вирахування з балансових запасів проектних втрат

|  |  |
| --- | --- |
| Zпр = Zб − ∑qп, т, |  |

де ∑qп – проектні втрати вугілля в шахтному полі, т.

Втрати вугілля в шахтному полі поділяються на загальношахтні, експлуатаційні і втрати у геологічних порушень.

До загальношахтних відносяться втрати в охоронних ціликах біля капітальних гірничих виробок, під відповідальними будинками і спорудами, залізницями МШС, водосховищами та ін., а також у бар'єрних ціликах, що залишаються між шахтними полями. Розміри ціликів і втрати вугілля в них визначаються при проектуванні шахти. У першому наближенні вони складають для пологих пластів 1–2%, а для крутих — 1,5–4,0% від балансових запасів, тобто

|  |  |
| --- | --- |
| qз.ш = cз.ш Zб , т, |  |

де *сз.ш* – коефіцієнт загальношахтних втрат; *cз.ш* = 0,01–0,04.

До експлуатаційних відносяться втрати, що залежать від прийнятої системи розробки (охоронні цілики у підготовчих виробок; протипожежні цілики та пачки вугілля, що залишаються у покрівлі чи у підошві пласта, або між шарами потужного пласта), а також втрати в очисному вибої внаслідок неповноти зачищення та при транспортуванні вугілля по виробках.

Підрахунок експлуатаційних втрат виконується за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| qе = cе (Zб − qз.ш), т, |  |

де *cе* – коефіцієнт експлуатаційних втрат. Для тонких пластів його значення складають *cе*=0,05–0,10; для пластів середньої потужності *cе*=0,10–0,15; потужних пологих *cе*=0,15–0,20 і для потужних крутих *cе*=0,20–0,25.

До геологічних відносяться втрати запасів у геологічних порушень, розробляти які неможливо або недоцільно з економічних причин. Підрахунок їх виконується на підставі результатів геологічних робіт, що проводяться маркшейдерсько-геологічною службою шахти.

Таким чином, проектні втрати вугілля у шахтному полі можна визначити за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| Σqп= qз.ш + qе = cз.шZб + се(Zб – qз.ш), т. |  |

Або, після проведення необхідних перетворень, які тут опускаються:

|  |  |
| --- | --- |
| Σqn = [cз.ш + cе(1 – cз.ш)]Zб, т. |  |

Ступінь повноти виймання запасів характеризується коефіцієнтом виймання вугілля, що показує, яку частину балансових запасів витягають з надр, і визначається як відношення промислових запасів до балансових:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

Величина його залежить від гірничогеологічних умов залягання пластів і змінюється в широких межах. При орієнтовних розрахунках рекомендується приймати такі значення коефіцієнта виймання: для тонких пластів *cв=*0,90–0,92; середньої потужності — *cв=*0,85–0,88; потужних пологих — *cв=*0,82–0,85 і для потужних крутих пластів — *cв=*0,75–0,80.

Знаючи коефіцієнт виймання вугілля і балансові запаси у шахтному полі, можна визначити промислові запаси за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| Zпр = cв Zб , т. |  |

### ПОТУЖНІСТЬ ШАХТИ І ТЕРМІН ЇЇ ІСНУВАННЯ

Потужність шахти є одним з основних показників, що визначають як кількісні параметри технологічного комплексу, так і техніко-економічні показники роботи підприємства. Розрізняють проектну потужність шахти і виробничу.

Проектна потужність — це певний встановлений у проекті видобуток вугілля в одиницю часу. Вимірюється у тонах на рік (річна потужність, *Aш.р)* або у тонах за добу (добова потужність, *Aд*).

Виробнича потужність — це максимально можливий видобуток вугілля в одиницю часу, що визначається умовами шахти, котрі склалися у відповідному періоді. Основними об'єктами, за якими визначається виробнича потужність, є: гірничі роботи, пропускна спроможність транспортних виробок, приствольних дворів і шахтних підйомів, а також технологічного комплексу на поверхні; вентиляція; стан житлового фонду, забезпеченість штатом робітників та ін.

Виробнича потужність шахти може бути вище її проектної за рахунок модернізації устаткування, вдосконалення організації праці і інших заходів. У період часу, коли здійснюється доопрацювання запасів шахтного поля або при переході до розробки менш продуктивних пластів, при запізненні в термінах введення у дію нового горизонту, виробнича потужність може встановлюватися нижче проектної, що призводить до зниження фондовіддачі.

При встановленні проектної потужності шахти розрізняють два типу родовищ: з фіксованими запасами і нефіксованими або **умовно необмеженими запасами**.

**Проектна потужність** шахти може бути визначена за допомогою формули:

, т/рік

де, *kH* – коефіцієнт надійності технологічного процесу шахти:

0,8 – для багатогоризонтного розкриття вертикальними стволами,

0,8–0,85 – для одногоризонтного розкриття вертикальними стволами

0,87–0,9 – для розкриття штольнями

0,75–0,77 – для розкриття похилими стволами



*kпл* – коефіцієнт, який враховує вплив кількості пластів в шахтному полі.

*n0* – кількість одночасно розробляємих пластів

*n* – загальна кількість пластів в шахтному полі

*Zпр* – промислові запаси, тис т/рік

- сума потужності одночасно розробляємих пластів

- сумарна потужність всіх робочих пластів

*kг* – коефіцієнт, на який впливає глибина розробки і кут падіння;



*Hв* – глибина в тех. межі =100 м.

*H* – розмір шахтного поля за падінням

*kв* – коефіцієнт впливу на очисний вибій:



*φ* – коефіцієнт, який враховує середнє навантаження на очисний вибій, 0,002

*Ам* – місячне навантаження на очисний вибій:



*N* – кількість робочих днів на місяць, 25

*l* – довжина лави

*r* – ширина захвату (ширина знімаємої стружки);

*nц* – кількість циклів за добу

*mcр* – середня потужність пластів

*mcр.о.* – потужність середня одночаснорозробляємих пластів

На підставі великого досвіду проектування і експлуатації шахт встановлено значення типових потужностей нових шахт, а саме: 1,2; 1,5; 1,8; 2,4 і 3,0 млн. т вугілля на рік, а на дільницях зі значними запасами і сприятливими гірничо-геологічними умовами — більш 3,0 млн. т вугілля на рік. У той же час на дільницях з обмеженими запасами вугілля дефіцитних марок, а також при реконструкції діючих шахт і підготовці нових горизонтів допускаються потужності менш 1,2 млн. т на рік.

Типізація потужностей шахт робиться з метою широкого застосування типових (стандартних) рішень щодо споруда поверхні, приствольних дворів, підйомів та ін., що спрощує розробку проекту, а також для можливості порівняння техніко-економічних показників проектів будівництва шахт.

Прийнявши проектну потужність шахти і знаючи промислові запаси у шахтному полі, можна розрахувати **термін існування шахти**.

Розрізняють середній розрахунковий і повний терміни служби шахти**.**

Середній розрахунковий термін дорівнює частці від ділення промислових запасів на річну проектну потужність шахти:

|  |  |
| --- | --- |
| , рік. |  |

Повний термін служби шахти чисельно дорівнює розрахунковому терміну з доданням часу на розвиток (освоєння) проектної потужності шахти tр та її затухання tз до кінця відробки запасів, тобто:

|  |  |
| --- | --- |
| Тп = Тр + tр + tз, рік. |  |

Рекомендується орієнтуватися на розрахункові терміни служби нових шахт не менше 50–60 років.

Час освоєння проектної потужності (розвиток видобутку) tр встановлюється: для шахт з *Aш.р* від 0,6 до 1,2 млн. т на рік не більш 2 років і для шахт з *Aш.р* від 1,2 до 3,0 млн. т на рік не більш 3 років. При *Aш.р* більш 3,0 млн. т на рік, а також для шахт з глибиною ведення гірничих робіт більш 800 м термін освоєння проектної потужності визначається проектом.

Час затухання видобутку до кінця відробки запасів tз строго не регламентований, але повинен складати не більш 20% тривалості відробки останнього горизонту, тобто на пологих пластах — не більш 2–3 років, а на крутих — не більш 1–2 років.

На крутих пластах виробнича потужність шахти обмежується нормативним терміном служби горизонту, що повинен складати не менше 10 років, а також регламентуванням числа водночас розроблюваних пластів — не більш 70–75% їхнього загального числа, а за наявності понад 50% пластів, небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу, — не більш 60% їхнього числа.

**Визначення швидкості подачі комбайну (струга)**

**Швидкість подачі комбайну (руху струга) за техніко-організаційним фактором:**

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *Nnom* – номінальна потужність двигуна комбайна, кВт;

*H*w – питомі енерговитрати на руйнування вугілля:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *Вр* – опір вугілля різанню, Н/мм (*див. вихідні дані*);

*R* – показник руйнування пласта (для крихкого вугілля *R*= 1,0‑1,3;для в’язкого вугілля *R*= 1,3-1,7).

*m* – потужність пласта, м;

*r* – ширина захвату комбайна чи смуги вугілля, що виймається, м. Наведена в характеристиці комбайна чи струга (*див. табл. 1*).

**Швидкість подачі комбайну (руху струга) згідно з газовим фактором:**

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *υmax* – максимально допустима згідно „Правил безпеки на вугільних та сланцевих шахтах” (ПБ) швидкість руху повітря (*υmax* = 4 м/с);

*b1,2,…,n* – мінімальна ширина привибійного простору лави:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

*mк* – корисна потужність пласта (*mк* = *m*), м;

*φ2* – коефіцієнт звуження повітряного струменя в лаві (*φ2* = 0,7‑0,9);

*d* – допустимий згідно ПБ вміст метану у вихідному струмені повітря з лави (*d* = 1%);

*Kв.п* – коефіцієнт, що враховує рух повітря по прилеглому до лави виробленому простору: при управлінні покрівлею повним обваленням *Kв.п* = 1,2-1,3, при плавному опусканні *Kв.п* = 1,15-1,17, при частковій закладці – 1,1 і при повній закладці – 1,05;

*qм* – метанообільність пласта, м3/т (*див. вихідні дані*);

*Кнм* – коефіцієнт нерівномірності виділення метану в лаві (для лав, що працюють з повним обваленням *– Кнм*= 1,2-1,3; з плавним опусканням – *Кнм*= 1,5-2,0; з частковим закладенням –1,2; з повним закладенням –1,1).

***Таблиця 1***

**Технічна характеристика комбайнів і стругових установок**

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Виймальна  машина | Область застосування | | | Ширина захвату *r*, мм | Макс. швидкість подачі, м/хв. | Електродвигун | | Розрахункова продуктивність *qр*, т/хв. при опорі вугілля різанню | | |
| Кут падіння *α*, град | Потужність пласта *m*, м | Опір вугілля різанню *Вр*, Н/мм | потуж-ність *N*, кВт | к-сть | 120 | 240 | 360 |
| К103М | до 350 | 0,6-1,3 | 360 | 800 | 5 | 90 | 2 | 3,2 | 2,8 | 2,0 |
| КА80 | до 350 | 0,85-1,2 | 360 | 800 | 5 | 45 | 2 | 3,3 | 3,0 | 2,2 |
| КА90  КА90-01  КА90-02 | до 350 | 0,8-1,02  0,915-1,135  1,03-1,25 | 400 | 800 | 5 | 200 | 1 | 5,0 | - | 3,0 |
| 1ГШ68 | до 350 | 1,3-2,5 | 360 | 630; 800  500; 630 | 4,4  3,0 | 150  132 | 2  2 | 5,0 | 4,5 | 4,3 |
| 1ГШ68Е | до 350 | 1,3-1,95 | 360 | 630 | 4,4 | 160 | 2 | 5,0 | 4,5 | 4,3 |
| 2ГШ68Б | до 350 | 1,4-2,5 | 360 | 630  800 | 6,0 | 132  150 | 2  2 | 5,0 | 4,5 | 4,3 |
| РКУ10 | до 350 | 1,1-4,5 | 360 | 630; 800 | 5,0 | 200 | 1 | 5,0 | 4,0 | 3,2 |
| РКУ13 | 630; 800 | 200 | 1 | 8,0 | 7,0 | 5,0 |
| РКУ16 | 630 | 315 | 1 | 8,6 | 8,0 | 7,2 |
| 2РКУП20 | 500; 630 | 315 | 2 | 14 | 11 | 8,0 |
| К85 | до 350 | 0,85-1,5 | 360 | 630; 800 | 9,0; 5,0 | 180 | 1 | 4,5 | 3,5 | 2,6 |
| КСП | до 350 | 2,8-5,0 | 360 | 630 | 5,4; 8,0 | 280 | 2 | 14 | 12 | 10 |
| БК89 | до 350 | 0,55-0,75 | 360 | 800 | 3,7 | 140 | 1 | - | - | 2,5 |
| 1К101У | до 350 | 0,78-1,3 | 300 | 630; 800 | 4,4 | 110 | 1 | - | 1,2 | - |
| КШ1КГУ | до 350 | 1,4-2,9 | 300 | 630 | 4,4 | 110 | 1 | 3,0 | 2,6 | 2,0 |
| КШ3М | до 350 | 1,8-3,3 | 300 | 500; 630 | 4,4; 3,0 | 145 | 2 | - | 5,0 | - |
| 1КШ9 | до 350 | 2,2-4,25 | 300 | 500; 630 | 5,2 | 225 | 2 | - | 9,0 | - |
| К88 | до 350 | 1,6-2,5 | 300 | 630 | 6,9 | 150 | 1 | 5,0 | 4,5 | - |
| К10П | до 350 | 1,2-2,6 | 300 | 630 | 5,0; 8,0 | 315 | 1 | - | - | 5,8 |
| Темп-1 | 40-600 | 0,65-1,4 | 300 | 900; 1000 |  | 70 | 1 | - | - | - |
| Темп-1М | 40-600 | 0,65-1,4 | 300 | 900 |  | 90 | 1 | - | - | - |
| Поиск-3 | 35-850 | 0,7-1,12 | 300 | 900 |  | 140 | 1 | - | 2,0 | - |
| Поиск-2Р | 35-850 | 0,36-0,75 | 300 | 900 | 1,95 | 60 | 1 | - | 0,6 | - |
| 2КЦТГ | до 180 | 0,55-0,75 | 300 | 1600 | 2,8 | 75 | 1 | - | 0,6 | - |
| Кировец-2К | до 200 | 0,55-1,2 | 200 | 1000; 1650; 1800 | 2,8 | 75 | 1 | - | - | - |
| Кировец-3К | до 200 | 0,55-0,9 | 200 | 1260; 1670 | 6,73 | 110 | 1 | - | - | - |
| Стругові установки | | | | | | | | | | |
| УСТ2М | до 250 | 0,55-1,0 | 250 | 60-80 | 37,8 | 110 | 2 | - | 4-5 | - |
| СО75М | 0,55-1,4 | 55-75 | 46,2 | - | 5,1 | - |
| УСВ2 | 0,9-2,0 | 50-100 | 57,6 | - | 10 | - |
| СН75 | 0,65-1,4 | 30-70 | 46,2 | - | 1,0 | - |

**Визначення довжини очисного вибою**

Тип виймальної машини, механізованого і індивідуального кріплення та інших машин і механізмів, які застосовуються, вибирають залежно від потужності і кута падіння пласта й інших конкретних гірничо-геологічних умов. При цьому з числа прийнятних для застосування в даних умовах типів машин і комплексів вибирають найновіший, найдосконаліший тип.

Отже, довжина лави *l* при використанні виїмкових машин, як правило, складається з машинної частини і сумарної довжини ніш (*l* = *l*м + *l*н). Довжина кожної ніші залежить від типу виїмкової машини. При успішній роботі комбайнів з виконавчим органом, що самозарубується, *lн*= 0 (довжина ніш дорівнює нулю).

Довжину лави прийнято визначати за технічним, організаційним і економічним факторами і перевіряти можливість пропускання необхідної для провітрювання лави кількості повітря з максимально допустимою по ПБ швидкістю руху струменю (*υ* ≤ 4 м/с).

Довжина лави, визначена за будь-яким з названих факторів, є приблизною, так як числові значення багатьох величин, що входять в ту чи іншу розрахункову формулу, являють собою наближено середні значення цих величин.

**Визначення довжини лави за техніко-організаційними чинниками**

Довжина лави за цими чинниками залежить головним чином від продуктивності виймальної машини, прийнятого режиму організації робіт і величини витрат часу на виконання окремих робочих операцій.

***Довжину лави у випадку використання вузькозахватного комбайна***визначають за човниковою і односторонньою схемами. Причому прогресивною і такою, яку рекомендують, схемою роботи комбайна є човникова. Необхідність застосування односторонньої схеми роботи в обох випадках повинна бути обґрунтована спеціальними техніко-економічними розрахунками чи конструк-тивними особливостями машин і комплексів.

Довжина лави *за човниковою схемою:*

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

Довжина лави *за односторонньою схемою*:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *Тзм* – тривалість видобувної зміни, при розрахунках рекомендують приймати (*Тзм* = 6 год. = 360 хв.);

*tп.з* – час на підготовчо-заключні операції. За нормованим часом на ці операції для всіх сучасних вузькозахватних комбайнів приймають *tп.з* = 15-18 хв. в зміну;

*tпр* – час на підривання шпурів в нішах і провітрювання лави (*tпр* = 5-7 хв.);

*nзм* – кількість видобувних змін за добу; всі три шестигодинні зміни рекомендують приймати, як правило, видобувними (*nзм* = 3);

*tк.о* – час на кінцеві операції (підготовку комбайна до виймання наступної смуги), залежить від схеми взаємодії кріплення, конвеєра і комбайна комплексу, обумовлена нерідко їх конструктивними особливостями, і, за даними нормативів, змінюється в широких межах. Для наближених розрахунків можна рекомендувати в середньому *tк.о* = 20-30 хв. на один цикл;

*nц* – ціле число циклів (смуг вугілля, що виймаються) за добу чи за зміну, якщо розрахунки ведуться окремо за одну зміну, тобто коли *nзм* = 1; якщо ж розрахунки ведуть на добу (тобто коли *nзм* = 3), то за кількість циклів, що припадають на одну зміну, необов’язково повинно бути цілим числом, але бажано. Приймається *nц* = 3. При розрахунках за формулами (1.13) і (1.14) кількість циклів за добу підбирають таким чином, щоб одержана довжина лави знаходилась в межах, якщо не оптимального значення, то в крайньому випадку не менше довжини, що допускається за умовами вентиляції (*див. нижче*);

*k1* – коефіцієнт, який враховує, що в процесі роботи комбайна чи будь-якої іншої машини, яка працює в комплексі з ним, можуть мати місце з організаційних чи технічних причин простої і втрати робочого часу комбайна (*k1* = 0,8-0,96);

*υп* – швидкість подачі виймальної машини (комбайна). Для переважної більшості комбайнів швидкість подачі можна регулювати від 0 до 3‑4 м/хв., а у окремих комбайнів ця швидкість досягає 4,5–5 м/хв. Вибір швидкості подачі, крім всього іншого, залежить від міцності вугілля (опору вугілля різанню) та обчислюється за формулами (1.9) і (1.11). Для обчислень, коли не вказана група середніх швидкостей подачі комбайна для даного вугілля, швидкість подачі рекомендують приймати, як правило, не нижче середнього значення швидкості подачі і не більше максимального значення, що наведені в характеристиці комбайна (*табл. 1*);

*tз* – час на заміну одного зубця (різця) (*tз* = 1 хв.);

*r* – ширина захвату комбайна чи смуги вугілля, що виймається, м. Наведена в характеристиці комбайна (*табл. 1*);

*m* – потужність пласта, що виймається, м;

*z* – витрати зубців на 1 м3 вугілля в цілику, шт/м3; приймаються в межах *z* = 0,02-0,05 шт/м3 залежно від міцності вугілля і якості матеріалу, який використовується для армування зубців; при досить міцному вугіллі *z* = 0,08-0,1 шт/м3;

*tд* – час на різного роду допоміжні операції, що не перекривається роботою комбайна по вийманню, віднесені до 1 м довжини лави; цей час різний для кожного типу комбайнів і комплексів (*tд* = 0,08-0,3 хв. на 1 м виймання);

*lн* – сумарна довжина верхньої і нижньої ніш, м; вона різна для різних типів комбайнів, однак для наближених розрахунків можна приймати в середньому *lн* = 8-10 м. Точніше значення для кожного типу комбайнів наведено в їх технічній характеристиці.

*υм* – маневрова швидкість комбайна, м/хв. Для переважної більшості комбайнів *υм* знаходиться в межах від 8,1 до 10,5 м/хв.

***Довжина лави у випадку застосування стругової установки*** визначається за наступними формулами:

– при човниковій схемі за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

– при односторонній схемі за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *Тзм, tпр, nзм, k1* – аналогічні значенням для комбайнів (*див. вище*);

*tп.з* – час на підготовчо-заключні операції рекомендують приймати в межах від 0,07 до 0,1 хв. на 1 м довжини лави. За нормованим часом на ці операції для всіх стругових установок приймають *tп.з* = 25 хв.;

*rстр* – товщина стружки, м. Наведена в характеристиці даного типу струга, причому максимальною допустима товщина стружки відповідає м’якому вугіллю (*табл. 1*);

*nстр* – кількість стружок, що знімається за добу:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *u* – планове посування лави за добу (*u* = 2-4 м).

*tд* – час на перестановку домкратів (*tд* = 2-4 хв., причому менше значення – при більшій потужності пласта);

*а* – крок пересування домкратів, які прижимають конвеєр до вибою (*а* = 0,6 м);

*tк.о* – час на кінцеві операції (підготовку струга до виймання наступної смуги). Якщо вмикання струга для зворотного ходу виконує машиніст дистанційно, то *tк.о* = 1-1,5 хв., а при автоматичному режимі включення виконується без втручання людини і  залежить від режиму роботи автоматики.

*υp* – робоча швидкість руху струга, м/хв. (*табл. 1*);

*lн* – сумарна довжина верхньої і нижньої ніш, м. Залежить від їх кількості (одна чи дві) і від довжини кожної з них, яка знаходиться в межах 5-15 м (при самозарубці *lн* = 0).

**Визначення довжини лави, виходячи з добового навантаження на лаву, установленого за коефіцієнтом машинного часу**

Відношення часу роботи виймальної машини протягом доби до тривалості доби (24 год. чи 1440 хв.) прийнято називати *коефіцієнтом машинного часу* і виражати формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *K1* – коефіцієнт надійності роботи даного типу виймальної машини (комбайна, струга). Для комбайна, зазвичай, в середньому *K1* = 0,7-0,8, хоча фактично він нерідко буває значно більшим чи дещо нижчим за ці межі. Взагалі значення *K1* залежить від ступеня досконалості конструкції і якості виготовлення окремих вузлів і всієї виймальної машини в цілому, від того, чи працює вона в прийнятних для неї умовах, чи існує за нею необхідне обслуговування і догляд (своєчасне змащування, зміна зношуваних частин та інше);

*K2* – коефіцієнт, який враховує простої виймальної машини з організаційно-технічних причин (для комбайна в основному приймають *K2* = 0,8-0,96).

Знайдемо загальну довжину лави:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (1.21) |

*qp* – розрахункова продуктивність виймальної машини, т/хв. (*табл. 1*). При роботі комбайнів на в’язкому вугіллі при тому ж значенні опору різанню продуктивність зменшується на 30 %.

*nзм* – кількість видобувних змін за добу (*nзм* = 3 при тривалості робочої зміни *Тзм* = 6 год).

*Kм* – коефіцієнт машинного часу для даного етапу освоєння видобувних комплексів (для найбільш освоєних механізованих комплексів *Kм* = 0,35-0,5; для вузькозахватних комбайнів і стругових установок з індивідуальним кріпленням *Kм* = 0,3-0,4). Приймається *Kм* = 0,4. Зрозуміло, що наведені значення *Kм* необхідно розглядати як приблизні, тобто такі, які в міру подальшого науково-технічного прогресу і удосконалення організації робіт в лаві будуть підвищуватися.

**Визначення довжини лави за фактором вентиляції**

**1.** Довжину лави, попередньо визначену за техніко-організаційним фактором необхідно перевірити за фактором вентиляції за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *υmax* – максимально допустима згідно „Правил безпеки на вугільних та сланцевих шахтах” швидкість руху повітря (*υmax* = 4 м/с);

*b1,2,…,n* – мінімальна ширина привибійного простору лави;

*mк* – корисна потужність пласта (*mк* = *m*), м;

*ϕ* – коефіцієнт, що враховує зменшення поперечного перерізу привибійного простору внаслідок використання кріплення (для механізованого кріплення *ϕ* = 0,85-0,9, а для індивідуального кріплення *ϕ*= 0,9-0,95). Приймається *ϕ* = 0,9.

*Kв.п* – коефіцієнт, що враховує рух повітря по прилеглому до лави виробленому простору: при управлінні покрівлею повним обваленням *Kв.п* = 1,2-1,3, при плавному опусканні *Kв.п* = 1,15-1,17, при частковій закладці – 1,1 і при повній закладці – 1,05;

*q* – норма повітря на 1 т добового видобутку лави. Для шахт І, ІІ, ІІІ категорій по метану приймають відповідно 1,0; 1,25; 1,5 м3/т; для позакатегорійних шахт норму повітря визначають за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *qм* – метанообільність пласта, м3/т (*див. вихідні дані*);

*d* – допустимий згідно ПБ вміст метану у вихідному струмені повітря з лави (*d* = 1%);

*со* – коефіцієнт видобування відбитого вугілля в лаві (*со* = 0,98).

*е* – коефіцієнт, що враховує, яка частина метану загального метановиділення ділянки проходить через привибійний простір лави (*е* = 0,4-0,6);

Якщо виявиться, що довжина лави за фактором вентиляції менша, ніж за іншими факторами, то потрібно приймати довжину лави за фактором вентиляції. Однак це не дозволить максимально використовувати можливу продуктивність виймальної машини і приведе до зниження навантаження на лаву. Тому необхідно передбачити заходи щодо зниження кількості метану, який поступає з виробленого простору в привибійну зону, а також передбачити попередню дегазацію пласта, що розроблюється, та інші заходи.

**2.** Якщо добове навантаження на лаву і довжина лави, що йому відповідає, попередньо визначені за формулами, то допустиму довжину лави за фактором вентиляції визначають за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *Км* – коефіцієнт машинного часу, який залежить від типу видобувного комплексу (*див. вище*);

*qл* – відносне метановиділення лави, м3/т. Якщо провітрювання підготовчих вибоїв виконують послідовно з очисним вибоєм, то *qл* = *qм*. При значному розвитку підготовчих робіт на ділянці і великому вмісті метану в повітрі, що виходить із вибоїв підготовчих виробок, повітря виводять на вентиляційний штрек по спеціальній виробці (поза лавою). В цьому випадку приймають *qл* = (0,75-0,9)*qм*.

*К* – коефіцієнт, який характеризує природну дегазацію джерел виділення метану в період відсутності видобувних робіт:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *K1* – коефіцієнт надійності роботи даного типу виймальної машини (комбайна, струга) (*див. вище*).

*ε1* – частка загального відносного метановиділення лави, яке обумовлене виділенням метану із пласта, який розробляють, через відслонені поверхні та із відбитого вугілля. Коли відсутні точніші дані газової зйомки про величину цієї частки, то для наближених обчислень приймають *ε1* = 0,4-0,5;

*ε2*  – частка від загального відносного метановиділення лави, яке обумовлене виділенням метану із виробленого простору в привибійний простір (*ε2*  = 1 – *ε1*);

*с1, с2* – коефіцієнти ефективності дегазації відповідно пласта, який розробляється, і виробленого простору.

Дегазацію пласта, який розробляється, застосовують в позакатегорійних шахтах, при великому значенні *ε1*  і великій природній газоносності пласта. Коефіцієнт ефективності дегазації пласта досягає 0,5, коли відстань між дегазаційними свердловинами 10–15 м (переважно *с1* = 0,1-0,3). Для шахт І, ІІ, ІІІ категорій *с1* = 0, тобто дегазацію розроблюваного пласта не виконують, тому що цей захід дуже дорогий.

Залежно від способів дегазації, що застосовуються, та їх комплексності коефіцієнт ефективності дегазації виробленого простору може мати значення *с2* = 0-1. Якщо захід з дегазації виробленого простору обмежується зміною систем розробки, які використовувалися, і схем провітрювання, то коефіцієнт ефективності дегазації виробленого простору часто має такі значення: *с2* = 0; 0,8; 1 залежно від системи розробки, що застосовується, і схем провітрювання.

**Визначення довжини лінії діючих вибоїв і висоти поверху**

Довжину лінії діючих очисних вибоїв на кожному із пластів, що одночасно розроблюються, визначають за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

Якщо шахта розробляє тільки один пласт чи в групу світи пластів, що одночасно розробляються, входить тільки один пласт, то формула має вигляд:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *Ар* – річна проектна потужність шахти, т;

*Коч* – коефіцієнт, який враховує видобування з очисних вибоїв. При проведенні підготовчих виробок вузьким вибоєм *Коч* = 1, широким вибоєм *Коч* = 0,9-0,96; у всіх випадках, за виключенням розробки потужних пластів, допустимо приймати *Коч* = 1, оскільки відносно невелике видобування з підготовчих вибоїв розглядаємо як резервне, тому що воно компенсує в якійсь мірі втрати видобування через непередбачені простої в роботі лав;

*со* – коефіцієнт видобування відбитого вугілля в лаві (*со* = 0,98).

*k0*– коефіцієнт одночасної розробки пластів світи:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

∑*р* – сумарна продуктивність пластів, які розробляються одночасно, т/м3;

∑*р*в – сумарна продуктивність всіх робочих пластів світи, що підлягають розкриттю і розробці даною шахтою, т/м3;

*р* – продуктивність одного пласта, т/м3;

*υр* – річне посування очисних вибоїв за простяганням:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *N* – кількість робочих днів очисних вибоїв шахти за рік (у всіх випадках при двох загальних вихідних днях *N* = 300 днів);

*υc* – середньодобове посування очисних вибоїв за простяганням, м/добу;

*kгу* – коефіцієнт, який враховує гірничо-геологічні умови (*kгу* = 0,85‑0,95).

Якщо посування очисного вибою здійснюють за падінням (за підняттям), то величину цього посування слід звести до величини посування за простяганням за формулами:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |
|  |  |
|  |  |

де *lщ* – довжина щита за простяганням (*lщ* = *l*), м;

*tст* – час на відпрацювання всього стовпа;

*nв* – кількість смуг вугілля, які знімають за добу (рекомендують приймати *nв* = 8);

*r* – товщина смуги вугілля, м;

*h* – довжина стовпа за падінням, яка підлягає очисному вийманню, м;

*υпр* – добове посування робочих підповерхів, що виймаються одночасно, м/добу;

*υм* – добове посування лави монтажного (верхнього) шару за простяганням (*υм* = 0,8-1,0 м/добу).

*nрп* – кількість робочих підповерхів, що виймаються одночасно (*nрп* = 2‑3);

*hp* – похила висота робочого підповерху (*hp* = 8-17 м);

*υпд* – добове посування стовпа за падінням, м/добу.

При багатоциклічній організації робіт в очисному вибої середньодобове посування визначають за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

Якщо шахта розроблює не один пласт, а одночасно декілька пластів і річне посування очисних вибоїв по пластах неоднакове, то беруть середньозважене значення посування за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де  – потужності пластів, що розроблюються одночасно, м;

– річне посування очисних вибоїв по кожному пласту.

Одночасну розробку всіх пластів, які підлягають розкриттю і розробці даною шахтою, як правило, не рекомендують, так як це економічно дуже не вигідно. На це йдуть лише тоді, коли переконались, що така одночасна розробка всіх пластів забезпечує задану річну потужність шахти. У всіх інших випадках пласти, які підлягають розкриттю і розробці даною шахтою, ділять на групи; причому пласти, які входять в групу, розроблюють одночасно, а групи – послідовно.

В групу може входити один, два і більше пластів, однак при розробці пологих і похилих пластів рекомендують, як правило, не більше двох.

При поділі пластів на групи виходять з умови, щоб сума продуктивностей (чи потужностей) пластів, що входять в групу, залишалась би практично однаковою при однаковій швидкості посування очисних вибоїв у кожній групі пластів.

Сумарна довжина діючої лінії очисних вибоїв по шахті складе:

|  |  |
| --- | --- |
|  | (1.42) |

де *n0* – кількість одночасно розробляємих пластів (*n0* = 1-2);

Потім визначають довжину лави по різних факторах і остаточно приймають по можливості в межах її оптимального значення. Потім визначають кількість лав на пласті за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

Загальна кількість лав по шахті:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

Знайшовши таким чином кількість лав на пласті і загальну кількість лав по шахті, приступають до розміщення їх в межах поверху (панелі) кожного пласта, який розроблюють одночасно.

Для досягнення високої концентрації гірничих робіт в шахті розміщення лав повинно бути компактним, а для цього під розміщення розрахункової кількості лав повинна бути відведена найменша кількість виїмкових полів чи панелей з повним використанням місткості останніх, яка допускається за умовами безпеки, вентиляції, транспорту тощо.

Похилу висоту (довжину) поверху (яруса) за умовами розміщення лав, у яких лінія вибою розташовується по лінії чи майже по лінії падіння, знаходять за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *n* – кількість лав в поверсі (ярусі), розташованих в лінію за падінням, один під одним (*n* = 1-3);

*l* – довжина лави, що включає сумарну довжину ніш, м;

*∑hшт* – сумарна ширина штреків і просіків в поверсі (ярусі), м;

*∑hц* – сумарна ширина по падінню запобіжних ціликів, що залишаються біля штреків і просіків, а також міжлавових ціликів, які залишають при відокремленому провітрюванні лав, м.

Вибір способу підготовки в значній мірі залежить від розмірів шахтного поля, кута падіння і засобів транспортування, що значно відрізняються. Цей вибір обґрунтовують зазвичай техніко-економічним порівнянням варіантів чи посиланням на відповідні дослідження, які виконувалися раніше. Нижче наведені наближено рекомендовані параметри.

Оптимальна похила висота (довжина) поверху знаходиться в межах: при пологому падінні і вийманні довгими стовпами за простяганням 500-700 м; при вийманні довгими стовпами за підняттям і при куті падіння до 10-11° і за падінням при куті падіння 5-6° – 800‑1200 м; і при похилому падінні – 300-400 м.

Розробка поверху довгими стовпами за підняттям (за падінням) і при певних умовах, за даними практики, виявляється ефективною при вийманні тонких пластів, а при розробці пластів середньої потужності (наприклад, при потужності більше 1,3-1,4 м) її ефективність порівняно з розробкою довгими стовпами за простяганням потребує підтвердження практикою в широкому масштабі.

Причому під ефективністю домовимося розуміти не тільки порівняно меншу собівартість 1 т видобутого вугілля, але і загальну, включаючи і пожежну безпеку, найменші втрати вугілля, кращі умови вентиляції, найбільшу повноту і зручність використання машин, механізмів тощо.

Оптимальна довжина крила виїмкового поля (панелі) для лав, обладнаних механізованими комплексами, 800-1200 м; для лав, обладнаних вузькозахватними комбайнами чи стругами з індивідуальним кріпленням, 650-900 м; для лав, обладнаних широкозахватними комбайнами, 400-850 м. У всякому разі бажано, щоб довжина крила була не менше величини річного посування очисного вибою.

Поверховий спосіб підготовки при пологому падінні і розробці тонких пластів (типу донецьких) застосовують при розмірі шахтного поля за простяганням до 4 км, а при розробці пластів середньої потужності (типу карагандинських) – до 4,5-5 км.

Панельний спосіб підготовки застосовують при пологому падінні і розмірі шахтного поля за простяганням більше 4 км при розробці тонких пластів і більше, 4,5-5 км при розробці пластів середньої потужності. Довжину панелі за підняттям (за падінням) приймають в межах 900-1200 м.

**Розрахунок кількості повітря для провітрювання шахт**

Як відомо, кількість повітря для всієї шахти визначають декількома способами і приймають найбільший показник.

Так як для вугільної шахти спосіб підрахунку за видобутком завжди дає найбільшу кількість повітря, то в подальшому будемо використовувати тільки цей спосіб. В основі способу підрахунку за видобутком лежить принцип розрідження (розбавлення) шкідливих газів до норм, які допустимі ПБ. Норма розрідження в загальношахтному вихідному струмені *n* = 0,75 % за об’ємом для метану (вуглекислоти). Виходячи з вказаної норми розрідження метану, для шахт І, ІІ і ІІІ категорій встановлені норми подачі свіжого повітря в шахту відповідно 1; 1,25 і 1,5 м3 за хвилину на 1 т добового видобутку (*табл. 2*).

*Таблиця 2*

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| Категорія шахти по газу | Відносна газонасиченість шахти *qм*, м3/т | Норма повітря на 1 т добового видобутку  шахти *q*, м3/хв. |
| І | до 5 | 1,0 |
| ІІ | від 5 до 10 | 1,25 |
| ІІІ | від 10 до 15 | 1,5 |
| зверхкатегорійні | більше 15 | не менше 1,5 і визначається за формулою (1.48) |

Слід зазначити, що для найбільшої гарантії безпеки вказані норми подачі повітря значно завищені порівняно з тією кількістю повітря, яке слід би подавати в шахту для досягнення необхідної норми розрідження (*n* = 0,75 %). Якщо норма розрідження метану в загальношахтному вихідному струмені *n* = 0,75 % є середньою величиною по шахті, то в струмені, що виходить з окремих вибої у шахті, вміст метану може бути більшим (наприклад, в струмені, що виходить з лави, вміст метану не повинен перебільшувати 1 %) і менше середньої норми.

Спосіб підрахунку за видобутком може бути здійснений одним з двох методів:

* за першим методом кількість повітря визначають одразу для всієї шахти в цілому і потім її розподіляють по місцях його споживання (по лавах, камерах та ін.);
* за другим методом кількість повітря визначають спочатку для кожного місця його споживання (лави, камери й ін.) і потім підсумовують по всій шахті.

Перший метод простий і менш трудомісткий, а другий метод, який називають вибійним чи від вибою, більш досконалий за ідеєю, але трудомісткий і потребує наявності великої кількості вихідних даних.

Другий метод описаний у «*Временной инструкции по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания угольных шахт»,* видання 1966 р. Вихідні дані у вказаній інструкції прийняті з точністю ±30 %. Оскільки розрахунок за другим методом оснований на цих вихідних даних прогнозу, його точність не може бути вище точності вихідних даних. Для укрупнених обчислень провітрювання шахти найбільш прийнятним є перший метод, за яким і розраховуємо.

Кількість повітря для всієї шахти визначають за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *q* – норма повітря на тонну добового видобутку, м3/хв. (*табл. 2*). При відносному метановиділенні *qм* = 15 м3/т норму повітря визначають за формулою (1.48), але приймають не менше 1,5 м3/хв на 1 т добового видобутку;

*z* – коефіцієнт запасу повітря, що враховує витоки повітря через вироблений простір, підземні і поверхневі споруди і пристрої, а також нерівномірність газовиділення в шахті (*z* = 1,45-1,5).

Якщо шахта розроблює декілька пластів, то категорію шахти встановлюють за відносним метановиділенням найбільш газоносного пласта, а останню – за метановиділенням найбільш газоносної ділянки.

Допускають також підрахунок кількості повітря окремо для кожного пласта, який розроблюється даною шахтою, у відповідності з відносним метановиділенням його виробок і добовим видобутком з пласта з наступним підсумовуванням кількості повітря в масштабі шахти за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *Q­1,* *Q­2, … , Q­n* – кількість повітря, яке необхідне для провітрювання гірничих виробок по окремих пластах:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *qi* – відносне метановиділення виробок по *і-*у пласту, м3/т;

*A­ді* – добовий видобуток з *і-*о пласта, т.

*К* – коефіцієнт, який враховує гірничотехнічні умови шахти. залежно від конкретних гірничотехнічних умов шахти значення *К* коливається в широких межах – від 1,3 до 2,25 і визначається за наступною формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

*к1* – коефіцієнт, що враховує витоки повітря за межами виїмкових ділянок залежно від порядку відпрацювання шахтного поля. Його значення наведені нижче:

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| Порядок відпрацювання шахтного поля | Значення *к1* при схемі  підготовки шахтного поля | |
| Пластовій | Польовій |
| Прямий | 0,35 | 0,15 |
| Зворотний | 0,2 | 0,1 |

*к2* – коефіцієнт, що враховує провітрювання виробок, які піддержують, залежно від порядку відпрацювання шахтного поля і схеми підготовки. Його значення наведені нижче:

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| Порядок відпрацювання шахтного поля | Значення *к2* при схемі  підготовки шахтного поля | |
| Пластовій | Польовій |
| Прямий | 0,15 | 0,10 |
| Зворотний | 0,05 | 0,05 |
| Комбінований | 0,010 | 0,05 |

*к3* – коефіцієнт, що враховує витоки і розподіл повітря залежно від кількості горизонтів, які одночасно розроблюють (при одному, двох і трьох горизонтах відповідно приймають *к3* = 0; 0,1; 0,15);

*к4* – коефіцієнт, що враховує окреме провітрювання камери (приймають *к4* = 0,1);

*к5* – коефіцієнт, що враховує кількість ділянок, які провітрюють. При кількості ділянок 1-4, 5-10 і більше 10 коефіцієнти відповідно дорівнюють 0,15; 0,2 і 0,3;

*К*6 − коефіцієнт, який враховує схему вентиляції шахти. Для центральної, флангової, крилової, флангової групової і флангової ділянкової він відповідно дорівнює 0,2; 0,15; 0,1 і 0. Для секційної схеми провітрювання *К*6 = 0,1.

**Визначення розмірів поперечного перерізу виробок**

**Загальні відомості**

Розміри поперечного перерізу виробки (ширина, висота і площа) залежать від її призначення, габаритів транспортного устаткування, кількості рейкових колій, способу пересування людей і кількості повітря, що проходить по виробці. Транспортні засоби (поїзд, конвеєри) та інше необхідне устаткування необхідно розміщувати в виробці так, щоб були витримані відстані між устаткуванням і кріпленням, був вільний прохід для людей і інші зазори, що передбачені ПБ у вугільних і сланцевих шахтах.

Розміри поперечного перерізу виробки можуть бути визначені графічним чи аналітичним способами.

Суть графічного способу полягає в тому, що після нанесення на аркуш паперу розмірів транспортного устаткування і зазорів, робляться обриси периметра виробки, внаслідок чого оконтурюють площу поперечного перерізу виробки в світлі в прийнятому масштабі (зазвичай 1:25).

Аналітичний спосіб зводиться до визначення площі перерізу виробки розрахунковим шляхом. Площа поперечного перерізу виробки повинна відповідати вимогам ПБ, де наведені норми гранично допустимих швидкостей повітря в гірничих виробках. Перевірку поперечного перерізу виробки за швидкістю руху повітря виконують за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де υдоп *–* допустима швидкість руху повітря, м/с;

*S*св – площа поперечного перерізу виробки напросвіт, м2;

*Q –* кількість повітря, що повинна поступати по виробці:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *q –* норма повітря на 1 т добового видобутку залежно від категорії шахти по газу, м3/хв;

*Ад  –* добовий видобуток вугілля, т;

*z –* коефіцієнт запасу повітря (*z =* 1,45).

Далі наводяться методи розрахунку розмірів поперечного перерізу виробок, що мають різноманітну форму поперечного перерізу, яка залежить від властивостей порід, що пересікаються, і матеріалу кріплення, а останній – від терміну використання виробки, її характеру і величини гірського тиску.

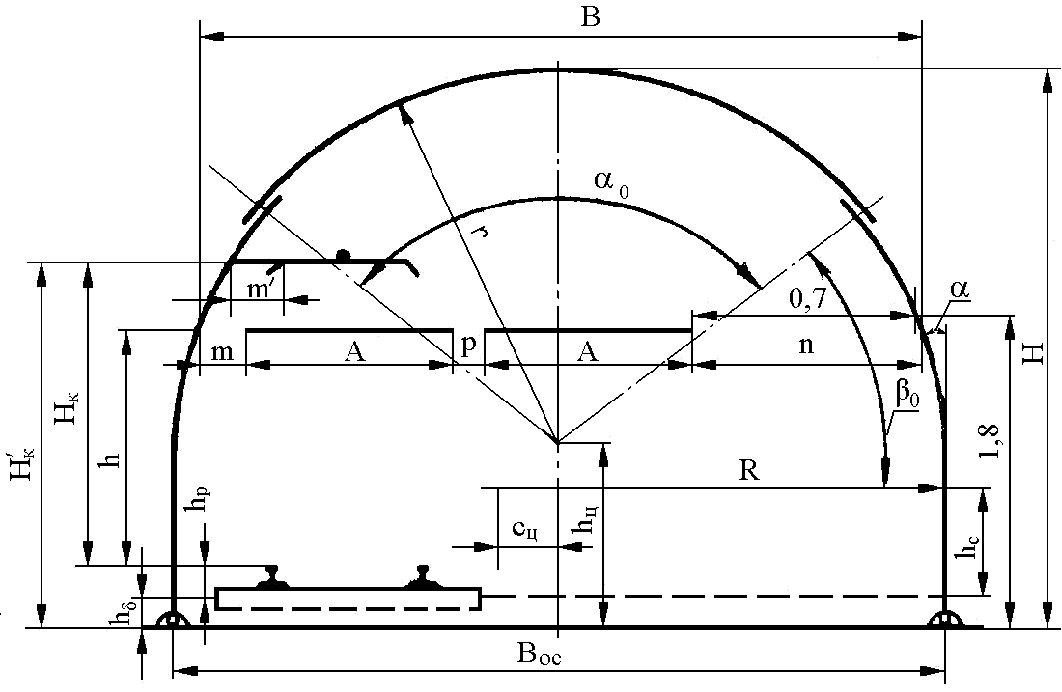
**Виробки з арковим кріпленням**

Аркове металеве кріплення знайшло широке застосування як у горизонтальних, так і в похилих виробках. Його виготовляють жорстким і піддатливим, що дає можливість з успіхом використовувати його у виробках з усталеним і неусталеним гірським тиском.

За кількістю складових частин аркове кріплення буває дво-, три- і п'ятиланкове. Переважно використовують триланкове піддатливе кріплення (для виробок з усталеним гірським тиском), п’ятиланкове кріплення (АКП-5) використовують для виробок з неусталеним гірським тиском.

Аркове триланкове кріплення складається з верхняка, бокових стояків і міжрамних стяжок. Аркове п'ятиланкове кріплення, крім названих частин, має ще ніжки піддатливості, довжина яких залежить від прийнятої величини вертикальної піддатливості в ніжках.

При необхідності мати велику піддатливість, що має місце при проведенні виробок широким вибоєм, застосовують п'ятиланкове піддатливе кріплення. Жорстке кріплення використовують у виробках зі значними термінами використання, де відсутній вплив очисних робіт і встановився постійний гірський тиск.



*Рис. 1. Схема для визначення розмірів поперечного перерізу*

*виробки з арковим кріпленням*

Основні дані про аркове піддатливе кріплення, що виготовляє Рудченівський завод, наведені в табл. 3. При цьому дані для легкого спецпрофілю (17 кг/м) відносяться до арок, що направлені днищем у внутрішню сторону виробки, а для тяжкого – у зовнішню.

Для визначення розмірів поперечного перерізу виробки з арковим кріпленням достатньо установити необхідний типорозмір арки. Тоді, використовуючи дані табл. 3, можна знайти площу поперечного перерізу виробки в світлі.

*Таблиця 3*

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Переріз виробки в світлі після осадження, м2 | Площа перерізу в середині арки до осадження, м2 | Ширина арки до осадження, м | Висота арки до осадження, м | Радіус осьової дуги (верхняка), м | Радіус бокового елемента (стояка), м | Висота прямої частини стояка, м | Периметр арки до осадження,  м | Вага комплекту арки, кг |
| *Триланкові арки із спецпрофілю 17 кг/м* | | | | | | | | |
| 4,8  5,8  6,6  7,6  9,8  11,1 | 5,6  6,6  7,5  8,5  11,0  12,5 | 2,49  2,85  3,17  3,42  4,20  4,33 | 2,564  2,645  2,720  2,933  3,00  3,394 | 1,16  1,39  1,60  1,60  2,10  2,11 | 1,60  1,60  1,60  1,93  2,00  2,40 | 1,11  1,11  1,11  1,08  0,75  1,09 | 6,60  7,00  7,40  8,17  8,40  9,63 | 151  158  165  178  182  203 |
| *Триланкові арки із спецпрофілю 27 кг/м* | | | | | | | | |
| 7,6  8,8  11,1  12,5  13,5 | 8,5  10,0  12,5  14,0  15,0 | 3,42  3,83  4,33  4,78  4,88 | 2,951  3,028  3,402  3,502  3,685 | 1,60  1,93  2,11  2,40  2,40 | 1,93  1,93  2,40  2,40  2,62 | 1,08  1,08  1,09  1,09  1,13 | 7,95  8,40  9,40  9,90  10,30 | 248  260  287  301  311 |

Типорозмір арки (*рис. 1*) установлюють за її шириною в основі:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *В*oc *–* основа арки, м;

*т –* зазор між кріпленням і поїздом, м;

*k* – кількість рейкових колій;

*А –* ширина поїзда, м;

*n* – вільний прохід для людей, м;

*a1 –* збільшення (розширення) виробки внаслідок кривизни стояка:

|  |  |
| --- | --- |
| , |  |

де *h*0 – висота електропотягу чи вагонетки над рівнем п'яти арки:

|  |  |
| --- | --- |
| , |  |

де *h –* висота поїзда від головок рейок, м;

*hp* – висота від баластового пласта до головок рейок (*hp* = 0,16 м);

*hб –* висота баластового пласта *(hб =* 0,19 м);

*hc* – висота прямої частини стояка, м;

*α*  – кут переходу прямої частини стояка в криву (α = 10–20°);

*a2 –* розширення виробки зі сторони вільного проходу людей, що викликане кривизною стояка:

|  |  |
| --- | --- |
| , *м,* |  |

де *hл* – висота вільного проходу для людей над підошвою виробки, м:

|  |  |
| --- | --- |
| *hл =1,8 + hб.* |  |

При *hc>h0* формула (1.52) матиме вигляд:

|  |  |
| --- | --- |
| *Вoc* = *т + kА+ р* + *п*, *м.* |  |

Визначивши *Вoc* і використавши дані таблиці 3, можна визначити поперечний переріз виробки напросвіт.

Периметр перерізу виробки визначають за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| *P = Boc+Рa**–* 2*hб*, *м,* |  |

де *ра –* периметр арки, який береться за даними таблиці чи визначається за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

*r –* радіус дуги верхняка;

*R –* радіус дуги стояка (*R* = 1,32*r*);

*h2* – висота виробки від підошви до початку бокових дуг, м:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

де *hц* – висота від підошви виробки до центра осьової дуги (*табл.3*).

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

|  |  |
| --- | --- |
| *м2,* |  |

де *Sap –* площа поперечного перерізу виробки всередині арки, м2;

*hпp –* висота профілю арки (*hпр =* 94-123мм);

*δ –* товщина затяжки.

Площу поперечного перерізу виробки в проході:

|  |  |
| --- | --- |
| *м2.* |  |

Більш спрощений спосіб визначення розмірів поперечного перерізу виробки полягає у підборі типового перерізу на основі ширини, що отримана за формулою:

|  |  |
| --- | --- |
| *,* |  |

де *В* – ширина виробки напросвіт на рівні верхньої кромки поїзда, м.

За величиною *В* і підбирають найближчий типовий переріз виробки.

Індивідуальне завдання 1

| *№* | *Розміри шахтного*  *поля S×H, км* | *Потужність*  *пластів m, м* | *Кут*  *падіння* | *Метанообільність qм, м3/т* | *Опір вугілля різанню Вр, Н/мм* | *Хар-ка порід* | *Хар-ка вугілля* |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
|  | 4,5×2,0 | 1,2;1,1;1,4 | 18 | 27 | 120 | 1 | 1 |
| 5,0×2,0 | 0,8;1,3 |
|  | 6,0×2,0 | 0,7;1,2 | 5 | 16 | 240 | 3 | 2 |
| 6,2×1,8 | 1,5;1,0 |
|  | 10,0×1,5 | 1,5;1,0 | 15 | 19 | 150 | 1 | 2 |
| 9,3×1,5 | 1,1;0,9 |
|  | 5,0×2,8 | 2,0;2,2;1,0 | 25 | 25 | 350 | 1 | 2 |
| 5,0×3,0 | 1,5 |
|  | 3,0×2,5 | 1,5;1,6;1,0 | 20 | 30 | 300 | 2 | 1 |
| 3,0×2,0 | 2,0;1,1 |
|  | 4,1×2,0 | 1,0;0,9;1,5 | 10 | 18 | 300 | 3 | 2 |
| 4,2×1,8 | 1,6;1,3 |
|  | 7,2×2,1 | 2,0;1,0 | 21 | 14 | 140 | 1 | 2 |
| 7,0×2,0 | 1,1;0,9;1,5 |
|  | 6,0×4,0 | 1,1;1,3;1,5 | 34 | 14 | 210 | 2 | 1 |
| 6,0×3,5 | 1,0;0,9 |
|  | 5,1×3,2 | 2,0;0,9;1,1 | 28 | 19 | 220 | 3 | 1 |
| 5,1×3,1 | 2,5;2,3 |
|  | 3,2×2,8 | 1,5;1,7;1,9 | 18 | 26 | 350 | 1 | 1 |
| 4,0×2,5 | 1,0;2,0 |
|  | 6,2×3,3 | 2,1;1,1;0,9 | 14 | 24 | 240 | 2 | 2 |
| 6,2×3,0 | 2 |
|  | 9,0×4,0 | 1,5;1,0 | 23 | 28 | 360 | 3 | 2 |
| 9,0×3,7 | 2,2;0,8 |
|  | 7,2×3,0 | 1,6;1,0;1,9 | 3 | 19,2 | 350 | 1 | 2 |
| 7,0×3,0 | 1,1;0,8 |
|  | 4,5×2,5 | 1,0;1,3 | 11 | 16,1 | 240 | 2 | 1 |
| 5,5×2,4 | 1,4;1,6 |
|  | 6,0×3,0 | 1,0;0,9;2,0 | 11 | 23 | 200 | 1 | 1 |
| 6,0×2,7 | 1,5 |
|  | 5,0×2,5 | 0,7;1,0;1,5 | 25 | 16 | 240 | 1 | 2 |
| 4,8×2,6 | 2,0;2,1 |
|  | 5,2×3,0 | 1,3;1,0;0,8 | 31 | 7,3 | 120 | 2 | 2 |
| 5,0×3,0 | 1,5;0,8 |
|  | 9,3×3,5 | 1,1;1,0;2,1 | 17 | 2 | 300 | 3 | 2 |
| 9,0×3,5 | 0,8 |
|  | 4,0×2,0 | 0,8;1,2;1,7 | 30 | 32 | 150 | 3 | 1 |
| 4,2×2,1 | 2,1;1,5 |
|  | 5,0×3,0 | 0,9;1,1;1,4 | 28 | 31 | 240 | 1 | 2 |
| 5,0×2,5 | 2,1;1,2 |
|  | 6,0×3,2 | 0,8;1,5 | 7 | 19 | 250 | 2 | 2 |
| 6,0×3,0 | 1,1;1,4;1,5 |
|  | 4,0×2,5 | 1,0;1,5;1,7 | 15 | 14,3 | 200 | 3 | 2 |
| 4,0×2,3 | 1,1;1,5 |
|  | 5,0×3,0 | 0,7;0,9 | 22 | 20 | 210 | 1 | 1 |
| 5,0×2,8 | 1,1;1,6 |
|  | 5,2×2,9 | 1,1;1,3;1,6 | 19 | 31 | 200 | 2 | 2 |
| 5,2×3,4 | 0,8;1,0 |
|  | 4,6×2,5 | 1,2;1,4;2,1 | 24 | 32 | 300 | 3 | 2 |
| 4,6×3,8 | 0,9;0,8 |
|  | 4,8×2,1 | 1,2;1,1;1,0 | 18 | 27 | 120 | 1 | 1 |
| 5,0×2,0 | 0,8;1,0 |
|  | 6,2×2,0 | 0,9;1,3 | 5 | 16 | 240 | 2 | 2 |
| 6,2×1,6 | 1,5;1,0 |
|  | 4,5×2,0 | 1,2;1,1;1,4 | 18 | 27 | 120 | 1 | 1 |
| 5,0×2,0 | 0,8;1,3 |
|  | 6,0×2,0 | 0,7;1,2 | 5 | 16 | 240 | 3 | 2 |
| 6,2×1,8 | 1,5;1,0 |
|  | 10,0×1,5 | 1,5;1,0 | 15 | 19 | 150 | 1 | 2 |
| 9,3×1,5 | 1,1;0,9 |
|  | 5,0×2,8 | 2,0;2,2;1,0 | 25 | 25 | 350 | 1 | 2 |
| 5,0×3,0 | 1,5 |
|  | 3,0×2,5 | 1,5;1,6;1,0 | 20 | 30 | 300 | 2 | 1 |
| 3,0×2,0 | 2,0;1,1 |
|  | 4,1×2,0 | 1,0;0,9;1,5 | 10 | 18 | 300 | 3 | 2 |
| 4,2×1,8 | 1,6;1,3 |
|  | 7,2×2,1 | 2,0;1,0 | 21 | 14 | 140 | 1 | 2 |
| 7,0×2,0 | 1,1;0,9;1,5 |
|  | 6,0×4,0 | 1,1;1,3;1,5 | 34 | 14 | 210 | 2 | 1 |
| 6,0×3,5 | 1,0;0,9 |
|  | 5,1×3,2 | 2,0;0,9;1,1 | 28 | 19 | 220 | 3 | 1 |
| 5,1×3,1 | 2,5;2,3 |
|  | 3,2×2,8 | 1,5;1,7;1,9 | 18 | 26 | 350 | 1 | 1 |
| 4,0×2,5 | 1,0;2,0 |
|  | 6,2×3,3 | 2,1;1,1;0,9 | 14 | 24 | 240 | 2 | 2 |
| 6,2×3,0 | 2 |
|  | 9,0×4,0 | 1,5;1,0 | 23 | 28 | 360 | 3 | 2 |
| 9,0×3,7 | 2,2;0,8 |
|  | 7,2×3,0 | 1,6;1,0;1,9 | 3 | 19,2 | 350 | 1 | 2 |
| 7,0×3,0 | 1,1;0,8 |
|  | 4,5×2,5 | 1,0;1,3 | 11 | 16,1 | 240 | 2 | 1 |
| 5,5×2,4 | 1,4;1,6 |
|  | 6,0×3,0 | 1,0;0,9;2,0 | 11 | 23 | 200 | 1 | 1 |
| 6,0×2,7 | 1,5 |
|  | 5,0×2,5 | 0,7;1,0;1,5 | 25 | 16 | 240 | 1 | 2 |
| 4,8×2,6 | 2,0;2,1 |
|  | 5,2×3,0 | 1,3;1,0;0,8 | 31 | 7,3 | 120 | 2 | 2 |
| 5,0×3,0 | 1,5;0,8 |
|  | 9,3×3,5 | 1,1;1,0;2,1 | 17 | 2 | 300 | 3 | 2 |
| 9,0×3,5 | 0,8 |
|  | 4,0×2,0 | 0,8;1,2;1,7 | 30 | 32 | 150 | 3 | 1 |
| 4,2×2,1 | 2,1;1,5 |
|  | 5,0×3,0 | 0,9;1,1;1,4 | 28 | 31 | 240 | 1 | 2 |
| 5,0×2,5 | 2,1;1,2 |
|  | 6,0×3,2 | 0,8;1,5 | 7 | 19 | 250 | 2 | 2 |
| 6,0×3,0 | 1,1;1,4;1,5 |
|  | 4,0×2,5 | 1,0;1,5;1,7 | 15 | 14,3 | 200 | 3 | 2 |
| 4,0×2,3 | 1,1;1,5 |
|  | 5,0×3,0 | 0,7;0,9 | 22 | 20 | 210 | 1 | 1 |
| 5,0×2,8 | 1,1;1,6 |

*Примітка:*

*Характеристика вугілля: 1 – крихке; 2 – в’язке.*

*Характеристика порід: 1 – стійкі; 2 – середньої стійкості; 3 – не стійкі.*

**Індивідуальне завдання 2**

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| №  з/п | Гірнича виробка | Коефіцієнт міцності,  ƒ | | Потужність пласту, м | Кут падіння пласту, град | Припливи води, м3/год | Метановиділення, м3/год | Ширина колії, мм | Кіль кість шляхів | Тип електровозу | Тип вагонетки | Тип конвеєру | Довжина виробки, м | Кількість транспортованого вугілля, т/добу | Термін служби, рік |
| порода | вугілля |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 |
| 1. | Вент. штрек | 8 | 1,2 | 0,5 | 5 | 1,6 | 10 | 900 | 1 | А 14-2 | УВГ-3 | ЛЦ-100 | 500 | 700 | 10 |
| 2. | Відк. штрек | 7 | 1,2 | 1,0 | 6 | 1,5 | 5 | 600 | 2 | А 10-1 | УВГ-1,5 | ЛЦ-80 | 600 | 500 | 3 |
| 3. | Відк. штрек | 8 | 1,2 | 0,8 | 3 | 1,4 | 15 | 600 | 2 | А 10-1 | УВГ-1,5 | ЛЦ-100 | 800 | 1000 | 4 |
| 4. | Вент. штрек | 6 | 1,2 | 0,9 | 5 | 1,3 | 7 | 600 | 1 | А 10-1 | УВГ-1,5 | ЛЦ-100 | 700 | 800 | 5 |
| 5. | Квершлаг | 7 | -- | -- | -- | 1,5 | 12 | 900 | 2 | А 14-2 | УВГ-1,5 | -- | 500 | 600 | 10 |
| 6. | Квершлаг | 9 | -- | -- | -- | 1,5 | 14 | 900 | 1 | А 14-2 | УВГ-3 | -- | 500 | 700 | 15 |
| 7. | Вент. штрек | 6 | 1,2 | 1,0 | 7 | 1,3 | 3 | 900 | 1 | А 14-2 | УВГ-3 | ЛЦ-100 | 600 | 700 | 10 |
| 8. | Вент. штрек | 7 | 1,2 | 1,0 | 5 | 1,4 | 10 | 600 | 1 | А 10-1 | УВГ-1,5 | ЛЦ-100 | 700 | 600 | 7 |
| 9. | Квершлаг | 8 | -- | -- | -- | 1,6 | 10 | 900 | 2 | А 14-2 | УВГ-3 | -- | 800 | 900 | 5 |
| 10. | Польов. штрек | 8 | -- | -- | -- | 1,7 | 8 | 900 | 2 | А 14-2 | УВГ-3 | -- | 1200 | 900 | 4 |
| 11. | Квершлаг | 7 | -- | -- | -- | 1,2 | 12 | 600 | 1 | А 10-1 | УВГ-1,5 | -- | 400 | 800 | 5 |
| 12. | Вент. штрек | 7 | 1,2 | 1,2 | 7 | 1,3 | 10 | 600 | 1 | А 10-1 | УВГ-1,5 | ЛЦ-100 | 800 | 700 | 7 |
| 13. | Відк. штрек | 6 | 1,2 | 1,0 | 10 | 1,4 | 11 | 900 | 2 | А 14-2 | УВГ-3 | ЛЦ-100 | 700 | 800 | 8 |

Розміри площі поперечного перетину виробок (м2) приймаються для:

квершлага: з 1 колією/ з 2 коліями 9,8/ 12,2

вентиляційного штреку: з 1 колією/з 2 коліями 9,8 /12,4

польового штреку: з 1 колією/з 2 коліями 9,8/ 12,6

відкотного штреку: з1 колією/з2 коліями ………………………………...9,8/ 14,5

Панасюк Андрій Вікторович

**МЕТОДИЧНІ РЕКОМЕНДАЦІЇ**

для виконання практичних робіт здобувачів вищої освіти

з навчальної дисципліни

**«ПІДЗЕМНІ ГІРНИЧІ РОБОТИ»**

для студентів освітнього рівня «МОЛОДШИЙ БАКАЛАВР»

денної та заочної форм навчання

спеціальності 184 «Гірництво»

освітньо-професійна програма «Гірництво»

гірничо-екологічний факультет

кафедра маркшейдерії

Рецензенти: Шлапак В.О.

Криворучко А.О.

**\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_**

Електронне видання. Формат 30×42 / 4. Гарнітура Times New Roman.   
Умов. друк. акр. 2,16. Обл. вид. арк. 2,219.

– – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – – –

Державний університет «Житомирська політехніка»

10005, Житомир, вул. Чуднівська, 103

<https://ztu.edu.ua>

1. В навчальних цілях. [↑](#footnote-ref-1)
2. В загальному випадку величина p характеризує вихід вугілля в тонах з 1 м2 площі пласта. [↑](#footnote-ref-2)