

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

МЕТОДИЧНІ РЕКОМЕНДАЦІЇ
до виконання курсового проекту з
дисципліни “Технологія будівництва вертикальних виробок”
(напрямок підготовки 0903 Гірництво)

Дніпропетровськ – Донецьк
2005

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

МЕТОДИЧНІ РЕКОМЕНДАЦІЇ
до виконання курсового проекту з
дисципліни “Технологія будівництва вертикальних виробок”
(напрямок підготовки 0903 Гірництво)

Дніпропетровськ-Донецьк
НГУ
2005

МЕТОДИЧНІ РЕКОМЕНДАЦІЇ до виконання курсового проекту з дисципліни “Технологія будівництва вертикальних виробок” (напрямок підготовки 0903 Гірництво) / Уклад.: С.П.Мінеєв, В.В.Левіт, М.О.Вигодін та ін. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2005. – 31 с.

Дано загальні вказівки до оформлення текстової і графічної частин курсового проекту, описані його структура і порядок захисту. По основних розділах проекту приведені методики виконання розрахунків і необхідні для цього дані.

Укладачі:

С.П. Мінеєв, д-р техн. наук, проф.

В.В. Левіт, д-р техн. наук, проф.

М.О. Вигодін, канд. техн. наук, доц.

В.В. М'якенький, канд. техн. наук, доц.

О.В. Солодянкін, канд. техн. наук, доц.

С.В. Борщевський, канд. техн. наук, доц.

Ю.А. Пшеничний, канд. техн. наук, доц.

О.Є. Григор'єв, асист.

Відповідальний за випуск завідувач кафедри будівельних геотехнологій і геомеханіки О.М.Шашенко, д-р техн. наук, професор.

ЗМІСТ

ВСТУП	4
СТРУКТУРА ПОЯСНЮВАЛЬНОЇ ЗАПИСКИ.....	4
ВИМОГИ ДО ОФОРМЛЕННЯ ПРОЕКТА.....	4
ПОРЯДОК КОНСУЛЬТАЦІЙ ТА ЗАХИСТ КУРСОВОГО ПРОЕКТУ	5
1. ПАРАМЕТРИ ТЕХНОЛОГІЇ ПРОХОДКИ СТОВБУРА.....	6
1.1. Переріз стовбура.....	6
1.2. Обґрунтування матеріалу і розрахунок постійного кріплення.....	8
1.3. Вибір і обґрунтування способу руйнування порід, технологічної схеми і комплексу устаткування для проходки стовбура.....	11
1.4. Буропідривні роботи.....	12
1.5. Провітрювання.....	14
1.6. Навантаження породи.....	15
1.7. Прохідницький підйом.....	15
1.8. Зведення постійного кріплення.....	16
1.9. Допоміжне устаткування.....	16
1.10. Водовідлив.....	16
2. ОРГАНІЗАЦІЯ РОБІТ ПРИ ПРОХОДЦІ СТОВБУРА.....	17
2.1. Вибір і обґрунтування режиму роботи бригади.....	17
2.2. Розрахунок обсягів робіт на один цикл.....	17
2.3. Розрахунок кількісного складу бригади і тривалості циклу.....	18
2.4. Розрахунок часу операцій прохідницького циклу	20
3. ЗАХОДИ ЩОДО ПЕРЕТИНАННЯ ВИКИДОНЕБЕЗПЕЧНОГО ПЛАСТУ... ..	23
3.1 Загальні вимоги.....	23
3.2. Черговість виконання робіт при перетині викидонебезпечного пласту.....	24
3.3. Основні способи.....	25
4. ПРАВИЛА БЕЗПЕКИ ПРИ ПРОВЕДЕННІ СТОВБУРА.....	27
5. ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ ПРОХОДКИ СТОВБУРА.....	28
5.1. Швидкість проходки стовбура.....	28
5.2. Тривалість проходки стовбура.	28
5.3. Продуктивність праці прохідника.	28
5.4. Вартість проходки 1 м стовбура.....	29
ПЕРЕЛІК РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ	30

ВСТУП

Мета курсового проекту – застосування знань з дисципліни “Технологія будівництва вертикальних виробок”. За результатами проектування студент повинен, спираючись на отримані під час лекційного курсу знання, набути досвіду проектування спорудження стовбура, а саме: навчитись обирати технологічну схему проходки вертикальних виробок та необхідне для цього обладнання, визначати показники паспорта буровибухових робіт та параметри кріплення розраховувати тривалість виконання процесів прохідницького циклу та час будівництва об’єкту в цілому.

При проектуванні спорудження стовбура необхідно враховувати сучасні досягнення науки і техніки, передовий досвід проходки вертикальних виробок.

СТРУКТУРА ПОЯСНЮВАЛЬНОЇ ЗАПИСКИ

Курсовий проект у закінченому виді складається з пояснювальної записки (20-30 стор. рукописного тексту) і аркуша формату А1 (594x840 мм) графічної частини.

Пояснювальна записка включає:

- титульний аркуш – 1 с.;
- завдання на проектування – 1 с.;
- реферат – 0,5...1 с.;
- зміст – 1 с.;
- вступ – 1...2 с.;
- основна частина – 12...22 с.;
- висновок – 1...2 с.;
- список використаної літератури.

Основна частина, в свою чергу, включає такі розділи: параметри технології проходки стовбура, організація робіт при його проведенні, заходи щодо перетинання викиднебезпечного пласту, правила безпеки при проведенні стовбура, техніко-економічні показники проходки.

Графічна частина містить: схеми поперечного перерізу стовбура у проходці та в експлуатації, поздовжній переріз стовбура (привибійна частина) із зображенням застосовуваного прохідницького обладнання, схему розташування шпурів у 2-х проекціях з таблицею даних про шпури і заряди, графік організації робіт, таблицю техніко-економічних показників і таблицю застосовуваного гірничопрхідницького обладнання.

ВИМОГИ ДО ОФОРМЛЕННЯ ПРОЕКТА

Проект спорудження стовбура повинний відповідати вимогам, викладеним у відповідних нормах проектування[1...4].

Темою курсового проекту є проект проходки вертикального стовбура шахти (скіпового, клітьового, вентиляційного чи повітроподавального). Крім

того, керівник проекту на свій розсуд може запропонувати проект армування вертикального стовбура, проект спорудження сполучення стовбура з горизонтальними виробками, проект спорудження технологічного відходу та ін. У цьому випадку методика виконання курсового проекту незначно відрізняється від нижчевикладеної й узгоджується в індивідуальному порядку.

Пояснювальна записка пишеться чорнилом чи пастою або друкується на аркушах розміром А4 (210x297 мм).

У рефераті вказуються обсяг, ключові слова і коротка анотація курсового проекту.

У вступі потрібно відбити основні напрямки розвитку й удосконалювання гірничо-видобувної галузі промисловості, будівництва гірничих підприємств; завдання, що стоять перед гірничопрохідницькими організаціями; показники спорудження вертикальних виробок у масштабі об'єднання, тресту, будуправління; мету і завдання курсового проекту, методику виконання роботи.

В основній частині наводяться необхідні обґрунтування прийнятих рішень, розрахунки, схеми, ескізи.

У висновку слід сформулювати основні висновки і рекомендації з виконаного курсового проекту.

Запозичений з літератури матеріал необхідно супроводжувати посиланням на джерело.

Рисунки і схеми, що поміщаються в записці, повинні виконуватися відповідно до існуючого стандарту і не дублюватися в графічній частині.

Графічна частина проекту викреслюється на ватманському папері олівцем чи тушшю, а за бажанням студента може бути виконана за допомогою ПП AutoCAD з наступним друком на ватмані. Креслення на аркуші виконуються в стандартних масштабах. Розташування креслень повинне бути компактным і рівномірним. Окремі креслення слід підписати і доповнити всіма необхідними розмірами.

ПОРЯДОК КОНСУЛЬТАЦІЙ ТА ЗАХИСТ КУРСОВОГО ПРОЕКТУ

Кожному студенту на початку навчального семестру видається індивідуальне завдання на виконання курсового проекту. Завдання записується на друкованому бланку. Воно містить у собі: найменування виробки, назву, міцність і кут падіння пересічних порід, очікуваний приплив води у вибій, метановиділення, викиднебезпечність, добовий вантажопотік по стовбуру, термін служби, глибину стовбура, тип армування.

Консультації та оперативний контроль за виконанням роботи проводить керівник курсового проекту. За тиждень до дати захисту студент зобов'язаний здати закінчений курсовий проект на перевірку керівнику, що допускає проект до захисту чи повертає його на доробку.

1. ПАРАМЕТРИ ТЕХНОЛОГІЇ ПРОХОДКИ СТОВБУРА

1.1. Переріз стовбура

У залежності від фізико-механічних властивостей гірничих порід, терміну служби і глибини виробки вибирається форма поперечного перерізу вертикального стовбура. Розміри перерізу стовбура визначаються відповідно до його призначення, габаритів піднімальних судин, необхідних зазорів за Правилами безпеки [5] і кількістю повітря, що пропускається по стовбурі, по методиках, що наводяться нижче (алгоритм розрахунків наведений для умов двокінцевих піднімальних установок).

1.1.1. Скіповий стовбур

Найвигідніша вантажопідйомність скіпа (кожного з двох при двокінцевому підйомі) визначається з вираження:

$$q_{\text{вуг}} = A_G \frac{4\sqrt{H} + \mathcal{G}}{3600}, \text{ т}, \quad (1.1)$$

де A_G – годинна продуктивність підйому;

$$A_G = \frac{A_P k}{T_{\text{нід}} N}, \text{ т/ГОД}, \quad (1.2)$$

A_P – річна виробнича потужність шахти, т;

N – кількість днів роботи шахти в році по видобутку, $N = 300$ днів;

k – коефіцієнт нерівномірності роботи підйому, $k = 1,45 \dots 1,5$;

$T_{\text{нід}}$ – кількість годин роботи підйому в добу, $T_{\text{нід}} = 18 \dots 21$ год.;

H – висота підйому шахти;

$$H = H_{\text{см}} + h_n, \text{ м}, \quad (1.3)$$

$H_{\text{см}}$ – глибина стовбура, м;

h_n – висота перевищення приймальної площадки над устям стовбура,

$h_n = 15 \dots 20$ м - при металевому копрі,

$h_n = 20 \dots 30$ м - при баштовому копрі;

\mathcal{G} – пауза на завантаження нижнього скіпа й одночасне розвантаження верхнього, $\mathcal{G} = 10 \dots 15$ с;

$T = 4\sqrt{H}$ – тривалість одного підйому скіпа по стовбурі, с.

Ємність кожного зі скіпів двокінцевого вугільного і одно- чи двокінцевого породного підйомів визначається в такий спосіб:

$$V_{\text{ск.вуг}} = \frac{q_{\text{вуг}}}{\gamma_{\text{вуг}}} \text{ і } V_{\text{ск.п}} = \frac{q_n}{\gamma_n}, \text{ м}^3, \quad (1.4)$$

де γ – об'ємна вага, т/м³. Слід приймати $\gamma_{\text{вуг}} = 0,86$ т/м³ для вугілля і $\gamma_n = 1,68$ т/м³ для породи.

Для підйому породи звичайно застосовують скіп із противагою. Кількість видаваної породи в залежності від гірничих умов коливається від 10 до 30% від кількості вугілля, що добувається. Тому вантажопідйомність породного скіпа можна визначити з вираження:

$$q_n = 2q_{\text{вуг}} (0,1 - 0,3), \text{ т}, \quad (1.5)$$

а ємність відповідає вираженням (1.4).

Отримані розрахункові величини $V_{\text{ск.вуг}}$ і $V_{\text{ск.п}}$ необхідно округлити до найближчих великих значень стандартного асортименту скіпів [1,7,8].

Відповідно до обраної схеми розташування піднімальних судин [5], габаритних розмірів в плані скіпів, елементів армування, технологічних зазорів між ними, а також необхідних зазорів, згідно з вимогами [1,5,6] шляхом графічної побудови визначається діаметр стовбура у світлі $D_{\text{св}}$, що потім округляється у більший бік до типізованого діаметра стовбура (4,0; 4,5; 5,0; 5,5; 6,0; 6,5; 7,0; 7,5; 8,0; 8,5; 9 м).

Площа поперечного перерізу стовбура у світлі визначається за формулою:

$$S_{\text{св}} = \frac{\pi D^2}{4}, \text{ м}^2. \quad (1.6)$$

Визначений в такий спосіб поперечний переріз стовбура перевіряється за умовою провітрювання [1,5]. При цьому розрахункова (фактична) швидкість руху повітря по стовбурі не повинна перевищувати максимально припустиму за ПБ, що дорівнює:

– 12 м/с для стовбурів, на яких виробляється спуск-підйом тільки вантажів (скіпові);

– 8 м/с для стовбурів, на яких виробляється спуск-підйом людей і вантажів (клітьові, вентиляційні і повітроподавальні). У такий спосіб:

$$v_p = \frac{A_{\text{доб}} q_{\text{CH}_4} k^l}{864(d - d_0) S_{\text{св}} \mu} \leq v_{\text{max}}, \text{ м/с}, \quad (1.7)$$

де $A_{\text{доб}}$ – добовий видобуток вугілля в шахті, $A_{\text{доб}} = \frac{A_p}{N}$, т;

q_{CH_4} – метановиділення по шахті, м³/т доб. вид.;

k^l – коефіцієнт, що враховує втрати повітря в шахті, $k^l = 1,5$;

d – припустима концентрація метану у вихідній струмені, $d = 0,75\%$;

d_0 – допустима концентрація метану, у струмені, що надходить, $d_0 = 0 \dots 0,5 \%$;

μ – коефіцієнт зменшення корисної площі перерізу стовбура за рахунок армування, $\mu = 0,75 \dots 0,85$.

Якщо $v_p > v_{\text{max}}$, тоді $S_{\text{св}}$ визначається по формулі:

$$S_{\text{св}} = \frac{A_{\text{доб}} q_{\text{CH}_4} k^l}{864(d - d_0) v_{\text{max}} \mu}, \text{ м}^2, \quad (1.8)$$

а отримане значення округляється до найближчого типізованого.

1.1.2. Клітьовий стовбур

Спочатку визначається максимальна кількість робочих шахти, зайнятих у видобувній зміні:

$$M_{\text{max}} = \frac{A_{\text{доб}}}{N n_{\text{зм}} P}, \text{ чол}, \quad (1.9)$$

де $n_{\text{зм}}$ – кількість змін по видобутку корисної копалини, $n_{\text{зм}} = 3$;

P – продуктивність 1-го підземного робітника, $P = 2 \dots 10$ т/зм.

Спуск-підйом робочої зміни повинний бути зроблений за нормативний час 30...40 хв. Кількість підйомів, що може виконати піднімальна машина за цей час, складає

$$n_{nid} = \frac{60(30...40)}{t_1 + \mathcal{G}}, \text{ підйомів,} \quad (1.10)$$

де $t_1 + \mathcal{G} = T'$ – час циклу підйому кліті з людьми, с;

t_1 – час руху кліті, с;

$$t_1 = \frac{Hk}{V_{\max}}, \text{ с,} \quad (1.11)$$

k – коефіцієнт нерівномірності швидкості підйому, $k = 1,25 - 1,5$;

V_{\max} – максимальна швидкість руху кліті (визначається характеристикою прийнятої піднімальної машини, але не повинна перевищувати встановленої по ПБ – 12 м/с);

\mathcal{G} – тривалість посадки у кліть. У залежності від передбачуваної кількості робітників \mathcal{G} приймається:

15 с для 10 чол.; 25 с для 20 чол.;
20 с для 15 чол.; 30 с для 25 чол.

Кількість робітників, що піднімаються (опускаються) однією кліттю:

$$m = \frac{M_{\max}}{n_{nid}}, \text{ чол.,} \quad (1.12)$$

Відповідно до § 301 ПБ на 1 м² корисної площі кліті повинно розміщатися 5 робітників. Тому проектна площа однієї кліті (при двоклітьовому підйомі) складе:

$$F = 0,2m, \text{ м}^2. \quad (1.13)$$

По отриманій площі підлоги кліті F приймається стандартна кліть з визначеними габаритними розмірами [1,7,8].

Визначення площі поперечного перерізу клітьового стовбура (графічним способом) і його перевірка за максимальною швидкістю повітряного струменя аналогічні скіповому стовбуру.

1.1.3. Вентиляційний (повітряпостачальний) стовбур

Площа поперечного перерізу визначається за формулою (1.8). Оскільки флангові стовбури виконують також побічну функцію допоміжних стовбурів (спуск-підйом людей, устаткування, матеріалів; видача визначеного обсягу породи), слід передбачати їх оснащення двоклітьовим (одноклітьовим) підйомом.

Тому відповідно до отриманої площі поперечного перерізу вибирається найближчий більший типовий переріз стовбура, обладнаного двоклітьовим (рідше одноклітьовим) підйомом [1,7,8].

1.2. Обґрунтування матеріалу і розрахунок постійного кріплення

Для кріплення стовбурів у звичайних гірничо-геологічних умовах

застосовують в основному монолітне бетонне кріплення, що характеризується великим терміном служби, низьким аеродинамічним опором, високою технологічністю зведення і відносно низькою вартістю.

Розрахунок бетонного кріплення вертикальних стовбурів круглої форми поперечного перерізу зводиться до визначення критичної глибини, починаючи з якої породи переходять у нестійкий стан, і товщини кріплення в районі цих нестійких порід.

По глибині стовбура допускається приймати кріплення різної товщини. У міцних і стійких породах на глибині, меншій критичної $H_{кр}$, товщина кріплення не розраховується, а приймається рівною мінімальній (з бетону проектної марки не нижче В 15). Відповідно до конструктивних розумінь на протяжних ділянках стовбура мінімальна товщина кріплення з бетону приймається:

– при пологістому і похилому заляганні гірських порід	
на глибині до 500 м.....	200 мм
на глибині більш 500 м.....	250 мм
– при крутому заляганні гірських порід	
на глибині до 500 м.....	250 мм
на глибині більш 500 м.....	300 мм.

Критична глибина, починаючи з якої породи переходять у нестійкий стан:

$$H_{кр} = \frac{k_{cmp} \sigma_{cm}}{k_1 \gamma}, \text{ м}, \quad (1.14)$$

де k_{cmp} – коефіцієнт структурового ослаблення порід, для однорідних порід $k_{cmp} = 1,0$; для пластуватих $k_{cmp} = 0,7$; для порушених $k_{cmp} = 0,3$;

σ_{cm} – межа міцності порід на одноосьовий стиск, т/м²;

k_1 – коефіцієнт концентрації напруг на контурі стовбура, що залежить від форми поперечного перерізу і способу спорудження стовбура (у випадку круглої форми стовбура: при бурінні чи комбайновій проходці $k_1 = 2,0$; буро підривні роботи (БПР) при спеціальному способі $k_1 = 3,0$; БПР при звичайному способі $k_1 = 6,0$; при будь-якій іншій формі стовбура $k_1 = 6,0$;

γ – об'ємна вага породи, т/м³.

Товщина монолітного бетонного кріплення протяжних ділянок стовбурів на глибині більше критичної (у хитливих породах) визначається за формулою Ляме:

$$d_{кр} = m_k R_{св} \left[\sqrt{\frac{m_{\delta} R_{виг}}{m_{\delta} R_{виг} - 2P_{max}}} - 1 \right], \text{ м}, \quad (1.15)$$

де m_k – коефіцієнт умов роботи кріплення, рівний 1,5 для послідовної і паралельної технологічних схем проходки і 1,25 – для сполученої;

$R_{св}$ – радіус стовбура у світлі, м;

m_{δ} – коефіцієнт умов роботи бетону. Відповідно до державних будівельних норм (ДБН) $m_{\delta} = 0,7 \dots 0,9$;

$R_{виг}$ – розрахунковий опір бетону на стиск при вигині ($R_{виг} = 900$ т/м² для бетону марки В20, $R_{виг} = 1\ 100$ т/м² для В25, $R_{виг} = 1\ 400$ т/м² для В30 і $R_{виг} = 1\ 750$ т/м² для В40);

P_{\max} – розрахункове максимальне навантаження на кріплення стовбура, т/м².

Для визначення останньої величини спочатку по табл. 1.1 підбирається відповідно технологічній схемі і куту падіння порід середнє нормативне навантаження P_H , т/м².

Таблиця 1.1

Нормативні середні навантаження на кріплення стовбурів

Глибина стовбуру, м	Нормативне середнє навантаження P_H , т/м ²			
	При послідовній і паралельній технологічних схемах проходки		При сумісній технологічній схемі проходки	
	Кут падіння порід, град			
	до 30	більше 30	до 30	більше 30
До 400	5	6	7	9
401 - 700	7	9	11	13
701 - 900	9	11	13	19
Більше 900	12	14	17	23

Середнє значення навантаження на кріплення, обране з табл.1.1, відповідає стовбуру з діаметром $D_{св} = 6$ м. Якщо діаметр відмінний від 6 м, то за методикою ВНДМІ виконується перерахунок навантаження

$$P = [1 + 0,1(R_{св} - 3)]P_H, \text{ т/м}^2. \quad (1.16)$$

Максимальне навантаження на кріплення стовбура (з урахуванням нерівномірного розподілу середнього навантаження) складе:

$$P_{\max} = P(1 + 3\nu), \text{ т/м}^2, \quad (1.17)$$

де ν - коефіцієнт нерівномірності навантажень по контуру кріплення стовбура. Приймається з табл.1.2.

Таблиця 1.2

Коефіцієнти нерівномірності розподілу навантажень

Кут падіння порід α , град.	Коефіцієнт нерівномірності ν	
	При послідовній та паралельній технологічних схемах проходки стовбура	При сумісній технологічній схемі проходки стовбура
$0 < \alpha \leq 10$	0,4	0,3
$10 < \alpha \leq 30$	0,6	0,4
$\alpha > 30$	0,7	0,5

У випадку, якщо з розрахунку товщина кріплення буде більше зазначених раніше мінімальних величин, то в проекті приймається розрахункова товщина кріплення.

Якщо товщина монолітного бетонного кріплення з розрахунку виявляється більше 500 мм, слід передбачати його зменшення за рахунок застосування більш міцних матеріалів (бетон більш високої марки чи залізобетон).

На підставі відомих діаметра стовбура у світлі D_{cv} і товщини кріплення $d_{кр}$ визначається діаметр і площа поперечного перерізу стовбура начорно $D_{нач}$ і $S_{нач}$, а також площа поперечного перерізу стовбура в проходці $S_{пр}$. Причому:

$$S_{пр} = (1,03...1,05)S_{нач}, \text{ м}^2. \quad (1.18)$$

1.3. Вибір і обґрунтування способу руйнування порід, технологічної схеми і комплексу устаткування для проходки стовбура

У залежності від міцності пересічних порід приймається комбайновий чи буровибуховий спосіб руйнування порід у вибої стовбура. При цьому необхідно мати на увазі, що комбайн ПД-2 рекомендований для проходки стовбурів по породах міцністю до $f = 7$, а СК-1 – до $f = 10$. Діаметри стовбурів, на яких можна застосувати комбайни, також лімітовані їхніми типорозмірами [1,9]. У всіх інших випадках слід приймати буровибуховий спосіб руйнування порід.

За гірничо- і гідрогеологічних умов ділянки, глибини, діаметра стовбура, а також ґрунтуючись на практичних рекомендаціях і останніх науково-технічних досягненнях, вибирається технологічна схема проходки стовбура (послідовна, паралельна, паралельно-щитова чи сполучена) [10...12]. Вибір повинний бути аргументовано обґрунтований.

Відповідно до обраної технологічної схеми, глибини і діаметра стовбура приймається той чи інший комплекс вибійного устаткування, створеного інститутом ЦНДПідземмаш разом із шахтобудівними і машинобудівними організаціями [9...11]. Вибійні механізми й устаткування, що входять до складу прийнятого комплексу, обов'язково зазначаються в пояснювальній записці і є основою для подальших розрахунків і прийняття технічних рішень.

1.4. Буропідривні роботи

У цій частині проекту визначаються параметри буропідривних робіт: тип ВР і засобів підривання, глибина і кількість шпурів, коефіцієнт використання шпурів (КВШ), довжина західки, діаметри шпурів і патронів ВР, маса заряду одного шпуру, витрата ВР на м^3 породи в масиві і на західку, тип і кількість бурового устаткування.

За розрахованими параметрами складається паспорт буропідривних робіт, що включає: схему розташування шпурів, дані про шпури і заряди, показники паспорта БПР, схему підривання і розташування постів. У розділі також слід описати провадження буропідривних робіт.

При розрахунку параметрів, складанні паспорта й описі провадження буропідривних робіт слід керуватися вимогами [5, 6] і рекомендаціями [8, 13]. В останні роки для проходки стовбурів застосовується амоніт № 6 ЖВ у патронах діаметром $d_n=36$ мм, довжиною $l_n=0,25$ м, вагою $m_n=0,3$ кг і щільністю

$\Delta = 1200 \text{ кг/м}^3$. Однак тип ВР вибирається студентом.

Величина питомої витрати ВР визначається за формулою:

$$q = q_1 f_1 \nu l, \text{ кг/м}^3, \quad (1.19)$$

де q_1 – питома витрата ВР, що залежить від міцності породи. Для розрахунків можна приймати $q_1 \approx f/10$;

f_1 – коефіцієнт структури породи:

- для грузлих, пружних, пористих порід $f_1 = 2,0$;
- для порід з неправильним заляганням і дрібною тріщинуватістю $f_1 = 1,4$;
- для порід зі сланцевим заляганням і мінливою міцністю; з напластуванням, перпендикулярним напрямку шпуру $f_1 = 1,3$;

ν – коефіцієнт затиску породи. При одній оголеній поверхні, що характерно для стовбурів, визначається за формулою П.Я.Таранова:

$$\nu = \frac{3l_{\text{шп}}}{\sqrt{S_{\text{нач}}}}, \quad (1.20)$$

тут $l_{\text{шп}}$ – глибина шпуру, м. Приймається по характеристиці бурильного устаткування і передбачуваній величині західки;

l – коефіцієнт, що враховує працездатність ВР. Визначається по формулі:

$$l = \frac{380}{P}, \quad (1.21)$$

тут 380 – працездатність еталонної ВР, см^3 ;

P – працездатність застосовуваної ВР, см^3 .

Кількість шпурів:

$$N = \frac{1,27 q S_{\text{нач}} \eta}{d_n^2 \Delta a}, \text{ шт.}, \quad (1.22)$$

де η – КВШ; $\eta = 0,85 \dots 0,95$;

a – коефіцієнт заповнення шпурів, $a = 0,35 \dots 0,6$;

Δ – щільність патронування ВР, кг/м^3 ;

d_n – діаметр патронів ВР, м.

Для побудови схеми розташування шпурів визначається площа вибою, що приходить на один шпур:

$$S_{\text{шп}} = \frac{S_{\text{нач}}}{N} \text{ м}^2. \quad (1.23)$$

Діаметр окружності з площею $S_{\text{нач}}$ буде усередненою відстанню між устями шпурів, тобто:

$$d = \sqrt{\frac{4S_{\text{шп}}}{\pi}} \text{ м}. \quad (1.24)$$

Кількість окружностей розташування шпурів:

$$N_{\text{окр}} = \frac{D_{\text{нач}}}{2d}, \text{ шт.} \quad (1.25)$$

По внутрішній окружності (меншого діаметра) розташовуються врубіві шпури, по зовнішній – ті, що оконтурюють, між ними – допоміжні (відбійні).

1.5. Провітрювання

У залежності від категорії шахти по газовиділенню й інших визначальних факторів приймається та обґрунтовується схема провітрювання [5, 11...12]. У пояснювальній записці дається її зображення із зазначенням усіх розмірів і напрямку руху повітряного струменя.

Основними параметрами при виборі вентиляторної установки для провітрювання стовбура є: кількість повітря, яке необхідно подати у вибій, а також напір, який треба створити для подачі розрахункової кількості повітря у вибій стовбура за прийнятою схемою провітрювання.

Витрата повітря для провітрювання стовбура визначається за такими факторами:

а) найбільша кількість працюючих у стовбурі людей

$$Q_{заб}^n = 6n, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (1.31)$$

де n – максимальна кількість робітників, зайнятих у зміну, чол.; $6 \text{ м}^3/\text{хв}$ – витрата повітря на чоловіка.

б) мінімально припустима швидкість руху повітря (пиловий фактор):

$$Q_{заб}^{шв} = 60v_{\min} S_{св}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (1.32)$$

де v_{\min} – мінімально припустима швидкість руху повітря, $v_{\min} = 0,15 \text{ м/с}$.

в) розрідження отруйних газів від ВР:

$$Q_{заб}^{ер} = \frac{2,25S_{св}}{t} \sqrt{\frac{Bb\varphi}{\rho^2 S_{св}}} L^2, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (1.33)$$

де t – максимальний час провітрювання стовбура після вибуху, $t = 30 \text{ хв}$;

B – кількість ВР, що одночасно підривається ВР, кг;

b – газовість ВР, л/кг. При підривних роботах по породі $b = 40 \text{ л/кг}$, по вугіллю $b = 100 \text{ л/кг}$;

φ – коефіцієнт обводненості стовбура, прийнятий по табл.1.4.

Таблиця 1.4

Коефіцієнт обводненості стовбура

Приплив води, $\text{м}^3/\text{год}$	0 - 1	1 - 6	6 - 13	> 13
Коефіцієнт обводненості стовбура, φ	0,8	0,5	0,3	0,15

L – довжина виробки (стовбура), на якій відбувається розрідження отруйних газів від ВР до припустимих по ПБ концентрацій [5]:

$$L = \frac{12,5Bbk_T}{S_{св}}, \text{ м}, \quad (1.34)$$

тут k_T – коефіцієнт турбулентної дифузії. Для привибійного простору можна приймати $k_T = 0,22...0,32$ (у випадку, якщо отримана довжина L виявиться більше кінцевої глибини стовбура $H_{см}$, у формулу (1.33) слід підставляти $H_{ст}$);

ρ – коефіцієнт витоків повітря з трубопроводу. Визначається так:

$$\rho = \left(\frac{1}{3} d_m k_{num} \frac{H_c}{l_m} \sqrt{R+1} \right)^2, \quad (1.35)$$

де d_m – діаметр вентиляційного трубопроводу, м;

k_{num} – коефіцієнт питомої стикової повітропроникності, що дорівнює при прядив'яних прокладках 0,003, а при гумових – 0,0006;

H_c – довжина ставу труб, м;

l_m – довжина ланки трубопроводу (однієї труби), м;

R – аеродинамічний опір трубопроводу,

$$R = \frac{6,5\alpha H_c}{d_m^5}, \text{ км}, \quad (1.36)$$

де α – коефіцієнт аеродинамічного опору вентиляційних труб (для металевих труб діаметром від 0,6 до 1,2 м слід приймати α в інтервалі від 0,00036 до 0,00025 даПа \times с²/м²).

З усіх трьох отриманих значень $Q_{заб}^l, Q_{заб}^{ув}, Q_{заб}^{сп}$ вибирається найбільша кількість повітря, що повинне бути подане у вибій, а з урахуванням коефіцієнта витоку визначається подача вентилятора:

$$Q_{вент} = Q_{заб} \rho, \text{ м}^3/\text{хв} (\text{м}^3/\text{с}). \quad (1.37)$$

Для максимальної довжини трубопроводу (на кінцеву глибину) і його діаметра визначається потрібний тиск (напір) вентилятора:

$$h_{вент} = 9,8RQ_{вент}Q_{заб}, \text{ Па}, \quad (1.38)$$

при цьому розмірність $Q_{вент}$ і $Q_{заб}$ приймаються в [м³/зм.].

По графіках сполучених аеродинамічних характеристик вентиляторів і трубопроводів, наведених в [8], вибирається вентилятор, характеристики якого найбільш близькі до розрахункових параметрів $Q_{вент}$ і $h_{вент}$, при максимальному КПД. У пояснювальній записці обов'язково приводяться найменування й основні характеристики обраного вентилятора.

1.6. Навантаження породи

Описати: роботи з приведення стовбура в безпечний стан, організацію робіт з навантаження породи машинами грейферного типу, підйом породи в баддях по стовбуру і транспортування породи на поверхню. Схема розміщення бадей у стовбурі при роботі з їх перечепленням чи без нього. Розміщення прохідників по робочих місцях при обраних технологічній схемі і комплексі устаткування [10...12].

1.7. Прохідницький підйом

Орієнтований (без розрахунку) вибір піднімальних установок для спорудження стовбура. Кількість, призначення і тип підйомів. Бадді, устаткування для їхнього перекидання, причіпні пристрої, що направляють канати і рамки [5].

1.8. Зведення постійного кріплення

Орієнтований склад бетонної суміші, її рецептура і витрата компонентів на м³. Приготування бетонної суміші і спосіб її транспортування до стовбура. Прийняте устаткування для зведення монолітного бетонного кріплення (лотки, трубопроводи, гасителі швидкості, опалубка: тип, діаметр, висота). Організація робіт зі зведення бетонного кріплення в ув'язуванні зі збиранням породи з вибою стовбура.

У випадку кріплення стовбура чавунними тюрінгами слід описати їхню подачу в стовбур, технологію установки, тампонаж затюрінгового простору, гідроізоляцію кріплення.

Організація контролю якості робіт при зведенні постійного кріплення. Питання безпеки.

1.9. Допоміжне устаткування

Вибір прохідницьких лебідок для підвіски устаткування і виконання технологічних операцій по проходці стовбура. Дані про обрані лебідки звести в таблицю за формою табл. 1.5.

Таблиця 1.5

Форма таблиці прохідницьких лебідок

Назва лебідки	Кількість	Призначення
---------------	-----------	-------------

Підвісний прохідницький поміст: призначення, конструкція. Сигналізація і зв'язок між вибоєм, помостом, нульовою рамою, піднімальною установкою. Освітлення стовбура, помосту, вибою. Вибір і обґрунтування розмірів рятувальних сходів, лебідки і каната для їх підвіски, розміщення сходів у стовбурі. Маркшейдерський контроль при проходці стовбура, маркшейдерське устаткування.

1.10. Водовідлив

Обґрунтування необхідності застосування засобів водовідливу [5]. Вибір способу водовідливу: баддями чи насосами. Розрахунок продуктивності водовідливу прийнятим способом. Вибір насосів (тип, кількість, технічна характеристика, допоміжне насосне устаткування).

Продуктивність водовідливу баддями одного підйому визначається так:

$$Q_{бад} = V_{бад} k_{зан} n \mu_0, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (1.39)$$

де $V_{бад}$ – місткість бадді, м³;

$k_{зан}$ – коефіцієнт заповнення бадді. Слід приймати: $k_{зан} = 0,95 \dots 0,97$ для $V_{бад} \geq 3 \text{ м}^3$ і $k_{зан} = 0,92 \dots 0,95$ для $V_{бад} < 3 \text{ м}^3$;

μ_0 – коефіцієнт пустот у завантаженою породою бадді. Залежить від кускуватості і структури породи. Приймається так:

$$\begin{array}{ll}
\text{при } f = 3 \dots 4 & \mu_0 = 0,3 \dots 0; \\
\text{при } f = 5 \dots 8 & \mu_0 = 0,4 \dots 0,5; \\
\text{при } f = 9 \text{ і вище} & \mu_0 = 0,6; \\
n - \text{кількість підйомів у годину,} & \\
n = \frac{3600}{T_u \varphi}, \text{ підйомів,} & (1.40)
\end{array}$$

де T_u – тривалість циклу підйому, с. Для орієнтованих розрахунків при однокінцевому підйомі можна приймати:

$$\text{при } H_{cm} < 400 \text{ м} \quad T_u = 360 \text{ с};$$

$$\text{при } H_{cm} = 400 \dots 800 \text{ м} \quad T_u = 540 \text{ с};$$

$$\text{при } H_{cm} > 800 \text{ м} \quad T_u = 720 \text{ с};$$

φ – коефіцієнт нерівномірності роботи підйому, $\varphi = 1,15$.

2. ОРГАНІЗАЦІЯ РОБІТ ПРИ ПРОХОДЦІ СТОВБУРА

2.1. Вибір і обґрунтування режиму роботи бригади

Відповідно до прийнятої технологічної схеми проходки стовбура й обраного устаткування, а також керуючись вимогами трудового законодавства для працівників, зайнятих на підземних роботах, і спираючись на загальноприйнятту практику, встановлюється такий режим роботи бригади: чотири зміни в добу при тривалості зміни шість годин і безупинному робочому тижні. Допускається також робота з загальним вихідним днем (перериваний робочий тиждень) при відповідному обґрунтуванні й організації робіт з відкачки води з вибою стовбура у вихідні дні. Можливий інший режим роботи, який повинний бути обґрунтований студентом.

Найбільш ефективною і прогресивною організацією праці є ведення робіт із графіка циклічності. Циклічна організація робіт передбачає виконання технологічних операцій у визначеній послідовності й у встановлений час. Результатом виконання робіт одного прохідницького циклу є проходка ділянки стовбура на висоту однієї західки.

2.2. Розрахунок обсягів робіт на один цикл

Використовуючи раніше отримані розрахункові величини (довжину і кількість шпурів, площу поперечного перерізу стовбура у світлі й у проходці, коефіцієнт використання шпурів), обсяги робіт одного циклу визначають з таких виразів:

а) обсяг робіт з свердлення шпурів:

$$W_{cv} = N_{вр} L_{вр} + (N_{дон} + N_{ок}) L_{ун}, \text{ шп.}, \quad (2.1)$$

де $N_{вр}$, $N_{дон}$, $N_{ок}$ – кількість, відповідно, врубових, допоміжних і шпурів, що оконтурюють, шт.;

$L_{вр}$, $L_{ун}$ – довжина, відповідно, врубових та інших шпурів;

б) обсяг робіт з навантаження породи:

$$W_n = S_{np} L_{зах}, \text{ м}^3 \text{ у масиві,} \quad (2.2)$$

де $L_{зах}$ – величина західки, $L_{зах} = L_{ун} \eta$, м;

в) обсяг робіт зі зведення монолітного бетонного кріплення:

$$W_{кр} = L_{зах} (S_{np} - S_{св}), \text{ м}^3. \quad (2.3)$$

г) обсяг робіт з нарощування тимчасових технологічних трубопроводів:

$$W_в = N_в L_{зах}, \text{ м} \quad (2.4)$$

$$W_б = N_б L_{зах}, \text{ м} \quad (2.5)$$

$$W_{сн} = N_{сн} L_{зах}, \text{ м} \quad (2.6)$$

де $W_в, W_б, W_{сн}$ – обсяги робіт з нарощування, відповідно, трубопроводів вентиляції, подачі бетону і стиснутого повітря, м;

$N_в, N_б, N_{сн}$ – кількість трубопроводів, відповідно, вентиляції, подачі бетону і стиснутого повітря, шт.

2.3. Розрахунок кількісного складу бригади і тривалості циклу

Звичайно для проходки вертикальних стовбурів формується комплексна бригада прохідників, що складається з чотирьох змінних ланок. Таку бригаду очолює бригадир, а ланки – ланкові бригадири. До складу бригади входять прохідники високої кваліфікації (V і VI розрядів), здатні виконувати весь комплекс прохідницьких робіт, результатом яких є готовий до експлуатації вертикальний стовбур.

Розрахунок сумарної трудомісткості всіх робіт прохідницького циклу виконується на підставі даних збірника [15] шляхом зведення усіх вихідних величин і тих, що розраховуються, у табл. 2.1.

У збірнику норм і розцінок виконання передбачено виконання кожного процесу прохідниками відповідного розряду. Згідно з діючим законодавством діють такі тарифні ставки:

VI розряд – 14,83 грн/год чи 88,98 грн/зміну;

V розряд – 12,76 грн/год чи 76,56 грн/зміну.

Комплексна норма виробітку визначається за формулою:

$$K_{нв} = \frac{L_{зах}}{\sum n_i}, \text{ м/чол-зм,} \quad (2.7)$$

де $\sum n_i$ – сумарна трудомісткість робіт прохідницького циклу, чол-зм.

Розраховується за допомогою табл.2.1.

Кількість прохідників у змінній ланці спрощено можна приймати, виходячи з площі поперечного перерізу стовбура, прийнятих з технологічної схеми і комплексу устаткування за такими рекомендаціям:

- для сполученої технологічної схеми – з розрахунку 6...7 м² площі поперечного перерізу стовбура у світлі на одного прохідника;

- для паралельно-щитової технологічної схеми – з розрахунку 3...4 м² площі поперечного перерізу стовбура у світлі на одного прохідника.

Таблиця 2.1.

Розрахунок сумарної трудомісткості робіт прохідницького циклу

Процеси прохідницького циклу	Од. вим.	Обсяг робіт на цикл по процесах, W_i	Норма часу згідно зі збірником [15], $H_{\text{ч}i}$	Коефіцієнт до норми часу, що враховує глибину та приток води, k_i	Трудомісткість робіт на цикл, чол.-зм., n_i	Тарифна ставка прохідника, грн/зм., a_i	Розцінка по процесах, грн, $a_i n_i$
Свердлення шпурів	м	$W_{\text{св}}$	§ 36-1-2	[15], табл.2...4	$n_{\text{св}} = \frac{W_{\text{св}} H_{\text{чсв}} k_{\text{св}}}{10 \cdot 6}$	88,98	$a_{\text{св}} n_{\text{св}}$
Навантаження породи	м ³	$W_{\text{н}}$	§ 36-1-6	[15], табл.2...4	$n_{\text{н}} = \frac{W_{\text{н}} H_{\text{чн}} k_{\text{н}}}{6}$	88,98	$a_{\text{н}} n_{\text{н}}$
Зведення постійного кріплення	м ³	$W_{\text{кр}}$	§ 36-1-13	[15], табл.2...4	$n_{\text{кр}} = \frac{W_{\text{кр}} H_{\text{чкр}} k_{\text{кр}}}{6}$	88,98	$a_{\text{кр}} n_{\text{кр}}$
Нарощення тимчасових трубопроводів							
а) вентиляції	м	$W_{\text{в}}$	§ 36-1-24	[15], табл.2...4	$n_{\text{в}} = \frac{W_{\text{в}} H_{\text{чв}} k_{\text{в}}}{6}$	76,56	$a_{\text{в}} n_{\text{в}}$
б) подачі бетону	м	$W_{\text{б}}$	§ 36-1-24	[15], табл.2...4	$n_{\text{б}} = \frac{W_{\text{б}} H_{\text{чб}} k_{\text{б}}}{6}$	76,56	$a_{\text{б}} n_{\text{б}}$
в) стиснутого повітря	м	W_{cn}	§ 36-1-24	[15], табл.2...4	$n_{\text{cn}} = \frac{W_{\text{cn}} H_{\text{чcn}} k_{\text{cn}}}{6}$	76,56	$a_{\text{cn}} n_{\text{cn}}$
РАЗОМ:					$\sum n_i$		$\sum a_i n_i$

Тривалість циклу виконання гірничопрохідницьких робіт (прохідницького циклу) визначається за формулою:

$$T = \frac{6 \sum n_i}{k_n b}, \text{ год}, \quad (2.8)$$

де k_n – коефіцієнт перевиконання норм виробітку, $k_n=1,05...1,25$.

b – кількість прохідників в одній ланці, чол.

Шляхом інваріантного підбора значень коефіцієнта k_n досягається кратність тривалості циклу цілому числу змін при тривалості зміни 6 годин (наприклад: 18, 24, 30, 36 і т.д. годин).

Явочний склад бригади при 4-змінному режимі роботи буде:

$$n_{\text{яв}} = 4b, \text{ чол.} \quad (2.9)$$

Обліковий склад бригади складе:

$$n_{об} = n_{яв} k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.10)$$

де $k_{об}$ – коефіцієнт облікового складу, що у свою чергу визначається зі співвідношення:

$$k_{об} = \frac{T}{T_{роб}}, \quad (2.11)$$

де T – кількість днів роботи ділянки в році;

$T_{роб}$ – кількість днів роботи прохідника в році;

$$T = 365 - t_{св}, \text{ дн.} \quad (2.12)$$

$$T_{роб} = 0,96(365 - t_{св} - t_{вих} - t_{відн}), \text{ дн.}, \quad (2.13)$$

де $t_{св}$ – кількість святкових днів у році, $t_{св}=10$;

$t_{вих}$ – кількість вихідних днів у році, $t_{вих}=85$;

$t_{відн}$ – кількість календарних днів відпустки прохідника в році, $t_{відн}=66$.

Комплексна розцінка проходки 1 м стовбура визначається так:

$$K_{ц} = \frac{\sum a_i n_i}{L_{зах}}, \text{ грн/м}, \quad (2.14)$$

де $\sum a_i n_i$ – сумарна розцінка всіх робіт прохідницького циклу, грн. Визначається розрахунком за допомогою табл.2.1.

2.4. Розрахунок часу операцій прохідницького циклу

На графіку організації робіт прохідницького циклу при сполученій схемі проходки наносяться виконувани послідовно чи з невеликим сполученням у часі такі процеси: буріння шпурів, навантаження породи, зведення постійного кріплення (сполучений і несполучений з навантаженням породи час) і нарощування технологічних трубопроводів з урахуванням перевиконання норм виробітку. Для паралельної схеми проходки складаються графіки організації робіт на виїмку породи і зведення постійного кріплення. При складанні графіка враховуються витрати часу на ненормовані роботи, що входять до складу кожного прохідницького процесу (див. табл.2.2).

Стосовно до проходки стовбура за сполученою схемою розрахунок часу і складання графіка організації робіт проводяться в порядку, наведеному нижче.

У залежності від обсягів робіт, трудомісткості виконання, кількості зайнятих прохідників і коефіцієнта перевиконання норм виробітку час на нормовані процеси визначається з такого виразу:

$$t_i = \frac{n_i T_{зм} L}{b k_n} = \frac{n_i}{b} M, \text{ год}, \quad (2.15)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, $T_{зм}=6$ годин; L – коефіцієнт, що враховує час на ненормовані операції;

$M = \frac{T_{зм} L}{k_n}$ – умовна постійна величина.

$$L = \frac{T_u - t_{но}}{T_u}, \text{ хв}, \quad (2.16)$$

де $t_{но}$ – час на ненормовані операції, хв;

$$t_{но} = t_3 + t_{np} + t_{cn} + t_{\text{вм}} + t_{\text{вн}} + t_{\text{бс}} + t_p, \text{ хв}, \quad (2.17)$$

t_3 – час заряджання шпурів, хв:

$$t_3 = \frac{Nt'_3}{n_3}, \text{ хв}, \quad (2.18)$$

N – кількість шпурів, шт.;

t'_3 – час заряджання одного шпуру, $t'_3=3$ хв;

n_3 – кількість заряджаючих, чол.;

t_{np} – час провітрювання після підричних робіт, $t_{np}=30$ хв;

t_{cn} – час, затрачений на спуск-виїзд змін при перезмінах,

$$t_{cn} = 10 m, \text{ хв}, \quad (2.19)$$

m – тривалість циклу, змін;

$t_{\text{вм}}$ – час спуска вибухових матеріалів (ВР і ЗІ), $t_{\text{вм}}=10$ хв;

$t_{\text{вн}}$ – час виїзду взривника, $t_{\text{вн}}=10$ хв;

$t_{\text{бс}}$ – час приведення стовбура в безпечний стан після підричних робіт,
 $t_{\text{бс}}=20$ хв;

t_p – резервний час, $t_p=20...30$ хв.

Час прохідницького циклу можна визначити як суму витрат часу на виконання окремих процесів:

$$T_u = t_{\text{св}} + t_n + t_{\text{кр}} + \frac{t_{но}}{60}, \text{ год}, \quad (2.20)$$

де $t_{\text{св}}$ – час на свердлення шпурів:

$$t_{\text{св}} = M \frac{n_{\text{св}}}{b}, \text{ год}; \quad (2.21)$$

t_n – час на навантаження породи:

$$t_n = M \frac{n_n}{b}, \text{ год}; \quad (2.22)$$

$t_{\text{кр}}$ – час на зведення постійного кріплення:

$$t_{\text{кр}} = M \frac{n_{\text{кр}}}{b}, \text{ год}; \quad (2.23)$$

$t_{\text{мп}}$ – час на нарощування всіх технологічних трубопроводів:

$$t_{\text{мп}} = M \frac{n_{\text{е}} + n_{\text{б}} + n_{\text{сн}}}{b}, \text{ год}. \quad (2.24)$$

Слід зазначити, що збірник [15] передбачає таке:

1) час на буріння шпурів містить у собі також час на спуск і приєднання, а також на від'єднання і видачу БУКС-1м;

2) час на навантаження породи – час підйому помосту перед підричними роботами і спуск його під збирання породи після провітрювання стовбура;

3) час на зведення постійного кріплення містить у собі також час на відрив, спуск і центрування металевої привибійної опалубки, рівний 30-40 хвилин;

4) заряджання не може виконуватися в двох суміжних змінах.

Таблиця 2.2.

Графік організації робіт прохідницького циклу для сполученої схеми проходки

№	Процеси	Обсяг робіт на цикл		Час		Зміна																														
		Од. вим.	Кількість	год.	хв.	I				II				III				IV																		
						08	09	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	01	02	03	04	05	06	07							
1	Спуск-підйом зміни	%	100	0	4х10																															
2	Спуск и приєднання БУКС - 1м	%	100	0	20																															
3	Свердлення шпурів	м	240	3	00																															
4	Роз'єднання та видача БУКС - 1м	%	100	0	20																															
5	Спуск ВМ	кг	300	0	10																															
6	Заряджання шпурів	шт	60	1	30																															
7	Підйом обладнання на вибухонебезпечну відстань	м	30	0	20																															
8	Виїзд підривника та робочих	%	100	0	10																															
9	Підривання та провітрювання вибою	%	100	0	30																															
10	Нарощування технологічних трубопроводів	м	4x4	2	00																															
11	Спуск обладнання для навантаження породи	м	30	0	10																															
12	Приведення стовбуру до безпечного стану після вибухових робіт	%	100	0	20																															
13	Навантаження породи (I фаза)	м ³	270	8	00																															
14	Зривання, спуск, центрування опалубки, підготовка бетонопроводів	%	100	0	40																															
15	Укладка бетону за опалубку	м ³	40	4	00																															
16	Навантаження породи (II фаза)	м ³	30	3	00																															
17	Резервний час			1	00																															

У тому випадку, якщо з розрахунку час на зведення постійного кріплення більше 2,5 годин, слід передбачати сполучення робіт із кріплення і збирання породи. Тоді час несполученого кріплення приймається рівним 2,5 години (включаючи час на відрив, спуск і центрування опалубки), а час сполученого – визначається з розрахунку роботи на сполученій операції 2-3-х прохідників за такою формулою:

$$t_{c.kp} = \frac{(t_{kp} - 2,5)b}{2 \dots 3}, \text{ год.} \quad (2.25)$$

Зекономлений за рахунок сполучення робіт час додається до резервного.

На підставі отриманих витрат часу на виконання окремих операцій прохідницького циклу будують графік організації робіт. У табл. 2.2 наведений зразковий графік для сполученої схеми проходки стовбура. Кількість прохідників, зайнятих у виконанні процесів, указується на графіку (див. табл.2.2).

3. ЗАХОДИ ЩОДО ПЕРЕТИНАННЯ ВИКИДОНЕБЕЗПЕЧНОГО ПЛАСТУ

При проходці стовбура періодично доводиться перетинати викидонебезпечні вугільні чи породні пласти. При цьому всі основні етапи робіт при перетинанні стовбуром чи іншими виробками викидонебезпечного пласту чітко регламентуються «Правилами безпеки...». Конкретні вимоги і використовувані технологічні прийоми з ведення робіт викладені в таких нормативних документах: «Технологічні схеми розробки пластів, небезпечних по раптових викидах вугілля, породи і газу», «Інструкції з безпечного ведення гірничих робіт на пластах, небезпечних по раптових викидах вугілля, породи і газу» і «Інструкції з безпечного ведення гірничих робіт на шахтах, що розробляють схильні до гірничих ударів пласти» [16...18].

3.1. Загальні вимоги

1. Усі робочі і посадові особи на шахтах, що розробляють викидонебезпечні та погрожувальні пласти, повинні мати при собі ізолюючі саморятувальники. Майстер-підривник, особа з нагляду і робітники, які направляються для виконання хитного висаджування, повинні мати «метан-сигналізатори» сполучені з головним світильником.

2. На викидонебезпечних пластах, де поточним прогнозом отримані значення "небезпечно" і регіональні способи запобігання викидів не застосовуються, підривні роботи повинні проводитися в режимі хитного висаджування відповідно до ПБ і нормативних документів по застосуванню хитного висаджування.

3. У Донбасі на особливо викидонебезпечних шахтопластах (ділянках) за узгодженням з МакНДІ можуть застосовуватися заходи для зниження частоти й інтенсивності раптових викидів при підривних роботах. А також встановлюють обмеження по сполученню виконання технологічних процесів у часі.

4. Керівники ділянок у паспортах розробки викидонебезпечних пластів повинні передбачати і при розподілі нарядів направляти одночасно на усі види робіт мінімальну кількість людей.

Допускається з дозволу технічного директора ВО (ДХК) за узгодженням з МакНДІ і Управлінням округу Держкомхоронпраці України зміна окремих положень цих правил.

3.2. Черговість виконання робіт при перетині викидонебезпечного пласту

- розвідка положення пласту щодо вибою розкривної виробки;
- уведення режиму хитного висаджування у вибої стовбура;
- прогноз викидонебезпечності в місці розкриття;
- виконання способів запобігання викидів при небезпечних значеннях викидонебезпечності, установлених прогнозом;
- здійснення контролю ефективності способів запобігання викидів;
- уведення дистанційного керування при проведенні стовбура стовбуропрохідницьким комбайном;
- оголення і перетинання пласту;
- видалення від пласту.

Прогноз викидонебезпечності пластів у Донбасі здійснюється по швидкості газовиділення (g), йодному показнику (ΔJ) і коефіцієнту міцності порід по шкалі проф. М.М.Протодьяконова (f). Ситуація перед розкриттям оцінюється як безпечна при одночасному виконанні трьох умов: $g \leq 2$ л/хв; $\Delta J \leq 3,5$ мг/Г; $f \geq 0,6$.

Якщо прогнозом установлені «небезпечні значення» показників викидонебезпечності, то розкриття пласту повинне вироблятися з застосуванням способів запобігання викидів. Після виконання способів запобігання викидів і контролю їхньої ефективності розкриття пластів повинні робити хитним висаджуванням чи комбайнами з дистанційним керуванням.

При розкритті викидонебезпечних пластів стовбурами за допомогою буровибухових робіт прогноз у місці розкриття і способи запобігання викидів можуть не застосовуватися за умови, що оголення і перетинання пласту на повну потужність буде зроблено за одне висадження (що на практиці може бути реалізоване досить рідко).

При наближенні вибою до погрожуючого пласту чи до прошарку потужністю більш 0,3 м, якщо прогнозом установлені «безпечні значення» показників викидонебезпечності, розкриття можна здійснювати без застосування способів запобігання викидів за допомогою підривних робіт у режимі, установленому для надкатегорійних по газу шахт чи комбайнами з дистанційним керуванням.

Якщо прогнозом встановлені «небезпечні значення» показників викидонебезпечності, розкриття погрожуючих пластів і прошарків, потужністю більш 0,3 м виконують із застосуванням способів запобігання викидів. Після виконання способу і контролю його ефективності розкриття пласту чи прошарку здійснюється хитним висаджуванням чи комбайнами з дистанційним керуванням.

Допускається розкриття прошарків потужністю 0,1...0,3 м хитним чи висаджуванням комбайнами з дистанційним керуванням без застосування прогнозу викидонебезпечності і способів запобігання викидів.

Перед початком проведення вертикального стовбура повинна бути виконана

попередня розвідка всієї пересічної стовбуром товщі порід до нижньої проектною відмітки стовбура. Розвідницька свердловина буриться в контурі стовбура.

У стовбурах, що поглиблюються, додаткову розвідку пересічної стовбуром товщі порід роблять розвідницькими свердловинами з відстані 10 м до пласту по нормалі.

При розкритті стовбурами вугільних пластів для запобігання раптових викидів виконують буріння дренажних свердловин, зведення каркасного кріплення, гідрообробку вугільного масиву, а в складних гірничо-геологічних умовах допускається сполучення цих способів.

При розкритті викидонебезпечного пласту вибоєм стовбура, проведеного комбайновим способом, роблять з дистанційним керуванням прохідницьким комплексом з поверхні.

3.3. Основні способи

3.3.1. Розкриття стовбура з буравленням дренажних свердловин

1.1. Перед розкриттям викидонебезпечного пласту стовбурами дренажні свердловини бурять таким чином, щоб точки виходу свердловин із пласту були вилучені один від одного не більше ніж на $2 R_{ef}$. Точки виходу свердловин із пласту повинні бути розташовані в межах необхідної зони обробки на відстані не більш R_{ef} від контуру цієї зони. R_{ef} приймається рівним 0,75 м. Дегазація вважається ефективною після зниження тиску газу в контрольних шпурах до величини менш, ніж 10 кг/см^2 .

1.2. При відслоненні пластів свердловини бурять з відстані 2 м до пласту по нормалі. Діаметр свердловин повинний бути 80-100 мм. Відстань від контуру стовбура до свердловини і між свердловинами в площині вибою останньої заходки, що проходиться під захистом цих свердловин, повинна складати 1,5 м. Довжину свердловини визначають з розрахунку постійного випередження вибою стовбура свердловинами на 2 м.

1.3. Схеми буріння дренажних свердловин при відслоненні пласту наведені в «Інструкції ...» [16].

3.3.2. Розкриття стовбурами зі зведенням каркасного кріплення

1. Каркасне кріплення, що обгороджує, виконується з металевих стрижнів періодичного профілю діаметром 36-38 мм чи труб діаметром 40-50 мм, зацементованих у свердловинах діаметром 42-80 мм, і повинне випереджати вибій стовбура не менш ніж на 2 м. Вільні кінці стрижнів зашпаровують у постійне кріплення стовбура на відстані 2 м по нормалі від пласту.

2. Свердловини для каркасного кріплення необхідно бурити з відстані 2 м від пласту по нормалі і розташовувати по периметрі через 0,3-0,5 м (рахуючи по точках), вхід ухилу свердловин повинний бути таким, щоб у площині вибою вони розташовувалися на відстані не менш 1,5 м від проектного контуру стовбура при бурінні свердловин по вугіллю.

3. При відслоненні пластів, коли вибій чергової заходки знаходиться в

породах покрівлі пласту, відстань свердловин від контуру стовбура в площині цієї західки повинне бути не менш ніж 1 м. При виході свердловин у породи лежачого боку кінці їх повинні відстояти від ґрунту пласту на відстані, не менш 1 м по нормалі.

4. При розкритті крутих пластів каркасне кріплення можна зводити не за всім периметром стовбура, а тільки в місці його перетинання із пластом.

3.3.3. Розкриття стовбуром з гідророзпушуванням вугільного масиву

1. Гідророзпушування вугільного масиву при розкритті пластів здійснюють через свердловини діаметром 42-60 мм, пробурені з відстані не менш 3 м по нормалі до пласту. У середині вибою по осі стовбура бурять контрольну свердловину діаметром 100 мм.

2. При діаметрі стовбура 6 м бурять 5-6 свердловин для нагнітання води; при діаметрі стовбура 8 м бурять 7-8 свердловин. Герметизацію свердловин здійснюють цементним розчином на величину породної пробки.

3. Нагнітання води виконують під тиском. Нагнітання можна робити через серії свердловин, що бурять у міру посування вибою. Нагнітання здійснюють послідовно в кожену свердловину доти, поки вода не проникне в сусідню і центральну контрольну свердловину.

4. Процес нагнітання повинний бути закінчений після зниження тиску нагнітання і збільшення витрати води. Нагнітання вважають ефективним після зниження тиску газу в контрольних шпурах до величини 10 кгс/см².

3.3.4. Проведення виробок комбайнами зі спеціальним виконавчим органом

Запобігання викидів при проведенні виробок по викидонебезпечних породах прохідницькими комбайнами досягається за рахунок зменшення швидкості деформації пружного відновлення масиву шляхом регулювання режиму руйнування порід і зниженням напруг на контурі виробки доданням їй круглої, а вибою – напівсферичної форми. Руйнування породного масиву здійснюють комбайнами зі спеціальним виконавчим органом. Параметри технології проведення виробок прохідницьким комбайном такі:

а) швидкість проведення виробок по викидонебезпечних породах визначається з формул:

$$V = \frac{0,9}{L};$$
$$L = 0,3VD$$

де L – глибина півсфери вибою при руйнуванні порід;

V – показник викидонебезпечності порід;

D – діаметр виробки, м.

Контроль режиму роботи комбайна може виконуватися за даними акустичного прогнозу викидонебезпечності порід. При високому ступені викидонебезпечності порід швидкість проведення виробки не повинна перевищувати 0,5 м/год, а при середньої – 1 м/год.

4. ПРАВИЛА БЕЗПЕКИ ПРИ ПРОВЕДЕННІ СТОВБУРА

При проектуванні спорудження стовбура і складанні графічної частини слід враховувати такі вимоги Правил безпеки [5]:

1. Після спорудження устя стовбура забороняється подальша його проходка без попереднього перекриття на нульовій відмітці.

2. При проходці стовбура привибійна його частина обладнується помостом, що підвішується на канатах таким чином, щоб при його переміщенні не порушувалася горизонтальна стійкість і виключалася можливість заклинювання. Забороняється експлуатація помостів без розпору.

3. Підвісний помост при паралельному веденні прохідницьких робіт і зведенні постійного кріплення повинен мати верхній поверх для захисту працюючих на помості від можливого падіння предметів зверху. Усі поверхи помосту за периметром, а також прорізи для розтрубів повинні бути обшиті ґратчастим огороженням висотою 1400 мм (прорізи – 1600 мм), нижня частина якого обшивається металом суцільно на висоту 300 мм. У поперечних перекриттях помостів повинні бути передбачені оглядові отвори, що дозволяють бачити положення у вибої й устаткування, розміщене нижче помосту.

4. Помост повинний бути обладнаний спеціальними пристроями, що перекидають зазор між ним і кріпленням, що зводиться.

5. У слабких і хитливих породах величина відставання чи кріпи нижньої крайки опалубки від вибою і висадженою гірничою масою не повинне перевищувати 1,0-1,5 м.

6. Зазори між найбільш виступаючою частиною чи бадді направляючої рамки і розстрілами при проходці стовбурів з рівнобіжним чи наступним армуванням повинні бути:

- при канатних провідниках, розташованих в площині, що перпендикулярна розстрілам..... не менш 350 мм;
- при канатних провідниках, розташованих в площині, що паралельна розстрілам..... не менш 400 мм;
- при жорстких провідниках між найбільш виступаючої частиною стійки направляючої рамки та провідником не менш 30 мм.

7. Зазор між кріпленням стовбура і піднімальними судинами чи виступаючими частинами устаткування, розташованого в стовбурі повинний бути не менш ніж 400 мм.

8. При кріпленні стовбура бетоном бетонопроводи повинні бути застраховані цільним канатом по всій довжині.

9. Вентиляційні установки для провітрювання стовбурів повинні знаходитися на поверхні не ближче 20 м від стовбурів і працювати безупинно.

10. У стовбурах, призначених для пересування людей і транспортування вантажів при наявності вентиляційних установок, повинні бути встановлені шлюзи, перемички яких повинні мати основні і реверсивні ляди.

11. Для провітрювання вертикальних стовбурів застосування гнучких

вентиляційних труб допускається тільки у вибою стовбура на висоту одного поверху, при цьому відстань від кінця труби до вибою не повинна перевищувати 15 м (під час навантаження породи грейфером – 20 м). В інших випадках використовуються труби з твердого матеріалу, що жорстко кріпляться до кріплення чи армування стовбура або підвішуються на канатах.

12. При проектуванні розміщення прохідницького устаткування у поперечному перерізі стовбура повинне бути передбачене місце для підвісної аварійно-рятувальної драбини, довжина якої повинна забезпечувати розміщення на ній одночасно всіх робітників найбільшої за чисельністю зміни. У випадку, якщо проектом не передбачається проходження цієї драбини через робочий поміст, на нижньому його поверсі також повинна знаходитися аварійна канатна драбина.

13. Незалежно від припливу води у стовбурі повинний бути підвішений насос, при цьому резервний насос можна розташовувати поблизу стовбура.

5. ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ ПРОХОДКИ СТОВБУРА

5.1. Швидкість проходки стовбура

Добова швидкість проходки стовбура складає:

$$v_{\text{доб}} = \frac{4L_{\text{зах}}}{t}, \text{ м/добу}, \quad (5.1)$$

де t – тривалість циклу в змінах.

Місячна швидкість проходки стовбура буде:

$$V_{\text{міс}} = v_{\text{доб}} n_{\text{доб}}, \text{ м/міс}, \quad (5.2)$$

де $n_{\text{доб}}$ – кількість діб роботи ділянки. $n_{\text{доб}} = 30$ діб.

5.2. Тривалість проходки стовбура

$$T_{\text{см}} = \frac{H_{\text{см}}}{V_{\text{міс}}}, \text{ міс}, \quad (5.3)$$

де $H_{\text{см}}$ – загальна глибина стовбура, м.

5.3. Продуктивність праці прохідника

Визначається в такий спосіб:

$$П = \frac{L_{\text{зах}}}{bt}, \text{ м/чол.-зм}. \quad (5.4)$$

Також продуктивність праці прохідника може бути виражена в кубічних метрах готового стовбура у світлі, тобто:

$$П' = ПS_{\text{св}}, \text{ м}^3/\text{чол.-зм}. \quad (5.5)$$

5.4. Вартість проходки 1 м стовбура

Вартість проходки 1 м стовбура буде визначатися при виконанні розрахункового завдання в курсі «Проектно-кошторисна справа» при складанні локального кошторису і договірної ціни з використанням вихідних даних даного проекту, комп'ютерної програми «Будівельні технології – Кошторис» [19] і «Ресурсних елементних кошторисних норм на будівельні роботи» Збірник Е35 [20].

№	Показники	Величина
1	Явочний склад комплексної бригади, чол.	
2	Списковий склад комплексної бригади, чол.	
3	Комплексна норма виробки, м/чол.-зм.	
4	Продуктивність праці прохідника, м/чол.-зм.	
5	Добова швидкість проходки стовбура, м/добу	
6	Місячна швидкість проходки стовбура, м/міс	
7	Повна вартість проходки 1 м стовбура, грн/м	
8	Повна вартість проходки 1 м ³ стовбура, грн./м ³	
9	Загальна вартість проходки стовбура, грн	
10	Тривалість проходки стовбура, міс	

ПЕРЕЛІК РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. СНИП II-94-80. Нормы проектирования. Подземные горные выработки. Часть II. – М.: Стройиздат, 1982. – 32 с.
2. ДСТУ Б А.2.4-4-99 (ГОСТ 21.101-97) Основные требования к проектной и рабочей документации. – К.: Укрархбудінформ, 1999. – 58 с.
3. ГОСТ 2.850-75 – ГОСТ 2.857-75. Горная графическая документация. – М.: Изд-во стандартов, 1983. – 200 с.
4. Стандарт вищого навчального закладу СТВНЗ-2070743-КР-2000.
5. Правила безпеки у вугільних шахтах. – К.: Основа, 1996. – 421 с.
6. Единые правила безопасности при взрывных работах.- К.: Норматив, 1992. – 171 с.
7. Покровский Н.М. Проектирование комплексов выработок подземных сооружений. – М.: Недра, 1970. – 320 с.
8. Справочник инженера-шахтостроителя. В 2 т./ Под общ. ред. В.В.Белого. – М.: Недра, 1983. – Т.1. – 424 с.
9. Малевич Н.А. Машины и комплексы оборудования для проходки вертикальных стволов. – М.: Недра, 1975. – 342 с.
10. Насонов И.Д., Ресин В.И., Шуплик М.Н. Технология строительства подземных сооружений. Ч.1. Строительство вертикальных выработок. – М.: Недра, – 1983. – 232 с.
11. Гузев А.Г., Гудзь А.Г., Пономаренко А.К. Технология строительства горных предприятий. – К.: Вища школа, 1986. – 392 с.
12. Смирняков В.В. Технология строительства горных предприятий. – М.: Недра, 1989. – 573 с.
13. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. – М.: Недра, 1976. – 254 с.
14. Технологические схемы сооружения вертикальных стволов. В 2 ч. Ч. 1. Оснащение и проходка вертикальных стволов обычным способом. – Харьков: ВНИИОМШС, 1979. – 273 с.
15. Единые нормы и расценки на строительные, монтажные и ремонтно-строительные работы: Сборник Е36. Горнопроходческие работы. – М.: Стройиздат, 1988. – 207 с.
16. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. – М.: ИГД им. А.А.Скочинского. – 1989. – 191с.
17. Технологические схемы разработки пластов опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. – М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1982. – 255с.
18. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. В 2 т. – М.: Минуглепром СССР, 1991. – Т.1. – 206 с.; Т.2. – 413с.
19. ПП “Будівельні технології – КОШТОРИС”. Computer Logic, ltd, 2000.
20. ДБН Д. 2.2-35-99 Ресурсні елементні кошторисні норми на будівельні роботи: Зб. Е35. – Харків. – 2000.

Укладачі:
Мінєєв Сергій Павлович
Левіт В
Вигодін Михайло Олександрович
М'якенький В'ячеслав Валентинович
Солодянкін Олександр Вікторович
Борщевський Сергій Васильович
Пшеничний Ю
Григор'єв Олексій Євгенович

Методичні рекомендації до виконання курсового проекту з дисципліни
“Технологія будівництва вертикальних виробок” (напрямок підготовки 0903
Гірництво) / Уклад.: С.П.Мінєєв, В.В.Левіт, М.О.Вигодін та ін. –
Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2005. – 31 с.

Редакційно-видавничий комплекс
Редактор Ю.В. Рачковська

Підписано до друку 16.02.05. Формат 30х42/4
Папір Cartain. Ризографія. Умовн. друк. арк. 1,8.
Обл.-вид. арк. 1,8. Тираж 150 прим. Зам. №

НГУ
40027, м. Дніпропетровськ, просп. К.Маркса, 19.