

3. Розробка паспорта буропідричних робіт

Буріння - це процес руйнування породи або корисних копалин з ціллю утворення свердловини або шпура за допомогою бурового приладу. Шпури - бурять ручними електро- и пневмосвердлами, пневмо- і гідроперфораторами, бурильними машинами і колонковими свердлами. Шпури бурять діаметром 36÷43 і 65мм, їх глибина складає: в горизонтальних виробках - до 3м, в вертикальних стволах - до 5 м.

Ефективність вибухових робіт при проведенні гірничих виробок залежить від розташування шпурів в забої. Схему розташування шпурів в забої вибирають в залежності від міцності і структури порід, форми і площі поперечного перерізу виробки. Розрізняють: врубіві, допоміжні, відбійні та оконтурюючі шпури.

Схеми розташування шпурів відрізняються один від одного напрямом розташуванням врубів. Приклад розташування шпурів в забоях горизонтальних та похилих гірничих виробок перерізом до 16 м² зображений на рис. 3. Приклад розташування шпурів в забої вертикальної виробки зображений на рис. 4.

З метою раціонального і безпечного ведення підричних робіт для кожного вибою розроблюють паспорт буропідричних робіт. В паспорті вказуються всі необхідні дані для буріння і заряджання шпурів, підривання зарядів і забезпечення умов безпеки як в самому вибої, так і в прилеглих до нього виробках на період підривання.

Паспорт буропідричних робіт містить:
схему розташування шпурів, вагу заряду в шпурах, черговість їх підривання; таблицю показників (переріз виробки, міцність породи,

тип і кількість бурових машин, тип і кількість бурових коронок, тип і витрати ВР, засоби підривання, коефіцієнт використання шпурів, переміщення по вибою за один цикл, вихід породи й таке ін.).

Кращий з них беруть за основу і розроблюють на його основі паспорт буро-підривних робіт. Проведення вибухових робіт без паспорта заборонено.

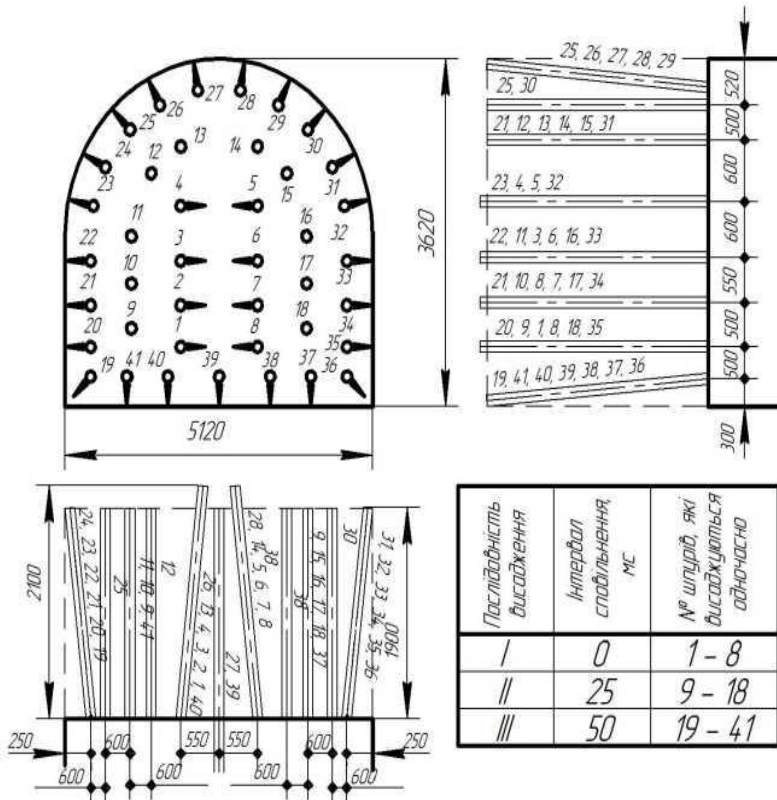


Рис.3. Приклад розташування шпурів в горизонтальній виробці при звичайному висаджуванні.

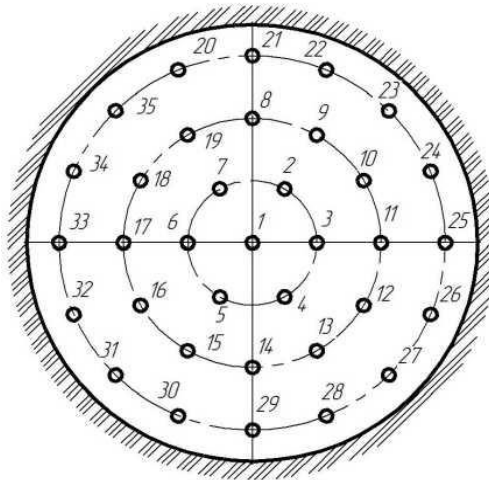
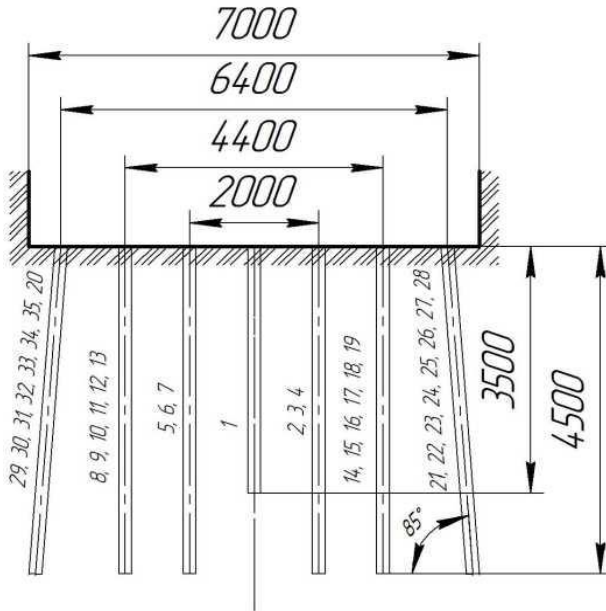


Рис 4. Приклад розташування шпурів у вибоях вертикальних стволів

При розробці паспорта буропідричних робіт необхідно обґрунтувати:

- тип вибухової речовини (ВР), що застосовують, і засобів

підривання (ЗП);

- витрату ВР на 1 м³ породи, яка підривається;
- кількість, глибину і розташування шпурів;
- величину зарядів;
- спосіб з'єднання електродетонаторів.

Вибір типу ВР і ЗП здійснюється з урахуванням пило-газового режиму об'єкту, геомеханічних властивостей порідного масиву, ступені обводненості виробок та інших факторів, в залежності від міцності властивостей породи рекомендована ВР з наступними значеннями працездатності (табл. 2).

Таблиця 2

Значення працездатності ВР

Параметр	Значення			
	1-3	3-6	6-10	Більше 10
Коефіцієнт міцності порід (f)	1-3	3-6	6-10	Більше 10
Працездатність рекомендованої ВР, см ³	220	220-320	320-400	400-600 і більше

Для вибухових робіт при проведенні горизонтальних виробок в міцних породах застосовується ВР типу амонітів. В безпечних шахтах, у яких вміст газу чи пилу не перевищує норми, найбільше поширення отримали амоніти скельні № 1 і №3, детоніт М, а в породах середньої міцності - амоніт №6 ЖВ. В шахтах, небезпечних із-за газу чи пилу, при проведенні виробок по породі використовується породний амоніт АП-5 ЖВ. Характеристики деяких ВР приведені в табл. 3.

Таблиця 3

Характеристики ВР

Назва ВР	Щільність ВР в патронах, г/см ³	Працездатність, см ³	Швидкість детонування, км/с	Вид упаковки
Застосування ВР у безпечних забоях, на вміст газу чи пилу				
Амоніт 6ЖВ	1,0-1,2	360-380	3,6-4,8	Патрони Ø32, 60, 90 мм
Амонал - 200	0,95-1,1	400-430	4,2-4,6	Патрони Ø 32 мм

Продовження табл. 3

Назва ВР	Щільність ВР в патронах,	Працевдатність, см ³	Швидкість детонування,	Вид упаковки
Амонал М-10	0,95-1,2	430	4,2-4,6	Патрони Ø 32 мм
Амонал скельний №3	1,0-1,1	450-470	4,2-4,6	Патрони Ø 45, 60,90 мм
Амонал скельний №1	1,43-1,58	450-480	6,0-6,5	Патрони Ø36,45, 60,90 мм
Детонит	0,92-1,2	450-500	40-60	Патрони Ø28, 32, 36 мм
Застосування ВР у небезпечних забоях, на вмісту газу чи пилу				
Амоніт АП-5ЖВ	1,0-1,15	320-330	3,6-4,6	Патрони Ø36 мм
Амоніт Т-19	1,05-1,2	267-280	3,6-4,3	Патрони Ø36 мм
Амоніт ПЖВ-20	1,05-1,2	265-280	3,5-4,0	Патрони Ø 36 мм

Характеристика і умови використання деяких промислових ЗП наведені в таблиці 4.

Таблиця 4

Характеристики ЗП

Показники	ЕД-8с: ЕД-8-56с	ЕД-8П-59; ЕД-9-60; ЕД-8-ПМ	ЕДКЗ-25 (ЕДКЗ-1, 2, 3, 4, 5, 6); ЕДКЗ- 15В(ЕД-3Н)	ЕДКЗ-25ПВ (ЕДКЗ-ПМ- 25); ЕДКЗ- 15ПВ (ЕДКЗ- ПМ-15)	ЕДЗД-7,8, 9,10,11, 12,13,14,15
Опір, Ом	Відповідно 1,6-3,6 і 2-4,2	2-4,2	2-4,2	2-4,2	2-4,2
Безвідмовний, запальний струм, А	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Безпечний незапальний струм, А	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18

Показники	ЕД-8с; ЕД-8-56с	ЕД-8П-59; ЕД-9-60; ЕД-8-ПМ	ЕДКЗ-25 (ЕДКЗ-1, 2, 3, 4, 5, 6); ЕДКЗ- 15В(ЕД-3Н)	ЕДКЗ-25ПВ (ЕДКЗ-ПМ- 25); ЕДКЗ- 15ПВ (ЕДКЗ- ПМ-15)	ЕДЗД-7,8, 9,10,11, 12,13,14,15
Дія	Миттєва	Миттєва	Коротко- уповільнена	Коротко- уповільнена	Уповільнена
Інтервал уповільнення	–	–	Відповідно 25 і 15 мс	Відповідно 25 і 15 мс	Від 0,25 до 2с
Кількість серій уповільнення	–	–	Відповідно 6 (25 ,50, 75, 100, 150, 250 мс) і 30	Відповідно 4 і 8 мс	Всього 9 із уповільненням 0,5, 0,75, 1, 1,5, 2,4, 6,8 і 10 с
Запобіжні властивості відносно запалення метану	Незапобіжні	Запобіжні	Незапобіжні	Запобіжні	Незапобіжні
Область застосування	В шахтах всіх категорій	В шахтах всіх категорій	В шахтах всіх категорій (сумарна пауза спрацювання в шахтах, небезпечних по газу чи пилу 0,13 с, а при підриванні тільки по породі 0,195 с)	В шахтах всіх категорій	В шахтах, безпечних по газу і пилу

3.1. Розрахунок зарядів

Необхідну кількість ВР на 1 м³ породи, що підривають (питомі витрати) можна визначити за наближеною формулою:

$$q = 1,1e \sqrt{\frac{f}{S}} k, \text{ кг/м}^3, \quad (34)$$

де q – питомі витрати ВР, кг/м³;

e – коефіцієнт працездатності ВР, що дорівнює $\frac{525}{P}$ (тут P – працездатність (см³) ВР, що використовується, 525 – працездатність 93 %-ого динаміту);

f – коефіцієнт міцності породи за шкалою проф. М.М. Протод'яконова;

S – площа вибою в проходці, м²;

k – коефіцієнт, що враховує кількість відслонених площин (при одній $k = 1$, при двох $k = 0,6 - 0,7$).

Уточнені формули мають вигляд:

– для вибоїв з однією площиною відслонення

$$q = 0,4e \left(\sqrt{0,2f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2, \text{ кг/м}^3; \quad (35)$$

– з двома площинами

$$q = 0,15e \left(\sqrt{f} \left(\sqrt{0,2f} + \frac{1}{B} \right) \right), \text{ кг/м}^3, \quad (36)$$

де B – ширина виробки, м.

Таблиця 5

Площа вибою (в проходці), м ²	Коефіцієнт міцності порід за шкалою Протод'яконова	Питомі витрати ВР, кг/м ³		
		Малої потужності (бризантність 10-12мм)	Середньої потужності (бризантність 13-15 мм)	Підвищеної потужності (бризантність 15-17 мм)
1,4-2,8	12-15	5,5-6,3	4,9-5,6	3,5-4,0
	8-10	5,0-5,7	4,5-5,0	3,2-3,6
	5-7	3,1-3,8	2,8-3,4	2,0-2,4
	3-4	1,9-2,2	1,7-1,9	1,2-1,4
	2-1,5	1,6-1,7	1,4-1,5	1,0-1,1
3-4,8	12-15	5-5,7	4,5-5,0	3,2-3,6
	8-10	4,4-4,7	3,9-4,2	2,8-3,0
	5-7	—	2,4-2,7	1,7-1,9
	3-4	1,6-1,9	1,5-1,8	1,1-1,3
	2-1,5	1,4-1,6	1,2-1,4	0,9-1,0
5,0-6,8	12-15	4,7-5,2	4,2-4,6	3,0-3,3
	8-10	4,0-4,4	3,5-4,0	2,5-2,8
	5-7	2,7-3,2	2,4-2,8	1,7-2,0
	3-4	1,6-1,9	1,5-1,7	1,0-1,2
	2-1,5	1,3-1,4	1,1-1,3	0,8-0,9
7,0-9,8	12-15	4,5-5,0	3,9-4,5	2,8-3,2
	8-10	3,6-4,1	3,2-3,7	2,3-2,6
	5-7	2,5-2,8	2,1-2,2	1,5-1,6
	3-4	1,6-1,7	1,4-1,6	1,0-1,1
	2-1,5	1,1-1,3	1,0-1,1	0,7-0,8
10-12	12-15	4,1-4,8	3,7-4,2	2,6-3,0
	8-10	3,5-3,8	3,1-3,4	2,2-2,4
	5-7	2,2-2,8	1,9-2,5	1,4-1,8
	3-4	1,4-1,6	1,2-1,4	0,9-1,0
	2-1,5	0,9-1,1	0,8-1,0	0,6-0,7
13-16	12-15	4,0-4,5	3,5-3,9	2,5-2,8
	8-10	3,3-3,5	2,9-3,1	2,1-2,2
	5-7	2,0-2,4	1,8-2,1	1,3-1,5
	3-4	1,3-1,4	1,1-1,2	0,8-0,9
	2-1,5	0,9-1,1	0,8-1,0	0,6-0,7

Таблиця 6

Потужність ВР	Питомі витрати ВР при проведенні ПР у змішаних вибоях, кг/м ³		
	Породи, що підриваються		
	глинисті сланці	піщані сланці	пісковики
Мала (бризантність 10-12 мм)	0,65-0,95	0,70-0,90	0,75-1,10
Середня (бризантність 13-15 мм)	0,60-0,90	0,65-0,95	0,70-1,00
Підвищена (бризантність 15-17 мм)	0,55-0,85	0,60-0,90	0,65-0,95

Необхідну кількість ВР на західку (цикл) визначають за формулами:

– при наближених обчисленнях:

$$Q = qS_{np}l_{зах} = qS_{np}l_{ш}\eta, \text{ кг}; \quad (37)$$

– при уточнених обчисленнях:

$$Q = q_{вр}n_{вр} + q_{дон}n_{дон} + q_{відб}n_{відб}, \text{ кг}, \quad (38)$$

де Q – загальна кількість ВР на західку, кг;

q – питомі витрати ВР, кг/м³;

S_{np} – площа вибою в проходці, м²;

$l_{зах}$ – передбачуване просування вибою після вибуху, м;

$l_{ш}$ – середня глибина шпура, м;

η – коефіцієнт використання шпура (к. в. ш.); приймають при обчисленнях η рівним одиниці; фактично $\eta = 0,8 \div 0,9$;

$q_{вр}, q_{дон}, q_{відб}$ – вага зарядів відповідно врубових, допоміжних і відбійних шпурів, кг;

$n_{вр}, n_{дон}, n_{відб}$ – кількість відповідно врубових, допоміжних і відбійних шпурів у даному вибої.

Кількість ВР на один шпур (вага шпурового заряду $q_{ш}$), зазвичай, визначають з виразу:

– при використанні патрованої ВР

$$q_{ш} = \frac{lk_3}{l_n} q_n, \text{ кг}; \quad (39)$$

– при порошкоподібній ВР

$$q_{ш} = \frac{\pi d^2}{4} lk_3 \Delta, \text{ кг}, \quad (40)$$

де l – довжина шпура, м;

k_3 – коефіцієнт заповнення шпура, що являє собою відношення довжини заряду до загальної довжини шпура;

l_n – довжина патрона, м;

q_n – вага патрона, кг;

d – діаметр шпуру, м;

Δ – щільність заряджання, кг/м³.

Формула (40) також може бути застосована при використанні патронуваної ВР. Тоді d буде діаметром патрона, а Δ – щільністю патронування.

Перевірку зарядів на можливість їх розміщення в шпурах використовують в наступному порядку.

1. Визначають кількість патронів ВР на шпур:

$$n_n = \frac{Q}{Nq_n}, \text{ шт}, \quad (41)$$

де N – кількість шпурів, що беруть на всю площу вибою.

2. Підраховуємо вагу шпурового заряду за умови використання цілого числа патронів у шпурі

$$q_{ш} = q_n n'_n, \text{ кг}, \quad (42)$$

де n'_n – прийняте ціле число патронів на шпур.

3. Перевіряють вагу заряду $q_{ш}$ на можливість розміщення його в шпурі при додержанні необхідної довжини забиття:

$$l_{заб} = l - n'_п l_п, \text{ м}, \quad (43)$$

де $l_{заб}$ – частина шпура, що залишається для забиття, м.

Одержана довжина забиття має задовольняти вимоги ЄПБ при вибухових роботах, зокрема: в шахтах, небезпечних по газу чи пилу, вона повинна бути не менше половини довжини шпура при підриванні по вугіллю і не менше однієї третини при підриванні по породі. Якщо довжина шпурів по породі менше 0,9 м, то забиття повинно бути не менше половини довжини шпура.

Необхідно мати на увазі, що для кращого ефекту підривання і раціональної витрати ВР, вагу заряду врубових шпурів рекомендують брати на 15–20 % більшою за середню вагу заряду, а допоміжних – на 10–15 % меншою. Вага зарядів відбійних шпурів повинна дорівнювати середній вазі заряду. Розміри патронів наведені в *табл. 3*.

3.2. Визначення кількості шпурів

Загальну кількість шпурів визначають за формулою:

$$N = \frac{1,27qS}{d_п^2 \Delta_п k_3}, \quad (44)$$

де γ – кількість ВР, що припадає на 1 м довжини шпура ($\gamma = 0,35 \div 0,8$ кг/м);

$d_п$ – діаметр патрона ВР, м;

$\Delta_п$ – густина патронування, кг/м³.

3.3. Визначення глибини шпурів

Ефект підривних робіт багато в чому залежить від прийнятої глибини шпурів. Домовимося називати *довжиною шпура* l відстань по його осі від устя до забою шпура.

Глибиною шпура l_u називають проекцію довжини шпура на вісь виробки:

$$l_u = l \sin \alpha, \text{ м}, \quad (45)$$

де α – кут нахилу шпура до площини вибою.

Відношення довжини заходки $l_{зax}$ до глибини шпура називають *коефіцієнтом використання шпура* (к. в. ш.)

$$\eta = \frac{l_{зax}}{l_u}, \quad (46)$$

де η – к. в. ш., який дорівнює 0,8–0,9.

Глибина шпурів найчастіше буває 2–2,5 м. Її установлюють залежно від перерізу виробки, міцності порід, необхідних темпів посування виробки і часу виконання повного циклу роботи.

Залежно від заданої швидкості проведення середня глибина шпурів у комплекті може бути визначена за формулою:

$$l_u = \frac{C}{n_m n \eta}, \text{ м}, \quad (47)$$

де C – необхідна швидкість проведення виробки, м/міс;

n_m – кількість робочих днів у місяці (25);

n – добова кількість циклів, яку беруть з таких міркувань, щоб одержати допустиму глибину шпурів (зазвичай 2–2,5 м).

Залежно від прийнятої тривалості циклу глибину шпурів знаходять за формулами:

– при однорідному вибої

$$l_u = \frac{(T_u - B)k_n}{T \left(\frac{N}{n_\sigma H_\sigma \sin \alpha} + \frac{\eta S_\Pi}{n_n H_n} + \frac{\eta}{Ln_k H_k} \right)}, \text{ м}, \quad (48)$$

– при змішаному вибої (вугілля і порода)

$$l_u = \frac{(T_u - B)k_n}{Tm \left(\frac{N_\sigma}{n_\sigma N_{\sigma,\sigma}} + \frac{\eta_\sigma S_\sigma}{n_{н,\sigma} H_{н,\sigma}} + \frac{\eta_B N_\Pi}{n_{\sigma,\Pi} H_{\sigma,\Pi} \eta_\Pi} + \frac{\eta_B S_n}{n_{н,\Pi} H_{н,\Pi}} + \frac{\eta_B}{Ln_k H_k} \right)}, \text{ м}, \quad (49)$$

де T_u – прийнята тривалість прохідницького циклу, год.;

T – тривалість зміни, год.,

$n_{\sigma}, n_{н}, n_{к}$ – кількість робітників зайнятих відповідно на бурінні, навантажуванні і кріпленні,

$H_{\sigma}, H_{н}, H_{к}$ – норми виробки відповідно з буріння, навантаження і кріплення;

L – відстань між кріпильними рамами, м;

$K_{н}$ – коефіцієнт перевиконання норм виробки;

m – кількість заходок на цикл (по породі одна, а по вугіллю може бути дві);

$N_{в}, N_{п}$ – кількість шпурів відповідно по вугільному і по породному вибоєм;

$S_{в}, S_{п}$ – площі вугільного і породного вибоїв, м²;

$\eta_{в}, \eta_{п}$ – к.в.ш. в вугільному і породному вибоєм, м²;

$n_{\sigma.в}, n_{\sigma.п}$ – кількість робітників, зайнятих на бурінні по вугіллю і по породі;

$n_{н.в}, n_{н.п}$ – кількість робітників, зайнятих, відповідно на навантаженні вугілля і породи;

$H_{\sigma.в}, H_{\sigma.п}$ – норми виробки при бурінні відповідно по вугіллю і породі;

$H_{н.в}, H_{н.п}$ – норми виробки при навантаженні відповідно вугілля і породи;

B – загальний час, необхідний для заряджання, підривання і провітрювання вибою, год.:

$$B = \frac{N t_{зар}}{n_{зар}} + t_{пр}, \quad (50)$$

де $t_{зар}$ – час, необхідний на заряджання одного шпура (0,05–0,1 год);

$n_{зар}$ – кількість працівників, зайнятих на заряджанні шпурів (ті, що мають єдину книжку підривника);

$t_{пр}$ – час, необхідний для провітрювання вибою після підривання шпурів (за ПБ не більше 0,5 год.).

Формули (48) і (49) представлені в такому вигляді, коли основні робочі процеси (буріння, навантаження гірської маси і кріплення) ведуть послідовно. Якщо ж кріплення повністю суміщають з іншими робочими процесами, то останній доданок в знаменнику $\frac{\eta}{Ln_k H_k}$

виключають, тобто прирівнюють до нуля. При частковому суміщенні

будь-якого з процесів необхідно вводити у відповідний доданок знаменника поправочний коефіцієнт φ , що являє собою відношення несуміщеної частини часу до тривалості виконання даного процесу.

Формулу (49), зазвичай, використовують для визначення глибини шпурів по вугіллю. Глибину ж шпурів по породі устанавлюють з виразу:

$$l_{ш.п} = \frac{l_{ш.в} m \eta_B}{\eta_n}, \text{ м}, \quad (51)$$

де $l_{ш.в}$ – прийнята глибина шпурів по вугіллю, м.

3.4. Розташування шпурів

При виборі схеми розташування шпурів необхідно притримуватися таких основних положень:

1. У вибоях з однією площиною відслонення повинні передбачатися врубіві, допоміжні і відбійні (оконтурюючі) шпури, а у вибоях з двома площинами відслонення – тільки допоміжні і відбійні.

2. Кут нахилу шпурів необхідно вибирати залежно від структури породи. При цьому в пластових породах шпурам надавати напрям вхрест напластуванню, а в монолітних – під кутом до площини вибою. Причому врубіві шпури розташовуються під кутом $60-75^\circ$, допоміжні – $80-90^\circ$ і відбійні – $85-87^\circ$, маючи напрям в зовнішню сторону виробки.

3. Вруб необхідно розташовувати по найбільш слабкому пласту породи, тому він може бути центральним, боковим, верхнім і нижнім. У змішаному вибої (вугілля і порода) спочатку виймають вугілля, створюючи додаткову площину відслонення.

4. При однорідній структурі порід найчастіше використовують центральний вруб, що за своєю формою може бути клиноподібним, пірамідальним, воронкоподібним та бочкоподібним. У горизонтальних і похилих виробках завдяки зручності буріння, відсутності значного затиску вибою підірваною породою, надають перевагу вертикальному клиноподібному врубіві (див. рис. 1.9).

У стволах круглої форми, як правило, застосовують центральні воронкоподібні врубіві.

5. Глибина всіх шпурів комплекту повинна бути однаковою, за виключенням врубівих, які бурять на $10-15$ см довгими за решту. При цьому забиття всіх шпурів не повинні виходити за межі контуру перерізу виробки.

6. У вибоях горизонтальних і похилих виробок устя шпурів розташовують паралельними рядами чи в шаховому порядку, а в стволах круглої форми – по концентричних колах.

При цьому діаметр кіл розташування шпурів і кількість шпурів на кожному колі установлюють за даними *табл. 7*.

В горизонтальних і похилих виробках, де застосовують клиновий вруб, співвідношення між кількістю врубових, допоміжних і відбійних шпурів приблизно приймають таким, що дорівнює 1:0,5:2 чи 1:0,5:1,5, а відстань між шпурами в ряду 0,35–0,5 м. Відстань між вертикальними рядами шпурів, зазвичай, дорівнює 0,34–0,4 ширини виробки.

Таблиця 7

Діаметр патрона ВР, мм	Кількість концентричних кіл у вибої	Відношення діаметра кіл відповідно врубових, допоміжних і відбійних шпурів до діаметра ствола в проходці	Відношення кількості шпурів по колах
32	3	0,45; 0,75; 0,95	1:2:3
	4	0,35; 0,60; 0,80; 0,95	1:2:3:4
45	3	0,30; 0,60; 0,90	1:3:6

В кожному конкретному випадку місце закладання шпурів обчислюють залежно від довжини і кута нахилу шпурів. Так, при вертикальному клиновому врубі відстань від устя відбійних шпурів до стінки виробки (рис. 5) визначають з формули:

$$a_{\text{відб}} = l_{\text{відб}} \cos \alpha, \text{ м}, \quad (52)$$

де $l_{\text{відб}}$, α – прийняті довжина і кут нахилу шпурів.

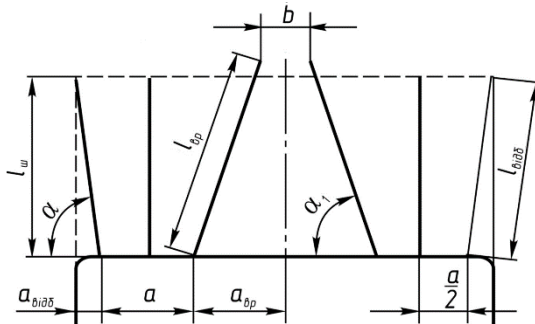


Рис. 5. Схема для розрахунку місця закладання шпурів при вертикальному клиновому врубі

Аналогічно відстань між устям врубових шпурів і віссю виробки

$$a_{ep} = l_{ep} \cos \alpha_1 + \frac{b}{2}, \text{ м}, \quad (53)$$

де b – відстань між вибоями врубових шпурів (0,1–0,4 м у породному вибої і 0,4–0,6 м у вугільному вибої).

7. Прийняте розташування шпурів повинно забезпечувати рівномірне розміщення зарядів ВР по всьому об'єму західки і створити сприятливі умови для досягнення високого к.в.ш. При цьому необхідно мати на увазі, що в шахтах, небезпечних по газу чи пилу, відстань від центра заряду до відслоненої площини повинна бути не менше 0,5 м. Мінімальна відстань між шпуровими зарядами (при короткоуповільненому підриванні) приймається: у вугільному масиві 0,6 м; у породному – 0,3 і 0,45 м (відповідно для міцних і слабких порід). При цих відстанях уникають деформації шпурів і переущільнення в них зарядів, а відповідно, і вигорання ВР.

3.5. Вибір схеми з'єднання електродетонаторів

При монтажі електропідривної мережі електродетонатори можуть бути з'єднані послідовно, паралельно і змішано. В паспорті буропідривних робіт повинен бути вказаний спосіб з'єднання.

Вибір того чи іншого способу з'єднання електродетонаторів виконують на основі розрахунків величини струму в електродетонаторі.

Для цього використовують формули:

– при послідовному з'єднанні

$$I = i = \frac{U}{R + nr}, \text{ А}; \quad (54)$$

– при паралельному з'єднанні

$$I = \frac{U}{R + \frac{r}{n}}, \text{ А}; \quad (55)$$

$$i = \frac{I}{n}, \text{ А}; \quad (56)$$

– при послідовно-паралельному з'єднанні

$$I = \frac{U}{R + \frac{n_1 r}{m}}, \text{ А}; \quad (57)$$

$$i = \frac{I}{m}, \text{ А}; \quad (58)$$

– при паралельно-послідовному з'єднанні

$$I = \frac{U}{R + \frac{mr}{n_1}}, \text{ А}; \quad (59)$$

$$i = \frac{I}{n_1}, \text{ А}, \quad (60)$$

де I – величина струму в магістральних проводах, А;

i – струм, що поступає в електродетонатор, А;

U – напруга джерела струму, В;

n, n_1 – кількість електродетонаторів відповідно в мережі та групі;

m – кількість груп;

r – опір електродетонатора (2 – 4,2 Ом);

R – опір магістральних і з'єднувальних проводів, Ом;

$$R = \frac{\rho l}{S}, \text{ Ом}, \quad (61)$$

де ρ – питомий опір матеріалу проводу;

l – довжина проводу, м;

S – переріз проводу (магістрального – не менше 0,75 мм²).

Мінімальну величину струму для кожного електродетонатора вважають 2,5А при наявності джерела змінного струму і 2 А при використанні джерела постійного струму.

4. Вибір засобів механізації прохідницьких робіт

На вибір типу прохідницького обладнання впливає характер виробки, що проводиться, міцність порід, які перетинаються, вид енергії, що використовують в шахті, необхідна швидкість просування вибою тощо.

При значних об'ємах прохідницьких робіт необхідно орієнтуватися на застосування прохідницьких комплектів і комбайнів, що дозволяє не тільки скоротити термін проведення виробок, але й знизити витрати з

підготовчих (капітальних) робіт.

При проведенні виробок буропідричним способом основними технічними засобами ведення прохідницьких робіт є бурові і навантажувальні машини.

Для буріння шпурів по вугіллю і м'яких породах необхідно застосовувати ручні електричні і пневматичні свердла, а при породах з коефіцієнтом міцності за шкалою проф. М.М. Протод'яконова 4–8 – колонкові електросвердла.

При більшій міцності порід необхідно застосовувати пневматичні бурильні молотки. Останні також застосовують і при менш міцних породах, якщо на шахті застосовується тільки пневматична енергія (при крутому падінні пласта).

Таблиця 8

Показники	Тип бурильних молотків				
	ПР-18Л ПР-18ЛБ ПР-20	ПР-24Л ПР-2ЛБ	ПР-30Л ПР-30ЛБ ПР-30ЛС	ПР-10	ПМ-508
Вага, кг	18; 20	26	30	11,5	27,9
Витрата повітря, м ³ /хв	2,5; 3	3,5	3,0	1,9	2,2–2,6
Тиск повітря, кг/м ²	5	5	5	5	5–7
Діаметр коронки, мм	33–38	35–46	36–56	35–46	46
Максимальна глибина шпура, м	4	4	4	3	4
Внутрішній діаметр повітряного шланга, мм	25	25	25	19	19
Умови застосування	породи середньої міцності	породи високої міцності	породи високої міцності	всі породи	міцні породи
Прийняття для буріння	П н е в м о п і д т р и м к а				

Таблиця 9

Показники	Колонкові бурильні машини КЦМ-4	Телескопічні бурильні машини		
		ПТ-20	ПТ-5С	ПТ-45К
Вага, кг	40	32	47	44,5
Витрата повітря, м ³ /хв	2,7–3,2	3,2	3,2	3,2
Глибина буріння, м	–	3	6	6
Діаметр шпура, м	65-85	46	46	61
Умови застосування	При бурінні з колонки	Для підняттясвих вибоїв		

Таблиця 10

Показники	Ручні електросвердла			Колонкові електросвердла		
	СЭР-19М СЭР-19Д	СЭР-20 СЭР-20Д	СРП-2	ЭБК-2А ЭБК-2М	ЭБК-5	ЭОГП-4 ЭБГ
Вага, кг	18;19	20	22	110/120	110	105/110
Потужність, кВт	1,2	1,4	1,4	2,7	1,8-4,2	3
Напруга, В	127	127	127	227/380	227/380	127/220 380/660
Умови застосування	Буріння по вугіллі і м'яких породах	Міцне вугілля і породи нижче середньої міцності	Буріння по вугіллі і м'яких породах з примусового подачею	Породи з коефіцієнтом міцності до 6–8	При змінній міцності порід	Породи з коефіцієнтом міцності до 10

Тип бурової машини для конкретного вибою може бути вибраний за даними *табл. 8, 9, 10.*

Характеристика деяких бурових коронок і різців наведена в *табл. 11 і 12.*

Тип навантажувальної машини вибирають залежно від перерізу виробки, продуктивності машини, необхідного фронту навантаження, виду енергії, що використовується, характеру виробки та інших чинників.

Навантажувальна машина може бути вибрана за даними, що наведені в *табл. 13*

Таблиця 11

Показники	Марка бурової коронки		
	КДК	КДП	КК
Назва коронки	Долотчаста з клиноподібною пластинкою	Долотчаста з плоскою пластинкою	Хрестова з клиноподібною пластинкою
Діаметр, мм	40–49	40–49	40–49
Швидкість буріння, см/хв	8–13	7–11	6–12
Термін служби, п.м.	30–40	30–40	20–30
Граничний коефіцієнт міцності породи за шкалою проф. Протод'яконова	10	20	тріщинуваті породи різної форми

Таблиця 12

Показники	Тип різця			
	РМ	РУ-4	РУ-6	РП-2М
Діаметр різця, мм	40	40	40	42
Термін служби різця, п.м.	–	750	450	50
Швидкість буріння, м/хв	5,0	3,5	2,2	0,185
Область застосування	Буріння слабого вугілля	Буріння м'якого і середньої міцності вугілля	Буріння міцного вугілля і м'яких порід	Буріння колонковими свердлами порід середньої міцності

Таблиця 13

Показники	ІППН-5	ІПМ-5 (ІПМ-4)	ІПМ-5М (ІПМ-5)	ІПНБ-5 (ІПНУ-2)	ІППН-7	ІПНБ-1	ІПНБ-2
Продуктивність, м ³ /год	60, 90	50; 45	20	60	48	75	120
Об'єм ковша, м ³	0,25; 0,38	0,25	0,17	–	0,25	–	–
Фронт навантаження, м	4	4	2	4,2	4,8	–	–
Потужність приводу, кВт	14	34; (20)	20 к. с.	60	39,5	18	65
Висота підйому ковша, м	–	2,15	2,28	–	–	–	–

Продовження табл. 13

Показники	1ПН-5	ППМ-5 (ППМ-4)	ПЛМ-5М (ПЛМ-5)	ПНБ-5 (ПНУ-2)	ППН-7	ПНБ-1	2ПНБ-2
Основні розміри, м:							
довжина	8,6	8,1 (7,4)	2,27	8,69	9,4	6,5	8,0
ширина	1,7	1,7	1,32	1,95	1,4	1,1	1,8
висота	1,7	1,885	1,33	1,8	1,8	1,1-2,0	1,6-2,8
Виробки, в яких застосовують даний тип навантажувальної машини	Горизонтальні	Горизонтальні і слабопохилі, розташовані під кутом до 8°		Горизонтальні і похилі (до 25°), що проводяться за падінням	Похилі до 25°, які проводяться зверху вниз	Горизонтальні і слабопохилі (до 10°)	Горизонтальні і слабопохилі

При плануванні і організації гірничопрохідницьких робіт необхідно виходити насамперед з того, щоб найефективніше були використані машини, механізми і забезпечені високі темпи просування гірничих виробок. В цьому відношенні велике значення має комплексна механізація.

Швидкості проведення виробок із застосуванням прохідницьких комбайнів можна визначити за формулою:

$$C = \frac{T - T_{п.з}}{(t_6 + t_d + t_3)(1 + t_o)} n n_m, \text{ м/міс}; \quad (62)$$

де T – тривалість робочої зміни, хв.;

$T_{п.з}$ – тривалість підготовчо-заключних операцій (зазвичай 30–40 хв.);

n – кількість робочих змін за добу;

n_m – кількість робочих днів у місяці;

k_6 – коефіцієнт відпочинку працівників (0, 15);

$v_{п}$ – швидкість подачі комбайна, м/хв);

$\sum t_d$ – сумарний час допоміжних операцій, що затрачується на

проведення 1 м виробки (близько 12–13 хв.);

t_d – час, необхідний для виконання допоміжних робіт, що віднесені до 1 м виробки (3–5,6 хв.);

$$t_o = \frac{t_1 + t_2 + t_3}{l_3 k} \text{ – час, що йде на проведення 1 м виробки з основних}$$

операцій, хв.;

l_3 – глибина законтурування ріжучого органу (0,35–0,6 м);

k – коефіцієнт освоєння комбайна (0, 75);

$t_1 = \frac{l_3}{v_p}$ – час законтурування ріжучого органу, хв.;

$t_2 = \frac{l_{cp}}{v_3} n_{ш}$ – час виймання вугілля (породи) на глибину

законтурування, хв.;

$t_3 = \frac{P}{v_3}$ – час на оконтурювання вибою, хв.;

v_p – робоча швидкість подачі комбайна на вибій, м/хв;

l_{cp} – середня ширина виробки, м;

P – периметр виробки, м;

v_3 – швидкість поперечного переміщення робочого органу (4,5 м/хв.);

$n_{ш} = \frac{h}{d_2}$ – кількість горизонтальних шарів за висотою виробки;

h – висота виробки начорно, м;

d_2 – діаметр головки ріжучого органу (0,63 м);

t_3 – час на заміну завантаженого поїзда порожнім, віднесений до 1 м виробки, хв/м;

$$t_3 = \frac{T_3 V k_p}{n_B V_B k_3}, \quad (63)$$

де T_3 – час на заміну завантаженого поїзда порожнім, хв.;

$$T_3 = \frac{2L_p}{v_{cp}} + 3, \quad (64)$$

L_p – відстань від місця завантаження до розміновки, м;

U_{cp} – середня швидкість руху електровоза, м/хв.;

V – об'єм вугілля (породи) з 1 м виробки, м³;

k_p – коефіцієнт розпушення вугілля (породи);

n_e – кількість вагонеток в поїзді;

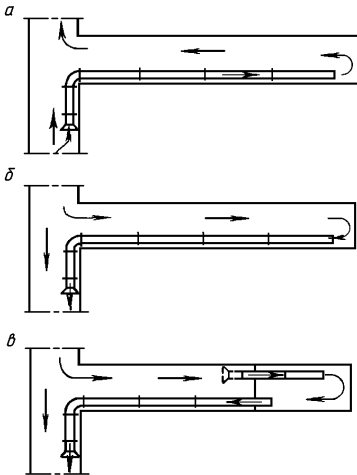
V_e – об'єм вагонетки, м³;

k_3 – коефіцієнт наповнення вагонеток (0,9–0,95).

5. Провітрювання виробки

Серед допоміжних робіт особливе місце належить провітрюванню глухих вибоїв. Воно може здійснюватись за рахунок загальношахтної депресії, вентиляторів місцевого провітрювання і ежекторів.

Найчастіше використовують вентилятори місцевого провітрювання, які можуть працювати за нагнітальною, всмоктувальною і комбінованою системами (рис. 6).



*Рис. 6. Можливі схеми провітрювання глухих вибоїв вентилятором:
а – нагнітальна;
б – всмоктувальна; в – комбінована*

При цьому потрібно зауважити, що на практиці надають перевагу нагнітальній схемі, яка має ряд переваг (безперервне нагнітання свіжого повітря в привибійний простір, швидке провітрювання вибоїв, можливість застосування гнучких повітропроводів із тканинних труб і ін.).

Підбираючи вентилятори місцевого провітрювання, потрібно

виходити перш за все з необхідності найшвидкого видалення з привибійного простору шкідливих газів, що утворюються після вибухових робіт.

У відповідності з ПБ розбавлення (розжиження) шкідливих газів до безпечної концентрації в привибійному просторі повинно досягатися протягом не більше 30 хвилин.

Кількість повітря $Q_{виб}$, яке необхідно подавати у вибій після вибухових робіт при нагнітальній схемі провітрювання, визначають за формулою:

$$Q_{виб} = \frac{7,8}{t} \sqrt[3]{A(SL)^2}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (65)$$

де t – прийнятий час провітрювання, хв;

A – кількість ВР, що одночасно підривається, кг;

S – площа перерізу виробки в світлі, м^2 ;

L – довжина провітрюваної виробки, м.

Якщо довжина провітрюваної виробки більша її критичної довжини тобто тієї довжини, протягом якої проходить розбавлення газів ВР до безпечної концентрації, то в формулу (1.101) замість L підставляють $L_{кр}$

$$L_{кр} = 12,5 \frac{Abk_T}{S}, \text{ м}, \quad (66)$$

де b – газівість ВР, л/кг; приймається рівною 100 л/кг при підриванні по вугіллю і 40 л/кг – по породі;

k_T – коефіцієнт турбулентної дифузії ($k_T = 0,6 \div 0,8$).

Крім того, при обводнених виробках вводять під корінь множник $k_{обв}$, що враховує вплив води на зменшення концентрації отруйних газів ВР. Для обводнених горизонтальних виробок $k_{обв} = 0,6$; для вологих – $k_{обв} = 0,8$; для стволів $k_{обв} = 0,15 \div 0,8$; для сухих виробок $k_{обв} = 1$.

В загальному вигляді формула (65), зазвичай, має такий вигляд:

$$Q_{виб} = 2,25 \frac{S}{t} \sqrt[3]{\frac{k_{обв} Ab}{SP} L^2}, \text{ м}^3/\text{хв}. \quad (67)$$

Кількість повітря $Q_{виб}$ при інших схемах провітрювання визначають за формулами:

– при всмоктувальній схемі

$$Q_{виб} = \frac{18}{t} \sqrt{ASL_3}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (68)$$

– при комбінованій схемі

$$Q_{виб} = 7,8 \frac{S}{t} \sqrt[3]{\frac{A}{S}} L_1^2, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (69)$$

де L_3 – довжина зони розповсюдження газів при підриванні ВР;

L_1 – відстань від вибою до перемички, м;

$$L_3 = 2,4A + 10, \text{ м}. \quad (70)$$

Решта позначень ті ж самі.

Кількість повітря, що одержали за формулами (65), (67), (68), (69), повинна задовольняти норми повітря на одну людину (6 м³/хв), мінімальну швидкість руху струменя повітря (0, 15 м/с) і фактору газовиділення, тобто по метану і вуглекислоті бути не меншою від величини, що одержують за формулою:

$$Q = \frac{100q_m}{n}, \quad (71)$$

де q_m – кількість метану, що виділяється у вибій, м³/хв;

n – допустимий вміст метану чи вуглекислоти в струмені повітря у відсотках.

Для вибору вентилятора необхідно знати його продуктивність і напір. Ці параметри обчислюються за формулами:

– продуктивність

$$Q_v = pQ_{виб}, \text{ м}^3/\text{сек}; \quad (72)$$

– напір

$$h = pRQ_{виб}^2, \text{ мм вод.ст.}, \quad (73)$$

де $R = 6,5a \frac{L}{d^5}$ – аеродинамічний опір труб, кц;

L – довжина трубопроводу, м;

d – діаметр вентиляційних труб, м;

α – коефіцієнт аеродинамічного опору (табл. 16);

$Q_{\text{воб}}$ – кількість повітря, що необхідне для вибою, м³/с;

p – коефіцієнт витоків повітря, якого визначають за формулами:

$$p = 1 + \frac{n_{\text{п}}}{100} \cdot \frac{L}{100}, \quad (74)$$

чи

$$p = \left(\frac{1}{3} kd \frac{L}{m} \sqrt{R+1} \right)^2, \quad (75)$$

де $n_{\text{п}}$ – відсоток втрат повітря на 100 м трубопроводу (для прогумованих труб $n_{\text{п}} = 6 \div 7$ %, для металевих $n_{\text{п}} = 5 \div 15$ %);

k – коефіцієнт питомої стискової повітропроникності (для прогумованих труб $k = 0,005 \div 0,0065$, для металевих $k = 0,001 \div 0,007$);

m – довжина труби, м.

Знаючи h і $Q_{\text{в}}$, можна вибрати вентилятор, скориставшись даними табл. 14 (вентилятор з електричним двигуном) і табл. 15 (вентилятор з пневматичним двигуном).

Необхідну потужність двигуна вентилятора визначають за формулою:

$$N = \frac{1,05 Q_{\text{в}} h}{102 \eta_{\text{в}} \eta_{\text{п}}}, \quad (76)$$

де $\eta_{\text{в}}$ – ккд вентиляційної установки;

$\eta_{\text{п}}$ – ккд передачі.

Необхідно мати на увазі, що вентилятори, зазвичай, вибирають на ту кількість повітря, яка необхідна для розбавлення газів ВР за час, що не перебільшує 30 хв. Після ж видалення газів продуктивність вентилятора, як правило, залишається завищеною відносно фактичної необхідності повітря. Тому з метою економічної витрати енергії і створення нормальних умов для працівників доцільно використовувати установку, яка складається з двох вентиляторів для паралельної роботи на один і той же трубопровід. Після розбавлення продуктів вибуху один з вентиляторів виключають (зупиняють). Це практикують при проходці стволів, коли доводиться підривати одночасно значну кількість ВР.

Таблиця 14

Показники	ВД5- М2 (Проходка 500 – 2 м)	СВМ-5 м	СВМ-6 м	ВМ-200	ВМ-3	ВМ-4	ВМ-5	ВМ-6	ВМ-8
Діаметр робочого колеса, мм	508	510	600	550	–	–	–	–	–
Швидкість обертання, об/хв	2900	2950	2950	2880	–	–	–	–	–
Потужність двигуна, кВт	11,0	6,5	14,0	6,3	–	–	–	–	–
Продуктивність, м ³ /хв	150–230	110–230	165–450	125–210	56	100	180	300	412
Тиск, кГ/м ²	225–60	168–70	255–95	150–50	80	118	180	250	315
Максимальний ккд	0,7	0,72	0,71	0,52	0,64	0,7	0,71	0,72	0,73

Таблиця 15

Показники	ВП-4	ВП-24 П	ВП-5	ВП-3 у	ВШП-1	ВМП-3	ВМП-4	ВМП-5
Діаметр робочого колеса, мм	418	400	500	300	300	–	–	–
Нормальний тиск стисненого повітря, атм	4	4	4	4	6	–	–	–
Витрати стисненого повітря, м ³ /хв	4,65	3,5	5,0	1,5	6–12	–	–	–
Швидкість обертання, об/хв	3500	4000	3300	4500	5000–6000	–	–	–
Продуктивність, м ³ /хв	30–130	40–150	60–250	30–90	90–110	45	80	120
Тиск (напір), кГ/м ²	180–40	180–40	200–50	55–25	280–190	125	140	150

Таблиця 16

Показники	Вид труб	Діаметр, мм						
		300	400	500	600	700	800	900
Довжина ланцюгів, м	металічні	–	2; 2,5	2,5; 3	2,5; 3	2,5; 3; 4	3; 4	3; 4
	текстовінітові	–	–	10; 5	10; 5	10; 5	10; 5	–
	прогумовані	20; 10; 5	20; 10; 5	20; 10; 5	20; 10; 5	–	–	–
Вага 1 м труб, кг	металічні	–	23,4	28,3	34,8	46,1	54,5	60,8
	текстовінітові	–	–	3,0	3,63	4,25	4,76	–
	прогумовані	1,26	1,6	1,6	2,3	–	–	–
Коефіцієнт аеродинамічного опору	металічні	0,00045	0,00040	0,00035	0,00032	0,00030	0,00025	0,00024
	текстовінітові	–	–	0,00016	0,00015	0,00013	0,00013	–
	прогумовані	0,00045	0,00045	0,00045	0,00045	–	–	–

Таблиця 17

Матеріал крепу канавки	Притік води, м ³ /год		Ширина, мм		Глибина, мм	Площа перерізу, м ²	
	від	до	по верхняку	по низу		в світлі	в проходці
Бетон чи дерево	0	100	310	280	200	0,059	<u>0,132</u>
							<u>0,082</u>
	101	150	330	290	250	0,078	<u>0,161</u>
							<u>0,103</u>
	151	200	350	310	300	0,099	<u>0,192</u>
						<u>0,129</u>	
	201	300	400	360	350	0,133	<u>0,238</u>
							<u>0,167</u>
Збірний залізобетон	0	100	360	340	200	0,07	0,101
	101	150	360	340	250	0,088	0,122
	151	200	360	340	300	0,105	0,143
	201	300	400	380	350	0,137	0,181
Без кріплення	0	100	380	230	280	0,085	0,085

Дані про вентиляторні труби наведені в *табл. 14*.

Для стікання води з вибою вздовж виробки влаштовують водовідвідну канавку.

Розміри стандартних водовідвідних канавок при ухилі виробок 0,003 ‰ наведені в *табл. 17*.

При породах з коефіцієнтом міцності $f \geq 2$ кріплення канавки не передбачають.

Роботи по проведенню канавки, виймання породи в її перерізі необхідно передбачити в загальному паспорті буропідривних робіт.

6. Штат комплексної бригади і розробка графіка циклічної організації робіт

Штат комплексної бригади встановлюють залежно від об'ємів робіт на цикл та існуючих норм виробки.

Після того, як установлений перелік робочих процесів циклу і прийняті технічні засоби проведення прохідницьких робіт, необхідну кількість людино-змін (працемісткість робіт) N_i по кожному робочому процесу визначають за формулою:

$$N_i = \frac{V}{H}, \text{ людино-змін,} \quad (77)$$

де V – об'єм роботи на цикл по даному процесу у відповідних одиницях;

H – змінна норма виробки по процесу, що розглядається, в тих же одиницях.

Загальну кількість людино-змін на цикл $\sum N_u$ обчислюють за формулою:

$$\sum N_u = N_1 + N_2 + \dots + N_n, \quad (78)$$

де N_1, N_2, \dots, N_n – кількість людино-змін по кожному процесу.

Необхідний штат комплексної бригади на цикл $n_{яв}$ встановлюють з виразу:

$$n_{яв} = \frac{\sum N_u}{k_n}, \quad (79)$$

де k_n – прийнятий коефіцієнт виконання норми виробки.

Для визначення добового штату працівників (на роботі) необхідно $n_{яв}$ помножити на кількість циклів за добу.

Обліковий штат визначають множенням $n_{яв}$ (наявної кількості) на коефіцієнт 1,14 при перервному тижні і 1,31 – при безперервному тижні.

Наявний штат працівників по будь-якому процесу визначають за формулою:

$$n_{яв} = \frac{V}{Hk_n}. \quad (80)$$

Для досягнення високої продуктивності праці і забезпечення безперебійної роботи всі робочі процеси повинні проводитись за циклічним графіком. Такий графік складають в такому порядку: намічають перелік робочих процесів циклу; підбирають технічні засоби ведення прохідницьких робіт; визначають об'єм робіт на цикл; визначають відповідні норми виробки; підраховують по кожному процесу трудомісткість робіт; визначають тривалість виконання окремих видів робіт.

Тривалість кожного процесу визначають за формулою:

$$t = \frac{N_i T \alpha}{n_T k_n}, \text{ год}, \quad (81)$$

де n_T – кількість працівників чи машин, зайнятих на виконанні даного процесу;

α – коефіцієнт, що враховує витрати часу на заряджання і підривання зарядів в шпурах і провітрювання вибою:

$$\alpha = \frac{T_{ц} - \left(\frac{N t_{зар}}{n_{зар}} + t_{пр} \right)}{T_{ц}}, \quad (82)$$

де $T_{ц}$ – прийнята тривалість прохідницького циклу, год;

$t_{зар}$ – час, необхідний на заряджання одного шпура (0,05÷0,1 год);

$n_{зар}$ – кількість працівників, що зайняті на заряджанні шпурів (ті що мають „Єдину книжку підривника”);

$t_{пр}$ – час, необхідний для провітрювання вибою після підривання шпурів (по ПБ не більше 0,5 год).

Після визначення тривалості всіх процесів прохідницького циклу складають графік організації робіт з врахуванням можливих суміщень в часі окремих робочих процесів.

Індивідуальне завдання

№ зп	Гірничавиробка	Коефіцієнт міцності, f		Потужність пласту, м	Кут падіння пласту, град	Припливи води, м ³ /год	Метановиділення, м ³ /год	Ширина колії, мм	Кількість 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

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
13.	Відк. штрек	6	1,2	1,0	10	1,4	11	900	2	А 14-2	УВГ-3	ЛЦ-100	700	800	8
14.	Квершлаг	7	--	--	--	1,2	3	600	2	А 10-1	УВГ-1,5	--	800	700	4
15.	Відк. штрек	7	1,2	1,3	7	1,4	7	600	2	А 10-1	УВГ-1,5	--	900	500	5
16.	Відк. штрек	8	1,2	0,8	8	1,6	17	900	1	А 14-2	УВГ-3	--	700	800	4
17.	Вент. штрек	8	1,2	1,4	5	1,0	8	600	2	А 10-1	УВГ-1,5	ЛЦ-100	600	600	6
18.	Квершлаг	9	--	--	--	1,8	10	900	1	А 14-2	УВГ-3	--	500	850	7
19.	Відк. штрек	10	1,2	0,7	4	1,3	9	900	2	А 14-2	УВГ-3	ЛЦ-100	800	700	3
20.	Пол. штрек	7	--	--	--	1,4	7	900	1	А 14-2	УВГ-3	--	1000	700	13
21.	Квершлаг	8	--	--	--	1,5	7	900	1	А 14-2	УВГ-3	--	400	500	10
22.	Вент. штрек	9	1,2	0,9	5	1,7	10	600	2	А 10-1	УВГ-1,5	ЛЦ-80	500	550	6
23.	Квершлаг	7	--	--	--	1,7	10	600	1	А 10-1	УВГ-1,5	ЛЦ-80	400	800	5
24.	Відк. штрек	7	1,2	1,0	7	1,9	15	900	1	А 14-2	УВГ-3	ЛЦ-100	800	700	7
25.	Відк. штрек	7	1,2	0,9	5	1,4	14	900	2	А 14-2	УВГ-3	ЛЦ-100	800	600	5

Розміри площі поперечного перетину виробок (м²) приймаються для:

- квершлага: з 1 колією/ з 2 коліями9,8/ 12,2
- вентиляційного штреку: з 1 колією/з 2 коліями9,8 /12,4
- польового штреку: з 1 колією/з 2 коліями9,8/ 12,6
- відкотного штреку: з 1 колією/з 2 коліями9,8/ 14,5

Література

1. Правила безпеки у вугільних і сланцевих шахтах. - М.: Надра, 1986.-399с.
2. Уніфіковані типові перетини гірничих виробок: У. Зт. - Київ: Будівельник, 1972. -т. 1-3.
3. Типові перетини гірничих виробок, закріплених бетоном і штучним каменем: УЗ т. - М.: Надра, 1971. - т. 1-3.
4. Единые правила безопасности при взрывных работах. - М.: Госгортехнадзор, 2001, -41с.
5. Справочник инженера шахтостроителя. 2 т. /Под общей ред.. В.В. Белого. - М.: Недра, 1983.
6. Ткачев В.А., Прокопов А.Ю., Кочетов Е.В. Шахтное и подземное строительство. Технология строительства горных выработок: учебное пособие/Шахтинский ин-т (филиал) ЮРГТУ (НПИ). - Новочеркасск: ЮРГТУ (НПИ), 2008. - 244с.
7. Методические указания по составлению режимов ведения взрывных работ в угольных шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по взрывам пыли. - Макеевка: Донбасс, МакНИИ, 1994. - 10с.
8. Единые нормы и расценки. Горнопроходческие работы. - М.: Стройиздат, 1988, - Вып. 1, Сборник Е 36. - 206с.
9. Технологія підземного видобутку вугілля: Навчальний посібник / В. М. Белозерцев, А. І. Новак,- К.: ІСДО, 1993,- 160 с.
10. Технология подземных горных работ в вопросах и ответах: Учебное пособие / В. Н. Белозерцев, А. И. Новак. - К.: УМК ВО, 1990, - 160 с.

Навчальне видання

**Панасюк Андрій Вікторович
Камських Олександр Валерійович**

ПРОВЕДЕННЯ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ
для проведення практичних робіт

Редактор
Технічний редактор
Комп'ютерна верстка

*А. В. Панасюк
А. В. Панасюк
А. В. Панасюк*

Підп. до друку . . . 2016. Формат 60×90 1/16. Папір офс.
Гарнітура Times New Roman. Ум. друк. арк. . Тираж пр.

Свідоцтво про внесення до Державного реєстру
суб'єктів видавничої справи
ЖТ № 08 від 26.03.2004 р.

Редакційно-видавничий відділ
Житомирського державного технологічного університету
вул. Черняхівського, 103, м. Житомир, 10005