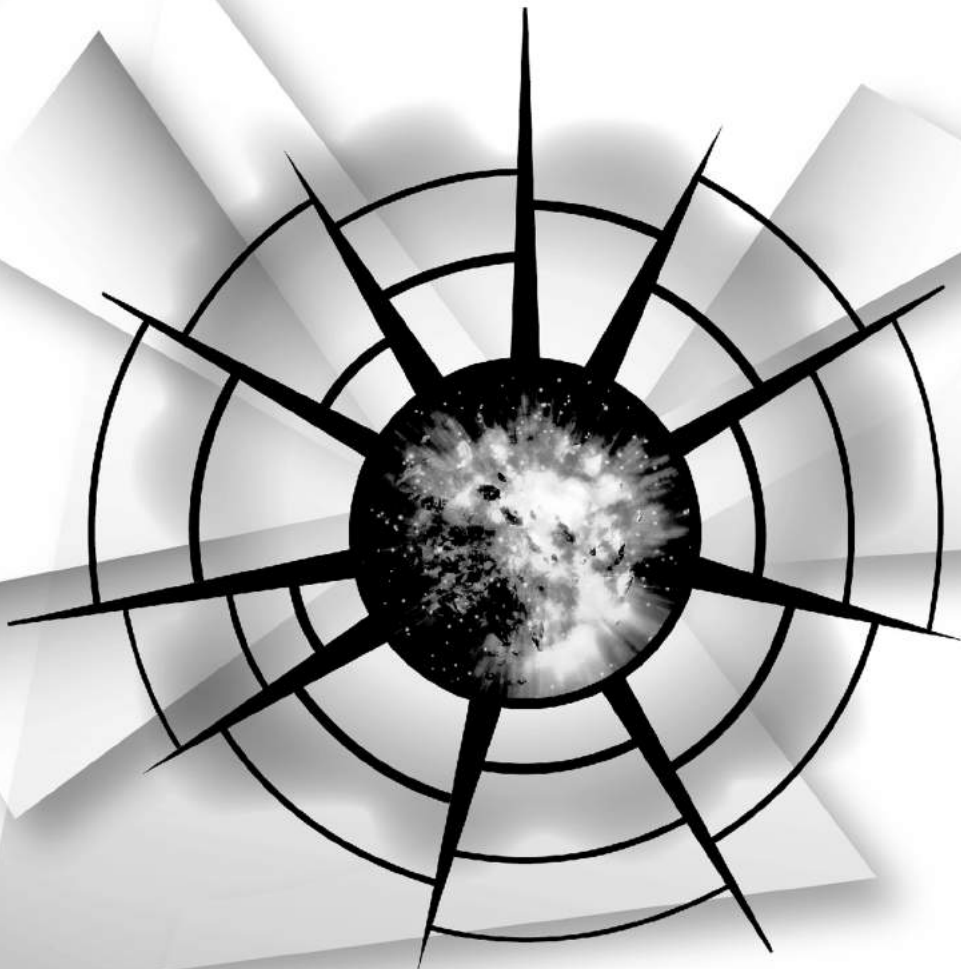


Навчальний
посібник



Г.А. Симанович
О.Є. Хоменко
М.М. Кононенко

РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД ВИБУХОМ



МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
«НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ»



Г.А. Симанович
О.Є. Хоменко
М.М. Кононенко

РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД ВИБУХОМ

Навчальний посібник

Дніпропетровськ
НГУ
2014

УДК 622.235
ББК 33.133
С37

*Рекомендовано до видання
вченою радою Державного вищого навчального закладу
«Національний гірничий університет» як навчальний посібник
для студентів напряму підготовки «Гірництво»
(протокол № 5 від 27.05.2014).*

Рецензенти:

В.О. Калініченко – д-р техн. наук, професор, декан гірничого факультету (Державний вищий навчальний заклад «Криворізький національний університет»);

І.І. Клочко – д-р техн. наук, професор кафедри розробки родовищ корисних копалин (Донецький національний технічний університет).

Симанович Г.А.

С37 Руйнування гірських порід вибухом: навч. посіб. / Г.А. Симанович, О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко; Міністерство освіти і науки України; Національний гірничий університет. – Д.: НГУ, 2014. – 207 с.

Зміст видання відповідає освітньо-професійній програмі підготовки бакалаврів напряму «Гірництво», зокрема програмам дисциплін «Руйнування гірських порід вибухом», «Спорудження гірничих виробок», «Технологія та безпека виконання вибухових робіт», «Особливості буропідривних робіт при розробці рудних родовищ».

Розглянуто термодинаміку вибуху, оцінку підривних властивостей, початковий імпульс та чутливість вибухових речовин. Наведено рецептурний склад вибухових речовин та засоби висадження зарядів. Запропоновано розрахунки параметрів буропідривних робіт при проведенні гірничих виробок і видобування корисних копалин.

Підготовлений фахівець з гірництва володітиме теорією вибуху і рецептурою приготування вибухових речовин, добором засобів висадження зарядів, вмінням складати паспорти буропідривних робіт та проектувати параметри масових вибухів в умовах гірничого виробництва.

Рекомендовано для студентів, науково-педагогічних та науково-технічних працівників вищих навчальних закладів, науково-дослідних інститутів і проектних організацій, а також для інженерно-технічних працівників гірничих підприємств.

УДК 622.235
ББК 33.133

© Г.А. Симанович, О.Є. Хоменко,
М.М. Кононенко, 2014
© Державний ВНЗ «Національний
гірничий університет», 2014

ЗМІСТ

ВСТУП	6
1. ІСТОРІЯ РОЗВИТКУ ТА ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ВИБУХОВІ РЕЧОВИНИ	7
1.1. Історія розвитку вибухової справи	7
1.2. Загальні відомості про вибух і вибухові речовини	9
1.3. Класифікація вибухових речовин	10
Література до розділу 1	12
2. ТЕРМОДИНАМІКА ВИБУХУ	13
2.1. Кисневий баланс	13
2.2. Реакції вибухового перетворення вибухових речовин	16
2.3. Елементи теорії процесу детонації	19
2.4. Фактори впливу на швидкість детонації вибухових речовин	24
2.5. Робота вибуху	27
2.6. Теплота вибуху	29
2.7. Температура вибуху	31
2.8. Об'єм газів вибуху	32
Література до розділу 2	34
3. МЕТОДИ ОЦІНКИ ПІДРИВНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН	35
3.1. Визначення швидкості детонації	35
3.2. Визначення працездатності	36
3.3. Визначення бризантності	37
Література до розділу 3	39
4. ПОЧАТКОВИЙ ІМПУЛЬС ТА ЧУТЛИВІСТЬ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН	40
4.1. Загальні відомості	40
4.2. Чутливість вибухових речовин до удару	41
4.3. Чутливість вибухових речовин до тертя	43
4.4. Чутливість вибухових речовин до теплової дії	43
4.5. Чутливість вибухових речовин до ударної хвилі	44
4.6. Методи перевірки якості і стійкості вибухових речовин	44
4.7. Кумулятивна дія вибуху	46
Література до розділу 4	49

5. ПРОМИСЛОВІ ВИБУХОВІ РЕЧОВИНИ	50
5.1. Промислові вибухові хімічні сполуки	50
5.2. Основні компоненти механічних вибухових сумішей	52
5.3. Промислові механічні вибухові суміші	53
5.4. Емульсійні вибухові речовини	67
5.5. Запобіжні вибухові речовини та методи їх випробувань	72
Література до розділу 5	75
6. СПОСОБИ І ЗАСОБИ ВИСАДЖЕННЯ ЗАРЯДІВ ПРОМИСЛОВИХ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН	76
6.1. Вогневе висадження	76
6.2. Електровогневе висадження	79
6.3. Електричне висадження	81
6.4. Способи з'єднання електродетонаторів і розрахунок електропідричних мереж	86
6.5. Висадження за допомогою детонувального шнура	91
6.6. Неелектричні системи ініціювання зарядів	93
6.7. Безполум'яне висадження	99
Література до розділу 6	102
7. ДІЯ ВИБУХУ ЗАРЯДУ В ГІРСЬКІЙ ПОРОДІ	103
7.1. Основні поняття дії вибуху	103
7.2. Функція показника дії вибуху	104
7.3. Механізм руйнування гірських порід вибухом	105
7.4. Загальні принципи розрахунку зарядів вибухових речовин	109
Література до розділу 7	111
8. ПАРАМЕТРИ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ ПРИ ПРОВЕДЕННІ ГОРИЗОНТАЛЬНИХ ТА ПОХИЛИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК	112
8.1. Заряди вибухових речовин і їх розташування при проведенні підземних гірничих виробок	112
8.2. Розрахунок параметрів буропідричних робіт для однорідного вибою	120
8.3. Розрахунок параметрів буропідричних робіт для неоднорідних вибоїв з декількома відслоненими поверхнями	134
8.4. Розрахунок параметрів буропідричних робіт при контурному підриванні зарядів	137
8.5. Розрахунок параметрів буропідричних робіт в очисному вугільному вибої	139
8.6. Рекомендації щодо застосування короткоповільненого підривання при проведенні підземних гірничих виробок	139
Література до розділу 8	140

9. ПАРАМЕТРИ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ ПРИ ПРОВЕДЕННІ ВЕРТИКАЛЬНИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК	142
9.1. Загальні відомості проведення вертикальних виробок	142
9.2. Розрахунок параметрів буропідричних робіт при проведенні вертикальних стволів	143
9.3. Розрахунок параметрів буропідричних робіт при проведенні підняттевих	148
Література до розділу 9	154
10. ПАРАМЕТРИ ПІДРИВНИХ РОБІТ ПРИ ПІДЗЕМНОМУ ВИДОБУВАННІ РУД	156
10.1. Загальні відомості про очисні роботи	156
10.2. Підсікання запасів руди в блоці	156
10.3. Відрізка запасів руди в блоці	163
10.4. Відбивання запасів руди в блоці	167
10.5. Ліквідація зависань руди та подрібнення негабариту	189
Література до розділу 10	191
11. ПАРАМЕТРИ БУРОПІДРИВНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ НА ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБОТАХ	194
11.1. Розрахунок параметрів свердловинних зарядів	194
11.2. Розрахунок зарядів викиду	197
Література до розділу 11	200
12. ЗБЕРЕЖЕННЯ, ТРАНСПОРТУВАННЯ І ЗНИЩЕННЯ ВИБУХОВИХ МАТЕРІАЛІВ	201
12.1. Збереження вибухових матеріалів	201
12.2. Транспортування вибухових матеріалів	201
12.3. Знищення вибухових матеріалів	202
Література до розділу 12	203
ПРЕДМЕТНО-АЛФАВІТНИЙ ПОКАЖЧИК	204

ВСТУП

Основний із способів руїнування гірських порід при розробці родовищ твердих корисних копалин – підривні роботи, на долю яких припадає близько 90 % обсягу технологічного циклу гірничого виробництва. Підривні роботи – складний комплекс операцій, пов'язаних з добором методів підривання, типів вибухових речовин і засобів висаджування, схем та величин розташування зарядів та багато іншого. Тому майбутній гірничий інженер повинен виконувати підривні роботи з отриманням високої якості та дотриманням правил техніки безпеки.

Останнім часом в Україні підготовка фахівців з гірництва здійснювалася за допомогою навчального матеріалу московської, криворізької та донецької шкіл, навчальні видання яких спираються на досвід проведення підривних робіт в окремих регіонах. Широкомасштабне застосування вибухових речовин у будівництві, при відкритих і підземних гірничих роботах привело до значного вдосконалення технологій підривання і створення нових вибухових матеріалів. Вивчення світового досвіду удосконалення підривної справи за рахунок використання сучасних вибухових речовин і засобів висадження зарядів дало можливість підготувати новий навчальний посібник, який увібрав у себе останні новації.

Запропоноване навчальне видання розпочинається з історії розвитку підривної справи, теорії термодинаміки вибуху, оцінки підривних властивостей, початкового імпульсу вибуху та чутливості вибухових речовин. Далі наведено рецептурний склад вибухових речовин та засобів висадження зарядів. Запропоновано розрахунки параметрів буропідривних робіт при проведенні гірничих виробок і безпосереднього видобування корисних копалин. Підготовлений за допомогою даного навчального посібника фахівець володітиме теорією вибуху і рецептурою приготування вибухових речовин, добором засобів висадження зарядів, умінням складати паспорти буропідривних робіт та проектувати параметри масових вибухів в умовах гірничого виробництва.

1. ІСТОРІЯ РОЗВИТКУ ТА ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ВИБУХОВІ РЕЧОВИНИ

1.1. Історія розвитку вибухової справи

Історія вибухових робіт тісно пов'язана як з розвитком виробництва вибухових речовин (ВР), так і з появою та становленням гірничовидобувної промисловості. Першою ВР, що винайдена людиною, був чорний димний порох, який спочатку застосовували у військовій справі. Порох був відкритий у Китаї, потім відомості про нього дійшли до індусів і арабів, а від них через Іспанію проникли у європейські країни. За твердженням Бертелло, чорний димний порох у Європі почали застосовувати в X ст. під час проведення свят, так званих «вечорів вогню». На Русі промислове виготовлення пороху почалося у XV ст. Вже при Івані Грозному щорічно добувалося понад 20000 пудів селітри, але тільки для військових цілей. Перше історичне свідоцтво про використання пороху у господарчих цілях відноситься до XVI ст., коли порох використовували при розчищенні неглибоких ділянок річок для проходу суден. Так, наприклад, уперше в світі для господарчих цілей порох було використано у 1548 р. при розчищенні фарватеру р. Німан.

У гірничій справі застосування ВР розпочалася в Словаччині на руднику «Банска-Штявниця» під час проведення штольні в 1627 р. Вже до кінця XVII ст. в гірничій промисловості майже всіх країн Європи застосовувалися підривні роботи, але ефективність цих робіт була невеликою, тому люди працювали над створенням більш потужних ВР. Поштовх до розвитку вибухових робіт пов'язаний з появою нових потужних ВР і засобів ініціювання (ЗІ) у першій половині і на початку другої половини XIX ст., що в основному обумовлено швидким розвитком гірничовидобувної промисловості світу. У 1812 р. російський учений П.Л. Шиллінг винайшов електричний запальник зарядів ВР – прообраз сучасних електродетонаторів. Найчастіші нещасні випадки пов'язані з вибуховими роботами в шахтах відбувалися через складнощі із ініціюванням зарядів ВР, тому у 1830 р. Вільям Бікфорд винайшов і в 1831 р. запатентував перший безпечний вогнепровідний шнур і технологію його виготовлення.

Починаючи з 1832 р., відкрито цілу низку ВР, отриманих у результаті обробки органічних речовин азотною кислотою. Так наприкінці XVIII ст. і на початку XIX ст., у роки бурхливого розвитку хімії, були отримані перші нові більш ефективні ВР: нітробензол (1834) і нітронафталін (1836) А. Браконно в 1832 р. отримав піроксилін (тринітрат клітковини), однак вивченням його властивостей тоді не займалися і по суті пройшли повз цієї вибухової речовини. У 1846 – 1848 рр. академік Г.І. Гесс і полковник А.А. Фадєєв досліджували властивості піроксиліну і показали, що за потужністю піроксилін в кілька разів перевершує димний порох. В галузі утворення ВР великою подією було отримання А. Собреро (м. Турін, Італія) в 1846 р. нітрогліцерину шляхом обробки гліцерину азотною кислотою при наявності сірчаної кислоти азотнокислого ефіру гліцерину. Це було, власне кажучи, кінцем епохи пороху і початком ери потужних ВР.

У 1853 р. академік М.М. Зінін і полковник артилерії В.Ф. Петрушевський

розробили технологію виготовлення нітрогліцерину у великих обсягах. Для зручності застосування вони провели експерименти з просочення різних невибухових речовин нітрогліцерином і в цьому ж році запропонували кілька видів нових ВР, аналогічних за складом майбутнім динамітам.

У 1863 р. Альфред Нобель (Швеція) отримав, а у 1866 р. налагодив випуск пластичної ВР на основі нітрогліцерину з добавкою 25% мінералу – інфузорної землі (кізельгур), та назвав його динамітом, що в перекладі зі шведського «сильний». Це був переворот у вибуховій справі. Також 1863 р. професором Вільбрандтом відкрито тротил, який як ВР почали використовувати з 1891 р., а у 1867 р. шведськими вченими-хіміками І. Ольсеном та І. Норбітом були отримані та запатентовані ВР на основі аміачної селітри, що отримали надалі назву амоніти, які через більш ніж 20 років почали використовувати практично скрізь у гірничовидобувній промисловості. Це було пов'язано з тим що А. Нобель купив патент на цю ВР і затримав упровадження цих ВР у промисловість.

На основі досліджень академіка М.М. Зініна (1877) голландський вчений Ромбург відкрив тріні-трофенілметілнітрамін (тетрил) і, вивчаючи його властивості, виявив здатність його до вибухання. Майже одночасно над похідними аніліну працював Міхлер, який оспорив у Ромбурга авторство на тетрил. Тільки через 18 років були опубліковані перші відомості про нього. У 1910 р. промислове виробництво тетрилу було налагоджено у Росії на Шліссельбурзькому заводі.

З появою широкого асортименту нових потужних ВР виникла необхідність в засобі, що допускає одночасний вибух декількох зарядів ВР. Для цих цілей вогнепровідний шнур був непридатний, а електричний спосіб не завжди доцільно застосовувати. У 1879 р. був запропонований детонувальний шнур, який на початку ХХ ст. став застосовуватися у всіх країнах світу.

У 1892 р. Д.І. Менделєєв отримав бездимний порох і розробив безпечну технологію його виготовлення. Цей порох був прийнятий адміралом С.О. Макаровим для озброєння військово-морського флоту Росії. У 1859 р. видатний російський хімік академік А.М. Бутлеров синтезував уротропін. При його обробці Геннігом в 1898 р., було відкрито потужна ВР – гексоген, який незабаром набув широкого поширення.

На початку ХХ ст. винайдено тен. У післявоєнний період значні роботи з удосконалення асортименту потужних гранульованих і запобіжних ВР були проведені радянськими вченими. У середині 50-х років ХХ ст. розроблені групи аміачно-селітрених ВР: потужних скельних амонітів з добавками гексогену, гранулітів і грамонітів на основі аміачної селітри, грубодисперсних ВР, які містять сполуки води і ллються при високій температурі. Роботи виконувались на основі дослідів академіка М.В. Мельникова, професора Г.П. Демидюка та ін. У другій половині ХХ ст. почалася епоха розробки високозапобіжних ВР. Основи їх створення базуються на роботах радянських вчених К.К. Андрєєва, О.І. Гольбіндера, Б.Д. Россі, О.П. Глазкової, Л.В. Дубнова, М.С. Бахаревича, В.Ф. Старокожева, М.О. Анаскіна, В.Є. Александрова, Б.М. Кукіба. Великий внесок у розвиток запобіжних ВР внесли українські вчені О.І. Селезньов, Ф.М. Галаджий, М.Л. Росинський, В.І. Зенін, В.М. Расторгуєв, М.К. Песоцький, Б.І. Вайнштейн, С.О. Калякін та інші.

Річард Еглі і Альберт Некар у 1961 р. подали заявку в патентне відомство США на емульсійну ВР, що складається з суміші емульсії «масло у воді» і твердого окиснювача – нітрату амонію. Подальший розвиток подій у 1960-х і початку 1970-х привело до створення емульсійних ВР з мінімальним критичним діаметром детонації, швидкістю, порівнянної з різними сортами динаміту.

Зростання обсягів підривних робіт вимагало розробки розрахункових методів. Основоположниками у цій галузі є російські вчені М.М. Фролов і М.М. Боресков, які у другій половині XIX ст. для розрахунку скупчених зарядів створили формули, що використовуються на практиці і сьогодні. У післяреволюційний період підривні роботи у промисловості отримали небачений розмах. Одночасно великий стрибок зроблений у розвитку фундаментальних питань теорії детонації зарядів ВР, дії вибуху на гірську породу і створення на їх основі більш достовірних розрахункових методів. У цій галузі велика заслуга належить радянським ученим: Н.Н. Семенову, М.А. Лаврентьєву, Я.Б. Зельдовичу, Ю.Б. Харитону, М.А. Садовському, М.В. Мельникову і багатьом іншим. У цілому історія розвитку підривних робіт свідчить про їх велику важливість для підвищення ефективності гірничовидобувної промисловості світу.

1.2. Загальні відомості про вибух і вибухові речовини

У широкому розумінні *вибухом* називається надзвичайно швидке перетворення речовини, яке супроводжується швидкісним переходом її потенційної енергії у механічну роботу. За характером протікання процесу зміни речовини вибухи класифікують на фізичні, хімічні і ядерні. При фізичних вибухах здійснюється тільки фізичне перетворення із одного стану в інший (вибух парових котлів, балонів із стисненим газом чи з газостворювальними речовинами та ін.). При хімічних вибухах відбувається хімічне перетворення складу речовини з виділенням великої кількості тепла і газів. При ядерних вибухах виникає ланцюгова реакція ділення ядер із створенням нових елементів.

У гірничовидобувній промисловості практично всюди використовуються хімічні вибухи, котрі можна характеризувати як надзвичайно швидке хімічне перетворення речовини, що супроводжується виділенням великої кількості тепла і газів, які виконують роботу за рахунок різкого підвищення тиску у місці їх створення. Під час вибуху в оточуючому середовищі виникають ударна і звукова хвилі.

Вибуховими речовинами (ВР) називаються хімічні з'єднання чи механічні суміші, що під дією зовнішнього імпульсу спроможні вибухати. Процес вибуху характеризується великою концентрацією енергії в об'ємі ВР, надзвуковою швидкістю її виділення із утворенням великої кількості газів (600 – 1000 л/кг), нагрітих до температури 2500 – 4500 К, і ударною хвилею. Розділяють дві форми вибухового хімічного перетворення речовини: вибухове горіння і детонація. При вибуховому горінні швидкість переміщення по заряду ВР зони хімічної реакції відносно невелика (200 – 400 м/с), оскільки збудження хімічної реакції у прилеглому шарі ВР здійснюється шляхом теплопередачі від сусіднього шару, а це є процес порівняно повільний. При детонації збудження хімічної реакції в

шарі ВР здійснюється за рахунок ударної хвилі (УХ), яка розповсюджується зі швидкістю 2000 – 9000 м/с.

До складу промислових ВР, як правило, входять кілька компонентів, які забезпечують необхідний процес протікання реакції вибуху, основними з яких є:

- *окиснювачі* – речовини, що містять надлишковий кисень, котрий витрачається при вибуху на окислення горючих елементів. У якості окиснювачів використовують, наприклад, аміачну, натрієву та калієву селітри;

- *горючі домішки* – тверді чи рідинні речовини, які містять вуглець і водень, наприклад, деревне борошно, тонко здрібнене вугілля, бавовникову макуху, алюмінієву пудру, мінеральне мастило та ін. Вони сприяють підвищенню енергії вибуху;

- *сенсibiliзатори* – речовини, що вводяться до складу ВР для підвищення його чутливості до початкового імпульсу. Як правило, для цього використовують високочутливі ВР у такій кількості, щоб отримати потрібну чутливість сумішної ВР;

- *стабілізатори* – добавки для підвищення фізичної і хімічної стійкості ВР (крейда, сода, деревне борошно та ін.);

- *флегматизатори* – домішки для зниження чутливості ВР до механічної дії, що забезпечують більш безпечні умови її використання (вазелін, парафін, тальк, мінеральні мастила);

- *полум'ягасники* – домішки для зниження температури вибуху ВР. Додаються тільки до складу запобіжних ВР, придатних для ведення підривних робіт у шахтах, небезпечних із газу чи пилу. У якості полум'ягасників використовують хлористий калій, хлористий натрій, хлористий амоній та ін.

Перелічені компоненти ВР забезпечують достатню ефективність ВР і безпечність її використання у належних гірничо-геологічних умовах ведення підривних робіт.

1.3. Класифікація вибухових речовин

Усі ВР класифікують за рядом ознак.

1. За фізичним станом:

- газові суміші (метан + повітря);
- рідинні речовини (нітрогліцерин, нітрогліколь);
- суміші рідинних речовин (нітробензол + азотна кислота);
- суміші рідинних і твердих речовин (динаміт: нітрогліцерин + селітра);
- тверді речовини і їх суміші (амоніт: тротил + аміачна селітра).

2. За складом:

- хімічні з'єднання (індивідуальні ВР);
- механічні суміші вибухових хімічних з'єднань чи їх суміші із невибуховими компонентами (сумішні ВР).

3. За галуззю використання:

- ініціувальні (для виготовлення засобів підриву);
- другорядні ініціувальні (для виготовлення сумішних промислових ВР і засобів підриву);
- промислові (для підривних робіт у різноманітних галузях господарювання).

4. Класифікація ВР за умовами використання подано в табл. 1.1.

Таблиця 1.1

Класифікація промислових ВР за умовами застосування

Клас ВР	Група ВР	Вид ВР і умови застосування	Колір оболонки патрона (смуги)
Незапобіжні ВР			
I	-	Для підричних робіт тільки на земній поверхні	Білий
II	-	Для підричних робіт на земній поверхні та у вибоях підземних виробок, у яких або відсутнє виділення горючих газів або вибухового вугільного пилу або застосовують інертизацію привибійного простору, що виключає спалахування вибухонебезпечного середовища під час вибухів	Червоний
Запобіжні ВР			
III	-	Для підричання лише породи у вибоях підземних виробок, у яких виділяються горючі гази та відсутній вибуховий вугільний пил	Синій
IV	-	Для підричних робіт: по вугіллю та (або) породі у вибоях підземних виробок, небезпечних за вибухом вугільного пилу за відсутності виділення горючих газів; по вугіллю й (або) породі у вибоях підземних виробок, що проводять по вугільному пласту, в яких є виділення горючих газів, крім виробок з підвищеним виділенням горючих газів; для струсного підричання у вибоях підземних виробок вугільних шахт	Жовтий
V	-	Для підричання вугілля та (або) породи у виробках з підвищеним виділенням горючих газів, що проводять по вугільному пласту, коли виключено контакт бокової поверхні шпурового заряду з газоповітряною сумішшю, що знаходиться або у тріщинах масиву, що перетинають шпур, або у виробці	Жовтий
VI	-	Для підричання: вугілля та (або) породи у виробках з підвищеним виділенням горючих газів, що проводять за умов, коли є можливим контакт бокової поверхні шпурового заряду з газоповітряною сумішшю, що знаходиться або у тріщинах гірського масиву, що перетинають шпур, або у виробці; у вугільних і змішаних вибоях підняткових (більше ніж 10°) виробок, у яких виділяється горючий газ, за довжини виробок понад 20 м і проведенні їх без попередньо пробурених свердловин, що забезпечують провітрювання за рахунок загальношахтної депресії	Жовтий
VII	-	Запобіжні ВР і виробки із запобіжних ВР V – VI класів для ведення спеціальних підричних робіт (водорозпилювання та розпилювання порошкоподібних інгібіторів, вибухове перебивання дерев'яних стійок при посадці покрівлі, дроблення негабаритів) у вибоях підземних виробок, у яких можливе утворення вибухонебезпечної концентрації горючого газу та вугільного пилу	Жовтий
Спеціальні (С)	-	Незапобіжні та запобіжні ВР і виробки з них, призначені для спеціальних підричних робіт, крім вибоїв підземних виробок, у яких є можливим утворення вибухонебезпечної концентрації горючого газу та вугільного пилу	
	1	Підричні роботи на земній поверхні: імпульсна обробка металів; ініціювання свердловинних і зосереджених зарядів; контурне підричання для укусу уступів; руїнування мерзлих ґрунтів; дроблення негабаритних кусків гірської маси; сейсмозвідувальні роботи у свердловинах; створення загороджувальних смуг при локалізації лісових пожеж та інші спеціальні роботи	Білий
	2	Підричні роботи у вибоях підземних виробок, безпечних за газом і (або) вугільним пилом; підричання сульфідних руд; дроблення негабаритних кусків гірської маси; контурне підричання, інші спеціальні роботи	Червоний
	3	Прострільно-підричні роботи в розвідувальних, нафтових і газових свердловинах	Чорний
	4	Підричні роботи в сірчаних, нафтових та інших шахтах, небезпечних за вибухом сірчаного пилу, водню та парів важких вуглеводнів	Зелений

5. За характером дії на навколишнє середовище:

- високобризантні (швидкість детонації 1500 – 9000 м/с);
- бризантні (швидкість детонації 3500 – 4500 м/с);
- низькобризантні (швидкість детонації 2000 – 3500 м/с);
- металеві (швидкість детонації менше 1000 м/с).

6. За механічним станом:

- порошкоподібні;
- гранульовані;
- пресовані;
- литі;
- пластичні;
- які ллються.



Питання для самоконтролю

1. Де був відкритий порох та коли він почав виготовлятися на Русі у промислових обсягах?
2. Хто відкрив найбільш поширені у наш час вибухові речовини – амоніти?
3. Як класифікують вибухи?
4. Що таке хімічний вибух?
5. Чим відрізняється вибухове горіння від детонації?
6. Які основні компоненти входять до складу промислових ВР?
7. За якими ознаками класифікують ВР?
8. Як класифікують ВР за складом?
9. Як класифікують ВР за галуззю використання?
10. Як класифікують ВР за умовами використання?



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 1

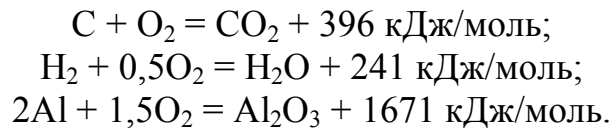
1. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення [Текст]. – Затв. Наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. – К.: Норматив, 2013. – 127 с.
2. Кутузов, Б.Н. История горного и взрывного дела [Текст] / Б.Н. Кутузов. – М.: Изд-во МГУ «Горная книга», 2008 – 414 с.
3. Носков, В.Ф. Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках [Текст] / В.Ф. Носков, В.И. Комащенко, Н.И. Жабин. – М.: Недра, 1982. – 320 с.
4. Симанович, Г.А. Руйнування гірських порід вибухом: навч. посібник [Текст] / Г.А. Симанович, В.П. Меліхов. – Дніпропетровськ: НГУ, 2003. – 116 с.
5. Шевцов, М.Р. Руйнування гірських порід вибухом [Текст] / М.Р. Шевцов, П.Я. Таранов, В.В. Левіт, О.Г. Гудзь. – Донецьк: ДонНТУ, 2003. – 248 с.

2. ТЕРМОДИНАМІКА ВИБУХУ

2.1. Кисневий баланс

Вибухове перетворення речовини засновано на окисненні горючих елементів киснем, який у тій чи іншій формі міститься у складі кожної ВР. Основні горючі елементи ВР – вуглець і водень. Інколи у якості горючих домішок до складу ВР у невеликій кількості вводяться метали у вигляді тонкодисперсних порошоків (частіше за все алюмінієва пудра). У якості носія кисню у сучасних промислових ВР вводиться аміачна селітра. Інколи до складу ВР вводяться інші види селітр (натрієва, калієва), а також хлорат чи перхлорат калію і натрію. У всіх випадках киснеутримуюча речовина повинна мати значний надлишок кисню, який легко віддається іншому компоненту ВР – речовині, яка багата горючими елементами.

Показником наявності кисню відносно кількості, необхідної для повного окиснення всіх горючих елементів, які складають даний тип ВР, є її кисневий баланс. Реакції повного окиснення з вказівкою кількості тепла, яке виділяється при згорянні одного моля горючого елемента, можна записати у такому вигляді:



Кисневим балансом зветься відношення надлишку чи нестачі кисню у вибуховій речовині для повного окиснення горючих елементів, виражене у грам-атомній масі, до грам-молекулярної маси ВР.

Кисневий баланс індивідуальних ВР можна обчислити за їх хімічними формулами. Якщо індивідуальне ВР містить атоми кисню, водню та азоту і його хімічний склад описується формулою $\text{C}_a\text{H}_b\text{N}_c\text{O}_d$, то його кисневий баланс

$$K_{\text{б}} = \frac{\left[d - \left(2a + \frac{b}{2} \right) \right] \cdot 16}{12a + b + 14c + 16d} \cdot 100\%, \quad (2.1)$$

де $2a$ – число атомів кисню в CO_2 ;

$b/2$ – число атомів кисню в H_2O ;

$12a + b + 14c + 16d$ – маса моля ВР, г/моль.

Для сумішевих ВР обчислення кисневого балансу виконується виходячи з процентного вмісту компонентів суміші і по її умовній хімічній формулі або за величиною кисневого балансу кожного компонента, що подається у довідниках. У тому випадку, якщо крім атомів водню, кисню, вуглецю та азоту до складу ВР входить алюміній його хімічний склад виражається умовною формулою $\text{C}_a\text{H}_b\text{N}_c\text{O}_d\text{Al}_e$, то його кисневий баланс

$$K_{\text{б}} = \frac{\left[d - \left(2a + \frac{b}{2} + \frac{3}{2}e \right) \right] \cdot 16}{12a + b + 14c + 16d + 27e} \cdot 100\%, \quad (2.2)$$

де $3/2e$ – число атомів кисню в Al_2O_3 .

Кисневий баланс сумішевих ВР на практиці частіше обчислюють, відносячи до одного кілограму суміші

$$K_6 = \frac{\left[d - \left(2a + \frac{b}{2} + \frac{3}{2}e \right) \right] \cdot 16}{1000} \cdot 100\%. \quad (2.3)$$

У залежності від надлишку чи нестачі кисню розрізняють ВР з нульовим, негативним чи позитивним кисневим балансом. Кисневий баланс вважається нульовим, якщо кількість кисню у складі ВР дорівнює тій кількості, котра потрібна для повного окиснення всіх горючих елементів даної ВР, тобто $d = 2a + b/2$ або $d = 2a + b/2 + 3e/2$. Якщо кількість кисню у складі ВР недостатньо для повного окиснення, то кисневий баланс є негативним ($d < 2a + b/2$ або $d < 2a + b/2 + 3e/2$). Якщо у складі ВР мається надлишок кисню, то її кисневий баланс буде позитивним ($d > 2a + b/2$ або $d > 2a + b/2 + 3e/2$). Деякі константи вихідних компонентів і продуктів вибуху промислових ВР подано в табл. 2.1.

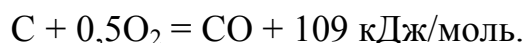
Таблиця 2.1

Теплота утворення і кисневий баланс деяких ВР,
їх компонентів та продуктів вибуху

Речовина	Хімічна формула	Атомна або молекулярна маса	Кисневий баланс, %	Теплота утворення, кДж/моль
1	2	3	4	5
Алюміній	Al	27	- 89	-
Аміачна селітра	NH ₄ NO ₃	80	+ 20	355
Борошно злаків	C ₁₅ H ₂₅ O ₁₁	381	- 132	-
Борошно деревне	C ₁₅ H ₂₂ O ₁₀	362	- 137	-
Вуглець (аморфний)	C	12	- 266,7	-
Вода (пароподібна)	H ₂ O	18	-	242
Вуглекислий газ	CO ₂	44	-	395
Гексоген	C ₃ H ₆ N ₆ O ₆	222	- 21,6	-
Гримуча ртуть	HgC ₂ O ₂ N ₂	284	- 11,3	-
Дінітронафталін	C ₁₀ H ₆ N ₂ O ₄	218	- 139,4	-
Калієва селітра	KNO ₃	101	+ 39,6	486
Калію хлорат	KClO ₃	122,5	+ 39,2	390
Калію перхлорат	KClO ₄	138,5	+ 46,2	438
Керосин	-	-	- 343	-
Клітковина	C ₆ H ₁₀ O ₅	162	- 118,5	965
Магній	Mg	23,4	- 65,8	-
Натрієва селітра	NaNO ₃	85	+ 47	491
Натрію хлорат	NaCl	106,5	+ 45	350
Натрію перхлорат	NaClO ₄	122,5	+ 52,2	390
Нітрогліколь	C ₂ H ₄ N ₆ O ₆	152	0	-
Нітрогліцерин	C ₃ H ₅ N ₃ O ₉	22	+ 3,5	-

1	2	3	4	5
Нітроклітковина:				
- коллодіонна	$C_{24}H_{31}N_9O_{38}$	1105,3	- 38,7	2770
- піроксилін	$C_{24}H_{29}N_{11}O_{42}$	1143	- 28,6	2390
Окис алюмінію	Al_2O_3	102	-	411
Окис кальцію	CaO	56	-	645
Окис азоту	NO	30	-	- 90,5
Окис вуглецю	CO	28	-	114
Октоген	$C_4H_8N_8O_3$	296	- 21,6	-
Парафін (твердий)	$C_{24}H_{50}$	338,3	- 346	-
Папір (оболонка патронів)	-	-	- 130	-
Пікринова кислота	$C_6H_3N_3O_8$	229	- 45,4	-
Тетранітрометан	CN_4O_8	196	+ 49	-
Тетрил	$C_7H_5N_5O_3$	287	- 47,4	-
Тротил	$C_7H_5(NO_3)_2$	227	- 74	-
Тен	$C_5H_8N_4O_{12}$	316	- 10,1	-
Целюлоза	$C_6H_{10}O_5$	162	-	948

Кисневий баланс ВР має велике практичне значення. ВР з нульовим кисневим балансом вибухають з максимальним виділенням енергії. Окрім того, в залежності від величини позитивного чи негативного кисневого балансу при вибуху ВР створюється значна кількість тих чи інших отруйних газів. При нестачі кисню створюється струминний окис вуглецю, а хімічна реакція йде з меншим виділенням енергії



При надлишку кисню створюється струминний окис азоту, а хімічна реакція йде з поглинанням енергії



Відповідно до «Правил безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення» для шахт, небезпечних з газу і пилу, допускаються ВР, які виділяють при вибуху 1 кг не більше 40 л шкідливих газів у перерахунку на умовний окис вуглецю. При перерахунку використовують таку формулу:

$$V = V_{CO} + 6,5V_{NO} + 2,5V_{SO_2+H_2S}, \text{ л,} \quad (2.4)$$

де V_{CO} – об'єм газів окиси вуглецю, л;

V_{NO} – об'єм окису азоту, л;

$V_{SO_2+H_2S}$ – об'єм сірчаного ангідриду та сірководню, л.

Промислові ВР, як правило, мають нульовий чи невеличкий позитивний кисневий баланс (від 0,1 до 4%). Надлишок кисню витрачається на окислення паперових оболонок і парафінового покриття патронів ВР. У відповідності з вимогами технічних умов вага паперової оболонки патрона не повинна перевищувати 2 г, а парафіну – 3 г на кожні 100 г ВР.

2.2. Реакції вибухового перетворення вибухових речовин

Реакції вибухового перетворення ВР мають важливе значення з двох причин. По-перше, за рівнянням вибухового розкладу можна визначити кількість енергії, що виділяється. По-друге, за цими рівняннями підбирають рецептуру ВР для підричних робіт у підземних умовах. Характер рівняння вибухового розкладу ВР залежить в основному від величини кисневого балансу. Рівняння перетворення для окремих ВР подано в табл. 2.2.

Таблиця 2.2

Рівняння вибухового розкладу

Тип ВР	Реакція розкладу	K_0 , %
Аміачна селітра	$2\text{NH}_4\text{NO}_3 = 4\text{H}_2\text{O} + 2\text{N} + \text{O}_2$	+ 20
Тротил	$2\text{C}_7\text{H}_5(\text{NO}_3)_2 = 5\text{H}_2\text{O} + 7\text{CO} + 7\text{C} + 3\text{N}_2$	- 74
Тен	$\text{C}_5\text{H}_8\text{N}_4\text{O}_{12} = 4\text{H}_2\text{O} + 3\text{CO}_2 + 2\text{CO} + 2\text{N}_2$	- 10,1
Тетрил	$2\text{C}_7\text{H}_5\text{N}_5\text{O}_3 = 5\text{H}_2\text{O} + 11\text{CO} + 3\text{C} + 5\text{N}_2$	- 47,4
Нітрогліцерин	$4\text{C}_3\text{H}_5(\text{NO}_3)_3 = 10\text{H}_2\text{O} + 12\text{CO}_2 + 6\text{N}_2 + \text{O}_2$	+ 3,5
Дінітрогліколь	$\text{C}_2\text{H}_4(\text{NO}_3)_2 = 2\text{H}_2\text{O} + 3\text{CO}_2 + \text{N}_2$	0
Гексоген	$\text{C}_3\text{H}_6\text{N}_6\text{O}_6 = 3\text{H}_2\text{O} + 3\text{CO} + 3\text{N}_2$	- 21,6

З точки зору побудови рівнянь вибухового розкладу ВР розподілені на три групи:

1. ВР з кількістю кисню, достатньою для повного окислення горючих елементів;
2. ВР з кількістю кисню, недостатньою для повного згорання, але достатньою для повного газотворення;
3. ВР з кількістю кисню, недостатньою для повного газотворення.

Умовна елементна формула ВР записується у вигляді $\text{C}_a\text{H}_b\text{N}_c\text{O}_d\text{Al}_e$. До першої групи відносяться ВР, для яких виконується умова

$$d \geq 2a + b/2 + 3e/2. \quad (2.5)$$

До цієї групи відносяться, наприклад, нітрогліцерин, нітрогліколь, нітродигліколь, а також більшість промислових сумішних ВР. Придатність ВР до другої та третьої груп визначається умовою

$$d < 2a + b/2 + 3e/2. \quad (2.6)$$

Різниця між другою та третьою групами полягає у тому, що у результаті вибухового розкладу ВР другої групи повністю перетворюються у гази, а продукт вибуху ВР третьої групи окрім газів містять тверді речовини (частіш за все вільний вуглець у вигляді сажі). Таким чином, продукт вибуху ВР другої групи може складатися з продуктів повного окислення (H_2O , CO_2), продуктів неповного окислення (CO) та елементарних газів (H_2 , N_2). Прикладом такого вибухового розкладу є тен. Одним з представників ВР третьої групи є тротил (табл.2.2).

Для розрахунку за заданою величиною кисневого балансу співвідношення кількох компонентів у сумішній ВР її склад у загальному випадку записують у вигляді

$$x_1 C_{a1} H_{b1} N_{c1} O_{d1} Al_{e1} + x_2 C_{a2} H_{b2} N_{c2} O_{d2} Al_{e2} + \dots = \\ = C_{(x_1 a_1 + x_2 a_2 + \dots)} H_{(x_1 b_1 + x_2 b_2 + \dots)} N_{(x_1 c_1 + x_2 c_2 + \dots)} O_{(x_1 d_1 + x_2 d_2 + \dots)} Al_{(x_1 e_1 + x_2 e_2 + \dots)}, \quad (2.7)$$

За отриманою умовною елементною формулою записують вираз (2.2) для кисневого балансу, задаються величиною умовної молярної маси (звичайно приймають $M_{BP} = 1000$ г), яка входить до знаменника формули (2.2); із коефіцієнтів x_1, x_2, \dots невідомим залишають один, котрий і розв'язують за рівнянням (2.2). Звичайно невідомим залишають коефіцієнт компонента із надлишком кисню, а іншими задаються, орієнтуючись на інші задані характеристики ВР, що розробляється. Таким чином можна розрахувати декілька складів ВР та вибрати найбільш бажаний.

Коли потрібно визначити склад двокомпонентної ВР із нульовим кисневим балансом, у котрій одна речовина має нестачу кисню, а друга – надлишок, то задача стає однозначною, а розрахунок суттєво спрощується. Для компонента з нестачею кисню приймають $x_1 = 1$ (один моль). Прирівнюючи чисельник формули (2.2) до нуля, легко отримати таке рівняння для визначення кількості x_2 (у молях) компонента з надлишком кисню

$$x_2 \left[d_2 - \left(2a_2 + \frac{b_2}{2} + \frac{3}{2}e_2 \right) \right] = - \left[d_1 - \left(2a_1 + \frac{b_1}{2} + \frac{3}{2}e_1 \right) \right]. \quad (2.8)$$

Наприклад, для двокомпонентної ВР, яка складається з аміачної селітри (NH_4NO_3) і тротилу ($\text{C}_7\text{H}_5(\text{NO}_3)_2$), для повного окиснення одного моль тротилу киснем аміачної селітри необхідно 10,5 її молей. Дійсно, у цьому випадку $d_1 = d_2 = 0$ і відповідно (2.8) отримуємо

$$x_2 \left[3 - \left(2 \cdot 0 + \frac{4}{2} + \frac{3}{2} \cdot 0 \right) \right] = - \left[6 - \left(2 \cdot 7 + \frac{5}{2} + \frac{3}{2} \cdot 0 \right) \right]; \\ x_2 = 10,5.$$

У процентному співвідношенні склад цієї ВР визначають так:

- вміст тротилу

$$\Delta_T = \frac{M_T}{10,5M_{A.C.} + M_T} \cdot 100\% = \frac{227}{10,5 \cdot 80 + 227} \cdot 100\% = 21,275\%,$$

де M_T – молярна маса тротилу, г/моль;

$M_{A.C.}$ – молярна маса аміачної селітри, г/моль.

- вміст аміачної селітри

$$\Delta_{A.C.} = 100\% - \Delta_T = 100\% - 21,275\% = 78,725\%.$$

Із промислових ВР наближені до цього складу амоніт № 6 ЖВ і грамоніт 79/21. Обидві ВР містять по 79% аміачної селітри та 21% тротилу. Ці ВР мають невеличкий позитивний (0,4%) кисневий баланс.

Умовну хімічну формулу ВР визначають у наступній послідовності. Маса одного моля i -тої речовини у складі ВР

$$n_i = \frac{m_i}{M_i}, \text{ моль}, \quad (2.9)$$

де m_i – маса i -тої речовини у складі ВР, визначають виходячи з відсоткового змісту i -тої речовини у складі ВР за формулою

$$m_i = \frac{B_i}{100\%} \cdot 1000, \text{ г,}$$

де 1000 – маса 1 кг ВР, г;

B_i – вміст i -тої речовини у складі ВР, %;

M_i – молярна маса i -тої речовини, г/моль.

Для виведення умовної хімічної формули ВР, яка повинна мати загальний вигляд $C_aH_bN_cO_dAl_e$, обчислюємо число молей:

- атомів вуглецю

$$a = a_1n_1 + a_2n_2 + \dots + a_in_i;$$

- атомів водню

$$b = b_1n_1 + b_2n_2 + \dots + b_in_i;$$

- атомів азоту

$$c = c_1n_1 + c_2n_2 + \dots + c_in_i;$$

- атомів кисню

$$d = d_1n_1 + d_2n_2 + \dots + d_in_i;$$

- атомів алюмінію

$$e = e_1n_1 + e_2n_2 + \dots + e_in_i;$$

Так наприклад для ВР, що містять 79% аміачної селітри та 21% тротилу (амоніт № 6 ЖВ або грамоніт 79/21) визначимо умовну хімічну формулу.

Маса тротилу в 1 кг ВР

$$m_T = \frac{21\%}{100\%} \cdot 1000 = 210 \text{ г.}$$

Маса аміачної селітри в 1 кг ВР

$$m_{A.C.} = \frac{79\%}{100\%} \cdot 1000 = 790 \text{ г.}$$

Маса одного моля тротилу

$$n_T = \frac{210}{227} = 0,925 \text{ моль.}$$

Маса одного моля тротилу

$$n_{A.C.} = \frac{790}{80} = 9,875 \text{ моль.}$$

Згідно загальної формули ВР яка має вигляд $C_aH_bN_cO_dAl_e$, розрахуємо число молей:

- атомів вуглецю

$$a = 7 \cdot 0,925 + 0 \cdot 9,875 = 6,48.$$

- атомів водню

$$b = 5 \cdot 0,925 + 4 \cdot 9,875 = 44,13.$$

- атомів азоту

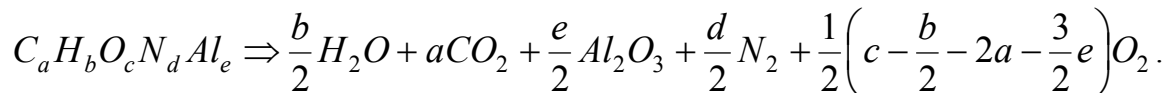
$$c = 2 \cdot 0,925 + 2 \cdot 9,875 = 21,6.$$

- атомів кисню

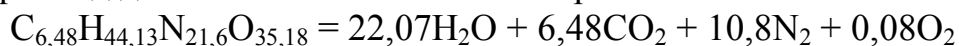
$$d = 6 \cdot 0,925 + 3 \cdot 9,875 = 35,18.$$

На підставі розрахунку складемо умовну хімічну формулу ВР яка має вигляд $C_{6,48}H_{44,13}N_{21,6}O_{35,18}$.

Знаючи елементарний хімічний склад ВР з нульовим або позитивним кисневим балансом, можна легко скласти реакцію його вибухового розкладання у вигляді



Так наприклад для ВР амоніт № 6 ЖВ або грамоніт 79/21



2.3. Елементи теорії процесу детонації

Основи гідродинамічної теорії, яка описує процес детонації, були вперше розроблені російським вченим Міхельсоном ще у 1889 р., а також англійцем Чепменом (1899) та французом Жуге (1905). Ця теорія була розроблена для газових систем, але вона у достатній мірі може бути використана і для процесу детонації рідинних та твердих ВР, оскільки і у цих випадках реакція вибуху проходить в основному у газовій фазі.

Подальший суттєвий розвиток гідродинамічна теорія отримала у працях радянських вчених Ландау, Станюковича, Зельдовича, Щелкіна та ін. Гідродинамічна теорія детонації виходить із уявлення, що швидкість розповсюдження детонації є швидкість проходження по заряду ВР ударної хвилі, амплітуда якої достатня для збудження стійкої хімічної реакції вибухового перетворення у близько розташованих шарах ВР за фронтом ударної хвилі. За рахунок енергії цієї реакції підтримується сталість параметрів хвилі і стаціонарний характер детонаційного процесу в цілому. Таким чином, для визначення параметрів детонаційних хвиль можемо використати основні рівняння теорії ударних хвиль. Розглянемо їх.

Припустимо, що по трубі, заповненій газом, рухається зі швидкістю w поршень CD (рис. 2.1). Попереду поршня створюється зона стисненого газу, яка розташована між лініями CD і AB . Фронт стисненого газу (лінія AB) рухається зі швидкістю u , яка перевищує швидкість w , оскільки зона стиснення захоплює все нові порції газу зі швидкістю, яка перевищує швидкість руху поршня. Будемо вважати, що поршень рухається настільки швидко, що стиснений газ не встиг віддати тепло незбуреному газу і стінкам труби, а параметри стану газу (тиск, щільність, температура) на фронті AB змінюються стрибком. Таке стрибкоподібне змінення і є характерною відзнакою ударної хвилі від звичайної акустичної. Нехай у незбуреній зоні (попереду лінії AB) газ має початкові тиск, щільність і температуру відповідно p_0, ρ_0, T_0 , а у стисненому стані (зона між лініями AB і CD) газ характеризується параметрами p_1, ρ_1, T_1 (рис. 2.1).

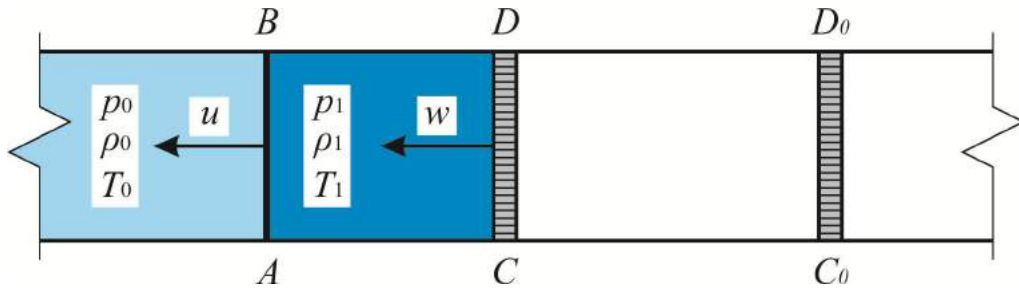


Рис. 2.1. Схема до розрахунку основних параметрів ударної хвилі

Припустимо, що труба має площу поперечного перетину S , а поршень займав положення C_0D_0 перед початком руху (у нульовий момент часу). Нехай положення CD поршень зайняв у момент часу t , тоді він пройшов шлях $C_0C = wt$, а фронт ударної хвилі AB – шлях $C_0A = ut$. Відповідно довжина стисненого стовпа газу $CA = C_0A - C_0C = (u - w)t$, його об'єм $(u - w)tS$, а маса $\rho_1(u - w)tS$. Довжина стовпа цього ж газу у початковому стані була $C_0A = ut$, а маса його до стиснення складала ρ_0utS . Оскільки маса речовини у процесі стиснення не змінилася, то закон збереження маси для даного випадку може бути записаний у вигляді

$$\rho_0utS = \rho_1(u - w) \cdot tS; \quad \rho_0u = \rho_1(u - w). \quad (2.10)$$

Використовуючи закон збереження кількості руху (імпульсу) та міркуючи аналогічно, маємо

$$p_1 - p_0 = \rho_0uw. \quad (2.11)$$

Із цього рівняння впливає, що при $p_1 > p_0$ (тобто при стисненні газу поршнем) швидкості u і w одного знаку. Тому прийнята схема руху газу під дією поршня справедлива, тобто $u > w$.

Розв'язуючи рівняння (2.10) і (2.11) сумісно, маємо

$$u^2 = \frac{\rho_1}{\rho_0} \cdot \frac{p_1 - p_0}{\rho_1 - \rho_0}; \quad (2.12)$$

$$w^2 = (p_1 - p_0) \cdot \left(\frac{1}{\rho_0} - \frac{1}{\rho_1} \right). \quad (2.13)$$

Якщо замість щільності газів ρ_0 і ρ_1 використовувати їх питомий об'єм $V_0 = 1/\rho_0$ і $V_1 = 1/\rho_1$, тобто об'єм, що займає одиниця маси газу, то рівняння (2.12) і (2.13) приймають вигляд –

$$u^2 = V_0^2 \frac{p_1 - p_0}{V_0 - V_1}; \quad (2.14)$$

$$w^2 = (p_1 - p_0) \cdot (V_0 - V_1). \quad (2.15)$$

Відповідно до закону збереження енергії робота із стиснення газу від тиску p_0 до тиску p_1 дорівнює зміні енергії газу. Нехай E – питома внутрішня енергія, тобто внутрішня енергія одиниці маси газу (E_0 – у початковому стані і E_1 – у

стисненому стані). При цьому під внутрішньою енергією розуміється сума теплової енергії та енергії стиснення. Кінетична енергія одиниці маси стисненого газу дорівнює $w^2/2$, маса стисненої частки газу дорівнює $\rho_0 utS$, тоді величина повної зміни енергії стисненої частки газу складає

$$\left[\left(E_1 + \frac{w^2}{2} \right) - E_0 \right] \cdot \rho_0 utS.$$

Величина цієї зміни енергії повинна дорівнювати роботі зусилля $F = p_1 S$, яке прикладена з боку поршня до газу, на шляху $C_0 C = wt$ (рис. 2.1). Отже закон збереження енергії записується у вигляді

$$\left[\left(E_1 + \frac{w^2}{2} \right) - E_0 \right] \cdot \rho_0 utS = p_1 S wt.$$

Підставивши сюди u і w з (2.14) та (2.15), а також $\rho_0 = 1/V_0$, отримуємо відоме рівняння Гюгоніо

$$E_1 - E_0 = \frac{p_1 + p_0}{2} (V_0 - V_1). \quad (2.16)$$

Звичайно за термодинамічними характеристиками речовини питому внутрішню енергію виражають як функцію тиску p газу та питомого об'єму V , тобто

$$E_1 = \varphi_1(p_1, V_1); \quad E_0 = \varphi_0(p_0, V_0). \quad (2.17)$$

Підставляючи рівняння (2.17) у (2.16), отримуємо рівняння, яке описує залежність тиску p_1 від зміни питомого об'єму V_1 при заданих параметрах початкового стану p_0 і V_0 . Графічна інтерпретація цього рівняння зветься ударною адіабатою чи адіабатою Гюгоніо (рис. 2.2, крива 1). Ударна хвиля переводить початковий стан речовини із точки $O(p_0, V_0)$ у точку $A(p_1, V_1)$. При цьому речовина не проходить послідовно усі проміжні стани за кривою 1, а зміна речовини відбувається стрибкоподібно. У цьому полягає одно з основних відзнак адіабати Гюгоніо від адіабати Пуассона для звичайних квазістатичних процесів.

Тепер розглянемо найбільш простий класичний випадок розповсюдження детонаційної хвилі уздовж нескінченно довгого циліндричного заряду (рис. 2.3, а). Якщо рух звичайної ударної хвилі складається із руху її фронту і переміщення середовища за ним, то детонаційна хвиля є більш складним комплексом, який складається із фронту ударної хвилі I, зони хімічної реакції II та газоподібних продуктів вибуху III. Для реальних ВР фронт I має дуже малу ширину (до 0,1 мкм), ширина зони хімічної реакції II коливається у межах 1 – 10 мм для різних типів ВР. Як правило, фронт ударної хвилі I іменують фронтом детонаційної хвилі.

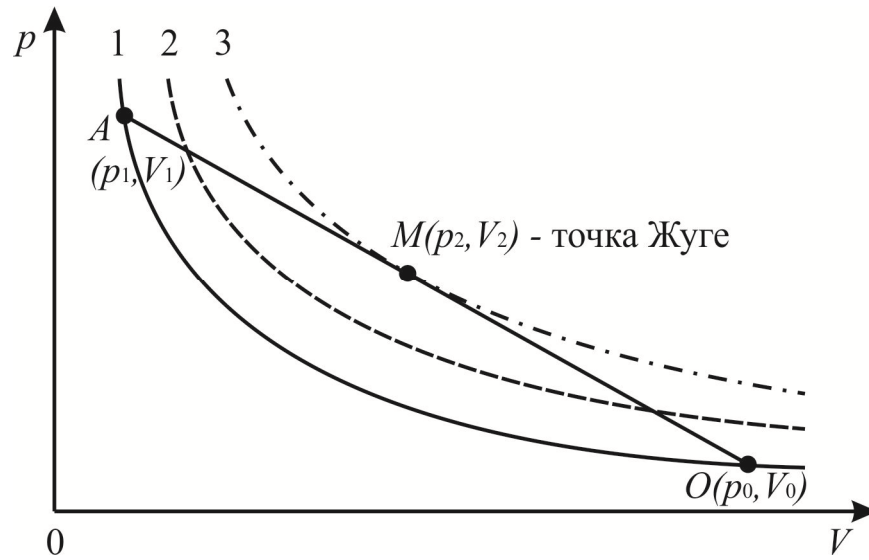


Рис. 2.2. Ударні адиабати Гюгонію

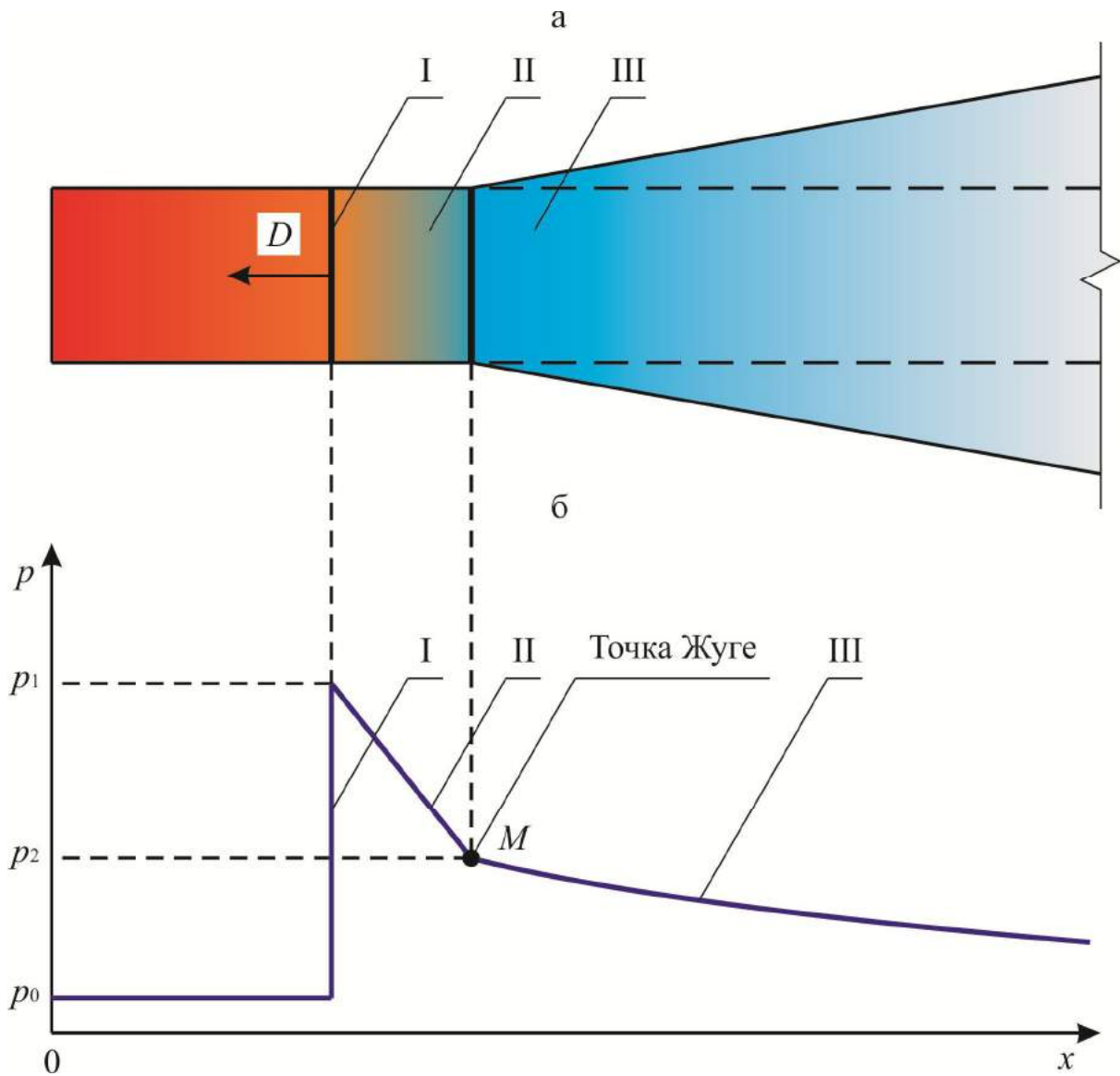


Рис. 2.3. Схема до розрахунку основних параметрів детонаційної хвилі

На ньому тиск p (рис. 2.3, б) зростає стрибком, досягаючи кількох тисяч МПа і більше, завдяки чому ВР сильно розігрівается, і починається реакція його вибухового перетворення, яка протікає у зоні II. У зоні III газоподібні продукти вибуху, поширюючись та передаючи тепло навколишньому середовищу, виконують роботу. У цій зоні у продуктах вибуху поступово знижується тиск і швидкість руху потоку середовища, напрям якого співпадає з напрямом розповсюдження детонаційної хвилі.

Очевидно, що для детонаційної хвилі справедливі рівняння (2.14) і (2.15). Під швидкістю детонації D розуміють швидкість розповсюдження комплексу із фронту I і зони хімічної реакції II (рис. 2.3), тому, роблячи заміну u на D у рівнянні (2.14), отримуємо для детонаційної хвилі

$$D^2 = V_0^2 \frac{p_1 - p_0}{V_0 - V_1}; \quad (2.18)$$

$$w^2 = (p_1 - p_0)(V_0 - V_1), \quad (2.19)$$

де w – швидкість руху продуктів вибуху в зоні III у напрямку розповсюдження детонації.

Рівняння закону збереження енергії для процесу детонації відрізняється від (2.16) наявністю доданка, який ураховує виділення енергії у результаті хімічної реакції вибухового розкладання у зоні II

$$E_1 - E_0 = \frac{p_1 + p_0}{2}(V_0 - V_1) + Q_V, \quad (2.20)$$

де Q_V – питома теплота вибуху, тобто кількість тепла, яке виділяється при вибуховому розкладанні одиниці маси ВР.

Установлено, що після проходження фронту детонації у стисненій речовині починається хімічна реакція вибухового перетворення зі створенням сильно нагрітих і стиснених газів. При виділенні якоїсь частки тепла стан речовини змінюється, і він описується адіабатою 2, котра знаходиться вище початкової адіабати 1 (рис. 2.2). Адіабата кінцевих продуктів реакції (крива 3) знаходиться вище всіх проміжних адіабат, оскільки до цього моменту виділилася уся енергія. У той же самий час усі проміжні стани (p , V) повинні задовольняти співвідношення (2.18), так як ми розглядаємо стабільний детонаційний процес, коли і зона хімічної реакції (рис. 2.3) як ціле, і кожний її поперечний перетин переміщуються із постійною швидкістю детонації $D = const$.

Якщо розглядати p_1 , і V_1 як поточні координати (p , V), то співвідношення (2.18) є рівнянням прямої лінії. Вона зветься прямою Міхельсона, а її рівняння можна записати у вигляді

$$p = p_0 + \frac{D^2}{V_0^2}(V_0 - V). \quad (2.21)$$

Доведено, що при стаціонарній детонації ($D = const$) адіабата кінцевих продуктів реакції (рис. 2.2, крива 3) обов'язково торкається прямої Міхельсона AO (рис. 2.2). Точка торкання M з координатами (p_2 , V_2) зветься точкою Жуге. У ній досягається найбільший тепловий ефект вибуху, а адіабата Гюгоніо практично співпадає з адіабатою Пуассона (ізентропою).

У точці Жуге виконується співвідношення

$$D = w_2 + c_2, \quad (2.22)$$

де w_2 – швидкість руху часток речовини у точці M ;

c_2 – швидкість звуку в продуктах реакції у точці M .

Таким чином, швидкість детонації суттєво перевищує швидкість звуку у початковій холодній речовині. Це цілком природно, тому що стрибок параметрів стану не міг би сформуватися при дозвуковому розповсюдженні збурювання. З цієї причини звичайні ударні хвилі у речовині також можуть розповсюджуватися тільки із надзвуковими швидкостями.

За параметри детонаційної хвилі приймають параметри у точці Жуге. Із доведених вище співвідношень також витікає, що у точці Жуге

$$p_2 = \frac{1}{4} \rho_0 D^2, \quad (2.23)$$

а швидкість руху продуктів вибуху

$$w_2 = \frac{1}{4} D. \quad (2.24)$$

У цілому процес детонації характеризується таким чином. Ударна хвиля стискує дуже вузький шар ВР від початкового стану (p_0, V_0) до стану (p_1, V_1) у відповідності до ударної адіабати Гюгоніо. У речовині виникає хімічна реакція з виділенням тепла, знижується тиск, збільшується питомий об'єм. Через певний дуже малий час (порядку мікросекунди) реакція закінчується і речовина переходить у стан, який характеризується точкою Жуге, у якій $p_2 \approx p_1/2$ і $w_2 \approx w_1/2$. Після точки Жуге тиск спадає більш повільно і на графіку $p(x)$ в цій точці маємо злам (рис. 2.3).

2.4. Фактори впливу на швидкість детонації вибухових речовин

Швидкість детонації залежить від багатьох факторів, з яких головними є склад ВР, діаметр та щільність заряду, міцність оболонки патрона ВР, потужність та тип початкового імпульсу.

Вплив складу ВР. Швидкість детонації обумовлена можливою швидкістю хімічної реакції вибухового перетворення речовини. Наприклад, механічні вибухові суміші типу димного порошу (суміш калієвої селітри, сірки та деревного вугілля) вибухають з невеликою швидкістю, тому що реакція окислення вуглецю, який міститься у частках деревного вугілля, киснем калієвої селітри протікає порівняно повільно. Швидкість детонації ВР типу механічних сумішей залежить не тільки від хімічного складу компонентів, але й від їх відсоткового вміщення, ступеня подрібнення, старанності змішування та щільності доторкання компонентів. Інертні домішки знижують швидкість детонації до її повного загасання при значному вміщенні цих домішок.

У вибуховому хімічному з'єднанні кожна молекула містить горючі елементи і кисень для їх окиснення. При розпаді такої молекули на атоми, коли вони близько розташовані один від одного, швидко вступають у хімічну реакцію проміж собою і вибух такої ВР проходить з великою швидкістю: ВР детонує.

Але не всі вибухові хімічні з'єднання легко вибухають і мають велику швидкість вибуху. Чим більш стійка молекула ВР, тим важче викликати детонацію і тим нижче її швидкість. Наприклад, аміачна селітра вибухає з великими труднощами і має невелику швидкість детонації 1500 – 3000 м/с.

Вплив діаметра заряду ВР. Дослідженнями залежності швидкості детонації D від діаметра d циліндричного заряду ВР при інших незмінних параметрах встановлено, що швидкість детонації практично не залежить від діаметра заряду, коли він більше певної величини d_{np} , яка зветься граничною (рис. 2.4). Коли діаметр заряду менше граничного ($d < d_{np}$), швидкість детонації зменшується і при певному діаметрі $d_{кр}$, який зветься критичним, процес детонації згасає: вибух не розповсюджується по заряду. Такий вплив діаметру заряду ВР на її швидкість детонації було теоретично обґрунтовано Ю.Б. Харитоновим і Ф.А. Баумом, які встановили, що критичний діаметр приблизно дорівнює ширині зони хімічної реакції детонаційної хвилі (зона II на рис. 2.3).

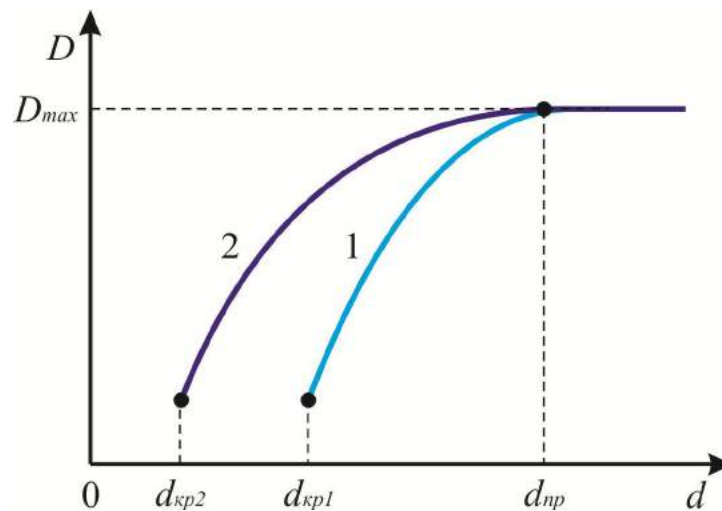


Рис. 2.4. Залежність швидкості детонації заряду ВР від діаметра: 1 – відкритий заряд; 2 – заряд у оболонці

Для високочутливих ВР критичний діаметр заряду всього декілька мм (тен – 2 – 3 мм, гексоген – 3 – 4 мм, тетрил – 5 – 7 мм, динаміти – 10 мм, тротил – 9 – 11 мм); для менш чутливих сумішних ВР типу амонітів $d_{кр} = 12 – 26$ мм. У кожній ВР існує максимальна швидкість детонації, що досягається при діаметрі заряду d_{np} , який у декілька разів більший за $d_{кр}$.

Для порошкоподібних сумішних ВР максимальна швидкість детонації досягається при діаметрі заряду $d_{np} = (7...10)d_{кр}$. При діаметрі заряду 30 – 40 мм (який найбільш поширено використовують у шпурових зарядах) тен і гексоген уже досягають максимальної швидкості детонації, тротил – на 15 – 20% менше максимальної, а амоніти – на 30 – 40% менше максимальної.

Вплив щільності заряду ВР. Характер залежності швидкості детонації від щільності зарядження різний для індивідуальних (типу хімічних з'єднань) і сумішних ВР (рис. 2.5). Для індивідуальних ВР з підвищенням щільності заряду швидкість детонації плавно росте, досягає максимального значення і далі залишається постійною.

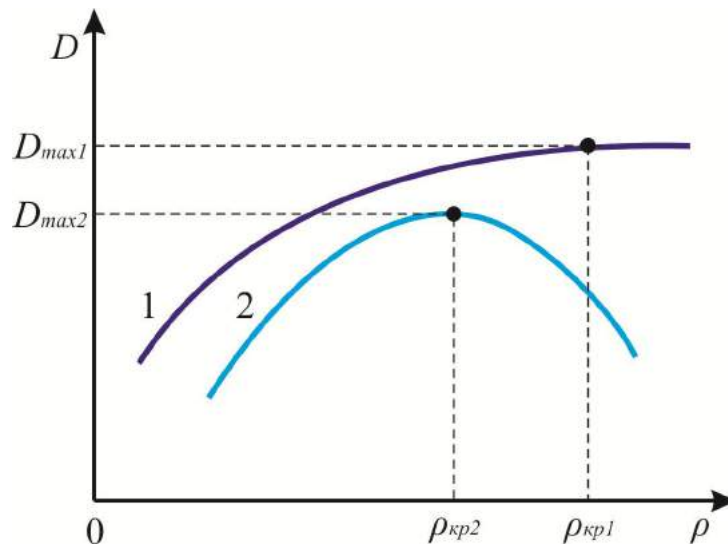


Рис. 2.5. Залежність швидкості детонації від щільності ВР: 1 – ВР типу хімічних з'єднань; 2 – ВР типу механічних сумішей

Значення щільності ВР $\rho_{кр}$, при якій швидкість детонації досягає максимальної, зветься критичною. Для сумішних ВР при зростанні щільності швидкість детонації спочатку зростає до максимуму (при $\rho = \rho_{кр}$), а при подальшому зростанні щільності ($\rho > \rho_{кр}$) – падає, аж до повного припинення детонації. Із зростанням діаметра заряду чи з розміщенням його у масивній оболонці $\rho_{кр}$ підвищується.

Наприклад, у сумішних ВР типу амонітів критична щільність складає 1300 – 1500 кг/м³ для зарядів діаметром 32 – 45 мм. При введенні до складу амонітів високочутливих ВР типу гексогену критична щільність підвищується до 1500 – 1600 кг/м³. Коли амоніти надущільнюються ($\rho > \rho_{кр}$), аміачна селітра поводить себе як інертна речовина і, поглинаючи енергію, сприяє припиненню розповсюдження детонації по заряду ВР. Патроновані промислові ВР випускаються із щільністю, близькою до критичної: пресовані і пластичні ВР – 1250 – 1400 кг/м³, порошкоподібні – 1000 – 1200 кг/м³.

Вплив оболонки заряду ВР. На величину швидкості детонації заряду ВР впливає наявність оболонки, котра стримує розліт продуктів вибуху і тому знижує темпи падіння тиску за фронтом детонаційної хвилі. Оболонка чинить вплив тільки тоді, коли діаметр заряду менше граничного (рис. 2.4). При $d \geq d_{нр}$ швидкість детонації не залежить від наявності оболонки та її міцності. У діапазоні $d < d_{нр}$ чим міцніша оболонка, тим більша швидкість детонації заряду при постійному його діаметрі і менший критичний діаметр даної ВР.

Вплив початкового імпульсу. Збудження (ініціювання) вибуху на практиці, як правило, здійснюється за допомогою механічної чи теплової дії (імпульсу). Від легкого удару детонують нітрогліцерин, піроксилін, динаміти, тен, гримуча ртуть та азид свинцю. Останні дві ВР відносяться до тих рідких ВР, котрі однаково легко детонують як від удару, так і від нагріву. При нагріванні гримучої ртуті до + 160°C і азиду свинцю до + 330°C вони детонують зі швидкістю 5300 –

5400 м/с. Завдяки цій здатності вказані ВР застосовуються у якості ініціаторів для збудження детонації у інших ВР, які не здатні детонувати від нагріву. Тому дані ВР іменують як ініціювальні, а заряд ініціювальної ВР, розташований у гільзі з метою збудження детонації у заряді іншої ВР, звать детонатором.

Вплив потужності початкового (ініціювального) імпульсу має місце лише поблизу місця збудження детонації. Тут, у залежності від величини імпульсу, швидкість детонації може бути вища чи нижча за характерну для даної ВР, яка визначається параметрами у точці Жуге (рис. 2.2 та рис. 2.3). У процесі розповсюдження ударної хвилі (при досить подовженому заряді) швидкість детонації робиться стабільною та характерною для даних параметрів заряду (тип ВР, діаметр і міцність оболонки, щільність ВР).

Розрізняють первинні та вторинні ініціювальні ВР. Первинні мають дуже високу чутливість до теплової та механічної дії, а також спроможність вибухати у малій кількості (0,05 – 0,5 г). Це азид свинцю, гримуча ртуть і деякі інші ВР. Вторинні ініціювальні ВР вибухають від первинних і призначені для збільшення потужності початкового імпульсу. Вони менш чутливі до зовнішньої механічної і теплової дії, але мають велику швидкість детонації і теплоту вибуху, тобто більш високу ініціювальну здатність у порівнянні із первинними ініціювальними ВР. У якості вторинних ініціювальних ВР найбільш поширене використовуються тен, гексоген та тетрил.

2.5. Робота вибуху

Для оцінки роботи вибуху професор А.Ф. Беляєв запропонував розглядати адіабатичний процес вибуху, котрий припускає швидке розширення газів вибуху без теплообміну з навколишнім середовищем. При такому підході повна робота вибуху визначається за формулою

$$A = nC_V(T_1 - T_2), \quad (2.25)$$

де T_1 і T_2 – температури газів на початку процесу розширення в момент детонації та у кінці, після здійснення роботи, відповідно;

n – кількість кіломолей газу;

C_V – теплоємність газу при постійному об'ємі.

Визначити кінцеву температуру T_2 газів дуже важко, тому її звичайно виражають через відношення початкового об'єму газів V_1 до кінцевого V_2 за формулою

$$T_2 = T_1 \left(\frac{V_1}{V_2} \right)^{k-1}, \quad (2.26)$$

де $k = C_P/C_V$ – показник адіабати продуктів вибуху;

C_P – теплоємність газів вибуху при постійному тиску.

Величина C_P може бути виражена формулою

$$C_P = C_V + R, \quad (2.27)$$

де R – універсальна газова постійна, рівна 8,314 Дж/моль·К.

Розв'язуючи сумісно рівняння (2.25) і (2.26), отримуємо формулу для розрахунку повної роботи вибуху

$$A = nC_V T_1 \left[1 - \left(\frac{V_1}{V_2} \right)^{k-1} \right] = Q_V \left[1 - \left(\frac{V_1}{V_2} \right)^{k-1} \right], \quad (2.28)$$

де Q_V – повна теплота вибуху при постійному об'ємі.

Найчастіше повну роботу вибуху виражають через початковий p_1 і кінцевий p_2 тиск газів вибуху

$$A = Q_V \left[1 - \left(\frac{p_2}{p_1} \right)^{\frac{k-1}{k}} \right]. \quad (2.29)$$

Із формули (2.29) бачимо, що навіть при ідеалізованій течії процесу розширення газів вибуху маються певні витрати енергії.

Розглядаючи цей процес треба зробити одне важливе зауваження щодо використання позначень тиску і об'єму газів вибуху. Це зовсім не ті величини, що позначалися при розгляді основних співвідношень для ударних та детонаційних хвиль у розділі 2.3. У формулах (2.26 – 2.29) позначення V_1 і p_1 – це початковий об'єм і тиск газоподібних продуктів вибуху до розширення (об'єм приймається таким, який дорівнює об'єму, котрий займала ВР до вибуху; а тиск дорівнює тиску у точці Жуге); V_2 і p_2 – кінцеві об'єм і тиск газоподібних продуктів вибуху після розширення до тиску навколишнього середовища. Наприклад, при вибуху у повітрі тиск p_2 дорівнює атмосферному тиску $p_2 = p_a \approx 10^5$ Па, а при вибуху під водою на глибині h :

$$p_2 = p_a + \rho_B g h,$$

де ρ_B – щільність води;

g – прискорення вільного падіння.

Повна робота вибуху, яка віднесена до одиниці маси ВР, зветься повною працездатністю A' , а повна теплота вибуху, яка віднесена до одиниці маси ВР, зветься питомою теплою вибуху Q'_V .

Величина відношення роботи вибуху до її теплоти зветься коефіцієнтом корисної дії вибуху (ККД). Позначимо його літерою η , тоді отримуємо

$$\eta = \frac{A}{Q_V} = \frac{A'}{Q'_V} = 1 - \left(\frac{p_2}{p_1} \right)^{\frac{k-1}{k}}. \quad (2.30)$$

Аналізуючи дані таблиці 2.3 бачимо, що для більшості ВР ККД вибуху складає у середньому 80 – 83 %, а решта 17 – 20% складають так звані ідеальні теплові втрати. Така сталість ККД для різноманітних типів ВР дозволяє зробити припущення, що відношення працездатності будь-яких двох ВР приблизно дорівнює відношенню теплоти вибуху цих ВР, тобто

$$\frac{A'_1}{A'_2} \approx \frac{(Q'_V)_1}{(Q'_V)_2}. \quad (2.31)$$

Таблиця 2.3

Енергетичні характеристики деяких ВР при розширенні газів вибуху до атмосферного тиску

Вибухова речовина	Q'_V , кДж/кг	k	η , %	A' , кДж/кг
Азид свинцю	1510	1,19	78	1170
Аміачна селітра	1590	1,30	86	1380
Тротил	4230	1,23	83	3520
Амоніт № 6 ЖВ	4320	1,24	84	3560
Динаміт (62 %)	5410	1,17	76	4110
Гексоген	5450	1,25	87	4730
Тен	5700	1,21	83	4730
Нітрогліцерин	6160	1,19	80	4940

Якщо співвідношення (2.31) справедливе, то працездатність однієї ВР відносно до другої можна оцінювати безпосередньо за теплою вибуху цих ВР, які є у відповідних довідниках. Та дійсно, експериментальні дослідження показали, що теоретична відносна працездатність двох різних ВР, яка визначена за (2.31), дуже добре співпадає з відносною працездатністю цих ВР, яка визначена експериментально за вибухами у свинцевій бомбі (відхилення не перевищують кількох відсотків). Тому, прийнявши будь яку ВР за еталонну, ми можемо оцінювати працездатність різноманітних ВР за відношенням до еталонної. Така ситуація значно полегшує розрахунок параметрів підричних робіт при використанні різних типів ВР.

Повна робота вибуху витрачається на різноманітні форми механічної роботи: подрібнення середовища поблизу заряду ВР, руйнування об'єму середовища на більші чи менші великі куски, викид середовища, створення повітряної ударної хвилі, нагрів навколишнього середовища та ін.

Таким чином, корисна форма роботи вибуху, яка йде безпосередньо на виконання бажаного технологічного процесу, складає тільки частку повної роботи вибуху. Розрахунки доводять, що, наприклад, при підриванні на викид на корисну роботу вибуху витрачається усього 3 – 7% від його повної роботи. При підриванні задля розпушення ця величина зростає до 20 – 25%.

2.6. Тепло вибуху

Теплотою вибуху іменується кількість теплової енергії, що виділяється при вибуховому розкладі одного моля ВР. Тепло вибуху є одною з основних характеристик ВР при руйнуванні гірських порід. При аналізі процесу вибухового перетворення у термодинаміці розрізняють теплоту вибуху при постійному тиску Q_p та при постійному об'ємі Q_V . Різниця між цими величинами невелика і при практичних розрахунках параметрів вибухових робіт нею можна не-

хтувати. У довідковій літературі звичайно наводяться величини питомої теплоти вибуху, тобто теплоти вибуху одиниці маси ВР (як правило, 1 кг).

Теплота вибуху при постійному тиску Q_P теоретично визначається на основі закону Геса, відповідно якому кількість теплоти, яка виділяється при вибуху, дорівнює підсумковій теплоті створення продуктів вибуху за відрахуванням теплоти створення самої ВР

$$Q_P = \sum_1^j q_i n_i - Q_{BP}, \quad (2.32)$$

де q_i – теплота створення одного моля i -го продукту вибуху;

n_i – кількість молей i -го продукту вибуху;

Q_{BP} – теплота створення одного моля ВР.

Питома теплота вибуху визначається за формулою

$$Q'_P = \frac{Q_P}{M}, \quad (2.33)$$

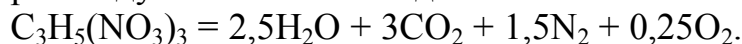
де M – маса одного моля ВР.

Таблиця 2.4

Теплота відтворення деяких ВР і газів

Речовина	Хімічна формула	q , кДж/моль	M , г
Аміачна селітра	NH_4NO_3	+ 369	80
Калієва селітра	KNO_3	+ 503	101
Натрієва селітра	NaNO_3	+ 465	85
Борошно деревне	$\text{C}_{15}\text{H}_{22}\text{O}_{10}$	+ 2837	1010
Тротил	$\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_3\text{CH}_3$	+ 54	227
Тен	$\text{C}(\text{CH}_2\text{ONO}_2)_4$	+ 515	316
Тетрил	$\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_4\text{NCH}_3$	- 38	287
Нітрогліцерин	$\text{C}_3\text{H}_5(\text{ONO}_2)_3$	+ 394	227
Динітрогліколь	$\text{C}_2\text{H}_4(\text{ONO}_2)_2$	+ 235	152
Гексоген	$(\text{CH}_2\text{NNO}_2)_3$	- 88	222
Гримуча ртуть	$\text{Hg}(\text{CNO})_2$	- 272	284
Азид свинцю	$\text{Pb}(\text{N}_2)_3$	- 448	291
Окис азоту	NO	- 92	30
Двоокис азоту	NO_2	- 17	46
Вода (пар)	H_2O	+ 243	18
Сірчаний газ	SO_2	+ 352	64
Вуглекислий газ	CO_2	+ 394	44
Чадний газ	CO	+ 109	28

Як приклад виконаємо розрахунок теплоти відтворення нітрогліцерину, ривняння вибухового розкладу якого має вигляд



Визначивши за табл. 2.4 теплоту відтворення парів води (+ 243 кДж/моль), вуглекислого газу (+ 394 кДж/моль) та нітрогліцерину (+ 394 кДж/моль), за формулою (2.32) отримуємо

$$Q_p = 243 \cdot 2,5 + 394 \cdot 3 - 394 = 1395 \text{ кДж/моль.}$$

Теплота вибуху 1 кг нітрогліцерину у відповідності до формули (2.33) дорівнює

$$Q'_p = \frac{1395}{0,227} \approx 6160 \text{ кДж/кг.}$$

Теплота вибуху при постійному об'ємі (у момент вибуху, до розширення газів) визначається за формулою

$$Q_v = Q_p + RT \sum_1^j n_i, \quad (2.34)$$

де T – температура навколишнього середовища, до якої охолоджуються продукти вибуху (наприклад, якщо вибух проводиться у атмосфері, то це температура повітря).

Експериментальним шляхом теплота вибуху визначається підривом навішення ВР у калориметричній бомбі, яку розміщують у водяному калориметрі.

2.7. Температура вибуху

Температурою вибуху називають максимальну температуру, до якої нагріваються газоподібні продукти вибуху. Звичайно температуру вибуху розраховують аналітично, припускаючи процес течії вибуху адіабатичним. У дійсності маються втрати тепла на нагрівання навколишнього середовища та деяке розширення газів. Але час реакції вибухового перетворення настільки малий, що цими втратами можна нехтувати. Тоді формула для розрахунку температури вибуху T має вигляд

$$T = T_0 + \frac{Q_v}{(C_v)_{cp}}, \quad (2.35)$$

де T_0 – температура ВР перед вибухом;

$(C_v)_{cp}$ – середня теплоємність газоподібних продуктів вибуху.

При вибуху ВР створюється відразу декілька газів, тому середню теплоємність визначають за формулою

$$(C_v)_{cp} = \frac{\sum_1^j n_i (C_v)_i}{\sum_1^j n_i}, \quad (2.36)$$

де n_i – кількість молей i -го продукту вибуху;

$(C_v)_i$ – теплоємність i -го продукту вибуху.

Теплоємність газу при постійному об'ємі залежить від температури таким чином:

$$(C_v)_i = a_i + b_i(T - T_0), \quad (2.37)$$

де a_i – мольна теплоємність i -го газу, при $T = T_0$ (визначається експериментально);

b_i – прирощування мольної теплоємності i -го газу при підвищенні температури на 1К (визначається експериментально).

Таблиця 2.5

Значення коефіцієнтів у формулі (2.35)

Типи газів	a , Дж/(моль К)	b , Дж/(моль К ²)
Двохатомні гази	20,1	$18,0 \cdot 10^{-4}$
Трьохатомні гази	30,2	$18,8 \cdot 10^{-4}$
Чотириатомні гази	41,9	$18,8 \cdot 10^{-4}$
Пари води	16,8	$90,0 \cdot 10^{-4}$
Вуглекислий газ	37,7	$24,3 \cdot 10^{-4}$

Розв'язуючи сумісно рівняння (2.35) – (2.37), отримуємо кінцеву формулу для розрахунку температури вибуху

$$T = T_0 + \frac{-\sum_1^j n_i a_i + \sqrt{\left(\sum_1^j n_i a_i\right)^2 + 4Q_V \left(\sum_1^j n_i\right) \left(\sum_1^j n_i b_i\right)}}{2\sum_1^j n_i b_i}. \quad (2.38)$$

2.8. Об'єм газів вибуху

Об'єм газів вибуху визначають теоретично за реакцією вибухового розкладання ВР чи експериментально. Теоретично об'єм газів вибуху визначають на основі закону Авогадро, припускаючи, що один моль будь-якого газу, наведеного до нормальних умов (температура $T_0 = 273$ К і тиск $p_0 = 1,01 \cdot 10^5$ Па), займає об'єм 22,4 л. Тоді підсумковий об'єм усіх газів вибуху заряду ВР при нормальних умовах складає

$$V_1 = 22,4 \sum_1^j n_i, \quad (2.39)$$

де n_i – кількість молей i -го газу.

Питомий об'єм газів вибуху в нормальних умовах складає

$$V_0 = \frac{V_1}{M_1} = \frac{22,4 \sum_1^j n_i}{M_1}, \quad (2.40)$$

де M_1 – маса заряду ВР.

Якщо необхідно визначити питомий об'єм газів вибуху для інших умов (температура T і тиск газів p), тоді користуються формулою

$$V = V_0 \frac{p_0 T}{p T_0}. \quad (2.41)$$

При визначенні об'єму газів вибуху експериментальним шляхом діють таким чином. У сталевій герметичній бомбі об'ємом V_3 підривають заряд ВР масою M_1 (звичайно до 100 г). Після вибуху бомба витримується протягом 1 години для охолодження та вирівнювання температури стінок бомби із газом усередині її. Потім вимірюється температура T_3 бомби і тиск p_3 усередині її, після чого об'єм газів V_1 , приведений до нормальних умов, розраховують за формулою

$$V_1 = V_3 \frac{p_3 T_0}{p_0 T_3}. \quad (2.42)$$

Далі питомий об'єм газів вибуху ВР, що випробується, визначають за формулою

$$V_0 = \frac{V_1}{M_1}.$$



Питання для самоконтролю

1. Що таке кисневий баланс ВР?
2. Який кисневий баланс ВР вважається нульовим?
3. Який кисневий баланс ВР вважається найбільш доцільним?
4. Які вимоги передбачені ЄСПБ до кисневого балансу ВР, що допущені для шахт, небезпечних з газу і пилу?
5. Який кисневий баланс має більшість промислових ВР?
6. Що можна визначити за рівнянням вибухового розкладу ВР?
7. Як поділяються рівняння вибухового розкладу ВР?
8. Який критерій покладений в основу визначення раціонального складу сумішних ВР?
9. Із якого уявлення виходить гідродинамічна теорія детонації ВР?
10. Які класичні фізичні закони покладено в основу гідродинамічної теорії детонації ВР?
11. У чому полягає фізичний зміст ударних адіабат Гюгоніо?
12. У чому полягає фізичний зміст точки Жуге?
13. Які основні фактори впливають на швидкість детонації заряду ВР?
14. У чому полягає вплив діаметра заряду ВР?
15. У чому полягає вплив щільності заряду ВР?
16. У чому полягає вплив початкового імпульсу?
17. Яке припущення допускається при визначенні роботи вибуху?
18. Що таке ККД вибуху?

19. У яких межах коливається ККД вибуху і що це дозволяє зробити у практичному плані?
20. Що розуміється під теплотою вибуху?
21. На основі якого фізичного закону визначається теплота вибуху?
22. Чим відрізняється теплота вибуху при постійному тиску і постійному об'ємі?
23. Що розуміється під температурою вибуху?
24. Які припущення допускаються при теоретичному визначенні температури вибуху?
25. На основі якого фізичного закону визначається об'єм газів вибуху?
26. Як визначається експериментально об'єм газів вибуху?



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 2

1. Комащенко, В.И. Взрывные работы: учебник [Текст] / В.И. Комащенко. – М.: Высш. шк., 2007. – 439 с.
2. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: учебник [Текст] / Б.Н. Кутузов. – М.: Горная книга, 2009. – 471 с.
2. Лукьянов, В.Г. Взрывные работы: учебник [Текст] / В.Г. Лукьянов, В.И. Комащенко, В.А. Шмурыгин. – Томск: Томский политехнический университет, 2008. – 402 с.
3. Симанович, Г.А. Руйнування гірських порід вибухом: навч. посібник [Текст] / Г.А. Симанович, В.П. Меліхов. – Дніпропетровськ: НГУ, 2003. – 116 с.
4. Таранов, П.Я. Разрушение горных пород взрывом: учебник [Текст] / П.Я. Таранов, А.Г. Гудзь. – М.: Недра, 1976. – 253 с.
5. Шевцов, М.Р. Руйнування гірських порід вибухом [Текст] / М.Р. Шевцов, П.Я. Таранов, В.В. Левіт, О.Г. Гудзь. – Донецьк: ДонНТУ, 2003. – 248 с.

3. МЕТОДИ ОЦІНКИ ПІДРИВНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН

3.1. Визначення швидкості детонації

Найбільш простий метод (метод Дотріша) визначення швидкості детонації ВР заснований на порівнянні відомої швидкості детонації $D_{ДШ}$ детонувального шнура (ДШ) зі швидкістю детонації D ВР, що підлягає іспиту. Метод Дотріша застосовується у польових умовах та полягає у наступному (рис. 3.1). У циліндричний заряд ВР 2 діаметром 30 мм та довжиною 300 мм із одного кінця вводиться капсуль-детонатор чи електродетонатор 3. На боковій поверхні оболонки 1 заряду роблять два отвори, у які вставляють кінці відрізків детонувального шнура 4 і 5. Інші кінці ДШ закріплюють на металевій пластині 6 таким чином, щоб вони були розташовані на рівних відстанях від країв пластини. Довжина L_1 лівого відрізка ДШ (до точки О центра пластини) повинна приблизно дорівнювати довжині L_2 правого відрізка ДШ (також до точки О) плюс відстань L_3 між отворами у заряді ВР, тобто

$$L_1 = L_2 + L_3. \quad (3.1)$$

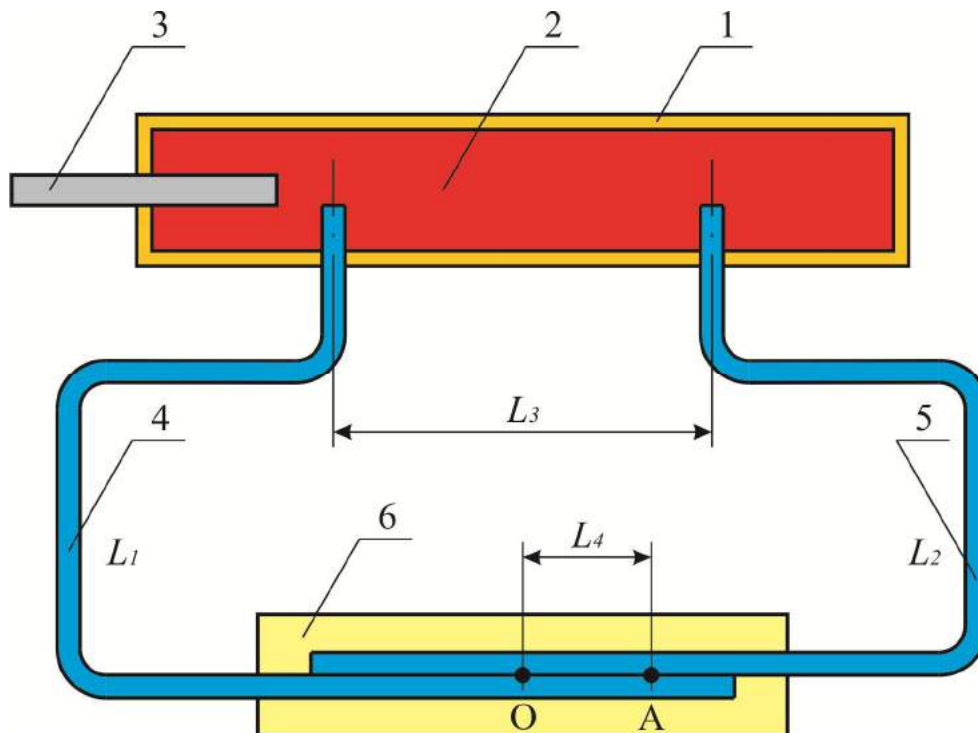


Рис. 3.1. Схема визначення швидкості детонації ВР: 1 – оболонка; 2 – заряд ВР; 3 – детонатор; 4 і 5 – відрізки ДШ; 6 – пластина

При вибуху детонація розповсюджується уздовж заряду ВР і по обох відрізках ДШ. У місці зустрічі детонаційних хвиль (точка А) на металевій пластині створюється поглиблення. За відстанню L_4 , яка дорівнює відрізку ОА, та відо-

мою швидкістю детонації ДШ ($D_{ДШ} \approx 7000$ м/с) розраховують швидкість детонації заряду ВР. Час проходження детонаційної хвилі по лівому і правому відрізках ДШ до точки А однакові, тобто

$$\frac{L_1 + L_4}{D_{ДШ}} = \frac{L_3}{D} + \frac{L_2 - L_4}{D_{ДШ}}. \quad (3.2)$$

Тоді, ураховуючи співвідношення (3.1), маємо

$$D = D_{ДШ} \frac{L_3}{L_3 + 2L_4}. \quad (3.3)$$

Якщо зустріч детонаційних хвиль відбудеться зліва від точки О, то значення відстані L_4 беруть зі знаком мінус. У цьому випадку швидкість детонації ВР буде більше, ніж швидкість детонації ДШ.

У залежності від мети іспитів заряд ВР може бути у порошкоподібному, пресованому чи іншому вигляді; у паперовій, металевій чи іншій оболонці. Метод Дотріша має похибки виміру швидкості детонації у межах $\pm 3 - 5\%$.

Для більш точного визначення швидкості детонації використовують методи реєстрації часу проходження детонаційною хвилею фіксованої відстані по заряду ВР за допомогою швидкісної кінозйомки чи електронних приладів (осцилографів, вимірювачі часових інтервалів і т.п.).

3.2. Визначення працездатності

Працездатність ВР – це її спроможність роботи при вибуху заряду ВР руйнування навколишнього середовища. Працездатність ВР залежить від кількості тепла і газів, що виділяються при вибуху, а також від швидкості детонації ВР.

Найбільш простим та розповсюдженим методом практичної оцінки відносної працездатності ВР є іспит за способом Трауцля у свинцевій бомбі (рис.3.2). Бомбу у вигляді циліндра висотою 200 мм і діаметром 200 мм виготовляють з рафінованого свинцю. Заряд ВР масою 10 г з електродетонатором розміщують у отворі бомби діаметром 25 мм та глибиною 125 мм та заповнюють отвір зверху піщаною забивкою (рис. 3.2, а). Після вибуху у бомбі створюється грушоподібна порожнина (рис. 3.2, б), величина об'єму V_K котрої за відрахуванням початкового об'єму отвору V_H ($61 - 65$ см³) і об'єму розширення, виконаного електродетонатором (приблизно 30 см³), і є мірою відносної працездатності P даної ВР

$$P = V_K - V_H - 30, \text{ см}^3. \quad (3.4)$$

Ці іспити проводять при температурі повітря $+15^\circ\text{C}$. Якщо температура у помешканні буде іншою, то в отримані результати вносять поправки за спеціальною тарувальною таблицею. Наприклад, якщо після вибуху виміряний об'єм порожнини склав 475 см³, то працездатність ВР, згідно з формулою (3.4), буде $475 - 65 - 30 = 380$ см³.

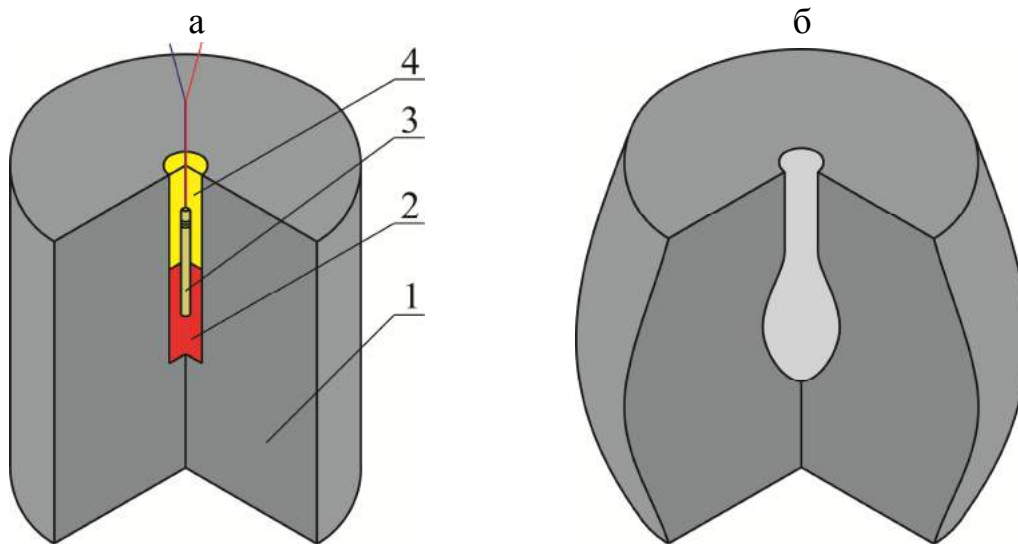


Рис. 3.2. Метод визначення працездатності ВР – до вибуху (а) і після вибуху (б): 1 – свинцевий циліндр (бомба); 2 – заряд ВР; 3 – електродетонатор; 4 – забивка

Для оцінки працездатності ВР інколи використовують балістичну мортиру чи балістичний маятник (рис. 3.3). В отворі вільно підвищеної мортири – маятника 3 розміщують заряд ВР 2 і снаряд 1. При вибуху ВР снаряд викидається з мортири, котра відхиляється внаслідок віддачі на певний кут. За величиною кута відхилення мортири, що фіксується на лімбі 4, судять про величину відносної працездатності даної ВР.

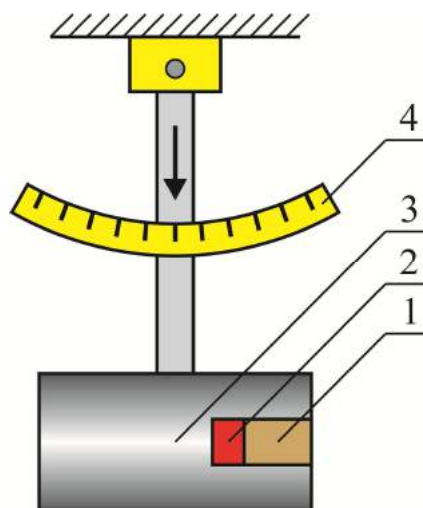


Рис. 3.3. Схема визначення працездатності ВР на балістичній мортирі: 1 – снаряд; 2 – заряд ВР; 3 – мортири – маятник; 4 – лімб

3.3. Визначення бризантності

Бризантність – здатність ВР під час вибуху подрібнювати та пробивати середовища, прилеглі до заряду ВР. Вона обумовлена ударною дією продуктів

детонації. Виявляється лише при безпосередній близькості до заряду, на відстані, яка не перевищує 2 – 2,5 радіуса заряду, тому вона має назву «місцева дія вибуху». Бризантна дія представляє собою тільки частку роботи вибуху і обумовлена головною частиною імпульсу вибуху – роботою продуктів детонації при падінні їх тиску у відносно вузькому інтервалі. Бризантна дія і бризантність зростають з підвищенням щільності ВР і швидкості детонації.

Розрізняють два типи дії вибуху на гірську породу: бризантне (чи подрібнювальне) та фугасне (чи загальне). Бризантна дія вибуху характеризується подрібненням породи у безпосередній близькості від заряду ВР. Фугасна дія вибуху характеризується переміщенням зруйнованої гірської маси. Найбільш розповсюдженим способом визначення бризантності ВР є іспит на стиснення свинцевих циліндрів (метод Геса). Для проведення іспитів за цим методом (рис. 3.4) циліндр з рафінованого свинцю заввишки $h_H = 60$ мм і діаметром 40 мм установлюють на масивній сталевій плиті 1 товщиною не менше 20 мм. На циліндр 1 кладуть сталевий диск 3 товщиною 10 мм і діаметром 41 мм, на якому розташовується заряд ВР 4 щільністю 1 г/см^3 і масою 50 г, що знаходиться у паперовому патроні діаметром 40 мм. Детонатор 5 (електродетонатор чи капсуль-детонатор з відрізком вогнепровідного шнура) вводять у заряд ВР на глибину 15 мм.

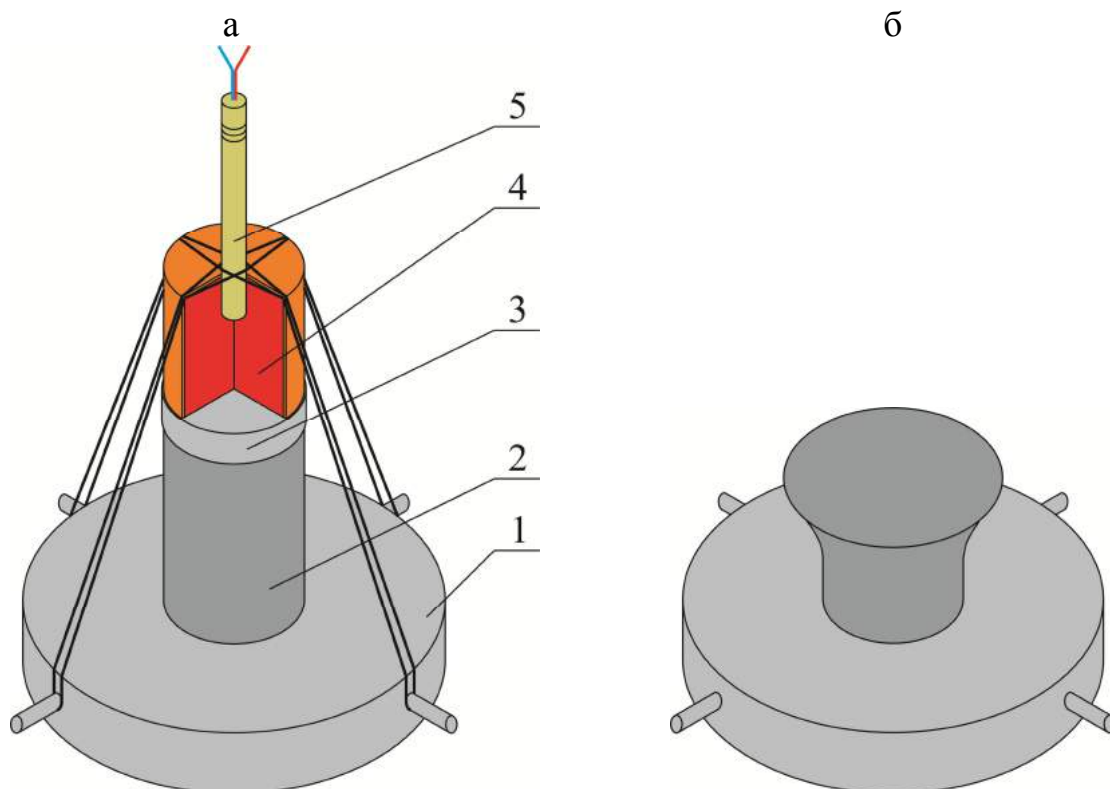


Рис. 3.4. Схема випробування ВР на бризантність – до вибуху (а) і після вибуху (б): 1 – сталеві плити; 2 – свинцевий циліндр; 3 – сталевий диск; 4 – заряд ВР; 5 – електродетонатор

Під впливом вибуху відбувається зменшення висоти свинцевого циліндра, який набуває грибоподібної форми. Вимірюючи у чотирьох діаметрально протилежних місцях висоту циліндра після вибуху, обчислюють її середнє значення $(h_K)_{cp}$. Бризантність ВР характеризують величиною

$$B = h_H - (h_K)_{cp}. \quad (3.5)$$

Звичайно для незапобіжних ВР – $B = 13 - 28$ мм, для запобіжних – $B=3 - 18$ мм.



1. На яких принципах побудовано метод Дотріша з визначення швидкості детонації ВР?
2. У чому сутність методу Трауцля з визначення працездатності ВР?
3. У чому сутність методу визначення працездатності ВР на балістичному маятнику?
4. На чому заснований метод Геса з визначення бризантності ВР?



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 3

1. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: учебник [Текст] / Б.Н. Кутузов. – М.: Горная книга, 2009. – 471 с.
2. Симанович, Г.А. Руйнування гірських порід вибухом: навч. посібник [Текст] / Г.А. Симанович, В.П. Меліхов. – Дніпропетровськ: НГУ, 2003. – 116 с.
3. Соболев В.В. Технология и безопасность выполнения взрывных работ: Учебник. – Д.: НГУ, 2008. – 164 с.
4. Таранов, П.Я. Разрушение горных пород взрывом: учебник [Текст] / П.Я. Таранов, А.Г. Гудзь. – М.: Недра, 1976. – 253 с.
5. Шевцов, М.Р. Руйнування гірських порід вибухом [Текст] / М.Р. Шевцов, П.Я. Таранов, В.В. Левіт, О.Г. Гудзь.– Донецьк: ДонНТУ, 2003. – 248 с.

4. ПОЧАТКОВИЙ ІМПУЛЬС ТА ЧУТЛИВІСТЬ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН

4.1. Загальні відомості

Щоб викликати початок вибухового хімічного перетворення у якій-небудь точці заряду ВР, необхідно надати цій точці деякий зовнішній поштовх. Необхідна для цього кількість енергії зветься початковим імпульсом, а процес збудження вибуху заряду ВР зветься ініціюванням. Робота, яка здійснюється початковим імпульсом, дуже мала у порівнянні з роботою, що виробляється вибухом заряду ВР. Роль початкового імпульсу полягає у локальній дії відносно до заряду ВР і зводиться лише до того, щоб вивести із рівноважного стану невеличкий об'єм ВР. Подальший розвиток вибухового перетворення не потребує додавання енергії із зовні і відбувається безперервно за рахунок енергії, яка виділяється тією частиною заряду, що вже набула вибухового перетворення. Величина початкового імпульсу, яка необхідна для початку вибухового перетворення, неоднакова не тільки для різних ВР, але і для однієї й тієї ж ВР при її різному фізичному стані. Вона залежить від чутливості даної ВР до зовнішньої дії. Чутливість промислових ВР обмежується деякими практичними межами. Надто висока чутливість викликає небезпеку при перевезенні, схові та поводженні з ВР. Надто низька чутливість також виключає можливість промислового використання ВР тому, що це потребує надання дуже потужного початкового імпульсу. Чутливість ВР до початкового імпульсу залежить від хімічних, термохімічних і фізичних факторів.

Хімічні фактори. Чим більш міцна будова молекули даної речовини, тим менша її чутливість, тому що при більш міцних внутрішньо молекулярних зв'язках необхідно надати більшу енергію для розриву цих зв'язків. Наприклад, для хімічно однорідних ВР нітроз'єднання більш стійкі, чим азотнокислі ефіри, а останні більш стійкі, чим солі азотисто-водневої кислоти. Чутливість неоднорідних хімічних систем (сумішей) визначається чутливістю найменш стійкого компонента (нітроглицерин у динамітах, нітроз'єднання у амонітах і т.п.) і його кількістю у суміші.

Термохімічні фактори. Їх вплив полягає у тому, що менша теплота створення збільшує чутливість ВР (наприклад, з'єднання ендотермічного характеру: гримуча ртуть, азид свинцю). За інших рівних умов чутливість ВР буде тим вища, чим нижча температура розкладу окислювача і чим більша теплота вибуху.

Фізичні фактори. Їх вплив проявляється, наприклад, у тому, що чутливість ВР зменшується в міру зросту щільності ВР. Види початкового імпульсу, який надається для збудження вибуху заряду ВР, можуть бути різноманітними. Для ініціювання вибуху можна використовувати різні форми енергії: променевої (дія світла), термічної (нагрів, запалення), механічної (удар, тертя), енергії вибуху іншої ВР (детонатора, детонувального шнура чи заряду). Ініціювання вибуху промислової ВР здійснюється використанням останніх трьох форм енергії (у виробничих умовах, як правило, – енергії вибуху іншої ВР).

4.2. Чутливість вибухових речовин до удару

Чутливість ВР до удару визначають на спеціальних копрах. Копер (рис. 4.1, а) має дві або три вертикальні паралельно встановлені напрямні 2, по яких вільно рухається вантаж 1, який виконує удар по ВР, що знаходиться у штемпельному приладі 3 між поршнями 7 (рис. 4.1, б). Копер має механічні чи електромагнітні фіксатори (на рисунку не наведені), які утримують вантаж 1 на потрібній висоті.

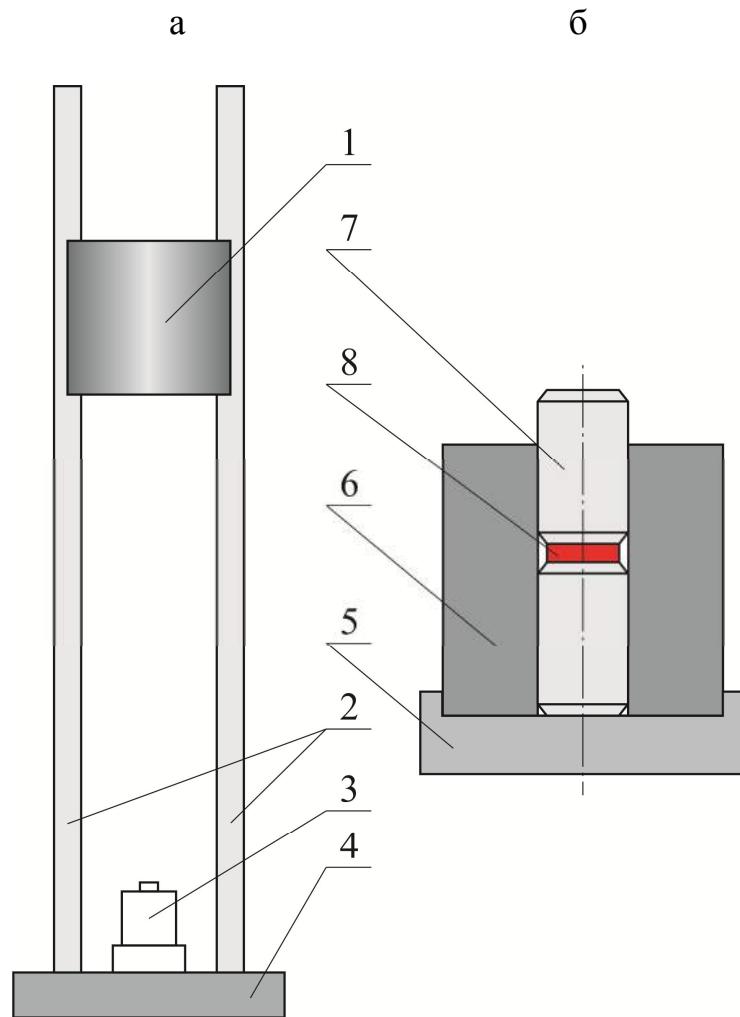


Рис. 4.1. Схема визначення чутливості ВР до удару на копрі: 1 – вантаж; 2 – напрямні; 3 – штемпельний прилад; 4 – станина; 5 – піддон; 6 – обойма; 7 – поршень; 8 – ВР

Існує декілька конструкцій штемпельних приладів, що незначно відрізняються від зображеної конструкції (рис. 4.1, б) за ГОСТ 4545-80. У якості поршнів 7 використовують ролики від підшипників, які відрізняються високим ступенем сталості механічних властивостей та точними розмірами. Ролики точно пригнані до каналу обойми 6. Між ретельно пришліфованими торцями поршнів розташовується ВР 8 у кількості 0,03 – 0,05 г. За вибух приймають звуковий ефект, спалах, димоутворення чи обвуглення ВР.

Для визначення чутливості ВР до удару в основному застосовують два види іспитів: за нижньою межею та за частотою вибухів. При іспитах за нижньою межею визначають максимальну висоту (нижню межу) падіння вантажу масою 10 кг, при якій отримуються всі відкази, чи не більше одного вибуху з 25 іспитів. У тому випадку, коли при падінні вантажу масою 10 кг нижня межа менше 30 мм, визначають нижню межу з вантажем масою 2 кг. ВР які мають чутливість до удару вантажу у 2 кг менше 70 мм мають за високочутливі і дуже небезпечні у наводженні (гримуча ртуть, азид свинцю, нітрогліцерин). Чутливість до удару деяких ВР наведено у табл. 4.1.

Таблиця 4.1

Чутливість до удару деяких ВР

Вибухова речовина	Нижня межа, мм		<i>F</i> , %
	Вантаж 10 кг	Вантаж 2 кг	Вантаж 10 кг
Гримуча ртуть	-	20	100
Азид свинцю	-	30	100
Нітрогліцерин	-	40	100
Нітрогліколь	-	70	100
Динаміт 62%	30	110	100
Тен	-	170	100
Амоніт № 6 ЖВ	50	280	20
Тротил (порошок)	50	300	28
Чорний порох	-	750	-
Аміачна селітра	-	2000	-

При визначенні чутливості до удару за частотою вибухів іспити виконують при постійній висоті падіння вантажу, що дорівнює 250 мм. Проводять 25 іспитів. За цим методом чутливість ВР характеризують частотою вибухів

$$F = \frac{N}{25} 100, \% \quad (4.1)$$

де *N* – кількість вибухів з 25 іспитів.

Іспити починають з вантажем масою 10 кг. Якщо частота вибухів дорівнює 96 – 100%, то проводять серію іспитів з вантажем у 5 кг. Якщо і у цьому випадку отримуємо 96 – 100%, то вантаж зменшують до 2 кг.

На чутливість ВР до удару найбільш сильно впливає температура навколишнього середовища. Із зниженням температури чутливість до удару зменшується (частіше це має місце у динамітів). Тверді тугоплавкі домішки (пісок, скло) підвищують чутливість ВР до удару, а м'які та легкоплавкі домішки (парафін, мінеральні мастила, деревне борошно і т.п.) знижують чутливість.

4.3. Чутливість вибухових речовин до тертя

Чутливість ВР до тертя визначається на фрикційному маятнику довжиною 2 м, на кінці якого закріплений вантаж масою 1 кг. Здійснюючи коливальні рухи, маятник у нижній точці приходить над площиною з канавкою, у якій розташована навішення ВР масою 7 г, і розбиває ВР. При кожному іспиті маятник повинен зробити 18 коливань. Цим іспитом визначається мінімальна висота падіння маятника, при якій відбувається спалах ВР. При цьому безпечною вважається така ВР, котра при висоті падіння маятника 1,5 м не дає жодного спалаху при 10 повторних іспитах. Усі промислові ВР задовольняють цим вимогам.

4.4. Чутливість вибухових речовин до теплової дії

Чутливість ВР до нагріву характеризується температурою спалаху. Для визначення цієї температури пробірку з 0,05 г ВР розміщують у металевій посудині із попередньо розплавленим та нагрітим до 100°C сплавом Вуда чи парафіном. Потім температуру розплаву підвищують зі швидкістю 5°C за хвилину і фіксують момент спалаху ВР. Температурою спалаху ВР іменується така температура (із точністю до 5°C), нижче якої при витриманні навішення ВР протягом 5 хв. спалаху не відбувається. Температура спалаху деяких ВР наведена у табл. 4.2.

Таблиця 4.2

Температура спалаху деяких ВР

Вибухова речовина	Температура спалаху, °C
Гримуча ртуть	165
Тетрил	195
Динаміт 62 %	205
Нітрогліцерин	210
Нітрогліколь	215
Тен	220
Гексоген	230
Тротил	290
Чорний порох	300
Амоніти	320 – 330

Чутливість ВР до дії полум'я визначають спробою запалювання навішення ВР від іскор вогнепровідного шнура, кінець якого розташовують на відстані 10 мм від навішення. Всі сучасні промислові ВР не запалюються при цьому іспиті.

4.5. Чутливість вибухових речовин до ударної хвилі

Оцінка чутливості промислових ВР до дії ударної хвилі, яка розповсюджується у середовищі, необхідна при вивченні передачі детонації від першого заряду до другого, проектування сховищ ВР (вибух одного сховища не повинен викликати вибух іншого, розташованого поряд), конструювання обладнання для виготовлення ВР і т.п. Звичайно чутливість ВР до ударної хвилі характеризують мінімальним (критичним) тиском на фронті ударної хвилі, яка ініціює детонацію у заряді ВР.

Однією з форм проявів чутливості ВР до ударної хвилі є передача детонації на відстань від одного заряду (активного) до другого (пасивного), котрий розташовується на деякій відстані від першого. Активний заряд підривають від детонатора. Збудження детонації у пасивному заряді відбувається під дією ударної хвилі та гарячих продуктів вибуху активного заряду.

Максимальна відстань (відстань передачі детонації), на якій детонація ще стабільно передається від активного заряду до пасивного, залежить від типу ВР і маси активного заряду (його енергії), чутливості пасивного заряду до ударної хвилі і властивостей передавального середовища, що визначає дисипативні втрати енергії ударної хвилі. Відстань передачі детонації зростає зі збільшенням маси і температури вибуху активного заряду ВР і зменшується при злежуванні, зволоженні і зростанні щільності ВР пасивного заряду. Товсті шари паперу на торцях патронів ВР і наявність у проміжках між ними часток породи і т.п. зменшують відстань передачі детонації. При підриві патронів у шпурах відстань передачі детонації між патронами збільшується.

При визначенні відстані передачі детонації два патрони ВР кладуть на утрамбованому ґрунті на одній осі на деякій відстані один від другого. Один із патронів споряджають детонатором і підривають. При цьому другий патрон повинен повністю вибухати, що підтверджується створенням у ґрунті на місці розташування патрона поглиблення завдовжки не менше довжини патрона. Далі виконують підрив другої пари патронів, до того ж, у залежності від результатів попереднього іспиту, відстань між патронами збільшують чи зменшують на 1 см. Найбільша відстань, на якій має місце повна детонація пасивного патрона у трьох іспитах, вважається за відстань передачі детонації для даної ВР при даному діаметрі заряду. Звичайно ця відстань складає 3 – 10 см для незапобіжних ВР і 3 – 8 см для запобіжних ВР.

4.6. Методи перевірки якості і стійкості вибухових речовин

Властивості ВР змінюються у процесі транспортування та зберігання. Тому при надходженні до сховища і у процесі зберігання всі ВР час від часу випробують для визначення їх здатності до подальшого зберігання та безпечного використання при веденні підривних робіт. При надходженні ВР на базисні сховища виконується увесь комплекс іспитів. Іспити проводять на спеціально виділених площах на території сховища. На витратних сховищах ВР підлягають тільки зовнішньому огляду.

Зовнішньому огляду тари підлягають усі ВР, які надійшли до сховища в пакуванні. При цьому встановлюється наявність зовнішніх пошкоджень на ящиках чи мішках, перевіряються обв'язка і пломбування тари, відсутність слідів підмокання. Ящики із дефектами відбирають в окрему партію, складають акт, а потім перевіряють внутрішню упаковку. При непошкодженій внутрішній упаковці іспит проводять за звичайною методикою. При пошкодженій упаковці іспиту підлягає кожен ящик.

Аміачно-селітрени ВР і тротил підлягають таким іспитам:

1. *Іспит на повноту детонації.* Якщо ВР патроноване, тоді патрони розміщують у один ряд торцями впритул. Повноту детонації визначають за поглибленнями у ґрунті на місці розташування патронів і відсутності залишків ВР та паперу. ВР, що надходять у мішках, розміщують у паперовій гільзі заданого діаметра довжиною більше п'яти діаметрів заряду. Партія ВР вважається такою, що витримала іспити, якщо у трьох дослідах отримана повна детонація. У випадку відмови число дослідів подвоюється, а при повторній відмові партія ВР бракується.

2. *Іспит на передачу детонації.* Промислові ВР повинні мати певну детонаційну спроможність, щоб при ініціюванні одного з патронів подовженого заряду ВР, який складається з декількох патронів стандартного діаметра (навіть роз'єднаних поміж собою невеликими повітряними проміжками чи прошарками породи), безвідмовно вибухав увесь заряд. Тому проводять іспити на передачу детонації. Якщо ВР патронована, то на щільному ґрунті на одній осі кладуть два патрона ВР на відстані, що вказана у ГОСТі чи ТУ для даної ВР, і підривають активний заряд. Про повноту вибуху пасивного заряду судять за наявністю поглиблення у ґрунті довжиною не менше довжини патрона. ВР вважається такою, що витримала іспити, якщо при двох вибухах відмов не виникло. У випадку відмови число дослідів подвоюють. Якщо при цьому знову буде відмова, то партію ВР бракують. При іспиті ВР, що надійшла до сховища у мішках, виготовляють патрони діаметром 31 ± 1 мм масою 200 ± 10 г.

3. *Визначення вологості ВР.* Дві навішування ВР масою по 10 г розміщують у термостаті і сушать при температурі $60 - 70^\circ\text{C}$ до отримання постійної маси проби, тобто до повного виводження вологості. Потім проби зважують і визначають вологість. Її величина повинна відповідати вимогам ГОСТу чи ТУ на дану ВР. У протилежному випадку ВР перед використанням повинна бути просушена.

Хімічна стійкість ВР характеризує швидкість її розкладання при зберіганні та визначає здатність ВР зберігати хімічний склад і пов'язані з ним фізико-хімічні і вибухові властивості на протязі гарантійного терміну зберігання. Вона залежить від хімічної природи ВР, наявності чи відсутності у неї нестійких домішок і компонентів, які несумісні поміж собою, а також від умов зберігання. При низькій стійкості ВР зберігання її великої кількості може привести до самоприскореного розкладу та мимовільного вибуху. Низька стійкість особливо характерна для нітроєфірових ВР (динамітів) тому, що вони підлягають ексудації – здатності виділяти при зберіганні зі складу небезпечні у поведженні рідинні нітроєфіри (нітрогліцерин, нітрогліколь).

Технологічна стійкість – здатність ВР зберігати свої первинні властивості і якість у процесі зберігання і виконання з нею технологічних операцій з підготовки, транспортування та заряджання. Технологічна стійкість в основному характеризується комплексом таких властивостей ВР:

1. **Гігроскопічність** – здатність ВР поглинати вологу з повітря чи при проникненні води у її склад. Ця властивість має особливе значення при безтарному зберіганні аміачної селітри і вміщуючих її гранульованих ВР, оскільки зволоження ВР веде до злежування – здатності ВР втрачати при зберіганні сипкість і перетворюватись у міцну зв'язану (каменоподібну) масу.

2. **Сипкість** – здатність ВР вільно висипатися з каліброваних отворів, повністю заповнювати замкнені об'єми (свердловини, шпури, бункери зарядних машин і т.п.). Хорошу сипкість мають гранульовані ВР, погану – порошкоподібні. Останні втрачають сипкість при підвищеному утриманні вологи і злежуванні. Гранульовані ВР втрачають сипкість тільки при їх значному зволоженні.

3. **Розшарування** – спроможність сумішних розсипних ВР мимовільно чи в процесі заряджання розділятися на складові компоненти. Це особливо проявляється, коли компоненти ВР мають високу крупність часток (гранул) і суттєво різну щільність.

4. **Водостійкість** – здатність ВР протистояти проникненню води в масу заряду і зберігати здатність детонувати, якщо таке проникнення здійснилося. Всі порошкоподібні ВР мають слабку водостійкість, особливо при підвищеному гідростатичному тиску (наприклад, у обводнених свердловинах). Водостійкість гранульованих ВР характеризується здатністю гранул не розчинятись у воді і здатністю заряду детонувати у суміші з водою (наприклад, у обводнених свердловинах).

4.7. Кумулятивна дія вибуху

Кумулятивний ефект – це суттєве підвищення місцевої дії вибуху (від латинського слова *sumulo* – накопичую). Цей ефект отримується при використанні зарядів ВР, які мають на одному з кінців поглиблення – кумулятивну виїмку. Якщо такий заряд ініціювати з протилежного кінця, то бризантна дія у напрямку осі виїмки є значно більшою, чим при вибуху звичайних зарядів ВР.

Параметри кумулятивного струменя визначається рядом факторів, поміж яких певну роль відіграє форма кумулятивної виїмки. При руйнуванні гірських порід більш над усе використовують циліндричні заряди ВР з конічною (рис. 4.2, б) чи сферичною (рис. 4.2, в) кумулятивною виїмкою.

При проходженні детонаційної хвилі по заряду ВР за нею рухаються газоподібні продукти вибуху (рис. 4.2, а). Якщо вибух проводиться в атмосфері, то поблизу бокової поверхні подовженого заряду ВР продукти вибуху формують повітряну ударну хвилю, фронт якої для більшості промислових ВР рухається під кутом $\alpha = 30 - 45^\circ$ у напрямку руху детонаційної хвилі. Розглянемо якісний бік процесу формування кумулятивного струменя на прикладі циліндричного заряду з конічною виїмкою.

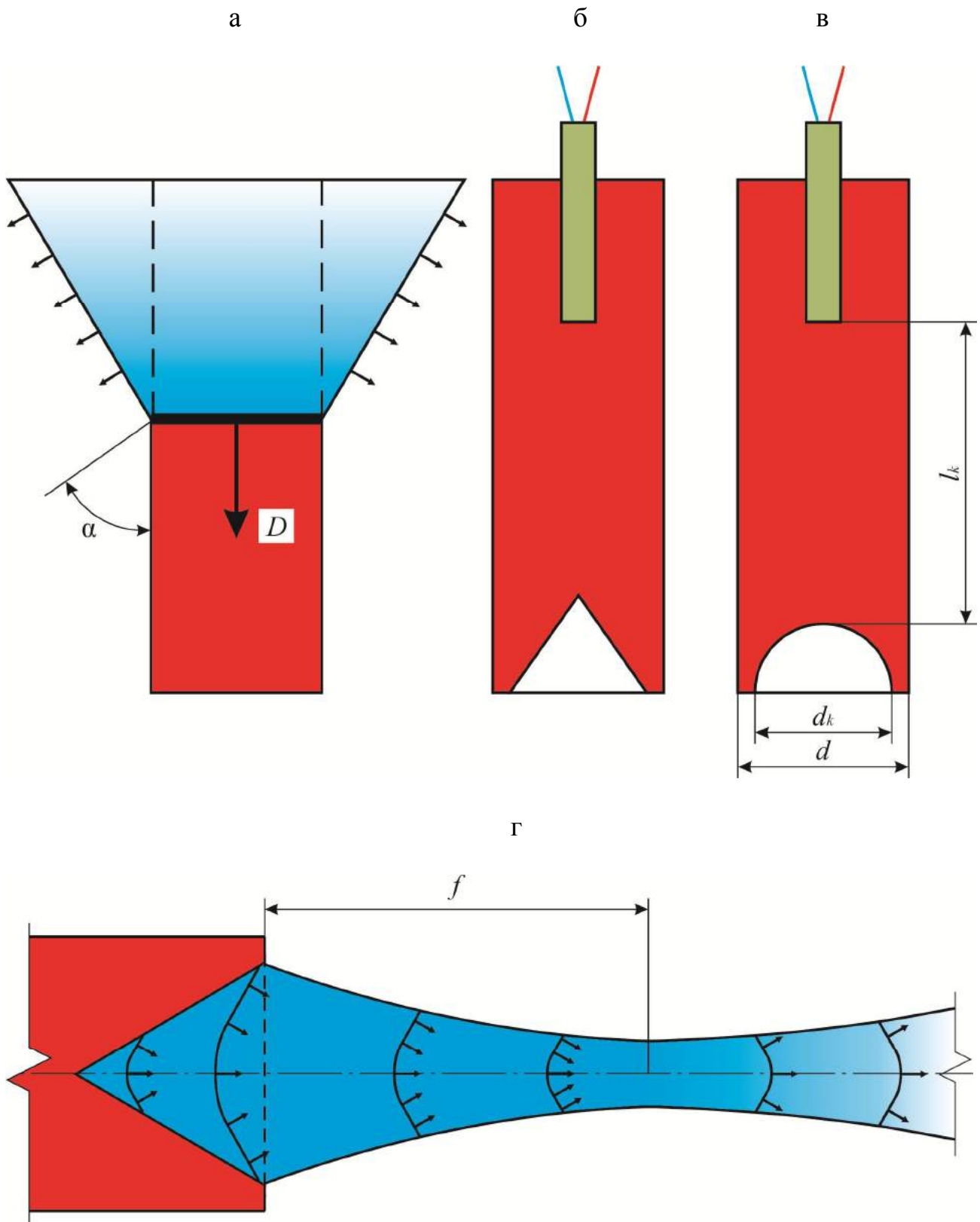


Рис. 4.2. Схема кумулятивної дії вибуху (стрілками показаний рух фронту ударної хвилі продуктів вибуху у повітрі): розліт продуктів вибуху з поверхні звичайного заряду (а); заряд ВР з конічною кумулятивною виїмкою (б); заряд ВР зі сферичною кумулятивною виїмкою (в); формування кумулятивного струменя конічною виїмкою (г)

Розповсюджуючись усередині кумулятивної виїмки заряду ВР, повітряні ударні хвилі накладаються одна на другу і створюють єдину куполоподібну ударну хвилю (рис. 4.2, г). Продукти вибуху, які рухаються за цією хвилею, сходяться до осі заряду. В результаті такого руху у відповідності із загальними законами газової динаміки створюється потік продуктів детонації уздовж осі кумулятивного поглиблення, який має підвищену швидкість (12000–15000 м/с) і щільність у порівнянні з продуктами детонації, які розлітаються з бокової поверхні заряду ВР (чи з торця патрона без поглиблення).

Такий кумулятивний струмінь має значну пробивну силу. На деякій відстані від основи поглиблення відбувається найбільше ущільнення продуктів вибуху у струмені. Ця відстань f (рис. 4.2, г) визначає місце розташування кумулятивного фокуса. На відстані, яка перевищує фокусну, кумулятивний струмінь швидко вироджується внаслідок радіального розльоту стиснених до великого тиску продуктів детонації.

Слід ураховувати, що при наявності кумулятивного поглиблення загальна енергія заряду ВР не збільшується, а концентрується, зосереджуючись уздовж осі поглиблення. Значна концентрація відбувається тільки при симетричній формі поглиблення, а у інших випадках енергія розподіляється по-іншому і її використання стає менш ефективним.

Якщо поглиблення має сферичну форму, то найбільш ефективний кумулятивний заряд (з максимальним стисненням потоку і найбільш віддаленим фокусом) отримується при таких його параметрах (рис. 4.2, в):

$$d_k = (0,7...0,9)d; \quad l_k \geq 2d_k. \quad (4.2)$$

Ефект кумуляції дуже широко використовується у військовій техніці у бронейних снарядах, при підриві зовнішніми зарядами міцних споруд. У гірничій справі цей ефект використовується для підсилення ініціувальної дії детонаторів (на торці детонатора мається кумулятивна виїмка), а також на відкритих роботах для подрібнення негабариту (великих скельових брил спеціальними кумулятивними зарядами).



1. Що таке ініціювання ВР?
2. Від дії яких факторів залежить чутливість ВР?
3. Як визначається чутливість ВР до удару?
4. Як визначається чутливість ВР до тертя?
5. Як визначається чутливість ВР до теплової дії?
6. Як визначається чутливість ВР до ударної хвилі?
7. Чому треба час від часу здійснювати перевірку якості ВР?
8. У чому сутність іспитів на повноту детонації?
9. Як здійснюється іспит на передачу детонації?
10. Чим відрізняється хімічна стійкість ВР від її технологічної стійкості?

11. У чому полягає кумулятивний ефект?

12. За рахунок чого відбувається кумулятивна дія заряду ВР?

13. Де використовується кумулятивний ефект у гірничо-видобувній промисловості?



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 4

1. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: учебник [Текст] / Б.Н. Кутузов. – М.: Горная книга, 2009. – 471 с.

2. Носков, В.Ф. Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках: учебник [Текст] / В.Ф. Носков, В.И. Комащенко, Н.И. Жабин. – М.: Недра, 1982. – 321 с.

3. Симанович, Г.А. Руйнування гірських порід вибухом: навч. посібник [Текст] / Г.А. Симанович, В.П. Меліхов. – Дніпропетровськ: НГУ, 2003. – 116 с.

4. Соболев, В.В. Технология и безопасность выполнения взрывных работ: учебник [Текст] / В.В. Соболев. – Д.: НГУ, 2008. – 164 с.

5. Таранов, П.Я. Разрушение горных пород взрывом: учебник [Текст] / П.Я. Таранов, А.Г. Гудзь. – М.: Недра, 1976. – 253 с.

6. Шевцов, М.Р. Руйнування гірських порід вибухом [Текст] / М.Р. Шевцов, П.Я. Таранов, В.В. Левіт, О.Г. Гудзь. – Донецьк: ДонНТУ, 2003. – 248 с.

5. ПРОМИСЛОВІ ВИБУХОВІ РЕЧОВИНИ

5.1. Промислові вибухові хімічні сполуки

У залежності від хімічного складу хімічні вибухові сполуки розподіляються на чотири групи:

- азотнокислі ефіри спиртів і клітковини (нітрогліцерин, нітрогліколь, тен);
- солі азотної кислоти (аміачна, натрієва і калієва селітри);
- нітроз'єднання ароматичного ряду (тротил, тетрил, гексоген);
- солі азотисто-водневої і гримучої кислот (азид свинцю, гримуча ртуть).

Однорідні хімічні сполуки як самостійні промислові ВР для ведення підричних робіт у гірничо-видобувній промисловості не використовуються, за виключенням тротилу. Вони використовуються головним чином для виробництва засобів підриву (детонатори, детонуючі шнури), а також у якості компонентів сумішних ВР.

5.1.1. Азотнокислі ефіри спиртів і клітковини

Нітрогліцерин $C_3H_5(ONO_2)_3$ – отруйна важка масляниста в'язка безкольорова рідина щільністю $1,6 \text{ г/см}^3$. Нітрогліцерин отримують нітрацією чистого гліцерину сумішшю сірчаної і азотної кислот. Нітрогліцерин твердіє при температурі $+13^\circ\text{C}$, тому при виготовленні ВР його змішують із важко замерзаючим нітрогліколем. Нітрогліцерин є потужною ВР із теплою вибуху 6220 кДж/кг і швидкістю детонації 7600 м/с . Його бризантність дорівнює $18,5 \text{ мм}$, працездатність у свинцевій бомбі – 550 см^3 , температура вибуху – 4110°C . Чутливість нітрогліцерину до механічної дії і сприятливість до детонації дуже великі.

Нітрогліколь $C_2H_4(ONO_2)_2$ за своїми властивостями схожий до нітрогліцерину і є мало гігроскопічною прозорою рідиною щільністю $1,48 \text{ г/см}^3$, відрізняється великою легкістю. Твердіє при температурі -20°C . Нітрогліколь має невелику хімічну стійкість, меншу чутливість до механічних та теплових дій порівняно з нітрогліцерином. Теплота вибуху – 6640 кДж/кг , швидкість детонації – 7400 м/с , бризантність – 30 мм , працездатність – 650 см^3 , температура вибуху – 4230°C .

Тен (тетранітропентаеритрит) $C(CH_2ONO_2)_4$ – кристалевий порошок білого кольору. Він не гігроскопічний, не розчиняється у воді і відноситься до найбільш потужних і досить чутливих ВР. Теплота вибуху – 5650 кДж/кг , швидкість детонації – 8600 м/с , бризантність – 25 мм , працездатність – 500 см^3 , температура вибуху – 4010°C , щільність монокристалу – $1,7 \text{ г/см}^3$.

5.1.2. Солі азотної кислоти

Аміачна, натрієва та калієва селітри спроможні вибухати при наявності потужного ініціатора і великих розмірів зарядів (більше 100 мм у діаметрі).

Аміачна селітра NH_4NO_3 з основною компонентою більшості промислових ВР. Це білий кристалевий порошок із щільністю монокристала $1,68$ –

1,72 г/см³ має підвищену гігроскопічність, для зменшення якої її гранулюють. Теплота вибуху – 1600 кДж/кг, швидкість детонації – 2500 м/с, працездатність – 170 – 230 см³, температура вибуху – 1350°C.

Напрієва NaNO₃ і *калієва* KNO₃ селітри застосовуються (не дуже поширено) у якості компонентів сумішних промислових ВР.

5.1.3. Нітроз'єднання ароматичного ряду

Тротил (тринітротолуол, тол) C₆H₂(NO₂)₂CH₃ – кристалевий порошок жовтого кольору із щільністю монокристала 1,66 г/см³. Практично нерозчинний у воді, має високу хімічну стійкість, спалах його звичайно не супроводжується вибухом. До удару і тертя тротил малочутливий, може вибухати під водою. Теплота вибуху – 4330 кДж/кг, швидкість детонації – 7000 м/с, бризантність – 16 мм, працездатність – 285 см³, температура вибуху – 2950°C.

Гексоген C₃H₆N₆O₆ – білий кристалевий порошок із щільністю монокристала 1,81 г/см³ має високу хімічну стійкість, токсичний і нерозчинний у воді. У невеликій кількості гексоген згоряє без вибуху, досить чутливий до механічної дії. Це одне з найбільш потужних ВР, теплота вибуху – 5420 кДж/кг, швидкість детонації – 8800 м/с, бризантність – 29 мм, працездатність – 470 см³, температура вибуху – 3850°C.

Тетрил C₇H₅N₅O₃ – світло-жовтий кристалевий порошок із щільністю монокристала 1,65 г/см³. За своїми властивостями близький до гексогену, але менш потужний. Теплота вибуху – 4600 кДж/кг, швидкість детонації – 7200 м/с, бризантність – 22 мм, працездатність – 380 см³, температура вибуху – 3915°C.

5.1.4. Солі азотисто-водневої та гримучої кислот

Азид свинцю Pb(N₃)₂ – білий дрібно кристалевий порошок із щільністю монокристалу 4,8 г/см³. Використовується у детонаторах у якості первинних ініціювальних ВР. Він не гігроскопічний, не розчиняється у воді і не втрачає детонаційної спроможності при зволоженні. Він має високу чутливість, на величину якої не впливає переущільнення і низькі температури. Теплота вибуху – 1600 кДж/кг, швидкість детонації – 5300 м/с, температура вибуху – 4030°C.

Гримуча ртуть HgC₂O₂N₂ – кристалевий струминний порошок сірого кольору із щільністю монокристалу 3,3 г/см³. Використовується у детонаторах у якості первинної ініціювальної ВР. Це дуже чутлива ВР, але при зволоженні чутливість її зменшується: при утримуванні вологи понад 10% застосовується детонація, а при 30% гримуча ртуть навіть не загоряється. Перевезення порошкоподібної гримучої ртуті категорично заборонені. Пресована гримуча ртуть має меншу чутливість, унаслідок чого детонатори (які її мають) допущені до перевозок. Теплота вибуху гримучої ртуті – 1550 кДж/кг, швидкість детонації – 5400 м/с, температура вибуху – 4810°C.

Працездатність та бризантність азиду свинцю і гримучої ртуті не визначаються з причини надзвичайно небезпечного поводження з ними у кількості, яка перевищує 0,5 – 1 г.

5.2. Основні компоненти механічних вибухових сумішей

Вибухове перетворення промислових ВР ґрунтується на окисненні горючих елементів киснем. Тому всі без виключення вибухові механічні суміші повинні складатися не менше ніж з двох (вибухових або невибухових) компонентів, а саме: пального (горючої добавки) і окиснювача. Більшість промислових ВР представляють собою суміш хімічно різнорідних матеріалів, як правило, вони випускаються у вигляді порошків, гранул або суспензій, що складаються з компонентів з частками різних розмірів і форми, різних за фізичними властивостями, за агрегатним станом. Такі неоднорідності є причиною фізико-хімічних особливостей збудження і розвитку детонації, процесу вибуху, за багатьма параметрами відрізняються від закономірностей вибуху індивідуальних ВР. Особливі властивості ВВ надають такі компоненти як окислювачі, горючі добавки, сенсibilізатори, стабілізатори, флегматизаторами, полум'ягасники та загусники. Далі розглянемо їх призначення і вплив на технічні характеристики вибухових речовин.

Окиснювачі – речовини, що містять надлишковий кисень, споживаний при вибуху на окиснення горючих елементів (аміачна, калієва і натрієва селітри тощо).

Горючі домішки – тверді (рідкі) невибухові (вибухові) речовини, багаті вуглецем, воднем, алюмінієм або магнієм (алюмінієва і магнієва пудра, деревне борошно, солярове масло тощо), легко окислюються з виділенням великої кількості теплоти. Горючі добавки вводять до складу ВР для збільшення кількості енергії, що виділяється при вибуху. Роль горючих добавок виконують також ВР (тротил, гексоген та ін.), що мають у своєму складі недостатню кількість кисню для повного окислення в них горючих елементів.

Сенсibilізатори – речовини, що вводяться до складу ВР для підвищення його чутливості до сприйняття і передачі детонації. Це, як правило, потужні ВР (тротил, гексоген, нітроефіри), чутливі до ініціувального імпульсу, які в суміші малочутливих ВР з невибуховими (деревна або бавовняна борошно) забезпечують нормальну чутливість такого сумішевого ВР до ініціювання. Роль сенсibilізатора можуть виконувати і невибухові речовини (горючі добавки): солярове масло, деревне борошно чи вугілля. При цьому утворюються найпростіші сумішеві ВР: дінамони, ігданіти, грануліти.

Стабілізатори – речовини, що вводяться до складу ВР для підвищення хімічної і фізичної стійкості ВР. Найбільш поширеним стабілізатором є деревна або торф'яна мука. У порошкоподібних амміачноселітренних ВР вона слугує розпушувачем, а в нітроефірних – поглиначем нітроефірів, що знаходяться в крапельно-рідинному стані. Поряд з цим борошно виконує роль горючої добавки.

Флегматизаторами – легкоплавкі речовини, масла, що мають високу теплоємність і високу температуру спалаху, обволікаючи частинки ВР і не вступа-

ють з ним у реакцію. Введення флегматизаторів знижує чутливість ВР до зовнішніх впливів (удару, тертя, променю вогню, нагріванню) і забезпечує більш безпечні умови його застосування. У якості флегматизаторів найчастіше використовують вазелін, парафін, віск, графіт, воду і різні масла.

Полум'ягасники вводять до складу лише запобіжних ВР для зниження температури вибуху і зменшення ймовірності займання метаноповітряних і пилоповітряних сумішей в шахтах. В якості полум'ягасників найчастіше вводять NaCl і KCl. Полум'ягасники не беруть участь в реакції при вибуху, тільки нагріваються і випаровуються, знижуючи тим самим температуру газів вибуху.

Загусники – речовини, які надають рідким компонентам ВР (воді, нітрогліцерину), необхідну ступінь пластичності, а також водостійкості. У сумішевих ВР, що містять в якості сенсibilізатора нітрогліцерин, роль загусника виконує колоїдна бавовна, а в інших ВР – натрієва сіль карбоксилметилцеллюлози, крохмаль та ін.

5.3. Промислові механічні вибухові суміші

Вибухові механічні суміші можуть складатися із: суміші декількох ВР (наприклад, амоніт, який складається з тротилу і аміачної селітри); суміші з ВР та невибухових домішок (наприклад, динаміт, який складається з нітрогліцерину, колоїдного бавовнику, калієвої селітри і деревного борошна); суміші з невибухових компонентів (наприклад, чорний порох, який складається з селітри, сірки і вугілля).

У залежності від основних компонентів, які входять до складу ВР, вибухові механічні суміші розподіляють на такі групи:

- **аміачно-селітрені ВР;**
- **нітроефірові ВР;**
- **інші ВР.**

5.2.1. Аміачно-селітрені ВР

Аміачно-селітрені ВР – це механічні суміші аміачної селітри з іншими ВР (тротилом, гексогеном та ін.), чи з горючими домішками (деревним борошном, дизельним паливом, борошном бавовняного жмиху, тирсою, алюмінієвою пудрою тощо). Основною частиною цих ВР є аміачна селітра (до 96%). У залежності від домішок аміачно-селітрені ВР підрозділяються на амоніти, амонали, грамоніти, ігданіти, грануліти та водонаповненні ВР.

Аміачно-селітрені ВР мають різну бризантність та працездатність, які залежать від відсоткового вмісту компонентів, ступеня подрібнення, щільності. Вони (окрім скельного амоналу) порівняно безпечні при виконанні робіт, малочутливі до тертя і удару, не загоряються від іскри, а від вогню загоряються важко і згоряють на відкритому повітрі без вибуху. Залежно від застосованих добавок амміачно-селітрені ВР можна розділити на такі групи – амоніти, амонали, скельні амоніти, гануліти, грамоніти, ігданіти та водонаповненні ВР.

Амоніти – порошкоподібні суміші аміачної селітри з тротилом і твердими органічними горючими домішками (деревне борошно, бавовняний жмих тощо) чи без них. У склад запобіжних амонітів уводять інертні солі (полум'ягасники KCl і NaCl). Амоніти мають насипну щільність близько 1 г/см^3 . Для підвищення щільності їх пресують, що підвищує бризантність і концентрацію енергії в одиниці об'єму. У якості негативних властивостей амонітів треба відзначити наступне. По-перше, амоніти дуже гігроскопічні і легко зволожуються. При підриванні амонітів підвищеної вологості у продуктах вибуху з'являється багато отруйних газів (окисів вуглецю та азоту), відбуваються неповні вибухи та відмови. Для запобігання зволоження патронуванних амонітів патрони обов'язково парафінують. Деякі види амонітів виготовляють на основі водостійкої селітри, яка оброблена гідрофобними речовинами. Таким амонітам надають індекси В, ЖВ, КВ (наприклад, амоніт № 6 ЖВ). По-друге, амоніти схильні до злежування та спікання, у результаті чого патрони стають твердими і при підриванні можуть надавати неповні вибухи чи відмови. Злежування зменшують уведенням до складу ВР розпушуючих горючих речовин (деревного борошна тощо). Ці речовини знаходяться поміж зернами аміачної селітри і перешкоджають росту її кристалів, до того ж вони приймають участь у реакції вибуху та підвищують його енергію. Для підземних робіт амоніти виробляються у порошкоподібному чи пресованому вигляді і тільки патронувані. Гільзи патронів виготовлюють із пергаментного паперу, парафінують і пакують у пачки по 10 штук. Щільність патрунування знаходиться у межах $1 - 1,2 \text{ г/см}^3$. Виробляються патрони діаметром 32, 36, 45, 60 і 90 мм. Для відкритих робіт амоніти випускаються у патронах діаметром до 200 мм, а також розсипом у мішках по 40 кг.

Амоніт № 6 ЖВ являє собою погано сипучий порошок жовтого кольору, суміш порошкоподібної аміачної селітри (79%) з тротилом (21%). При ретельному виготовленні і хорошій упаковці мало злежується, тому він випускається в патронуваному вигляді. Амоніт № 6 ЖВ призначено для заряджання сухих і вологих шпурів і свердловин, в породах середньої і вище середньої міцності, для вторинного подрібнення, а також в якості патронів-бойовиків для підривання гранульованих і водомістких ВР. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4320 кДж/кг , швидкість детонації $3,6 - 4,8 \text{ км/с}$, щільність заряду $1 - 1,2 \text{ г/см}^3$, бризантність $\geq 14 - 16 \text{ мм}$, працездатність $360 - 380 \text{ см}^3$.

Амоніт А представляє собою суміш подрібненої аміачної селітри, тротилу та гумової крихти. Амоніт А призначений для проведення підривних робіт на відкритих поверхнях, в підземних умовах рудників і шахт, безпечних з газу і пилу, при ручному і механізованому способі заряджання сухих і мокрих (зневоднених) свердловин і шпурів. ВР випускається у вигляді суміші та патронів діаметром 32 мм, довжиною $208 - 265 \text{ мм}$, масою 200 г. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4045 кДж/кг , швидкість детонації $3,6 - 4,8 \text{ км/с}$, щільність заряду $1 - 1,2 \text{ г/см}^3$, бризантність $\geq 14 \text{ мм}$, працездатність $\geq 360 \text{ см}^3$.

Амоніт АВ випускають у вигляді подрібненої суміші аміачної селітри, тротилу, металевого порошку (пудри) і органічного пального. Амоніт АВ призначений для проведення підривних робіт на відкритих поверхнях, в підземних умовах рудників і шахт, безпечних з газу і пилу, при ручному і механізованому

способі заряджання сухих і мокрих (зневоднених) свердловин і шпурів. ВР випускається у вигляді суміші та патронів діаметром 32 мм, довжиною 208 – 265 мм, масою 200 г. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4310 кДж/кг, швидкість детонації 3,6 – 4,8 км/с, щільність заряду 1 – 1,2 г/см³, бризантність \geq 14 мм, працездатність \geq 360 см³.

Амоніт ПЖВ-20 представляє дрібнодисперсний порошок світло-жовтого кольору з видимими на око окремими великими частками солі та складається з суміші водостійкої аміачної селітри (64%), тротилу (16%) і натрієвої або калієвої солі (20%). Завдяки охолодженню порошку ВР перед патрунуванням до температури нижче 32°C і герметичній упаковці в поліетиленовій оболонці пачок з патронами амоніти не злежується, зберігає початкові вибухові характеристики протягом встановленого терміну використання і водостійкості. Амоніт ПЖВ-20 порошкоподібна запобіжна ВР яка призначена для ведення підричних робіт у виробках вугільних і сланцевих шахт, небезпечних з газу, при розробці пластів, небезпечних з пилу, при підриванні шпурових і свердловинних зарядів для відбивання вугілля і породи, у тому числі при струсному підриванні на пластах, небезпечних або загрозованих раптовими викидами вугілля і газу, і на шахтах з викидами породи. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3400 кДж/кг, швидкість детонації 3,5 – 4 км/с, щільність заряду 1,05 – 1,2 г/см³, бризантність 14 – 16 мм, працездатність 265 – 280 см³.

Амоніт Т-19 являє собою порошкоподібну дрібнодисперсний порошок світло-жовтого кольору аміачної селітри (61%), тротилу (19%) і харчової солі (20%), запатруновану в паперову оболонку. Зовнішня поверхня патрона вкрита вологоізолюючим складом. Амоніт Т-19 запобіжна ВР, яка призначена для ведення підричних робіт у шахтах, небезпечних з газу всіх категорій і з пилу для підричних робіт в умовах, де дозволено застосування ВР IV класу запобіжності, в тому числі для струсного підривання на пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля, породи або газу також для ведення підричних робіт по вугіллю, породам будь-якої міцності при будь-якому обводненні шпурів. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3380 кДж/кг, швидкість детонації 3,6 – 4,3 км/с, щільність заряду 1,05 – 1,2 г/см³, бризантність 15 – 17 мм, працездатність 265 – 280 см³.

Амоніт АП-5 ЖВ представляє дрібнодисперсний водостійкий порошок світло-жовтого кольору з видимими на око окремими великими частками солі. Це порошкоподібна суміш аміачної селітри (70%), тротилу (18%) і харчової солі (12%), запатруновану в паперову оболонку. Зовнішня поверхня патрона покрита вологоізолюючим складом. Амоніт АП-5 ЖВ запобіжна ВР яка призначена для ведення підричних робіт у вугільних шахтах, небезпечних з газу всіх категорій, але не небезпечних з пилу, при підричних роботах по породі і у вугільних шахтах, небезпечних по газу всіх категорій і по пилу, але в чистопородних вибоях, де відсутній пил, в сланцевих шахтах, небезпечних по пилу при підричних роботах по пласту паливного сланцю і по породі. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3410 – 3500 кДж/кг, швидкість детонації 3,6 – 4,6 км/с, щільність заряду 1 – 1,15 г/см³, бризантність 15 мм, працездатність 320 см³.

Амоніт П5 запобіжна промислова ВР IV класу, це порошкоподібна механічна вибухова суміш аміачної селітри (63 – 64%), тротилу (16 – 17%), хлористого натрію (15%), поліфосфату натрію (4,5%), графіту (0,5%) і борошна (2,5%). Випускається в патронувати вигляді і застосовується в шахтах, небезпечних з газу і (або) пилу, в умовах, де дозволено застосування ВР IV класу. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3428,3 кДж/кг, швидкість детонації 3,9 – 4,1 км/с, щільність заряду 1,05 – 1,2 г/см³, бризантність 6 – 7 мм, працездатність 260 см³.

Амоніт Ф-5 запобіжна, водостійка промислова ВР IV класу, це порошкоподібна механічна вибухова суміш аміачної селітри (61%), тротилу (19%), хлористого натрію (15%) і фосфогіпсу (5%). Випускається в патронувати вигляді і застосовується в шахтах, небезпечних з газу і (або) пилу, в умовах, де дозволено застосування ВР IV класу. Експлуатаційні характеристики: бризантність 14 мм, працездатність 265 см³.

Амоніт Г5 це порошкова суміш аміачної селітри, тротилу, кухонної солі і графіту, запатрановану в паперову оболонку. Зовнішня поверхня патрона покрита вологоізолючим складом. Амоніт Г5 запобіжна ВР яка призначена для ведення підривних робіт у шахтах, небезпечних по газу всіх категорій і по пилу для підривних робіт в умовах, де дозволено застосування ВР IV класу запобіжності, в тому числі для струсного підривання на пластах, небезпечних за рапто-вими викидами вугілля, породи або газу. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3469,7 кДж/кг, швидкість детонації 3,8 – 4,1 км/с, щільність заряду 1,05 – 1,2 г/см³, бризантність 14 – 15 мм, працездатність 260 – 280 см³.

Амонали це суміші аміачної селітри, тротилу та пального компоненту порошку (пудри) металевого алюмінію.

Амонал скельний № 1 це однорідний дрібний порошок сіро-сталевого кольору та є сумішшю аміачної селітри марки ЖВ (80,5%), тротилу (15%) і алюмінієвої пудри (4,5%). ВР застосовується для ведення підривних робіт по міцним і складно підривним породам у шахтах і рудниках, безпечних з газу і пилу, у вибоях будь-якого ступеня обводнення в усіх кліматичних зонах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4950 кДж/кг, швидкість детонації 4 – 4,5 км/с, щільність заряду 0,95 – 1,15 г/см³, бризантність 16 – 19 мм, працездатність 400 – 430 см³.

Амонал М5 являє собою суміш аміачної селітри (86%), стеаринової кислоти (6%) і алюмінієвої пудри (8%). ВР призначена для ведення підривних робіт на відкритих роботах і в шахтах, безпечних щодо газу або пилу, з заряджанням вручну порід середньої міцності і міцних в сухих і обводнених вибоях. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4940 – 5660 кДж/кг, швидкість детонації 4 – 4,5 км/с, щільність заряду 1,4 – 1,58 г/см³, бризантність 16 – 22 мм, працездатність 410 – 460 см³.

Амонал М10 являє собою суміш аміачної селітри марки ЖВ (76%), тротилу (14%) і алюмінієвої пудри (10%). ВР застосовується для ведення підривних робіт в підземних умовах та іноді на земній поверхні. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4950 – 5600 кДж/кг, швидкість детонації 4 – 4,5 км/с, щільність заряду 0,95 – 1,2 г/см³, бризантність 18 – 20 мм, працездатність 450 – 470 см³.

Скельні амоніти – суміш аміачної селітри, тротилу, гексогена і алюмінієвої пудри.

Скельний амоніт № 1 це суміш аміачної селітри марки ЖВ (66%), тротилу (5%), гексогену (24%) і алюмінієвої пудри (5%). ВР призначена для прохідницьких робіт по досить міцним породам у вибоях будь якого ступеня обводнення, в тому числі і проточною водою, найбільш широко застосовується у шахтному будівництві, зокрема, при проходженні стволів. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5400 кДж/кг, швидкість детонації 6 – 6,5 км/с, щільність заряду 1,4 – 1,6 г/см³, бризантність 23 – 28 мм, працездатність 450 – 480 см³.

Амонал скельний № 3 однорідний порошок сіро-сталевого кольору є собою сумішню аміачної селітри марки ЖВ (72%), тротилу (5%), гексогену (15%) і алюмінієвої пудри (8%). На підривних роботах успішно замінює скельний амоніт № 1. Є найбільш потужним з порошкоподібних ВР, що випускаються в насипних патронах. Добра детонаційна здатність дозволяє застосовувати його в патронах малих діаметрів (24 – 28 мм). ВР водостійка, не злежується при зберіганні, надійно детонує в зволоженому та замоченому стані, придатна для заряджання шпурів з проточною водою. Призначена для прохідницьких і очисних робіт по скельним породам, для розробки тонко жильних родовищ руд зарядами малого діаметра, для оконтурованого гладкого підривання та ін. У довгих шпурових зарядах він детонує надійніше, ніж пресований скельний амоніт № 1. Вимагає більшої обережності при поводженні, ніж звичайні амоніти. Його застосування в непатронованому стані і з механізованим заряджанням патронами заборонено, патрони заряджають тільки вручну. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5680 кДж/кг, швидкість детонації 4,2 – 4,6 км/с, щільність заряду 0,9 – 1,1 г/см³, бризантність 18 – 20 мм, працездатність 450 – 470 см³.

Грануліти – сипучі суміші гранульованої аміачної селітри з рідкими або термоплавкими нафтопродуктами і твердими дисперсними горючими речовинами.

Грануліт АС-4 це суміш гранульованої аміачної селітри (92%), солярового мастила (4%) і алюмінієвої пудри (4%). ВР призначена для проведення підривних робіт на відкритих поверхнях (в кар'єрах), в підземних умовах рудників і шахт, безпечних з газу і пилу, при ручному і механізованому способі заряджання сухих і мокрих (зневоднених) шпурів, свердловин і камер. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4500 кДж/кг, швидкість детонації 2,6 – 3,5 км/с, щільність заряду 1 – 1,15 г/см³, бризантність 22 – 24 мм, працездатність 390 – 410 см³.

Грануліт АС-8 це суміш гранульованої аміачної селітри (90%), солярового мастила (2%) і алюмінієвої пудри (8%). ВР призначена для проведення підривних робіт на відкритих поверхнях (в кар'єрах), в підземних умовах рудників і шахт, безпечних з газу і пилу, при ручному і механізованому способі заряджання сухих і мокрих (зневоднених) шпурів, свердловин і камер. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5200 кДж/кг, швидкість детонації 3 – 3,6 км/с, щільність заряду 1 – 1,2 г/см³, бризантність 24 – 28 мм, працездатність 400 – 420 см³.

Грануліт М це суміш гранульованої аміачної селітри (95%) і солярового мастила (5%). ВР призначена для проведення підривних робіт на відкритих поверхнях (в кар'єрах), в підземних умовах рудників і шахт, безпечних з газу і

пилу, при ручному і механізованому способі заряджання сухих і мокрих (зневоднених) шпурів, свердловин і камер. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3850 кДж/кг, швидкість детонації 2,5 – 3,8 км/с, щільність заряду 1 – 1,15 г/см³, бризантність 18 – 22 мм, працездатність 320 – 330 см³.

Грамоніти (зерногрануліти) – суміш гранульованого тротилу з гранульованою аміачною селітрою. Позитивні риси грамонітів це хороша сипкість, знижена гігроскопічність і чутливість до механічних дій, невелике злежування і незначне виділення пилу при зарядженні. Ці властивості полегшують механізоване зарядження свердловин.

Грамоніт 30/70 це суміш аміачної селітри (30%) з тротилом (70%) і використовується на відкритих гірничих роботах при ручному та механізованому заряджанні сухих і обмежено обводнених (непроточною водою) свердловин. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3977 кДж/кг, швидкість детонації 3,9 – 4 км/с, щільність заряду 0,85 – 0,9 г/см³, бризантність 23 – 25 мм, працездатність 330 – 340 см³.

Грамоніт 50/50 це суміш аміачної селітри (50%) з тротилом (50%), отримана напиленням розплавленого тротилу на гранули аміачної селітри. Гранули сферичної і напівсферичної форми розміром до 5 мм без видимих на око механічних домішок і грудок компонентів більше 15 мм. ВР застосовується для ведення підривних робіт на відкритих гірничих роботах з ручним і механізованим (крім пневматичного) заряджанням сухих і мокрих (зневоднених) свердловин, шпурів і камер. Можливе використання в обводнених свердловинах з непроточною водою з урахуванням часу перебування ВР в цих умовах, не більше 24 год. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3684 – 3768 кДж/кг, швидкість детонації 3,6 – 4,2 км/с, щільність заряду 0,9 – 1 г/см³, бризантність 24 – 27 мм, працездатність 325 см³.

Грамоніт 79/21 є гарно сипучою механічною сумішшю гранульованої аміачної селітри (79%) з тротилом (21%) і призначеного для механізованого заряджання шпурів і свердловин на підземних і відкритих гірничих роботах. При механізованому заряджанні утворюється багато вибухового пилу, тому його перед заряджанням звожують. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4291 кДж/кг, швидкість детонації 3,2 – 3,6 км/с, щільність заряду 0,85 – 1,15 г/см³, бризантність 22 – 28 мм, працездатність 360 – 370 см³.

Грамоніт 82/18 є механічною сумішшю гранульованої аміачної селітри (82%) з тротилом (18%) і призначеного для механізованого заряджання свердловин на відкритих гірничих роботах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4020 кДж/кг, швидкість детонації 2,7–3 км/с, щільність заряду 0,85–1,15 г/см³, бризантність 22–23 мм, працездатність 330–335 см³.

Грамоніт А це механічна суміш гранульованої аміачної селітри (86,5 – 87,5%), лускатим тротилом (9 – 10%) і дизельного палива (3,5%), і призначений для проведення підривних робіт на відкритих поверхнях, в підземних умовах рудників і шахт, безпечних щодо газу та пилу, при ручному і механізованому способі заряджання сухих і мокрих (зневоднених) свердловин і камер. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3929 кДж/кг, швидкість детонації 3,2 – 3,6 км/с, щільність заряду 0,85 – 1,15 г/см³, бризантність \geq 16 – 17 мм, працездатність 360 – 370 см³.

Ігданіти виготовляють на місці ведення підричних робіт шляхом змішування гранульованої аміачної селітри із соляровим мастилом чи дизельним паливом у кількості 4 – 6% від маси ВР. Ігданіти відрізняються низькою чутливістю і для збудження їх детонації потрібно використання проміжних детонаторів. Вони відрізняються низькою вартістю, але мають ряд недоліків: нестабільність вибухових характеристик, погіршення якості ВР при несприятливих метеорологічних умовах (дощ, сніг, мороз), низька якість подрібнення гірничої маси.

Ігданіт найпростіша аміачно-селітрена ВР, яка складається з гранульованої аміачної селітри (94 – 95%) і дизельного палива (5 – 6%). Застосовується на відкритих гірничих роботах переважно для заряджання сухих і сухої частини обводнених свердловин, а також в шахтах, безпечних по газу і пилу, в шпурових, свердловинних і камерних зарядах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3900 кДж/кг, швидкість детонації 2,2 – 2,8 км/с, щільність заряду 1 – 1,2 г/см³, бризантність 15 – 20 мм, працездатність 320 – 330 см³.

Водонаповненні ВР застосовують у вологих та обводнених умовах. Для цього у суміш аміачної селітри з тротилом додають загусник і до 15% води. Водний розчин селітри, дякуючи загуснику, отримує желеподібну консистенцію і ВР робиться в'язкою і малорухомою. У якості загусника використовують крохмаль, натрієву сіль карбоксиметилцелюлози (КМЦ) і інші речовини. Всі водонаповненні ВР діляться на склади: заводського виготовлення (акватоли і акваіти) і склади, які готуються безпосередньо на підприємствах (іфзаніти, горячельюшучі ВР, карботоли тощо).

Акватоли суспензійні ВР у вигляді загущеного водорозчинними полімерами концентрованого розчину аміачної селітри, а також тротилу та кристалічної аміачної селітри, іноді алюмінію. Застосовують для заряджання сухих і обводнених свердловин (діаметр понад 100 мм) в міцних гірських породах при вибухових роботах на земній поверхні. Для підвищення водостійкості в аквадол вводять структуроутворювальну добавку – солі хрому або інших металів. Випускаються у вигляді безводних сипучих сумішей, які змішують з водою на місці застосування, а також у вигляді желеподібних сумішей, готових до вживання і містять антифриз. Сухі суміші наповнюють гарячою водою на стаціонарних установках або в самохідних змішувально-зарядних машинах і одержана текуча маса передається по шлангах, а необхідна рухливість аквадолів забезпечується до температури 10 – 15°C. Акватоли характеризуються високою щільністю і об'ємною енергією (в 1,5 – 2 рази більше, ніж у насипних гранульованих ВР). Цифра в марці аквадолів позначає середній вміст гранульованого тротилу, літерні позначення після цифри: Г – горячоналивні (температура приготування і заряджання 95 – 105°C), К – з використанням золю кремнієвої кислоти, М – добавка карбаміду (сечовини) для зниження кислотності складу, С – добавка мінерального масла в якості пального, Н – добавка поверхнево-активних речовин, що змінюють властивості межі розділу твердої і рідкої фаз.

Аквадол 65/35С безводна сипуча суміш, яка змішується з водою на місці застосування і складається з аміачної селітри (63%), лускованого тротилу (34%) і спеціального згущувача полнакриламідом (3%) і призначений для проведення вибухових робіт на відкритих гірничих роботах. Експлуатаційні характеристики

ки: теплота вибуху 3850 кДж/кг, швидкість детонації 3,2 – 3,5 км/с, щільність заряду 0,85 – 0,9 г/см³, бризантність 20 – 28 мм, працездатність 330 – 350 см³.

Акватол М-15 безводна сипуча суміш, яка змішується з водою на місці застосування і складається з аміачної селітри (58,5%), лускатого тротилу (25%), алюмінієвого порошку (15%), згущувача натрієва сіль карбоксиметилцелюлози (1,5%) і (понад 100% рецептурного) масла індустріального загального призначення марок 45 або I-20А або I-40А (1 – 1,5%) і призначений для виконання підрильних робіт на земній поверхні в сухих і обводнених породах будь-якої міцності. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 6040 – 6130 кДж/кг, швидкість детонації 3,2 – 3,6 км/с, щільність заряду 0,85 – 0,95 г/см³, бризантність 30 – 34 мм, працездатність 465 – 480 см³.

Акватол Т-8 М гелеподібна суміш, яка складається з аміачної селітри (80%), тротилу (8%), мазуту (3%) і золу кремнієвої кислоти (9%) і виготовляють на місці використання у змішувально-зарядних машинах. ВР використовують для виробництва вибухових робіт на земній поверхні в породах будь-якого ступеня обводнення, в тому числі, що містять домішки сульфідів. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3771 кДж/кг, швидкість детонації 4,3 – 5,1 км/с, щільність заряду 1,45 – 1,55 г/см³.

Акватол Т-10 ВІ це водонаповнена композицію, яку виготовляють на місцях використання та складається з аміачної селітри (74,3%), тротилу (10%), карбаміду (4,4%), води (8,8%), нафтопродуктів: масло індустріальне загального призначення марок від I-8А до I-40А, або масло солярове, або масло приладове МВП (2,2%), загусника (0,25%) і структуруючого агенту (понад 100% рецептурного) крейди сиромолотної у вигляді водного розчину з масовою часткою 10% (0,5%). ВР призначена для виробництва вибухових робіт на земній поверхні в сухих і обводнених породах середньої міцності, в т.ч. які містять домішки сульфідів. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3630 кДж/кг, швидкість детонації 5,4 км/с, щільність заряду 1,43 г/см³.

Акватол Т-20 ГК – це суміш, яка виготовлюється на місцях використання та складається з аміачної селітри (71%), тротилу (20%) і гелю кремнієвої кислоти (9%). ВР застосовують у гірничодобувній промисловості при підрильних роботах на земній поверхні. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3700 – 4058 кДж/кг, швидкість детонації 5 – 5,3 км/с, щільність заряду 1,45 – 1,55 г/см³.

Акватол 20-ГМ це водонаповнена композиція яку виготовляють на місцях використання та складається з аміачної селітри (68%), тротилу (20%), карбаміду (4%) і води (8%). ВР застосовують у гірничодобувній промисловості при підрильних роботах на земній поверхні в обводнених умовах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5180 кДж/кг, швидкість детонації 6,1 км/с, щільність заряду 1,4 – 1,5 г/см³.

Акватол АВ гелеподібна суміш, готова до використання яка складається з аміачної селітри (50 – 55%), лускатого тротилу (26 – 30%), загусника (1,5 – 2,5%), антифризу (2 – 6%), води (12 – 16%) і (понад 100% рецептурного) зшиваючого агенту (0,05 – 0,1%). ВР призначена для виконання вибухових робіт в кар'єрах невеликої потужності із-за ручного заряджання. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3450 кДж/кг, швидкість детонації 3 – 3,5 км/с, щіль-

ність заряду $0,9 - 0,95 \text{ г/см}^3$, бризантність 25–30 мм, працездатність 330 – 350 см^3 .

Акватол АВМ та МГ гелеподібні суміші, готові до використання, які складаються з аміачної селітри (48 – 54%), лускатого тротилу (17 – 20%), алюмінієвого порошку (9 – 11%), загусника (1,5 – 2,5%), антифризу (4 – 6%) води (12 – 16%) і (понад 100% рецептурного) зшиваючого агенту (0,05 – 0,1%). Акватол АВМ та МГ мають однакові характеристики, але трохи різняться складом компонентів. Для хімічної стабілізації алюмінію в акватол АВМ вводиться інгібітор. Ці ВР призначені для виконання підіривних робіт в кар'єрах невеликої потужності із-за ручного заряджання. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5130 кДж/кг, швидкість детонації 4,5 – 5 км/с, щільність заряду $1,4 - 1,5 \text{ г/см}^3$, бризантність 30 – 32 мм.

Акваніти водонаповненні пластичні або гелеподібні ВР (можуть містити до 20 – 25% води) на основі аміачної селітри іноді в сплавах або сумішах з іншими нітратами, різними горючими і ВР в тонко дисперсному стані (тритил, бездимний порох і т.п.). Для запобігання розшарування компонентів суміші вводять 1 – 3% водорозчинного полімеру-згущувача (солі карбоксиметилцелюлози, поліакриламід, гуаргам та ін.), для збереження текучості при знижених температурах – антифризи.

Акваніт АРЗ-8 Н (акваніт роздільного заряджання) складається з суміші аміачної селітри (88%), алюмінієвого порошку (4%) і розчинного у воді згущувача (8%). Призначений до застосування в підземних умовах, він випускається у вигляді гранул, які змішуються з водою і пластифіцируються в процесі заряджання з утворенням щільного заряду. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5040 кДж/кг, швидкість детонації 2,5 – 3,5 км/с, щільність заряду $0,8 - 0,92 \text{ г/см}^3$, бризантність 22 – 25 мм, працездатність 400 – 410 см^3 .

Акваніт КТ-Х це суміш аміачної селітри (77%), тротилу (10%), керогену (5%) і води (8%) який призначений для виконання підіривних робіт в міцних гірських породах, в сухих і обводнених умовах. Експлуатаційні характеристики: швидкість детонації 4,7 – 5,2 км/с, щільність заряду $1,4 - 1,5 \text{ г/см}^3$.

Акваніт № 2 це суміш аміачної селітри (44,2%), нітрату кальцію (7,4%), тротилу (5%), гексогену (35%), КМЦ (1,1%), масла вазелінового (0,8%) і води (6,5%). ВР рекомендована для виконання підіривних робіт в міцних гірських породах, в сухих і обводнених умовах на відкритих і підземних гірничих роботах, крім шахт небезпечних по газу і пилу. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4920 кДж/кг, швидкість детонації 5,5 – 6,3 км/с, щільність заряду $1,45 - 1,5 \text{ г/см}^3$, бризантність 20 – 22 мм, працездатність 380 – 410 см^3 .

Акваніт 3Л це суміш аміачної селітри (25,5%), нітрату натрію (32%), тротилу (30%), КМЦ (0,5%) і води (12%). ВР призначена для виконання підіривних робіт в міцних гірських породах, в сухих і обводнених умовах на відкритих і підземних гірничих роботах, крім шахт небезпечних по газу і пилу. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3685 кДж/кг, швидкість детонації 4,5 – 5,5 км/с, щільність заряду $1,45 - 1,5 \text{ г/см}^3$, бризантність 18 – 20 мм, працездатність 335 – 385 см^3 .

Акваніт № 16 суміш аміачної селітри (53%), нітрату кальцію (10%), тротилу (29%), КМЦ (1%) і води (6%) і рекомендована для виконання підривних робіт в міцних гірських породах, в сухих і обводнених умовах на відкритих і підземних гірничих роботах, крім шахт небезпечних по газу і пилу. Експлуатаційні характеристики: швидкість детонації 4,7 – 5,4 км/с, щільність заряду 1,3 – 1,35 г/см³, бризантність 18 – 19 мм, працездатність 310 – 350 см³.

Іфзаніти це суспензії, що не розшаровуються, з сумішшю гранульованої селітри, тротилу та насиченого розчину аміачної селітри, що заповнює міжгранульний простір в заряді ВР. Можливе додаткове структурування загусником і зшивками. До постійного застосування на відкритих гірничих роботах допущені іфзаніти Т-20, Т-60, Т-80. Число у найменуванні ВР вказує температуру насиченого розчину аміачної селітри. Іфзаніти відносять до потужних ВР з підвищеною об'ємною концентрацією енергії.

Іфзаніт Т-20 це щільна суспензія, що не розшаровується, і складається з аміачної селітри (66%), тротилу (20%) і води (14%). ВР призначена для виконання підривних робіт на відкритих гірничих роботах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3310 кДж/кг, швидкість детонації 4,2 – 4,5 км/с, щільність заряду 1,34 – 1,38 г/см³.

Іфзаніт Т-60 це щільна суспензія, що не розшаровується, і складається з аміачної селітри (72%), тротилу (20%) і води (8%). ВР призначена для виконання підривних робіт на відкритих гірничих роботах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3770 кДж/кг, швидкість детонації 4,5 – 5 км/с, щільність заряду 1,48 – 1,52 г/см³.

Іфзаніт Т-80 це щільна суспензія, що не розшаровується, і складається з аміачної селітри (74%), тротилу (20%) і води (6%). ВР призначена для виконання підривних робіт на відкритих гірничих роботах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3880 кДж/кг, швидкість детонації 4,5 – 5 км/с, щільність заряду 1,52 – 1,56 г/см³.

Гарячоналивні ВР суспензійні ВР, що виготовляються в зарядних машинах на місці заряджання, які складаються з суміші гарячого розчину аміачної селітри, загусників з добавками тротилу, що виробляється безпосередньо на місці заряджання свердловин. Після охолодження заряд твердіє, набуває гіпсоподібну структуру.

ГЛТ-20 є суміш аміачної селітри (69,3%), тротилу (20%), КМЦ або поліакриломід (3%), хромпик (0,015%), бура (0,09%) і води (7,7%), та призначена для виконання підривних робіт на земній поверхні в породах що не містять домішки сульфідів. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3678 кДж/кг, швидкість детонації 4,9 – 5 км/с, щільність заряду 1,4 – 1,45 г/см³.

ГЛТ-20 М це суміш аміачної селітри (65,3%), тротилу (20%), КМЦ або поліакриломід (3%), карбаміду (4%) і води (7,7%), та призначена для виконання підривних робіт на земній поверхні в породах що не містять домішки сульфідів. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3670 кДж/кг, швидкість детонації 4,9 – 5 км/с, щільність заряду 1,4 – 1,45 г/см³.

ГЛТ-20 ГК це суміш аміачної селітри (71%), тротилу (20%) і кремнієвого гелю (9%), та призначена для виконання підривних робіт на земній поверхні в

породах що не містять домішки сульфідів. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4058 кДж/кг, швидкість детонації 4,9 – 5,1 км/с, щільність заряду 1,45 – 1,55 г/см³.

Карбатолі гарячоналивні ВР, які твердіють після охолодження у свердловинах. Виготовляються на низько плавкій (майже безводній) суміші карбаміду і селітри, та змішуються з гранулатом при заряджанні у свердловину. Отримана суспензія до моменту твердіння не розшаровується, тому що щільність розплаву дорівнює щільності гранул тротилу. Для підвищення енергії вибуху в карбатолі додатково вводиться порошок алюмінію.

Карбатол ГЛ-10 В є суміш аміачної селітри (57%), тротилу (10%), карбаміду (13%), порошку алюмінію (15%), КМЦ (1%) і води (4%). ВР призначена для ведення підривних робіт на відкритих гірничих роботах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5684 кДж/кг, швидкість детонації 4,5 – 5 км/с, щільність заряду 1,5 – 1,6 г/см³.

Карбатол ГЛ-15 Т це суміш аміачної селітри (67%), тротилу (15%), карбаміду (13%), води (4%) і КМЦ (1%), та призначена для ведення підривних робіт на відкритих гірничих роботах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3427 кДж/кг, швидкість детонації 4,5 – 4,8 км/с, щільність заряду 1,4 – 1,6 г/см³.

5.2.2. Нітроефірові ВР

Нітроефірові ВР мають у своєму складі рідинні нітроефіри (нітрогліцерин, нітрогліколь і нітродигліколь). Нітроефірові ВР розділяють на високо відсоткові чи пластичні ВР (*динаміти*) і низько відсоткові чи порошкоподібні ВР, які містять не більше 15% рідинних нітроефірів (*побідити, детоніти, вугленіти та ВР спеціального призначення*).

Динаміти – суміш нітрогліцерина (у чистому вигляді 62%, а якщо у сполученні із нітрогліколем, то 25 – 37%) з калієвою чи натрієвою селітрою із домішками розпушувача (деревне борошно) і стабілізатора (сода і крейда) для підвищення хімічної стійкості ВР. Перевага динамітів полягає у їх високій бризантності, працездатності і водостійкості, вони добре ущільнюються. Недоліки: небезпечні у роботі, легко вибухають від удару і тертя, спалахують від дії вогню. Динаміти, які виготовлені з нітрогліцерину замерзають при температурі +10°C, а виготовлені із суміші нітрогліцерину з нітрогліколем (чи нітродигліколем), мають знижену температуру замерзання і зветься важко замерзаючими. При довгому зберіганні динаміти самоущільнюються, а також виділяється з них рідинна компонента (ексудація), такий динаміт підлягає знищенню. У гірничій промисловості динаміти заборонено застосовувати з початку 60-х років ХХ ст., тому що вони небезпечні у поводженні.

Побідити вміщують до 65,5% аміачної селітри, близько 12% тротилу, до 1,5% горючих домішок (деревне борошно) і до 9% нітроефірів. Нітрогліцерин підвищує сприйнятливість ВР до початкового імпульсу і поліпшує детонаційні властивості.

Побідит ВП-4 потужна запобіжна ВР, яка складається з аміачної селітри (65,5%), нітроефірів (9%), тротилу (12%), хлористого натрію або калію (12%),

деревного борошна (1,5%), та (понад 100% рецептурного) коллодіоної бавовни (0,13 – 0,15%) і соди (0,1 – 0,3%). ВР призначена для обводнених, чисто породних вибоїв шахт всіх категорій. Замерзлі патрони побідиту вимагають дуже обережного поводження і перед вживанням повинні бути відтанути. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3850 кДж/кг, швидкість детонації 3,8 – 4,6 км/с, щільність заряду 1,1 – 1,3 г/см³, бризантність 15 – 18 мм, працездатність 320 – 340 см³.

Детоніти потужні водостійкі порошкоподібні аміачноселітрени ВР, сенсibilізовані важко замерзаючою сумішшю нітроефірів та вміщують понад 70% аміачної селітри, 8 – 11% тротилу, до 11% алюмінієвої пудри і до 10% нітроефірів. За працездатністю і бризантністю не поступаються динамітам, але значно дешевші. Детоніти більш чутливі до механічних і теплових впливів, вимагають більш обережного поводження, ніж амоніти (але менш чутливі, ніж динаміти). Зарядження шпурів дозволяється лише за допомогою ручного забійника. За умовами зберігання і перевезення на місця підривних робіт детоніти прирівняні до амонітів. Гарантійний термін використання залежно від герметичності упаковки патронів становить 6 – 12 міс.

Детоніт 6А це суміш аміачної селітри (77%), нітроефірів (6%), тротилу (11%), алюмінієвої пудри (5,3%), стеарату кальцію (0,7%) і (понад 100% рецептурного) соди (0,2 – 0,3%). Призначений до використання у шахтах, безпечних з газу і пилу. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5065 кДж/кг, щільність заряду 1,1 – 1,2 г/см³, бризантність 17 – 18 мм, працездатність 425 – 450 см³.

Детоніт 10А це суміш аміачної селітри (76%), нітроефірів (10%), тротилу (8%), алюмінієвої пудри (5,2%), стеарату кальцію (0,7%), колоїдної бавовни (0,1%) і (понад 100% рецептурного) соди (0,2%). Призначений до використання у шахтах, безпечних з газу і пилу. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5130 кДж/кг, щільність заряду 1,2 г/см³, бризантність 17 – 20 мм, працездатність 425 – 450 см³.

Детоніт 15А-10 це суміш аміачної селітри (74%), нітроефірів (14,7%), алюмінієвої пудри (10%), стеарату кальцію (1%), колоїдної бавовни (0,3%) і (понад 100% рецептурного) соди (0,2%). Призначений до використання у шахтах, безпечних з газу і пилу. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5900 кДж/кг, щільність заряду 1,2 – 1,3 г/см³, бризантність 18 – 23 мм, працездатність 460 – 520 см³.

Детоніт М це мало пилова, жирна порошкоподібна водостійка ВР, виробляється тільки у патронуваному вигляді і складається з аміачної селітри (78%), нітроефірів (10%), алюмінієвої пудри (10,7%), стеарату кальцію або цинку (1%), колоїдної бавовни (0,3%) та (понад 100% рецептурного) індустріального масла (0,2 – 0,3%) і кальцинованої соди (0,2 – 0,3%). ВР призначена для важко підривних дуже міцних порід на підземних гірничих роботах в шахтах, безпечних по газу і пилу. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5800 кДж/кг, швидкість детонації 4,2 – 5,2 км/с, щільність заряду 1,1 – 1,3 г/см³, бризантність 18 – 22 мм, працездатність 460 – 500 см³.

Вугленіти порошкоподібні нітрогліцеринові запобіжні ВР низької працездатності, які уміщують до 50% натрієвої або калієвої селітри, до 15% нітроефірів, до

30% хлористого амонію і 5 – 10% хлористого калію, та допущені до застосування у шахтах всіх категорій.

Вугленіт Е-6 промислова ВР V класу підвищеної за побіжності, складається з суміші нітроєфірів (14%), хлористого калію або натрію (7%), амонію хлористого (29%), натрію азотнокислого (46,3%), стеарату кальцію або цинку (1%), деревного борошна (2,5%), бавовни колодіонного або колоксилін (0,2%) та (понад 100% рецептурного) кальцинованої соди (0,2%). Вугленіт Е-6 застосовують для підричних робіт у вугільних шахтах, небезпечних щодо газу всіх категорій або з пилу, а також на пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля та газу, крім робіт з розкриття таких пластів. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 2680 кДж/кг, швидкість детонації 2,1 – 2,5 км/с, щільність заряду 1,15 – 1,3 г/см³, бризантність ≥ 7 мм, працездатність ≥ 130 см³.

Вугленіт 5 запобіжна ВР V класу складається з суміші аміачної селітри (14%), нітроєфірів (10%), хлористого натрію (75%) і деревного борошна (1%). Призначений для підричних робіт у вугільних шахтах, небезпечних щодо газу всіх категорій або з пилу зокрема для перебивання стійок органного кріплення у лавах і для розпушування вугілля, застряглому у вуглеспусках. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 1300 кДж/кг, швидкість детонації 1,8 км/с, щільність заряду 1,1 – 1,35 г/см³, бризантність ≥ 4 мм, працездатність ≥ 50 см³.

Вугленіт 7 запобіжна ВР V класу складається з суміші нітриту калію (57%), нітроєфірів (10%), хлористого амонію (30%), деревного борошна (2%) і діатоліту (1%). Призначений для підричних робіт у вугільних шахтах, небезпечних щодо газу всіх категорій або з пилу зокрема для розбурювання печей в газових шахтах і перебивання кріпильних стійок. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 1850 кДж/кг, швидкість детонації 1,6 – 1,8 км/с, щільність заряду 1,1 – 1,3 г/см³, бризантність 3 – 7 мм, працездатність 80 – 120 см³.

Вугленіт 13П запобіжна ВР V класу та складається з суміші нітроєфірів (13%), натрієвої селітри (36,4%), хлориду амонію (25%), аміачної селітри (15%), карбонату кальцію (5%), полістиролу (2,5%), стеарату кальцію (0,8%), сіль КМЦ (2%) і колоїдної бавовни (0,3%). ВР призначена для ведення підричних робіт у шахтах, небезпечних з газу всіх категорій і з пилу, в умовах, де дозволено застосування ВР V класу запобіжності. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 2837 кДж/кг, швидкість детонації 2,3 – 2,5 км/с, щільність заряду 1,1 – 1,25 г/см³, бризантність 7 – 9 мм, працездатність 165 – 180 см³.

Вугленіт 13П/1 запобіжна ВР V класу та складається з суміші нітроєфірів (13%), натрієвої селітри (47,7%), хлориду амонію (30,3%), карбонату кальцію (5%), полістиролу (1,5%), стеарату кальцію (0,5%), сіль КМЦ (2%) і колоїдної бавовни (0,3%). ВР призначена для ведення підричних робіт у шахтах, небезпечних з газу всіх категорій і з пилу в умовах, де дозволено застосування ВР V класу запобіжності. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 2598 кДж/кг, швидкість детонації 2 – 2,1 км/с, щільність заряду 1,1 – 1,25 г/см³, працездатність 130 – 145 см³.

Вугленіт П52 запобіжна ВР V класу та складається з суміші нітроєфірів (11,5%), аміачної селітри (15%), хлориду амонію (26%), натрію азотнокислого (38%), стеарату кальцію або цинку (0,7%), колоїдної бавовни (0,3%) і соди ка-

льцинованої (2%). ВР призначена для ведення підривних робіт у шахтах, небезпечних з газу всіх категорій і з пилу в умовах, де дозволено застосування ВР V класу запобіжності. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 2755,3 кДж/кг, швидкість детонації 2,2 – 2,3 км/с, щільність заряду 1,1 – 1,25 г/см³, бризантність 7 – 8 мм, працездатність 160 – 170 см³.

Вугленіт М запобіжна ВР V класу та складається з суміші нітроефірів (11%), аміачної селітри (18,2%), натрієвої або калієвої селітри (41,1%), хлориду амонію (13%), карбаміду (12,04%), колоїдної бавовни (0,2–0,3%), КМЦ (2%) і деревного борошна (2,5%). ВР призначена для ведення підривних робіт у шахтах, небезпечних з газу всіх категорій і з пилу в умовах, де дозволено застосування ВР V класу запобіжності. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 2961 кДж/кг, швидкість детонації 1,9 – 2,5 км/с, щільність заряду 1,1 – 1,35 г/см³, працездатність 190 – 200 см³.

Вугленіт 10П запобіжна ВР VI класу складається з суміші натрієвої селітри (48%), нітроефірів (10,7%), хлориду амонію (32%), карбонату кальцію (5%), полістиролу (1,5%), стеарату кальцію (0,5%), солі КМЦ (2%) і колоїдної бавовни (0,3%). ВР призначена для ведення підривних робіт у шахтах, небезпечних з газу всіх категорій і з пилу в умовах, де дозволено застосування ВР VI класу запобіжності. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 2507 кДж/кг, швидкість детонації 1 – 2 км/с, щільність заряду 1,1 – 1,25 г/см³, бризантність 6 – 7 мм, працездатність 120 – 130 см³.

Вугленіт 12ЦБ запобіжна ВР VI класу складається з суміші натрієвої селітри (46%), нітроефірів (12%), хлористого натрію (5,5%), карбонату кальцію (10%), карбаміду (23%), стеарату кальцію (0,5%), і солі КМЦ (3%). ВР призначена для ведення підривних робіт у шахтах, небезпечних з газу всіх категорій і з пилу в умовах, де дозволено застосування ВР VI класу запобіжності. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 2077 кДж/кг, швидкість детонації 1,85 – 1,95 км/с, щільність заряду 1,15 – 1,35 г/см³, бризантність 6 – 7 мм, працездатність 110 – 120 см³.

ВР спеціального призначення, до яких відносяться сірчаний і нафтовий амоніти.

Амоніт сірчаний № 1 ЖВ запобіжна ВР III класу це порошок жовтого кольору, жирний на дотик, сенсibilізований нітроефірами та складається з суміші аміачної селітри (52%) нітроефірів (5%), тротилу (11,5%), хлористого амонію (30%) деревного борошна (1,5%) і (понад 100% рецептурного) соди (0,2 – 0,3%). Має низьку водостійкість, малу потужність, гарну детонаційну здатність. Токсичний, вимагає підвищеної обережності в обігу, чутливий до низьких негативних температур. ВР призначена для ведення підривних робіт у сірчаних і колчеданних шахтах, небезпечних за займанням та вибухами сірчаного пилу. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 2015 кДж/кг, швидкість детонації 2,5 – 3 км/с, щільність заряду 0,95 – 1,1 г/см³, бризантність 10 – 12 мм, працездатність 200 – 220 см³.

Амоніт нафтовий № 3 ЖВ запобіжна ВР III класу, жирний на дотик порошок жовтуватого кольору, сенсibilізований нітроефірами, водостійкий, чутливий до низьких негативних температур, та складається з суміші аміачної селіт-

ри (52,5%) нітроефірів (9%), тротилу (7%), хлористого натрію або калію (30%), стеарату кальцію (1,5%) і (понад 100% рецептурного) колоїдної бавовни (0,13 – 0,15%) та соди (0,2 – 0,3%). ВР призначена для ведення підривних робіт у нафтових і озокеритових шахтах, небезпечних за випарами бензину і важких вуглеводнів. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3100 кДж/кг, швидкість детонації 2,8 – 3,2 км/с, щільність заряду 1,1 – 1,3 г/см³, бризантність 13 – 14 мм, працездатність 230 – 240 см³.

5.2.3. Інші ВР

Алюмотол – гранульований сплав тротилу з алюмінієвою пудрою. Добре детонує у воді, має негативний кисневий баланс, тому застосовується тільки на відкритих гірничих роботах у обводнених свердловинах на уступах, що добре провітрюються. Теплота вибуху 5280 кДж/кг, швидкість детонації – 5,5 – 6 км/с, працездатність – 420 – 440 см³, щільність – 1,1 г/см³, критичний діаметр – 5 – 10 мм.

Оксиліквіти – це пористі речовини (деревне борошно, сажа, торф, солома, тирса тощо), які просочені рідинним киснем. Життєздатність такої ВР мала (від 5 – 10 хвилин до 2 – 4 годин) з причини швидкого випарування рідинного кисню. Тому їх виготовляють на місцях виконання підривних робіт. Зараз вони дуже мало застосовуються. Теплота вибуху – 6700 – 9600 кДж/кг, швидкість детонації – 2 – 4 км/с, працездатність – 250 – 600 см³.

Порох чорний (димний) є механічною сумішшю 75% калієвої селітри, 10% сірки та 15% деревного вугілля. Ця ВР відрізняється відсутністю бризантних властивостей, тобто є металльною. Застосовується при видобутку штучного каменю (мармур, граніту великими монолітними блоками) та для виготовлення вогнепровідного шнуру. Чорний порошок дуже чутливий до тертя, удару та іскри. Він не детонує, а горить зі швидкістю до 400 м/с, насипна щільність складає 0,9 – 1 г/см³.

Хлоратні ВР виготовляють на основі солей хлорнуватої і хлорної кислот (хлорати і перхлорати калію, натрію, амонію) з домішками тротилу, нітрогліцерину і деревного борошна. Вони дуже чутливі до механічних дій, мають низьку працездатність (180 – 240 см³), тому практично не застосовуються.

5.4. Емульсійні вибухові речовини

Емульсійні ВР це однорідні суміші, в якості окислювача, як правило, містять пересичений водний розчин нітрату амонію з добавкою нітрату натрію або кальцію, рідше перхлоратів. Для підвищення вибухових характеристик можуть містити добавки бризантних ВР (гексоген) або солі азотної (хлорної) кислоти і органічних амінів (нітрати метиламіну, етілендіаміна тощо). Пальним слугують різноманітні синтетичні мастила, дизельне паливо, віск, парафін і т.д. Іноді використовуються синтетичні полімери та каучук. Для підвищення теплоти вибуху можуть містити до 15% алюмінію. Вміст води в готовій суміші становить 5 – 20%. Щільність готової суміші варіюється в межах 0,9 – 1,35 г/см³. Кисневий

баланс як правило нульовий або позитивний. За виглядом існують два типи емульсійних ВР: «мастило у воді» і «вода у мастилі». Склади типу «мастило у воді» (пряма емульсія) за складом і властивостям можна віднести до водоносичених ВР, вони теж містять загущувач і структурируючий агент, однак палиним компонентом є емульсія рідкого палива у водному розчині солей-окислювачів. Стабільність емульсії підтримується відповідним емульгатором. Склади типу «вода у мастилі» (зворотна емульсія), іменовані емулітами, це емульсія висококонцентрованого (пересичені) водного розчину солей окиснювача у вуглеводневому пальному. Зворотні емульсії мають кращу водостійкість ніж прямі емульсії, тому що мікрокраплі розчину окислювача оточені тонкою водонепроникною плівкою вуглеводневого пального. Ця плівка також певною мірою перешкоджає кристалізації нітратів, що збільшує життєздатність емульсії і дозволяє використовувати пересичені розчини і евтектичні суміші. Для всіх типів емульсійних ВР характерно однорідний розподіл компонентів за масою речовини і помітно більша (порівняно з найпростішими сумішами типу аміачна селітра – дизельне паливо) площа контакту окислювача і пального.

Ступінь чутливості емульсійних ВР варіюється додаванням сенсibilізуючих добавок, що представляють собою або мікрокульки (порожнисті кульки зі скла), або газогенеруючі добавки (хімічні речовини, які генерують газ при їх попаданні в емульсію). Мікрокульки або повітряні включення руйнуються під дією ударної хвилі від дії капсуля-детонатора. Руйнування посилює ударну хвилю і таким чином починається швидке вибухове горіння емульсії. Емульсійні ВР не містять вихідних матеріалів, що класифікуються як ВР, набувають вибухові властивості лише на кінцевій стадії виробництва, коли вводиться сенсibilізуюча добавка. Емульсійні ВР не чутливі до тертя, удару, вогню. Виробництво емульсійних ВР вкрай безпечно і найвищою мірою автоматизовано через їх високу технологічність. В залежності від рецептурного складу широке застосування надбали наступні емульсійні ВР – пореміти, гранеміти, сибиріти, анемікси, україніти, «ЕРА» та ін.

Пореміти – емульсійні ВР, які складаються з емульсії і газогенеруючої добавки, водного розчину нітрату натрію. До складу емульсії входить селітри аміачна і натрієва, нафтопродукти та вода.

Пореміт-1 емульсійна ВР, яка складається з суміші аміачної селітри (67%), натрової або кальцієвої селітри (14%), мазуту (7%) і води (12%). ВР призначена для ведення підривних робіт на відкритих гірничих роботах свердловинними зарядами при механізованому заряджанні сухих, осушених і обводнених свердловин. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 2894 – 3616 кДж/кг, швидкість детонації 4,9 – 5,2 км/с, щільність заряду 1,25 г/см³, бризантність 30 – 32 мм.

Пореміт-4А емульсійна ВР, яка складається з суміші аміачної селітри (64%), натрової або кальцієвої селітри (13%), емульгатору (2%), мазуту (5%), алюмінію (4%), води (12%) і (понад 100% рецептурного) нітрит натрію (0,1%). ВР призначена для ведення підривних робіт на відкритих гірничих роботах свердловинними зарядами при механічному заряджанні сухих, осушених і обводнених свердловин. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху

3654 кДж/кг, швидкість детонації 4,8 – 5,1 км/с, щільність заряду 1,3 г/см³.

Пореміт-8А емульсійна ВР, яка складається з суміші аміачної селітри (61%), натрової або кальцієвої селітри (13%), емульгатору (2%), мазуту (5%), алюмінію (8%), води (11%). ВР призначена для ведення підривних робіт на відкритих гірничих роботах свердловинними зарядами при механізованому заряджанні сухих, осушених і обводнених свердловин. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4368 кДж/кг, швидкість детонації 4,8 – 5,2 км/с, щільність заряду 1,3 г/см³.

Пореміт П-5А патронована емульсійна ВР, яка складається з суміші нітрату амонію (51 – 54%), нітрату кальцію (16 – 17%), води (11%), алюмінію (5%), мастила індустріального (2,5%), петролатуму (2,5%), емульгатору ПТ (3%) і мікросфери (5 – 9%). ВР призначена для ведення підривних робіт на відкритих гірничих роботах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3900 – 4300 кДж/кг, швидкість детонації 3,5 – 4,8 км/с, щільність заряду 1,3 г/см³.

Пореміт П-10А патронована емульсійна ВР, яка складається з суміші нітрату амонію (43%), нітрату кальцію (16 – 17%), води (11%), алюмінію (10%), масла індустріального (2,5%), петролатуму (2,5%), емульгатору ПТ (3%) і мікросфери (5%). Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4800 – 5000 кДж/кг, швидкість детонації 3,5 – 4,8 км/с, щільність заряду 1,3 г/см³.

Гранеміти представляють собою суміш дизельного палива з емульсією (30 – 50%) і гранульованої аміачної селітри або ігданіту в якості наповнювача. Вони, як правило, виготовляються на місці проведення підривних робіт, більш дешеві і мають підвищену щільність зарядження.

Гранеміт 30/70 емульсійна ВР, яка складається з суміші дизельного палива з емульсією (70%) і гранульованої аміачної селітри (30%). ВР призначена для виробництва підривних робіт на відкритих гірничих роботах у міцних гірських породах, а також складних гідрогеологічних умовах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3360 кДж/кг, швидкість детонації 4,9 – 5,2 км/с, щільність заряду 1,35 г/см³.

Гранеміт 50/50 емульсійна ВР, яка складається з суміші дизельного палива з емульсією (50%) і гранульованої аміачної селітри (50%). ВР призначена для виробництва підривних робіт на відкритих гірничих роботах у міцних гірських породах, а також складних гідрогеологічних умовах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3507 кДж/кг, швидкість детонації 4,8 – 5,2 км/с, щільність заряду 1,4 г/см³.

Гранеміт 70/30 емульсійна ВР, яка складається з суміші дизельного палива з емульсією (30%) і гранульованої аміачної селітри (70%). ВР призначена для виробництва підривних робіт на відкритих гірничих роботах у міцних гірських породах, а також складних гідрогеологічних умовах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3654 кДж/кг, швидкість детонації 3,5 – 4 км/с, щільність заряду 1,3 г/см³.

Сибірити промислові емульсійні ВР, що виготовляються у змішувально-зарядних машинах, призначених для зарядження механізованим способом.

Сибірит-1000 емульсійна ВР, яка складається з суміші аміачної селітри (78%), індустріального масла (5,5%), емульгатора (1%) і води (15,5%). В якості

сенсibilізатора використовують водний розчин нітриту натрію. Ця ВР призначена для заряджання механізованим способом глибоких свердловин з земної поверхні і висадження порід будь-якої міцності та ступеня обводнення, включаючи породи і руди, що містять сульфіді. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3050 кДж/кг, швидкість детонації 4,8 – 5,4 км/с, щільність заряду 0,8 – 1,25 г/см³.

Сибіріт-1200 емульсійна ВР яка складається з суміші емульсії «Сибіріту-1200» і газогенеруючої добавки (0,7 – 3%) понад 100% по відношенню до емульсії (75%) і суміші аміачної селітри з нафтопродуктом (25%). Ця ВР призначена для заряджання механізованим способом свердловин з земної поверхні і висадження порід будь-якої міцності та ступеня обводнення, включаючи породи і руди, що містять сульфіді. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 2580 кДж/кг, швидкість детонації 4,9 – 5,2 км/с, щільність заряду 0,8 – 1,25 г/см³, бризантність 30 – 32 мм.

Сибіріт СМ-2500 емульсійна ВР це однорідна суміш емульсійної ВР «Сибіріт-1200» (25%) і аміачної селітри, умасленою нафтопродуктом (75%). ВР призначена для підривного відбивання гірських порід, що не містять у своєму складі сульфіді, за винятком ділянок (вибоїв) з інтенсивним виділенням метану і схильних до загоряння вугілля або інших гірських порід, методом свердловинних зарядів на земній поверхні для сухих і осушених свердловин. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3623 кДж/кг, щільність заряду 0,8 – 1,15 г/см³.

Сибіріт СМ-5000 емульсійна ВР це однорідна суміш емульсійної ВР «Сибіріт-1200» (50%) і аміачної селітри, умасленою нафтопродуктом (50%). ВР призначена для підривного відбивання гірських порід, що не містять у складі сульфіді, за винятком ділянок (вибоїв) з інтенсивним виділенням метану і схильних до загоряння вугілля або інших гірських порід, методом свердловинних зарядів на земній поверхні для свердловин будь-якого ступеня обводнення. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3329 кДж/кг, щільність заряду 1 – 1,35 г/см³.

Сибіріт СМ-7500 емульсійна ВР це однорідна суміш емульсійної ВР «Сибіріт-1200» (75%) і аміачної селітри, умасленою нафтопродуктом (25%). ВР призначена для підривного відбивання гірських порід, що не містять у складі сульфіді, за винятком ділянок (вибоїв) з інтенсивним виділенням метану і схильних до загоряння вугілля або інших гірських порід, методом свердловинних зарядів на земній поверхні для свердловин будь-якого ступеня обводнення. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3028 кДж/кг, щільність заряду 0,9 – 1,25 г/см³.

Анемікси емульсійні ВР, які складаються з суміші емульсії і аміачної селітри. Наприкінці 2005 р. емульсійна ВР «Анемікс» першою в Україні отримала сертифікат відповідності, виданий Укрсепро, та призначена для заряджання свердловин на відкритих гірничих роботах будь-якого обводнення, пробурених у породах будь-якої міцності.

Анемікс 70 емульсійна ВР це однорідна суміш емульсії (70%) і аміачної селітри (30%). ВР призначена для ведення підривних робіт у породах будь-якої міцності на земній поверхні в свердловинах будь-якого обводнення. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3117 кДж/кг, швидкість детонації 4,8 – 5 км/с, щільність заряду 1,22 г/см³.

Анемікс 80 емульсійна ВР це однорідна суміш емульсії (80%) і аміачної селітри (20%). ВР призначена для ведення підривних робіт у породах будь-якої міцності на земній поверхні в свердловинах будь-якого обводнення. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3231 кДж/кг, швидкість детонації 5 – 5,1 км/с, щільність заряду 1,21 г/см³.

Україніти емульсійні ВР, які виготовляються безпосередньо на місці веденні підривних робіт, з речовин, які окремо не вибухають і призначена для підривання порід будь-якої міцності. Тому ВР безпечна у застосуванні, завдає мінімальної шкоди навколишньому середовищу.

Україніт-Д це суміш аміачної селітри (36,7%), кальцієвої селітри (39,8%), горючої фази (8,7%) і води (14,8%). ВР призначена для ведення підривних робіт на земній поверхні у породах середньої міцності і нижче, свердловинними зарядами при механізованому заряджанні сухих, осушених і обводнених свердловин. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3300 – 3400 кДж/кг, швидкість детонації 4,5 км/с, щільність заряду 1,05 – 1,2 г/см³.

Україніт-ПП це суміш аміачної і кальцієвої селітри (72%), сенсibilізатора – феросиліцій або кремній або їх суміші (7%), емульгатора з нафтопродуктом (8%) і води (13%). ВР призначена для механізованого заряджання сухих і обводнених свердловин, пробурених у породах будь-якої міцності. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4100 – 4400 кДж/кг, швидкість детонації 4,5 – 5 км/с, щільність заряду 1,6 – 1,62 г/см³.

Україніт-ПП-1 це суміш емульсійної композиції (93 – 96%) і промпродукту НМПП-4 (14,8%). ВР призначена для ведення підривних робіт на земній поверхні свердловинними зарядами при механізованому заряджанні сухих, осушених і обводнених свердловин. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4100 – 4400 кДж/кг, швидкість детонації 4,3 – 4,4 км/с, щільність заряду 1,45 – 1,65 г/см³.

Україніт-ПП-2 це суміш аміачної селітри (45,45%), кальцієвої селітри (30%), води (16%), дизельного палива (5,99%) і емульгатору (2,56%), та призначена для механізованого заряджання сухих і обводнених шпурів і свердловин, пробурених у породах будь-якої міцності. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3840 кДж/кг, швидкість детонації 4,8 – 5,3 км/с, щільність заряду 1,25 – 1,3 г/см³. *Україніт-ПП-2* виготовляють трьох марок – А, Б і В. *Україніт-ПП-2А* це механічна суміш емульсійної композиції, промпродукту НМПП-4 з додаванням у момент заряджання газогенеруючої добавки у кількості 1%. *Україніт-ПП-2Б* це механічна суміш емульсійної композиції (99%) з додаванням у момент заряджання газогенеруючої добавки у кількості 1%. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 2940 – 2960 кДж/кг, швидкість детонації 4,8 – 5 км/с, щільність заряду 1,1 – 1,41 г/см³. *Україніт-ПП-2В* це механічна суміш емульсійної композиції, гранульованої аміачної селітри з додаванням у момент заряджання газогенеруючої добавки у кількості 1%.

«*ЕРА*» наливні емульсійні ВР, які виготовляються і заряджаються на місцях застосування в спеціальних змішувально-зарядних машинах з наступним заряджанням у свердловини. Вибухові властивості суміш набуває після заряджання у свердловини (не менше ніж через 30 хв.). Ці ВР відносяться до I класу за умовами застосування і призначені для заряджання сухих і обводнених свер-

дловин на відкритих гірничих роботах при ведення підричних робіт.

«ЕРА-А» це суміш аміачної і кальцієвої селітри (75 – 95%), індустріального масла в суміші з вуглеводневим емульгатором (4,5 – 7%), технологічної добавки (1 – 2%) та води (10 – 15%). ВР призначена для заряджання сухих і обводнених свердловин на відкритих гірничих роботах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху ≥ 3500 кДж/кг, швидкість детонації $> 3,6$ км/с, щільність заряду $1,05 - 1,25$ г/см³.

«ЕРА-АL» це суміш аміачної і кальцієвої селітри (75 – 95%), індустріального мастила у суміші з вуглеводневим емульгатором (4,5 – 7%), алюмінієвого порошку ($< 2\%$), технологічної добавки (1 – 2%) і води (10 – 15%). ВР призначена для заряджання сухих і обводнених свердловин на відкритих гірничих роботах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху ≥ 4560 кДж/кг, швидкість детонації $> 4,5$ км/с, щільність заряду $1,05 - 1,25$ г/см³.

«ЕРА-АМ» це суміш аміачної і кальцієвої селітри, використовуваних у вигляді сухих компонентів і (або) розчинів (75 – 95%), індустріального мастила у суміші з вуглеводневим емульгатором (4,5 – 7%), технологічної добавки (1 – 2%) і води (10 – 15%). ВР призначена для заряджання сухих і обводнених свердловин на відкритих гірничих роботах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху ≥ 3485 кДж/кг, швидкість детонації > 4 км/с, щільність заряду $1,05 - 1,25$ г/см³.

5.5. Запобіжні вибухові речовини та методи їх випробувань

Атмосфера багатьох підземних виробок вміщує горючі гази і пил, які при певних концентраціях у повітрі створюють з ним вибухові суміші. Наприклад, у вугільних шахтах виділяється метан і водень; в озокеритових – пари бензину і сірководень; у мідно-колчеданових і сірчаних рудниках створюється сірчаний пил. Вибухонебезпечні концентрації деяких горючих газів і пилу у суміші із повітрям: метан – 4,5 – 14,2% (за об'ємом); пари бензину – 0,32 – 7%, водень – 4 – 72%; вугільний пил – 10 – 600 г/м³; сірчаний пил – 5 – 1000 г/м³.

Про ступінь вибухонебезпечності газоповітряних і пило-повітряних сумішей судять за *температурою спалаху* (температурі, при якій виникає спалах протягом повного проміжку часу) і *затримки спалаху* (час з моменту появи вогнища нагріву до моменту спалаху). Чим нижча температура спалаху і менша затримка спалаху, тим більша вибухонебезпечна суміш. Наприклад, температура спалаху суміші, яка вміщує 6,5% метану (СН₄) дорівнює 650°C. На чутливість метаноповітряної суміші для нагріву впливають домішки деяких газів та розпилені тверді речовини. Так окис вуглецю (СО), двоокис азоту (NO₂) і кисень підвищують чутливість метаноповітряних сумішей, а азот і вуглекислота – зменшують.

Спалах метаноповітряних сумішей звичайно відбувається із деякою затримкою, яка залежить від температури нагріву. Величина затримки спалаху (чи величина індукції) з підвищенням температури джерела нагріву зменшується. Наприклад, для суміші, яка вміщує 6,5% метану, при 650°C спалах відбувається через 10 с після появи джерела нагріву; при 750°C – через 1,8 с; при 800°C – через 0,5 с; при 2000°C – практично миттєво.

Безпосередніми причинами, що викликають спалах метаноповітряної суміші при підрильних роботах можуть бути: повітряна ударна хвиля, розжарені чи горючі продукти вибуху і паперові патрони, а також нагріті газоподібні продукти вибуху. При вибуху заряду ВР у атмосфері вибою виробки перш за все проходить ударна хвиля, яка викликає стиснення повітряного середовища і підвищення його температури за фронтом хвилі. Потім у атмосферу проникають із шпурів і зруйнованої породи газоподібні продукти вибуху, що мають високу температуру. Окрім того, газами вибуху з шпурів викидаються інколи розжарені частки вугілля, паперова оболонка патронів, що горить, частки самої ВР, що горять, бо не встигли перетерпіти вибухове перетворення. Таким чином при вибуху зарядів виникає низка складних комбінацій збудників вибуху метаноповітряної суміші.

5.5.1. Вимоги до запобіжних ВР

1. Запобіжні ВР повинні мати невелику теплоту вибуху, не більше 3400–3800 кДж/кг. З метою зниження спалахуючої спроможності у склад запобіжних ВР вводять полум'ягасники (поварена сіль, хлорид калію тощо). Якщо за умовами застосування потрібно ввести до складу ВР велику кількість полум'ягасника, то його розміщують на периферії заряду у вигляді так званої запобіжної оболонки товщиною 3 – 5 мм.

2. Запобіжні ВР повинні добре детонувати, щоб виключити можливість неповного вибуху чи вигорання заряду з викидом зі шпуру гарячих часток ВР. Для забезпечення повної детонації до складу ВР вводять дуже чутливі вибухові компоненти, а заряди виготовляють діаметром, який забезпечує повноту детонації у шпурах.

3. Запобіжні ВР повинні мати нульовий чи невеликий позитивний кисневий баланс, щоб звести до мінімуму створення газів, які сприяють спалаху метаноповітряної суміші у вибої (CO , H_2 , O_2 , NO_2).

5.5.2. Методи випробувань запобіжних ВР

Поза загальними іспитами запобіжні ВР додатково перевіряють на відколках відповідних газоповітряних чи пило-повітряних сумішей. Испити проводять у наземному сталевому дослідному штреку, який є сталеву трубою діаметром 1200 – 1500 мм, що відкрита з одного кінця. Інший кінець труби має днище з отвором, до якого підкочують на візку мортиру із розсвердленим у ній каналом діаметром 55 мм і глибиною 900 мм.

При іспитах з газу у каналі мортири розміщують заряд ВР масою 600 г, після чого канал мортири затуляють глиняною пробкою товщиною 10 мм. У цьому ж кінці труби відділяють діафрагмою об'єм у 10 м^3 , куди вводять метаноповітряну суміш із найбільш небезпечною концентрацією метану, що дорівнює 9,5%. ВР вважається запобіжною, якщо при десятикратному іспиті вибуху метаноповітряної суміші не буде жодного разу.

При іспитах ВР на вибухобезпечність з пилу виконують наступне. Просіяний через сито (6400 отворів на 1 см²) вугільний пил у кількості 3 кг розміщують у стволі вуглерозпилюючої мортири зверху заряду ВР масою 50 г. При вибуху цього заряду вугільний пил розсівається у штреку, створюючи вибухонебезпечну пило-повітряну атмосферу. ВР вважається запобіжним, якщо при десятиразовому іспиті шляхом підриву у такій атмосфері заряду масою 700 г не виникає жодного вибуху пило-повітряної суміші.

ВР, які витримали іспити у дослідному штреку, будуть безпечні тільки при дотриманні таких умов:

1. Заряд ВР не повинен бути завищений за масою, тобто достатнім для виконання призначеної йому роботи і не більше того;
2. Вільна від заряду частина шпуру повинна бути щільно забита забивкою;
3. Утримання метану у атмосфері близько вибою та на відстані не менше 20 м від нього не повинне перевищувати 1%;
4. Заряди ВР повинні розташовуватися на відстанях між собою та до оголеної поверхні, які не перевищують максимально допущених за «Правилами безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення».



Питання для самоконтролю

1. Як класифікують вибухові хімічні з'єднання?
2. Які ВР належать до азотнокислих ефірів спиртів та клітковини?
3. Які ВР належать до нітроз'єднань ароматичного ряду?
4. Де використовуються вибухові хімічні з'єднання?
5. Як класифікують промислові вибухові механічні суміші?
6. Які ВР належать до аміачно-селітрених?
7. Які ВР належать до нітроефірових?
8. Які ВР належать до емульсійних?
9. Де застосовуються механічні вибухові суміші?
10. Які небезпечні фактори існують при веденні підривних робіт у підземних виробках?
11. За якими характеристиками судять про вибухонебезпечність газоповітряних сумішей?
12. У чому полягають засоби створення запобіжних ВР?
13. Де проводять іспити запобіжних ВР?
14. Як проводять іспити ВР з газу?
15. Як проводять іспити ВР з пилу?



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 5

1. Буллер, М.Ф. Промислові вибухові речовини [Текст] / М.Ф. Буллер. – Суми: Вид-во СумДУ, 2009. – 226 с.
2. Дубнов, Л.В. Промышленные взрывчатые вещества [Текст] / Л.В. Дубнов, Н.С. Бахаревич, А.И. Романов. – М.: «Недра», 1988. – 358 с.
3. Комащенко, В.И. Взрывные работы [Текст] / В.И. Комащенко, В.Ф. Носков, Т.Т. Исмаилов. – М.: Высш. шк., 2007. – 439 с.
4. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: учебник [Текст] / Б.Н. Кутузов. – М.: Горная книга, 2009. – 471 с.
5. Кутузов, Б.Н. Технология и безопасность изготовления и применения взрывчатых веществ на горных предприятиях [Текст] / Б.Н. Кутузов, Г.А. Нишпал. – М.: МГГУ, 2004. – 246 с.
6. Лукьянов, В.Г. Взрывные работы [Текст] / В.Г. Лукьянов, В.И. Комащенко, В.А. Шмурыгин. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2008. – 402 с.
7. Норов, Ю.Д. Буровзрывные работы на открытых разработках. [Текст] / Ю.Д. Норов, П.А. Шеметов – Навоий.: НГГИ, 2007. – 237 с.
8. Носков, В.Ф. Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках: учебник [Текст] / В.Ф. Носков, В.И. Комащенко, Н.И. Жабин. – М.: Недра, 1982. – 321 с.
9. Поздняков, З. Г. Справочник по промышленным взрывчатым веществам и средствам взрывания [Текст] / З.Г. Поздняков, Б.Д. Росси. – М.: «Недра», 1977. – 253 с.
10. Светлов, Б.Я. Теория и свойства промышленных взрывчатых веществ [Текст] / Б.Я. Светлов, Н.Е. Яременко. – М.: «Недра», 1973. – 208 с.
11. Симанович, Г.А. Руйнування гірських порід вибухом: навч. посібник [Текст] / Г.А. Симанович, В.П. Меліхов. – Дніпропетровськ: НГУ, 2003. – 116 с.
12. Соболев В.В. Технология и безопасность выполнения взрывных работ: учебник [Текст] / В.В. Соболев. – Д.: НГУ, 2008. – 164 с.
13. Талин, Д.Д. Физико-химические свойства взрывчатых веществ, порохов и твердых ракетных топлив [Текст] / Д.Д. Талин. – Пермь: Изд-во Перм. гос. техн. ун-та, 2007. – 274 с.
14. Таранов, П.Я. Разрушение горных пород взрывом: учебник [Текст] / П.Я. Таранов, А.Г. Гудзь. – М.: Недра, 1976. – 253 с.
15. Шевцов, М.Р. Руйнування гірських порід вибухом [Текст] / М.Р. Шевцов, П.Я. Таранов, В.В. Левіт, О.Г. Гудзь. – Донецьк: ДонНТУ, 2003. – 248 с.

6. СПОСОБИ І ЗАСОБИ ВИСАДЖЕННЯ ЗАРЯДІВ ПРОМИСЛОВИХ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН

6.1. Вогневе висадження

До засобів вогневого висадження відносяться: капсулі-детонатори, вогнепровідні шнури (ВШ) і засоби запалювання вогнепровідного шнуру. Капсуль-детонатор служить для ініціювання вибуху заряду ВР і являє собою гільзу з щільного паперу чи металу (мідь, латунь, алюміній) з товщиною стінки 0,12 – 0,2 мм, діаметр гільзи 6,8 – 7 мм, довжина 47 – 51 мм (рис.6.1). У гільзу запресовують спочатку 1 г вторинної ініціюючої ВР (тетрил, тен чи гексоген), а потім первинну ініціюючу ВР (0,3 – 0,5 г гримучої ртуті або 0,2 г азиду свинцю і 0,1 г тенересу). Заряд первинної ініціюючої ВР береться таким, щоб збудити вибух вторинної ініціюючої ВР. Заряд вторинної ініціюючої ВР (1 г) підібраний виходячи з умов безвідмовного висадження зарядів промислових порошкоподібних ВР. Для посилення ініціюючої дії торець капсуля-детонатора виготовлений у вигляді кумулятивного поглиблення.

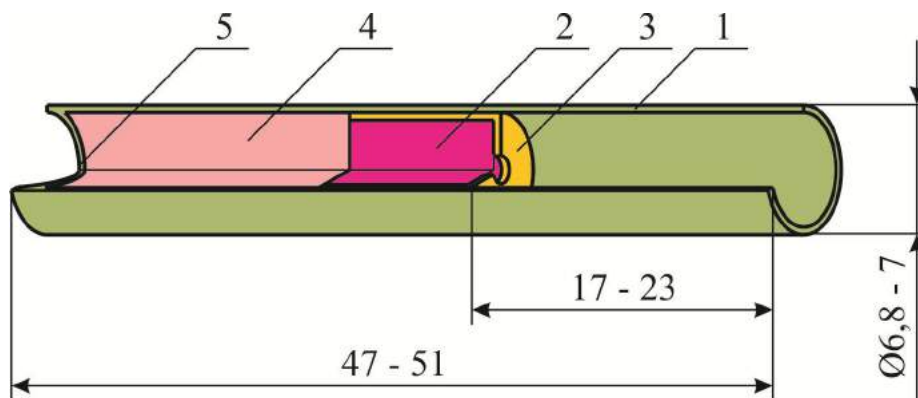


Рис. 6.1. Конструкція капсуля-детонатора: 1 – гільза; 2 – первинна ініціююча ВР; 3 – чашечка; 4 – вторинна ініціююча ВР; 5 – кумулятивне поглиблення

У залежності від виду ініціюючих ВР, якими споряджені капсулі-детонатори, вони мають назви: азидотетрилові (в алюмінієвій чи паперовій гільзі), гремучертутнотетрилові (у мідній чи паперовій гільзі), азидотенові та ін. Заряд первинної ініціюючої ВР прикривається металевою чашечкою та запресовується у гільзу. Чашечка має отвір діаметром 2 – 2,5 мм, крізь який до первинного ініціюючого ВВ проникає полум'я від палаючого вогнепровідного шнура. У даний час застосовують капсулі-детонатори № 8М у мідній гільзі, № 8А – в алюмінієвій і № 8Б – у паперовій.

Вогнепровідний шнур (ВШ) слугує для передачі іскор вогню на деяку відстань для поширення вибуху первинної ініціюючої ВР у детонаторах чи для запалення порохових зарядів. Вогнепровідний шнур це пресована з димного пороху серцевина з направляючими нитками, загорнена в нитяне обплетення з гідроізолюючими прошарками (рис.6.2). Діаметр вогнепровідного шнуру дорів-

нює 5 – 6 мм. За технічними умовами відрізок ВШ довжиною 60 см повинен згоряти за 60 – 69 секунд.

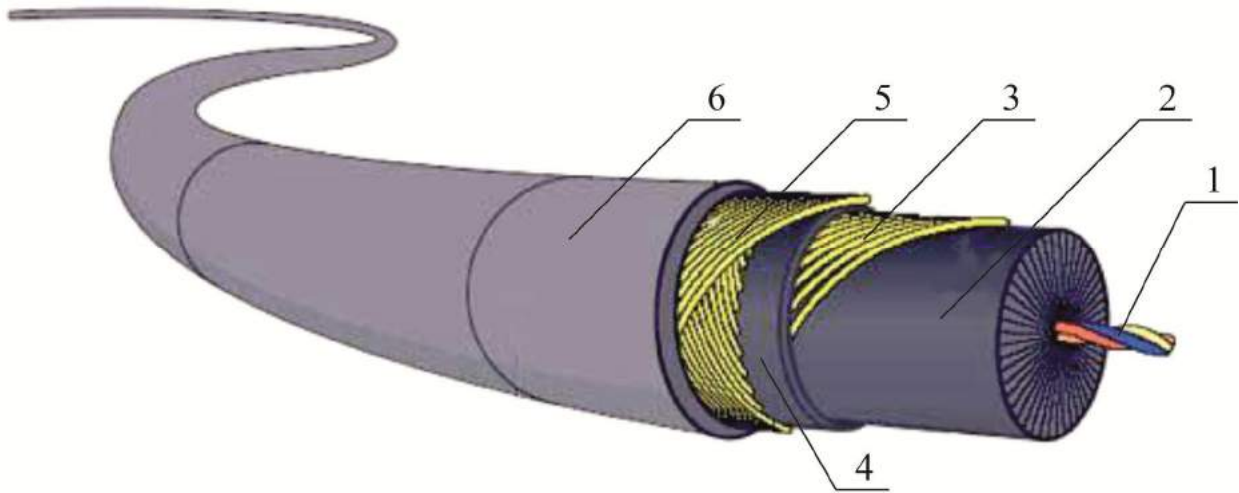


Рис. 6.2. Конструкція вогнепровідного шнуру: 1 – направляючі нитки; 2 – димний порошок; 3 – внутрішнє обплетення; 4 – шар асфальту; 5 – двошарове зовнішнє обплетення; 6 – зовнішній шар асфальту або пластику

Для підривних робіт допущені такі види вогнепровідних шнурів: ОШ-А – асфальтований, для застосування у вологих і сухих вибоях; ОШ-ДА – подвійний асфальтований, для вологих вибоїв; ОШ-П – пластиковий, для вибоїв, вкритих водою. Для запалювання вогнепровідного шнура застосовуються спеціальні засоби запалювання: запальний гніт, запалювальна свічка, запальний патрон.

Запальний гніт – це пучок бавовняних чи льняних ниток, просочений розчином калієвої селітри і покритий зверху обплетенням з бавовняних кручених ниток. Діаметр гніту 6 – 8 мм. Жевріє він зі швидкістю 0,4 – 1 см/хв.

Запалювальна свічка – паперова гільза діаметром 10 мм, довжиною 170 – 200 мм, наповнена з одного кінця на 2/3 довжини пальним складом, а з іншого кінця на довжину близько 50 мм – інертною речовиною.

Запальний патрон призначений для одночасного підпалювання декількох відрізків ВШ і є відкритим з одного кінця гільзи з щільного парафінованого паперу довжиною 5 – 10 см і діаметром 2 – 4 см (у залежності від кількості відрізків ВШ, що вводяться в патрон). Пучок відрізків ВШ, що одночасно підпалюються, вводять у відкритий кінець гільзи до упору у дно і закріплюють шпагатом. На дні гільзи поміщений тонкий шар (2 – 3 мм) запалювальної суміші, що складається з 85% порошу, 5% каніфолі і 10% парафіну. Для запалювання цієї суміші в дно гільзи уставляють відрізок ВШ довжиною 15–25 см. Запальні патрони випускають п'яти номерів: на 7,5 – 12, 13 – 19, 20 – 27, 28 – 37 відрізків ВШ. Вогневе висадження зарядів ВР застосовується на кар'єрах і в шахтах, безпечних з газу чи пилу у виробках з кутом нахилу до 30°. У підземних умовах допускається підривати за один прийом не більш 16 зарядів, а при застосуванні запальних патронів їх кількість повинна бути не більше 10 шт. Порядок вико-

нання робіт наступний. Спочатку виготовляються запальні і контрольні трубки. *Запальна трубка* – це капсуль-детонатор, з'єднаний з відрізком ВШ. Довжина ВШ устанавлюється в такий спосіб: шнур повинен виходити зі шпуру не менше ніж на 25 см; мінімальна довжина самого короткого відрізка ВШ за вимогами «Правил безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення» повинна бути не менше 1 м. *Контрольна трубка* – відрізок ВШ, з'єднаний з капсулем-детонатором; при цьому відрізок ВШ робиться не менше ніж на 60 см коротше самого короткого відрізка ВШ запальної трубки. Запальні і контрольні трубки виготовляються підривною у спеціальному приміщенні при складі ВР.

На місці виробництва підривних робіт виготовляють патрони-бойовики, тобто кожну запальну трубку вставляють у патрон вибухової речовини і закріплюють у ньому. Далі роблять зарядку і забиття шпурів чи свердловин відповідно до паспорту буропідривних робіт. Після цього виконують запалювання відрізків ВШ запальними гнітами чи запалювальними свічками. Підрильник насамперед підпалює контрольну трубку, а потім приступає до підпалювання запальних трубок. При вибуху детонатора контрольної трубки підрильник припиняє підпалювання і йде в укриття. Достоїнства вогневого висадження – простота і низька вартість підривних робіт. Недоліки: підвищена небезпека виконання робіт у порівнянні з іншими способами висадження, тому що підрильник знаходиться безпосередньо біля зарядів ВР; неможливість одержання точних інтервалів уповільнення; неможливість контролю справності засобів висадження; утворення великої кількості отруйних газів при згорянні ВШ.

Довжина відрізка ВШ для однієї запальної трубки з урахуванням, що відрізок ВШ повинен виступати з шпуру або свердловини не менш чим на 25 см

$$l_m = (n_{ви} \cdot t_3 + t_6) \cdot v_{ви}, \text{ м}, \quad (6.1)$$

де $n_{ви}$ – число відрізків ВШ, запалювальними підривною за один прийом, шт.;

t_3 – час запалювання одного відрізка ВШ, що дорівнює 5 – 10 с;

t_6 – час відходу підрильника в укриття або безпечне місце, що дорівнює ≥ 60 с;

$v_{ви}$ – швидкість горіння ВШ, що дорівнює 0,01 м/с.

Довжина відрізка ВШ однієї контрольної запальної трубки

$$l_k = l_m - t_6 \cdot v_{ви}, \text{ м}. \quad (6.2)$$

За умовами безпеки довжина відрізка ВШ контрольна запалювальна трубка повинна бути не менш чим на 60 см коротша в порівнянні зі шнурами використовуваних запальних трубок.

$$l_k = l_m - 0,6, \text{ м}. \quad (6.3)$$

Згідно правил безпеки при підривних роботах довжина відрізка кожної запальної трубки повинна бути не менше 1 м і не більше 10 м. При трубках довжиною більше 4 м приймаються дубльовані запальні трубки, які повинні запалюватися одночасно.

Максимальне число ініційованих зарядів при вогневому висаджуванні

$$n_{вш} = \frac{l_m - t_e}{t_3} \cdot v_{вш}, \text{ шт.} \quad (6.4)$$

Витрати ВШ на висаджування серії зарядів

$$L_{вш} = l_m \cdot n_{вш} + l_k + 0,1 \cdot n_{кр} + l_o \cdot n_{кр}, \text{ м,} \quad (6.5)$$

де $n_{кр}$ – число кругів ВШ, які витрачають на виготовлення запальних трубок, рівне $0,1 = 2 \cdot 0,05$ м – згідно правил безпеки від кожного круга ВШ, призначеного для виготовлення запальних і контрольних трубок, з обох його кінців повинно бути відрізано по 5 см;

l_o – остаток ВШ від кожного круга, м.

Число кругів ВШ, які використовуються для виготовлення запальних трубок встановлюються, виходячи з наступних умов. ВШ випускається відрізками довжиною 10 м. Від кожного круга відрізається, як було вказано вище, від обох кінців по 5 см. Тобто, на виготовлення запальних трубок від кожного кругу йде 9,9 м.

Кількість запальних трубок з одного круга

$$n_m = \frac{9,9}{l_m}, \text{ шт.} \quad (6.6)$$

Отримане n_m округляємо до ближчого меншого цілого числа.

Число кругів ВШ на виготовлення запальних трубок

$$n_{кр} = \frac{n_{вш}}{n_m}, \text{ шт.} \quad (6.7)$$

При використанні запальних трубок довжиною більше 4 м, отримане $n_{кр}$, а також перший член у формулі (6.5) треба помножити на 2.

6.2. Електровогневе висадження

Електровогневе висадження – спосіб вогневого підривання, при якому ВШ запальної трубки ініціюються за допомогою електричних засобів. Застосовується, головним чином, при підриванні шпурових і накладних зарядів на відкритих і підземних гірничих роботах (крім шахт небезпечних з газу або пилу), при геологорозвідувальних роботах і в будівництві у тих випадках, коли відхід підричників з якихсь причин утруднений або неможливий.

До засобів електровогневого висадження відносяться: електрозапальвальні патрони (ЕЗП-Б) і електрозапальвачі (ЕЗОШ-Б). Електрозапальвальний патрон ЕЗП-Б призначений для електричного запалювання пучка відрізків ВШ (рис. 6.3). Він за конструкцією подібний до запального патрона, тільки замість ВШ для запалення запального складу використовують електрозапальвач 5, що складається з містка розжарювання (ніхромовий дріт) і нанесеного на нього легкоспалахуючого складу, що дає могутній промінь вогню.

Електрозапальвач ЕЗОШ-Б призначений для запалювання вогнепровідного шнуру у сухих умовах. На відміну від електрозапальвального патрону його діаметр розрахований на з'єднання з одним відрізком ВШ, тому ЕЗОШ-Б не мі-

стить запального складу 4, тому що один відрізок ВШ легко запалюється безпосередньо від електрозапалювача (рис.6.3). При монтажі вибухової мережі електрозапалювач скріплюють з ВШ обтисненням на ньому кінця гільзи, який виконаний у вигляді сталеві втулки.

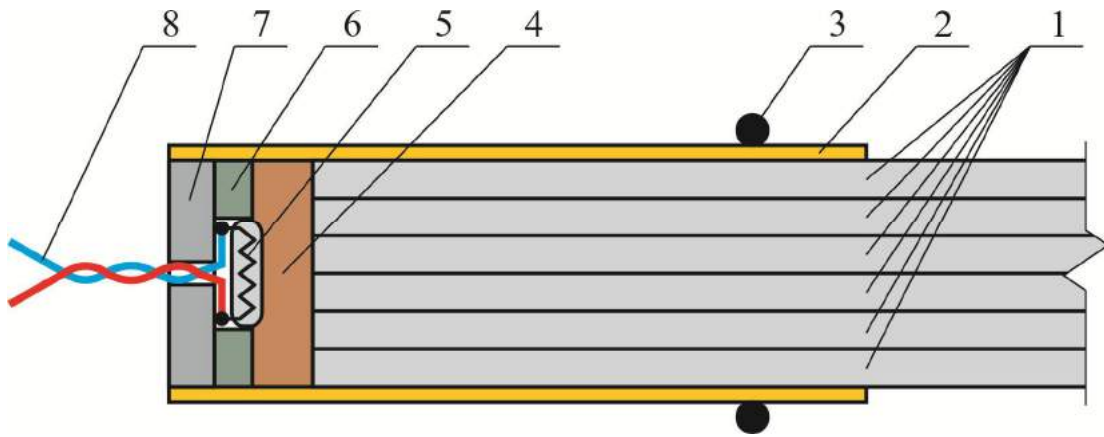


Рис. 6.3. Конструкція електрозапального патрону: 1 – відрізки ВШ; 2 – паперова гільза; 3 – шпагат; 4 – запальний склад; 5 – електрозапалювач; 6 – вкладиш з отвором; 7 – дно гільзи; 8 – вивідні електропроводи

Електровогневий спосіб висадження застосовується у вертикальних, похилих і горизонтальних виробках шахт, безпечних з газу чи пилу і на відкритих роботах. Висадження зарядів виконують запальними трубками, для підпалювання яких застосовують електрозапалювачі чи електрозапальні патрони. На рис. 6.4, а показана схема мережі електровогневого підриву при невеликій кількості зарядів ВР, що одночасно підриваються. При великій кількості густо розташованих зарядів ВР, крім основного електрозапального патрону, застосовують проміжні (групові) запальні патрони (рис. 6.4, б).

Наведений спосіб висадження має такі переваги: підривання виконують на відстані, яке віддалене від місця вибуху, що підвищує безпеку робіт; спосіб дає можливість підривати заряди з певним інтервалом уповільнення.

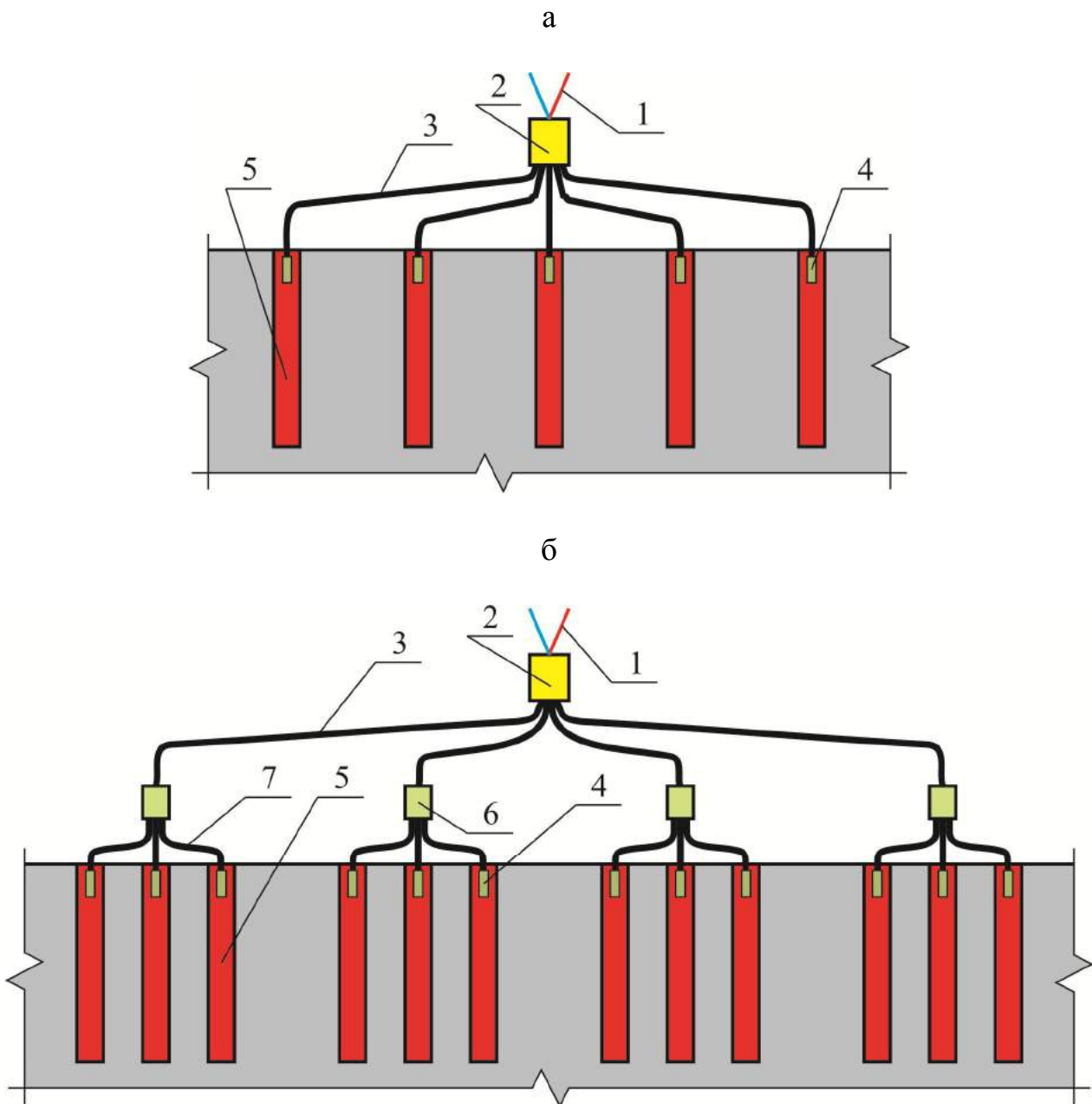


Рис. 6.4. Схема мережі електровогневого висадження до 30 – 40 зарядів (а) та більш 30 – 40 зарядів (б): 1 – електропроводи; 2 – електрозапалювальний патрон; 3 – ВШ; 4 – капсуль-детонатор; 5 – заряд ВР; 6 – запальний патрон; 7 – ВШ

6.3. Електричне висадження

Цей спосіб застосовується в будь-яких умовах ведення підривних робіт, у тому числі, у шахтах, небезпечних з газу і пилу й у важкодоступних об'єктах висадження. До засобів електричного висадження відносяться: електродетонатори (ЕД), джерела струму, електропроводи і контрольно-вимірювальна апаратура. ЕД іменується капсуль-детонатор, з'єднаний з електрозапалювачем.

Електрозапалювач складається з містка розжарювання, запалювальної голівки і двох ізольованих електропроводів (як правило, мідних) довжиною 1,5 –

3 м, діаметром 0,5 – 0,8 мм, що звиті разом на довжині 5 – 10 см (рис. 6.5). Їхні кінці на 5 – 10 мм очищені від ізоляції і розведені у вигляді вилочки, до кінців якої припаяний металевий волосок, що зветься містком розжарювання. Довжина містка 2 – 4 мм, діаметр 30 – 50 мкм, матеріал – ніхром (сплав нікелю з хромом), рідше – константан (сплав міді з нікелем). Місток і зачищена частина вилочки покриті запалювальною голівкою, що є легкозаймистим твердим складом, який дає при згорянні могутній промінь вогню. Електрозапалювач закріплюється у дульці капсуля-детонатора пластиковою пробкою й обтисненій гільзою.

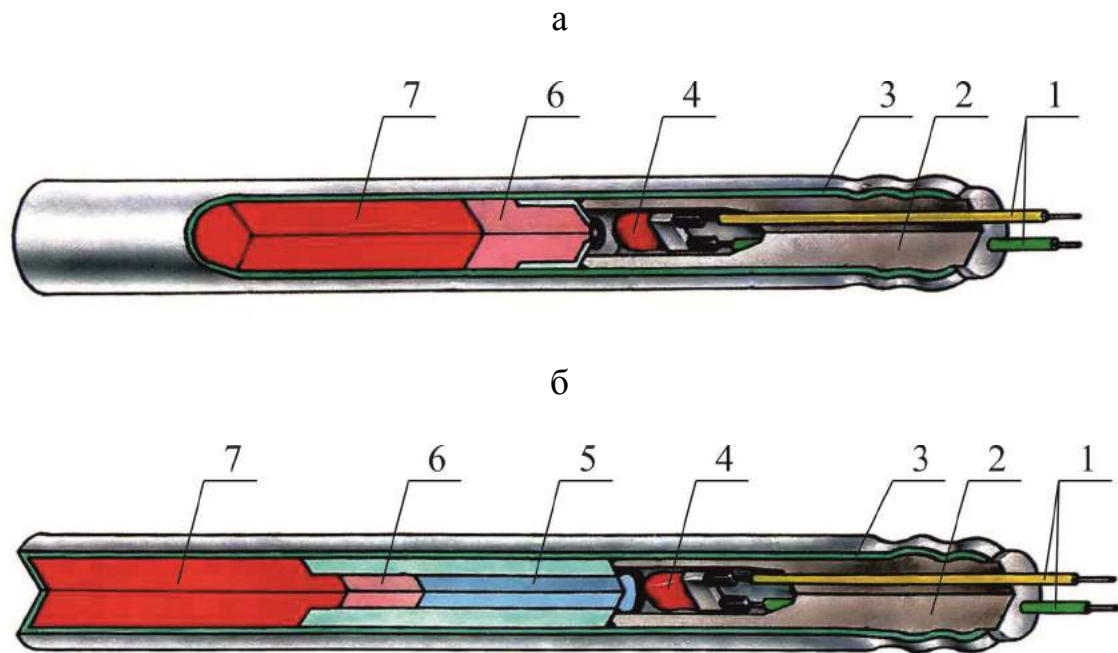


Рис. 6.5. Конструкція електродетонатора миттєвої (а) і уповільненої (б) дії: 1 – проводи; 2 – пластмасова пробка; 3 – металева гільза; 4 – електрозапальник; 5 – уповільнюючий склад; 6 – ініціюючі ВР; 7 – бризантне ВР

Такий електродетонатор називається електродетонатором миттєвої дії (рис. 6.5, а). У даний час для гірничої промисловості випускаються такі електродетонатори миттєвої дії: незапобіжні ЕД-8-Е і ЕД-8-Ж; запобіжні ЕД-8-ПМ (на гільзу наноситься запобіжна оболонка товщиною 0,12 мм із полум'ягасника).

Електродетонатори уповільненої дії (ЕДЗД) відрізняються від електродетонаторів миттєвої дії тим, що між електрозапалювачем і первинною ініціюючою ВР розміщений стовпчик уповільнюючого складу (суміш свинцевого сурику, хромовоокислого свинцю і феросиліцію) (рис. 6.5, б). Величина часу уповільнення залежить від товщини стовпчика уповільнювача, його складу і щільності. Електродетонатори уповільненої дії випускають дев'яти ступеней уповільнення (0,5; 0,75; 1; 1,5; 2; 4; 6; 8 і 10 с) з відповідним маркуванням (ЕДЗД-7, ЕДЗД-8, ЕДЗД-9, ..., ЕДЗД-15). До дротів електродетонатора прикріплюється бирка зі ступенем уповільнення.

Електродетонатори короткоуповільненої дії (ЕДКЗ) відрізняються від ЕДЗД складом сповільнювача (суміш свинцевого сурику, сілікокальцію і феросиліцію). Незапобіжні ЕДКЗ випускаються двох марок: ЕДКЗ-25 і ЕДКЗ-15. ЕДКЗ-25 мають шість ступіней уповільнення (25, 50, 75, 100, 150 і 250 мс). ЕДКЗ-15 мають тридцять ступіней уповільнення: 1 – 10 ступені – через 15 мс, 11 – 15 – через 25 мс, 16 – 30 – через 50 мс. Номенклатура електродетонаторів наведена в табл. 6.1 і 6.2.

Таблиця 6.1

Інтервали уповільнення електродетонаторів, призначених для підривних робіт у шахтах, небезпечних з газу або пилу

Найменування ЕД					
ЕДКЗ-ПМ		ЕДКЗ-ПК		ЕДКЗ-ПКМ	
час спрацьовування, мс	ступінь уповільнення	час спрацьовування, мс	ступінь уповільнення	час спрацьовування, мс	ступінь уповільнення
4	0	4	–	4	–
15	1ПМ	20	1ПК	20	1М
30	2ПМ	40	2ПК	40	2М
45	3ПМ	60	3ПК	60	3М
60	4ПМ	80	4ПК	80	4М
80	5ПМ	100	5ПК	100	5М
100	6ПМ	125	6ПК	125	6М
120	7ПМ	150	7ПК	150	7М
25	1П	175	8ПК	175	8М
50	2ПМ	200	9ПК	200	9М
75	3ПМ	–	–	–	–
100	4ПМ	–	–	–	–
125	5ПМ	–	–	–	–

Таблиця 6.2

Інтервали уповільнення електродетонаторів, призначених для підривних робіт у шахтах, безпечних з газу або пилу

Найменування ЕД							
ЕД-8Е (ЕД-8Ж)		ЕД-3Н		ЕД-3Д		ЕД-1-8Т (ЕД-1-3Т)	
час спрацьовування, мс	ступінь уповільнення	час спрацьовування, мс	ступінь уповільнення	час спрацьовування, мс	ступінь уповільнення	час спрацьовування, мс	ступінь уповільнення
1	2	3	4	5	6	7	8
4	–	20	1Н	25	1	4	0
–	–	40	2Н	50	2	20	1

1	2	3	4	5	6	7	8
–	–	60	3Н	75	3	40	2
–	–	80	4Н	100	4	60	3
1	2	3	4	5	6	7	8
–	–	100	5Н	150	5	80	4
–	–	120	6Н	200	6	100	5
–	–	140	7Н	500	7	120	6
–	–	160	8Н	750	8	140	7
–	–	180	9Н	1000	9	160	8
–	–	200	10Н	1500	10	180	9
–	–	225	11Н	2000	11	200	10
–	–	250	12Н	–	–	225	11
–	–	275	13Н	–	–	250	12
–	–	300	14Н	–	–	275	13
–	–	350	15Н	–	–	300	14
–	–	400	16Н	–	–	350	15
–	–	450	17Н	–	–	400	16
–	–	500	18Н	–	–	450	17
–	–	600	19Н	–	–	500	18
–	–	700	20Н	–	–	600	19
–	–	800	21Н	–	–	700	20
–	–	900	22Н	–	–	800	21
–	–	1000	23Н	–	–	900	22
–	–	–	–	–	–	1000	23
–	–	–	–	–	–	1500	24
–	–	–	–	–	–	2000	25

Як джерело струму для електричного способу висадження зарядів можуть бути використані підривні машинки, освітлювальні і силові електромережі, пересувні електростанції. Найбільш зручними джерелами струму є підривні машинки. Інші джерела струму застосовуються, коли підривні машинки не можуть послати у підривні мережу необхідний імпульс струму. Існують чотири типи підривних машинок: магнітоелектричні, динамоелектричні, конденсаторні, високочастотні.

Найбільше поширення одержали конденсаторні підривні машинки, у яких джерелом струму служить заряджений конденсатор. Принцип дії цих машинок полягає у відносно повільному (10 – 20 с) накопиченні в конденсаторі електричної енергії, одержуваної в процесі зарядки від малопотужного первинного джерела струму, і швидкій віддачі запасеної конденсатором енергії у підривну мережу. У залежності від типу первинного джерела струму розрізняють індукторні, акумуляторні і батарейні конденсаторні підривні машинки (табл. 6.3).

Конденсаторні підривні машинки

Тип	Марка	Кількість електродетонаторів, що підриваються одночасно, шт.
Індукторні	ВМК-1/35	50
	ВМК-3/50	100
	ВМК-1/100	100
	ВМК-500	800
	КПМ-1	100
	КПМ-2	300
	КПМ-3	200
Акумуляторні	ВМА-50/100	100
	ВМА-100/200	200
Батарейні	БКВМ-1/30	30
	БКВМ-1/50	80
	КВП-1/100	100
	БВП-1	70

Уся контрольно-вимірювальна апаратура за конструкцією розділяється на прилади зі стрілочним індикатором і прилади зі світловим чи звуковим індикатором. Прилади зі стрілочним індикатором дають числові значення опору електропідривних ланцюгів, а прилади другого типу дозволяють визначити тільки справність вибухового ланцюга за спалахом лампочки чи звуку.

Лінійний вибуховий місток ЛМ-48 призначений для виміру опору електродетонаторів і електропідривних ланцюгів у межах від 0,2 до 5000 Ом. Випробувач підривного ланцюга ІВЦ-2 (прилад з акустичною індикацією) дозволяє визначити справність електричного ланцюга при його опорі до 5000 Ом. Для перевірки справності конденсаторних підривних машинок (контролю величини імпульсу струму) призначені прилади ПКВИ-3 і ІВМ-1.

Для монтажу електропідривних ланцюгів застосовуються ізольовані мідні, алюмінієві чи сталеві луджені дроти. Сполучні і вивідні дроти мають діаметр струмопровідної жили 0,5 – 0,8 мм, а магістральні – більше 1 мм. При проходці вертикальних стволів шахт у якості магістральних дротів застосовується дво-жильний чи чотирижильний кабель типу ГРШС, який звичайно доводять тільки до запобіжного полку щоб уникнути його ушкодження при вибуху.

Порядок виконання підривних робіт при електричному способі висадження наступний. Перед видачею електродетонаторів (ЕД) вони перевіряються на відповідність величини їхнього опору паспортним даним, після чого кінці дротів ЕД замикають накоротко. У такому вигляді вони знаходяться до моменту їхнього приєднання до дільничних чи магістральних дротів. Потім виготовляють патрони-бойовики, закріплюючи кожен ЕД у патроні ВР. Виконують заряджан-

ня і забиття шпурів чи свердловин, після чого монтують електропідричну мережу. З'єднання дротів ретельно ізолюють ізоляційною стрічкою чи затискач-контактами. Перевіряють справність електропідричної мережі. Її загальний опір, обмірюваний приладами, не повинен відхилятися від розрахункового більше, як на 10%. Якщо відхилення більш 10%, тоді необхідно усунути несправності електропідричної мережі. Ключі від підричних машинок і шухляд з рубильниками протягом усього часу виконання підготовчих робіт (до вибуху) повинні знаходитися у керівника підричних робіт чи підричника.

Переваги способу: відносна безпека провадження робіт, можливість перевірки мережі перед вибухом і здійснення будь-якої послідовності висадження зарядів ВР, необмежена область застосування. Недоліки способу: складність монтажу мережі, підвищена вартість, небезпека передчасного вибуху від блукаючих струмів у породному масиві.

6.4. Способи з'єднання електродетонаторів і розрахунок електропідричних мереж

Для висадження групи зарядів ВР застосовуються послідовне, паралельне і змішане з'єднання ЕД. У електропідричній мережі (ЕПМ) розрізняють такі дроти:

- *магістральні* – від пункту підривання (джерела струму) до місця підриву. Звичайно це дроти чи кабель багаторазового використання;
- *вивідні* – від магістральних дротів до тієї частини ЕПМ, що з'єднує між собою свердловини (шпури). Вони змонтовані безпосередньо на підричному блоці;
- *дільничні* – з'єднують між собою окремі свердловини чи групи свердловин (шпурів);
- *кінцеві* – застосовуються при необхідності подовження дротів електродетонаторів для виведення їх з устя свердловини (шпуру);
- *сполучні* – для інших проміжних з'єднань.

Послідовне з'єднання ЕД застосовується при висадженні зарядів у горизонтальних, похилих і вертикальних виробках при відносно невеликій кількості зарядів ВР (рис. 6.6, а). Величину сили струму в мережі визначають за формулою

$$I = \frac{U}{R_m + R_g + R_d + n(R_k + r)}, \text{ А}, \quad (6.8)$$

де U – напруга джерела живлення, В;

R_m, R_g, R_d и R_k – опір магістральних, вивідних, дільничних і кінцевих дротів, Ом;

r – середній опір одного електродетонатора, приймається для електродетонаторів з опором 1,8 – 3 Ом дорівнює 2,24 Ом, а для електродетонаторів з опором 2 – 4,2 Ом – 3,18 Ом;

n – кількість електродетонаторів, шт.

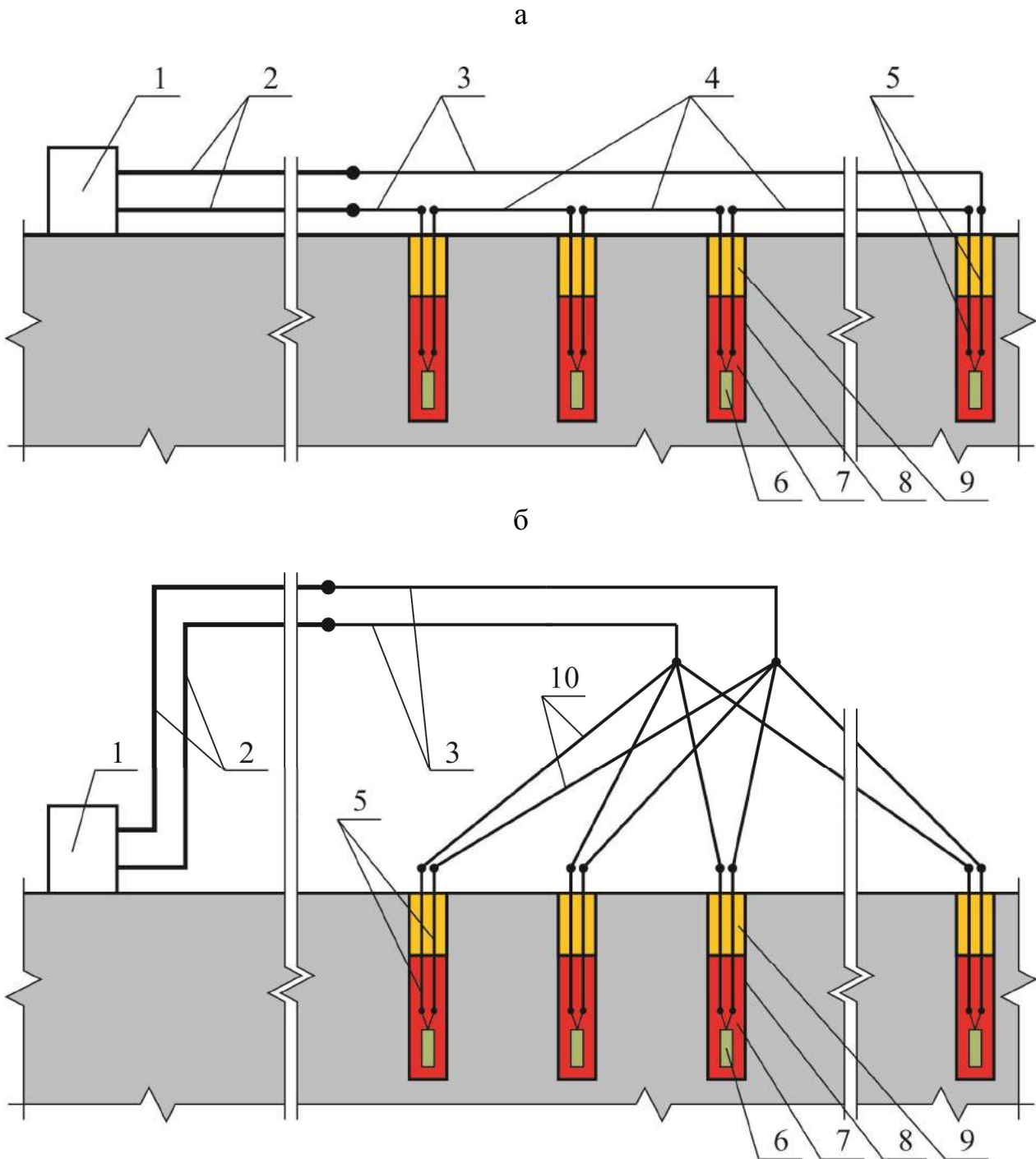


Рис. 6.6. Послідовне (а) і паралельне (б) з'єднання ЕД: 1 – джерело струму; 2 – магістральні проводи; 3 – вивідні проводи; 4 – дільничні проводи; 5 – кінцеві проводи; 6 – ЕД; 7 – заряд ВР; 8 – свердловина (шпур); 9 – забійка; 10 – сполучні проводи

Для забезпечення безвідмовного висадження необхідно, щоб розрахована сила струму була не менше гарантійного струму. Гарантійним струмом зветься мінімальний струм, який проходячи крізь послідовно з'єднані електродетонатори, викликає вибух усіх ЕД. Електродетонатори ЕД-1-8Т та ЕД-1-3Т повинні безвідмовно спрацьовувати від постійного струму 5 А (+0,1 А), а ЕДКЗ-ПМ – 3 А (+0,1 А). При підриванні постійним струмом інших електродетонаторів не-

обхідно забезпечити його надходження до кожного електродетонатор силою не менше ніж 1 А при числі ЕД до 100 шт., і не менше ніж 1,3 А при числі ЕД до 300 шт. При підриванні змінним струмом його сила для кожного ЕД повинна становити не менше 2,5 А.

Переваги послідовного з'єднання – простота і зручність монтажу підривної мережі, можливість перевірки її справності приладами і підриву від підривних машинок. Недолік – при несправності одного ЕД відбувається відмовлення всієї мережі.

Паралельне з'єднання ЕД має два різновиди: пучкове і ступінчате. Останнє має обмежене застосування через нерівномірний розподіл струму між ЕД. При однопучковому паралельному з'єднанні електродетонаторів (рис. 6.6, б) силу струму в магістральних дротах визначають за формулою

$$I = \frac{U}{R_m + R_\epsilon + \frac{R_c + R_k + r}{n}}, \text{ А}, \quad (6.9)$$

де R_c – опір сполучних дротів, А.

Сила струму в кожному ЕД дорівнює

$$I_{ед} = \frac{I}{n}, \text{ А}. \quad (6.10)$$

Для забезпечення безвідмовного висадження необхідно, щоб розрахована сила струму була не менше величини гарантійного струму. Недоліки всіх різновидів паралельного з'єднання полягають у складності і заплутаності монтажу мережі, неможливості перевірки цілісності всієї ЕПМ контрольними вимірювальними приладами.

Змішане з'єднання ЕД може бути послідовно-паралельним і паралельно-послідовним.

Послідовно-паралельне з'єднання застосовується при великій кількості ЕД, коли послідовне з'єднання не забезпечує надходження в них струму необхідної величини (рис. 6.7). При цьому в кожній групі окремі ЕД з'єднують між собою послідовно, а всі такі групи приєднують до магістральних дротів паралельно.

Сила струму в магістральних дротах

$$I = \frac{U}{R_m + \frac{R_\epsilon + R_y + R_c + n(R_k + r)}{m}}, \text{ А}, \quad (6.11)$$

де m – кількість паралельно з'єднаних груп.

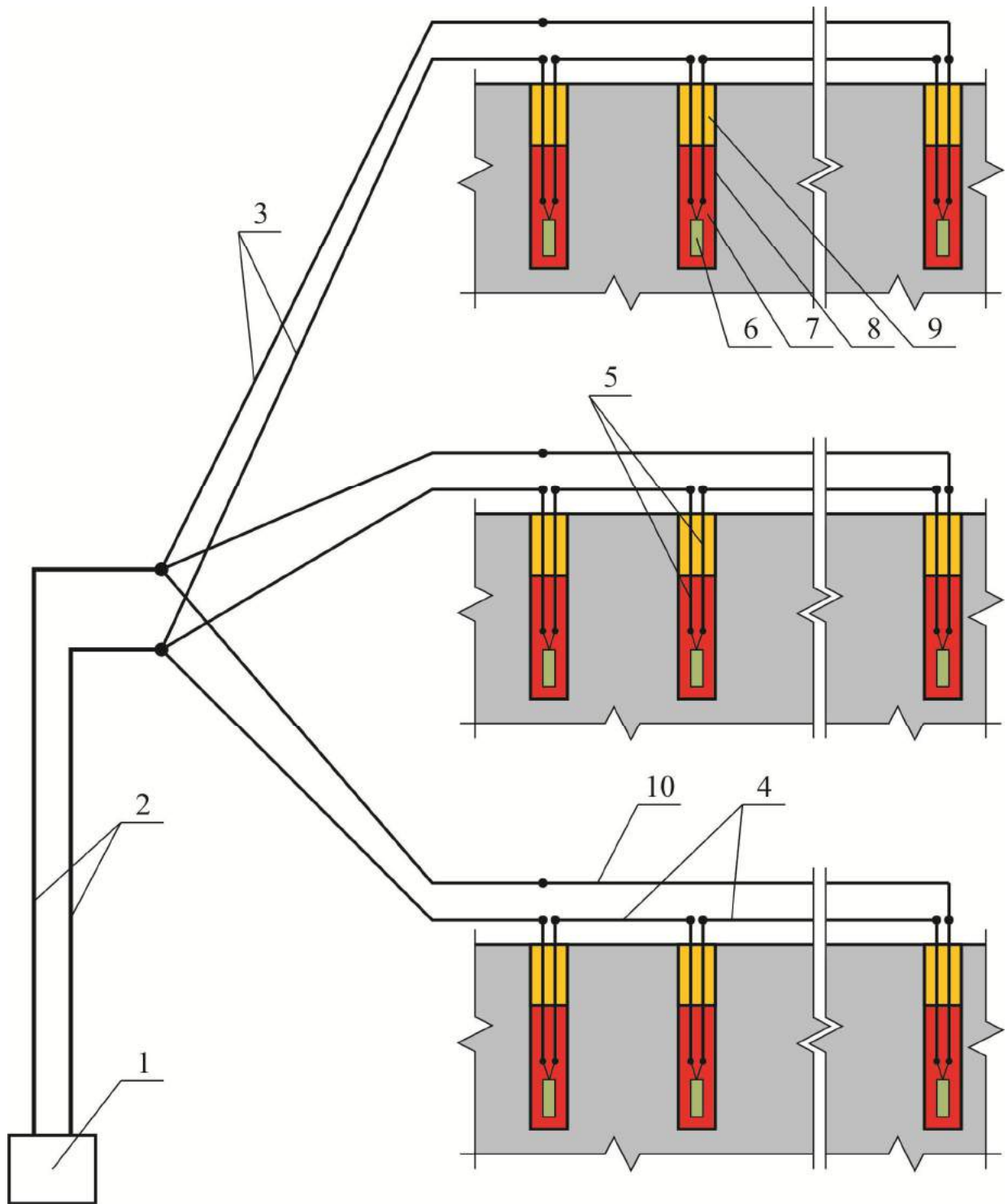


Рис. 6.7. Послідовно-паралельне з'єднання ЕД: 1 – джерело струму; 2 – магістральні дроти; 3 – вивідні дроти; 4 – дільничні дроти; 5 – кінцеві дроти; 6 – ЕД; 7 – заряд ВР; 8 – свердловина (шпур); 9 – забивка; 10 – сполучні дроти

Сила струму в кожному ЕД дорівнює

$$I_{ед} = \frac{I}{m} \geq I_2. \quad (6.12)$$

Паралельно-последовне з'єднання застосовується при великій кількості ЕД, коли окремі ЕД у кожній групі з'єднують між собою паралельно, і всі такі гру-

Сила струму в магістральних дротах

$$I = \frac{U}{R_m + R_g + R_y + \frac{R_c + R_k + r}{n} \cdot m}, \text{ А.} \quad (6.13)$$

Сила струму в кожнім ЕД дорівнює

$$I_{ед} = \frac{I}{n} \geq I_c. \quad (6.14)$$

Звичайно змішані з'єднання використовують при висадженні від освітлювальної чи силової електромережі напругою 220 В чи 380 В.

6.5. Висадження за допомогою детонувального шнура

Засоби висадження: детонувальний шнур (ДШ), капсюль-детонатор чи електродетонатор, детонаційне реле. Цей спосіб застосовується при підриві свердловинних зарядів на відкритих гірничих роботах і в підземних умовах у шахтах, безпечних з газу і пилу.

Детонуючий шнур призначений для передачі детонації від детонатора до заряду ВР чи від заряду до заряду (рис. 6.9). Серцевину ДШ виготовляють з тена чи гексогена з направляючими нитками чи без них і покривають обплетенням з льняних і бавовняних ниток. Маса ВР у ДШ складає 12 – 14 г на 1 м довжини, зовнішній діаметр ДШ – 4,8 – 6,1 мм, діаметр серцевини (ВР) – 2,5 – 3 мм, швидкість детонації – 6500 – 7500 м/с.

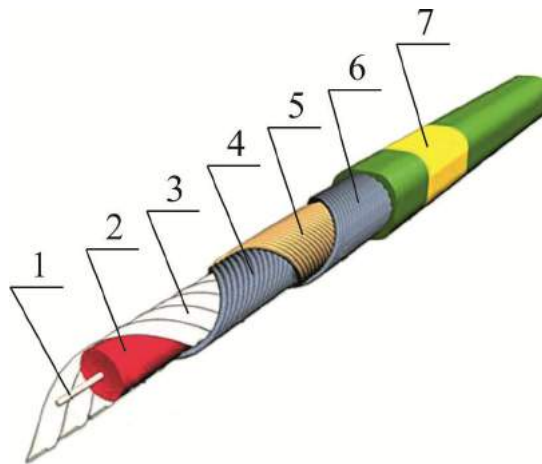


Рис. 6.9. Конструкція детонувального шнуру ДШ-В: 1 – направляюча нитка; 2 – тен; 3, 4 – льняні оплітки; 5, 6 – бавовняні оплітки; 7 – поліхлорвінілова оболонка

Шнур ДШ-В для висадження в обводнених умовах покритий поліхлорвініловою оболонкою, а гідроізоляція звичайного детонуючого шнура ДШ-А і ДШ-Б здійснюється покриттям зовнішньої оплітки водоізолюючою мастикою. Зовнішня оплітка шнура може бути червоною чи білою із двома червоними нитками.

Розроблено запобіжні детонуючі шнури ДШП-1 і ДШП-2, що допускаються до застосування в шахтах, небезпечних з газу і пилу. Серцевина ДШП-1

складається із суміші тена з полум'ягасником, а шнур ДШП-2 має запобіжну оболонку навколо ВР із полум'ягасника. У поводженні ДШ порівняно безпечний, до тертя й удару малочутливий, від вогню загоряється важко й у невеликих кількостях згоряє без вибуху.

Детонаційне реле (інакше його називають ще короткоуповільнений детонуючий шнур – КЗДШ) застосовується при короткоуповільненому висадженні зарядів ВР за допомогою ДШ і служить для створення уповільнення на лініях ДШ між сусідніми зарядами чи групами зарядів. Детонаційні реле типу КЗДШ-69 випускаються на номінальний час уповільнення 10, 20, 35 і 50 мс (рис. 6.10). На оболонці напрямку передачі детонації зазначено стрілкою, а час уповільнення – числом у мс. Тривалість уповільнення залежить від складу уповільнювача (наприклад, суміш окису міді з алюмінієвою пудрою), його довжини і щільності пресування.

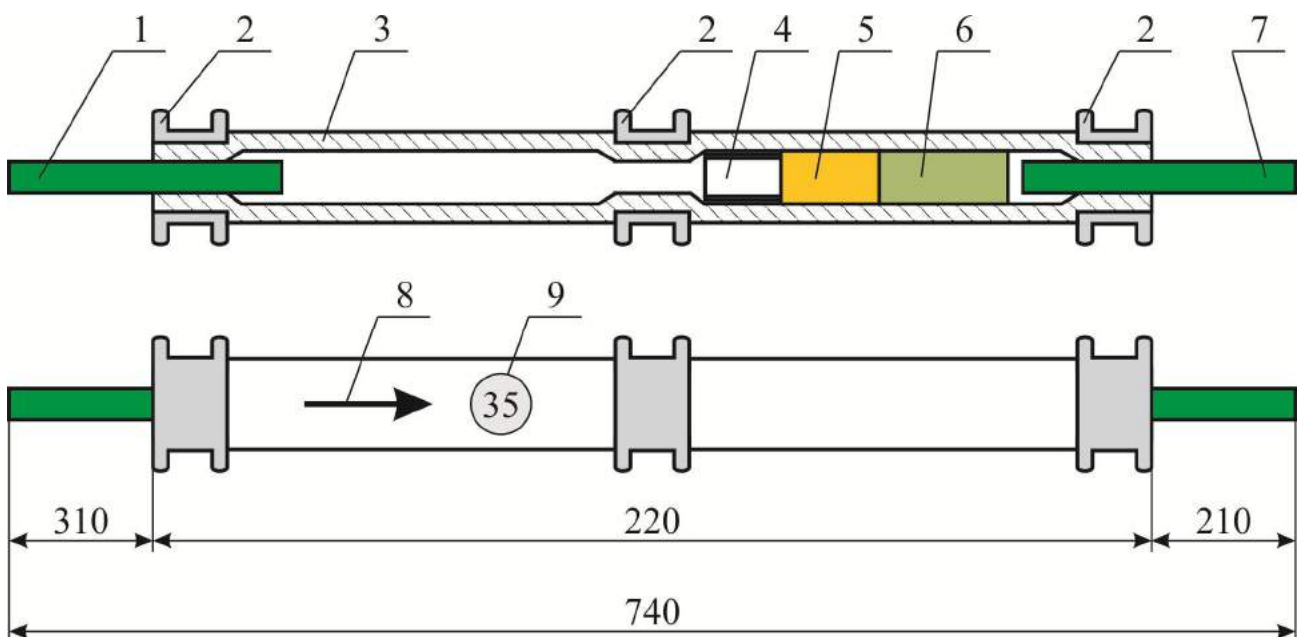


Рис. 6.10. Конструкція детонаційного реле КЗДШ-69: 1 – відрізок ДШ, що передає детонацію до реле; 2 – алюмінієва обтискна муфточка; 3 – картонна трубка; 4 – фіксатор; 5 – уповільнювач; 6 – капсуль-детонатор; 7 – відрізок ДШ, що передає детонацію від реле до заряду ВР; 8 – вказівник напрямку передачі детонації; 9 – час уповільнення в мс

При висадженні за допомогою ДШ порядок виконання підривних робіт наступний. Розрізають ДШ на відрізки необхідної довжини для виготовлення патронів-бойовиків. Безпосередньо на місцях робіт (у свердловин, шпурів) виготовляють патрони-бойовики шляхом зв'язування шпагатом кінця ДШ із патроном ВР. При підриванні зарядів у свердловинах чи камерах у кожній з них розташовують 2 бойовика, шнури від яких монтують у самостійні 2 мережі для підвищення надійності висадження. Далі виконується монтаж підривної мережі з ДШ, при цьому відрізки шнура з'єднують між собою внакладку чи скруткою на довжині не менше 10 см. Можна також зв'язувати ДШ морським вузлом. Після

закінчення монтажу мережі приєднують до магістрального ДШ капсюлі-детонатори чи електродетонатори (останні, як правило, 2 з'єднаних паралельно, для виключення відмовлення, якщо 1 з них виявиться бракованим).

Переваги способу – зменшення небезпеки виконання робіт із заряджання й особливо з ліквідації відмовлень (у не підірваному заряді ВР немає детонатора); простота виконання робіт. Недоліки – неможливість контролю приладами справності підривної мережі перед вибухом і висока вартість ДШ.

6.6. Неелектричні системи ініціювання зарядів

Неелектричні системи ініціювання (НСІ) це прості у використанні системи, які призначені для ведення підривних робіт на земній поверхні, у підземних рудниках і шахтах, безпечних з газу і пилу. Основою цих систем є ударна трубка (хвилевод), з внутрішнім напленням реактивної речовини масою 9 – 20 мг на 1 м довжини. Ударна хвиля поширюється усередині цієї трубки зі швидкістю 1800 – 2100 м/с і не робить впливу на її цілісність, але здатна ініціювати уповільнений елемент детонатора. НСІ складаються з поверхневих блоків детонаторів, які задають уповільнення вибуху по поверхневій підривній мережі, і внутрішньо-свердловинного (шпурового) детонаторів з великим уповільненням, що здійснюють безпосереднє підривання зарядів у свердловинах (шпурах), після того як поверхнева мережа вже здетонувала. У промисловості застосовують наступні НСІ: «Nonel» (Швеція), СІНВ (Росія), «Пріма-ЕРА» (Україна) та ін.

Використання в гірничій промисловості великої кількості електричних машин різного призначення зажадало створення нечутливою до впливу електромагнітних полів систем ініціювання, яка забезпечила б повну безпеку використання вибухових матеріалів поблизу джерел електрики. Фірма Альфреда Нобеля вперше почала випуск детонаторів, які з'явилися відправною точкою розвитку систем ініціювання ВР в промисловості. Такою системою стала створена вперше в світі фірмою Nitro Nobel НСІ «Nonel», що в перекладі з англійської означає: «*Non*» – не, «*el*» – електрична. За останні роки ця система була модернізована і в даний час є найбільш досконалою у світі.

НСІ «Nonel» призначена для ведення підривних робіт на відкритих і підземних гірничих підприємствах, в тому числі і в умовах шахт, небезпечних з вибуху газу або пилу. Система складається з детонатора, провідника сигналів, з'єднувачів і підривних пристроїв або підривних машинок. Основним елементом системи є шнур-хвилевод, виконаний у вигляді пластикової трубки (зовнішнім діаметром 3 мм, внутрішнім – 1,5 мм), який не має вибухових властивостей, і не при яких умовах не збуджує детонацію ні в одній з ВР, які використовуються на практиці (рис. 6.11). При передачі ударної хвилі шнур не руйнується, виконуючи роль тільки лише провідника сигналу. Внутрішня поверхня хвилеводу вкрита тонким шаром вибухової суміші (типу ТЕН або октогену з добавками тонко дисперсного алюмінію). При ініціюванні повітряна ударна хвиля поширюється по каналу шнура зі швидкістю 2 км/с. Ударна хвиля передає енергію, якої достатньо для ініціювання КД, закріпленого на одному з кінців шнура-хвилеводу.

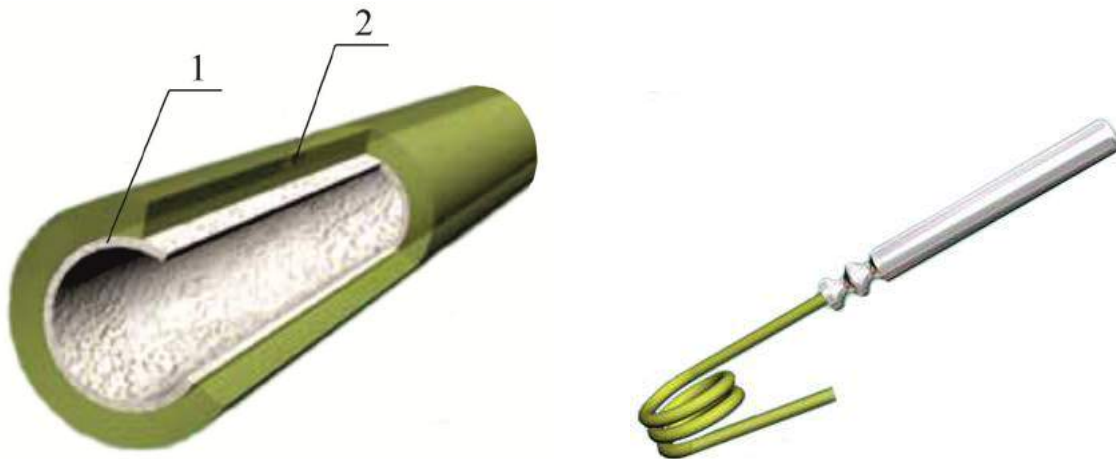


Рис. 6.11. Конструкція хвилеводу: 1 – шар ВР; 2 – пластикова оболонка

КД має принципово нову конструкцію і не містить у своєму складі первинної ВР (азиду свинцю), лише вторинну ВР (пентил або ТЕН). Перехід горіння піротехнічного складу уповільнювача в детонацію відбувається за рахунок спеціальної конструкції детонатора, яка запатентована в усіх гірничодобувних країнах світу. КД *Nonel* представляє собою алюмінієву гільзу, в середині якої знаходиться чутлива до вогню первинна ініціуюча ВР, яка викликає детонацію у вторинній бризантній ВР (рис. 6.12).

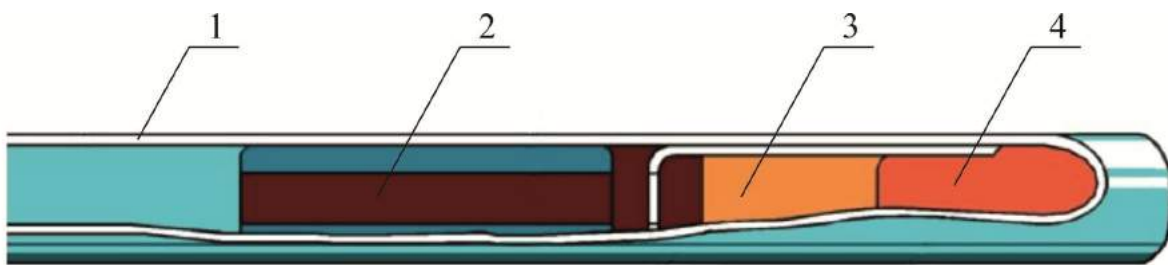


Рис. 6.12. Конструкція КД *Nonel*: 1 – алюмінієва оболонка; 2 – уповільнювач; 3 – ініціуюча речовина; 4 – вторинна ВР

При необхідності створення розгалужених ланцюгів в системі *Nonel* застосовують з'єднувальний блок (рис. 6.13), в якому є підвід одного хвилеводу з міні детонатором потужністю 1/7 від нормального на кінці, розміщеного у пластиковому корпусі, на якому впритул до детонатору конструктивно кріпляться 5 хвилеводів, що йдуть до набоїв або новим з'єднувальним блокам. Детонатори, що розміщуються в заряді, більш потужні миттєвої або уповільненої дії від 75 до 500 мс з інтервалами 100 і 150 мс.

Переваги системи *Nonel*: байдужість до дії блукаючих струмів, електростатичних зарядів і електромагнітних полів у діапазоні різних частот; підвищення продуктивності внаслідок прискорення підготовки вибуху; зниження вартості вибухових робіт; висока надійність. Недоліки *Nonel* неможливість перевірки цілісності підривної мережі; багатоеlementність.

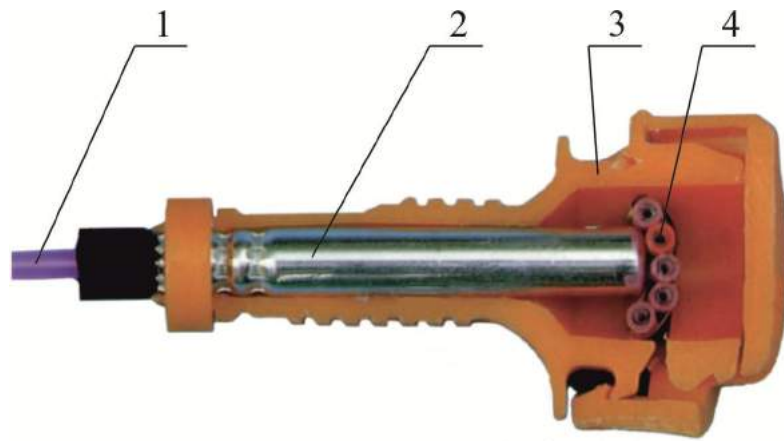


Рис. 6.13. З'єднувальний блок: 1 і 4 – хвилевод; 2 – міні детонатор; 3 – пластиковий корпус

Для виключення недоліків традиційних засобів ініціювання ВР Науково-дослідним інститутом високоенергетичних матеріалів (НДІ ВЕМ) Державного підприємства «Науково-виробниче об'єднання «Павлоградський хімічний завод» (ДП «НВО» ПХЗ») розроблена НСІ Прима-ЕРА.

НСІ «Прима-ЕРА». Система водостійка, підвищеної безпеки, призначена для ініціювання проміжних детонаторів і патронів бойовиків при веденні вибухових робіт на денній поверхні, у вибоях підземних виробок (у рудниках і шахтах, безпечних з газу і пилу), при будівництві тунелів, а також ведення підривних робіт під водою. Система дозволяє створювати схеми миттєвого й уповільненого підривання з широким діапазоном інтервалів уповільнення від 0 до 9000 мс. Система випускається чотирьох типів: Прима-ЕРА-С, Прима-ЕРА-Д, Прима-ЕРА-СД подвійна, Прима-ЕРА-Т (Прима-ЕРА-Тм) тунельна.

Прима-ЕРА-С призначена для передачі і розподілу ініціюючого імпульсу на денній поверхні, на відкритих гірничих роботах. Являє собою комплект, що складається з КД № 6 з уповільненням 0, 9, 17, 25, 42, 67, 109, 176 мс, розміщеного в пластиковому з'єднувачі, що має колір, відповідний часу уповільнення КД, ущільнювальної втулки і відрізка хвилеводу певної довжини (від 2 м і більше) блакитного (синього) кольору (рис. 6.14, а).



Рис. 6.14. Загальний вигляд системи Прима-ЕРА-С (а), Прима-ЕРА-Д (б) і Прима-ЕРА-СД (в)

Прима-ЕРА-Д призначена для ініціювання проміжних детонаторів і патронів-бойовиків при підриванні свердловинних зарядів. Являє собою комплект, що складається з КД № 8 з часом уповільнення 400, 425, 450, 475, 500 мс, ущільнювальної втулки і відрізка хвилеводу певної довжини (від 2 м і більше) жовтого кольору (рис. 6.14, б).

Прима-ЕРА-С і *Прима-ЕРА-Д* призначені для спільного використання при монтуванні схем підривання свердловинних зарядів на блоці з необхідними інтервалами уповільнення.

Прима-ЕРА-СД це комплект, що складається з КД № 6 з часом уповільнення 0, 9, 17, 25, 42, 67, 109, 176 мс, розміщеного в пластиковому з'єднувачі, що має колір, відповідний часу уповільнення КД, ущільнювальної втулкою на одному кінці хвилеводу і КД № 8 з часом уповільнення 400, 425, 450, 475, 500 мс і ущільнювальної втулкою – на іншому кінці одного і того ж хвилеводу жовтого кольору. Кінець системи з КД № 8 використовується всередині свердловини, а кінець системи з КД № 6 за допомогою з'єднувача підлягає з'єднанню з наступним хвилеводом системи для комутації підривної мережі на денній поверхні.

Прима-ЕРА-Т призначена для ведення підривних робіт на підземних гірничих роботах. Це комплект, що складається з КД № 8 з уповільненням 100, 200, 300, 400, 425, 450, 500, 1000, 1500, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500, 5000, 5500, 6000, 7000, 8000, 9000 мс ущільнювальної втулки і відрізка хвилеводу певної довжини (від 2 м і більше) помаранчевого кольору (рис. 6.15).



Рис. 6.15. Загальний вигляд системи Прима-ЕРА-Т

Прима-ЕРА-Тм (посиленої дії) застосовується при веденні підривних робіт із застосуванням патронів водонасичених ВР, чутливих до КД. Це комплект, що складається з КД № 8 з уповільненням 100, 200, 300, 500, 1000, 1500, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000 мс, ущільнювальної втулки і відрізка хвилеводу певної довжини (від 2 м і більше) помаранчевого кольору.

Система *Прима-ЕРА* складається з хвилеводу, зібраного з одним або двома КД певного часу уповільнення. Хвилевод являє собою двошарову порожнисту пластикову трубку зовнішнім діаметром 3 мм блакитного, жовтого або помаранчевого кольору з нанесеним на внутрішню поверхню активної речовини. Має високу міцність, водостійкість і експлуатаційну надійність. Призначений для передачі ініціюючого імпульсу від ініціюючого пристрою або елемента до капсуля-детонатора. КД призначений для передачі ініціюючого імпульсу від хвилеводу. КД № 6 призначений для передачі ініціюючого імпульсу через комута-

ційну мережу в системі Прима-ЕРА-С, Прима-ЕРА-СД. КД № 8 призначений для збудження детонації проміжних детонаторів і патронів-бойовиків у системі Прима-ЕРА-Д, Прима-ЕРА-СД, Прима-ЕРА-Т. Збудження ініціюючого імпульсу в хвилеводі може здійснюватися від стандартних КД, ЕД, ДШ, а також від високоенергетичної іскри. Передача ініціюючого імпульсу від хвилеводу до хвилеводу без КД №6 не можливе. Система не чутлива до блукаючих струмів, статичної електрики і електромагнітного випромінювання. Володіє підвищеною нечутливістю до механічних впливів (до 200 Дж), безпечна в санітарному відношенні. На відміну від застосовуваних традиційних засобів ініціювання НСІ Прима-ЕРА забезпечує підвищену безпеку. Завдяки низькій чутливості до блукаючих струмів, вона дозволяє виробляти вибухові роботи без знеструмлення енергетичного обладнання. Перевагами системи є низька чутливість до механічних впливів, простота і надійність монтажу вибухової мережі, підвищена безпека при зберіганні, транспортуванні та використанні.

НСІ «СІНВ» призначена для ініціювання свердловинних і шпурових зарядів при проведенні підривних робіт на відкритих і підземних гірничих роботах, крім шахт безпечних з газу та пилі. Складається з ударно-хвильової трубки (УХТ) і КД з уповільненням, який не містить ініціюючих ВР, що забезпечує високу стійкість пристроїв до механічних впливів, впливу постійного і змінного струменів, а також статичної електрики. Маса ВР в УХТ в сотні разів менше, ніж у ДШ, що дозволяє повністю виключити вплив пристроїв СІНВ на заряд ВР при ініціюванні свердловинних і шпурових зарядів. Незначна маса ВР у УХТ, що транслюють вибуховий імпульс дозволяє виключити ініціювання УХТ інших УВТ, ДШ і т.д. Для ініціювання свердловинних зарядів при роботі на земній поверхні застосовуються пристрої СІНВ-С і СІНВ-П, а при роботі на земній поверхні та на підземних гірничих роботах СІНВ-Ш.

СІНВ-С призначені для транспортування ініціюючого імпульсу та ініціювання з уповільненням проміжних детонаторів свердловинних зарядів (створення внутрішнього свердловинного уповільнення) при підривних роботах на земній поверхні, мають 11 ступенів уповільнення від 100 до 500 мс (рис. 6.16, а).

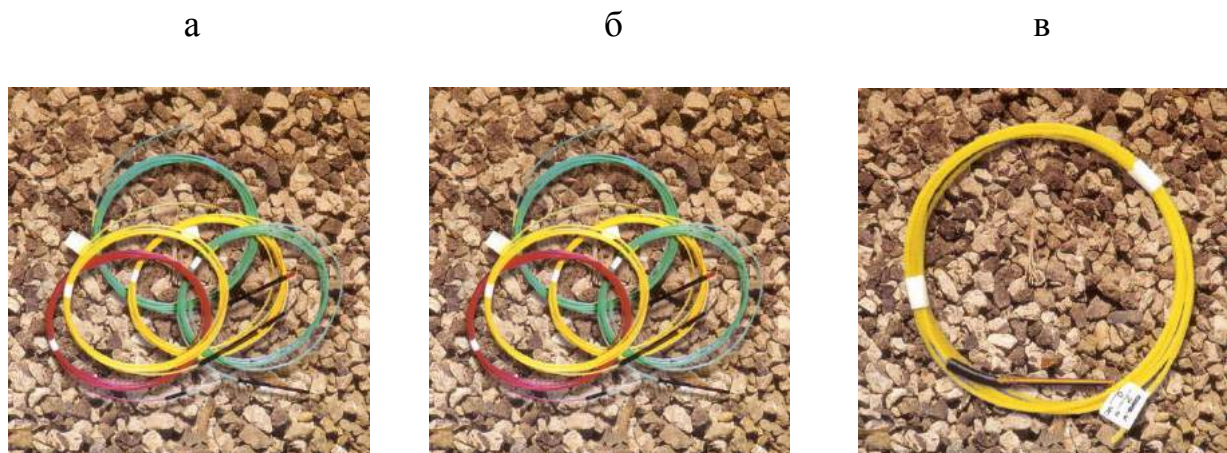


Рис. 6.16. Загальний вигляд системи СІНВ-С (а), СІНВ-П (б) і СІНВ-Ш (в)

СІНВ-П складаються з УХТ і КД з уповільненням, розташованого у фіксаторі і призначені для монтажу підривної мережі та затримки передачі ініціюючого імпульсу пристрою СІНВ-С при підривних роботах на земній поверхні. За допомогою фіксатора до пристрою СІНВ-П може бути приєднане до 6 пристроїв СІНВ. Пристрої СІНВ-П мають 9 ступенів уповільнення від 0 до 200 мс (рис. 6.16, б)

Застосування внутрішнього свердловинного уповільнення дозволяє забезпечити відставання підривання свердловинних зарядів від ініціації вибухової мережі і тим самим виключити підбивання поверхневої мережі шматками породи. Як правило, на одному блоці застосовуються пристрої СІНВ-С з одним уповільненням. Уповільнення між свердловинними зарядами забезпечується уповільненням пристроїв СІНВ-П і різними варіантами монтажу поверхневої вибухової мережі.

Використання пристроїв СІНВ при веденні вибухових робіт на земній поверхні має такі переваги: високий рівень керованості масовими вибухами за рахунок можливості індивідуального уповільнення кожного свердловинного заряду, широкого вибору часу уповільнення і реалізації найрізноманітніших схем підривання, внутрішнього свердловинного уповільнення, що виключає підбивання вибухової мережі, відсутність бічного енерговиділення УХТ, дозволяє більш ефективно використовувати енергію заряду, особливо при застосуванні найпростіших ВР, де підвищення ефективності використання енергії заряду може становити 10 – 13%. Крім того застосування СІНВ дозволяє реалізувати найбільш ефективно ініціювання свердловинних зарядів. Низький сейсмічний ефект і слабка інтенсивність повітряних ударних хвиль, малий розліт шматків гірських порід при вибуху, зумовлені індивідуальними уповільненнями підривання кожного заряду, що дозволяє вести підривні роботи в обмежених умовах і поблизу охоронюваних об'єктів.

СІНВ-Ш призначено для ініціювання шпурових і свердловинних зарядів на земній поверхні, в підземних рудниках і вугільних шахтах, де допущено застосування незапобіжних ВР II класу (рис. 6.16, в). Складається з відрізка УХТ і КД з уповільненням від 0 до 10000 мс. В даний час випускаються пристрої СІНВ-Ш 3 типів: СІНВ-Ш-К, СІНВ-Ш-С і СІНВ-Ш-Д, які мають різні часові ряди уповільнень. Для ініціювання хвилеводів СІНВ вони збираються в пучки і ініціюються ДШ або поштучно з'єднуються з ДШ та ініціюються ним же. Застосування пристроїв СІНВ-Ш різних типів дозволяє реалізувати різні схеми підривання: короткоуповільнене, комбінацію короткоуповільненого та уповільненого і власне уповільненого підривання. Застосування СІНВ-Ш зменшує вірогідність підбивання шпурових зарядів в порівнянні з електровогневим способом. Дозволяє реалізувати найбільш ефективно зворотне ініціювання. Виключає додаткові трудовитрати на виготовлення електрозапальних трубок та їх гідроізоляцію. Зменшує час монтажу вибухової мережі. Підвищує коефіцієнт використання шпурів, зменшує утворення заколів по контуру, зменшує розліт породи та ймовірність пошкодження обладнання у порівнянні з електричним підриванням.

Монтаж підривних мереж з використанням НСІ подано на рис. 6.17 і 6.18.

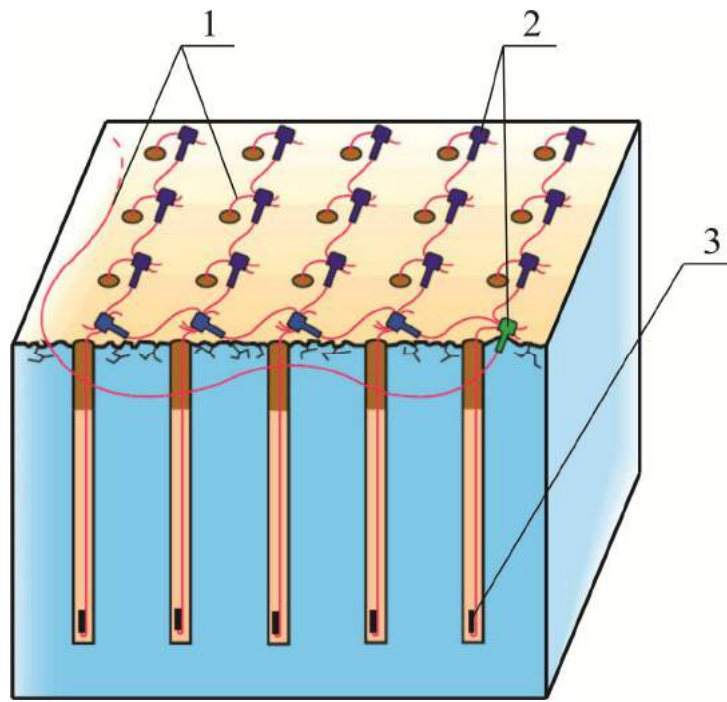


Рис. 6.17. Монтаж підривної мережі НСІ при відбиванні свердловинних зарядів на відкритих гірничих роботах: 1 – хвилевод; 2 – з'єднувальний блок; 3 – КД

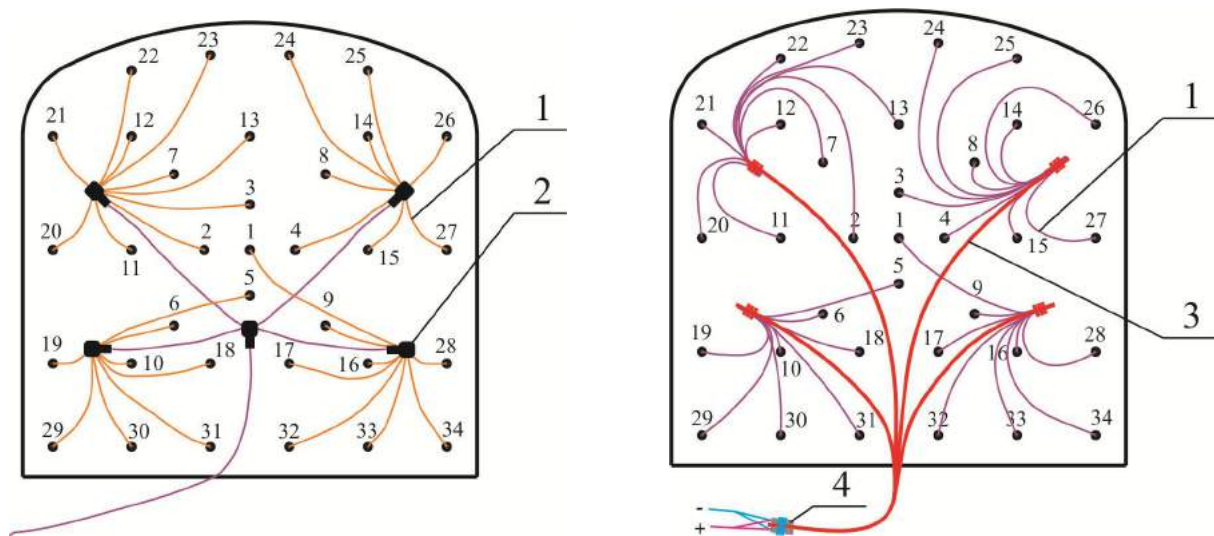


Рис. 6.18. Монтаж підривної мережі НСІ при проведенні гірничої виробки: 1 – хвилевод; 2 – з'єднувальний блок; 3 – ДШ; 4 – ЕД

6.7. Безполум'яне висадження

Для підвищення безпеки робіт з відбивання вугілля в особливо складних і небезпечних умовах замість ВР використовують високий тиск інертних газів чи повітря, що проникають у вибійну частину шпура зі спеціальних металевих патронів.

Патрон кардокс являє собою порожній сталевий циліндр 1, що має з одного боку зарядну 2, а з іншого – розрядну 3 голівки (рис. 6.11). Зарядна голівка слу-

гує для наповнення циліндра рідиною вуглекислою (CO_2), а розрядна – для викиду у шпур газоподібної вуглекислоти під великим тиском. Порожня внутрішня частина циліндра 1 відділена від розрядної головки диском 4 з м'якої сталі товщиною 2 – 3 мм. У циліндрі розміщений нагрівальний патрон 5 (60 – 120 г займистого складу) з електрозапалювачем 6 і туди подається рідинна вуглекислота.

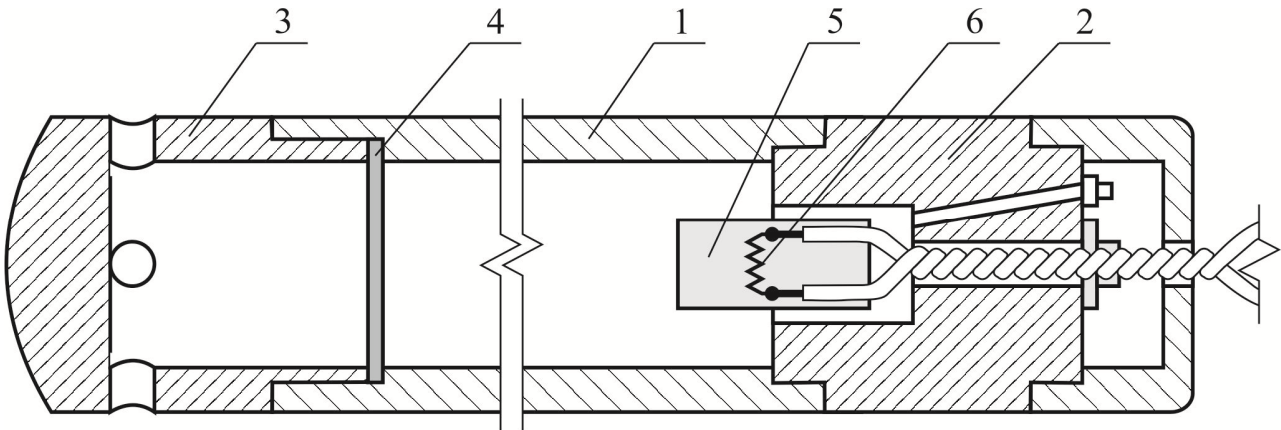


Рис. 6.11. Конструкція патрона кардокс: 1 – порожній сталевий циліндр; 2 – зарядна голівка; 3 – розрядна голівка; 4 – сталевий диск; 5 – нагрівальний патрон; 6 – електрозапалювач

При запаленні нагрівального патрону рідинна вуглекислота перетворюється в газоподібну і тиск починає збільшуватися. Коли він досягає 170 – 240 МПа, сталевий диск 4 зрізується, газ крізь отвори в розрядній голівці заповнює шпур і відбиває вугілля. При навантаженні вугілля патрони з нього витягають і доставляють на зарядну станцію. Параметри патронів: довжина 1,2 – 1,6 м; діаметр 44 – 64 мм; маса до 12 кг; заряд вуглекислоти 1 – 2,7 кг. Циліндр витримує до 200 висаджень.

Патрон гідрокс має конструкцію, аналогічну патрону кардокс. Замість рідинної вуглекислоти як газовиделяючої речовини використовують суміш аміачної селітри, нітрату магнію і деревного борошна. При нагріванні утворюється 60 – 70% водяної пари та 30 – 40% вуглекислого газу й азоту. При цьому тиск піднімається до 160 – 180 МПа. Випускають два типорозміри патронів: перший – діаметр 48 мм, довжина 1210 мм, заряд газовиділяючої суміші 190 г; другий – діаметр 53 мм, довжина 1320 мм, заряд газовиділяючої суміші 270 г.

Патрон аеродокс складається з порожнього сталевого циліндра (труби) 1, розрядної голівки 2 з вихлопними вікнами 3, штуцера 4 і запірної головки 5 (рис. 6.12). Заклавши патрон у шпур так, щоб він визирав на 0,2 – 0,8 м, з'єднують його спеціальним шлангом з повітропроводом і подають стиснене повітря під тиском 70 – 78 МПа. При тиску 60 – 70 МПа запірний диск зрізується, стиснене повітря викидається через вихлопні вікна в шпур і відбиває вугілля. Для підриву наступного шпуру треба вставити новий запірний диск. Довжина патрона 1,8 – 3 м, діаметр 64 мм. Повітря стискається компресором продуктивністю не менш $2,5 \text{ м}^3/\text{хв}$.

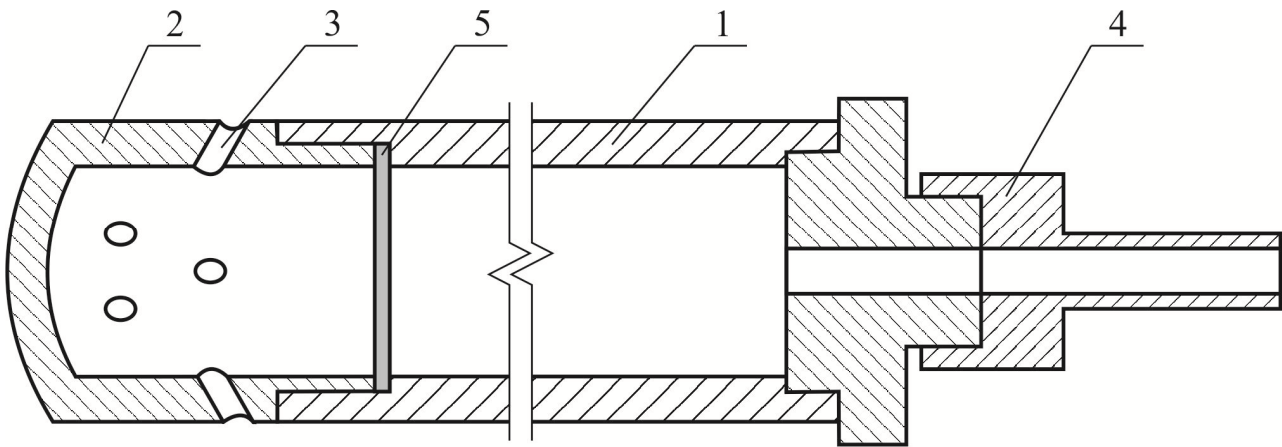


Рис. 6.12. Конструкція патрона аеродокс: 1 – порожній сталевий циліндр; 2 – розрядна голівка; 3 – вихлопні вікна; 4 – штуцер; 5 – запірний диск



Питання для самоконтролю

1. Які існують способи висадження зарядів промислових ВР?
2. Яка доцільна область застосування вогневого висадження?
3. Які засоби використовують у вогневому висадженні?
4. Яка доцільна область застосування електровогневого висадження?
5. У чому полягає різниця між вогневим та електровогневим способами висадження?
6. Які засоби використовують у електровогневому висадженні?
7. Яка доцільна область застосування електричного способу висадження?
8. Які засоби використовують у електричному способі висадження?
9. Які існують типи з'єднання електродетонаторів у підривному мережу?
10. У чому полягає різниця між електродетонаторами миттєвої, уповільненої та короткоуповільненої дії?
11. У чому полягає різниця між звичайними та запобіжними електродетонаторами?
12. Які джерела струму використовують у електричному способі висадження?
13. Яка доцільна область висадження за допомогою детонувального шнуру?
14. Які засоби використовують у способі висадження за допомогою детонувального шнуру?
15. Яка доцільна область застосування неелектричних систем ініціювання?
16. Які засоби використовують у способі висадження за допомогою неелектричних систем ініціювання?
17. Яка доцільна область застосування безполум'яного способу висадження?
18. Які засоби використовують у безполум'яному способі висадження?



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 6

1. Комащенко, В.И. Взрывные работы [Текст] / В.И. Комащенко, В.Ф. Носков, Т.Т. Исмаилов. – М.: Высш. шк., 2007. – 439 с.
2. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: учебник [Текст] / Б.Н. Кутузов. – М.: Горная книга, 2009. – 471 с.
3. Кутузов, Б.Н. Технология и безопасность изготовления и применения взрывчатых веществ на горных предприятиях [Текст] / Б.Н. Кутузов, Г.А. Нишпал. – М.: МГГУ, 2004. – 246 с.
4. Лукьянов, В.Г. Взрывные работы [Текст] / В.Г. Лукьянов, В.И. Комащенко, В.А. Шмурыгин. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2008. – 402 с.
5. Норов, Ю.Д. Буровзрывные работы на открытых разработках. [Текст] / Ю.Д. Норов, П.А. Шеметов – Навоий: НГГИ, 2007. – 237 с.
6. Носков, В.Ф. Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках: учебник [Текст] / В.Ф. Носков, В.И. Комащенко, Н.И. Жабин. – М.: Недра, 1982. – 321 с.
7. Поздняков, З. Г. Справочник по промышленным взрывчатым веществам и средствам взрывания [Текст] / З. Г. Поздняков, Б. Д. Росси. – М.: «Недра», 1977. – 253 с.
8. Симанович, Г.А. Руйнування гірських порід вибухом: навч. посібник [Текст] / Г.А. Симанович, В.П. Меліхов. – Дніпропетровськ: НГУ, 2003. – 116 с.
9. Соболев В.В. Технология и безопасность выполнения взрывных работ: учебник [Текст] / В.В. Соболев. – Д.: НГУ, 2008. – 164 с.
10. Таранов, П.Я. Разрушение горных пород взрывом: учебник [Текст] / П.Я. Таранов, А.Г. Гудзь. – М.: Недра, 1976. – 253 с.
11. Шевцов, М.Р. Руйнування гірських порід вибухом [Текст] / М.Р. Шевцов, П.Я. Таранов, В.В. Левіт, О.Г. Гудзь. – Донецьк: ДонНТУ, 2003. – 248 с.

7. ДІЯ ВИБУХУ ЗАРЯДУ В ГІРСЬКІЙ ПОРОДІ

7.1. Основні поняття дії вибуху

Зарядом ВР іменується певна кількість вибухової речовини, підготовленої до вибуху. Усі заряди класифікують за такими ознаками:

- за розташуванням щодо підривного об'єкта;
- за формою;
- за конструкцією;
- за характером дії на навколишнє середовище.

За розташуванням щодо підривного об'єкта заряди поділяються на: зовнішні (накладні), що розташовані на поверхні об'єкта; внутрішні, розташовані усередині підривного об'єкта.

За формою заряди поділяються на зосереджені і подовжені. До подовжених відносяться заряди, довжина яких перевищує діаметр більше ніж у 3 рази.

За конструкцією заряди поділяються на суцільні і розосереджені. Суцільним (чи безупинним) називається заряд, що є масою ВР, не розділеною будь-якими проміжками. Розосередженим (чи неперервним) іменується заряд, окремі частини якого розділені проміжками з іншого середовища (повітря, вода, гірська порода та ін.) і який вибухає одночасно. Окрім того, конструктивно заряд може знаходитися в оболонці з якого-небудь матеріалу (папір, тканина, поліетиленова плівка, метал та ін.) чи без оболонки (насіпом).

За характером дії на навколишнє середовище заряди розрізняють за показником дії вибуху, що дорівнює

$$n = \frac{r}{W}, \quad (7.1)$$

де r – радіус воронки вибуху на поверхні, м;

W – лінія найменшого опору (ЛНО), що є найкоротшою відстанню від заряду ВР до поверхні підривного об'єкта, м, (рис. 7.1). При $n = 1$ заряд ВР іменується зарядом нормального викиду, а створена воронка – воронкою нормального викиду. Заряд, що утворює на поверхні середовища воронку, радіус якої більше ЛНО ($r > W$), тобто $n > 1$, зветься зарядом посиленого викиду, а воронка – воронка посиленого викиду. Якщо $n < 1$, то такий заряд іменується зарядом зменшеного викиду, а воронка – воронкою зменшеного викиду. Практика показала, що при $n < 0,75$ видима воронка не утворюється, порода не викидається і зовнішня дія вибуху обмежується розпушуванням середовища. Такий заряд ВР іменується зарядом розпушування.

При подальшому зменшенні значення n інтенсивність вибухової хвилі що виходить на поверхню, така, що вона в стані зробити тільки коливання часток середовища без його руйнування. Заряд ВР, що робить таку дію, зветься зарядом камуфлету. В окремому випадку, коли заряд камуфлету призначений для утворення котла у шпурі чи свердловині, він зветься прострілювальним зарядом.

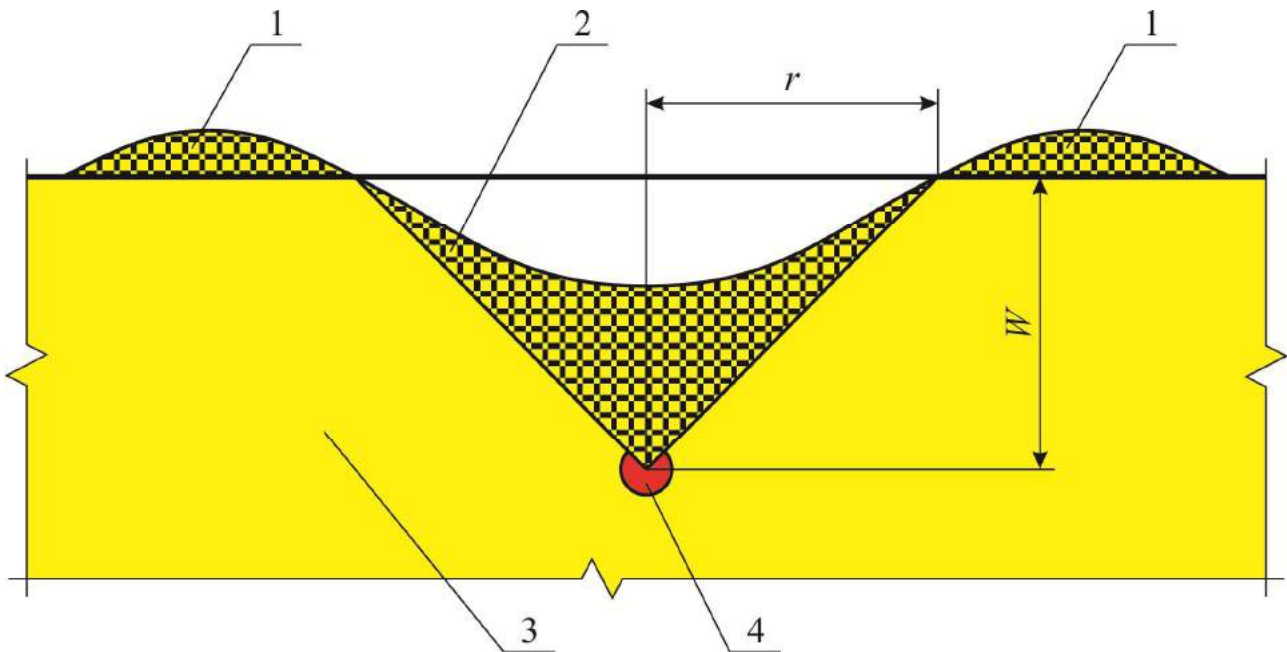


Рис. 7.1. Воронка викиду: 1 – зруйнована і викинута з воронки порода; 2 – зруйнована порода, що залишилася в воронці; 3 – гірський масив; 4 – заряд ВР

Заряди викиду застосовують у тих випадках, коли від вибуху потрібно створення виїмок різної форми і призначення (котловани, траншеї, канали та ін.). При підземних гірничих роботах (проведення виробок, очисні роботи та ін.) від вибуху потрібно подрібнення середовища без його розкидання. У цих випадках застосовують заряди розпушування. Прострілочні заряди застосовують, коли об'єм шпуру чи свердловини недостатній для розміщення заряду ВР потрібної маси.

7.2. Функція показника дії вибуху

При постійній глибині закладення ($W = const$) заряду даної ВР у певному середовищі для утворення воронки зменшеного викиду величина заряду повинна бути зменшена, а для утворення лійки посиленого викиду – збільшена. Тому необхідну масу заряду Q варто розглядати як функцію показника дії вибуху n , тобто

$$Q = f(n) \cdot Q_n, \quad (7.2)$$

де Q_n – маса заряду нормального викиду;

$f(n)$ – функція показника дії вибуху.

Якщо заряд даної ВР фіксованої маси утворить при заданій величині ЛНО воронку нормального викиду ($n = 1$), то при меншій величині ЛНО він утворить воронку посиленого викиду ($n > 1$), а при більшій величині ЛНО – воронку зменшеного викиду ($n < 1$). Щоб у всіх випадках при зміні величини ЛНО W виходила воронка нормального викиду, потрібна маса Q заряду ВР визначається за формулою:

$$Q = Q_n \left(\frac{W}{W_n} \right)^3, \quad (7.3)$$

де W – задана величина ЛНО;

W_n – величина ЛНО при утворенні воронки нормального викиду від вибуху заряду масою Q_n .

З (7.2) і (7.3) виходить, що функція показника дії вибуху дорівнює

$$f(n) = \left(\frac{W}{W_n} \right)^3. \quad (7.4)$$

М.М. Боресков запропонував наступну емпіричну формулу для розрахунку функції показника дії вибуху

$$f(n) = 0,4 + 0,6n^3, \quad (7.5)$$

яка використовується для розрахунку зарядів викиду, але не придатна для розрахунку зарядів розпушування.

При розрахунках зарядів розпушування використовується формула Н.В. Мельникова

$$f(n) = \frac{\left[W + 1 - (\sqrt{1 + n^2} - 1)W \sqrt{\frac{W + 1}{W}} \right]^3}{2\sqrt{2W^3}}. \quad (7.6)$$

7.3. Механізм руйнування гірських порід вибухом

При вибуху сферичного заряду 1 детонаційна хвиля на поверхні контакту заряд-порода переходить в ударну хвилю в гірському масиві, параметри якої визначаються властивостями ВР і гірської породи (рис. 7.2).

У міру віддалення ударної хвилі від поверхні контакту заряд-порода її швидкість поширення і тиск на фронті зменшуються унаслідок втрати енергії. На деякій відстані від місця розташування заряду ВР швидкість ударної хвилі стає рівною швидкості звуку в породі і надалі залишається постійною. Тиск газоподібних продуктів вибуху також знижується в міру їхнього охолодження і розширення камуфлетної порожнини, що утворилася під впливом вибуху.

Процес руйнування гірської породи відбувається в наступній послідовності. Ударна хвиля і тиск продуктів вибуху руйнують і повністю витісняють (зона 2) деякий об'єм породи (зона 3), що прилягав перед вибухом безпосередньо до заряду, утворюючи порожнину (зона 2) радіусом $r_2 = (1,5 \dots 6)r_1$.

Якщо вибух зроблений у крихкому середовищі, то в зоні 3 порода подрібнюється на частки розміром порядку 1 мм. Подрібнена до такого ступеня порода перед вибухом займала об'єм, укладений у сфері радіусом не більш двох радіусів заряду ВР. З віддаленням від місця розташування заряду ВР стискаючі напруги від ударної хвилі швидко падають і на деякій відстані стають менше міцності породи на стиск, тому порода перестає руйнуватися безпосередньо від стискаючих радіальних напружень. Однак, при наявності цих напружень у породі виникають напруження, що розтягують її в ободовому (тангенціальному) напрямку.

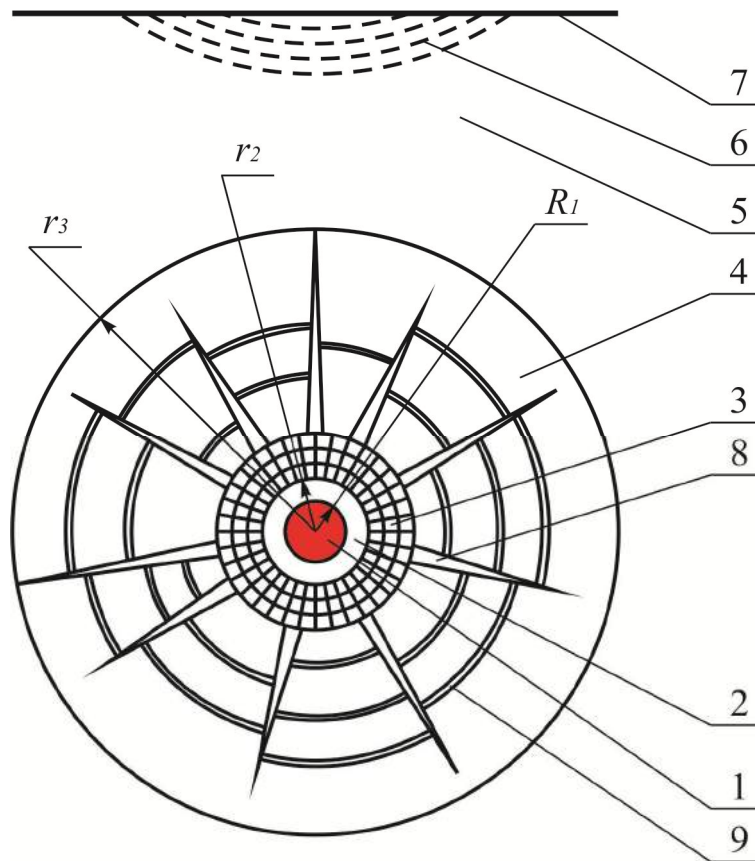


Рис. 7.2. Схема дії вибуху в гірській породі: 1 – заряд ВР; 2 – зона витиснення; 3 – зона подрібнювання; 4 – зона руйнування; 5 – зона струсу; 6 – зона відколу; 7 – вільна поверхня; 8 – радіальні тріщини; 9 – тангенціальні тріщини

Як відомо, крихка гірська порода дуже слабо опирається навантаженням, що розтягують, тому в зоні 4 тангенціальні напруження перевищують міцність породи на розтягання і з'являється мережа тріщин 8 розриву породи в радіальному напрямку. Крім того, після проходження хвилі стиску через якийсь час утвориться хвиля розтягання, у якій радіальні напруження (хоча і набагато меншої величини) будуть розтягуючими. Тому в ближній (до заряду ВР) частині зони 4 з'являються тріщини 9 у тангенціальному напрямку від дії радіальних напружень, що розтягують. Радіус зони 4 складає, як правило, $r_3 = (15...40)r_1$.

При подальшому поширенні ударної хвилі (зона 5) тангенціальні напруження, що розтягують, знижуються і стають менше величини межі міцності породи на розтягання. Тому в зоні 5 відбуваються тільки коливання часток породи без її руйнування і дана область породи зветься зоною струсу.

При розташуванні заряду ВР не на дуже великій відстані від вільної поверхні 7 хвиля стискаючих напружень загасає не цілком при підході до цієї поверхні і при відбутті від її утворює хвилю розтягу, що поширюється в зворотному напрямку (у глиб породного масиву). Якщо поблизу вільної поверхні 7 радіальні напруження, що розтягують, перевищують межу міцності породи на розтягання, то створюються відкольні лінійки 6. Коли заряд ВР розташований досить близько до вільної поверхні 7 зона відколу 6 може зімкнутися з зоною 4 і виникає руйнування всього обсягу породи від заряду до вільної поверхні.

За особливостями механізму руйнування всі гірські породи поділяються на три групи:

- *грунтові масиви* (піски, супіски, глини та ін.);
- *міцні монолітні породи* (граніти, базальти, доломіти, піщаники та ін.);
- *породи малої і середньої міцності* (глинисті і піщанисті сланці, неміцні піщаники, вапняки, вугілля та ін.).

Породи першої групи руйнуються в основному під впливом високого тиску газів вибуху, у результаті чого в ґрунті утворюється порожнина. Окремі частки породи розганяються газами і додатково роблять руйнування стінок порожнини. При певних співвідношеннях величини заряду і глибини його закладення частки ґрунту викидаються на вільну поверхню. Ударна хвиля має малий вплив на процес руйнування ґрунту через його слабку зв'язаність і наявність у ґрунті великої кількості пор і порожнеч, що сприяють швидкому загасанню ударної хвилі.

Породи другої групи руйнуються в основному за рахунок дії ударної хвилі, що викликає поширення в прилягаючому масиві хвиль напружень стиску і розтягання. У момент приходу ударної хвилі в яку-небудь точку масиву тиск у цій області стрибкоподібно збільшується від початкового значення P_0 (початкове поле напружень) до P_1 на фронті ударної хвилі (рис. 7.3). За фронтом тиск швидкий падає і через час t_{cm} дії фази стиску тиск стає менше початкового P_0 . З цього моменту часу фаза стиску змінюється фазою розвантаження (чи розтягання) тривалістю $t_{розм.}$. У момент приходу ударної хвилі в деяку точку масиву гірської породи середовище в околиці цієї точки починає переміщатися з повною швидкістю u в напрямку поширення ударної хвилі. Характер залежності $u(t)$ аналогічний залежності $P(t)$ (рис. 7.3). У фазі стиску середовище рухається у бік переміщення ударної хвилі, а у фазі розвантаження (розтягання) – у зворотному напрямку, але з меншою швидкістю. У міру віддалення ударної хвилі від епіцентру вибуху хвиля розтягується в часі (збільшуються часи t_{cm} і $t_{розм.}$), а тиск P_1 на фронті і швидкість переміщення часток середовища зменшуються.

При вибуху на породу поблизу заряду ВР діє високий тиск (до десятків ГПа) і порода в цій зоні сильно деформується та руйнується. У міру віддалення від заряду ВР напруження в хвилі стиску зменшуються і на певній відстані стають менше опору породи стиску R_{cm} . З цього моменту ударна хвиля, що поширюється далі, створює у середовищі стискаючі напруження в радіальному напрямку, а в тангенціальному (ободовому) – розтягуючі напруження, які викликають утворення радіальних тріщин розриву (рис. 7.2). Коли напруження від впливу ударної хвилі зменшуються до значення опору породи розтягання R_p , процес тріщино утворення припиняється.

Коли хвиля напружень досягає відслоненої поверхні, то частки середовища на ній, що не мають перешкоди, починають переміщуватися в атмосферу, зтягуючи у цей процес усе більш глибоко лежачі шари. По масиві починає поширяться відбита хвиля розтягання. Якщо напруження в цій хвилі перевищують R_p , то відбувається руйнування породи з утворенням відколених ліжок (рис. 7.2).

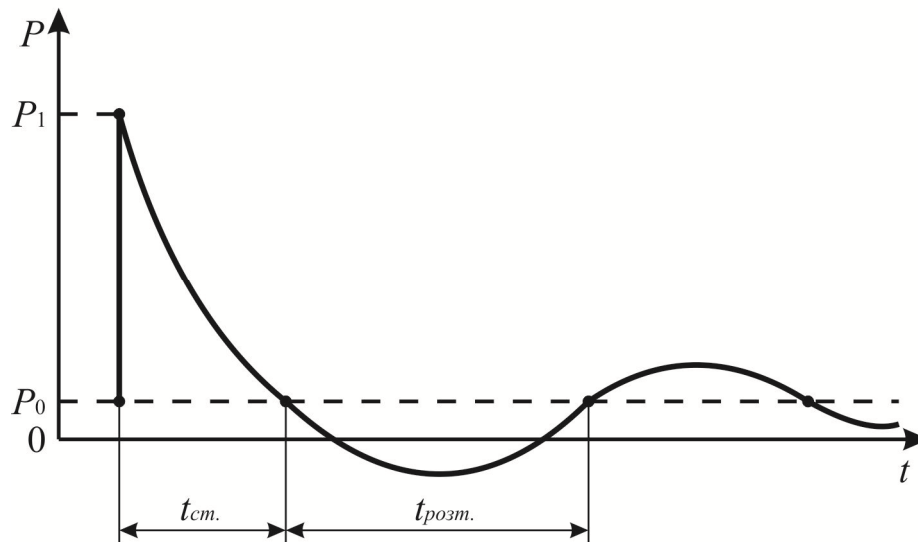


Рис. 7.3. Епюра напружень від вибуху в гірській породі

Породи третьої групи руйнуються під впливом високого тиску газів вибуху і хвиль напружень. Пряма ударна хвиля, що поширюється від вибуху заряду ВР, зустрічаючи на шляху до вільної поверхні порожнини і тріщини в породі, відбивається від їхніх меж, створюючи ряд додаткових осередків руйнування.

Руйнування гірських порід при одночасному висадженні декількох зарядів. Вивчення механізму взаємодії хвиль напружень від вибуху суміжних зарядів ВР показує, що до моменту зустрічі хвиль середовище навколо кожного заряду поводить себе так само, як і при вибуху одиночного заряду. При зустрічі хвиль напружень відбувається їх збільшення напруг по лінії, що з'єднує ці заряди, і зменшення напружень у точці перетинання ліній, спрямованих під кутом 45° до лінії, що з'єднує заряди.

Руйнування гірських порід при короткоуповільненому висадженні. Зараз найбільше поширення отримало короткоуповільнене висадження (послідовне висадження окремих чи груп зарядів з проміжком часу у тисячні і соті частки секунди) унаслідок таких переваг:

- значне зменшення сейсмічного ефекту;
- зниження розкиду гірської породи;
- зниження витрат ВР;
- прискорення темпів спорудження виробок.

При короткоуповільненому висадженні відбувається взаємодія вибухів зарядів суміжних серій уповільнення. Характер взаємодії залежить від величини уповільнення, послідовності висадження зарядів і визначається: інтерференцією ударних хвиль; зіткненням шматків породи, що переміщуються від вибуху; використанням енергії відбитих хвиль за рахунок утворення додаткових відслонених поверхонь від вибуху попередньої серії зарядів.

За Г.І. Покровським позитивний ефект від інтерференції ударних хвиль досягається в тому випадку, коли напрямки зсуву часток породи від попереднього і наступного вибухів збігаються. При цьому збільшуються підсумкові напру-

ження і зсуви, що інтенсифікує процес руйнування породи. Від вибуху заряду 1 хвиля стиску поширюється до відкритої поверхні і після відображення від неї утворює хвилю розтягання, яка розповсюджується у глибину породного масиву (рис. 7.4). Вибух заряду 2 повинний здійснюватися в момент проходження через нього цієї відбитої хвилі.

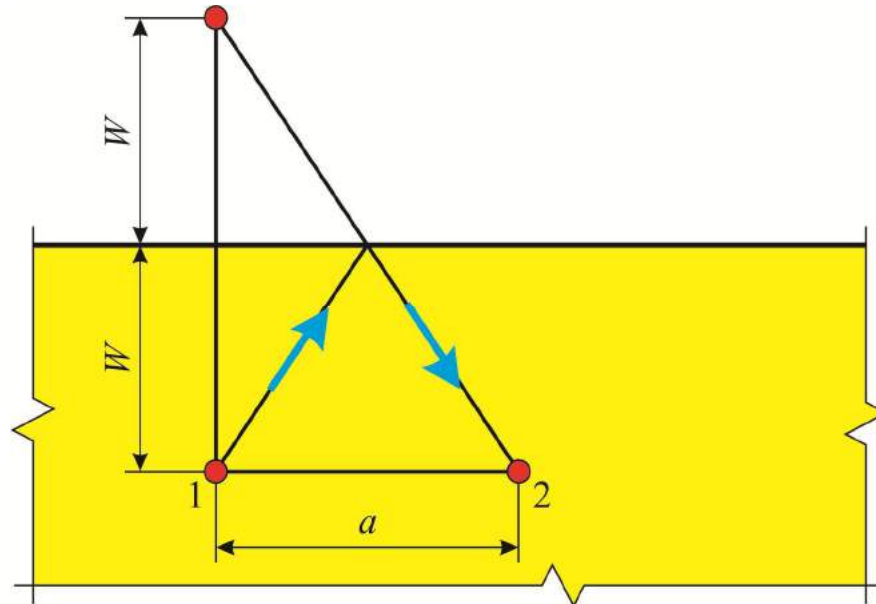


Рис. 7.4. Схема взаємодії зарядів при короткоуповільненому висадженні

З схеми рис. 7.4 неважко отримати формулу Г.І. Покровського для розрахунку необхідного часу уповільнення вибуху заряду 2

$$t = \frac{\sqrt{a^2 + 4 \cdot W^2}}{u}, \quad (7.7)$$

де a – відстань між зарядами ВР;

W – ЛНО;

u – швидкість зсуву часток породного масиву.

Зіткнення шматків породи, що переміщуються від вибуху, відбувається внаслідок того, що передній фронт породи, висадженої наступним вибухом, рухається зі швидкістю 20 – 60 м/с, що приблизно на порядок перевищує швидкість руху заднього фронту породи (3 – 5 м/с), висадженої попереднім вибухом.

7.4. Загальні принципи розрахунку зарядів вибухових речовин

Існує три основних принципи розрахунку зарядів ВР.

Перший принцип розрахунку заснований на пропорційності енергії вибуху, що витрачається, об'єму породи, що руйнується. Відповідно до цього принципу маса Q заряду ВР, необхідної для руйнування потрібного об'єму породи, визначається добутком питомої витрати ВР q на об'єм V породи, що підривається

$$Q = q \cdot V. \quad (7.8)$$

Другий принцип розрахунку заснований на пропорційності радіуса зони руйнування кореню кубічному з маси заряду

$$r = K_p \sqrt[3]{Q}, \quad (7.9)$$

де K_p – коефіцієнт пропорційності, що визначається експериментальним шляхом і враховує міцність породи, її структуру й інші особливості гірського масиву. Задавши необхідний радіус зони руйнування, можна визначити потрібну масу заряду ВР.

Третій принцип розрахунку заснований на визначенні максимальних нормальних напружень, що розтягують $\sigma_{r_{\max}}$

$$\sigma_{r_{\max}} = \frac{\rho}{g} C_p \left(\frac{A_1}{\bar{r}} + \frac{A_2}{\bar{r}^2} + \frac{A_3}{\bar{r}^3} \right), \quad (7.10)$$

де ρ – щільність породи;

g – прискорення вільного падіння;

C_p – швидкість подовжньої хвилі в породі;

A_1, A_2, A_3 – коефіцієнти, що враховують тип ВР із його характеристиками, масу заряду і його форму;

\bar{r} – приведений радіус зони руйнування $\bar{r} = r/r_3$ (r – абсолютний радіус зони руйнування, r_3 – радіус заряду ВР).

За умовою $\sigma_{r_{\max}} = R_p$ (R_p – міцність породи на розтягання) визначають приведений \bar{r} і абсолютний r радіуси зони руйнування.



Питання для самоконтролю

1. За якими ознаками класифікують заряди ВР?
2. Як поділяються заряди ВР за формою?
3. Як поділяються заряди ВР за конструкцією?
4. Який заряд ВР називається зарядом нормального викиду?
5. Який заряд ВР називається зарядом розпушування?
6. Що відображає функція показника дії вибуху?
7. У чому полягає механізм руйнування міцних гірських порід?
8. У чому полягає механізм руйнування порід малої та середньої міцності?
9. У чому полягає механізм руйнування ґрунтів вибухом?
10. У чому полягають особливості руйнування гірських порід при одночасному підриві декількох зарядів ВР?
11. У чому полягають особливості руйнування гірських порід при короткоуповільненому підриві групи зарядів ВР?
12. Які існують загальні принципи розрахунку зарядів ВР?



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 7

1. Комащенко, В.И. Взрывные работы [Текст] / В.И. Комащенко, В.Ф. Носков, Т.Т. Исмаилов. – М.: Высш. шк., 2007. – 439 с.
2. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: учебник [Текст] / Б.Н. Кутузов. – М.: Горная книга, 2009. – 471 с.
3. Кутузов, Б.Н. Технология и безопасность изготовления и применения взрывчатых веществ на горных предприятиях [Текст] / Б.Н. Кутузов, Г.А. Нишпал. – М.: МГГУ, 2004. – 246 с.
4. Лукьянов, В.Г. Взрывные работы [Текст] / В.Г. Лукьянов, В.И. Комащенко, В.А. Шмурыгин. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2008. – 402 с.
5. Норов, Ю.Д. Буровзрывные работы на открытых разработках. [Текст] / Ю.Д. Норов, П.А. Шеметов – Навоий.: НГГИ, 2007. – 237 с.
6. Симанович, Г.А. Руйнування гірських порід вибухом: навч. посібник [Текст] / Г.А. Симанович, В.П. Меліхов. – Дніпропетровськ: НГУ, 2003. – 116 с.
7. Соколов, В.В. Технология и безопасность выполнения взрывных работ: учебник [Текст] / В.В. Соколов. – Д.: НГУ, 2008. – 164 с.
8. Таранов, П.Я. Разрушение горных пород взрывом: учебник [Текст] / П.Я. Таранов, А.Г. Гудзь. – М.: Недра, 1976. – 253 с.
9. Шевцов, М.Р. Руйнування гірських порід вибухом [Текст] / М.Р. Шевцов, П.Я. Таранов, В.В. Левіт, О.Г. Гудзь.– Донецьк: ДонНТУ, 2003. – 248 с.

8. ПАРАМЕТРИ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ ПРИ ПРОВЕДЕННІ ГОРИЗОНТАЛЬНИХ ТА ПОХИЛИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

8.1. Заряди вибухових речовин і їх розташування при проведенні підземних гірничих виробок

8.1.1. Загальні відомості

При спорудженні виробок буропідливним способом для розміщення зарядів ВР бурять шпури (діаметр не більше 85 мм, довжина не більше 5 м), які спрямовані перпендикулярно чи похило до площини вибою. Довжина заряду в шпурі приймається звичайно від 1/3 до 4/5 довжини шпуру, інша його частина заповнюється забивкою (суміш глини, піску і води чи вода в поліетиленовій оболонці). За своїм призначенням шпури поділяються на три групи: врубіві, відбійні, оконтурюючі.

Заряди врубівих шпурів підривають у першу чергу, утворюючи при цьому додаткову відслонену поверхню. Врубіві шпури буряться звичайно на 0,2 – 0,5 м глибше інших. Заряди відбійних шпурів підривають після врубівих, і вони призначені для розширення первісного врубу й відбивання основного об'єму породи. Заряди оконтурюючих шпурів підривають останніми. Вони призначені для надання виробці проектного перетину. Кінці оконтурюючих шпурів у породах середньої міцності збігаються з проектним контуром, у міцних породах виступають за контур на 5 – 10 см, а в слабких породах доходять до контуру. Тому оконтурюючі шпури, як правило, бурять на відстані 0,15 – 0,25 м від проектного контуру під кутом 80 – 87° убік контуру виробки.

За глибиною шпури поділяються на глибокі (довжиною більш 2,5 м), середньої глибини (довжиною від 1,5 до 2,5 м) і дрібні (довжиною до 1,5 м).

Просування вибою за один вибух (величина заходки l_3) звичайно буває менше ніж глибина шпуру l_w . Відношення η величини заходки до глибини шпуру називається коефіцієнтом використання шпуру (КВШ)

$$\eta = \frac{l_3}{l_w}. \quad (8.1)$$

Вимоги «Правил безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення» однозначно визначають мінімально припустимі відстані між шпурами і від заряду ВР до найближчої відслоненої поверхні. Наприклад, при застосуванні ВР класів III й IV мінімально припустимі відстані між шпурами: по вугіллю – 0,6 м, по породі з коефіцієнтом міцності $f < 7$ – 0,45 м, по породі з $f \geq 7$ – 0,3 м. Мінімально припустимі відстані від заряду до відслоненої поверхні для всіх класів ВР: по вугіллю – 0,5 м, по породі – 0,3 м.

8.1.2. Типи розташування врубових шпурів

Від розмірів порожнини, утвореної при підриванні врубових шпурів, у значній мірі залежить ефективність підривних робіт. Тому в цей час при проведенні виробок, у залежності від властивостей і структури порід, положення врубових шпурів відносно площини вибою і принципу їх роботи всі типи врубів розділені на дві групи:

- похилі вруби (відривної дії) – вруби з похилими шпурами;
- прямі вруби (руйнуючої дії) – вруби зі шпурами, перпендикулярними площині вибою.

Похилі вруби утворюють шпури, пробурені похило до площини вибою. Кут нахилу шпурів $55 - 70^\circ$, відстань між їхніми кінцями $0,1 - 0,2$ м. У тріщинуватих породах вруби прагнуть розташовувати так, щоб вони перетинали площини тріщин під кутами, близькими до прямих, що збільшує ефективність руйнування. Похилі вруби за формою і розташуванням врубової порожнини розділяються на конічні, пірамідальні, клинові, віялові.

Конічний вруб застосовується в основному при проходці вертикальних стволів і утворюється при висадженні $5 - 12$ шпурів (рис. 8.1, а).

Пірамідальний вруб рекомендується застосовувати при проходці шурфів і піднятцевих прямокутного перетину, квершлагів і польових штреків. Вруб утворюється висадженням $3 - 4$ шпурів (рис. 8.1, б).

Клинові вруби (горизонтальний і вертикальний) застосовуються при проведенні горизонтальних і похилих гірничих виробок у тріщинуватій чи шаруватій гірській породі. Вруби утворюються висадженням $2 - 4$ пар шпурів. Горизонтальний клиновий вруб застосовується в породах з розташуванням тріщин чи шарів, близьких до горизонтального стосовно напрямку проведення виробки (рис. 8.1, в). Вертикальний клиновий вруб застосовується в породах із розташуванням тріщин чи шарів, близьких до вертикального стосовно напрямку проведення виробки (рис. 8.1, г).

Віяловий вруб утворюється $1 - 2$ рядами шпурів, нахилених від осі до контуру виробки, що розходяться з глибиною (рис. 8.1, д). Застосовується в основному у вугільних вибоях підготовчих і нарізних виробок на пластах малої потужності.

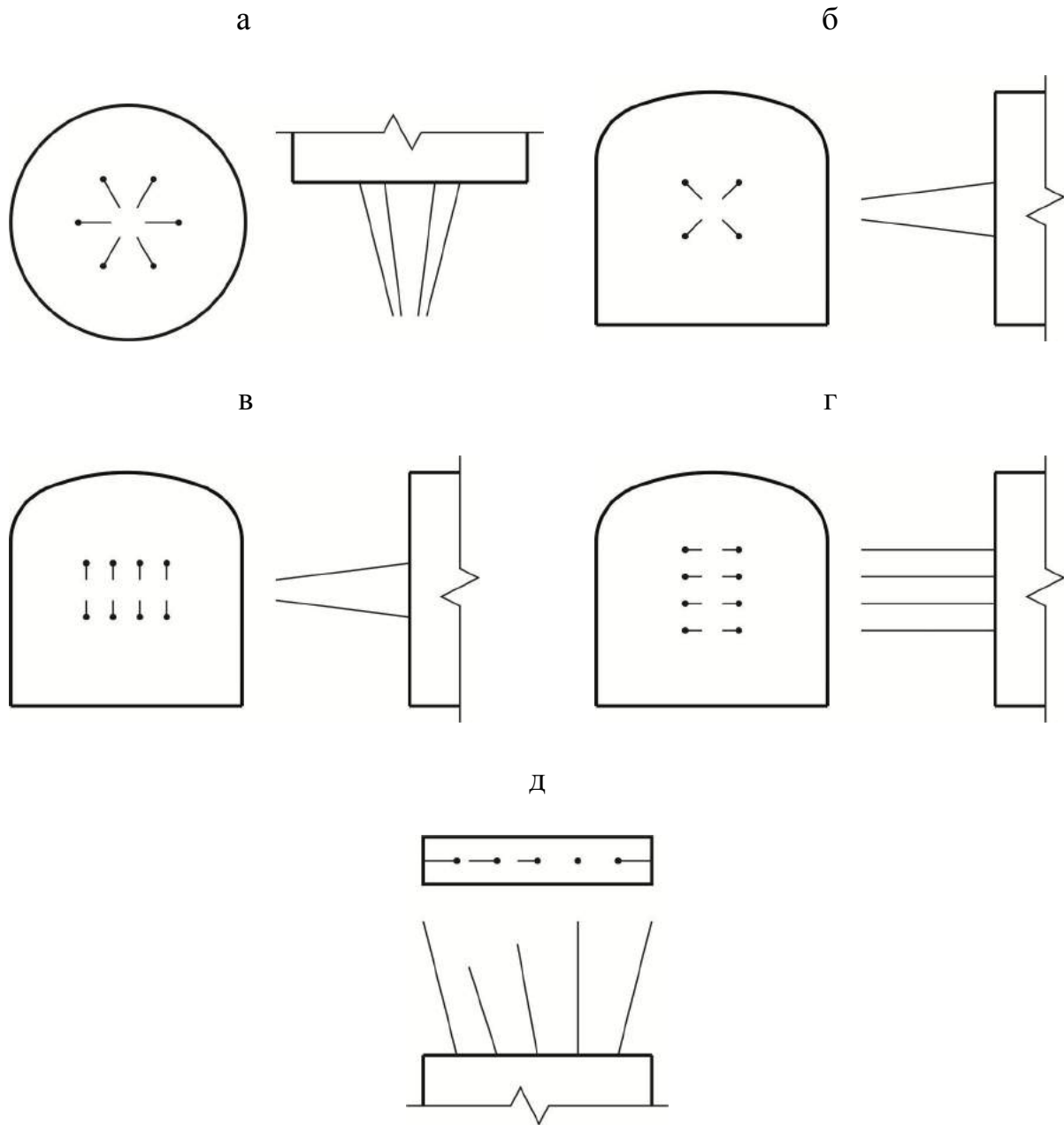


Рис. 8.1. Похилі вруби: а – конічний; б – пірамідальний; в – горизонтальний клиновий; г – вертикальний клиновий; д – віяловий

Прямі вруби утворюють шпури, пробурені перпендикулярно до площини вибою. Для цього типу врубів у ряді випадків характерна наявність незаряджених шпурів, що утворюють додаткові поверхні відслонення. Прямі вруби діляться на щілинні, призматичні і спіральні.

Щілинні вруби (горизонтальні чи вертикальні) утворюються підривом декількох паралельних шпурів, розташованих в 1 – 2 ряди. Шпури можуть заряджатися через один. Горизонтальний щілинний вруб застосовується для порід із розташуванням тріщин чи шарів, близьких до горизонтального стосовно напрямку проведення виробки (рис. 8.2, а). Вертикальний щілинний вруб застосовується для порід із розташуванням тріщин чи шарів, близьких до вертикального стосовно напрямку проведення виробок (рис. 8.2, б).

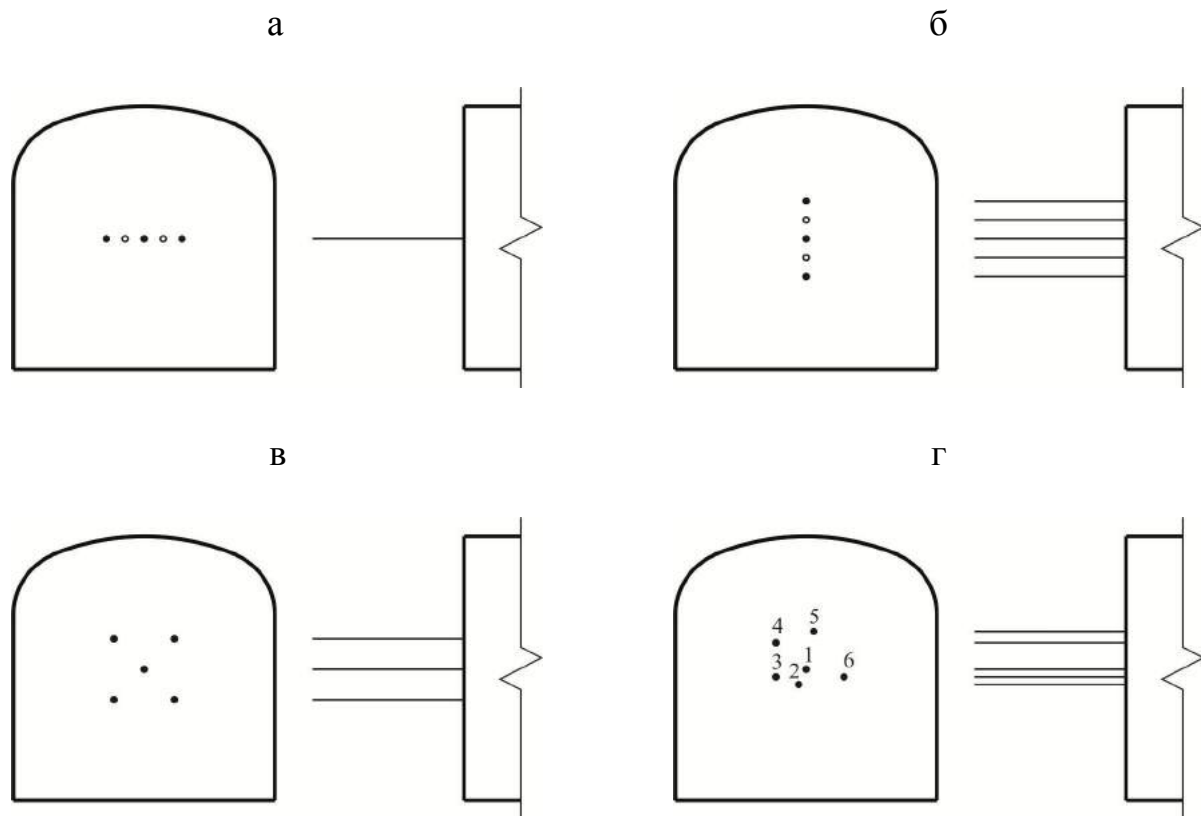


Рис. 8.2. Прямі вруби: а – горизонтальний щілинний; б – вертикальний щілинний; в – призматичний; г – спіральний

Призматичний вруб утворюється висадженням 4 – 9 наближених паралельних шпурів (рис. 8.2, в). Іноді деякі шпури не заряджаються чи по центру врубу буриться свердловина. Застосовується у виробках малого і середнього перетину при їхньому проведенні по однорідним породам.

Спіральний вруб утворюється висадженням 5 – 9 паралельних шпурів, розташованих за спіраллю (рис. 8.2, г). У центрі, як правило, знаходиться незаряджений шпур. Висадження послідовне, по одному шпуру. Застосовується в однорідних породах середньої міцності і міцних.

При проведенні пластових виробок з неоднорідним вибоєм для створення додаткової поверхні відслонення, спочатку відбивають вугілля, а потім породу.

8.1.3. Розрахунок похилих врубів

До параметрів похилих врубів відноситься: кількість шпурів у врубі, кут нахилу шпурів до площини вибою, відстань між устями шпурів одного нахилу, відстань між вибоями шпурів, відстань між устями шпурів і величину перебору.

Розрахунок клинового врубу (горизонтального і вертикального) здійснюють згідно розрахункової схеми поданої на рис. 8.3, а і б.

Кількість врубових шпурів

$$N_{вр} = 2\sqrt{S_{вр}}, \text{ шт.}, \quad (8.1)$$

де $S_{вр}$ – площа поперечного перетину виробки у проходці, м².

Відстань між устями врубових шпурів у ряду

$$a = a_f \frac{d_3}{32} \sqrt{\frac{P_{BP}}{380}}, \text{ м}, \quad (8.2)$$

де a_f – відстань між устями врубових шпурів в залежності від міцності порід, що дорівнює $a = 0,6 - 0,02f$, м;

d_3 – діаметр заряду (патрону) ВР, мм;

P_{BP} – працездатність ВР, см^3 .

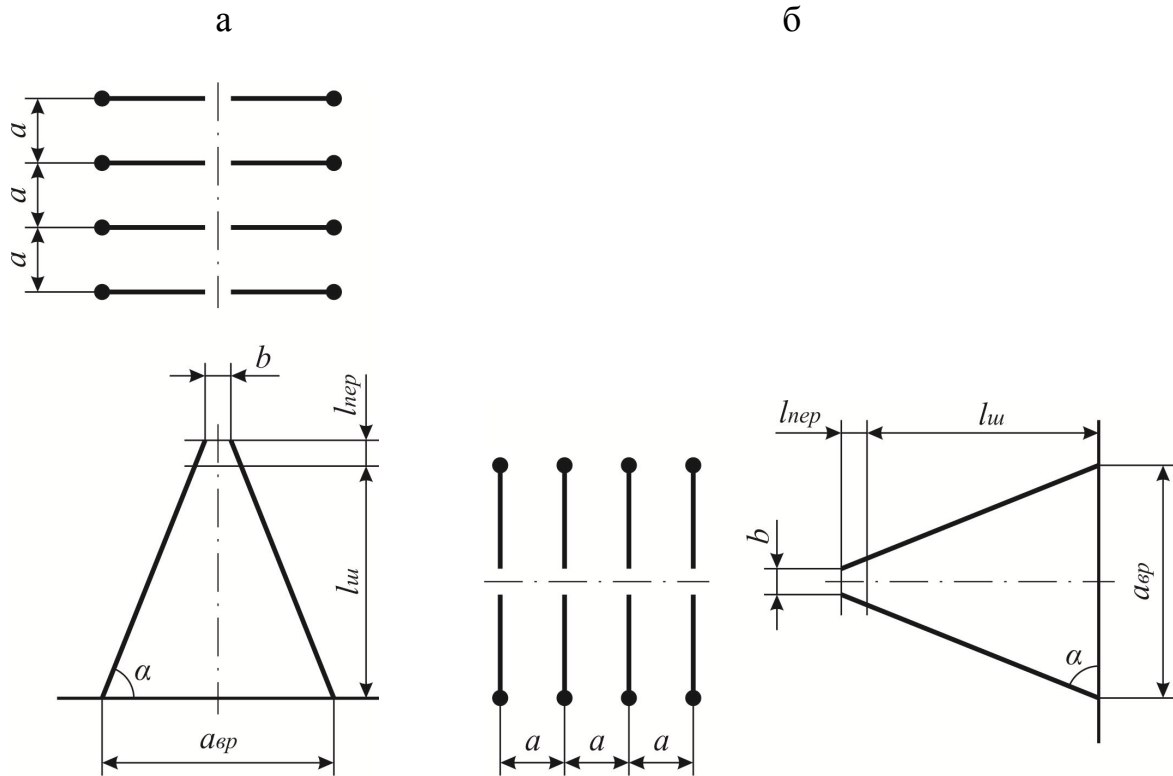


Рис. 8.3. Розрахункова схема вертикально-клинового (а) і горизонтально-клинового (б) врубів

Відстань між рядами врубових шпурів, що сходяться на клин

$$a_{сп} = b + 2 \cdot l_{нр} \cdot ctg\alpha + 2 \cdot l_{у} \cdot ctg\alpha, \text{ м}, \quad (8.3)$$

де b – відстань між вибоями шпурів що сходяться на клин, що дорівнює $0,2 - 0,3$ м;

$l_{нр}$ – глибина перебуру врубових шпурів, що дорівнює $0,2 - 0,3$ м;

α – кут нахилу врубових шпурів, що дорівнює $\alpha = 74 - 0,97f$, град.;

$l_{у}$ – глибина комплекту шпурів, м.

Також відстань між рядами врубових шпурів, що сходяться на клин знаходять за формулою

$$a_{сп} = b + \frac{2l_{сп}}{tg\alpha}, \text{ м}, \quad (8.4)$$

де $l_{сп}$ – глибина врубових шпурів, що дорівнює $l_{у} + l_{нр}$, м;

Площа врубу

$$S_{ep} = a \cdot (n - 1) \cdot a_{ep}, \text{ м}^2, \quad (8.5)$$

де n – кількість шпурів у похилому ряду врубу, шт.

Розрахунок пірамідального врубу здійснюють згідно розрахункової схеми поданої на рис. 8.4.

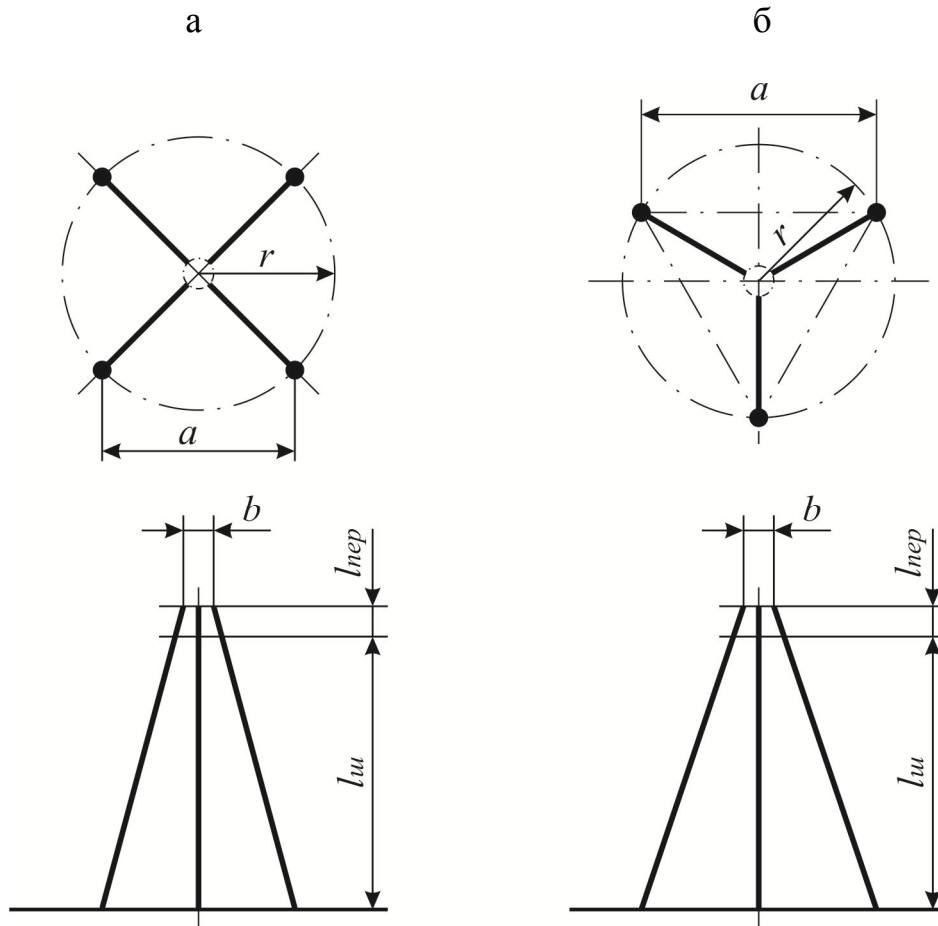


Рис. 8.4. Розрахункова схема пірамідального врубу

Устя шпурів пірамідального врубу розташовують за колом з радіусом

$$r = \frac{l_{uu} + l_{nep}}{\operatorname{tg} \alpha} + \frac{b}{2}, \text{ м}, \quad (8.6)$$

де α – кут нахилу врубових шпурів, що дорівнює $\alpha = 72 - 0,6f$, град.

Відстань між врубовими шпурами пірамідального врубу:

- при трьох шпурах у врубі

$$a = r\sqrt{3}, \text{ м}, \quad (8.7)$$

- при чотирьох шпурах у врубі

$$a = r\sqrt{2}, \text{ м}, \quad (8.8)$$

Площа врубу

- при трьох шпурах у врубі

$$S_{ep} = \frac{a^2 \sqrt{3}}{4}, \text{ м}^2; \quad (8.9)$$

- при чотирьох шпурах у врубі

$$S_{ep} = a^2, \text{ м}^2. \quad (8.10)$$

8.1.4. Розрахунок прямих врубів

Розташування шпурів у прямих врубах залежить від величини опору для відбійного шпуру, який працює на вруб

$$W_{від} = 47 \cdot K_m \cdot K_3 \cdot d_3 \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma \cdot e}}, \text{ м}, \quad (8.11)$$

де K_m – коефіцієнт місцевих геологічних умов (табл. 8.1);

K_3 – коефіцієнт зажиму, що дорівнює 0,6 при $S_{np} < 4 \text{ м}^2$, 0,7 – 0,8 при $S_{np} = 4 - 60 \text{ м}^2$ і 0,9 при $S_{np} > 60 \text{ м}^2$;

d_3 – діаметр заряду, м;

Δ – щільність заряджання, т/м³;

e – коефіцієнт працездатності ВР, що дорівнює $\frac{380}{P_{BP}}$;

γ – щільність гірських порід, т/м³.

Таблиця 8.1

Коефіцієнт місцевих геологічних умов

Породи	Категорія тріщинуватості	K_m
Монолітні і великоблочні в'язкі з розмірами окремоостей, що перевищують відстані між зарядами, а так само багаторічно мерзлі скельні	V	0,9
Розбиті на окремості зімкнутими або зацементованими тріщинами	IV	0,95
Тріщинуваті, тріщини можуть бути заповнені м'якими утвореннями	III	1,0
Сильно тріщинуваті; масив розбитий на дрібні блоки зіяючими або заповненими пухкими утвореннями, тріщинами будь-якого напрямку	II	1,05
Те ж саме, при горизонтальному направленні тріщин і наявності слабких прошарків на підшві, а також дрібно блочні напівскельні	I	1,1

Розрахунок щілинного врубу здійснюють згідно розрахункової схеми поданої на рис. 8.5. До параметрів щілинного врубу відносяться: довжина врубової щілини, відстань між шпурами врубу, кількість щілинних шпурів. Довжина шпурів щілинного врубу не повинна перевищувати ширини виробки.

Довжина врубової щілини

$$b_{щ} = (1,1 \dots 1,4) W_{від}, \text{ м}. \quad (8.12)$$

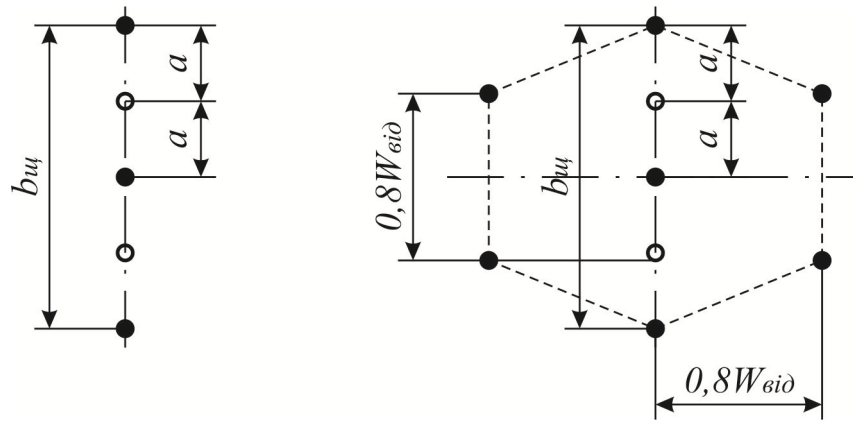


Рис. 8.5. Розрахункова схема щілинного врубу

Мінімально можлива відстань між шпурами при якому утворюється щілина

$$a = c \cdot d_3 \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma \cdot e}}, \text{ м}, \quad (8.13)$$

де c – коефіцієнт, що залежить від групи порід за БНіП

Група порід за БНіП	IV – V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
Коефіцієнт міцності	< 6	6 – 8	8 – 10	10 – 13	13 – 16	16 – 18	> 18
Коефіцієнт c	9	8	7	6	5	4	3

Орієнтовні відстані між шпурами щілинного врубу 10 – 20 см.

У виробках середнього и великого перерізу висоту щілинного врубу приймають такою, щоб забезпечити можливість розташування з кожної сторони щілини два відбійних шпуру, які розширюють вруб (рис. 8.5).

Розрахунок призматичних врубів здійснюють згідно розрахункових схем поданих на рис. 8.6. Шпури у призматичних врубах можуть розташовуватися у вершинах або гранях різних фігур (квадрат, трикутник, хрест, коло та ін.) Шпури розташовують близько один від одного на відстані

$$a = (0,2 \dots 0,5) W_{\text{від}}, \text{ м}. \quad (8.14)$$

Менші значення відстані слід застосовувати для міцних порід. Окремі шпури можуть не заряджатись, такі шпури називаються компенсаційними (холостими). Компенсаційні шпури створюють порожнини ослаблення в породному масиві і полегшують роботу зарядів в інших шпурах врубу. Площа врубу розраховується згідно геометричної фігури за якою розташовані врубові шпури.

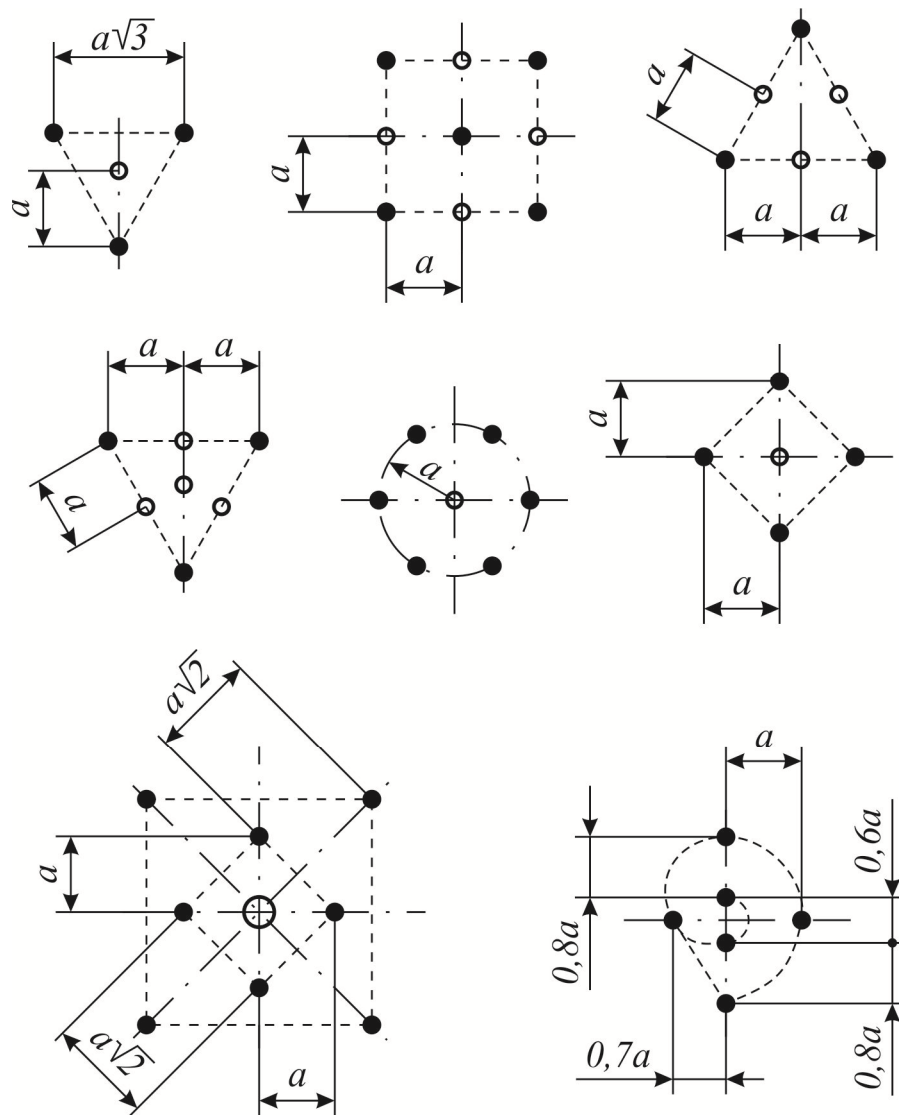


Рис. 8.6. Розрахункові схеми призматичних і спірального врубів

8.2. Розрахунок параметрів буропідричних робіт для однорідного вибою

Для однорідного породного вибою розрахунок параметрів буропідричних робіт встановлюються розрахунковим шляхом з урахуванням існуючої практики ведення підричних робіт в аналогічних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умовах. Розрахунок паспорта ведення буропідричних робіт (БПР) проводиться у наступному порядку:

- вибір типу ВР;
- визначення діаметру і глибини шпурів (за заданими темпами проведення виробки) та коефіцієнту використання шпурів;
- тип і кількість бурильних машин;
- розрахунок загальної кількості ВР;
- вибір типу врубу;
- розрахунок кількості шпурів на вибій;
- розташування шпурів у вибої виробки;

- розрахунок заряду ВР на шпур;
- розрахунок загальної кількості ВР на вибій;
- вибір конструкції заряду ВР у шпурі і типу забивки;
- визначення оптимального часу уповільнення і вибір засобів ініціювання;
- розрахунок підривної мережі;
- необхідні запобіжні заходи, місця укриттів і розстановки постів охорони;
- розрахунок часу провітрювання вибою;
- заповнення паспорта БПР.

Вибір типу ВР. В якості ВР слід використовувати тільки допущені в установленому порядку до постійного застосування в Україні ВР. ВР повинні відповідати зазначеним у діючих правилах безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення (НПАОП 0.00-1.66-13) їх застосування і можуть уточнюватися дозволами Держгірпромнагляду України. Вибір типу ВР повинен ґрунтуватися на дотриманні принципів відповідності ступеня небезпеки вибою по пилогазовому фактору, призначення і класу запобіжності ВР (табл. 1.1), а також рекомендацій по працездатності ВР залежно від міцності гірських порід поданої в табл. 8.2.

Таблиця 8.2

Рекомендації щодо вибору типу ВР

Коефіцієнт міцності порід, f	1 – 2	3 – 5	6 – 10	> 10
Працездатність ВР, см^3	220	220 – 320	320 – 400	400 – 600

Вибір відповідних ВР повинен затверджуватися керівником організації (руднику, шахти, шахтоуправління, шахтобудівельного управління). Забороняється розміщувати в одному шпурі ВР різних класів або різних найменувань.

Визначення діаметру, глибини шпурів (за заданими темпами проведення виробки) і коефіцієнту використання шпурів.

Шпур – штучне циліндрове поглиблення в гірській породі виконане процесом буріння і має діаметр до 85 мм і глибиною до 5 м і призначений для розміщення зарядів ВР. Початок шпуру називається устям, а кінець (торцева частина) – вибоєм або дном шпуру, бокова поверхня шпуру – стінками. Основні параметри шпурів: діаметр, довжина і глибина (рис. 8.7).

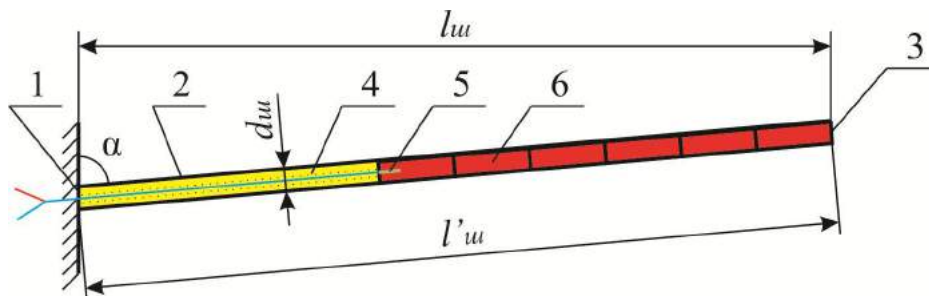


Рис. 8.7. Конструкція шпуру: 1 – устя шпуру; 2 – стінка шпуру; 3 – вибій шпуру; 4 – забивка; 5 – ЕД; 6 – патрон ВР

Шпури не мають точну циліндричну форму, так як на їх стінках неминучі виступи до 1 мм. На патронах ВР також є нерівності. Тому, якщо діаметр шпуру дорівнює діаметру патрона, то патрони в кращому разі не увійдуть до шпуру, а в гіршому – дійдуть до якого-небудь різкого виступу і заклинять, що призведе до відмови. Водночас, чим більше радіальний зазор, тим менше початковий тиск при вибуху і його корисна дія. Довжина шпуру – це відстань від вибою шпуру до його устя, виміряне по осі. Глибина шпуру – це відстань від дна шпуру до вибою виробки, виміряний за її поздовжньої осі, тобто глибина закладення шпуру в гірському масиві. Глибину визначають як проекцію його довжини на поздовжню вісь виробки

$$l_{ш} = l'_{ш} \cdot \sin \alpha, \text{ м}, \quad (8.14)$$

де α – кут між вибоєм виробки і віссю шпуру, град.

Глибина шпуру (шпурів) $l_{ш}$ повинна бути менше або дорівнювати ширині виробки начорно (проходці) і уточнюється можливістю застосовуваного бурового обладнання, тобто задовольняти умові:

$$l_{ш} \leq B_{np}, \text{ м}. \quad (8.15)$$

Шпуровий заряд, особливо якщо лінія найменшого опору збігається з віссю шпуру, руйнує породу лише в найближчій до вибою його частині. Донна ж частина залишається в незруйнованій породі у вигляді так званого «стакану». Це призводить до того, що за одне підривання вибій виробки посувається не на повну глибину шпурів. Тому один з найважливіших параметрів вибухових робіт – довжина західки – посування вибою за одне підривання (за один цикл), при цьому $l_{зах} < l_{ш}$.

Коефіцієнтом використання шпурів (КВШ) називається відношення посування вибою за одне підривання до глибини шпурів

$$\eta = \frac{l_{зах}}{l_{ш}}. \quad (8.16)$$

КВШ – це безрозмірна величина, що характеризує ефективність дії підривання шпурових зарядів ВР, один з основних критеріїв якості вибуху, правильності обраної схеми розташування шпурів і питомих витрат ВР. Нормативне значення КВШ дорівнює 0,8. За даними практики ведення буропідривних робіт у породах монолітних, з коефіцієнтом міцності $f = 15 - 20$ задовільним може вважатися КВШ рівний 0,75 – 0,8; в породах середньої міцності – до 0,9; в слабких породах ця величина повинна наближатися до 1. У деяких «стаканах» можуть бути залишки ВР. Тому не можна бурити шпури наступного циклу через «стакани», тобто забороняється їх разбурювати, бо це приведе до можливого несанкціонованого вибуху ВР з трагічними наслідками. При проектуванні БПР рекомендуються наступні значення КВШ: на одну відкриту поверхню – 0,8 – 0,85; на дві відкриті поверхні – 0,90 – 0,95.

При проведенні промислових випробувань нових типів ВР і нових технологій ведення підривних робіт КВШ встановлюють за посування вибою за певний період часу, як правило, за 10 підривань (циклів)

$$\eta = \frac{l_{від}}{n_{ц} \cdot l_{ш.ср}}, \quad (8.17)$$

де $l_{від}$ – відхід (посування) вибою виробки за заданий період часу (встановлюється маркшейдерськими вимірами), м;

$n_{ц}$ – кількість підривань за контрольний період;

$l_{ш.ср}$ – середня глибина шпурів, м.

Глибина шпурів у нестійких породах визначається вимогами безпечного проведення робіт. На криволінійних ділянках – вимогами механічного порядку, що полягають в забезпеченні зниження впливу вибуху на кріплення виробок та недопущення збільшення площі перетину понад норм БНіП. У разі, якщо виробка проводиться з заданими темпами проходки, глибина шпурів визначається за формулою

$$l_{ш} = \frac{L}{k \cdot t \cdot n \cdot \eta}, \quad \text{м}, \quad (8.18)$$

де L – середньомісячні темпи проведення виробки, м/міс (табл. 8.3)

k – кількість робочих днів на місяць, діб;

t – кількість робочих змін з проходки виробки на добу, змін;

n – кількість циклів у зміні;

η – коефіцієнт використання шпурів.

Таблиця 8.3

Середньомісячна нормативна швидкість проведення виробок

Тип гірничих виробок	Швидкість виконання робіт, м/міс
Стволи:	
- вертикальні	55
- похилі	50
- поглиблення вертикальних стволів	25
Приствольні двори і камери (на один вибій) і спряження виробок (на одне спряження)	400
Квершлаг та польові штреки	70
Горизонтальні виробки по корисній копалині (штреки, орти)	110
Похилі виробки, які проходять знизу вгору:	
- по корисній копалині	95
- польові	70
Похилі виробки, які проходять зверху вниз:	
- по корисній копалині	80
- польові	60
Капітальні рудоспуски та підняттеві	45

Примітка: При проведенні горизонтальних і похилих виробок буропідри-вним способом без зведення кріплення нормативну швидкість, слід збільшувати на 30%. Допускається зменшувати нормативну швидкість:

- при зведенні монолітного бетонного і залізобетонного кріплення в горизонтальних і похилих виробках на 10%;
- при сильному капежі безперервними струменями в горизонтальних і похилих виробках на 15%;
- при проведенні виробок із зворотним склепінням, а також виробок з діючого горизонту на 20%;
- при проходці стволів у породах міцністю $f \geq 10$ – на 25%;
- при проведенні ділянок виробок, де прогноуються суфлярне виділення метану (водню), гірських ударів, викиди породи, вугілля і газу, прориви води, пливунів – на 30%.

Діаметр шпурів приймається залежно від діаметра обраного стандартного патрона ВР. При збільшенні діаметру шпуру зростає концентрація енергії вибуху і швидкість детонації, що підвищує ефективність підривних робіт: зменшується число шпурів, а отже, і витрата ВР, підвищується КВШ. Разом з тим, збільшення діаметрів шпурів призводить до погіршення оконтурювання гірничої виробки, до зайвого руйнування породи за проектним контуром, а також до зниження швидкості буріння шпурів.

При електричному підриванні і розташуванні патрона-бойовика першим від устя шпуру згідно БНіП діаметр шпуру повинен бути більше діаметра патрона ВР на 5 – 6 мм. На підставі узагальнення виробничого досвіду при проведенні гірничих виробок з площею поперечного перерізу понад 6 м² слід застосовувати ВР в патронах діаметром 36 – 40 мм. У виробках, безпечних по газу і пилу, доцільно заряджати шпури з розрізанням патронів. У виробках з площею поперечного перерізу менше 6 м² потрібно застосовувати ВР в патронах діаметром 32 – 36 мм. При проведенні вертикальних стволів найчастіше застосовують патрони ВР діаметром 45 мм.

Тип і кількість бурильних машин. Тип і кількість бурильних машин приймається залежно від фізико-механічних властивостей гірських порід і поперечних розмірів виробки у світлі. Для буріння шпурів у горизонтальних та похилих гірничих виробок перерізом $< 7 \text{ м}^2$ і висотою $\leq 2,5 - 2,7 \text{ м}$, використовують переносні перфоратори з пневматичними підтримками або переносні бурильні установки типу УПБ-1, УПБ-1Б і ЛКР-Т. Для виробок перетином $> 7 \text{ м}^2$, для буріння шпурів використовують установки бурильні шахтні.

Вибір установки бурильної шахтної для буріння шпурів у горизонтальній і похилій гірничій виробці повинен здійснюватися з урахуванням наступних основних положень:

- тип бурильної машини, яка встановлена на установці, повинен відповідати коефіцієнту міцності порід у вибої;
- розміри зони буріння повинні бути більше або рівні висоті і ширині вибою;
- найбільша довжина шпурів за технічною характеристикою бурильної установки повинна бути узгоджена з максимальною довжиною шпурів (за паспортом буропідривних робіт);

- ширина шахтної бурильної установки не повинна бути більшою ніж у застосовуваних транспортних засобів (вагонеток, електровозів, транспортно-постачальних машин).

Мінімальна ширина установки бурильної шахтної:

$$B_m = B - 2m, \text{ м}, \quad (8.19)$$

де B – мінімальна ширина виробки, м;

m – мінімальна ширина проходу для людей, за умовою $\geq 0,7$ м.

Мінімальна висота шахтної бурильної установки в робочому положенні:

$$H_m = H - (0,5 \dots 0,6), \text{ м}, \quad (8.20)$$

де H – мінімальна висота виробки, м.

Визначивши мінімальні габарити установки, знаючи розміри зони буріння, найбільшу глибину шпурів і коефіцієнт міцності порід за технічними характеристиками вибирають установку бурильну шахтну.

Кількість перфораторів, що працюють одночасно у вибої, визначається з розрахунку не менш ніж на 2 м^2 в горизонтальних і похилих виробках. Кількість електросвердел на вибій у горизонтальних і похилих виробках визначається з розрахунку $2 - 2,5 \text{ м}^2$ площі вибою на одне електросвердло. На кожні три робочі бурові машини рекомендується приймати одну резервну.

Кількість бурових машин на шахтній бурильній установці, що працюють одночасно у вибої горизонтальних і похилих виробок визначається з розрахунку одна бурильна машина не менше ніж на 9 м^2 площі вибою. У вертикальних виробках діаметром понад 7 м приймається дві бурові установки.

Розрахунок загальної кількості ВР.

Загальна кількість ВР на вибій

$$Q = q \cdot V, \text{ кг}, \quad (8.21)$$

де q – питома витрата ВР, $\text{кг}/\text{м}^3$;

V – об'єм породи в масиві, що підривається, визначається за формулою:

$$V = S_{np} \cdot l_u, \text{ м}^3,$$

де S_{np} – площа поперечного перетину виробки у проходці (начорно), м^2 .

Найбільше поширення при визначенні питомої витрати ВР отримала формула проф. Н.М. Покровського, що є найбільш універсальною

$$q = q_1 \cdot e \cdot f_1 \cdot k_{зам}, \text{ кг}/\text{м}^3, \quad (8.22)$$

де q_1 – нормальна питома витрата ВР, визначається за формулою:

$$q_1 = 0,1f, \text{ кг}/\text{м}^3;$$

e – коефіцієнт працездатності ВР, що дорівнює $\frac{380}{P_{BP}}$;

f_1 – коефіцієнт, що враховує структуру породи (табл. 8.4);

$k_{зам}$ – коефіцієнт затиску породи, при двох поверхнях відслонення дорівнює $1,2 - 1,5$, за наявності однієї поверхні відслонення визначається за формулою:

$$k_{зам} = \frac{6,5}{\sqrt{S_{np}}}.$$

Таблиця 8.4

Коефіцієнт структури породи

Характеристика структури породи	Коефіцієнт структури породи, f_1
В'язкі, пористі	2,0
З дрібною тріщинуватістю	1,3
Сланцеві	1,3
Крихкі	1,1
Щільні дрібно шаруваті	0,8

Вибір типу врубу. Для досягнення потрібного відходу вибою за цикл в горизонтальних і похилих виробках, площа врубової частини вибою, обмеженою допоміжними шпурами, повинна бути не менше поданої в табл. 8.5.

Таблиця 8.5

Площа врубової частини

Відхід вибою за цикл, $l_{від}$, м	< 1	1 – 2	2 – 3	3 – 4	4 – 5
Площа врубової частини, $S_{вр}$, м ²	0,45	0,85	1,25	1,6	1,95

При цьому виходять з того, що прийнята величина уповільнення вибуху наступної групи зарядів дозволяє винести з порожнини зруйновану породу в такій мірі, що це забезпечує безперешкодне руйнування масиву при черговому вибуху.

Розрахунок кількості шпурів на вибій.

Виробки трапецієвидної форми.

Периметр виробки у проходці (начорно)

$$P = B_k + B_{np} + \frac{2 \cdot H_{np}}{\sin \alpha}, \text{ м}, \quad (8.23)$$

де B_k – ширина покрівлі виробки у проходці (начорно), м;
 B_{np} – ширина підшви виробки у проходці (начорно), м;
 H_{np} – висота виробки у проходці (начорно), м;
 α – кут нахилу боків виробки, град.

Площа поперечного перерізу виробки у проходці (начорно)

$$S_{np} = 0,5 \cdot (B_k + B_{np}) \cdot H_{np}, \text{ м}^2. \quad (8.24)$$

Площа контурних шпурів

$$S_k = S_{np} - 0,5 \cdot (B_k - 2(\Delta_o + W_k) + B_{np} - 2(\Delta_o + W_k)) \times (H_{np} - 2(\Delta_o + W_k)), \text{ м}^2, \quad (8.25)$$

де Δ_o – відстань від контуру виробки до контурних шпурів, що дорівнює 0,15 – 0,25 м;

W_k – відстань від лінії контурних шпурів до відслоненої поверхні, яка утворюється відбійними шпурами, що дорівнює $0,5 W_{від}$.

Площа вибою для відбійних шпурів

$$S_{від} = S_{np} - (S_{вр} + S_k) \text{ м}^2, \quad (8.26)$$

де $S_{вр}$ – площа врубу, м².

Кількість відбійних шпурів

$$N_{від} = \frac{1,27 \cdot q \cdot S_{від}}{\Delta \cdot d^2 \cdot k_{зан}}, \text{ шт.}, \quad (8.27)$$

де q – питома витрата ВР, кг/м³;

Δ – щільність ВР у шпурі або патроні, кг/м³;

d – діаметр шпуру або патрону ВР, м;

$k_{зан}$ – коефіцієнт заповнення шпуру подано в табл. 8.6.

Таблиця 8.6

Коефіцієнт заповнення шпуру

Діаметр патрона ВР, мм	Коефіцієнт заповнення шпуру, $k_{зан}$	
	$f = 3 - 9$	$f = 10 - 20$
24, 28	0,35 – 0,7	0,75 – 0,85
32, 36	0,3 – 0,6	0,6 – 0,85
40	0,3 – 0,5	0,5 – 0,75
45	0,35 – 0,45	0,45 – 0,5

Отримана кількість відбійних шпурів повинна бути проаналізована. Велика їх кількість призводить до збільшення трудомісткості і тривалості бурових робіт, що знижає швидкість проведення виробки. Навпаки невелика кількість шпурів призводить до поганого подрібнення вибухом породи, що ускладнює її навантаження і транспортування. Досвід виконання підривних робіт при проведенні виробок дозволив встановити, що оптимальним є така кількість відбійних шпурів, при якій на 1 м² площі вибою, яку висаджують ці шпури, приходиться 1 – 2 шпуру. Велика кількість шпурів вказує на те, що був невдало обраний тип ВР (недостатньої потужності) і занижений прийнятий діаметр заряду. В цьому випадку необхідно прийняти другий найбільш потужний тип ВР, збільшити діаметр заряду і виконати перерахунок кількості шпурів.

Площа вибою, яка приходиться на один відбійний шпур

$$S_{від.ш} = \frac{S_{від}}{N_{від}}, \text{ м}^2. \quad (8.28)$$

ЛНО відбійних шпурів

$$W_{від.ш} = \sqrt{S_{від.ш}}, \text{ м}. \quad (8.29)$$

Відстань між відбійними шпурами у ряду

$$a_{від} = m \cdot W, \text{ м}, \quad (8.30)$$

де m – коефіцієнт зближення зарядів, що дорівнює 0,8 – 1,3, менше значення коефіцієнту приймають для кріпких порід.

Кількість шпурів у підшві

$$N_n = \frac{B_{np} - 2 \cdot (\Delta_o \cdot (1 + \text{ctg} \alpha))}{a_n} + 1, \text{ шт.}, \quad (8.31)$$

де a_n – відстань між шпурами підшви, що дорівнює $0,75 W_{від.ш}$.

Фактична відстань між шпурами у підшві

$$a_n = \frac{B_{np} - 2 \cdot (\Delta_o \cdot (1 + \operatorname{ctg} \alpha))}{N_n - 1}, \text{ м.} \quad (8.32)$$

Кількість шпурів з боків

$$N_{\delta} = \frac{2}{a_{\delta}} \cdot \left(\frac{H_{np}}{\sin \alpha} - 2 \cdot \Delta_o \right) - 2, \text{ шт.}, \quad (8.33)$$

де a_{δ} – відстань між шпурами з боків, що дорівнює $0,95W_{від}$.

Фактична відстань між шпурами з боків

$$a_{\delta} = \frac{2}{N_{\delta}} \cdot \left(\frac{H_{np}}{\sin \alpha} - 2 \cdot \Delta_o \right), \text{ шт.} \quad (8.34)$$

Кількість шпурів покрівлі

$$N_{нок} = \frac{B_{\kappa} - 2 \cdot (\Delta_o \cdot (1 - \operatorname{ctg} \alpha))}{a_{нок}} + 1, \text{ шт.}, \quad (8.35)$$

де $a_{нок}$ – відстань між шпурами покрівлі, що дорівнює $0,85W_{від}$.

Фактична відстань між шпурами у підшві

$$a_{нок} = \frac{B_{np} - 2 \cdot (\Delta_o \cdot (1 - \operatorname{ctg} \alpha))}{N_{нок} - 1}, \text{ м.} \quad (8.36)$$

Загальна кількість шпурів на вибій виробки

$$N = N_{ep} + N_{від} + N_n + N_{\delta} + N_{нок}, \text{ шт.}, \quad (8.37)$$

де N_{ep} – кількість врубових шпурів, шт.

При складанні паспорту БПР у процесі його уточнення допускається збільшення загальної кількості шпурів у вибої (без урахування шпурів для утворення водовідливної канавки) не більш ніж на 10%, а у виробках перерізом до 5 м^2 не більш ніж на 4 шпуру.

Виробки аркової форми.

Периметр виробки у проходці (начорно)

$$P = 2 \cdot (h + R_{np}) + \pi R, \text{ м}, \quad (8.38)$$

де h – висота прямолінійної частини боку виробки у проходці (начорно), м;

R_{np} – радіус осьової дуги виробки у проходці (начорно), м.

Площа поперечного перерізу виробки у проходці (начорно)

$$S_{np} = 2 \cdot h \cdot R_{np} + \frac{\pi \cdot R_{np}^2}{2}, \text{ м}^2. \quad (8.39)$$

Площа контурних шпурів

$$S_{\kappa} = S_{np} - \left(2 \cdot (h - \Delta_o - W_{\kappa}) \cdot (R_{np} - \Delta_o - W_{\kappa}) + \frac{\pi \cdot (R_{np} - \Delta_o - W_{\kappa})^2}{2} \right), \text{ м}^2. \quad (8.40)$$

Площа вибою для відбійних шпурів визначається за формулою (8.26).

Кількість відбійних шпурів визначається за формулою (8.27).

Кількість шпурів у підшві

$$N_n = \frac{2 \cdot (R_{np} - \Delta_o)}{a_n} + 1, \text{ шт.} \quad (8.41)$$

Фактична відстань між шпурами у підшві

$$a_n = \frac{2 \cdot (R_{np} - \Delta_o)}{N_n - 1}, \text{ м.} \quad (8.42)$$

Кількість шпурів з однієї прямолінійної частини боку

$$n_{\delta} = \frac{h - \Delta_o}{a_{\delta}} - 1, \text{ шт.} \quad (8.43)$$

Фактична відстань між шпурами з однієї прямолінійної частини боку

$$a_{\delta} = \frac{h - \Delta_o}{n_{\delta} + 1}, \text{ шт.} \quad (8.44)$$

Кількість шпурів з боків виробки

$$N_{\delta} = 2 \cdot n_{\delta}, \text{ шт.} \quad (8.45)$$

Кількість шпурів у покрівлі

$$N_{нок} = \frac{\pi \cdot (R_{np} - \Delta_o)}{a_{нок}} + 1, \text{ шт.}, \quad (8.46)$$

Фактична відстань між шпурами у підшві

$$a_{нок} = \frac{\pi \cdot (R_{np} - \Delta_o)}{N_{нок} - 1}, \text{ м.} \quad (8.47)$$

Загальна кількість шпурів на вибій виробки визначається за формулою (8.37).

Виробки прямокутно-склепінчастої форми.

Периметр виробки у проходці (начорно)

$$P = 2 \cdot \left(H_{np} - \frac{B_{np}}{3} \right) + 2,33 \cdot B_{np}, \text{ м,} \quad (8.48)$$

де H_{np} – висота виробки у проходці (начорно), м;

B_{np} – ширина виробки у проходці (начорно), м.

Площа поперечного перерізу виробки у проходці (начорно)

$$S_{np} = B_{np} \cdot \left(H_{np} - \frac{B_{np}}{3} + 0,26 \cdot B_{np} \right), \text{ м}^2. \quad (8.49)$$

Площа контурних шпурів

$$S_{\kappa} = S_{np} - (B_{np} - 2(\Delta_o + W_{\kappa})) \times \left((H_{np} - 2(\Delta_o + W_{\kappa})) - \frac{B_{np} - 2(\Delta_o + W_{\kappa})}{3} + 0,26 \cdot (B_{np} - 2(\Delta_o + W_{\kappa})) \right), \text{ м}^2. \quad (8.50)$$

Площа вибою для відбійних шпурів визначається за формулою (8.26).

Кількість відбійних шпурів визначається за формулою (8.27).

Кількість шпурів у підшві

$$N_n = \frac{B_{np} - 2 \cdot \Delta_o}{a_n} + 1, \text{ шт.} \quad (8.51)$$

Фактична відстань між шпурами у підшві

$$a_n = \frac{B_{np} - 2 \cdot \Delta_o}{N_n - 1}, \text{ м.} \quad (8.52)$$

Кількість шпурів з однієї прямолінійної частини боку

$$n_{\delta} = \frac{H_{np} - \frac{B_{np}}{3} - \Delta_o}{a_{\delta}} - 1, \text{ шт.}, \quad (8.53)$$

Фактична відстань між шпурами з однієї прямолінійної частини боку

$$a_{\delta} = \frac{H_{np} - \frac{B_{np}}{3} - \Delta_o}{n_{\delta} + 1}, \text{ шт.} \quad (8.54)$$

Кількість шпурів з боків виробки визначається за формулою (8.42).

Кількість шпурів покрівлі

$$N_{нок} = \frac{1,33 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)}{a_{нок}} + 1, \text{ шт.}, \quad (8.55)$$

Фактична відстань між шпурами у підозві

$$a_{нок} = \frac{1,33 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)}{N_{нок} - 1}, \text{ м.} \quad (8.56)$$

Загальна кількість шпурів на вибій виробки визначається за формулою (8.37).

Розташування шпурів у вибої виробки. Побудова схеми розташування шпурів виконується у фронтальній, горизонтальній і профільній проекціях площі вибою. Врубів, відбійні і контурні шпури у вибої виробки розташовують згідно розрахункової схеми, поданої на рис. 8.8. Розташування шпурів у вибої виробки починають з розміщення врубів шпурів. При використанні самохідного гірничого обладнання врубів шпури розміщують у центрі виробки. Для зменшення розльоту породи з врубової частини вруб переміщують до підозви виробки. Нижня межа розміщення врубів дорівнює ЛНО $W_{від}$, відкладеної від підозви виробки. Потім від контуру виробки на відстані Δ_o відбудовують контур для розміщення контурних шпурів.

Контурні шпури підозви розміщують у наступній послідовності. Лінію розміщення шпурів підозви розташовують на відстані ЛНО $W_{від}$ від підозви виробки. Спочатку розміщують по одному шпуру у кутах лінії шпурів підозви, потім від них на цій лінії у напрямку центра вибою відкладають інші шпури підозви через фактичну відстань між ними. Контурні шпури з боків відкладають від шпурів розташованих у нижніх кутах лінії шпурів підозви. Контурні шпури покрівлі розміщують у наступній послідовності. Спочатку розміщують по одному шпуру у кутах лінії шпурів покрівлі, потім від них на цій лінії у напрямку центра вибою відкладають інші шпури покрівлі через фактичну відстань між ними.

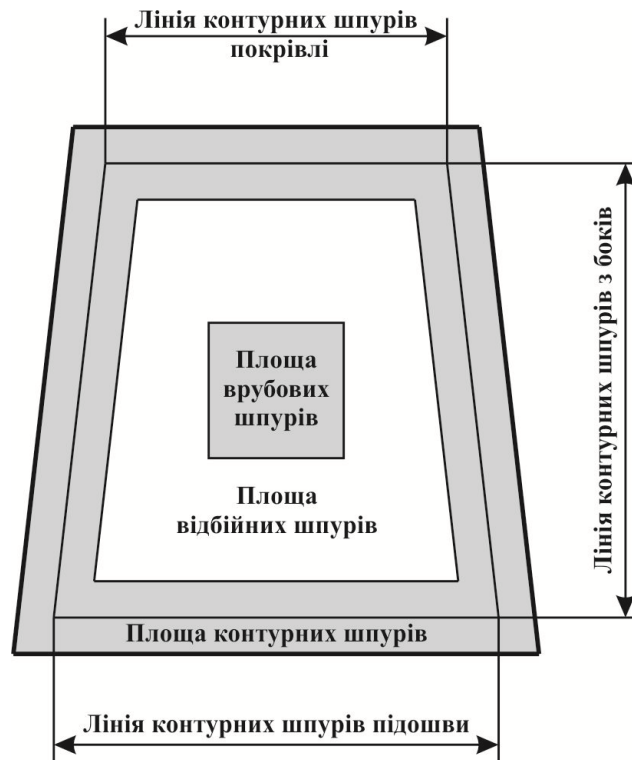


Рис. 8.8. Схема розташування шпурів у вибої виробки

Відбійні шпури можуть розташовуватися за двома схемами: у вузлах квадратної сітки або на лініях відбійних контурів, які проводяться поблизу врубу паралельно контуру врубу, а поблизу контуру виробки – паралельно останньому. При цьому повинен відбуватися плавний перехід від одного виду контуру до іншого. У першому випадку кількість горизонтальних і вертикальних рядів шпурів може не дорівнювати цілому числу. Тоді необхідно зменшити або збільшити відстань ЛНО між шпурами по горизонталі або по вертикалі.

Розрахунок заряду $ВР$ на шпур. Величина заряду на шпур зазвичай встановлюється дослідним шляхом для конкретних гірничо-геологічних умов. Приблизна величина одиночного шпурового заряду

$$Q_{ш} = \frac{Q}{N}, \text{ кг.} \quad (8.57)$$

Рекомендована величина заряду $ВР$ у врубових шпурах приймається на 10 – 20% більше величини заряду на один шпур, у контурних шпурах на 5 – 10% менше. У кутових шпурах підосви заряд приймається на 20% більше величини заряду $ВР$ у контурних шпурах.

Величина заряду врубового шпуру

$$Q_{вр} = (1,1 \dots 1,2) \cdot Q_{ш}, \text{ кг.} \quad (8.58)$$

Величина заряду контурного шпуру

$$Q_{кон} = (0,9 \dots 0,95) \cdot Q_{ш}, \text{ кг.} \quad (8.59)$$

Величина заряду кутового шпуру підосви

$$Q_{кут} = 1,2 \cdot Q_{кон}, \text{ кг.} \quad (8.60)$$

Величина заряду відбійного шпуру

$$Q_{від} = \frac{Q - N_{вр} \cdot Q_{вр} - (N_{кон} - 2) \cdot Q_{кон} - 2 \cdot Q_{кшип}}{N_{від}}, \text{ кг}, \quad (8.61)$$

де $N_{кон}$ – загальна кількість контурних шпурів, шт.

Величина заряду ВР для влаштування водовідливної канавки

$$Q_{вк} = \frac{S_{вк} \cdot q \cdot l_{вк}}{n_{вк}}, \text{ кг}, \quad (8.62)$$

де $S_{вк}$ – площа поперечного перерізу водовідливної канавки, м²;

$l_{вк}$ – середня глибина шпуру водовідливної канавки, м;

$n_{вк}$ – кількість шпурів під водовідливну канавку, шт.

Отримана приблизна величина одиночного заряду перераховується до ближньої цілої кількості патронів ВР. Розраховані величини зарядів ВР перевіряються на дотримання вимог за величиною забивки:

- при заряджанні патронуваними ВР

$$l_3 = l_{ш} - n_n \cdot l_n \geq l_{\min}, \text{ м}; \quad (8.63)$$

- при заряджанні розсипними ВР

$$l_3 = l_{ш} - \frac{Q_{ш}}{q_l} \geq l_{\min}, \text{ м}, \quad (8.64)$$

де l_3 – розрахункова довжина забивки, м;

$l_{ш}$ – довжина шпуру, м;

n_n – кількість патронів ВР, шт.;

l_n – довжина патрона ВР, м;

q_l – лінійна щільність розсипної ВР, кг/м;

l_{\min} – мінімальна довжина забивки, під час підривання по вугіллю та породі для всіх забивочних матеріалів повинна становити при глибини шпурів від 0,6 до 1 м – половину глибини шпуру, при глибини шпурів > 1 м – 0,5 м. Виходячи з умов ефективності ведення підривних робіт, довжину забивки у шпурах рекомендується приймати не менше довжини заряду ВР.

Розрахунок загальної кількості ВР на вибій. Загальна кількість ВР на цикл визначається шляхом помноженням прийнятої величини заряду одного шпуру на розрахункову кількість шпурів даного типу на вибій, отримане графічним методом

$$Q_{заг} = Q_{вр} \cdot N_{вр} + Q_{від} \cdot N_{від} + Q_{кон} \cdot (N_{кон} - 2) + 2 \cdot Q_{кшип}, \text{ кг}. \quad (8.65)$$

Загальна кількість ВР на цикл з урахуванням зарядів у шпурах для утворення водовідливної канавки

$$Q = Q_{заг} + Q_{вк} \cdot n_{вк}, \text{ кг}. \quad (8.66)$$

Вибір конструкції заряду ВР у шпурі і типу забивки виконується згідно діючих правил безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення (НПАОП 0.00-1.66-13).

Визначення оптимального часу уповільнення і вибір засобів ініціювання.

Інтервал уповільнення між підриванням окремих груп зарядів при короткоуповільненому підриванні визначають за формулою:

$$t = \frac{31,5}{\sqrt[4]{1,3 \cdot f}} \cdot W_{від} - 6 \cdot \sqrt[4]{1,3 \cdot f} + 9,6, \text{ мс.} \quad (8.67)$$

У групи об'єднують шпури, що дозволяють послідовно (шарами) вести відбивання гірської породи на врубову порожнину. Контурні шпури підривають одночасно, після підривання відбійних. За отриманим часом уповільнення підбирають ЕД таким чином, щоб забезпечити підривання з максимальним числом ступенів і сумарним часом уповільнення. Характеристика засобів ініціювання при електричному способу підривання зарядів ВР і з використанням НСІ подано у розділі 6.

Розрахунок підривної мережі. Розрахунок електропідривної мережі виконується у наступній послідовності. Визначають схему з'єднання ЕД, тип підривного приладу і проводів, розраховується загальний опір електропідривної мережі, розраховується величина постійного (змінного) струму в електропідривної мережі. Якщо отримані значення струму електропідривної мережі задовольняють за умовою безвідмовного підривання ЕД (див. розділ 6), то приймається дана схема, в іншому випадку проводиться її коригування або приймається підрильний прилад іншого типу з більш високою напругою.

Мінімальний поперечний переріз застосовуваних проводів: магістральних – 0,75 мм², з'єднувальних – 0,5 мм², проводів ЕД – 0,2 мм².

Загальний опір електропідривної мережі:

- при послідовному з'єднанні ЕД

$$R_{заг} = 2 \cdot l_m \cdot \rho_m + L_3 \cdot \rho_3 + r_{ед} \cdot N, \text{ Ом;} \quad (8.68)$$

- при послідовно-паралельному з'єднанні ЕД

$$R_{заг} = 2 \cdot l_m \cdot \rho_m + L_3 \cdot \rho_3 + \frac{r_{ед} \cdot n}{m}, \text{ Ом;} \quad (8.69)$$

- при паралельно-ступінчатому з'єднанні ЕД

$$R_{заг} = 2 \cdot l_m \cdot \rho_m + L_3 \cdot \rho_3 + \frac{r_{ед}}{n}, \text{ Ом,} \quad (8.70)$$

де l_m – довжина магістральних проводів, м. Приймається відстані від місця підривання до місця укриття підричника;

ρ_m – питомий опір магістральних проводів, що дорівнює 0,037 – 0,05 Ом/м;

L_c – сумарна довжина з'єднувальних проводів, м, приймається з розрахунку 4 м з'єднувальних проводів на один детонатор;

ρ_c – питомий опір з'єднувальних проводів, що дорівнює 0,093 Ом/м;

$r_{ед}$ – середній опір ЕД (див. розділ 6), Ом;

N – загальна кількість ЕД у мережі, шт.;

n – кількість ЕД у одній гілці або секції, шт.;

m – кількість паралельних гілок у послідовно-паралельній мережі, шт.

Величина постійного струму

$$I_{ном} = \frac{U}{R_{заг}}, \text{ А,} \quad (8.71)$$

де U – напруга конденсатора-накопичувача підривного прибору, В.

Величина перемінного струму

$$I_{пер} = \frac{U}{2 \cdot R_{заг}}, \text{ А.} \quad (8.72)$$

Перевірка величини струму в електропідривної мережі проводиться за умовою безвідмовного підривання ЕД

$$I \geq I_{без}, \text{ А,} \quad (8.73)$$

де $I_{без}$ – величина струму безвідмовного групового підривання ЕД (див. розділ 6), А.

Необхідні запобіжні заходи, місця укриття і розстановки постів охорони виконується згідно діючих правил безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення (НПАОП 0.00-1.66-13).

Розрахунок часу провітрювання вибою. Кількість повітря, що подається у кожний вибій, де проводяться підривні роботи, повинна бути такою, щоб перед допуском робітників до вибою вміст отруйних продуктів вибуху, що виникли під час підривання, був меншим ніж 0,008% за об'ємом у перерахунку на умовний окис вуглецю. Такого вмісту отруйних продуктів вибуху потрібно досягати не більше ніж за 30 хвилин.

Заповнення паспорту буропідривних робіт. За результатами проведених розрахунків проводиться не менше трьох досвідчених підривань, уточнюючих параметри паспорта БПР. Результати досвідчених підривань оформляються актом, підписаним членами комісії, які проводили досвідчені підривання. На підставі акта складається паспорт БПР.

8.3. Розрахунок параметрів буропідривних робіт для неоднорідних вибоїв з декількома відслоненими поверхнями

При проведенні виробок іноді вибій поділяють на два і більше самостійних вибоїв, розташовуючи їх уступами. Розподіл вибою на уступи викликається наявністю порід різної міцності чи великим перетином виробки ($> 18 \text{ м}^2$). Передовий вибій I (рис. 8.9) звичайно проходиться по найбільш слабкій породі, а відстаючий II – по більш міцній. Передовий вибій має одну відслонену поверхню, а наступний (відстаючий) – дві. У передовому вибої шпури розташовуються, як у вибоях з однієї відслоненою поверхнею.

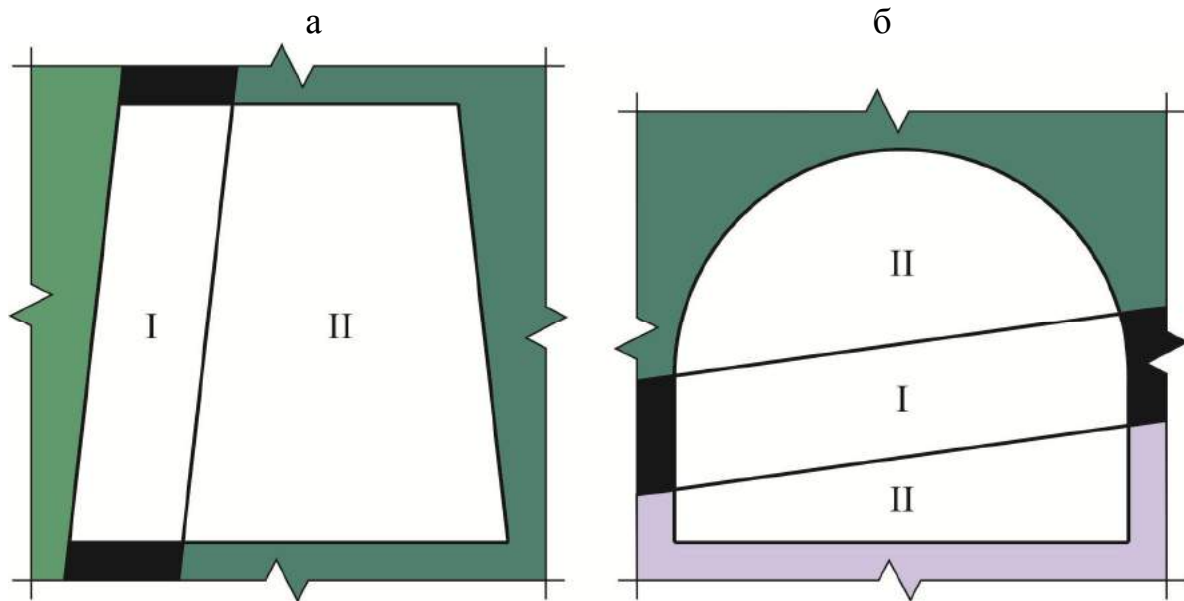


Рис. 8.9. Прохідницькі вибої з двома (а) або декілька (б) відслоненими поверхнями

Розрахунок паспорту БПР для виробок з неоднорідним вибоєм проводиться у наступному порядку.

1. Вибір типу ВР.

2. Визначення діаметру, глибини шпурів (за заданими темпами проведення виробки) і коефіцієнту використання шпурів. При не заданих темпах проведення виробки глибина шпурів визначається за формулами:

- при похилих врубах

$$l_{ш} = 0,5 \cdot \sqrt{S_{пр}}, \text{ м.} \quad (8.74)$$

- при прямих врубах

$$l_{ш} = 0,75 \cdot \sqrt{S_{пр}}, \text{ м.} \quad (8.75)$$

3. Вибір типів і кількості бурильних машин.

4. Розрахунок загальної кількості ВР. Питомі витрати і загальна кількість ВР для кожного вибою (породного і вугільного) визначається за формулами (8.21) і (8.22).

5. Вибір типу врубу. При проходці по пласту вугілля потужністю до 0,7 м шпури розташовуються віялоподібно. Для пластів 0,7 – 1,5 м шпури розташовуються з утворенням клинового чи призматичного врубу.

6. Розрахунок кількості шпурів на вибій. Кількість шпурів для кожного з вибоїв

$$N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S}{\Delta \cdot d^2 \cdot k_{зан}}, \text{ шт.}, \quad (8.76)$$

де q – питома витрата ВР для кожного з вибоїв (породного або вугільного), кг/м^3 ;

d_n – діаметр патрону ВР, м;

S – площа перерізу породного або вугільного вибоїв, м^2 ;

$k_{зан}$ – коефіцієнт заповнення шпуру, для вугілля – 0,3, для порід з $f < 5$ – 0,4, для порід з $f = 5 - 8$ – 0,45 і для порід з $f > 8$ – 0,5 – 0,6.

Загальну кількість шпурів на вибій визначається як сума кількості шпурів для кожного з вибоїв.

7. Розташування шпурів у вибої виробки. При розташуванні шпурів у вибої їх кількість можна корегувати й змінювати, виходячи з умов доцільного їх розміщення у вибої. Відстані між суміжними шпурами повинні бути не менш ніж подано в табл. 8.7.

Таблиця 8.7

Мінімально припустима відстань між суміжними шпуровими зарядами

Умови підривання	Мінімально припустима відстань між суміжними шпуровими зарядами, м, при застосуванні ВР, класу:			
	II	III–IV	V	VI
По вугіллю	0,6	0,6	0,5	0,4
По породі:				
- $f < 7$	0,5	0,45	0,3	0,25
- $f = 7 - 10$	0,4	0,3	-	-

Спочатку розміщують врубові шпури, після цього на площі, що залишилася, рівномірно розташовують відбійні та контурні шпури. Об'єм породи, що припадає на один шпур, повинен бути для врубового шпуру у 5 – 10 разів менший, ніж для відбійного. Якщо у неоднорідному (змішаному) вибої виконується роздільне виймання вугілля і породи, то вруб вибирається тільки для вугільного вибою.

8. Розрахунок заряду ВР на шпур. Середня маса шпурового заряду визначається за формулою (8.57). Отримана середня маса шпурового заряду ВР для врубових шпурів збільшують на 15 – 20%, для контурних – на 15 – 20% зменшують, для відбійних залишають незмінною.

Кількість патронів ВР у шпурі

$$n_n = \frac{Q_{ш}}{m_n}, \text{ шт.}, \quad (8.77)$$

де m_n – маса одного патрону ВР, кг.

Досить часто виходить, що розрахункова кількість патронів ВР у шпурі є не цілим числом. У зв'язку з тим, що різати патрони ВР при заряджанні шпурів не дозволяється, необхідно округлити знайдене значення до цілого числа, а потім уточнювати масу шпурового заряду.

9. Розрахунок загальної кількості ВР на вибій. Кількість ВР на вибій виробки

$$Q = N_{вр} \cdot n_{вр} \cdot m_n + N_{від} \cdot n_{від} \cdot m_n + N_{кон} \cdot n_{кон} \cdot m_n, \text{ кг}, \quad (8.78)$$

де $N_{вр}$, $N_{від}$, $N_{кон}$ – відповідно кількість врубових, відбійних і контурних шпурів, шт.;

$n_{вр}$, $n_{від}$, $n_{кон}$ – відповідно кількість патронів ВР у врубових, відбійних і контурних шпурах, шт.

10. Вибір конструкції заряду ВР у шпурі і типу забівки.

11. Визначення оптимального часу уповільнення і вибір засобів ініціювання.

12. Розрахунок підривної мережі.

13. Необхідні запобіжні заходи, місця укриття і розстановки постів охорони.

14. Розрахунок часу провітрювання вибою.

15. Заповнення паспорту буропідривних робіт.

8.4. Розрахунок параметрів буропідривних робіт при контурному підриванні зарядів

При буропідривному способі проведення виробок має місце ряд негативних явищ, у тому числі інтенсивне тріщиноутворення у приконтурних породах від вибуху зарядів ВР, що знижує міцність породи і тому збільшує навантаження на кріплення; недостатньо гладкий контур виробки і значні перебори перетину, що збільшує витрати на проведення і кріплення виробки і знижує темпи її спорудження.

Тому в деяких випадках застосовують так зване контурне чи гладке підривання. Контурне підривання – це такий спосіб, що забезпечує вірне оконтурення стінок виробки і мінімальне тріщиноутворення у приконтурному породному масиві. Застосовується в гірничій справі при проведенні виробок, а також в гідротехнічному і транспортному будівництві при спорудженні тунелів, камер у скельних породах. Для здійснення контурного висадження необхідно: зменшити в 2 – 4 рази концентрацію енергії вибуху в шпурах, що оконтурюють, зменшити щільність заряджання шпурів, більш точно дотримуватися параметрів розташування контурних шпурів. Зменшення концентрації енергії ВР на один погонний метр контурного шпуру досягається застосуванням звичайних ВР у патронах зменшеного діаметра, застосуванням ВР із малою працездатністю в патронах звичайного діаметра, розосередженням зарядів ВР.

Розрізняють попереднє і послідовне контурне підривання. При попередньому контурному підриванні спочатку підривають заряди ВР в контурних шпурах, а потім у певній послідовності (залежно від схеми підривання) решту, розташованих по всьому перетину виробки. При великих перетинах виробок або широких камерах заряди в контурних шпурах підривають до буріння інших шпурів. При цьому за периметром виробки утворюється щілина, яка оберігає від порушення суцільності навколишній масив при подальшому відпрацюванні оконтуреного об'єму. При послідовному контурному підриванні заряди ВР у шпурах, розташованих по контуру, підривають після вибуху врубових і відбійних шпурів з уповільненням не менше 25 мс.

При контурному підриванні застосовуються три конструкції заряду: з радіальним, осьовим і радіально-осьовим зазором. При радіальній конструкції заряду в шпурах діаметром 42 – 44 мм застосовується ВР в патронах малого діаметра – 21 – 24 мм. При осьовій конструкції використовується ВР в патронах діаметром 32 – 36 мм, а при радіально-осьовій застосовується ВР великої працездатності, але з малим діаметром патрона. Якість оконтурювання підвищується,

якщо поряд з патроном-бойовиком розташовується патрон ВР діаметром 36 мм. У зарядах з осьовими і радіально-осьовим зазором прокладають ДШ.

Перед початком робіт з проведення виробки контурним підриванням повинен бути розроблений і скоректований паспорт БПР. Розрахунок параметрів БПР ведеться у такій послідовності, як і для виробок з однорідним вибоєм. Вихідними даними для розробки паспорта БПР на контурне підривання можна використовувати діючий паспорт для звичайного методу ведення БПР для цієї виробки з внесенням до нього скоригованих даних для шпурів контурного ряду. Питома витрата ВР контурних шпурів, визначається за формулою проф. М.М. Протодьяконова

$$q_{\kappa} = 0,15 \cdot \sqrt{f} \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{P} \right) \cdot e, \text{ кг/м}^3, \quad (8.79)$$

де P – периметр виробки в проходці, не рахуючи ширини по підосві, якщо там не застосовують контурного висадження

Маса заряду ВР у контурному шпуру

$$Q_{ш.к} = l_{ш} \cdot k_{зан.к} \cdot \gamma_{\kappa}, \text{ кг}, \quad (8.80)$$

де $k_{зан.к}$ – коефіцієнт заповнення шпуру контурного ряду, що дорівнює 0,6 – 0,7;

γ_{κ} – маса 1 м заряду ВР контурного шпуру, знаходиться за формулою:

$$\gamma_{\kappa} = \frac{\pi \cdot d_n^2}{4} \cdot \Delta, \text{ кг/м}, \quad (8.81)$$

де d_n – діаметр патронів ВР у шпурах контурного ряду, м;

Δ – щільність ВР у патроні, кг/м³.

Розрахована маса заряду ВР у шпуру контурного ряду уточнюється округленням до цілої кількості патронів ВР. Глибина шпурів при переході на контурне підривання залишається рівною глибині, прийнятої у даній виробці при звичайному підриванні.

Відстань між контурними шпурами

$$a_{\kappa} = \sqrt{\frac{k_{зан.к} \cdot \gamma_{\kappa} \cdot m}{q_{\kappa}}}, \text{ м}, \quad (8.82)$$

де m – коефіцієнт зближення зарядів, що дорівнює 0,6 – 0,8.

ЛНО контурних шпурів

$$W_{\kappa} = \sqrt{\frac{k_{зан.к} \cdot \gamma_{\kappa}}{q_{\kappa} \cdot m}}, \text{ м}. \quad (8.83)$$

Отримані значення відстані між контурними шпурами і ЛНО контурних шпурів округляють до ближчого числа кратного 0,05 м.

Кількість шпурів у контурному ряді

$$N_{\kappa} = \frac{P}{a_{\kappa}} + 1, \text{ шт.} \quad (8.84)$$

Фактична відстань між контурними шпурами у ряду

$$a_{\kappa} = \frac{P}{N_{\kappa} - 1}, \text{ шт.} \quad (8.85)$$

8.5. Розрахунок параметрів буропідричних робіт в очисному вугільно-му вибої

При відбиванні вугілля в лаві з машинним врубом шпури розташовують у один, два і більше рядів (у залежності від потужності пласту) перпендикулярно до фронту вибою. Глибина шпурів звичайно дорівнює глибині врубу. Відстань між шпурами приймається в межах від 1 до 3 м, у залежності від міцності вугілля. Питома витрата ВР визначається за формулою проф. М.М. Протодяконова

$$q_k = 0,15 \cdot \sqrt{f} \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{L} \right) \cdot e \cdot k, \text{ кг/м}^3, \quad (8.79)$$

де L – довжина вибою, м;

k – коефіцієнт, що враховує додаткову витрату ВР для більш дрібного дроблення, що дорівнює 1 – 1,3.

Для пластів потужністю 0,7 – 1 м величина шпурового заряду $q_{зар}$ зазвичай приймається в межах 0,2 – 0,4 кг.

Сумарна витрата ВР на вибій

$$Q = q \cdot l_{ш} \cdot m \cdot L, \text{ кг}, \quad (8.80)$$

де $l_{ш}$ – довжина шпуру, що дорівнює 1 – 3 м;

m – потужність пласту, м.

Кількість шпурів на вибій

$$N = \frac{Q}{q_{зар}}, \text{ шт.} \quad (8.81)$$

При відбиванні вугілля в лаві без підрублювання пласта шпури звичайно розташовують у 1 або 2 ряди похило під кутом 60 – 70° до лінії вибою. Відстань між шпурами становить 0,6 – 1 м, питома витрата ВР 0,3 – 0,7 кг/м³.

8.6. Рекомендації щодо застосування короткоуповільненого підривання при проведенні підземних гірничих виробок

За даними великого обсягу досліджень і виробничих спостережень короткоуповільненого висадження (КУВ) у порівнянні з уповільненим забезпечує прискорення темпів проведення виробок у шахтах, небезпечних з газу чи пилу, тому, що відпадає необхідність висадження у декілька прийомів. Правилами безпеки під час поведіння з вибуховими матеріалами промислового призначення дозволяється при висадженні по вугіллю і змішаним вибоєм приймати сумарний інтервал уповільнень 135 мс, а при висадженні породних вибоїв – 195 мс. Безпека застосування КУВ у шахтах, небезпечних з газу чи пилу, забезпечується тим, що за час, що дорівнює сумарним інтервалам уповільнень, концентрація метану чи пилу у вибої змінюється дуже незначно. Крім того, за цей час масив не піддається істотному зсуву, що виключає можливість відслонення і висадження відкритого заряду.

КУВ сприяє зменшенню на 10 – 20% об'єму буріння і витрат ВР унаслідок кращого використання енергії вибуху. Воно забезпечує краще подрібнення породи в результаті більш тривалої дії хвилі напружень, зменшення сейсмічного впливу вибуху на масив і краще оконтурювання виробок, а також збільшення

КВШ на 10 – 15%. Розташування шпурів при КУВ зберігається те ж, що і при уповільненому висадженні, але число шпурів зменшується на 10 – 15%.

Установлено, що раціональний інтервал уповільнення між врубовими і відбійними шпурами складає 50 – 75 мс, а між відбійними й контурними шпурами – 15 – 25 мс. Зі збільшенням міцності порід інтервал уповільнення зменшується. Збільшений інтервал уповільнення між врубовими й іншими шпурами обумовлений тим, що час руйнування породи зарядами врубових шпурів, які працюють на одну відслонену поверхню, більше ніж зарядами інших шпурів.

Остаточні параметри КУВ у конкретних гірничо-геологічних умовах спорудження виробок обираються після проведення декількох пробних підривань.



Питання для самоконтролю

1. На які групи поділяють заряди шпурів за своїм призначенням.
2. Яке призначення зарядів врубових шпурів?
3. Яке призначення зарядів відбійних шпурів?
4. Яке призначення зарядів контурних шпурів?
5. Які вимоги правил безпеки до мінімально припустимої відстані між сусідніми шпурами та найближчої оголеної поверхні?
6. На які групи поділено схеми розташування врубових шпурів.
7. Які бувають схеми розташування прямих (руйнуючих) врубів?
8. Які бувають схеми розташування похилих (відриваючих) врубів?
9. Яка послідовність розрахунку параметрів БПР для однорідного прохідницького вибою?
10. Яка послідовність розрахунку параметрів БПР для неоднорідного прохідницького вибою з декількома відслоненими поверхнями?
11. Яка послідовність розрахунку параметрів БПР при контурному висадженні?
12. Які переваги короткоуповільненого висадження при проведенні підземних гірничих виробок?



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 8

1. Бубок, В.К. Буровзрывные работы и проходка горных выработок [Текст]: учеб. / В.К. Бубок, Ю.М. Мясник, Е.Г. Карпунов. – Л.: ЛГИ, 1988. – 100 с.

2. Комащенко, В.И. Взрывные работы [Текст] / В.И. Комащенко, В.Ф. Носков, Т.Т. Исмаилов. – М.: Высш. шк., 2007. – 439 с.
3. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности: учебник [Текст] / Б.Н. Кутузов. – М.: Горная книга, 2008. – 512 с.
4. Лукьянов, В.Г. Взрывные работы [Текст] / В.Г. Лукьянов, В.И. Комащенко, В.А. Шмурыгин. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2008. – 402 с.
5. Меркулов, А.В. Проектирование паспортов буровзрывных работ при проходке горных выработок [Текст] : учеб. пособие / А.В. Меркулов, Ю.А. Сильченко, В.А. Скориков. – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2002. – 70 с.
6. О.Ye. Khomenko, D.V. Rudakov & М.М. Kononenko. Automation of drill and blast design // Materials of V International scientific-practical conference “Scholl Underground Mining – 2011” / “New techniques and technologies in mining”. – Netherlands: CRC Press / Balkema. – P. 271 – 275.
7. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення [Текст]. – Затв. Наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. – К.: Норматив, 2013. – 127 с.
8. Симанович, Г.А. Руйнування гірських порід вибухом: навч. посібник [Текст] / Г.А. Симанович, В.П. Меліхов. – Дніпропетровськ: НГУ, 2003. – 116 с.
9. Соболев, В.В. Технология и безопасность выполнения взрывных работ: учебник [Текст] / В.В. Соболев. – Д.: НГУ, 2008. – 164 с.
10. Таранов, П.Я. Разрушение горных пород взрывом [Текст]: учеб. / П.Я. Таранов, А.Г. Гудзь. – М.: Недра, 1976. – 253 с.
11. Шевцов, М.Р. Руйнування гірських порід вибухом [Текст] / М.Р. Шевцов, П.Я. Таранов, В.В. Левіт, О.Г. Гудзь. – Донецьк: ДонНТУ, 2003. – 248 с.
12. Шехурдин, В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок [Текст]: учеб. пособие / В.К. Шехурдин. – М.: Недра, 1985. – 240 с.
13. Шехурдин, В.К. Горное дело [Текст]: учеб. / В.К. Шехурдин, В.И. Несмотряев, П.И. Федоренко. – М.: Недра, 1987. – 440 с.
14. Шехурдин, В.К. Проведение подземных горных выработок [Текст]: учеб. пособие / В.К. Шехурдин, Е.Н. Холобаев, В.И. Несмотряев. – М.: Недра, 1980, – 295 с.

9. ПАРАМЕТРИ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ ПРИ ПРОВЕДЕННІ ВЕРТИКАЛЬНИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

9.1. Загальні відомості проведення вертикальних виробок

У багатьох випадках розкриття родовищ здійснюють вертикальними стволами, які відкривають доступ з поверхні до робочих горизонтів і призначені для обслуговування підземних гірничих робіт. При великій глибині розробки розкриття вертикальними стволами може бути єдино можливим. Приблизно 90 – 95% вертикальних стволів у міцних породах закріплені бетоном і мають круглий поперечний переріз.

За глибиною ствола виділяють кілька його частин. Устя – верхня частина ствола від земної поверхні до корінних порід глибиною 10 – 30 м. Кріплення устя одночасно слугує фундаментом для надшахтних споруд. На рівні робочих горизонтів обладнують сполучення ствола з горизонтальними виробками. Нижня частина ствола називається зумпфом і слугує для збору води, що надходить у ствол, уловлювання корисної копалини, що просипається з підйомних судин.

Проходку ствола ведуть у декілька етапів. Перед її початком готують територію і оснащують промисловий майданчик прохідницьким обладнанням. Над устям ствола встановлюють тимчасовий прохідницький копер, з якого проходять устя і ствол на глибину близько 60 – 80 м – так званий технологічний відхід, необхідний для навішування у стволі комплексів прохідницького обладнання для подальшої проходки. Після завершення технологічного відходу тимчасовий копер розбирають, а на його місце насувають і потім обладнують основний прохідницький копер, завчасно змонтований. На цьому початковий період проходки ствола, який триває від 6 місяців до 1,5 року, закінчується.

Надалі в стволі монтують прохідницький полок, що підвішується до прохідницької лебідки на поверхні. Це складна споруда, яка складається з двох і більше поверхів. Верхній поверх – запобіжний, він захищає вибій ствола від падіння випадкових предметів і слугує для натягування направляючих канатів, які рухають підйомні судини. На нижніх поверхах розміщують вентилятори для провітрювання вибою ствола, лебідки для вибійного обладнання, проміжні ємності для відкачування води. З нижніх поверхів можна зводити постійне кріплення ствола. Під прохідницьким полком, над вибоєм, підвішують бурові установки для буріння шпурів (якщо вони використовуються) і навантаження висадженої гірничої маси, світильники і т.д. Прохідницький полок оснащений гідродомкратами для фіксації його у стволі. У ньому, крім того, обладнані отвори для пропуску підйомних судин – бадей, огорожені розтрубами, а також отвори для пропуску вентиляційних та інших труб, кабелів і рятувальні сходи.

Коли прохідницький полок змонтований і обладнаний, починають проходку основної частини ствола. Технологія проходки полягає у відбиванні гірничої маси з використанням БПР, прибирання висадженої гірничої маси з вибою із видачею її в бадях на поверхню і зведенні постійного кріплення ствола.

У зв'язку з необхідністю періодичного висадження порід прохідницькі роботи організовані циклічно. У кожному циклі робіт послідовно виконують від-

бивання, прибирання породи і кріплення ствола. За цикл (тобто після кожного підривання) вибій ствола посувається зазвичай на 2 – 3,5 м. Тривалість циклу 2 – 4 зміни. Роботи ведуть комплексні бригади, які виконують всі види операцій з проходки.

При проходці стволів БПР складають 30 – 40% всього часу проходки і вимагають до 50 – 60% трудових витрат. Відбивання породи здійснюють шпурами глибиною від 1,5 до 4,5 м. Розміщення шпурів у вибої визначається відповідно паспорту БПР. Так як стволи мають круглий поперечний переріз, шпури у вибої розташовують по декількох концентричних колах. Відстань між сусідніми колами тим менше, чим міцніше породи, і становить 0,6 – 0,9 м, така ж відстань між шпурами на одному колі. Периферійні (контурні) шпури бурять на 15 – 25 см від стінок ствола, а відстань між ними приймають на 20% менше, ніж між іншими шпурами. У центрі поперечного перерізу ствола розташовують на колі самого малого діаметра (зазвичай 1,7 – 2,3 м) так звані врубіві шпури. На відміну від інших шпурів, перпендикулярних площині вибою, врубіві шпури бурять під таким кутом до площини, щоб у глибині вони сходилися до центру перерізу ствола. Призначення врубівіх шпурів, що підриваються в першу чергу, полягає у створенні додаткової оголеної поверхні в масиві, що полегшує його руйнування при вибуху інших шпурів.

Шпури бурять переносними перфораторами. Розмітку шпурів у вибої роблять за допомогою спеціальних кругових шаблонів у вигляді штанги, що обертається навколо осі, вставленої у шпур у центрі поперечного перерізу ствола. При проведенні стволів глибиною більше 300 м застосовують установки для механізованого буріння шпурів у стволах з використанням одночасно декількох бурильних машин. Бурильні установки підвішують до прохідницького полку і використовують у комплексі з навантажувальними машинами. Для висадження шпурів використовують патронувані ВР типу амоніту або горячоналивні ВР типу акваніту. Для збудження вибуху зарядів шпурів у стволах використовують тільки електричне ініціювання за допомогою ЕД від мережі з напругою 220 і 380 В або підрівні машинки. Перед підриванням всі механізми піднімають із вибою до прохідницького полку.

9.2. Розрахунок параметрів буропідривних робіт при проведенні вертикальних стволів

При складанні паспорту БПР для проходки вертикального ствола шахти керуються основними пунктами як і для горизонтальної виробки яка проводиться однорідним вибоєм. В стволах круглого перерізу шпури розташовують за концентричними колами (рис. 9.1). Шпури першого від центру кола називаються врубівіми, шпури останнього кола – периферійні, шпури проміжних колів – відбійні.

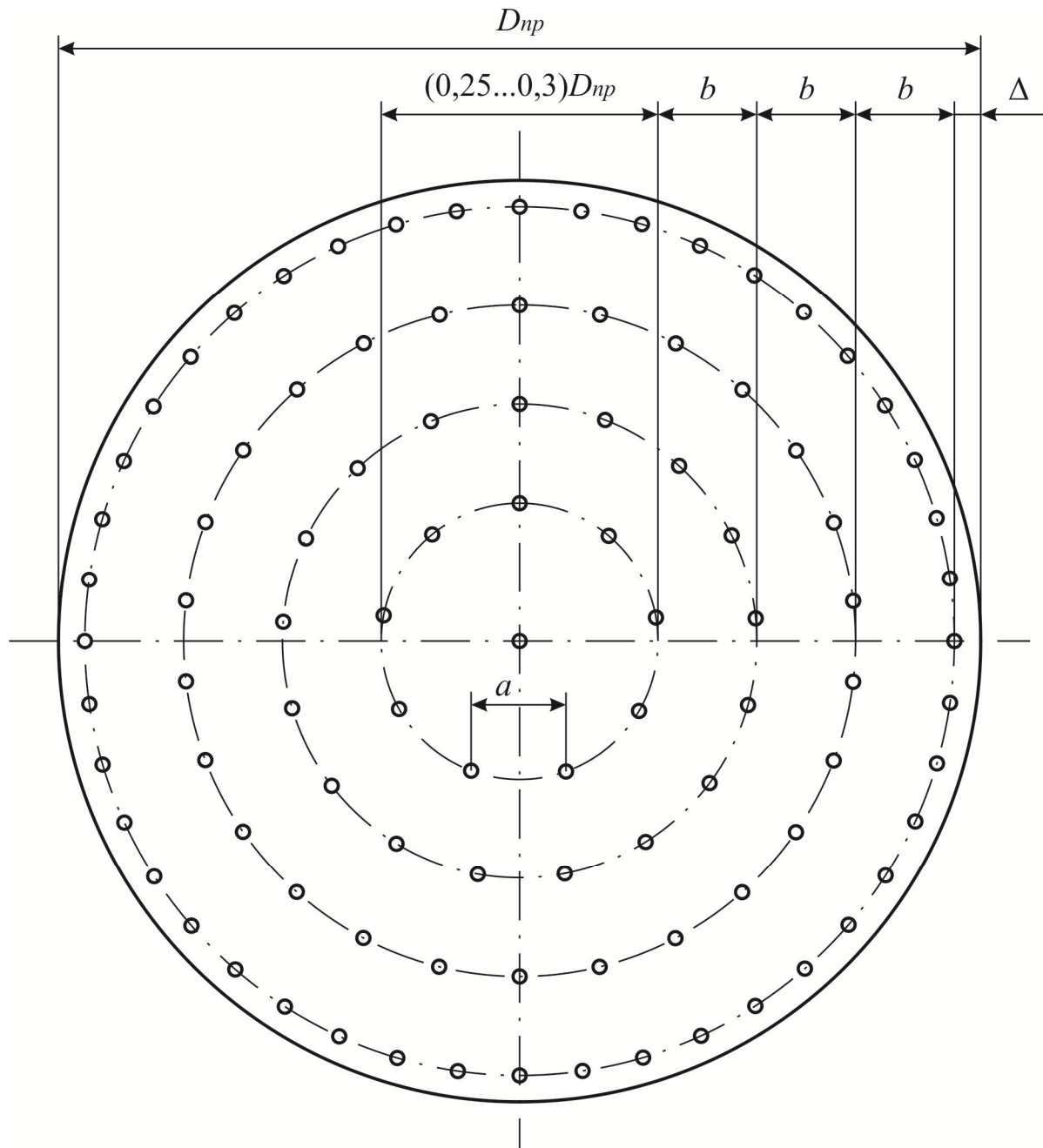


Рис. 9.1. Розташування шпурів у вибої ствола круглого перерізу

Розрахунок паспорту БПР для проходки вертикального стволу проводиться у наступному порядку.

1. Вибір типу ВР. У стволах, де спостерігається виділення метану або утворюється вибуховий вугільний пил, застосовують ВР III або IV класів. При підтопленні водою вибоїв таких стволів перед підриванням на висоту не менше 0,2 м, а також при проходці в шахтах, безпечних щодо газу або пилу, допускається застосовувати ВР класу II, причому в породах міцністю ≥ 8 – амонал скельний № 1 пресований у патронах діаметром 45 мм, а в породах середньої міцності – амоніт № 6 ЖВ в патронах діаметром 36 мм. В якості забивки зазвичай використовують гранульований шлак і гідрозабивки шляхом безпосередньої заливки водою шпурів.

2. Визначають діаметр, глибину шпурів (за заданими темпами проведення виробки) і коефіцієнт використання шпурів. Діаметр шпурів при проходці стволів залежить від діаметру патронів ВР, яка буде використовуватись. Глибина шпурів $l_{ш}$ визначається міцністю порід, рівнем механізації, припустимим значенням незакріпленого відходу. При зменшенні глибини шпурів питомі витрати часу на посування вибою на 1 м збільшуються: від 3,5 год при $l_{ш} = 4 - 4,2$ м до 6 год при $l_{ш} \leq 2$ м. Із зростанням глибини шпурів збільшується час другої фази прибирання породи, яка мало механізована. Таким чином, на довжину шпуру впливають як гірничо-геологічні, так і організаційно-технічні умови. Враховуючи, що гірничо-геологічні умови пов'язані більше з питомою витратою ВР, довжину шпурів співвідносять тільки з висотою опалубки (зазвичай 4 м) і допустимим на практиці відходом (до 5 м) і приймають 4 м (врубових – 4,2 м). При $f \geq 12$, така довжина не виправдовує себе, тому її приймають рівною 2,5 – 3 м.

3. Тип і кількість бурильних машин. При проходці стволів на глибину до 300 м шпури бурять за допомогою переносних перфораторів типу ПП 63, ПП 76 або ПП 80. Кількість одночасно працюючих перфораторів рекомендують приймати з розрахунку один перфоратор не меш ніж на 4 м^2 площі вибою. При проходці ствола глибиною більше 300 м використовують уніфіковану бурильну установку типу БУКС-1 з кількістю бурильних машин 2, 3 або 4 у залежності від діаметру стволу.

4. Розрахунок загальної кількості ВР.

Загальна кількість ВР на вибій стволу

$$Q = q \cdot S_{np} \cdot l_{ш}, \text{ кг}, \quad (9.1)$$

де S_{np} – площа поперечного перетину ствола у проходці, м^2 .

Питомі витрати ВР визначаються за формулою (8.22).

5. Вибір типу врубу. При проходці стволів круглої форми використовують конічний вруб і рідше прямий циліндричний вруб. Вруб розташовують у центральній частині стволу. Площа врубової частини вибою для вертикальних стволів слід приймати в межах $2 - 3,5 \text{ м}^2$.

6. Розрахунок кількості шпурів на вибій. Кількість шпурів для кожного з вибоїв

$$N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S_{np}}{\Delta \cdot d^2 \cdot k_{зан}}, \text{ шт.}, \quad (9.2)$$

де $k_{зан}$ – коефіцієнт заповнення шпуру, для порід з $f = 3 - 9 - 0,35 - 0,45$, для порід з $f = 10 - 20 - 0,45 - 0,5$.

Шпури у вибої стволу повинні розташовуватися за 3 – 4 концентричними колами. Кількості шпурів, що розміщуються на кожну кілі, співвідносяться між собою, починаючи від центру ствола, як 1:3:6 і 1:2:3:5.

Розподіл шпурів при 3 колах і співвідношенні їх 1:3:6:

- врубових шпурів

$$n_{вр} = \frac{N}{1 + 3 + 6}, \text{ шт.};$$

- відбійних шпурів

$$n_{\text{від}} = \frac{3 \cdot N}{1 + 3 + 6}, \text{ шт.};$$

- периферійних

$$n_{\text{пер}} = \frac{6 \cdot N}{1 + 3 + 6}, \text{ шт.}$$

Розподіл шпурів при чотирьох колах і співвідношенні їх 1:2:3:5:

- врубових шпурів

$$n_{\text{вр}} = \frac{N}{1 + 2 + 3 + 5}, \text{ шт.};$$

- відбійних шпурів першого кола

$$n_{\text{від1}} = \frac{2N}{1 + 2 + 3 + 5}, \text{ шт.};$$

- відбійних шпурів другого кола

$$n_{\text{від2}} = \frac{3N}{1 + 2 + 3 + 5}, \text{ шт.};$$

- периферійних

$$n_{\text{пер}} = \frac{5N}{1 + 2 + 3 + 5}, \text{ шт.}$$

7. Розташування шпурів у вибої виробки. Шпури у вибої стволу круглої форми розташовуються за концентричними колами.

Діаметр кола врубових шпурів

$$d_{\text{вр}} = (0,25 \dots 0,3) D_{\text{вр}}, \text{ м}, \quad (9.3)$$

де $D_{\text{вр}}$ – діаметр стволу в проходці, м.

Кут нахилу врубових шпурів до осі стволу приймають таким, щоб вибої врубових шпурів розташовувались на колі діаметром 0,4 – 0,6 м. У центрі кола врубових шпурів бурять один додатковий не заряджаючий шпур глибиною, що дорівнює глибині заходки. Всі останні шпури розташовують за площею вибою стволу рівномірно, для чого спочатку встановлюють кількість колів відбійних шпурів, потім визначають відстань між шпурами за колами. Кількість колів відбійних шпурів приймають таким, щоб відстань між колами було $b = 0,6 - 0,95$ м. При використанні патронів ВР збільшеного діаметру ця відстань може бути $b = 1 - 1,2$ м. Для того, щоб перевірити, влаштовує чи ні цій умові прийнята кількість колів, використовують формулу:

$$b = \frac{R_{\text{вр}} - (r_{\text{вр}} + \Delta)}{n_{\text{колів}} + 1}, \text{ м}, \quad (9.4)$$

де $R_{\text{вр}}$ – радіус стволу у проходці, м;

$r_{\text{вр}}$ – радіус кола врубових шпурів, м;

Δ – відстань між колом периферійних шпурів и стінкою стволу, що дорівнює 0,15 – 0,25 м;

$n_{\text{колів}}$ – кількість колів відбійних шпурів, що дорівнює 1 або 2.

При 3 колах:

- відстань між шпурами врубу

$$a_{ep} = \sin\left(\frac{180}{n_{ep}}\right) \cdot d_{ep}, \text{ м.} \quad (9.5)$$

- відстань між відбійними шпурами

$$a_{eid} = \sin\left(\frac{180}{n_{eid}}\right) \cdot d_{eid}, \text{ м,} \quad (9.6)$$

де d_{eid} – діаметр кола відбійних шпурів, що дорівнює $d_{eid} = d_{ep} + 2b$, м.

- відстань між периферійними шпурами

$$a_{nep} = \sin\left(\frac{180}{n_{nep}}\right) \cdot d_{nep}, \text{ м,} \quad (9.7)$$

де d_{nep} – діаметр кола периферійних шпурів, що дорівнює $d_{nep} = D_{ep} - 2\Delta$ м;

При 4 колах

- відстань між шпурами врубу знаходиться за формулою (9.5);

- відстань між відбійними шпурами першого кола

$$a_{eid1} = \sin\left(\frac{180}{n_{eid1}}\right) \cdot d_{eid1}, \text{ м,} \quad (9.8)$$

де d_{eid1} – діаметр першого кола відбійних шпурів, що дорівнює $d_{eid1} = d_{ep} + 2b$, м.

- відстань між відбійними шпурами другого кола

$$a_{eid2} = \sin\left(\frac{180}{n_{eid2}}\right) \cdot d_{eid2}, \text{ м,} \quad (9.9)$$

де d_{eid2} – діаметр другого кола відбійних шпурів, що дорівнює $d_{eid2} = d_{eid1} + 2b$, м.

- відстань між периферійними шпурами знаходиться за формулою (9.7).

Отримані відстані між шпурами округляють до 0,01 м.

8. Розрахунок заряду ВР на шпур. Середня маса заряду на шпур

$$q_c = \frac{Q}{N}, \text{ кг.} \quad (9.10)$$

Маса заряду у врубовому шпурі

$$q_{ep} = 1,2 \cdot q_c, \text{ кг.} \quad (9.11)$$

Маса заряду відбійному і периферійному шпурах

$$q_e = q_c, \text{ кг.} \quad (9.12)$$

9. Розрахунок загальної кількості ВР на вибій. Загальна кількість ВР на вибій

$$Q_\phi = n_{ep} \cdot q_{ep} + q_e \cdot (N - n_{ep}), \text{ кг,} \quad (9.13)$$

10. Вибір конструкції заряду ВР у шпурі і типу забивки.

12. Визначення оптимального часу уповільнення і вибір засобів ініціювання.

13. Розрахунок підривної мережі.

14. Необхідні запобіжні заходи, місця укриттів і розстановки постів охорони.

15. Розрахунок часу провітрювання вибою.

16. Заповнення паспорту БПР.

9.3. Розрахунок параметрів буропідричних робіт при проведенні підняттяєвих

Підняттяєва гірнича виробка (підняттяєвий) – вертикальна або крутопохила виробка, яка не має безпосереднього виходу на земну поверхню і слугує для перепуску корисних копалин або породи, доставки закладних та інших матеріалів з одного горизонту на інший, пересування людей, вентиляції, прокладки трубопроводів і електричних кабелів, а також для розвідувальних цілей. Залежно від призначення, підняттяєвий проходять за корисною копалиною або порожніми породами, обладнують одним, двома або трьома відділеннями (для корисній копалини, породи, сходових ходів та ін.). Підняттяєві поділяються на вентиляційні, ходові, закладні, перепускні, матеріально-господарські, бурові та відрізні. Зазвичай підняттяєві слугують одночасно для сполучення з очисним вибоєм, вентиляції, доставки через нього матеріалів та ін. Підняттяєві проходять на 1, 2 або 3 відділення. Форма і розміри поперечного перерізу підняттяєвих залежать від їх призначення, кількості відділень і матеріалу кріплення. Найбільш поширена прямокутна форма поперечного перерізу. Площа поперечного перерізу підняттяєвих начорно – 2 – 8 м². Найбільш поширені розміри перерізів: 1,6×1,6, 1,6×2,4, 1,8×1,8, 2×2, 1,8×3,6, 2×3 і 2×4 м. На кожній рудній шахті розробляють типові перерізи і розміри підняттяєвих, які найбільш відповідають конкретним умовам робіт. Існують два способи проходки підняттяєвих – буропідричний або машинний (бурінням). До буропідричного відносяться такі способи проходки підняттяєвих:

- на полках (з обладнанням у період проходки сходового і породоперепускного відділень і влаштування робочого і запобіжного полків);
- за допомогою прохідницьких комплексів типу КПВ або КПН;
- секційним підриванням глибоких свердловинних зарядів;

Проходка підняттяєвих на полках полягає в оббурюванні вибою перфораторами з робочих полків, установлення розпирного або вінцевого кріплення і влаштування сходового і породоперепускного відділень. Унаслідок низької ефективності сьогодні цей спосіб застосовується в основному для коротких (до 25 – 30 м) підняттяєвих, а також для проходки дучек. При цьому способі підняттяєві проходять знизу вгору з використанням дрібношпурового відбивання. Шпури бурять телескопними перфораторами зі спеціальних робочих дерев'яних полків під вибоєм, нижче якого розташований запобіжний дерев'яний полок. Дерев'яний полок монтується на зведених розстрілах. Робочі переміщуються до вибою сходовим відділенням. У міру проходки між ходовим і породоперепускним відділеннями в підняттяєвому постійно ремонтують та нарощують дерев'яну відшивку. Відбита порода через відбійний полок і породоперепускне відділення підняттяєвого падає вниз, де навантажується з підошви виробки в

транспортні або доставочні засоби. На час вибуху дерев'яні робочі та запобіжні полки демонтуються і замість них зводиться відбійний полок. Постійне кріплення, якщо воно передбачено проектом, зводять з відставанням від вибою (кріплення зазвичай дерев'яне або металеве з дерев'яною відшивкою). Якщо підняттявий призначений тільки для вентиляції або для перепуску руди або породи, його зазвичай не кріплять, а на час проходки, зводять тимчасове кріплення, яке демонтують після завершення проходки. До основних робочих процесів відносяться: буріння шпурів, заряджання та підривання, провітрювання, прибирання гірничої маси та влаштування полків. Розрахунок паспорту БПР при проходці підняттявого на полках аналогічний як і при проведенні горизонтальної виробки однорідним вибоєм.

Проходка підняттяєвих комплексами КПВ і КПН. Комплексом КПВ проходять крутопохилі підняттяєві з кутом нахилу $60 - 90^\circ$ і довжиною $60 - 100$ м (рис. 9.2). Комплекс складається з самохідної кабіни і робочого полку, які за допомогою пневмодвигуна, редуктора і шестеренчатого зачеплення переміщуються по монорельсу з ланцюговою рейкою. Монорейка складається з окремих секцій довжиною $0,75$ і $1,5$ м з трьома вбудованими трубами для підведення стисненого повітря (дві труби) і води. Монорейка кріпиться по короткій стінці підняттяєвого за допомогою анкерів довжиною $1,2 - 1,5$ м, які закріплюються в шпурах, пробурених у породі. Стиснене повітря до пневмодвигуна подають через шланг, який при підйомі і спуску полку намотується автоматично на шлангову лебідку. Подачу води і стисненого повітря для роботи телескопних перфраторів виконують через труби, що приєднуються до труб монорейки. Включення і відключення подачі води і повітря роблять за допомогою блоку живлення, розташованого у виробці.

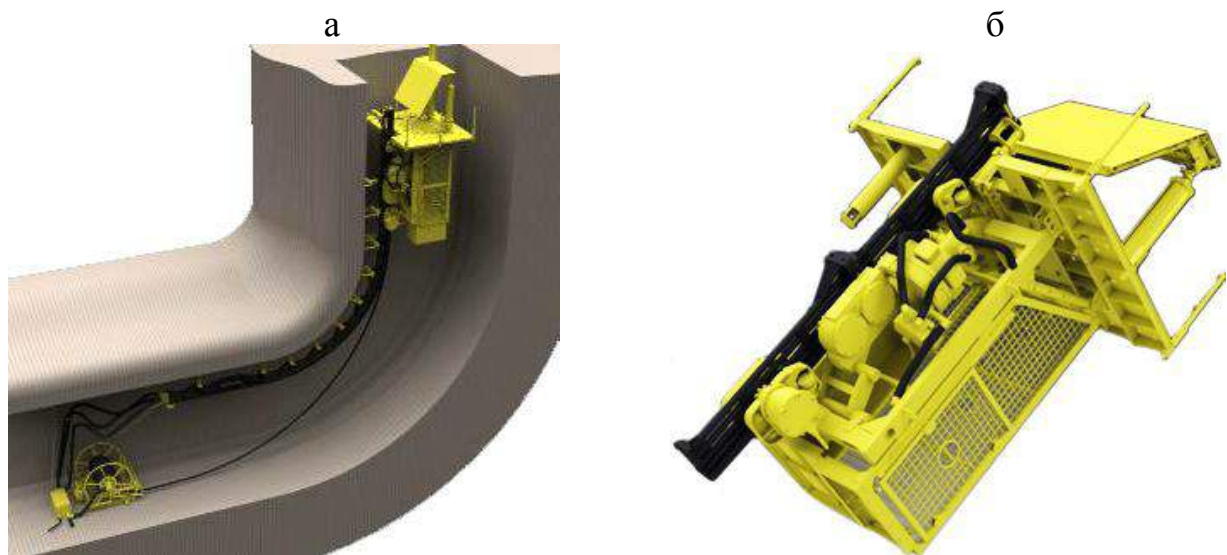


Рис. 9.2. Загальний вигляд прохідницького комплексу КПВ-4 (а) і прохідницького полка (б)

Підготовчий період включає проходку монтажної камери довжиною не менше 6 м (з урахуванням довжини сполучення з виробкою) та підходів до неї,

монтаж монорейки і встановлення обладнання для прибирання породи. Якщо підняттявий кріплять суцільним вінцевим кріпленням, то під ним встановлюють лебідку для підйому матеріалів у вибій.

На практиці застосовують кілька способів розташування монтажної камери відносно горизонтальної виробки. Монтажна камера, необхідна для складання і укріття комплексу під час підривних робіт, може бути розташована паралельно або перпендикулярно до виробки, а також у покрівлі виробки, розташовуючись перпендикулярно до неї. Висота монтажної камери приймається не менше 2,8 м, радіус спряження – 3 м. Для пропуску кабіни КПВ у вибій, при розташуванні монтажної камери перпендикулярно до виробки, породу прибирають вантажною машиною ППН-1с у рудничні вагонетки.

Залежно від стійкості порід, проходку підняттявого здійснюють без кріплення або з кріпленням. У міцних стійких породах підняттявий проходять на висоту 3 – 5 м вище покрівлі монтажної камери із спорудженням тимчасових дерев'яних полків. У підняттявих по одній із стінок (зазвичай з висячої сторони) бурять шпури для встановлення анкерів, що кріплять монорейку, а у вибої зміцнюють блок для монтажних робіт за допомогою пневматичної лебідки ЛПТ-2,5. На підшві камери збирають став монорейки, що складається з посиленої секції, необхідної кількості кривих і двох прямих секцій. Цей став піднімають лебідкою у підняттявий і зміцнюють анкерами. Потім проводять монтаж і встановлення інших секцій монорейки разом з ходовою частиною комплексу. У покрівлі камери до ходової частини навішують робочий полок (платформу) і кліть, на підшві встановлюють шлангову лебідку, до боків кріплять блок живлення, монтують повітряну і водяну магістралі. На монтаж комплексу КПВ витрачається 35,2 – 37,5 чол.-год, демонтаж 13,5 – 15 чол.-год.

Під час підйому полку у вибій зі швидкістю 0,2 м/с прохідники оглядають кріплення секцій монорейки і при необхідності підтягують болтові з'єднання. Піднявшись у вибій, робочі виходять через люк на робочу платформу, встановлюють запобіжний зонт і роблять ретельне оббирання заколів у вибої і на боках підняттявого. Потім нарощують секцію монорейки і відхиляють її у потрібну сторону домкратом або гвинтовою колонкою. Через отвори у траверсі бурять шпури і встановлюють анкера. Для буріння шпурів під анкери зазвичай застосовують телескопний перфоратор. На нарощування монорейки довжиною 1,5 м на 1 м підняттявого витрачається при його висоті ≤ 30 м – 1,43 – 1,58 чол.-год, при висоті > 30 м – 1,62 – 1,65 чол.-год.

Після підготовки інструменту до буріння прохідники під'єднують водяний і повітряний шланги перфоратора до розподільної голівки монорейки. У деяких випадках для буріння шпурів у вибої застосовують 2 – 3 перфоратора. Другий перфоратор під'єднують до магістралі, що живить ходовий двигун комплексу, а для третього в монтажній камері встановлюють додаткову шлангову лебідку. Глибина шпурів вибирається таким чином, щоб величина посування вибою за вибух була не менше 1,5 м (дорівнювала довжині секції монорейки) і становила 1,6 – 1,65 м. Після оббурювання вибою перфоратори і буровий інструмент прибирають у гнізда, що знаходяться в кабіні полку, піднімають з кабіни контейнери з вибуховими матеріалами і приступають до заряджання шпурів. Спосіб ви-

садження електричний. Провітрюють вибій повітряно-водяною сумішшю, утвореною туманоутворювачем, який живиться стисненим повітрям і водою, що надходять через труби монорейки. Час провітрювання, за правилами техніки безпеки має бути не менше 1 год. Цей час може бути скорочено до 15 – 20 хв. при наявності розрізної свердловини. Прохідницький цикл при використанні комплексу КПВ складається з таких робочих процесів: прибирання гірничої маси, буріння шпурів під анкери, нарощування монорейки, буріння шпурів у вибої, заряджання та підривання шпурів, провітрювання вибою. Кількість шпурів, змінна продуктивність і норми виробітку визначаються за тими ж формулами, що і при проведенні горизонтальної виробки.

Проходка похилих підняттевих комплексами типу КПН. Таким комплексом проходять підняттеві з кутом нахилу $30 - 60^\circ$ і довжиною до 120 м. Комплекс оснащений двома бурильними агрегатами АБ-2, які мають стрілоподібні маніпулятори і переносні перфоратори на канатно-поршневих податниках. За допомогою комплексу проводиться спуск-підйом людей, матеріалів і обладнання, створюється робоче місце в привибійній зоні, постачання стисненим повітрям і водою через став монорейки. Провітрювання вибою після вибухових робіт здійснюється протягом години повітряно-водяною сумішшю (аналогічно комплексу КПВ). Порядок проведення гірничопрохідницьких робіт аналогічний при застосуванні комплексу КПВ. При кутах нахилу від 30° і більше, відбита у вибої порода під дією власної ваги і сили вибуху, доставляється до горизонтальної виробки, де навантажується скреперною установкою або віброживильником у вагонетки. Сьогодні проходка підняттевих за допомогою комплексів КПВ і КПН майже не застосовується, це пов'язано із застосуванням більш прогресивних способів проходки, таких як секційного підривання свердловин або машинного (комбайнового). Розрахунок паспорту БПР при проходці підняттевого за допомогою комплексів КПВ і КПН аналогічний як і при проведенні горизонтальної виробки однорідним вибоєм.

Проходка підняттевих секційним підриванням глибоких свердловинних зарядів. За допомогою цього способу проходять вентиляційні, матеріальні, породоперепускні та інші види підняттевих у породах будь-якої міцності і стійкості (окрім сипучих). До недавнього часу підняттеві за допомогою свердловинних зарядів проходили тільки в породах, які не потребують кріплення. Експлуатація підняттевих, проведених у слабких породах і закріплених анкерним кріпленням з набризкбетоном і металевою сіткою, показала можливість використання їх як ходовими впродовж тривалого часу. Висота підняттевого приймається до 40 м і обмежується через викривлення свердловин. Відхилення свердловин від заданого напрямку не повинно перевищувати 5 м на довжині 30 м. Діаметр свердловин коливається від 50 до 200 мм. Для зменшення величини відхилення свердловин у процесі буріння рекомендується жорстке розкріплення бурового верстата на точці забурювання. На нижньому горизонті проводять невелику акумулюючу камеру. Свердловини бурять знизу вгору або зверху вниз. Секційне відбивання ведуть ділянками (секціями) довжиною 2 – 4 м.

На результати вибуху і якість оформлення стінок підняттевого істотно впливає розташування свердловин і послідовність підривання зарядів у них.

При глибоких свердловинах і безсекційному підриванні можливе запресування гірничої маси або прострілювання свердловин. Операції з ліквідації запресування достатньо трудомісткі і зводяться, як правило, до таких заходів: промивання водою, прострілювання свердловин після пробивання їх важким вантажем, повторне буріння. Простріли свердловин через збільшену ЛНО і неправильної черговості підривання ліквідують повторним підриванням простріляних свердловин. При проектуванні розташування свердловин, в межах заданого контуру майбутнього підняття необхідно, щоб об'єм порожнини, яка утворюється після вибуху, перевищував в 1,28 рази, що підривається. Це виключає запресування.

При секційному підриванні скрізних свердловин спочатку встановлюється пробка в нижній частині свердловини, а її заряджання ведеться зверху – з боку устя. Після установки пробки в свердловину насипається набійка висотою 0,5 м з дрібної породи або піску. Заряджання свердловини проводиться до половини довжини заряду, потім опускається патрон-бойовик з двома електродетонаторами або спеціальний патрон-бойовик НСІ і проводиться дозаряджання секції. Над зарядом на висоту 0,5 м насипається шар породи або піску, який слугує набійкою. При використанні електричного способу підривання монтується дві незалежні електропідривні мережі – основна і дублююча. Якщо використовуються НСІ, то за межами підняття НСІ збираються в пучок, який комутується через ДШ з пучками НСІ.

Орієнтовна кількість свердловин у вибої підняття

$$N = \frac{q \cdot S_{nid}}{p}, \text{ шт.}, \quad (9.14)$$

де q – питома витрата ВР

$$q = 0,5f + 15, \text{ кг/м}^3; \quad (9.15)$$

S_{nid} – площа поперечного перерізу підняття начорно, м²;

p – місткість 1 м свердловини

$$p = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \Delta, \text{ кг/м}, \quad (9.16)$$

де d – діаметр свердловини, м;

Δ – щільність ВР, що дорівнює 900 – 1100 кг/м³.

За отриманою кількістю свердловин обирають схему їх розташування у вибої підняття згідно схем поданих на рис. 9.3, де пунктирними лініями показано контури підняття.

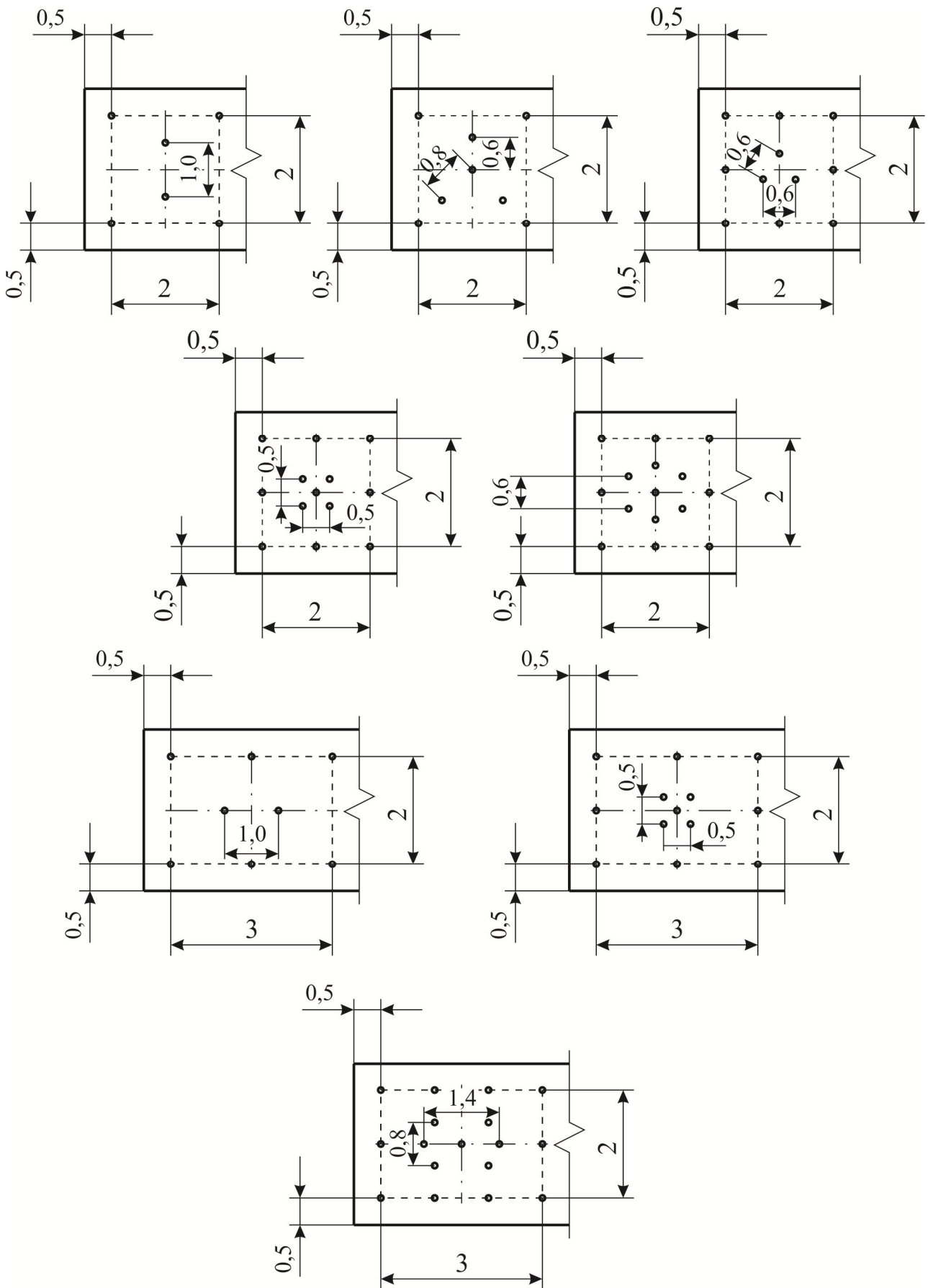


Рис. 9.3. Схеми розташування свердловин у вибої підняттевого



Питання для самоконтролю

1. Охарактеризуйте технологію проведення стволів.
2. Як розташовують шпури у вибої ствола круглого перерізу?
3. Наведіть порядок розрахунку паспорту БПР при проходці ствола.
4. Які типи врубів використовують при проходці ствола круглого перерізу?
5. Які способи проходки підняттяєвих виконують за допомогою БПР?
6. Наведіть порядок проходки підняттяєвого на полках.
7. Наведіть порядок проходки підняттяєвого комплексами КПВ і КПН.
8. Наведіть порядок проходки підняттяєвого секційним підриванням свердловин.



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 9

1. Кононенко, М.М. Вибір і розрахунок систем підземної розробки рудних родовищ [Текст]: навч. посібник / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, В.Ю. Усатий. – Д.: Національний гірничий університет, 2013, – 217 с.
2. Котляров, С. И., Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок [Текст] / С.И. Котляров, Д.К. Зимин, Н.А. Фролов. – М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу, 1962, – 314 с.
3. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности [Текст] : учебник / Б.Н. Кутузов. – М.: Горная книга, 2008. – 512 с.
4. Мартинов, В.К. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ [Текст] / В.К. Мартинов, М.Б. Федько. – Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2008. – 436 с.
5. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення [Текст]. – Затв. Наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. – К.: Норматив, 2013. – 127 с.
6. Справочник по горнорудному делу [Текст] / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.
7. Строительство стволов шахт и рудников [Текст]: справочник / под ред. О.С. Докукина, Н.С. Болотских. – М.: Недра, 1991, – 516 с.

8. Усатый, В.Ю. Обоснование способа проведения восстающих горных выработок при системах разработки высокими камерами [Текст] / В.Ю. Усатый, С.Г. Кистрин, В.В. Усатый // Науковий вісник НГАУ. – 2001. – № 3. – С. 18 – 21.

9. Усатый, В.Ю. Проходка восстающих горных выработок в условиях ЗАО «Запорожский ЖРК» [Текст] / В.Ю. Усатый, С.Г. Кистрин, В.Г. Близнюков и др. // Сборник научных трудов ГНИГРИ. – 2001. – С. 64 – 71.

10. Федоров, С.А. Проходка и углубка стволов шахт [Текст] / С.А. Федоров. – М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу, 1961. - 475 с.

11. Хоменко, О.Е. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений [Текст]: справочное пособие / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев. – 2-е изд. перераб. и доп. – Д.: Национальный горный университет, 2011. – 448 с.

12. Шевцов, М.Р. Руйнування гірських порід вибухом [Текст] / М.Р. Шевцов, П.Я. Таранов, В.В. Левіт, О.Г. Гудзь.– Донецьк: ДонНТУ, 2003. – 248 с.

13. Шехурдин, В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок [Текст]: учеб. пособие / В.К. Шехурдин. – М.: Недра, 1985. – 240 с.

14. Шехурдин, В.К. Горное дело [Текст]: учеб. / В.К. Шехурдин, В.И. Несмотряев, П.И. Федоренко. – М.: Недра, 1987. – 440 с.

15. Шехурдин, В.К. Проведение подземных горных выработок [Текст]: учеб. пособие / В.К. Шехурдин, Е.Н. Холобаев, В.И. Несмотряев. – М.: Недра, 1980. – 295 с.

10. ПАРАМЕТРИ ПІДРИВНИХ РОБІТ ПРИ ПІДЗЕМНОМУ ВИДОБУВАННІ РУД

10.1. Загальні відомості про очисні роботи

Очисними роботами називається виробнича стадія, що виконується в очисних виробках з метою вилучення корисної копалини. **Очисні виробки** – це виробки, що проводяться за покладом корисної копалини, в яких здійснюється виїмка. Вони безперервно або періодично переміщуються у просторі, а форма їх поперечного перерізу і довжина залежать від потужності і кута падіння розроблювальних рудних тіл, пластів, покладів і технології видобутку корисної копалини. Очисні роботи є виробничою стадією, яка включає сукупність взаємопов'язаних і послідовних комплексів робочих процесів, метою яких є видобуток корисної копалини. На сучасних рудних шахтах основна частина витрат (25 – 50%) з видобутку корисної копалини доводиться на виробничу стадію процесу очисних робіт, яка складається з таких комплексів робочих процесів як: відбивання і доставка руди, вторинне подрібнення і підтримання виробленого простору.

Комплекс робочих процесів відбивання руди складається з ряду робочих процесів, які виконуються послідовно або в певних гірничо-геологічних умовах не виконуються взагалі, серед них: підсікання, утворення відрізної щілини і безпосередньо відбивання. Кожен із зазначених комплексів робочих процесів може суттєво впливати на показники інших процесів. Так, здешевлення відбивання може погіршити подрібнення руди, що призводить до збільшення обсягу вторинного подрібнення і зниження продуктивності доставки руди. Застосування більш щільної закладки підвищить витрати на підтримку виробленого простору, але надасть можливість здійснювати роботи самохідного обладнання на її поверхні, що дозволить зменшити витрати на відбивання і доставку руди та ін. Тому найбільш оптимальні рішення повинні прийматися з урахуванням комплексу взаємопов'язаних процесів, тобто на підставі комплексної оптимізації всієї технологічної схеми очисних робіт.

10.2. Підсікання запасів руди в блоці

Підсікання запасів руди в очисному блоці є найбільш важливою стадією при відбиванні руди, яка багато в чому визначає ефективність системи розробки. **Підсіканням запасів руди** очисної камери називається утворення оголеної площі в нижній частині масиву руди, що підлягає відпрацюванню, і служить для компенсації збільшення об'єму руди при її обваленні. Перше призначення характерне для всіх систем розробки, а друге – для окремих варіантів систем з обваленням. Висота підсікання залежить від її призначення. На практиці розрізняють два види підсікання – воронками і траншеєю (рис. 10.1 а, б).

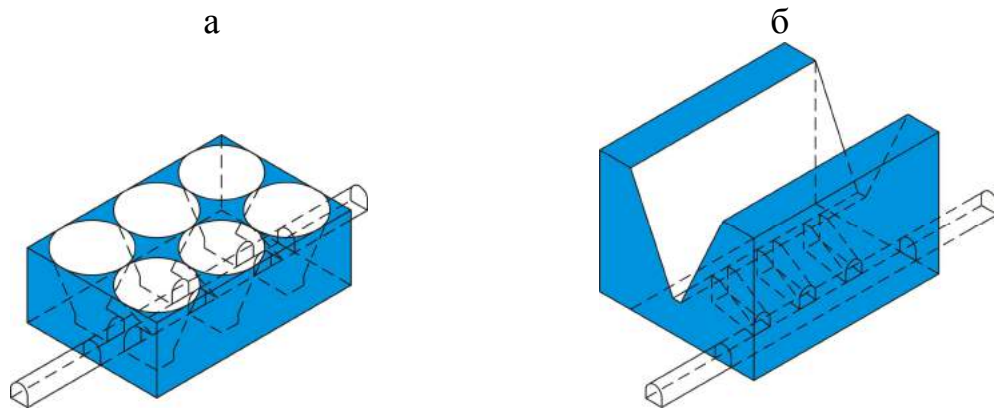


Рис. 10.1. Види підсікання руди в очисному блоці: а – підсікання воронками, б – траншейне підсікання

Існують наступні способи підсікання блоків: шпуровий, варіант «закрите віяло», варіант «камера над дучками» і траншейний. Серед цих способів набули поширення траншейний, варіанти «закрите віяло» і «камера над дучками».

Підсікання шпуровим способом. Залежно від застосовуваних систем розробки, підсікання дрібними шпурами може здійснюватися суцільно або із залишенням тимчасових решітчастих ціликів. Суцільне підсікання в основному застосовують при системах розробки з відкритим очисним простором і в системах з магазинуванням руди. Підсікання із залишенням тимчасових решітчастих ціликів, які утворюються в результаті проведення на горизонті підсікання взаємно перпендикулярних виробок, застосовують при системах розробки з обваленням. Залишений між штреками і ортами решітчастий цілик руйнують дрібними шпурами. Розташування шпурів і їх кількість визначають графічним способом. Відстань між шпурами застосовують залежно від межі міцності руди, що дорівнює 0,7 – 1,2 м. Доставку руди при підсіканні шпуровим способом здійснюють скреперними установками або під дією власної ваги.

Підсікання блоків варіантом «закрите віяло». З випускних дучок дещо розширених у верхній частині, масив руди розбурюється віялами висхідних штангових шпурів довжиною до 7 – 10 м, шпури також бурять для розширення дучок у воронки. Послідовним підриванням штангових шпурів у декількох дучках спочатку утворюють відрізню щілину, на яку потім висаджують шпури сусідніх дучок. Отже, послідовним підриванням штангових шпурів і випуском руди утворюється підсікання на висоту до 10 м. Кількість штангових шпурів пробурених з кожної дучки, встановлюють залежно від межі міцності руди і діаметра шпурів.

Підсікання блоків варіантом «камера над дучками». Цей спосіб підсікання набув широке поширення при розробці потужних рудних родовищ системами примусового поверхового і підповерхового обвалення, поверхово-камерною та ін. і дозволяє за одну стадію утворити підсікання на висоту 12 – 18 м. Підсікання запасів блоку (панелі) виробляють окремими камерами із залишенням між ними тимчасових ціликів, що руйнуються спільно з обваленням вище розміщеного масиву руди. По ряду дучок на горизонті підсікання проходять підсічні

виробки, розташовані посередині камери. У торці камери на всю її висоту утворюють відрізну щілину шляхом розширення проведеного підняттяєвого або секційним підриванням пробурених з підсїчної виробки вїялових свердловин. Після утворення відрізної щілини послїдовними підриванням рядїв свердловин, пробурених з підсїчної виробки, утворюють підсїчну камеру висотою до 12 – 18 м. Руду в камерї відбивають вїяловими свердловинами з виробки підсїкання, інколи – паралельними свердловинами з попереднім проведенням відкритої заходки. У міру утворення камери виконують розширення дучек у прийомні воронки. Після утворення підсїчних камер тимчасові цілики між ними шириною 4 – 6 м руйнують масовим підриванням свердловин, пробурених з дучек перед обваленням вище розміщеного масиву руди в блоці. Розмір підсїчних камер визначається виходячи з фізико-механїчних властивостей руди і конструктивних особливостей системи розробки, погодившись з відстанню між виробками випуску руди і дучками. Ширина камер дорівнює 1, 1,5 і 2 відстані між виробками випуску. Довжина камер – не більше ніж 25 м.

Траншейне підсїкання. Цей спосіб підсїкання набув поширення при розробці рудних родовищ системами розробки з відкритим очисним простором, підповерхового і поверхового обвалення. Сутність траншейного способу підсїкання полягає в утворенні в днищі блоку, камери або панелі траншеї (траншей), які мають у поперечному перерїзі форму трапеції. Траншея утворюється послїдовним підриванням рядїв вїял свердловин (штангових шпурїв), пробурених з підсїчної виробки. Попередньо на початку траншеї утворюється відрїзна щілина шляхом розширення спеціально пройденого підняттяєвого з дучки або ж послїдовним підриванням вїял свердловин, пробурених у площині поперечного перерїзу траншеї. При використанні декількох траншей у стїйких рудах сумїжні траншеї у верхній частині з'єднуються між собою, утворюючи суцїльну оголену площу. При недостатній стїйкості руди, між траншеями у верхній частині іноді залишають цілики шириною 2 – 4 м. Ширина траншеї у верхній частині визначається з конструктивних міркувань залежно від фізико-механїчних властивостей руди і відстані між виробками випуску.

10.2.1. Утворення підсїкання блоку за допомогою воронок

Із застосуванням підсїкання воронками відбита або самообвалена руда в блоці потрапляє в приймальні воронки, які з'єднуються рудоспусками (дучками) з виробками горизонту випуску. Розміри приймальних воронок в основному залежать від висоти цілика над виробками приймального горизонту, кута утворюючої воронки і відстані між осями випускних виробок. Висота цілика над виробками приймального горизонту зазвичай становить 5 – 8 м. При куті нахилу утворюючої воронки $50 - 60^\circ$, площа однієї воронки коливається в межах $30 - 40 \text{ м}^2$. Висота випускної воронки визначається товщиною цілика над приймальним горизонтом і довжиною дучки. Довжину дучки приймають мінімально необхідною для додання належної міцної форми запобїжних ціликів над виробками приймального горизонту, вона становить 1 – 1,5 м, рахуючи від рівня покрївлі виробки випуску. Розміри поперечного перерїзу випускних дучок

визначають залежно від фізико-механічних властивостей руди (породи) і прийнятого кондиційного шматка і постачального обладнання. За практичними даними розміри поперечного перерізу випускних дучок коливаються в межах від $1,2 \times 1,2$ до 2×2 м.

Проходку дучок здійснюють поетапно. Спочатку за один-два прийоми проводять горизонтальну заходку глибиною до 2 м, а потім – безпосередньо дучку (рудоспуск). Останню можна проводити двома способами: дрібними або штанговими шпурами. Проведення дучок нічим не відрізняється від проходки підняттевих. Тому методика розрахунку проходки дучок за всіма прохідницькими процесами аналогічна проходці підняттевих на полках.

Створення воронок розпочинають після закінчення проходки дучок. При розробці міцних руд, розворот дучок у приймальні воронки виробляють дрібними (зверху вниз) і штанговими (знизу вгору) шпурами. У рудах менш міцних воронки створюють, як правило, штанговими шпурами, пробуреними з горизонтальних заходок або коротких дучок, проведених до нижньої основи воронки.

Для розрахунку розвороту воронки штанговими шпурами скористаємося розрахунковою схемою, поданою на рис. 10.2.

Висота воронки

$$h_g = \operatorname{tg} \beta \cdot \left(R_g - \frac{b_d}{2} \right), \text{ м,} \quad (10.1)$$

де β – середній кут природного укосу руди що дорівнює $55 - 65^\circ$;

R_g – радіус верхньої підстави воронки, що дорівнює $2,5 - 5$ м;

b_d – ширина або радіус дучки, що дорівнює $1,2 - 2$ м.

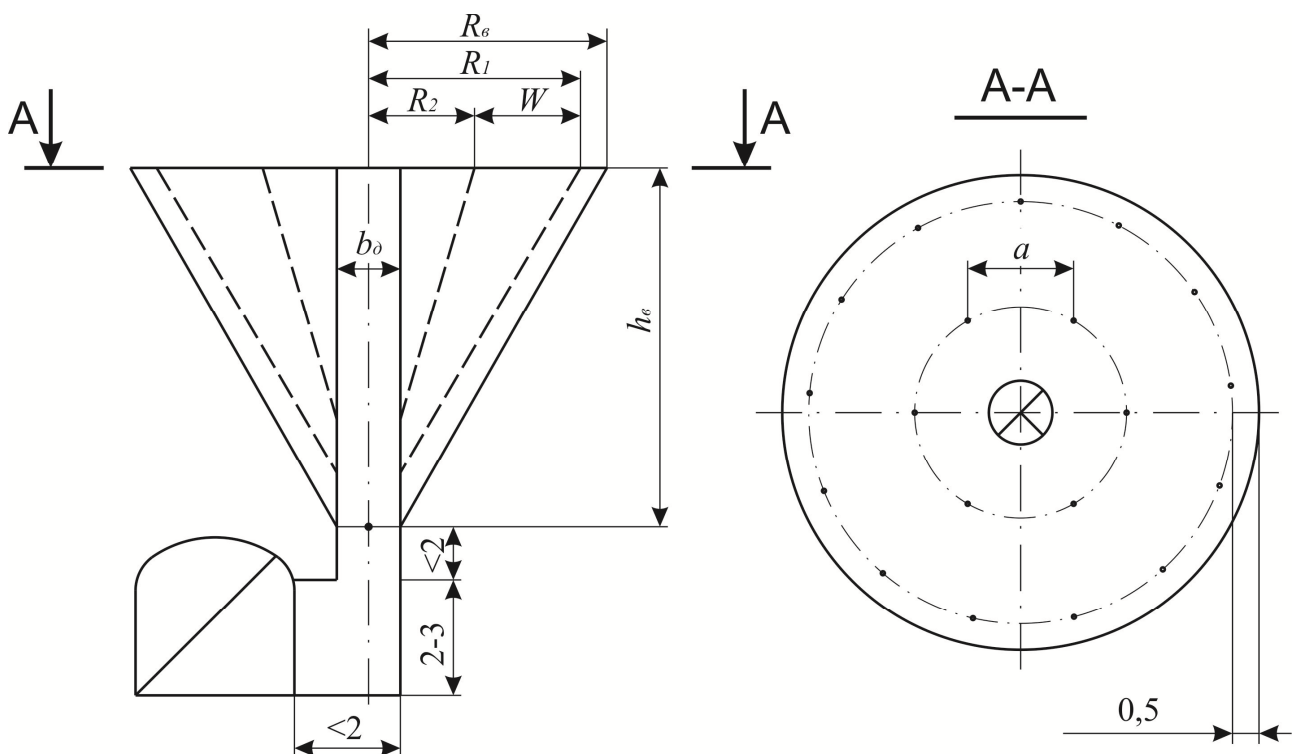


Рис. 10.2. Розрахункова схема розвороту воронки штанговими шпурами

Радіус першого кільцевого віяла

$$R_1 = R_g - 0,5, \text{ м.} \quad (10.2)$$

Кількість штангових шпурів у першому кільцевому віялі

$$n_1 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_1}{a}, \text{ шт.}, \quad (10.3)$$

де a – відстань між вибоями штангових шпурів

$$a = m \cdot W, \text{ м.}, \quad (10.4)$$

m – коефіцієнт зближення зарядів, що дорівнює 0,9 – 1,5;

W – ЛНО штангових шпурів

$$W = 80 \cdot K \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\delta \cdot \Delta b}{f \cdot \Delta q \cdot m}}, \text{ м.}, \quad (10.5)$$

де K – поправний коефіцієнт, який враховує напрям відбивання і міцність порід, при відбиванні шарів руди при $f > 10$ дорівнює 1, при $f \leq 10$ – 0,9;

δ – щільність заряджання, т/м³;

$\Delta q = \sqrt[3]{d/0,085}$ – коефіцієнт рівномірності розподілу ВР у масиві що відбивається;

Δb – коефіцієнт відносної працездатності ВР, для амоніту № 6 ЖВ що дорівнює 1, ігданіт – 0,92, грануліти – 0,88, скельний амоніт – $\Delta b = 2,04 - 0,58d$, грамоніти – $\Delta b = 0,71 + 0,16d$, україніт-ПП-2Б – $\Delta b = 1,385 - 0,23d$;

d – діаметр штангового шпуру, м.

Радіус другого кільцевого віяла

$$R_2 = R_1 - W, \text{ м.} \quad (10.6)$$

Кількість штангових шпурів у другому кільцевому віялі

$$n_2 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_2}{a}, \text{ шт.} \quad (10.7)$$

За результатами розрахунку параметрів розвороту воронки і згідно з розрахунковою схемою в масштабі роблять креслення воронки, за яким графічно визначають довжину штангових шпурів у першому та другому кільцевих віялах.

Сумарна довжина штангових шпурів для розвороту однієї воронки

$$L_{\text{сум}} = n_1 \cdot l_1 + n_2 \cdot l_2, \text{ м.}, \quad (10.8)$$

де l_1 – довжина штангового шпуру в першому кільцевому віялі, м;

l_2 – довжина штангового шпуру в другому кільцевому віялі, м.

Кількість руди, отриманої при формуванні воронки:

- при розвороті дучки в приймальну воронку

$$Q_{p.\text{вор.}} = \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot h_g \cdot (R_g^2 + R_g \cdot r_g + r_g^2) \cdot \gamma_p - h_g \cdot S_d \cdot \gamma_p, \text{ т.}, \quad (10.9)$$

де r_g – радіус нижньої частини воронки, м;

S_d – площа поперечного перерізу дучки, м²;

γ_p – об'ємна щільність руди, т/м³;

- при утворенні воронки за відсутності дучки

$$Q_{p.\text{вор.}} = \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot h_g \cdot (R_g^2 + R_g \cdot r_g + r_g^2) \cdot \gamma_p, \text{ т.} \quad (10.10)$$

Промисловий запас руди при утворенні підсікання воронками

$$A_{\text{пром}} = n_{\text{вор.}} \cdot Q_{\text{р.вор.}}, \text{ Т}, \quad (10.11)$$

де $n_{\text{вор.}}$ – загальна кількість воронки у камері (блоці), шт.

Питомі витрати ВР на відбивання руди

$$q = 0,1 \cdot f \cdot \frac{\Delta q}{\Delta b \cdot \gamma_p}, \text{ кг/Т}, \quad (10.12)$$

Загальна витрата ВР для відбивання руди у воронках

$$Q_{\text{вр}} = q \cdot A_{\text{пром}}, \text{ кг}, \quad (10.13)$$

Для розрахунку розвороту воронки свердловинами скористаємося розрахунковою схемою, поданою на рис. 10.3.

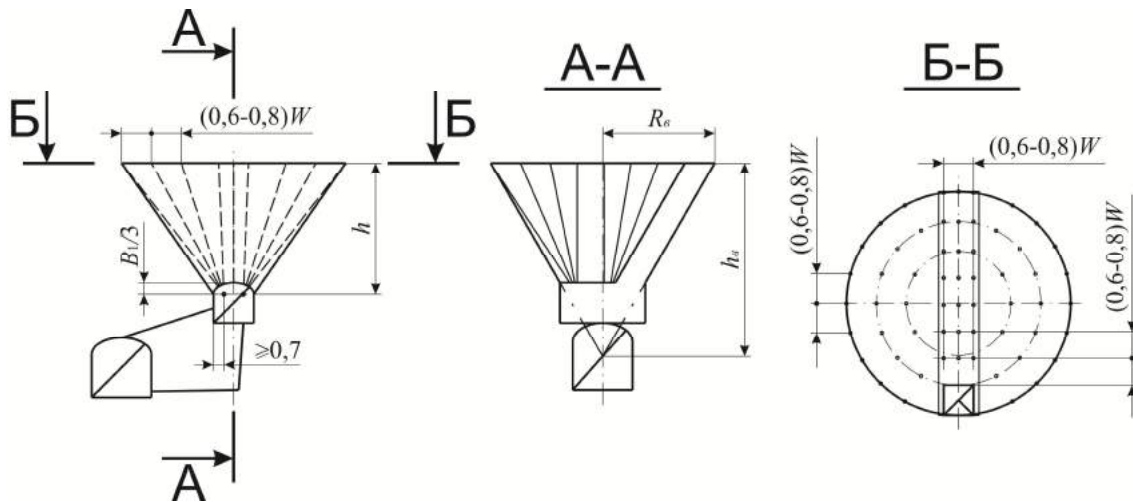


Рис. 10.3. Розрахункова схема розвороту воронки свердловинами

Висота воронки

$$h_e = \text{tg} \beta \cdot R_e, \text{ м}, \quad (10.14)$$

де R_e – радіус верхньої підстави воронки, що дорівнює 5 – 7,5 м;

Величина ЛНО при відбиванні руди свердловинами

$$W = 114 \cdot K \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\delta \cdot \Delta b}{f \cdot \Delta q \cdot m}}, \text{ м}, \quad (10.15)$$

де d – діаметр свердловини, м.

Відстань між вибоями свердловин

$$a = m \cdot W, \text{ м}, \quad (10.16)$$

де m – коефіцієнт зближення зарядів, що дорівнює 0,8 – 1,2.

За результатами розрахунку параметрів розвороту воронки свердловинами і згідно з розрахунковою схемою в масштабі роблять креслення воронки, за яким графічно визначають сумарну довжину свердловин $L_{\text{сум}}$ для розвороту однієї воронки.

Кількість руди, отриманої при розвороті воронки

$$Q_{\text{р.вор.}} = \gamma_p \cdot \left(\frac{1}{3} h \cdot (B_1 l_{\text{не}} + R_e (\sqrt{\pi \cdot l_{\text{не}} \cdot B_1} + \pi R)) - 0,26 B_1^2 l_{\text{не}} - S_e \frac{h}{\sin \beta} \right), \text{ Т}, \quad (10.17)$$

де l_{ne} – довжина підсічної виробки, м;

S_g – площа поперечного перерізу відрізного підняття або дучки, м².

Промисловий запас руди при створенні підсікання воронками визначається за формулою (10.11). Питомі витрати ВР на відбивання руди визначаються за формулою (3.14). Загальна витрата ВР для відбивання руди у воронках (10.15).

10.2.2. Утворення траншейного підсікання

Основними перевагами траншейного підсікання є висока безпека робіт, незалежність ведення бурових та підривних робіт, висока продуктивність праці, велика стійкість виробок, розташованих у днищі блока (камери). Сутність траншейного підсікання полягає в утворенні в днищі камери, блоку або панелі траншеї або декілька траншей, що мають у поперечному перерізі форму трапеції. Траншея створюється послідовним підриванням рядів віял штангових шпурів або свердловин, які буряться з підсічних (траншейних) виробок (штреків, ортів), розташованих на рівні відкотного горизонту або вище на 3 – 5 м.

Попередньо на початку кожної траншеї створюється відрізна щілина шляхом розширення пройденого підняття або ж послідовним підриванням віялових штангових шпурів чи свердловин, пробурених у площині поперечного перерізу траншеї. Траншейне підсікання утворюється штанговими шпурами або свердловинами діаметром 50 – 105 мм. Для визначення параметрів траншейного підсікання використовують таку методику.

Величина ЛНО при відбиванні руди штанговими шпурами або свердловинами визначається за формулами (10.5) або (10.15). Відстань між вибоями штангових шпурів або свердловин визначається за формулою (10.12). Кількість віял для створення траншейного підсікання визначається графічно відповідно до креслення системи розробки. За результатами розрахунку будують розташування штангових шпурів або свердловин у віялі і віял для створення траншейного підсікання згідно з розрахунковою схемою, поданою на рис. 10.4.

Побудова віяла штангових шпурів або свердловин та віял для створення траншейного підсікання виконують у масштабі 1:200 або 1:500. Графічно визначають довжину штангових шпурів або свердловин і довжину заряду. Отримані дані зводять за зразком табл. 10.1.

Таблиця 10.1

Характеристика віяла

№ свердловини	$L_{св.}, \text{ м}$	$L_{зар.}, \text{ м}$
1		
2		
Σ		

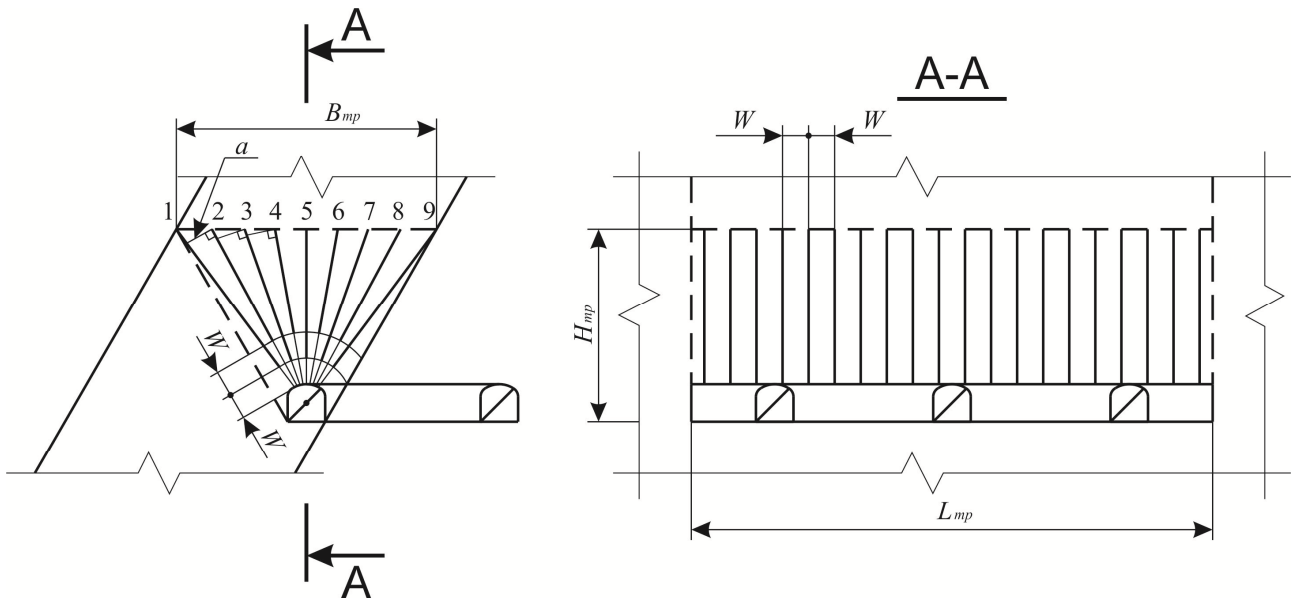


Рис. 10.4. Розрахункова схема траншейного підсікання

Площа траншеї

$$S_{tr} = \frac{B_{tr.в} + B_{tr}}{2} \cdot H_{tr}, \text{ м}^2, \quad (10.18)$$

де $B_{tr.в}$ – ширина виробки підсікання (траншейної), дорівнює 2 – 4 м;

B_{tr} – ширина траншеї у верхній частині, яка визначається з конструктивних міркувань залежно від фізико-механічних властивостей руди і відстані між виробками випуску, м.

Промисловий запас руди після створення траншейного підсікання:

$$A_{пром} = (S_{tr} - S_{tr.в}) \cdot L_{tr} \cdot \gamma_p - S_v \cdot h_v \cdot \gamma_p, \text{ т.} \quad (10.19)$$

де $S_{tr.в}$ – площа поперечного перерізу підсічної (траншейної) виробки начорно, м^2 ;

S_v – площа поперечного перерізу відрізного підняття в межах траншейного підсікання, м^2 ;

h_v – висота відрізного підняття в межах траншейного підсікання, м.

Загальна витрата ВР для відбивання руди в траншеї:

$$Q_{вр} = p \cdot \Sigma L_{зар}, \text{ кг,} \quad (10.20)$$

де p – кількість ВР у 1 м штангового шпурі або свердловини, кг/м, визначається за формулою (9.16);

$\Sigma L_{зар}$ – сумарна довжина заряду для створення підсікання, м.

10.3. Відрізка запасів руди в блоці

Під **відрізкою запасів** руди в блоці розуміють гірничі роботи, одну зі стадій очисних робіт, що призначена для створення відрізної щілини. **Відрізна щілина** – це вертикальна площина відслонення масиву (компенсаційний простір), необхідна для подальшого відбивання руди вертикальними шарами в межах заданого контуру блоку. Відрізку застосовують при таких системах розробки: камер-

но-стовповій, поверхово-камерній, підповерхово-камерній, підповерхового і поверхового обвалення тощо. Залежно від обраного способу відбивання руди відрізнi щілини створюють дрібними шпурами, штанговими шпурами і глибокими свердловинами.

Для створення відрізнi щілини необхідно проведення нарізних виробок, до яких належать: відрізнi штреки, орти і підняттяві. Відрізнiй підняттявий – це вертикальна або похила гірнича виробка, яку проходять по корисній копалині для підготовки очисного вибою. З відрізного підняттявого починають роботи щодо створення відрізнi щілини. Основні більш поширені розміри відрізних підняттявих 1,5×1,5, 1,8×1,8, 2×2 і 2×3 м. Після проведення всіх необхідних відрізних виробок утворюють відрізню щілину.

Створення відрізнi щілини шпурами. Цей спосіб створення відрізнi щілини застосовується при камерно-стовпових системах розробки. Сутність способу полягає в наступному. У блоці (панелі), що буде відпрацьовуватися на всю ширину, проводять відрізнi виробки (штреки або орти), потім по центру на всю висоту панелі проходять відрізнiй підняттявий. Створення відрізнi щілини здійснюється шляхом відбивання низхідних вертикальних шпурів в уступах. Висота уступів становить 2 – 3 м, а ширина дорівнює ширині відрізнi виробки. Відбиту руду випускають через відрізнiй підняттявий на відкотний горизонт. Відпрацювання уступів ведуть до тих пір, доки не утворюється відрізнa щілини на всю ширину і висоту очисної панелі (блоку). Шпуровий спосіб утворення відрізнi щілини, порівняно з іншими, має обмежені умови застосування і практично, не використовується через такі суттєві недоліки: більш небезпечний внаслідок того, що над головою робітників знаходиться всезростаюча, у міру розвитку відрізнi щілини, площа відслонення масиву, вимагає великих витрат праці на перекидання відбитої руди, на створення відрізнi щілини необхідно багато часу.

Створення відрізнi щілини штанговими шпурами. Цей спосіб утворення відрізнi щілини застосовується як при системах з обваленням руди, так і при камерних системах розробки. У панелі (блоці) що відпрацьовується проводять відрізнiй підняттявий перетином 1,5×1,5 або 1,8×1,8 м розташованого зазвичай на контурі панелі (блоку) з масивом руди. На горизонті підсікання від відрізного підняттявого проводять відрізню виробку, яка з'єднується з виробкою підсікання. У покрівлі відрізнi виробки залежно від міцності руди на відстані 1,5 – 2 м від відрізного підняттявого бурять штангові шпури. Послідовним підриванням зарядів штангових шпурів створюють відрізню щілину необхідних розмірів.

Другий спосіб створення відрізнi щілини штанговими шпурами полягає в наступному. Відрізнiй підняттявий проходить до контрольного штреку у стілини. Роботи щодо створення відрізнi щілини полягають у проведенні кільцевих заходок на кожному підповерху і бурінні в покрівлі заходок штангових шпурів з подальшим їх підриванням, у результаті чого утворюється відрізнa щілину на всю ширину і висоту камери. Ширина відрізнi щілини досягає 4–5, а іноді 6 м.

Створення відрізної щілини глибокими свердловинами. Цей спосіб створення відрізної щілини застосовується при камерних системах розробки. На кожному буровому горизонті або підповерху до збійки з відрізним підняттявим проходять відрізні штреки або орти, з яких бурять паралельні ряди висхідних пробурених на 2/3 підповерха і низхідних свердловин, пробурених на 1/3 підповерха. У ряді розташовують від 4-х до 8 свердловин.

Ряди свердловин підривають послідовно від відрізного підняттявого в створі по всій висоті камери. В результаті підривання всіх рядів свердловин утворюється відрізна щілина довжиною 12 – 15 м. Така довжина відрізної щілини очисної камери приймається виходячи з мінімізації трудомісткості її утворення. Далі проводять формування компенсаційної щілини на всю ширину очисної камери підриваючи віялові комплекти глибоких свердловин пробурених з бурового штреку або орту камери. Довжина щілини зумовлена конструктивними розмірами системи розробки.

Відрізні щілини створюють розширенням попередньо пройденого відрізного підняттявого послідовним підриванням зарядів ВР у штангових шпурах або свердловинах, пробурених зверху вниз або знизу вгору з відрізними штреків або ортів. Залежно від міцності руди і ширини щілини застосовують паралельне або паралельно-пучкове розташування рядів свердловин. При рудах середньої і нижче середньої міцності свердловини розташовують у вигляді віяла, а при рудах вище середньої міцності і міцних – паралельно та пучками паралельно зближених свердловин. З урахуванням роботи зарядів ВР у стиснутому просторі розміри сітки свердловин необхідно приймати на 20 – 40% менше, а питому витрату ВР на 20 – 50% більше, ніж при відбиванні масиву руди камери. Штангові шпури або свердловини для створення відрізної щілини залежно від ширини камери відносно відрізного підняттявого розташовують згідно з розрахунковими схемами (рис. 10.5, а-г).

При віяловому, паралельному або паралельно-пучковому розташуванні штангових шпурів або свердловин величину ЛНО визначають за формулами (10.5) або (10.15). Якщо застосовується паралельно-пучкове розташування штангових шпурів або свердловин, то відстань між зарядами в пучку визначається за формулою

$$Q = (3...6) \cdot d, \text{ м}, \quad (10.21)$$

де d – діаметр штангового шпуру або свердловини, м.

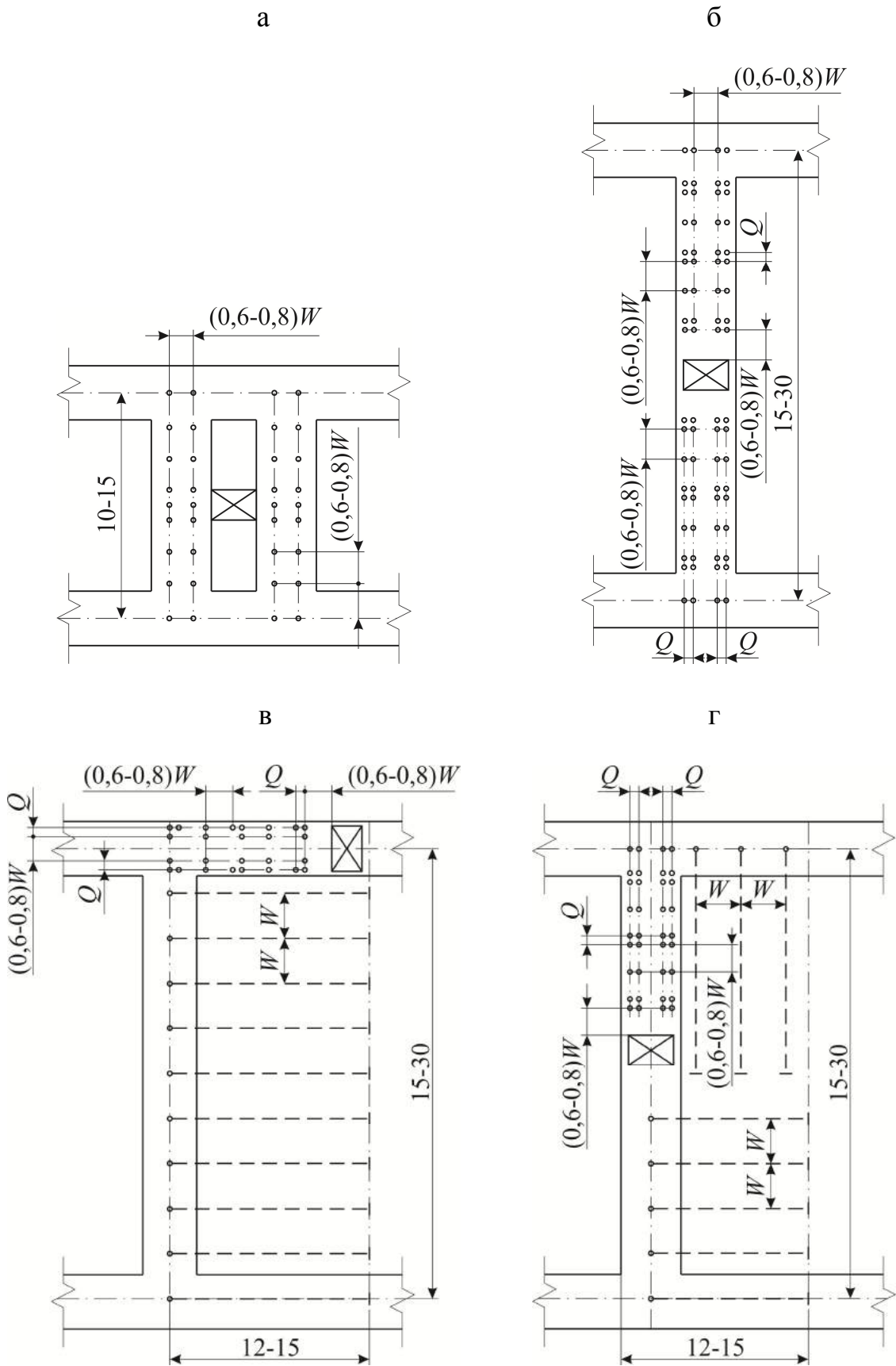


Рис. 10.5. Розрахункові схеми створення відрізної щілини з двома паралельними відрізними штреками або ортами (а), з одним відрізним штреком або ортом (б), за орто-штрековою (в) і штреко-ортовою (г) схемами

Промисловий запас руди у відрізній щілині

$$A_{\text{пром}} = n_{\delta} \cdot \left[(B \cdot h_{\delta} \cdot B_{\text{ощ}} - (S_{\delta} \cdot h_{\delta} + S_{\text{ов}} \cdot B)) \cdot \gamma_p \right] + \gamma_p \cdot (S_{\kappa} \cdot B_{\text{ощ}} - S_{\text{вк}} \cdot h_{\text{вк}}), \text{ т}, \quad (10.22)$$

де n_{δ} – кількість бурових горизонтів;

$B_{\text{ощ}}$ – ширина відрізної щілини, що дорівнює 2 – 15 м;

B – ширина очисної камери (блока), м;

h_{δ} – відстань між буровими горизонтами, м;

S_{δ} – площа поперечного перерізу відрізного підняттявого, м^2 ;

h_{δ} – висота відрізного підняттявого між буровими горизонтами, м;

$S_{\text{ов}}$ – площа поперечного перерізу відрізної виробки (штрек, орт);

S_{κ} – площа поперечного перерізу покрівлі (купола) камери, м^2 ;

$S_{\text{вк}}$ – площа поперечного перерізу відрізного підняттявого в межах покрівлі (купола) камери, м^2 ;

$h_{\text{вк}}$ – висота відрізного підняттявого в межах покрівлі (купола) камери, м.

Сумарну довжину $L_{\text{сум}}$ штангових шпурів або свердловин для створення відрізної щілини визначають графічно за кресленням системи розробки.

Загальна витрата ВР для відбивання руди при утворенні відрізної щілини

$$Q_{\text{вр}} = p \cdot L_{\text{сум}} \cdot K_3, \text{ кг}, \quad (10.23)$$

де K_3 – коефіцієнт заповнення штангового шпуру або свердловини, що дорівнює 0,8 – 0,9.

10.4. Відбивання запасів руди в блоці

Відбивання руди шпурами. Шпуровим відбиванням називається відбивання підриванням зарядів ВР, розміщених в шпурах. Уперше відбивання руди шпуровими зарядами почали застосовувати з того часу, коли був винайдений порох. У наш час буріння шпурів здійснюється за допомогою ручних і телескопних перфораторів, а також колонкових перфораторів розміщених на шахтних бурильних установках. З розвитком науки і техніки, останнім часом широке застосування отримали високопродуктивні гідравлічні перфоратори вітчизняного і закордонного виробництва. Шпурове відбивання застосовується при розробці рудних тіл невеликою потужністю до 8 м при видобутку руд з межею міцності 40 – 200 МПа. Переваги: висока точність відбивання руди, гарне дроблення і відсутність виходу негабариту, мала сейсмічна дія на навколишній масив гірських порід. Недоліки: низька продуктивність праці – 20 – 40 т/зміну, велика питома витрата ВР, важкі умови праці, наявність професійних захворювань робітників (сілікоз, вібрація, глухота).

Суттєвою відмінністю шпурового відбивання при відбиванні руди, в порівнянні з проведенням гірничих виробок, є те, що вибій має мінімум дві площини оголення. Одна площина, в якій бурять шпури, а друга, на яку будуть виконувати відбивання (шпури бурять паралельно до неї, що виключає необхідність врубових шпурів). Горизонтальні і пологі родовища малої потужності відпрацьовують без поділу на шари по вертикалі. В інших випадках при шпуровому відбиванні застосовують відпрацювання горизонтальними або слабо похилими шарами. Основні схеми відбивання руди шпурами подано на рис. 10.6.

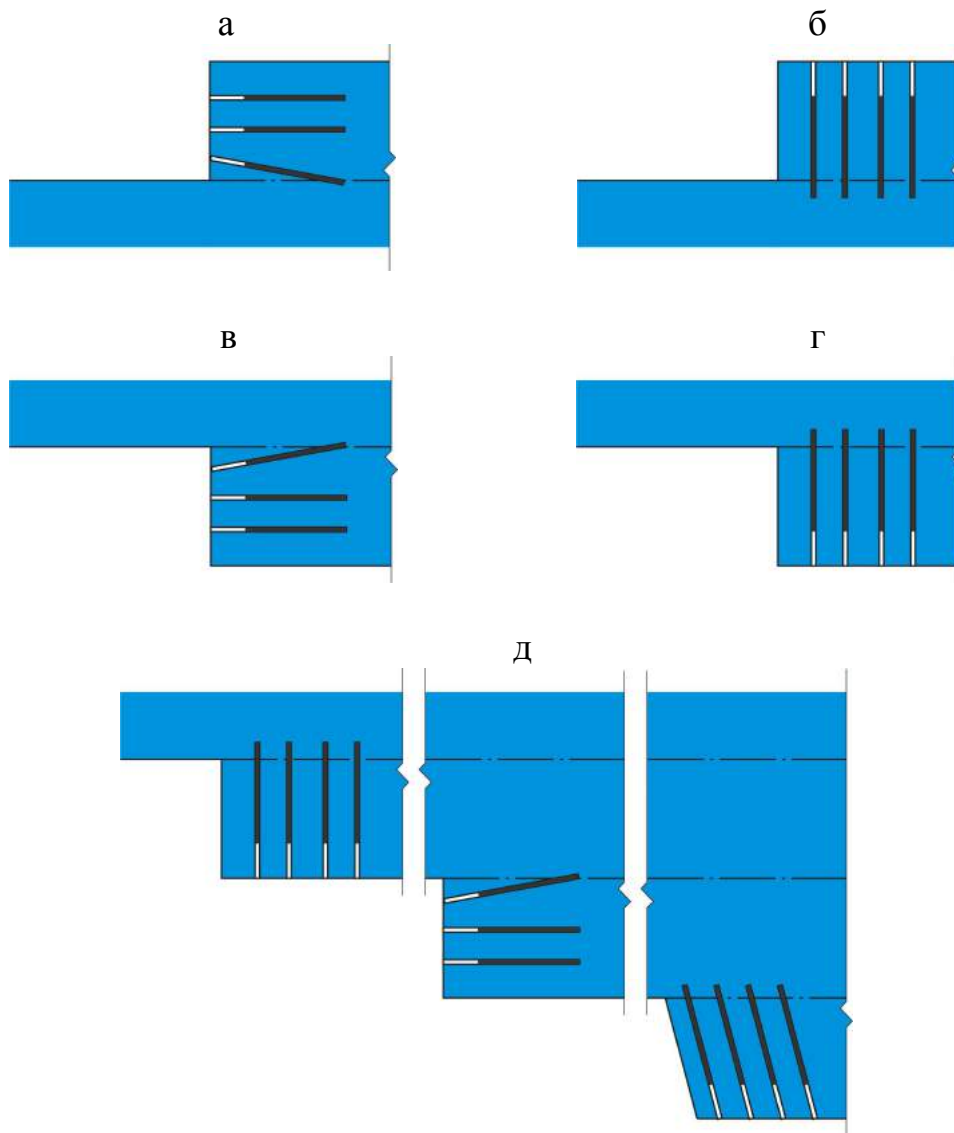


Рис. 10.6. Схеми відбивання руди шпурами: а – низхідне шарове відпрацювання з відбиванням горизонтальними шпурами, б – низхідне шарове відпрацювання з відбиванням вертикальними шпурами; в – висхідне шарове відпрацювання з відбиванням горизонтальними шпурами; г – висхідне шарове відпрацювання з відбиванням вертикальними шпурами; д – покрівлеуступне відпрацювання

Пошарову розробку у висхідному порядку застосовують при стійких рудах. Низхідне відпрацювання – при нестійких рудах під захистом твердіючої закладки, так і при стійкій покрівлі при горизонтальному і пологому заляганні рудного тіла.

Відбивання руди шпурами широко застосовують при подальших системах розробки: із закладанням, з магазинуванням, шарового обвалення, з суцільним відпрацюванням, при окремих системах розробки з відкритим очисним простором та ін. Діаметр шпуру визначається залежно від кондиційного розміру шматка і коефіцієнта подрібнення

$$d_{ш} = R \cdot K_{др}, \text{ м}, \quad (10.24)$$

де $K_{др}$ – коефіцієнт подрібнення відповідно для складно і легко подрібнюваних, що дорівнює 0,05 – 0,2;

R – кондиційний розмір шматка руди, визначається як найменший з розрахованих розмірів, м:

- для випускних отворів

$$R = D_{вип.отв.} / (3...5), \text{ м,}$$

- для навантажувальних машин

$$R = 0,45 \cdot \sqrt[3]{V_{ковш.}}, \text{ м,}$$

- для конвеєра або лотка віброживильника

$$R = 0,5 \cdot B_l + 0,25, \text{ м,}$$

де $D_{вип.отв.}$ – діаметр випускного отвору (дучки, рудоспуску), що дорівнює 1,5 – 2 м;

$V_{ковш.}$ – об'єм ковша навантажувальної машини, м³;

B_l – ширина стрічки конвеєра, лотка люка або віброживильника, м.

Довжина шпуру залежно від властивостей руди і кута забурювання шпуру в масив

$$l_{ш} = \frac{l_{відх}}{\eta \cdot \sin \alpha_{ш}}, \text{ м,} \quad (10.25)$$

де $l_{відх}$ – відхід вибою за цикл, м;

η – коефіцієнт використання шпуру, що дорівнює 0,85–0,9;

$\alpha_{ш}$ – кут нахилу шпуру до площини вибою, що дорівнює $\alpha_{ш} = 90^\circ - \alpha_{тріщ}$, град.;

$\alpha_{тріщ}$ – кут нахилу основної системи тріщин до площини вибою, град.

Питома витрата ВР:

- при відбиванні з одною відслоненою поверхнею

$$q = q_o \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_9 \cdot k_{10} \cdot k_{11}, \text{ кг/м}^3, \quad (10.26)$$

- при відбиванні з двома відслоненими поверхнями

$$q = q_o \cdot k_1 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_8 \cdot k_{10}, \text{ кг/м}^3, \quad (10.27)$$

де q_o – теоретична витрата еталонної ВР (амоніту № 6 ЖВ) на відбивання, обирається залежно від міцності руди:

- при відбиванні з одною відслоненою поверхнею при міцності руди $f = 4 - 20 - q_o = 0,4 - 1,5 \text{ кг/м}^3$;

- при відбиванні з двома відслоненими поверхнями при міцності руди $f = 4 - 20$, ширині вибою 1 – 3 м – $q_o = 0,6 - 2,1 \text{ кг/м}^3$;

k_1 – коефіцієнт відносної працездатності вибраної ВР порівняно з еталонним амонітом № 6 ЖВ, рівний 0,8 – 1,13;

k_2 – коефіцієнт, що враховує структуру руди: для шаруватих руд з тріщинуватістю перпендикулярною шпуру, дорівнює 1,3; для хаотично і дрібно тріщинуватих руд – 1,4; для монолітних, щільних або в'язких, пористих руд – 2;

k_3 – коефіцієнт заповнення шпуру зарядом ВР, який дорівнює 0,6 – 0,72;

k_4 – коефіцієнт враховує розташування шпурів щодо вільної поверхні (спрямованості вибуху): при паралельному розташуванні, що дорівнює 1; при

перпендикулярному – 1,4 – 1,6;

k_5 – коефіцієнт, що враховує спосіб заряджання: при ручному заряджанні розсіпних ВР, що дорівнює 1; при заряджанні патронами ВР – 0,8 – 0,85, при механізованому заряджанні – 0,85 – 0,9;

k_6 – коефіцієнт, що враховує діаметр шпуру і масивність порід, що дорівнює $k_6 = \left(\frac{d_{ш}}{0,042} \right)^n$;

n – дорівнює, відповідно 1 і 0,5 для монолітних і тріщинуватих руд;

k_8 – поправний коефіцієнт на довжину шпуру, що дорівнює 1,3 – 0,8 при довжині шпуру 1 – 5 м;

k_9 – коефіцієнт, що враховує загальну площу вибою, що дорівнює $k_9 = \frac{6,5}{S_{виб}}$;

k_{10} – коефіцієнт, що враховує щільність забивки в шпурі, що дорівнює 0,8 – 0,95;

k_{11} – коефіцієнт, що враховує діаметр патронів ВР, що дорівнює 1,1 – 0,95 відповідно, для патронів діаметрів 25, 30, 40 мм.

Величина ЛНО

$$W = d_{ш} \cdot \sqrt{\frac{8,2 \cdot \Delta}{m \cdot q}}, \text{ м}, \quad (10.28)$$

де Δ – щільність ВР, що дорівнює 0,9 – 1,1 кг/дм³;

m – коефіцієнт зближення зарядів, що дорівнює при електричному підриванні 0,8 – 1,5, при вогневому підриванні 1,2 – 1,5.

Відстань між шпурами в ряду

$$a = m \cdot W, \text{ м}. \quad (10.29)$$

Відстань між рядами шпурів залежить від послідовності підривання рядів зарядів та інтервалів уповільнення:

- при короткоуповільненому і уповільненому підриванні (> 50 мс):

$$b = W, \text{ м};$$

- при майже миттєвому підриванні декількох рядів (< 50 мс):

$$b = (0,7 \dots 0,9) \cdot W, \text{ м}.$$

Кількість шпурів у ряді визначається шириною вибою або потужністю покладу

$$N = 1 + \frac{m - 2 \cdot a_{кр}}{a}, \text{ шт.}, \quad (10.30)$$

де m – ширина вибою або потужність покладу, м;

$a_{кр}$ – крайові відстані, що дорівнює 0,2 – 0,4 м, на межі із закладкою до 0,7 м.

Кількість рядів шпурів

$$N = 1 + \frac{h - W}{b}, \text{ шт.}, \quad (10.31)$$

де h – висота або довжина шару, що відбивається, м.

Після округлення до цілого числа N необхідно перерахувати відстань між шпурами $a_{факт}$, відстань між рядами шпурів $b_{факт}$ і лінію найменшого опору $W_{факт}$ за формулами

$$a_{факт} = \frac{m - 2a_{кр}}{N - 1}, \text{ м};$$

$$b_{факт} = \frac{h - W}{N - 1}, \text{ м};$$

$$W_{факт} = \frac{a_{факт}}{a} \cdot W, \text{ м}.$$

За розрахунками ЛНО, відстані між шпурами в ряді і рядами шпурів складають схему розташування шпурів в очисному вибої згідно з розрахунковою схемою, подано на рис. 10.7.

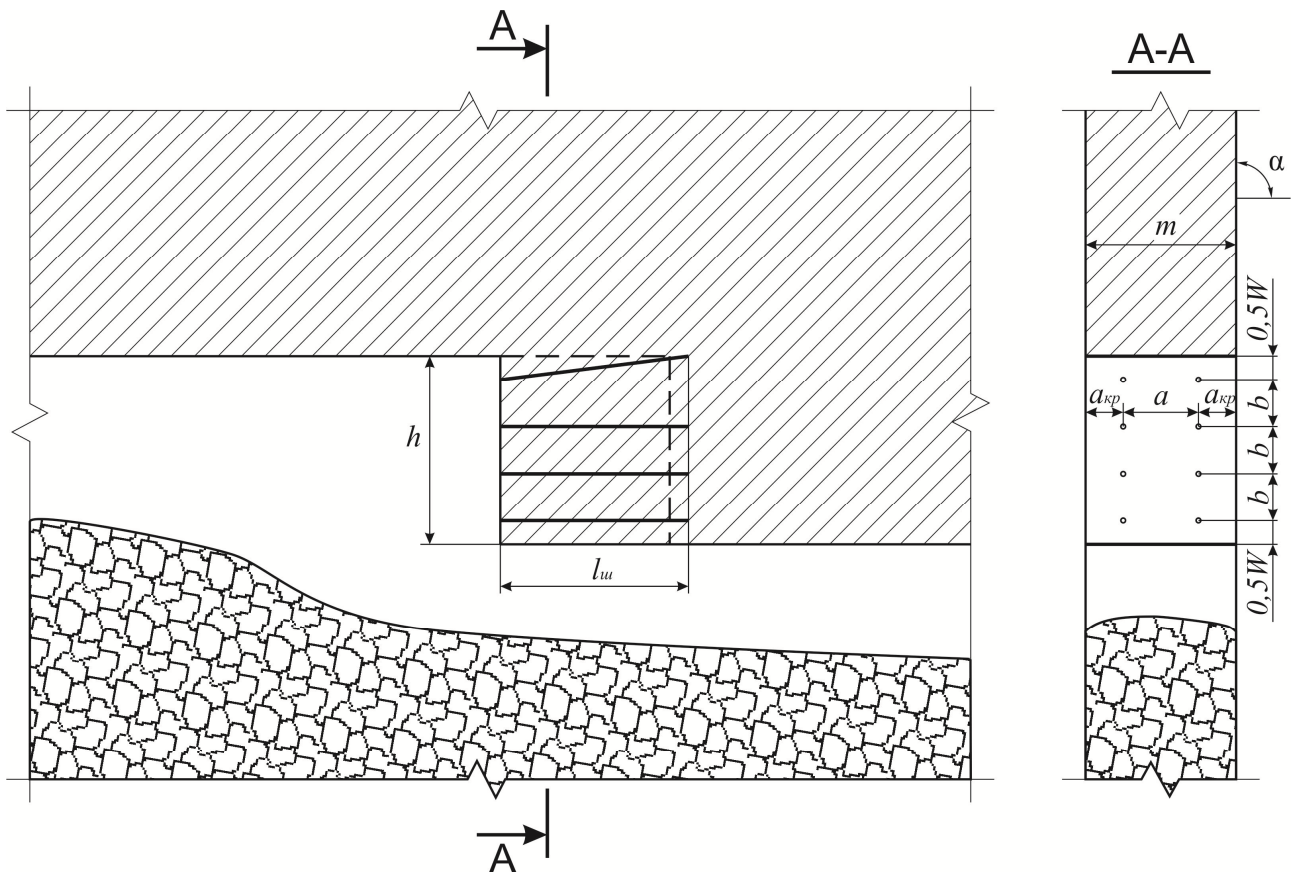


Рис. 10.7. Розрахункова схема розташування шпурів в очисному вибої

Сумарна довжина шпурів

$$L_{сум.ш} = N \cdot l_{ш} \cdot n_c, \text{ м}, \quad (10.32)$$

де N – кількість шпурів в одному шарі, що відбивається, м;

n_c – кількість шарів у камері, що відбиваються, м.

Кількість руди, отриманої при відбиванні одного шару

$$Q_c = m \cdot h \cdot l_{відх} \cdot \gamma_p, \text{ т}. \quad (10.33)$$

Промисловий запас руди при відпрацюванні запасів камери

$$A_{\text{пром}} = Q_c \cdot n_c = m \cdot h_k \cdot l_k \cdot \gamma_p, \text{ Т}, \quad (10.34)$$

де m – потужність покладу, м;

h_k – висота очисної камери, м;

l_k – довжина очисної камери, м.

Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері

$$Q_{\text{вр}} = q \cdot m \cdot h_k \cdot l_k, \text{ кг}. \quad (10.35)$$

Відбивання руди штанговими шпурами. Відбивання штанговими шпурами застосовується при видобутку руд з межею міцності 20 – 200 МПа, а також при утворенні (розвороті) воронок, підсіканні і відрізанні масиву руди. Основна перевага відбивання штанговими шпурами порівняно зі шпуровим полягає в більш високій продуктивності праці бурильника. Порівняно з відбиванням глибокими свердловинами – менше втрат і збіднення руди, краще подрібнення і менший вихід негабариту. Недоліки: невисока продуктивність праці – 60 – 200 т/зміну, висока питома витрата ВР. Цей спосіб відбивання руди отримав широке застосування при камерних системах розробки, створення підсічних і відрізнних камер, а також при різних варіантах систем підповерхового обвалення. Основними параметрами буропідривних робіт при відбиванні руди штанговими шпурами є діаметр штангового шпуру, ЛНО, відстань між шпурами в ряду. Діаметр штангових шпурів на практиці змінюється в межах 55 – 85 мм. ЛНО залежить від міцності і стійкості руди і визначається за формулою (10.5). Відстань між вибоями штангових шпурів у віялі визначається за формулою (10.4). Сумарну довжину штангових шпурів і довжину заряду у віялі визначають графічно.

Промисловий запас руди в очисній камері

$$A_{\text{пром}} = (B \cdot H \cdot A - \sum V_{\text{вк}}) \cdot \gamma_p, \text{ Т}, \quad (10.36)$$

де B – ширина камери, при її відпрацюванні за простяганням і потужністю покладу до 25 м, що дорівнює потужності рудного покладу, а при відпрацюванні вхрест простягання, ширина камери приймається в залежності від конструкції днища;

H – висота камери без урахування висоти підсікання м;

A – довжина камери без урахування довжини відрізної щілини, м;

$\sum V_{\text{вк}}$ – сумарний обсяг виробок, проведених у камері, м³.

Кількість віял в очисній камері, сумарна довжина штангових шпурів і довжина заряду визначається графічним способом за кресленням системи розробки. Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (10.20).

Відбивання руди свердловинами. Відбивання руди підбиванням свердловин набула поширення при підземній розробці потужних родовищ, руд не тріщинуватих і не шаруватих з межею міцності 30 – 200 МПа. Основні переваги свердловинного відбивання руди це висока продуктивність праці – 150 – 400 т/зміну, великий ступінь механізації робіт, більш безпечні і здорові умови праці робітників. Недоліки це неможливість точного відбивання руди за контуром, нерівномірне подрібнення і підвищений вихід негабариту, високий сейсмічний ефект, великі втрати і збіднення руди. За взаємним розташуванням розрізняють такі схеми розташування свердловин: паралельна, віялова, віялово-пучкова і паралельно-пучкова (рис. 10.8).

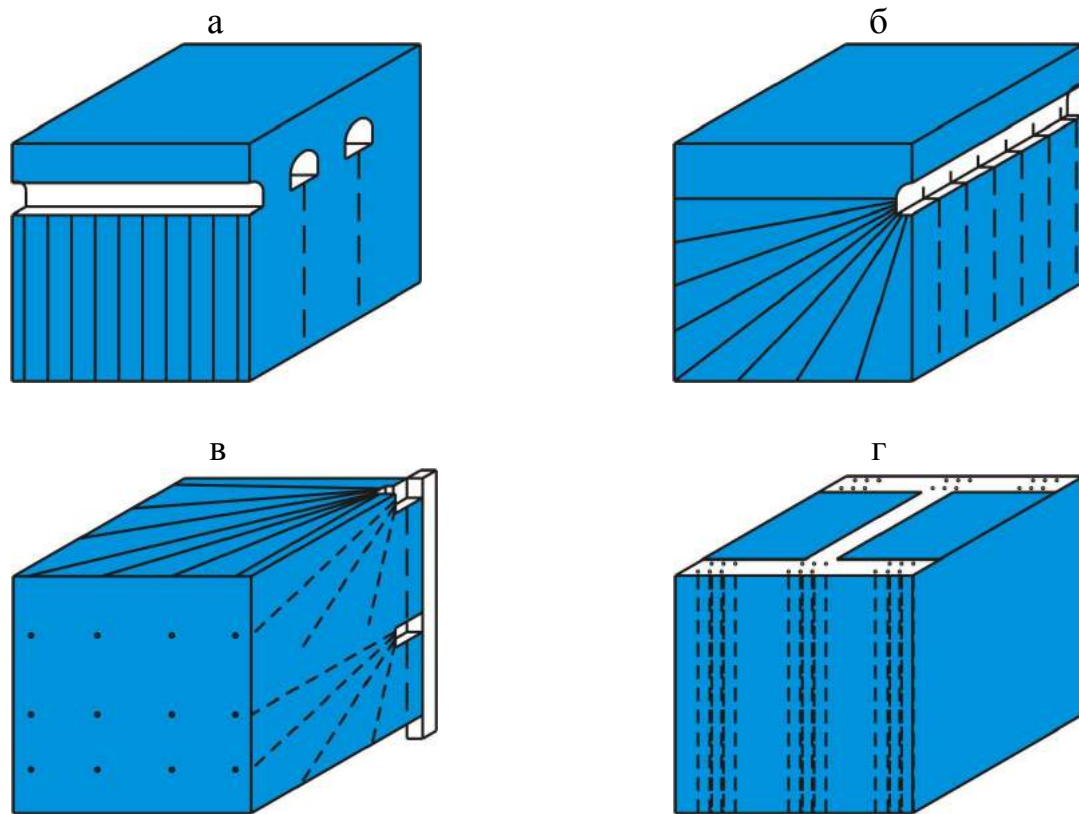


Рис. 10.8. Схеми розташування свердловин: а – паралельна, б – віялова; в – віялово-пучкова; г – паралельно-пучкова

Паралельна схема розташування свердловин, застосовується при міцності руди 40 – 200 МПа і має такі переваги: мінімальна сумарна довжина свердловин, рівномірний розподіл заряду в масиві, унаслідок чого – рівномірне подрібнення руди (рис. 10.8, а). Недоліки: велика довжина бурових виробок, велика кількість перестановок бурового верстата.

Віялова схема розташування свердловин, застосовується при міцності руди 30 – 200 МПа і має такі переваги: невелика довжина бурових виробок, мінімальна кількість перестановок бурового верстата, середня сумарна довжина свердловин порівняно з іншими схемами (рис. 10.8, б). Недоліки: нерівномірний розподіл зарядів і нерівномірне подрібнення руди.

Віялово-пучкова схема розташування свердловин застосовується при міцності руди 30 – 200 МПа і має такі переваги: мінімальна довжина бурових виробок, мінімальна кількість перестановок бурового верстата (рис. 10.8, в). Недоліки: максимальна сумарна довжина свердловин; нерівномірний розподіл зарядів і нерівномірне подрібнення руди.

Паралельно-пучкова схема розташування свердловин застосовується при міцності руди 40 – 200 МПа і має такі переваги – середня сумарна довжина свердловин порівняно з іншими схемами (рис. 10.8, г). Недоліки: велика довжина бурових виробок, велика кількість перестановок бурового верстата, нерівномірний розподіл зарядів і нерівномірне подрібнення руди.

Відбивання руди свердловинами залежно від розташування відслоненої

площини очисного вибою здійснюють вертикальними, горизонтальними або похилими шарами. Свердловини в площині шару розташовують паралельно або віялоподібно. За напрямом буріння свердловини розташовують горизонтально, вертикально (знизу вгору) і вертикально (зверху вниз). Горизонтальне розташування свердловин застосовується в рудах середньої та вище середньої міцності і стійкості. Перевага – можливість оконтурювання стелини. Недоліки: складність перестановки бурового верстата, неможливість застосування самохідних бурових верстатів.

Вертикальне розташування свердловин знизу вгору застосовується в нестійких рудах. Переваги: гарні умови для перестановки бурового верстата, можливість застосування самохідних бурових верстатів. Недолік – неможливість оконтурювання стелини.

Вертикальне розташування свердловин зверху вниз застосовується в рудах середньої та вище середньої міцності і стійкості. Переваги: гарні умови для перестановки бурового верстата, можливість застосування самохідних бурових верстатів, можливість оконтурювання стелини. Недолік – мінімальна швидкість буріння бурового верстата.

Діаметр свердловини визначається залежно від кондиційного розміру шматка руди

$$d = 0,157 \cdot R^{1,32}, \text{ м}, \quad (10.37)$$

де R – кондиційний розмір шматка руди, визначається як найменший з розрахованих розмірів, м:

- для випускних отворів

$$R = D_{\text{вип.отв.}} / (3 \dots 5), \text{ м};$$

- для навантажувальних машин

$$R = 0,45 \cdot \sqrt[3]{V_{\text{ковш.}}}, \text{ м};$$

- для конвеєра і лотка люка або вібраційного живильника

$$R = 0,5 \cdot B_{\text{л}} + 0,25, \text{ м}.$$

Віялове розташування свердловин. ЛНО і відстань між вибоями свердловин визначають за формулами (10.15) і (10.16). Кількість свердловин на шар, загальна їх довжина, довжина зарядженої частини свердловин встановлюється за допомогою масштабного креслення вибою. Розрахункові схеми побудови віял свердловин подано на рис. 10.9 і 10.10.

Побудову віяла свердловин починають з креслення меж шару, що відбивається. При побудові віяла враховують такі умови:

- кути шару, що відбивається, повинні опрацьовуватися кожен своєю свердловиною;
- побудову віяла починають з обрамлюючих свердловин;
- відстань між вибоями свердловин відкладають за перпендикуляром, опущеному з кінця коротшої свердловини на сусідню, більш довгу;
- всі свердловини віяла будують з геометричного центру бурової виробки.

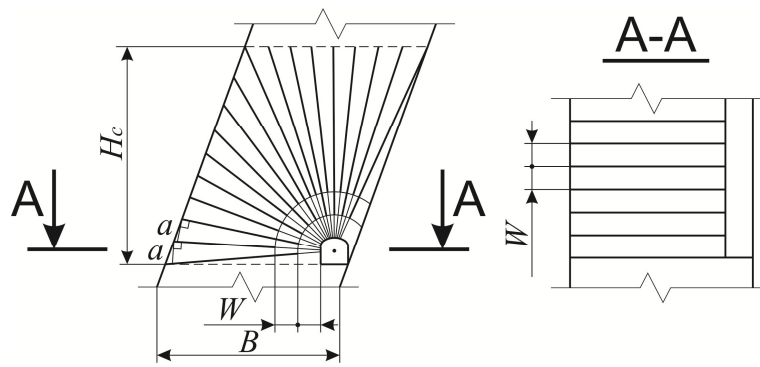


Рис. 10.9. Розрахункова схема побудови віяла свердловин при відбиванні руди на вертикальний компенсаційний простір

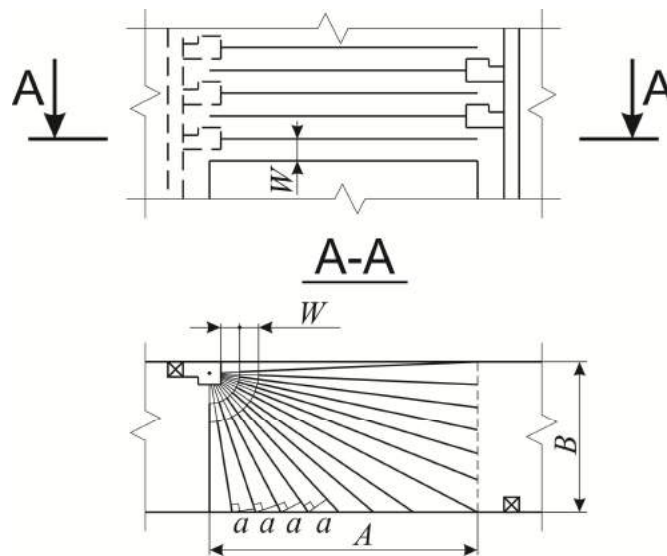


Рис. 10.10. Розрахункова схема побудови віяла свердловин при відбиванні руди на горизонтальний компенсаційний простір

З першої і останньої свердловини за перпендикуляром відкладають відстань a . З точки перетину межі розташування свердловин і кінця відрізка відстані a проводять свердловину до центра бурової виробки. Устя свердловин розташовані по контуру виробки. Аналогічно будують інші свердловини до суміжного кута межі розташування свердловин щодо бурової виробки. Межу шару при досить міцній і стійкій руді може бути збільшена на відстань $a/2$, а при м'якій нестійкій руді або відбиваний шар межує з закладкою, межа шару може бути зменшена на відстань $a/2$. Відстань між двома свердловинами в суміжному куті може дорівнювати $0,5W - 1,7W$. Коли виконано побудову сітки свердловин, то у віялі виконують побудову довжини заряду.

Віялові схеми розташування свердловин характеризуються нерівномірністю розподілу ВР у масиві. З метою зменшення цього недоліку устя свердловин у певному порядку недозаряджають на різну довжину з таким розрахунком, щоб відстань між сусідніми зарядами ВР у зоні їх зближення приблизно дорівнювала $(0,5 - 0,7)W$. Довжину заряду свердловини знаходять графічним способом (рис. 10.11). Для спрощення зарядки приймають 2 – 4 довжини недозаряду,

які кратні лінії найменшого опору. Однакову величину недозаряду приймають через одну (рис. 10.11, а) або через дві свердловини (рис. 10.11, б). Після закінчення побудови свердловин за кресленням визначають кількість свердловин у віялі, їх загальну довжину і сумарну довжину зарядженої частини свердловин, яка зображена потовщеними лініями.

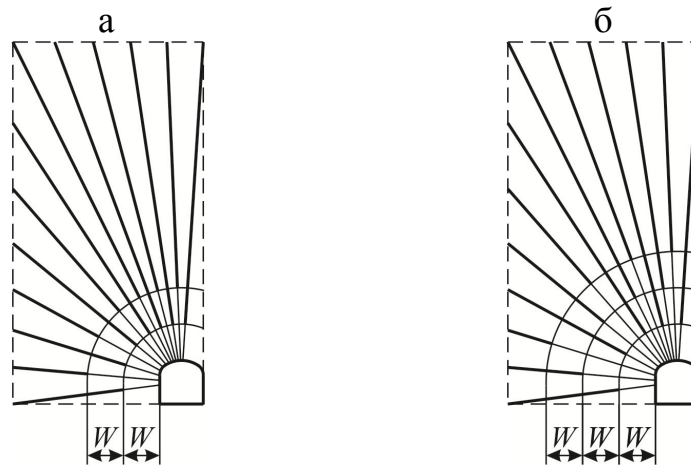


Рис. 10.11. Схеми розміщення заряду ВР у віялі свердловин

Значно впливає на ефективність відбивання і якість подрібнення руди спосіб ініціювання зарядів ВР у свердловинах. Він може бути одностороннім з розміщенням детонаторів на початку заряду (уста свердловини), зустрічним при розміщенні детонаторів на початку і кінці заряду і комбінованим при розміщенні детонаторів на початку, у кінці і посередині заряду (рис. 10.12).

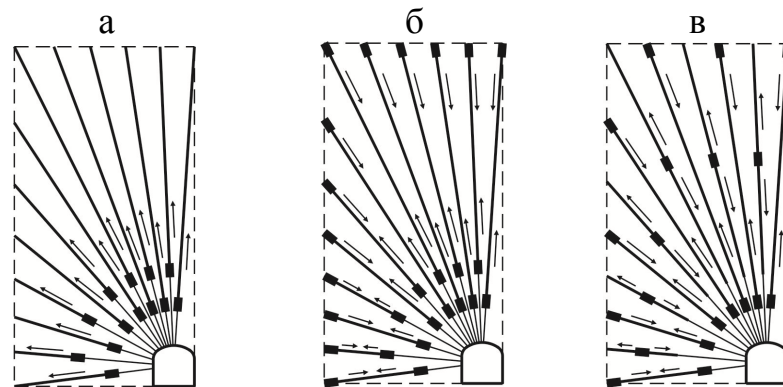


Рис. 10.12. Способи ініціювання зарядів ВР у свердловинах: а – одностороннє, б – зустрічне; в – комбіноване

Як показує практичний досвід і численні дослідження зустрічне і комбіноване ініціювання зарядів, порівняно з однібічним, покращує якість подрібнення руди. Проте їх застосування вимагає додаткових заходів безпеки (розміщення детонаторів у кінці і в середині заряду в безпечних капсулах, зниження потенціалу статичної електрики). Конструкції зарядів ВР у свердловинах подано на рис. 10.13.

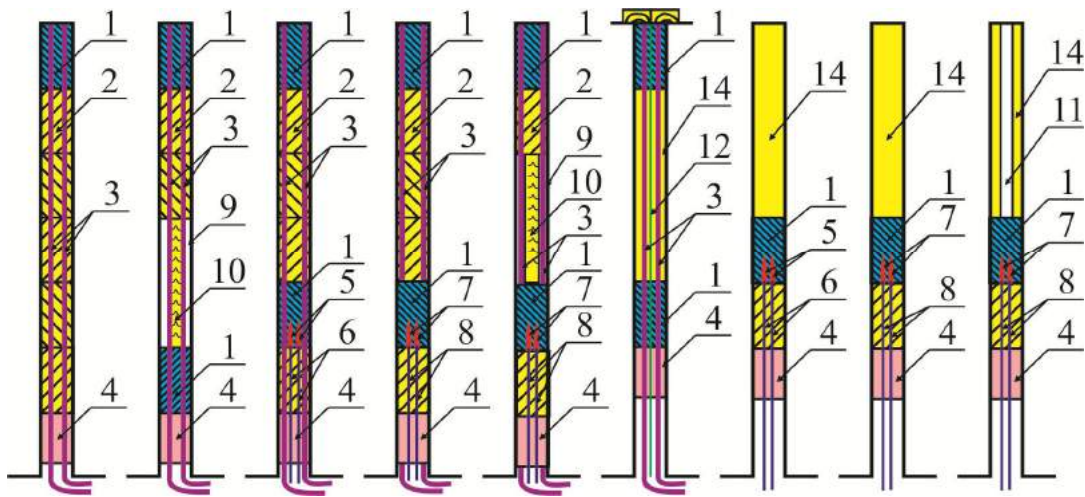


Рис. 10.13. Конструкція зарядів ВР у свердловинах: 1 – патрон-бойовик; 2 – патрон ВР; 3 – детонувальний шнур; 4 – забивка; 5 – капсуль-детонатор; 6 – вогнепровідний шнур; 7 – електродетонатор; 8 – електропровід; 9 – повітряний проміжок; 10 – дерев'яна розпірка; 11 – осьова порожнина; 12 – шпагат; 13 – дерев'яна пробка; 14 – розсипна ВР

Схема електропідривної мережі при підриванні зарядів ВР у свердловинах. При електричному способі підривання електропідривна мережа складається з електродетонаторів (ЕД), розподільної мережі та магістралі. В залежності від схеми з'єднань ЕД розрізняють послідовне, паралельне і змішане з'єднання (рис. 10.14 і 10.15).

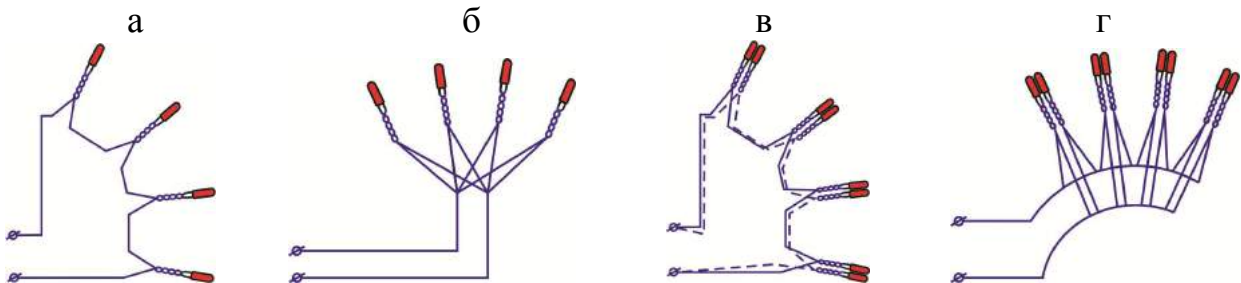


Рис. 3.14. Схеми з'єднання ЕД: а – послідовне; б – подвійна послідовна мережа; в – паралельно-пучкове; г – паралельне ступінчасте

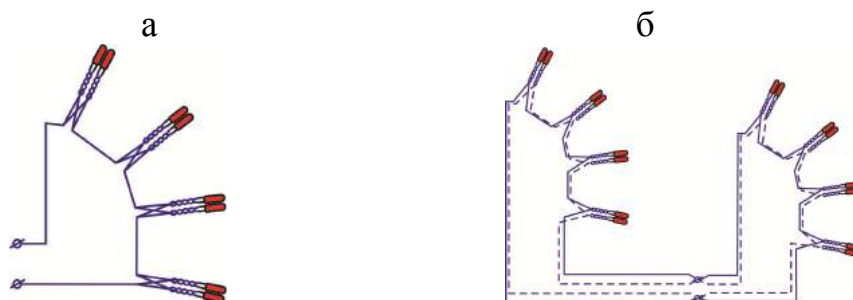


Рис. 10.15. Змішане з'єднання ЕД: а – паралельно-послідовне; б – послідовно-паралельне

Послідовне з'єднання. Переваги: з'єднання найбільш зручне для розрахунку, монтажу та перевірки несправностей мережі. При дотриманні інструктивних вказівок щодо застосування ЕД (відповідність опорів ЕД значенням, вказаним на упаковці, з'єднання в одне коло ЕД однієї партії і подача в коло гарантійного струму), послідовне з'єднання забезпечує найвищу надійність підривання порівняно з іншими схемами без дублювання. Недолік: при попаданні в мережу хоча б одного дефектного ЕД з малим імпульсом плавлення містка або з малим часом передачі, можливий попередній розрив мережі і відмова решти справних ЕД (рис. 10.14, а, б).

Паралельне з'єднання. Основні різновиди паралельного з'єднання – пучкове і ступінчасте (рис. 10.14, в, г). Перевага: обрив будь-якого проводу розподільної мережі або попадання дефектного ЕД призводить до відмови лише одного заряду. Недоліки: при ступінчастому з'єднанні через ЕД протікають струми різної величини, що може викликати передчасний вибух заряду, гарантійний струм забезпечується тільки потужним джерелом струму, великий перетин проводів магістральної лінії, досить скрутна перевірка справності підривної мережі, можливість замикання між проводами при монтажі і вибуху, що може призвести до відмови ЕД, розрахунок вибухової мережі набагато складніший, ніж при послідовному з'єднанні.

Змішане з'єднання. Послідовне підривання мережі з парно-паралельними ЕД (рис. 10.15, а). Переваги: можливість застосування джерел струму, розрахованих на значно менший струм і проводів малого перетину для магістралі, забезпечення високої надійності при масових вибухах дублюванням вибуху кожного заряду за допомогою подвійних послідовних підривних мереж. Недоліки можливі масові відмови при розриві або відключенні одного з ЕД пари внаслідок того, що через другий ЕД буде протікати струм у 2 рази більший, ніж через інші, що призведе до передчасного розриву мережі, і частина ЕД може не встигнути запалитись, при попаданні в мережу ЕД з замиканням містка або вивідних кінців можливе шунтування парного ЕД, невелика кількість зарядів, які можуть бути висаджені машинками.

Паралельно-послідовні підривні мережі повинні у всіх групах мати однакову кількість ЕД і однаковий опір паралельних гілок (рис. 10.15, б). Невиконання цієї вимоги або обрив проводу від гілки може призвести до відмови заряду, як при парно-паралельному з'єднанні. Витрата проводів значно вище, ніж при послідовному з'єднанні.

Кількість послідовно з'єднаних ЕД визначається, як правило, напругою силової мережі. При змінному струмі промислової частоти розрахунок мережі необхідно проводити з умови, що на кожен ЕД буде надходити сила струму не менше 3,5 А. Якщо кількість у блоці свердловин велика і всі ЕД не можна з'єднати в подвійну послідовну мережу, то в цьому випадку застосовують послідовно-паралельне з'єднання ЕД. При повному розрахунку таких мереж необхідно визначити кількість паралельних гілок і розподілити за ними ЕД з розрахунком, щоб опори гілок були більш-менш однакові. Потім знаходять величини струмів у гілках. Якщо виявиться, що струм хоча б в одній із гілок буде мен-

шим гарантійного, то змінюють кількість паралельних гілок і знову проводять розрахунок.

Сьогодні на рудниках набули поширення неелектричні системи ініціювання (НСІ) зарядів ВР. НСІ є простими у використанні системами, що призначені для проведення підривних робіт на земній поверхні, у підземних рудниках і шахтах, не небезпечних щодо газу і пилу. Вони допускають створення необмеженої кількості комбінацій і можуть використовуватися з усіма типами вибухових речовин. Основою НСІ є ударна трубка (хвилевід), яка слугує для передачі ініціюючого імпульсу на неелектричний детонатор. Конструкція ударної трубки забезпечує безпеку і надійність системи в будь-яких складних умовах у процесі заряджання. Ударна трубка виготовлена з пластика малого діаметра, з нанесеним на внутрішню поверхню каналу трубки тонкого шару реагуючого матеріалу (близько 15 міліграм на 1 п/м). При ініціюванні ударна трубка надійно передає низько енергетичний ініціюючий імпульс зі швидкістю 2000 м/с від точки ініціації до протилежного кінця. Ударна хвиля такого типу подібна вибуху пилу, яка поширюється через трубку, розташовану під будь-яким кутом і містить різного роду вузли і петлі. Детонація підтримується такою малою кількістю реагуючого матеріалу, що зовнішня поверхня ударної трубки не зазнає ніяких змін після проходження ініціюючого імпульсу. На здатності ударної трубки передавати ініціюючий імпульс не відбивається напрям ініціювання вибухової речовини. Більш того, зіткнення ударних трубок і їх перетин не приводить до передачі імпульсу від однієї трубки до іншої. Ударна трубка, як неелектрична система, не передає ініціюючого імпульсу при впливі високочастотного радіовипромінювання, статичної електрики і блукаючих струмів, відкритого вогню, при терті та ударі в нормальних умовах гірничодобувного підприємства. Конструкції зарядів ВР у свердловинах з використанням НСІ подано на рис. 10.16.

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (10.36). Кількість віял у камері, сумарна довжина свердловин і довжина заряду визначається за кресленням системи розробки. Загальний витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (10.20).

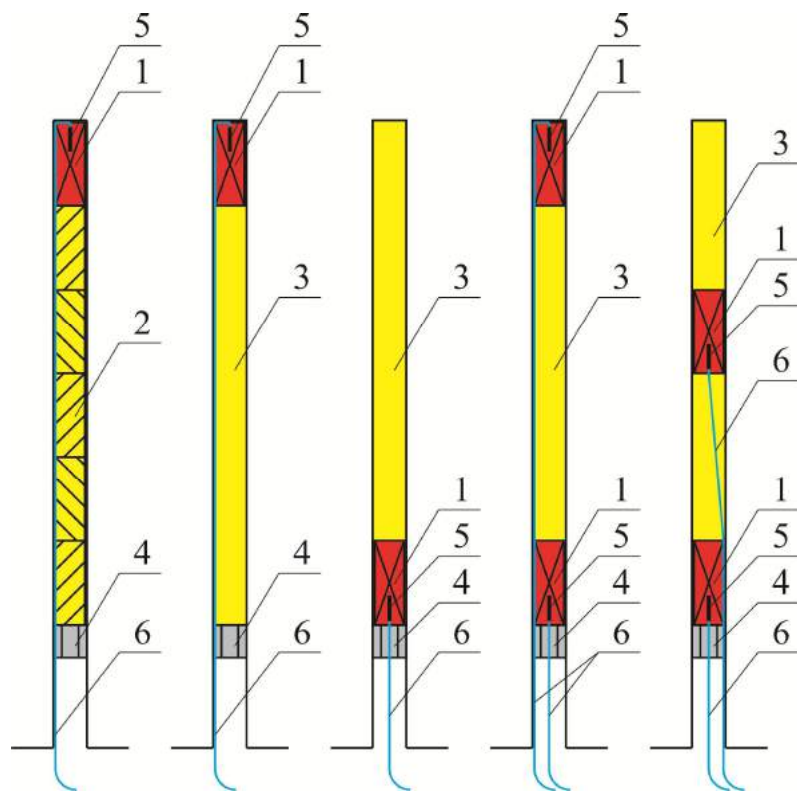


Рис. 10.16. Конструкція зарядів ВР у свердловинах з НСІ: 1 – патрон-бойовик; 2 – патрон ВР; 3 – розсипна ВР; 4 – забивка; 5 – детонатор НСІ; 6 – ударна трубка (хвилевід)

Схема комутації підривної мережі при підриванні зарядів ВР у свердловинах з використанням НСІ подано на рис. 10.17.

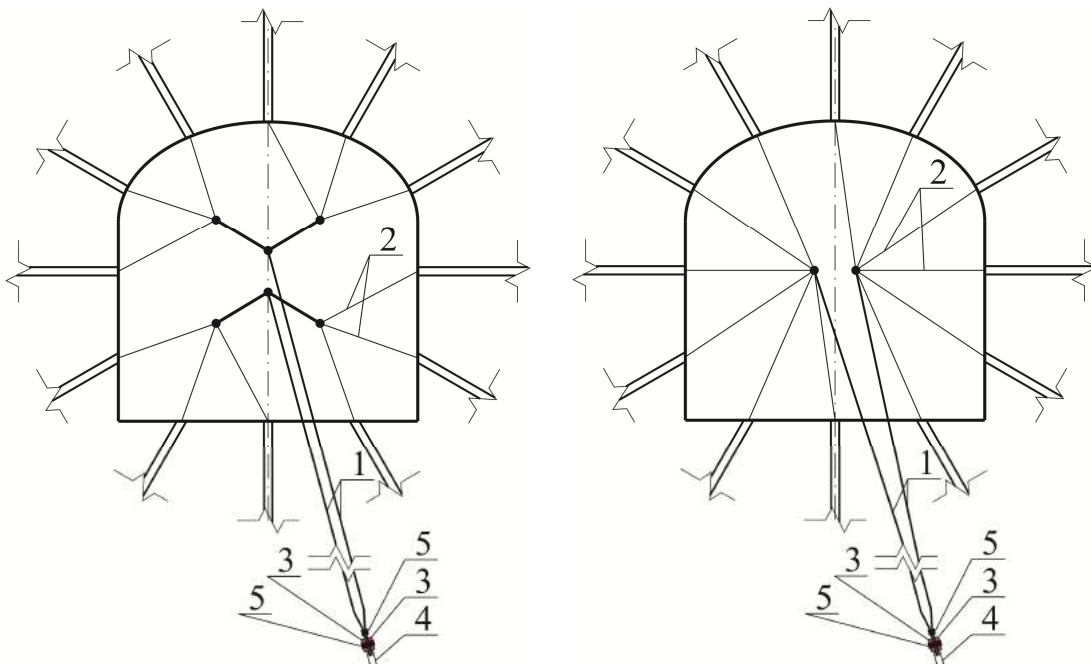


Рис. 10.17. Схема комутації підривної мережі при підриванні зарядів ВР у свердловинах з використанням НСІ: 1 – ініціюючий ДШ; 2 – ударна трубка (хвилевід); 3 – електродетонатор; 4 – магістральний провід; 5 – шпагат

Паралельне розташування свердловин. При такому розташуванні свердловин ЛНО і відстань між вибоями свердловин визначають за формулами (10.15) і (10.16).

Кількість свердловин у шарі, що відбивається (отримана величина округлюється до найближчого цілого):

$$N_c = \frac{B_c - 2 \cdot a_{кр}}{a} + 1, \quad (10.38)$$

де B_c – ширина шару що відбивається, м;

$a_{кр}$ – відстань від крайових свердловин до контуру відбивання, що дорівнює 0,5 м або приймається $0,2W$.

Для розрахованої кількості свердловин у шарі уточнюється відстань між ними

$$a = \frac{B_c - 2 \cdot a_{кр}}{N_c - 1}, \text{ м.}$$

За розрахунками лінії найменшого опору і відстані між свердловинами складають схему розташування свердловин у шарі, що відбивається, згідно з розрахунковою схемою, поданою на рис. 10.18.

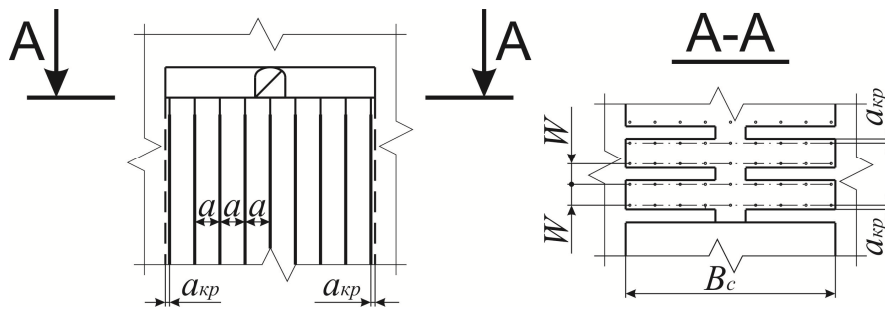


Рис. 10.18. Розрахункова схема відбивання руди паралельними свердловинами

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (10.36).

Сумарна довжина свердловин у шарі

$$L_{св} = N_c \cdot l_{св}, \text{ м,} \quad (10.39)$$

де $l_{св}$ – довжина однієї свердловини в шарі, м.

Сумарна довжина заряду у шарі

$$L_{зар} = N_c \cdot l_{св} \cdot k_3, \text{ м,} \quad (10.40)$$

де k_3 – коефіцієнт заповнення свердловини, що дорівнює 0,7 – 0,95.

Кількість шарів що відбиваються в камері, сумарна довжина свердловин і довжина заряду визначається графічним способом за кресленням системи розробки. Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (10.20).

Віялово-пучкове розташування свердловин. Параметри буропідричних робіт при цьому розташуванні свердловин визначаються, як і при віяловому розташуванні, тільки пучки віял розташовують згідно з розрахунковою схемою, поданою на рис. 10.19.

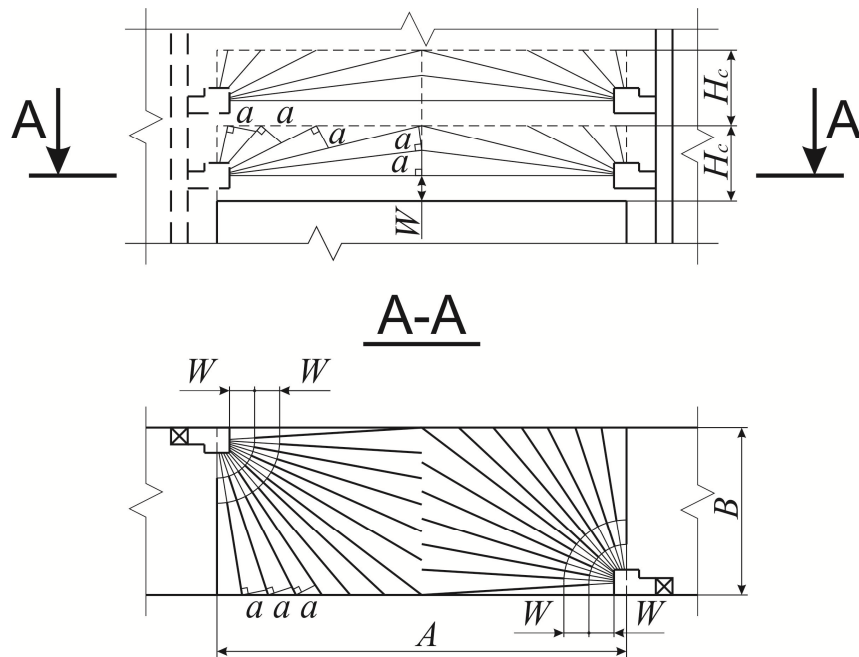


Рис. 10.19. Розрахункова схема віялово-пучкового розташування свердловин

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (10.36). Кількість віял у камері, сумарна довжина свердловин і довжина заряду визначається за кресленням системи розробки. Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (10.20).

Паралельно пучкове розташування свердловин. Сутність методу паралельних зближених зарядів полягає в такому. Кілька свердловин звичайного діаметру розташовують паралельно на зближеній відстані в концентричному або плоскому пучку, щоб утворити еквівалентний заряд більшого діаметра, яким можна зруйнувати руду при великій лінії найменшого опору. Параметри паралельних зближених зарядів розраховують за наступною методикою.

Відстань між зарядами в пучку визначається за формулою (10.21).

Розрахунковий еквівалентний діаметр свердловини великого діаметру

$$d_e = d\sqrt{n}, \text{ м}, \quad (10.41)$$

де n – число свердловин у пучку, може бути 2 – 9.

ЛНО для всього пучка зарядів

$$W_n = 29,6 \cdot d \cdot \sqrt{2,17 \cdot n - 1}, \text{ м}, \quad (10.42)$$

де d – діаметр свердловини, м.

Відстань між центрами пучків свердловин

$$Q_n = m \cdot W_n, \text{ м}, \quad (10.43)$$

де m – відносна відстань між пучками свердловин, що дорівнює 0,8 – 1,2.

Кількість пучків паралельних свердловин у шарі, що відбивається (отримана величина округлюється до найближчого цілого):

$$N_n = \frac{B_c - Q_n}{Q_n} + 1, \quad (10.44)$$

Для розрахованої кількості пучків паралельних свердловин у шарі уточню-

ється відстань між пучками

$$Q_n = \frac{B_c - Q_n}{N_c - 1}, \text{ м.}$$

За розрахованими параметрами буропідривних робіт пучки паралельних свердловин у шарі, що відбивається розташовують згідно з розрахунковою схемою, поданою на рис. 10.20.

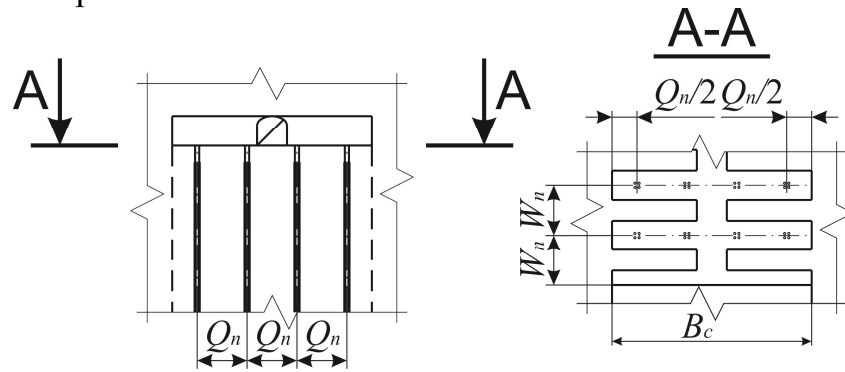


Рис. 10.20. Розрахункова схема розташування пучків паралельних свердловин у шарі, що відбивається

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (10.36).

Сумарна довжина свердловин у шарі

$$L_{cv} = N_n \cdot l_{cv} \cdot n, \text{ м,} \quad (10.45)$$

де l_{cv} – довжина однієї свердловини, м.

Сумарна довжина заряду в шарі

$$L_{zap} = N_n \cdot l_{cv} \cdot n \cdot k_z, \text{ м,} \quad (10.46)$$

де k_z – коефіцієнт заповнення свердловини, що дорівнює 0,7 – 0,95.

Кількість шарів що відбиваються в камері, сумарна довжина свердловин і довжина заряду визначається графічним способом за кресленням системи розробки. Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (10.20).

Відбиванням руди в затиснутому середовищі називається відбивання на контактуючу впритул із вибоєм відбиту руду або обвалену вміщуючу породу (затискаючий матеріал). Вільний простір біля масиву, що підривається, відсутній або є не більше 10 – 20% об'єму масиву, що підривається. Обсяг підірваної руди збільшується за рахунок зрушення й ущільнення затискаючого матеріалу (рис. 10.21).

Відбивання в затисненому середовищі застосовується при розробці потужних і середньої потужності покладів з будь-яким кутом падіння при відбиванні міцних і середньої міцності руд. Основні переваги відбивання руди в затиску:

- зниження виходу великих шматків при відбиванні, що інтенсифікує випуск і доставку руди в 1,5 – 2 рази;
- виключає необхідність попереднього створювання компенсаційного простору, що підвищує стійкість масиву і дозволяє вести виймання в одну стадію за однотипною технологією;

- дає можливість магазинувати руду при відбиванні не тільки горизонтальними, але й вертикальними шарами, випускати руду безпосередньо в бурову виробку (торцевий випуск), що виключає необхідність проведення спеціальних нарізних (випускних) виробок.

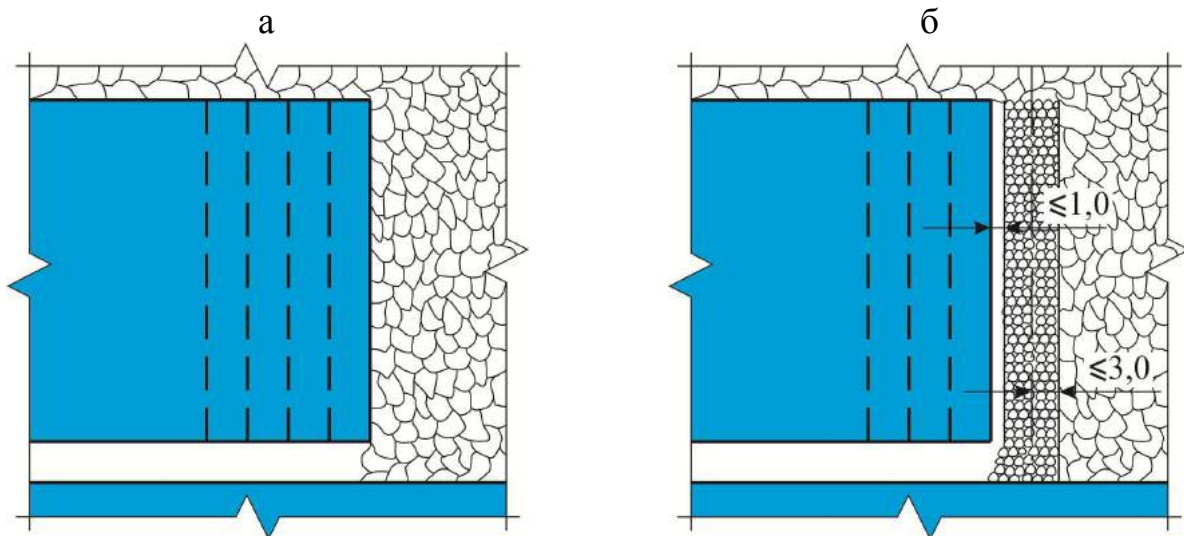


Рис. 10.21. Відбивання руди в затисненому середовищі: до (а) і після (б) підрильних робіт

Недоліки: труднощі при випуску перших доз ущільненої вибухом руди (зависання руди над випускними отворами), викид руди в бурові виробки або певне ускладнення схем підготовки блоку, щоб уникнути викиду. У більшості випадків ці недоліки менш істотні, ніж зазначені переваги.

Вимоги до технології відбивання руди в затисненому середовищі такі. При відпрацюванні пологих і похилих покладів нижня частина масиву висячого боку встигає обвалитися. Невелика висота товщі порід і в крутих покладах поблизу стійкого висячого боку. У цих умовах затискаючий матеріал якщо і ущільнюється з часом, то мало і повільно. Тому допустимі тривалі, до декількох місяців, перерви між підриванням і випуском руди. Інша картина спостерігається на крутих покладах поблизу лежачого боку, а іноді і по всій площі поверху, якщо висячий бік нестійкий. Тут товща обвалених порід складає сотні метрів, і затискаючий матеріал сильно ущільнюється за кілька тижнів. Причому ущільнення інтенсифікується підривними роботами, що виконуються поруч. У цих умовах підривати черговий шар необхідно відразу після закінчення випуску руди. Якщо ж з якоїсь причини в майбутньому може знадобитися затримка, то в зоні ущільнення майбутнім вибухом випуск повинен бути припинений з таким розрахунком, щоб залишився шар руди висотою 0,2 – 0,3 висоти блоку. Перед черговим підриванням цей шар випустять, щоб розпушити затиснений матеріал. Якщо ж затиснений матеріал ущільнений, то ширина перших відбиваючих на нього секцій повинна бути зменшена. Затиснений матеріал під дією вибухів поступово ущільнюється і злежується в зоні 25 – 30 м від вибою, тому при багаторядному підриванні кількість рядів не повинна перевищувати п'яти.

При відпрацьовуванні потужних покладів товщина шару що відбивається не повинна перевищувати 15 – 18 м, а при недозаряджанні свердловин у козирку стелини бурової виробки ширина може досягати 20 – 30 м. При потужності покладу 10 м товщина шару зменшується в 1,5 рази, так як на ущільнення руди додатково впливають стінки камери. ЛНО першого ряду свердловин у шарі, що відбивається, трохи збільшують, щоб не пошкодити їх попередніми вибухами, інтервал уповільнення повинен бути збільшений порівняно зі звичайним багаторядним підриванням, щоб продовжити дію відбитої хвилі на масив і, щоб встиг утворитися просвіт між масивом і затисненим матеріалом. Після вибухів повинна бути випущена руда обсягом 20% від підірваної, щоб зменшити щільність затисненого матеріалу до оптимальної ($K_p = 1,3 - 1,4$). При відбиванні в затисненому середовищі ЛНО між сусідніми секціями, що відбиваються, декілька збільшують і підвищують інтервал уповільнення в 1,5 рази.

Головна особливість відбивання в затиску полягає в тому, що частина енергії вибуху відштовхує від межі середовища (масив – магазинована руда) і повертається в масив, створюючи там додаткові тріщини, а інша частина енергії витрачається на ущільнення затисненого матеріалу. Ця умова враховується введенням в розрахунок параметрів буропідривних робіт коефіцієнта затиснення

$$K_{зам} = 0,1 \cdot (8 \cdot B_c \cdot (K_p - 1) - 1), \quad (10.47)$$

де B_c – ширина шару що відбивається (секції), м;

K_p – коефіцієнт розпушення руди при випуску, що дорівнює 1,15 – 1,2.

Питома витрата ВР на відбивання в затиснутому середовищі, відрізняється від використання ВР на компенсаційний простір

$$q_{зам} = q \cdot K_{зам}, \text{ кг/м}^3, \quad (10.48)$$

де q – питома витрата ВР, визначається за формулою

$$q = 0,1 \cdot f \cdot \frac{\Delta q}{\Delta b}, \text{ кг/м}^3. \quad (10.49)$$

ЛНО першого ряду свердловин (першого віяла)

$$W_{зам} = \frac{W}{\sqrt[3]{K_{зам}}}, \text{ м}, \quad (10.50)$$

де W – ЛНО одиночної свердловини, м, визначається за формулою (10.15).

ЛНО наступних рядів свердловин в секції що обвалюється

$$W = (0,7 \dots 0,9) \cdot W_{зам}, \text{ м}. \quad (10.51)$$

Відстань між вибоями свердловин визначається за формулою (10.16). Кількість свердловин на шар (секцію), загальна їх довжина, довжина зарядженої частини свердловин встановлюються за допомогою масштабного креслення вибою за розрахунковою схемою, поданою на рис. 10.9.

Промисловий запас блока при системах розробки підповерхового обвалення з торцевим випуском

$$A_{пром} = (S_n \cdot L_n - V_v) \cdot \gamma_p \cdot N_n, \text{ т}, \quad (10.52)$$

де S_n – площа панелі, м²;

L_n – довжина панелі без урахування відрізної щілини, м;

V_v – обсяг виробок панелі без урахування відрізної щілини, м³;

N_n – кількість панелей у блоці.

Промисловий запас камери при системах розробки поверхового обвалення з торцевим випуском

$$A_{пром} = (S_k \cdot L_k - V_v) \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (10.53)$$

де S_k – площа камери, м^2 ;

L_k – довжина камери без урахування відрізної щілини, м;

V_v – обсяг бурових виробок камери без урахування відрізної щілини, м^3 .

Кількість віял, сумарна довжина свердловин і довжина заряду визначається за кресленням системи розробки. Загальна витрата ВР для відбивання руди визначається за формулою (10.20).

Оптимальні параметри буропідричних робіт при відбиванні руди свердловинами рекомендується визначати з урахуванням вартісних показників відбивання

$$C_{видоб} = C_{бур} + C_v + C_{дост} \rightarrow \min, \quad (10.54)$$

де $C_{видоб}$ – витрати на видобуток руди в блоці, $\text{грн}/\text{м}^3$;

$C_{бур}$ – витрати на буріння свердловин, визначають за емпіричною залежністю

$$C_{бур} = \left(0,158 + 0,012 \cdot f - f \cdot \ln \left(\frac{56 \cdot d}{W} \right) \cdot 10^{-4} + \frac{0,92}{W} + 0,03W \right) \cdot K_{yo}, \text{ грн}/\text{м}^3;$$

C_v – витрати на заряджання та підривання свердловин, визначають за емпіричною залежністю

$$C_v = \left(0,136 + 0,013 \cdot f - f^2 \cdot 6 \cdot 10^{-6} + 0,8 \cdot W - 0,002W^2 \right) \cdot K_{yo}, \text{ грн}/\text{м}^3;$$

$C_{дост}$ – витрати на вторинне подрібнення негабаритів і доставку руди, визначають за емпіричною залежністю

$$C_{дост} = \left(0,114 + 0,04 \cdot f - f^2 \cdot 2 \cdot 10^{-4} + 0,87 \cdot W \right) \cdot K_{yo}, \text{ грн}/\text{м}^3;$$

K_{yo} – курс у.о., грн.

За отриманими результатами будують графік залежності $C_{видоб} = f(W)$, за екстремумом кривої знаходять оптимальну ЛНО $W_{опт}$.

Відбивання руди концентраційними (мінними) зарядами – це відбивання зосередженими зарядами великої маси, розміщеними в спеціально проведених для цієї мети або наявних виробках. Застосовують при розробці потужних покладів міцних руд з межею міцності понад 180 МПа, у рудах сильно тріщинуватих і сильно шаруватих, не нижче середньої стійкості, а також у тих випадках, коли буріння глибоких свердловин економічно нераціональне через низьку швидкість буріння (менше 3 – 4 м/зміну). Цей спосіб відбивання використовують при камерних системах розробки та системах з обваленням. За умовою розміщення ВР у виробках розрізняють три типи концентраційних зарядів: мінні заряди, горизонтальні і вертикальні концентраційні заряди.

Першим з'явилося відбивання руди мінними зарядами розрахункова схема, якої подана на рис. 10.22, але в силу суттєвих недоліків у наш час застосовується рідше. При цьому мінний штрек (орт) проводять перерізом $1,5 \times 1,8$ або $1,8 \times 2,5$ м, з якого проводять заходки (кишені) перетином $1,2 \times 1,8$ або $1,5 \times 2,5$ м, а під кишеньками утворюють мінні колодязі глибиною 0,5 – 2,5 м. Руду, отриману при нарізці

кишень і колодязів, тимчасово розміщують у мінній виробці, а після заряджання, використовують для заповнення (забутовування) вільної частини кишень. При нарізці кишень, колодязів і забутовуванні, руду переміщують в основному вручну. У зв'язку з цим, іноді відмовлялися від нарізки кишень і розташовують заряди безпосередньо в прямолінійних виробках без забутовування.

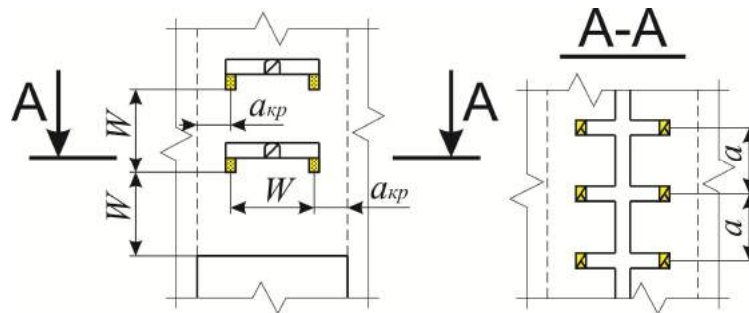


Рис. 10.22. Розрахункова схема відбивання руди мінними зарядами

Позитивні результати таких підривань дозволили розробити порядок відбивання горизонтальними концентраційними зарядами, розрахункова схема якого подана на рис. 10.23. У цьому випадку заряди розміщують безпосередньо в мінних виробках через 4 – 8 м. При цій схемі, порівняно з попередньою, зменшується трудомісткість робіт, поліпшуються умови праці, але збільшується приблизно в 1,5 рази питома витрата ВР і посилюється сейсмічна дія вибуху на навколишні виробки. Застосування цієї схеми не дозволило отримати позитивних результатів. Не було досягнуто того ступеня подрібнення руди, який варто було б очікувати від збільшення питомих витрат енергії вибуху, оскільки взаємодія зарядів була обмеженою.

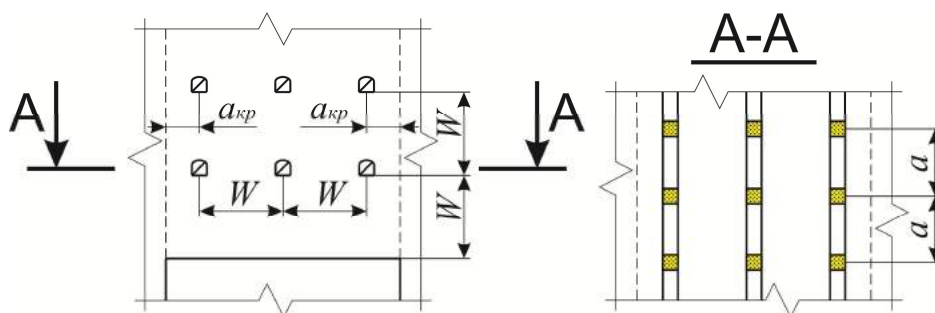


Рис. 10.23. Розрахункова схема відбивання руди горизонтальними концентраційними зарядами

Тому було запропоновано відбивання руди вертикальними концентраційними зарядами, розрахункова схема якої подана на рис. 10.24. Підготовка блоку при цій схемі майже не відрізняється від попередніх схем. Однак, з підповерхових штреків або ортів проходять не мінні колодязі, а короткі одно- або двосторонні підняття, устя яких засипаються відбитою рудою в процесі вибуху останнього комплексу шпурів при проходці. Утворені зарядні камери з'єднуються з горизонтальними виробками посередництвом буріння штангово-

го шпуру, що слугує для подачі ВР до зарядної камери. Масив руди відбивають підриванням усіх вертикальних концентраційних зарядів з відповідним уповільненням між вибухами окремих зарядів або по черзі вертикальними шарами. Ця схема застосовується при достатньому за обсягом компенсаційному просторі.

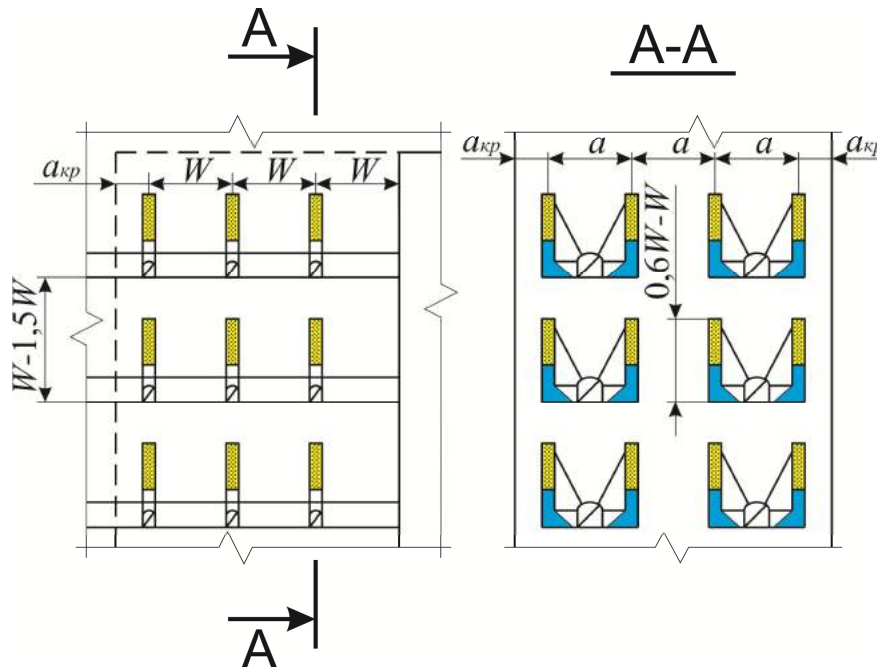


Рис. 10.24. Розрахункова схема відбивання руди вертикальними концентраційними зарядами

До основних переваг відбивання руди концентраційними (мінними) зарядами відносяться: можливість відбивання руди там, де неможливо бурити свердловини, велика продуктивність праці робітника з відбивання 400 – 600 т/зміну. Недоліки: велика сумарна довжина мінних виробок, складність проведення мінних виробок і низька продуктивність проходки, нерівні контури виймання, збільшені (приблизно в 1,5 рази проти свердловинного відбивання) втрати і збіднення руди, порушення навколишнього масиву і часткове руйнування оточуючих виробок, великий відсоток (40 – 70%) виходу негабариту, що суттєво знижує продуктивність робітника з доставки руди.

У свій час відбивання руди концентраційними (мінними) зарядами було поширене, але в подальшому, у зв'язку зі своїми суттєвими недоліками, воно майже було витіснене свердловинним відбиванням. Як основний спосіб відбивання, воно може зберегтися на якийсь час в обмежених масштабах для виймання досить абразивних руд, в яких ще не досягнуті задовільні результати з буріння свердловин, а також для сильно тріщинуватих руд, якщо в них глибокі свердловини пересипаються.

Вірне розташування мінних виробок повинно забезпечувати: мінімальний обсяг нарізних робіт, гарні умови проведення виробок і розміщення мінних зарядів, рівномірний розподіл ВР у масиві, що підривається, мінімальні втрати і

збіднення відбитої вибухом руди. Багаторічний досвід шахт Криворізького басейну довів, що відсутність забутовування мінних виробок не впливає негативно на ефективність відбивання руди концентраційними зарядами і значно спрощує умови заряджання мінних виробок. Основними параметрами при відбиванні руди концентраційними зарядами є ЛНО і відстань між мінними зарядами в шарі що відбивається. Виходячи, з практичного досвіду оптимальна ЛНО (W) при відбиванні руди концентраційними зарядами становить 7 – 10 м. Відстань між мінними зарядами

$$a = m \cdot W, \text{ м.} \quad (10.55)$$

де m – коефіцієнт зближення концентраційних зарядів, що дорівнює 0,8 – 1. Крайні заряди розташовують на відстані $a_{кр} = (0,3...0,4) W$ від проектного контуру відбивання.

Величина концентраційного заряду

$$Q = q_{баз} \cdot f(n) \cdot k_{заб} \cdot W^3, \text{ кг,} \quad (10.56)$$

де $q_{баз}$ – питома витрата ВР, що дорівнює

$$q_{баз} = 0,431 \cdot f^{0,7}, \text{ кг/м}^3,$$

f – коефіцієнт міцності руди або породи;

$f(n)$ – функція показника дії вибуху, яка дорівнює 1 при відбиванні руди і 0,4 при обваленні породи;

$k_{заб}$ – коефіцієнт забивки, що дорівнює 1 при забутовуванні мінних виробок і 1 – 1,5 при підриванні без мінних кишень і забутовування.

За отриманими параметрами буропідривних робіт будують схему розташування концентраційних (мінних) виробок, користуючись розрахунковими схемами, поданими на рис. 10.22, 10.23 і 10.24.

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (10.36).

Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері

$$Q_{вр} = Q \cdot n_3, \text{ кг,} \quad (10.57)$$

де n_3 – кількість концентраційних (мінних) зарядів у камері.

10.5. Ліквідація зависань руди та подрібнення негабариту

При наявності у рудній масі негабаритних кусків їх розбивають в процесі її доставки по виробках видобувного блоку, тобто здійснюють вторинне подрібнення руди (сюди не відносять дроблення руди поза межами очисного блоку в загальношахтних дробарних установках).

Вторинне подрібнення застосовують головним чином при вибуховому відбиванні. Вихід негабариту у відсотках до загальної кількості рудної маси змінюється від 0 до 10 – 25% (великі значення відносяться до міцної руди, значної потужності покладу, відбиванні свердловинами і тим більше зосередженими зарядами і до відносно малого кондиційного розміру кусків). Причому вплив потужності покладу істотно позначається у межах до 5 м при відбиванні шпурами, до 10 – 12 м при відбиванні свердловинами і до 20 – 30 м при відбиванні мінними зарядами.

Руйнують негабарити переважно підривним способом, місцями робіт мо-

жуть бути: очисний простір, якщо доступ до нього безпечний, виробки для доставки руди, випущеної з очисного простору, спеціальні виробки для вторинного дроблення (рис. 10.25).

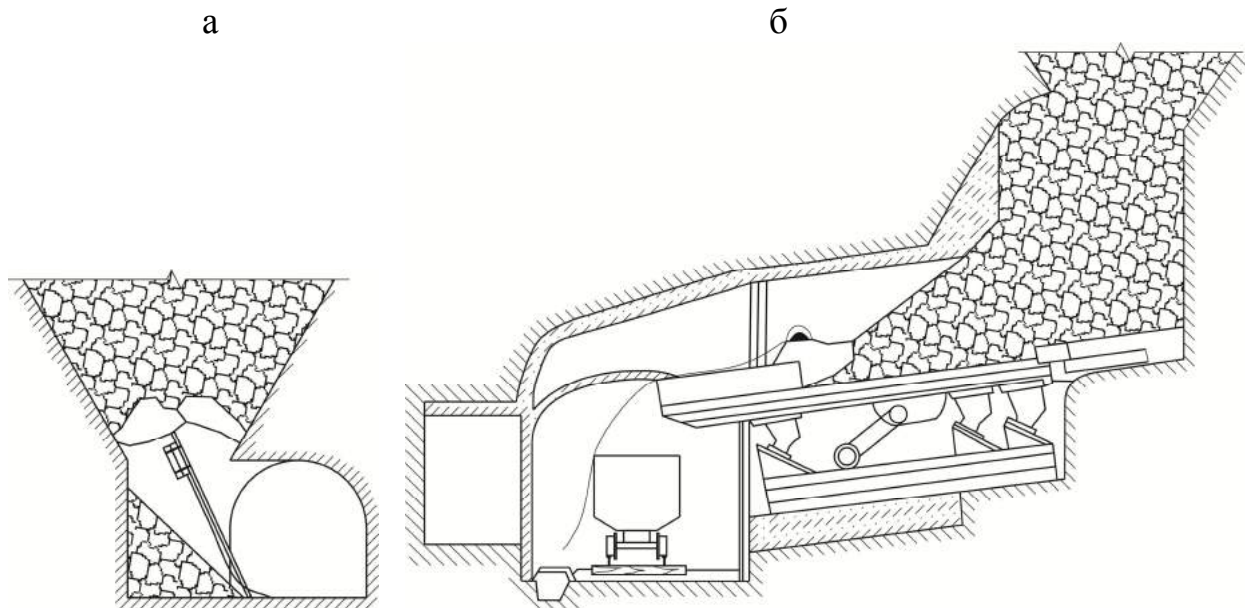


Рис. 10.25. Підривання у випускних виробках: а – ліквідація зависання руди фугасним зарядом; б – подрібнення негабариту на віброживильнику накладним зарядом

Великі шматки, що лежать у виробці, подрібнюють накладними зарядами або розміщують в неглибокі (близько 10 см) шпури зарядами. Є не особливо міцні, але настільки в'язкі руди, що їх шматки погано руйнуються накладними зарядами, тому доводиться бурити шпури. Зазвичай великі шматки відкладають у бік за допомогою вантажно-постачального обладнання, а потім, коли все вільне місце вже зайнято ними або коли закінчується робоча зміна, руйнують відразу всі шматки серією зарядів, з'єднаних ДШ. Питома витрата ВР на подрібнення негабариту накладними зарядами складає $1,5 - 2 \text{ кг/м}^3$, шпуровими зарядами – $0,4 - 0,8 \text{ кг/м}^3$. Велика витрата ВР викликає тривалу загазованість виробок і значний розліт осколків. При випусканні руди негабаритні шматки найчастіше зависають у горловинах випускних виробок. Зависання утворюються також і при порівняно дрібній руді, коли шматки розклинюються.

Ліквідацію зависань здійснюють фугасними зарядами масою $2 - 10 \text{ кг}$ і більше (за особливим дозволом), встановленими на жердинах (рис. 10.25, а). Питома витрата ВР – $20 - 30 \text{ кг/м}^3$ на шматок, що розбивається. Великі заряди потребують тривалого провітрювання і руйнують виробку. Для ліквідації високих зависань, особливо в рудоспусках, можуть застосовуватися стріляючі системи, що доставляють заряди ВР до руди, яка зависла.



Питання для самоконтролю

1. Дайте визначення, що називається очисними роботами.
2. Які комплекси робочих процесів включає в себе виробнича стадія – очисні роботи?
3. Перелічіть, що визначають при розрахунку очисних робіт.
4. Дайте визначення, що називається підсіканням руди, і які види підсікання ви знаєте.
5. Охарактеризуйте існуючі способи підсікання руди в блоці.
6. Наведіть порядок розрахунку параметрів БПР при розвороті воронок.
7. Наведіть порядок розрахунку параметрів БПР при утворенні траншеї.
8. Дайте визначення, що називається відрізкою запасів руди в блоці і відрізною щільною.
9. Охарактеризуйте існуючі способи утворення відрізної щільності в блоці.
10. Охарактеризуйте шпурове відбивання руди.
11. Охарактеризуйте відбивання руди штанговими шпурами.
11. Охарактеризуйте відбивання руди свердловинами.
12. Охарактеризуйте відбивання руди в затиснутому середовищі.
13. Охарактеризуйте відбивання руди концентраційними мінними зарядами.
14. Як здійснюють ліквідацію зависань руди і подрібнення негабариту.



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 10

1. Агошков, М.И. Подземная разработка рудных месторождений [Текст] / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.
2. Агошков, М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений [Текст]: учеб. / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.
3. Баранов, А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд [Текст]: Справочное пособие / А.О. Баранов – М.: Недра, 1993. – 283 с.
4. Баранов, А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд [Текст] / А.О. Баранов. – М.: Недра, 1985. – 224 с.
5. Борисенко, С.Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений

[Текст] / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1977. – 296 с.

6. Борисенко, С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений [Текст] / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1987. – 262 с.

7. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом [Текст]. – Утв. Госгортехнадзором СССР. 31.08.71. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1977. – 223 с.

8. Именитов, В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений [Текст]: учеб. пособие / В.Р. Именитов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 504 с.

9. Инструктивно-методические указания по выбору рациональных параметров буровзрывных работ при подземной очистной выемке на шахтах Криворожского бассейна и ЗЖРК-1 [Текст]. – Кривой Рог: НИГРИ, 1977. – 54 с.

10. Кононенко, М.М. Вибір і розрахунок систем підземної розробки рудних родовищ [Текст]: навч. посібник / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, В.Ю. Усатий. – Д.: Національний гірничий університет, 2013. – 217 с.

11. Малахов, Г.М. Основные расчеты систем разработки рудных месторождений [Текст] / Г.М. Малахов, В.К. Мартынов, Г.Т. Фаустов, И.А. Кучерявенко. – М.: Недра, 1968. – 276 с.

12. Мартынов, В.К. Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений [Текст] / В.К. Мартынов. – К.: Вища школа, 1987. – 216 с.

13. Мартинов, В.К. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ [Текст] / В.К. Мартинов, М.Б. Федько. – Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2008. – 436 с.

14. Панин, И.М. Задачник по подземной разработке рудных месторождений [Текст] / И.М. Панин, И.А. Ковалев. – М.: Недра, 1964. – 212 с.

15. Порцевский, А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология [Текст] / А.К. Порцевский. – М.: МГГУ, 2003. – 767 с.

16. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення [Текст]. – Затв. Наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. – К.: Норматив, 2013. – 127 с.

17. Справочник по горнорудному делу [Текст] / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.

18. Справочник по горнорудному делу [Текст]: Т. 2. / под ред. А.М. Терпигорева, Р.П. Каплунова. – М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу. – 1961.

19. Хоменко, О.Є. Огляд світового ринку бурової та навантажувальної техніки для розробки рудних родовищ [Текст] / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 12. – С. 5 – 7.

20. Хоменко, О.Є. Досвід використання бурового, навантажувального та допоміжного обладнання на рудних шахтах світу [Текст] / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, О.А. Долгий // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 1. – С. 18 – 21.

21. Хоменко, О.Є. Гірниче обладнання для підземної розробки рудних родовищ [Текст]: довідковий посібник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев. – Д.: Національний гірничий університет, 2010. – 340 с.

22. Хоменко, О.Е. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений [Текст]: справочное пособие / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев. – 2-е изд. перераб. и доп. – Д.: Национальный горный университет, 2011. – 448 с.

23. Khomenko, O. Kononenko M. & Myronova I. Blasting works technology to decrease an emission of harmful matters into the mine atmosphere // Annual Scientific-Technical Collection “Mining of Mineral Deposits”. – Netherlands: CRC Press Balkema – 2013. – P. 231 – 235.

24. Черненко, А.Р. Подземная добыча богатых железных руд [Текст] / А.Р. Черненко, В.А. Черненко. – М.: Недра, 1992. – 224 с.

25. Шехурдин, В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок [Текст]: учеб. пособие / В.К. Шехурдин. – М.: Недра, 1985. – 240 с.

26. Шехурдин, В.К. Горное дело [Текст]: учеб. / В.К. Шехурдин, В.И. Несмотряев, П.И. Федоренко. – М.: Недра, 1987. – 440 с.

11. ПАРАМЕТРИ БУРОПІДРИВНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ НА ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБОТАХ

11.1. Розрахунок параметрів свердловинних зарядів

Метод свердловинних зарядів застосовується на кар'єрних в уступах висотою понад 5 – 7 м, найбільш доцільно його застосовувати на уступах висотою від 10 до 20 м, у залежності від типу екскаватора. В уступі, що підлягає висадженню, бурять похилі чи, найчастіше, вертикальні свердловини для розміщення зарядів ВР. Діаметр свердловин від 75 до 310 мм (у слабких породах – до 150 мм, у більш міцних – 200 мм і більше). Свердловини розташовують в один чи кілька рядів паралельно фронту вибою (рис. 11.1).

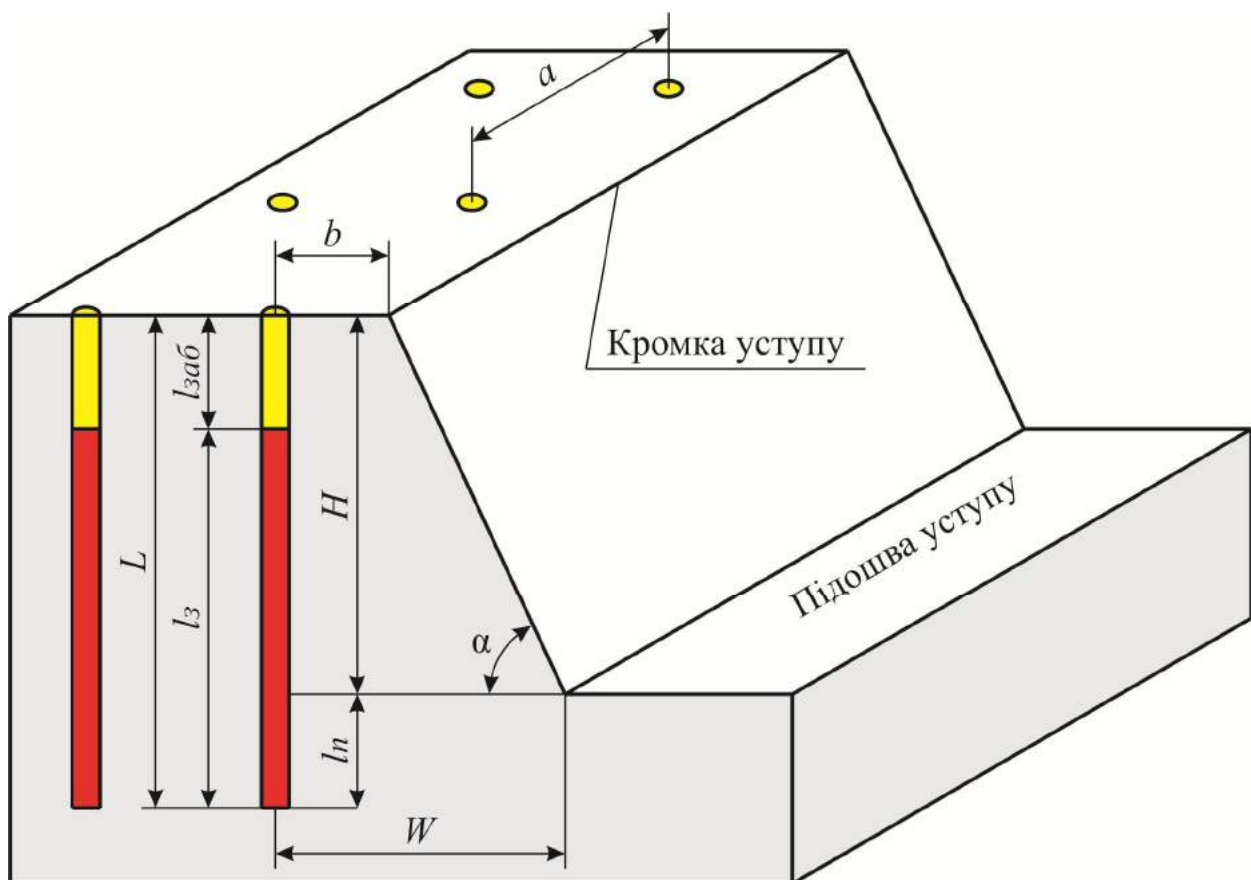


Рис. 11.1. Схема розташування свердловин на уступі

У залежності від висоти уступу і міцності породи кут укосу уступу зазвичай становить 60 – 90°, унаслідок чого опір масиву вибуху в нижній частині вертикально пробуреної свердловини, як правило, більше ніж у верхній. Тому за розрахункову ЛНО приймають

$$W = H \cdot \operatorname{ctg} \alpha + b, \text{ м}, \quad (11.1)$$

де H – висота уступу, м;

α – кут укосу уступу, град;

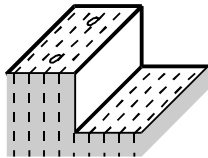
b – відстань від верхньої кромки уступу до свердловини першого ряду, з метою безпеки приймають $b \geq 3$ м.

Одночасно підривають кілька десятків свердловин за фронтом вибою довжиною 100 – 300 м для забезпечення безперебійної роботи екскаватора протягом тривалого періоду часу. Для гарного подрібнення у зоні підосви уступу і попередження утворення порогів, свердловини бурять глибше рівня підосви вибою. Частина свердловини, що знаходиться нижче підосви уступу, зветься перебуrom. Довжина перебура залежить від міцності породи і величини ЛНО і приймається в межах $(0,1 \dots 0,2)W$. Для зменшення перебура іноді нижню частину свердловини заповнюють більш потужною ВР. Для більш рівномірного подрібнення породи часто заряди роблять розосередженими.

Співвідношення між параметрами розташування свердловин W , a , $m = a/W$, $S = a \cdot W$ при миттєвому висадженні приймають відповідно до даних табл. 11.1.

Таблиця 11.1

Співвідношення між параметрами розташування свердловин

Структура породи		W	a	$m = a/W$
Монолітна. Шарувата чи тріщинувата в горизонтальному напрямку		$1,1\sqrt{S}$	$0,8W$	0,8
Вертикальна шаруватість чи тріщинуватість, що паралельна фронту вибою		$\leq \sqrt{S}$	$\geq W$	≥ 1
Вертикальна шаруватість чи тріщинуватість, які перпендикулярні фронту вибою		$\geq 1,3\sqrt{S}$	$0,6W$	0,6

При короткоуповільненому висадженні зарядів ВР варто приймати $a = W$ для монолітної породи, для іншої структури породи співвідношення між a і W необхідно приймати у відповідній пропорції за табл. 11.1 (m збільшується на 1,25).

Розрахунок параметрів свердловинних зарядів ВР виконується в такій послідовності:

1. Вибирають діаметр свердловин, тип ВР і спосіб висадження. Установлюють значення коефіцієнта зближення свердловин $m = \frac{a}{W}$ із табл. 11.1;

2. Визначають питому витрату ВР q_0 , використовуючи табл. 11.2 (дані приведені для ВР із працездатністю $P_0 = 300 \text{ см}^3$);

Таблиця 11.2

Питомі витрати ВР		
Коефіцієнт міцності за шкалою проф. М.М. Протодьяконова	Категорія міцності породи за «Союзвзривпромом»	Питомі витрати ВР, q_o , кг/м ³
0,6 – 2	IV – VI	0,25
3 – 6	VII – VIII	0,3
5 – 6	IX – X	0,35
8 – 10	XI	0,4
8 – 10	XII	0,45
12 – 14	XIII	0,5
12 – 20	XIV – XVI	0,55

3. Якщо працездатність P ВР, що використовується, не дорівнює табличній (300 см^3), то питому витрату q визначають за формулою

$$q = q_o \cdot \frac{P_o}{P}, \text{ кг/м}^3. \quad (11.2)$$

4. Визначають масу одного погонного метру заряду свердловини

$$\gamma = \frac{\pi \cdot d_{ce}^2}{4} \cdot \rho, \text{ кг/м}, \quad (11.3)$$

де d_{ce} – діаметр свердловини, м;

ρ – щільність заряджання, кг/м³.

5. Визначають ЛНО

$$W = \sqrt{k \cdot \frac{\gamma}{q \cdot m}}, \text{ м}, \quad (11.4)$$

де k – коефіцієнт заповнення свердловини, приймається в залежності від висоти H уступу, при $H \leq 15$ м $k = 0,6$, при $H > 15$ м $k = 0,7$.

6. Площа уступу, що приходить на одну свердловину,

$$S = a \cdot m = m \cdot W^2, \text{ м}^2. \quad (11.5)$$

7. Відстань між свердловинами

$$a = m \cdot W = \frac{S}{W}, \text{ м}. \quad (11.6)$$

8. Маса заряду в одній свердловині

$$Q = q \cdot S \cdot H = q \cdot a \cdot W \cdot H, \text{ кг}. \quad (11.7)$$

9. Довжина заряду в одній свердловині

$$l_3 = \frac{Q}{\gamma}, \text{ м}. \quad (11.8)$$

10. Довжина перебуру

$$l_n = (0,1 \dots 0,2) \cdot W, \text{ м}. \quad (11.9)$$

11. Довжина свердловини

$$L_{ce} = H + l_n, \text{ м}. \quad (11.10)$$

12. Довжина забивки

$$l_{заб} = L_{св} - l_3, \text{ м.} \quad (11.11)$$

Якщо визначена довжина забивки виявиться меншою $(0,5...0,6) \cdot W$, то необхідно зменшити значення W чи a . Якщо довжина забивки виявиться більше $1,2 \cdot W$, то варто збільшити довжину заряду.

13. Знаходять загальну кількість свердловин

$$N = \frac{A}{a} + 1, \text{ шт.}, \quad (11.12)$$

де A – довжина фронту вибою, м.

14. Визначають витрати ДШ на одну свердловину (у метрах)

$$L_{дш} = 1,1 \cdot (a + L_{св} + 1) \cdot 2, \text{ м}, \quad (11.13)$$

де 1,1 – коефіцієнт, що враховує 10% запас довжини ДШ на зростки, прогини й інші нерівності;

1 – один метр запасу довжини ДШ, що виходить зі свердловини;

2 – дві лінії ДШ у кожну свердловину (для зменшення ймовірності відмовлення).

15. Визначають витрати ДШ на 1 м^3 висадженої породи

$$l_{дш} = \frac{L_{дш}}{S \cdot H}, \text{ м/м}^3. \quad (11.14)$$

16. Визначають довжину свердловини, що припадає на 1 м^3 висадженої породи

$$L = \frac{L_{св}}{S \cdot H}, \text{ м/м}^3. \quad (11.15)$$

17. Визначають вартість БПР на 100 м^3 висадженої породи. Відповідний розрахунок оформляють у вигляді таблиці, у якій окремими рядками фіксують результати розрахунків за окремими статтями, у тому числі за довжиною буріння свердловин, витратами ВР, засобів висадження (ЗВ), заробітною платою, неврахованими витратами (у % від суми розрахованих витрат). На кожен масовий вибух складають проект чи паспорт БПР, де вказують усі параметри цих робіт.

11.2. Розрахунок зарядів викиду

Висадження зарядів на викид застосовується головним чином при спорудженні котлованів, каналів і траншей різного призначення. Заряди ВР розташовують на такій відстані один від одного, щоб при спільній дії вони утворювали виймання з порівняно рівною подошвою (рис. 11.2).

Практикою встановлено, що відстань a між зарядами повинна бути рівною

$$a = 0,5 \cdot W \cdot (n + 1), \text{ м}, \quad (11.16)$$

де n – показник дії вибуху (див. розділ 7.1).

При проведенні траншей заряди ВР закладають у кілька рядів уздовж осі траншеї і розташовують у шаховому порядку.

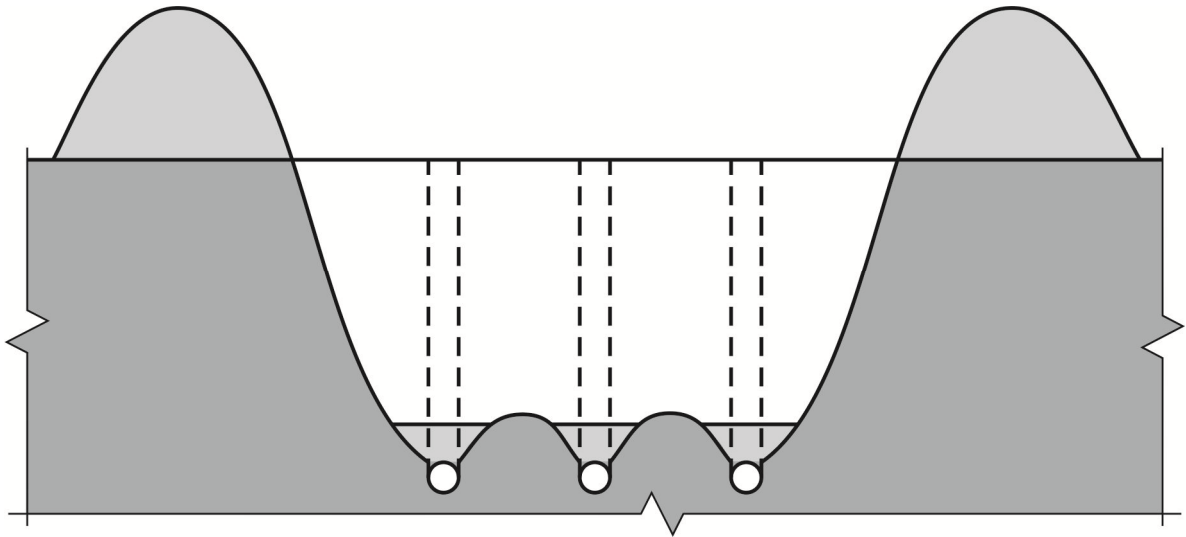


Рис. 11.2. Схема спорудження траншей зарядами викиду

Для досягнення спрямованого викиду породи заряди розташовують у 2 – 3 ряди уздовж осі траншеї і підривають ряди послідовно з інтервалами від 0,5 до 6 секунд, у залежності від величини ЛНО W і властивостей ґрунту чи породи. Першим вибухає ряд, розташований у неробочого борта траншеї, на який потрібно викинути породу (рис. 11.3). Маса зарядів не однакова і збільшується від ряду до ряду. При розрахунку для зарядів першого ряду приймається $n = 1 - 1,5$, а для наступних $n = 2 - 2,5$.

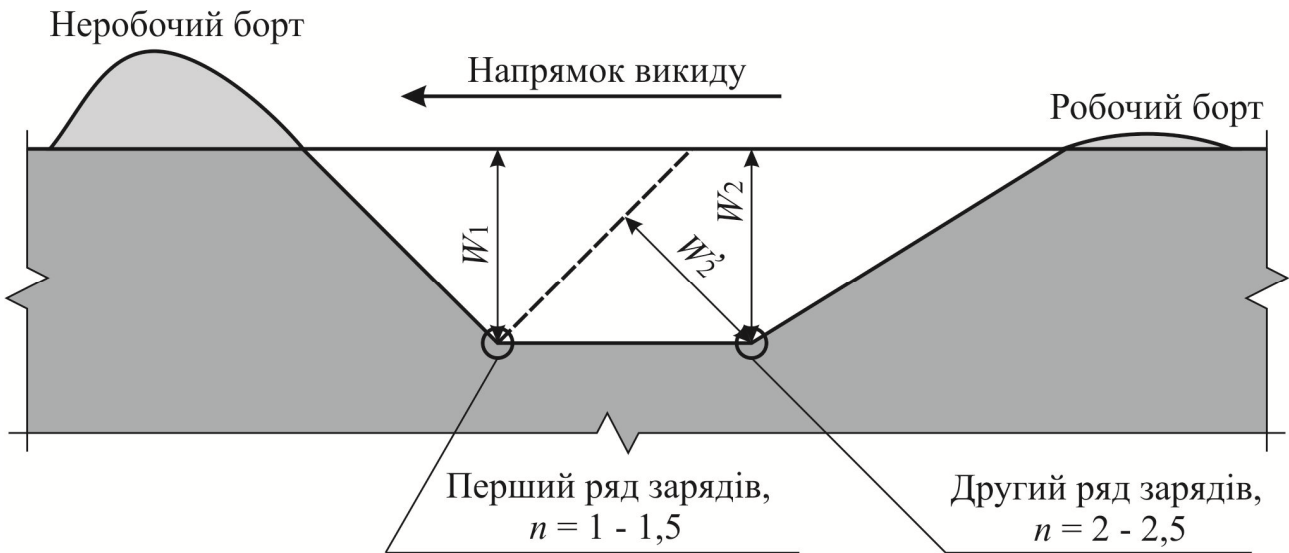


Рис. 11.3. Схема дії заряду викиду

До моменту, коли порода викинута вибухом зарядів першого ряду, ще не встигає опуститися униз, вона буде відкинута ліворуч (тому що $W_2' < W_2$) вибухом зарядів другого ряду. Величина (маса) зарядів викиду визначається за формулами:

- при $W < 20$ м

$$Q = q \cdot W^3 \cdot (0,4 + 0,6 \cdot n^3), \text{ кг}; \quad (11.17)$$

- при $W = 20 - 40$ м

$$Q = q \cdot W^3 \cdot (0,4 + 0,6 \cdot n^3) \cdot \sqrt{\frac{W}{20}}, \text{ кг}; \quad (11.18)$$

Для розрахунків за формулами (11.17) і (11.18) значення питомої витрати q при працездатності ВР 300 см^3 беруться з табл. 11.3. При використанні ВР з іншою величиною працездатності відповідне значення питомої витрати q_1 визначається за формулою

$$q_1 = q \cdot \frac{300}{P_1}, \text{ кг/м}^3, \quad (11.19)$$

де P_1 – працездатність ВР, що застосовується, см^3 .

Таблиця 11.3

Питома витрата ВР

Коефіцієнт міцності за шкалою проф. М.М. Протодьяконова	Категорія міцності породи за «Союзвзривпромом»	Питома витрата q , кг/м^3	
		заряд нормального викиду	заряд розпушування
0,3	I	0,85	-
0,5	II	0,95	-
0,5	III	1,00	-
0,6	IV	1,05	-
0,8 – 1	V	1,05	0,27
1,5 – 2	VI	1,05	0,27
3 – 4	VII	1,35	0,32
5 – 6	VIII	1,35	0,32
5 – 6	IX	1,50	0,38
5 – 6	X	1,50	0,38
8 – 10	XI	1,80	0,45
8 – 10	XII	1,95	0,50
12 – 14	XIII	2,10	0,50
12 – 14	XIV	2,40	0,55
16 – 20	XV	2,55	0,55
16 – 20	XVI	2,70	0,60

Параметри БПР на кар'єрах мають велику залежність не тільки від міцності породи, але й від напрямку природного розташування тріщинуватості відносно геометрії уступу.



Питання для самоконтролю

1. Які існують параметри розташування свердловин на уступі кар'єру?
2. При якому напрямку розташування тріщинуватості найбільш ефективний підрив уступу?
3. Яка послідовність розрахунку параметрів БПР на кар'єрах?
4. Де застосовуються заряди викиду?
5. Яка послідовність розрахунку параметрів зарядів викиду?



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 11

1. Бубок, В.К. Буровзрывные работы и проходка горных выработок [Текст]: учеб. / В.К. Бубок, Ю.М. Мясник, Е.Г. Карпунов. – Л.: ЛГИ, 1988. – 100 с.
2. Комащенко, В.И. Взрывные работы [Текст] / В.И. Комащенко, В.Ф. Носков, Т.Т. Исмаилов. – М.: Высш. шк., 2007. – 439 с.
3. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности: учебник [Текст] / Б.Н. Кутузов. – М.: Горная книга, 2008. – 512 с.
4. Лукьянов, В.Г. Взрывные работы [Текст] / В.Г. Лукьянов, В.И. Комащенко, В.А. Шмурыгин. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2008. – 402 с.
5. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення [Текст]. – Затв. Наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. – К.: Норматив, 2013. – 127 с.
6. Симанович, Г.А. Руйнування гірських порід вибухом: навч. посібник [Текст] / Г.А. Симанович, В.П. Меліхов. – Дніпропетровськ: НГУ, 2003. – 116 с.
7. Соколов, В.В. Технология и безопасность выполнения взрывных работ: учебник [Текст] / В.В. Соколов. – Д.: НГУ, 2008. – 164 с.
8. Таранов, П.Я. Разрушение горных пород взрывом [Текст]: учеб. / П.Я. Таранов, А.Г. Гудзь. – М.: Недра, 1976. – 253 с.
9. Шевцов, М.Р. Руйнування гірських порід вибухом [Текст] / М.Р. Шевцов, П.Я. Таранов, В.В. Левіт, О.Г. Гудзь. – Донецьк: ДонНТУ, 2003. – 248 с.
10. Шехурдин, В.К. Горное дело [Текст]: учеб. / В.К. Шехурдин, В.И. Несмотряев, П.И. Федоренко. – М.: Недра, 1987. – 440 с.
11. Носков, В.Ф. Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках [Текст] / В.Ф. Носков, В.И. Комащенко, Н.И. Жабин. – М.: Недра, 1982. – 321 с.

12. ЗБЕРЕЖЕННЯ, ТРАНСПОРТУВАННЯ І ЗНИЩЕННЯ ВИБУХОВИХ МАТЕРІАЛІВ

12.1. Збереження вибухових матеріалів

Вибухові матеріали (ВМ) зберігають у спеціальних складах, які за розташуванням щодо земної поверхні підрозділяються на поверхневі, напівзаглиблені, заглиблені і підземні. У залежності від терміну експлуатації склади розділяються на постійні, тимчасові – до 3 років і короточасні до 1 року. За призначенням склади ВМ підрозділяють на базисні і видаткові.

Базисні склади призначені для збереження великих кількостей ВМ і постачання ними підприємств через їхні видаткові склади. Базисний склад складається з декількох сховищ, гранична ємність кожного повинна бути не більш 420 т ВМ. Загальна ємність базисних складів не обмежується. Територія складу повинна бути обнесена огорожею висотою не нижче 2 м. Заборонна зона навколо території складу має ширину не менше 50 м від огорожі. По границях заборонної зони встановлюють огороження і попереджувальні знаки. Загальна ємність усіх сховищ постійного видаткового поверхневого чи напівзаглибленого складу ВМ не повинна перевищувати: ВР – 120 т, детонаторів – 150000 шт., ДШ – 200000 м, вогнепровідного шнуру і засобів його підпалювання – обсяг не обмежується.

Для тимчасових видаткових складів дозволяється використовувати нежитлові будівлі, сараї, землянки та інші приміщення. Короточасне збереження ВМ дозволяється в таких же приміщеннях, а також у залізничних вагонах, автомобілях, причепах, наметах, куренях, печерах, на судах і на площадках у місцях провадження робіт.

Видаткові підземні склади призначені для обслуговування підричних робіт у шахтах. Вони повинні розташовуватися в спеціально обладнаних підземних виробках – камерах чи комірках, які необхідно розташовувати так, щоб вибух ВМ у одній з них не міг викликати детонацію в сусідніх. Кожен склад повинний мати два виходи для людей. Провітрювання складу необхідно здійснювати струменем свіжого повітря, забезпечуючи його чотириразовий часовий обмін у всіх виробках. Склад ВМ повинен бути забезпечений первинними засобами пожежогасіння. Дозволяється обладнання автоматичними засобами пожежогасіння. Забороняється ведення підричних робіт ближче 30 м від складу ВМ.

12.2. Транспортування вибухових матеріалів

ВМ дозволяється перевозити автомобільним, залізничним, водним, повітряним, гужовим і в'ючним транспортом, а також переносити ручною поклажею. Перевезення ВМ здійснюється в супроводі відповідальної особи і збройної охорони. Транспортувати ВМ автомобілями необхідно відповідно до «Правил перевезення вибухових матеріалів автомобільним транспортом».

Спуск ВМ по стволу шахти виконують у вагонетках чи безпосередньо у кліті. Забороняється спільний спуск ВР і детонаторів. Ящики і мішки з ВМ по-

винні займати не більш $2/3$ висоти поверху кліті, але не вище висоти дверей кліті. При спуску у вагонетках ящики і мішки з ВМ не повинні виступати вище бортів вагонеток, а самі вагонетки необхідно міцно закріплювати у кліті. Спуск і підйом підривників із ВМ і підношувачів із ВР повинні здійснюватись позачергово.

Доставка ВМ по підземних виробках повинна здійснюватися зі швидкістю не більше 5 м/с. Машиніст зобов'язаний набирати швидкість і зупиняти піднімальну машину, лебідку, електровоз та інші засоби плавно, без поштовхів. Під час перевезення ВР і ЗВ в одному поїзді вони повинні знаходитись в різних вагонетках, розділених такою кількістю порожніх вагонеток, при якому відстань між вагонетками з ВР і ЗВ, а також між цими вагонетками й електровозом було б не менше 3 м. У поїзді, що перевозить ВМ, не повинно бути вагонеток, завантажених іншими матеріалами. Склади з ВМ попереду і позаду повинні мати спеціальні світлові розпізнавальні знаки, зі значенням яких необхідно ознайомити всіх працівників у шахті.

Детонатори повинні перевозитись в транспортних засобах, які футеровані зсередини деревом і закриті суцільною кришкою з вогнетривких матеріалів. Ящики з цими ЗВ повинні бути перекладені м'яким матеріалом і розташовані за висотою в один ряд. Інші ВМ дозволяється перевозити в звичайних транспортних засобах, завантажуючи їх до бортів.

12.3. Знищення вибухових матеріалів

ВМ знищують у тому випадку, якщо вони визнані неякісними, тобто не відповідають вимогам стандартів і ТУ. Знищення повинне проводитись за письмовим наказом керівника підприємства (шахти, рудника, кар'єру і т.п.). Про кожне знищення необхідно складати акт із вказівкою кількості і найменування знищених ВМ, причин і способу знищення. Знищення ВМ дозволяється робити висадженням, спалюванням і розчиненням у воді.

Висадження. Цим способом можна знищувати усі ВМ, здатні підірватися. Знищення необхідно проводити за допомогою доброякісних ВМ. При цьому детонатори, ДШ і піротехнічні реле можуть вибухати в будь-якій упаковці, заритими в землю чи іншими способами, що виключають розкид не підірваних виробів.

Спалювання. Знищенню спалюванням підлягають ВМ, що не піддаються висадженню. Забороняється знищення спалюванням детонаторів і виробів з них. ВР, ВШ і ДШ необхідно спалювати роздільно, причому на багатті дозволяється спалювати за один прийом не більш 10 кг ВМ. При спалюванні порошу він повинен розсипатися доріжками шириною не більш 30 см при товщині шару до 10 см і відстані між доріжками не менш 5 м. Патрони ВР при спалюванні необхідно розкладати в один шар так, щоб вони не стикалися. Заборонено спалювати ВМ у їхній тарі. Непридатна до подальшого використання тара (ящики, коробки, мішки і т.п.) повинна спалюватись окремо. Багаття повинною бути настільки великим, щоб у нього не приходилося підкладати палий матеріал під час спалювання ВМ.

Розчиненням у воді дозволяється знищувати тільки неводостійкі ВР на основі аміачної селітри і димний порох. Розчинення дозволяється проводити в бочках і інших судинах. Нерозчинний осад повинен збиратися і знищуватися спалюванням.

Операції зі збереження, транспортування та знищення вибухових матеріалів повинні виконуватися з обов'язковим дотриманням вимог «Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення».



Питання для самоконтролю

- 1. У чому полягають основні правила збереження вибухових матеріалів?*
- 2. У чому полягають основні правила транспортування вибухових матеріалів?*
- 3. Які існують методи знищення вибухових матеріалів?*



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 12

1. Комащенко, В.И. Взрывные работы [Текст] / В.И. Комащенко, В.Ф. Носков, Т.Т. Исмаилов. – М.: Высш. шк., 2007. – 439 с.
2. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности: учебник [Текст] / Б.Н. Кутузов. – М.: Горная книга, 2008. – 512 с.
3. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення [Текст]. – Затв. Наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. – К.: Норматив, 2013. – 127 с.
4. Симанович, Г.А. Руйнування гірських порід вибухом: навч. посібник [Текст] / Г.А. Симанович, В.П. Меліхов. – Дніпропетровськ: НГУ, 2003. – 116 с.
5. Шевцов, М.Р. Руйнування гірських порід вибухом [Текст] / М.Р. Шевцов, П.Я. Таранов, В.В. Левіт, О.Г. Гудзь.– Донецьк: ДонНТУ, 2003. – 248 с.
6. Носков, В.Ф. Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках [Текст] / В.Ф. Носков, В.И. Комащенко, Н.И. Жабин. – М.: Недра, 1982. – 321 с.

ПРЕДМЕТНО-АЛФАВІТНИЙ ПОКАЖЧИК

А	
Азид свинцю	51
Акваніти	61
Акватоли	59
Аміачна селітра	51
Амонали	56
Амоніти	54
Анемікси	70
Б	
Базисні склади	201
Безполум'яне висадження	99
Бризантність	37
В	
Вибух	9
Вибухова речовина	9
Вибухові речовини спеціального призначення	66
Видаткові склади	201
Вогневе висадження	76
Водонаповненні ВР	59
Відрізка запасів руди	163
Вугленіти	64
Г	
Гарячоналивні вибухові речовини	62
Гексоген	51
Горючі домішки	10, 52
Грамоніти	58
Гранеміти	69
Грануліти	57
Гримуча ртуть	51
Д	
Детоніти	64
Динаміти	63
Е	
Електричне висадження	81
Електровогневе висадження	79
Емульсійні вибухові речовини	67
ЕРА	71
З	
Загусники	53
Запальний гніт	77
Запалювальна свічка	77
Запальна трубка	78
Заряд вибухової речовин	103

I	
Ігданіти	59
Іфзаніти	62
К	
Калієва селітра	51
Карбатоли	63
Кисневий баланс	13
Класифікація промислових ВР за умовами застосування	11
Коефіцієнтом використання шпуру	122
Кумулятивний ефект	46
Л	
Лінія найменшого опору	103
Н	
Натрієва селітра	51
Неелектричні системи ініціювання	93
Нітрогліколь	50
Нітрогліцерин	50
О	
Об'єм газів вибуху	32
Окиснювачі	10, 52
Очисні роботи	156
Очисні виробки	156
П	
Підняттєвий	148
Підсіканням запасів руди	156
Побідити	63
Полум'ягасники	10, 53
Пореміти	68
Похилі вруби	113
Прямі вруби	114
Р	
Реакції вибухового перетворення вибухових речовин	16
Робота вибуху	27
С	
Сенсибілізатори	10, 52
Сибіріти	69
Скельні амоніти	57
Стабілізатори	10, 52
Т	
Температура вибуху	31
Тен	50
Теплота вибуху	29
Тетрил	51
Тротил	51

У	
Україніти	71
Ф	
Флегматизатори	10, 52
Ч	
Чутливість ВР:	
- до теплової дії	43
- до тертя	43
- до ударної хвилі	44
- до удару	41
Ш	
Швидкість детонації	24, 35

Навчальне видання

Симанович Геннадій Анатолійович
Хоменко Олег Євгенович
Кононенко Максим Миколайович

РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД ВИБУХОМ

Навчальний посібник

Редактор Л.Є. Гапонова

Підписано до друку 28.05.2014. Формат 30×42/4.
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 11,6.
Обл.-вид. арк. 11,6. Тираж 20 пр. Зам. №

Підготовлено до друку та видруковано
у Державному вищому навчальному закладі
«Національний гірничий університет»
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06.2004.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. Карла Маркса, 19.

