М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, А.В. Косенко

# ВИБУХОВЕ РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД І БЕЗПЕКА ПІДРИВНИХ РОБІТ





МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»




**М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, А.В. Косенко**

# ВИБУХОВЕ РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД І БЕЗПЕКА ПІДРИВНИХ РОБІТ

Підручник

Дніпро
Журфонд
2026

УДК 622.235: 622.06
К64

*Рекомендовано до видання вченою радою НТУ «Дніпровська політехніка»*
*як підручник для здобувачів ступеня бакалавра*
*спеціальності G16 «Гірництво та нафтогазові технології»*
*(протокол № 9 від 26.02.2026)*

Рецензенти:
О.М. Молчанов – д-р техн. наук, проф. (Відділення фізики гірничих процесів Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України);
І.Л. Коваленко – д-р техн. наук, проф. (Український державний університет науки і технологій).

**Кононенко М.М.**

К64 **Вибухове руйнування гірських порід і безпека підривних робіт**: підручник / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, А.В. Косенко ; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро : Журфонд, 2026. – 288 с.

ISBN 978-617-8737-65-8

Зміст видання відповідає програмі підготовки бакалаврів спеціальності G16 «Гірництво та нафтогазові технології», зокрема програмам дисциплін «Технологія та безпека виконання підривних робіт», «Вибухові роботи», «Спорудження гірничих виробок». Викладено теоретичні основи вибухового руйнування гірських порід, розглянуто термодинаміку вибуху, початковий імпульс і чутливість вибухових речовин. Наведено характеристики промислових вибухових речовин і засобів ініціювання зарядів. Значну увагу приділено розрахунку параметрів буропідривних робіт у процесі проведення гірничих виробок і видобування корисних копалин, а також питанням безпеки під час виконання підривних робіт.

Рекомендовано для студентів, науково-педагогічних і науково-технічних працівників закладів вищої освіти, науково-дослідних інститутів і проєктних організацій, а також для інженерно-технічних працівників гірничих підприємств.

УДК 622.235: 622.06

ISBN 978-617-8737-65-8

© М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, А.В. Косенко, 2026
© НТУ «Дніпровська політехніка», 2026
© Журфонд, 2026

# ЗМІСТ

**ВСТУП** …… 6

**1. ІСТОРІЯ РОЗВИТКУ ТА ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ВИБУХОВІ РЕЧОВИНИ** …… 7
1.1. Історія розвитку вибухової справи у світі …… 7
1.2. Загальні відомості про вибух і вибухові речовини …… 10
1.3. Класифікація вибухових речовин …… 11

**2. ТЕРМОДИНАМІКА ВИБУХУ** …… 18
2.1. Кисневий баланс вибухових речовин …… 18
2.2. Реакції вибухового перетворення вибухових речовин …… 21
2.3. Елементи теорії процесу детонації …… 24
2.4. Фактори впливу на швидкість детонації вибухових речовин …… 30
2.5. Робота вибуху …… 33
2.6. Теплота вибуху …… 35
2.7. Температура вибуху …… 37
2.8. Об'єм газів вибуху …… 38

**3. МЕТОДИ ОЦІНЮВАННЯ ПІДРИВНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН** …… 40
3.1. Визначення швидкості детонації …… 40
3.2. Визначення працездатності …… 43
3.3. Визначення бризантності …… 48

**4. ПОЧАТКОВИЙ ІМПУЛЬС І ЧУТЛИВІСТЬ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН** …… 50
4.1. Загальні відомості про початковий імпульс …… 50
4.2. Чутливість вибухових речовин до удару …… 51
4.3. Чутливість вибухових речовин до тертя …… 53
4.4. Чутливість вибухових речовин до теплової дії …… 53
4.5. Чутливість вибухових речовин до ударної хвилі …… 54
4.6. Методи перевірки якості та стійкість вибухових речовин …… 55
4.7. Кумулятивна дія вибуху …… 57

**5. ПРОМИСЛОВІ ВИБУХОВІ РЕЧОВИНИ** …… 60
5.1. Промислові вибухові хімічні сполуки …… 60
5.2. Основні компоненти механічних вибухових сумішей …… 62
5.3. Промислові механічні вибухові суміші …… 63
5.4. Емульсійні вибухові речовини …… 78
5.5. Запобіжні вибухові речовини та методи їх випробувань …… 83

**6. СПОСОБИ ТА ЗАСОБИ ВИСАДЖЕННЯ ЗАРЯДІВ ПРОМИСЛОВИХ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН** ..... 86
6.1. Вогневе висадження ..... 86
6.2. Електровогневе висадження ..... 90
6.3. Підривні роботи із застосуванням електровогневого і вогневого ініціювання ..... 92
6.4. Електричне висадження ..... 94
6.5. Способи з'єднання електродетонаторів і розрахунок електропідривних мереж ..... 99
6.6. Підривні роботи із застосуванням електродетонаторів ..... 103
6.7. Висадження за допомогою детонувального шнура ..... 105
6.8. Неелектричні системи ініціювання зарядів ..... 108
6.9. Проміжні детонатори ..... 118
6.10. Безполуменеве висадження ..... 125

**7. ДІЯ ВИБУХУ ЗАРЯДУ В ГІРСЬКІЙ ПОРОДІ** ..... 128
7.1. Основні поняття дії вибуху ..... 128
7.2. Функція показника дії вибуху ..... 130
7.3. Гіпотези стосовно механізму руйнування гірських порід вибухом ... 130
7.4. Механізм руйнування гірських порід вибухом ..... 137
7.5. Загальні принципи розрахунку зарядів вибухових речовин ..... 141

**8. БУРОПІДРИВНІ РОБОТИ В ПРОЦЕСІ ПРОВЕДЕННЯ ГОРИЗОНТАЛЬНИХ І ПОХИЛИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК** ..... 143
8.1. Заряди вибухових речовин та їх розташування під час проведення підземних гірничих виробок ..... 143
8.2. Параметри буропідривних робіт для однорідного вибою ..... 152
8.3. Параметри буропідривних робіт для неоднорідних вибоїв із декількома відслоненими поверхнями ..... 167
8.4. Параметри буропідривних робіт у разі контурного підривання зарядів ..... 169
8.5. Рекомендації до застосування короткоуповільненого підривання в процесі проведення підземних гірничих виробок ..... 171
8.6. Поводження з вибуховими матеріалами ..... 172

**9. БУРОПІДРИВНІ РОБІТИ У ПРОЦЕСІ ПРОВЕДЕННЯ ВЕРТИКАЛЬНИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК** ..... 179
9.1. Загальні відомості про спорудження вертикальних виробок ..... 179
9.2. Параметри буропідривних робіт під час проведення вертикальних стволів ..... 181
9.3. Підривні роботи під час поглиблення стволів шахт або шурфів ..... 185
9.4. Параметри буропідривних робіт у процесі проведення підняттєвих виробок ..... 186

**10. ПАРАМЕТРИ ПІДРИВНИХ РОБІТ ПІД ЧАС ПІДЗЕМНОГО ВИДОБУВАННЯ РУД** ..... 196
10.1. Загальні відомості про очисні роботи ..... 196
10.2. Підсікання запасів руди в блоці ..... 197
10.3. Відрізка запасів руди в блоці ..... 209
10.4. Відбивання запасів руди в блоці ..... 213
10.5. Ліквідація зависань руди та подрібнення негабариту ..... 236
10.6. Проведення масового вибуху в підземних умовах ..... 238

**11. ВИКОНАННЯ ПІДРИВНИХ РОБІТ У ВУГІЛЬНИХ І НАФТОВИХ ШАХТАХ** ..... 245
11.1. Параметри буропідривних робіт в очисному вугільному вибої ..... 245
11.2. Підривні роботи у вугільних шахтах, небезпечних за газом та (або) пилом ..... 246
11.3. Струсне підривання ..... 254
11.4. Підривні роботи у породах (пластах) вугільних шахт, небезпечних за гірничими ударами ..... 259
11.5. Підривні роботи в нафтових шахтах ..... 259

**12. ПАРАМЕТРИ БУРОПІДРИВНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ НА ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБОТАХ** ..... 262
12.1. Розрахунок параметрів свердловинних зарядів ..... 262
12.2. Розрахунок зарядів викиду ..... 265
12.3. Підривні роботи на кар'єрах ..... 268

**13. ЗБЕРЕЖЕННЯ, ТРАНСПОРТУВАННЯ ТА ЗНИЩЕННЯ ВИБУХОВИХ МАТЕРІАЛІВ** ..... 270
13.1. Збереження вибухових матеріалів ..... 270
13.2. Транспортування вибухових матеріалів ..... 271
13.3. Знищення вибухових матеріалів ..... 275

**14. БЕЗПЕЧНІ ВІДСТАНІ У ПРОЦЕСІ ВИКОНАННЯ ПІДРИВНИХ РОБІТ** ..... 277
14.1. Визначення відстаней, безпечних за розкиданням кусків породи ..... 277
14.2. Визначення безпечних відстаней за передачею детонації ..... 280
14.3. Визначення відстаней, безпечних за дією отруйних газів вибуху ..... 281

**ЛІТЕРАТУРА** ..... 283

**ПРЕДМЕТНИЙ ПОКАЖЧИК** ..... 287

*До 130-річчя Національного технічного університету*
*«Дніпровська політехніка»*

# ВСТУП

Основний із способів руйнування гірських порід під час видобутку твердих корисних копалин – це підривні роботи, частка яких становить близько 90 % обсягу технологічного циклу гірничого виробництва. Підривні роботи – складний комплекс операцій, що пов'язані із добором методів підривання, типів вибухових речовин, засобів висаджування, схем і величин розташування зарядів та багато іншого. Отже майбутній гірничий інженер має навчитись вести підривні роботи високої якості, з дотриманням правил техніки безпеки.

Широкомасштабне застосування вибухових речовин у будівництві, а також на відкритих і підземних гірничих роботах зумовило до значного вдосконалення технологій підривання та створення нових вибухових матеріалів. Вивчення світового досвіду вдосконалення підривної справи за рахунок використання сучасних вибухових речовин і засобів висадження зарядів дало можливість підготувати новий підручник, який увібрав у себе останні новації згаданої сфери.

Запропоноване навчальне видання розпочинається із історії розвитку вибухової справи, теорії термодинаміки вибуху, а також розгляду методів оцінювання підривних властивостей, початкового імпульсу вибуху й чутливості вибухових речовин. Далі наведено рецептурний склад вибухових речовин, описано засоби висадження зарядів. Подано розрахунки параметрів буропідривних робіт у процесі проведення гірничих виробок і безпосередньому видобуванні корисних копалин. Засвоївши матеріал цього підручника, майбутній фахівець буде знати й розуміти теорією вибуху, вміти користуватися рецептурою приготування вибухових речовин, обирати засоби висадження зарядів, складати паспорти буропідривних робіт і проєктувати параметри масових вибухів для умов гірничого виробництва.

# 1. ІСТОРІЯ РОЗВИТКУ ТА ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ВИБУХОВІ РЕЧОВИНИ

*Викладено історію розвитку та загальні відомості про вибух і вибухові речовини. Наведено класифікацію вибухових речовин за фізичним станом, складом, умовами використання, характером дії на навколишнє середовище та механічним станом. Розглянуто групи сумісності промислових вибухових матеріалів за ступенем небезпеки у процесах поводження з ними.*

*Мета – сформувати знання про історію розвитку вибухової справи та загальні відомості про вибух і вибухові речовини.*

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:
- пояснювати етапи історичного розвитку вибухової справи;
- розрізняти основні групи вибухових речовин;
- класифікувати вибухові речовини за умовами застосування;
- застосовувати вибухові матеріали за групами сумісності.

## 1.1. Історія розвитку вибухової справи у світі

Історія вибухових робіт тісно пов’язана як з розвитком виробництва вибухових речовин (ВР), так і з появою та становленням гірничодобувної промисловості. Першою ВР, що винайдена людиною, був чорний димний порох, що спочатку застосовували у військовій справі. Порох був відкритий у Китаї, потім відомості про нього дійшли до індусів та арабів, а від них через Іспанію проникли у європейські країни. За твердженням Бертело, 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. Так у XVI ст. щорічно добувалося понад 20000 пудів селітри, але тільки для військових потреб. Перше історичне свідчення про використання пороху у господарчих потребах датується XVI ст., коли порох використовували для розчищення неглибоких ділянок річок, щоб забезпечити прохід суден. Як приклад уперше в світі для господарчих потреб порох було використано у 1548 р. у процесі розчищення фарватеру р. Німан.

У гірничий справі застосування ВР розпочалася в Словаччині на руднику «Банска-Штявниця» у процесі проведення штольні в 1627 р. Вже до кінця XVII ст. в гірничий 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 підривних робіт пов’язаний з появою нових потужних ВР і засобів ініціювання (ЗІ) у першій половині та на початку другої половини XIX ст., що в основному обумовлено швидким розвитком гірничодобувної промисловості світу. У 1812 р. вчений П.Л. Шиллінг винайшов електричний запальник зарядів ВР – прообраз сучасних

електродетонаторів. Найчастіші нещасні випадки пов'язані з підривними 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 та 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 за наявності сірчаної кислоти азотнокислого ефіру гліцерину. Це було, власне кажучи, кінцем епохи пороху та 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 гірничодобувній 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 тринітрофенілметілнітрамін (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.

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

У 1892 р. Д.І. Менделєєв отримав бездимний порох і розробив безпечну технологію його виготовлення. У 1859 р. видатний хімік академік А.М. Бутлеров

синтезував уротропін. У результаті його обробки Геннігом в 1898 р., було відкрито потужну ВР – гексоген, який незабаром набув широкого поширення.

На початку XX ст. винайдено ТЕН. 1900–1920 рр.: широке впровадження вибухових сумішей «Satanit» та амонійних нітратів, які давали дешевшу та екологічну альтернативу динаміту. У післявоєнний період значні роботи з удосконалення асортименту потужних гранульованих і запобіжних ВР були проведені багатьма вченими. У середині 50-х років XX 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 та ллються за високої температури. Роботи виконувались на основі дослідів академіка М.В. Мельникова, професора Г.П. Демидюка та ін. У другій половині XX ст. почалася епоха розробки високозапобіжних ВР. Основи їх створення базуються на роботах видатних 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 ін.

У 1954 р. американські інженери П. Бейкер та Дж. Левіс розробили ANFO (Ammonium Nitrate Fuel Oil), що являла собою суміш аміачної селітри та пального масла. Цей тип ВР швидко завоював ринок відкритих гірничих робіт завдяки низькій вартості, простоті приготування та достатній потужності. Річард Еглі і Альберт Некар у 1961 р. подали заявку в патентне відомство США на емульсійну ВР (ЕВР), що складається з суміші емульсії «масло у воді» та твердого окиснювача – нітрату амонію. Подальший розвиток подій у 1960-х і початку 1970-х привело до створення ЕВР з мінімальним критичним діаметром, швидкістю детонації, порівнянної з різними сортами динаміту. У 1972 р. в Норвегії фірма Nobel Chemicals запустила виробництво перших ЕВР на промисловій основі. Водночас з'явилися пластичні ВР (аналогові гелевим) суміші полімерів і нітрогліцерину – гнучкі, водостійкі, з високою стійкістю до механічних пошкоджень.

З 2000 р. і до сьогодні створено: неелектричні системи ініціювання зарядів ВР з мікросекундною затримкою (Orica і Dyno Nobel), що дозволяють точно контролювати послідовність ініціювання зарядів для оптимального подрібнення гірських порід; автоматизація буріння та заряджання – роботизоване бурове гірниче обладнання з інтегрованими CAD/CAE-системами (Epiroc та Sandvik), що оптимізують розміщення зарядів; чисельне моделювання підривних робіт за допомогою програмних продуктів ANSYS Autodyn, LS-DYNA, SolidWorks Simulation, що прогнозують розподіл напружень і фрагментацію, скорочуючи витрати та підвищуючи безпеку ведення підривних робіт.

Зростання обсягів підривних робіт вимагало розробки розрахункових методів. Основоположниками у цій галузі є такі вчені М.М. Фролов і М.М. Боресков, які у другій половині XIX ст. для розрахунку зосереджених зарядів створили формули, що використовуються на практиці і сьогодні. З 20-х років минулого століття підрівні роботи у промисловості отримали небачений

розмах. Одночасно великий стрибок зроблений у розвитку фундаментальних питань теорії детонації зарядів ВР, дії вибуху у гірській породі і створення на їх основі більш достовірних розрахункових методів. У цій галузі велика заслуга належить видатним вченим: М.М. Семенову, М.А. Лаврентьєву, Я.Б. Зельдовичу, Ю.Б. Харитону, М.А. Садовському, М.В. Мельникову, Г.Й. Покровському, Ф.А. Бауму, В.В. Ржевському, М.Ф. Друкованому, Л.І. Барону, Є.І. Єфремову і багатьом іншим. В цілому історія розвитку підривних робіт свідчить про їх велику важливість для підвищення ефективності гірничодобувної промисловості світу.

Розвиток вибухової справи в гірництві пройшов шлях від чорного пороху до високотехнологічних неелектричних систем ініціювання зарядів ВР і чисельного моделювання руйнування гірських порід під дією вибуху. Кожне з ключових відкриттів – нітрогліцерин, динаміт, бездимні порохи, ANFO, ЕВР – розширювало можливості підривних робіт, підвищуючи ефективність, безпеку та екологічність процесу вибухового руйнування гірських порід.

## 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 та ядерні. У процесі фізичних вибухів здійснюється тільки фізичне перетворення із одного стану в інший (вибух парових котлів, балонів із стисненим газом чи з газоутворювальними речовинами тощо). Хімічні вибухи характеризуються хімічним перетворенням складу речовини з виділенням великої кількості тепла та газів. У процесі ядерних вибухів виникає ланцюгова реакція ділення ядер із створенням нових елементів.

У гірничодобувній промисловості практично всюди використовуються хімічні вибухи, котрі можна характеризувати як надзвичайно швидке хімічне перетворення речовини, що супроводжується виділенням великої кількості тепла та газів, які виконують роботу завдяки різкому підвищенню тиску у місці їх утворювання. Під час вибуху в оточуючому середовищі виникають ударна та 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 та детонація. Під час *вибухового горіння* 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 відносно повільний. У процесі *детонації* збудження хімічної реакції в шарі ВР здійснюється завдяки ударній хвилі, що розповсюджується зі швидкістю 2000–9000 м/с.

До складу ВР здебільшого входять кілька компонентів, що забезпечують необхідний процес протікання реакції вибуху, основними з яких є:

● *окиснювачі* – речовини, що містять надлишковий кисень, котрий витрачається під час вибуху на окислення горючих елементів. У ролі 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 тощо. Вони сприяють підвищенню енергії вибуху;

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

● *стабілізатори* – додатки для підвищення фізичної і хімічної стійкості ВР (крейда, сода, деревне борошно тощо);

● *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 тощо.

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

## 1.3. Класифікація вибухових речовин

Розрізняють три основні групи ВР, що знайшли практичне застосування:

● метальні ВР – це різні види порохів;

● бризантні ВР – речовини, що вибухають під впливом ініціюючих ВР і здатні дробити, руйнувати предмети, які стикаються з ними;

● ініціюючі (первинні) ВР – високочутливі до зовнішньої дії; вибух цих речовин детонує бризантні та метальні ВР.

*І група. Метальні ВР або порох*. До цієї групи належать речовини, що характеризуються швидким горінням і здатні розігнати до значної швидкості кулю або снаряд у каналі ствола вогнепальної зброї.

*ІІ група. Бризантні ВР*. Для речовин цієї групи переважним видом вибухового перетворення є детонація. Бризантні ВР, що застосовуються у промисловості, називають ***промисловими ВР***.

*ІІІ група. Ініціювальні (первинні) ВР*. Ініціювальні ВР характеризуються тим, що вони вибухають від простих видів зовнішнього впливу – спрямованого полум'я, наколювання, тертя, водночас здатні викликати вибух (детонацію) бризантних ВР. Характерною відмінністю ініціювальних ВР, що застосовуються для детонування бризантних ВР, є короткий період часу наростання швидкості детонації. Бризантні ВР іноді називають вторинними, на відміну від первинних,

ініціювальних ВР. Ця відмінність полягає у тому, що вторинні ВР в умовах їх застосування не завжди можуть бути гарантовано приведені у дію простим зовнішнім впливом (полуменевим променем, наколюванням, тертям тощо).

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 (сумішеві ВР).

*3. За галуззю використання:*

- ініціювальні (для виготовлення засобів підриву);
- другорядні ініціювальні (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) |
|---|---|---|---|
| 1 | 2 | 3 | 4 |
| Незапобіжні ВР | | | |
| I | - | Для підривних робіт тільки на земній поверхні | Білий |
| II | - | Для підривних 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 підривання лише породи у вибоях підземних виробок, у яких виділяються горючі гази та відсутній вибуховий вугільний пил | Синій |
| IV | - | Для підривних робіт: по вугіллю та (або) породі у вибоях підземних виробок, небезпечних за вибухом вугільного пилу за відсутності виділення горючих газів; по вугіллю та (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 підривання у вибоях підземних виробок вугільних шахт | Жовтий |

| 1 | 2 | 3 | 4 |
|---|---|---|---|
| V | - | Для підривання 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 підривання: 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, яка знаходиться або у тріщинах гірського масиву, що перетинають шпур, або у виробці; у вугільних і змішаних вибоях підняттєвих (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 вироби із запобіжних ВР V – VI класів для ведення спеціальних підривних робіт (водорозпилювання та розпилювання порошкоподібних інгібіторів, вибухове перебивання дерев'яних стійок у процесі посадки покрівля, дроблення негабаритів) у вибоях підземних виробок, у яких можливе утворення вибухонебезпечної концентрації горючого газу та вугільного пилу | Жовтий |
| Спе-ціа-льні (С) | - | Незапобіжні та запобіжні ВР і вироби з них, призначені для спеціальних підривних робіт, крім вибоїв підземних виробок, у яких є можливим утворення вибухонебезпечної концентрації горючого газу та вугільного пилу | |
| | 1 | Підривні роботи на земній поверхні: імпульсна обробка металів; ініціювання свердловинних і зосереджених зарядів; контурне підривання для укосу уступів; руйнування мерзлих ґрунтів; дроблення негабаритних кусків гірської маси; сейсморозвідувальні роботи у свердловинах; створення загороджувальних смуг під час локалізації лісових пожеж та інші спеціальні роботи | Білий |
| | 2 | Підривні роботи у вибоях підземних виробок, безпечних за газом і (або) вугільним пилом; підривання сульфідних руд; дроблення негабаритних кусків гірської маси; контурне підривання, інші спеціальні роботи | Червоний |
| | 3 | Прострільно-підривні роботи в розвідувальних, нафтових і газових свердловинах | Чорний |
| | 4 | Підривні 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);
- метальні (швидкість детонації менше 1000 м/с).

*6. За механічним станом:*

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

***Вибуховими матеріалами (ВМ)*** називають ВР, ЗІ, а також вироби та пристрої, які містять ВР.

Усі промислові ВМ за ступенем небезпеки (сумісності) у процесах поводження з ними (зберігання, перевезення, доставка до місць проведення робіт, використання тощо) поділяються за групами сумісності (табл. 1.2) і підкласами (табл. 1.3).

Таблиця 1.2

Класифікація ВМ за групами сумісності

| Група сумісності (небезпеки) | Назва речовини, виробу |
|---|---|
| A | Первинна ВР |
| B | Виріб, що містить первинну ВР і не має двох або більше ефективних запобіжних пристроїв. До цієї категорії також належать такі вироби, як капсуль-детонатори, ЕД, збірки детонаторів і капсулів, навіть якщо вони не містять первинну ВР |
| C | Метальна ВР або інша, здатна до дефлаграції ВР, або виріб, що містить таку ВР |
| D | Вторинна детонуюча ВР, димний порох або виріб, що містить вторинну детонуючу ВР, у будь-якому випадку без засобів ініціювання та без метального заряду, а також виріб, що містить первинну ВР і має два або більше ефективних запобіжних пристрої |
| E | Виріб, що містить вторинну детонуючу ВР, без засобів ініціювання, але з метальним зарядом (крім виробу, що містить легкозаймисту рідину, гель або самозаймисту рідину) |
| F | Виріб, що містить вторинну детонуючу ВР, з власними засобами ініціювання, з метальним зарядом (крім виробів, що містять легкозаймисту рідину, гель або самозаймисту рідину) або без метального заряду |
| G | Піротехнічна речовина або виріб, що містить піротехнічну речовину, а також виріб, який містить як ВР, так і освітлювальну, запалювальну, сльозогінну речовини або речовину, що утворює дим (крім виробу, що активується водою, або виробу, який містить білий фосфор, фосфіди, пірофорну речовину, легкозаймисті рідину або гель або самозаймисту рідину) |
| H | Виріб, що містить як ВР, так і білий фосфор |
| J | Виріб, що містить як ВР, так і легкозаймисті рідину або гель |
| K | Виріб, який містить як ВР, так і токсичний хімічний агент |
| L | ВР або виріб, що містить ВР, яка виявляє особливу небезпеку (наприклад, у зв’язку з активуванням водою або наявністю самозаймистих рідин, фосфідів або пірофорної речовини) та потребує ізоляції кожного виду |
| N | Виріб, що містить тільки надзвичайно нечутливі детонувальні речовини |
| S | ВР або виріб, що упаковані або сконструйовані так, що будь-які небезпечні наслідки випадкового спрацьовування не виходять за межі їхнього пакування, а у випадку пошкодження пакування під час пожежі будь-які ефекти вибуху або розкидання обмежені настільки, що майже не перешкоджають вживанню протипожежних або інших аварійних заходів у безпосередній близькості до пакування |

Таблиця 1.3

Класифікація ВМ за підкласами

| | |
|---|---|
| Підклас 1.1 | Речовини і вироби, які характеризуються небезпекою вибуху масою (вибух масою – це такий вибух, який практично миттєво поширюється на весь вантаж). |
| Підклас 1.2 | Речовини та вироби, що характеризуються небезпекою розкидання та суттєвого пошкодження навколишніх предметів, але не створюють небезпеки вибуху масою. Вибух окремого пакування (виробу, частини пакування) може призвести до істотного пошкодження навколишніх предметів, ініціювати вибух інших пакувань. |
| Підклас 1.3 | Речовини та вироби, що характеризуються небезпекою загоряння й виділення значної кількості тепла під час горіння, а також незначною небезпекою вибуху або розкидання або тим та іншим, але не характеризуються небезпекою вибуху масою. Речовини і вироби цього підкласу можуть виділяти значну кількість променистого тепла або, загоряючись одне за одним, характеризуватися незначним вибуховим ефектом або розкиданням, або тим та іншим |
| Підклас 1.4 | Речовини і вироби, що становлять незначну небезпеку в разі їх займання або ініціювання під час транспортування. Результати дії таких речовин і виробів виявляються в основному всередині пакування (викиду осколків значних розмірів або на значну відстань не відбувається). Зовнішня пожежа не має бути причиною миттєвого вибуху майже всього вмісту пакування |
| Підклас 1.5 | Речовини, що характеризуються небезпекою вибуху масою, але мають настільки низьку чутливість, що за звичайних умов транспортування існує дуже мала імовірність їхнього ініціювання або переходу від горіння до детонації. Ймовірність переходу від горіння до детонації зростає під час транспортування таких речовин у великих кількостях, наприклад під час перевезення на морському судні |
| Підклас 1.6 | Вироби, що містять тільки малочутливі до детонації речовини, нездатні до вибуху масою, та характеризуються незначною ймовірністю випадкового ініціювання або поширення вибуху. Небезпека, характерна для виробів підкласу 1.6, обмежується вибухом одного виробу |

На аміачну селітру (інші селітри), що використовуються для виготовлення ВР і зберігаються на складах ВМ разом з ВР, поширюються вимоги до зберігання та обліку як до ВР групи D.

Емульсія та матриця окислювача на основі аміачної селітри, що використовуються для виготовлення ВР, повинні зберігатися в ємностях-накопичувачах, бункерах транспортних або змішувально-заряджальних машинах відповідно до вимог ТУ підприємства-виробника.

ВМ різних груп сумісності потрібно зберігати та перевозити окремо одні від одних.

Дозволяється спільне зберігання таких ВМ:

- димних (група сумісності D) і бездимних (група сумісності С) порохів відповідно до вимог для найчутливішого з них;
- вогнепровідний шнур, засобів для його запалювання та порохів (димних і бездимних), сигнальних і порохових патронів та ракет (група сумісності D) з ВМ груп сумісності В, С і D;
- детонувальний шнур (група сумісності D) з КД, ЕД, електронними детонаторами, комплектами хвилеводів НСІ і поверхневих з'єднувачів НСІ та піротехнічними реле (група сумісності В).

Дозволяється перевозити автомобільним транспортом одночасно ВМ груп B, C, D, E, F, G, N і S у разі доставки ВМ зі складу на склад того самого суб'єкта господарювання, або безпосередньо до місць проведення робіт за дозволом керівника суб'єкта господарювання, що здійснює підривні роботи, за умови додержання вимог Правил дорожнього перевезення небезпечних вантажів, і таких вимог:

- завантаження транспортного засобу не більше двох третин його вантажопідйомності;
- розміщення ЗІ в передній частині транспортного засобу в спеціальних щільно закритих ящиках з внутрішніми м'якими прокладками з усіх боків;
- розділення упаковок з ВР та ящиків з ЗІ способами, що виключають передачу детонації від ЗІ;
- розміщення порохів групи С і перфораторних зарядів у заводській упаковці або у спеціальних ящиках і не ближче ніж 0,5 м від інших ВМ;
- закріплення ящиків та іншої тари з ВМ, що виключає удари та тертя їх між собою.

ВМ однієї групи сумісності, але різних підкласів дозволяється перевозити сукупно за умови застосування до них заходів безпеки, як до ВМ підкласу 1.1, відповідно до табл. 1.3.

ВМ груп сумісності C, D і E дозволяється транспортувати сукупно в разі виконання вимог, установлених для підкласу з меншим номером, віднесеного до групи сумісності E (якщо перевозять ВМ цієї групи) або C (за відсутності ВМ групи E). ВМ групи сумісності N забороняється перевозити з ВМ інших груп сумісності, окрім S. Якщо ВМ групи сумісності N перевозять з ВМ груп сумісності C, D і E, то їх потрібно розглядати як такі, що мають групу сумісності D.

Усі промислові ВР розподіляються на класи та групи відповідно до класифікації ВР за умовами застосування, наведеної у табл. 1.2.

ВМ потрібно упаковувати та маркувати на заводах-постачальниках або в організаціях, що їх виготовляють, відповідно до вимог чинних державних стандартів.

Пакетування повинно бути надійним, а маркування - чітким і розбірливим. Ящики, мішки, пакети з ВР потрібно пломбувати (прошивати, проклеювати) встановленими способами та наносити на них різні за кольором позначки, що відповідають кольору розпізнавальної смуги або оболонок патронів (упаковок), відповідно до класифікації ВР за умовами застосування згідно з табл. 1.2.

До упаковок ВМ заводом-постачальником або організацією, що їх виготовляє, необхідно вкладати інструкції (керівництва) із застосування ВМ. Дозволяється надання інструкцій із застосування ВР разом із супровідною документацією замість укладання їх в упаковку.

ЗІ повинні забезпечувати надійну та повну (без відмов) детонацію або швидкісне горіння зарядів ВР, призначених для застосування з ними в усіх визначених умовах використання.

## Питання для самоконтролю

*1. Хто відкрив найбільш поширені у наш час ВР – амоніти?*
*2. Як класифікують вибухи?*
*3. Що таке хімічний вибух?*
*4. Чим відрізняється вибухове горіння від детонації?*
*5. Які основні компоненти входять до складу ВР?*
*6. На які три основні групи поділяють 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?*
*11. Що називають ВМ?*
*12. Як класифікують ВМ за групами сумісності?*

# 2. ТЕРМОДИНАМІКА ВИБУХУ

*Викладено основні положення про кисневий баланс і реакцію вибухового перетворення, елементи теорії процесу детонації та фактори впливу на швидкість детонації вибухових речовин. Розглянуто роботу, теплоту, температуру та об'єм газів вибуху.*

*Мета – сформувати знання про кисневий баланс вибухових речовин, теорію процесу детонації та термодинаміку вибуху*

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- визначати кисневий баланс і умовну хімічну формулу вибухових речовин;
- пояснювати елементи теорії процесу детонації;
- характеризувати фактори впливу на швидкість детонації;
- оцінювати вибух за термодинамічними критеріями.

## 2.1. Кисневий баланс вибухових речовин

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 ролі горючих домішок до складу ВР у невеликій кількості вводяться метали у вигляді тонкодисперсних порошків (частіше за все алюмінієва пудра). У ролі носія кисню у сучасних промислових ВР уводиться аміачна селітра. Інколи до складу ВР уводяться інші види селітр (натрієва, калієва), а також хлорат чи перхлорат калію і натрію. У всіх випадках киснеутримуюча речовина повинна мати значний надлишок кисню, що легко віддається іншому компоненту ВР – речовині, яка багата горючими елементами.

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

$$C + O_2 = CO_2 + 396 \text{ кДж/моль};$$
$$H_2 + 0{,}5O_2 = H_2O + 241 \text{ кДж/моль};$$
$$2Al + 1{,}5O_2 = Al_2O_3 + 1671 \text{ кДж/моль}.$$

***Кисневим балансом ВР*** зветься відношення надлишку чи нестачі кисню у ВР 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 $C_aH_bN_cO_d$, то його кисневий баланс

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

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 відсоткового вмісту компонентів суміші і за її умовною хімічною формулою 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 $C_aH_bN_cO_dAl_e$, то його кисневий баланс

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

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

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

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

Залежно від надлишку чи нестачі кисню розрізнюють 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 міститься 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 та кисневий баланс деяких ВР, їх компонентів і 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 | $NH_4NO_3$ | 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 | - |

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|
| Вода (пароподібна) | $H_2O$ | 18 | - | 242 |
| Вуглекислий газ | $CO_2$ | 44 | - | 395 |
| Гексоген | $C_3H_6N_6O_6$ | 222 | – 21,6 | - |
| Гримуча ртуть | $HgC_2O_2N_2$ | 284 | – 11,3 | - |
| Динітронафталін | $C_{10}H_6N_2O_4$ | 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 | $C_6H_{10}O_5$ | 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 | $C_2H_4N_2O_6$ | 152 | 0 | - |
| Нітрогліцерин | $C_3H_5N_3O_9$ | 22 | + 3,5 | - |
| 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 | $C_4H_8N_8O_8$ | 296 | – 21,6 | - |
| Парафін (твердий) | $C_{24}H_{50}$ | 338,3 | –346 | - |
| Папір (оболонка патронів) | - | - | – 130 | - |
| Пікринова кислота | $C_6H_3N_3O_7$ | 229 | – 45,4 | - |
| Тетранітрометан | $CN_4O_8$ | 196 | + 49 | - |
| Тетрил | $C_7H_5N_5O_8$ | 287 | – 47,4 | - |
| Тротил | $C_7H_5N_3O_6$ | 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, залежно від величини позитивного чи негативного кисневого балансу під час вибуху ВР, утворюється значна кількість тих чи інших отруйних газів. За умови нестачі кисню утворюється струминний окис вуглецю, а хімічна реакція йде з меншим виділенням енергії

$$C + 0{,}5O_2 = CO + 109 \text{ кДж/моль.}$$

За умови надлишку кисню утворюється струминний окис азоту, а хімічна реакція йде з поглинанням енергії

$$0{,}5N_2 + 0{,}5O_2 = 2NO - 91 \text{ кДж/моль.}$$

Відповідно до «Правил безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення» для шахт, небезпечних з газу і пилу, допускаються ВР, які виділяють під час вибуху 1 кг не більше 40 л шкідливих газів у перерахунку на умовний окис вуглецю. У разі 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. Відповідно до вимог 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 підривних 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 | $K_б$, % |
|---|---|---|
| Аміачна селітра | $2NH_4NO_3 = 4H_2O + 2N + O_2$ | + 20 |
| Тротил | $2C_7H_5(NO_2)_3 = 5H_2O + 7CO + 7C + 3N_2$ | – 74 |
| ТЕН | $C_5H_8N_4O_{12} = 4H_2O + 3CO_2 + 2CO + 2N_2$ | – 10,1 |
| Тетрил | $2C_7H_5N_5O_8 = 5H_2O + 11CO + 3C + 5N_2$ | – 47,4 |
| Нітрогліцерин | $4C_3H_5(NO_3)_3 = 10H_2O + 12CO_2 + 6N_2 + O_2$ | + 3,5 |
| Динітрогліколь | $C_2H_4(NO_3)_2 = 2H_2O + 2CO_2 + N_2$ | 0 |
| Гексоген | $C_3H_6N_6O_6 = 3H_2O + 3CO + 3N_2$ | – 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 згоряння, але достатньою для повного газоутворення;
3. ВР з кількістю кисню, недостатньою для повного газоутворення.

Умовна елементна формула ВР записується у вигляді $C_aH_bN_cO_dAl_e$. 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

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

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). Отже, 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

$$x_1 C_{a1} H_{b1} N_{c1} O_{d1} Al_{e1} + x_2 C_{a2} H_{b2} N_{c2} O_{d2} Al_{e2} + \ldots =$$
$$= C_{(x1a1+x2a2+\ldots)} H_{(x1b1+x2b2+\ldots)} N_{(x1c1+x2c2+\ldots)} O_{(x1d1+x2d2+\ldots)} Al_{(x1e1+x2e2+\ldots)}, \qquad (2.7)$$

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 $x_1$, $x_2$, ... 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. Так можна розрахувати декілька складів ВР і 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

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

Наприклад, для двокомпонентної ВР, яка складається з аміачної селітри ($NH_4NO_3$) і тротилу ($C_7H_5N_3O_6$), для повного окиснення одного молю тротилу киснем аміачної селітри необхідно 10,5 її молей. Дійсно, у цьому випадку 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 відсотковому 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

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

де $m_i$ – маса *i*-тої речовини у складі ВР, визначають виходячи з відсоткового вмісту *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

$$a = a_1n_1 + a_2n_2 + ... + a_in_i;$$

– атомів водню

$$b = b_1n_1 + b_2n_2 + ... + b_in_i;$$

– атомів азоту

$$c = c_1n_1 + c_2n_2 + ... + c_in_i;$$

– атомів кисню

$$d = d_1n_1 + d_2n_2 + ... + d_in_i;$$

– атомів алюмінію

$$e = e_1n_1 + e_2n_2 + ... + e_in_i;$$

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 аміачної селітри

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

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

$$C_aH_bN_cO_dAl_e \Rightarrow \frac{b}{2}H_2O + aCO_2 + \frac{e}{2}Al_2O_3 + \frac{c}{2}N_2 + \frac{1}{2}\left(d - \frac{b}{2} - 2a - \frac{3}{2}e\right)O_2.$$

Так, наприклад, для ВР Амоніт № 6 ЖВ або Грамоніт 79/21

$$C_{6,48}H_{44,13}N_{21,6}O_{35,18} = 22{,}07H_2O + 6{,}48CO_2 + 10{,}8N_2 + 0{,}08O_2$$

Реакція вибухового розкладання ВР з негативним кисневим балансом за методом Камлета-Якобса (Kamlet-Jacobs) має вигляд

$$C_aH_bN_cO_d \Rightarrow \frac{b}{2}H_2O + \left(\frac{d}{2} - \frac{b}{4}\right)CO_2 + \frac{c}{2}N_2 + \left(a - \frac{d}{2} + \frac{b}{4}\right)C;$$

або

$$C_aH_bN_cO_dAl_e \Rightarrow \frac{b}{2}H_2O + \left(\frac{d}{2} - \frac{b}{4} - \frac{3e}{4}\right)CO_2 + \frac{e}{2}Al_2O_3 + \frac{c}{2}N_2 + \left(a - \frac{d}{2} + \frac{b}{4} + \frac{3e}{4}\right)C.$$

## 2.3. Елементи теорії процесу детонації

Характерною ознакою вибуху є утворення ударної хвилі в середовищі, що примикає до місця вибуху (термін «ударна хвиля» вперше введений Б.О. Ріманом). Причиною виникнення ударної хвилі є швидке розширення з надзвуковою швидкістю в даному середовищі газів або пари, що містилися до вибуху або виникли в системі в момент вибуху. Висока швидкість виділення енергії, як наслідок високих швидкостей зміни стану речовини, і вельми високий тиск (від десятків до сотень тисяч атмосфер) стиснених газів зумовлює особливий швидкоплинний руйнівний характер механічної дії вибуху. Стиснуті гази вибуху (продукти детонації) швидко розширюються, викликають у будь-якому середовищі (газовому, рідкому, твердому), оточуючому заряд ВР, стрибок тиску або хвилю збурень, яку називають ***ударною хвилею***.

***Детонація*** – це самопоширюване хімічне перетворення, що зумовлене проходженням ударної хвилі по ВР і протікає для даної ВР за певного його стану і за певних умов з постійною надзвуковою швидкістю в декілька тисяч метрів за секунду. Основи гідродинамічної теорії, що описує процес детонації, були вперше розроблені 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 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. Завдяки енергії цієї реакції підтримується сталість параметрів хвилі і стаціонарний характер детонаційного процесу в цілому. Отже, 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 утворюється зона стисненого газу, що розташована між лініями $CD$ і $AB$. Фронт стисненого газу (лінія $AB$) рухається зі швидкістю $u$, що 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 $p_0$, $\rho_0$, $T_0$, а у стисненому стані (зона між лініями $AB$ і $CD$) газ характеризується параметрами $p_1$, $\rho_1$, $T_1$ (рис. 2.1).

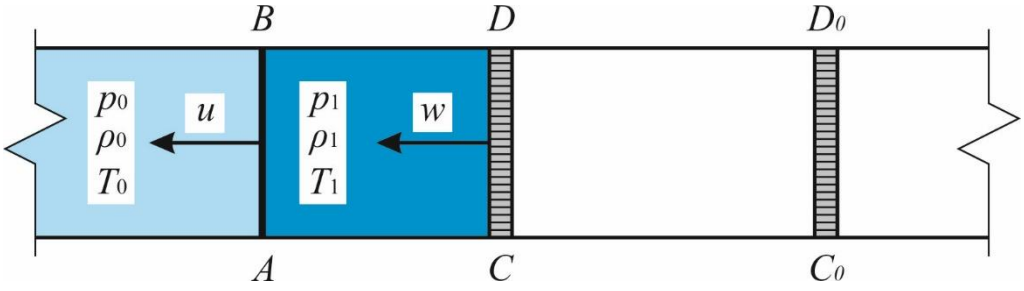



Рис. 2.1. Схема до розрахунку основних параметрів ударної хвилі

Припустимо, що труба має площу поперечного перерізу $S$, 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 $\rho_0 utS$. Оскільки маса речовини у процесі стиснення не змінилася, то закон збереження маси для даного випадку може бути записаний у вигляді

$$\rho_0 utS = \rho_1(u - w)\cdot tS; \qquad \rho_0 u = \rho_1(u - w). \tag{2.10}$$

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

$$p_1 - p_0 = \rho_0 uw. \tag{2.11}$$

Із цього рівняння випливає, що за умови $p_1 > p_0$ (тобто у процесі стиснення 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

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

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

Якщо замість щільності газів $\rho_0$ і $\rho_1$ 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

$$u^2 = V_0^2\,\frac{p_1 - p_0}{V_0 - V_1}; \tag{2.14}$$

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

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). Водночас 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 $F = p_1S$, яке прикладена з боку поршня до газу, на шляху $C_0C = wt$ (рис. 2.1). Отже закон збереження енергії записується у вигляді

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

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

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

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

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

Підставляючи рівняння (2.17) у (2.16), отримуємо рівняння, яке описує залежність тиску $p_1$ від зміни питомого об'єму $V_1$ за заданих параметрів 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 $A$($p_1$, $V_1$). Водночас 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.

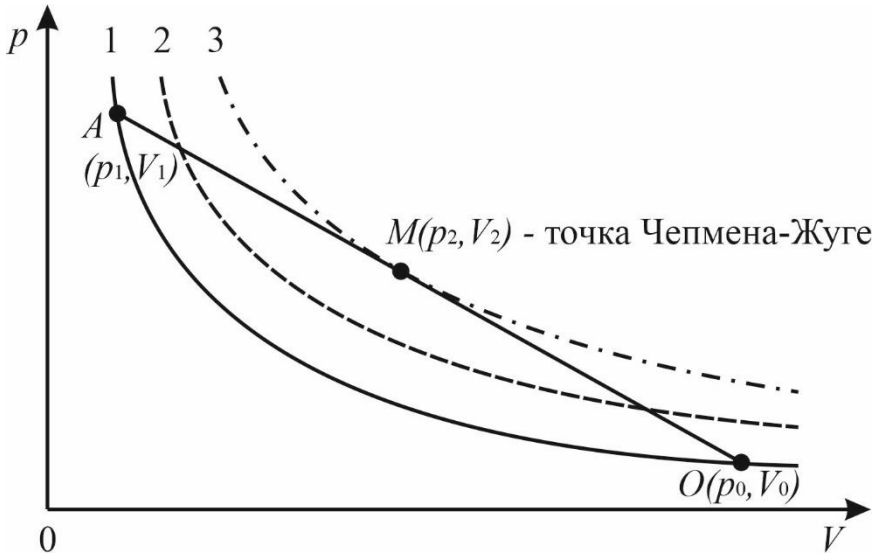



Рис. 2.2. Ударні адіабати Гюгоніо

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.

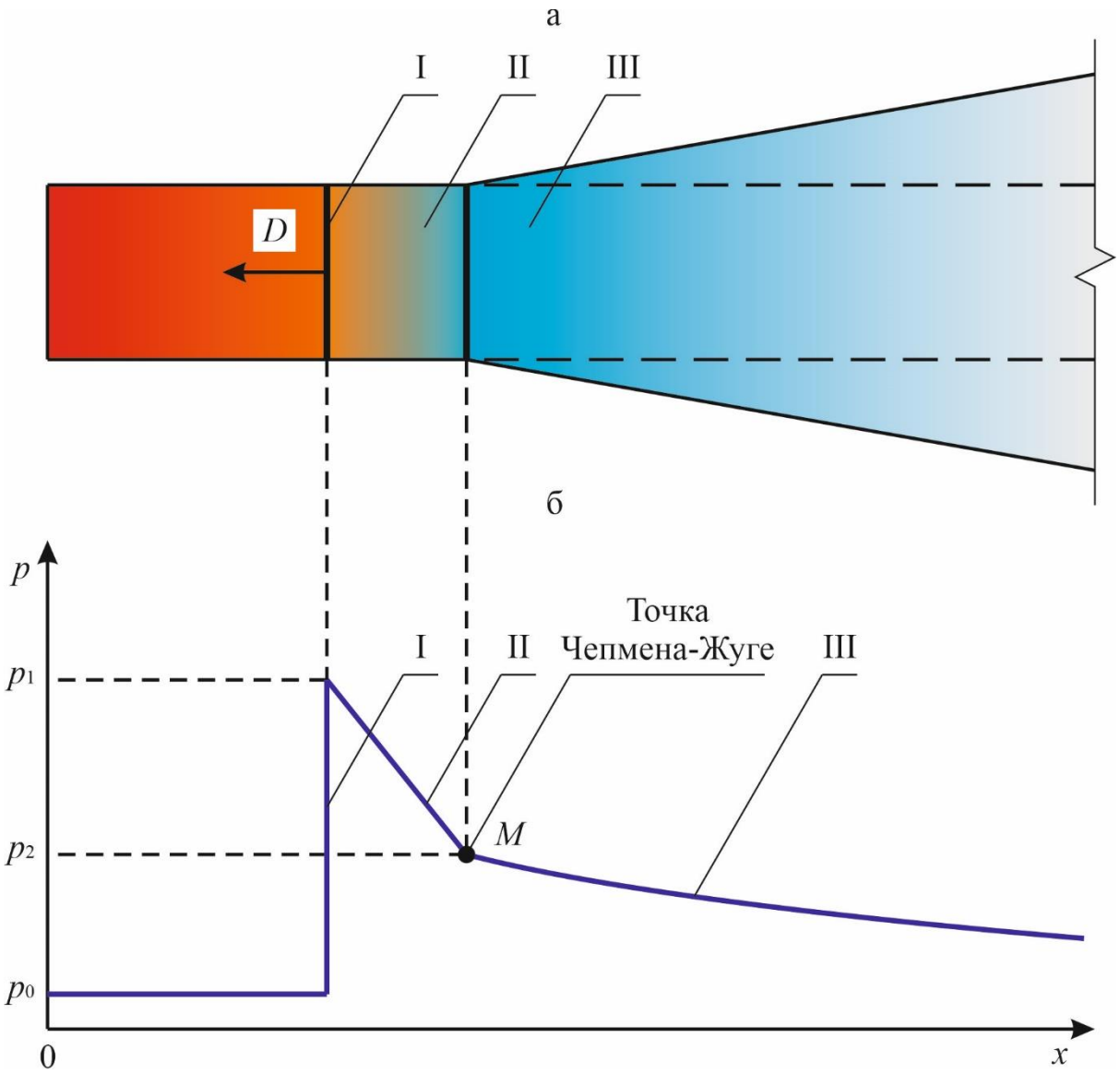



Рис. 2.3. Схема до розрахунку основних параметрів детонаційної хвилі

На ньому тиск $p$ (рис. 2.3, б) зростає стрибком, досягаючи кількох тисяч МПа і більше, завдяки чому ВР сильно розігрівається, 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

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

$$w^2 = (p_1 - p_0)(V_0 - V_1), \tag{2.19}$$

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, що ураховує виділення енергії у результаті хімічної реакції вибухового розкладання у зоні II

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

де $Q_V$ – питома теплота вибуху, тобто кількість тепла, що виділяється у процесі вибухового розкладання одиниці маси ВР.

Встановлено, що після проходження фронту детонації у стисненій речовині починається хімічна реакція вибухового перетворення зі створенням сильно нагрітих і стиснених газів. У процесі виділення 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 переріз 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

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

Доведено, що за умови стаціонарної 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 Чепмена-Жуге. У ній досягається найбільший тепловий ефект вибуху, а адіабата Гюгоніо практично співпадає з адіабатою Пуассона (ізентропою).

У точці Чепмена-Жуге виконується співвідношення

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

де $w_2$ – швидкість руху часток речовини у точці $M$; $c_2$ – швидкість звуку в продуктах реакції у точці $M$.

Отже, швидкість детонації суттєво перевищує швидкість звуку у початковій холодній речовині. Це цілком природно, тому що стрибок параметрів стану не міг би сформуватися за умови дозвукового розповсюдження збурювання. З цієї причини звичайні ударні хвилі у речовині також можуть розповсюджуватися тільки із надзвуковими швидкостями.

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

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

а швидкість руху продуктів вибуху

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

У цілому процес детонації характеризується так. Ударна хвиля стискує дуже вузький шар ВР від початкового стану ($p_0$, $V_0$) до стану ($p_1$, $V_1$) відповідно 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 та речовина переходить у стан, який характеризується точкою Чепмена-Жуге, у якій $p_2 \approx p_1/2$ і $w_2 \approx w_1/2$. Після точки Чепмена-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 і 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 пороху (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 за умови значного вміщення цих домішок.

У вибуховому хімічному з'єднанні кожна молекула містить горючі елементи та кисень для їх окиснення. У процесі розпаду 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 за умови інших незмінних параметрів установлено, що швидкість детонації практично не залежить від діаметра заряду, коли він більше певної величини $d_{пр}$, яка зветься граничною (рис. 2.4). Коли діаметр заряду менше граничного ($d < d_{пр}$), швидкість детонації зменшується та за умови певного діаметра $d_{кр}$, 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. Харитоном і Ф.А. Баумом, які встановили, що критичний діаметр

приблизно дорівнює ширині зони хімічної реакції детонаційної хвилі (зона II на рис. 2.3).

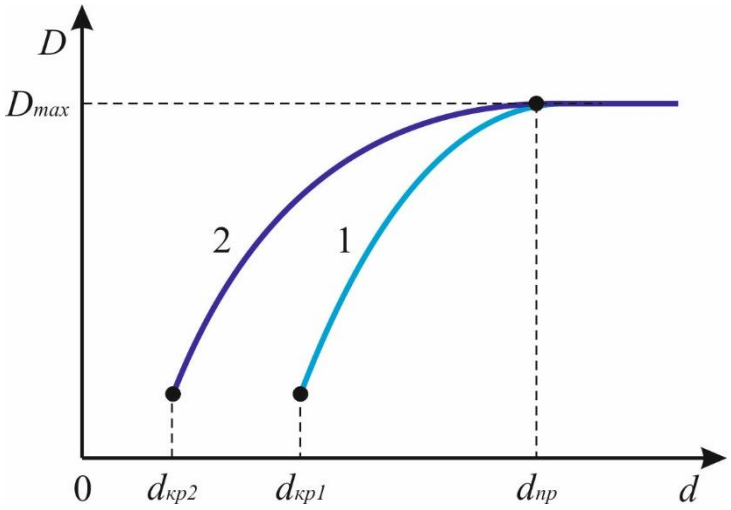



Рис. 2.4. Залежність швидкості детонації заряду ВР від діаметра: 1 – відкритий заряд; 2 – заряд у оболонці

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 кожної ВР існує максимальна швидкість детонації, що досягається тоді, коли діаметр заряду $d_{пр}$ у декілька разів більший за $d_{кр}$.

Для порошкоподібних сумішних ВР максимальна швидкість детонації досягається тоді, коли діаметр заряду $d_{пр} = (7...10)d_{кр}$. За умови діаметра 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 заряджання 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.

Значення щільності ВР $\rho_{кр}$, за якої швидкість детонації досягає максимальної, зветься критичною. Для сумішних ВР у разі зростання щільності швидкість детонації спочатку зростає до максимуму (за умови $\rho = \rho_{кр}$). Водночас подальше зростання щільності ($\rho > \rho_{кр}$) призводить до падіння швидкості детонації, аж до повного її припинення. Зі зростанням діаметра заряду, чи з розміщенням його у масивній оболонці $\rho_{кр}$, швидкість детонації підвищується.

Наприклад, у сумішних ВР типу амонітів критична щільність складає 1300–1500 кг/м$^3$ для зарядів діаметром 32–45 мм. У разі введення до складу амонітів високочутливих ВР типу гексогену критична щільність підвищується до 1500–1600 кг/м$^3$. 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 та пластичні ВР – 1250–1400 кг/м$^3$, порошкоподібні – 1000–1200 кг/м$^3$.

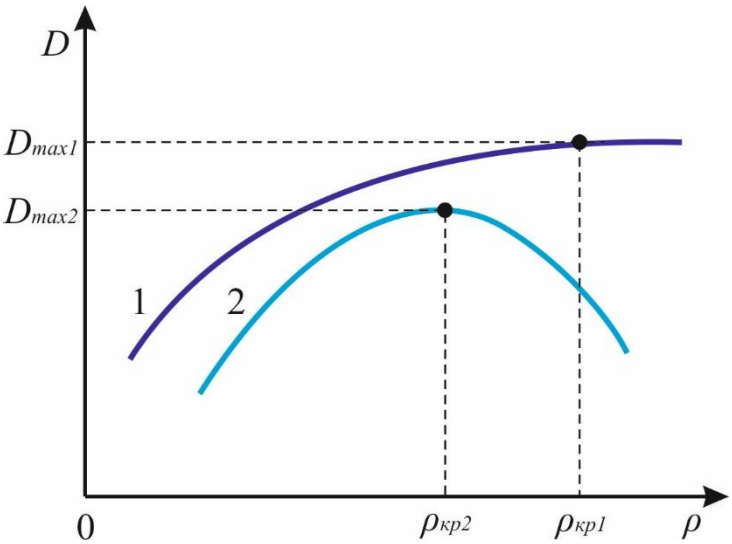



Рис. 2.5. Залежність швидкості детонації від щільності ВР: 1 – ВР типу хімічних з'єднань; 2 – ВР типу механічних сумішей

*Вплив оболонки заряду ВР.* На величину швидкості детонації заряду ВР впливає наявність оболонки, котра стримує розліт продуктів вибуху і тому знижає темпи падіння тиску за фронтом детонаційної хвилі. Оболонка чинить вплив тільки тоді, коли діаметр заряду менше граничного (рис. 2.4). У випадку, коли $d \geq d_{np}$ швидкість детонації не залежить від наявності оболонки та її міцності. У діапазоні $d < d_{np}$ чим міцніша оболонка, тим більша швидкість детонації заряду, за умови постійного його діаметра, 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. У разі нагрівання гримучої ртуті до + 160ºС та азиду свинцю до + 330ºС вони детонують зі швидкістю 5300–5400 м/с. Завдяки цій здатності вказані ВР застосовуються у ролі 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, звуть детонатором.

Вплив потужності початкового (ініціювального) імпульсу має місце лише поблизу місця збудження детонації. Тут, залежно від величини імпульсу, швидкість детонації може бути вища чи нижча за характерну для даної ВР, яка визначається параметрами у точці Чепмена-Жуге (рис. 2.2 та рис. 2.3). У процесі розповсюдження ударної хвилі (коли заряд досить подовжений) 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 та теплоту вибуху, тобто більш високу ініціювальну здатність у порівнянні із первинними ініціювальними ВР. У ролі вторинних ініціювальних ВР найбільш поширене використовуються ТЕН, гексоген та тетрил.

## 2.5. Робота вибуху

Для оцінки роботи вибуху професор А.Ф. Бєляєв запропонував розглядати адіабатичний процес вибуху, котрий припускає швидке розширення газів вибуху без теплообміну з навколишнім середовищем. За такого підходу повна робота вибуху визначається за формулою

$$A = nC_V\left(T_1 - T_2\right), \tag{2.25}$$

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 за умови постійного об’єму.

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

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

де $k = C_P/C_V$ – показник адіабати продуктів вибуху; $C_P$ – теплоємність газів вибуху за умови постійного тиску.

Величина $C_P$ може бути виражена формулою

$$C_P = C_V + R, \tag{2.27}$$

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

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

де $Q_V$ – повна теплота вибуху за умови постійного об’єму.

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

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

Із формули (2.29) бачимо, що навіть за умови ідеалізованої течії процесу розширення газів вибуху маються певні витрати енергії.

Розглядаючи цей процес треба зробити одне важливе зауваження щодо використовуваних позначень тиску і об'єму газів вибуху. Це зовсім не ті величини, що позначалися у процесі розгляду 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 Чепмена-Жуге); $V_2$ і $p_2$ – кінцеві об'єм і тиск газоподібних продуктів вибуху після розширення до тиску навколишнього середовища. Наприклад, у разі вибуху у повітрі тиск $p_2$ дорівнює атмосферному тиску $p_2 = p_a \approx 10^5$ Па, а у разі вибуху під водою на глибині $h$

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

де $\rho_B$ – щільність води; $g$ – прискорення вільного падіння.

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

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

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

Аналізуючи дані таблиці 2.3 бачимо, що для більшості ВР коефіцієнт корисної дії (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

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

Якщо співвідношення (2.31) справедливе, то працездатність однієї ВР відносно іншої можна оцінювати безпосередньо за теплотою вибуху цих ВР, які є у відповідних довідниках. Так 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 підривних робіт у разі використання різних типів ВР.

Таблиця 2.3

Енергетичні характеристики деяких ВР у разі розширення газів вибуху до атмосферного тиску

| ВР | $Q'_V$, кДж/кг | $k$ | $\eta$, % | $A'$, 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 |

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, утворення повітряної ударної хвилі, нагрів навколишнього середовища тощо.

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

## 2.6. Теплота вибуху

***Теплотою вибуху*** іменується кількість теплової енергії, що виділяється у процесі вибухового розкладу одного моля ВР. Теплота вибуху є одною з основних характеристик ВР у процесі руйнування гірських порід. При аналізі процесу вибухового перетворення у термодинаміці розрізняють теплоту вибуху за умов постійних тиску $Q_P$ та об'єму $Q_V$. Різниця між цими величинами невелика та в ході виконання практичних розрахунків параметрів вибухових робіт нею можна нехтувати. У довідковій літературі звичайно наводяться величини питомої теплоти вибуху, тобто теплоти вибуху одиниці маси ВР (як правило, 1 кг).

Теплота вибуху за умови постійного тиску $Q_P$ теоретично визначається на основі закону Геса, відповідно якому кількість теплоти, яка виділяється під час вибуху, дорівнює підсумковій теплоті утворення продуктів вибуху за відрахуванням теплоти утворення самої ВР

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

де $q_i$ – теплота утворення одного моля *i*-го продукту вибуху; $n_i$ – кількість молей *i*-го продукту вибуху; $Q_{BP}$ – теплота утворення одного моля ВР.

Питома теплота вибуху визначається за формулою

$$Q_P^{'} = \frac{Q_P}{M}, \qquad (2.33)$$

де $M$ – маса одного моля ВР.

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

$$C_3H_5(NO_3)_3 = 2{,}5H_2O + 3CO_2 + 1{,}5N_2 + 0{,}25O_2.$$

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 відповідно до формули (2.33) дорівнює

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

Таблиця 2.4

Теплота відтворення деяких ВР і газів

| Речовина | Хімічна формула | *q*, кДж/моль | М, г |
|---|---|---|---|
| Аміачна селітра | $NH_4NO_3$ | + 369 | 80 |
| Калієва селітра | $KNO_3$ | + 503 | 101 |
| Натрієва селітра | $NaNO_3$ | + 465 | 85 |
| Борошно деревне | $C_{15}H_{22}O_{10}$ | + 2837 | 1010 |
| Тротил | $C_7H_5N_3O_6$ | + 54 | 227 |
| ТЕН | $C_5H_8N_4O_{12}$ | + 515 | 316 |
| Тетрил | $C_7H_5N_5O_8$ | – 38 | 287 |
| Нітрогліцерин | $C_3H_5N_3O_9$ | + 394 | 227 |
| Динітрогліколь | $C_2H_4(ONO_2)_2$ | + 235 | 152 |
| Гексоген | $C_3H_6N_6O_6$ | – 88 | 222 |
| Гримуча ртуть | $HgC_2O_2N_2$ | – 272 | 284 |
| Азид свинцю | $Pb(N_3)_2$ | – 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 |

Теплота вибуху за умови постійного об’єму (у момент вибуху, до розширення газів) визначається за формулою

$$Q_V = Q_P + RT\sum_1^j n_i, \qquad (2.34)$$

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

$$T = T_0 + \frac{Q_V}{(C_V)_{cp}}, \tag{2.35}$$

де $T_0$ – температура ВР перед вибухом; $(C_V)_{cp}$ – середня теплоємність газоподібних продуктів вибуху.

Під час вибуху ВР утворюється відразу декілька газів, тому середню теплоємність визначають за формулою

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

де $n_i$ – кількість молей *i*-го продукту вибуху; $(C_V)_i$ – теплоємність *i*-го продукту вибуху.

Теплоємність газу, за умови постійного об’єму, залежить від температури так

$$(C_V)_i = a_i + b_i (T - T_0), \tag{2.37}$$

де $a_i$ – мольна теплоємність *i*-го газу, коли $T = T_0$ (визначається експериментально); $b_i$ – прирощування мольної теплоємності *i*-го газу у разі підвищення температури на 1 К (визначається експериментально).

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

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

Таблиця 2.5

Значення коефіцієнтів у формулі (2.37)

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

## 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 $p_0$=1,01·10$^5$ Па), займає об’єм 22,4 л. Тоді підсумковий об’єм усіх газів вибуху заряду ВР за нормальних умов складає

$$V_1 = 22{,}4\sum_1^j n_i\,, \tag{2.39}$$

де $n_i$ – кількість молей *i*-го газу.

Питомий об’єм газів вибуху в нормальних умовах складає

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

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

$$V = V_0\frac{p_0T}{pT_0}\,. \tag{2.41}$$

У процесі визначення об’єму газів вибуху експериментальним шляхом діють так. У сталевій герметичній бомбі об’ємом $V_з$ 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 $T_з$ бомби і тиск $p_з$ усередині її, після чого об’єм газів $V_1$, приведений до нормальних умов, розраховують за формулою

$$V_1 = V_з\frac{p_зT_0}{p_0T_з}\,. \tag{2.42}$$

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 правилами безепеки 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 Чепмена-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 за умов постійних тиску та об'єму?*

*23. Що розуміється під температурою вибуху?*

*24. Які припущення допускаються у разі теоретичного визначення температури вибуху?*

*25. На основі якого фізичного закону визначається об'єм газів вибуху?*

*26. Як визначається експериментально об'єм газів вибуху?*

# 3. МЕТОДИ ОЦІНЮВАННЯ ПІДРИВНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН

*Викладено основні методи оцінювання підривних властивостей вибухових речовин. Розглянуто визначення швидкості детонації, працездатності та бризантності вибухових речовин.*

*Мета – сформувати знання про методи визначення швидкості детонації, працездатності та бризантності вибухових речовин*

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- характеризувати методи оцінювання підривних властивостей вибухових речовин;
- визначати швидкість детонації вибухових речовин;
- розраховувати працездатність вибухових речовин;
- встановлювати бризантність вибухових речовин.

## 3.1. Визначення швидкості детонації

***Детонація*** (від фр. détoner – «вибухати» та лат. detonare – «гриміти») – процес хімічного перетворення ВР, що супроводжується вивільненням енергії та поширюється у речовині у вигляді хвилі з постійною швидкістю, яка перевищує швидкість звуку в цій речовині. Наукові основи процесу детонації пояснюються гідродинамічною теорією детонації, що розглянута у розділі 2.3. Завдяки високій швидкості детонації, що в газовому середовищі сягає 100–3500 м/с, а у рідинах і твердих тілах – до 9000 м/с, розвивається тиск, який у рідинах і твердих тілах становить декілька десятків ГПа. ***Детонаційна хвиля*** (англ. detonation wave, нім. Detonationswelle) – хвиля стиснення (ударна хвиля), що проходить по заряду ВР та супроводжується зоною реакції вибухового перетворення, що виникає за фронтом хвилі. Детонація в конденсованих ВР буде виникати та поширюватися у тому разі, коли реакція в охопленому ударною хвилею шарі відбувається зі швидкістю, достатньою для того, щоб її енергія могла підтримувати поширення ударної хвилі. Інтенсивність ударної хвилі, що виникає під час детонації шару ВР, повинна бути достатньою, щоб викликати такий самий процес у сусідньому шарі. Швидкість поширення детонації не залежить від інтенсивності початкового імпульсу, якщо ця інтенсивність достатня для збудження стійкої реакції.

Детонація порошкоподібних ВР – це своєрідне вибухове горіння окремих частинок ВР. Ці частинки спалахують унаслідок стиснення газових включень (пухирців газу), що знаходяться між частинками ВР або струменями гарячих продуктів вибуху, що проникають у пори порошкоподібної речовини й охоплюють частинки ВР полум’ям. У разі займання цих частинок вони згорають під великим тиском з великою швидкістю, достатньою для підтримання

інтенсивної ударної хвилі. Нагрівання та займання можуть також здійснюватися під час тертя частинок одна об одну у процесі їх стиснення у фронті детонаційної хвилі.

На відміну від інших ВР під час детонації ЕВР хімічні реакції у фронті детонаційної хвилі відбуваються у декілька стадій, а сам механізм у даному випадку визначається наявністю вторинних реакцій, що проходять за фронтом хвилі детонації і залежать від газової дифузії та змішення окремих продуктів первинного розпаду. Завдяки чому процес детонації у ЕВР здійснюється у неідеальному режимі. Це пояснюється тим, що час і повнота завершення хімічних реакцій залежать від швидкості розкладання та згоряння окремих частинок ЕВР. А це у свою чергу залежить від рівномірності змішання частинок, їх розміру та наявності гарячих точок. Всі ці особливості перетворення у детонаційній хвилі визначають розміри зони хімічних реакцій і встановлюють пряму залежність швидкості детонації ЕВР від діаметра та щільності заряду, тобто густини ЕВР.

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 і полягає у наступному (рис. 3.1).

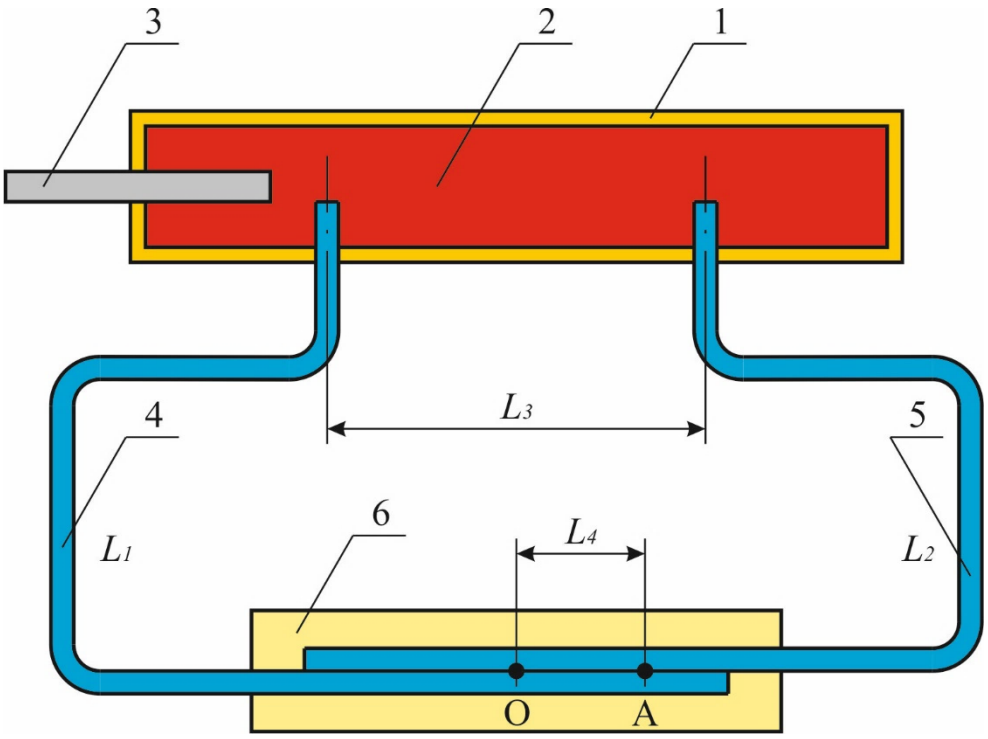



Рис. 3.1. Схема визначення швидкості детонації ВР: 1 – оболонка; 2 – заряд ВР; 3 – детонатор; 4 і 5 – відрізки ДШ; 6 – пластина

У циліндричний заряд ВР 2 діаметром 30 мм та довжиною 300 мм з 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

так, 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

$$L_1 = L_2 + L_3. \tag{3.1}$$

У процесі 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 $L_4$, що дорівнює відрізку ОА, та відомою швидкістю детонації ДШ ($D_{ДШ} \approx 7000$ м/с) розраховують швидкість детонації заряду ВР. Час проходження детонаційної хвилі по лівому та правому відрізках ДШ до точки А однакові, тобто

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

Тоді, враховуючи співвідношення (3.1), маємо

$$D = D_{ДШ} \frac{L_3}{L_3 + 2L_4}. \tag{3.3}$$

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. Залежно 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 ± 3–5 %.

Сьогодні для вимірювання швидкості детонації найбільшого розповсюдження набув реостатний метод фіксації швидкості детонації за зміною опору довжини дільниці заряду ВР. Принцип роботи комплексу MicroTrap (рис. 3.2, а) полягає у наступному. У результаті переміщення фронту детонаційної хвилі від патрона-бойовика за довжиною заряду ВР, провідник-датчик, що розміщено у заряді вибухівки, руйнується, водночас у міру зменшення довжини провідника-датчика, змінюється його електричний опір (рис. 3.2, б). Провідник-датчик, складається з зовнішнього обплетення та внутрішнього кабелю, які розділені між собою пластиковою оболонкою та мають постійний однаковий опір на будь-якій його ділянці. Під час вибуху замикання проводів відбувається завдяки реакції іонізації, що дозволяє електричному струму, який сформовано вбудованим акумулятором, протікати за контуром провідника та проводити вимірювання опору провідника.

У міру руйнування провідника у заряді ВР, реєстратор у режимі реального часу автоматично фіксує точки значення опору провідника зі встановленою частотою. Розрахункове значення опору провідника у процесі його руйнування детонаційним фронтом

$$R = l \cdot r / S, \text{ Ом}, \tag{3.4}$$

де $l$ – довжина провідника, м; $r$ – питомий опір провідника, Ом·м; $S$ – площа перерізу провідника, м$^2$.

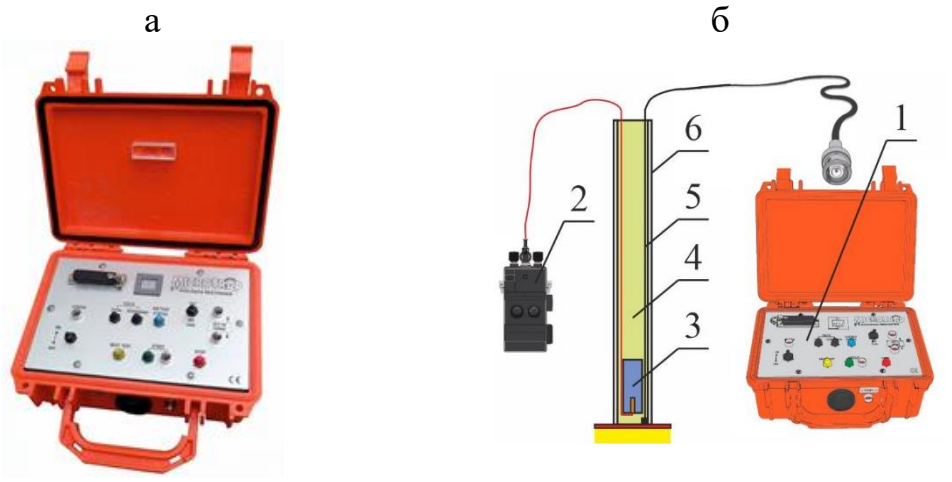



Рис. 3.2. Загальний вигляд вимірювального комплексу MicroTrap (а) та схема розміщення провідника-датчика у заряді для проведення експерименту (б): 1 – регістратор MicroTrap; 2 – підривна машинка; 3 – патрон-бойовик; 4 – заряд ВР; 5 – провідник-датчик; 6 – пластикова труба

Прилад записує експериментальні точки, що несуть у собі дані про те, як змінюється опір за колонкою заряду ВР, тобто, у певний момент часу та відомій довжині автоматично розраховується швидкість детонації. Після проведення випробувань обробку результатів здійснюють на комп'ютері, використовуючи спеціалізоване програмне забезпечення MicroTrap Software, що постачається разом з комплексом. Програмне забезпечення автоматично відображає зареєстровані дані на графіках залежності напруги від часу. Меню програми містить функції, що дозволяють застосовувати формули до даних залежності напруги, щоб отримати графіки залежності від часу у відповідних інженерних одиницях виміру.

### 3.2. Визначення працездатності

***Фугасність*** – здатність ВР під час вибуху розламувати та дробити об'єкт, на який направлено силу вибуху, наприклад, гірську породу на певній відстані від контакту заряду з об'єктом та відкидати роздроблену масу. Фугасну дію оцінюють за потенційною енергією або за працездатністю ВР.

***Працездатність ВР*** – це здатність ВР виконувати механічну роботу під час вибуху, результатом якої є руйнування та викидання навколишнього середовища. Працездатність ВР залежить від кількості тепла і газів, що виділяються у процесі вибуху, а також від швидкості детонації ВР.

Для експериментальної оцінки працездатності (фугасності) ВР на практиці використовують такі методи:

- балістичного маятника;
- балістичної мортири;
- воронки викиду ґрунту;
- свинцевої бомби (метод Трауцля І.).

*Метод балістичного маятника*. Основою маятника є вантаж, що підвішений на жорстких тягах до нерухомої опори (рис.3.3). У процесі впливу на маятник продуктів вибуху або ударної хвилі він отримує деякий імпульс сили та відхиляється на відповідний кут $\varphi$. У процесі підривання заряду ВР, що розміщено на торці маятнику, центр тяжіння маятника піднімається на висоту $h$. Отже, робота вибуху $A_в$ витрачається на підйом центру тяжіння маятника і може бути розрахована за формулою

$$A_в = m \cdot g \cdot l \cdot (1 - \cos\varphi)\text{, Дж,} \qquad (3.5)$$

де $m$ – маса маятнику, кг; $l$ – довжина підвісу маятника, м; $h$ – висота підйому центру тяжкості маятника, м; $g$ – прискорення вільного падіння, що дорівнює 9,81 м/с$^2$.

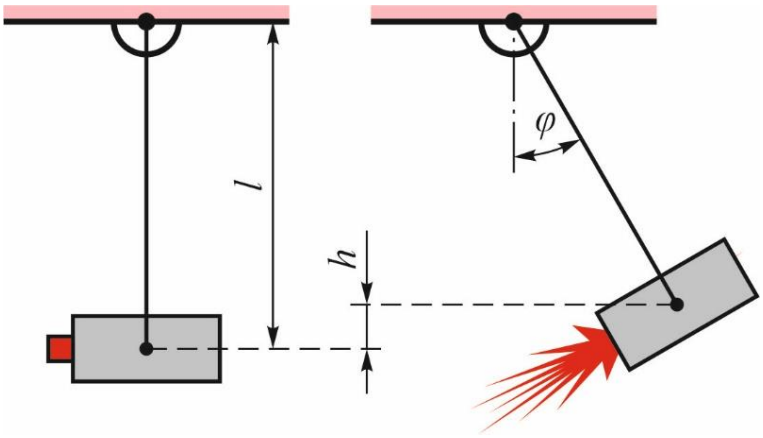



Рис. 3.3. Схема визначення працездатності ВР методом балістичного маятника

Перевага методу полягає у можливості проводити випробування великих зарядів масою більше 200 г. Однак недоліком є те, що маятник не дає можливості оцінити абсолютні та відносні значення роботи із-за складності умов, малого та невизначеного ступеня розширення продуктів вибуху, які можуть відрізняться від істинних.

*Метод балістичної мортири* (рис. 3.4). В отворі вільно підвищеної мортири – маятника 3 розміщують заряд ВР 2 і снаряд 1. У результаті 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.

Робота *Ав*, що витрачається на відхилення мортири на кут $\varphi$

$$A_в = M \cdot g \cdot l \cdot (1 - \cos\varphi)\left(1 + \frac{M}{m}\right)\text{, Дж,} \qquad (3.6)$$

де $M$ – маса мортири, кг; $h$ – висота підняття центру тяжіння мортири, м; $l$ – довжина підвісу мортири.

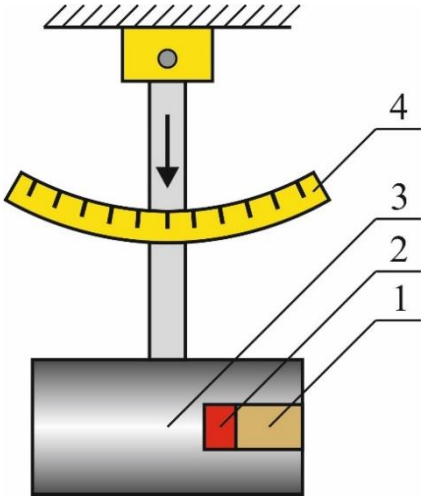



Рис. 3.4. Схема до визначення працездатності ВР на балістичній мортирі: 1 – снаряд; 2 – заряд ВР; 3 – мортира – маятник; 4 – лімб

Балістична мортира є точним інструментом, однак до її недоліків можна віднести такі: мала маса заряду ВР, що не дає можливість досліджувати прості та водовмісні ВР і ЕВР, більшість з яких повністю реагують тільки за умови використання більших діаметрів заряду. Початковий стан ВР відповідає нереально низький щільності заряджання, тобто заряд вибухівки повинен займати всього лиш 2–5 % об'єму камери, а це особливо небажано, оскільки за такої низької щільності заряджання теплота вибуху часто виявляється занадто низькою за малої працездатності або тиску.

*Метод воронки викиду ґрунту*. У результаті вибуху зосередженого заряду ВР, розташованого в ґрунті на певній глибині, утворюється воронка конічної форми радіусом $R$ та глибиною $h$ (рис. 3.5).

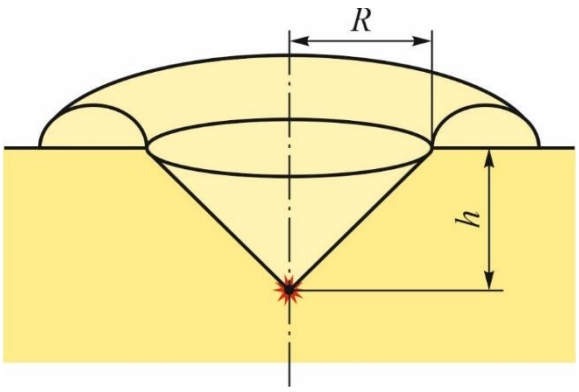



Рис. 3.5. визначення працездатності ВР методом воронки викиду ґрунту: $R$ – радіус воронки, м; $h$ – воронки викиду, м

Як показали результати численних експериментів, об'єм воронки $V$, що утворилася, пропорційний працездатності заряду ВР

$$A_в \sim V = \frac{1}{3} \cdot R^2 \cdot h, \text{ м}^3. \qquad (3.7)$$

Перевагою методу є те, що він дозволяє випробувати заряди вагомої маси в умовах практичного використання. Але недоліки методу полягають у поганій повторюваності та низькій точності.

*Метод Трауцля*. Найбільш простим та розповсюдженим методом практичної оцінки відносної працездатності ВР є іспит за способом Трауцля у свинцевій бомбі (рис.3.6). 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 і заповнюють отвір зверху піщаною забивкою (рис. 3.6, а). Після вибуху у бомбі створюється грушоподібна порожнина (рис. 3.6, б), величина об'єму $V_K$ котрої за відрахуванням початкового об'єму отвору $V_H$ (61–65 см$^3$) та об'єму розширення, виконаного електродетонатором (приблизно 30 см$^3$), і є мірою відносної працездатності даної ВР

$$A_в = \Delta V_{BP} = V_к - V_п - 30\text{, см}^3. \qquad (3.8)$$

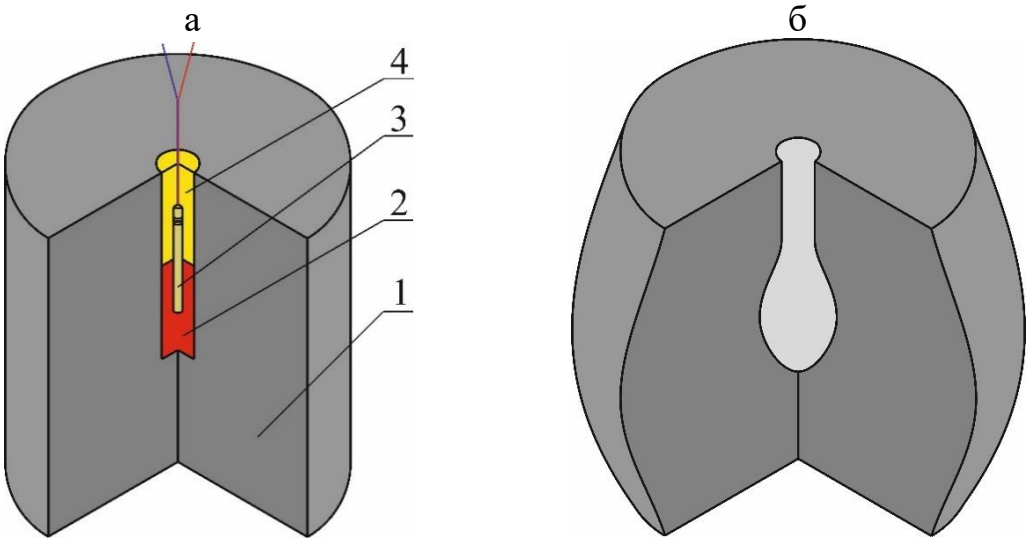



Рис. 3.6. Метод визначення працездатності ВР – до вибуху (а) і після вибуху (б): 1 – свинцевий циліндр (бомба); 2 – заряд ВР; 3 – електродетонатор; 4 – забивка

Іспити проводять за температури повітря + 15°С. 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 см$^3$, то працездатність ВР, згідно з формулою (3.8), буде 475 – 65 – 30 = 380 см$^3$. Перевагою методу є його простота. Недоліки: працездатність ВР виражається у деяких умовних одиницях приросщення об'єму. Крім того за величиною розширення отвору неможна кількісно порівнювати ВР, а можна лише їх розставити у деякий відносний ряд. Ще недоліками метода є велика маса бомби, яка сягає приблизно 70 кг (рис. 3.7), а також висока вартість випробувань, це пов'язано з тим, що перед кожним дослідом бомба повинна переплавлятися та наново відливатися.



Рис. 3.7. Загальний вигляд свинцевої бомби для визначення працездатності за методом Трауцля І.

Визначення працездатності ВР за допомогою експериментальних методів має низку вагомих особливостей, що пов'язані з їх великим критичним діаметром. Великий критичний діаметр, з одного боку, забезпечує низьку чутливість ВР до механічних впливів і, отже, дозволяє широко механізувати їх виготовлення та застосування безпосередньо на місці ведення підривних робіт. З іншого боку, це вимагає проведення експериментів із зарядами великої маси, що призведе до відмови від традиційних методів визначення працездатності за допомогою методу Трауцля І. у свинцевій бомбі, випробування у балістичній мортирі або маятнику. Для таких ВР визначення відносної працездатності необхідно проводити за допомогою аналітичних методів розрахунку.

Використання різних типів ВР у процесі проведення гірничих виробок і відбиванні масиву з різними детонаційними характеристиками обумовлює необхідність визначення коефіцієнта працездатності, щодо еталонної ВР, яким є Амоніт № 6 ЖВ. Але у відомих методах коефіцієнт працездатності визначається за комбінацією різних показників характеристик ВР, що дає значні розбіжності в отриманих результатах розрахунку, а для ЕВР взагалі є заниженими. У зв'язку з цим коефіцієнт працездатності для промислових ВР пропонується визначати з урахуванням ступеня реалізації швидкості детонації (за завершеністю хімічної реакції), що дозволить враховувати енергетичні та детонаційні характеристики ВР, такі як, теплота та об'єм газів вибуху, щільність і швидкість детонації ВР. Розрахунок коефіцієнта працездатності промислових ВР здійснюється за методикою у такій послідовності.

Ідеальну швидкість детонації, тобто максимально можливу за умови заданої щільності (густині) ВР, визначають за формулою

$$D_i = 2641 + 3,231 \cdot \rho \cdot \sqrt{\omega}\ , \text{м/с}, \qquad (3.9)$$

де $\rho$ – щільність (густина) ВР, г/см$^3$; $\omega$ – характеристичний добуток теплоти вибуху на об'єм продуктів вибуху для оцінки ефективності ВР (М. Бертло, 1883)

$$\omega = Q_{ВР} \cdot V_{ПВ}\ , \qquad (3.10)$$

$Q_{ВР}$ – теплота вибуху ВР, ккал/кг, визначається діленням значення $Q_{ВР}$ в кДж/кг на коефіцієнт 4,19 (механічний еквівалент теплової енергії); $V_{ПВ}$ – об'єм продуктів вибуху, л/кг.

Ступінь реалізації швидкості детонації, тобто завершеність хімічної реакції

$$\eta_x = \frac{D_e}{D_i} \cdot 100 \text{, \%,} \tag{3.11}$$

де $D_e$ – експериментальна швидкість детонації, м/с.

Теплота вибуху з урахуванням ступеня реалізації швидкості детонації складає

$$Q = \frac{Q_{ВР} \cdot \eta_x}{100} \text{, кДж/кг,} \tag{3.12}$$

де $Q_{ВР}$ – теплота вибуху 1 кг ВР, кДж/кг.

Коефіцієнт працездатності ВР розраховується за таким співвідношенням

$$e = \frac{Q_E}{Q_{ВР}}, \tag{3.13}$$

де $Q_E$ – теплота вибуху 1 кг еталонної ВР (Амоніт № 6 ЖВ) з урахуванням ступеня реалізації швидкості детонації, кДж/кг; $Q_{ВР}$ – теплота вибуху 1 кг прийнятої ВР з урахуванням ступеня реалізації швидкості детонації, кДж/кг.

### 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 у разі безпосередньої 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 та обумовлена головною частиною імпульсу вибуху – роботою продуктів детонації під час падіння 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 Гесса (рис. 3.8).

Для проведення іспитів за цим методом циліндр з рафінованого свинцю заввишки $h_н = 60$ мм і діаметром 40 мм установлюють на масивний 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$^3$ та масою 50 г, що знаходиться у паперовому патроні діаметром 40 мм. Детонатор 5 (електродетонатор або капсуль-детонатор з відрізком вогнепровідного шнура) уводять у заряд ВР на глибину 15 мм. Під впливом вибуху відбувається зменшення висоти свинцевого циліндра, що набуває грибоподібної форми. Вимірюючи у

чотирьох діаметрально протилежних місцях висоту циліндра після вибуху, обчислюють її середнє значення $(h_K)_{ср}$. Бризантність ВР характеризують величиною

$$Б = h_H - (h_K)_{ср}, \text{ мм.} \quad (3.14)$$

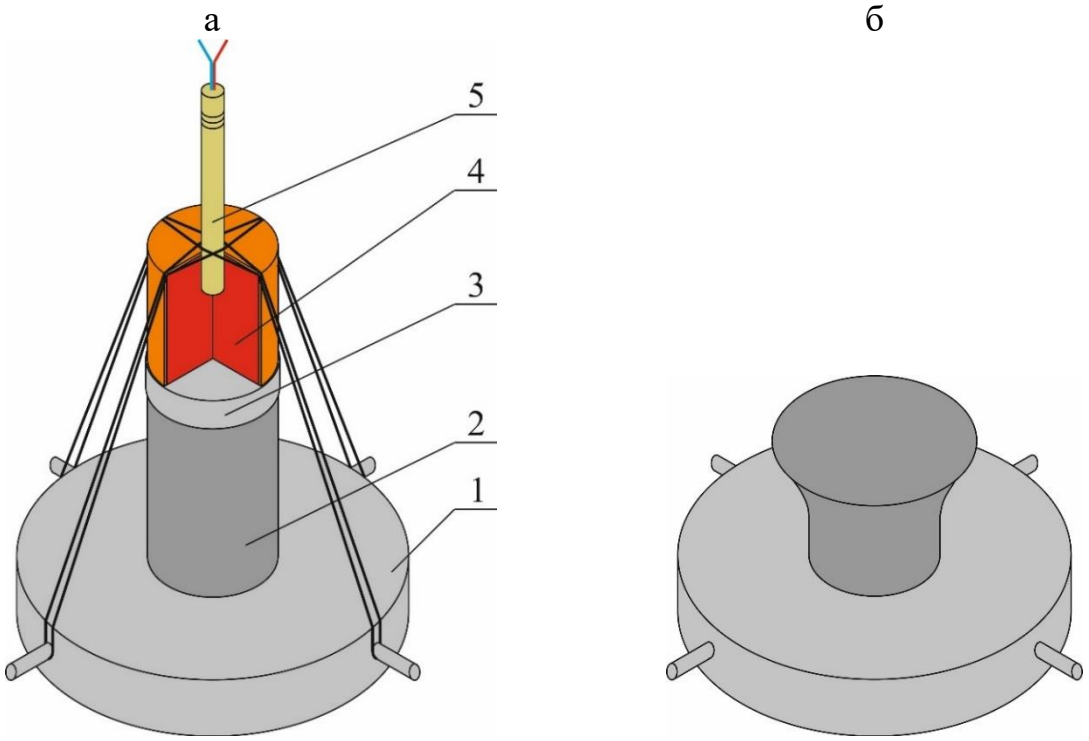



Рис. 3.4. Схема випробування ВР на бризантність – до вибуху (а) и після вибуху (б): 1 – сталева плита; 2 – свинцевий циліндр; 3 – сталевий диск; 4 – заряд ВР; 5 – електродетонатор

Зазвичай для незапобіжних ВР – *Б* = 13–28 мм, а для запобіжних – *Б* = 3–18 мм.

## Питання для самоконтролю

*1. На яких принципах побудовано метод Дотріша з визначення швидкості детонації ВР?*

*2. Принцип роботи комплексу MicroTrap?*

*3. Надайте визначення термінам фугасність та працездатність ВР?*

*4. У чому сутність методу визначення працездатності ВР на балістичному маятнику?*

*5. У чому сутність методу визначення працездатності ВР на балістичній мортирі?*

*6. У чому сутність методу воронки викиду ґрунту з визначення працездатності ВР?*

*7. У чому сутність методу Трауцля І. з визначення працездатності ВР?*

*8. Надайте визначення терміну бризантність ВР.*

*9. На чому заснований метод Геса з визначення бризантності ВР?*

# 4. ПОЧАТКОВИЙ ІМПУЛЬС І ЧУТЛИВІСТЬ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН

*Викладено основні відомості про початковий імпульс і чутливість вибухових речовин до удару, тертя, теплової дії та ударної хвилі. Розглянуто методи перевірки якості та стійкість вибухових речовин, а також кумулятивну дію вибуху.*

*Мета – сформувати знання про початковий імпульс і чутливість вибухових речовин, методи перевірки якості та стійкість вибухових речовин*

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:
- пояснювати поняття початкового імпульсу вибухової речовини;
- визначати чутливість вибухових речовин до різних впливів;
- розрізняти методи перевірки якості та стійкість вибухових речовин;
- характеризувати кумулятивну дію вибуху.

## 4.1. Загальні відомості про початковий імпульс

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, що здійснюється початковим імпульсом, дуже мала порівняно 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 та відбувається безперервно завдяки 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 у разі її різного фізичного стану. Вона залежить від чутливості даної ВР до зовнішньої дії. Чутливість промислових ВР обмежується деякими практичними межами. Надто висока чутливість викликає небезпеку в процесі перевезення, 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 більш міцні внутрішньо молекулярні зв’язки потребують більшої енергії 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 (нітрогліцерин у динамітах, нітроз'єднання у амонітах тощо) 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 окиснювача та чим більша теплота вибуху.

*Фізичні фактори*. Їх вплив проявляється, як приклад, у тому, що чутливість ВР зменшується в міру зростання 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 здебільшого – 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.

Існує декілька конструкцій штемпельних приладів, що незначно відрізняються від зображеної конструкції (рис. 4.1, б). У ролі поршнів 7 використовують ролики від підшипників, що 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 переважно застосовують два види випробувань: за нижньою межею та за частотою вибухів. У разі випробувань за нижньою межею, визначають максимальну висоту (нижню межу) падіння вантажу масою 10 кг, за якої отримуються всі відмови, чи не більше одного вибуху з 25 випробувань. У тому випадку, коли нижня межа менше 30 мм, у разі падіння вантажу масою 10 кг, нижню межу визначають з вантажем масою 2 кг. ВР, що детонують від удару вантажу 2 кг з висоти менше 70 мм, належать до високочутливих і дуже небезпечних у поводженні (наприклад, гримуча ртуть, азид свинцю, нітрогліцерин).

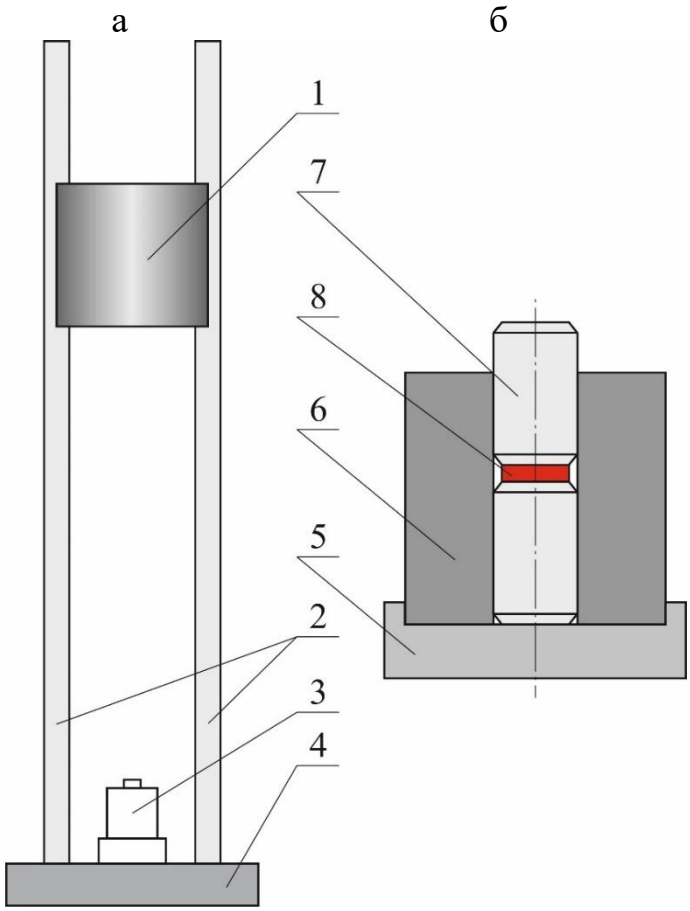



Рис. 4.1. Схема визначення чутливості ВР до удару на копрі: 1 – вантаж; 2 – напрямні; 3 – штемпельний прилад; 4 – станина; 5 – піддон; 6 – обойма; 7 – поршень; 8 – ВР

Чутливість до удару деяких ВР наведено у табл. 4.1.

Таблиця 4.1

Чутливість до удару деяких ВР

| Вибухова речовина | Нижня межа, мм | | *F*, % |
|---|---|---|---|
| | 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 | - |

Визначення чутливості до удару за частотою вибухів виконують за постійної постійній висоті падіння вантажу 250 мм. Для цього проводять 25 випробувань. За цим методом чутливість ВР характеризують частотою вибухів

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

де $N$ – кількість вибухів з 25 випробувань.

Випробування починають з вантажем масою 10 кг. Якщо частота вибухів дорівнює 96–100 %, то проводять серію випробувань з вантажем у 5 кг. Якщо навіть у цьому випадку частота вибухів становить 96–100 %, то масу вантажу 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 тощо) 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. Під час кожного випробування маятник повинен виконати 18 коливань Цим випробуванням визначається мінімальна висота падіння маятника, за якої відбувається спалах ВР. Водночас безпечною вважається така ВР, котра за висоти падіння маятника 1,5 м не дає жодного спалаху упродовж 10 повторних випробувань.

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°С сплавом Вуда чи парафіном. Потім температуру розплаву підвищують зі швидкістю 5°С за хвилину і фіксують момент спалаху ВР. Температурою спалаху ВР іменується така температура (із точністю до 5°С), нижче якої, під час витримки навішення ВР упродовж 5 хв, спалаху не відбувається. Температура спалаху деяких ВР наведена у табл. 4.2.

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 під час цього випробування.

Таблиця 4.2

Температура спалаху деяких ВР

| ВР | Температура спалаху, °С |
|---|---|
| Гримуча ртуть | 165 |
| Тетрил | 195 |
| Динаміт 62 % | 205 |
| Нітрогліцерин | 210 |
| Нітрогліколь | 215 |
| ТЕН | 220 |
| Гексоген | 230 |
| Тротил | 290 |
| Чорний порох | 300 |
| Амоніти | 320–330 |

## 4.5. Чутливість вибухових речовин до ударної хвилі

Оцінка чутливості промислових ВР до дії ударної хвилі, яка розповсюджується у середовищі, необхідна для вивчення передачі детонації від першого заряду до другого, проєктування сховищ ВР (вибух одного сховища не повинен викликати вибух іншого, розташованого поряд), конструювання обладнання для виготовлення ВР тощо. Зазвичай чутливість ВР до ударної хвилі характеризують мінімальним (критичним) тиском на фронті ударної хвилі, що 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 у разі злежування, зволоженні і зростанні щільності ВР пасивного заряду. Товсті шари паперу на торцях патронів ВР і наявність у проміжках між ними часток породи тощо, зменшують відстань передачі детонації. Під час підриву патронів у шпурах відстань передачі детонації між патронами збільшується.

Для визначення 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. Водночас 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, залежно від результатів попереднього випробування, відстань між патронами збільшують чи зменшують на 1 см. Найбільша відстань, на якій має місце повна детонація пасивного патрона у трьох випробуваннях, вважається за відстань передачі детонації для даної ВР за даного діаметра заряду. Зазвичай ця відстань складає 3–10 см для незапобіжних ВР і 3–8 см для запобіжних ВР.

## 4.6. Методи перевірки якості та стійкість вибухових речовин

Властивості ВР змінюються під час транспортування та зберігання. Тому після надходження ВР до сховища й упродовж усього періоду їх зберігання, вони періодично випробовуються для оцінки можливості подальшого зберігання та безпечного використання у процесі ведення підривних робіт. Після надходженні ВР на базисні сховища, виконується увесь комплекс випробувань. Випробування 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. Водночас 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. Якщо внутрішня упаковка непошкоджена, то випробування проводять за звичайною методикою. Якщо ж упаковка пошкоджена, то випробуванню підлягає кожен ящик.

Аміачно-селітрені ВР і тротил підлягають таким випробуванням:

*1. Випробування 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 випробування, якщо у трьох дослідах отримана повна детонація. У випадку відмови число дослідів подвоюється, а у разі повторної відмови партія ВР бракується.

*2. Випробування на передачу детонації.* Промислові ВР повинні мати певну детонаційну спроможність, щоб у разі ініціювання 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 випробування на передачу детонації. Якщо ВР патронована, то на щільному ґрунті на одній осі кладуть два патрона ВР на відстані, що вказана у ДСТУ 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 випробування, якщо у разі двох вибухів відмов не виникло. У випадку відмови число дослідів подвоюють. Водночас якщо знову буде відмова, то партію ВР бракують. У разі випробування ВР, що

надійшла до сховища у мішках, виготовляють патрони діаметром 31 мм ± 1 мм масою 200 г ± 10 г.

*3. Визначення вологості ВР*. Дві наважки ВР масою по 10 г розміщують у термостаті та сушать за температури 60–70 °С до отримання постійної маси проби, тобто до повного виводження вологості. Потім проби зважують і визначають вологість. Її величина повинна відповідати вимогам ДСТУ чи ТУ на дану ВР. У протилежному випадку ВР перед використанням повинна бути просушена.

***Хімічна стійкість ВР*** характеризує швидкість її розкладання під час зберігання та визначає здатність ВР зберігати хімічний склад і пов'язані з ним фізико-хімічні і вибухові властивості упродовж 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. За низької стійкості ВР зберігання її великої кількості може привести до самоприскореного розкладу та мимовільного вибуху. Низька стійкість особливо характерна для нітроефірових ВР (динамітів), тому що вони підлягають ексудації – здатності виділяти під час зберігання зі складу небезпечні у поводженні рідинні нітроефіри (нітрогліцерин, нітрогліколь).

***Технологічна стійкість*** – здатність ВР зберігати свої первинні властивості та якість у процесі зберігання і виконування 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 у разі проникнення води до її складу. Ця властивість має особливе значення, якщо здійснюється зберігання аміачної селітри та вміщуючих її гранульованих ВР без тари, оскільки зволоження ВР веде до злежування – здатності ВР втрачати під час зберігання 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 тощо). Хорошу сипкість мають гранульовані ВР, погану – порошкоподібні. Останні втрачають сипкість за умов підвищеного утримання вологи та злежування. Гранульовані ВР втрачають сипкість тільки у разі їх значного зволоження.

*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 та зберігати здатність детонувати, якщо таке проникнення здійснилося. Всі порошкоподібні ВР мають слабку водостійкість, особливо у разі підвищеного гідростатичного тиску (наприклад, у обводнених свердловинах). Водостійкість гранульованих ВР характеризується здатністю гранул не розчинятись у воді та 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 *cumulo* – накопичую). Цей ефект отримується у разі використання зарядів ВР, що 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 у разі вибуху звичайних зарядів ВР.

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

У процесі проходження 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 $\alpha$ = 30–45º у напрямку руху детонаційної хвилі. Розглянемо якісний бік процесу формування кумулятивного струменя на прикладі циліндричного заряду з конічною виїмкою.

Розповсюджуючись усередині кумулятивної виїмки заряду ВР, повітряні ударні хвилі накладаються одна на другу та створюють єдину куполоподібну ударну хвилю (рис. 4.2, г). Продукти вибуху, які рухаються за цією хвилею, сходяться до осі заряду. В результаті такого руху, відповідно до загальних законів газової динаміки, створюється потік продуктів детонації уздовж осі кумулятивного поглиблення, який має підвищену швидкість (12000–15000 м/с) і щільність порівняно з продуктами детонації, що 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.

Необхідно враховувати, що за наявності кумулятивного поглиблення загальна енергія заряду ВР не збільшується, а концентрується, зосереджуючись уздовж осі поглиблення. Значна концентрація відбувається тільки у разі симетричної форми поглиблення, а у інших випадках енергія розподіляється по-іншому та її використання стає менш ефективним.

Якщо поглиблення має сферичну форму, то найбільш ефективний кумулятивний заряд (з максимальним стисненням потоку та найбільш віддаленим фокусом) отримується за таких його параметрів (рис. 4.2, в)

$$d_k = (0{,}7...0{,}9)\,d\,; \qquad l_k \geq 2d_k\,. \tag{4.2}$$

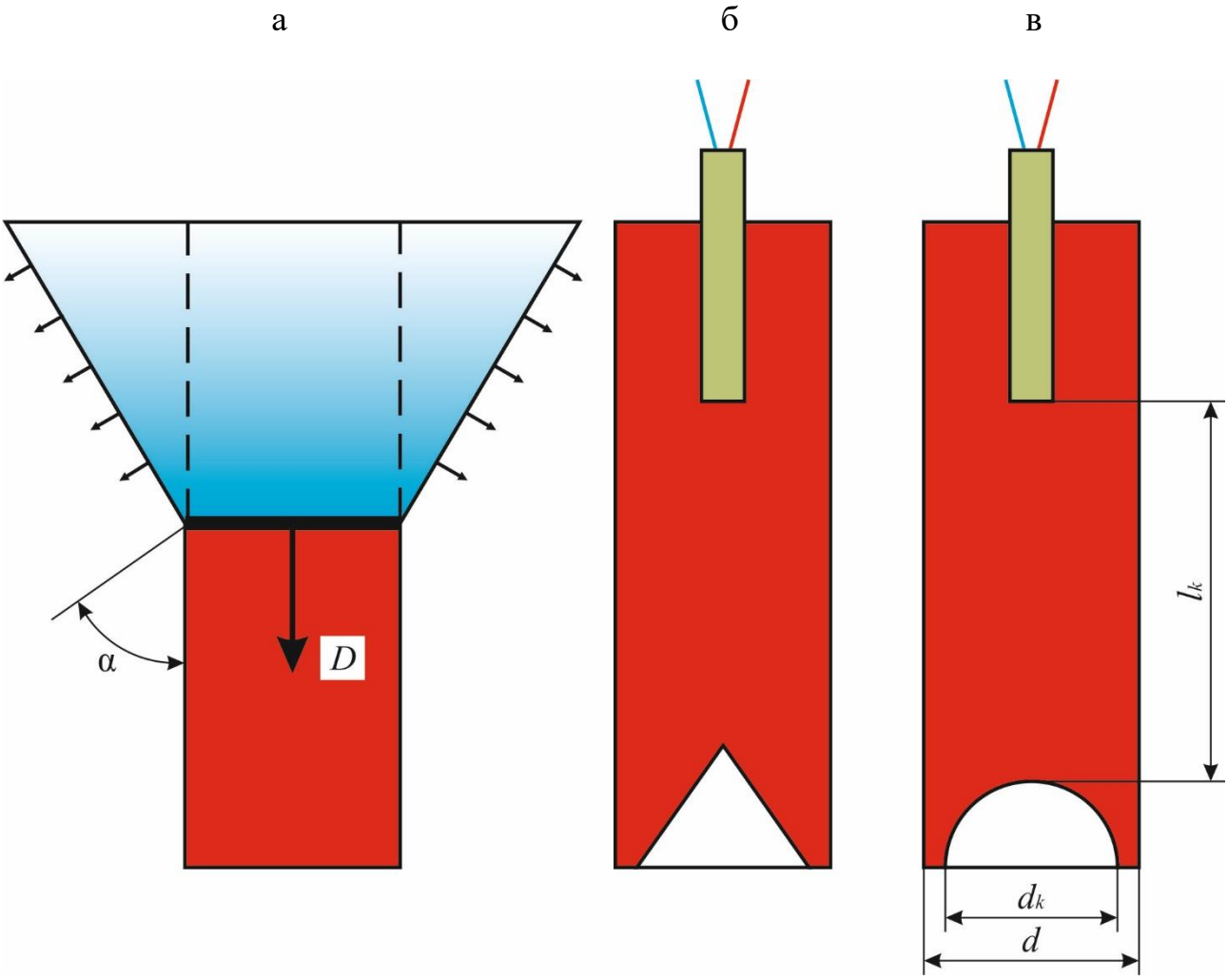



Рис. 4.2. Схема кумулятивної дії вибуху (стрілками показаний рух фронту ударної хвилі продуктів вибуху у повітрі): розліт продуктів вибуху з поверхні звичайного заряду (а); заряд ВР з конічною кумулятивною виїмкою (б); заряд ВР зі сферичною кумулятивною виїмкою (в); формування кумулятивного струменя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

Ефект кумуляції дуже широко використовується у військовій техніці у бронебійних снарядах, у разі підривання зовнішніми зарядами міцних споруд. У гірничій справі цей ефект використовується для підсилення ініціювальної дії детонаторів (на торці детонатора мається кумулятивна виїмка), а також у підземних і на відкритих гірничих роботах для подрібнення негабариту (великих скельових брил) спеціальними кумулятивними зарядами.

## Питання для самоконтролю

*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 випробувань на повноту детонації?*
*9. Чим відрізняється хімічна стійкість ВР від її технологічної стійкості?*
*10. У чому полягає кумулятивний ефект?*

# 5. ПРОМИСЛОВІ ВИБУХОВІ РЕЧОВИНИ

*Викладено відомості про промислові вибухові хімічні сполуки та основні компоненти механічних вибухових сумішей. Розглянуто промислові механічні вибухові суміші та емульсійні вибухові речовини. Наведено відомості про запобіжні вибухові речовини та методи їх випробувань.*

*Мета – сформувати знання про промислові вибухові речовини, вибухові хімічні сполуки та основні компоненти механічних вибухових сумішей.*

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:
- характеризувати основні компоненти механічних вибухових сумішей;
- розрізняти промислові механічні вибухові суміші;
- описувати принцип дії емульсійних вибухових речовин;
- пояснювати призначення та склад запобіжних вибухових речовин.

## 5.1. Промислові вибухові хімічні сполуки

Залежно від хімічного складу хімічні вибухові сполуки розподіляються на чотири групи:
- азотнокислі ефіри спиртів і клітковини (нітрогліцерин, нітрогліколь, ТЕН);
- солі азотної кислоти (аміачна, натрієва та калієва селітри);
- нітроз'єднання ароматичного ряду (тротил, тетрил, гексоген);
- солі азотисто-водневої та гримучої кислот (азид свинцю, гримуча ртуть).

Однорідні хімічні сполуки як самостійні промислові ВР, для ведення підривних робіт, у гірничодобувній промисловості не використовуються, за виключенням тротилу. Вони використовуються переважно для виробництва засобів підриву (детонатори, детонувальні шнури), а також у ролі компонентів сумішевих ВР.

### 5.1.1. Азотнокислі ефіри спиртів і клітковини

***Нітрогліцерин*** $\mathbf{C_3H_5N_3O_9}$ – отруйна важка маслянистa в'язка безкольорова рідина щільністю 1,6 г/см$^3$. Нітрогліцерин отримують нітрацією чистого гліцерину сумішшю сірчаної та азотної кислот. Нітрогліцерин твердіє за температури + 13 °С, тому у процесі виготовлення ВР його змішують із важко замерзаючим нітрогліколем. Нітрогліцерин є потужною ВР із теплотою вибуху 6220 кДж/кг і швидкістю детонації 7600 м/с. Його бризантність дорівнює 18,5 мм, працездатність у свинцевій бомбі – 550 см$^3$, температура вибуху – 4110 °С. Чутливість нітрогліцерину до механічної дії та сприятливість до детонації дуже великі.

***Нітрогліколь*** **$C_2H_4N_2O_6$** за своїми властивостями схожий до нітрогліцерину та є мало гігроскопічною прозорою рідиною щільністю 1,48 г/см$^3$, відрізняється великою легкістю. Твердіє за температури 20 °С. Нітрогліколь має невелику хімічну стійкість, меншу чутливість до механічних і 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 °С.

***ТЕН*** **(тетранітропентаеритрит, англ. pentaerythrittetranitrate, nitropenta, PETN) $C_5H_8N_4O_{12}$** – кришталевий порошок білого кольору. Він не гігроскопічний, не розчиняється у воді та 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 °С, щільність монокристалу – 1,7 г/см$^3$.

### 5.1.2. Солі азотної кислоти

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

***Аміачна селітра*** **$NH_4NO_3$** з основним компонентом більшості промислових ВР. Це білий кришталевий порошок із щільністю монокристала 1,68–1,72 г/см$^3$ має підвищену гігроскопічність, для зменшення якої її гранулюють. Теплота вибуху – 1600 кДж/кг, швидкість детонації – 2500 м/с, працездатність – 170–230 см$^3$, температура вибуху – 1350 °С.

***Натрієва*** **$NaNO_3$** і ***калієва*** **$KNO_3$** селітри застосовуються (не дуже поширено) у ролі компонентів сумішевих промислових ВР.

### 5.1.3. Нітроз'єднання ароматичного ряду

***Тротил*** **(тринітротолуол, тол, ТНТ) $C_7H_5N_3O_6$** – кришталевий порошок жовтого кольору із щільністю монокристала 1,66 г/см$^3$. Практично нерозчинний у воді, має високу хімічну стійкість, спалах його звичайно не супроводжується вибухом. До удару та тертя тротил малочутливий, може вибухати під водою. Теплота вибуху – 4330 кДж/кг, швидкість детонації – 7000 м/с, бризантність – 16 мм, працездатність – 285 см$^3$, температура вибуху – 2950 °С.

***Гексоген*** **$C_3H_6N_6O_6$** – білий кришталевий порошок із щільністю монокристала 1,81 г/см$^3$ 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 см$^3$, температура вибуху – 3850 °С.

***Тетрил*** **$C_7H_5N_5O_8$** – світло-жовтий кришталевий порошок із щільністю монокристала 1,65 г/см$^3$. За своїми властивостями близький до гексогену, але менш потужний. Теплота вибуху – 4600 кДж/кг, швидкість детонації – 7200 м/с, бризантність – 22 мм, працездатність – 380 см$^3$, температура вибуху – 3915 °С.

### 5.1.4. Солі азотисто-водневої та гримучої кислот

***Азид свинцю*** $\mathbf{Pb(N_3)_2}$ – білий дрібно кришталевий порошок із щільністю монокристалу 4,8 г/см$^3$. Використовується у детонаторах у ролі первинних ініціювальних ВР. Він негігроскопічний, не розчиняється у воді та не втрачає детонаційної спроможності у разі зволоження. 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 °С.

***Гримуча ртуть*** $\mathbf{HgC_2O_2N_2}$ – кришталевий струминний порошок сірого кольору із щільністю монокристалу 3,3 г/см$^3$. Використовується у детонаторах у ролі первинної ініціювальної ВР. Це дуже чутлива ВР, але у разі зволоження чутливість її зменшується: коли утримування вологи становить понад 10 % застосовується детонація, а якщо – 30 %, то 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 °С.

Працездатність і бризантність азиду свинцю та гримучої ртуті не визначаються з причини надзвичайно небезпечного поводження з ними у кількості, що 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) та окиснювача. Більшість промислових ВР представляють собою суміш хімічно різнорідних матеріалів, зазвичай вони випускаються у вигляді порошків, гранул або суспензій, що складаються з компонентів з частками різних розмірів і форми, різних за фізичними властивостями та агрегатним станом. Такі неоднорідності є причиною фізико-хімічних особливостей збудження та розвитку детонації, процесу вибуху, за багатьма параметрами відрізняються від закономірностей вибуху індивідуальних ВР. Особливі властивості ВР надають такі компоненти як окиснювачі, горючі добавки, сенсибілізатори, стабілізатори, флегматизаторами, полум’ягасники та загусники. Далі розглянемо їх призначення та вплив на технічні характеристики вибухових речовин.

***Окиснювачі*** – речовини, що містять надлишковий кисень, який споживається під час вибуху на окиснення горючих елементів (аміачна, калієва та натрієва селітри тощо).

***Горючі домішки*** – тверді (рідкі) невибухові (вибухові) речовини, багаті вуглецем, воднем, алюмінієм або магнієм (алюмінієва та магнієва пудра, деревне борошно, дизельне паливо тощо), легко окислюються з виділенням великої кількості теплоти. Горючі добавки вводять до складу ВР для збільшення

кількості енергії, що виділяється під час вибуху. Роль горючих добавок виконують також ВР (тротил, гексоген тощо), що мають у своєму складі недостатню кількість кисню для повного окиснення в них горючих елементів.

***Сенсибілізатори*** – речовини, що вводяться до складу ВР для підвищення його чутливості до сприйняття та передачі детонації. Зазвичай це потужні ВР (тротил, гексоген, нітроефіри), чутливі до ініціювального імпульсу, які в суміші малочутливих ВР з невибуховими (деревна або бавовняне борошно) забезпечують нормальну чутливість такого сумішевого ВР до ініціювання. Роль сенсибілізатора можуть виконувати невибухові речовини (горючі добавки): дизельне паливо, деревне борошно чи вугілля. Водночас утворюються найпростіші сумішеві ВР: дінамони, ігданіти, грануліти.

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

***Флегматизаторами*** – легкоплавкі речовини, мастила, що мають високу теплоємність і високу температуру спалаху, обволікаючі частинки ВР та не вступають з ним у реакцію. Введення флегматизаторів знижує чутливість ВР до зовнішніх впливів (удару, тертя, променю вогню, нагріванню) та забезпечує більш безпечні умови його застосування. У ролі флегматизаторів найчастіше використовують вазелін, парафін, віск, графіт, воду та різні мастила.

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

***Загусники*** – речовини, що надають рідким компонентам ВР (воді, нітрогліцерину), необхідну ступінь пластичності, а також водостійкості. У сумішевих ВР, що містять у ролі сенсибілізатора нітрогліцерин, роль загусника виконує колоїдна бавовна, а в інших ВР – натрієва сіль карбоксілметілцеллюлози, крохмаль тощо.

## 5.3. Промислові механічні вибухові суміші

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

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

- аміачно-селітряні ВР;
- нітроефірові ВР;
- інші ВР.

### 5.2.1. Амічно-селітряні ВР

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

Аміачно-селітряні ВР мають різну бризантність і працездатність, що залежать від відсоткового вмісту компонентів, ступеня подрібнення, щільності. Вони (окрім скельного амоналу) порівняно безпечні у процесі виконання робіт, малочутливі до тертя й удару, не загоряються від іскри, а від вогню загоряються важко і згорають на відкритому повітрі без вибуху. Залежно від застосованих добавок амміачно-селітряні 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 1,0 г/см$^3$. Для підвищення щільності їх пресують, що підвищує бризантність і концентрацію енергії в одиниці об'єму. У ролі негативних властивостей амонітів треба відзначити наступне. По-перше, амоніти дуже гігроскопічні та легко зволожуються. У процесі підривання амонітів підвищеної вологості у продуктах вибуху з'являється багато отруйних газів (окисів вуглецю та азоту), відбуваються неповні вибухи та відмови. Для запобігання зволоження патронованих 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 під час їх підривання можуть виникати 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 та тільки патроновані. Гільзи патронів виготовлюють із пергаментного паперу, парафінують і пакують у пачки по 10 штук. Щільність патронування знаходиться у межах 1–1,2 г/см$^3$. Виробляються патрони діаметром 32 мм, 36 мм, 45 мм, 60 мм і 90 мм. Для відкритих гірничих 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 %). За умови ретельного виготовлення та хорошій упаковці мало злежується, тому він випускається в патронованому вигляді. Амоніт № 6 ЖВ призначено для заряджання сухих і вологих шпурів і свердловин, в породах середньої та вище

середньої міцності, для вторинного подрібнення, а також у ролі патронів-бойовиків для підривання гранульованих і водомістких ВР. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4320 кДж/кг, швидкість детонації 3,6–4,8 км/с, щільність заряду 1–1,2 г/см$^3$, бризантність ≥ 14–16 мм, працездатність 360–380 см$^3$.

*Амоніт А* являє 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 за газом і пилом, у разі ручного та механізованого способах заряджання сухих і мокрих (зневоднених) свердловин та шпурів. ВР випускається у вигляді суміші та патронів діаметром 32 мм, довжиною 208–265 мм, масою 200 г. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4045 кДж/кг, швидкість детонації 3,6–4,8 км/с, щільність заряду 1–1,2 г/см$^3$, бризантність ≥ 14 мм, працездатність ≥ 360 см$^3$.

*Амоніт АВ* випускають у вигляді подрібненої суміші аміачної селітри, тротилу, металевого порошку (пудри) та органічного пального. Амоніт АВ призначений для проведення підривних робіт на відкритих поверхнях, в підземних умовах рудників і шахт, безпечних за газом і пилом, у разі ручного та механізованого способах заряджання сухих і мокрих (зневоднених) свердловин та 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/см$^3$, бризантність ≥ 14 мм, працездатність ≥ 360 см$^3$.

*Амоніт ПЖВ-20* являє собою 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 патронуванням до температури нижче 32 ºС і герметичній упаковці в поліетиленовій оболонці пачок з патронами амоніти не злежується, зберігають початкові вибухові характеристики упродовж встановленого терміну використання та водостійкість. Амоніт ПЖВ-20 – порошкоподібна запобіжна ВР, що призначена для ведення підривних робіт у виробках вугільних і сланцевих шахт, небезпечних за газом, у процесі розробки пластів, небезпечних за пилом, під час підривання шпурових і свердловинних зарядів для відбивання вугілля та породи, у тому числі у процесі струсного підривання пластів, небезпечних або загрозливих за раптовими викидами вугілля та 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/см$^3$, бризантність 14–16 мм, працездатність 265–280 см$^3$.

*Амоніт Т-19* являє собою порошкоподібну дрібнодисперсну світло-жовтого кольору аміачної селітри (61 %), тротилу (19 %) і харчової солі (20 %), запатроновану в паперову оболонку. Зовнішня поверхня патрона вкрита вологоізолюючим складом. Амоніт Т-19 – запобіжна ВР, що призначена для ведення підривних робіт у шахтах, небезпечних за газом всіх категорій і за пилом для підривних 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 підривних робіт по вугіллю, породам будь-якої міцності та за будь-якого обводнення шпурів. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3380 кДж/кг, швидкість детонації 3,6–4,3 км/с, щільність заряду 1,05–1,2 г/см$^3$, бризантність 15–17 мм, працездатність 265–280 см$^3$.

*Амоніт АП-5 ЖВ* являє собою 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 %), запатроновану в паперову оболонку. Зовнішня поверхня патрона покрита вологоізолюючим складом. Амоніт АП-5 ЖВ – запобіжна ВР, що призначена для ведення підривних робіт у вугільних шахтах, небезпечних за газом всіх категорій, але не небезпечних за пилом, у процесі підривних робіт по породі та у вугільних шахтах, небезпечних за газом всіх категорій і за пилом, але в чистопородних вибоях, де відсутній пил, в сланцевих шахтах, небезпечних за пилом у процесі підривних робіт по пласту паливного сланцю та по породі. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3410–3500 кДж/кг, швидкість детонації 3,6–4,6 км/с, щільність заряду 1–1,15 г/см$^3$, бризантність 15 мм, працездатність 320 см$^3$.

*Амоніт П5* – це запобіжна промислова ВР IV класу, являє собою порошкоподібну механічну вибухову 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 та застосовується в шахтах, небезпечних за газом і (або) пилом, 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/см$^3$, бризантність 6–7 мм, працездатність 260 см$^3$.

*Амоніт Ф-5* – це запобіжна, водостійка промислова ВР IV класу, являє собою порошкоподібну механічну вибухову суміш аміачної селітри (61 %), тротилу (19 %), хлористого натрію (15 %) і фосфогіпсу (5 %). Випускається в патронувати вигляді та застосовується в шахтах, небезпечних за газом і (або) пилом, в умовах, де дозволено застосування ВР IV класу. Експлуатаційні характеристики: бризантність 14 мм, працездатність 265 см$^3$.

*Амоніт Г5* – це порошкова суміш аміачної селітри, тротилу, кухонної солі та графіту, запатрановану в паперову оболонку. Зовнішня поверхня патрона покрита вологоізолючим складом. Амоніт Г5 – запобіжна ВР, що призначена для ведення підривних робіт у шахтах, небезпечних за газом всіх категорій і за пилом, для підривних 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. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3469,7 кДж/кг, швидкість детонації 3,8–4,1 км/с, щільність заряду 1,05–1,2 г/см$^3$, бризантність 14–15 мм, працездатність 260−280 см$^3$.

***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 %) та

алюмінієвої пудри (4,5 %). ВР застосовується для ведення підривних робіт по міцним і складно підривним породам у шахтах та рудниках, безпечних за газом і пилом, 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/см$^3$, бризантність 16–19 мм, працездатність 400–430 см$^3$.

*Амонал М5* являє собою суміш аміачної селітри (86 %), стеаринової кислоти (6 %) та алюмінієвої пудри (8 %). ВР призначена для ведення підривних робіт на відкритих роботах і в шахтах, безпечних за газом або пилом, з заряджанням вручну порід середньої міцності та 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/см$^3$, бризантність 16–22 мм, працездатність 410–460 см$^3$.

*Амонал М10* являє собою суміш аміачної селітри марки ЖВ (76 %), тротилу (14 %) та 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/см$^3$, бризантність 18–20 мм, працездатність 450–470 см$^3$.

***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, у процесі проходження стволів. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5400 кДж/кг, швидкість детонації 6–6,5 км/с, щільність заряду 1,4–1,6 г/см$^3$, бризантність 23–28 мм, працездатність 450–480 см$^3$.

*Амонал скельний № 3* – однорідний порошок сіро-сталевого кольору, являє собою сумішшю аміачної селітри марки ЖВ (72 %), тротилу (5 %), гексогену (15 %) та 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 у процесі зберігання, надійно детонує в зволоженому та замоченому стані, придатна для заряджання шпурів з проточною водою. Призначена для прохідницьких та очисних робіт по скельним породам, для розробки тонко жильних родовищ руд зарядами малого діаметра, для оконтурованого гладкого підривання тощо. У довгих шпурових зарядах він детонує надійніше, ніж пресований скельний амоніт № 1. Вимагає більшої обережності під час поводження, 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/см$^3$, бризантність 18–20 мм, працездатність 450–470 см$^3$.

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

*Гранулі́т АС-4* – це суміш гранульованої аміачної селітри (92 %), дизельного палива (4 %) та алюмінієвої пудри (4 %). ВР призначена для проведення підривних робіт на відкритих поверхнях (на кар'єрах), в підземних умовах рудників і шахт, безпечних за газом і пилом, у разі ручного та механізованого способах заряджання сухих і мокрих (зневоднених) шпурів, свердловин та камер. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4500 кДж/кг, швидкість детонації 2,6–3,5 км/с, щільність заряду 1–1,15 г/см$^3$, бризантність 22–24 мм, працездатність 390–410 см$^3$.

*Гранулі́т АС-8* це суміш гранульованої аміачної селітри (90 %), дизельного палива (2 %) та алюмінієвої пудри (8 %). ВР призначена для проведення підривних робіт на відкритих поверхнях (на кар'єрах), в підземних умовах рудників і шахт, безпечних за газом і пилом, у разі ручного та механізованого способах заряджання сухих і мокрих (зневоднених) шпурів, свердловин та камер. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5200 кДж/кг, швидкість детонації 3–3,6 км/с, щільність заряду 1–1,2 г/см$^3$, бризантність 24–28 мм, працездатність 400–420 см$^3$.

*Гранулі́т М* – це суміш гранульованої аміачної селітри (94,5 %) і дизельного палива (5,5 %). ВР призначена для проведення підривних робіт на відкритих поверхнях (на кар'єрах), в підземних умовах рудників і шахт, безпечних за газом і пилом, у разі ручного та механізованого способах заряджання сухих і мокрих (зневоднених) шпурів, свердловин та камер. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3850 кДж/кг, швидкість детонації 2,5–3,8 км/с, щільність заряду 1–1,15 г/см$^3$, бризантність 18–22 мм, працездатність 320–330 см$^3$.

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

*Грамоні́т 30/70* – це суміш аміачної селітри (30 %) з тротилом (70 %) і використовується на відкритих гірничих роботах у разі ручного та механізованого заряджання 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/см$^3$, бризантність 23–25 мм, працездатність 330–340 см$^3$.

*Грамоні́т 50/50* – це суміш аміачної селітри (50 %) з тротилом (50 %), отримана напиленням розплавленого тротилу на гранули аміачної селітри. Гранули сферичної та 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 та 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/см$^3$, бризантність 24–27 мм, працездатність 325 см$^3$.

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

*Грамоніт 82/18* є механічною сумішшю гранульованої аміачної селітри (82 %) з тротилом (18 %) і призначеною 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/см$^3$, бризантність 22–23 мм, працездатність 330–335 см$^3$.

*Грамоніт А* – це механічна суміш гранульованої аміачної селітри (86,5–87,5 %), лускатим тротилом (9–10 %) і дизельного палива (3,5 %), та призначений для проведення підривних робіт на відкритих поверхнях, в підземних умовах рудників і шахт, безпечних за газом та пилом, у разі ручного та механізованого способах заряджання сухих і мокрих (зневоднених) шпурів, свердловин та камер. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3929 кДж/кг, швидкість детонації 3,2–3,6 км/с, щільність заряду 0,85–1,15 г/см$^3$, бризантність ≥ 16–17 мм, працездатність 360–370 см$^3$.

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

*Ігданіт* – найпростіша аміачно-селітряна ВР, що 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 за газом та пилом, 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/см$^3$, бризантність 15–20 мм, працездатність 320–330 см$^3$.

***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 та ВР робиться в'язкою і малорухомою. У ролі загусника використовують крохмаль, натрієву сіль карбоксиметилцелюлози (КМЦ) та інші речовини. Всі водонаповненні ВР діляться на склади: заводського виготовлення (акватоли та

акваніти) і склади, які готуються безпосередньо на підприємствах (іфзаніти, горячельющуючі ВР, карботоли тощо).

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

*Акватол 65/35С* – безводна сипуча суміш, що змішується з водою на місці застосування та складається з аміачної селітри (63 %), лускованого тротилу (34 %) і спеціального згущувача полнакриламіда (3 %) та призначений для проведення вибухових робіт на відкритих гірничих роботах. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3850 кДж/кг, швидкість детонації 3,2–3,5 км/с, щільність заряду 0,85–0,9 г/см$^3$, бризантність 20–28 мм, працездатність 330–350 см$^3$.

*Акватол М-15* – безводна сипуча суміш, що змішується з водою на місці застосування та складається з аміачної селітри (58,5 %), лускатого тротилу (25 %), алюмінієвого порошку (15 %), згущувача натрієва сіль карбоксиметилцелюлози (1,5 %) і (понад 100 % рецептурного) індустріальної оливи загального призначення марок 45 або І-20А, або І-40А (1–1,5 %) і призначений для виконання підривних робіт на земній поверхні в сухих та 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/см$^3$, бризантність 30–34 мм, працездатність 465–480 см$^3$.

*Акватол Т-8 М* – гелеподібна суміш, що складається з аміачної селітри (80 %), тротилу (8 %), мазуту (3 %) і золу кремнієвої кислоти (9%) та виготовляють на місці використання у змішувально-зарядних машинах. ВР використовують для проведення 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/см$^3$.

*Акватол Т-10 ВІ* – це водонаповнена композиція, що виготовляють на місцях використання та складається з аміачної селітри (74,3 %), тротилу (10 %), карбаміду (4,4 %), води (8,8 %), нафтопродуктів: індустріальної оливи загального призначення марок від І-8А до І-40А, або дизельне паливо, або приладової оливи 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 проведення 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/см$^3$.

*Акватол Т-20 ГК* – це суміш, що виготовлюється на місцях використання та складається з аміачної селітри (71 %), тротилу (20 %) і гелю кремнієвої кислоти (9%). ВР застосовують у гірничодобувній промисловості під час підривних робіт 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/см$^3$.

*Акватол 20-ГМ* – це водонаповнена композиція, що виготовляють на місцях використання та складається з аміачної селітри (68%), тротилу (20%), карбаміду (4 %) і води (8 %). ВР застосовують у гірничодобувній промисловості під час підривних робіт 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/см$^3$.

*Акватол АВ* – гелеподібна суміш, готова до використання, що 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 на кар'єрах невеликої потужності, із-за ручного заряджання. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3450 кДж/кг, швидкість детонації 3–3,5 км/с, щільність заряду 0,9–0,95 г/см$^3$, бризантність 25–30 мм, працездатність 330–350 см$^3$.

*Акватол АВМ* та *МГ* – гелеподібні суміші, готові до використання, що 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 підривних робіт на 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 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 та ВР в тонко дисперсному стані (тротил, бездимний порох тощо). Для запобігання розшарування компонентів суміші вводять 1–3 % водорозчинного полімеру-згущувача (солі карбокси-

метилцелюлози, поліакриламід, гуаргам тощо), для збереження текучості за знижених температур 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, що змішуються з водою та пластифіцируются 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 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 %), що призначений для виконання підривних робіт в міцних гірських породах, в сухих та обводнених умовах. Експлуатаційні характеристики: швидкість детонації 4,7–5,2 км/с, щільність заряду 1,4–1,5 г/см$^3$.

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

*Акваніт ЗЛ* – це суміш аміачної селітри (25,5 %), нітрату натрію (32 %), тротилу (30 %), КМЦ (0,5 %) і води (12 %). ВР призначена для виконання підривних робіт в міцних гірських породах, в сухих та обводнених умовах на відкритих і підземних гірничих роботах, крім шахт небезпечних за газом та пилом. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3685 кДж/кг, швидкість детонації 4,5–5,5 км/с, щільність заряду 1,45–1,5 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 %) та води (6 %) і рекомендована для виконання підривних робіт в міцних гірських породах, в сухих та обводнених умовах на відкритих і підземних гірничих роботах, крім шахт небезпечних за газом та пилом. Експлуатаційні характеристики: швидкість детонації 4,7–5,4 км/с, щільність заряду 1,3–1,35 г/см$^3$, бризантність 18–19 мм, працездатність 310–350 см$^3$.

***Іфзаніти*** – це суспензії, що не розшаровуються, з сумішшю гранульованої селітри, тротилу та насиченого розчину аміачної селітри, яка 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, та 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/см$^3$.

*Іфзаніт Т-60* – це щільна суспензія, що не розшаровується, та 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/см$^3$.

*Іфзаніт Т-80* – це щільна суспензія, що не розшаровується, та 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/см$^3$.

***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 %), хромпік (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/см$^3$.

*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/см$^3$.

*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/см$^3$.

***Карбатоли*** – гарячоналивні ВР, що твердіють після охолодження у свердловинах. Виготовляються на низько плавкій (майже безводній) суміші карбаміду і селітри, та змішуються з гранулотолом у процесі заряджання у свердловину. Отримана суспензія до моменту твердіння не розшаровується, тому що щільність розплаву дорівнює щільності гранул тротилу. Для підвищення енергії вибуху в карбатоли 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/см$^3$.

*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/см$^3$.

### 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 нітрогліцерину (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 та крейда) для підвищення хімічної стійкості ВР. Перевага динамітів полягає у їх високій бризантності, працездатності та водостійкості, вони добре ущільнюються. Недоліки: небезпечні у роботі, легко вибухають від удару та тертя, спалахують від дії вогню. Динаміти, які виготовлені з нітрогліцерину замерзають за температури +10 °С, а виготовлені із суміші нітрогліцерину з нітрогліколем (чи нітродигліколем), мають знижену температуру замерзання та звуться важко замерзаючими. За тривалого зберігання 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 та поліпшує детонаційні властивості.

*Побідит ВП-4* – потужна запобіжна ВР, що складається з аміачної селітри (65,5 %), нитроефірів (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 та 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/см$^3$, бризантність 15–18 мм, працездатність 320–340 см$^3$.

***Детоніти*** – потужні водостійкі порошкоподібні аміачно-селітряні ВР, сенсибілізовані важко замерзаючою сумішшю нітроефірів та вміщують понад 70 % аміачної селітри, 8–11 % тротилу, до 11 % алюмінієвої пудри і до 10 % нітроефірів. За працездатністю та 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).

Заряджання шпурів дозволяється лише за допомогою ручного забійника. За умовами зберігання та перевезення на місця підривних робіт детоніти прирівняні до амонітів. Гарантійний термін використання залежно від герметичності упаковки патронів становить 6–12 міс.

*Детоніт 6 А* – 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 за газом і пилом. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5065 кДж/кг, щільність заряду 1,1–1,2 г/см$^3$, бризантність 17–18 мм, працездатність 425–450 см$^3$.

*Детоніт 10 А* – 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 за газом і пилом. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5130 кДж/кг, щільність заряду 1,2 г/см$^3$, бризантність 17–20 мм, працездатність 425–450 см$^3$.

*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 за газом і пилом. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 5900 кДж/кг, щільність заряду 1,2–1,3 г/см$^3$, бризантність 18–23 мм, працездатність 460–520 см$^3$.

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

***Вугленіти*** – порошкоподібні нітрогліцеринові запобіжні ВР низької працездатності, що вміщують 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 запобіжності, складається з суміші нітроефірів (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 підривних робіт у вугільних шахтах, небезпечних за всіх категорій або за пилом, 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/см$^3$, бризантність ≥ 7 мм, працездатність ≥ 130 см$^3$.

*Вугленіт 5* – запобіжна ВР V класу, складається з суміші аміачної селітри (14 %), нітроефірів (10 %), хлористого натрію (75 %) і деревного борошна (1 %). Призначений для підривних робіт у вугільних шахтах, небезпечних за газом всіх категорій або за пилом, зокрема для перебивання стійок органного кріплення у лавах і для розпушування вугілля, застряглого у вуглеспусках. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 1300 кДж/кг, швидкість детонації 1,8 км/с, щільність заряду 1,1–1,35 г/см$^3$, бризантність ≥ 4 мм, працездатність ≥ 50 см$^3$.

*Вугленіт 7* – запобіжна ВР V класу, складається з суміші нітриту калію (57 %), нітроефірів (10 %), хлористого амонію (30 %), деревного борошна (2 %) і діатоліту (1 %). Призначений для підривних робіт у вугільних шахтах, небезпечних за газом всіх категорій або за пилом, 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/см$^3$, бризантність 3–7 мм, працездатність 80–120 см$^3$.

*Вугленіт 13П* – запобіжна ВР V класу та складається з суміші нітроефірів (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 підривних робіт у шахтах, небезпечних за газом всіх категорій і за пилом, 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/см$^3$, бризантність 7–9 мм, працездатність 165–180 см$^3$.

*Вугленіт 13П/1* – запобіжна ВР V класу та складається з суміші нітроефірів (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 підривних робіт у шахтах, небезпечних за газом всіх категорій і за пилом, 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/см$^3$, працездатність 130–145 см$^3$.

*Вугленіт П52* – запобіжна ВР V класу та складається з суміші нітроефірів (11,5 %), аміачної селітри (15 %), хлориду амонію (26 %), натрію азотнокислого (38 %), стеарату кальцію або цинку (0,7 %), колоїдної бавовни (0,3 %) і соди кальцинованої (2 %). ВР призначена для ведення підривних робіт у шахтах, небезпечних за газом всіх категорій і за пилом 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/см$^3$, бризантність 7–8 мм, працездатність 160–170 см$^3$.

*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 за газом всіх категорій і за пилом 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/см$^3$, працездатність 190–200 см$^3$.

*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 за газом всіх категорій і за пилом 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/см$^3$, бризантність 6–7 мм, працездатність 120–130 см$^3$.

*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 за газом всіх категорій і за пилом 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/см$^3$, бризантність 6–7 мм, працездатність 110–120 см$^3$.

***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, сенсибілізований 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/см$^3$, бризантність 10–12 мм, працездатність 200–220 см$^3$.

*Амоніт нафтовий № 3 ЖВ* – запобіжна ВР III класу, жирний на дотик порошок жовтуватого кольору, сенсибілізований нітроефірами, водостійкий, чутливий до низьких негативних температур, та складається з суміші аміачної селітри (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 та 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/см$^3$, бризантність 13–14 мм, працездатність 230–240 см$^3$.

### 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 см$^3$, щільність – 1,1 г/см$^3$, 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 см$^3$.

*Порох чорний* (димний) є механічною сумішшю 75 % калієвої селітри, 10 % сірки та 15 % деревного вугілля. Ця ВР відрізняється відсутністю бризантних властивостей, тобто є метальною. Застосовується у процесі видобутку штучного каменю (мармур, граніту великими монолітними блоками) та для виготовлення вогнепровідного шнуру. Чорний порох 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/см$^3$.

*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 см$^3$), тому практично не застосовуються.

### 5.4. Емульсійні вибухові речовини

ЕВР це однорідні суміші, у ролі окиснювача зазвичай 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 та органічних амінів (нітрати метиламіну, етілендіаміна тощо). Пальним слугують різноманітні синтетичні мастила, дизельне паливо, віск, парафін тощо. 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/см$^3$. Кисневий баланс зазвичай нульовий або позитивний. За виглядом існують два типи емульсійних ВР: «мастило у воді» та «вода у мастилі». Склади типу «мастило у воді» (пряма емульсія) за складом і властивостям можна віднести до водоносичених ВР, вони теж містять загущувач та структуруючий агент, однак пальним компонентом є емульсія рідкого палива у водному розчині солей-окиснювачів. 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 окиснювача оточені тонкою водонепроникною плівкою вуглеводневого пального. Ця плівка також певною мірою перешкоджає кристалізації нітратів, що збільшує життєздатність емульсії та дозволяє використовувати пересичені розчини і евтектичні суміші. Для всіх типів емульсійних ВР характерно однорідний розподіл компонентів за масою речовини та помітно більша (порівняно з найпростішими сумішами типу аміачна селітра – дизельне паливо) площа контакту окиснювача та пального.

Ступінь чутливості ЕВР варіюється додаванням сенсибілізуючих добавок, що представляють собою або мікрокульки (порожнисті кульки зі скла), або газогенеруючі добавки (хімічні речовини, які генерують газ у разі їх потрапляння 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. ЕВР не містять вихідних матеріалів, що класифікуються як ВР, набувають вибухові властивості лише на кінцевій стадії виробництва, коли вводиться сенсибілізуюча добавка. ЕВР не чутливі до тертя, удару, вогню. Виробництво ЕВР вкрай безпечно і найвищою мірою автоматизовано через їх високу технологічність. Залежно від рецептурного складу широке застосування надбали наступні ЕВР – пореміти, гранеміти, сибіріти, анемікси, україніти, «ЕРА» тощо.

***Пореміти*** – ЕВР, що складаються з емульсії та газогенеруючої добавки, водного розчину нітрату натрію. До складу емульсії входить селітри аміачна і натрієва, нафтопродукти та вода.

*Поремі́т-1* – ЕВР, що 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, у процесі механізованого заряджання сухих, осушених та обводнених свердловин. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 2894–3616 кДж/кг, швидкість детонації 4,9–5,2 км/с, щільність заряду 1,25 г/см$^3$, бризантність 30–32 мм.

*Поремі́т-4А* – ЕВР, що 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 %). ЕВР призначена для ведення підривних робіт на відкритих гірничих роботах свердловинними зарядами, у процесі механічного заряджання сухих, осушених та обводнених свердловин. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3654 кДж/кг, швидкість детонації 4,8–5,1 км/с, щільність заряду 1,3 г/см$^3$.

*Поремі́т-8А* – ЕВР, що 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, у процесі механізованого заряджання сухих, осушених та обводнених свердловин. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4368 кДж/кг, швидкість детонації 4,8–5,2 км/с, щільність заряду 1,3 г/см$^3$.

*Пороміт П-5А* – патронована ЕВР, що складається з суміші нітрату амонію (51–54 %), нітрату кальцію (16–17 %), води (11 %), алюміній (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/см$^3$.

*Пороміт П-10А* – патронована ЕВР, яка складається з суміші нітрату амонію (43 %), нітрату кальцію (16–17 %), води (11 %), алюмінію (10 %), індустріальної оливи (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/см$^3$.

***Гранеміти*** представляють собою суміш дизельного палива з емульсією (30–50 %) і гранульованої аміачної селітри або ігданіту в ролі наповнювача. Зазвичай вони виготовляються на місці проведення підривних робіт, більш дешеві та мають підвищену щільність заряджання.

*Гранеміт 30/70* емульсійна ВР, яка складається з суміші дизельного палива з емульсією (70 %) і гранульованої аміачної селітри (30 %). ВР призначена для проведення 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/см$^3$.

*Гранеміт 50/50* – ЕВР, що складається з суміші дизельного палива з емульсією (50 %) і гранульованої аміачної селітри (50 %). ВР призначена для проведення 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/см$^3$.

*Гранеміт 70/30* – ЕВР, що складається з суміші дизельного палива з емульсією (30%) і гранульованої аміачної селітри (70 %). ЕВР призначена для проведення 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/см$^3$.

***Сибіріти*** промислові емульсійні ВР, що виготовляються у змішувально-зарядних машинах, призначені для заряджання механізованим способом.

*Сибірит-1000* – ЕВР, що складається з суміші аміачної селітри (78 %), індустріальної оливи (5,5 %), емульгатора (1 %) і води (15,5 %). У ролі сенсибілізатора використовують водний розчин нітриту натрію. Ця ЕВР призначена для заряджання механізованим способом глибоких свердловин з земної поверхні та висадження порід будь-якої міцності і ступеня обводнення, включаючи породи та руди, що містять сульфіди. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3050 кДж/кг, швидкість детонації 4,8–5,4 км/с, щільність заряду 0,8–1,25 г/см$^3$.

*Сибірит-1200* – ЕВР, що складається з суміші емульсії «Сибіріту-1200» і газогенеруючої добавки (0,7–3 %) понад 100 % проти емульсії (75 %) та суміші

аміачної селітри з нафтопродуктом (25 %). Ця ЕВР призначена для заряджання механізованим способом свердловин з земної поверхні та висадження порід будь-якої міцності і ступеня обводнення, включаючи породи та руди, що містять сульфіди. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 2580 кДж/кг, швидкість детонації 4,9–5,2 км/с, щільність заряду 0,8–1,25 г/см$^3$, бризантність 30–32 мм.

*Сибіріт СМ-2500* – це однорідна суміш ЕВР «Сибіріт-1200» (25%) та аміачної селітри, умащеною нафтопродуктом (75 %). ВР призначена для підривного відбивання гірських порід, що не містять у своєму складі сульфіди, за винятком ділянок (вибоїв) з інтенсивним виділенням метану та 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/см$^3$.

*Сибіріт СМ-5000* – це однорідна суміш ЕВР «Сибіріт-1200» (50 %) та аміачної селітри, умащеною нафтопродуктом (50 %). ВР призначена для підривного відбивання гірських порід, що не містять у складі сульфіди, за винятком ділянок (вибоїв) з інтенсивним виділенням метану та 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/см$^3$.

*Сибіріт СМ-7500* – це однорідна суміш ЕВР «Сибіріт-1200» (75 %) та аміачної селітри, умащеною нафтопродуктом (25 %). ВР призначена для підривного відбивання гірських порід, що не містять у складі сульфіди, за винятком ділянок (вибоїв) з інтенсивним виділенням метану та схильних до загоряння вугілля або інших гірських порід, способом 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/см$^3$.

***Анемікси*** – ЕВР, що складаються з суміші емульсії та аміачної селітри. Наприкінці 2005 року ЕВР «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* – ЕВР, що представлена однорідною сумішшю емульсії (70 %) та аміачної селітри (30 %). ЕВР призначена для ведення підривних робіт у породах будь-якої міцності на земній поверхні, у свердловинах будь-якого обводнення. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3117 кДж/кг, швидкість детонації 4,8–5 км/с, щільність заряду 1,22 г/см$^3$.

*Анемікс 80* – ЕВР, що представлена однорідною сумішшю емульсії (80 %) та аміачної селітри (20 %). ВР призначена для ведення підривних робіт у породах будь-якої міцності на земній поверхні, у свердловинах будь-якого обводнення. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3231 кДж/кг, швидкість детонації 5–5,1 км/с, щільність заряду 1,21 г/см$^3$.

***Українти*** – ЕВР, що виготовляються безпосередньо на місці ведення підривних робіт, з речовин, які окремо не вибухають і призначена для підривання

порід будь-якої міцності. Тому ЕВР безпечна у застосуванні, завдає мінімальної шкоди навколишньому середовищу.

*Українт-ПП-1* – це суміш емульсійної композиції (92–95 %) і порошку кремнію чи феросиліцію (4–8 %). ЕВР призначена для ведення підривних робіт на земній поверхні свердловинними зарядами, у процесі механізованого заряджання сухих, осушених та обводнених свердловин. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 4100– 4400 кДж/кг, швидкість детонації 3–4,5 км/с, щільність заряду 1,05–1,15 г/см$^3$.

*Українт-ПП-2* – це суміш емульсійної композиції (98,5–99,5 %) і сенсибілізатора – добавка газогенеруюча ГГД-У (0,5–1,5 %). Наливна ЕВР призначена для ведення підривних робіт в шахтах небезпечних за газом і пилом у процесі механізованого заряджання сухих та обводнених шпурів і свердловин, пробурених у породах та рудах будь-якої міцності. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 3000–3100 кДж/кг, швидкість детонації 4,8–5,4 км/с, щільність заряду 0,8–1,3 г/см$^3$.

*Українт-ПП-2Б* – це суміш емульсійної композиції (98,5–99,5 %) і сенсибілізатора – добавка газогенеруюча ГГД-У (0,5–1,5 %) та призначена для ведення підривних робіт на земній поверхні свердловинними зарядами, у процесі механізованого заряджання сухих та обводнених свердловин. Експлуатаційні характеристики: теплота вибуху 2830–2930 кДж/кг, швидкість детонації до 5 км/с, щільність заряду 1,1–1,2 г/см$^3$.

*Українт-П* – патронована ЕВР, виготовлена у вигляді герметично запаяних патронів, до складу якої входить емульсія типу «вода в оливі», що містить водний розчин аміачної та кальцієвої селітр, рідке пальне, емульгатор, стабілізатор емульсії і сенсибілізатор. Склад і технологія патронованих ЕВР Українт-П забезпечує повну заміну тротилових шашок та патронованої ВР Амоніт №6 ЖВ. Застосування: марки «П-С» і «П-СА» як основний заряд та патрон-бойовик для ініціювання наливних ЕВР і гранульованих ВР у свердловинах та шпурах будь-якого діаметру; марка «П-СА» – для подрібнення «негабариту». Експлуатаційні характеристики *Українт-П-С*: теплота вибуху 3400–3500 кДж/кг, швидкість детонації 4,9–5,1 км/с, щільність заряду 1,05–1,2 г/см$^3$. Експлуатаційні характеристики *Українт-П-СА*: теплота вибуху 3900–4300 кДж/кг, швидкість детонації 5–5,1 км/с, щільність заряду 1,12–1,15 г/см$^3$.

***«ЕРА»*** – наливні ЕВР, що виготовляються та 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 ЕВР відносяться до I класу за умовами застосування та призначені для заряджання сухих і обводнених свердловин на відкритих гірничих роботах, у процесі ведення підривних робіт.

*«ЕРА-А»* – це суміш аміачної та кальцієвої селітри (75–95 %), індустріальної оливи 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/см$^3$.

*«EPA-AL»* – це суміш аміачної та 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 та 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/см$^3$.

*«EPA-AM»* – це суміш аміачної та кальцієвої селітри, використовуваних у вигляді сухих компонентів і (або) розчинів (75–95 %), індустріальної оливи у суміші з вуглеводневим емульгатором (4,5–7 %), технологічної добавки (1–2 %) і води (10–15 %). ВР призначена для заряджання сухих та 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/см$^3$.

## 5.5. Запобіжні вибухові речовини та методи їх випробувань

Атмосфера багатьох підземних виробок вміщує горючі гази та пил, що за певних концентрацій у повітрі створюють з ним вибухові суміші. Наприклад, у вугільних шахтах виділяється метан і водень; в озокеритових – пари бензину та 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/м$^3$; сірчаний пил – 5–1000 г/м$^3$.

Ступінь вибухонебезпечності газоповітряних і пило-повітряних сумішей оцінюють за *температурою спалаху* (температура за якої виникає спалах упродовж певного проміжку часу) і *затримки спалаху* (час з моменту появи вогнища нагріву до моменту спалаху). Чим нижча температура спалаху та менша затримка спалаху, тим більша вибухонебезпечна суміш. Наприклад, температура спалаху суміші, яка вміщує 6,5 % метану ($CH_4$) дорівнює 650 °С. На чутливість метаноповітряної суміші для нагріву впливають домішки деяких газів та розпилених твердих речовин. Так окис вуглецю (CO), двоокис азоту ($NO_2$) 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, що вміщує 6,5 % метану, за температури 650 °С спалах відбувається через 10 с після появи джерела нагріву; за 750 °С – через 1,8 с; за 800 °С – через 0,5 с; за 2000 °С – практично миттєво.

Безпосередніми причинами, що викликають спалах метаноповітряної суміші у процесі підривних робіт можуть бути: повітряна ударна хвиля, розжарені чи горючі продукти вибуху і паперові патрони, а також нагріті газоподібні продукти вибуху. Під час вибуху заряду ВР у атмосфері вибою виробки перш за все проходить ударна хвиля, яка викликає стиснення

повітряного середовища та 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. Отже, під час 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 уводять 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 вигоряння заряду з викидом зі шпуру гарячих часток ВР. Для забезпечення повної детонації до складу ВР уводять 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 випробуваннями запобіжні ВР додатково перевіряють на відколках відповідних газоповітряних чи пило-повітряних сумішей. Випробування проводять у наземному сталевому дослідному штреку, який є сталевою 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.

У процесі випробувань за газом 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 у разі десятикратного випробування вибуху метаноповітряної суміші не буде жодного разу.

У процесі випробувань ВР на вибухобезпечність за пилом виконують наступне. Просіяний через сито (6400 отворів на 1 см$^2$) вугільний пил, у кількості 3 кг, розміщують у стволі вуглерозпилюючої мортири зверху заряду ВР масою 50 г. Під час вибуху цього заряду вугільний пил розсівається у штреку, створюючи вибухонебезпечну пило-повітряну атмосферу. ВР вважається запобіжним, якщо у

разі десятикратного випробування, шляхом підриву у такій атмосфері заряду масою 700 г, не виникає жодного вибуху пило-повітряної суміші.

ВР, що витримали випробування у дослідному штреку, будуть безпечні тільки за дотримання таких умов:

1. Маса заряду ВР не повинна перевищувати необхідної для виконання поставленого завдання;

2. Вільна від заряду частина шпуру повинна бути щільно забита забивкою;

3. Вміст метану в атмосфері поблизу вибою та на відстані не менше 20 м від нього не повинен перевищувати 1 %;

4. Заряди ВР повинні розташовуватися на відстанях один від одного та до відслоненої поверхні, що не перевищують максимально допустимі згідно з «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 і 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-селітряних?*

*7. Які ВР належать до нітроефірових?*

*8. Які ВР належать до емульсійних?*

*9. Де застосовуються механічні вибухові суміші?*

*10. Які небезпечні фактори існують у процесі ведення 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 випробування запобіжних ВР?*

*14. Як проводять випробування ВР на вибухобезпечність за газом?*

*15. Як проводять випробування ВР на вибухобезпечність за пилом?*

# 6. СПОСОБИ ТА ЗАСОБИ ВИСАДЖЕННЯ ЗАРЯДІВ ПРОМИСЛОВИХ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН

*Викладено основні відомості про способи та засоби висадження зарядів промислових вибухових речовин. Розглянуто вогневе, електровогневе та електричне ініціювання, а також висадження за допомогою детонувального шнура та неелектричних систем ініціювання зарядів. Наведено відомості про сучасні проміжні детонатори та шашки-детонатори.*

*Мета – сформувати знання про способи та засоби висадження зарядів промислових вибухових речовин*

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:
- класифікувати способи висадження зарядів;
- визначати призначення та принцип дії засобів ініціювання;
- обирати раціональний спосіб висадження зарядів;
- безпечно поводитись із засобами висадження зарядів.

## 6.1. Вогневе висадження

До засобів вогневого висадження відносяться: капсулі-детонатори, вогнепровідні шнури (ВШ) і засоби запалювання ВШ. Капсуль-детонатор (КД) 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).

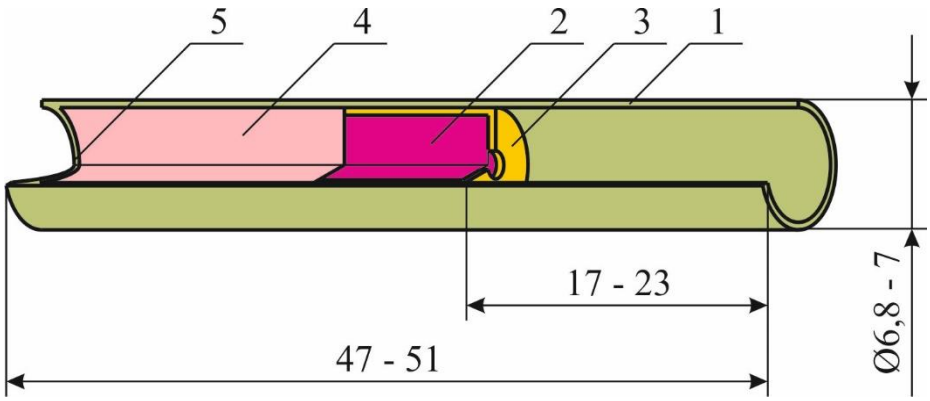



Рис. 6.1. Конструкція КД: 1 – гільза; 2 – первинна ініціююча ВР; 3 – чашечка; 4 – вторинна ініціююча ВР; 5 – кумулятивне поглиблення

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. Залежно від виду ініціюючих ВР, якими споряджені КД, вони мають назви: азидотетрилові (в алюмінієвій чи паперовій гільзі), гримучортутнотетрилові (у мідній чи паперовій гільзі), азидотенові та ін. Заряд первинної ініціюючої ВР прикривається металевою чашечкою та впресовується 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 КД № 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 дорівнює 5–6 мм. За технічними умовами відрізок ВШ довжиною 60 см повинен згоряти за 60–69 секунд.

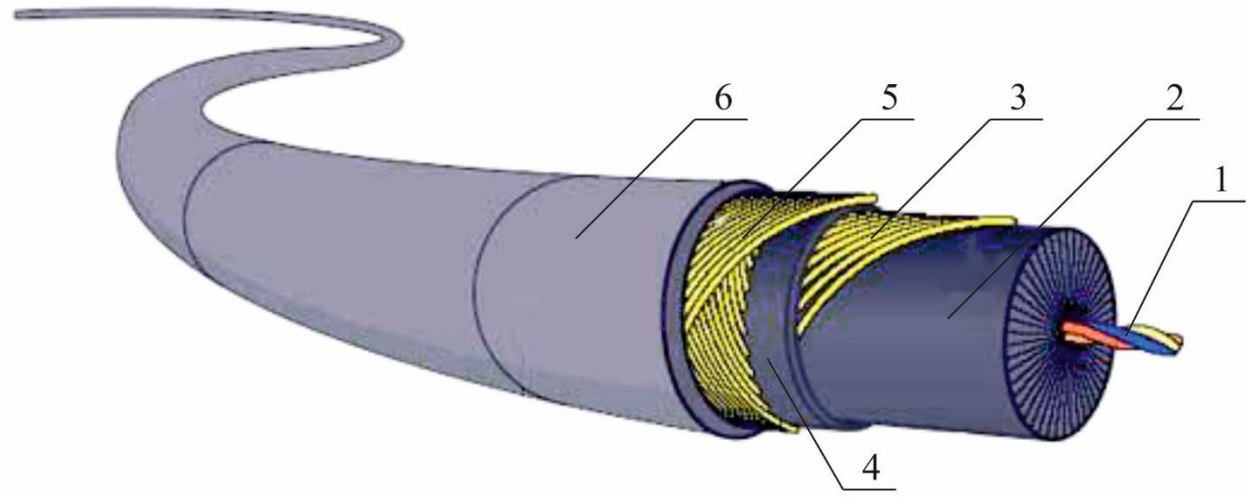



Рис. 6.2. Конструкція ВШ: 1 – направляючі нитки; 2 – димний порох; 3 – внутрішнє обплетення; 4 – шар асфальту; 5 – двошарове зовнішнє обплетення; 6 – зовнішній шар асфальту або пластику

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* (рис. 6.3) 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, уводять 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 % пороху, 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 7–12, 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 30º. 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.

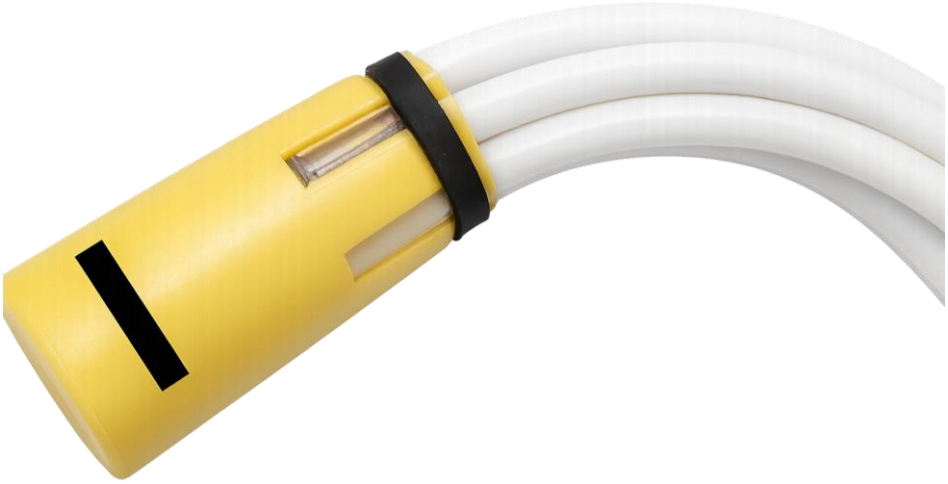


Рис. 6.3. Зовнішній запального патрону при вогневому способі підривання

Порядок виконання робіт наступний. Спочатку виготовляються запальні і контрольні трубки. *Запальна трубка* – це КД, з’єднаний з відрізком ВШ. Довжина ВШ установлюється 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. Приклади виготовлення запалювальної трубки та помилки при з’єднанні КД та ВШ, що подано на рис. 6.4.

*Контрольна трубка* – відрізок ВШ, з’єднаний з КД; при цьому відрізок ВШ робиться не менше ніж на 60 см коротше самого короткого відрізка ВШ запальної трубки. Запальні і контрольні трубки виготовляються підривником у спеціальному приміщенні при складі ВР.

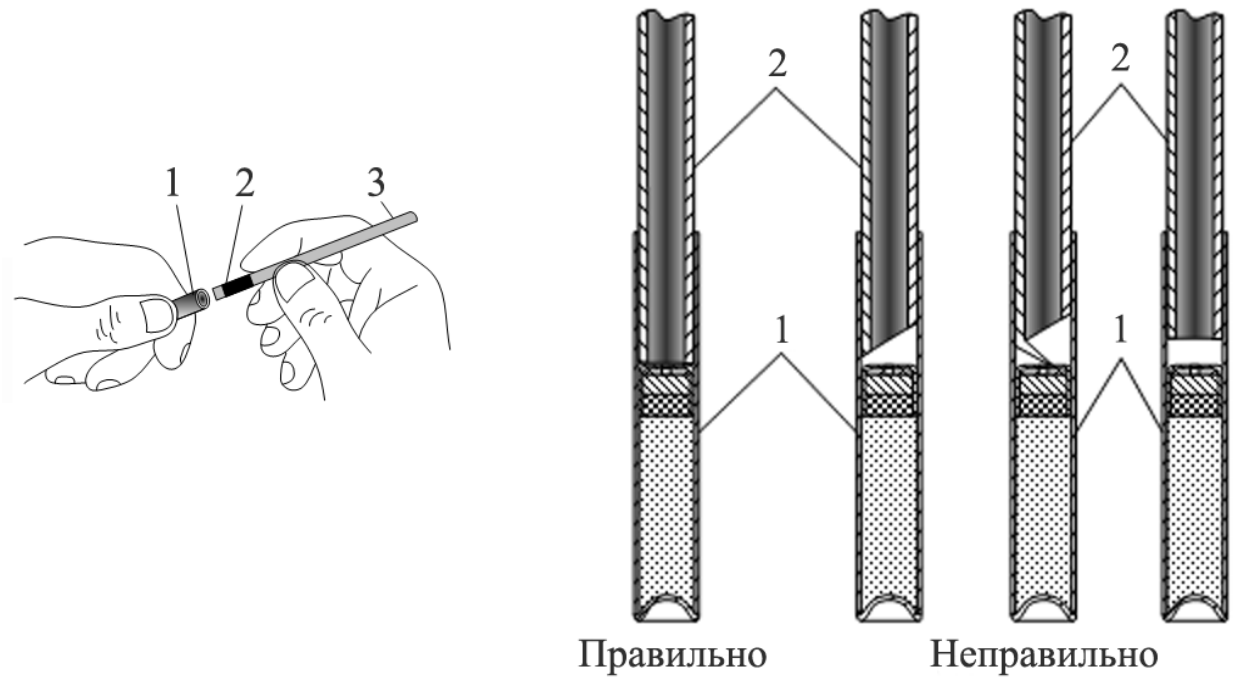



Рис. 6.4. Приклади виготовлення запалювальної трубки: 1 – КД; 2 – ВШ; 3 – ізоляційна стрічка

На місці виробництва підривних робіт виготовляють патрони-бойовики (П-Б) (рис. 6.5), тобто кожну запальну трубку вставляють у патрон ВР 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. Підривник насамперед підпалює контрольну трубку, а потім приступає до підпалювання запальних трубок. При вибуху КД контрольної трубки підривник припиняє підпалювання і йде в укриття. Переваги вогневого висадження – простота і низька вартість підривних робіт. Недоліки: підвищена небезпека виконання робіт у порівнянні з іншими способами висадження, тому що підривник знаходиться безпосередньо біля зарядів ВР; неможливість одержання точних інтервалів уповільнення; неможливість контролю справності засобів висадження; утворення великої кількості отруйних газів при згорянні ВШ.



Рис. 6.5. Зовнішній вигляд П-Б при вогневому способі підривання

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

$$l_m = \left(n_{вш} \cdot t_з + t_в\right) \cdot v_{вш}, \text{ м}, \qquad (6.1)$$

де $n_{вш}$ – число відрізків ВШ, запалювальними підривником за один прийом, шт.; $t_з$ – час запалювання одного відрізка ВШ, що дорівнює 5–10 с; $t_в$ – час відходу підривника в укриття або безпечне місце, що дорівнює $\geq 60$ с; $v_{вш}$ – швидкість горіння ВШ, що дорівнює 0,01 м/с.

Довжина відрізка ВШ однієї контрольної запальної трубки

$$l_к = l_т - t_в \cdot v_{вш}, \text{ м.} \tag{6.2}$$

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.

$$l_к = l_т - 0{,}6, \text{ м.} \tag{6.3}$$

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

$$n_{вш} = \frac{\frac{l_т}{v_{вш}} - t_в}{t_з}, \text{ шт.} \tag{6.4}$$

Витрати ВШ на висаджування серії зарядів

$$L_{вш} = l_т \cdot n_{вш} + l_к + 0{,}1 \cdot n_{кр} + l_о \cdot n_{кр}, \text{ м,} \tag{6.5}$$

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

Число кругів ВШ, які використовуються для виготовлення запальних трубок встановлюються, виходячи з наступних умов. ВШ випускається відрізками довжиною 10 м. Від кожного кругу 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 кругу

$$n_т = \frac{9{,}9}{l_т}, \text{ шт.} \tag{6.6}$$

Отримане $n_т$ округлюють до ближчого меншого цілого числа.

Число кругів ВШ на виготовлення запальних трубок

$$n_{кр} = \frac{n_{вш}}{n_т}, \text{ шт.} \tag{6.7}$$

При використанні запальних трубках 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 запалювальної 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 підривників з якихсь причин утруднений або неможливий.

До засобів електровогневого висадження відносяться: електрозапалювальні патрони (ЕЗП-Б) і електрозапалювачі (ЕЗОШ-Б). Електрозапалювальний патрон ЕЗП-Б призначений для електричного запалювання пучка відрізків ВШ (рис. 6.6). Він за конструкцією подібний до запального патрона, тільки замість ВШ для запалення запального складу використовують електрозапалювач 5, що складається з містка розжарювання (ніхромовий дріт) і нанесеного на нього легкоспалахуючого складу, що дає могутній промінь вогню.

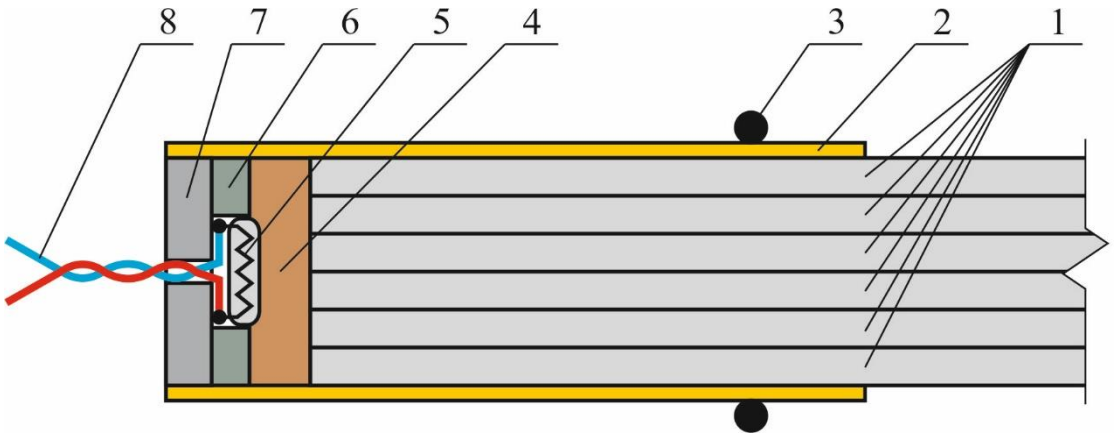
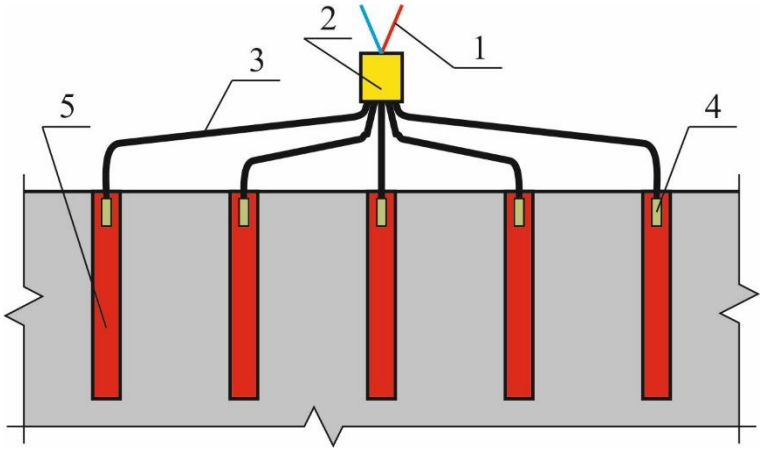



Рис. 6.6. Конструкція електрозапалювального патрону: 1 – відрізки ВШ; 2 – паперова гільза; 3 – шпагат; 4 – запальний склад; 5 – електрозапалювач; 6 – вкладиш з отвором; 7 – дно гільзи; 8 – вивідні електропроводи

Електрозапалювач ЕЗОШ-Б призначений для запалювання вогнепровідного шнуру у сухих умовах. На відміну від електрозапалювального патрону його діаметр розрахований на з'єднання з одним відрізком ВШ, тому ЕЗОШ-Б не містить запального складу 4, тому що один відрізок ВШ легко запалюється безпосередньо від електрозапалювача (рис.6.6). При монтажі вибухової мережі електрозапалювач скріплюють з ВШ обтисненням на ньому кінця гільзи, який виконаний у вигляді сталевої втулки.

Електровогневий спосіб висадження застосовується на відкритих гірничих роботах. Висадження зарядів виконують запальними трубками, для підпалювання яких застосовують електрозапалювачі чи электрозапалювальні патрони. На рис. 6.7, а, показана схема мережі електровогневого підриву при невеликій кількості зарядів ВР, що одночасно підриваються. При великій кількості густо розташованих зарядів ВР, крім основного електрозапалювального патрону, застосовують проміжні (групові) запалювальні патрони (рис. 6.7, б).

а




б

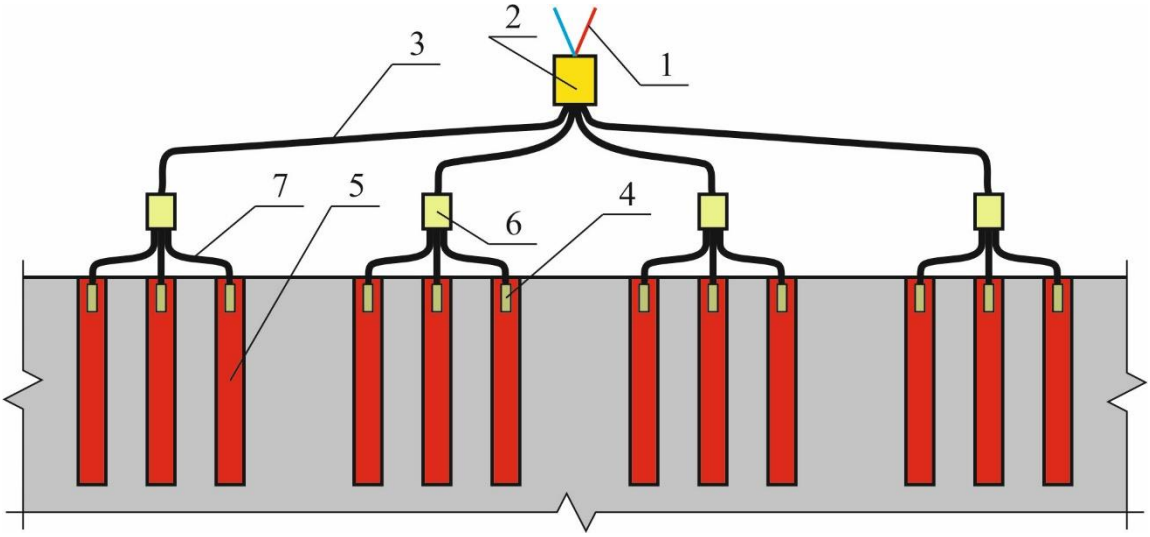



Рис. 6.7. Схема мережі електровогневого висадження до 30–40 зарядів (а) та більш 30–40 зарядів (б): 1 – електропроводи; 2 – електрозапалювальний патрон; 3 – ВШ; 4 – КД; 5 – заряд ВР; 6 – запальний патрон; 7 – ВШ

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.

## 6.3. Підривні роботи із застосуванням електровогневого і вогневого ініціювання

Вогневий спосіб ініціювання зарядів ВР дозволяється застосовувати тільки в тих випадках, коли його не можна замінити на інші способи висадження.

Якщо підготовлені до підривання заряди розміщені в місцях, що ускладнюють їх швидке віднайдення (зарості кущів, дерев тощо), то під час вогневого ініціювання зарядів необхідно встановлювати розпізнавальні знаки, відомі підривникам.

Запалювальні та контрольні трубки необхідно підпалювати тліючим ґнотом, відрізком ВШ або спеціальним пристосуванням. Сірником дозволяється запалювати трубку тільки під час підривання одиночного заряду.

Під час вогневого підривання довжини ВШ у запалювальних трубках повинні бути розраховані так, щоб забезпечувався відхід підривника від зарядів на безпечну відстань або в укриття. Довжина кожної запальної трубки повинна становити не менше ніж 1 м. Кінець ВШ повинен виступати із шпуру не менше ніж на 25 см.

Під час підпалювання п’яти і більше трубок на земній поверхні повинна застосовуватися контрольна трубка, виготовлена з КД з паперовою гільзою, або контрольний відрізок ВШ (для контролю часу, що витрачається на запалювання). Контрольну трубку необхідно підпалювати першою; вона повинна мати довжину до 60 см і бути меншою за довжину шнура найкоротшої із запальних трубок, що застосовуються, але не менше ніж 40 см. У підземних умовах з тією самою метою повинен застосовуватися контрольний відрізок ВШ. Його необхідно використовувати для підпалювання запальних трубок. Після закінчення підпалювання запальних трубок або після вибуху КД контрольної трубки (згоряння контрольного відрізка шнура), а також у разі загасання контрольного відрізка всі підривники повинні негайно відійти на безпечну відстань або піти в укриття.

Контрольна трубка під час підривання на земній поверхні повинна розміщуватися не ближче ніж на 5 м від запальної трубки, що підпалюється першою, і не на шляху відходу підривників.

У зарядах з пороху ВШ запальної трубки не повинен стикатися з ВР заряду.

Зрощувати ВШ забороняється. У разі дублювання запальних трубок їх необхідно підпалювати одночасно.

Підривник повинен рахувати заряди, що вибухнули. Якщо виконати цю вимогу неможливо або який-небудь заряд не вибухнув, підходити до місця підривання дозволяється не раніше ніж через 15 хвилин після останнього вибуху. У разі відсутності відмов дозволяється підходити до місця вибуху не раніше ніж через 5 хвилин після останнього вибуху.

Запальні та контрольні трубки повинні виготовлятися підривниками (роздавальниками ВМ) в окремому приміщенні підготовки ВМ, у підземному складі – в камері для виготовлення запальних трубок. У разі тимчасових підривних робіт тривалістю не більше шести місяців з дозволу керівника суб’єкта господарювання виготовлення запальних і контрольних трубок дозволяється проводити в окремих пристосованих для цього приміщеннях, наметах або під навісом.

Під час виготовлення запальних і контрольних трубок на столі виконавця цієї роботи може перебувати не більше ніж 100 КД з відповідною кількістю відрізків ВШ. Виготовлені запальні трубки повинні сортуватися за довжиною, згортатися в коло та укладатися на полиці. Контрольні трубки можуть бути зв’язані в пачки шпагатом та зберігатись на тих самих полицях. Кожна контрольна трубка повинна мати чітко видимий неозброєним оком відповідний знак.

Перед виготовленням запальної (контрольної) трубки кожний КД повинен бути оглянутий на чистоту внутрішньої поверхні гільзи і відсутність усередині її будь-яких часточок. Забороняється витягати з гільзи КД сміття уведенням до неї будь-яких пристосувань, а також видуванням.

ВШ повинен вводитися у КД до зіткнення з його чашечкою прямим рухом без обертання.

Закріплення ВШ у КД з металевою гільзою потрібно здійснювати шляхом рівномірного обтиснення краю гільзи в дульце за допомогою спеціального приладу. При обтиску забороняється надавлювати на те місце КД, де перебуває вибухова суміш. Закріплення ВШ у паперових гільзах необхідно здійснювати із застосуванням призначених для цього приладів або шляхом обмотування кінця ВШ прогумованою стрічкою (ниткою або паперовою стрічкою) до розмірів внутрішнього діаметра КД з подальшим прямим (без обертання) уведенням його в дульце КД або затягуванням ниткою (шпагатом) дульца гільзи КД.

Висмикувати або витягати ВШ, закріплений у КД, забороняється.

### 6.4. 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 КД, 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. 6.8).

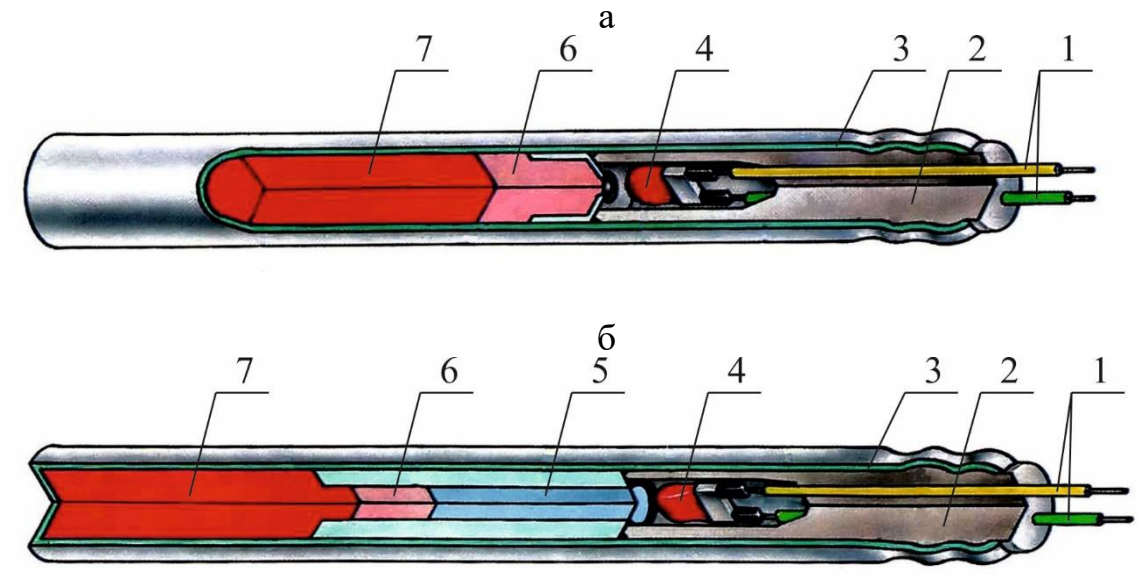



Рис. 6.8. Конструкція ЕД миттєвої (а) і уповільненої (б) дій: 1 – проводи; 2 – пластмасова пробка; 3 – металева гільза; 4 – електрозапальник; 5 – уповільнюючий склад; 6 – ініціююча ВР; 7 – бризантна ВР

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 обтисненній гільзою. Такий ЕД називається електродетонатором миттєвої дії (рис. 6.8, 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 ЕД миттєвої дії тим, що між електрозапалювачем і первинною ініціюючою ВР розміщений стовпчик уповільняючого складу (суміш свинцевого сурику, хромовокислого свинцю і феросиліцію) (рис. 6.8, б). Величина часу уповільнення залежить від товщини стовпчика уповільнювача, його складу і щільності. ЕД уповільненої дії випускають дев'яти ступіней 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 ЕД 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 – через15 мс, 11–15 – через 25 мс, 16–30 – через 50 мс. Номенклатура ЕД наведена в табл. 6.1 і 6.2.

Таблиця 6.1

Інтервали уповільнення ЕД, 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 |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| 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 |

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
|---|---|---|---|---|---|
| 25 | 1ПМ | 175 | 8ПК | 175 | 8М |
| 50 | 2ПМ | 200 | 9ПК | 200 | 9М |
| 75 | 3ПМ | – | – | – | – |
| 100 | 4ПМ | – | – | – | – |
| 125 | 5ПМ | – | – | – | – |

Таблиця 6.2

Інтервали уповільнення ЕД, 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 |
| 4 | – | 20 | 1Н | 25 | 1 | 4 | 0 |
| – | – | 40 | 2Н | 50 | 2 | 20 | 1 |
| – | – | 60 | 3Н | 75 | 3 | 40 | 2 |
| – | – | 80 | 4Н | 100 | 4 | 60 | 3 |
| – | – | 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. Зовнішній вигляд підривних машинок подано на рис. 6.9.

а б в



Рис. 6.9. Зовнішній вигляд підривних машинок: а – КПМ-1; б – КПМ-3; в – ПІВ-100М

Найбільше поширення одержали конденсаторні підрівні 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).

Таблиця 6.3

Конденсаторні підривні машинки

| Тип | Марка | Кількість електродетонаторів, що підриваються одночасно, шт. |
|---|---|---|
| 1 | 2 | 3 |
| 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 |

| 1 | 2 | 3 |
|---|---|---|
| Акумуляторні | ВМА-50/100 | 100 |
| | ВМА-100/200 | 200 |
| Батарейні | БКВМ-1/30 | 30 |
| | БВП-1 | 70 |
| | БКВМ-1/50 | 80 |
| | КВП-1/100 | 100 |
| | ПІВ-100М | 100 |

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 визначати справність електричного ланцюга при його опору до 5000 Ом. Для перевірки справності конденсаторних підривних машинок (контролю величини імпульсу струму) призначені прилади ПКВІ-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 двожильний 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 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 П-Б, закріплюючи кожен ЕД у патроні ВР (рис. 6.10). Виконують заряджання і забиття шпурів чи свердловин, після чого монтують електропідривну мережу.



Рис. 6.10. Зовнішній вигляд П-Б при електричному способі підривання

З’єднання дротів ретельно ізолюють ізоляційною стрічкою чи затискач-контактами. Перевіряють справність електропідривної мережі. Її загальний опір, обмірюваний приладами, не повинен відхилятися від розрахункового більше, як на 10%. Якщо відхилення більш 10%, тоді необхідно усунути несправності

електропідривної мережі. Ключі від підривних машинок і шухляд з рубильниками протягом усього часу виконання підготовчих робіт (до вибуху) повинні знаходитися у керівника підривних робіт чи підривника.

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.

## 6.5. Способи з'єднання електродетонаторів і розрахунок електропідривних мереж

Для висадження групи зарядів ВР застосовуються послідовне, паралельне і змішане з'єднання ЕД. У електропідривній 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 підривному 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. 6.11, а). Величину сили струму в мережі визначають за формулою

$$I = \frac{U}{R_м + R_в + R_д + n(R_к + r)}, \text{ А}, \qquad (6.8)$$

де $U$ – напруга джерела живлення, В; $R_м$, $R_в$, $R_д$ и $R_к$ – 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 ЕД з опором 2–4,2 Ом – 3,18 Ом; $n$ – кількість ЕД, шт.

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 ЕД необхідно забезпечити його надходження до кожного ЕД 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.

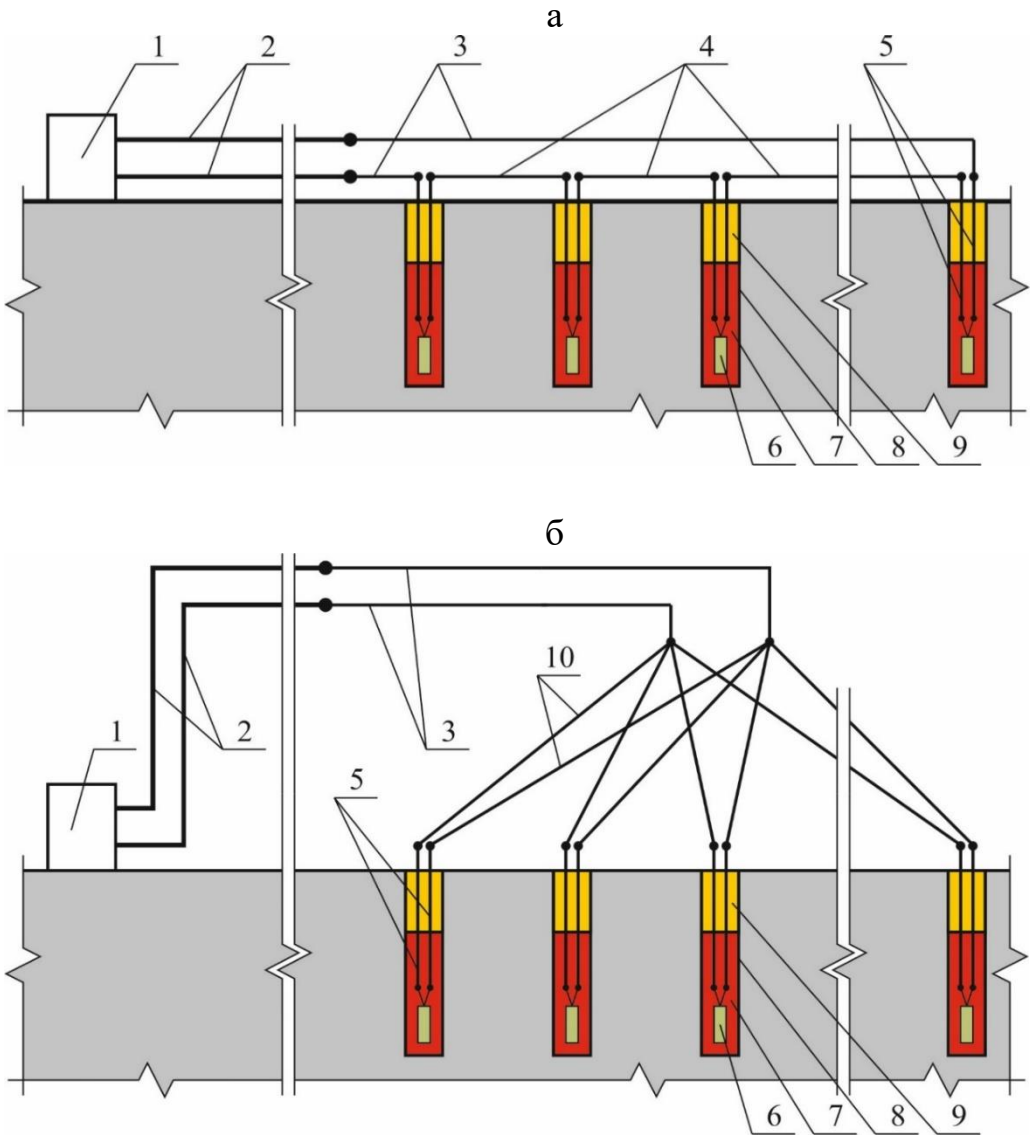



Рис. 6.11. Послідовне (а) і паралельне (б) з’єднання ЕД: 1 – джерело струму 2 – магістральні проводи; 3 – вивідні проводи; 4 – дільничні проводи; 5 – кінцеві проводи; 6 – ЕД; 7 – заряд ВР; 8 – свердловина (шпур); 9 – забійка; 10 – сполучні проводи

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. 6.11, б) силу струму в магістральних дротах визначають за формулою

$$I = \frac{U}{R_м + R_в + \dfrac{R_с + R_к + r}{n}}, \text{ А}, \qquad (6.9)$$

де $R_с$ – опір сполучних дротів, А.

Сила струму в кожнім ЕД дорівнює

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

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 контрольно-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. 6.12).

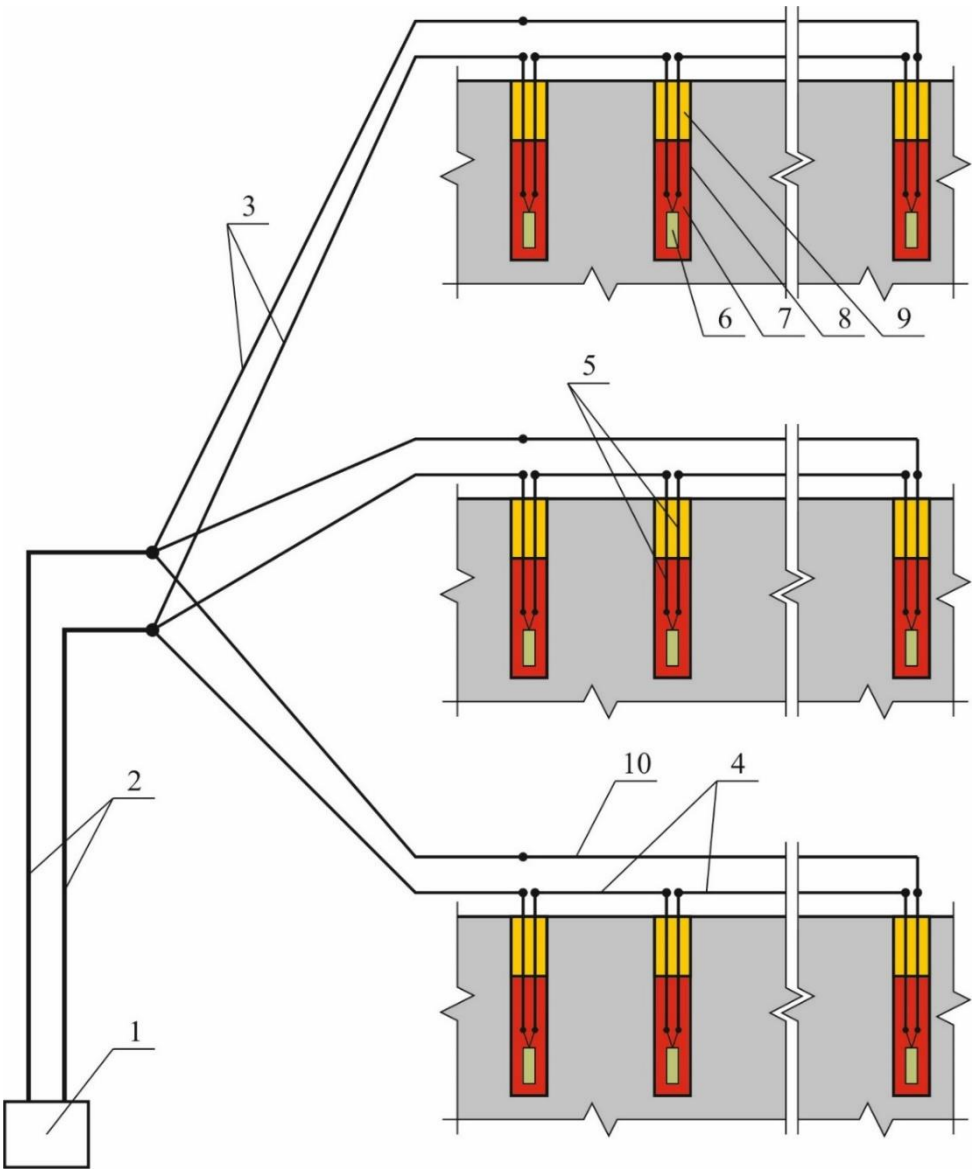



Рис. 6.12. Послідовно-паралельне з'єднання ЕД: 1 – джерело струму; 2 – магістральні дроти; 3 **–** вивідні дроти; 4 – дільничні дроти; 5 – кінцеві дроти; 6 – ЕД; 7 – заряд ВР; 8 – свердловина (шпур); 9 – забивка; 10 – сполучні дроти

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

$$I = \frac{U}{R_м + \dfrac{R_в + R_у + R_с + n\left(R_к + r\right)}{m}}, \text{ А}, \tag{6.11}$$

де $m$ – кількість паралельно з'єднаних груп.

Сила струму в кожнім ЕД дорівнює

$$I_{ед} = \frac{I}{m} \geq I_г. \tag{6.12}$$

*Паралельно-послідовне з'єднання* застосовується при великій кількості ЕД, коли окремі ЕД у кожній групі з'єднують між собою паралельно, і всі такі групи приєднують до магістральних дротів послідовно (рис. 6.13).

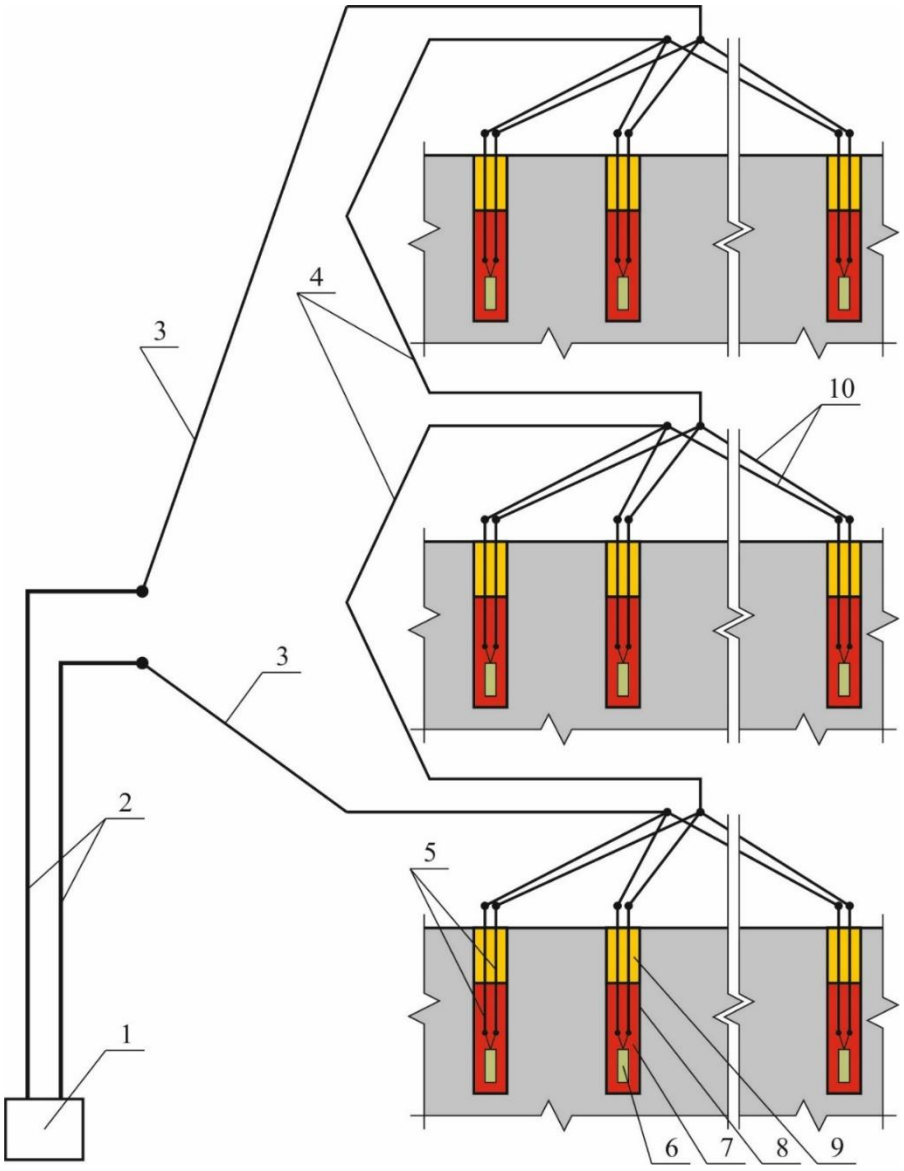



Рис. 6.13. Паралельно-послідовне з'єднання ЕД: 1 – джерело струму; 2 – магістральні дроти; 3 – вивідні дроти; 4 – дільничні дроти; 5 – кінцеві дроти; 6 – ЕД; 7 – заряд ВР; 8 – свердловина (шпур); 9 – забивка; 10 – сполучні дроти

Сила струму в магістральних дротах

$$I = \frac{U}{R_м + R_в + R_у + \frac{R_с + R_к + r}{n} \cdot m}, \text{ А.} \quad (6.13)$$

Сила струму в кожнім ЕД дорівнює

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

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

## 6.6. Підривні роботи із застосуванням електродетонаторів

ЕД перед видачею їх у роботу повинні бути перевірені в приміщенні складу ВМ відповідно до інструкцій із застосування.

Під час перевірки ЕД повинен міститися у футерованій металевій трубці, за щитом або в спеціальному пристрої, що унеможливлює ураження людей у випадку вибуху. Після перевірки опору провідники ЕД повинні бути замкнуті накоротко та у такому стані перебувати весь час до моменту приєднання до підривної мережі. Під час виконання цієї операції на робочому місці дозволяється мати не більше 100 ЕД.

Електропідривні мережі повинні мати справну ізоляцію та надійні електричні з'єднання. Кінці проводів і жил кабелів повинні бути ретельно зачищені, щільно зрощені, а з'єднання (зростки) ізольовані за допомогою спеціальних затискачів або інших засобів. У шахтах (рудниках), небезпечних за газом та (або) пилом, проводи ЕД та електропідривної мережі повинні з'єднуватися тільки із застосуванням контактних затискачів.

Електропідривна мережа повинна бути двопровідною. Використання води, землі, труб, рейок, канатів тощо як провідників забороняється. До початку заряджання підривник (майстер-підривник) повинен оглянути підривну магістраль та переконатися в її справності.

У шахтах (рудниках), небезпечних за газом та (або) пилом, повинні застосовуватися ЕД тільки з мідними проводами. Ця вимога поширюється також на сполучні і магістральні проводи (кабелі) підривної мережі.

Забороняється монтувати електропідривну мережу в напрямку від джерела струму або пристрою, що вмикає струм, до заряду. Після монтажу електропідривної мережі необхідно перевірити її провідність з безпечного місця.

Постійна підривна магістраль повинна розміщуватись на відстані від місця вибуху не менше ніж на 100 м.

Перед підриванням свердловинних та камерних зарядів загальний опір всієї електропідривної мережі повинен бути підрахований і потім виміряний з безпечного місця призначеними для цього електровимірювальними приладами. У разі розбіжності виміряного та розрахункового опорів мережі більше ніж на 10% необхідно усунути несправності, що викликають відхилення від розрахункового опору електропідривної мережі. У разі відсутності можливості

вимірювання опору електропідривної мережі з дозволу посадової особи, що керує проведенням вибуху, дозволяється обмежитися перевіркою її провідності.

До підключення ЕД до затискачів виконавчого блока або введення в нього хвилеводів підривник повинен упевнитись, що виконавчий блок заблоковано. Після цього ЕД дозволяється приєднувати до підривної мережі.

Включення струму для підривання зарядів ВР повинно проводитися з безпечного місця. Підривний прилад повинен мати спеціальні клеми для приєднання магістральних проводів електропідривної мережі. Приєднання магістральних проводів до підривного приладу (машинки) необхідно проводити в місці укриття підривника. Під час проведення масового вибуху (МВ) вмикання струму потрібно здійснювати тільки за командою керівника підривних робіт МВ.

Кінці проводів змонтованої частини електропідривної мережі повинні бути замкнуті накоротко протягом усього часу, що передує приєднанню їх до проводів наступної частини електропідривної мережі. Забороняється приєднання проводів вже змонтованої частини електропідривної мережі до наступних проводів, поки їх протилежні кінці не будуть замкнуті накоротко. Кінці магістральних проводів електропідривної мережі також повинні бути замкнуті протягом усього часу до приєднання їх до клем приладу або пристрою, що вмикає струм для підривання зарядів ВР. У разі дублювання ЕД для уникнення переплутування проводів основних і дублюючих ЕД проводи кожного з них повинні бути звиті, а після закінчення заряджання змотані в окремі бухти. Під час проведення МВ проводи основної і дублюючої електропідривних мереж повинні бути замарковані.

З усіх електроустановок, кабелів, контактних і повітряних проводів та інших джерел електроенергії (у тому числі джерел небезпечних електромагнітних випромінювань), що діють у зоні монтажу електропідривної мережі, напруга повинна бути знята до моменту монтажу мережі. У підземних умовах зоною монтажу електропідривної мережі є виробки, в яких монтується така мережа. На земній поверхні до зони монтажу електропідривної мережі повинна включатися поверхня, що обмежена контуром, який на 50 м перевищує контур електропідривної мережі, незалежно від висоти підвіски провідників електричного струму, а під час прострільно-підривних робіт у свердловинах – відповідно на 10 м. У необхідних випадках повинні здійснюватися додаткові заходи захисту від блукаючих струмів (застосування захищених ЕД, виключення повторного використання сполучних проводів, обов’язкове застосування спеціальних затискачів для ізоляції скруток проводів тощо), затверджені керівником суб’єкта господарювання. Під час монтажу електропідривної мережі в підземних виробках дозволяється не відключати напругу освітлювальної електричної мережі напругою не більше ніж 42 В, вентилятори місцевого провітрювання та апаратуру в особливому рудничному виконанні у зонах, що знаходяться у межах монтажу.

Забороняється проводити електричне підривання безпосередньо від силової або освітлювальної мережі без призначених для цієї мети пристроїв.

Під час підривання із застосуванням ЕД вихід підривника (майстра-підривника) з укриття після вибуху дозволяється не раніше ніж через 5 хвилин і

тільки після від'єднання електропідривної мережі від джерела струму та замикання її накоротко.

Якщо під час включення струму вибух не відбувся, підривник (майстер-підривник) повинен від'єднати від приладу (джерела струму) електропідривну мережу, кінці її замкнути накоротко, взяти із собою ключ від приладу (ящика, в якому перебуває підривний пристрій) і тільки після цього з'ясувати причину відмови. Виходити з укриття в цьому випадку дозволяється не раніше ніж через 10 хвилин незалежно від типу застосовуваних ЕД.

Допускати людей до місця вибуху дозволяється лише з дозволу керівника підривних робіт не раніше ніж через 15 хвилин після одержання інформації про те, що виконавчий блок перебуває у заблокованому стані.

У місцях зберігання під час перевезення та використання ЕД забороняється користуватися джерелами електромагнітного випромінювання (стільниковими телефонами, переносними радіостанціями тощо).

### 6.7. Висадження за допомогою детонувального шнура

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

ДШ призначений для передачі детонації від детонатора до заряду ВР чи від заряду до заряду (рис. 6.14). 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.

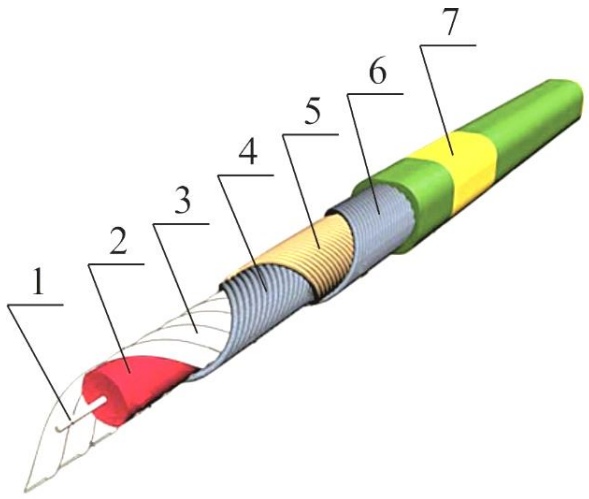



Рис. 6.14. Конструкція детонувального шнура ДШ-В: 1 – направляюча нитка; 2 – ТЕН; 3, 4 – льняні оплітки; 5, 6 – бавовняні оплітки; 7 – поліхлорвінілова оболонка

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

Розроблено запобіжні детонувальні 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 мс, 20 мс, 35 мс і 50 мс (рис. 6.15).

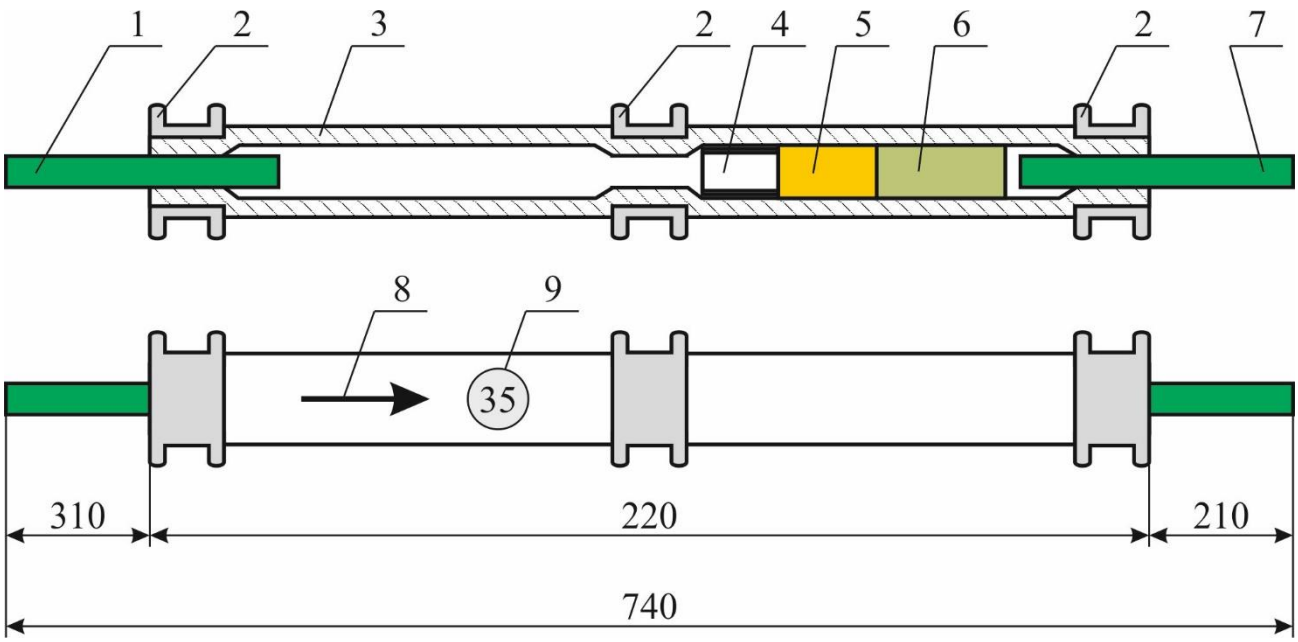



Рис. 6.15. Конструкція детонаційного реле КЗДШ-69: 1 – відрізок ДШ, що передає детонацію до реле; 2 – алюмінієва обтискна муфточка; 3 – картонна трубка; 4 – фіксатор; 5 – уповільнювач; 6 – КД; 7 – відрізок ДШ, що передає детонацію від реле до заряду ВР; 8 – вказівник напрямку передачі детонації; 9 – час уповільнення в мс

На оболонці напрямок 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.

При висадженні за допомогою ДШ порядок виконання підривних робіт наступний. Розрізають ДШ на відрізки необхідної довжини для виготовлення П-Б. Безпосередньо на місцях робіт (у свердловин, шпурів) виготовляють П-Б шляхом зв'язування шпагатом кінця ДШ із патроном ВР (рис. 6.16).

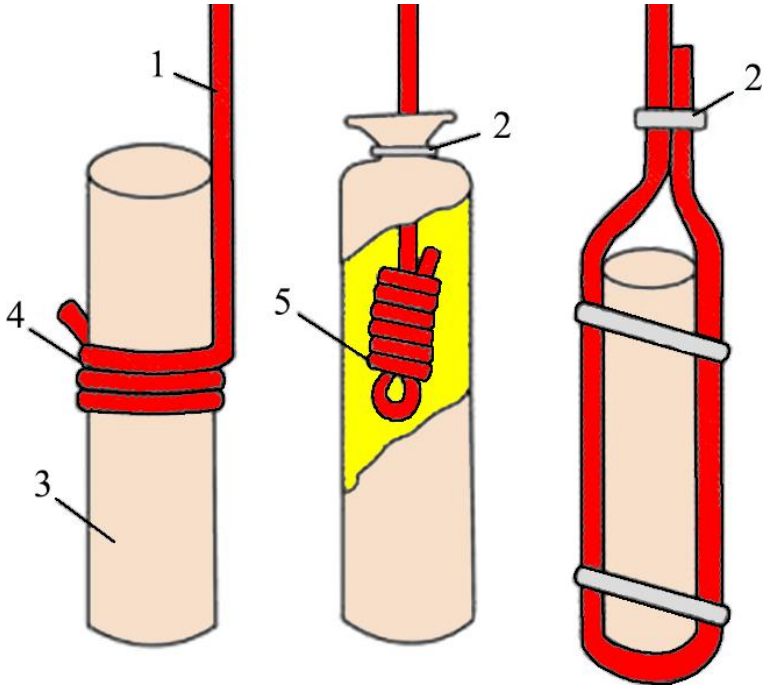



Рис. 6.16. Конструкція П-Б при підриванні ДШ: 1 – відрізок ДШ; 2 – шпагат; 3 – патрон ВР; 4 – витки ДШ на патроні; 5 – вузол ДШ

При підриванні зарядів у свердловинах чи камерах у кожній з них розташовують 2 бойовика, шнури від який 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 (рис. 6.17). 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.

***Підривні роботи із застосуванням ДШ*:**

- поводження з ДШ (різання, з'єднання з піротехнічним реле тощо) повинно виконуватися способами, зазначеними в інструкціях (керівництвах) заводів-виробників з його застосування;
- необхідність дублювання внутрішньосвердловинної та поверхневої мереж визначається на стадії розробки паспорта проведення МВ або проекту ведення спеціальних підривних робіт;

● підривання основної та дублюючої мереж ДШ повинно проводитися від одного ініціатора;

● ДШ можуть використовуватися в комплексі з іншими засобами ініціювання, якщо дозволяється ТУ на ці засоби, відповідно до вимог інструкції, розробленої та затвердженої суб'єктом господарювання, що здійснює підривні роботи.

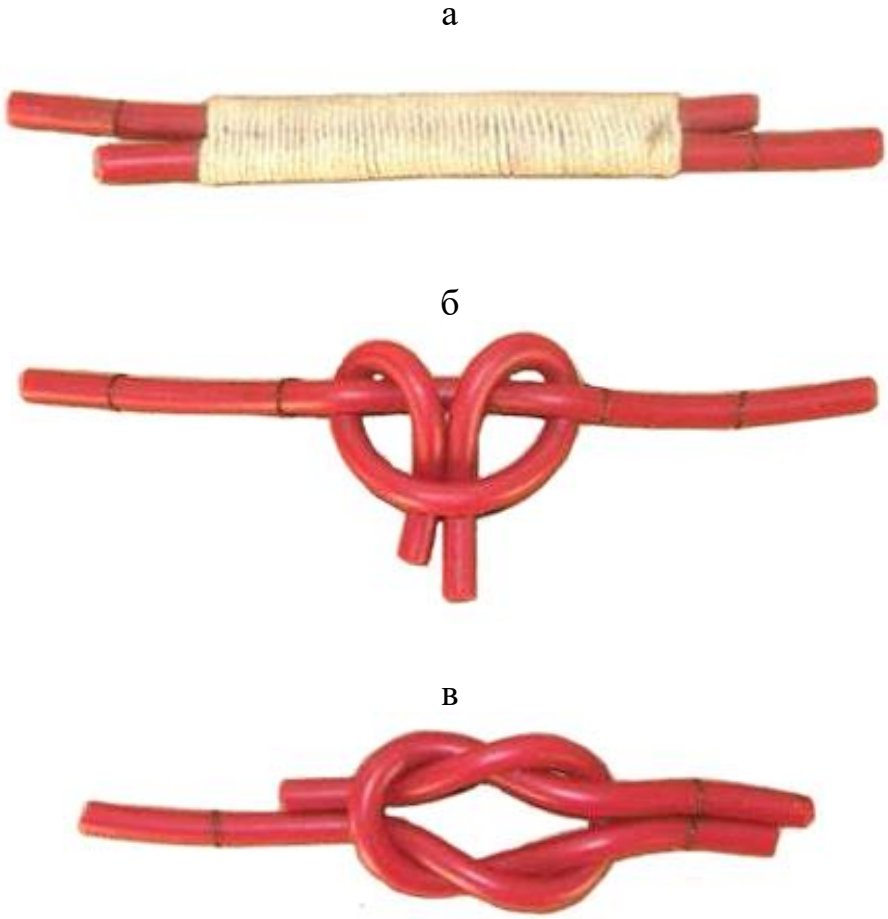



Рис. 6.17. Способи з'єднання (зрощення) ДШ: а – накладанням; б – прямим вузлом; в – подвійною петлею

## 6.8. 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 напиленням 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 детонатору. 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), «Пріма-ЕРА» (Україна) та ін.

Використання в гірничодобувній 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 (рис. 6.18). 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. 6.19). 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. 6.18. Елементи НСІ «Nonel»

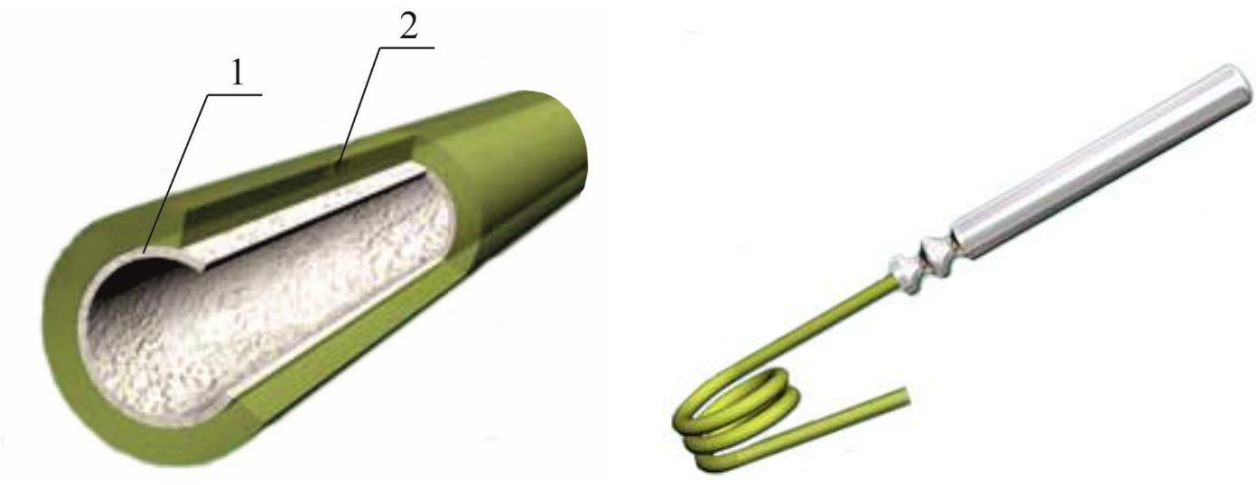



Рис. 6.19. Конструкція хвилеводу: 1 – шар ВР; 2 – пластикова оболонка

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 ініціювальна ВР, яка викликає детонацію у вторинній бризантній ВР (рис. 6.20).

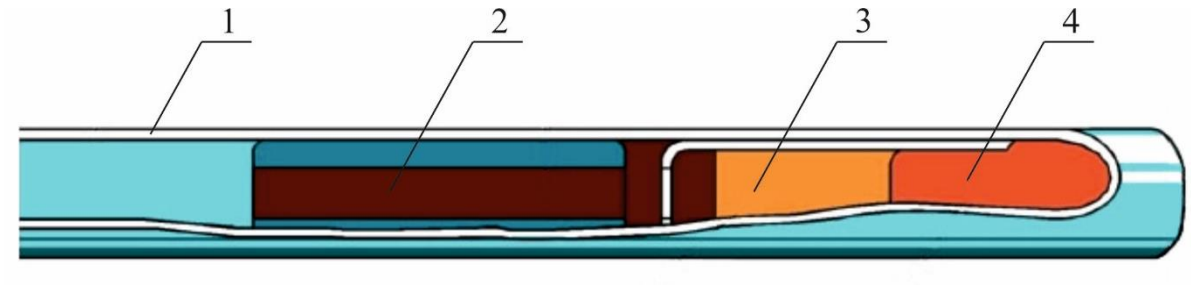



Рис. 6.20. Конструкція КД *Nonel*: 1 – алюмінієва оболонка; 2 – уповільнювач; 3 – ініціююча речовина; 4 – вторинна ВР

При необхідності створення розгалужених ланцюгів в системі *Nonel* застосовують з'єднувальний блок (рис. 6.21), 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 мс до 500 мс з інтервалами 100 мс 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; багатоелементність.

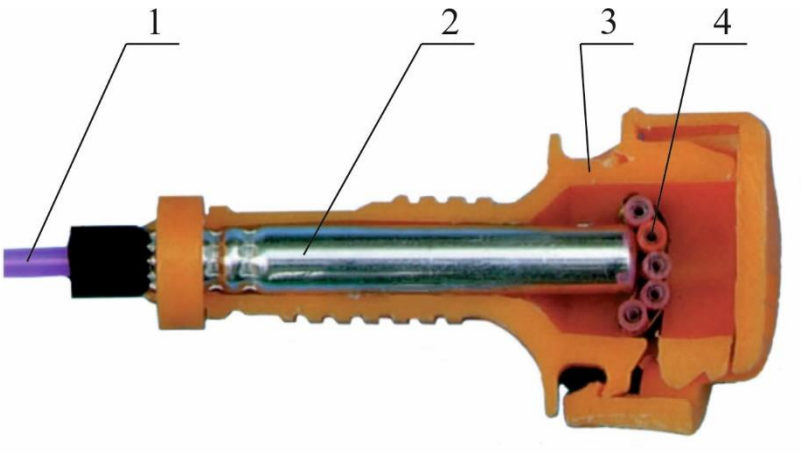



Рис. 6.21. З'єднувальний блок: 1 і 4 – хвилевод; 2 – міні детонатор; 3 – пластиковий корпус

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; багатоелементність.

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 П-Б при веденні підривних 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 мс 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 мс, 9 мс, 17 мс, 25 мс, 42 мс, 67 мс, 109 мс, 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. 6.22, а).

*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 мс, 425 мс, 450 мс, 475 мс, 500 мс, ущільнювальної втулки і відрізка хвилеводу певної довжини (від 2 м і більше) жовтого кольору (рис. 6.22, б).

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

інтервалами уповільнення. Схема комутації підривної мережі при використанні елементів Прима-ЕРА-С і Прима-ЕРА-Д подана на рис. 6.23.

а б в



Рис. 6.22. Загальний вигляд системи Прима-ЕРА-С (а), Прима-ЕРА-Д (б) і Прима-ЕРА-СД (в)

*Прима-ЕРА-СД* (рис. 6.22, в) це комплект, що складається з КД № 6 з часом уповільнення 0 мс, 9 мс, 17 мс, 25 мс, 42 мс, 67 мс, 109 мс, 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 мс, 425 мс, 450 мс, 475 мс, 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.

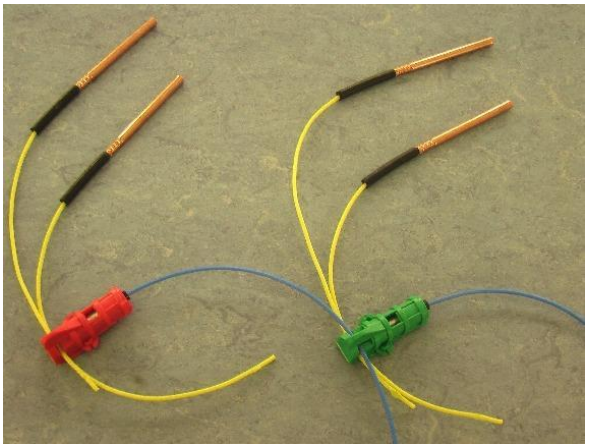


Рис. 6.23. Схема комутації підривної мережі при використанні системи Прима-ЕРА-С і Прима-ЕРА-Д

*Прима-ЕРА-Т* призначена для ведення підривних робіт на підземних гірничих роботах. Це комплект, що складається з КД № 8 з уповільненням 100 мс, 200 мс, 300 мс, 400 мс, 425 мс, 450 мс, 500 мс, 1000 мс, 1500 мс, 2000 мс, 2500 мс, 3000 мс, 3500 мс, 4000 мс, 4500 мс, 5000 мс, 5500 мс, 6000 мс, 7000 мс,

8000 мс, 9000 мс ущільнювальної втулки і відрізка хвилеводу певної довжини (від 2 м і більше) помаранчевого кольору (рис. 6.24).



Рис. 6.24. Загальний вигляд системи Прима-ЕРА-Т

*Прима-ЕРА-Тм* (посиленої дії) застосовується при веденні підривних робіт із застосуванням патронованих водонасичених ВР, чутливих до КД. Це комплект складається з КД № 8 з уповільненням 100 мс, 200 мс, 300 мс, 500 мс, 1000 мс, 1500 мс, 2000 мс, 2500 мс, 3000 мс, 3500 мс, 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 комутаційну 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 підривні 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 «Імпульс»*** – водостійка, підвищеної безпеки, призначена для ведення підривних робіт на земній поверхні, а також у підземних рудниках і вугільних шахтах безпечних з газу і пилу. Система «Імпульс» розроблена в Україні Казенним підприємством «Шосткінський казенний завод «Імпульс» разом з

Державним науково-дослідним інститутом хімічних продуктів України (ДержНДІХП) і Державним науково-дослідним інститутом безпеки праці і екології в гірничорудній і металургійній промисловості України (НДІБПГ). НСІ «Імпульс» пройшла весь цикл промислових випробувань на гірничорудних підприємствах України і допущена Держпромнаглядом України до постійного застосування для підривних робіт на земній поверхні, а також у підземних рудниках і вугільних шахтах, де допущене застосування незапобіжних ВР II класу. Система складається з поверхневого ініціюючого пристрою і уповільненням, що виготовляється у двох варіантах: УНС-ПА (рис. 6.25, а) із з'єднувачем під п'ять хвилеводів або УНС-П (рис. 6.25, б) із з'єднувачем під шість хвилеводів, свердловинного ініціюючого пристрою із уповільненням УНС-С (рис. 6.25, в) і стартового пристрою.

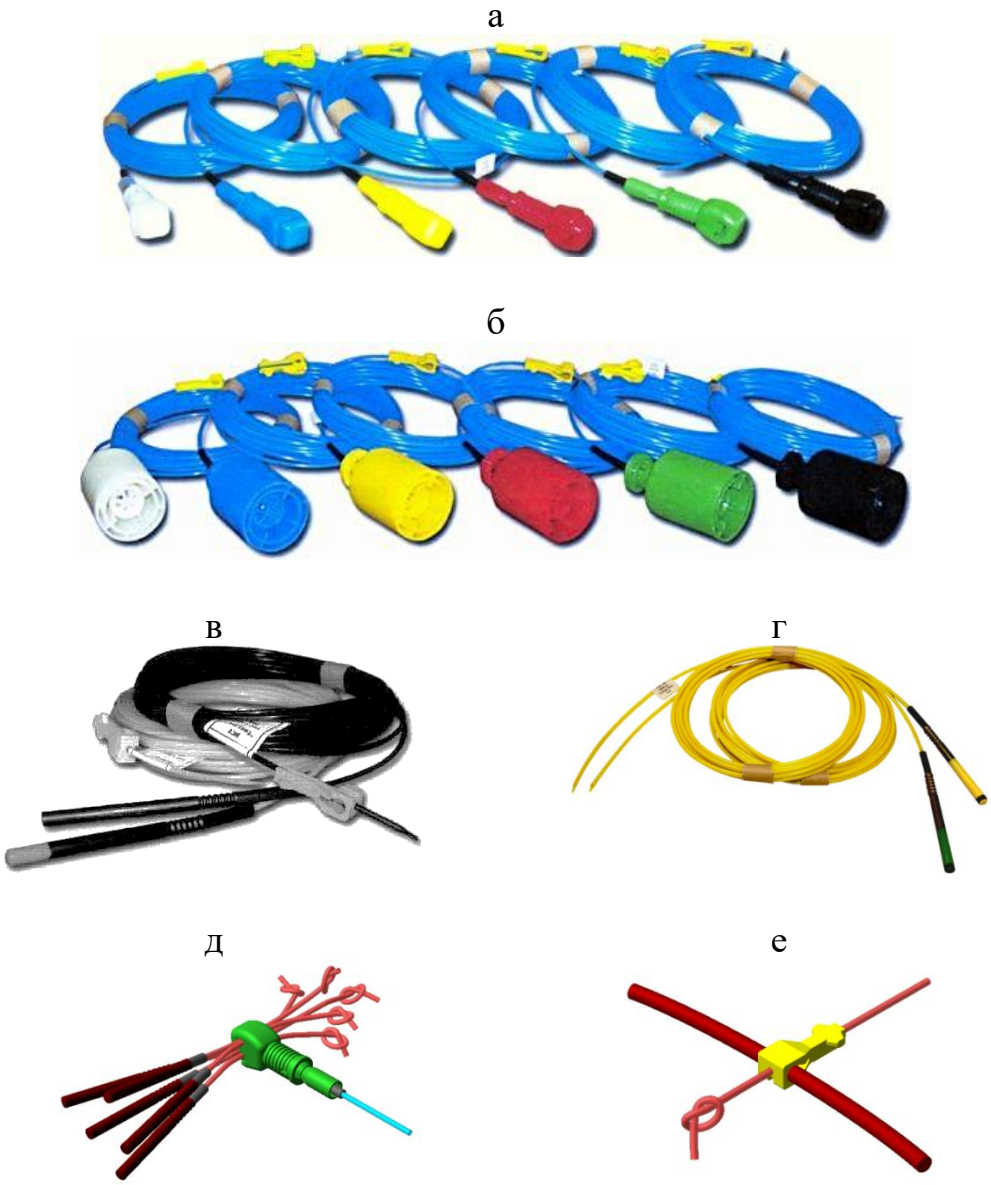



Рис. 6.25. Елементи НСІ «Імпульс»: а – пристрій УНС-ПА; б – пристрій УНС-П; в – пристрій УНС-С; г – пристрій УНС-Ш; д – з'єднувач під 5 хвилеводів; е – з'єднувач для ДШ

Пристрої УНС-С і УНС-П являють собою детонатор із уповільненням, що не містить ініціюючих ВР, герметично з'єднаний за допомогою гумової втулки з відрізком хвилеводу певної довжини.

Пристрій системи УНС-ПА являє собою КД, що містить незначну кількість ініціюючої сполуки, поміщеної в товстостінну металеву втулку, що герметично з'єднана за допомогою гумової втулки з відрізком хвилеводу певної довжини.

Хвилевід для пристроїв системи УНС-П, УНС-ПА виготовляється синіх кольорів, а для УНС-С – червоних. За замовленням споживача хвилевід може бути будь-якої довжини і іншого кольору. Хвилевід пристроїв системи «Імпульс» являє собою еластичну багатошарову пластикову трубку. На внутрішню поверхню трубки нанесений детонуюча сполука (ДС), ініціювання якої призводить до утворення ударної хвилі, що поширюється по внутрішньому каналу хвилеводу зі швидкістю 2100 м/с. Ударна хвиля має достатню силу, щоб ініціювати уповільнюючий елемент детонатора, але недостатню, щоб розірвати хвилевід системи «Імпульс».

Пристрої УНС-Ш (рис. 6.25, г) служать для передачі ініціюючого сигналу та ініціювання П-Б шпурових і свердловинних зарядів із заданою тимчасовою затримкою при веденні підривних робіт в рудниках і вугільних шахтах, де допущене застосування незапобіжних ВР II класу. Температурний інтервал застосування від –40 °С до +60 °С, працездатність пристроїв УНС-Ш зберігається після перебування у водному середовищі при тиску 0,1 МПа протягом 6 год. Додавання кожного метра довжини хвилеводу збільшує час уповільнення пристроїв на 0,5 мс.

Шпуровий пристрій УНС-Ш, що являє собою КД (КДША) зі сповільнювачем, герметично з'єднаний за допомогою гумової втулки з відрізком хвилеводу визначеної довжини, слугує для передавання сигналу, що ініціює, та ініціювання П-Б (рис. 6.26) шпурових і свердловинних зарядів із заданою часовою затримкою (має 30 серій сповільнення від 0 мс до 10000 мс). Додавання кожного метра довжини хвилеводу збільшує час уповільнення на 0,5 мс.



Рис. 6.26. Зовнішній вигляд П-Б при НСІ

КДША являє собою біметалеву гільзу, в яку запресовано основний заряд – вторинне ВР – ТЕН у кількості 1,2 г. Поверх основного заряду розміщено ініціювальний елемент – товстостінна втулка завдовжки 6 мм, в яку запресовано ТЕН 0,05 г, ініціювальне ВР – азид свинцю 0,07 г і займистий склад 0,05 г в якості технологічної добавки, оскільки безпосередньо за ініціювальним ВР пресування не ведуть. Поверх втулки поміщений ковпачок заввишки від 10 мм до 25 мм, внутрішнім діаметром 6,4 мм, що має запальний отвір діаметром 2 мм. Біля запального отвору запресовують запальний склад, поверх нього

сповільнювальний склад, а потім займистий склад як технологічну добавку, щоб заповнити простір ковпачка, що залишився.

Під час ініціювання хвилеводу детонаційна хвиля проходить по ньому і запалює запальний склад через запальний отвір. Запальний склад горить протягом 40–45 мс, при цьому утворює міцну шлакову пробку, що перешкоджає скиданню тиску. Далі спалахує сповільнювальний склад, час горіння якого здебільшого і визначає час уповільнення КД. Потім запалюється запальний склад, який згорає практично миттєво і слугує початковим імпульсом для ВР, що ініціює. Від детонації ВР, що ініціює, детонує вторинне ВР у втулці, а потім і основний заряд.

НСІ «Імпульс» має наступні переваги:

- високий рівень керованості масовими вибухами, що досягається за рахунок використання індивідуальної затримки кожного свердловинного заряду;
- ефективне використання донного ініціювання свердловинних зарядів, оскільки хвилевід, який використовується у системі, не має бічного енерговиділення і несприятливо не впливає на свердловинний заряд;
- виключення можливості зворотного ініціювання від свердловинного заряду в поверхневу підривну мережу;
- виключення підбивки підривної мережі і можливість оптимізації поверхневих уповільнень;
- нечутливість до електричних і електромагнітних впливів;
- стійкість до механічних впливів завдяки своїм конструктивним особливостям;
- низький сейсмічний ефект, що забезпечується різночасністю спрацьовування свердловинних зарядів.

У цілому НСІ «Імпульс» забезпечує істотне підвищення ефективності і безпеку ведення підривних робіт.

Збудження ініціюючого імпульсу в хвилеводі може здійснюватися від стандартних КД або ЕД, ДШ, а також від високоенергетичної іскри потужністю не менше 5 Дж за допомогою підривного пристрою (рис. 6.27).




Рис. 6.27. Зовнішній вигляд підривного пристрою для ініціювання хвилеводів

Монтаж підривних мереж з використанням НСІ подано на рис. 6.28 і 6.29.

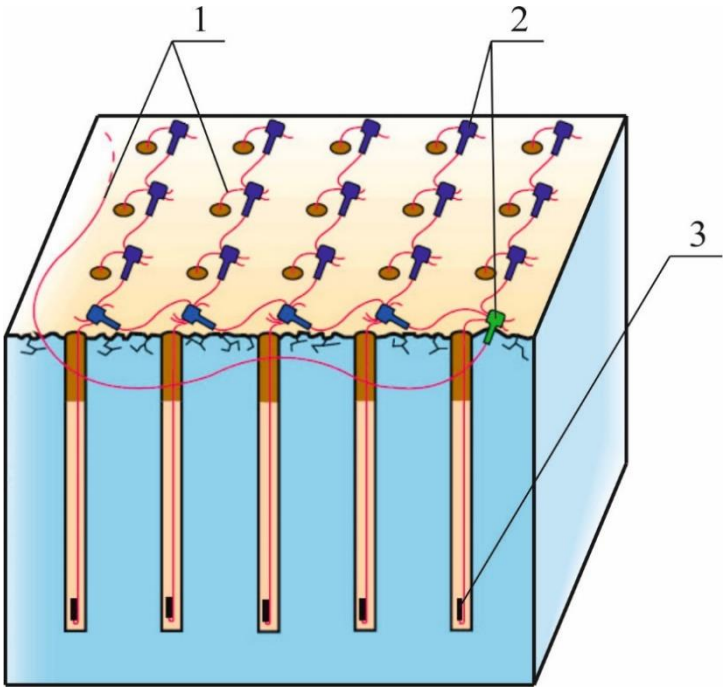



Рис. 6.28. Монтаж підривної мережі НСІ при відбиванні свердловинних зарядів на відкритих гірничих роботах: 1 – хвилевод; 2 – з'єднувальний блок; 3 – КД

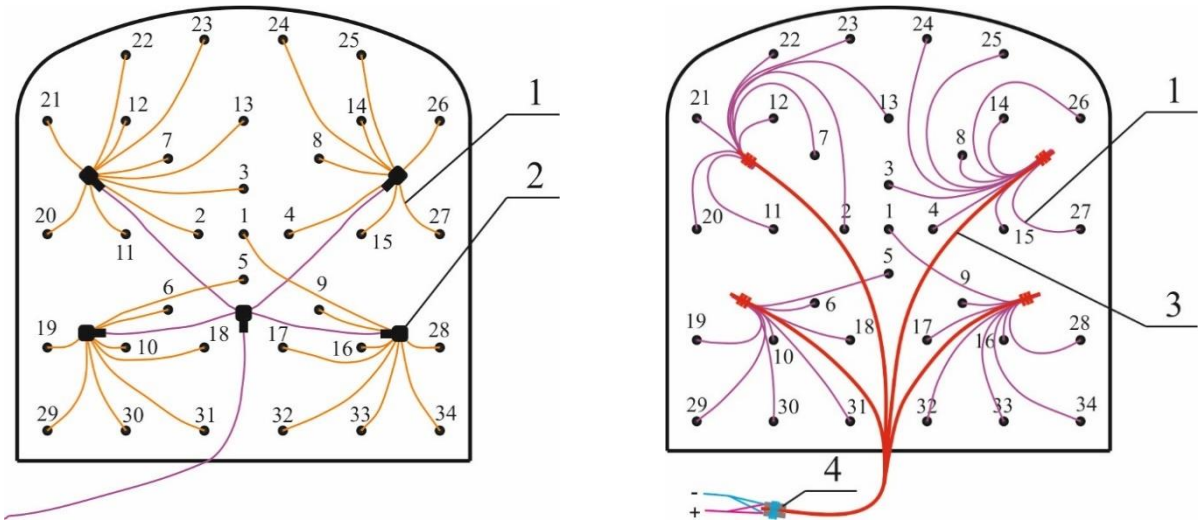



Рис. 6.29. Монтаж підривної мережі НСІ у процесі проведення гірничої виробки: 1 – хвилевод; 2 – з'єднувальний блок; 3 – ДШ; 4 – ЕД

***Підривні роботи із застосуванням НСІ.*** Поводження з НСІ повинно здійснюватися відповідно до вимог ТУ на них та інструкцій заводів-виробників щодо їхнього застосування. У цьому разі необхідно забезпечувати надійне з'єднання елементів системи та вживати заходів щодо недопущення пошкодження хвилеводів і КД.

Забороняється застосовувати комплекти НСІ, що мають зім'яття, корозію, тріщини на боковій і донній поверхнях КД, тріщини, прорізи, проколи на хвилеводах або незагерметизовані кінці хвилеводів. Перед застосуванням комплекти НСІ необхідно перевіряти на наявність цих дефектів.

Довжину хвилеводів необхідно обирати з урахуванням глибини шпуру або свердловини, глибини розміщення ПБ у заряді та відстані між зарядами. Мінімально допустима довжина активної ділянки хвилеводу (відстань від місця ініціювання до КД) має бути не менше ніж 60 см.

Фактичне сповільнення між вибухами суміжних груп зарядів необхідно визначати, враховуючи сповільнення поверхневих КД і довжину поверхневих хвилеводів між групами зарядів.

Поверхневі з'єднувачі хвилеводів необхідно розміщувати поблизу свердловин, а самі хвилеводи – закріплювати біля устя свердловин до закінчення заряджання та забивання зарядів.

Для запобігання вилучення хвилеводів з поверхневих з'єднувачів вільні кінці хвилеводів, що виходять з поверхневих з'єднувачів, необхідно зав'язувати простими вузлами. Довжина цієї (пасивної) ділянки хвилеводу повинна бути не менше ніж 8 см.

Під час монтування підривної мережі хвилеводи забороняється натягувати. Не можна наступати на хвилеводи змонтованої підривної мережі або наїжджати на них транспортними засобами.

У разі застосування у поверхневій мережі ДШ хвилеводи повинні торкатися шнура тільки в точках ініціювання, а сам ДШ необхідно натягувати та розміщувати не ближче ніж на 100 см від хвилеводів. З'єднання ДШ з хвилеводом необхідно виконувати за допомогою з'єднувача або з'єднувати ДШ прямим вузлом.

Ініціювальний елемент (ДШ, ЕД, КД) поверхневої мережі повинен торкатися всіх хвилеводів у місці ініціювання, щоб забезпечити надійність їхнього спрацювання. Місця з'єднання хвилеводів з ЕД і КД необхідно надійно фіксувати.

## 6.9. Проміжні детонатори

Багато промислових ВР, особливо у несприятливих умовах (вплив води, низькі температури, складності заряджання), мають недостатню чутливість до збудження вибуху штатними засобами ініціювання. У результаті можливі відмови під час проведення масових вибухів при гірничих роботах, що створює значні складнощі та різко підвищує небезпеку робіт. Для підвищення надійності спрацьовування зарядів застосовують проміжні детонатори.

***Детонатор проміжний*** – заряд з потужної бризантної ВР, призначений для посилення ініціюючого імпульсу первинних засобів підривання КД, ЕД та ДШ. Зазвичай, проміжний детонатор містить невелику кількість більш чутливої ВР, яка, при детонації, ініціює детонацію основного заряду. Як синонім у технічній літературі застосовуються вирази *«проміжний заряд», «ініціюючий заряд», «бустер»* та інші. Проміжний детонатор має масу від десятків грамів до кількох

кілограмів, найчастіше кілька сотень грамів. Головною метою проміжного детонатора є забезпечення надійної та швидкої детонації основного заряду, який може бути менш чутливим або вимагати більшої сили для ініціації.

Проміжний детонатор працює як перехідний етап між ініціатором (наприклад, детонатором) та основним зарядом. Він отримує слабкий сигнал від ініціатора та перетворює його на потужний детонаційний імпульс, достатній для детонації основного заряду.

Існують різні типи проміжних детонаторів, які відрізняються за складом ВР, конструкцією та потужністю. Проміжні детонатори частіше за все являють собою пресовані або литі шашки циліндричної форми з наскрізним каналом для пропуску ДШ або з гніздом під КД або ЕД. Шашки виготовляються пресуванням або литтям із тротилу, сумішей тротил-гексоген, ТЕН (PENT).

***Проміжні детонатори типу PP-100, PP-250, PP-300, PP-360, PP-500*** (рис. 6.30) виробництва Сербії, являють собою виріб з литої суміші тротилу та пентоліту у співвідношенні 50/50. Проміжні детонатори призначені для ініціювання шпурових і свердловинних зарядів малочутливих промислових ВР на відкритих гірничих роботах та у шахтах і рудниках, що є безпечними за газом або пилом. Діаметр та довжина проміжного детонатора повинні бути адаптовані до діаметра заряду ВР, який він ініціює, тому проміжні детонатори пентолітові типу РР мають різний діаметр та вагу.

Основні характеристики проміжних детонаторів типу PP-100, PP-250, PP-300, PP-360, PP-500 подано у табл. 6.4.




Рис. 6.30. Загальний вигляд проміжних детонаторів типу PP-100, PP-250, PP-300, PP-360, PP-500

Таблиця 6.4

Основні характеристики проміжних детонаторів типу РР-100, РР-250, РР-300, РР-360, РР-500

| Найменування показника | Одиниця виміру | Величина | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Тип проміжного детонатора | - | РР-100 | РР-250 | РР-300 | РР-360 | РР-500 |
| Висота | мм | 90 | 130 | 100 | 55 | 91 |
| Діаметр | мм | 40 | 42 | 50 | 70 | 70 |
| Щільність | кг/м$^3$ | 1600 | 1600 | 1600 | 1600 | 1600 |
| Швидкість детонації | м/с | 6800 | 6800 | 6800 | 6800 | 6800 |
| Вага | г | 100 | 250 | 300 | 360 | 500 |

***Проміжні детонатори Dyno Nobel TROJAN*** (рис. 6.31) призначені для ініціювання шпурових і свердловинних зарядів малочутливих ВР на відкритих гірничих роботах та у шахтах і рудниках, що є безпечними за газом або пилом. Проміжні детонатори Dyno Nobel TROJAN мають різні розміри та конфігурацію та виготовлені з пентоліту, що забезпечує надійність та стабільність у всіх умовах ведення підривних робіт. Проміжні детонатори Dyno Nobel TROJAN виготовляються таких типів: Spartan, Superprime NBU, Spartan SL Slider, Twinplex, Spartan SR, Superprime Stinger.




Рис. 6.31. Загальний вигляд проміжних детонаторів типу Dyno Nobel TROJAN

*TROJAN Spartan* виготовляються з внутрішнім наскрізним каналом та гніздом для ЕД, КД або ДШ. Флуоресцентний зелений колір корпусу роблять проміжний детонатор Spartan більш помітним на місці підривних робіт (а також в умовах низької освітленості) та зменшують ймовірність втрати зарядів.

*TROJAN Superprime NBU* мають дві наскрізні внутрішні порожнини (канали) та гніздо для КД, що дозволяє зручно використовувати її як із ДШ, так і з КД. Проміжні детонатори TROJAN NB Universal мають яскравий жовтий

корпус, що покращує візуальне сприйняття на підривному майданчику та зменшує ризик втрати або неправильного розміщення зарядів.

*TROJAN Spartan SL Slider* спеціально розроблені для застосування у багатоярусних схемах підривання. Проміжні детонатори TROJAN Spartan SL Slider найбільш ефективні при використанні з короткими хвилеводами HCI.

*TROJAN Twinplex* мають два гнізда для детонаторів та збільшеним наскрізним тунелем для використання двох детонаторів там, де це необхідно. Проміжні детонатори TROJAN Twinplex виготовлені з найякіснішого пентоліту, що забезпечує надійність, стабільність та довговічність у всіх умовах підривних робіт. Флуоресцентний зелений корпус роблять прискорювач TROJAN Twinpex більш помітним на місці підривних робіт (а також в умовах низької освітленості) та зменшують ймовірність втрати зарядів.

*TROJAN Spartan SR* розроблені для ініціювання всіх промислових ВР. Окрім внутрішнього наскрізного каналу та гнізда для детонатора, проміжні детонатори TROJAN Spartan SR мають внутрішню оболонку для захисту ЕД і розроблений спеціально для використання з ЕД. Однак, TROJAN Spartan SR також можуть використовуватися з будь-яким детонатором, який може потребувати додаткового захисту від сильних ударів, гідравлічного удару, впливу інших робіт в певних гірничо-геологічних умовах. Проміжний детонатор TROJAN SPARTAN SR надійно утримує детонатор у гнізді та ускладнює його витягування під час опускання у свердловину.

*TROJAN Superprime Stinger* спеціально розроблені для використання у шпурах. Вони особливо підходять для виконання підривних робіт в підземних умовах із застосуванням ЕД і КД, а також HCI. Проміжні детонатори TROJAN Superprime Stinger виготовляються з використанням однорідної суміші чистого пентоліту для надійності, стабільності та довговічності у всіх умовах ведення підривних робіт.

Основні характеристики проміжних детонаторів Dyno Nobel TROJAN подано у табл. 6.5.

Таблиця 6.5

Основні характеристики
проміжних детонаторів Dyno Nobel TROJAN

| Тип проміжного детонатору TROJAN | Діаметр, мм | Довжина, мм | Щільність, кг/м$^3$ | Швидкість детонації, м/с | Вага, г |
|---|---|---|---|---|---|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| Spartan | 28 | 119 | 1650 | 7550 | 90 |
| | 38 | 119 | 1650 | 7550 | 150 |
| | 41 | 117 | 1650 | 7550 | 200 |
| | 51 | 119 | 1650 | 7550 | 350 |
| | 53 | 119 | 1650 | 7550 | 400 |
| | 56 | 119 | 1650 | 7550 | 450 |
| | 79 | 142 | 1650 | 7550 | 900 |

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
|---|---|---|---|---|---|
| Superprime NBU | 51 | 119 | 1600 | 7800 | 350 |
| | 58 | 119 | 1600 | 7800 | 450 |
| | 79 | 130 | 1600 | 7800 | 900 |
| Spartan SL Slider | 56 | 119 | 1650 | 7550 | 450 |
| Twinplex | 56 | 117 | 1600 | 7550 | 450 |
| Spartan SR | 51 | 119 | 1650 | 7550 | 350 |
| | 56 | 119 | 1650 | 7550 | 400 |
| | 58 | 119 | 1650 | 7550 | 450 |
| Superprime Stinger | 19 | 53 | 1600 | 7800 | 10 |
| | 16,5 | 89 | 1600 | 7800 | 20 |

***Шашка-детонатор*** це циліндрична шашка пресованої чи литої ВР з відводом для детонатора або ДШ. Розрізняють шашки-детонатори тротилові «Т», тетрилові «ТЕТ», тротило-гексогенові «ТГ» та пентолітові.

***Шашки-детонатори Т-400Г*** (рис. 6.32) це тротилова пресована шашка з центральним каналом під чотири нитки ДШ. По всій поверхні шашка покрита суцільним тонким гідроізолюючим шаром парафіно-петролатумної суміші, що містить 70–80% парафіну і 30–20% петролетуму. Шашки-детонатори Т-400Г застосовуються як проміжні детонатори для ініціювання свердловинних зарядів малочутливих промислових ВР на відкритих гірничих роботах, а також у шахтах і рудниках, що не є небезпечними за газом або пилом.




Рис. 6.32. Зовнішній вигляд шашки-детонатора Т-400Г

Основні характеристики шашки-детонатора Т-400Г подано у табл. 6.6.

Таблиця 6.6

Основні характеристики шашки-детонатора Т-400Г

| Найменування показника | Одиниця виміру | Величина |
|---|---|---|
| Висота | мм | 71 |
| Діаметр | мм | 70 |
| Діаметр каналу | мм | 14,5 |
| Щільність | кг/м$^3$ | 1550 |
| Швидкість детонації | м/с | 6800–7000 |
| Вага | г | 400 |

***Шашки-детонатори Т-600Г-Ш та Т-600Г-П*** застосовуються в якості проміжних детонаторів для ініціювання свердловинних та інших зарядів малочутливих промислових ВР на відкритих гірничих роботах, а також у шахтах і рудниках, що є безпечними за газом або пилом. Шашка-детонатор Т-600Г-Ш має канал для ДШ, а шашка-детонатор Т-600Г-П має отвір (гніздо) для встановлення ЕД або КД. Основні характеристики шашок-детонаторів Т-600Г-Ш та Т-600Г-П подано у табл. 6.7.

Таблиця 6.7

Основні характеристики
шашок-детонаторів Т-600Г-Ш та Т-600Г-П

| Найменування показника | Одиниця виміру | Величина | |
|---|---|---|---|
| Тип шашки-детонатора | - | Т-600Г-Ш | Т-600Г-П |
| Висота | мм | 268 | |
| Діаметр | мм | 60 | |
| Діаметр каналу | мм | 14,5 | 9 |
| Щільність | кг/м$^3$ | 1550 | |
| Швидкість детонації | м/с | 6800–7000 | |
| Вага | г | 700 | |

***Шашки-детонатори Т-800*** (рис. 6.33) застосовуються як проміжні детонатори для ініціювання свердловинних та інших зарядів малочутливих промислових ВР на відкритих гірничих роботах у забоях будь-якого ступеня обводненості, в шахтах і рудниках, що не є небезпечними за газом або пилом. Шашки-детонатори Т-800 являють собою литі тротилові шашки-детонатори у формі усіченого конуса в полімерній або паперовій оболонці з двома каналами (центральним і бічним).

Шашки-детонатори Т-800 ініціюють як від традиційних засобів ініціювання ЕД, КД, ДШ, так і від НСІ. Шашки-детонатори Т-800 мають такі переваги: використання під НСІ, використання продуктів утилізації в якості сировини, нескладний технологічний процес виготовлення, водостійкість шашок-детонаторів (використання поліетиленової оболонки).



Рис. 6.33. Зовнішній вигляд шашки-детонатора Т-800

Основні характеристики шашки-детонатора Т-800 подано у табл. 6.8.

Таблиця 6.8

Основні характеристики шашки-детонатора Т-800

| Найменування показника | Одиниця виміру | Величина |
|---|---|---|
| Висота | мм | 120 |
| Діаметр верхній | мм | 82 |
| Діаметр нижній | мм | 72 |
| Діаметр центрального каналу | мм | 14,5 |
| Діаметр бокового каналу | мм | 8 |
| Щільність | кг/м$^3$ | 1530 |
| Швидкість детонації | м/с | 6200–7400 |
| Вага | г | 810 |

***Шашки-детонатори ТГ-400, ТГ-500, ТГ-800*** (рис. 6.34) застосовуються в якості проміжних детонаторів для ініціювання свердловинних та інших зарядів малочутливих промислових ВР на відкритих гірничих роботах у забоях будь-якого ступеня обводненості, у шахтах і рудниках, що не є небезпечними за газом або пилом, а також для вибухового дроблення негабаритних кусків гірничої маси як накладний заряд.



6.34. Зовнішній вигляд шашок-детонаторів ТГ-400, ТГ-500, ТГ-800

Шашки-детонатори ТГ-400, ТГ-500, ТГ-800 являють собою литі циліндричні тротил-гексогенові шашки-детонатори в полімерній або паперовій оболонці з двома каналами (центральним і бічним). Шашки-детонатори ТГ-400, ТГ-500, ТГ-800 ініціюють як від традиційних засобів ініціювання ЕД, КД, ДШ, так і від НСІ.

Шашки-детонатори ТГ-400, ТГ-500, ТГ-800 мають такі переваги: використання під НСІ, використання продуктів утилізації в якості сировини, нескладний технологічний процес виготовлення, водостійкість шашок-детонаторів (використання поліетиленової оболонки).

Основні характеристики шашок-детонаторів ТГ-400, ТГ-500, ТГ-800 подано у табл. 6.9.

Таблиця 6.9

Основні характеристики
шашок-детонаторів ТГ-400, ТГ-500, ТГ-800

| Найменування показника | Одиниця виміру | Величина | | |
|---|---|---|---|---|
| Тип шашки-детонатора | - | ТГ-400 | ТГ-500 | ТГ-800 |
| Висота | мм | 113 | 112 | 134 |
| Діаметр | мм | 56 | 60 | 70 |
| Діаметр центрального каналу | мм | 14,5 | 14,5 | 14,5 |
| Діаметр бокового каналу | мм | 9 | 9 | 9 |
| Щільність | кг/м$^3$ | 1580 | 1580 | 1580 |
| Швидкість детонації | м/с | 7200–7800 | | |
| Вага | г | 400 | 500 | 800 |

## 6.10. Безполуменеве 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 шпуру 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. 6.35). Зарядна голівка слугує для наповнення циліндра рідинною вуглекислотою ($CO_2$), 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.

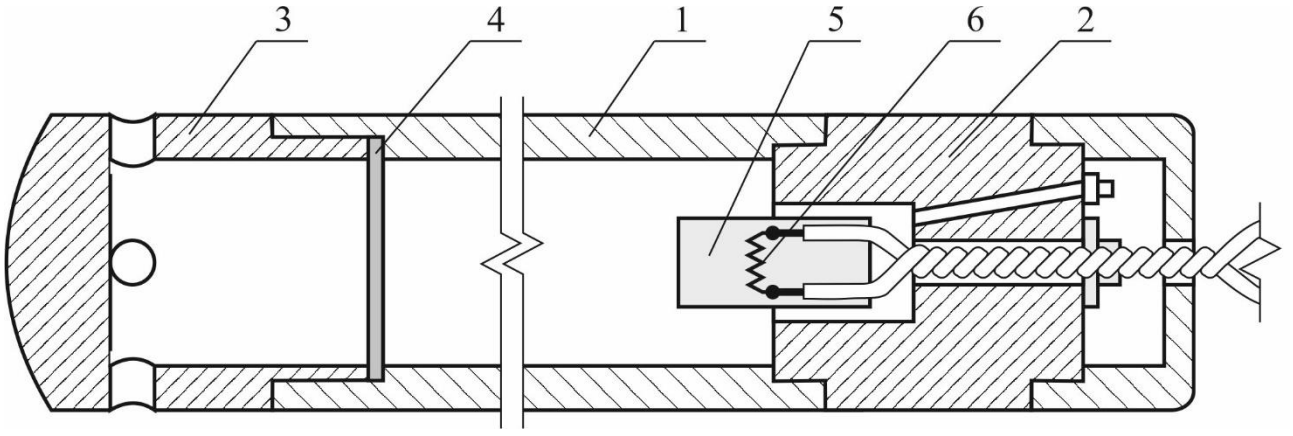



Рис. 6.35. Конструкція патрона кардокс: 1 – порожній сталевий циліндр; 2 – зарядна голівка; 3 – розрядна голівка; 4 – сталевий диск; 5 – нагрівальний патрон; 6 – електрозапалювач

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 запірного диска 5 (рис. 6.36). 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 стискується компресором продуктивністю не менш 2,5 м$^3$/хв.

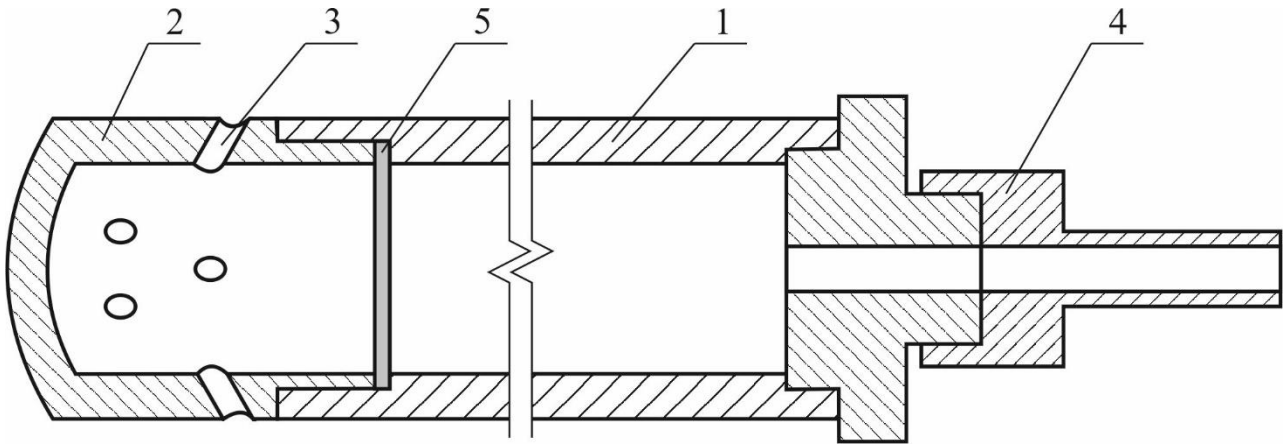



Рис. 6.36. Конструкція патрона аеродокс: 1 – порожній сталевий циліндр; 2 – розрядна голівка; 3 – вихлопні вікна; 4 – штуцер; 5 – запірний диск

## 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 підривну 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. Надайте визначення термінам детонатор проміжний та шашка-детонатор.*

*18. Яка доцільна область застосування безполум'яного способу висадження?*

*19. Які засоби використовують у безполуменевому способі висадження?*

# 7. ДІЯ ВИБУХУ ЗАРЯДУ В ГІРСЬКІЙ ПОРОДІ

*Викладено основні відомості про дію вибуху в гірській породі. Розглянуто функцію показника дії вибуху та гіпотези стосовно механізму руйнування гірських порід вибухом. Наведено механізм руйнування гірських порід вибухом і загальні принципи розрахунку зарядів вибухових речовин.*

*Мета – сформувати знання про дію вибуху в гірській породі та загальні принципи розрахунку зарядів вибухових речовин*

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:
- характеризувати функцію показника дії вибуху;
- розрізняти гіпотези механізму руйнування гірських порід вибухом;
- пояснювати механізм вибухового руйнування гірських порід;
- застосовувати загальні принципи розрахунку зарядів вибухових речовин.

## 7.1. Основні поняття дії вибуху

***Зарядом ВР*** іменується певна кількість ВР, 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 та подовжені. До подовжених відносяться заряди, довжина яких перевищує діаметр більше ніж у 3 рази.

За конструкцією заряди поділяються на суцільні та 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 тощо) і який вибухає одночасно. Окрім того, конструктивно заряд може знаходитися в оболонці з якого-небудь матеріалу (папір, тканина, поліетиленова плівка, метал тощо) чи без оболонки (насипом).

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

$$n = \frac{r}{W}, \tag{7.1}$$

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). Якщо $n$ = 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: якщо $n$ < 0,75, то видима воронка не утворюється, порода не викидається та зовнішня дія вибуху обмежується розпушуванням середовища. Такий заряд ВР іменується зарядом розпушування.

У процесі подальшого зменшення значення $n$ інтенсивність вибухової хвилі, яка 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 пострілювальним зарядом.

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

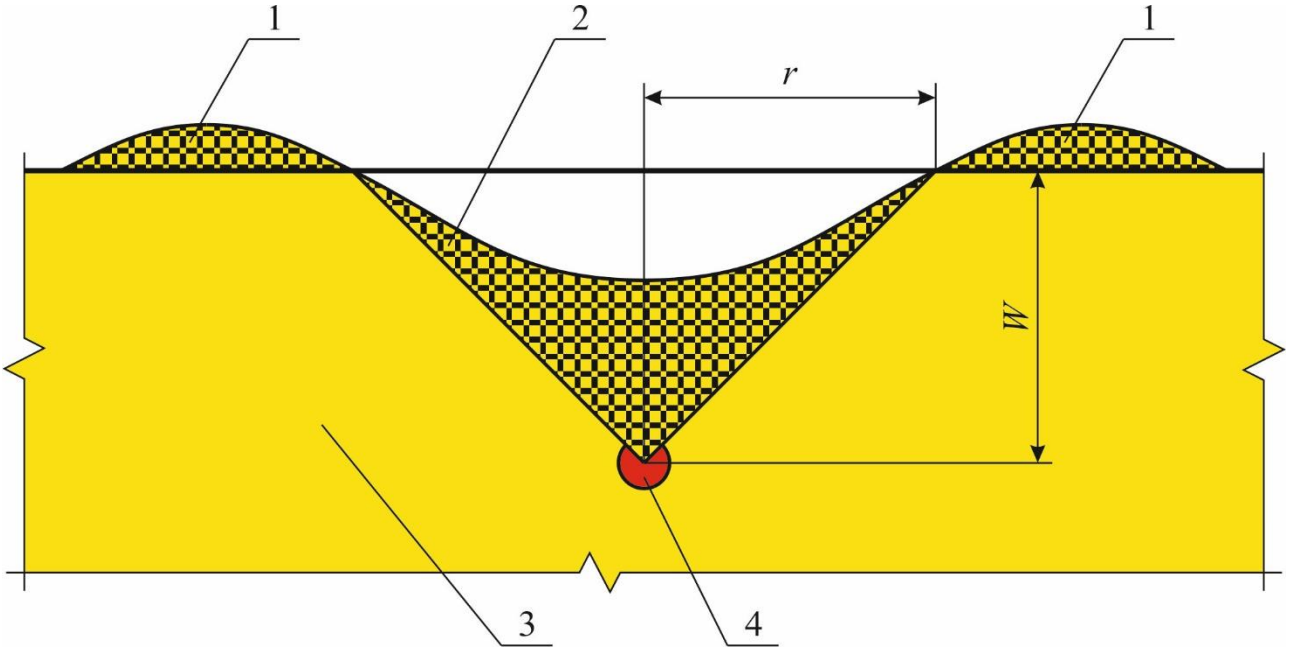



Рис. 7.1. Воронка викиду: 1 – зруйнована і викинута з воронки порода; 2 – зруйнована порода, що залишилася в воронці; 3 – гірський масив; 4 – заряд ВР

## 7.2. Функція показника дії вибуху

У разі постійної глибини 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

$$Q = f(n) \cdot Q_н, \tag{7.2}$$

де $Q_н$ – маса заряду нормального викиду; $f(n)$ – функція показника дії вибуху.

Якщо заряд даної ВР фіксованої маси утворить за заданої величини ЛНО воронку нормального викиду ($n$ = 1), то за меншої величини ЛНО він утворить воронку посиленого викиду ($n$ > 1), а за більшої величини ЛНО – воронку зменшеного викиду ($n$ < 1). Щоб у всіх випадках у разі зміни величини ЛНО $W$ виходила воронка нормального викиду, потрібна маса $Q$ заряду ВР визначається за формулою

$$Q = Q_н\left(\frac{W}{W_н}\right)^3, \tag{7.3}$$

де $W$ – задана величина ЛНО; $W_н$ – величина ЛНО для утворення воронки нормального викиду від вибуху заряду масою $Q_н$.

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

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

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

$$f(n) = 0{,}4 + 0{,}6n^3, \tag{7.5}$$

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

У процесі проведення розрахунків зарядів розпушування використовується формула М.В. Мельникова

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

## 7.3. Гіпотези стосовно механізму руйнування гірських порід вибухом

Гірська порода – це неоднорідне тверде тіло, що має складну структуру, а механізм його руйнування ще більш складний. У загальному випадку сам механізм руйнування гірських порід вибухом характеризується короткочасністю прикладення навантаження до руйнованого об’єму середовища та залежить від багатьох факторів.

Незважаючи на те, що останнім часом пізнання природи вибуху значно розширилися, на сьогодні не існує загальновизнаної гіпотези про механізм руйнування масиву порід вибухом. Це пов'язано з різноманітністю, складністю та швидкоплинністю явищ, які супроводжують вибух у твердому середовищі. До числа явищ процесу вибуху відносяться: детонація заряду ВР, розширення зарядної порожнини (шпур або свердловина), механічна взаємодія продуктів детонації (вибуху) із масивом порід, формування та поширення ударних хвиль, розповсюдження і взаємодія хвиль напружень у масиві та його руйнування, зрушення подробленого матеріалу та розліт кусків. На сьогодні існує велика кількість гіпотез, що пояснюють фізичну сутність процесу руйнування масиву гірських порід вибухом.

Теоретичну концепцію гіпотези утворення воронки вибуху сформульовано М.М. Фроловим і розвинено М.М. Боресковим та А.Ф. Сухановим. Згідно з основними положеннями цієї гіпотези, вибух супроводжується відокремленням частини зруйнованого масиву за боковою поверхнею воронки вибуху та подоланням інерції маси або сили тяжіння висадженою породою і що у цей час відбувається первинне подрібнення породи за різними площами всередині об'єму воронки, загальна поверхня яких приблизно пропорційна площі бічної поверхні воронки. Проходження ударної хвилі за великих швидкостей прикладення навантаження викликає величезні прискорення маси породи та відповідні їм сили інерції, тому очевидно, що сам процес руйнування породи обумовлений цими силами. Згідно з цією гіпотезою величина корисного зусилля, створюваного тиском продуктів вибуху, повинна дорівнювати сумі двох сил: сили опору за бічною поверхнею об'єму руйнованого масиву та сили тяжіння об'єму породи, який висаджується. Встановлені вченими цієї гіпотези емпіричні залежності представляють безперечну практичну цінність. Однак ця гіпотеза, що загалом заснована на емпіризмі, у 40–50 рр. минулого століття, себе вичерпала і, з урахуванням великого об'єму підривних робіт у промисловості, виникла об'єктивна необхідність у постановці більш глибоких теоретичних досліджень, які використовують не тільки емпіричні, а й фізичні гіпотези з залученням фундаментальних розділів науки.

Використання ідей гідродинаміки до опису твердих деформуючих середовищ дозволило М.О. Лаврентьєву, В.М. Кузнецову, О.Є. Власову та ряду вчених сформулювати теоретичні основи направленої дії вибуху та розробити основи розрахунку подрібнення гірських порід вибухом. Теоретичні формули даної гіпотези переважно отримані шляхом спрощення схеми процесу руйнування з великою кількістю припущень. До таких робіт відносяться праці О.Є. Власова, де він вважає, що енергія продуктів детонації, виділена під час вибуху, передається у породу миттєво у вигляді кінетичної енергії, а саму породу розглядає як нестисливе рідинне середовище. Визначення параметрів дії вибуху зводиться до вирішення системи диференційних рівнянь. Згідно із запропонованою О.Є. Власовим гіпотезою критичних швидкостей, за якою руйнування масиву гірських порід наступає у тих місцях, де критична швидкість більше деякого значення. Ця розрахункова схема дозволила поглибити пізнання процесу руйнування гірських порід і вирішити ряд прикладних задач.

Руйнування порід вибухом, обумовлене поршневою дією продуктів детонації, коли дія вибуху розглядається як квазістатичний процес, у своїх працях найбільш повно висловлює Г.П. Демидюк. Так, на його думку, після виникнення ударної хвилі тиск газоподібних продуктів детонації ще великий, частина загальної енергії вибуху залишається у продуктах вибуху та передається навколишньому середовищу поршневою дією газів у міру їх розширення. Безпосередньо на межі заряду робота вибуху пропорційна неповній енергії вибуху, а тиску детонації ВР. Тут порода роздавлюється та сильно подрібнюється і витісняється, водночас зарядна порожнина збільшується в об'ємі. На деякій відстані від заряду напруження стискання стають менше межі міцності породи на роздавлювання. Саме тоді хвиля деформацій, що розповсюджується у породі, обумовлює радіальний зсув частинок середовища та виникнення тангенціальних розтягувальних напружень, які перевершують за величиною межу міцності породи на розрив, а також викликають появу радіальних тріщин, що розходяться у різні боки від заряду та утворюють зону розриву. Густота та протяжність радіальних тріщин залежать від кількості енергії, що передається ударною хвилею. У процесі подальшого розвантаження між радіальними тріщинами можуть з'явитися тангенціальні тріщини кільцевого напрямку. У тих випадках, коли переміщення заряду від відкритої поверхні перевищує критичну величину, руйнівна дія вибуху обмежується зоною розриву, оскільки ослаблена ударна хвиля не може порушити зв'язки між частинками середовища та проявляється лише у вигляді пружних коливань. Але, якщо заряд віддалений від відкритої поверхні на відстань менше критичного, вільна бокова поверхня має суттєвий вплив на подальший перебіг процесу руйнування середовища за межею зони розриву. Тиск продуктів вибуху, що заповнюють зарядну порожнину та радіальні тріщини зони розриву, обумовлює розвиток останніх у сторону вільної поверхні. За такої умови, оскільки порода у відкритій поверхні має свободу зсуву, порода починає рухатися зі зростаючою інтенсивністю. У цей рух втягуються все більш віддалені від поверхні шари середовища, що підпираються тиском продуктів вибуху, тобто відбувається спучування масиву. Водночас у зовнішніх шарах масиву виникають напруження розтягання та супутні їм тріщини радіального напрямку, у результаті чого масив породи подрібнюється на куски. Уявлення про спучування породи під дією вибуху виходить з того, що первинна сітка радіальних тріщин, обумовлена проходженням ударної хвилі вибуху, яка готує руйнування масиву. Але водночас передбачається відносно тривале підтримання тиску продуктів вибуху в зарядній порожнині та максимально можливе корисне використання енергії вибуху, що залишилася у продуктах вибуху після виникнення ударної хвилі та передається середовищу поршневою дією газів вибуху. Такої точки зору дотримуються О.Ф. Беляєв та М.О. Садовський.

В.М. Мосинець стверджує, що окремі процеси, які пов'язані з подрібненням, описуються експериментально або виходячи з розвитку фізичних принципів. За взаємодією окремих процесів виводиться вирішення конкретного завдання. Так, наприклад, ним запропонована енергетична теорія руйнування гірських порід. Подано обґрунтування граничної енергоємності дроблення, механізму руйнування гірських порід у процесі уповільненого висадження та раціональні параметри буропідривних робіт з урахуванням витрат енергії. Сучасні теоретичні основи

енергетичної теорії руйнування порід вибухом подано у працях Ю.І. Аністратова Згідно з положеннями енергетичної теорії, руйнування гірських порід під дією вибуху заряду ВР відбувається під впливом системи сил і викликаних ними напружень, що змінюються у просторі. Сформована у цьому випадку система тріщин, викликає часткове руйнування середовища, що завершується повним порушенням зв'язності масиву у результаті переходу накопиченої енергії у поверхневу енергію тріщин і проникнення у них розширюваних продуктів вибуху. Витрати енергії на руйнування масиву гірських порід тим більше, чим вище міцність гірської породи та ступінь її подрібнення.

Г.Й. Покровський у своїх працях подав загальновизнане дотепер уявлення про якісну картину дії вибуху в різних середовищах. Так, автор пояснює процес руйнування гірських порід вибухом дією хвиль напружень, що виникають у результаті динамічної ударної дії продуктів детонації. Водночас він зазначає, що під час вибуху заряду в породі по всій поверхні зарядної порожнини одночасно діє тиск продуктів вибуху, який сягає до сотень або тисяч МПа. Поблизу поверхні заряду порода роздавлюється і переходить у текучий стан. Частинки отримують рух за радіальними напрямками та зміщуються услід за фронтом хвилі деформацій. В результаті чого утворюється зона сильно деформованої породи. У міру віддалення від заряду напруження стискання швидко падають. На певній відстані вони стають менше тимчасового опору породи роздавлюванню, та характер деформацій середовища змінюється, лінії ковзання зникають, і структура середовища переважно зберігається. Хвиля деформацій, що розповсюджується далі від заряду, викликає утворення та поширення на всі боки від заряду радіальних тріщин. У процесі подальшого віддалення хвилі деформацій від заряду тангенціальні напруження розтягання у породі зменшуються та стають менше тимчасового опору на розрив. Тому нові тріщини не утворюються. Після проходження хвилі стискання тиск у зарядній камері падає, та порода поблизу заряду починає розвантажуватися та розширюватися у бік центру заряду. Тому, в зоні з радіальними тріщинами може з'явитися і низка кільцевих тангенціальних тріщин. Коли вибух відбувається поблизу відкритої поверхні, характер подрібнення породи істотно змінюється. Водночас основне значення мають відбиті хвилі стискання від вільної поверхні породи. Усередину породи від її вільної поверхні проникає хвиля розрідження, що у середовищі викликає напруження розтягання. Абсолютні величини напружень у хвилі розтягування зазвичай трохи менше, ніж у хвилі стискання. Однак, з огляду на те, що опір всіх гірських порід та їм подібних матеріалів стиску більший за опір розтягуванню, хвиля розрідження призводить до значніших руйнувань, ніж хвиля стискання. Описана Г.Й. Покровським гіпотеза механізму дії вибуху у середовищі та руйнування його під час вибуху багаторазово підтверджена експериментально як в лабораторних, так і в промислових умовах.

На думку М.В. Мельнікова, таке уявлення про дію вибуху в твердому середовищі знаходиться у протиріччі з дійсністю. Тому, згідно з його гіпотезою, у результаті дії вибуху на стінки зарядної камери інерція навколишнього середовища утворює умови для протікання явища, аналогічного взаємодії пружних куль у момент удару, що супроводжується обміном швидкостей, які

викликають руйнування середовища у радіальному напрямку до відбитої поверхні у вигляді конусу з вершиною у центрі заряду. Тобто, утворені газоподібні продукти детонації миттєво здійснюють удар на навколишнє середовище, забезпечуючи зародження та поширення хвиль стискання і розтягання. Після цього, середовище, в якому переломлюються хвилі, набуває поступальний рух і зміщується у бік найменшого опору.

Такі ж погляди поділяють О.Н. Ханукаєв і М.Ф. Друкований. На підставі теорії руйнування відбитою хвилею висовують припущення, що процес руйнування порід вибухом не однаковий для різних гірських порід та у значній мірі залежить від їх акустичної жорсткості. Так, на підставі значної кількості експериментальних досліджень, О.Н. Ханукаєвим було виявлено залежність механізму руйнування гірських порід вибухом від властивостей середовища. Водночас він виділяє три групи порід: які руйнуються під дією відбитих хвиль від відкритих поверхонь масиву (породи з великою акустичної жорсткістю), що руйнуються під безпосереднім впливом розширюваних продуктів вибуху (ґрунтові масиви), та які руйнуються, як під дією прямої та відбитої хвиль, так і у результаті розширення газів (масиви міцних порід, розбиті мережею густих тріщин). У процесі поширення хвиль напружень у породах першої групи руйнування відбуваються переважно в момент, коли у відкритій поверхні виникають напруження розтягання, що перевищують межу міцності породи на розрив, водночас форма та довжина вибухової хвилі визначає величину і характер руйнування. На поверхні середовища зачатки руйнувань у вигляді радіальних тріщин, спостерігаються у момент зіткнення фронту хвилі з відкритою поверхнею, виникаючі тріщини розвиваються вглиб масиву в міру руху відбитої хвилі до центру вибуху. На поверхні середовища утворюється відколена воронка. Водночас хвиля невеликої амплітуди та тривалості утворює невелику воронку, а за великої амплітуди хвиль може утворитися кілька послідовних відколів. У породах другої групи руйнування починається безпосередньо у заряду, навколо якого (за сферичної його форми) утворюється порожнина у вигляді правильної кулі. Згодом, як тільки починає позначатися вплив відкритої поверхні, порожнина витягується у бік лінії найменшого опору, приймаючи форму еліпсоїда. Руйнування, викликане дією падаючої та відбитої хвиль на відкриту поверхню незначне. Породи третьої групи руйнуються як від центру заряду, так і від відкритих поверхонь.

Ф.А. Баум у своїх працях пояснює механізм руйнування середовища таким чином. Розширення продуктів детонації під час вибуху, яким відведено основну роль у руйнуванні середовища, викликають утворення зон текучості та пластичних деформацій, а також напружень стискання і розтягування. Після виходу ударної хвилі та утворення радіальних тріщин внаслідок бокового розпору стиснутого середовища, виникають напруження розтягання та з’являються нові тріщиноутворення, що викликані дією відбитої хвилі. Після двократного пробігу до джерела відбиття, хвиля гасне та вже не викликає деформацію середовища. Згідно з даними Л.І. Барона виходить, що пов’язувати руйнівну дію вибуху тільки з вибуховою хвилею або тільки з тиском газів продуктів детонації в принципі неправильно, у зв’язку з чим теорія повинна

обов'язково враховувати обидві ці дії. У роботах H.K. Kutter та Е.І. Єфремова встановлено, що у процесі утворення тріщин беруть участь як хвилі напружень, так і поршнева дія продуктів детонації. Основним фактором силового впливу вважається квазістатична дія продуктів детонації, оскільки роль ударної хвилі обмежується утворенням зони радіальних тріщин, об'єм якої складає 20–30% від загального об'єму руйнування під час вибуху заряду.

В.В. Ржевський пояснює, що процес руйнування порід під час вибуху відбувається у результаті сукупної дії розширення продуктів вибуху (газів), детонації, ударних хвиль і хвиль розвантаження. Вплив того чи іншого фактору на руйнування порід вибухом визначається величиною їх питомого хвильового опору – акустичної жорсткості. Розширюючи гази руйнують породу безпосередньо у місці закладання ВР. Одночасно вони передають енергію вибуху до масиву. Енергія в масиві поблизу заряду розповсюджуються у вигляді ударної хвилі. З віддаленням від заряду ударна хвиля переходить у пружну хвилю, що розповсюджується зі звуковою швидкістю. Під час вибуху в радіусі дії ударної хвилі утворюється зона стискання, в якій порода або сильно подрібнюється (скельні або напівскельні породи), або ущільнюється (частина щільних і м'яких порід). Водночас долається опір породи силам стискання та зсуву. За зоною стискання розташована зона тріщиноутворення, в якій енергія вибуху витрачається на подолання опору породи зсуву, розтягання та частково стискання. За зоною тріщиноутворення розташована зона стрясання, яка з віддаленням від заряду переходить у зону пружних деформацій. Зони стискання та тріщиноутворення разом утворюють зону регулюючого подрібнення. У зоні стрясання також частково відбувається руйнування порід за природними тріщинами без дроблення окремості масиву, цю зону називають зоною нерегулюючого дроблення.

Так, ґрунтуючись на результатах сучасних засобів експериментального вивчення процесів руйнування порід вибухом, В.В. Ржевський, М.В. Мельніков, О.Н. Ханукаєв, М.Ф. Друкований, Ф.А. Баум, Л.І. Барон, Е.І. Єфремов, H.K. Kutter та багато інших дослідників дійшли висновку, що процес руйнування гірських порід пов'язаний як з дією хвиль напружень, так і з тиском газів вибуху. Водночас роль зазначених чинників у процесі руйнування залежить від форми вибухового імпульсу та фізико-механічних властивостей гірських порід.

Згідно з аналізом сучасних поглядів на механізм руйнування гірських порід вибухом, розроблено класифікацію гіпотез за процесом руйнування середовища, яку подано у табл. 7.1.

Таблиця 7.1

Класифікація гіпотез руйнування масиву гірських порід вибухом

| Клас (гіпотеза механізму руйнування гірських порід вибухом) | ПІБ автора | Сутність гіпотези |
|---|---|---|
| Воронкоутворення | Фролов М.М., Боресков М.М., Суханов А.Ф. | Руйнування супроводжується відокремленням частини масиву за боковою поверхнею воронки вибуху та подолання сили тяжіння висадженою породою з одночасною витратою енергії на подрібнення |
| Гідродинамічна | Лаврентьєв М.О., Кузнецов В.М., Власов О.Є. | Визначення параметрів дії вибуху зводиться до вирішення системи диференційних рівнянь, а руйнування масиву порід відбувається у тих місцях, де критична швидкість більше деякого значення |
| Квазістатична | Демидюк Г.П., Беляєв О.Ф., Садовський М.О. | Основну роботу з руйнування масиву порід виконує поршнева дія продуктів детонації, що руйнує породу та передає їй поступальний рух |
| Енергетична | Мосинець В.М., Аністратов Ю.І. | Руйнування середовища настає у результаті переходу накопиченої енергії у поверхневу енергію тріщин і проникнення у них продуктів вибуху |
| Хвильова | Покровський Г.Й. | Руйнування порід обумовлено дією хвиль напружень |
| Квазістатично-хвильова | Ржевський В.В., Мельніков М.В., Ханукаєв О.Н., Друкований М.Ф., Баум Ф.А., Барон Л.І., Єфремов Е.І., Kutter H.K. та ін. | У процесі руйнування порід вибухом приймають участь, як хвилі напружень, так і поршнева дія продуктів детонації |

## 7.4. Механізм руйнування гірських порід вибухом

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

Процес руйнування гірської породи відбувається в такій послідовності. Ударна хвиля та 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 $r_2 = (1{,}5...6)r_1$.

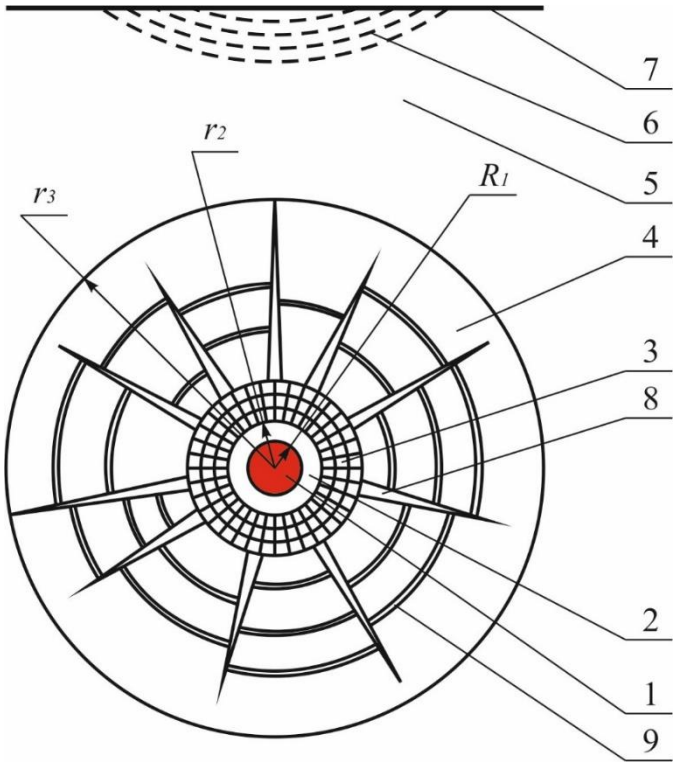



Рис. 7.2. Схема дії вибуху в гірській породі: 1 – заряд ВР; 2 – зона витиснення; 3 – зона подрібнювання; 4 – зона руйнування; 5 – зона струсу; 6 – зона відколу; 7 – вільна поверхня; 8 – радіальні тріщини; 9 – тангенціальні тріщини

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

напруження 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, за наявності цих напружень у породі виникають напруження, що розтягують її в ободовому (тангенціальному) напрямку.

Як відомо, крихка гірська порода дуже слабко опирається навантаженням, що розтягують, тому в зоні 4 тангенціальні напруження перевищують міцність породи на розтягання та з'являється мережа тріщин 8 розриву породи в радіальному напрямку. До того ж після проходу 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 зазвичай складає $r_3 = (15...40)r_1$.

У процесі подальшого поширення ударної хвилі (зона 5) тангенціальні напруження, що розтягують, знижуються та 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.

У разі розташування заряду ВР не на дуже великій відстані від вільної поверхні 7 хвиля стискаючих напружень загасає не цілком, коли підходить до цієї поверхні і коли відбивається від неї, то утворює хвилю розтягу, що поширюється в зворотному напрямку (углиб породного масиву). Якщо поблизу вільної поверхні 7 радіальні напруження, що розтягують, перевищують межу міцності породи на розтягання, то створюються відкольні лійки 6. Коли заряд ВР розташований досить близько до вільної поверхні 7, зона відколу 6 може зімкнутися з зоною 4, і виникає руйнування всього об'єму породи від заряду до вільної поверхні.

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

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

**Породи першої групи** руйнуються переважно під впливом високого тиску газів вибуху, у результаті чого в ґрунті утворюється порожнина. Окремі частки породи розганяються газами та додатково роблять руйнування стінок порожнини. За певних співвідношень величини заряду та 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 та порожнеч, що сприяють швидкому загасанню ударної хвилі.

**Породи другої групи** руйнуються переважно завдяки дії ударної хвилі, що викликає поширення в прилягаючому масиві хвиль напружень стиску та 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 та через час $t_{ст.}$ дії фази стиску тиск стає менше початкового $P_0$. З цього моменту часу фаза стиску змінюється фазою розвантаження (чи розтягання) тривалістю $t_{розт.}$. 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 $t_{ст.}$ і $t_{розт.}$), а тиск $P_1$ на фронті та швидкість переміщення часток середовища зменшуються.

Під час 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 та на певній відстані стають менше опору породи стисканню $\sigma_{ст}$. 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 розтяганню $\sigma_р$, процес тріщиноутворення припиняється.

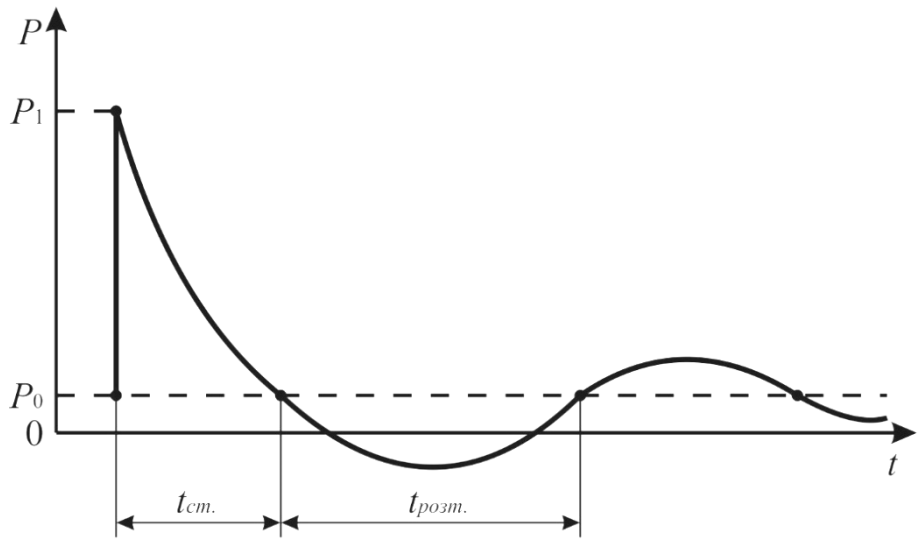



Рис. 7.3. Епюра напружень від вибуху в гірській породі

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

**Породи третьої групи** руйнуються під впливом високого тиску газів вибуху та 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 у разі одночасного висадження декількох зарядів**. Вивчення механізму взаємодії хвиль напружень від вибуху суміжних зарядів ВР показує, що до моменту зустрічі хвиль середовище навколо кожного заряду поводиться так само, як і у разі вибуху одиночного заряду. У момент зустрічі хвиль напружень спостерігається зростання напружень уздовж лінії, що з'єднує заряди, та зменшення напружень у точках перетину ліній, нахилених під кутом 45° до цієї лінії.

**Руйнування гірських порід у разі короткоуповільненого висадження**. Зараз найбільше поширення отримало короткоуповільнене висадження (послідовне висадження окремих чи груп зарядів з проміжком часу у тисячні та соті частки секунди) унаслідок таких переваг:

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

Під час короткоуповільненого висадження 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 переміщаються від вибуху; використанням енергії відбитих хвиль завдяки утворенню додаткових відслонених поверхонь від вибуху попередньої серії зарядів.

За Г.Й. Покровським, позитивний ефект від інтерференції ударних хвиль досягається тоді, коли напрямки зсуву часток породи від попереднього та наступного вибухів збігаються. Водночас збільшуються підсумкові напруження та зсуви, що інтенсифікує процес руйнування породи. Від вибуху заряду 1 хвиля стиску поширюється до відкритої поверхні та після відображення від неї утворює хвилю розтягання, що розповсюджується у глибину породного масиву (рис. 7.4). Вибух заряду 2 повинний здійснюватися в момент проходження через нього цієї відбитої хвилі.

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

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

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, який приблизно на порядок перевищує швидкість руху заднього фронту породи (3–5 м/с), висадженої попереднім вибухом.

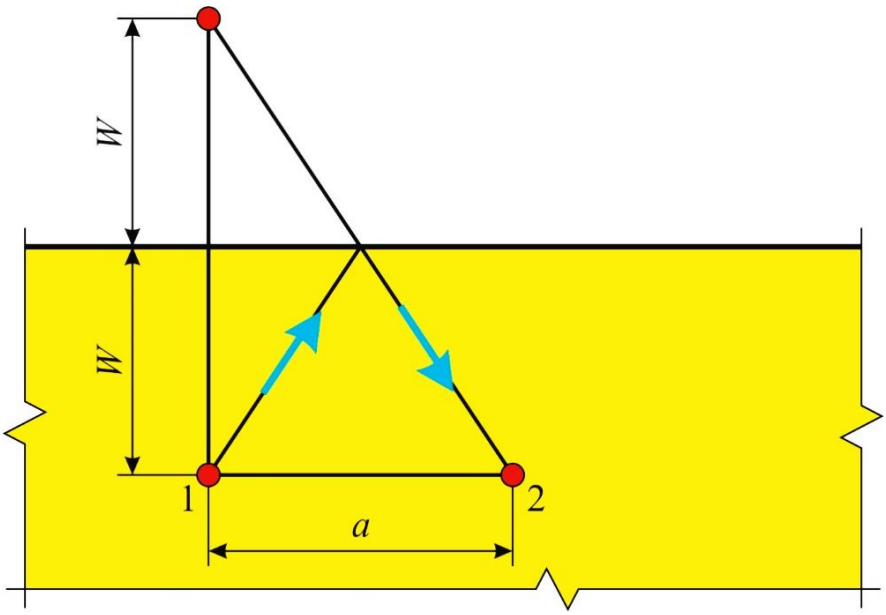



Рис. 7.4. Схема взаємодії зарядів у разі короткоуповільненого висадження

## 7.5. Загальні принципи розрахунку зарядів вибухових речовин

Існує три основних принципи розрахунку зарядів ВР.

**Перший принцип** розрахунку ґрунтується на пропорційності енергії вибуху, витраченої на руйнування, до 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

$$Q = q \cdot V. \tag{7.8}$$

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

$$r = K_p \sqrt[3]{Q}\,, \tag{7.9}$$

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 $\sigma_{r_{\max}}$

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

де $\rho$ – 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, $r_з$ – радіус заряду ВР).

За умовою $\sigma_{r_{\max}} = R_p$ ($R_p$ – міцність породи на розтягання) визначають приведений $\bar{r}$ та 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. Наведіть сутність квазістатично-хвильової гіпотези руйнування масиву гірських порід вибухом.*

*8. У чому полягає механізм руйнування міцних гірських порід?*

*9. У чому полягає механізм руйнування порід малої та середньої міцності?*

*10. У чому полягає механізм руйнування ґрунтів вибухом?*

*11. У чому полягають особливості руйнування гірських порід у разі одночасного підриві декількох зарядів ВР?*

*12. У чому полягають особливості руйнування гірських порід у разі короткоуповільненого підриву групи зарядів ВР?*

*13. Які існують загальні принципи розрахунку зарядів ВР?*

# 8. БУРОПІДРИВНІ РОБОТИ В ПРОЦЕСІ ПРОВЕДЕННЯ ГОРИЗОНТАЛЬНИХ І ПОХИЛИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

*Викладено основні відомості про заряди вибухових речовин та їх розташування під час проведення горизонтальних і похилих гірничих виробок. Розглянуто послідовність розрахунку параметрів буропідривних робіт для однорідного та неоднорідного вибоїв, а також у разі контурного підривання зарядів. Наведено рекомендації щодо застосування короткоуповільненого підривання у процесі проведення підземних гірничих виробок і поводження з вибуховими матеріалами для їх спорудження.*

*Мета – сформувати знання про визначення параметрів буропідривних робіт у процесі проведення горизонтальних і похилих гірничих виробок та поводження з вибуховими матеріалами під час їх спорудження.*

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:
- характеризувати заряди вибухових речовин;
- розраховувати параметри буропідривних робіт для однорідного вибою;
- визначати параметри буропідривних робіт для неоднорідних вибоїв;
- поводитись з вибуховими матеріалами у процесі проведення гірничих виробок.

## 8.1. Заряди вибухових речовин та їх розташування під час проведення підземних гірничих виробок

### 8.1.1. Загальні відомості

Під час спорудження гірничих виробок буропідривним способом для розміщення зарядів ВР бурять шпури (діаметр не більше 85 мм, довжина не більше 5 м), що спрямовані перпендикулярно чи похило до площини вибою. Довжина заряду в шпурі зазвичай приймається від 1/3 до 4/5 довжини шпуру, інша його частина заповнюється забивкою (суміш глини, піску та води чи вода в поліетиленовій оболонці). За своїм призначенням шпури поділяються на три групи: врубові, відбійні, оконтурюючи.

Заряди врубових шпурів підривають у першу чергу, водночас утворюючи додаткову відслонену поверхню. Врубові шпури зазвичай буряться на 0,2–0,5 м глибше інших. Заряди відбійних шпурів підривають після врубових, і вони призначені для розширення первісного врубу й відбивання основного об’єму породи. Заряди оконтурюючих шпурів підривають останніми. Вони призначені для надання виробці проєктного перерізу. Кінці оконтурюючих шпурів у породах середньої міцності збігаються з проєктним контуром, у міцних породах виступають за контур на 5–10 см, а в слабких породах доходять до контуру.

Тому, оконтурюючи шпури, зазвичай бурять на відстані 0,15–0,25 м від проєктного 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 м до 2,5 м) і дрібні (довжиною до 1,5 м).

Просування вибою за один вибух (величина заходки $l_з$) зазвичай буває менше ніж глибина шпуру $l_ш$. Відношення величини заходки до глибини шпуру називається коефіцієнтом використання шпуру (КВШ)

$$\eta = \frac{l_з}{l_ш}. \qquad (8.1)$$

Вимоги «Правил безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення» однозначно визначають мінімально припустимі відстані між шпурами та від заряду ВР до найближчої відслоненої поверхні. Наприклад, у разі застосування 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 у процесі підривання врубових шпурів, у значній мірі залежить ефективність підривних робіт. Тому, в цей час у процесі проведення виробок залежно від властивостей і структури порід, положення врубових шпурів відносно площини вибою та 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*** утворять шпури, пробурені похило до площини вибою. Кут нахилу шпурів 55–70°, 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 та розташуванням врубової порожнини розділяються на конічні, пірамідальні, клинові, віялові.

*Конічний вруб* застосовується переважно у процесі проходки вертикальних стволів та утворюється за умови висадження 5–12 шпурів (рис. 8.1, а).

*Пірамідальний вруб* рекомендується застосовувати у процесі проходки шурфів і підняттєвих прямокутного перерізу, квершлагів та польових штреків. Вруб утворюється висадженням 3–4 шпурів (рис. 8.1, б).

*Клинові вруби* (горизонтальний і вертикальний) застосовуються у процесі проведенні горизонтальних та 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.

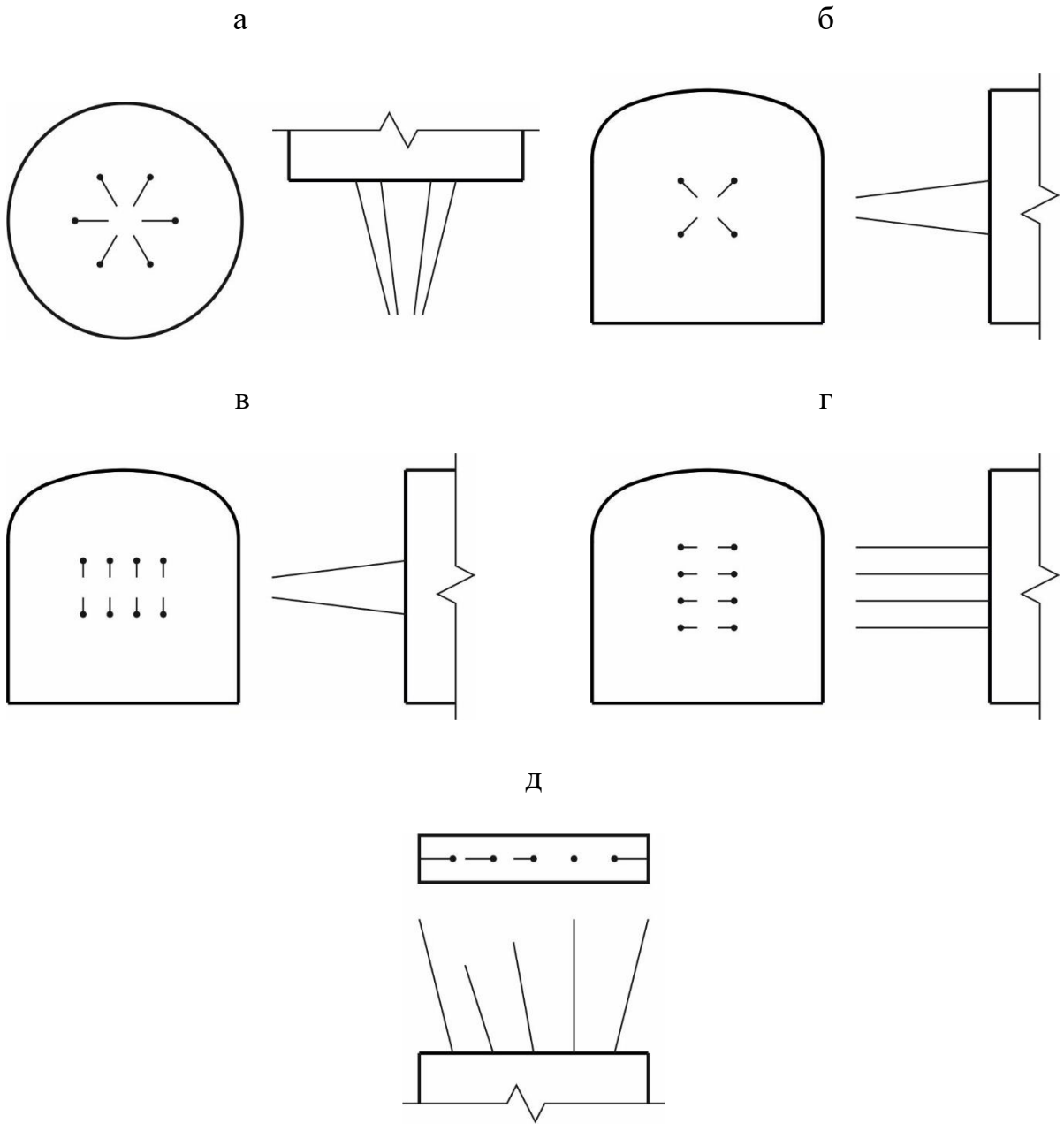



Рис. 8.1. Похилі вруби: а – конічний; б – пірамідальний; в – горизонтальний клиновий; г – вертикальний клиновий; д – віяловий

***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 та 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).

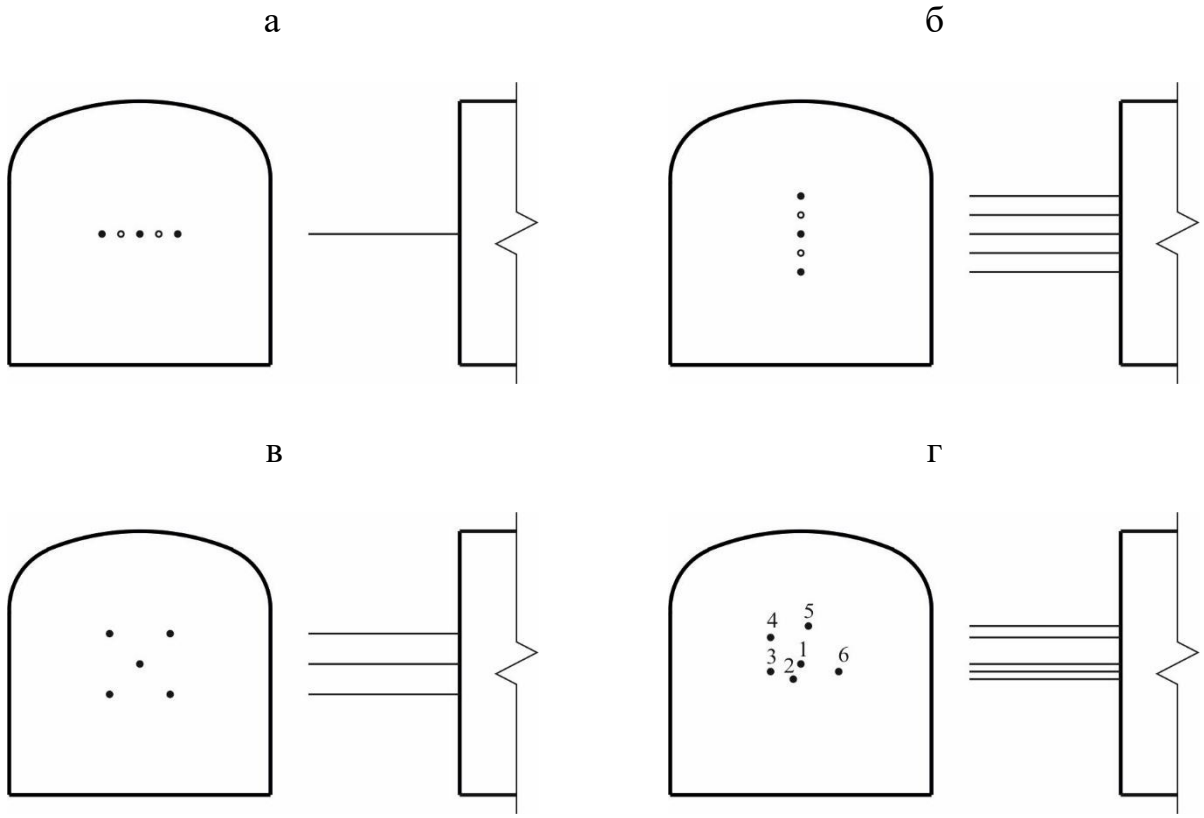



Рис. 8.2. Прямі вруби: а – горизонтальний щілинний; б – вертикальний щілинний; в – призматичний; г – спіральний

*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 та середнього перерізу під час їхнього проведення по однорідним породам.

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

У процесі проведення 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 перебуру.

*Розрахунок клинового врубу* (горизонтального і вертикального) здійснюють згідно з розрахунковою схемою, що подано на рис. 8.3, а і б.

Кількість врубових шпурів

$$N_{вр} = 2\sqrt{S_{пр}}\text{, шт.,} \tag{8.1}$$

де $S_{пр}$ – площа поперечного перерізу виробки у проходці, м$^2$.

Відстань між устями врубових шпурів у ряду

$$a = a_f \frac{d_з}{32} e^{-0,5}\text{, м,} \tag{8.2}$$

де $a_f$ – відстань між устями врубових шпурів залежно від коефіцієнта міцності порід $f$, що дорівнює $a_f = 0,6 - 0,02f$, м; $d_з$ – діаметр заряду (патрону) ВР, мм; $e$ – коефіцієнт працездатності ВР.

а б

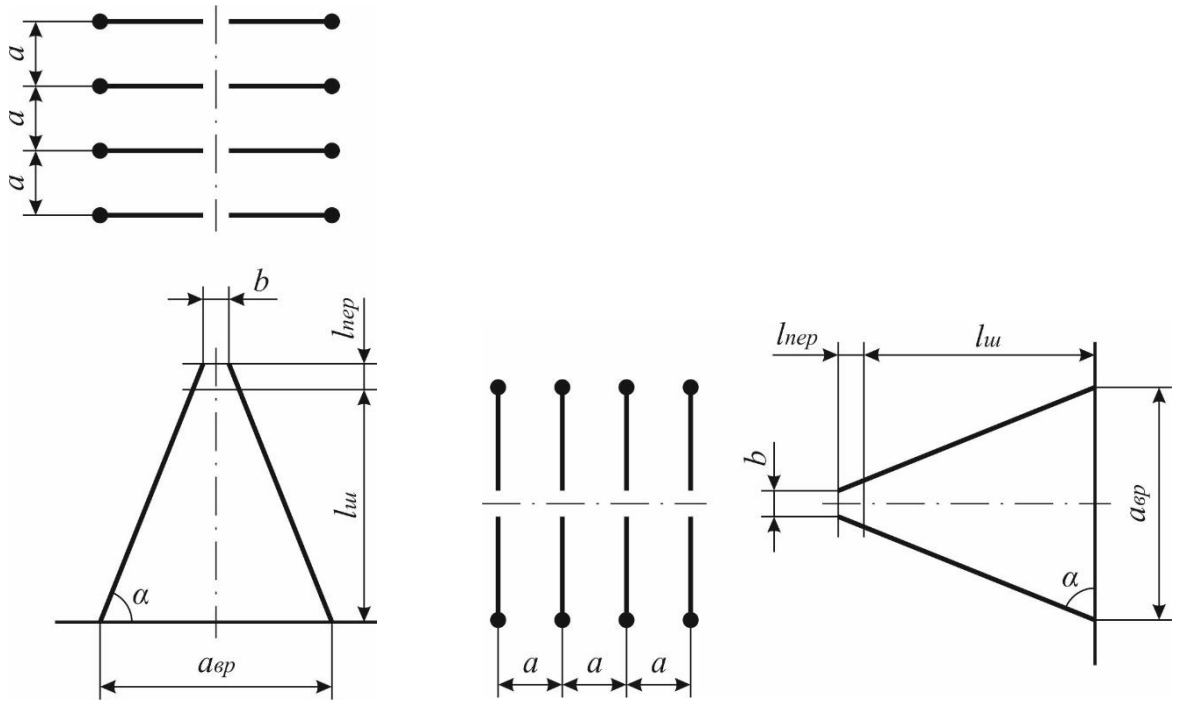



Рис. 8.3. Розрахункова схема вертикально-клинового (а) і горизонтально-клинового (б) врубів

Відстань між рядами врубових шпурів, що сходяться на клин

$$a_{вр} = b + 2 \cdot l_{пер} \cdot ctg\alpha + 2 \cdot l_{ш} \cdot ctg\alpha\text{, м,} \tag{8.3}$$

де $b$ – відстань між вибоями шпурів що сходяться на клин, що дорівнює 0,2–0,3 м; $l_{пер}$ – глибина перебуру врубових шпурів, що дорівнює 0,2–0,3 м;

$\alpha$ – кут нахилу врубових шпурів, що дорівнює $\alpha = 74 - 0{,}97 f$ , град.; $l_ш$ – глибина комплекту шпурів, м.

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

$$a_{вр} = b + \frac{2l_{вр}}{tg\alpha}, \text{ м}, \tag{8.4}$$

де $l_{вр}$ – глибина врубових шпурів, що дорівнює $l_ш + l_{пер}$, м;

Площа врубу

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

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

*Розрахунок пірамідального врубу* здійснюють згідно з розрахунковою схемою, що подано на рис. 8.4.

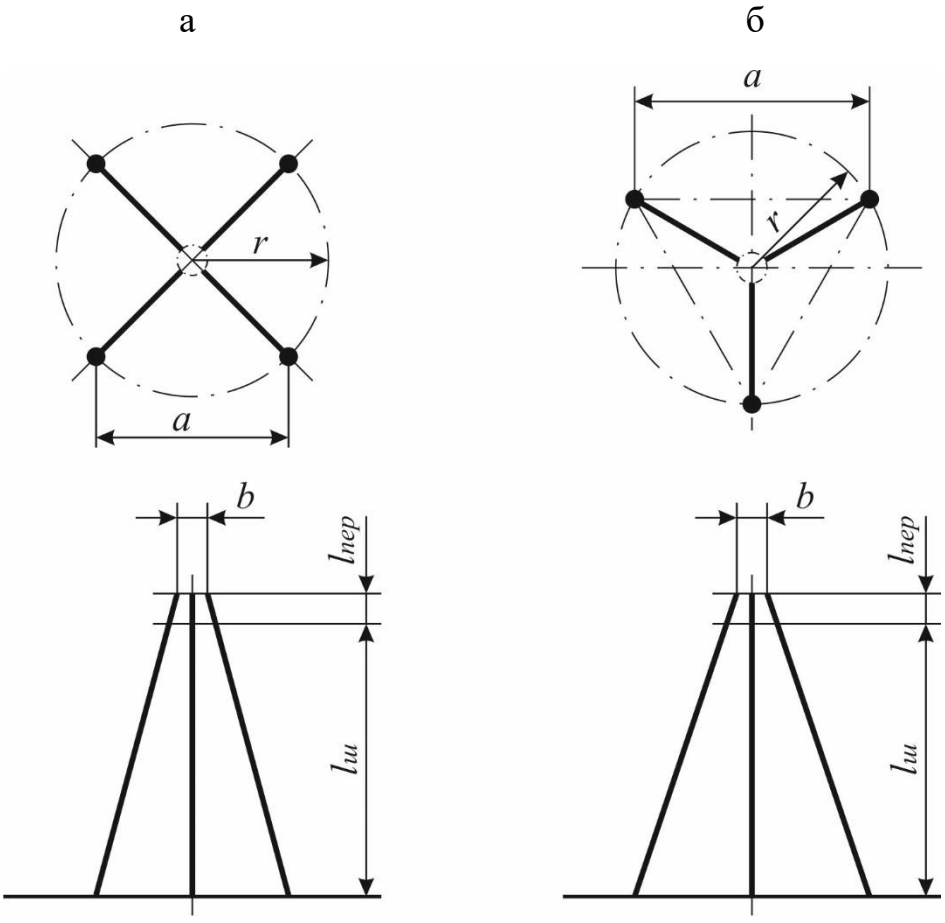



Рис. 8.4. Розрахункова схема пірамідального врубу

Устя шпурів пірамідального врубу розташовують за колом з радіусом

$$r = \frac{l_ш + l_{пер}}{tg\alpha} + \frac{b}{2}, \text{ м}, \tag{8.6}$$

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

Відстань між врубовими шпурами пірамідального врубу:
– коли три шпури у врубі

$$a = r\sqrt{3}\text{, м;} \tag{8.7}$$

– коли чотири шпури у врубі

$$a = r\sqrt{2}\text{, м;} \tag{8.8}$$

Площа врубу:
– коли три шпури у врубі

$$S_{вр} = \frac{a^2\sqrt{3}}{4}\text{, м}^2\text{;} \tag{8.9}$$

– коли чотири шпури у врубі

$$S_{вр} = a^2\text{, м}^2\text{.} \tag{8.10}$$

### 8.1.4. Розрахунок прямих врубів

*Розрахунок щілинного врубу* здійснюють згідно з розрахунковою схемою, що подано на рис. 8.5. До параметрів щілинного врубу відноситься: довжина врубової щілини, відстань між шпурами врубу, кількість щілинних шпурів. Довжина шпурів щілинного врубу не повинна перевищувати ширини виробки.

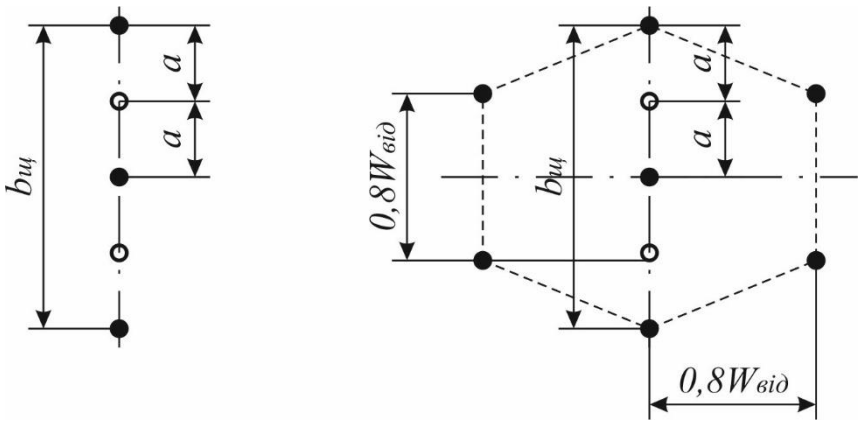



Рис. 8.5. Розрахункова схема щілинного врубу

Довжина врубової щілини

$$b_щ = (1{,}1...1{,}4)W_{від}\text{, м.} \tag{8.11}$$

де $W_{від}$ – величина опору для відбійного шпуру, який працює на вруб

$$W_{від} = 47 \cdot K_т \cdot K_з \cdot d_з \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma \cdot e}}\text{, м,} \tag{8.12}$$

де $K_т$ – коефіцієнт місцевих геологічних умов (табл. 8.1); $K_з$ – коефіцієнт зажиму, що дорівнює 0,6, коли $S_{пр} < 4$ м$^2$, 0,7–0,8, коли $S_{пр} = 4$–$60$ м$^2$ і 0,9, коли $S_{пр} > 60$ м$^2$; $d_з$ – діаметр заряду, м; $\Delta$ – щільність заряджання, т/м$^3$; $e$ – коефіцієнт працездатності ВР; $\gamma$ – щільність гірських порід, т/м$^3$.

Таблиця 8.1

Коефіцієнт місцевих геологічних умов

| Породи | Категорія тріщинуватості | $K_m$ |
|---|---|---|
| Монолітні та великоблочні в'язкі з розмірами окремостей, 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, у разі горизонтального направленя тріщин і наявності слабких прошарків на підошві, а також дрібно блочні напівскельні | I | 1,1 |

Мінімально можлива відстань між шпурами, за якої утворюється щілина

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

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 та великого перерізу висоту щілинного врубу приймають такою, щоб забезпечити можливість розташування з кожної сторони щілини два відбійних шпуру, які розширяють вруб (рис. 8.5).

*Розрахунок призматичних врубів* здійснюють згідно з розрахунковими схемами, що подані на рис. 8.6.

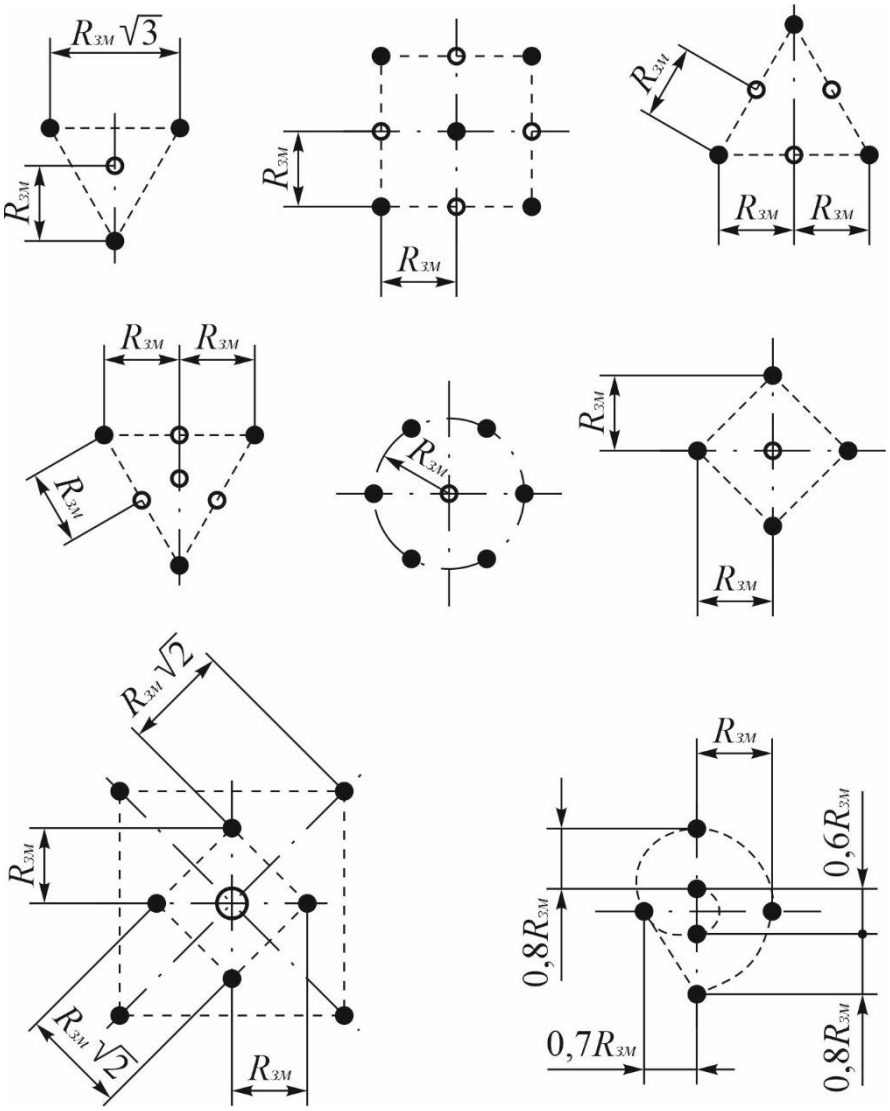



Рис. 8.6. Розрахункові схеми призматичних і спірального врубів

Шпури у призматичних врубах можуть розташовуватися у вершинах або гранях різних фігур (квадрат, трикутник, хрест, коло тощо). Пробивну відстань між шпурами призматичних врубів, пропонується визначати за величиною радіусу зони зминання

$$R_{зм} = 0{,}5 \cdot d \cdot \sqrt{1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot K_{дз}}{2 \cdot \sigma_{ст} \cdot K_{сп} \cdot K_c \cdot K_y}}\ , \text{м}, \qquad (8.14)$$

де $d$ – діаметр шпуру, м; $\rho$ – щільність ВР, кг/м$^3$; $D$ – швидкість детонації ВР, м/с; $K_{дз}$ – коефіцієнт, що враховує зміну тиску продуктів вибуху на стінки шпуру залежно від діаметра заряду ВР, визначається за виразом

$$K_{дз} = \left( \frac{d_з}{d} \right)^3, \qquad (8.15)$$

$d_з$ – діаметр заряду ВР, м; $\sigma_{ст}$ – межа міцності порід на стискання, Па; $K_{сп}$ – коефіцієнт структури породи, що залежить від властивостей масиву: для в’язких, пружних і пористих порід $K_{сп}$ = 2,0, для дислокованих, з мінливим

заляганням та дрібною тріщинуватістю $K_{сп}$ = 1,4, для сланцевих, з мінливою міцністю та напластуванням, перпендикулярним напрямку зарядної порожнини $K_{сп}$ = 1,3, для масивних, крихких $K_{сп}$ = 1,1, для монолітних $K_{сп}$ = 1,0, для дрібнопористих, нещільних $K_{сп}$ = 0,8; $K_c$ – коефіцієнт структурного ослаблення масиву гірських порід, можна приймати за даними ВНДМІ (БНіП II-94-80), що подано в табл. 8.2

Таблиця 8.2

Коефіцієнт структурного ослаблення масиву гірських порід

| Категорія порід за тріщинуватістю | Відстань між поверхнями, $l$, м | Коефіцієнт структурного ослаблення, $K_c$ |
|---|---|---|
| Практично монолітні | > 1,0 | 0,9 |
| Малотріщинуваті | 0,5–1,0 | 0,8 |
| Средньотріщинуваті | 0,3–0,5 | 0,6 |
| Тріщинуваті | 0,1–0,3 | 0,4 |
| Вельми тріщинуваті | < 0,1 | 0,2 |

$K_y$ – емпіричний коефіцієнт ущільнення порід під дією гірського тиску

$$K_y = \frac{\gamma + 0{,}1 \cdot H}{\gamma}, \tag{8.16}$$

$\gamma$ – щільність порід, кг/м$^3$; $H$ – глибина гірничих робіт, м.

Окремі шпури можуть не заряджатись, такі шпури називаються компенсаційними (холостими). Компенсаційні шпури створюють порожнини ослаблення в породному масиві та полегшують роботу зарядів в інших шпурах врубу. Площа врубу розраховується згідно з геометричною фігурою, за якою розташовані врубові шпури.

Мінімальну площа призматичного прямого врубу рекомендовано визначати за емпіричною залежністю

$$S_{вр} = 0{,}45 \cdot (l_ш \cdot \eta)^{0{,}91}, \text{ м}^2, \tag{8.17}$$

де $l_ш$ – довжина комплекту шпурів, м; $\eta$ – КВШ, що змінюється у межах 0,85–0,95.

Мінімальна кількість шпурів у врубі, без урахування компенсаційних (холостих), визначається за виразом

$$N_{вр} = \frac{S_{вр}}{\pi \cdot R_{зм}^2}, \text{ шт.} \tag{8.18}$$

## 8.2. Параметри буропідривних робіт для однорідного вибою

Для однорідного породного вибою розрахунок параметрів буропідривних робіт (БПР) встановлюються розрахунковим шляхом з урахуванням існуючої практики ведення підривних робіт в аналогічних гірничо-геологічних і

гірничотехнічних умовах. Розрахунок паспорта ведення БПР проводиться у такому порядку:

- вибір типу ВР;
- визначення діаметра, глибини шпурів (за заданими темпами проведення виробки) і коефіцієнта використання шпурів;
- тип і кількість бурильних та навантажувальних 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 та типу забивки;
- визначення оптимального часу уповільнення та вибір засобів ініціювання;
- розрахунок підривної мережі;
- необхідні запобіжні заходи, місця укриття та розстановки постів охорони;
- розрахунок часу провітрювання вибою;
- заповнення паспорта БПР.

***Вибір типу ВР.*** У ролі ВР необхідно 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 та можуть уточнюватися дозволами Держгірпромнагляду України. Вибір типу ВР повинен ґрунтуватися на дотриманні принципів відповідності ступеня небезпеки вибою за пилогазовим фактором, призначення та класу запобіжності ВР (табл. 1.1), а також рекомендацій по працездатності ВР залежно від міцності гірських порід поданої в табл. 8.3.

Таблиця 8.3

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 діаметра, глибини шпурів (за заданими темпами проведення виробки) і коефіцієнта використання шпурів.***

*Шпур* – штучне циліндрове поглиблення в гірській породі, створене у процесі буріння, має діаметр до 85 мм, глибину до 5 м і призначене 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 та глибина (рис. 8.7).

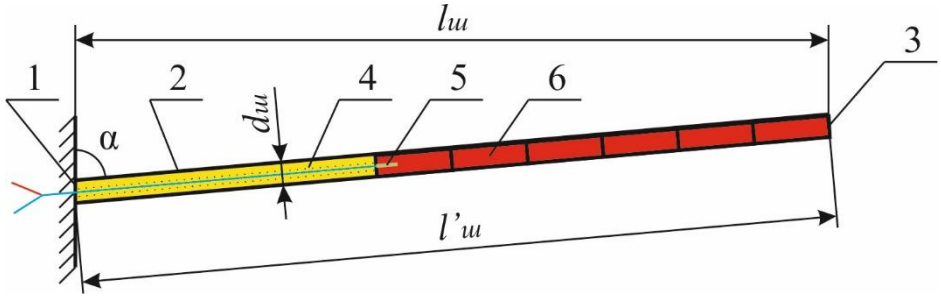



Рис. 8.7. Конструкція шпуру: 1 – устя шпуру; 2 – стінка шпуру; 3 – вибій шпуру; 4 – забивка; 5 – ЕД; 6 – патрон ВР

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 та заклинять, що призведе до відмови. Водночас, чим більше радіальний зазор, тим менше початковий тиск під час вибуху та 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

$$l_ш = l'_ш \cdot \sin\alpha \text{ , м,} \tag{8.19}$$

де $\alpha$ – кут між вибоєм виробки та віссю шпуру, град.

Глибина шпуру (шпурів) $l_ш$ повинна бути менше або дорівнювати ширині виробки начорно (проходці) та уточнюється можливістю застосовуваного бурового обладнання, тобто задовольняти умові:

$$l_ш \le B_{пр} \text{ , м.} \tag{8.20}$$

Шпуровий заряд, особливо якщо ЛНО 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 підривних робіт – *довжина заходки* – посування вибою за одне підривання (за один цикл), водночас $l_{зах} < l_ш$.

КВШ називається відношення посування вибою за одне підривання до глибини шпурів

$$\eta = \frac{l_{зах}}{l_ш}. \tag{8.21}$$

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 1,0. У деяких «стаканах» можуть бути залишки ВР. Тому не можна бурити шпури

наступного циклу через «стакани», тобто забороняється їх разбурювати, бо це призведе до можливого несанкціонованого вибуху ВР з трагічними наслідками. У процесі проєктування БПР рекомендуються такі значення КВШ: на одну відкриту поверхню – 0,8–0,85; на дві відкриті поверхні – 0,90–0,95.

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

$$\eta = \frac{l_{від}}{n_{ц} \cdot l_{ш.ср}}, \tag{8.22}$$

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 і недопущення збільшення площі перерізу понад норм БНіП. У разі, якщо виробка проводиться з заданими темпами проходки, глибина шпурів визначається за формулою

$$l_{ш} = \frac{L}{k \cdot m \cdot n \cdot \eta}, \text{ м}, \tag{8.23}$$

де $L$ – середньомісячні темпи проведення виробки, м/міс (табл. 8.4); $k$ – кількість робочих днів на місяць, діб; $m$ – кількість робочих змін з проходки виробки на добу, змін; $n$ – кількість циклів у зміну; $\eta$ – КВШ.

Таблиця 8.4

Середньомісячна нормативна швидкість проведення виробок

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

***Примітка:*** У процесі проведення горизонтальних і похилих виробок буропідривним способом без зведення кріплення нормативну швидкість, необхідно збільшувати на 30 %. Допускається зменшувати нормативну швидкість:

- у разі зведення монолітного бетонного та залізобетонного кріплення в горизонтальних і похилих виробках на 10 %;
- у разі сильного капежу безперервними струменями в горизонтальних і похилих виробках на 15 %;
- у процесі проведення виробок із зворотним склепінням, а також виробок з діючого горизонту на 20 %;
- у процесі проходки стволів у породах міцністю $f \geq 10$ – на 25 %;
- у процесі проведення ділянок виробок, де прогнозуються суфлярне виділення метану (водню), гірських ударів, викиди породи, вугілля та газу, прориви води, пливунів – на 30%.

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

У разі електричного підривання та розташування патрона-бойовика (П-Б) першим від устя шпуру згідно з БНіП діаметр шпуру повинен бути більшим за діаметр патрона ВР на 5–6 мм. На підставі узагальнення виробничого досвіду проведення гірничих виробок з площею поперечного перерізу понад 6 м$^2$ необхідно застосовувати ВР в патронах діаметром 36–40 мм. У виробках, безпечних за газом і пилом, доцільно заряджати шпури з розрізанням патронів. У виробках з площею поперечного перерізу менше 6 м$^2$ потрібно застосовувати ВР в патронах діаметром 32–36 мм. Під час проведення вертикальних стволів найчастіше застосовують патрони ВР діаметром 45 мм.

***Тип і кількість бурильних та навантажувальних машин.*** Тип і кількість бурильних машин приймається залежно від фізико-механічних властивостей гірських порід та поперечних розмірів виробки у світлі. Для проведення горизонтальних гірничих виробок перерізом < 7 м$^2$ і висотою ≤ 2,5–2,7 м, для буріння шпурів використовують переносні перфоратори з пневматичними підтримками або переносні бурильні установки типу УПБ-1, УПБ-1Б і ЛКР-Т. Прибирання гірничої маси здійснюється скреперними лебідками типу 17ЛС-2П, 30ЛС-2П, 55ЛС-2П або 17ЛС-2С, 30ЛС-2С з грибковими скреперами СГ-0,25, СГ-0,4, СГ-0,6 і СГ-1. Кількість перфораторів, що одночасно працюють у вибої, визначається з розрахунку не менш ніж на 2 м$^2$ в горизонтальних і похилих виробках. Кількість електросвердел на один вибій у горизонтальних і похилих виробках визначається з розрахунку 2,0–2,5 м$^2$ площі вибою на одне електросвердло. На кожні 3 робочі бурильні машини рекомендується тримати одну резервну.

Для виробок перерізом > 7 м$^2$, прохідницький комплекс складається з установки бурильної шахтної (УБШ) та навантажувальної машини. Вибір установки для буріння шпурів у горизонтальних і слабо похилих гірничих виробках повинен здійснюватися з урахуванням наступних основних положень:

- тип бурильної машини, що встановлена на УБШ, повинен відповідати коефіцієнту міцності порід у вибої;
- розміри зони буріння повинні бути більше або дорівнювати висоті та ширині вибою;
- найбільша довжина шпурів за технічною характеристикою УБШ повинна бути узгоджена з максимальною довжиною шпурів (за паспортом БПР);
- ширина УБШ не повинна бути більшою ніж у застосовуваних транспортних засобів (вагонеток, електровозів, транспортно-доставних машин).

Мінімальна ширина УБШ

$$B_м = B - 2 \cdot m \text{, м,} \qquad (8.24)$$

де $B$ – мінімальна ширина виробки, м; $m$ – мінімальна ширина проходу для людей, відповідно до умови ≥ 0,7 м.

Мінімальна висота УБШ у робочому положенні

$$H_м = H - (0{,}5...0{,}6) \text{, м,} \qquad (8.25)$$

де $H$ – мінімальна висота виробки, м.

Кількість бурильних машин на УБШ, що працюють одночасно у вибої горизонтальних і похилих виробок визначається з розрахунку одна бурильна машина не менше ніж на 9 м$^2$ площі вибою. Визначивши мінімальні габарити установки, знаючи розміри зони буріння, найбільшу глибину шпурів та коефіцієнт міцності порід, за технічними характеристиками обирають УБШ.

За наявності у виробці рейкових шляхів для прибирання гірничої маси намагаються застосувати навантажувальні машини періодичної (циклічної) дії в поєднанні з рудничними вагонетками типу ВГ або прохідницькими вагонами з донним конвеєром типу ВПК. Найбільша продуктивність в цьому випадку досягається, коли у вибої відсутній обмін складів або навантажених вагонів на порожні та всю гірничу масу навантажують відразу у вагони ВПК, якщо довжина відкатки становить не більше 200 м. Під час проведення протяжних гірничих виробок зазвичай для відкатки гірничої маси використовують склади, що формуються з контактних електровозів К14М і вагонеток з глухим кузовом ВГ-4,5А. Заміна навантажених вагонеток на порожні в складі здійснюється на найближчому стрілочному переводі.

Як за відсутності, так і за наявності у виробці рейкових шляхів навантаження гірничої маси виконують навантажувальними машинами безперервної дії на гусеничному ходу в поєднанні з самохідними вагонами або самоскидами. Сьогодні широко застосовують вантажно-транспортні та вантажно-доставні машини, що мають автономний привід (пневматичний, дизельний або електричний) і пневмоколісний хід.

У разі вибору машини періодичної дії ковшового типу на колісно-рейковому ходу необхідно керуватися такими параметрами машини, що залежать від розмірів виробки:

● ширина фронту навантаження не повинна бути менше ширини виробки начорно (у проходці) за підошвою, щоб уникнути ручного прибирання гірничої маси у бортів виробки. Різниця фронту навантаження та ширини виробки за підошвою допускається не більше ніж на 20 %. Можливістю застосування навантажувальних машин періодичної дії на колісно-рейковому ходу для навантаження гірничої маси користуються нерівністю

$$\frac{Ф}{B} \geq 0{,}8\,, \tag{8.26}$$

де $Ф$ – фронт навантаження (ширина захвату), м;

● висота машини в робочому положенні (максимальна висота) повинна бути меншою ніж висота виробки від головки рейок до покрівлі (за відсутності кріплення) або до кріплення не менше ніж на 5 см;

● вісь виробки у привибійній зоні повинна збігатися з віссю тимчасового рейкового шляху для використання навантажувальною машиною всього фронту навантаження;

● міцність порід не впливає на вибір машини ковшового типу.

На вибір навантажувальних машин безперервної дії з парними нагортаючими лапами значно впливає міцність і розміри гірничої маси. Висота виробки не менше 2,8 м є необхідною для всіх навантажувальних машин цього типу, а наявність рейкових шляхів не перешкоджає їх застосуванню. Завдяки гусеничному ходу фронт навантаження необмежений.

Самохідні транспортно-доставні машини поділяються на вантажно-транспортні та вантажно-доставні. У разі вибору цих машин враховують умови навантаження гірничої маси, до яких відносяться гранулометричний склад гірничої маси, щільність порід і вихід негабариту, розміри виробок, відстань транспортування, умови розвантаження у рудоспуски або транспортний засіб, можливість подавання свіжого повітря у достатній кількості для провітрювання, можливу продуктивність для транспортування гірничої маси, конструктивні параметри та технічні показники машини. Вибір типорозміру вантажно-транспортної або вантажно-доставної машини здійснюється з урахуванням названих чинників і номенклатури існуючих машин. Водночас прогресивною тенденцією є застосування найбільш потужних і вельми продуктивних машин. Однак це повинно стикуватися з існуючими або запроєктованими площами поперечного перерізу гірничих виробок.

Максимальна ширина машини

$$B_{м} = B - a - b\,, \text{ м}, \tag{8.27}$$

де $B$ – ширина виробки у світлі, по якій допускається пересування людей, м; $a$ – ширина пішохідної доріжки, м; $b$ – зазор між машиною та стінкою виробки, м,

або

$$B_{м} = B - 2b\,, \text{ м}, \tag{8.28}$$

де $B$ – ширина виробки у світлі, де виключається можливість знаходження людей, крім обслуговуючого персоналу, м.

Максимальна висота машини

$$H_{м} = H - (0{,}8...1{,}1)\,, \text{ м}, \tag{8.29}$$

де $H$ – висота виробки у світлі, м.

***Розрахунок загальної кількості ВР.***

Загальна кількість ВР на вибій

$$Q = q \cdot V, \text{ кг}, \tag{8.30}$$

де $q$ – питома витрата ВР, кг/м$^3$; $V$ – об'єм породи в масиві, що підривається, визначається за формулою

$$V = S_{пр} \cdot l_{ш}, \text{ м}^3,$$

де $S_{пр}$ – площа поперечного перерізу виробки у проходці (начорно), м$^2$.

Площа виробки у проходці:

– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$S_{пр} = B_{пр} \cdot \left( H_{пр} - \frac{B_{пр}}{3} + 0,26 \cdot B_{пр} \right), \text{ м}^2; \tag{8.31}$$

– для виробок аркової форми

$$S_{пр} = B_{пр} \cdot (H_{пр} - 0,5 \cdot B_{пр}) + 0,125 \cdot \pi \cdot B_{пр}^2, \text{ м}^2, \tag{8.32}$$

де $B_{пр}$ – ширина виробки у проходці, м; $H_{пр}$ – висота виробки у проходці, м.

Найбільше поширення для визначення питомої витрати ВР отримала формула проф. М.М. Покровського, що є найбільш універсальною

$$q = 0,01 \cdot \sigma_{ст} \cdot K_{сп} \cdot k_{зат} \cdot e, \text{ кг/м}^3, \tag{8.33}$$

де $\sigma_{ст}$ – межа міцності порід на стискання, МПа; $e$ – коефіцієнт працездатності ВР; $k_{зат}$ – коефіцієнт затиску породи, коли дві поверхні відслонення дорівнює 1,2–1,5, за наявності однієї поверхні відслонення визначається за формулою

$$k_{зат} = \frac{3 \cdot l_{ш}}{\sqrt{S_{пр}}}. \tag{8.34}$$

***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 |

Водночас 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 під час чергового вибуху.

***Розрахунок кількості шпурів на вибій.*** Враховуючи умови роботи шпурових зарядів, їх розташування відносно відкритої поверхні, а також необхідності подрібнення масиву порід до куска розміром < 0,2 м, розрахунок ЛНО для шпуру рекомендовано проводити за радіусом зони інтенсивного подрібнення.

Розрахункова величина ЛНО для шпуру

$$W = R_{зм} \cdot \left(1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot d \cdot K_{дз}}{8 \cdot R_{зм} \cdot \sigma_{ст} \cdot K_{сп} \cdot K_c \cdot K_y}\right)^{0,5}, \text{ м.} \qquad (8.35)$$

Розрахунок площі груп шпурів для виробок прямокутно-склепінчастої й аркової форм проводиться згідно з розрахунковою схемою, що подана на рис. 8.8.

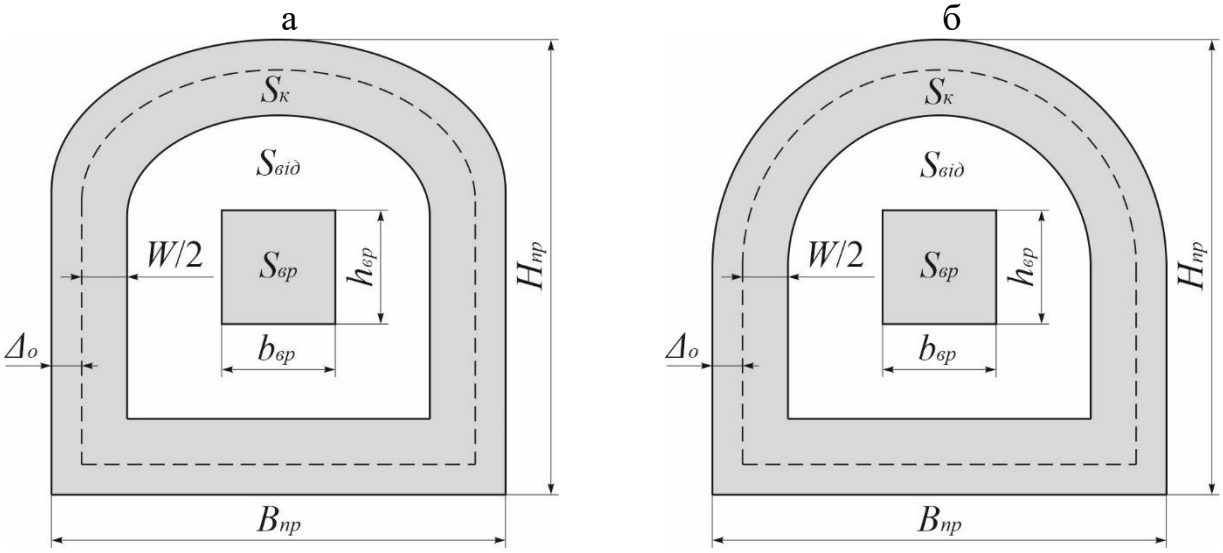



Рис. 8.8. Розрахункова схема для визначення площі груп шпурів для виробок прямокутно-склепінчастої (а) та аркової (б) форм: $S_{вр}$ – площа врубу, м$^2$; $S_{від}$ – площа вибою для відбійних шпурів, м$^2$; $b_{вр}$ – ширина врубу, м; $h_{вр}$ – висота врубу, м

Площа контурних шпурів:

– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$S_к = S_{пр} - \left(B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o - W\right) \times$$

$$\times \left( (H_{пр} - 2 \cdot \Delta_o - W) - \frac{(B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o - W)}{3} + 0,26 \cdot (B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o - W) \right), \text{ м}^2; \qquad (8.36)$$

– для виробок аркової форми

$$S_к = S_{пр} - (B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o - W) \cdot ((H_{пр} - 2 \cdot \Delta_o - W) -$$

$$-0,5 \cdot (B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o - W)) - 0,125 \cdot \pi \cdot (B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o - W)^2, \text{ м}^2, \qquad (8.37)$$

де $\Delta_o$ – відстань від контуру виробки до лінії контурних шпурів, що дорівнює величині радіусу зони зминання $R_{зм}$, за даними практичного досвіду ця відстань приймається у межах 0,15–0,25 м.

Площа вибою для відбійних шпурів визначається за таким виразом

$$S_{від} = S_{пр} - (S_{вр} + S_к), \text{ м}^2. \qquad (8.38)$$

Якщо площа вибою для відбійних шпурів $S_{від}$ дорівнює нулю або має від'ємний результат, то в цьому випадку у вибою буде відсутня група відбійних шпурів, а тоді скорегована розрахункова ЛНО визначається за формулою (12).

Розрахункова кількість відбійних шпурів становить

$$N_{р.в} = \frac{1{,}27 \cdot q \cdot S_{від}}{\rho \cdot d_з^2 \cdot k_з}, \text{ шт.}, \tag{8.39}$$

де $k_з$ – коефіцієнт заповнення шпуру ВР, який змінюється у межах 0,30–0,85, або пропонується розраховувати за емпіричною залежністю

$$k_з = 0{,}225 \cdot \sigma_{ст}^{0{,}25}, \tag{8.40}$$

де $\sigma_{ст}$ – межа міцності порід на стискання, МПа.

Отримана кількість відбійних шпурів повинна бути проаналізована. Велика їх кількість призводить до збільшення трудомісткості та тривалості бурових робіт, що знижає швидкість проведення виробки. І навпаки, невелика кількість шпурів призводить до поганого подрібнення породи, що ускладнює її навантаження та транспортування. Досвідом виконання підривних робіт у процесі проведення виробок встановлено, що оптимальним є така кількість відбійних шпурів, за якої на 1 м$^2$ площі вибою, яку висаджують ці шпури, приходиться 1–2 шпури. Велика кількість шпурів вказує на те, що було невдало обрано ВР з недостатньою потужністю та занижений діаметр заряду. У цьому разі необхідно застосувати найбільш потужну ВР, збільшити діаметр заряду та виконати перерахунок кількості шпурів.

Площа вибою, що приходиться на один відбійний шпур становить

$$S_{в.ш} = \frac{S_{від}}{N_{р.в}}, \text{ м}^2. \tag{8.41}$$

Скорегована розрахункова ЛНО відбійного шпуру складе

$$W_{ср.в} = \sqrt{S_{в.ш}}, \text{ м}. \tag{8.42}$$

Розрахункова відстань між відбійними шпурами в ряду відповідає виразу

$$a_{р.в} = m \cdot W_{ср.в}, \text{ м}, \tag{8.43}$$

де $m$ – коефіцієнт зближення зарядів для відбійних шпурів, який змінюється у межах 1,0–1,3.

Кількість рядів відбійних шпурів:

– за шириною виробки

$$n_{г.р.в} = \frac{0{,}5 \cdot B_{пр} - \Delta_о - 0{,}5 \cdot b_{вр}}{W_{ср.в}} - 1, \text{ шт.}; \tag{8.44}$$

– за висотою виробки

$$n_{в.р.в} = \frac{0{,}5 \cdot H_{пр} - \Delta_о - 0{,}5 \cdot h_{вр}}{W_{ср.в}} - 1, \text{ шт.} \tag{8.45}$$

Фактична відстань між рядами відбійних шпурів:

– за шириною виробки

$$W_{г.ф} = (0{,}5 \cdot B_{пр} - \Delta_о - 0{,}5 \cdot b_{вр}) / (n_{г.р.в} + 1), \text{ м}; \tag{8.46}$$

– за висотою виробки

$$W_{в.ф} = (0{,}5 \cdot H_{пр} - \Delta_о - 0{,}5 \cdot h_{вр}) / (n_{в.р.в} + 1), \text{ м}. \tag{8.47}$$

Оптимальні контури розташування рядів відбійних шпурів – це ряди, що повторюють форму поперечного перерізу гірничої виробки.

Кількість відбійних шпурів у *i*-му контурі з боків і покрівлі:

– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$n_{бп.в(i)} = \frac{2 \cdot \left( h_i - \frac{b_i}{3} \right) + 1{,}33 \cdot b_i}{a_{р.в}} - 1, \text{ шт.;} \qquad (8.48)$$

– для виробок аркової форми

$$n_{бп.в(i)} = \frac{2 \cdot (h_i - 0{,}5 \cdot b_i) + 0{,}5 \cdot \pi \cdot b_i}{a_{р.в}} - 1, \text{ шт.,} \qquad (8.49)$$

де $b_i$ – ширина *i*-го контуру відбійних шпурів, м; $h_i$ – висота *i*-го контуру відбійних шпурів, м.

Фактична відстань між відбійними шпурами у *i*-му контурі з боків та у покрівлі:

– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$a_{ф.бп.в(i)} = \frac{2 \cdot \left( h_i - \frac{b_i}{3} \right) + 1{,}33 \cdot b_i}{n_{бп.в(i)} + 1}, \text{ м;} \qquad (8.50)$$

– для виробок аркової форми

$$a_{ф.бп.в(i)} = \frac{2 \cdot (h_i - 0{,}5 \cdot b_i) + 0{,}5 \cdot \pi \cdot b_i}{n_{бп.в(i)} + 1}, \text{ м.} \qquad (8.51)$$

Кількість відбійних шпурів у *i*-му контурі підошви

$$n_{п.в(i)} = \frac{b_i}{a_{р.в}} + 1, \text{ шт.} \qquad (8.52)$$

Фактична відстань між відбійними шпурами у *i*-му контуру підошви

$$a_{ф.п.в(i)} = \frac{b_i}{n_{п.в(i)} - 1}, \text{ м.} \qquad (8.53)$$

Кількість відбійних шпурів у *i*-му контурі становить

$$N_{в(i)} = n_{бп.в(i)} + n_{п.в(i)}, \text{ шт.} \qquad (8.54)$$

Загальна кількість відбійних шпурів складе

$$N_{від} = \sum_{i=1}^{n} N_{в(i)}, \text{ шт.} \qquad (8.55)$$

Розрахункова відстань між контурними шпурами

$$a_{р.к} = m \cdot W_{ср.в}, \text{ м,} \qquad (8.56)$$

де $m$ – коефіцієнт зближення зарядів для контурних шпурів, який змінюється у межах 0,75–0,95, де менше значення приймають для контурних шпурів підошви.

Кількість контурних шпурів з боків і покрівлі:

– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$N_{бп.к} = \frac{2 \cdot \left( (H_{пр} - 2 \cdot \Delta_o) - \frac{B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o}{3} \right) + 1{,}33 \cdot (B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o)}{a_{р.к}} - 1, \text{ шт.; (8.57)}$$

– для виробок аркової форми

$$N_{бп.к} = \frac{2 \cdot ((H_{пр} - 2 \cdot \Delta_o) - 0{,}5 \cdot (B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o)) + 0{,}5 \cdot \pi \cdot (B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o)}{a_{р.к}} - 1, \text{ шт. (8.58)}$$

Фактична відстань між контурними шпурами з боків і покрівлі:

– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$a_{ф.бп.к} = \frac{2 \cdot \left( (H_{пр} - 2 \cdot \Delta_o) - \frac{B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o}{3} \right) + 1{,}33 \cdot (B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o)}{N_{бп.к} + 1}, \text{ м; (8.59)}$$

– для виробок аркової форми

$$a_{ф.бп.к} = \frac{2 \cdot ((H_{пр} - 2 \cdot \Delta_o) - 0{,}5 \cdot (B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o)) + 0{,}5 \cdot \pi \cdot (B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o)}{N_{бп.к} + 1}, \text{ м. (8.60)}$$

Кількість контурних шпурів у підошви

$$N_{п.к} = \frac{B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o}{a_{р.к}} + 1, \text{ шт.} \quad (8.61)$$

Фактична відстань між контурними шпурами підошви

$$a_{ф.п.к} = \frac{B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o}{N_{п.к} - 1}, \text{ м.} \quad (8.62)$$

Загальна кількість шпурів у вибої виробки, що заряджаються

$$N = N_{вр} + N_{від} + N_{бп.к} + N_{п.к}, \text{ шт.,} \quad (8.63)$$

де $N_{вр}$ – кількість врубових шпурів, що заряджаються, шт.

У процесі уточнення паспорту БПР допускається збільшення загальної кількості шпурів у вибої але лише на 10 %, а у виробках перерізом до 5 м$^2$ – не більше ніж на 4 шпури.

***Розташування шпурів у вибої виробки.*** Побудова схеми розташування шпурів виконується у фронтальній, горизонтальній і профільній проекціях площі вибою. Врубові, відбійні та контурні шпури у вибої виробки розташовують згідно з розрахунковою схемою, що подано на рис. 8.9. Розташування шпурів у вибої виробки починають з розміщення врубових шпурів. У разі використання самохідного гірничого обладнання врубові шпури розміщують у центрі виробки. Для зменшення розльоту породи з врубової частини вруб переміщають до підошви виробки. Потім від контуру виробки на відстані $\Delta_o$ відбудовують контур для розміщення контурних шпурів. Далі між контуром врубу та контуром контурних шпурів за розрахованими фактичними відстанями між рядами відбійних шпурів за шириною та висотою виробки будують контур (контури) відбійних шпурів. За розрахованими фактичними відстанями між відбійними та контурними шпурами у відповідних контурах розташовують відбійні шпури і контурні шпури з боків, покрівлі та підошви виробки.

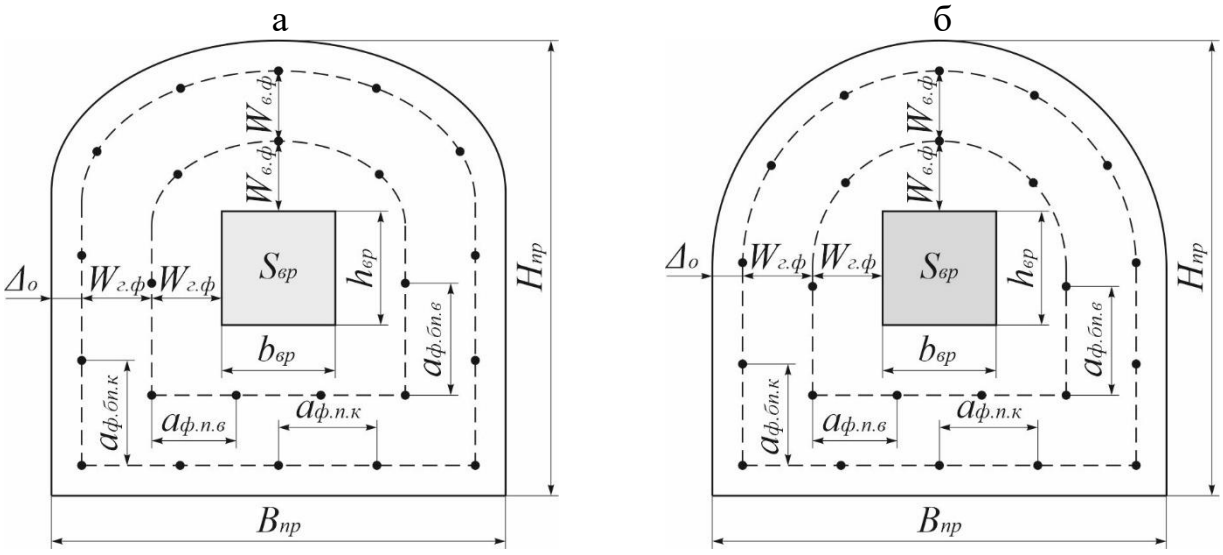



Рис. 8.9. Розрахункова схема розташування шпурів у вибої виробки прямокутно-склепінчастої (а) та аркової (б) форм

***Розрахунок заряду ВР на шпур.*** Величина заряду на шпур зазвичай встановлюється дослідним шляхом для конкретних гірничо-геологічних умов. Середня величина заряду на один шпур складе

$$Q_ш = \frac{Q}{N}, \text{ кг.} \tag{8.64}$$

Величина заряду у шпурі за його призначенням визначається за виразом

$$Q_з = K_п \cdot Q_ш, \text{ кг,} \tag{8.65}$$

де $K_п$ – коефіцієнт, що враховує збільшення або зменшення заряду ВР у шпурі залежно від його призначення: для врубового шпуру $K_п$ = 1,1–1,2, для відбійного шпуру – $K_п$ = 1,0, для контурного шпуру з боків і покрівлі $K_п$ = 0,9–1,0, для контурного шпуру підошви $K_п$ = 1,0–1,2.

Довжина заряду розсипної ВР або наливної ЕВР у шпурі без урахування П-Б

$$l_з = \frac{Q_з}{0{,}785 \cdot d^2 \cdot \rho}, \text{ м.} \tag{8.66}$$

Величина заряду ВР для влаштування водовідливної канавки

$$Q_{вк} = \frac{S_{вк} \cdot q \cdot l_{вк}}{n_{вк}}, \text{ кг,} \tag{8.67}$$

де $S_{вк}$ – площа поперечного перерізу водовідливної канавки, м$^2$; $l_{вк}$ – середня глибина шпуру водовідливної канавки, м; $n_{вк}$ – кількість шпурів під водовідливну канавку, шт.

Отримана приблизна величина поодинокого заряду перераховується до ближньої цілої кількості патронів ВР. Розраховані величини зарядів ВР провіряються на дотримання вимог за величиною забивки:

– коли заряджання патронованими ВР

$$l_з = l_ш - n_п \cdot l_п \geq l_{\min}, \text{ м;} \tag{8.68}$$

– коли заряджання розсипними ВР

$$l_з = l_ш - \frac{Q_ш}{q_l} \geq l_{\min}, \text{ м}, \quad (8.69)$$

де $l_з$ – розрахункова довжина забивки, м; $l_ш$ – довжина шпуру, м; $n_п$ – кількість патронів ВР, шт.; $l_п$ – 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 за глибини шпурів від 0,6 м до 1 м – половину глибини шпуру, а за глибини шпурів понад 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.*** Фактичні витрати ВР на вибій становлять

$$Q_ф = N_{вр} \cdot Q_{вр} + N_{від} \cdot Q_{від} + N_{бп.к} \cdot Q_{бп.к} + N_{п.к} \cdot Q_{п.к}, \text{ кг}, \quad (8.70)$$

де $Q_{вр}$ – величина заряду ВР у врубовому шпурі, кг; $Q_{від}$ – величина заряду ВР у відбійному шпурі, кг; $Q_{бп.к}$ – величина заряду ВР у контурному шпурі з боків та покрівлі, кг; $Q_{п.к}$ – величина заряду ВР у контурному шпурі підошви, кг.

Загальна кількість ВР на цикл з урахуванням зарядів у шпурах для утворення водовідливної канавки

$$Q = Q_ф + Q_{вк} \cdot n_{вк}, \text{ кг}. \quad (8.71)$$

***Вибір конструкції заряду ВР у шпурі та типу забивки*** виконується згідно з діючими правилами безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення (НПАОП 0.00-1.66-13).

***Визначення оптимального часу уповільнення та вибір засобів ініціювання.*** Інтервал уповільнення між підриванням окремих груп зарядів у разі короткоуповільненого підривання визначають за формулою

$$t = \frac{31{,}5}{\sqrt[4]{1{,}3 \cdot f}} \cdot W_{від} - 6 \cdot \sqrt[4]{1{,}3 \cdot f} + 9{,}6, \text{ мс}. \quad (8.72)$$

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 у разі електричного способу підривання зарядів ВР і з використанням НСІ подано у розділі 6.

***Розрахунок підривної мережі.*** Розрахунок електропідривної мережі виконується у такій 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 підривний прилад іншого типу з більш високою напругою.

Мінімальний поперечний переріз застосовуваних проводів: магістральних – 0,75 мм$^2$, з’єднувальних – 0,5 мм$^2$, проводів ЕД – 0,2 мм$^2$.

Загальний опір електропідривної мережі:

– якщо послідовне з'єднання ЕД

$$R_{заг} = 2 \cdot l_м \cdot \rho_м + L_з \cdot \rho_з + r_{ед} \cdot N \text{, Ом;} \quad (8.73)$$

– якщо послідовно-паралельне з'єднання ЕД

$$R_{заг} = 2 \cdot l_м \cdot \rho_м + L_з \cdot \rho_з + \frac{r_{ед} \cdot n}{m} \text{, Ом;} \quad (8.74)$$

– якщо паралельно-ступінчате з'єднання ЕД

$$R_{заг} = 2 \cdot l_м \cdot \rho_м + L_з \cdot \rho_з + \frac{r_{ед}}{n} \text{, Ом,} \quad (8.75)$$

де $l_м$ – довжина магістральних проводів, м. Приймається відстані від місця підривання до місця укриття підривника; $\rho_м$ – питомий опір магістральних проводів, що становить 0,037–0,05 Ом/м; $L_с$ – сумарна довжина з'єднувальних проводів, м, приймається з розрахунку 4 м з'єднувальних проводів на один детонатор; $\rho_с$ – 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

$$I_{пост} = \frac{U}{R_{заг}} \text{, А,} \quad (8.76)$$

де $U$ – напруга конденсатора-накопичувача підривного прибору, В.

Величина перемінного струму

$$I_{пер} = \frac{U}{2 \cdot R_{заг}} \text{, А.} \quad (8.77)$$

Перевірка величини струму в електропідривній мережі проводиться за умовою безвідмовного підривання ЕД

$$I \geq I_{без} \text{, А,} \quad (8.78)$$

де $I_{без}$ – величина струму безвідмовного групового підривання ЕД (див. розділ 6), А.

***Необхідні запобіжні заходи, місця укриття та розстановки постів охорони*** виконується згідно з діючими правилами безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення (НПАОП 0.00-1.66-13).

***Розрахунок часу провітрювання вибою.*** Кількість повітря, яка 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 дослідних підривань, уточнюючих параметри паспорта БПР. Результати дослідних підривань оформляються актом, підписаним членами комісії, які проводили дослідні підривання. На підставі акта складається паспорт БПР.

## 8.3. Параметри буропідривних робіт для неоднорідних вибоїв із декількома відслоненими поверхнями

Під час проведення виробок іноді вибій поділяють на два та більше самостійних вибоїв, розташовуючи їх уступами. Розподіл вибою на уступи викликається наявністю порід різної міцності чи великим перерізом виробки (> 18 м$^2$). Передовий вибій I (рис. 8.10) зазвичай 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.

Розрахунок паспорту БПР для виробок з неоднорідним вибоєм проводиться у такому порядку.

***1. Вибір типу ВР.***

***2. Визначення діаметра, глибини шпурів (за заданими темпами проведення виробки) та коефіцієнта використання шпурів.*** Якщо не задані темпи проведення виробки глибина шпурів визначається за формулами:

– коли похилий вруб

$$l_ш = 0{,}5 \cdot \sqrt{S_{пр}}\ , \text{м}. \tag{8.79}$$

– коли прямий вруб

$$l_ш = 0{,}75 \cdot \sqrt{S_{пр}}\ , \text{м}. \tag{8.80}$$

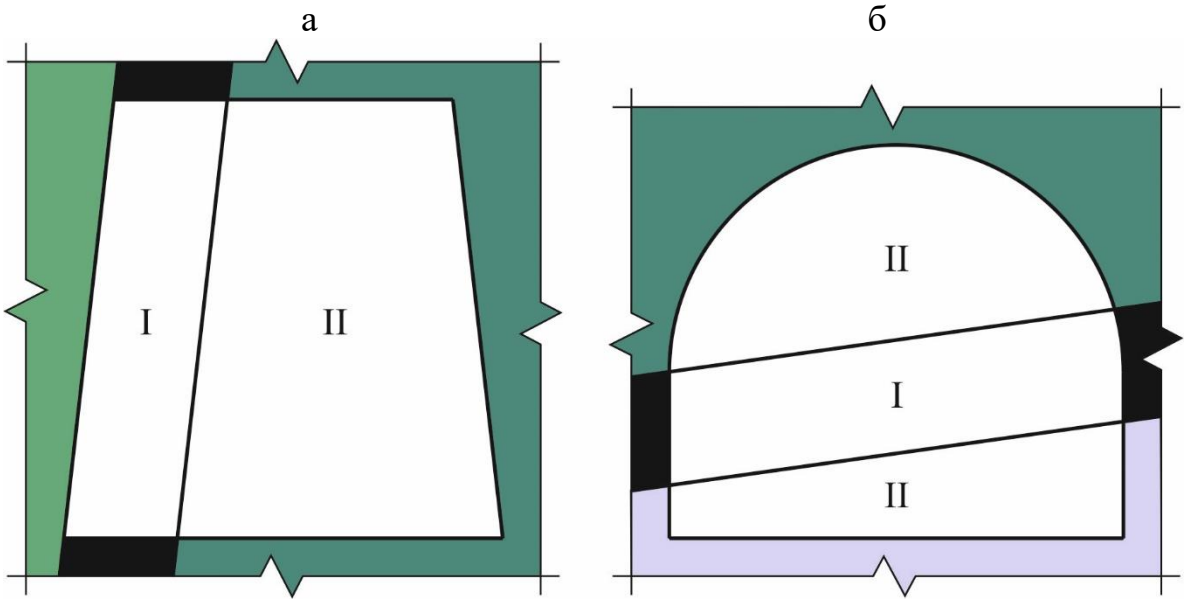



Рис. 8.10. Прохідницькі вибої з двома (а) або декілька (б) відслоненими поверхнями

***3. Вибір типів і кількості бурильних машин.***

***4. Розрахунок загальної кількості ВР.*** Питомі витрати та загальна кількість ВР для кожного вибою (породного і вугільного) визначається за формулами (8.30) і (8.33).

***5. Вибір типу врубу.*** У разі проходки 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

$$N = \frac{1{,}27 \cdot q \cdot S}{\Delta \cdot d^2 \cdot k_{зап}}, \text{ шт.}, \tag{8.80}$$

де $q$ – питома витрата ВР для кожного з вибоїв (породного або вугільного), кг/м$^3$; $d_п$ – діаметр патрону ВР, м; $S$ – площа перерізу породного або вугільного вибоїв, м$^2$; $k_{зап}$ – 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.*** Під час розташування шпурів у вибої їх кількість можна корегувати та змінювати, виходячи з умов доцільного їх розміщення у вибої. Відстані між суміжними шпурами повинні бути не менш ніж подано в табл. 8.6.

Таблиця 8.6

Мінімально припустима відстань
між суміжними шпуровими зарядами

| Умови підривання | Мінімально припустима відстань між суміжними шпуровими зарядами, м, у разі застосування 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 (8.64). 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

$$n_п = \frac{Q_ш}{m_п}, \text{ шт.}, \tag{8.81}$$

де $m_п$ – маса одного патрону ВР, кг.

Досить часто виходить, що розрахункова кількість патронів ВР у шпурі не є цілим числом. У зв'язку з тим, що різати патрони ВР під час заряджання 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

$$Q = N_{вр} \cdot n_{вр} \cdot m_n + N_{від} \cdot n_{від} \cdot m_n + N_{кон} \cdot n_{кон} \cdot m_n, \text{ кг}, \qquad (8.82)$$

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 та типу забивки.***

***11. Визначення оптимального часу уповільнення та вибір засобів ініціювання.***

***12. Розрахунок підривної мережі.***

***13. Необхідні запобіжні заходи, місця укриття та розстановки постів охорони.***

***14. Розрахунок часу провітрювання вибою.***

***15. Заповнення паспорту буропідривних робіт.***

## 8.4. Параметри буропідривних робіт у разі контурного підривання зарядів

У процесі буропідривного способу 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 перерізу, 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 та мінімальне тріщиноутворення у приконтурному породному масиві. Застосовується в гірничій справі під час проведення виробок, а також в гідротехнічному та транспортному будівництві у процесі спорудження 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 та послідовне контурне підривання. У разі попереднього контурного підривання спочатку підривають заряди ВР в контурних шпурах, а потім у певній послідовності (залежно від схеми

підривання) решту, розташованих по всьому перерізу виробки. Коли великі перерізи виробок або широких камерах заряди в контурних шпурах підривають до буріння інших шпурів. Водночас за периметром виробки утворюється щілина, що оберігає від порушення суцільності навколишній масив у процесі подальшого відпрацювання оконтуреного об'єму. У разі послідовного контурного підривання заряди ВР у шпурах, що розташовані по контуру, підривають після вибуху врубових і відбійних шпурів з уповільненням не менше 25 мс.

У разі контурного підривання застосовуються три конструкції заряду: з радіальним, осьовим і радіально-осьових зазором. За радіальної конструкції заряду в шпурах діаметром 42–44 мм застосовується ВР в патронах малого діаметра – 21–24 мм. За осьової конструкції використовується ВР в патронах діаметром 32–36 мм, а за радіально-осьової – ВР великої працездатності, але з малим діаметром патрона. Якість оконтурювання підвищується, якщо поряд з П-Б розташовується патрон ВР діаметром 36 мм. У зарядах з осьовими та 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 паспорту 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. Протод'яконова

$$q_к = 0{,}15 \cdot \sqrt{f} \cdot \left( \sqrt{0{,}2 \cdot f} + \frac{1}{P} \right) \cdot e \text{, кг/м}^3, \qquad (8.83)$$

де $P$ – периметр виробки в проходці, не рахуючи ширини по підошві, якщо там не застосовують контурного висадження.

Маса заряду ВР у контурному шпуру

$$Q_{ш.к} = l_ш \cdot k_{зап.к} \cdot \gamma_к \text{, кг}, \qquad (8.84)$$

де $k_{зап.к}$ – коефіцієнт заповнення шпуру контурного ряду, що дорівнює 0,6–0,7; $\gamma_к$ – маса 1 м заряду ВР контурного шпуру, знаходиться за формулою:

$$\gamma_к = \frac{\pi \cdot d_п^2}{4} \cdot \Delta \text{, кг/м}, \qquad (8.85)$$

де $d_п$ – діаметр патронів ВР у шпурах контурного ряду, м; $\Delta$ – щільність ВР у патроні, кг/м$^3$.

Розрахована маса заряду ВР у шпуру контурного ряду уточняється шляхом округлення до цілої кількості патронів ВР. Глибина шпурів у разі переходу на контурне підривання залишається рівною глибині, прийнятої у даній виробці у разі звичайного підривання.

Відстань між контурними шпурами

$$a_к = \sqrt{\frac{k_{зап.к} \cdot \gamma_к \cdot m}{q_к}} \text{, м}, \qquad (8.86)$$

де $m$ – коефіцієнт зближення зарядів, що дорівнює 0,6–0,8.

ЛНО контурних шпурів

$$W_к = \sqrt{\frac{k_{зап.к} \cdot \gamma_к}{q_к \cdot m}}, \text{ м.} \quad (8.87)$$

Отримані значення відстані між контурними шпурами та ЛНО контурних шпурів округляють до ближчого числа кратного 0,05 м.

Кількість шпурів у контурному ряді

$$N_к = \frac{P}{a_к} + 1, \text{ шт.} \quad (8.88)$$

Фактична відстань між контурними шпурами у ряду

$$a_к = \frac{P}{N_к - 1}, \text{ шт.} \quad (8.89)$$

## 8.5. Рекомендації до застосування короткоуповільненого підривання в процесі проведення підземних гірничих виробок

За даними великого обсягу досліджень і виробничих спостережень, короткоуповільненого висадження (КУВ), порівнюючи з уповільненим, забезпечує прискорення темпів проведення виробок у шахтах, небезпечних за газом чи пилом, тому що відпадає необхідність висадження у декілька прийомів. Правилами безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення дозволяється у процесі висадження по вугіллю та змішаним вибоям приймати сумарний інтервал уповільнень 135 мс, а у разі висадження породних вибоїв – 195 мс. Безпека застосування КУВ у шахтах, небезпечних за газом чи пилом, забезпечується тим, що за час, який 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 та висадження відкритого заряду.

КУВ сприяє зменшенню на 10–20 % об'єму буріння та 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 у процесі КУВ зберігається те ж, що і у разі уповільненого висадження, але число шпурів зменшується на 10–15 %.

Установлено, що раціональний інтервал уповільнення між врубовими та відбійними шпурами становить 50–75 мс, а між відбійними і 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.

Остаточно параметри КУВ у конкретних гірничо-геологічних умовах спорудження виробок обираються після проведення декількох пробних підривань.

## 8.6. Поводження з вибуховими матеріалами

### 8.6.1. Підготовка ВМ до використання

Сушіння, подрібнення, просіювання, відтаювання ВР і наповнення оболонок потрібно проводити відповідно до вимог, зазначених у ТУ, та згідно з інструкціями, затвердженими керівником підприємства.

Операції з підготовки ВМ до використання проводяться у спеціальних приміщеннях, будинках підготовки ВМ або на відкритих майданчиках з навісом, розташованих на території складу ВМ. Одноразове сумарне завантаження приміщення підготовки ВМ під час виконання зазначених операцій з ВР не може перевищувати 3 т.

За наявності спеціально підготовленого місця дозволяється збільшення сумарного завантаження приміщення для ВМ, але не більше змінної потреби, за узгодженням з територіальним органом Держгірпромнагляду України.

Сушіння, подрібнення, просіювання ВР і наповнення оболонок на відкритому повітрі, у тому числі із застосуванням спеціальних механізмів, допущених до використання Держгірпромнаглядом України, потрібно виконувати в умовах, що відповідають технологічним режимам цих операцій.

Сушіння патронів ВР на основі аміачної селітри, що мають вологість до 1,5 %, може проводитися в заводській оболонці. У разі вологості цих ВР більше ніж 1,5 % їх сушіння повинно проводитись розсипом. Температура повітря в приміщеннях для сушіння ВР повинна бути не вище 50 °С. Сушіння димного пороху потрібно проводити із забезпеченням температури не вище 40 °С. У разі сушіння ВР столи та полиці, на яких вони розкладаються в приміщенні, повинні знаходитися від нагрітих поверхонь (печей, труб, радіаторів) на відстані не менше 1 м. У разі сушіння промислових ВР, сенсибілізованих тротилом, дозволяється використовувати повітряні сушарки (шафи, камери) з температурою теплоносія (повітря) не вище 60 °С, а для ВР, сенсибілізованих нітроефірами – з температурою не вище 30 °С. У цьому разі калорифер з повітродувкою повинні розміщуватися в ізольованому приміщенні або прибудові. Забороняється подрібнення ВР, що містять гексоген і нітроефіри та будь-які види порохів.

Відтаювання ВР необхідно проводити в заводській упаковці на поверхневих складах у приміщеннях, що опалюються, із забезпеченням температури повітря не вище 30 °С або в підземних складах ВМ. Для контролю за відтаюванням необхідно записувати час надходження та видачі кожної партії ВР.

Робота з порохом в приміщеннях для їх зберігання повинна проводитись у взутті, що не має металевих частин на підошві та каблуках. Інструменти та інший металевий інвентар повинні бути виготовлені з матеріалів, що не дають іскор. Зі сталі можуть виготовлятися тільки викрутки.

Порошкоподібні ВР, що є злежалими, не піддаються розім’яттю руками та не містять гексоген або рідкі нітроефіри, повинні подрібнюватися відповідно до вимог Правил безпеки, після чого можуть використовуватися тільки в шахтах (рудниках), безпечних за вибухом газу і (або) пилу, та шахтах, що розробляють

пласти (рудні тіла), безпечні за вибухами пилу, а також під час робіт на земній поверхні.

У вугільних і сланцевих шахтах, небезпечних за вибухом газу та (або) пилу, під час заряджання забороняється розрізати оболонку патронів.

### 8.6.2. Виготовлення патронів-бойовиків

П-Б необхідно виготовляти на місцях проведення робіт або в інших місцях, визначених керівником суб'єкта господарювання, у кількостях, що потрібні для підривання зарядів за один прийом. П-Б з пресованих або литих ВР необхідно виготовляти тільки з патронів (шашок) з гніздом заводського виготовлення під ініціатор. Розширювати або поглиблювати це гніздо забороняється.

Під час виготовлення П-Б з порошкоподібних та патронованих ЕВР із застосуванням ДШ кінець шнура, що детонує, у патроні повинен зав'язуватися вузлом або складатися не менше ніж удвічі. Дозволяється обмотувати ДШ навколо патрона ВР. Детонатор повинен вводитися в П-Б на повну глибину та надійно фіксуватися. У цьому разі для утворення поглиблень необхідно застосовувати голки, які необхідно виготовляти з матеріалів, що не дають іскор і не кородують від взаємодії з ВР.

Виготовлення П-Б із застосуванням НСІ необхідно здійснювати відповідно до вимог ТУ на НСІ або інструкції з експлуатації.

### 8.6.3. Вимоги до підривних приладів

Підривні прилади (машинки) та підривні стаціонарні пристрої необхідно зберігати в умовах, що унеможливлюють доступ до них сторонніх осіб. Ключі від підривних приладів (машинок) під час проведення підривних робіт повинні знаходитися у старшого підривника (майстра-підривника) або у керівника підривних робіт.

Підривні прилади необхідно зберігати у підземних витратних складах ВМ або у стаціонарних підривних пунктах.

Підривні прилади повинні бути закріплені за кожним майстром-підривником.

Порядок зберігання та повернення до складу ВМ підривних приладів (машинок) в умовах віддалених вибоїв регламентується Положенням про керівництво підривними роботами на підприємстві.

Підривні прилади (машинки) перед видачею підривникам (майстрам-підривникам) необхідно перевіряти на відповідність встановленим технічним характеристикам, у тому числі на величину сили струму, імпульсу струму, а на шахтах (рудниках), небезпечних за газом та (або) пилом, крім того на тривалість імпульсу напруги згідно з інструкціями на їх експлуатацію. Зазначену перевірку повинні виконувати спеціально підготовлені особи.

Підривні прилади стаціонарних підривних пунктів на вугільних шахтах і об'єктах геологорозвідки, небезпечних за газом та (або) пилом, необхідно перевіряти в місцях їх встановлення не рідше одного разу за 15 днів.

### 8.6.4. Вимоги до поводження з вибуховими матеріалами під час підривних робіт у підземних умовах

Підривні роботи в шахтах виконуються за умов надійного провітрювання гірничих виробок. У цьому разі кількість ВМ, що підриваються, повинна бути такою, щоб гірничі виробки звільнились від отруйних продуктів вибуху за час міжзмінної перерви або час, передбачений паспортом (проєктом) ведення підривних робіт.

У цьому разі необхідно додержуватись таких правил:

- кількість повітря, що подається у кожний вибій, де проводяться підривні роботи, повинна бути такою, щоб перед допуском робітників до вибою вміст отруйних продуктів вибуху, які 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;
- кількість повітря та час, необхідний для провітрювання вибою від отруйних продуктів вибуху, повинні перевірятися аналізами;
- повітря повинно подаватися у місця підривання у тій самій кількості, в якій воно надходило після підривання до допуску робітників у вибій упродовж не менше 2-х годин після допуску робітників.

Виробки, що провітрюються після підривних робіт, повинні бути відгороджені попереджувальним аншлагом з написом «Вхід заборонено, вибій провітрюється, дата та час виконання підривання, № дільниці».

Виробки, що не провітрюються на час ведення підривних робіт, повинні бути закриті решітками.

Під час проведення виробок зустрічними вибоями та збійці виробок у разі наближення цих вибоїв на відстань між ними 15 м і менше ведення підривних робіт дозволяється за умови, що перед початком заряджання шпурів в одному із зустрічних вибоїв всі працівники, які не пов'язані з виконанням підривних робіт, будуть виведені з цих вибоїв у безпечне місце, а перед входом до протилежного вибою буде виставлено пост.

Підривання шпурових зарядів у кожному вибої необхідно вести не одночасно з обов'язковим визначенням розміру цілика між зустрічними вибоями. У цьому разі на кожний окремий випадок підривання зарядів у шпурах підривнику (майстру-підривнику) повинна бути видана наряд-путівка, підписана керівником шахти або призначеною ним посадовою особою.

Підривання зарядів у зміні необхідно проводити в присутності посадової особи, яка керує підривними роботами, лише після того, як буде отримано повідомлення про виведення людей з протилежного вибою та про виставлення там поста. Пост у протилежному вибої може бути знято тільки з відома підривника (майстра-підривника).

Коли розмір цілика між зустрічними вибоями дорівнює або менше ніж 7 м, роботи повинні проводитися тільки в одному вибої в присутності посадової особи, яка керує підривними роботами в зміні. У цьому разі необхідно бурити випереджувальні шпури глибиною на 1 м більшою, ніж глибина шпурів, що заряджаються.

У разі коли у виробках, що збиваються, шахт (рудників), небезпечних за газом та (або) пилом, розмір цілика яких дорівнює 3 м або є меншим, перед підриванням зарядів має проводитись вимір газу і потрібно вжити заходів із забезпечення стійкого провітрювання цих виробок, а також з попередження вибуху газу та пилу. У цьому разі у вибоях вугільних шахт, небезпечних за газом, крім вимірів газу у виробках, що здійснюють посадові особи, які керують роботами в зміні, повинні встановлюватися засоби автоматичного контролю метану.

На вугільних шахтах у разі відстані між виробками, що проводяться паралельно (парно), 15 м і менше підривання зарядів у кожному з цих вибоїв необхідно проводити тільки після виведення людей з вибою паралельної виробки в безпечне місце та виставлення постів охорони, передбачених у паспорті БПР. Дозволяється не виводити людей з виробки, що паралельна тій, де проводиться вибух, за умови, якщо вибій виробки знаходиться на відстані більше ніж 50 м.

Забороняється ведення підривних робіт на відстані менше ніж 30 м від складу ВМ, дільничного роздавального пункту, роздавальної камери. У разі якщо відстань становить менше 100 м, працівники зазначених місць зберігання ВМ під час підривних робіт повинні бути виведені з робочих місць. Ця відстань визначається від місця підривання зарядів до найближчої камери (осередку розташування) ВМ.

Забороняється підривання зарядів, якщо на відстані менше ніж 20 м від місця заряджання знаходиться неприбрана відбита гірнича маса, вагонетки або предмети, що захаращують виробку більше, ніж на одну третину її поперечного перерізу.

Визначення місця укриття підривника (майстра-підривника) під час виконання підривних робіт у виробках, що проходяться, та під час дроблення негабаритів необхідно здійснювати відповідно до безпечних відстаней, визначених у проєкті (паспорті) ведення підривних робіт.

Під час ведення підривних робіт у лавах на крутих вугільних пластах обов'язковим є наявність «магазину», розміри якого повинні бути достатніми для розміщення відбитого вугілля, подачі до лави необхідної кількості повітря та вільного проходу людей.

Вогневе та електровогневе підривання зарядів забороняється застосовувати у вугільних шахтах, а також у рудниках, небезпечних за газом та (або) пилом.

Забороняється вогневе підривання зарядів у вертикальних та похилих (більше ніж 30°) виробках, а також у тих випадках, коли своєчасний відхід підривників (майстрів-підривників) ускладнено.

Під час вогневого підривання зарядів підпалювання запальних трубок повинно проводитись одним підривником (майстром-підривником).

Забороняється підривання більше 16 зарядів за один прийом, а під час застосування запальних патронів – більше 10 за один прийом на вибій.

В окремих випадках дозволяється змішане підривання за допомогою запальних патронів і запальних трубок у разі загальної кількості підпалювань не більше ніж 16, у тому числі не більше ніж 6 патронів на вибій. Підривання більше

16 зарядів без застосування запальних патронів дозволяється тільки ДШ, ЕД або електровогневим способом.

У вибоях шириною більше ніж 5 м дозволяється одночасне підпалювання запальних трубок двома підривниками (майстрами-підривниками).

### 8.6.5. Ліквідація зарядів, що відмовили

У всіх випадках, коли заряди не можна зініціювати з причин технічного характеру (непереборні порушення підривної мережі тощо), їх необхідно розглядати як заряди, що не здетонували (як відмова). Кожна відмова повинна бути зафіксована у журналі реєстрації відмов у процесі проведення підривних робіт згідно з додатком 10 до Правил (НПАОП 0.00-1.66-13).

У разі виявлення відмови (або в разі підозри щодо неї) на земній поверхні підривник (майстер-підривник) повинен виставити відповідний знак біля заряду, що відмовив, а в підземних умовах – виставити заборонений знак біля входу у вибій виробки та в обох випадках повідомити про це керівника підприємства.

Роботи, пов’язані з ліквідацією відмов, у тому числі на земній поверхні, необхідно проводити під безпосереднім керівництвом посадової особи відповідно до вимог інструкції з ліквідації відмов, що затверджена керівником суб’єкта господарювання та погоджена з територіальним органом Держгірпромнагляду України.

У місцях відмов забороняються будь-які роботи, що не пов’язані з ліквідацією відмов. Проводи виявленого ЕД у заряді, що відмовив, необхідно замкнути накоротко. Для ліквідації відмови зовнішнього заряду на нього необхідно помістити новий заряд і здійснити підривання у звичайному порядку.

Ліквідацію відмов шпурових зарядів дозволяється проводити підриванням зарядів у допоміжних шпурах, пробурених паралельно до заряду, що відмовив, на відстані не ближче ніж 30 см. Кількість допоміжних шпурів і місця їх закладання повинні визначатись посадовою особою, яка безпосередньо керує підривними роботами в зміні.

Для встановлення напрямку таких шпурів дозволяється виймати зі шпуру забивний матеріал на довжину до 20 см від устя.

У виробках шахт (рудників), безпечних за газом та (або) пилом, у разі виявлення проводів ЕД, що виходять з шпурового заряду, що відмовив, підривник (майстер-підривник) повинен з безпечного місця перевірити допущеними для цієї мети приладами провідність містка ЕД та за її наявності зініціювати заряд, що відмовив, у звичайному порядку.

На шахтах, небезпечних за газом та (або) пилом, цим способом дозволяється ліквідовувати тільки невідкриті заряди, що відмовили, ЛНО яких не зменшилися.

У вибоях, де встановлено гідромонітори, дозволяється ліквідовувати відмови в шпурах струменем води під наглядом підривника (майстра-підривника) та посадової особи зміни упродовж якої відбувається ліквідація відмови. У момент безпосередньої ліквідації відмови у вибої не повинно бути людей, а пуск води необхідно проводити дистанційно. У цьому разі необхідно вживати заходів з уловлювання ЕД з розмитого П-Б.

Під час дроблення металу та металевих конструкцій для ліквідації шпурових зарядів, що відмовили, необхідно видалити забивку, ввести у шпур новий П-Б та зініціювати його.

Ліквідацію зарядів, що відмовили, необхідно здійснювати способами та засобами з урахуванням типу ВР і ЗІ згідно з ТУ та керівництвами заводів-виробників ВМ. Рішення про спосіб ліквідації зарядів, що відмовили, приймає керівник підривними роботами.

Після підривання заряду, призначеного для ліквідації заряду, що відмовив, необхідно ретельно оглянути подрібнену масу та зібрати виявлені ВМ. Лише після цього дозволяється допускати працівників до розбирання гірничої маси, вживаючи запобіжних заходів безпеки. Виявлені залишки ВМ необхідно знищити відповідно до вимог Порядку знищення вибухових матеріалів промислового призначення (НПАОП 0.00-6.03-06).

У разі дроблення гарячого масиву, температура якого більше 80 °С, підходити до заряду, що відмовив, дозволяється не раніше ніж через одну годину з моменту ініціювання заряду та за умови, що після цього часу не спостерігається інтенсивне розкладання аміачної селітри. До заряду, що відмовив у гарячому масиві з температурою менше 80 °С, дозволяється підходити не раніше ніж через 15 хвилин. Ліквідацію заряду ВМ, що відмовив у шпурі, необхідно проводити вимиванням водою.

Коли роботи з ліквідації зарядів, що відмовили, не можуть бути закінчені впродовж поточної зміни, дозволяється доручати їх продовження підривнику (майстру-підривнику) наступної зміни з відповідним записом у виданій йому наряд-путівці, що підписана керівником суб’єкта господарювання або призначеною ним посадовою особою. У цьому разі допуск працівників до місця ліквідації зарядів, що відмовили, надається посадовою особою зміни упродовж якої відбувається ліквідація відмови.

## 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 у разі контурного висадження?*

*12. Які переваги короткоуповільненого висадження в процесі проведення підземних гірничих виробок?*

*13. Які вживаються заходи, якщо під час проведення зустрічних вибоїв відстань між ними скоротилася до 15 м?*

*14. Як необхідно проводити роботи, якщо відстань між зустрічними вибоями дорівнює 7 м і менше?*

*15. На якій відстані від складу ВМ, дільничного розподільчого пункту та роздавальної камери забороняється ведення підривних робіт?*

*16. Як здійснюється сушіння патронів ВР на основі аміачної селітри?*

*17. Які вимоги до підривних приладів?*

*18. Як проводиться ліквідація шпурових зарядів, що відмовили?*

# 9. БУРОПІДРИВНІ РОБІТИ У ПРОЦЕСІ ПРОВЕДЕННЯ ВЕРТИКАЛЬНИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

*Викладено основні відомості про спорудження вертикальних гірничих виробок. Розглянуто послідовність розрахунку параметрів буропідривних робіт у процесі проведення вертикальних стволів і підняттєвих. Наведено рекомендації щодо поводження з вибуховими матеріалами під час поглиблення стволів або шурфів.*

*Мета – сформувати знання про визначення параметрів буропідривних робіт у процесі проведення вертикальних гірничих виробок*

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- пояснювати особливості буропідривних робіт у вертикальних виробках;
- класифікувати схеми розташування шпурів у вертикальних виробках;
- складати паспорт буропідривних робіт для проведення стволів;
- визначати параметри буропідривних робіт для проведення підняттєвих.

## 9.1. Загальні відомості про спорудження вертикальних виробок

У багатьох випадках розкриття родовищ здійснюють вертикальними стволами, що відкривають доступ з поверхні до робочих горизонтів і призначені для обслуговування підземних гірничих робіт. За великої глибини 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, яка просипається з підйомних судин.

Проходку ствола ведуть у декілька етапів. Перед її початком готують територію та оснащують промисловий майданчик прохідницьким обладнанням. Над устям ствола встановлюють тимчасовий прохідницький копер, з якого проходять устя та 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 обладнають основний прохідницький копер, завчасно змонтований. На цьому початковий період проходки ствола, що триває від 6 місяців до 1,5 року, закінчується.

Надалі в стволі монтують прохідницький полок, що підвішується до прохідницької лебідці 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, що рухають підйомні посудини. На нижніх поверхах розташовують 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 тощо. Прохідницький полок оснащений гідродомкратами для фіксації його у стволі. У ньому, крім того, обладнані отвори для пропуску підйомних судин – бадей, огороджені розтрубами, а також отвори для пропуску вентиляційних та інших труб, кабелів і рятувальні сходи.

Коли прохідницький полок змонтований та 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 баддях 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 відбивання, прибирання породи і кріплення ствола. За цикл (тобто після кожного підривання) вибій ствола посувається зазвичай на 2,0–3,5 м. Тривалість циклу 2–4 зміни. Роботи ведуть комплексні бригади, що виконують всі види операцій з проходки.

У процесі проходки стволів БПР складають 30–40 % всього часу проходки та вимагають до 50–60 % трудових витрат. Відбивання породи здійснюють шпурами глибиною від 1,5 м 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 врубові шпури. На відміну від інших шпурів, перпендикулярних площині вибою, врубові шпури бурять під таким кутом до площини, щоб у глибині вони сходилися до центру перерізу ствола. Призначення врубових шпурів, які підриваються в першу чергу, полягає в утворенні додаткової відслоненої поверхні в масиві, що полегшує його руйнування під час 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. У разі проведення 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 та використовують у комплексі з навантажувальними

машинами. Для висадження шпурів використовують патроновані 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 підривні машинки. Перед підриванням всі механізми піднімають із вибою до прохідницького полку.

## 9.2. Параметри буропідривних робіт під час проведення вертикальних стволів

У процесі складання паспорту БПР для проходки вертикального ствола шахти керуються основними пунктами як і для горизонтальної виробки, що проводиться однорідним вибоєм. В стволах круглого перерізу шпури розташовують за концентричними колами (рис. 9.1).

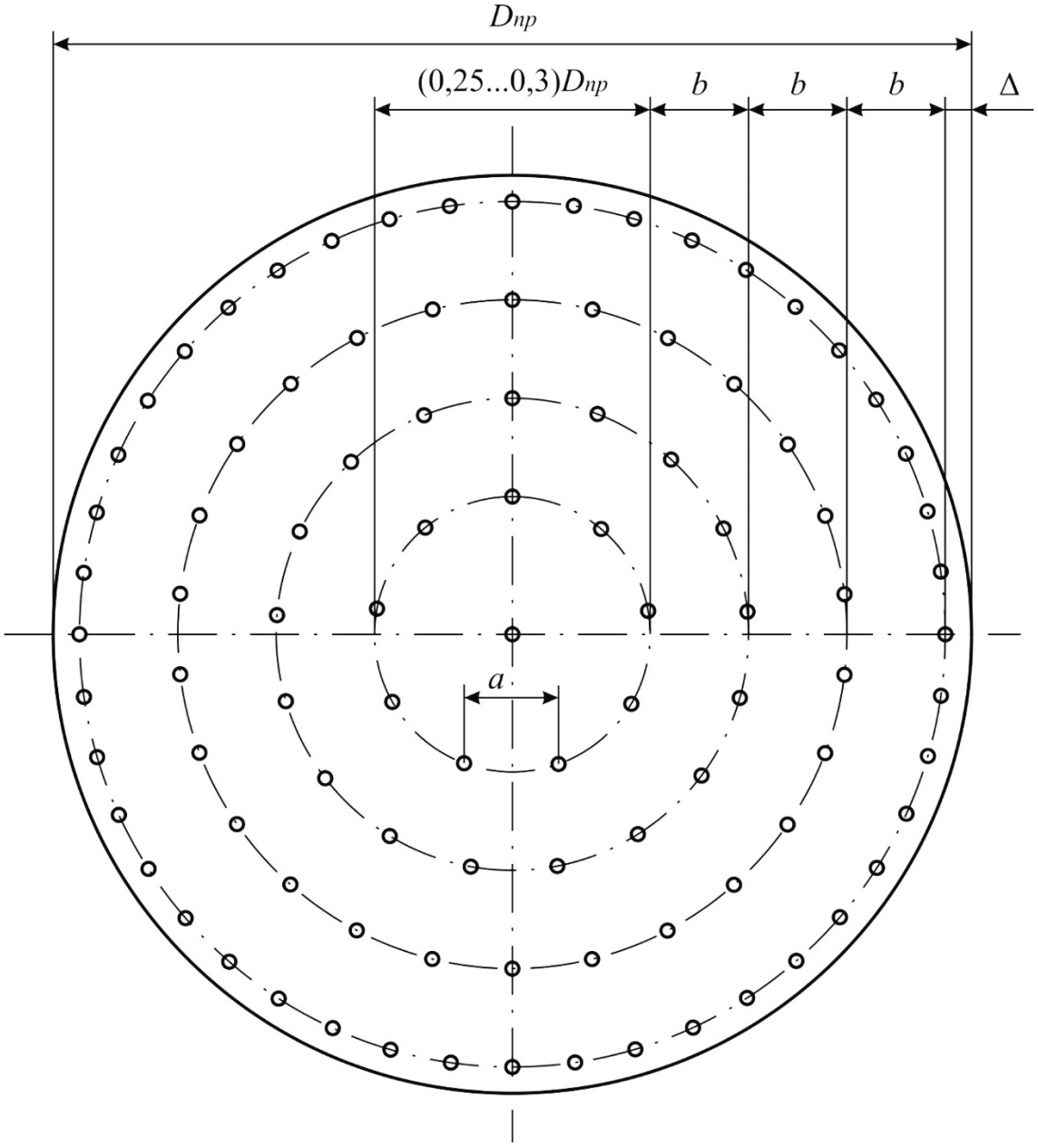



Рис. 9.1. Розташування шпурів у вибої ствола круглого перерізу

Шпури першого від центру кола називаються врубовими, шпури останнього кола – периферійні, шпури проміжних кіл – відбійні.

Розрахунок паспорту БПР для проходки вертикального ствола 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. У разі підтоплення водою вибоїв таких стволів перед підриванням на висоту не менше 0,2 м, а також у разі проходки в шахтах, безпечних за газом або пилом, допускається застосовувати ВР класу II, водночас в породах з коефіцієнтом міцності $f \geq 8$ – Аммонал скельний № 1 пресований у патронах діаметром 45 мм, а в породах середньої міцності – Амоніт № 6 ЖВ в патронах діаметром 36 мм. У ролі 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 у процесі проходки стволів залежить від діаметра патронів ВР, яка буде використовуватись. Глибина шпурів $l_ш$ визначається міцністю порід, рівнем механізації, припустимим значенням незакріпленого відходу. У разі зменшення глибини шпурів питомі витрати часу на посування вибою на 1 м збільшуються: від 3,5 год, якщо $l_ш$ = 4–4,2 м та до 6 год, якщо $l_ш \leq 2$ м. Зі зростанням глибини шпурів збільшується час другої фази прибирання породи, що 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) та приймають 4 м (врубових – 4,2 м). За коефіцієнта міцності порід $f \geq 12$, така довжина не виправдовує себе, тому її приймають рівною 2,5–3 м.

***3. Тип і кількість бурильних машин.*** У процесі проходки стволів на глибину до 300 м шпури бурять за допомогою переносних перфораторів типу ПП63, ПП76 або ПП80. Кількість одночасно працюючих перфораторів рекомендують приймати з розрахунку один перфоратор не меш ніж на 4 м$^2$ площі вибою. У разі проходки ствола глибиною більше 300 м використовують уніфіковану бурильну установку типу БУКС-1 з кількістю бурильних машин 2, 3 або 4 залежно від діаметра ствола.

***4. Розрахунок загальної кількості ВР.***

Загальна кількість ВР на вибій ствола

$$Q = q \cdot S_{пр} \cdot l_ш, \text{ кг}, \tag{9.1}$$

де $S_{пр}$ – площа поперечного перерізу ствола у проходці, м$^2$.

Питомі витрати ВР визначаються за формулою (8.33).

***5. Вибір типу врубу.*** Під час проходки стволів круглої форми використовують конічний вруб і рідше прямий циліндричний вруб. Вруб розташовують у центральній частині ствола Площа врубової частини вибою для вертикальних стволів необхідно приймати в межах 2–3,5 м$^2$.

***6. Розрахунок кількості шпурів на вибій.*** Кількість шпурів для кожного з вибоїв

$$N = \frac{1{,}27 \cdot q \cdot S_{пр}}{\Delta \cdot d^2 \cdot k_{зап}}, \text{ шт.}, \qquad (9.2)$$

де $k_{зап}$ – коефіцієнт заповнення шпуру, для порід з коефіцієнтом міцності $f$ = 3–9 – 0,35–0,45, для порід з $f$ = 10–20 – 0,45–0,5.

Шпури у вибої ствола повинні розташовуватися за схемою у вигляді трьох або чотирьох концентричних кіл. Кількість шпурів, що розміщуються у кожному колі, співвідносяться між собою, починаючи від центру ствола, як 1:3:6 і 1:2:3:5.

Для трьох кіл і співвідношення їх 1:3:6 розподіл шпурів визначається з виразів:

– врубових шпурів

$$n_{вр} = \frac{N}{1+3+6}, \text{ шт.};$$

– відбійних шпурів

$$n_{від} = \frac{3 \cdot N}{1+3+6}, \text{ шт.};$$

– периферійних

$$n_{пер} = \frac{6 \cdot N}{1+3+6}, \text{ шт.}$$

Для чотирьох кіл і співвідношення їх 1:2:3:5 розподіл шпурів розраховується за формулами:

– врубових шпурів

$$n_{вр} = \frac{N}{1+2+3+5}, \text{ шт.};$$

– відбійних шпурів першого кола

$$n_{від1} = \frac{2N}{1+2+3+5}, \text{ шт.};$$

– відбійних шпурів другого кола

$$n_{від2} = \frac{3N}{1+2+3+5}, \text{ шт.};$$

– периферійних

$$n_{пер} = \frac{5N}{1+2+3+5}, \text{ шт.}$$

***7. Розташування шпурів у вибої виробки.*** Шпури у вибої ствола круглої форми розташовуються за концентричними колами.

Діаметр кола врубових шпурів

$$d_{вр} = (0{,}25...0{,}3) D_{пр}, \text{ м}, \qquad (9.3)$$

де $D_{пр}$ – діаметр ствола в проходці, м.

Кут нахилу врубових шпурів до осі ствола 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 ствола рівномірно, для чого спочатку встановлюють кількість кіл відбійних шпурів, потім визначають відстань між шпурами за колами. Кількість кіл відбійних шпурів приймають таким, щоб відстань між колами було $b$ = 0,6–0,95 м. У разі використання патронів ВР збільшеного діаметра ця відстань може бути $b$ = 1–1,2 м. Для того, щоб перевірити, влаштовує чи ні цій умові прийнята кількість кіл, використовують формулу

$$b = \frac{R_{пр} - \left(r_{вр} + \Delta\right)}{n_{колів} + 1}, \text{ м}, \tag{9.4}$$

де $R_{пр}$ – радіус ствола у проходці, м; $r_{вр}$ – радіус кола врубових шпурів, м; $\Delta$ – відстань між колом периферійних шпурів і стінкою ствола, що дорівнює 0,15–0,25 м; $n_{кіл}$ – кількість кіл відбійних шпурів, що дорівнює 1 або 2.

Якщо 3 кола:

– відстань між шпурами врубу

$$a_{вр} = \sin\left(\frac{180}{n_{вр}}\right) \cdot d_{вр}, \text{ м}. \tag{9.5}$$

– відстань між відбійними шпурами

$$a_{від} = \sin\left(\frac{180}{n_{від}}\right) \cdot d_{від}, \text{ м}, \tag{9.6}$$

де $d_{від}$ – діаметр кола відбійних шпурів, що дорівнює $d_{від} = d_{вр} + 2b$, м.

– відстань між периферійними шпурами

$$a_{пер} = \sin\left(\frac{180}{n_{пер}}\right) \cdot d_{пер}, \text{ м}, \tag{9.7}$$

де $d_{пер}$ – діаметр кола периферійних шпурів, що дорівнює $d_{пер} = D_{вр} - 2\Delta$ м;

Якщо 4 кола:

– відстань між шпурами врубу визначається за формулою (9.5);

– відстань між відбійними шпурами першого кола

$$a_{від1} = \sin\left(\frac{180}{n_{від1}}\right) \cdot d_{від1}, \text{ м}, \tag{9.8}$$

де $d_{від1}$ – діаметр першого кола відбійних шпурів, що дорівнює $d_{від1} = d_{вр} + 2b$, м.

– відстань між відбійними шпурами другого кола

$$a_{від2} = \sin\left(\frac{180}{n_{від2}}\right) \cdot d_{від2}, \text{ м}, \tag{9.9}$$

де $d_{від2}$ – діаметр другого кола відбійних шпурів, що дорівнює $d_{від2} = d_{від1} + 2b$, м.

– відстань між периферійними шпурами розраховується 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

$$q_{вр} = 1{,}2 \cdot q_c, \text{ кг.} \quad (9.11)$$

Маса заряду у відбійному та периферійному шпурах

$$q_в = q_c, \text{ кг.} \quad (9.12)$$

***9. Розрахунок загальної кількості ВР на вибій.*** Загальна кількість ВР на вибій

$$Q_ф = n_{вр} \cdot q_{вр} + q_в \cdot \left(N - n_{вр}\right), \text{ кг,} \quad (9.13)$$

***10. Вибір конструкції заряду ВР у шпурі та типу забивки.***

***12. Визначення оптимального часу уповільнення та 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. Підривні роботи під час поглиблення стволів шахт або шурфів

Під час проходки та поглиблення стволів шахт підривання зарядів дозволяється проводити тільки з поверхні або з діючого горизонту. Особи, що виконують підривання, повинні перебувати у виробці зі свіжим струменем повітря. Підривання вогневим способом забороняється.

Забороняється спуск-підйом П-Б у прохідницьких баддях, що розвантажуються через дно.

Виконання цих робіт у самоперекидних прохідницьких баддях дозволяється за наявності справних блокувальних пристроїв, що перешкоджають підйому бадді вище нижнього приймального майданчика ствола. Швидкість спуску підйому не повинна перевищувати 2 м/с у разі руху бадді напрямними і 1 м/с – у разі руху без напрямних.

Спуск у ствол П-Б необхідно проводити окремо від ВР у супроводі підривника (майстра-підривника). У цьому разі у вибої дозволяється перебувати тільки особам, зайнятим під час заряджання шпурів, та машиністу насоса.

На робочому помості та натяжній рамі дозволяється перебувати особам, зайнятим супроводом бадді через розтруби. Інші роботи на цих помостах під час заряджання шпурів забороняються.

Електропідривна мережа у вибої ствола шахти повинна монтуватися за допомогою антенних проводів. Кілочки для установки проводів повинні бути такої висоти, щоб вода не досягала антени.

Підривник (майстер-підривник) повинен здійснювати монтаж електропідривної мережі тільки після виїзду з вибою всіх робітників (крім відповідальних за подачу сигналів та обслуговування прохідницького помосту).

У ролі магістральних проводів необхідно застосовувати гнучкий кабель у вологонепроникній оболонці, що не повинен опускатися нижче прохідницького помосту.

Приєднувати сполучні проводи до підривного кабелю та проводити підривання повинен тільки підривник (майстер-підривник), на якого виписана наряд-путівка на ведення підривних робіт.

Після закінчення монтажу підривної мережі та виходу всіх людей на поверхню в стволі повинні бути відкриті всі ляди.

Під час проходки вертикальних стволів шахт всі шпури, що буряться знову, повинні бути зміщені по колу відносно шпурів попереднього циклу без зміни принципової схеми розташування шпурів.

## 9.4. Параметри буропідривних робіт у процесі проведення підняттєвих виробок

***Підняттєва гірнича виробка (підняттєвий)*** – вертикальна або крутопохила виробка, що 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, підняттєвий проходять в масиві корисної копалини або вмісних пустих порід, обладнують одним, двома або трьома відділеннями (для корисної копалини, породи, сходових ходів тощо). Підняттєві поділяються на вентиляційні, ходові, закладні, перепускні, матеріально-господарські, бурові та відрізні. Зазвичай підняттєві слугують одночасно для сполучення з очисним вибоєм, вентиляції, доставки через нього матеріалів тощо. Підняттєві проходять на 1, 2 або 3 відділення. Форма та розміри поперечного перерізу підняттєвих залежать від їх призначення, кількості відділень і матеріалу кріплення. Найбільш поширена прямокутна форма поперечного перерізу. Площа поперечного перерізу підняттєвих начорно – 2–8 м$^2$. 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 та розміри підняттєвих, що найбільш відповідають конкретним умовам робіт. Існують два способи проходки підняттєвих – буропідривний або машинний (бурінням). До буропідривного відносяться такі способи проходки підняттєвих:

- на полках (з обладнанням у період проходки сходового та породоперепускного відділень і влаштування робочого та запобіжного полків);
- за допомогою прохідницьких комплексів типу КПВ або КПН;
- секційним підриванням глибоких свердловинних зарядів;

***Проходка підняттєвих на полках*** полягає в оббурюванні вибою перфораторами з робочих полків, установлення розпірного або вінцевого кріплення та влаштування сходового і породоперепускного відділень. Унаслідок низької ефективності сьогодні цей спосіб застосовується в основному для коротких (до 25–30 м) підняттєвих, а також для проходки дучок. За цього способу підняттєві 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 переміщаються до вибою сходовим відділенням. У міру проходки між ходовим і породоперепускним відділеннями в підняттєвому постійно ремонтують та нарощують дерев'яну відшивку. Відбита порода через відбійний полок і породоперепускне відділення підняттєвого падає вниз, де навантажується з підошви виробки в транспортні або доставні засоби. Перед підриванням дерев'яні робочі та запобіжні полки демонтують і замість них зводять відбійний полок. Постійне кріплення, якщо воно передбачено проєктом, зводять з відставанням від вибою (креплення зазвичай дерев'яне або металеве з дерев'яною відшивкою). Якщо підняттєвий призначений тільки для вентиляції або для перепуску руди або породи, його зазвичай не кріплять, а на час проходки зводять тимчасове креплення, яке демонтують після завершення проходки. До основних робочих процесів відносяться: буріння шпурів, заряджання та підривання, провітрювання, прибирання гірничої маси і влаштування полків. Розрахунок паспорту БПР у разі проходки підняттєвого на полках аналогічний як і у разі проведення горизонтальної виробки однорідним вибоєм.

***Проходка підняттєвих комплексами КПВ і КПН.*** Комплексом КПВ проходять крутопохилі підняттєві з кутом нахилу 60–90º і довжиною 60–100 м (рис. 9.2). Комплекс складається з самохідної кабіни та робочого полку, що за допомогою пневмодвигуна, редуктора та шестерної передачі переміщується по монорейку з ланцюговою рейкою. Монорейка складається з окремих секцій довжиною 0,75 м і 1,5 м з трьома вбудованими трубами для підведення стисненого повітря (дві труби) та води. Монорейка кріпиться на короткій стінці підняттєвого за допомогою анкерів довжиною 1,2–1,5 м, які закріплюються в шпурах, що пробурені у породі. Стиснене повітря до пневмодвигуна подають через шланг, що під час підйому та спуску полку намотується автоматично на шлангову лебідку. Подачу води та стисненого повітря для роботи телескопних перфораторів виконують через труби, що приєднуються до труб монорейки. Включення та відключення подачі води і повітря роблять за допомогою блоку живлення, розташованого у виробці.

Підготовчий період включає проходку монтажної камери довжиною не менше 6 м (з урахуванням довжини сполучення з виробкою) та підходів до неї, монтаж монорейки та встановлення обладнання для прибирання породи. Якщо підняттєвий 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 та укриття 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, у разі розташування монтажної камери перпендикулярно до виробки, породу прибирають вантажною машиною ППН-1с у рудничні вагонетки.

а б

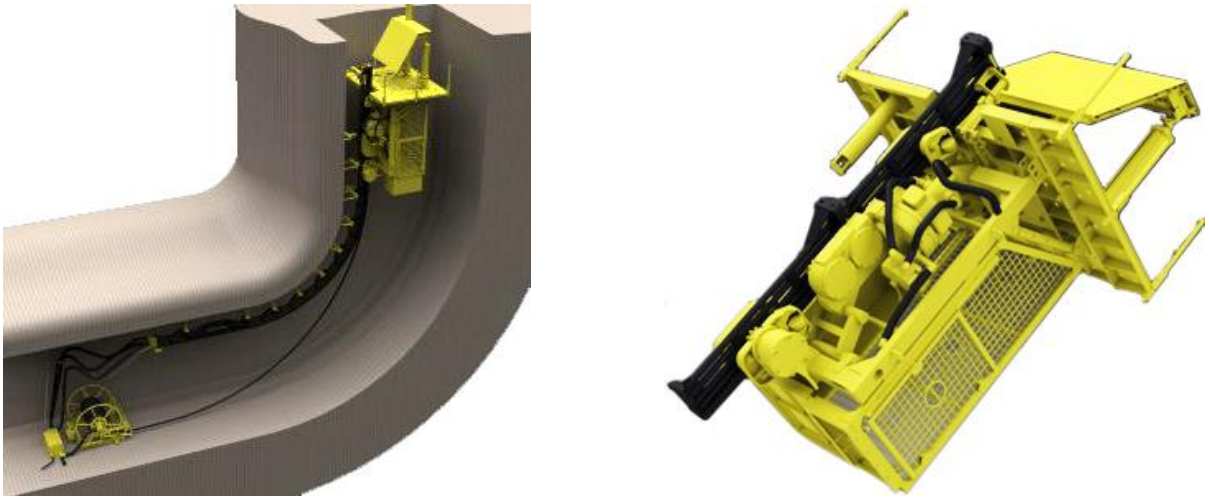


Рис. 9.2. Загальний вигляд прохідницького комплексу КПВ-4 (а) і прохідницького полка (б)

Залежно від стійкості порід, проходку підняттєвого здійснюють без кріплення або з кріпленням. У міцних стійких породах підняттєвий проходять на висоту 3–5 м вище покрівлі монтажної камери із спорудженням тимчасових дерев'яних полків. У підняттєвих 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 підошві камери збирають став монорейки, що складається з посиленої секції, необхідної кількості кривих і двох прямих секцій. Цей став піднімають лебідкою у підняттєвий 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 підошву встановлюють шлангову лебідку, до боків кріплять блок живлення, монтують повітряну та водопровідну 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 та за 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 та на боках підняттєвого. Потім нарощують секцію монорейки та відхиляють її у потрібну сторону домкратом або гвинтовою колонкою. Через отвори у траверсі бурять шпури та встановлюють анкера. Для буріння шпурів під анкери зазвичай застосовують телескопний перфоратор. На нарощування монорейки довжиною 1,5 м на 1 м підняттєвого витрачається за його висоти ≤ 30 м – 1,43–1,58 чол.-год, за висоти > 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 обирається 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 та буровий інструмент прибирають у гнізда, що знаходяться в кабіні полку, піднімають з кабіни контейнери з вибуховими матеріалами і приступають до заряджання шпурів. Спосіб висадження 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. за наявності розрізної свердловини. Прохідницький цикл у разі використання 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 у процесі проведення горизонтальної виробки.

Проходка похилих підняттєвих комплексами типу КПН. Таким комплексом проходять підняттєві з кутом нахилу 30–60° і довжиною до 120 м. Комплекс оснащений двома бурильними агрегатами АБ-2, що мають стрілоподібні маніпулятори та 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 та водою через став монорейки. Провітрювання вибою після вибухових робіт здійснюється протягом години повітряно-водяною сумішшю (аналогічно комплексу КПВ). Порядок проведення гірничопрохідницьких робіт аналогічний як і у разі застосування комплексу КПВ. Якщо кут нахилу від 30° і більше, відбита у вибої порода під дією власної ваги та сили вибуху, доставляється до горизонтальної виробки, де навантажується скреперною установкою або віброживильником у вагонетки. Сьогодні проходка підняттєвих 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 у процесі проходки підняттєвого за допомогою комплексів КПВ і КПН аналогічний як і у разі проведення горизонтальної виробки однорідним вибоєм.

*Розрахунок параметрів БПР у процесі проведення підняттєвих методом шпурових зарядів* виконується у такій самій послідовності, як і у разі проведення горизонтальних гірничих виробок, але відрізняється тим, що у процесі проведення підняттєвих відсутня група відбійних шпурів. Це пов’язано з тим, що площа підняттєвих має невелике значення. Тому у деяких конструкціях врубу, для розширення його площі використовуються допоміжні шпури. Із практичного досвіду під час проведення підняттєвих за допомогою шпурів використовують прямі призматичні вруби, конструкцію яких подано на рис. 9.3.

За результатами досліджень, пробивна відстань між шпурами прямого врубу дорівнює величині радіусу зони зминання та визначається за формулою (8.14).

Мінімальна кількість шпурів у врубі становить

$$N_{вр} = 0{,}144 \cdot (l_ш \cdot \eta)^{0{,}91} \cdot R_{зм}^{-2}, \text{ шт.}, \quad (9.14)$$

де $l_ш$ – довжина комплекту шпурів, що дорівнює 1,7–2,2 м.

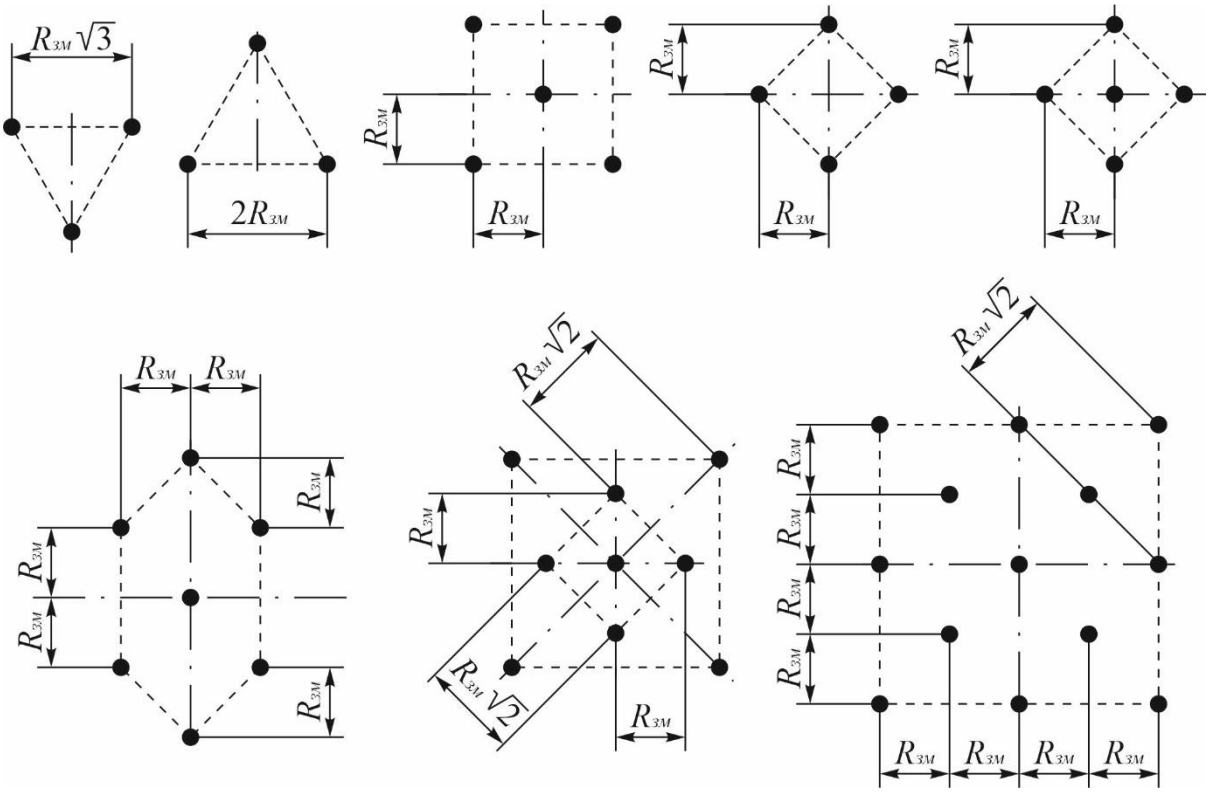



Рис. 9.3. Конструкція прямих призматичних врубів, що використовують у процесі проведення підняттєвих методом шпурових зарядів

Розрахункові питомі витрати ВР визначаються за формулою (8.33). Розрахункова кількість ВР на вибій визначаються за формулою (8.30). Так само, як і у процесі проведення горизонтальних виробок, враховуючи умови роботи шпурових зарядів та їх розташування відносно відкритої поверхні, ЛНО для шпуру дорівнює величині радіусу зони інтенсивного подрібнення і визначається за формулою (8.35).

Кількість контурних шпурів

– за шириною підняттєвого прямокутної та квадратної форми

$$N_b = \left((B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o) / W\right) + 1, \text{ шт.}; \quad (9.15)$$

– за довжиною підняттєвого прямокутної та квадратної форми

$$N_h = \left((H_{пр} - 2 \cdot \Delta_o) / W\right) - 1, \text{ шт.}; \quad (9.16)$$

– для підняттєвого круглої форми

$$N_к = \left(2 \cdot \pi \cdot (0{,}5 \cdot D_{пр} - \Delta_o)\right) / W, \text{ шт.}, \quad (9.17)$$

де $D_{пр}$ – діаметр підняттєвого у проходці, м.

Загальна кількість контурних шпурів для підняттєвих прямокутної та квадратної форми складає

$$N_к = 2 \cdot (N_b + N_h), \text{ шт.} \quad (9.18)$$

Фактична відстань між контурними шпурами

– за шириною підняттєвого прямокутної та квадратної форми

$$a_b = \frac{B_{пр} - 2 \cdot \Delta_o}{N_b - 1}, \text{ м;} \quad (9.19)$$

– за довжиною підняттєвого прямокутної та квадратної форми

$$a_h = \left(H_{пр} - 2 \cdot \Delta_o\right) / \left(N_h + 1\right), \text{ м;} \quad (9.20)$$

– для підняттєвого круглої форми

$$a = \sin\left(\frac{180}{N_к}\right) \cdot (D_{пр} - 2 \cdot \Delta_o), \text{ м.} \quad (9.21)$$

Врубові та контурні шпури у вибої підняттєвої виробки розташовують згідно з розрахунковою схемою, що подано на рис. 9.4.

Загальна кількість шпурів у вибої підняттєвої виробки складе

$$N = N_{вр} + N_к, \text{ шт.} \quad (9.22)$$

Середня величина заряду на один шпур знаходиться за формулою (8.64). Величину заряду у врубовому та контурному шпурі знаходиться за формулою (8.65). У разі використання патронованої ВР величину заряду корегують з урахуванням маси патрону ВР.

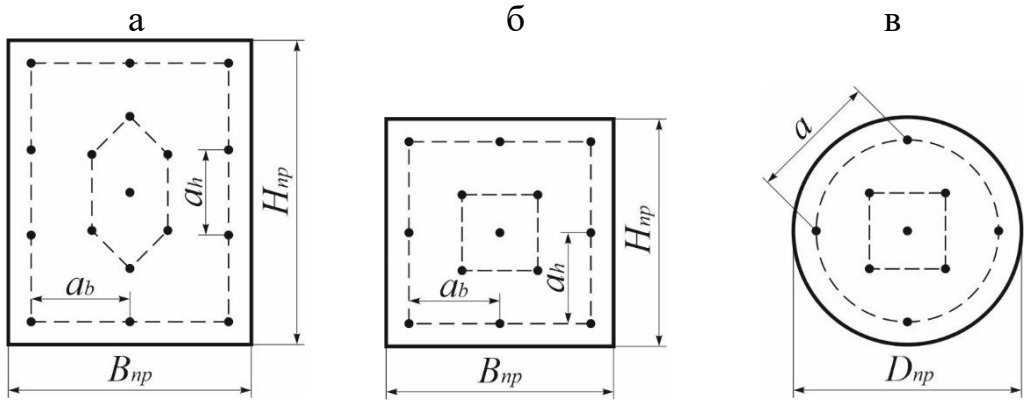



Рис. 9.4. Розрахункова схема розташування шпурів у вибої підняттєвої виробки прямокутної (а), квадратної (б) і круглої (в) форми

Фактичні витрати ВР на вибій становлять

$$Q_ф = N_{вр} \cdot Q_{вр} + N_к \cdot Q_к, \text{ кг.} \quad (9.23)$$

***Проходка підняттєвих секційним підриванням глибоких свердловинних зарядів.*** За допомогою цього способу проходять вентиляційні, матеріальні, породоперепускні та інші види підняттєвих у породах будь-якої міцності і стійкості (окрім сипучих). До недавнього часу підняттєві за допомогою свердловинних зарядів проходили тільки в породах, що не потребують кріплення. Експлуатація підняттєвих, проведених у слабких породах і закріплених анкерним кріпленням з набризкбетоном та металевою сіткою, показала можливість використання їх як ходовими впродовж тривалого часу.

Висота підняттєвого приймається до 40 м та 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 та якість оформлення стінок підняттєвого істотно впливає розташування свердловин і послідовність підривання зарядів у них. У разі безсекційного підривання глибоких свердловин можливе запресування гірничої маси або прострілювання свердловин. Операції з ліквідації запресовування достатньо трудомісткі та зводяться зазвичай до таких заходів: промивання водою, прострілювання свердловин після пробивання їх важким вантажем, повторне буріння. Простріли свердловин через збільшену ЛНО та неправильної черговості підривання ліквідують повторним підриванням простріляних свердловин. У процесі проєктування розташування свердловин, в межах заданого контуру майбутнього підняттєвого необхідно, щоб об’єм порожнини, яка утворюється після вибуху, перевищував в 1,28 рази, що підривається. Це виключає запресовування.

Під час секційного підривання наскрізних 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 та проводиться дозаряджання секції. Над зарядом на висоту 0,5 м насипається шар породи або піску, що слугує набійкою. У разі застосування електричного способу підривання монтуються дві незалежні електропідривні мережі – основна та дублююча. Якщо використовуються НСІ, то за межами підняттєвого НСІ збираються в пучок, що комутується через ДШ з пучками НСІ.

*Розрахунок параметрів БПР у процесі проведення підняттєвих способом секційного висадження свердловин* пропонується виконувати у такій послідовності. Мінімальна кількість свердловин у врубі залежно від межі міцності порід або руди на стискання

$$N_{вр} = 0{,}5 \cdot k_s \cdot \sqrt{\sigma_{ст}}\text{, шт.} \qquad (9.24)$$

де $k_s$ – коефіцієнт, що враховує форму та площу поперечного перерізу: для підняттєвих круглої форми, коли $S_{пр}$ = 2,5 м$^2$ і 3,8 м$^2$, $k_s$ = 0,2, для підняттєвих квадратної та прямокутної форм, коли $S_{пр}$ = 1,7 м$^2$ і 2,25 м$^2$, $k_s$ = 0,2, і коли $S_{пр}$ = 4 м$^2$ і 6 м$^2$, $k_s$ = 1,0.

Пробивна відстань між свердловинами врубу дорівнює величині радіусу зони зминання, що визначається за формулою (8.14). Для підняттєвих круглої, квадратної та прямокутної форм у процесі їх проведення методом секційного

висадження свердловин найбільшого поширення отримало таке розташування свердловин у врубі, що подано на рис. 9.5.

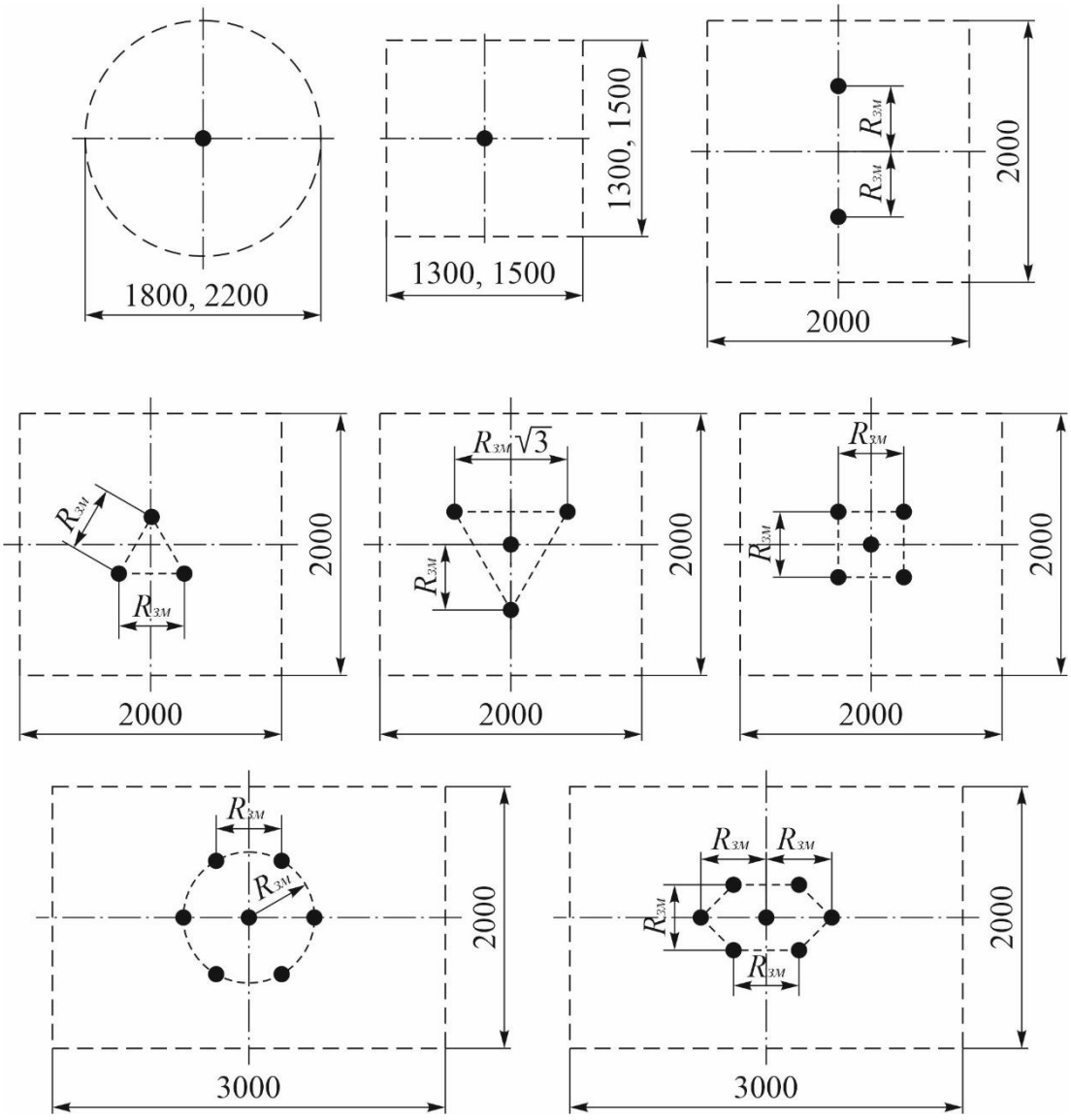



Рис. 9.5. Розташування свердловин у врубі у процесі проведення підняттєвих

У зв’язку з невеликими площами поперечного перерізу, як і у процесі проведення підняттєвих методом шпурових зарядів, так і у разі секційного висадження свердловин буде відсутня група відбійних свердловин. Враховуючи умови роботи свердловинних зарядів у затиснутому середовищі та їх розташування відносно відкритої поверхні, ЛНО для свердловини буде дорівнювати величині радіусу зони інтенсивного подрібнення, що визначається за формулою (4.8).

Кількість контурних свердловин:

– за шириною підняттєвого прямокутної та квадратної форми

$$N_b = \left( B_{пр} / W \right) + 1, \text{ шт.}; \qquad (9.25)$$

– за довжиною підняттєвого прямокутної та квадратної форми

$$N_h = \left( H_{пр} / W \right) - 1, \text{ шт.;} \quad (9.26)$$

– для підняттєвого круглої форми

$$N_к = \left( \pi \cdot D_{пр} \right) / W, \text{ шт.} \quad (9.27)$$

Загальна кількість контурних свердловин для підняттєвих прямокутної та квадратної форми визначається за формулою (9.18).

Фактична відстань між контурними свердловинами

– за шириною підняттєвого прямокутної та квадратної форми

$$a_b = B_{пр} / \left( N_b - 1 \right), \text{ м;} \quad (9.28)$$

– за довжиною підняттєвого прямокутної та квадратної форми

$$a_h = H_{пр} / \left( N_h + 1 \right), \text{ м;} \quad (9.29)$$

– для підняттєвого круглої форми

$$a = \sin\left(180 / N_к\right) \cdot D_{пр}, \text{ м.} \quad (9.30)$$

Врубові та контурні свердловини у вибої підняттєвої виробки розташовують згідно з розрахунковою схемою, що подано на рис. 9.6.

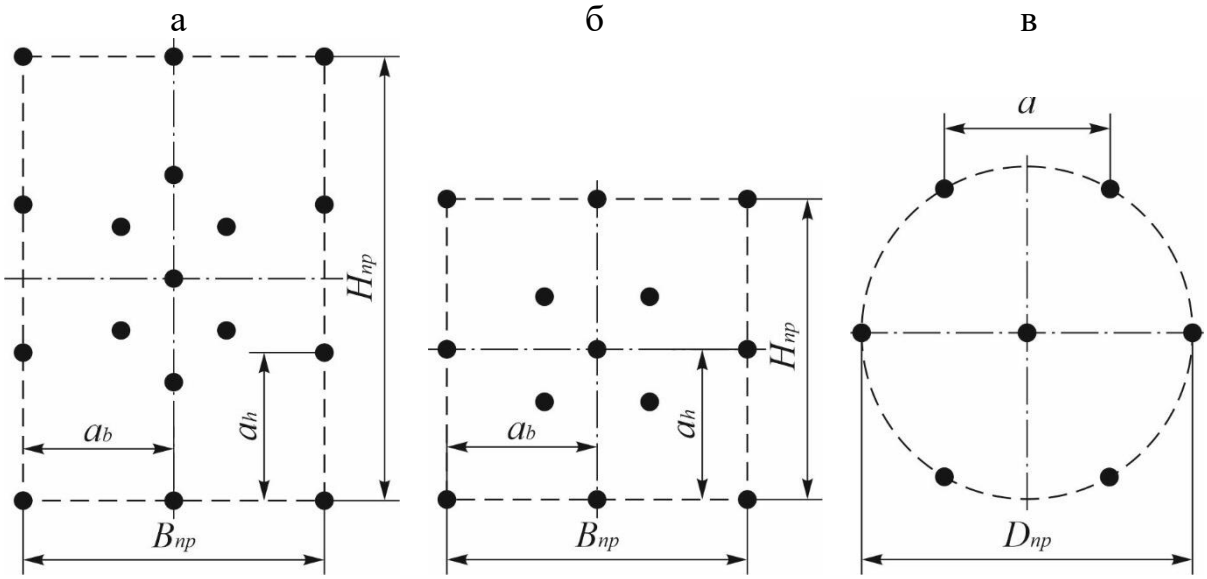



Рис. 9.6. Розрахункова схема розташування свердловин у вибої підняттєвої виробки прямокутної (а), квадратної (б) і круглої (в) форми

Загальна кількість свердловин у вибої підняттєвого визначається за формулою (9.22). Величина заряду на одну свердловину

– для розсипних ВР або наливних ЕВР

$$Q_c = 0,25 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot (l_c - l_{заб} - l_{пб}) \cdot \rho, \text{ кг;} \quad (9.31)$$

– для патронованих ВР

$$Q_c = n_{пат} \cdot m_{пат}, \text{ кг,} \quad (9.32)$$

де $l_c$ – довжина секції, що дорівнює 2–4 м; $l_{заб}$ – довжина забивки, що дорівнює 1 м; $m_{пат}$ – маса патрону ВР, кг; $n_{пат}$ – кількість патронів ВР з урахуванням П-Б

$$n_{пат} = \left(l_c - l_{заб}\right) / l_{пат}, \text{ шт.}, \quad (9.33)$$

де $l_{пат}$ – довжина патрону ВР, м.

Отриману кількість патронів ВР округляють до цілого числа.

Фактичні витрати ВР на вибій

$$Q_ф = N \cdot Q_c, \text{ кг.} \quad (9.34)$$

## Питання для самоконтролю

*1. Як розташовують шпури у вибої ствола круглого перерізу?*

*2. Наведіть послідовність розрахунку паспорту буропідривних робіт у процесі проходки ствола.*

*3. Які типи врубів використовують у процесі проходки ствола круглого перерізу?*

*4. Які способи проходки підняттєвих виробок виконують за допомогою буропідривних робіт?*

*5. Наведіть порядок проходки підняттєвого на прохідницьких полках.*

*6. Наведіть порядок проходки підняттєвого комплексами КПВ і КПН.*

*7. Як виконують розрахунок параметрів БПР у процесі проведення підняттєвих виробок методом шпурових зарядів?*

*8. Наведіть порядок проходки підняттєвого секційним підриванням свердловин.*

*9. Що впливає на розрахунок кількості свердловин у врубі у процесі проходки підняттєвого секційним підриванням свердловин?*

*10. Як виконують розрахунок параметрів БПР у процесі проведення підняттєвих виробок методом свердловинних зарядів?*

*11. Як розраховують пробивну відстань між шпурами або свердловинами у врубі у процесі проходки підняттєвих виробок?*

# 10. ПАРАМЕТРИ ПІДРИВНИХ РОБІТ ПІД ЧАС ПІДЗЕМНОГО ВИДОБУВАННЯ РУД

*Викладено основні відомості про очисні роботи у процесі підземного видобування руд. Розглянуто технологію та послідовність розрахунку параметрів буропідривних робіт для підсікання, відрізки та відбивання запасів руди в блоці, а також ліквідації зависань руди і подрібнення негабариту. Наведено рекомендації щодо поводження з вибуховими матеріалами під час проведення масового вибуху в підземних умовах.*

*Мета – сформувати знання про технологію та визначення параметрів буропідривних робіт для підсікання, відрізки та відбивання запасів руди в блоці.*

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- класифікувати комплекси робочих процесів очисних робіт;
- характеризувати буропідривні роботи у процесі підземного видобуванні руд;
- визначати параметри буропідривних робіт у процесі ведення очисних робіт
- пояснювати особливість проведення масового вибуху в підземних умовах.

## 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 виймання. Вони безперервно або періодично переміщуються у просторі, а форма їх поперечного перерізу і довжина залежать від потужності та кута падіння розроблювальних рудних тіл, пластів, покладів і технології видобутку корисної копалини. Очисні роботи є виробничою стадією, що містить 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, що складається з таких комплексів робочих процесів як: відбивання та доставка руди, вторинне подрібнення і підтримання виробленого простору.

Комплекс робочих процесів відбивання руди складається з ряду робочих процесів, що виконуються послідовно або в певних гірничо-геологічних умовах не виконуються взагалі, серед них: підсікання, утворення відрізної щілини та 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 та 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 та доставку руди тощо. 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 у процесі відбивання руди, яка багато в чому визначає ефективність системи розробки. ***Підсіканням запасів руди*** очисної камери називається утворення відслоненої площини в нижній частині масиву руди, що підлягає відпрацюванню, і служить для компенсації збільшення об'єму руди у процесі її обвалення. 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 та траншеєю (рис. 10.1 а, б).

Існують такі способи підсікання блоків: шпуровий, варіант «закрите віяло», варіант «камера над дучками» та траншейний. Серед цих способів набули поширення траншейний, варіанти «закрите віяло» та «камера над дучками».

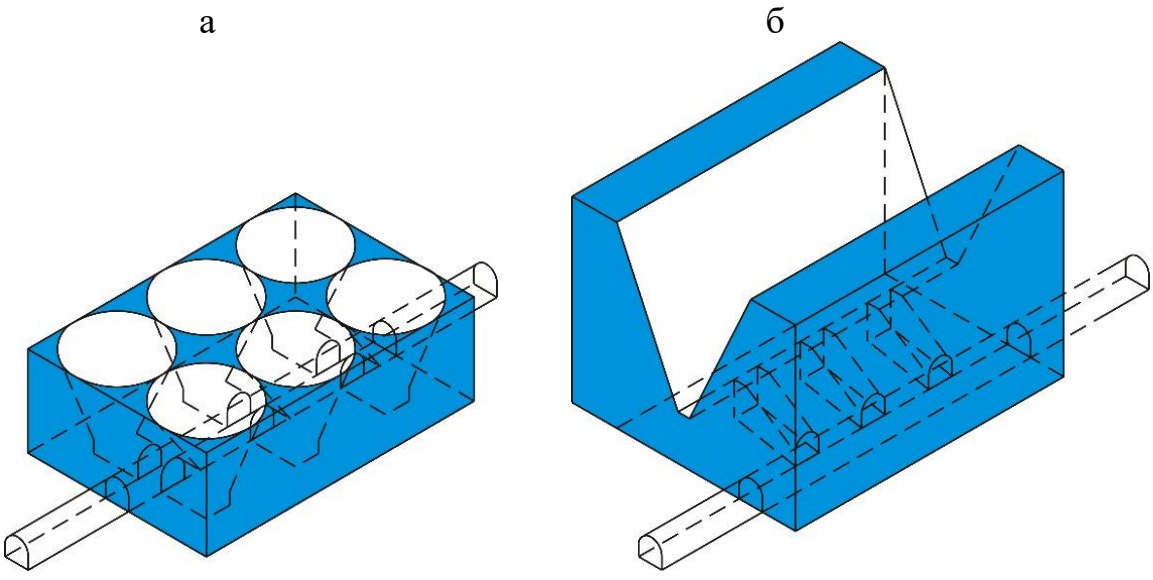



Рис. 10.1. Види підсікання руди в очисному блоці: а – підсікання воронками, б – траншейне підсікання

*Підсікання шпурами*. Даний спосіб підсікання застосовують у системах розробки з відкритим очисним простором і в системах з магазинуванням руди (рис. 10.2) у процесі розробки тонких та малої потужності рудних тіл. На висоті 7–9 м від відкотного штреку проводять штрек підсікання. За всією довжиною камери на відстані 5–8 м з відкотного штреку до штреку підсікання проводять

дучки. З них бурять кільцеві віяла шпурів, після висадження яких утворюють приймальні воронки.

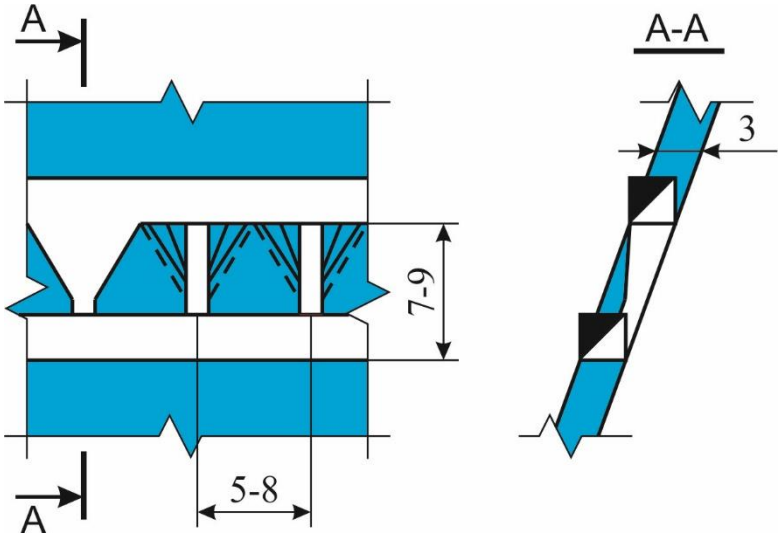



Рис. 10.2. Підсікання блоків шпурами

*Підсікання блоків за допомогою варіанту «закрите віяло»*. З випускних дучок, дещо розширених у верхній частині, масив руди розбурюють висхідними віялами штангових шпурів довжиною до 7–10 м, що і розвертають у воронки у процесі підривання (рис. 10.3).

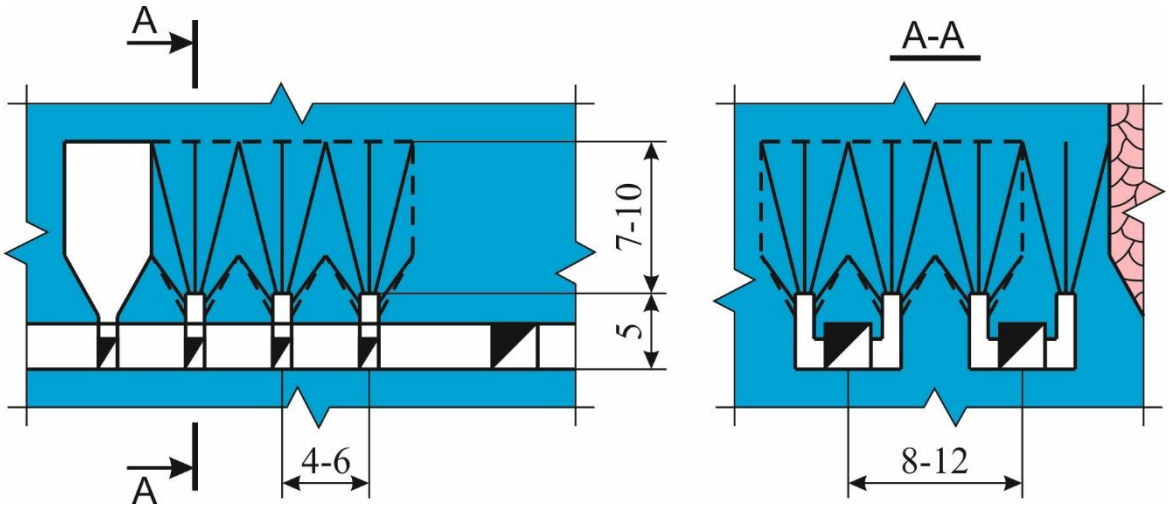



Рис. 10.3. Підсікання блоків за допомогою варіанту «закрите віяло»

Послідовним висадженням штангових шпурів у декількох дучках спочатку утворюють відрізну щілину, на яку потім висаджують шпури сусідніх дучок. Таким чином, послідовним висадженням штангових шпурів і випуском руди утворюється підсікання на висоту до 10 м. Кількість штангових шпурів, пробурених з кожної дучки, встановлюють залежно від міцності руди та діаметру шпурів.

*Підсікання блоків за допомогою варіанту «камера над дучками»*. Цей спосіб підсікання набув широкого поширення у процесі розробки потужних рудних родовищ системами поверхового та підповерхового обвалення, поверхово-камерною тощо і дозволяє за одну стадію утворити підсікання на висоту 12–18 м (рис. 10.4).

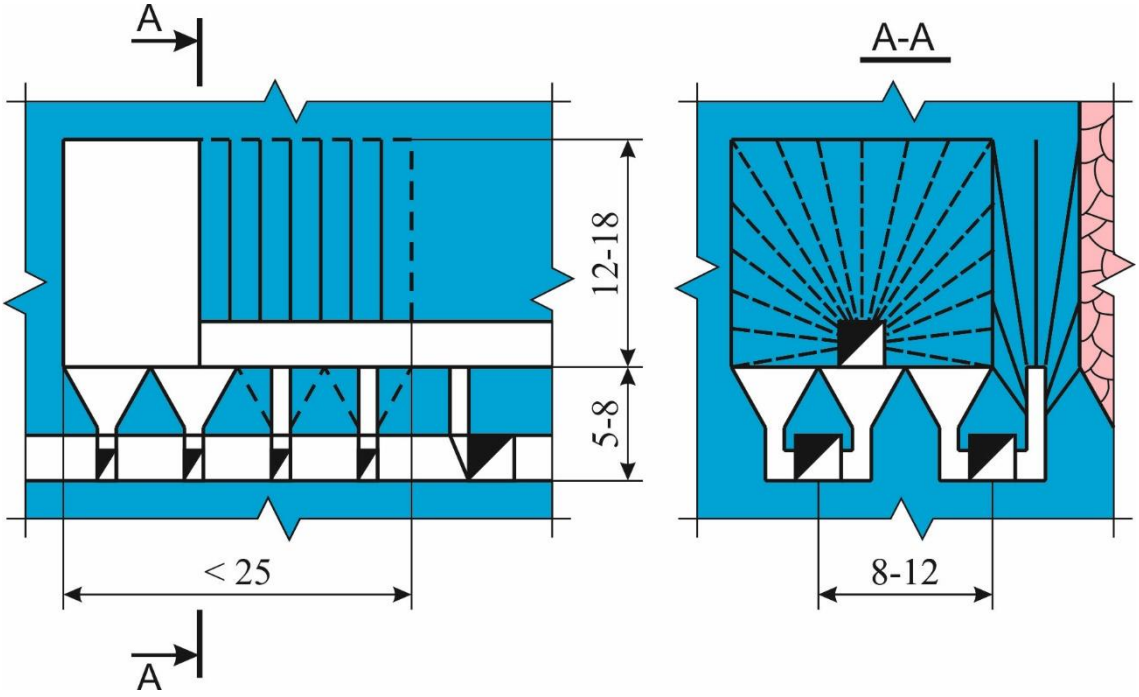



Рис. 10.4. Підсікання блоків за допомогою варіанту «камера над дучками»

Форма поперечного перерізу камер може бути як квадратною або прямокутною, так і трапецеподібною та трикутною, з горизонтально чи похило орієнтованим відслоненням стелини.

Підсікання запасів блоку (панелі) виконують окремими камерами із залишенням між ними тимчасових ціликів, що руйнують разом з обваленням розташованого вище масиву руди. Уздовж ряду дучок на горизонті підсікання проводять підсічні виробки, що розташовані посередині камери. З торця камери на всю її висоту утворюють відрізну щілину шляхом розширення проведеного підняттєвого або секційним підриванням пробурених з підсічної виробки віял свердловин. Після утворення відрізної щілини послідовним підриванням рядів свердловин, що пробурені з підсічної виробки, утворюють підсічну камеру висотою 12–18 м. Руду в камері відбивають віяловими свердловинами з виробки підсікання, інколи – паралельними свердловинами з попереднім проведенням відкритої заходки. Під час утворення камери виконують розширення дучок у приймальні воронки. Після утворення підсічних камер тимчасові цілики між ними шириною 4–6 м руйнують масовим підриванням свердловин, що пробурені з дучок перед обваленням масиву руди в блоці, який знаходиться вище. Розмір та форма підсічних камер визначають, виходячи з фізико-механічних властивостей стійкості руди та конструктивних особливостей системи розробки, що узгоджують з відстанню між виробками випуску та доставки руди. Ширина

камер кратна відстані між виробками випуску. Довжина камер – не більше ніж 25 м.

*Траншейне підсікання*. Цей спосіб підсікання набув поширення у процесі розробки рудних родовищ системами розробки з відкритим очисним простором, підповерхового та поверхового обвалення, поверхово-камерними і підповерхово-камерними із закладанням (рис. 10.5).

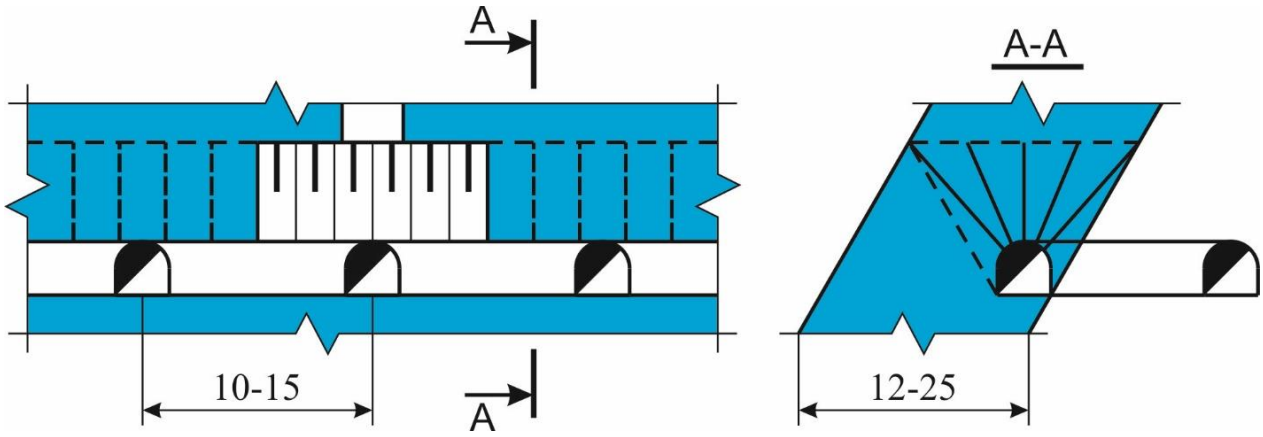



Рис. 10.5. Траншейне підсікання

Сутність траншейного способу підсікання полягає в утворенні в днищі блоку, камери або панелі траншеї (траншей), що має у поперечному перерізі форму трапеції. Траншея утворюється послідовним підриванням рядів віял свердловин або штангових шпурів, що пробурені з підсічної виробки. Попередньо на початку траншеї утворюється відрізна щілина шляхом розширення з дучки спеціально пройденого підняттєвого або ж послідовним підриванням віял свердловин, що пробурені у площині поперечного перерізу траншеї. У разі використання декількох траншей у стійких рудах суміжні траншеї у верхній частині з’єднують між собою, утворюючи суцільну відслонену площу. За недостатньої стійкості руди, між траншеями у верхній частині іноді залишають цілики шириною 2–4 м. Ширина траншеї у верхній частині визначається з конструктивних міркувань і залежить від фізико-механічних властивостей руди та відстані між виробками випуску.

### 10.2.1. Утворення підсікання блоку за допомогою воронок

*Утворення воронок за допомогою штангових шпурів*. У разі застосування цього виду підсікання, відбита у блоці руда потрапляє до приймальних воронок, що за допомогою дучок з’єднуються з виробками горизонту випуску. За міцності руди > 60 МПа для утворення воронок спочатку проводять дучки. Утворення приймальних воронок здійснюють шляхом висадження кільцевих віял штангових шпурів діаметром 0,065–0,085 м на дучку. Розміри приймальних воронок зазвичай залежать від висоти цілика над виробками приймального горизонту, кута твірної воронки та відстані між осями випускних виробок. Висота цілика над виробками приймального горизонту зазвичай становить 5–8 м. Якщо кут нахилу 50–60° однієї

воронки, її площа коливається в межах 30–40 м$^2$. Висоту випускної воронки визначають залежно від товщини цілика над приймальним горизонтом і довжини дучки. Довжину дучки приймають мінімально необхідною для додання належної міцної форми запобіжних циліків над виробками приймального горизонту, що становить 1,0–1,5 м від рівня покрівлі виробки випуску. Розміри поперечного перерізу випускних дучок визначають залежно від фізико-механічних властивостей руди (породи) та розміру кондиційної грудки та обладнання, що використовується для доставки руди. За виробничими даними форма поперечного перерізу дучок може бути квадратною або круглою з розмірами в межах від 1,2 × 1,2 до 2,0 × 2,0 м. Проведення дучок здійснюють поетапно. Спочатку за один-два прийоми проводять горизонтальну заходку глибиною до 2 м, а потім – безпосередньо дучку (рудоспуск). Проведення дучок нічим не відрізняється від проведення підняттєвих. Тому методика розрахунку проведення дучок за всіма прохідницькими процесами аналогічна проведенню підняттєвих звичайним способом.

Утворення воронок розпочинають після закінчення проведення дучок. У разі розробки міцних руд, розворот дучок у приймальні воронки виконують дрібними (зверху-вниз) і штанговими (знизу-вгору) шпурами. У менш міцних рудах воронки утворюють зазвичай штанговими шпурами, що пробурені з горизонтальних заходок або коротких дучок, що проведені у нижній частині воронки. Для розрахунку розвороту воронок штанговими шпурами скористаємося розрахунковою схемою, що подана на рис. 10.6.

Висота воронки

$$h_в = tg\beta \cdot \left( R_в - \frac{b_д}{2} \right), \text{ м}, \qquad (10.1)$$

де $\beta$ – середній кут природного укосу руди становить 55–65º; $R_в$ – радіус верхньої підстави воронки становить 2,5–5,0 м; $b_д$ – ширина або діаметр дучки становить 1,2–2,0 м.

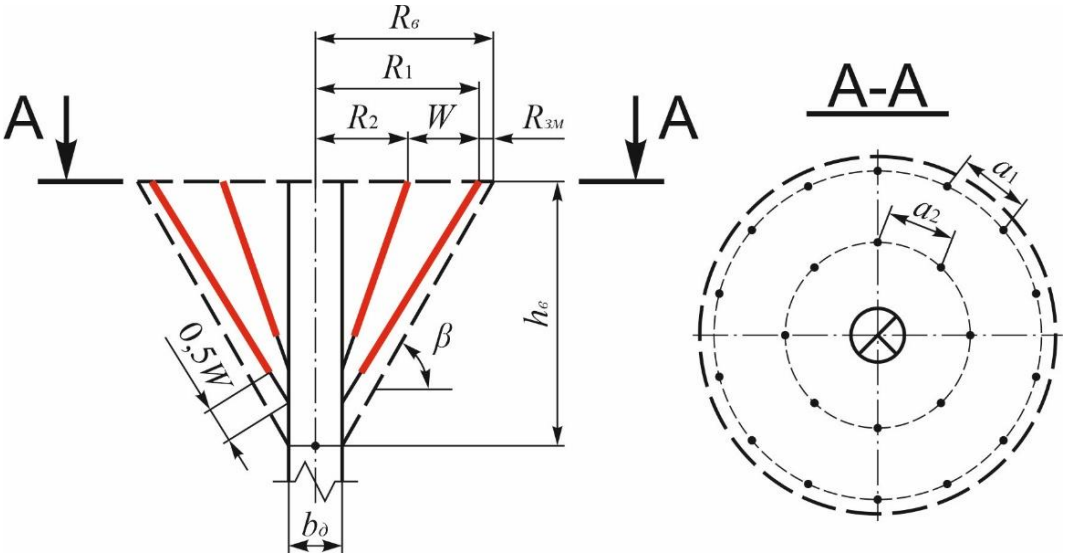



Рис. 10.6. Розрахункова схема розвороту воронки штанговими шпурами з дучкою

Радіус першого кільцевого віяла

$$R_1 = R_в - R_{зм}, \text{ м.} \tag{10.2}$$

Інтегральний показник вибуховості

$$C_o = 20 + 56 \cdot \exp(-0,2 \cdot f), \tag{10.3}$$

де $f$ – коефіцієнт міцності руди за шкалою проф. М.М. Протод'яконова.

Розрахункове значення ЛНО без урахування напружено-деформованого стану масиву визначається за формулою проф. Ю.П. Капленка

$$W = K_н \cdot C_o \cdot d \cdot \sqrt{\rho} \cdot e^{-1}, \text{ м,} \tag{10.4}$$

де $K_н$ – коефіцієнт, який враховує неоднорідність масиву гірських порід, що дорівнює 0,9–1,0; $\rho$ – щільність заряджання ВР, т/м$^3$; $e$ – коефіцієнт працездатності ВР, що розраховується за формулою (3.13);

Розрахункове значення коефіцієнта зближення зарядів

$$m = 0,019 \cdot C_o + 0,403. \tag{10.5}$$

Відстань між вибоями штангових шпурів

$$a = m \cdot W, \text{ м.} \tag{10.6}$$

Також, ЛНО штангових шпурів або свердловин пропонується розраховувати за таким виразом

$$W = 1,77 \cdot R_{зм} \cdot \left(1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot d}{8 \cdot R_{зм} \cdot \sigma_{ст} \cdot K_{сп} \cdot K_с \cdot K_у}\right)^{0,5}, \text{ м.} \tag{10.7}$$

У разі спільного підривання подовжених зарядів вони повинні діяти як плоский заряд, тому рекомендовано їх розташовувати на відстані один від одного, що визначається за формулою

$$a = 1,57 \cdot R_{зм} \cdot \left(1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot d}{8 \cdot R_{зм} \cdot \sigma_{ст} \cdot K_{сп} \cdot K_с \cdot K_у}\right)^{0,5}, \text{ м.} \tag{10.8}$$

Кількість штангових шпурів у першому кільцевому віялі

$$N_1 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_1}{a}, \text{ шт.} \tag{10.9}$$

Отримане значення кількісті штангових шпурів у першому кільцевому віялі $N_1$ округлюють до цілого числа.

Фактична відстань між вибоями штангових шпурів у першому кільцевому віялі

$$a_1 = \sin\left(\frac{180}{N_1}\right) \cdot 2 \cdot R_1, \text{ м.} \tag{10.10}$$

Радіус другого кільцевого віяла становить

$$R_2 = R_1 - W, \text{ м.} \tag{10.11}$$

Кількість штангових шпурів у другому кільцевому віялі складе

$$N_2 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_2}{a}, \text{ шт.} \tag{10.12}$$

Отримане значення кількісті штангових шпурів у другому кільцевому віялі $N_2$ округлюють до цілого числа.

Фактична відстань між вибоями штангових шпурів у другому кільцевому віялі

$$a_2 = \sin\left(\frac{180}{N_2}\right) \cdot 2 \cdot R_2, \text{ м.} \quad (10.13)$$

За результатами розрахунку параметрів розвороту воронки і згідно з розрахунковою схемою (рис. 10.6), у масштабі вибудовують креслення параметрів воронки та штангових шпурів з довжиною заряду ВР. Далі графічно визначають довжину штангових шпурів у кільцевих віялах і довжину заряду ВР.

Сумарна довжина штангових шпурів для розвороту однієї воронки складе

$$L_{сум} = N_1 \cdot l_1 + N_2 \cdot l_2, \text{ м,} \quad (10.14)$$

де $l_1$ – довжина штангового шпуру у першому кільцевому віялі, м; $l_2$ – довжина штангового шпуру у другому кільцевому віялі, м.

Сумарна довжина заряду у штангових шпурах для розвороту однієї воронки становить

$$L_{з.сум} = N_1 \cdot (l_1 - 0{,}5 \cdot W) + N_2 \cdot (l_2 - 0{,}5 \cdot W), \text{ м.} \quad (10.15)$$

Кількість ВР необхідної для утворення однієї воронки складає

$$Q_{вВР} = 0{,}785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot L_{з.сум}, \text{ кг.} \quad (10.16)$$

Промисловий запас руди однієї воронки з дучкою

$$A_{пром.в} = \frac{1}{3} \cdot h_в \cdot \left(\pi \cdot R_в^2 + R_в \cdot \sqrt{\pi \cdot S_д} + S_д\right) \cdot \gamma - h_в \cdot S_д \cdot \gamma, \text{ т,} \quad (10.17)$$

де $\gamma$ – щільність руди, т/м$^3$; $S_д$ – площа поперечного перерізу дучки

– квадратної форми

$$S_д = b_д^2, \text{ м}^2; \quad (10.18)$$

– круглої форми

$$S_д = 0{,}25 \cdot \pi \cdot b_д^2, \text{ м}^2. \quad (10.19)$$

Питомі витрати ВР для розвороту однієї воронки визначаються за виразом

$$q_{вВР} = \frac{Q_{вВР}}{A_{пром.в}}, \text{ кг/т.} \quad (10.20)$$

Промисловий запас руди у разі підсікання масиву руди воронками

$$A_{пром} = n_{вор.} \cdot A_{пром.в}, \text{ т,} \quad (10.21)$$

де $n_{вор.}$ – загальна кількість воронок на камеру (блок), шт.

Загальні витрати ВР для відбивання руди у воронках

$$Q_{вр} = q_{еВР} \cdot A_{пром}, \text{ кг.} \quad (10.22)$$

У процесі підривних робіт найбільш трудомістким процесом є доставка ВР і заряджання штангових шпурів та свердловин. Заряджання може здійснюватися ЕВР або гранульованими ВР. Для заряджання ЕВР та гранульованими ВР застосовуються змішувально-зарядні машини (ЗЗМ), загальний вигляд яких подано на рис. 10.7.

Технічні характеристики ЗЗМ подано в табл. 10.1.

а б



в

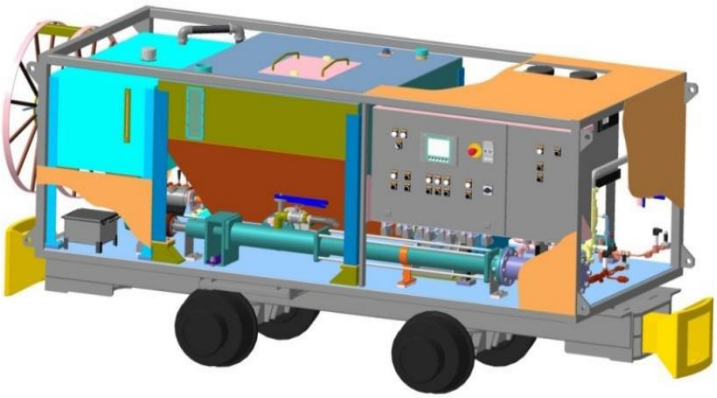


Рис. 10.7. Зовнішній вигляд ЗЗМ для механізованого заряджання штангових шпурів або свердловин: а – машина транспортно-зарядна МТЗ-3 для гранульованих ВР; б – самохідна змішувально-зарядна машина RTCh-23 для ЕВР; в – підземний зарядний модульний комплекс ПЗМК-500 для ЕВР

Таблиця 10.1

Технічні характеристики ЗЗМ
для механізованого заряджання штангових шпурів або свердловин ВР

| Параметр | МТЗ-3 | RTCh-23 | ПЗМК-500 |
|---|---|---|---|
| Технічна продуктивність, кг/хв | 150 | 80 | 90 |
| Діаметр штангових шпурів або свердловин, мм | 80–160 | 65–110 | 65–110 |
| Глибина штангових шпурів або свердловин, що заряджаються, м | – | ≤ 40 | ≤ 60 |
| Довжина зарядного трубопроводу, м | ≤ 350 | | ≤ 500 |
| Ємність бункера, м$^3$ | 3 | 3 | – |
| Габаритні розміри, мм:<br>– довжина<br>– ширина<br>– висота | <br>3350<br>1240<br>1600 | <br>9550<br>2000<br>2300 | – |
| Маса зарядної машини, кг | 2200 | 21100 | – |

У м’яких рудах з межею міцності на стискання < 60 МПа воронки створюють висадженням штангових шпурів, які пробурені з горизонтальних заходок або коротких дучок, що проведені у нижній її частині. Розрахункову схему розвороту воронок штанговими шпурами без дучки, подано на рис. 10.8.

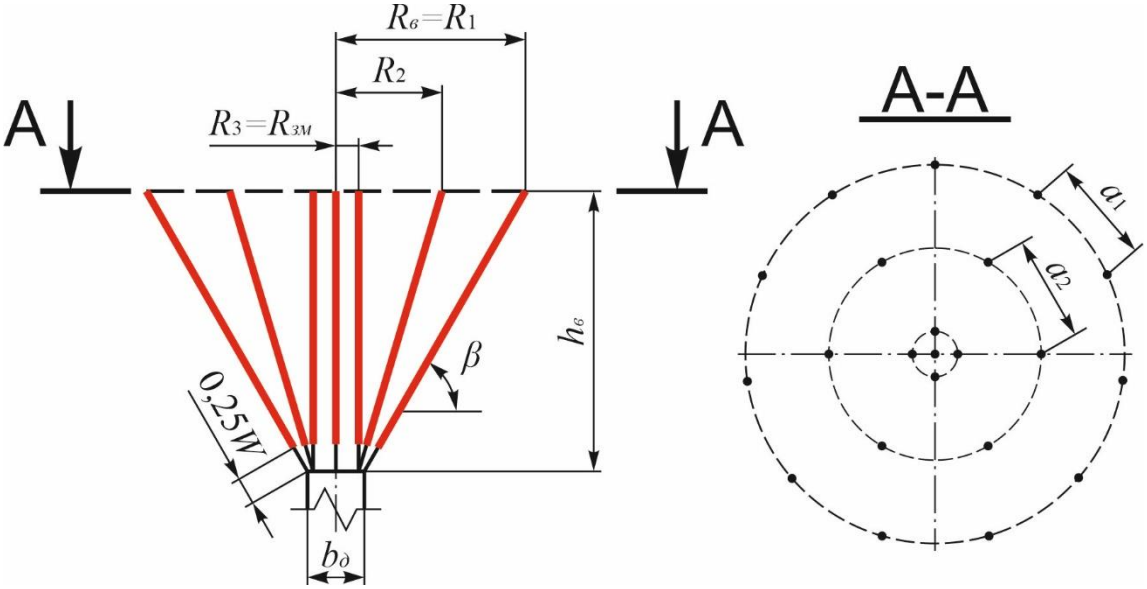



Рис. 10.8. Розрахункова схема розвороту воронки штанговими шпурами без дучки

Висоту воронки визначають за виразом (10.1). Радіус першого кільцевого віяла $R_1$ дорівнює радіусу воронки $R_в$. Кількість штангових шпурів у першому кільцевому віялі визначають за формулою (10.9). Отримане значення кількісті штангових шпурів у першому кільцевому віялі $N_1$ округлюють до цілого числа. Фактичну відстань між вибоями штангових шпурів у першому кільцевому віялі визначають за виразом (10.10).

Радіус другого кільцевого віяла складе

$$R_2 = R_{зм} + \frac{R_1 - R_{зм}}{2}, \text{ м.} \qquad (10.23)$$

Кількість штангових шпурів у другому кільцевому віялі визначають за формулою (10.12). Отримане значення кількісті штангових шпурів у другому кільцевому віялі $N_2$ округлюють до цілого числа. Фактичну відстань між вибоями штангових шпурів у другому кільцевому віялі визначають за виразом (10.13). Радіус третього кільцевого віяла $R_3$ дорівнює радіусу зони зминання $R_{зм}$. За даними практики кількість штангових шпурів у третьому кільцевому віялі $N_3$ = 5 шт., а відстань між ними дорівнює радіусу зони зминання $R_{зм}$ (рис. 10.8). За результатами розрахунку параметрів розвороту воронки та згідно з розрахунковою схемою (рис. 10.8) у масштабі вибудовують креслення параметрів воронки та штангових шпурів з довжиною заряду ВР. Далі графічно визначають довжину штангових шпурів у кільцевих віялах і довжину заряду ВР.

Сумарна довжина штангових шпурів для розвороту однієї воронки без дучки

$$L_{сум} = N_1 \cdot l_1 + N_2 \cdot l_2 + N_3 \cdot l_3, \text{ м}, \quad (10.24)$$

де $l_3$ – довжина штангового шпуру у третьому кільцевому віялі, м.

Сумарна довжина заряду у штангових шпурах для розвороту однієї воронки без дучки становить

$$L_{з.сум} = N_1 \cdot (l_1 - 0,25 \cdot W) + N_2 \cdot (l_2 - 0,25 \cdot W) + N_3 \cdot (l_3 - 0,25 \cdot W), \text{ м}. \quad (10.25)$$

Кількість ВР необхідної для утворення однієї воронки без дучки визначають за формулою (10.16).

Промисловий запас руди однієї воронки без дучки становить

$$A_{пром.в} = \frac{1}{3} \cdot h_в \cdot \left( \pi \cdot R_в^2 + R_в \cdot \sqrt{\pi \cdot S_д} + S_д \right) \cdot \gamma, \text{ т}. \quad (10.26)$$

де $S_д$ – площа поперечного перерізу дучки у нижній частині воронки, м$^2$, визначають за формулами (10.18) або (10.19).

Питомі витрати ВР для розвороту однієї воронки визначають за виразом (10.20). Промисловий запас руди у процесі підсікання масиву руди воронками визначають за формулою (10.21). Загальні витрати ВР для відбивання руди у воронках розраховують за виразом (10.22).

*Утворення воронок за допомогою свердловин*. Утворення воронок за допомогою свердловин виконується у наступній послідовності. Спочатку з випускної виробки проводиться дучка, з якої бурять кругові віяла свердловин. Утворення приймальної воронки здійснюється висадженням кільцевих віял свердловин діаметром 0,089–0,110 м на дучку. Дучки переважно проводять методом секційного висадження свердловин, що мають квадратну форму поперечного перерізу. За практичним досвідом розрахункову ЛНО приймають на 20–40% меншою. Розрахункову схему розвороту воронок свердловинами подано на рис. 10.9.

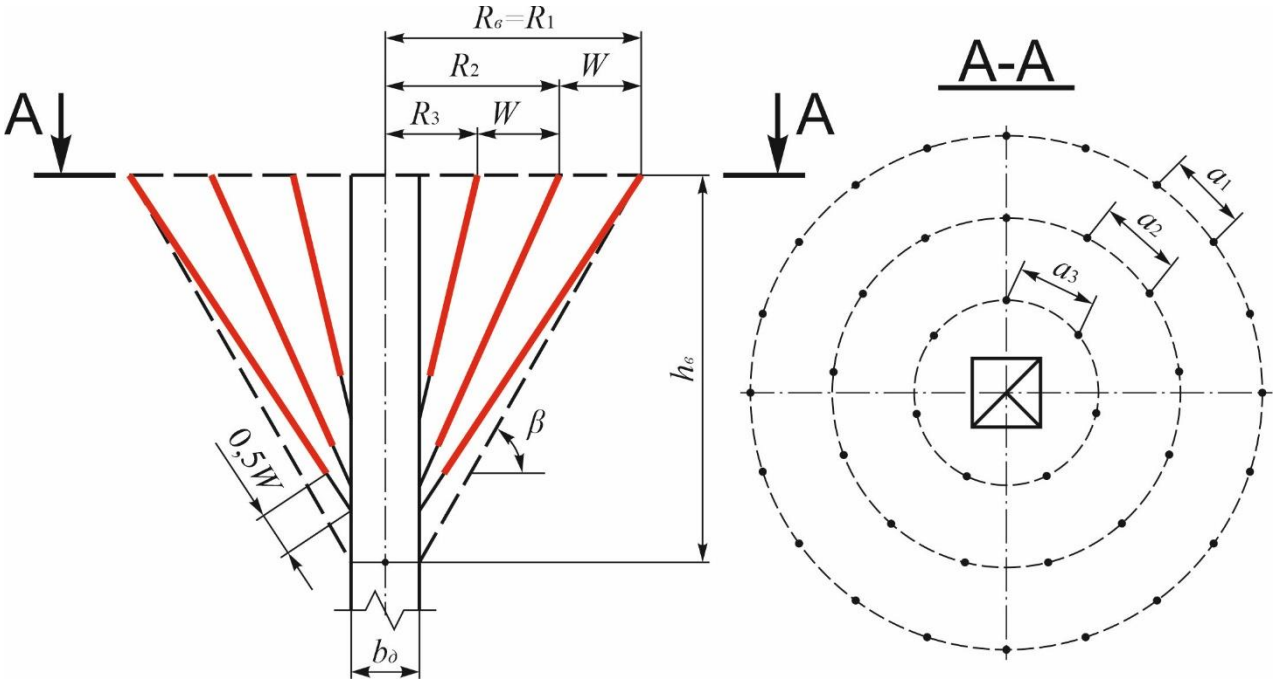



Рис. 10.9. Розрахункова схема розвороту воронки свердловинами

Висота воронки розраховується за виразом

$$h_в = \operatorname{tg}\beta \cdot \left(R_в - 0{,}5 \cdot b_о\right), \text{ м.} \quad (10.27)$$

Радіус першого кільцевого віяла $R_1$ дорівнює радіусу воронки $R_в$. Кількість свердловин у першому кільцевому віялі визначають за формулою (10.9). Отриману кількість свердловин у першому кільцевому віялі $N_1$ округлюють до цілого числа. Фактична відстань між вибоями свердловин у першому кільцевому віялі визначають за формулою (10.10). Радіус другого кільцевого віяла визначають за виразом (10.11). Кількість свердловин у другому кільцевому віялі визначають за формулою (10.12). Отриману кількісті свердловин у другому кільцевому віялі $N_2$ округлюють до цілого числа. Фактична відстань між вибоями свердловин у другому кільцевому віялі визначають за виразом (10.13).

Радіус третього кільцевого віяла становить

$$R_3 = R_2 - W \text{ , м.} \quad (10.28)$$

Кількість свердловин у третьому кільцевому віялі складе

$$N_3 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_3}{a} \text{ , шт.} \quad (10.29)$$

Фактична відстань між вибоями свердловин у третьому кільцевому віялі

$$a_3 = \sin\left(\frac{180}{N_3}\right) \cdot 2 \cdot R_3 \text{ , м.} \quad (10.30)$$

За результатами розрахунку параметрів розвороту воронки і згідно з розрахунковою схемою (рис. 10.9), у масштабі вибудовують креслення параметрів воронки та свердловин з довжиною заряду ВР. Далі графічно визначають довжину свердловин у кільцевих віялах і довжину заряду ВР.

Сумарна довжина свердловин для розвороту однієї воронки визначають за формулою (10.24), а довжина заряду у свердловинах для розвороту однієї воронки відповідає виразу

$$L_{з.сум} = N_1 \cdot (l_1 - 0{,}5 \cdot W) + N_2 \cdot (l_2 - 0{,}5 \cdot W) + N_3 \cdot (l_3 - 0{,}5 \cdot W) \text{ , м.} \quad (10.31)$$

Кількість ВР необхідної для утворення однієї воронки визначають за формулою (10.16). Промисловий запас руди однієї воронки з дучкою визначають за виразом (10.17). Площа поперечного перерізу дучки квадратної форми визначають за формулою (10.18). Питомі витрати ВР для розвороту однієї воронки визначають за виразом (10.20). Промисловий запас руди у разі підсікання масиву руди воронками визначають за формулою (10.21). Загальні витрати ВР для відбивання руди у воронках розраховують за виразом (10.22).

### 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 у днищі блока або панелі траншеї, або кількох траншей, що мають у поперечному перерізі форму трапеції. Траншея утворюється послідовним підриванням рядів віял штангових шпурів або

свердловин, що вибурюються з підсічних (траншейних) виробок (штреків, ортів). Ці виробки розташовано на рівні відкотного горизонту або вище його на 3–5 м. Попередньо на початку кожної траншеї утворюється відрізна щілина шляхом розширення підняттєвого або ж послідовним підриванням двох зближених віял штангових шпурів або свердловин, що пробурені у площині поперечного перерізу траншеї на відстані, яка дорівнює 0,5W. Траншейне підсікання утворюється штанговими шпурами або свердловинами діаметром 0,065–0,110 м. Розрахункову схему утворення траншейного підсікання штанговими шпурами або свердловинами, подано на рис. 10.10.

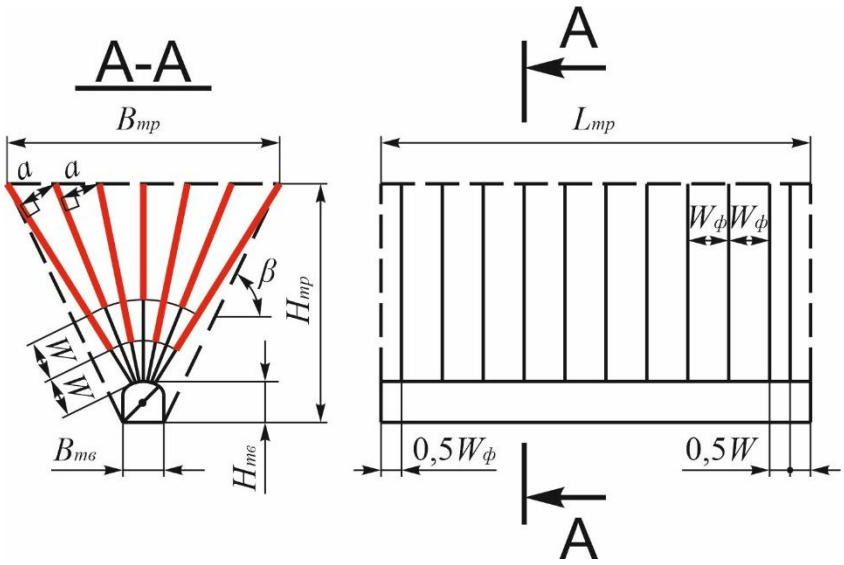



Рис. 10.10. Розрахункова схема утворення траншейного підсікання

ЛНО штангових шпурів або свердловин визначають за формулою (10.4), або (10.7), а відстань між їх вибоями – за виразом (10.6) або (10.8). Кількість віял для утворення траншейного підсікання, окрім зближених віял, становить

$$N_{в.тр} = \frac{L_{тр} - 1{,}5 \cdot W}{W}, \text{ шт.}, \qquad (10.32)$$

де $L_{тр}$ – довжина траншеї, м.

Отриману кількість віял округлюють до цілого числа.

Фактична ЛНО між віялами окрім зближених віял складе

$$W_ф = \frac{L_{тр} - 1{,}5 \cdot W}{N_{в.тр}}, \text{ м.} \qquad (10.33)$$

Сумарна кількість віял для утворення траншейного підсікання

$$N = N_{в.зб} + N_{в.тр}, \text{ шт.}, \qquad (10.34)$$

де $N_{в.зб}$ – кількість зближених віял штангових шпурів або свердловин для утворення відрізної щілини у траншеї, що дорівнює 2 шт.

За заданими параметрами будують контур траншеї з розташуванням у ньому підсічної виробки. Побудова віяла штангових шпурів або свердловин і рядів віял для створення траншейного підсікання виконують у масштабі 1:200 або 1:500. Графічно

визначають загальну довжину штангових шпурів або свердловин і загальну довжину заряду ВР. Отримані дані зводять за зразком табл. 10.2.

Таблиця 10.2

Характеристика віяла
штангових шпурів або свердловини

| № | $L_{св.}$, м | $L_{зар.}$, м | $\varphi$, град |
|---|---|---|---|
| 1 | | | |
| 2 | | | |
| $\Sigma$ | | | |

Промисловий запас руди після утворення траншейного підсікання складе

$$A_{пром.тр} = \left( \frac{B_{тр} + B_{тв}}{2} \cdot H_{тр} - S_{тв} \right) \cdot L_{тр} \cdot \gamma \text{, т,} \qquad (10.35)$$

де $B_{тр}$ – ширина траншеї у її верхній частині, що визначається з конструктивних міркувань і залежить від фізико-механічних властивостей руди та відстані між виробками випуску, м; $H_{тр}$ – висота траншеї, м; $B_{тв}$ – ширина траншейної виробки, м; $S_{тв}$ – площа траншейної виробки, м$^2$.

Кількість ВР необхідної для утворення траншейного підсікання визначають за формулою

$$Q_{вВР} = 0,785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot \sum L_{зар} \text{, кг.} \qquad (10.36)$$

де $\Sigma L_{зар}$ – сумарна довжина заряду для створення траншейного підсікання, м.

Питомі витрати ВР визначають за виразом (10.20).

## 10.3. Відрізка запасів руди в блоці

Під ***відрізкою запасів руди*** в блоці розуміють гірничі роботи як стадію очисних робіт, що призначені для утворення відрізної щілини. ***Відрізна щілина*** – це вертикальна площина відслонення (компенсаційний простір), що необхідна для подальшого відбивання руди вертикальними шарами в межах заданого контуру блоку. Відрізку застосовують у таких системах розробки: камерно-стовповій, поверхово-камерній, підповерхово-камерній, підповерхового та поверхового обвалення тощо. Залежно від обраного способу відбивання руди, відрізні щілини утворюють шпурами, штанговими шпурами та глибокими свердловинами. Для утворення відрізної щілини необхідно проведення нарізних виробок, до яких належать відрізні штреки та орти, підняттєві. ***Відрізний підняттєвий*** – це вертикальна або похила гірнича виробка, що проводять по корисній викопні для підготовки очисного вибою. Основні більш поширені розміри відрізних підняттєвих 1,5 × 1,5, 1,8 × 1,8, 2 × 2 і 2 × 3 м. Після проведення всіх необхідних відрізних виробок утворюють відрізну щілину, починають з відрізного підняттєвого.

Відрізна щілина утворюється шляхом послідовного висадження паралельних штангових шпурів або свердловин, що пробурені з відрізних штреків або ортів, на відрізний підняттєвий. Також можуть використовувати пучки паралельних

свердловин у кількості 2–4 шт. у пучку. Для розширення відрізної щілини можуть висаджувати віяла штангових шпурів або свердловин, що пробурені з відрізних штреків або ортів, на вже утворену невелику відрізну щілину.

*Утворення відрізної щілини за допомогою шпурів*. Цей спосіб утворення відрізної щілини застосовується у камерно-стовпових системах розробки. Сутність способу полягає в наступному. В блоці (панелі), що відпрацьовують, на всю ширину проводять відрізні виробки (штреки або орти), а потім на всю висоту по центру панелі проводять відрізний підняттєвий. Утворення відрізної щілини здійснюють шляхом відбивання низхідних вертикальних шпурів в уступах. Висота уступів становить 2–3 м, а їх ширина дорівнює ширині відрізної виробки. Відбиту руду випускають через відрізний підняттєвий на відкотний горизонт. Відпрацювувати уступи потрібно доки не утворять відрізну щілину на всю ширину та висоту очисної панелі (блоку). Шпуровий спосіб утворення відрізної щілини, порівняно з іншими, має обмежені умови застосування та практично не використовується через суттєві недоліки. Це більш небезпечний спосіб внаслідок того, що над головою робітників знаходиться зростаюча площа відслоненого масиву, у міру формування відрізної щілини, вимагає великих витрат праці на перекидання відбитої руди, а створення відрізної щілини потребує багато часу.

*Утворення відрізної щілини за допомогою штангових шпурів*. Цей спосіб утворення відрізної щілини застосовують як у системах з обваленням руди, так і в камерних системах розробки. З підповерхових бурових виробках проводять відрізні штреки або орти. На всю висоту блоку (панелі) проводять відрізний підняттєвий поперечним перетином 1,5 × 1,5 або 1,8 × 1,8 м, який зазвичай розташовують на контурі блоку (панелі) або контакті порід з масивом руди, який надалі з’єднують з підсічною виробкою. В покрівлі відрізних виробок на відстані 1,5–2,0 м від відрізного підняттєвого залежно від міцності руди, бурять паралельні штангові шпури. Відрізну щілину необхідних розмірів утворюють послідовним висадженням зарядів штангових шпурів на відрізний підняттєвий (рис. 10.11).

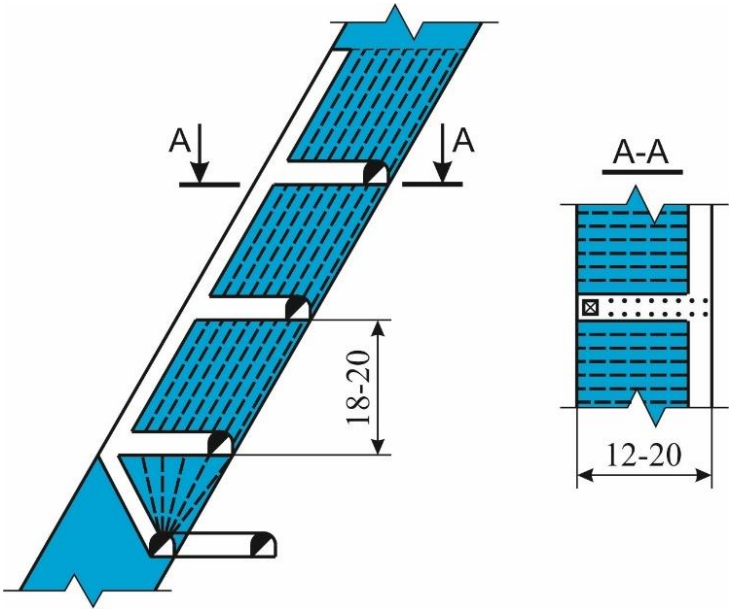



Рис. 10.11. Утворення відрізної щілини за допомогою штангових шпурів

*Утворення відрізної щілини за допомогою глибоких свердловин*. Цей спосіб утворення відрізної щілини застосовують у камерних системах розробки. На кожному буровому горизонті або підповерху до збійки з відрізним підняттєвим проводять відрізні штреки або орти, з яких бурять паралельні ряди висхідних, що пробурені на 2/3 підповерха, та низхідних свердловин, які пробурені на 1/3 підповерха. В кожному ряді розташовують від 4 до 8 свердловин (рис. 10.12).

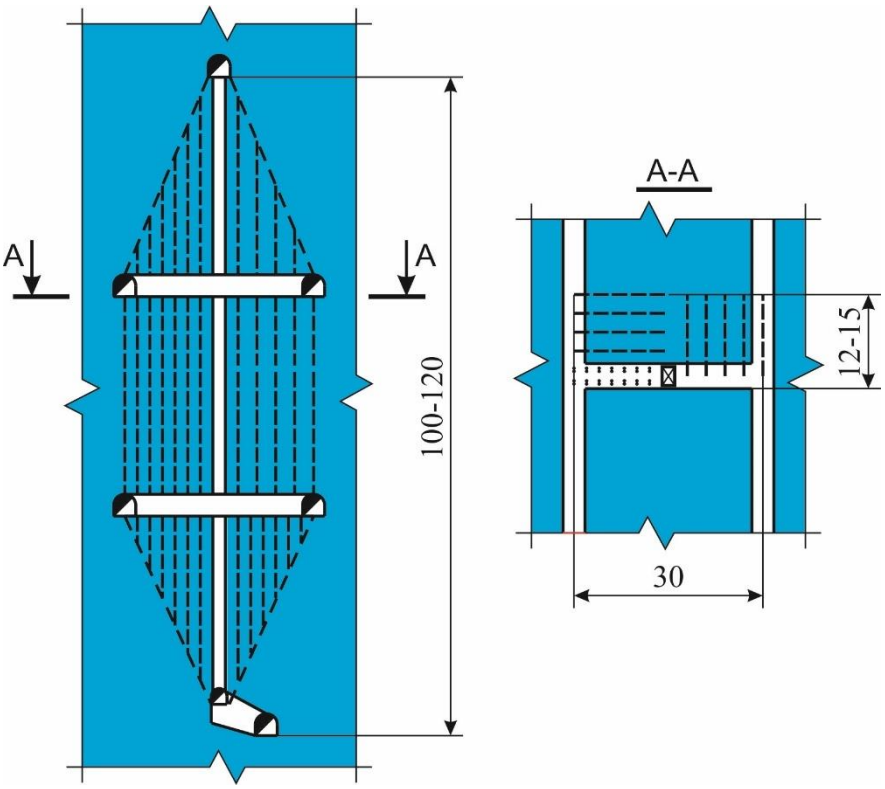



Рис. 10.12. Утворення відрізної щілини за допомогою глибоких свердловин

Відрізні щілини утворюють розширенням завчасно пройденого відрізного підняттєвого шляхом послідовного підривання зарядів ВР у свердловинах, що пробурені зверху-вниз або знизу-вгору з відрізних штреків або ортів. Залежно від міцності руди та ширини щілини застосовують паралельне або паралельно-пучкове розташування рядів свердловин. У рудах середньої та нижче середньої міцності свердловини розташовують у вигляді віял, а у рудах вище середньої міцності та міцних – паралельно і пучками 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 у разі відбивання масиву руди у камері.

Залежно від параметрів камери, свердловини для утворення відрізної щілини відносно відрізного підняттєвого розташовують згідно розрахункових схем (рис. 10.13). У разі паралельного або паралельно-пучкового розташування свердловин ЛНО визначається за формулою (10.4) або (10.7), а відстань між їх вибоями – за виразом (10.6) або (10.8). У разі використання паралельно-пучкового розташування свердловин відстань між зарядами у пучку дорівнює величині радіусу зони зминання, що визначають за виразом (8.14), або приймають

величиною від 3 до 6 діаметрів свердловини. За заданими параметрами, у масштабі 1:200 або 1:500, будують контур відрізної щілини з розташуванням у ньому всіх необхідних відрізних виробок. Потім за розрахованими параметрами сітки свердловин виконують їх розташування у масиві руди. Після чого графічно визначають загальну довжину свердловин і заряду ВР у них.

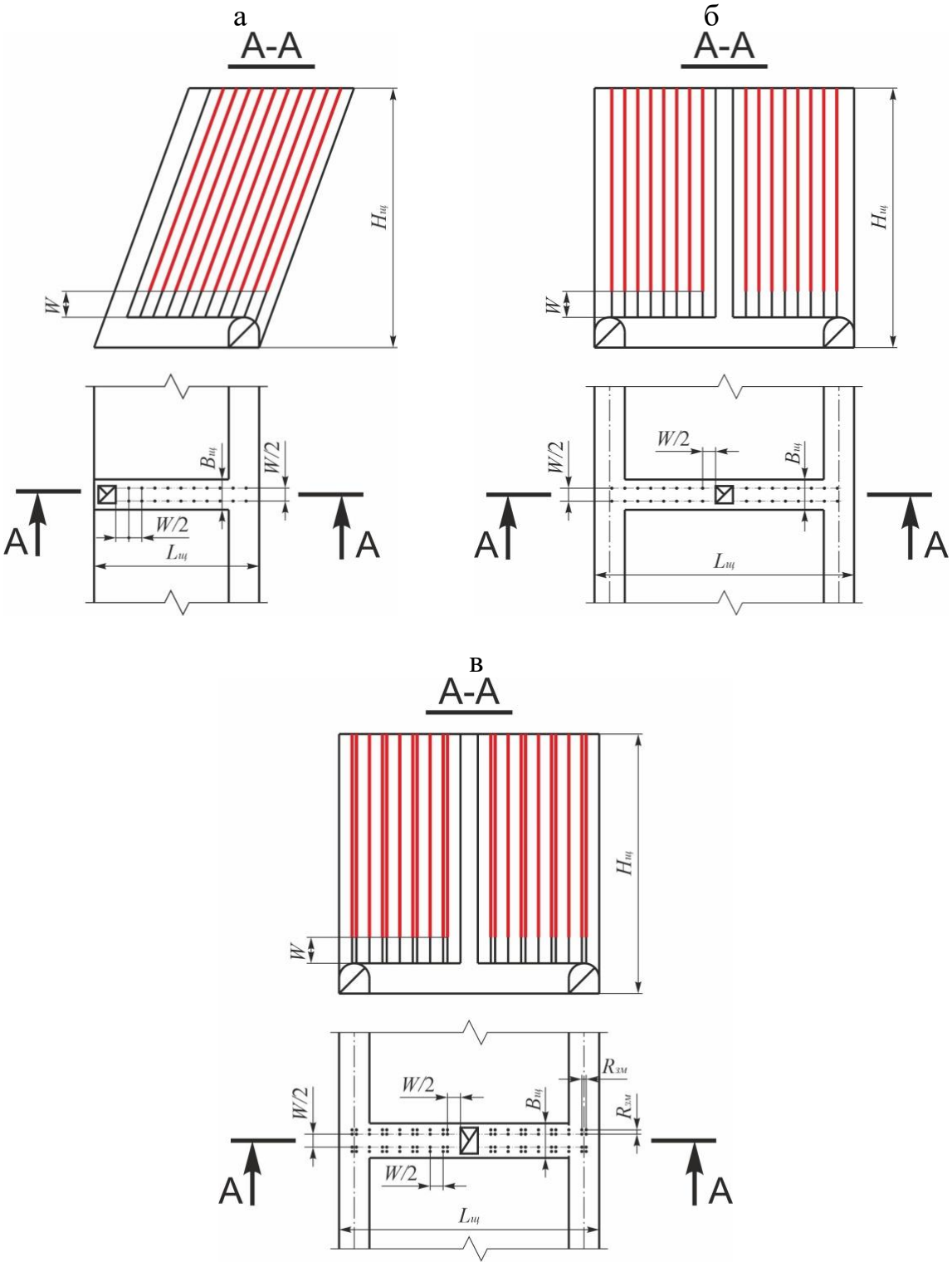



Рис. 10.13. Розрахункові схеми утворення відрізної щілини: а – ортова; б – штрекова з паралельним розташуванням свердловин; в – штрекова з паралельно-пучковим розташуванням свердловин

Промисловий запас руди у відрізній щілині становить

$$A_{пром.щ} = (V_{щ} - V_{сум.в}) \cdot \gamma \text{, т,} \quad (10.37)$$

де $V_{щ}$ – об'єм відрізної щілини, м$^3$; $V_{сум.в}$ – сумарний об'єм відрізних виробок у межах відрізної щілини, м$^3$.

Сумарна довжина заряду у штангових шпурах або свердловинах складе

$$L_{з.сум} = N_{св} \cdot (L - W) \text{, м,} \quad (10.38)$$

де $L$ – довжина одного штангового шпуру або свердловини, м.

Кількість ВР необхідної для утворення відрізної щілини визначають за формулою (10.16), а питомі витрати ВР визначають за виразом (10.20).

## 10.4. Відбивання запасів руди в блоці

*Відбивання руди за допомогою шпурів.* Шпуровим відбиванням називається відбивання шляхом підривання зарядів ВР, що розміщені в шпурах. Уперше відбивання руди шпуровими зарядами почали застосовувати з того часу, коли був винайдений порох. Дотепер буріння шпурів здійснюють за допомогою переносних і телескопних перфораторів, а також колонкових перфораторів, що розміщені на шахтних бурильних установках. З розвитком науки та техніки, останнім часом широке застосування набули високопродуктивні гідравлічні перфоратори вітчизняного та закордонного виробництва. Шпурове відбивання застосовують у процесі розробки рудних покладів невеликої потужності до 8 м з межею міцності 40–200 МПа. Переваги: висока точність відбивання руди; гарне подрібнення та відсутність негабариту; мала сейсмічна дія на масив гірських порід. Недоліки: низька продуктивність праці (20–40 т/зміну); великі питомі витрати ВР; важкі умови праці, наявність професійних захворювань робітників (силікоз, вібрація, глухота).

Суттєвою відмінністю шпурового відбивання руди порівняно з проведенням гірничих виробок є те, що вибій має мінімум дві площини відслонення. Одна площина це та, в якій бурять шпури, а друга, на яку будуть виконувати відбивання. Шпури бурять паралельно до неї, що виключає необхідність у врубових шпурах. Горизонтальні та пологі родовища малої потужності відпрацьовують без поділу на шари по вертикалі. В інших випадках у разі шпурового відбивання застосовують відпрацювання горизонтальними або слабо похилими шарами. Основні схеми відбивання руди шпурами подано на рис. 10.14.

Пошарове відпрацювання у висхідному порядку застосовують, якщо руди стійкі, а низхідне відпрацювання – якщо руди нестійкі та знаходяться під захистом закладки, що затвердіє, а також за стійкої покрівлі за умов горизонтального і пологого залягання рудного тіла. Відбивання руди шпурами широко застосовують за систем розробки із закладанням, з магазинуванням, пошарового обвалення, з суцільним відпрацюванням, за окремих систем розробки з відкритим очисним простором тощо.

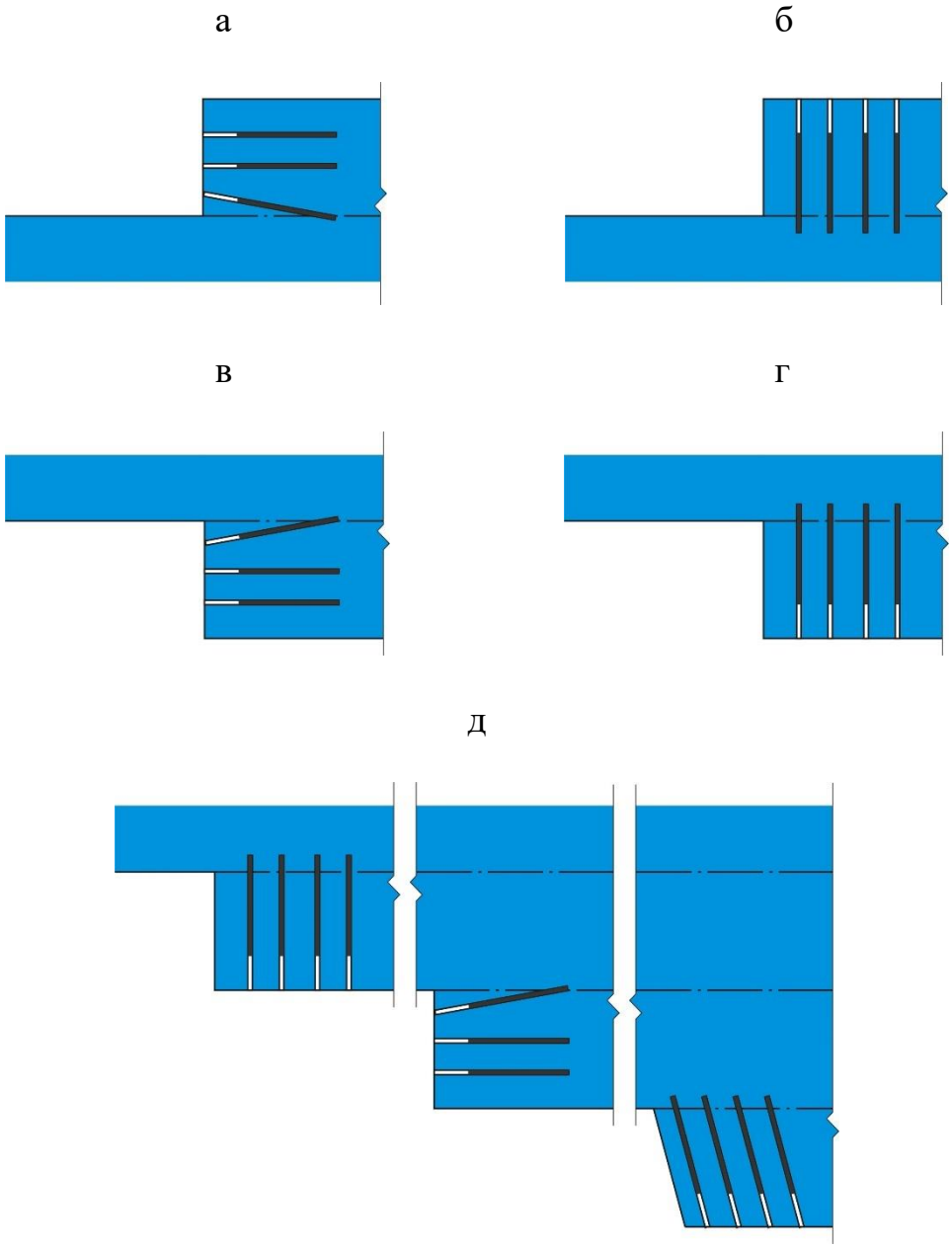



Рис. 10.14. Схеми відбивання руди за допомогою шпурів: а – низхідне пошарове відпрацювання з відбиванням горизонтальних шпурів, б – низхідне пошарове відпрацювання з відбиванням вертикальних шпурів; в – висхідне пошарове відпрацювання з відбиванням горизонтальних шпурів; г – висхідне пошарове відпрацювання з відбиванням вертикальних шпурів; д – покрівле-ступінчасте відпрацювання

Діаметр шпуру визначають залежно від розміру кондиційної грудки та коефіцієнта подрібнення руди

$$d_{ш} = R \cdot K_{др}, \text{ м}, \qquad (10.39)$$

де $K_{др}$ – коефіцієнт подрібнення відповідно для складно та легко подрібнюваних, що дорівнює 0,05–0,2; $R$ – кондиційний розмір грудки руди, визначають як найменший з розрахованих розмірів

– 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

$$R = 0,5 \cdot B_л + 0,25, \text{ м},$$

де $D_{вип.отв.}$ – діаметр випускного отвору (дучки, рудоспуску), що дорівнює 1,5–2 м; $V_{ковш.}$ – об'єм ковша навантажувальної машини, м$^3$; $B_л$ – ширина стрічки конвеєра, лотка люка або віброживильника, м.

Довжина шпуру залежно від властивостей руди та кута забурювання шпуру в масив

$$l_ш = \frac{l_{відх}}{\eta \cdot \sin \alpha_ш}, \text{ м}, \qquad (10.40)$$

де $l_{відх}$ – відхід вибою за цикл, м; $\eta$ – КВШ, 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:

– коли відбивання з однією відслоненою поверхнею

$$q = q_o \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_9 \cdot k_{10} \cdot k_{11}, \text{ кг/м}^3, \qquad (10.41)$$

– коли відбивання з двома відслоненими поверхнями

$$q = q_o \cdot k_1 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_8 \cdot k_{10}, \text{ кг/м}^3, \qquad (10.42)$$

де $q_o$ – теоретична витрата еталонної ВР (Амоніт № 6 ЖВ) на відбивання, обирається залежно від міцності руди

– коли відбивання з однією відслоненою поверхнею за міцності руди $f$ = 4–20 – $q_o$ = 0,4–1,5 кг/м$^3$;

– коли відбивання з двома відслоненими поверхнями за міцності руди $f$ = 4–20, ширині вибою 1–3 м – $q_o$ = 0,6–2,1 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 та дрібно тріщинуватих руд – 1,4; для монолітних, щільних або в'язких, пористих руд – 2; $k_3$ – коефіцієнт заповнення шпуру зарядом ВР, що дорівнює 0,6–0,72; $k_4$ – коефіцієнт враховує розташування шпурів щодо вільної поверхні (спрямованості вибуху): у разі паралельного розташування, що дорівнює 1; у разі перпендикулярного – 1,4–1,6; $k_5$ – коефіцієнт, що враховує спосіб заряджання: у разі ручного заряджання розсипних ВР, що дорівнює 1; у разі заряджання патронованими ВР – 0,8–0,85, у разі механізованого заряджання – 0,85–0,9; $k_6$ – коефіцієнт, який враховує діаметр шпуру та масивність порід, що дорівнює $k_6 = \left(\frac{d_ш}{0,042}\right)^n$; $n$ – дорівнює, відповідно 1,0 і 0,5 для монолітних і тріщинуватих руд; $k_8$ – поправний коефіцієнт на довжину шпуру, що дорівнює 1,3–0,8 за довжини 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, який дорівнює 0,8–0,95; $k_{11}$ – коефіцієнт, що враховує діаметр патронів ВР, що дорівнює 1,1–0,95 відповідно, для патронів діаметрів 25 мм, 30 мм, 40 мм.

Величина ЛНО

$$W = d_ш \cdot \sqrt{\frac{8,2 \cdot \Delta}{m \cdot q}}, \text{ м}, \tag{10.43}$$

де $\Delta$ – щільність ВР, що дорівнює 0,9–1,1 кг/дм$^3$; $m$ – коефіцієнт зближення зарядів, що дорівнює у разі електричного підривання 0,8–1,5, у разі вогневого підривання – 1,2–1,5.

Відстань між шпурами в ряду

$$a = m \cdot W, \text{ м}. \tag{10.44}$$

Відстань між рядами шпурів залежить від послідовності підривання рядів зарядів та інтервалів уповільнення:

– коли короткоуповільнене та уповільнене підривання (> 50 мс)

$$b = W, \text{ м};$$

– коли майже миттєве підривання декількох рядів (< 50 мс)

$$b = (0,7...0,9) \cdot W, \text{ м}.$$

Кількість шпурів у ряді визначається шириною вибою або потужністю покладу

$$N = 1 + \frac{m - 2 \cdot a_{кр}}{a}, \text{ шт.}, \tag{10.45}$$

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

$$N = 1 + \frac{h - W}{b}, \text{ шт.}, \tag{10.46}$$

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 ЛНО $W_{факт}$ 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 та рядами шпурів складають схему розташування шпурів в очисному вибої згідно з розрахунковою схемою, подано на рис. 10.15.

Сумарна довжина шпурів

$$L_{сум.ш} = N \cdot l_ш \cdot n_c, \text{ м}, \tag{10.47}$$

де $N$ – кількість шпурів в одному шарі, що відбивається, м; $n_c$ – кількість шарів у камері, що відбиваються, м.

Кількість руди, отриманої у разі відбивання одного шару

$$Q_c = m \cdot h \cdot l_{відх} \cdot \gamma_p, \text{ т.} \quad (10.48)$$

Промисловий запас руди у разі відпрацювання запасів камери

$$A_{пром} = Q_c \cdot n_c = m \cdot h_к \cdot l_к \cdot \gamma_p, \text{ т,} \quad (10.49)$$

де $m$ – потужність покладу, м; $h_к$ – висота очисної камери, м; $l_к$ – довжина очисної камери, м.

Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері

$$Q_{вр} = q \cdot m \cdot h_к \cdot l_к, \text{ кг.} \quad (10.50)$$

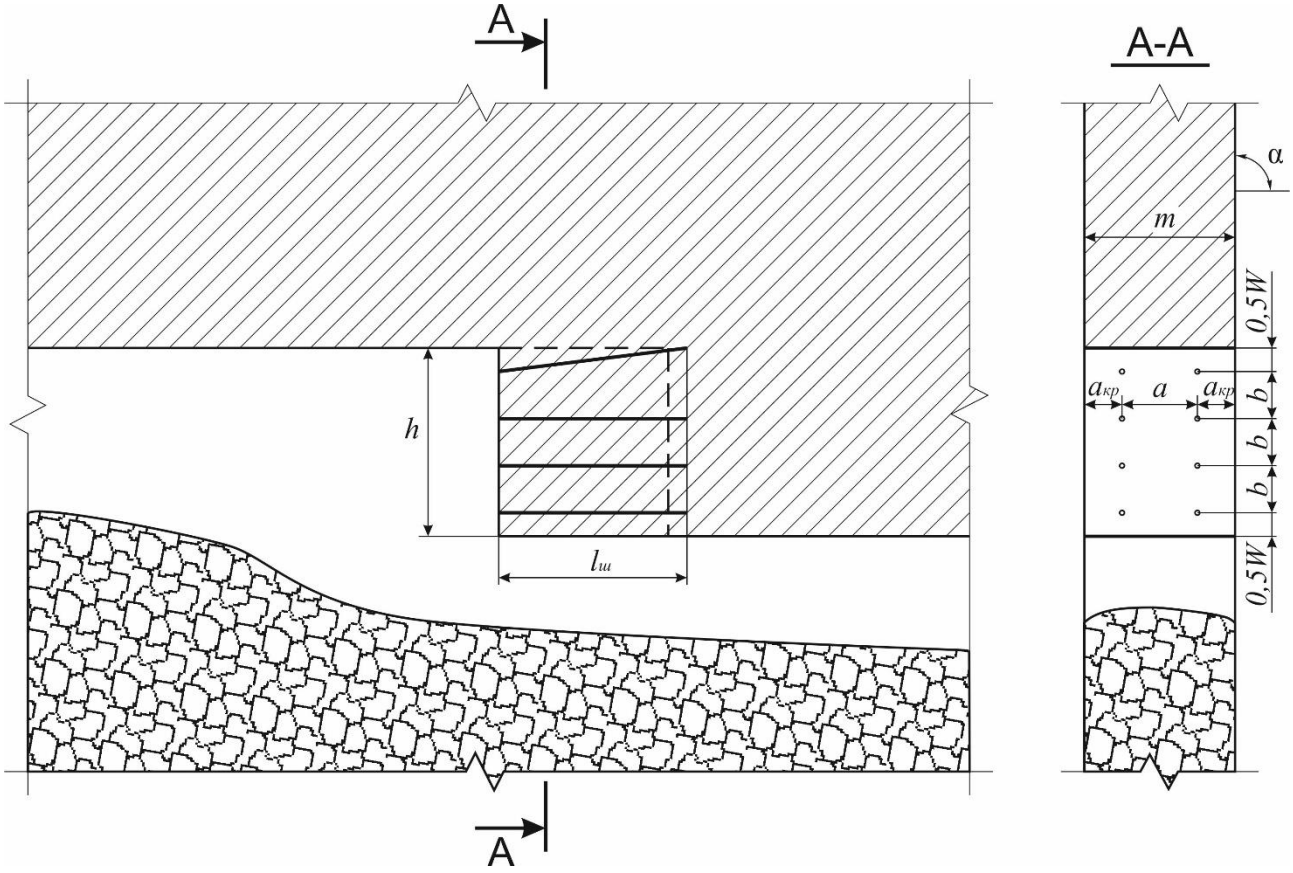



Рис. 10.15. Розрахункова схема розташування шпурів в очисному вибої

*Відбивання руди за допомогою штангових шпурів*. Відбивання штанговими шпурами застосовують, коли руди мають межу міцності в межах 20–200 МПа, а також у разі утворення (розвороту) воронок, підсіканні та відрізанні масиву руди. Основна перевага відбивання штанговими шпурами порівняно зі шпурами полягає в більш високій продуктивності праці бурильника. Порівняно з відбиванням глибокими свердловинами – менші втрати та збіднення руди, краще подрібнення і невисокий рівень виходу негабариту. Недоліки – невисока продуктивність праці – 60–200 т/зміну та висока питома витрата ВР. Цей спосіб відбивання руди широко застосовують за камерних систем розробки, у процесі утворення підсічних і відрізних камер, а також за різних варіантів систем

підповерхового обвалення. Основними параметрами буропідривних робіт у процесі відбивання руди штанговими шпурами є діаметр штангового шпуру, лінія найменшого опору та відстань між шпурами в рядах. На практиці діаметр штангових шпурів змінюється в межах 56–85 мм. ЛНО визначають за формулою (10.4) або (10.7). Відстань між вибоями штангових шпурів у віялі визначають за формулою (10.6) або (10.8). Сумарну довжину штангових шпурів і довжину заряду у віялі визначають графічно.

Промисловий запас руди в очисній камері

$$A_{пром} = \left(B \cdot H \cdot A - \sum V_{вк}\right) \cdot \gamma_р, \text{ т}, \qquad (10.51)$$

де $B$ – ширина камери, за умови її відпрацювання за простяганням і потужністю покладу до 25 м дорівнює потужності рудного покладу, а якщо відпрацювання здійснюється вхрест простягання, ширину камери приймають залежно від конструкції днища; $H$ – висота камери, без урахування підсікання, м; $A$ – довжина камери без урахування відрізної щілини, м; $\Sigma V_{вк}$ – сумарний об'єм виробок, що проведено у камері, м$^3$.

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 (10.36), а питомі витрати ВР визначають за виразом (10.20).

*Відбивання руди за допомогою свердловин*. У процесі підземної розробки відбивання руди шляхом підривання свердловин набуло поширення під час відпрацювання потужних покладів помірно тріщинуватих і шаруватих руд з межею міцності 30–200 МПа. Основні переваги свердловинного відбивання руди: висока продуктивність праці (150–400 т/зміну); великий ступінь механізації робіт; більш безпечні умови праці робітників. Недоліки: неможливість точного відбивання руди за контуром; нерівномірне подрібнення та підвищений вихід негабариту; високий сейсмічний ефект; великі втрати та збіднення руди. За взаємним розташуванням розрізняють такі схеми розташування свердловин (рис. 10.16): паралельна, віялова, віялово-пучкова та паралельно-пучкова.

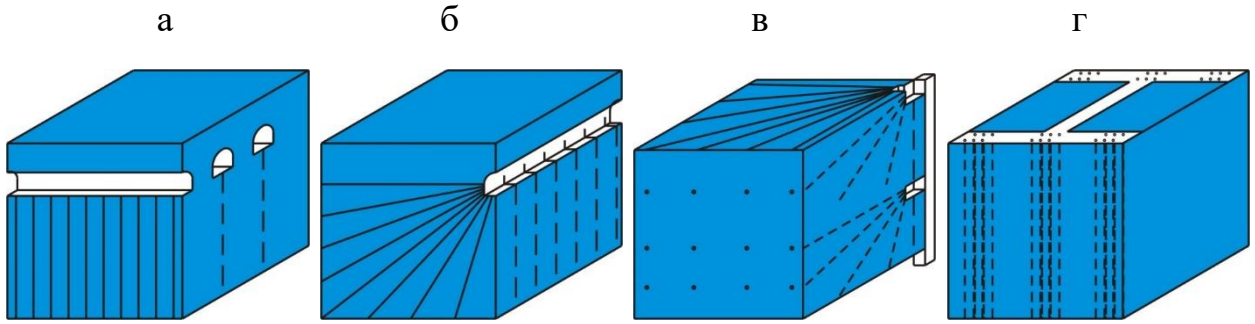



Рис. 10.16. Схеми розташування свердловин: а – паралельна, б – віялова; в – віялово-пучкова; г – паралельно-пучкова

Паралельну схему розташування свердловин (рис. 10.16, а) застосовують за міцності руди 100–200 МПа з такими перевагами. Це мінімальна сумарна

довжина свердловин, рівномірний розподіл заряду в масиві, унаслідок чого – рівномірне подрібнення руди. Недоліки: велика довжина бурових виробок і велика кількість перестановок бурового верстата.

Віялову схему розташування свердловин (рис. 10.16, б) застосовують за міцності руди 30–200 МПа з такими перевагами. Це менша довжина бурових виробок, мінімальна кількість перестановок бурового верстата, середня сумарна довжина свердловин порівняно з іншими схемами. Недоліки: нерівномірний розподіл зарядів і нерівномірне подрібнення руди.

Віялово-пучкову схему розташування свердловин (рис. 10.16, в) застосовують за міцності руди 30–200 МПа з такими перевагами. Це мінімальна довжина бурових виробок, мінімальна кількість перестановок бурового верстата. Недоліки: максимальна сумарна довжина свердловин; нерівномірний розподіл зарядів і нерівномірне подрібнення руди.

Паралельно-пучкова схема розташування свердловин (рис. 10.16, г) застосовується за міцності руди 100–200 МПа і має такі переваги. Це середня сумарна довжина свердловин порівняно з іншими схемами. 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. Умови застосування різних варіантів відбивання руди свердловинами подано в табл. 10.3.

Таблиця 10.3

Умови застосування
різних варіантів відбивання руди свердловинами

| Варіант розташування свердловин | Умова застосування |
|---|---|
| 1 | 2 |
| Вертикальні шари | За систем розробки з відкритим очисним простором і з обваленням |
| 1. Паралельні свердловини | У процесі видобування міцних і вельми міцних руд, частіше під час розробці потужних крутоспадних покладів |
| 1.1. Буріння з відкритих камер | Зрідка та пов’язано з необхідністю отримання великих відслонень на буровому горизонті |
| 1.2. Буріння з бурових заходок | Найбільш часто та за великих розмірів камер |
| 1.3. Буріння з поверхових (підповерхових) виробок | Під час виймання крутоспадних покладів потужністю 2,0–3,5 м за наявності витриманих і прямолінійних контактів рудного тіла |
| 1.4. Буріння з підсічного простору | Під час розробки крутоспадних потужних покладів міцних руд, за умов невеликої висоти поверху |

| 1 | 2 |
|---|---|
| 2. Віялові свердловини | У процесі видобування руд міцних і середньої міцності, за камерних системах |
| 2.1. Буріння з однієї поверхової (підповерхової) виробки | У процесі видобування крутоспадних або масивних пологих рудних покладів зі стійкими боками та відносно стійкою однорідною рудою, якщо виразні контакти рудного тіла |
| 2.2. Буріння масиву з декількох поверхових (підповерхових) виробок | У більш потужних родовищах, ніж зазначених у пункті 2.1, можливі менш виразні контакти рудного тіла |
| 2.3. Буріння масиву з підсічного простору | У процесі розробки потужних покладів міцних руд, за невеликої висоти поверху та відносно невисоких вимогах до якості масиву, що відбивається |
| Горизонтальні шари | За різних систем розробки. Застосування можливе також за відносно невисокої стійкості руди та бокових порід |
| 1. Паралельні свердловини | У процесі видобування руд різної міцності (від середньої та вельми міцної) |
| 1.1. Буріння з шарових виробок | Найбільш поширений за наявності міжкамерних циликів |
| 1.2. Буріння з очисного простору | За систем горизонтальних шарів із закладенням |
| 2. Віялові свердловини | У процесі відбивання руд середньої міцності |
| 2.1. Буріння з однієї підняттєвої виробки | У процесі видобування крутоспадних і пологих покладів середньої та великої потужності, за відносно невеликої стійкості руд та порід |
| 2.2. Буріння з декількох підняттєвих виробок | Досить поширений. Найбільш доцільний за великих розмірів камер і блоків |
| Похилі шари | У процесі розробки пологих і похилих рудних покладів, частіше системами з відкритим очисним простором, для відбивання міцних і руд середньої міцності |
| Комбіноване розташування шарів | У зв’язку з різкою зміною гірничо-геологічних умов під час розробки родовища |

Напрям буріння свердловини розташовують горизонтально, вертикально (знизу-вгору) та вертикально (зверху-вниз). Горизонтальне розташування свердловин застосовують в рудах середньої і вище середньої міцності та стійкості. Перевага – можливість оконтурювання стелини. Недоліки: складність перестановки бурового верстата, неможливість застосування самохідних бурових верстатів. Вертикальне розташування свердловин знизу-вгору

застосовують 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 верстата.

Діаметр свердловини визначають залежно від розміру кондиційної грудки руди

$$d = 0{,}157 \cdot R^{1{,}32}, \text{ м}, \qquad (10.52)$$

де $R$ – кондиційний розмір грудки руди, визначається як найменший з розрахованих розмірів

– 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 і лотка люка або вібраційного живильника

$$R = 0{,}5 \cdot B_{л} + 0{,}25, \text{ м}.$$

*Віялове розташування свердловин*. ЛНО визначають за формулою (10.4) або (10.7). Відстань між вибоями свердловин у віялі визначають за формулою (10.6) або (10.8). Кількість свердловин у шарі, загальну їх довжину, довжину зарядженої частини свердловин встановлюють за допомогою креслення у масштабі. Розрахункові схеми побудови віял свердловин подано на рис. 10.17 і 10.18.

Побудову віяла свердловин починають з креслення меж шару, що відбивається. У процесі побудови віяла враховують такі умови:

- кути шару, що відбивається, повинні опрацьовуватися кожен своєю свердловиною;
- побудову віяла починають зі свердловин, що обрамлюють;
- відстань між вибоями свердловин відкладають за перпендикуляром, що опущений з кінця коротшої свердловини на сусідню, більш довгу;
- всі свердловини віяла будують з геометричного центру бурової виробки.

З першої та останньої свердловини за перпендикуляром відкладають відстань $a$. З точки перетину межі розташування свердловин і кінця відрізка відстані а проводять свердловину до центру бурової виробки. Устя свердловин розташовують по контуру виробки. Аналогічно будують інші свердловини до суміжного кута межі розташування свердловин щодо бурової виробки. Межу шару за досить міцної та стійкої руди можна збільшити на відстань $a/2$, а за м'якої нестійкої руди або коли шар, що відбивається, межує із закладкою, межу шару можна зменшити на відстань $a/2$. Відстань між двома свердловинами в суміжному куті може становити $0{,}5W$–$1{,}7W$. Коли виконано побудову сітки свердловин, то у віялі показують довжини зарядів.

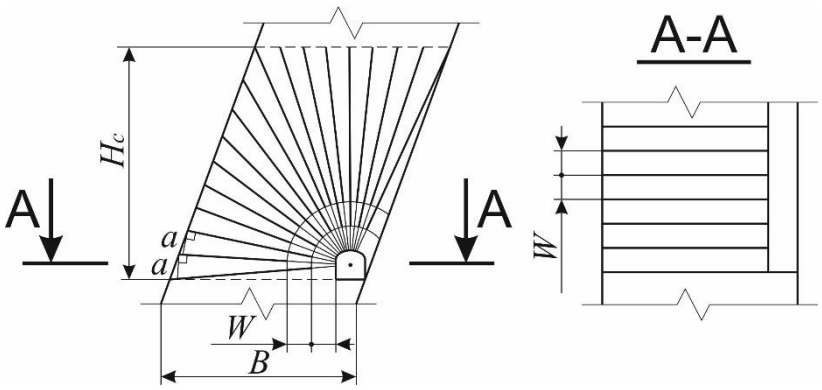



Рис. 10.17. Розрахункова схема побудови віяла свердловин у разі відбивання руди на вертикальний компенсаційний простір

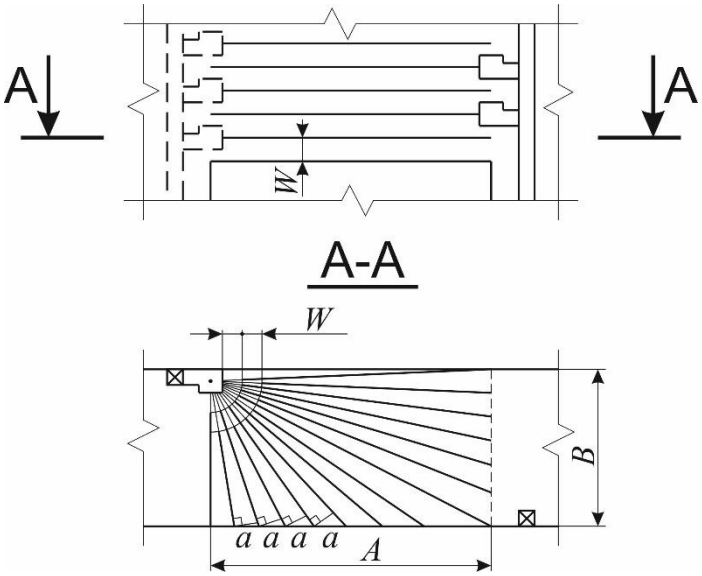



Рис. 10.18. Розрахункова схема побудови віяла свердловин у разі відбивання руди на горизонтальний компенсаційний простір

Віялові схеми розташування свердловин нерівномірно розподіляють ВР у масиві. Для 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. 10.19). Для спрощення зарядки приймають 2–4 довжини недозаряду, що кратні лінії найменшого опору. Однакову величину недозаряду приймають через одну (рис. 10.19, а) або через дві свердловини (рис. 10.19, б). Після закінчення побудови свердловин за кресленням визначають кількість свердловин у віялі, їх загальну довжину та сумарну довжину зарядженої частини свердловин, яка зображується потовщеними лініями.

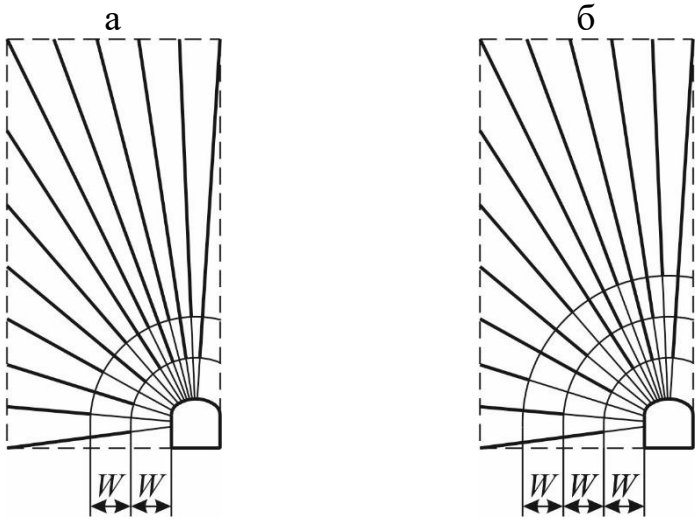



Рис. 10.19. Схеми розміщення заряду ВР у віялі свердловин

Має значний вплив на ефективність відбивання та якість подрібнення руди спосіб ініціювання зарядів ВР у свердловинах. Він може бути одностороннім з розміщенням детонаторів на початку заряду (устя свердловини), зустрічним з розміщенням детонаторів на початку та кінці заряду і багаторазовим з розміщенням детонаторів на початку, у кінці та в середині заряду Він може бути одностороннім з розміщенням детонаторів на початку заряду (устя свердловини), зустрічним з розміщенням детонаторів на початку та в кінці заряду, а також багаторазовим з розміщенням детонаторів на початку, в кінці та в середині заряду. (рис. 10.20).

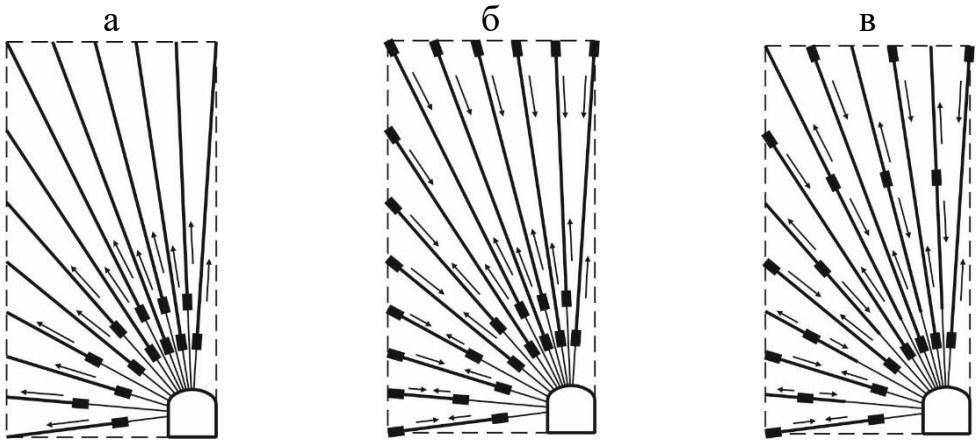



Рис. 10.20. Способи ініціювання зарядів ВР у свердловинах: а – односторонній, б – зустрічний; в – комбінований

Як показує практичний досвід і численні дослідження зустрічне та багаторазове ініціювання зарядів, порівняно з однобічним, покращує якість подрібнення руди. Проте їх застосування вимагає додаткових заходів безпеки. Це розміщення детонаторів у кінці та в середині заряду в безпечних капсулах, зниження потенціалу статичної електрики тощо. Конструкції зарядів ВР у свердловинах подано на рис. 10.21.

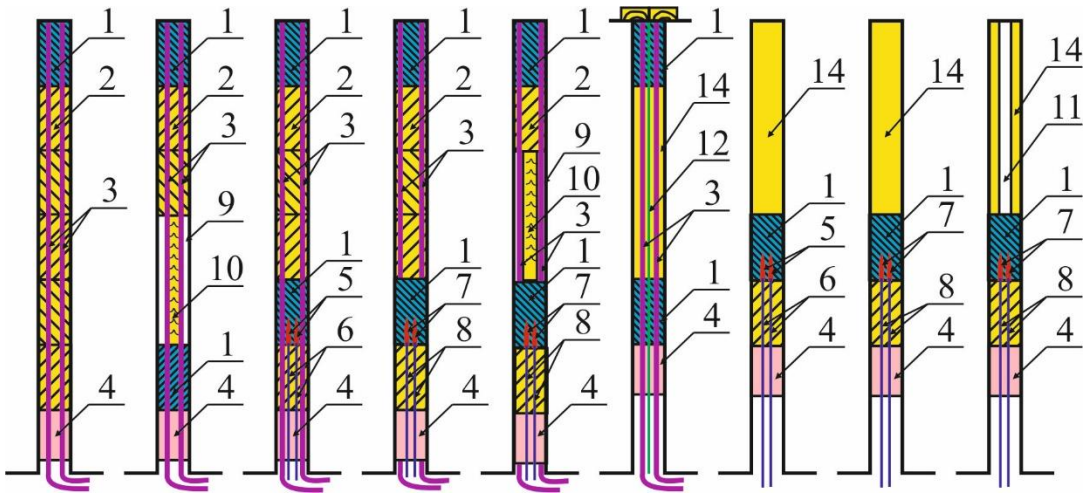


Рис. 10.21. Конструкція зарядів ВР у свердловинах: 1 – П-Б; 2 – патрон ВР; 3 – ДШ; 4 – забивка; 5 – КД; 6 – ВШ; 7 – ЕД; 8 – електропровід; 9 – повітряний проміжок; 10 – дерев'яна розпірка; 11 – осьова порожнина; 12 – шпагат; 13 – дерев'яна пробка; 14 – розсипна ВР

*Схема електропідривної мережі у процесі підривання зарядів ВР у свердловинах.* У разі електричного способу підривання електропідривна мережа складається з ЕД, розподільної мережі та магістралі. Залежно від схеми з'єднання ЕД розрізняють послідовне, паралельне та змішане з'єднання (рис. 10.22 і 10.23).

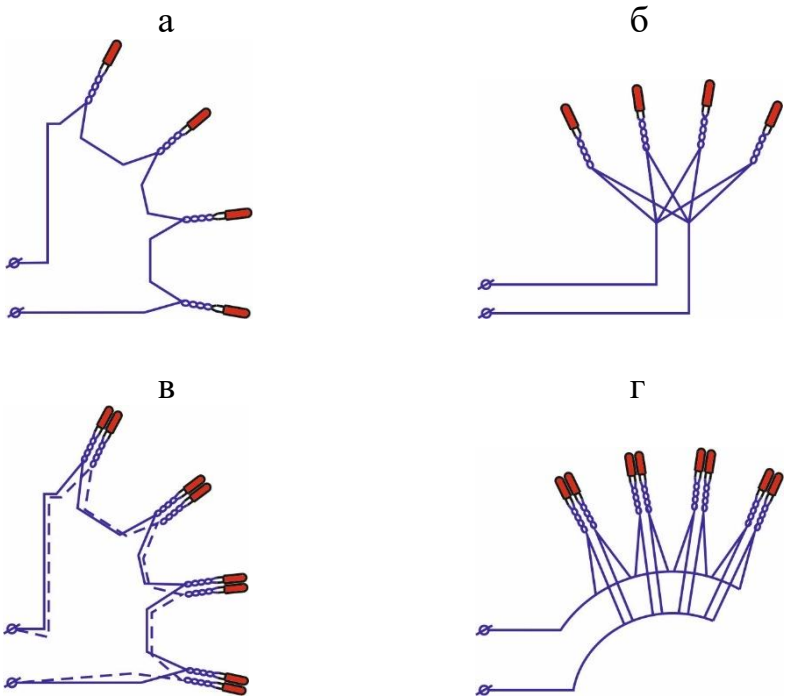



Рис. 10.22. Схеми з'єднання ЕД: а – послідовна; б – подвійна послідовна; в – паралельно-пучкова; г – паралельна ступінчаста

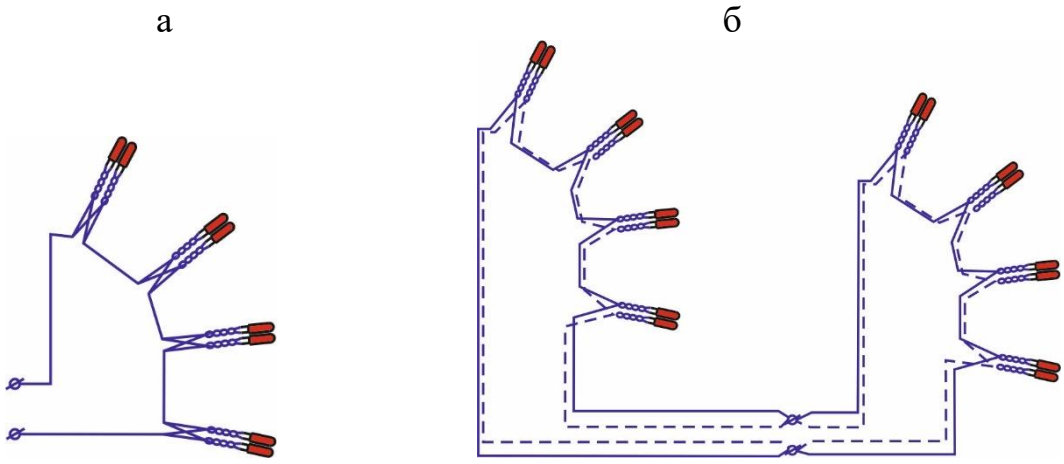



Рис. 10.23. Змішані схеми з’єднання ЕД: а – паралельно-послідовна; б – послідовно-паралельна

*Послідовне з’єднання*. Переваги – з’єднання найбільш зручне для розрахунку, монтажу та перевірки несправності мережі. За умови дотримання інструктивних вказівок щодо застосування ЕД (відповідність опорів ЕД значенням, що вказані на упаковці, з’єднання в одне коло ЕД однієї партії та подача гарантійного струму), послідовне з’єднання без дублювання забезпечує найвищу надійність підривання порівняно з іншими схемами. Недолік – у разі потрапляння в мережу хоча б одного дефектного ЕД з малим імпульсом плавлення містка або з малим часом передачі, можливий передчасний, розрив мережі та відмова решти справних ЕД (рис. 10.22, а, б).

*Паралельне з’єднання*. Основні різновиди паралельного з’єднання – це пучкове та ступінчасте (рис. 10.22, в, г). Перевага: обрив будь-якого проводу розподільної мережі або попадання дефектного ЕД призводить до відмови лише одного заряду. Недоліки: у разі ступінчастого з’єднанні через ЕД протікають струми різної величини, що може викликати передчасне підривання заряду, гарантійний струм забезпечується тільки потужним джерелом струму, великий перетин проводів магістральної лінії, досить складна перевірка справності вибухової мережі, можливість замикання між дротами під час монтажу та підриванні, що може призвести до відмови ЕД, розрахунок вибухової мережі набагато складніший, ніж у разі послідовного з’єднання.

*Змішане з’єднання*. Послідовне підривання з парно-паралельним з’єднанням ЕД у мережі (рис. 10.23, а). Переваги: можливість застосування джерел струму, що розраховані на значно менший струм, і магістральних проводів малого перетину; забезпечення високої надійності під час масових вибухів шляхом дублювання підриву кожного заряду за допомогою подвійних послідовних вибухових мереж. Недоліки: можливі масові відмови у разі розриву або відключення 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; у разі потрапляння в мережу ЕД з замиканням містка або вивідних кінців можливе шунтування парного ЕД; невелика кількість зарядів, які можуть бути висаджені машинками.

*Паралельно-послідовні* вибухові мережі (рис. 10.23, б) повинні у всіх групах мати однакову кількість ЕД та однаковий опір паралельних гілок. Невиконання цієї вимоги або обрив проводу від гілки може призвести до відмови заряду за парно-паралельного з'єднання. Витрата проводів значно вище, ніж за послідовного з'єднання. Кількість послідовно з'єднаних ЕД визначають зазвичай напругою силової мережі. За змінного струму промислової частоти розрахунок мережі необхідно проводити за умови, що на кожен ЕД буде надходити сила струму не менше 3,5 А. Якщо кількість свердловин у блоці велика та всі ЕД не можна з'єднати у подвійну послідовну мережу, то в цьому випадку застосовують послідовно-паралельне з'єднання ЕД. У разі повного 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 меншим гарантійного, то змінюють кількість паралельних гілок і знову проводять розрахунок.

Сьогодні на рудниках набули поширення НСІ зарядів ВР. НСІ є системами простими у використанні, що призначені для проведення підривних робіт на земній поверхні, у підземних рудниках і шахтах, безпечні щодо газу та пилу. Вони допускають створення необмеженої кількості комбінацій та можуть використовуватися з усіма типами ВР. Конструкції зарядів ВР у свердловинах з використанням НСІ подано на рис. 10.24.

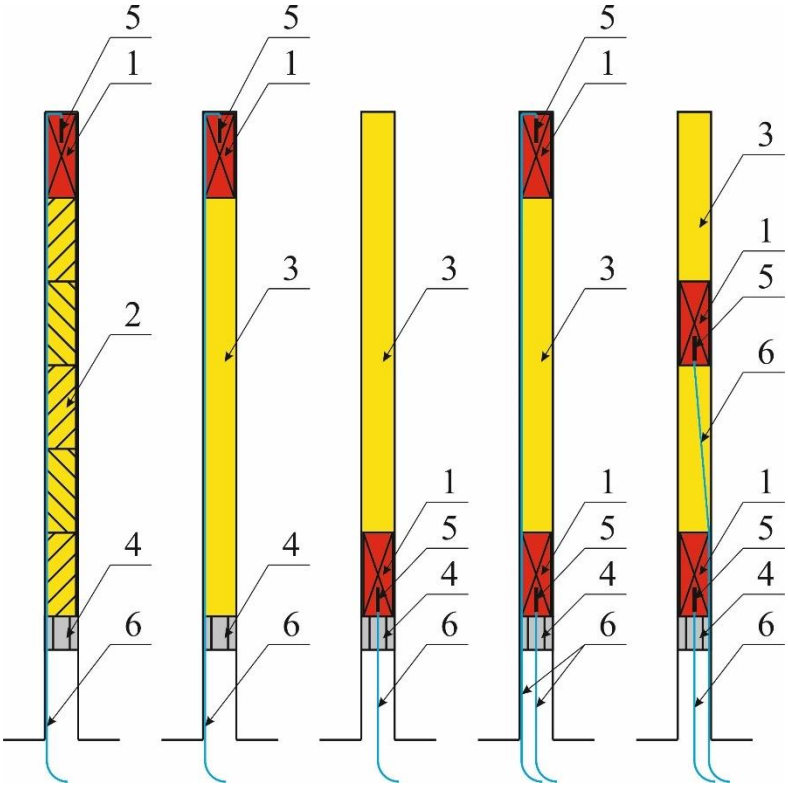



Рис. 10.24. Конструкція зарядів ВР у свердловинах з НСІ: 1 – П-Б; 2 – патрон ВР; 3 – розсипна ВР або наливна ЕВР; 4 – забивка; 5 – детонатор НСІ; 6 – ударна трубка (хвилевід)

Основою НСІ є ударна трубка (хвилевід), що призначена для передачі ініціюючого імпульсу на неелектричний детонатор. Конструкція ударної трубки забезпечує безпеку та надійність системи в будь-яких складних умовах у процесі заряджання. Ударна трубка є пластиковою трубкою малого діаметру, з нанесеним на внутрішню поверхню каналу трубки тонкого шару реагуючого матеріалу (близько 15 мг на 1 п/м). Під час ініціювання 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, що поширюється через трубку, яка розташована під будь-яким кутом і містить різного роду вузли та 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 призводить до передачі імпульсу від однієї трубки до іншої. Ударна трубка, так як неелектрична система, не передає ініціюючого імпульсу під впливом високочастотного радіовипромінювання, статичної електрики та блукаючих струмів, відкритого вогню, тертя й удару в нормальних умовах гірничодобувного підприємства. Схема комутації вибухової мережі у процесі підривання зарядів ВР у свердловинах з використанням НСІ подано на рис. 10.25.

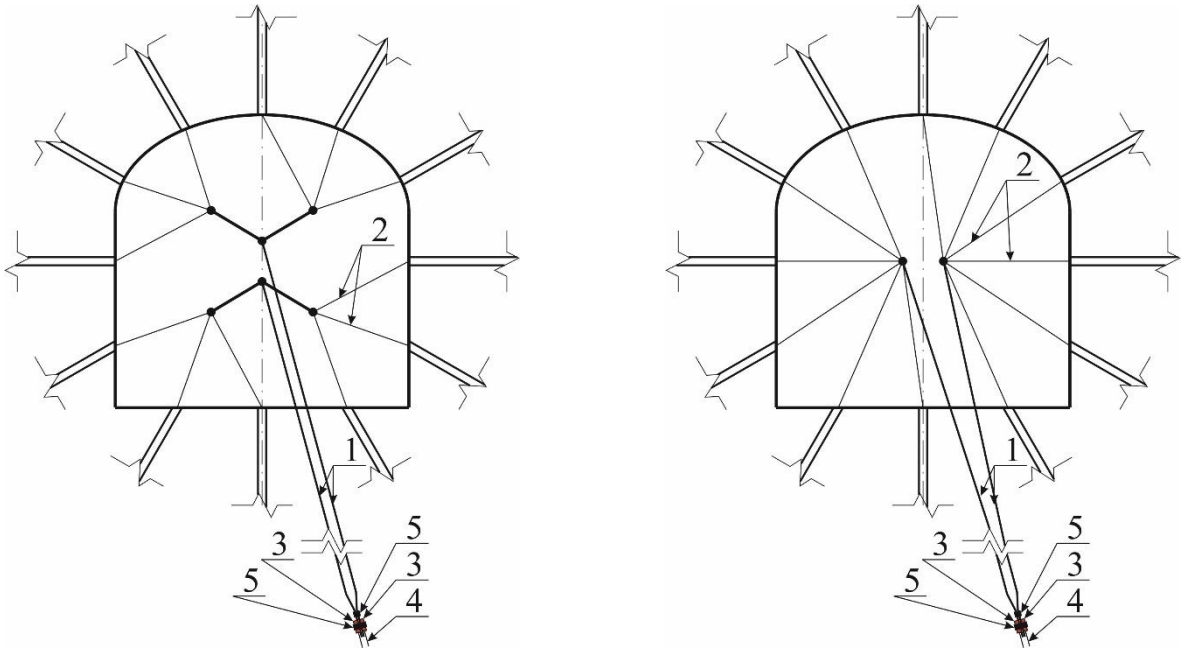



Рис. 10.25. Схема комутації вибухової мережі у процесі висаджування зарядів ВР у свердловинах з використанням НСІ: 1 – ініціюючий ДШ; 2 – ударна трубка (хвилевід); 3 – електродетонатор; 4 – магістральний провід; 5 – шпагат

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (10.51). Кількість віял в очисній 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 (10.36), а питомі витрати ВР визначають за виразом (10.20).

*Паралельне розташування свердловин*. У разі такого розташування свердловин ЛНО визначають за формулою (10.4) або (10.7) та відстань між вибоями свердловин визначають за формулою (10.6) або (10.8). Кількість свердловин у шарі, що відбивається заокруглюють до найближчого цілого числа

$$N_c = \frac{B_c - 2 \cdot a_{кр}}{a} + 1, \tag{10.53}$$

де $B_c$ – ширина шару що відбивається, м; $a_{кр}$ – відстань від крайових свердловин до контуру відбивання, що дорівнює 0,5 м або приймається 0,2$W$.

Для розрахованої кількості свердловин у шарі уточнюється відстань між ними

$$a = \frac{B_c - 2 \cdot a_{кр}}{N_c - 1}, \text{ м.} \tag{10.54}$$

За розрахунками ЛНО і відстані між свердловинами складають схему розташування свердловин у шарі, що відбивається, згідно з розрахунковою схемою, поданою на рис. 10.26.

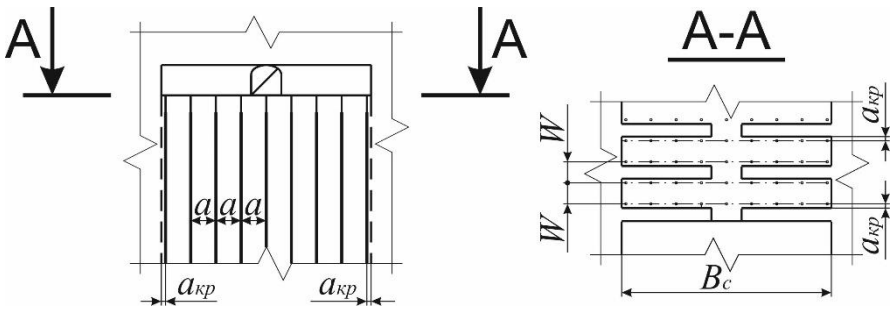



Рис. 10.26. Розрахункова схема відбивання руди паралельними свердловинами

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (10.51).

Сумарна довжина свердловин у шарі

$$L_{св} = N_c \cdot l_{св}, \text{ м,} \tag{10.55}$$

де $l_{св}$ – довжина однієї свердловини в шарі, м.

Сумарна довжина заряду у шарі

$$L_{зар} = N_c \cdot l_{св} \cdot k_з, \text{ м,} \tag{10.56}$$

де $k_з$ – 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 (10.36), а питомі витрати ВР визначають за виразом (10.20).

*Віялово-пучкове розташування свердловин*. Параметри буропідривних робіт за такого розташування свердловин визначають як і для віялового розташування свердловин, тільки пучки віял розташовують відповідно до розрахункової схеми, що подано на рис. 10.27.

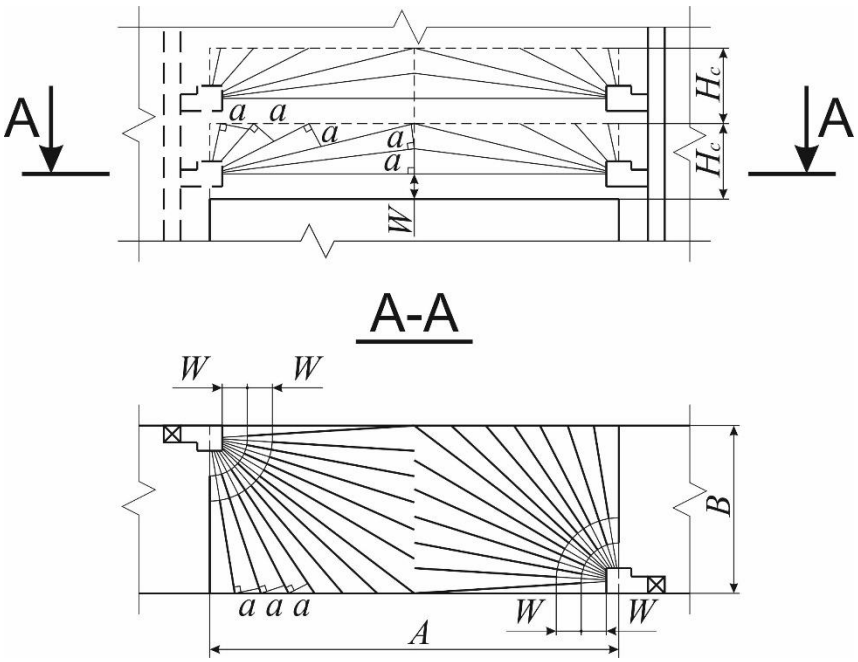



Рис. 10.27. Розрахункова схема віялово-пучкового розташування свердловин

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (10.51). Кількість віял в очисній 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 (10.36), а питомі витрати ВР визначають за виразом (10.20).

*Паралельно-пучкове розташування свердловин*. Сутність методу паралельно-зближених зарядів полягає в такому. Кілька свердловин звичайного діаметру розташовують паралельно на зближеній відстані в концентричному або плоскому пучку, щоб утворити еквівалентний заряд більшого діаметру, яким можна зруйнувати руду у разі великої ЛНО. Параметри паралельних зближених зарядів розраховують у такій послідовності.

Відстань між зарядами в пучку дорівнює величині радіусу зони зминання, що визначають за виразом (8.14) або визначають залежно від діаметра свердловини за формулою

$$Q = (3...6)\cdot d \text{, м,} \qquad (10.57)$$

де $d$ – діаметр свердловини, м.

Розрахунковий еквівалентний діаметр свердловини великого діаметру

$$d_e = d\sqrt{n} \text{, м,} \qquad (10.58)$$

де $n$ – число свердловин у пучку, може бути 2–9.

ЛНО для всього пучка зарядів

$$W_n = 29{,}6 \cdot d \cdot \sqrt{2{,}17 \cdot n - 1} \text{, м,} \qquad (10.59)$$

Відстань між центрами пучків свердловин

$$Q_n = m \cdot W_n \text{, м,} \qquad (10.60)$$

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):

$$N_n = \frac{B_c - Q_n}{Q_n} + 1, \tag{10.61}$$

Для розрахованої кількості пучків паралельних свердловин у шарі уточнюється відстань між пучками

$$Q_n = \frac{B_c - Q_n}{N_c - 1}, \text{ м.} \tag{10.62}$$

За розрахованими параметрами буропідривних робіт пучки паралельних свердловин у шарі, що відбивається розташовують згідно з розрахунковою схемою, поданою на рис. 10.28.

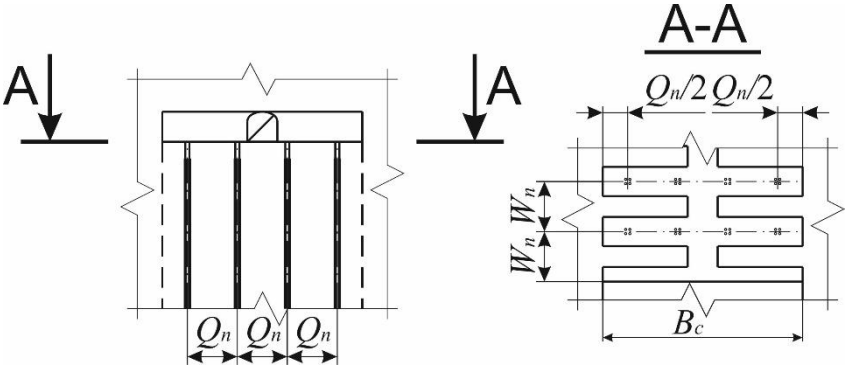



Рис. 10.28. Розрахункова схема розташування пучків паралельних свердловин у шарі, що відбивається

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (10.36).

Сумарна довжина свердловин у шарі

$$L_{св} = N_n \cdot l_{св} \cdot n, \text{ м,} \tag{10.63}$$

де $l_{св}$ – довжина однієї свердловини, м.

Сумарна довжина заряду в шарі

$$L_{зар} = N_n \cdot l_{св} \cdot n \cdot k_з, \text{ м,} \tag{10.64}$$

де $k_з$ – 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. Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (10.51). Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (10.36), а питомі витрати ВР визначають за виразом (10.20).

*Відбиванням руди в затиснутому середовищі* називається відбивання на контактуючу впритул із вибоєм відбиту руду або обвалену вмісну породу (затискаючий матеріал). Вільний простір відсутній або є не більше 10–20% від об'єму масиву, що підривається. Об'єм підірваної руди збільшується завдяки зрушенню та ущільненню затискаючого матеріалу (рис. 10.29).

Відбивання в затисненому середовищі застосовується у процесі розробки потужних і середньої потужності покладів з будь-яким кутом падіння у процесі

відбивання міцних і середньої міцності руд. Основні переваги відбивання руди в затиску:

- зниження виходу великих грудок у процесі відбивання, що інтенсифікує випуск і доставку руди в 1,5–2,0 рази;
- виключає попереднє утворювання компенсаційного простору, що підвищує стійкість масиву та веде виймання в одну стадію за типовою технологією;
- дає можливість магазинування руди у процесі відбивання не тільки горизонтальними, але й вертикальними шарами, випускати руду безпосередньо в бурову виробку (тобто торцевий випуск), що виключає необхідність проведення спеціальних випускних виробок.

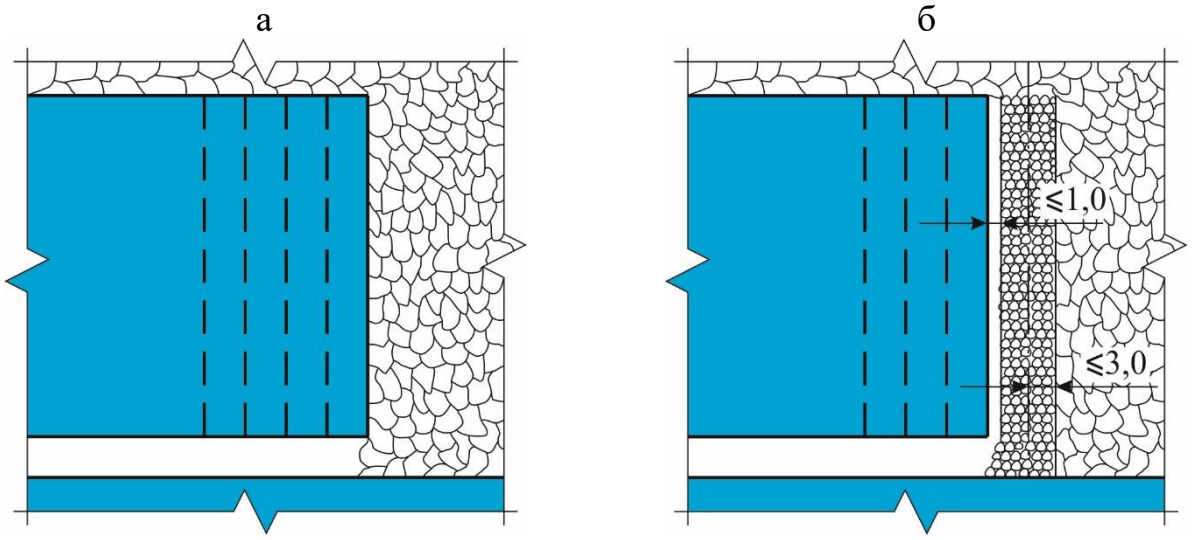



Рис. 10.29. Відбивання руди в затисненому середовищі: до (а) і після (б) підривних робіт

Недоліки: труднощі під час випуску перших доз руди, що ущільнені вибухом (зависання руди над випускними отворами); викид руди в бурові виробки або певне ускладнення схем підготовки блоку для уникнення викиду. В більшості випадків ці недоліки менш істотні, ніж зазначені переваги.

Вимоги до технології відбивання руди в затиску такі. У разі відпрацювання пологих і похилих покладів нижня частина масиву висячого боку встигає обвалитися. Невелика висота товщі порід на крутих покладах, що розташована поблизу стійкого висячого боку. У цих умовах затискаючий матеріал якщо й ущільнюється з часом, то мало та повільно. Тому припустимі тривалі, до декількох місяців, перерви між підриванням і випуском руди. Інша картина спостерігається на крутих покладах поблизу лежачого боку, а іноді та по всій площі поверху, якщо висячий бік нестійкий. Тут товща обвалених порід складає сотні метрів, і затискаючий матеріал сильно ущільнюється за кілька тижнів. Водночас ущільнення інтенсифікується завдяки виконанню підривних робіт, що виконують 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 підриванням випуск повинен бути припинений з таким розрахунком, щоб залишити шар руди висотою 0,2–0,3 від висоти блоку. Перед черговим підриванням цей шар випустять, щоб розпушити затискаючий матеріал. Якщо ж затискаючий матеріал ущільнений, то ширина перших шарів, що відбиваючих на нього, повинна бути зменшена. Затискаючий матеріал під дією вибухів поступово ущільнюється та злежується в зоні 25–30 м від вибою, тому у разі багаторядного підривання кількість рядів не повинна перевищувати п'яти.

У разі відпрацьовування потужних покладів товщина шару, що відбивається, не повинна перевищувати 15–18 м, а у разі недозаряджання свердловин у козирку стелини бурової виробки ширина може сягати 20–30 м. За потужності покладу 10 м товщину шару зменшують в 1,5 рази, так як на ущільнення руди додатково впливають стінки камери. Лінію найменшого опору першого ряду свердловин у шарі, що відбивається, трохи збільшують, щоб не пошкодити їх попередніми вибухами, а інтервал уповільнення повинен бути збільшений порівняно зі звичайним багаторядним підриванням, щоб продовжити дію відбитої хвилі на масив і, щоб встиг утворитися просвіт між масивом та затискаючим матеріалом. Після вибухів повинна бути випущена руда обсягом у 20% від підірваної, щоб зменшити щільність затискаючого матеріалу до оптимальної ($K_p$ = 1,3–1,4). У процесі відбивання в затиску лінію найменшого опору між сусідніми шарами, що відбивають, декілька збільшують і підвищують інтервал уповільнення в 1,5 рази.

Основна особливість відбивання в затиску полягає в тому, що частина енергії вибуху відбивається від межі середовища (масив – замагазинована руда) і повертається в масив, утворюючи там додаткові тріщини, а інша частина енергії витрачається на ущільнення затискаючого матеріалу, що враховується введенням в розрахунок параметрів буропідривних робіт коефіцієнта затиску

$$K_{зат} = 0{,}1 \cdot \left(8 \cdot B_c \cdot \left(K_p - 1\right) - 1\right), \qquad (10.65)$$

де $B_c$ – ширина шару що відбивається (секції), м; $K_p$ – коефіцієнт розпушення руди у процесі випуску, що дорівнює 1,15–1,2.

Питома витрата ВР на відбивання в затиснутому середовищі, відрізняється від використання ВР на компенсаційний простір

$$q_{зат} = q \cdot K_{зат}, \text{ кг/м}^3, \qquad (10.66)$$

де $q$ – питома витрата ВР, визначається за формулою

$$q = 0{,}1 \cdot f \cdot \sqrt[3]{\frac{d}{0{,}085}} \cdot e, \text{ кг/м}^3. \qquad (10.67)$$

ЛНО першого ряду свердловин (першого віяла)

$$W_{зат} = \frac{W}{\sqrt[3]{K_{зат}}}, \text{м}, \qquad (10.68)$$

де $W$ – ЛНО поодинокої свердловини, м, що визначається за формулою (10.4) або (10.7).

ЛНО наступних рядів свердловин в секції що обвалюється

$$W = \left(0{,}7...0{,}9\right) \cdot W_{зат}, \text{ м}. \qquad (10.69)$$

Відстань між вибоями свердловин визначається за формулою (10.6) або (10.8). Кількість свердловин на шар (секцію), загальна їх довжина, довжина зарядженої частини свердловин встановлюються за допомогою масштабного креслення вибою за розрахунковою схемою, поданою на рис. 10.17.

Промисловий запас блока у разі застосування системи розробки підповерхового обвалення з торцевим випуском

$$A_{пром} = \left(S_n \cdot L_n - V_в\right) \cdot \gamma_p \cdot N_n, \text{ т}, \qquad (10.70)$$

де $S_n$ – площа панелі, м$^2$; $L_n$ – довжина панелі без урахування відрізної щілини, м; $V_в$ – об'єм виробок панелі без урахування відрізної щілини, м$^3$; $N_n$ – кількість панелей у блоці.

Промисловий запас камери у разі застосування системи розробки поверхового обвалення з торцевим випуском

$$A_{пром} = \left(S_к \cdot L_к - V_в\right) \cdot \gamma_p, \text{ т}, \qquad (10.71)$$

де $S_к$ – площа камери, м$^2$; $L_к$ – довжина камери без урахування відрізної щілини, м; $V_в$ – об'єм 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 в блоці визначається за формулою (10.36), а питомі витрати ВР визначають за виразом (10.20).

*Оптимальні параметри буропідривних робіт у процесі відбивання руди свердловинами* рекомендується визначати з урахуванням вартісних показників відбивання

$$C_{видоб} = C_{бур} + C_в + C_{дост} \to \min, \qquad (10.72)$$

де $C_{видоб}$ – витрати на видобуток руди в блоці, грн/м$^3$; $C_{бур}$ – витрати на буріння свердловин, визначають за емпіричною залежністю

$$C_{бур} = \left(0{,}158 + 0{,}012 \cdot f - f \cdot \ln\left(\frac{56 \cdot d}{W}\right) \cdot 10^{-4} + \frac{0{,}92}{W} + 0{,}03W\right) \cdot K_{уо}, \text{ грн/м}^3;$$

$C_в$ – витрати на заряджання та підривання свердловин, визначають за емпіричною формулою

$$C_в = \left(0{,}136 + 0{,}013 \cdot f - f^2 \cdot 6 \cdot 10^{-6} + 0{,}8 \cdot W - 0{,}002W^2\right) \cdot K_{уо}, \text{ грн/м}^3;$$

$C_{дост}$ – витрати на вторинне подрібнення негабаритів і доставку руди, визначають за емпіричною залежністю

$$C_{дост} = \left(0{,}114 + 0{,}04 \cdot f - f^2 \cdot 2 \cdot 10^{-4} + 0{,}87 \cdot W\right) \cdot K_{уо}, \text{ грн/м}^3;$$

$K_{уо}$ – 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, що розміщені в спеціально проведених для цієї мети або наявних виробках. Застосовують у процесі розробки потужних покладів міцних руд з межею міцності понад 180 МПа, у рудах вельми тріщинуватих і вельми 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 у разі застосування різних варіантів камерної системи розробки та системи з обваленням. За умови розміщення ВР у виробках розрізняють 3 типи концентраційних зарядів: мінні заряди, горизонтальні та вертикальні концентраційні заряди.

Першим з'явилося відбивання руди мінними зарядами, розрахункова схема якого подана на рис. 10.30, але сьогодні в силу суттєвих недоліків застосовується рідше. За цієї схеми мінний штрек (орт) проводять перерізом 1,5 × 1,8 або 1,8 × 2,5 м, з якого проводять заходки (кишені) перетином 1,2 × 1,8 або 1,5 × 2,5 м, а під кишенями утворюють мінні колодязі глибиною 0,5–2,5 м. Руду, що отримано під час проведення кишень і колодязів, тимчасово розміщують у мінній виробці, а після заряджання використовують для заповнення (забутовування) вільної частини кишень. У процесі проведення кишень і колодязів та забутовуванні, руду зазвичай переміщують вручну. В зв'язку з цим, іноді відмовлялися від проведенні кишень і заряди розташовують безпосередньо в прямолінійних виробках без забутовування.

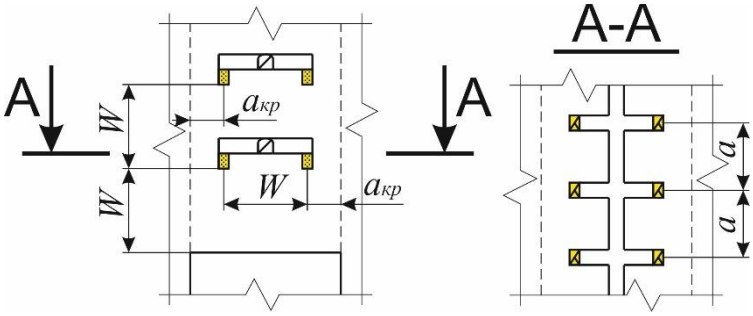



Рис. 10.30. Розрахункова схема відбивання руди мінними зарядами

Завдяки позитивним результатам підривань розроблено технологію відбивання горизонтальними концентраційними зарядами, розрахункова схема якої подана на рис. 10.31. У цьому випадку заряди розміщують безпосередньо в мінних виробках через 4–8 м. Порівняно з попередньою, за цієї зменшено трудомісткість робіт, поліпшено умови праці, але збільшено приблизно в 1,5 рази питомі витрати ВР і посилено сейсмічну дію вибуху на прилеглі виробки. Застосування цієї схеми не дало 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.

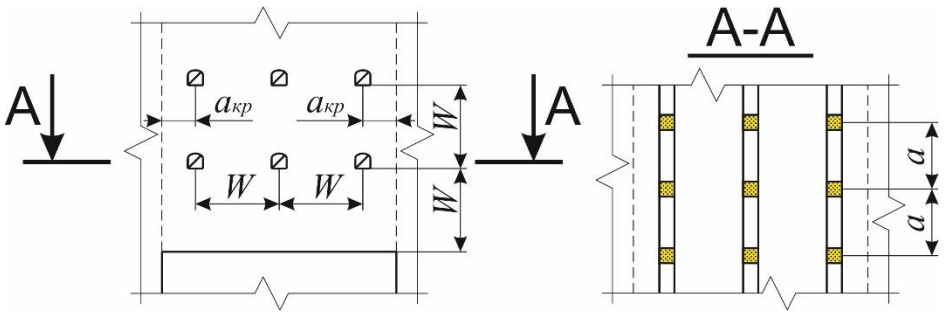



Рис. 10.31. Розрахункова схема відбивання руди горизонтальними концентраційними зарядами

Тому надалі було запропоновано відбивання руди вертикальними концентраційними зарядами, розрахункову схему якої подано на рис. 10.32. За умови застосування даної схеми підготовка блоку майже не відрізняється від попередніх схем. Однак з підповерхових штреків або ортів проводять не мінні колодязі, а короткі одно- або двосторонні підняттєві, устя яких засипають відбитою рудою в процесі підривання останнього комплекту шпурів під час проведення. Утворені зарядні камери з'єднують з горизонтальними виробками за рахунок буріння штангового 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. Цю схему застосовують за умови достатнього за обсягу компенсаційному просторі.

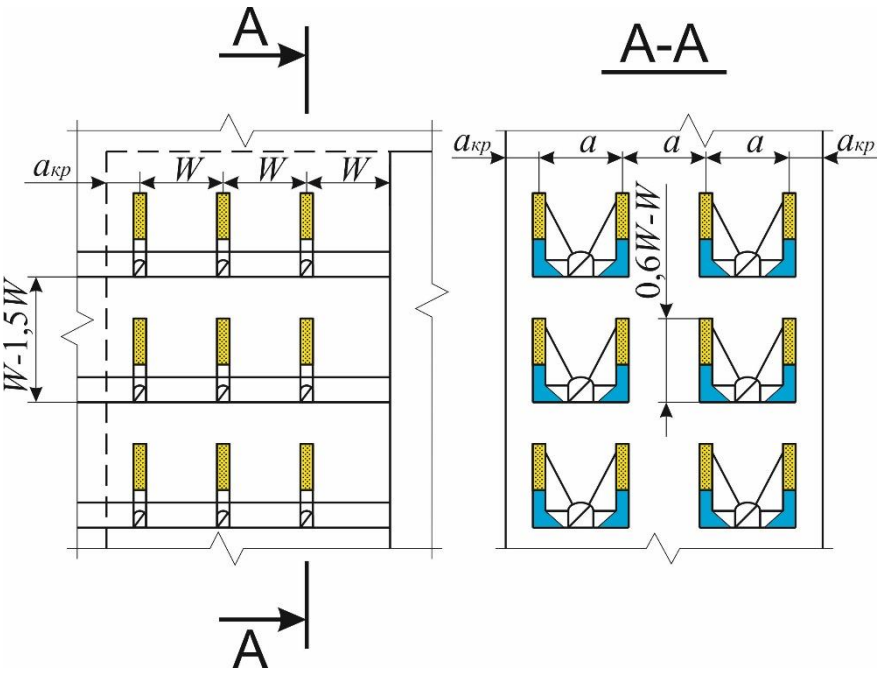



Рис. 10.32. Розрахункова схема відбивання руди вертикальними концентраційними зарядами

До основних переваг відбивання руди концентраційними (мінними) зарядами відносять: можливість відбивання руди там, де неможливо бурити свердловини; високий рівень продуктивності праці робітника з відбивання, що становить 400–600 т/зміну. Недоліки: велика сумарна довжина мінних виробок; складність і низька продуктивність проведення мінних виробок; невитримані контури виймання; збільшені (приблизно в 1,5 рази порівняно зі свердловинним відбиванням) втрати та збіднення руди, порушення навколишнього масиву та часткове руйнування прилеглих виробок, великий відсоток (40–70%) виходу негабариту, що суттєво знижує продуктивність робітника з доставки руди.

Свого часу відбивання руди концентраційними (мінними) зарядами було поширене, але в подальшому, у зв'язку зі своїми суттєвими недоліками, воно майже витіснене свердловинним відбиванням. Як основний спосіб відбивання,

воно може зберегтися на якийсь час в обмежених масштабах для виймання досить абразивних руд, в яких операція буріння свердловин досі не дала задовільних результатів, а також для вельми тріщинуватих руд, якщо в них вибухові 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 та збіднення відбитої руди. Багаторічний досвід шахт Криворізького залізорудного басейну довів, що відсутність забутовування мінних виробок негативно не впливає на ефективність відбивання руди концентраційними зарядами та значно спрощує умови заряджання мінних виробок. Основними параметрами у процесі відбивання руди концентраційними зарядами є лінія найменшого опору та відстань між мінними зарядами в шарі, що відбивається. Виходячи з практичного досвіду, оптимальна ЛНО (*W*) у процесі відбивання руди концентраційними зарядами становить 7–10 м.

Відстань між мінними зарядами

$$a = m \cdot W \text{, м.} \qquad (10.73)$$

де $m$ – коефіцієнт зближення концентраційних зарядів, що дорівнює 0,8–1,0.

Крайні заряди розташовують на відстані $a_{кр}$ = (0,3...0,4) $W$ від проєктного контуру відбивання.

Величина концентраційного заряду

$$Q_{к.зар} = q_{баз} \cdot f\left(n\right) \cdot k_{заб} \cdot W^3 \text{, кг,} \qquad (10.74)$$

де $q_{баз}$ – питома витрата ВР, що дорівнює

$$q_{баз} = 0{,}431 \cdot f^{0,7} \text{, кг/м}^3\text{,}$$

де $f$ – коефіцієнт міцності руди або породи; $f(n)$ – функція показника дії вибуху дорівнює 1,0, коли відбивання руди і 0,4, коли обвалення породи; $k_{заб}$ – коефіцієнт забивки дорівнює 1,0, коли здійснюють забутовування мінних виробок і 1,0–1,5, коли підривання здійснюють без мінних кишень і забутовування.

За отриманими параметрами буропідривних робіт будують схему розташування концентраційних (мінних) виробок, користуючись розрахунковими схемами, поданими на рис. 10.30, 10.31 і 10.32.

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (10.51).

Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері

$$Q_{вр} = Q_{к.зар} \cdot n_з \text{, кг,} \qquad (10.75)$$

де $n_з$ – кількість концентраційних (мінних) зарядів у камері.

## 10.5. Ліквідація зависань руди та подрібнення негабариту

За наявності в рудній масі негабаритних грудок в процесі доставки по виробках видобувного блоку їх розбивають, тобто здійснюють ***вторинне подрібнення руди***. Сюди не відносять подрібнення руди поза межами очисного блоку в загальношахтних дробарках.

Вторинне подрібнення застосовують зазвичай у разі буропідривного

відбиванні. Вихід негабариту у відсотках до загальної кількості рудної маси змінюється від 0 % до 10–25 %. Великі значення належать до міцної руди, значної потужності покладу, у разі відбивання свердловинами та тим більше концентраційними зарядами і до відносно малого розміру кондиційних грудок. Водночас вплив потужності покладу істотно впливає у межах до 5 м, якщо відбивання здійснюється шпурами, до 10–12 м, коли відбивання виконується свердловинами і до 20–30 м у разі відбивання мінними зарядами. Руйнують негабарити переважно підривним способом. Місцями робіт можуть бути: очисний простір, якщо доступ до нього безпечний, виробки для доставки руди, випущеної з очисного простору, спеціальні виробки для вторинного подрібнення (рис. 10.33).

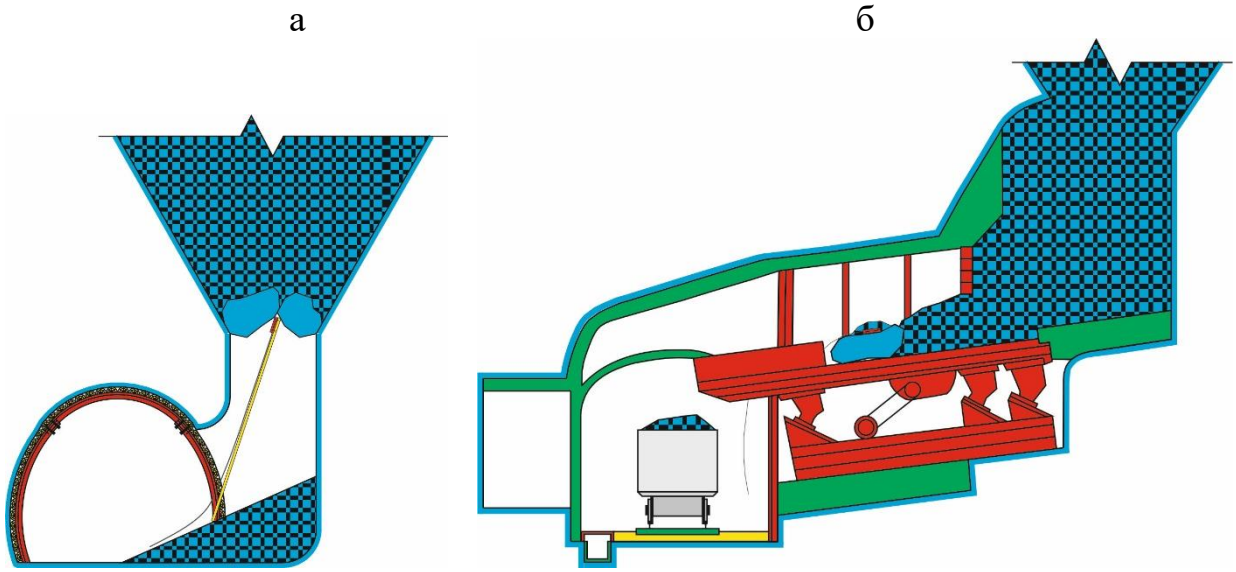



Рис. 3.50. Підривання у випускних виробках: а – ліквідація зависання руди фугасним зарядом; б – подрібнення негабариту на віброживильнику накладним зарядом

Великі грудки, що лежать у виробці, подрібнюють накладними зарядами або розміщують заряди в неглибокі (близько 10 см) шпури. Є не особливо міцні, але настільки в’язкі руди, що їх грудки погано руйнуються накладними зарядами, тому бурять шпури. Зазвичай великі грудки відкладають у бік за допомогою вантажно-доставного обладнання, а потім, коли все вільне місце вже зайнято ними або коли закінчується робоча зміна, руйнують відразу всі грудки серією зарядів, які з’єднують ДШ. Питома витрата ВР на подрібнення негабариту накладними зарядами складає 1,5–2,0 кг/м$^3$, шпуровими зарядами – 0,4–0,8 кг/м$^3$. Великі витрати ВР викликають тривалу загазованість виробок і значний розліт грудок. Під час випуску руди негабаритні грудки найчастіше зависають у горловинах випускних виробок. Зависання утворюються також і за порівняно дрібної руди, коли грудки розклинюються.

Ліквідацію зависань здійснюють фугасними зарядами масою 2–10 кг і більше (за особливим дозволом), що встановлені на жердинах. Питомі витрати

ВР становлять 20–30 кг/м$^3$ на грудку, що розбивається. Великі заряди потребують тривалого провітрювання та руйнують виробку. Для ліквідації високих зависань, особливо в рудоспусках, можуть застосовують стріляючі системи, що доставляють заряди ВР до руди, яка зависла.

## 10.6. Проведення масового вибуху в підземних умовах

***Масовий вибух (МВ) на підземних роботах*** – це вибух, під час здійснення якого потрібен час для провітрювання та відновлення робіт у шахтах більший, ніж це передбачено розрахунком у разі повсякденної організації робіт (перевищує час міжзмінної перерви).

Підготовка та виконання МВ на підприємстві здійснюються відповідно до вимог технічної документації:

- типового чи спеціального проєкту проведення буропідривних робіт;
- технічного розрахунку МВ;
- розпорядку проведення МВ, якщо загальна вага заряду ВР до 5 т;
- розпорядку проведення МВ, якщо загальна вага заряду ВР понад 5 т.

Проведення МВ для обвалення блоків, руйнування міжкамерних цілків, стелин у разі застосування поверхово-камерних систем розробки родовища, а також для ліквідації порожнин, що загрожують обваленням поверхні, здійснюють за спеціальним проєктом, який складають на кожний вибух для конкретних умов на підставі типового проєкту.

Розпорядок проведення МВ є складовою частиною технічного розрахунку вибуху. У розпорядку проведення МВ зазначають порядок, строки виконання та осіб, відповідальних за доставку ВР, розстановку постів охорони небезпечної зони, аншлагів, заряджання, введення П-Б, монтаж і перевірку справності підривної мережі, подачу команди на вибух, забезпечення провітрювання після МВ та допуску працівників у шахту чи район вибуху.

Під час підготовки МВ у підземних виробках на період заряджання свердловин (камер) у разі будь-якої витрати ВР на МВ встановлюються дві зони: заборонена та небезпечна.

Заборонена зона призначена для виключення впливу різних обставин (дій, чинників, робіт тощо) на процес заряджання, що можуть призвести до аварії (передчасного вибуху, пожежі тощо). Вона встановлюється під час заряджання свердловин (камер) будь-якими ВР і повинна становити не менше 50 м у всіх виробках, які йдуть від зарядної машини (ЗМ) та крайніх свердловин (камер), що заряджаються. Змінний запас ВР може знаходитися на відстані не менше 30 м від ЗМ. У разі спалаху ВР повинні бути передбачені маршрути евакуації людей. У межах забороненої зони можуть знаходитися тільки працівники, що пов’язані із зарядженням свердловин (камер), і посадові особи шахти, відповідальні за безпеку ведення робіт у зміні (на дільниці). Інші працівники і посадові особи допускаються в цю зону тільки за спеціальними разовими перепустками за підписом керівника підривних робіт МВ.

Заборонена зона визначається в проєктах МВ із вказівкою місць виставляння постів охорони або аншлагів.

Межі небезпечних зон дії вибуху на людей під час підготовки і проведення МВ у підземних виробках повинні встановлюватися на періоди: заряджання, введення П-Б, монтажу підривної мережі, проведення МВ.

Межі небезпечної зони під час пневмозаряджання гранульованими ВР свердловин (камер) розраховуються за дією ударно-повітряної хвилі (УПХ) від можливого вибуху максимальної маси ВР:

- у ЗМ;
- в одній свердловині (камері), що заряджається.

Вони встановлюються у всіх виробках, що йдуть від ЗМ та крайніх свердловин (камер), що заряджаються. На межах небезпечної зони виставляються пости охорони або аншлаги.

ЗМ під час пневмозаряджання повинна встановлюватися на відстані не менше 50 м від діючої відкотної виробки.

У виробці, де встановлена ЗМ, а також у підповерхових виробках, де проводиться заряджання свердловин (камер) у межах небезпечної зони, заборонені всі інші види робіт.

За межами виробок, де встановлена ЗМ, у небезпечній зоні допускається виконання необхідних робіт, визначених проєктом МВ.

На межах небезпечної зони виставляються аншлаги, а на межі виробок, де встановлена ЗМ, виставляються пости охорони.

Під час заряджання свердловин (камер) ЕВР небезпечні зони можуть не визначатися.

Небезпечну зону на періоди введення П-Б і монтажу підривної мережі потрібно встановлювати:

- під час електричного ініціювання вибуху – від початку виконання цих робіт;
- під час використання НСІ з низькоенергетичними хвилеводами – від моменту під’єднання дільничної підривної мережі до магістральної.

У межах небезпечної зони можуть знаходитися тільки особи, пов’язані з виконанням цих робіт. На межах небезпечних зон повинні виставлятися пости охорони.

На період проведення МВ з вагою ВР до 5000 кг усі працівники виводяться за межі небезпечної зони. У такому випадку в розрахункову небезпечну зону за дією УПХ повинні входити всі виробки з витікаючим струменем повітря, по яких прямують отруйні гази від місця МВ до збірної вентиляційної виробки. На межах небезпечних зон повинні виставлятися пости охорони.

Якщо маса ВР перевищує 5000 кг або МВ з будь-якою вагою ВР обвалюється стелина камери чи міжкамерний цілик (вибухи спеціального призначення), то межі небезпечної зони за дією УПХ на період монтажу підривної мережі та проведення МВ не визначаються, а всі працівники (за винятком підривників під час монтажу підривної мережі) виводяться на поверхню.

Команда на проведення вибуху подається керівником підривних робіт МВ після повного виведення працівників з небезпечних зон або з шахти.

На посту охорони можуть знаходитися особи, які призначені відповідним розпорядчим документом керівника підривних робіт. Постовим забороняється доручати роботу, не пов’язану з виконанням прямих обов'язків. Пост повинен знаходитися в закріпленій виробці не менше ніж за одним її поворотом під кутом не менше ніж 90°.

Прохід до небезпечної зони дозволяється посадовим особам суб’єкта господарювання, які здійснюють ці підривні роботи, працівникам контролюючих органів і Держгірпромнагляду України в супроводі технічного представника суб’єкта господарювання тільки через пост охорони № 1, де розташовано місце укриття майстра-підривника (підривника), з обов'язковим його повідомленням. Після подачі попереджувального сигналу вхід до забороненої зони забороняється, окрім персоналу, який зайнятий проведенням підривних робіт.

Аншлаги встановлюються на межах небезпечних зон у центрі виробок на висоті 1–1,5 м з написами з боку можливого підходу людей: «Стій, ведуться підривні роботи!», дата та час вибуху, «Вхід заборонений, виробка провітрюється», дата і час вибуху.

Відповідальними особами за установку і зняття постів охорони та аншлагів є посадова особа, яка призначена відповідним розпорядчим документом.

Усі особи, що беруть участь у підготовці і проведенні МВ, повинні бути ознайомлені з проєктною документацією під підпис.

Допустимий тиск на фронті УПХ для працівників під час підготовки МВ в підземних умовах не повинен перевищувати 20,0 кПа. Під час проведення МВ необхідно захищати підземні споруди, комунікації тощо від руйнування дією УПХ шляхом застосування захисних пристроїв, що забезпечують ослаблення хвилі до заданих значень. Під час проєктування МВ у проєкт на вибух необхідно включати розділ, що визначає необхідні заходи безпеки, у тому числі провітрювання всіх виробок, у які можуть потрапити отруйні гази вибуху, порядок допуску працівників до місць, перебування в яких може становити небезпеку.

ВР на МВ завозяться згідно із затвердженим керівником підприємства графіком у кількості, визначеній проєктом на МВ. Доставка ВР на МВ починається після того, як комісія, яка приймає блок (панель) на готовність його до виконання МВ, визначить, що все відповідає вимогам проєкту на МВ, про що складається акт про готовність до проведення МВ блока (панелі).

Безпосереднє заряджання починається після того, як відповідальний керівник МВ, якщо вага заряду до 5 т, відповідальний керівник МВ, якщо вага заряду понад 5 т, упевняться у тому, що зарядне устаткування та місця робіт у виробках підготовлені.

Заряджання свердловин, що мають вихід в очисний простір, без попередньої їх герметизації забороняється.

Поруч із зарядним устаткуванням має зберігатися ВР у кількості, що не перевищує визначену проєктом на МВ.

Звільнену від ВР тару необхідно складати в спеціальному місці, але не ближче 10 м від транспортної одиниці (штабеля) з ВР. Після закінчення

заряджання вищезазначену тару необхідно очистити від залишків ВР. Подальше використання тари визначається розпорядчим документом керівника підприємства.

Під час пневматичного заряджання забороняється:

● одночасно заряджати свердловини тротило- та алюмомісткими ВР чи змішувати два або більше видів ВР;

● використовувати зарядні трубопроводи, що не мають сертифіката відповідності заводу-виробника. У цих випадках допускається їх використання після контрольної перевірки щодо визначення питомого електричного опору спеціалізованою організацією;

● не приступати до заряджання у тупиковій виробці, якщо відсутня налагоджена система провітрювання;

● залишати просипані ВР на підошві виробки. На місці заряджання під висхідними свердловинами необхідно розстеляти брезент чи інший матеріал для забезпечення повного збирання просипів ВР, які підлягають знищенню у порядку, визначеному розпорядчим документом керівника підприємства. Просипані ВР не підлягають застосуванню під час заряджання. Їх необхідно зібрати у мішки з-під ВР і підірвати одночасно з МВ.

Заряджання свердловин (шпурів) на висоті більше 2 м має проводитися відповідно до Правил (НПАОП 0.00-1.66-13).

Дозволяється виконувати ініціювання свердловинних зарядів проміжними детонаторами (патронованими ВР, шашками), водночас швидкість детонації проміжного детонатора має бути не нижче швидкості детонації ВР основного заряду.

Уведення П-Б у свердловину необхідно здійснювати вручну. Дозволяється використовувати для цього зарядні трубопроводи чи механізовані подавачі.

Під час пневматичного заряджання забороняється перебування електродетонаторів у вибої.

У разі застосування НСІ та підриванні зарядів за допомогою ДШ допускаються пряме і зворотне ініціювання, водночас П-Б необхідно розташовувати так, щоб унеможливити його зміщення під час подачі ВР, а також забезпечити захист КД від механічної дії потоку ВР. Гільзу КД необхідно утопити в П-Б на всю її довжину.

У разі виникнення аварійної ситуації процес заряджання необхідно негайно припинити. Оператор зарядного устаткування має відключити аварійно небезпечне устаткування, попередити підривника, який заряджає свердловини (шпури), усіх причетних до заряджання, особу технічного нагляду у зміні про аварійну ситуацію, що виникла. Оператор повинен знати ознаки можливих аварійних ситуацій і заходи щодо їх усунення.

У разі припинення подачі стисненого повітря оператор повинен перекрити пускові пристрої зарядного устаткування.

За будь-яких порушень зв’язку між оператором, який обслуговує зарядне устаткування, і підривником, який заряджає свердловини (штангові шпури), необхідно терміново зупинити роботи з пневматичного заряджання.

У разі утворення в транспортній системі пробок і несправності зарядного устаткування необхідно зупинити процес заряджання, знизити величину тиску стисненого повітря до нульового значення, від'єднати зарядний трубопровід від устаткування та вжити заходів щодо усунення неполадок відповідно до вимог настанови з експлуатації обладнання.

Заряджання та підривання свердловин (штангових шпурів) виконують за відповідним технічним розрахунком, з яким виконавців ознайомлюють під підпис.

Конструкцію зарядів необхідно передбачити в типовому проєкті проведення буропідривних робіт.

Строк перебування зарядів у свердловинах (штангових шпурах) має не перевищувати для гранульованих ВР семи діб, для ЕВР – відповідно до встановлених ТУ.

Заряджені свердловини необхідно постійно охороняти на дільниці, на якій проведене заряджання. Технічний керівник вибуху забезпечує прийом-передачу заряджених свердловин як за вагою ВР, так і за кількістю зарядів згідно з типовим проєктом ведення підривних робіт.

До технічного розрахунку на виконання вибуху з випереджаючим заряджанням додаються:

● фактична схема розміщення свердловин (штангових шпурів), їх глибина із скоригованими перерізами, планами, схемою виставлення постів охорони;

● графік підривання, затверджений розпорядчим документом головного інженера шахти;

● розрахунок провітрювання і схема вентиляції блока (панелі), виконані начальником дільниці та погоджені з начальником ПВС шахти.

Відповідальний або технічний керівник з підривання свердловин за графіком призначається на період виконання робіт із зазначенням його прізвища, ініціалів у розпорядку проведення МВ.

Відповідальні особи за виконання кожної операції з підготовки і підривання свердловин (штангових шпурів) за графіком призначаються на зміну із зазначенням їх прізвищ, ініціалів у книзі нарядів.

У випадках, коли для заряджання та підривання свердловин потрібен час більше ніж одна зміна, має бути визначений і затверджений керівником підприємства за умови письмового повідомлення територіального органу Держгірпромнагляду України та уведений у дію відповідним розпорядчим документом по підприємству особливий порядок обліку ВМ на весь час підготовки та проведення МВ.

Відключення електричного струму проводиться під час:

● пневматичного заряджання свердловин (камер) та уведення патронів-бойовиків з електродетонаторами в межах забороненої зони (50 м);

● монтажу електричної системи ініціювання по виробках, де прокладається електрична мережа для підривання зарядів ВР. Дозволяється не відключати освітлювальні мережі з напругою менше ніж 42 В на змонтованих ділянках та вентилятори місцевого провітрювання.

Роботи із заряджання необхідно виконувати після одержання повідомлення про відсутність шкідливих газів у вибої.

П-Б з електричними засобами ініціювання дозволяється вводити в заряди тільки після виведення працівників за межі небезпечної зони і безпосередньо перед підриванням зарядів.

Для розташування безпосередньо П-Б чи НСІ першим від дна свердловини (штангового шпуру) дозволяється застосовувати зарядний трубопровід, оснащений надставкою-проштовхувачем одноразового використання (парашут).

Досилати П-Б з детонатором із застосуванням набійника необхідно обережно. Водночас вивідні (сполучні) проводи електродетонаторів або хвилеводи НСІ повинні мати слабину. Дозволяється П-Б та пасивний патрон ВР розміщувати в поліетиленовому рукаві з товщиною плівки не менше ніж 0,5 мм.

Поводження з НСІ у разі використання набійника повинно здійснюватися відповідно до інструкції з експлуатації. Необхідно забезпечувати надійне з'єднання елементів системи та вживати заходів щодо недопущення пошкодження хвилеводів і КД, а в разі досилання П-Б довжину трубок хвилеводів НСІ необхідно обирати з урахуванням глибини розміщення П-Б у свердловині та відстані між устями свердловин.

Необхідно застосовувати НСІ однієї системи, враховуючи гарантований строк використання.

Перед застосуванням комплекти НСІ необхідно перевірити на наявність дефектів: вм'ятин, корозії, тріщин на боковій і донній поверхнях КД, тріщин, порізів та проколів на хвилеводах. З такими дефектами комплекти НСІ застосовувати забороняється. Кінці трубок повинні мати обов'язкову герметизацію.

У разі застосування забивника-досилача П-Б у свердловину всі його елементи не повинні пошкоджувати хвилевід НСІ.

Командир державної аварійно-рятувальної служби (ДАРС) разом із керівником шахти мають скласти план обслуговування електроустаткування, водовідливних і вентиляційних установок працівниками ДАРС до, в період підготовки та після проведення МВ.

У споруді головної вентиляційної установки на поверхні після проведеного МВ на строк провітрювання необхідно виставити пост працівників ДАРС, до обов'язків яких належать:

- контроль за складом отруйних газів у дифузорі вентилятора під час його роботи на всмоктування;
- забезпечення роботи вентилятора у випадку проникнення газу в споруду.

Спуск працівників ДАРС у шахту на пост після МВ вагою понад 5,0 т дозволяється не раніше ніж через одну годину, у виробки району вибуху – не раніше ніж через дві години. У разі проведення спеціального МВ з руйнування стелин або ціликів спуск працівників ДАРС у шахту на пост дозволяється через дві години після вибуху, до району вибуху – не раніше ніж через чотири години, для виконання робіт у районі вибуху – не раніше ніж через 8 годин після МВ.

Працівники ДАРС мають виконувати у гірничих виробках роботи, передбачені завданням відповідального керівника МВ.

Допуск працівників у підземні виробки дозволяється відповідальним керівником МВ тільки після отримання від командира ДАРС інформації про повне провітрювання і встановлення нормальної рудникової атмосфери в шахті чи на окремих її ділянках.

У першу робочу зміну після МВ керівники дільниць або їх заступники мають особисто перевіряти стан виробок (вибоїв) на дільниці. У разі виявлення ознак небезпеки необхідно вивести працівників у безпечне місце та повідомити про це диспетчера та керівника підприємства (рудника, шахти).

У разі виявлення після МВ поодиноких або групових зарядів, що не зініціювали, відповідальний керівник МВ повинен діяти відповідно до вимог Правил (НПАОП 0.00-1.66-13).

Під час випуску гірничої маси, що відбита вибухом, необхідно здійснювати постійний контроль за вмістом залишків у ній ВМ.

Територія обвалення поверхні, що визначається маркшейдерською службою, має бути огороджена.

Розпорядчим документом керівника підприємства встановлюється порядок систематичного аналізу результатів МВ для прийняття рішень з уточнення параметрів та удосконалення бурових та підривних робіт.

## 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 у процесі 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 у процесі розвороту воронок.*

*7. Наведіть порядок розрахунку параметрів БПР у процесі утворення траншеї.*

*8. Дайте визначення, що називається відрізкою запасів руди в блоці і відрізною щілиною.*

*9. Охарактеризуйте існуючі способи утворення відрізної щілини 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.*

# 11. ВИКОНАННЯ ПІДРИВНИХ РОБІТ У ВУГІЛЬНИХ І НАФТОВИХ ШАХТАХ

*Викладено основні відомості про виконання підривних робіт у вугільних і нафтових шахтах. Розглянуто особливість розрахунку параметрів буропідривних робіт в очисному вугільному вибої. Наведено рекомендації щодо безпечного ведення підривних робіт у породах (пластах) вугільних шахт, небезпечних за газом та (або) пилом і гірничими ударами, а також у нафтових шахтах.*

*Мета – сформувати знання про особливості ведення підривних робіт у вугільних і нафтових шахтах*

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:
- визначати параметри буропідривних робіт в очисному вугільному вибої;
- пояснювати особливість підривних роботів у вугільних шахтах;
- застосовувати правила безпеки під час проведення струсного підривання;
- характеризувати підривні роботи у нафтових шахтах.

## 11.1. Параметри буропідривних робіт в очисному вугільному вибої

У процесі відбивання вугілля в лаві з машинним врубом шпури розташовують у один, два та більше рядів (залежно від потужності пласта) перпендикулярно до фронту вибою. Глибина шпурів звичайно дорівнює глибині врубу. Відстань між шпурами приймається в межах від 1 м до 3 м, залежно від міцності вугілля. Питома витрата ВР визначається за формулою проф. М.М. Протод'яконова

$$q = 0{,}15 \cdot \sqrt{f} \cdot \left( \sqrt{0{,}2 \cdot f} + \frac{1}{L} \right) \cdot e \cdot k \text{, кг/м}^3, \qquad (11.1)$$

де $L$ – довжина вибою, м; $k$ – коефіцієнт, що враховує додаткову витрату ВР для більш дрібного дроблення, що дорівнює 1,0–1,3.

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

$$Q = q \cdot l_{ш} \cdot m \cdot L \text{, кг}, \qquad (11.2)$$

де $l_{ш}$ – довжина шпуру, що дорівнює 1–3 м; $m$ – потужність пласта, м.

Кількість шпурів на вибій

$$N = \frac{Q}{q_{зар}} \text{, шт.} \qquad (11.3)$$

У процесі відбивання вугілля в лаві без підрублювання пласта шпури зазвичай розташовують у 1 або 2 ряди похило, під кутом 60–70° до лінії вибою. Відстань між шпурами становить 0,6–1,0 м, питома витрата ВР 0,3–0,7 кг/м$^3$.

## 11.2. Підривні роботи у вугільних шахтах, небезпечних за газом та (або) пилом

Під час ведення підривних робіт у вугільних шахтах, небезпечних за газом та (або) пилом, перед кожним заряджанням шпурів, їх підриванням та під час огляду вибою після підривання, майстер-підривник повинен проводити вимір концентрації метану. Забороняється виконувати підривні роботи у разі концентрації метану 1 % і більше у вибоях та виробках, що примикають до них, на відстані 20 м від них, а також у місці укриття майстра-підривника. Замір концентрації метану в місці укриття майстра-підривника також повинен проводитися перед кожним підключенням електропідривної мережі до підривного приладу.

Дозволяється здійснювати підривні роботи в очисних, підготовчих вибоях і на окремих ділянках виробок, де є газовиділення або вибухонебезпечний пил, під час дотримання певного режиму, розробленого суб'єктом господарювання за узгодженням з територіальним органом Держгірпромнагляду України. Установлені групи вибоїв і виробок та режими підривних робіт у них зазначені в додатку 11 до Правил (НПАОП 0.00-1.66-13).

На початок міжзмінних перерв або спеціальних змін, що виділяються для проведення підривних робіт, усіх людей, що не зайняті заряджанням та підриванням, потрібно вивести з небезпечної зони вибуху та з виробок, якими будуть рухатись продукти вибуху, відповідно до групи вибоїв і виробок та режиму підривних робіт, передбачених у додатку 11 до цих Правил (НПАОП 0.00-1.66-13) для кожної групи вибоїв і виробок, а під час підривання у вибоях і виробках, віднесених до IV, V та VI груп, людей, що не зайняті заряджанням та підриванням, потрібно вивести також і з дільниці, де проводиться підривання. Спуск у шахту людей для роботи у цій зоні, після підривних робіт, необхідно проводити за спеціальними графіками, затвердженими директором шахти.

Для шахт з чотиризмінним режимом роботи час для проведення підривних робіт у вибоях і виробках, віднесених до III, IV та V груп, дозволяється передбачати на початку або в кінці змін, або у спеціально виділені для підривних робіт зміни.

Ліквідацію відмов зарядів у вибоях і виробках, віднесених до I, II, III та IV груп, дозволяється проводити у будь-який час зміни за умови, що люди будуть знаходитись у виробках із свіжим струменем повітря, за межами небезпечної зони вибуху, а у виробках з вихідним струменем – у місцях, де вміст шкідливих продуктів вибуху не перевищує припустимих норм, і за межами небезпечної зони вибуху. Ліквідацію відмов зарядів у вибоях виробок, віднесених до V та VI груп, необхідно проводити за умови дотримання режимів ведення підривних робіт для цих груп вибоїв та виробок.

Режими ведення підривних робіт потрібно оформлювати за формою, наведеною в додатку 12 до цих Правил (НПАОП 0.00-1.66-13).

Режими ведення підривних робіт необхідно складати щороку, узгоджувати з територіальними органами Держгірпромнагляду України та затверджувати директором шахти.

У шахтах, де гірничі роботи виконуються одночасно силами шахт та підрядних організацій, а виробки об'єднані у єдину вентиляційну систему, режими ведення підривних робіт затверджує директор шахти. Режими ведення підривних робіт необхідно переглядати в разі зміни гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов проведення виробок.

Підривні роботи дозволяється проводити тільки:

● у вибоях виробок, що безперервно та стійко провітрюються відповідно до вимог Правил безпеки у вугільних шахтах, затверджених наказом Державного комітету України з промислової безпеки, охорони праці та гірничого нагляду від 22 березня 2010 року № 62, зареєстрованих у Міністерстві юстиції України 17 червня 2010 року за № 398/17693 (далі – НПАОП 10.0-1.01-10), і після здійснення необхідних заходів щодо боротьби з вибухами пилу;

● із застосуванням ЕД, у цьому разі у виробках з підвищеним виділенням метану повинні застосовуватися тільки іскробезпечні підривні прилади;

● майстрами-підривниками, а в найбільш складних умовах (під час струсного підривання, дроблення негабаритних кусків породи, підривної посадки покрівлі в очисних вибоях, масових підземних вибухів з ослаблення важкообрушуваних покрівель, ліквідації відмов тощо) – у присутності посадової особи, відповідальної за безпеку ведення робіт у зміні (на дільниці).

Забороняється:

● часткове вибурювання газоносних пластів у тупикових вибоях підготовчих виробок, що проводяться підривним способом по породах;

● попереднє руйнування вугільного масиву в очисних вибоях поперед комбайнів, стругів. Ця вимога не поширюється на випадки безлюдного виймання вугілля, гідропідривання, а також повного відбивання вугілля та породи в зонах геологічних порушень.

Вибір видів ВМ та типів забивки необхідно здійснювати відповідно до типового проєкту ведення підривних робіт, залежно від ступеня небезпеки робіт у вибої виробки, умов підривання зарядів і необхідності створення запобіжного середовища, відповідно до вимог, перелічених нижче.

Незапобіжні ВР II класу дозволяється застосовувати:

1) під час проведення горизонтальних, похилих, підняттєвих та вертикальних виробок, а також поглиблення шахтних стволів з діючих горизонтів шахт у разі дотримання таких умов:

● відсутності у вибоях вугільних пластів, пропластків, а також виділення метану;

● підтоплення водою вибою ствола, що поглиблюється, перед підриванням на висоту не менше ніж 20 см за найвищою точкою вибою;

● відставання від будь-якої точки вибою до вугільного пласта (у разі наближення до нього) не менше ніж 5 м за нормаллю. Після перетину пласта вибоєм виробки відстань від будь-якої точки вибою до пласта повинна бути більше ніж 20 м по довжині виробки;

● якщо виробка закріплена монолітним кріпленням, що унеможливлює надходження до неї метану з пласта, ВР II класу можуть бути застосовані тільки після перетину вугільних пластів і пропластків;

2) у вибоях, що проводяться з поверхні шурфів або стволів шахт, небезпечних за газом та (або) пилом, у тому числі під час перетинання цими вибоями пластів, небезпечних через раптові викиди вугілля, породи та газу, у разі виконання таких умов:

● здійснення підтоплення водою вибою перед підриванням на висоту не менше ніж 20 см, зважаючи на найвищу точку вибою;

● здійснення підривання з поверхні за умови відсутності людей у стволі та на відстані не менше ніж 50 м від нього;

3) під час струсного підривання у виробках, яке проводяться по викидонебезпечних породах, за умови застосування водорозпилювальних завіс, що створюються підривним розпиленням води з поліетиленових посудин разом з туманоутворювальними завісами. У цьому разі підривання зарядів повинно проводитися з поверхні або з камер-укриттів;

4) під час торпедування вугільного масиву на пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля та газу;

5) під час застосування свердловинних зарядів для створення запобіжних надщитових подушок на дільницях, небезпечних за проривами глини та пульпи;

6) для попереднього розукріплювання важкообрушуваних покрівель у механізованих очисних вибоях за узгодженням з територіальним органом Держгірпромнагляду України.

Під час виконання перерахованих нижче робіт залежно від міцності порід і умов підривання дозволяється використовувати ВР:

● що не містять сенсибілізаторів, більш чутливих, ніж тротил (Амоніт 6ЖВ, амонал тощо), – під час проведення горизонтальних і похилих виробок (крім поглиблення стволів) по породах з коефіцієнтом міцності за шкалою проф. М.М. Протод'яконова $f < 7$, а також у разі знеміцнення важкообрушуваних порід будь-якої міцності;

● що містять гексоген або нітроефіри, – тільки у врубових шпурах під час проведення горизонтальних і похилих виробок (крім поглиблення стволів) по породах з коефіцієнтом міцності $f$ від 7 до 10. У всіх інших шпурах повинні застосовуватися ВР, що не містять сенсибілізаторів, більш чутливих, ніж тротил;

● дозволяється застосування будь-яких ВР під час проведення горизонтальних і похилих виробок по породах з коефіцієнтом міцності $f = 10$ і більше;

● дозволяється застосування будь-яких ВР у вибоях, що проводяться з поверхні шурфів і стволів шахт, небезпечних за газом та (або) пилом;

● під час торпедування вугільного масиву на пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля та газу; під час застосування свердловинних зарядів для створення

● запобіжних надщитових подушок на ділянках, небезпечних через прорив глини або пульпи; під час поглиблення стволів.

Запобіжні ВР III класу дозволяється застосовувати:

● у вибоях виробок, що проводяться тільки по породі, у тому числі по викидонебезпечних породах, у разі виділення метану та відсутності вибухонебезпечного пилу;

● у вибоях стволів, що проводяться тільки по породі, під час їх поглиблення з діючих горизонтів і виділення в них метану;

● під час розкриття пластів, небезпечних через раптові викиди вугілля та газу, до утворення відслонення пласта, за умови застосування водорозпилювальних завіс та наявності між пластом і вибоєм виробки породної пробки по всьому перерізу виробки. Розмір пробки (зважаючи на показник нормалі) повинен бути не менше ніж 2 м у разі розкриття крутих пластів і не менше ніж 1 м у разі розкриття пологих пластів.

Запобіжні ВР IV класу дозволяється застосовувати:

● у вугільних і змішаних вибоях виробок, що проводяться по вугільних пластах, небезпечних за вибухами пилу, у разі відсутності виділення метану в цих виробках;

● у вугільних і змішаних вибоях виробок, що проводяться по пластах, окрім підняттєвих (10° та більше), де відсутнє підвищене виділення метану під час проведення підривних робіт;

● під час струсного підривання, у тому числі камуфлетного, розкриття вугільних пластів після утворення відслонення та наступного проведення виробок довжиною не менше ніж 20 м;

● у бутових штреках з нижньою підривкою порід;

● у бутових штреках з верхньою підривкою порід за відносної метановості виїмкової дільниці менше ніж 10 $м^3/т$;

● під час підривання по породі в змішаних вибоях виробок, що проводяться по пластах, небезпечних через раптові викиди вугілля та газу, у разі випереджувального породного вибою;

● для підривання бічних порід з $f > 4$ у змішаних вибоях виробок з підвищеним виділенням метану під час підривних робіт за умови, що попередня виїмка вугілля буде проводитися без застосування підривних робіт;

● під час вибухової виїмки вугілля у лавах.

Запобіжні ВР V класу дозволяється застосовувати:

● у вугільних і змішаних вибоях горизонтальних, похилих і підняттєвих (до 10°) виробок з підвищеним виділенням метану під час підривних робіт. У цьому разі в змішаних вибоях по вугіллю та по породі необхідно застосовувати однакові ВР. В окремих випадках за рішенням територіального органу Держгірпромнагляду України, виданим на підставі висновку експертизи з безпечного ведення робіт, допускається застосовувати ВР V класу по вугіллю, а IV класу – по породі;

● у вугільних і змішаних вибоях підняттєвих (10° і більше) виробок, де виділяється метан, під час проведення їх з попередньо пробуреними свердловинами, що забезпечують провітрювання виробок завдяки загальношахтній депресії;

● у нішах лав, не віднесених до вибоїв з підвищеним виділенням метану;

● у бутових штреках, що проводяться з верхнім підриванням порід, за відносної метановості виїмкової дільниці 10 м$^3$/т і більше;

● для верхнього та змішаного підривання бічних порід з $f = 4$ і менше у змішаних вибоях виробок з підвищеним виділенням метану, під час проведення підривних робіт за умови, що попередня виїмка вугілля буде проводитися без застосування підривних робіт.

Запобіжні ВР VI класу дозволяється застосовувати:

● у верхніх нішах лав з підвищеним виділенням метану;

● у вугільних вибоях підняттєвих (10° і більше) виробок, у яких виділяється метан, у разі проведення їх без попередньо пробурених свердловин;

● у вибоях виробок, що проводяться по порушеному масиву (у тому числі у вибоях виробок, що проводяться у присічку до порушеного масиву), під час виділення в них метану. У цьому разі глибина шпурів повинна бути не більше ніж 1,5 м, а маса шпурового заряду патронованої ВР – не більше ніж 0,6 кг;

● для верхнього та змішаного підривання порід з $f = 4$ і менше у вентиляційних штреках, що проводяться услід за лавою.

Запобіжні ВР VII класу дозволяється застосовувати для таких видів спеціальних підривних робіт:

● для дроблення негабаритів накладними зарядами;

● для підривного перебивання дерев'яних стійок у разі осадки покрівлі.

Для кожного з перерахованих у цьому пункті видів робіт повинні застосовуватися ВР або заряди відповідно до вимог НПАОП 0.00-6.05-06.

У всіх вибоях виробок, крім тих, що проводяться струсним підриванням, а також під час виконання спеціальних підривних робіт дозволяється застосовувати запобіжні ВР і більш високого класу, ніж ті, що зазначені вище.

Забороняється у вугільних шахтах застосовувати ВР, що містять у своєму складі нітроефіри, з простроченим гарантійним терміном.

У вибоях виробок, де є газовиділення або вибухонебезпечний вугільний пил, дозволяється застосовувати тільки запобіжні ЕД миттєвої та короткоуповільненої дії.

У цьому разі повинні виконуватися такі умови:

● максимальний час сповільнення ЕД короткоуповільненої дії не повинен перевищувати 320 мс з урахуванням розкиду за часом їх спрацьовування;

● у підготовчих виробках, що проводяться по вугіллю, і в комбайнових нішах очисних вибоїв без машинного врубу усі заряди у вугільному вибої повинні підриватися від одного імпульсу струму підривного приладу;

● за довжини вугільного вибою більше ніж 5 м дозволяється ділити його по довжині на ділянки та проводити підривні роботи в кожній з них окремо тільки після підривання зарядів на попередній дільниці, прибирання відбитого вугілля, закріплення вибою і проведення комплексу заходів щодо попередження вибуху газу та вугільного пилу;

● у підготовчих виробках, що проводяться по вугіллю з підриванням бічних порід, підривання зарядів у шпурах по вугіллю та породі може проводитися як роздільно, так і одночасно (одним вибоєм або з випередженням одного з них), водночас роздільне підривання може здійснюватися тільки з дозволу керівника

шахти за умови кількості циклів не більше одного по вугіллю та одного по породі, за винятком випадків створення випереджувальних заходжень на початку проведення виробок, але не більше ніж 5 м.

Забороняється для проведення підривних робіт одночасна видача майстру-підривнику ВР різних класів, а також запобіжних і незапобіжних ЕД, у тому числі короткоуповільненої та уповільненої дії для різних вибоїв, якщо в одному з них застосовуються ЕД з більшим сповільненням або ВР більш низького класу.

Місця укриття майстрів-підривників повинні знаходитись у виробках, що провітрюються свіжим струменем повітря завдяки загальношахтній депресії на відстані від місця вибуху не менше ніж:

- 150 м у горизонтальних та похилих (до 10°) підготовчих виробках;
- 100 м у похилих, у тому числі підняттєвих (більше 10°) підготовчих виробках, але обов'язково в горизонтальній виробці та не ближче ніж 10 м від устя виробки або її сполучення з іншою виробкою;
- 50 м у лавах (пластах) при куті залягання до 18°;
- 50 м у лавах (пластах) при куті залягання 18° і більше, але не ближче ніж 20 м від сполучення з лавою (пластом) на штреку;
- 200 м в очисних вибоях камерного типу, а також під час погашення вугільних циліків;
- 50 м у щитових вибоях, але не ближче ніж 20 м від ходової печі;
- 100 м у процесі пропуску вугілля та породи у підняттєвих виробках;
- 50 м під час проведення стволів (шурфів) з поверхні.

Місця укриття майстра-підривника, розміщення постів охорони, інших людей у всіх випадках необхідно визначати у проєктах, паспортах або схемах БПР з урахуванням того, що відстань від місця укриття майстра-підривника до постів охорони, що розміщують за майстром-підривником, повинна бути не менше ніж 10 м, і від місця розміщення постів охорони до місцезнаходження інших людей також не менше ніж 10 м.

Проведення тупикових виробок довжиною більше ніж 100 м по вугіллю або змішаному вибою повинно здійснюватися за наявності постійної підривної магістралі, прокладеної до підривної станції в місці укриття майстра-підривника.

Заряджання та підривання зарядів кожного циклу, у тому числі під час роздільного підривання по вугіллю та породі, дозволено тільки після провітрювання вибою, виміру вмісту метану, прибирання відбитого вугілля, здійснення заходів щодо вибухозахисту вибою та прилеглих до нього виробок на відстані не менше 20 м.

В очисних вибоях на пластах, небезпечних за газом та (або) пилом (крім небезпечних за раптовими викидами), дозволяється розділяти очисний вибій по довжині на ділянки, що підриваються роздільно. У цьому разі заряджання та підривання зарядів на кожній ділянці дозволено проводити після підривання зарядів на попередній ділянці, прибирання відбитого вугілля, кріплення вибою та проведення комплексу заходів з попередження вибуху газу і вугільного пилу.

Під час засічки підготовчих і нарізних виробок по вугіллю та породі з інших виробок на відстані 5 м від сполучення необхідно передбачати зменшення

довжини шпурів і зарядів ВР з метою зниження небезпеки порушення кріплення, обвалення порід, а також ушкодження кабелів та трубопроводів.

У породних і змішаних вибоях підготовчих виробок у разі наявності газовиділення дозволено застосовувати тільки запобіжні ЕД миттєвої та короткоуповільненої дії. У цьому разі максимально припустиме сповільнення ЕД короткоуповільненої дії у всіх випадках не повинно перевищувати 320 мс.

Підривання комплекту зарядів у вибої дозволено проводити окремо, але не більше ніж за три прийоми. У цьому разі заряджання шпурів у кожному окремому прийомі повинно проводитися після підривання в попередньому і здійснення заходів, що забезпечують безпеку підривних та інших робіт у вибої.

Під час проведення виробок по породі, у яких відсутнє виділення метану, підривання може проводитися із застосуванням ЕД миттєвої, короткоуповільненої та уповільненої дії з часом сповільнення до 10 с без обмеження кількості прийомів і серій сповільнення, що пропускаються.

Мінімально припустима відстань між суміжними шпуровими зарядами наведена у табл. 11.1

Таблиця 11.1

Мінімально припустима відстань
між суміжними шпуровими зарядами

| Умови підривання | Мінімально припустима відстань між суміжними шпуровими зарядами, м, у разі застосування ВР, класу: | | | |
|---|---|---|---|---|
| | II | III–IV | V | VI |
| По вугіллю | 0,6 | 0,6 | 0,5 | 0,4 |
| По породі, коли $f < 7$ | 0,5 | 0,45 | 0,3 | 0,25 |
| По породі, коли $f = 7–10$ | 0,4 | 0,3 | - | - |

У вибоях виробок, де є газовиділення або вибухонебезпечний вугільний пил (окрім бутових штреків, що проводяться з підриванням покрівлі), дозволяється застосовувати у суміжних шпурах ЕД короткоуповільненої дії з інтервалом сповільнення не більше ніж 40 мс. У цьому разі до суміжних шпурових зарядів необхідно відносити заряди, відстань між якими не перевищує двократної відстані, мінімально припустимої згідно з табл. 11.1. У бутових штреках, що проводяться з підриванням покрівлі, дозволяється застосовувати тільки ЕД миттєвої дії.

ЕД уповільненої дії необхідно застосовувати для підривання зарядів у вибоях, де дозволяється використання незапобіжних ВР II класу за відсутності газовиділення та вибухонебезпечного пилу.

У виробках, де дозволяється використання незапобіжних ВР і ЕД уповільненої дії, необхідно застосовувати в одному вибої та видавати одному майстру-підривнику незапобіжні ВР різної працездатності або незапобіжні та

запобіжні ВР за умови розміщення ВР з меншою працездатністю тільки в оконтурювальних шпурах. Під час проведення таких виробок у напряму вугільних пластів або пропластків, небезпечних за газом та (або) пилом, з відстані 5 м (зважаючи на показник нормалі від них), а також на відстані 20 м після їх перетинання (рахуючи по довжині виробки) необхідно застосовувати запобіжні ВР і ЕД миттєвої та короткоуповільненої дії, з дотриманням заходів забезпечення безпеки, що передбачаються Правилами (НПАОП 0.00-1.66-13) для вибоїв, небезпечних за газом та (або) пилом.

Забороняється розміщувати в одному шпурі ВР різних класів або різних найменувань і більше одного П-Б у разі суцільного заряду.

Глибина шпурів під час підривання по вугіллю та породі повинна бути не менше ніж 0,6 м.

Заряд, що складається з двох і більше патронів ВР, необхідно вводити у шпур одночасно. П-Б дозволяється досилати окремо.

У ролі забійки повинні застосовуватися глина, суміш глини з піском, гідрозабійка в шпурах у сполученні із замикаючою забійкою з глини або суміші глини з піском, пластична забійка або інші матеріали, дозволені Держгірпромнаглядом України.

Під час підривання по вугіллю та породі мінімальна величина забійки, для всіх забивочних матеріалів, повинна становити:

- у разі глибини шпурів від 0,6 м до 1 м – половину глибини шпуру;
- у разі глибини шпурів більше 1 м – 0,5 м;
- у разі підривання зарядів у свердловинах – 1 м.

Відстань від заряду ВР до найближчої поверхні повинна бути не менше ніж 0,5 м по вугіллю і не менше ніж 0,3 м по породі, у тому числі під час підривання зарядів у породному негабариті. У випадках застосування ВР VI класу під час підривання по вугіллю відстань від заряду ВР до найближчої поверхні може бути зменшена до 0,3 м.

На пластах, небезпечних через пил, перед кожним підриванням у вибоях, що проводяться по вугіллю або по вугіллю з підриванням бічних порід, повинно проводитися осланцювання або зрошення осілого вугільного пилу з додаванням змочувача як у вибої, так і у виробці, що примикає до вибою, на відстань не менше ніж 20 м від зарядів, що підриваються.

В очисних вибоях на пластах, небезпечних за вибухами пилу, під час підривання по вугіллю в кутках або нішах лав повинно проводитися осланцювання або зрошення привибійного простору водою із застосуванням змочувачів.

У привибійному просторі гірничих виробок під час підривання шпурових зарядів вибухозахист (водоповітряні, порошкові завіси тощо) повинен здійснюватися відповідно до вимог чинного законодавства.

Торпедування порід і вугільного масиву шляхом підривання свердловинних зарядів повинно проводитися відповідно до вимог чинного законодавства.

## 11.3. Струсне підривання

Струсне підривання повинно здійснюватися під час розробки пластів, схильних до газодинамічних явищ, породи та газу, а також на загрозливих пластах, де за поточним прогнозом отримано прогноз «Небезпечно», у певному режимі, спрямованому на захист людей від наслідків можливих викидів, у тому числі:

- під час проведення горизонтальних, похилих (що проводяться зверху донизу) і підняттєвих (з кутом нахилу до 10° включно) виробок, а також для відбивання вугілля в очисних вибоях;
- під час розкриття викидонебезпечних вугільних пластів потужністю більше 0,1 м;
- під час розкриття вугільних загрозливих пластів, якщо прогнозом встановлено небезпечні значення показників викидонебезпечності або прогноз перед розкриттям не здійснювався;
- під час розкриття пісковиків на глибині 600 м і більше, якщо прогнозом встановлено, що пісковик викидонебезпечний або прогноз викидонебезпечності перед розкриттям не здійснювався;
- під час проведення виробок по викидонебезпечних пісковиках.

Вимоги Правил (НПАОП 0.00-1.66-13) зі струсного підривання також поширюються на пластове і породне (передове) торпедування, призначене для запобігання раптовим викидам вугілля та газу.

Підривні роботи під час розкриття пластів, а також в очисних та підготовчих виробках у межах захищених зон дозволяється проводити без здійснення режиму, передбаченого для струсного підривання.

Вибір параметрів паспорта БПР для виробок, що проводяться по вугільних пластах і породах, небезпечних через раптові викиди, повинен забезпечувати повнувідбивання вугілля (породи) по всьому перерізу виробки.

Якщо під час струсного підривання не досягнуто необхідної конфігурації вибою, необхідно провести повторне струсне підривання по оконтурюванню виробки.

У місцях геологічних порушень підривання по вугіллю та породі повинно проводитися одночасно.

Проведення виробок змішаним вибоєм з випереджувальним підривним відбиванням вугілля дозволяється під час відставання породного вибою від вугільного не більше ніж на 5 м. У цьому разі підривання зарядів у вибоях повинно проводитися в різні зміни.

Забороняється застосовувати механізми та ручні ударні інструменти для оформлення вибою після струсного підривання.

Для кожного вибою, де застосовується струсне підривання, повинна бути розроблена та затверджена керівником підприємства інструкція, що встановлює порядок, технологію такого підривання і заходи безпеки, спрямовані на захист людей від наслідків викидів вугілля, породи та газу. Інструкція повинна передбачати запис технічними засобами службових телефонних переговорів відповідального керівника струсним підриванням, який перебуває на поверхні.

З паспортом БПР і інструкцією зі струсного підривання повинні бути ознайомлені (під підпис) посадові особи шахти, що пов’язані з проведенням струсного підривання, та робітники відповідних дільниць.

Порядок проведення струсного підривання та особи, відповідальні за його виконання, повинні затверджуватися розпорядчим документом по шахті. У випадку ведення робіт на експлуатаційній шахті спеціалізованими шахтобудівними організаціями такий порядок необхідно установлювати спільним розпорядчим документом шахтобудівної організації та експлуатаційної шахти.

Під час здійснення струсного підривання потрібно вести журнал проведення струсного підривання по шахті, форма якого затверджується керівником підприємства.

Відомості про місце і час проведення струсного підривання у вигляді оголошень необхідно доводити до всіх працівників, зайнятих у підземних виробках, не пізніше ніж за зміну до початку підривання.

Під час проведення струсного підривання повинна встановлюватися небезпечна зона, до якої включено всі виробки шахти, розташовані за напрямом руху вихідного вентиляційного струменя повітря від місця підривання, а також всі виробки зі свіжим струменем повітря від вибою до місця укриття майстра-підривника.

Перед початком заряджання у всіх виробках шахти, розташованих у межах небезпечної зони, електроенергія повинна бути відключена. Включення електроенергії дозволяється тільки після перевірки наявності метану в атмосфері виробок після підривання.

Забороняється під час здійснення струсного підривання відключення вентиляторів місцевого провітрювання, а також приладів автоматичного контролю вмісту метану та датчиків, що використовуються для контролю викидонебезпечних зон вугільних пластів.

У вибоях виробок, у яких не можна відключати електроенергію до початку заряджання шпурів (у зв’язку з їхнім можливим затопленням), знеструмлення необхідно виконувати перед початком монтажу підривної мережі.

Розкриття вугільних пластів струсним підриванням, крім потужних крутих пластів, дозволяється проводити повним проєктним перерізом виробки, що розкривається. Під час розкриття потужних крутих пластів підривні роботи дозволяються тільки для відслонення вугільного пласта (видалення породної пробки).

Ділянку породної пробки безпосередньо перед пластом необхідно ліквідувати за одне підривання.

Режим струсного підривання у вибої виробки, що розкривається, повинен вводитися з відстані не менше ніж 4 м і відмінятися після відходу вибою виробки на відстань не менше ніж 4 м за нормаллю від пласта вугілля.

Розкриття вугільних пластів необхідно виконувати в такій послідовності: наближення вибою розкриваючої виробки до пласта, утворення відслонення та перетинання пласта, видалення (відхід) від пласта.

У цьому разі у всіх випадках необхідно вважати:

● «ділянкою наближення» – ділянку розкриваючої виробки з 4 м до 2 м перед пластом, що розкривається, а «ділянкою віддалення» – з 2 м до 4 м за пластом у разі розкриття крутих вугільних пластів;

● «ділянкою наближення» – ділянку розкриваючої виробки з 4 м до 1 м перед пластом, що розкривається, а «ділянкою віддалення» – з 1 м до 4 м за пластом у разі розкриття пологих, похилих і крутопохилих вугільних пластів.

Усі відстані необхідно вважати за нормаллю до пластів.

Під час розкриття викидонебезпечних і загрозливих вугільних пластів горизонтальними та похилими виробками відстані до місця укриття, з якого проводиться підривання, повинні становити: на ділянках наближення та видалення – не менше ніж 600 м; на ділянці перетинання особливо викидонебезпечних пластів – з поверхні; в інших випадках – не менше ніж 1000 м.

Місце укриття, з якого проводиться підривання під час розкриття викидонебезпечних та загрозливих вугільних пластів, під час поглиблення вертикальних стволів з діючих горизонтів повинно знаходитись: на ділянці перетинання – на поверхні у 50 м від ствола; на ділянках наближення та видалення – на діючому горизонті, але не ближче ніж 200 м від ствола, що поглиблюється, за умови забезпечення ізольованого відводу вихідного струменя повітря відповідно до вимог діючого керівництва (інструкції). За неможливості виконання зазначених умов підривання повинно проводитися з поверхні.

Усі відстані під час розкриття необхідно визначати від місця злиття вихідного струменя повітря з вибою, де проводяться підривні роботи, зі свіжим струменем, рахуючи проти напрямку свіжого струменя повітря.

У вугільних і змішаних вибоях виробок, що проводяться по викидонебезпечних вугільних пластах, під час підривання зарядів тільки по вугіллю або по вугіллю та породі одночасно, а також по породі без випереджувальної виїмки вугілля, під час проведення виробок по викидонебезпечних породах і під час розкриття таких порід відстань до укриття майстра-підривника повинна бути не менше ніж 600 м від вибою, але не ближче ніж 200 м від місця злиття вихідного струменя повітря з вибою, де проводяться підривні роботи, зі свіжим струменем. У цьому разі люди, не пов’язані з проведенням підривних робіт, повинні перебувати на свіжому струмені повітря на відстані не менше ніж 1000 м від вибою, де проводяться підривні роботи.

Під час підривання зарядів по породі у вибоях, де зроблено випереджуючу виїмку викидонебезпечного вугільного пласта, відстань до місця укриття майстра-підривника повинна бути не менше ніж 200 м від місця злиття вихідного струменя повітря з вибою, де проводяться підривні роботи, зі свіжим струменем.

Виробка, у якій проводиться струсне підривання, перед підривними роботами повинна бути звільнена на відстань не менше ніж 100 м до вибою від вагонеток та інших предметів, що захаращують її більше ніж на одну третину поперечного перерізу.

Перед проведенням струсного підривання вентиляційні пристрої, розміщені в межах небезпечної зони, а також перемички, установлені для запобігання проникнення газу на інші дільниці або на інші горизонти шахти, повинні бути

оглянуті посадовими особами, відповідальними за безпеку ведення робіт у зміні (на дільниці). У разі виявлення несправності вентиляційних пристроїв струсне підривання забороняється до усунення виявлених порушень.

У разі наявності у вибої, де застосовується струсне підривання, випереджувальних шпурів і свердловин, не призначених для розміщення ВР, вони повинні бути заповнені глиною або іншими негорючими матеріалами на довжину, що перевищує глибину шпурів (свердловин), що заряджаються, не менше ніж на 1 м. Підривання зарядів у таких шпурах (свердловинах) забороняється.

Для підготовки і проведення струсного підривання розпорядчим документом керівника підприємства повинні бути призначені безпосередній керівник струсним підриванням у вибої та відповідальний керівник струсним підриванням на поверхні.

Керівництво підготовкою та проведенням струсного підривання в вибої (групі вибоїв) повинні здійснювати посадові особи дільниці, на якій проводяться підривні роботи.

Струсне підривання повинен проводити майстер-підривник у присутності посадової особи за посадою не нижче заступника начальника дільниці.

Майстри-підривники та посадові особи, які відповідальні за безпеку ведення робіт у зміні (на дільниці), повинні мати індивідуальні світильники з вбудованими датчиками метану та ізолюючі саморятівники.

Після струсного підривання огляд виробки повинен проводитися після одержання відомостей про наявність метану у вибої, де проводилося підривання, але не раніше ніж через 30 хвилин після вибуху та за вмістом метану менше ніж 2 %. Огляд вибою повинен проводитися посадовою особою за посадою не нижче заступника начальника дільниці та майстром-підривником.

Посадова особа, відповідальна за безпеку ведення робіт у зміні (на дільниці), що вимірює вміст метану, під час просування до вибою для огляду його після струсного підривання, повинна перебувати на відстані 3 м попереду майстра-підривника. Під час виявлення концентрації метану 2 % і більше вони зобов’язані негайно повернутися до виробки зі свіжим струменем повітря.

На випадок можливого викиду вугілля (породи) та газу директором шахти завчасно повинні бути затверджені заходи щодо розгазування виробок.

Для проведення струсного підривання до вибоїв підготовчих виробок повинні бути прокладені постійні підривні магістралі зі спеціальних кабелів.

Ініціювання зарядів під час струсного підривання у вугільних та змішаних вибоях та по викидонебезпечних породах необхідно здійснювати запобіжними ЕД миттєвої та короткоуповільненої дії з часом сповільнення останнього ступеня не більше ніж 220 мс.

Під час розкриття пластів до утворення відслонення шляхом струсного підривання час сповільнення останнього ступеня ЕД короткоуповільненої дії не повинен перевищувати 320 мс.

У випадку відмови одного або декількох зарядів їх необхідно ліквідувати з виконанням вимог, що регламентовані Правилами (НПАОП 0.00-1.66-13) в частині ліквідації відмов і струсного підривання.

Під час розкриття пластів струсним підриванням дозволяється застосовувати розосереджені (двоярусні) заряди ВР за таких умов:

- ініціювання зарядів здійснювати ЕД миттєвої та короткоуповільненої дії;
- у шпурах із розосередженими зарядами час сповільнення ЕД у цьому заряді приймати більше ніж у першому заряді від устя;
- під час використання ВР III і IV класів довжину забивки між розосередженими зарядами приймати не менше ніж 0,75 м, а масу першого від устя шпуру заряду – не більше ніж 1,2 кг;
- під час використання ВР II класу довжина забійки між розосередженими зарядами повинна бути не менше ніж 1 м, а маса першого від устя шпуру заряду ВР – не більше ніж 1 кг.

Утворення відслонення та перетинання пластів за допомогою підривних робіт необхідно проводити при величині породної пробки між вибоєм виробки та крутим пластом (пропластком) не менше ніж 2 м, а для пологих, похилих і крутопохилих – не менше ніж 1 м по нормалі до пласта.

Перед перетинанням крутих і крутопохилих пластів, після гідровимивання вугільного масиву, товщина породної пробки між вибоєм розкриваючої виробки та вимитою порожниною повинна становити не менше ніж 1,2 м.

Шпури для підривання зарядів останньої заходки, з метою видалення породної пробки після гідровимивання, повинні недобурюватися до вимитої порожнини на 0,5 м.

Струсне підривання у вибоях підготовчих виробок, що проводяться по крутих або крутопохилих викидонебезпечних пластах, схильних до висипання, необхідно порід або зі зміцненням вугільного пласта.

У випадках використання випереджувального кріплення верхній ряд шпурів необхідно розміщувати на відстані не менше ніж 0,5 м від випереджувального кріплення.

Під час підривання свердловинних зарядів (торпедування) необхідно здійснювати такі заходи:

- під час пластового торпедування (гідропідривній обробці пласта) заливання похилих свердловин водою з безперервним їх підживленням, а також застосування водорозпилювальних завіс, що створюються підривним розпиленням води з поліетиленових посудин, необхідно виконувати відповідно до вимог чинних нормативних документів;
- під час передового (породного) торпедування забійку необхідно робити зі зволоженої суміші карбаміду з хлоридом калію у співвідношенні 3:1 або з води, що заливають у спеціальну поліетиленову ампулу із застосуванням герметизаторів, а також застосовувати водоповітряні або водорозпилювальні завіси відповідно до вимог чинних нормативних документів.

Струсне підривання у вибоях виробок, що провітрюються відокремлено, але розміщені таким чином, що підривання зарядів в одних вибоях може призвести до ушкодження електропідривних мереж, прокладених до інших вибоїв, повинно проводитися:

- з одночасною подачею імпульсу струму в усі вибої;

● різночасно із заряджанням і підриванням у кожному наступному вибої (або групі вибоїв) після підривання у попередніх вибоях та виконання заходів, що забезпечують безпеку підривних робіт.

Буріння шпурів по вугіллю для струсного підривання необхідно здійснювати тільки обертальним способом. Буріння шпурів по породі дозволяється із застосуванням ударних та ударно-обертальних інструментів.

## 11.4. Підривні роботи у породах (пластах) вугільних шахт, небезпечних за гірничими ударами

Камуфлетне підривання повинно проводитися за спеціальним проєктом, затвердженим директором шахти.

Приведення ділянок пласта до ударобезпечного стану шляхом камуфлетного підривання повинно проводитися з дотриманням такої черговості робіт:

● оцінка ударонебезпеки крайових частин у місцях підривання;

● визначення параметрів камуфлетного підривання (довжини шпурів, величини заряду, відстаней між шпурами);

● оцінка ефективності камуфлетного підривання.

Ці роботи у вугільних шахтах повинні здійснюватися відповідно до вимог чинного законодавства.

На ударонебезпечних вугільних пластах перед проведенням підривних робіт в очисних і підготовчих вибоях, а також під час виїмки целіків люди повинні відійти від місця підривання на безпечну відстань на свіжий струмінь повітря, але не менше ніж на 200 м.

Під час проведення виробок зустрічними вибоями, починаючи з відстані 15 м між ними, підривні роботи повинні здійснюватися тільки в одному з вибоїв, інший вибій має бути зупинений.

Довжина внутрішньої забійки під час камуфлетного підривання в свердловинах довжиною до 10 м повинна визначатися спеціальним проєктом і становити не менше половини довжини свердловини. У свердловинах довжиною більше ніж 10 м величина внутрішньої забійки повинна бути не менше ніж 5 м.

Під час використання гідрозабійки, у тому числі з поліетиленових ампул з водою, шпури з боку устя необхідно заповнювати забійкою з глини на довжину не менше ніж 1 м.

В умовах I–II категорій ударонебезпеки порід підривні роботи з відбивання вугілля або породи в очисних і підготовчих виробках дозволяється проводити після приведення ділянки до ударобезпечного стану.

## 11.5. Підривні роботи в нафтових шахтах

У нафтових шахтах ведення підривних робіт дозволяється:

● тільки у вибоях, що провітрюються свіжим струменем повітря, у разі концентрації вибухонебезпечних газів, що не перевищує встановлених норм, вимог чинного законодавства;

● із застосуванням запобіжних вибухових речовин не нижче III класу;

● підриванням зарядів запобіжними ЕД миттєвої та короткоуповільненої дії. У цьому разі максимальний час сповільнення ЕД короткоуповільненої дії не повинен перевищувати 220 мс (з урахуванням розкиду часу спрацьовування);

● із застосуванням запобіжного середовища у продуктивних пластах.

Застосування зовнішніх зарядів і ДШ може бути допущено під час проведення виробок по породах, що не містять нафти, та за відсутності в них газовиділень.

Підривні роботи повинні проводитися у присутності посадової особи, яка призначена відповідальною за безпеку ведення підривних робіт відповідним розпорядчим документом керівника суб'єкта господарювання.

Безпосередньо перед заряджанням шпурів, а також перед підриванням зарядів посадова особа, відповідальна за безпеку ведення робіт, і майстер-підривник повинні провести вимір вмісту вибухонебезпечних газів у вибої, у виробках, що примикають до вибою, довжиною 20 м і в місці перебування майстра-підривника.

Під час підривних робіт у продуктивних пластах посадова особа, відповідальна за безпеку ведення підривних робіт, має на місці зробити запис у наряді-путівці майстра-підривника про дозвіл на виконання підривних робіт.

Шпури, з яких відбувається виділення легкої нафти або газу, заряджати та підривати забороняється. Вони повинні бути надійно забиті глиною.

Усі виділення легкої нафти у вибої та на ґрунті виробки на відстані 20 м від нього повинні бути вилучені, а місця їх розташування засипані піском.

Умови заряджання, величина зарядів ВР і довжина забійки повинні відповідати таким вимогам:

● у продуктивному пласті забороняється застосовувати шпури глибиною менше ніж 1 м;

● у шпурах глибиною від 1 м до 1,5 м заряд повинен займати не більше половини довжини; частина шпуру, що залишилася, повинна бути заповнена забивкою;

● у шпурах глибиною більше ніж 1,5 м заряд повинен займати не більше двох третин довжини; у цьому разі забійка повинна заповнювати всю вільну частину шпуру, що залишилася;

● патрони ВР повинні досилатися у шпур відповідно до вимог Правил (НПАОП 0.00-1.66-13);

● у разі наявності у вибої декількох оголених поверхонь ЛНО від будь-якої точки заряду до найближчої оголеної поверхні має бути не менше ніж 0,5 м у продуктивному пласті та не менше ніж 0,3 м по породі.

Мінімальна відстань між сусідніми шпуровими зарядами повинна відповідати вимогам Правил (НПАОП 0.00-1.66-13).

Кожний вибій у продуктивному пласті має бути обладнаний двома зрошувачами, що встановлюються на протипожежному водопроводі на відстані не більше ніж 8 м від вибою. Водорозбризкувачі повинні приводитися у дію за 5 хвилин до підривання зарядів.

## Питання для самоконтролю

*1. Наведіть послідовність розрахунку параметрів буропідривних робіт в очисному вугільному вибої.*

*2. Приведіть вимоги до підривних робіт у вугільних шахтах, небезпечних за газом та (або) пилом.*

*3. Наведіть вимоги до підривних робіт при струсному підриванні.*

*4. Приведіть вимоги до підривних робіт у породах (пластах) вугільних шахт, небезпечних за гірничими ударами.*

*5. Наведіть вимоги до підривних робіт у нафтових шахтах.*

# 12. ПАРАМЕТРИ БУРОПІДРИВНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ НА ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБОТАХ

*Викладено основні відомості про буропідривні технології на відкритих гірничих роботах. Розглянуто особливість розрахунку параметрів свердловинних зарядів і зарядів викиду. Наведено рекомендації щодо безпечного ведення підривних робіт на кар'єрах.*

*Мета – сформувати знання про ведення буропідривних робіт на відкритих гірничих роботах*

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:
- характеризувати метод свердловинних зарядів;
- розраховувати параметри свердловинних зарядів;
- визначати параметри зарядів викиду;
- пояснювати особливість ведення підривних робіт на кар'єрах.

## 12.1. 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 м до 20 м, залежно від типу екскаватора. В уступі, що підлягає висадженню, бурять похилі чи, найчастіше, вертикальні свердловини для розміщення зарядів ВР. Діаметр свердловин від 75 мм 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. 12.1).

Залежно від висоти уступу та міцності породи кут укосу уступу зазвичай становить 60–90°, унаслідок чого опір масиву вибуху в нижній частині вертикально пробуреної свердловини зазвичай більше ніж у верхній. Тому за розрахункову ЛНО приймають

$$W = H \cdot \operatorname{ctg}\alpha + b, \text{ м}, \qquad (12.1)$$

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 упродовж тривалого періоду часу. Для гарного подрібнення у зоні підошви уступу та попередження утворення порогів, свердловини бурять глибше рівня підошви вибою. Частина свердловини, що знаходиться нижче підошви уступу, зветься перебуром. Довжина перебура залежить від міцності породи та величини ЛНО і приймається в межах (0,1–0,2)$W$. Для зменшення перебура іноді нижню частину свердловини заповнюють більш потужною ВР. Для більш рівномірного подрібнення породи часто заряди роблять розосередженими.

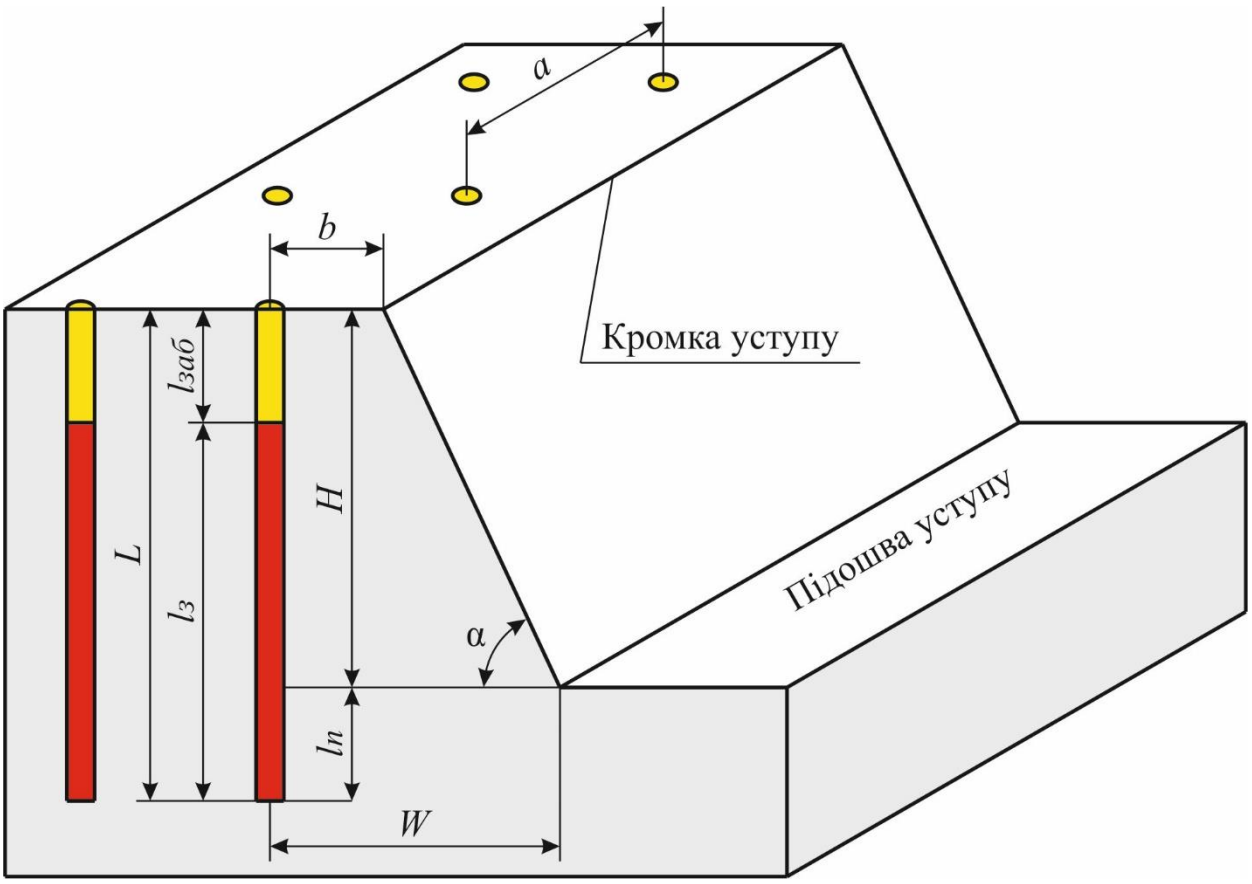
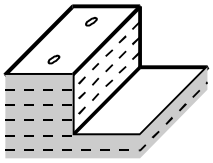
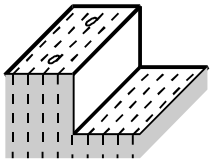
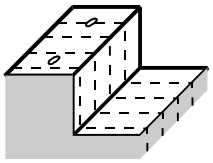



Рис. 12.1. Схема розташування свердловин в уступі

Співвідношення між параметрами розташування свердловин $W$, $a$, $m = a/W$, $S = a \cdot W$ у разі миттєвого висадженні приймають відповідно до даних табл. 12.1.

Таблиця 12.1

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 |  | $\le \sqrt{S}$ | $\ge W$ | $\ge 1$ |
| Вертикальна шаруватість чи тріщинуватість, які перпендикулярні фронту вибою |  | $\ge 1{,}3\sqrt{S}$ | $0{,}6W$ | 0,6 |

У разі короткоуповільненого висадження 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. 12.1 ($m$ збільшується на 1,25).

Розрахунок параметрів свердловинних зарядів ВР виконується в такій послідовності:

1. Обирають діаметр свердловин, тип ВР і спосіб висадження. Установлюють значення коефіцієнта зближення свердловин $m = \frac{a}{W}$ із табл. 12.1;

2. Визначають питому витрату ВР $q_0$, використовуючи табл. 12.2 (дані наведені для ВР із працездатністю $P_0 = 300$ см$^3$);

Таблиця 12.2

Питомі витрати ВР

| Коефіцієнт міцності за шкалою проф. М.М. Протод'яконова | Категорія міцності породи | Питомі витрати ВР, $q_o$, кг/м$^3$ |
|---|---|---|
| 0,6–2 | IV–VI | 0,25 |
| 3–6 | VII–VIII | 0,30 |
| 5–6 | IX–X | 0,35 |
| 8–10 | XI | 0,40 |
| 8–10 | XII | 0,45 |
| 12–14 | XIII | 0,50 |
| 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

$$q = q_o \cdot \frac{P_o}{P}, \text{ кг/м}^3. \quad (12.2)$$

4. Визначають масу одного погонного метру заряду свердловини

$$\gamma = \frac{\pi \cdot d_{св}}{4} \cdot \rho, \text{ кг/м}, \quad (12.3)$$

де $d_{св}$ – діаметр свердловини, м; $\rho$ – щільність заряджання, кг/м$^3$.

5. Визначають ЛНО

$$W = \sqrt{k \cdot \frac{\gamma}{q \cdot m}}, \text{ м}, \quad (12.4)$$

де $k$ – коефіцієнт заповнення свердловини, приймається залежно від висоти $H$ уступу, якщо $H \le 15$ м, тоді $k = 0{,}6$, а коли $H > 15$ м – $k = 0{,}7$.

6. Площа уступу, що приходиться на одну свердловину

$$S = a \cdot m = m \cdot W^2, \text{ м}^2. \quad (12.5)$$

7. Відстань між свердловинами

$$a = m \cdot W = \frac{S}{W}, \text{ м}. \quad (12.6)$$

8. Маса заряду в одній свердловині

$$Q = q \cdot S \cdot H = q \cdot a \cdot W \cdot H \text{, кг.} \quad (12.7)$$

9. Довжина заряду в одній свердловині

$$l_з = \frac{Q}{\gamma} \text{, м.} \quad (12.8)$$

10. Довжина перебуру

$$l_п = (0{,}1...0{,}2) \cdot W \text{, м.} \quad (12.9)$$

11. Довжина свердловини

$$L_{св} = H + l_п \text{, м.} \quad (12.10)$$

12. Довжина забивки

$$l_{заб} = L_{св} - l_з \text{, м.} \quad (12.11)$$

Якщо визначена довжина забивки виявиться меншою (0,5–0,6)$W$, 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

$$N = \frac{A}{a} + 1 \text{, шт.,} \quad (12.12)$$

де $A$ – довжина фронту вибою, м.

14. Визначають витрати ДШ на одну свердловину

$$L_{ДШ} = 1{,}1 \cdot (a + L_{св} + 1) \cdot 2 \text{, м,} \quad (12.13)$$

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

$$l_{ДШ} = \frac{L_{ДШ}}{S \cdot H} \text{, м/м}^3. \quad (12.14)$$

16. Визначають довжину свердловини, що припадає на 1 м$^3$ висадженої породи

$$L = \frac{L_{св}}{S \cdot H} \text{, м/м}^3. \quad (12.15)$$

17. Визначають вартість БПР на 100 м$^3$ висадженої породи. Відповідний розрахунок оформлюють 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.

## 12.2. Розрахунок зарядів викиду

Висадження зарядів на викид застосовується головним чином у процесі спорудження котлованів, каналів і траншей різного призначення. Заряди ВР розташовують на такій відстані один від одного, щоб у разі спільної дії вони утворювали виймання з порівняно рівною підошвою (рис. 12.2).

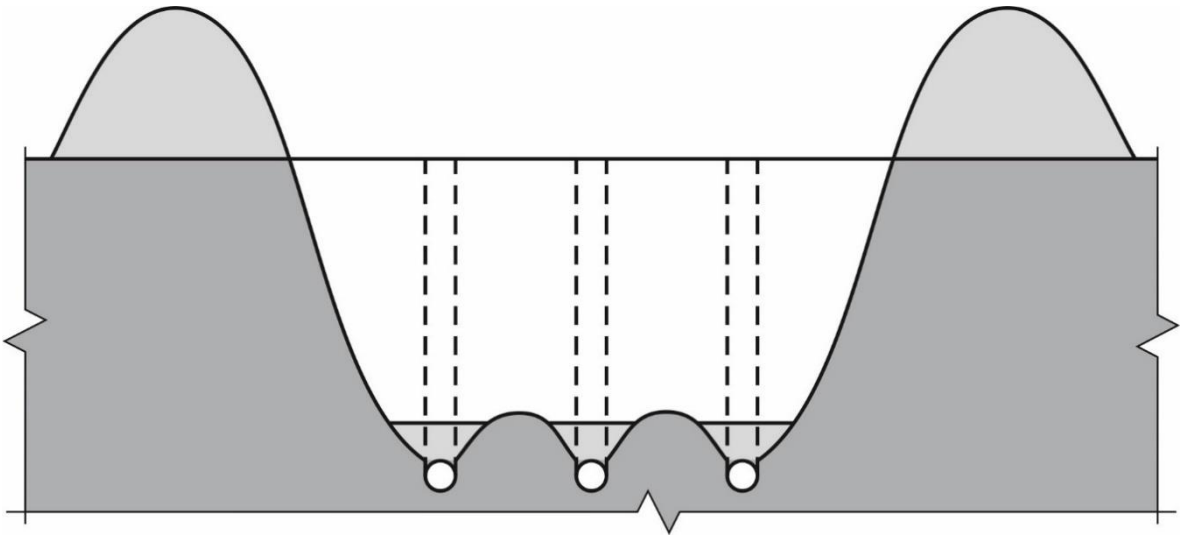


Рис. 12.2. Схема спорудження траншей зарядами викиду

Практикою встановлено, що відстань $a$ між зарядами повинна бути рівною

$$a = 0{,}5 \cdot W \cdot (n+1), \text{ м}, \qquad (12.16)$$

де $n$ – показник дії вибуху (див. розділ 7.1).

У процесі проведення траншей заряди ВР закладають у кілька рядів уздовж осі траншеї та розташовують у шаховому порядку.

Для досягнення спрямованого викиду породи заряди розташовують у 2–3 ряди уздовж осі траншеї та підривають ряди послідовно з інтервалами від 0,5 с до 6 с залежно від величини ЛНО $W$ і властивостей ґрунту чи породи. Першим вибухає ряд, розташований у неробочого борта траншеї, на який потрібно викинути породу (рис. 12.3). Маса зарядів не однакова та збільшується від ряду до ряду. Під час розрахунку для зарядів першого ряду приймається $n$ = 1,0–1,5, а для наступних $n$ = 2,0–2,5.

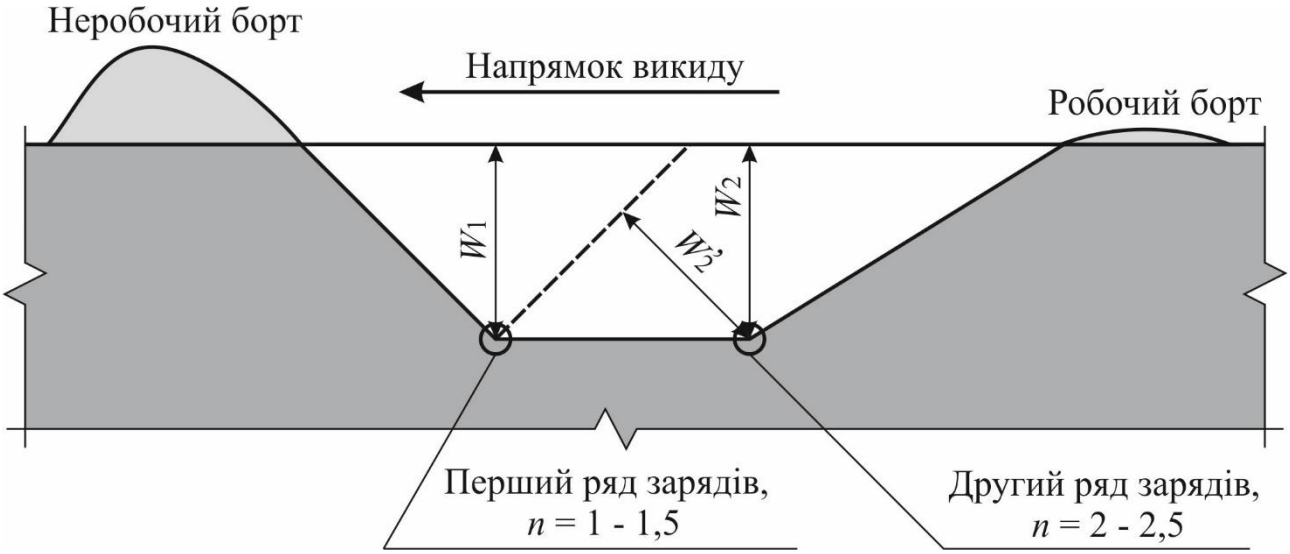



Рис. 12.3. Схема дії заряду викиду

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:

– коли $W < 20$ м

$$Q = q \cdot W^3 \cdot \left(0{,}4 + 0{,}6 \cdot n^3\right), \text{ кг;} \qquad (12.17)$$

– коли $W = 20–40$ м

$$Q = q \cdot W^3 \cdot \left(0{,}4 + 0{,}6 \cdot n^3\right) \cdot \sqrt{\frac{W}{20}}, \text{ кг.} \qquad (12.18)$$

Для розрахунків за формулами (12.17) і (12.18) значення питомої витрати $q$, якщо працездатність ВР становить 300 см$^3$, беруться з табл. 12.3. За умови використання ВР з іншою величиною працездатності, відповідне значення питомої витрати $q_1$ визначається за формулою

$$q_1 = q \cdot \frac{300}{P_1}, \text{ кг/м}^3, \qquad (12.19)$$

де $P_1$ – працездатність ВР, що застосовується, см$^3$.

Таблиця 12.3

Питома витрата ВР

| Коефіцієнт міцності за шкалою проф. М.М. Протод'яконова | Категорія міцності | 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.

## 12.3. Підривні роботи на кар'єрах

Під час застосування на земній поверхні свердловинних зарядів з ВР групи D (крім димного пороху) та систем ініціювання з ДШ і НСІ, необхідно доставляти забивний матеріал на зарядний блок транспортними засобами, облаштованими вогнегасниками та іскрогасниками, та унеможливлювати наїзд на устя свердловин, ДШ і хвилеводи, що виходять із свердловин.

МВ на земній поверхні, що створюють загрозу безпеці повітряного руху, дозволяється здійснювати тільки після узгодження їх проведення з керівниками інших суб'єктів господарювання, об'єкти яких потрапляють до небезпечної зони.

У складних гірничо-геологічних умовах (породи з високим припливом ґрунтових вод, пливуни) під час ініціювання за допомогою ДШ або НСІ дозволяється заряджати свердловини безпосередньо за бурінням, що повинно бути відображено у типовому проєкті (паспорті) ведення підривних робіт.

На час заряджання свердловини бурові верстати, а також обладнання, що не застосовується для заряджання, необхідно віддаляти від свердловини за межі небезпечної зони на відстань не менше ніж 20 м.

На відкритих гірничих роботах дозволяється розміщувати елементи НСІ чи ЕД у свердловини упродовж всього процесу їх заряджання. Способи та технологічні режими формування свердловинних зарядів повинні запобігати їх засміченню інертними матеріалами. Під час підготовки та проведення МВ на відкритих гірничих роботах заборонену зону визначають у проєкті (паспорті) ведення підривних робіт. Під час тривалого заряджання вона повинна становити не менше ніж 20 м від найближчого заряду.

Небезпечну зону необхідно встановлювати:

- під час електричного ініціювання вибуху – від початку заряджання;
- під час ініціювання за допомогою ДШ – від початку монтування підривної мережі;
- під час ініціювання за допомогою НСІ або ЕД – до моменту з'єднання з магістральним елементом ініціювання відповідно до вимог ТУ заводів-виробників.

Під час підготовки МВ на відкритих гірничих роботах і в підземних виробках, у разі застосування ВР групи D (крім димного пороху), на період заряджання замість небезпечних зон можуть встановлюватися заборонені зони, у межах яких забороняється перебування осіб, не пов'язаних із заряджанням.

Заборонена зона поширюється як на робочий майданчик уступу, де проводять заряджання, так і на нижче- та вищерозташовані уступи. У межах забороненої зони на нижче- і вищерозташованих уступах дозволяється рух тільки технологічного транспорту по встановлених трасах.

## Питання для самоконтролю

*1. Які існують параметри розташування свердловин на уступі кар'єру?*

*2. За якого напрямку розташування тріщинуватості найбільш ефективний підрив уступу?*

*3. Яка послідовність розрахунку параметрів буропідривних робіт на кар'єрах?*

*4. Наведіть основні співвідношення між параметрами розташування свердловин.*

*5. Де застосовуються заряди викиду?*

*6. Яка послідовність розрахунку параметрів зарядів викиду?*

*7. Наведіть вимоги до підривних робіт на кар'єрі.*

*8. Як необхідно встановлювати небезпечну зону?*

*9. Де визначають заборонену зону під час підготовки та проведення масового вибуху на відкритих гірничих роботах?*

*10. Які зони можуть встановлюватися замість небезпечних зон у разі застосування вибухових речовин групи D (крім димного пороху), на період заряджання, під час підготовки масового вибуху?*

*11. На які уступи поширюється заборонена зона?*

# 13. ЗБЕРЕЖЕННЯ, ТРАНСПОРТУВАННЯ ТА ЗНИЩЕННЯ ВИБУХОВИХ МАТЕРІАЛІВ

*Викладено основні відомості про збереження, транспортування та знищення вибухових матеріалів. Наведено рекомендації правил безпеки щодо збереження, транспортування та знищення промислових вибухових матеріалів.*

*Мета – сформувати знання про збереження, транспортування та знищення промислових вибухових матеріалів*

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- пояснювати основні вимоги до збереження вибухових матеріалів;
- обґрунтовувати безпечний спосіб транспортування вибухових матеріалів;
- обирати спосіб знищування промислових вибухових матеріалів;
- дотримуватися безпечного поводження з вибуховими матеріалами.

## 13.1. Збереження вибухових матеріалів

ВМ зберігають у спеціальних складах, які за розташуванням щодо земної поверхні підрозділяються на поверхневі, напівзаглиблені, заглиблені та підземні. Залежно від терміну експлуатації склади розділяються на постійні, тимчасові – до 3 років і короткочасні до 1 року. За призначенням склади ВМ підрозділяють на базисні та 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 огородження та попереджувальні знаки. Загальна ємність усіх сховищ постійного видаткового поверхневого чи напівзагибленого складу ВМ не повинна перевищувати: ВР – 120 т, детонаторів – 150000 шт., ДШ – 200000 м, ВШ і засобів його підпалювання – обсяг не обмежується.

Для тимчасових видаткових складів дозволяється використовувати нежитлові будівлі, сараї, землянки та інші приміщення. Короткочасне 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 підривних 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 підривних робіт ближче 30 м від складу ВМ.

ВМ, що доставлені до місць виконання робіт, повинні знаходитись у сумках, касетах або заводській упаковці. У всіх випадках ВР і ЗІ потрібно зберігати окремо.

До заряджання на місцях робіт у підземних умовах залізорудних підприємств дозволяється зберігати ВМ поза небезпечною зоною у кількості добової потреби, а у межах небезпечної зони – потреби на зміну, за винятком МВ, коли в небезпечній зоні може перебувати під охороною необхідна кількість ВР для заряджання на МВ.

## 13.2. 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».

ВР та ЗІ необхідно доставляти окремо в сумках, касетах, заводській упаковці тощо. ЗІ повинні доставлятися тільки підривниками (майстрами-підривниками).

ВМ дозволяється видавати підривникам (майстрам-підривникам) з витратного складу тільки після підтвердження з місць робіт щодо фактичної готовності вибою до підривних робіт.

Під час сукупної доставки ВР і ЗІ підривник (майстер-підривник) може переносити не більше 12 кг вантажу. Маса П-Б, що переносить підривник, не повинна перевищувати 10 кг. Під час перенесення в сумках ВР без ЗІ норма вантажу може бути збільшена до 24 кг.

Доставка ВМ у підземних умовах дозволяється всіма видами та засобами шахтного транспорту, що спеціально обладнаний для цього і відповідає вимогам безпечного перевезення ВМ.

Забороняється доставка ВМ стволом шахти під час спуску та підйому людей. Під час переміщення ВМ стволом шахти в приствольному дворі та в надшахтній будівлі допускається присутність тільки працівників, які допущені розпорядчим документом суб'єкта господарювання до виконання цих робіт.

Спуск-підйом ВМ стволом шахти дозволяється проводити тільки після того, як диспетчер (черговий по шахті) сповістить про це посадову особу, відповідальну за спуск-підйом.

Ящики та мішки з ВМ можуть займати не більше двох третин висоти поверху кліті, але не перевищувати висоти дверей кліті. Під час спуску ВМ у вагонетках ящики та мішки з ВМ не повинні виступати вище бортів вагонеток, а

вагонетки необхідно міцно закріплювати в кліті. У цьому разі ЗІ потрібно спускати (піднімати) окремо від ВР.

Під час спуску-підйому підривників (майстрів-підривників) з ВМ і підношувачів з ВР похилими виробками в людських вагонетках на кожному сидінні дозволяється перебувати не більше ніж одному підривнику (майстру-підривнику) або підношувачу.

Дозволяється одночасно спускатися або підніматися в одній кліті декільком підривникам (майстрам-підривникам) із сумками з ВМ і підношувачам із сумками з ВР у розрахунку: один квадратний метр підлоги кліті на одну людину на поверсі. У цьому разі кожній із зазначених осіб дозволяється мати із собою не більше тієї кількості ВР, що зазначена вище.

Спуск і підйом підривників (майстрів-підривників) з ВМ та підношувачів з ВР повинні проводитися позачергово.

Доставку ВМ підземними виробками потрібно здійснювати зі швидкістю не більше ніж 5 км/год. Машиніст повинен рушати з місця та зупиняти підйомну машину, лебідку, електровоз тощо плавно, без поштовхів.

Доставку ВМ у підземних виробках потрібно проводити, дотримуючись таких умов:

- вантажно-розвантажувальні роботи з ВМ дозволяється проводити тільки у встановлених місцях;
- під час перевезення в одному поїзді ВР і ЗІ вони повинні перебувати в різних вагонетках, розділених жорсткою зчіпкою або такою кількістю порожніх вагонеток, що забезпечує відстань між вагонетками з ВР і ЗІ, а також між цими вагонетками та електровозом не менше ніж 3 м;
- у складі поїзда, що перевозить ВМ, не повинно бути вагонеток, завантажених іншим вантажем, зокрема інструментом та обладнанням для виконання підривних робіт;
- транспортні засоби, в яких перевозять ВМ, повинні бути закриті вогнетривкою тканиною; у цьому разі детонатори потрібно перевозити у ємностях, футерованих зсередини деревом або іншим діелектричним матеріалом;
- ящики, а також сумки та пакети з ЗІ повинні бути перекладені м’яким матеріалом і розміщені по висоті в один ряд. НСІ та інші ВМ дозволяється перевозити у звичайних транспортних засобах, завантажуючи їх до бортів;
- перевезення ВР контактними електровозами необхідно проводити у вагонетках, закритих суцільною кришкою з вогнетривких матеріалів, або вкривати вогнетривким покривалом;
- транспортні засоби (залізничні поїзди) з ВМ попереду та позаду повинні мати попереджувальні світлові знаки, зі значенням яких необхідно ознайомити всіх працівників шахти (рудника);
- під час перевезення ВМ гірничими виробками водії та машиністи електровозів зустрічного транспорту і люди, які проходять цими виробками, повинні зупинитися та пропустити транспортний засіб з ВМ;
- водії транспортних засобів та особи, пов’язані з доставкою ВМ, повинні бути проінструктовані щодо вимог доставки ВМ;

● під час доставки ВМ рейковим транспортом, крім машиніста електровоза, підривника (майстра-підривника), роздавальника, а також працівників, пов'язаних з перевезенням ВМ, забороняється присутність сторонніх осіб. Особи, які супроводжують ВМ, повинні розміщуватися в людській вагонетці в кінці рейкового транспорту;

● дозволяється піший супровід рейкового транспорту під час його руху зі швидкістю, що не перевищує швидкості пересування осіб, які супроводжують ВМ;

● доставка ВМ у спеціально обладнаних вагонетках, контейнерах, інших ємностях, замкнених на замок та опломбованих на складі ВМ, допускається без супроводу;

● доставку ВМ транспортними засобами з дизельним двигуном у частині вимог до їх технічного стану потрібно здійснювати відповідно до вимог чинного законодавства. Дозволяється доставка ВР (крім тих, що вміщують гексоген і нітроефіри) у ковшах вантажно-доставних машин від дільничних пунктів зберігання до місць підривних робіт у разі здійснення додаткових заходів безпеки, погоджених з територіальним органом Держгірпромнагляду України;

● осіб, які безпосередньо беруть участь у перевезенні ВМ, необхідно забезпечувати ізолювальними саморятувальниками.

Загальний вигляд вагонеток для транспортування ВМ подано на рис. 13.1.




Рис. 13.1. Загальний вигляд вагонеток для транспортування ВМ

Загальний вигляд вагону-доставщика ВДЕК-3 та касети для доставки емульсійної композиції КЕК-3м представлено на рис. 13.2.

а



б



Рис. 13.2. Загальний вигляд вагону-доставщика ВДЕК-3 (а) та касети для доставки емульсійної композиції КЕК-3м (б)

Спуск-підйом ВМ під час проходки шурфів, обладнаних ручними воротками та лебідками, потрібно виконувати з дотриманням таких умов:

● у вибої не повинні перебувати особи, які не пов’язані з підривними роботами;

● спуск-підйом ВМ необхідно здійснювати не менше ніж двома особами;

● вороток або лебідку потрібно обладнати храповими пристроями або автоматичними гальмами, а причіпний гак – запобіжним замком;

● спуск-підйом ВР потрібно проводити окремо від ЗІ.

Спуск-підйом ВМ підняттєвими виробками (печами) із застосуванням лебідок потрібно здійснювати в спеціальних контейнерах відповідно до вимог організації робіт і паспорта на установлення лебідки, затвердженого суб’єктом господарювання.

## 13.3. Знищення вибухових матеріалів

Порядок, способи та умови знищення ВМ промислового призначення регламентовано в НПАОП 0.00-6.03-06.

ВМ знищують у тому випадку, якщо вони визнані неякісними, тобто не відповідають вимогам стандартів і ТУ. Знищення повинне проводитися за письмовим наказом керівника підприємства (шахти, рудника, кар'єру тощо). Про кожне знищення необхідно складати акт із вказівкою кількості та 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 підриватися. Знищення необхідно проводити за допомогою доброякісних ВМ. Водночас детонатори, ДШ і піротехнічні реле можуть вибухати в будь-якім упакуванні, 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. У разі спалювання пороху він повинен розсипатися доріжками шириною не більш 30 см, за умов товщини шару до 10 см і відстані між доріжками не менш 5 м. Патрони ВР у разі спалювання необхідно розкладати в один шар так, щоб вони не стикалися. Заборонено спалювати ВМ у їхній тарі. Непридатна до подальшого використання тара (ящики, коробки, мішки тощо) повинна спалюватися окремо. Багаття повинною бути настільки великим, щоб у нього не приходилося підкладати пальний матеріал під час спалювання ВМ.

*Розчиненням у воді* дозволяється знищувати тільки неводостійкі ВР на основі аміачної селітри, що не містять нітроефіру та гексогену. Розчинення допускається проводити в ємностях, що виключають забруднення навколишнього середовища. Нерозчинний осад повинен збиратися та знищуватися спалюванням.

Вивільнену з-під ВМ тару необхідно оглядати та ретельно очищувати незалежно від її подальшого призначення.

Дозволяється повторно використовувати для інших потреб ретельно очищене та непросочене ексудатом компонентів ВР справне м'яке упакування (тару) від ВМ, зокрема для створення інертних проміжків у розосереджених свердловинних зарядах, формування гідроізоляційних екранів під породну забійку свердловинних зарядів з рідких, зокрема емульсійних ВР, для тимчасового зберігання пакованих сипучих ВР місцевого приготування тощо, відповідно до інструкції, розробленої і затвердженої суб'єктом господарювання.

Поліетиленові (полімерні) мішки з-під аміачної селітри та інших селітр, а також з-під заводських ВР, ретельно очищені від залишків селітри та ВР, пошкоджених у процесі механізованого розтарювання, дозволяється використовувати на пунктах приготування ВР до механізованого заряджання як

вторинну сировину для подальшої переробки. Порядок і технологію підготовки тари з-під ВР до утилізації повинен розробляти власник мішкотари.

Вимоги до механізації процесів підготовки тари з-під ВМ до утилізації (подрібнення (різання), пресування, пакетування тощо) повинні відповідати інструкціям з улаштування та застосування устаткування з утилізації, а також Правилам (НПАОП 0.00-1.66-13).

Водні змивки ВР необхідно максимально утилізовувати, повертаючи їх за можливості у технологічний процес виготовлення ВР, або іншими способами.

Неможливість утилізування залишків ВР, їх компонентів, браку проміжних продуктів (зокрема, емульсійної матриці) та готових ВР у процесах їх підготовки, виробництва і заряджання зазначаються в ТУ на них.

У разі коли будь-які залишки (змивки, просипання, продукти уловлювання в системах очищення повітря робочої зони, виробничий брак, тара із залишками ВР тощо) неможливо утилізувати, їх необхідно знищувати. Знищенню також підлягають ВМ і ВР, що не відповідають вимогам ТУ на них.

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» (НПАОП 0.00-1.66-13).

## 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?*

# 14. БЕЗПЕЧНІ ВІДСТАНІ У ПРОЦЕСІ ВИКОНАННЯ ПІДРИВНИХ РОБІТ

*Викладено основні відомості про безпечні відстані у процесі виконання підривних робіт. Розглянуто особливість розрахунку безпечних відстаней за розкиданням кусків породи, передачею детонації та дією отруйних газів вибуху.*

*Мета – сформувати знання про визначення безпечних відстаней у процесі виконання підривних робіт*

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:
- характеризувати фактори, що впливають на величину безпечної відстані;
- знаходити величину безпечної відстані за розкиданням кусків породи;
- визначати величину безпечної відстані за передачею детонації;
- розраховувати величину безпечної відстані за дією отруйних газів.

## 14.1. Визначення відстаней, безпечних за розкиданням кусків породи

Відстань $r_{роз}$, що є небезпечною для людей за розкиданням окремих кусків породи під час МВ свердловинних зарядів, розрахованих на дроблення та розпушування гірського масиву, визначають за формулою

$$r_{роз} = 1250 \cdot \eta_з \cdot \sqrt{\frac{f \cdot d}{(1+\eta_{заб}) \cdot a}}, \text{ м}, \qquad (14.1)$$

де $\eta_з$ – коефіцієнт заповнення свердловини ВР; $\eta_{заб}$ – коефіцієнт заповнення свердловини забивкою; $f$ – коефіцієнт міцності породи за шкалою проф. М.М. Протод'яконова; $d$ – діаметр свердловин, м; $a$ – відстань між свердловинами в ряду або між рядами, м.

Коефіцієнт заповнення свердловини ВР чисельно дорівнює відношенню довжини заряду в свердловині до глибини пробуреної свердловини

$$\eta_з = \frac{l_з}{L}, \qquad (14.2)$$

де $l_з$ – довжина заряду, м; $L$ – довжина свердловини, м.

Коефіцієнт заповнення свердловини забивкою дорівнює відношенню довжини забивки до довжини вільної від заряду верхньої частини свердловини

$$\eta_{заб} = \frac{l_{заб}}{l_н}, \qquad (14.3)$$

де $l_{заб}$ – довжина забивки, м; $l_н$ – довжина вільної від заряду верхньої частини свердловини, м.

Під час ведення підривних робіт у гірських породах, класифікацію яких здійснено за будівельними нормами та правилами, у разі недостатньої показності

даних з міцносних характеристик ґрунтів, що розробляються, коефіцієнт міцності визначають за формулою

$$f = \left( \frac{F}{2,5} \right)^2, \tag{14.4}$$

де $F$ – номер групи ґрунтів, що підлягають вибуху, за будівельними нормами.

Під час підривання серії свердловинних зарядів однакового діаметра зі змінними параметрами $a$, $\eta_з$, $\eta_{заб}$ розрахунок безпечної відстані за формулою (14.1) треба проводити за найменшими значеннями а, $\eta_{заб}$ і найбільшим $\eta_з$ з усіх наявних у цій серії.

Якщо ділянка масиву, що підлягає підриванню, представлена породами з різною міцністю, необхідно в розрахунку $r_{роз}$ приймати максимальне значення коефіцієнта міцності ґрунту $f$. Під час підривання паралельно зближених (кущів, пучків) свердловинних зарядів діаметром $d$ необхідно приймати їхній еквівалентний діаметр

$$d_e = \sqrt{d \cdot N_з}\ , \text{м}, \tag{14.5}$$

де $N_з$ – число паралельно зближених свердловин у кущі (пучку), м.

Під час визначення небезпечних відстаней необхідно враховувати можливі в процесі проведення підривних робіт відхилення окремих параметрів свердловинних зарядів $a$, $\eta_{заб}$, $\eta_з$, від прийнятих проєктних значень. Тому розрахунок $r_{роз}$ за формулою (14.1) необхідно проводити з певним запасом, приймаючи для цього мінімально можливі в процесі ведення підривних робіт значення параметрів $a$, $\eta_{заб}$ і максимально можливе значення $\eta_з$.

У разі ведення вибухів на косогорах, а також в умовах перевищення верхньої відмітки вибухової ділянки над ділянками границі небезпечної зони більше ніж на 30 м, розміри небезпечної зони $r_{роз}$ у напрямку донизу по схилу треба збільшувати відповідно до формули

$$R_{роз} = r_{роз} \cdot K_p\ , \text{м}, \tag{14.6}$$

де $R_{роз}$ – небезпечна відстань за розкиданням окремих кусків породи в бік нахилу косогору або місцевості, розташованої нижче ніж 30 м від верхньої відмітки вибухової ділянки; $K_p$ – коефіцієнт, що враховує особливості рельєфу місцевості.

Під час проведення підривних робіт на косогорі

$$K_p = 1 + \operatorname{tg}\beta\ , \tag{14.7}$$

де $\beta$ – кут нахилу косогору до горизонту, град.

У тих випадках, коли замість кута $\beta$ відоме перевищення місця підривання над границею небезпечної зони

$$K_p = 0,5 \cdot \left( 1 + \sqrt{1 + \frac{4 \cdot H}{r_{роз}}} \right), \tag{14.8}$$

де $H$ – перевищення верхньої відмітки вибухової ділянки над ділянкою границі небезпечної зони, м.

Якщо в якомусь напрямку границя небезпечної зони, розрахована за формулою (14.1) або (14.6), проходить схилом, треба враховувати можливе скочування окремих кусків породи та збільшувати в цьому напрямку безпечну відстань. Відстань скочування кусків треба визначати експериментально в конкретних умовах. Так само необхідно враховувати вплив сили вітру на можливе збільшення дальності розкидання кусків породи. Вплив цього чинника потрібно визначати за вимогами типових методик згідно з результатами кінозйомки розкидання породних кусків при МВ.

Розрахункове значення небезпечної відстані округлюють у бік збільшення до значення, кратного 50 м. Остаточно прийнята у цьому разі безпечна відстань не повинна бути меншою за мінімальні відстані, зазначені в Правилах (НПАОП 0.00-1.66-13).

Безпечні відстані від місця вибуху до механізмів, будинків, споруд визначають у проєкті ведення підривних робіт з урахуванням конкретних умов.

Відстані, безпечні за розкиданням окремих кусків породи під час вибухів на викидання та скидання, визначають за табл. 14.1 (табл. 1, додаток 37, НПАОП 0.00-1.66-13) залежно від показника дії вибуху заряду *n* і ЛНО *W*.

Таблиця 14.1

Безпечні для людей відстані за розкиданням кусків породи при вибухах на викидання та скидання

| ЛНО, *W*, м | Радіус небезпечної зони для людей при значенні показників дії вибуху заряду *n*, м | | | |
|---|---|---|---|---|
| 1,5 | 200 | 300 | 350 | 400 |
| 2,0 | 200 | 400 | 500 | 600 |
| 4,0 | 300 | 500 | 700 | 800 |
| 6,0 | 300 | 600 | 800 | 1000 |
| 8,0 | 400 | 600 | 800 | 1000 |
| 10,0 | 500 | 700 | 900 | 1000 |
| 12,0 | 500 | 700 | 900 | 1200 |
| 15,0 | 600 | 800 | 1000 | 1200 |
| 20,0 | 700 | 800 | 1200 | 1500 |
| 25,0 | 800 | 1000 | 1500 | 1800 |
| 30,0 | 800 | 1000 | 1700 | 2000 |

***Примітка:*** Під час вибухів на косогорах або в умовах перевищення верхньої відмітки вибухової ділянки над ділянками границі небезпечної зони безпечну відстань треба збільшувати в 1,5 разу.

Під час вибухів серії зарядів з різними значеннями *W* радіус небезпечної зони визначають за табл. 14.1 (табл. 1, додаток 37, НПАОП 0.00-1.66-13). За початкову величину приймають найбільше значення *W* за умови однакових *n*, або найбільше значення *n* за умови однакових *W*. Якщо ж обидва значення (*W* і *n*) є змінними, знаходять такі заряди, у яких сполучення *W* і *n* дають відповідно

до табл. 14.1 (табл. 1, додаток 37, НПАОП 0.00-1.66-13) найбільший радіус зони. Останню приймають як небезпечну зону для підривання такої серії зарядів.

Прийняті значення радіусів небезпечних зон для людей повинні бути не менші, ніж у табл. 14.1 (табл. 1, додаток 37, НПАОП 0.00-1.66-13).

Для зарядів з істотно різними значеннями $W$ і $n$ у разі утворення протяжної виїмки (0,5 км і більше) радіус небезпечної зони для людей можна прийняти різним для різних її ділянок.

Радіуси зон, небезпечних за розкиданням кусків породи, під час вибухів зосереджених зарядів розпушування ($n < 1$), визначають так. З усіх зарядів цієї серії вибирають заряд з найбільшою ЛНО – $W_{\max}$. Для цього заряду розраховують значення довжини умовної ЛНО ($W_{нв}$), за якої він був би зарядом нормального викидання ($n = 1$).

Оскільки значення $W_{нв}$ прийнято визначати із співвідношення

$$W_{нв} = \frac{5 \cdot W_{рихл}}{7}, \text{ м;}$$

то для цього випадку

$$W_{нв} = \frac{5 \cdot W_{\max}}{7}, \text{ м.}$$

Отримане значення $W_{\max}$ є відправним для визначення радіусів небезпечних зон для людей за розкиданням окремих кусків. Шукані значення радіусів $r_{роз}$ знаходять у тих самих графах табл. 14.1 (табл. 1, додаток 37, НПАОП 0.00-1.66-13), що відносяться до зарядів з $n = 1$ і показані на горизонтальному рядку, що відповідає розрахунковому значенню $W_{нв}$.

Безпечні відстані, що забезпечують збереження механізмів, будинків і споруд від пошкодження кусками породи, що розлітаються, необхідно встановлювати в проєкті (паспорті) ведення підривних робіт, враховуючи конкретні умови.

## 14.2. Визначення безпечних відстаней за передачею детонації

Відстань $r_Д$, що виключає можливість передавання детонації від вибуху на земній поверхні одного об’єкта з ВМ – активного заряду до іншого такого самого об’єкта – пасивного заряду, визначають за формулою

$$r_Д = K_Д \cdot \sqrt[3]{Q} \cdot \sqrt[4]{b}, \text{ м,} \qquad (14.9)$$

де $r_Д$ – безпечна відстань від центра активного до поверхні пасивного заряду, м; $K_Д$ – коефіцієнт, що залежить від виду ВМ зарядів і умов вибуху, приймається за табл. 1 (додаток 38, НПАОП 0.00-1.66-13); $Q$ – маса ВР активного заряду, кг; $b$ – менший лінійний розмір пасивного заряду (ширина штабеля), м.

Під час визначання коефіцієнта $K_Д$ за табл. 1 (додаток 38, НПАОП 0.00-1.66-13) для розрахунку безпечних відстаней за передачею детонації необхідно прирівнювати:

- обваловані сховища (об’єкти) до зарядів, що поглиблені на свою висоту в ґрунт;

● необбваловані, розташовані на поверхні сховища та майданчики з ВМ – до відкритих зарядів.

Визначення безпечної відстані між двома об'єктами (сховищами) потрібно проводити за формулою (14.9), приймаючи по черзі кожен об'єкт за активний заряд. У цьому разі за безпечну відстань між об'єктами приймають більше значення з двох розрахованих, але не менше подвоєної ширини найбільшого (за шириною) заряду.

Під час розміщення ВМ, розташованих на одній осі у сховищах видовженої форми, безпечна відстань у всіх випадках повинна становити не менше подвоєної ширини більшого (за шириною) сховища.

За будь-якого розташування сховищ (майданчиків) безпечна відстань повинна бути не меншою за розрив, передбачений правилами протипожежного захисту.

Якщо під час проєктування складу необхідно зблизити об'єкти (сховища) на відстань меншу, ніж визначено за формулою (1), то безпечні відстані для такого складу необхідно визначати, виходячи із сумарного запасу ВМ на складі.

Об'єкти підвищеної небезпеки (сховища ЗІ, стаціонарні пункти розтарювання та виготовлення ВР, бункери з ВР тощо), ємність яких є меншою за ємність основних сховищ, можна розташовувати тільки на таких відстанях від кожного зі сховищ ВМ, щоб їх вибух не викликав детонацію ВМ у сховищах. Цю відстань визначають за формулою (14.9), приймаючи за активний заряд ВМ, що перебувають на об'єктах підвищеної небезпеки.

Безпечні відстані за передачею детонації між сховищами ВР, розраховані за формулою (14.9), коли $b = 1{,}6$ м, наведені в табл. 2 (додаток 39, НПАОП 0.00-1.66-13).

Якщо пасивний заряд складається з різних ВМ (наприклад, амоніту та тротилу), то у процесі розрахунку безпечних відстаней значення коефіцієнта $K_Д$ вибирають для того ВМ (із числа наявних у складі заряду), який має найбільшу чутливість до детонування.

У разі зберігання ДШ 1 м шнура прирівнюють до такої кількості детонаторів

$$n_Д = \frac{P_{ДШ}}{m_Д}, \text{ м}, \qquad (14.10)$$

де $P_{ДШ}$ – погонна маса серцевини ДШ, г; $m_Д$ – маса ВР у детонаторі, г.

## 14.3. Визначення відстаней, безпечних за дією отруйних газів вибуху

За одночасного підривання зарядів викидання загальною масою більше ніж 200 т необхідно враховувати газову небезпеку вибуху та встановлювати безпечну відстань $r_Г$, за межами якої вміст отруйних газів (у перерахунку на умовний оксид вуглецю) не може перевищувати граничнодопустиму концентрацію.

Безпечну відстань $r_Г$ за дією отруйних газів в умовах відсутності вітру або в напрямку, перпендикулярному поширенню вітру, під час підривання зарядів викидання визначають за формулою

$$r_Г = 160 \cdot \sqrt[3]{Q}, \text{ м}, \qquad (14.11)$$

де $Q$ – сумарна маса зарядів вибуху, т.

У напрямку, протилежному поширенню вітру, радіус газонебезпечної зони необхідно приймати рівним $r_Г$. У напрямку вітру радіус газонебезпечної зони $r_Г$ визначають за формулою

$$r_Г = 160 \cdot \sqrt[3]{Q} \cdot \left(1 + V_в\right), \text{ м}, \qquad (14.12)$$

де $V_в$ – швидкість вітру перед вибухом, м/с.

## Питання для самоконтролю

*1. Що впливає на розрахунок відстані, що є небезпечною для людей за розкиданням окремих кусків породи під час МВ свердловинних зарядів ?*

*2. Що впливає на розрахунок безпечних відстаней за передачею детонації?*

*3. Що впливає на розрахунок безпечних відстаней за дією отруйних газів вибуху?*

## ЛІТЕРАТУРА

1. Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд : монографія / Н.В. Зуєвська, К.С. Іщенко, О.К. Іщенко, В.В. Коробійчук. Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2021. 392 с.

2. Геомеханіка створення підземної інфраструктури при видобуванні руд із застосуванням емульсійних вибухових речовин : монографія / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, І.Л. Коваленко, І.Г. Миронова, А.В. Косенко. Дніпро : Журфонд, 2024. 252 с. DOI: 10.33271/DUT.006.

3. Дослідження густини та швидкості детонації емульсійних вибухових речовин / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, І.Л. Коваленко, І.Г. Миронова. *Збірник наукових праць НГУ*. 2022. № 68. С. 43–57. DOI: 10.33271/crpnmu/68.043.

4. Дослідження ефективності використання емульсійних вибухових речовин в підземних умовах Криворізького залізорудного басейну / Д.В. Бровко, В.В. Хворост, С.С. Сєргєєв, А.М. Прилепський. *Вісник Криворізького національного університету*. 2018. Вип. 46. С. 81–84. DOI: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-81-85.

5. Закусило Р.В., Кравець В.Г., Коробійчук В.В. Засоби ініціювання промислових зарядів вибухових речовин : монографія. Житомир : ЖДТУ, 2011. 212 с.

6. Калініченко В.О., Ступнік М.І., Федько М.Б. Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ. Кривий Ріг : КНУ, 2019. 279 с.

7. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Усатий В.Ю. Вибір і розрахунок систем підземної розробки рудних родовищ. Дніпропетровськ : НГУ, 2013. 217 с.

8. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Коробка Є.О. Параметри буропідривних робіт для проведення гірничих виробок. *Фізико-технічні проблеми гірничого виробництва*. 2021. № 23. С. 54–71.

9. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Косенко А.В. Чисельне моделювання лінії найменшого опору при підриванні зарядів. *Збірник наукових праць НГУ*. 2022. № 69. С. 43–57. DOI: 10.33271/crpnmu/69.043.

10. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Косенко А.В. Удосконалення діючої методики розрахунку параметрів буропідривних робіт за працездатністю вибухової речовини. *Збірник наукових праць НГУ*. 2022. № 71. С. 62–70. DOI: 10.33271/crpnmu/71.062.

11. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Косенко А.В. Раціональні параметри буропідривних робіт для проведення підняттєвих. *Фізико-технічні проблеми гірничого виробництва*. 2022. № 24. С. 15–31. DOI: 10.37101/ftpgp24.01.002.

12. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Косенко А.В. Нова методика визначення параметрів буропідривних робіт для проведення горизонтальних і похилих гірничих виробок. *Збірник наукових праць НГУ*. 2023. № 73. С. 16–32. DOI: 10.33271/crpnmu/73.016.

13. Кравець В.Г., Зуєвська Н.В. Проектування вибухових робіт : навч. посіб. Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2020. 217 с.

14. Кравець В.Г., Вовк О.О., Терентьєв О.М. Геомеханічні процеси в породному масиві: Прикладна геодинаміка вибуху : навч. посіб. Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2021. 247 с.

15. Мартинов В.К., Федько. М.Б. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ. Кривий Ріг : Видавничий центр КТУ, 2008. 436 с.

16. Математичне моделювання зон руйнування масиву порід вибухом / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, І.О. Садовенко, В.В. Соболєв. *Збірник наукових праць НГУ*. 2023. № 72. С. 40–52. DOI: 10.33271/crpnmu/72.040.

17. Нова методика визначення параметрів буропідривних робіт для проведення підняттєвих гірничих виробок / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, А.В. Косенко, В.О. Баш. *Збірник наукових праць НГУ*. 2024. № 76. С. 63–80. DOI: 10.33271/crpnmu/76.063.

18. НПАОП 0.00-6.03-06. Порядок знищення вибухових матеріалів промислового призначення : затв. наказом Міністерства України з питань надзвичайних ситуацій та у справах захисту населення від наслідків Чорнобильської катастрофи 06.07.2006 № 423. Київ, 2008. 8 с.

19. НПАОП 0.00-1.24-10. Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом : затв. наказом Державного комітету України з промислової безпеки, охорони праці та гірничого нагляду 18.03.2010 № 61. Київ, 2010. 104 с.

20. НПАОП 10.0-1.08-25. Правила безпеки ведення гірничих робіт у вугільних шахтах : затв. наказом Міністерства економіки України 04.06.2025 № 2585. Київ, 2025. 248 с.

21. НПАОП 0.00-1.66-13. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення : затв. наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013 № 355. Київ, 2013. 184 с.

22. НПАОП 0.00-1.67-13 Технічні правила ведення вибухових робіт на денній поверхні : затв. наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 18.07.2013 № 469. Київ, 2013. 252 с.

23. НПАОП 0.00-5.41-14. Інструкція з безпечної організації та проведення масових вибухів свердловинних зарядів на відкритих гірничих роботах : затв. наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2014 № 426. Київ, 2014. 28 с.

24. НПАОП 0.00-5.40-14. Інструкція з безпечної організації та проведення масових вибухів на підприємствах рудної галузі з підземним способом розробки : затв. наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.05.2014 № 343. Київ, 2015. 44 с.

25. НПАОП 0.00-1.77-16. Правила безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом : затв. наказом Міністерства соціальної політики України 23.12.2016 № 1592. Київ, 2017. 304 с.

26. Розробка і впровадження емульсійних вибухових речовин на кар'єрах України / під ред. В.П. Купріна, І.Л. Коваленка. Дніпропетровськ : ДВНЗ УДХТУ, 2012. 243 с.

27. Собко Б.Ю., Ложніков О.В., Чебанов М.О. Буропідривні роботи на кар'єрах : навч. посіб. Дніпро : НТУ «ДП», 2025. 213 с.

28. Симанович Г.А., Хоменко О.Є., Кононенко М.М. Руйнування гірських порід вибухом. Дніпропетровськ : НГУ, 2014. 207 с.

29. Соболєв В.В., Усик І.І., Терещук Р.М. Технологія та безпека виконання вибухових робіт. Практикум : підручник. Дніпропетровськ : НГУ, 2014. 176 с.

30. Соболєв В.В., Терещук Р.М., Григор'єв О.Є. Технологія та безпека виконання підривних робіт : навч. посіб. Дніпро : НГУ, 2017. 314 с.

31. Математичне моделювання зони зминання масиву свердловинним зарядом вибухової речовини за ударною адіабатою породи / В.В. Соболєв, М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, А.В. Косенко. *Збірник наукових праць НГУ*. 2025. № 82. С. 65–80. DOI: 10.33271/crpnmu/82.065.

32. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Савченко М.В. Технологія підземної розробки рудних родовищ. Дніпро : НТУ «ДП», 2018. 450 с. DOI: 10.33271/dut.001.

33. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Косенко А.В. Процеси підземної розробки рудних родовищ. Дніпро : НТУ «ДП», 2022. 206 с. DOI: 10.33271/dut.002.

34. Brown G.I. The Big Bang: A History of Explosives. Sutton : Stroud, UK, 1998. 256 p.

35. Complex approach to implementation of filling emulsion explosives Ukrainit in underground conditions / I. Kovalenko, N. Stupnik, M. Korolenko, V. Nebogin, D. Kiyaschenko. *Metallurgical and mining industry*. 2016. No 7. P. 79–86.

36. Control of density and velocity of emulsion explosives detonation for ore breaking / M. Kononenko, O. Khomenko, I. Kovalenko, M. Savchenko. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2021. No 2. P. 69–75. DOI: 10.33271/nvngu/2021-2/069.

37. Cooper P.W. Explosives Engineering. New York : Wiley-VCH, 1996. 480 p.

38. Determining the performance of explosives for blasting management / M. Kononenko, O. Khomenko, I. Kovalenko, A. Kosenko, R. Zagorodnii, R. Dychkovskyi. *Rudarsko-Geološko-Naftni Zbornik*. 2023. Vol. 38, No 3. 19–28. DOI: 10.17794/rgn.2023.3.2.

39. Ecological safety of emulsion explosives use at mining enterprises / T. Kholodenko, Y. Ustimenko, L. Pidkamenna, A. Pavlychenko. *Progressive Technologies of Coal, Coalbed Methane, and Ores Mining*. 2014. P. 255–260. DOI: 10.1201/b17547-45.

40. Evaluation of blast wave parameters within the near-explosion zone in the process of rock breaking with borehole charges / V.V. Sobolev, V.V. Kulivar, O.L. Kyrychenko, A.V. Kurliak, O.O. Balakin. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2020. No 2. P. 47–52. DOI: 10.33271/nvngu/2020-2/047.

41. Formation of converging cylindrical detonation front / V.V. Sobolev, O.V. Skobenko, I.I. Usyk, V.V. Kulivar, A.V. Kurliak. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2021. No 6. P. 49–56. DOI: 10.33271/nvngu/2021-6/049.

42. Guang W.X. Emulsion explosives. Beijing : Metallurgical Industry Press, 1994. 388 p.

43. Khomenko O., Rudakov D., Kononenko M. Automation of drill and blast design. *Technical And Geoinformational Systems In Mining*. 2011. P. 271–275. DOI: 10.1201/b11586-45.

44. Kononenko M., Khomenko O. New theory for the rock mass destruction by blasting. *Mining of Mineral Deposits*. 2021. Vol. 15, No 2. P. 111–123. DOI: 10.33271/mining15.02.111.

45. Managing the rock mass destruction under the explosion / M. Kononenko, O. Khomenko, I. Sadovenko, V. Sobolev, Yu. Pazynich, A. Smolinski. *Journal of sustainable mining*. 2023. Vol. 22, No 3. P. 240–247. DOI: 10.46873/2300-3960.1391.

46. Method for calculation of drilling-and-blasting operations parameters for emulsion explosives / M. Kononenko, O. Khomenko, M. Savchenko, I. Kovalenko. *Mining Of Mineral Deposits*. 2019. Vol. 13, No 3. P. 22–30. DOI: 10.33271/mining13.03.022.

47. On improving the efficiency of blasting operations in underground and open-pit mining / O. Kyrychenko, A. Kurliak, O. Balakin, O. Baskevych. *E3S Web of Conferences*. 2019. Vol. 123. P. 01020. DOI: 10.1051/e3sconf/201912301020.

48. Persson P.A., Holmberg R., Lee J. Rock Blasting and Explosives Engineering. Boca Raton, Fla. : CRC Press, 1993. 560 p.

49. Profiled detonation waves in the technologies of explosion treatment of metals / V.V. Sobolev, O.V. Skobenko, M.M. Kononenko, V.V. Kulivar, A.V. Kurlyak. *Metallofizika i Noveishie Tekhnologii*. 2023. Vol. 45, No 11. P. 1349–1384. DOI: 10.15407/mfint.45.11.1349.

50. Raises advance using emulsion explosives / M. Kononenko, O. Khomenko, A. Kosenko, I. Myronova, V. Bash, Yu. Pazynich. *E3S Web of Conferences*. 2024. Vol. 526. P. 01010. DOI: 10.1051/e3sconf/202452601010.

51. Technical, economic and environmental aspects of the use of emulsion explosives by ERA brand in underground and surface mining / T. Kholodenko, Y. Ustimenko, L. Pidkamenna, A. Pavlychenko. *New Developments in Mining Engineering 2015*. 2015. P. 211–219. DOI: 10.1201/b19901-38.

52. Using the methods to calculate parameters of drilling and blasting operations for emulsion explosives / M. Kononenko, O. Khomenko, E. Cabana, A. Mirek, A. Dyczko, D. Prostański, R. Dychkovskyi. *Acta Montanistica Slovaca*. 2023. Vol. 28, No 3. P. 655–667. DOI: 10.46544/ams.v28i3.10.

# ПРЕДМЕТНИЙ ПОКАЖЧИК

**А**
Акваніти 71
Акватоли 70
Амонали 66
Амоніти 64
Анемікси 81
**Б**
Бризантність 48
**В**
Вибух 10
Вибухова речовина 10
Вибухові матеріали 14
Відбивання запасів руди 213
Відрізка запасів руди 209
Вогнепровідний шнур 87
Водостійкість 56
Вторинне подрібнення руди 236
Вугленіти 75
**Г**
Гранеміти 80
Граничний діаметр заряду 30
Грануліти 68
Гігроскопічність 56
Горючі домішки 62
Глибина шпуру 154
**Д**
Детонатор проміжний 118
Детоніти 74
Детонувальнй шнур 105
Детонаційна хвиля 40
Детонація 25, 40
Довжина заходки 154
Довжина шпуру 154
**Е**
Електродетонатор 94
**З**
Загусники 63
Заряд вибухової речовини 128
**І**
Ігданіти 69
Ініціювання 50
**К**
Капсуль-детонатор 86, 110
Кисневий баланс 18
Критичний діаметр заряду 30
Критична щільність заряду 31
Коефіцієнт використання шпуру 144
Кумулятивний ефект 57
**Л**
Лінія найменшого опору 128
**М**
Масовий вибух 238
**Н**
Неелектричні системи ініціювання 108
**О**
Окиснювачі 62
Очисні виробки 196
Очисні роботи 196
**П**
Підсікання запасів руди 197
Побідити 74
Показник дії вибуху 128
Полум’ягасники 63
Пореміти 79
Початковий імпульс 50
Працездатність вибухової речовини 43
Промислова вибухова речовина 11
**Р**
Робота вибуху 33
Розшарування 56
**С**
Сенсибілізатори 63
Сипкість 56
Стабілізатори 63
Струсне підривання 254
**Т**
Температура вибуху 37
Теплота вибуху 35
**У**
Ударна хвиля 24
Україніти 81
**Ф**
Флегматизаторами 63
Фугасність 43
**Ш**
Шашка-детонатор 122

Навчальне видання

**Кононенко** Максим Миколайович
**Хоменко** Олег Євгенович
**Косенко** Андрій Володимирович

**ВИБУХОВЕ РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД І БЕЗПЕКА ПІДРИВНИХ РОБІТ**

Редактор **Л.Є. Гапонова**

Підписано до друку 20.03.2026 р. Формат 60х84$^{1}/_{16}$.
Папір офсетний. Друк цифровий.
Обл.-вид. арк. 18,0. Ум.-друк. арк. 16,7.
Наклад 100 прим. Зам. № 8

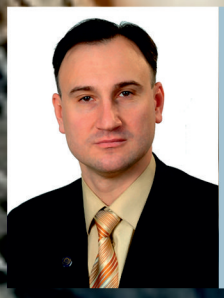
Підготовлено до друку
у Національному технічному університеті
«Дніпровська політехніка».
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842
від 11.06.2004.
49005, м. Дніпро, просп. Д. Яворницького, 19

Видавництво «Журфонд»
49001, Дніпро, вул. Старокозацька, 8.
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру
ДК № 684 від 21.11.2001 р.

Віддруковано ПП Вахмістров О.Є.
49000, м. Дніпро, вул. Писаржевського, 18



**КОНОНЕНКО Максим Миколайович**
професор кафедри відкритих гірничих робіт
та раціонального надрокористування
Національного технічного університету
«Дніпровська політехніка»,
доктор технічних наук, професор



**ХОМЕНКО Олег Євгенович**
професор кафедри гірничої інженерії
та освіти
Національного технічного університету
«Дніпровська політехніка»,
доктор технічних наук, професор



**КОСЕНКО Андрій Володимирович**
доцент кафедри відкритих гірничих робіт
та раціонального надрокористування
Національного технічного університету
«Дніпровська політехніка»,
кандидат технічних наук, доцент