

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ УКРАЇНИ
«КИЇВСЬКИЙ ПОЛІТЕХНІЧНИЙ ІНСТИТУТ
імені ІГОРЯ СІКОРСЬКОГО»

В.Г. Кравець., Н.В. Зуєвська

ПРОЕКТУВАННЯ ВИБУХОВИХ РОБІТ

*Рекомендовано Методичною радою КПІ ім. Ігоря Сікорського
як навчальний посібник для здобувачів ступеня магістра філософії
за освітньою програмою «Геоінженерія»
спеціальності 184 «Гірництво»*

Київ
КПІ ім. Ігоря Сікорського
2020

УДК 622.235

Рецензент *Войтенко Ю.І.*, д-р техн. наук, проф. УКРАЇНСЬКИЙ
ДЕРЖАВНИЙ ГЕОЛОГОРОЗВІДУВАЛЬНИЙ ІНСТИТУТ (УКРДГРІ)

Відповідальний редактор *Коробійчук В.В.*, д-р техн. наук, проф.

*Гриф надано Методичною радою КПП ім. Ігоря Сікорського (протокол № 10 від 18.06.2020р.)
за поданням Вченої ради Інституту енергозбереження та енергоменеджменту
(протокол №12 від 28.04.2020 р.)*

Електронне мережне навчальне видання

Проектування вибухових робіт

Кравець Віктор Георгійович, д-р техн. наук, проф.

Зуєвська Наталя Валеріївна, д-р техн. наук, проф.

Проектування вибухових робіт: навч. Посібник [Електронний ресурс] : навч. посіб. для студ. спеціальності 184 «Гірництво» / В. Г. Кравець, Н.В.Зуєвська; КПП ім. Ігоря Сікорського. – Електронні текстові дані (1 файл : 17,9 Мбайт). – Київ : КПП ім. Ігоря Сікорського, 2020. – 217 с.

Навчальний посібник відповідає програмі навчальної дисципліни "Проектування вибухових робіт", призначений для здобувачів ступеня магістра за спеціальністю 184 "Гірництво", та буде корисним фахівцям з гірничо-видобувних підприємств, науково-дослідних і проектних інститутів і організацій. Розглянутий комплекс методів проектування масових вибухових робіт на відкритих гірничих роботах може бути використаний при виконанні магістерських дисертацій, докторських робіт здобувачами наукових ступенів відповідних спеціальностей. Представлені розрахунки сучасних методів проектування вибухових робіт враховуючи специфіку виконання вибухових робіт на гірничо-видобувних підприємствах.

© В. Г. Кравець, Н.В.Зуєвська, 2020

© КПП ім. Ігоря Сікорського, 2020

ПРИЙНЯТІ СКОРОЧЕННЯ

ВР – вибухова речовина

ВМ – вибухові матеріали

БВР – буро-вибухові роботи

ДШ – детонуючий шнур

ВШ – вогнепровідний шнур

ЗП – засоби підривання

КД – капсуль – детонатор

ЕД – електродетонатор

ЕДКС – електродетонатор короткосповільненої дії

КСДШ – піротехнічне реле

КСП – короткосповільнене підривання

ККД – коефіцієнт корисної дії

НСІ – неелектрична система ініціювання

ЄПБ – єдині правила безпеки при вибухових роботах

ЗМІСТ

	ПЕРЕДМОВА	4
	РОЗДІЛ 1 ПРОЕКТНА ДОКУМЕНТАЦІЯ	
1.1	Загальні вимоги до ведення та проектування вибухових робіт	8
1.2	Проектна документація для виконання підливних робіт на кар'єрах	11
1.3	Вимоги до документації на виконання підливних робіт	15
	РОЗДІЛ 2 ОСНОВНІ СПОСОБИ ЯКІСНОЇ ПІДГОТОВКИ ГІРСЬКОЇ МАСИ	
2.1	Положення з проектування БПР на кар'єрах	21
2.2	Розрахунок параметрів масового вибуху	25
2.3	Техніка короткосповільненого вибуху	29
2.4	Вітчизняна неелектрична система ініціювання	50
	РОЗДІЛ 3 ПІДРИВНІ РОБОТИ В ПІДЗЕМНИХ УМОВАХ	
3.1	Висадження гірських порід при проведенні гірських виробок	60
3.2	Особливості підливних робіт при проведенні виробок в небезпечних умовах вугільних шахт	68
3.3	Проектування вибухових робіт при підземній розробці рудних родовищ	89
3.4	Вибухові роботи при проходженні шахтних стовбурів	95
	РОЗДІЛ 4 ПІДРИВНІ РОБОТИ В СТИСЛИВИХ ҐРУНТАХ	
4.1	Ущільнення просядних ґрунтів	104
4.2	Проектування висаджувальних робіт на гідротенічних об'єктах	110
4.3	Формування протифільтрайційних екрануючих споруд	115
	РОЗДІЛ 5 СПЕЦІАЛЬНІ ВИДИ ВИСАДЖУВАЛЬНИХ РОБІТ	
5.1	Контурне підливня	125
5.2	Вибухові роботи в міських умовах	130
5.3	Вибухові роботи в транспортному будівництві	135
	РОЗДІЛ 6 ОРГАНІЗАЦІЇ ПІДРИВНИХ РОБІТ	
6.1	Небезпечні зони підливних робіт.	140
6.2	Сховища вибухових матеріалів	147
	РОЗДІЛ 7 МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДО ВИКОНАННЯ КУРСОВОЇ РОБОТИ	
7.1	Загальні положення	149
7.2	Розрахунок зарядів розпушування	150
7.3	Розрахунок параметрів зарядів при вторинному подрібненні порід	168
7.4	Визначення параметрів БВР при короткосповільненому підливанні детонуючим шнуром	170
7.5	Визначення параметрів БВР при короткосповільненому підливанні з неелектричною системою ініціювання типу "Нонель"	176
7.6	Вибух на викидання	179
7.7	Визначення сейсдобезпечних параметрів вибухів і відстаней для будівель з пошкодженнями	190
7.8	Визначення безпечних відстаней за дією ударної повітряної хвилі	199
7.9	Визначення відстаней, безпечних за розкиданням кусків породи при масових вибухах свердловинних зарядів на кар'єрах	203
	Література	212

ПЕРЕДМОВА

В сучасних умовах виробництва до сфери інженерної діяльності залучаються значні ділянки верхніх шарів земної кори (споруджуються дамби, водосховища, транспортні і комунікаційні канали, трубопроводи, дороги, у значних масштабах видобуваються тверді, рідкі і газоподібні корисні копалини і т. ін.). Така діяльність потребує всебічного дослідження механічних процесів, що призводять, окрім негативних ландшафтних змін, до повного або часткового порушення природного рівноважного стану.

Серед техногенних чинників порушення рівноважного стану породних масивів особливо важливого значення набувають явища динамічного впливу на гірські породи з метою їх руйнування, ущільнення або переміщення з використанням високоенергетичних джерел імпульсної природи. До них у першу чергу слід віднести вибухи зарядів різноманітних вибухових речовин, що розміщуються у відповідності з технологічними задачами поблизу вільної поверхні або на значній глибині. В останньому випадку їх розміщення диктується необхідністю руйнування гірської породи і твердих корисних копалин при виконанні підготовчих і очисних робіт, утворенні підземних ємностей і зон штучної проникливості для інтенсифікації нафто-водо-газовіддачі з продуктивних пластів, вилужуванні солей і руд кольорових металів, захороненні відходів різноманітних виробництв, використанні тепла Землі та ін.

Висаджуванням зарядами, розміщеними на незначній глибині, здійснюється видобуток твердих корисних копалин відкритим способом, інженерна обробка стисливих ґрунтів, створення каналів, водосховищ, виконуються різноманітні роботи спеціального призначення (днопоглиблювальні роботи, зварювання, штампування металів та інші різновиди металообробки, посадження насипів на мінеральне дно боліт, отримання нових матеріалів та ін.). Як джерело вибуху, так і середовище, на яке воно впливає, мають певні характеристики, що визначають успішність якісного виконання вибухових робіт згідно з їх призначенням. Перше являє собою енергетичний потенціал у вигляді силового імпульсу, що прикладається на межі з середовищем, тобто на контакті «поверхня заряду – стінка зарядної камери». Під впливом цієї дії відбувається рух середовища, що супроводжується тим чи іншим

видом деформації залежно від фізико-механічних властивостей матеріалу середовища, характеру прикладання навантаження та інших чинників. Отже, оптимізація процесу, у першу чергу, руйнування гірської породи, неможлива без урахування її фізико-механічних характеристик, а також без гармонізації з механізмом збурення і формування імпульсу, передачі його енергії середовищу з максимально можливим ККД.

Вирішення різноманітних інженерних задач базується на встановленні балансу між потенціальною енергією джерела та її реалізацією в середовищі в усіх формах, але в першу чергу корисних з технологічної точки зору. Проте в дійсності відбуваються втрати частки потенційної енергії як на стадії детонації, так і внаслідок неповної її реалізації в середовищі. Недосконалість аналітичних рішень з добору початкових параметрів вибухового імпульсу, а також неповне врахування реальних властивостей середовища, не дають можливості повноцінно його реалізувати в різноманітних технологічних процесах (подрібненні гірських порід, обережному відділенні монолітів декоративного каменю. ліквідації просадних властивостей ґрунтів, отриманні підземних порожнин і відкритих виїмок, регулюванні русел річок та ін.). Алгоритми вирішення цих задач містять експериментальні коефіцієнти, що уточнюють властивості середовища в конкретних умовах, а також враховують технологічні особливості цих інженерних розробок.

В даний час в арсеналі методів керування вибухами зарядів з точки зору технологічних вимог можна виділити:

- групу методів, за яких ефективність вибуху визначається умовами роботи заряду безпосередньо в зарядній камері (застосування ВР з потрібними детонаційними та енергетичними характеристиками, керування густиною заряджання, зміна конструкції заряду, внутрішньо-свердловинне сповільнення і т. п.);
- групу методів, в яких реалізація технологічних вимог до деформованого стану масиву досягається ефективною взаємодією хвильових процесів поодиноких зарядів при групових вибухах (одночасне, короткосповільнене, комбіноване висаджування, зміна просторового розміщення зарядів, збурення резонансних коливань);

- поєднання цих методів.

Оскільки будь-який вибух одночасно характерний подвійними ознаками механічного ефекту (бризантною і метальною складовими), підхід до його проектування залежить від вирішуваних вибухом задач. Більшість (за об'ємами робіт) задач гірництва вирішується через подрібнення гірської маси з наступним її переміщенням, тобто відділенням від основного масиву. В цьому разі проектування параметрів буро-вибухових робіт (БВР) складається виходячи з певного балансу між вказаними ознаками, який має забезпечити заданий ступінь подрібнення. Досягнення цього ступеня потребує відповідного акценту на одному з цих механізмів. Якщо руйнується природно порушений гірський масив, фактично достатній метальний (фугасний) чинник. Аналогічно в разі застосування технології відділення монолітного каменю ощадливим динамічним методом є необхідність максимально виключити бризантний чинник. В разі подрібнення порід з високою міцністю лише фугасного чинника недостатньо, відповідно набувають значення бризантні властивості ВР, які визначаються в першу чергу швидкістю детонації ВР заряду. Місцева дія вибуху набуває переважаючого значення в технологіях, пов'язаних з поверхневою обробкою матеріалів.

Доступним інструментарієм проектування вибухових робіт в часі вирішення будь-якого конкретного технологічного завдання залишаються добір відповідної ВР, призначення архітектури промислового заряду, створення відповідних умов для його підривання у взаємодії в просторі і часі з суміжними зарядами в групі та за необхідності між групами зарядів.

У даній роботі викладено основні положення та умови якісного проектування та виконання вибуху в середовищах з різноманітними властивостями при виконанні технологічних задач. До таких задач прикладного плану зі значним народногосподарським інтересом, направлених на вдосконалення вибухових методів виконання гірничо-будівельних і земляних робіт можуть бути віднесені наступні:

- вибухові технології руйнування скельних порід масовими вибухами при видобутку корисних копалин відкритим способом і на підготовчих та очисних роботах у підземних умовах;

- забезпечення раціональних режимів вибухових робіт різноманітного призначення вибуховими речовинами з оптимальними детонаційними, енергетичними та іншими характеристиками у відповідності з техніко-економічними та екологічними вимогами в конкретних виробничих умовах;
- застосування енергії вибуху для отримання підземних порожнин і відкритих виїмок у зв'язаних і водонасичених ґрунтах;
- розробка вибухових методів ліквідації просадних властивостей лесових і лесоподібних ґрунтів, виторфування під дорожнім насипом для його посадки на мінеральне дно болота;
- виконання вибухових робіт під водою при днозаглибленні і русло-регулюванні;
- керування вибуховими процесами з метою зменшення впливу небезпечних чинників, пов'язаних з впливом сейсмовибухових хвиль, розкиданням окремих шматків порід, поширенням звукової хвилі та пило газової хмари.

Пропонована книга може розглядатися в якості навчального посібника для студентів вищих навчальних закладів гірничої і будівельної спеціальностей, а також може бути використана при виконанні магістерських дисертацій, докторських робіт здобувачами наукових ступенів відповідних спеціальностей.

РОЗДІЛ 1 ПРОЕКТНА ДОКУМЕНТАЦІЯ

1.1 Загальні вимоги до ведення та проектування вибухових робіт

Сфера застосування підривних робіт безперервно розширюється. Це пояснюється тим, що величезна потужність вибуху, яка виділяється практично миттєво, в мільйони разів перевищує всі відомі сучасні джерела енергії для руйнування та переміщення масивів гірських порід.

Так, потужність вибуху 400-грамової шашки тротилу перевищує потужність, що розвиває 1,2 мільярда людей (200 г амоніту - 21,5 млн. к. с).

На контакті заряду з середовищем виникають величезні тиски, що дозволяє ефективно використовувати вибухи для ущільнення та зміцнення поверхні металів, зварювання листів різних металів, отримання промислових кристалів діаманту, тобто виконувати роботи, які поки що важко або неможливо виконати іншими методами.

Широко використовуються кумулятивні зосереджені або циліндричні подовжені заряди для утворення отворів у металах (трубах, листах в т.ч. в космосі), для різання металевих конструкцій, руйнування залізобетонних промислових споруд.

В наш час вартість машин та обладнання незмірно зросла, тому використання енергії вибуху є економічно більш прийнятним не тільки для руйнування міцних скельних порід, тобто виконання процесу підготовки гірської маси до виймання, але й для робіт, пов'язаних з переміщенням та ущільненням напівскельних порід та м'яких ґрунтів.

Окрім безпосередньої роботи на гірничих підприємствах, пов'язаної з підготовкою гірської маси до екскавації, вибух працює на таких земляних роботах, як:

- будівництво виїмок та каналів вибухом на викидання;
- ущільнення ґрунтових русел каналів;
- ущільнення лесових просадкових масивів;
- утворення вертикальних паль з камуфлетною п'ятою;
- утворення системи піщаних паль-дрен;
- посадження дорожніх насипів на мінеральне дно боліт;
- консолідація водонасичених слабких ґрунтів в шляховому будівництві;
- спорудження протифільтраційних екранів ;

- створення підземних порожнин - сховищ токсичних відходів та ін.;
- створення штучних островів в обводнених ґрунтах для розташування нафтових та газових вишок;
- ліквідація пожеж на свердловинах;
- динамічний розрив пластів;
- сейсморозвідка;
- геологорозвідувальні роботи;
- руслорегулювання (спрямлення та поглиблення);
- плантаж напівскельних ґрунтів під виноградники;
- ущільнення відвалів гірських порід;
- проходження протипожежних ровів;
- армування слабого ґрунту скельними породами.

Названі напрямки не вичерпують всіх „професій” вибуху. Головне, що витікає з цього переліку - якщо навіть буде винайдено спосіб масового руйнування скельних порід без вибуху, це фізичне явище не втратить своєї принадливості для науковців та технологів.

Ось прозорливі слова Дмитра Менделєєва: „Увага до вибухових речовин, вірогідно, з року в рік буде не зменшуватись, а зростати, оскільки в новій області цього предмету передбачається багато чисельність самостійних і глибоко важливих для науки питань”.

Менделєєв зрозумів, що вибух може бути тим концентратом енергії, за допомогою якого стане можливим підняти завісу таємничості над низкою загадок природи, підняти можуть людського розуму на нові висоти.

Ось приклади з недалекого минулого:

Геохіміки Чикагського університету, вирішуючи загадку вкраплення в метеорити діамантів, висловили гіпотезу, що вони утворюються з графіту під дією ударної хвилі при ударі метеориту об поверхню Землі.

Перевіряючи експериментальне цю гіпотезу, вчені за допомогою вибуху отримали штучні діаманти.

Так само за допомогою вибуху з графітоподібного нітриду бору отримано нову (полікристалічну, кубічну) модифікацію цієї речовини, що знайшла застосування в інструментальній промисловості.

Індукція магнітного поля в синхрофазотронах не перевищувала 15 тис. Гаусс, тоді як вага магнітів складала десятки тисяч тон. Енріко Фермі підрахував, що для прискорення часток до енергій космічних променів фізикам знадобляться прискорювачі, які вийдуть за межі земної кулі. В 1952 р. вчені застосували вибух, що ознаменувало появу принципово нового методу отримання надпотужних магнітних полів, в 50 млн. разів потужніших за напруженість земного магнетизму.

Оперуючи ударними хвилями в широкому діапазоні, вчені встановили, що при певних параметрах, керуючи інтенсивністю ударних хвиль, можливе перетворення простих молекул речовини на більш складні, аж до полімерних ланцюжків. Наприклад, сирий каучук при проходженні по ньому ударної хвилі миттєво „вулканізується”, перетворюючись на гуму. Фундаментальне значення цього відкриття складається в тому, що амінокислоти під дією певного спектра ударних хвиль перетворюються в прості білкові речовини. Тобто, під дією сонячного світла та грозових розрядів з аміаку та води можуть утворюватись амінокислоти, котрі, в свою чергу, під дією ударних хвиль вулканічного, сейсмічного та метеоритного походження стануть матеріалом, з якого міг виникнути первинний білок.

Отже, фізика вибуху поєднується з біологією, свідчить про те, що можливо, ударні хвилі є прабатьками «всього сущого» на Землі. Таким чином, творчі вибухи гриміли, гримлять і будуть гриміти.

Романтика підривних робіт - в їх складності, відносній небезпеці та багатогранності.

Вибухова справа - це не тільки науково-технічна дисципліна, це і своєрідне мистецтво. Не було і немає двох абсолютно однакових вибухів, як не може бути ідеально подібних за умовами задач, які вирішуються за допомогою вибуху. Отже, вибухівець, підривник завжди знаходиться на передньому фронті творення.

Гірничий інженер, що має гірничотехнічну освіту, отримує право керівництва всіма видами гірничих та підривних робіт, тому в цьому курсі ми подаємо технології

ведення підричних робіт в різних галузях промисловості, методики розрахунків зарядів у зв'язку з різними задачами.

1.2 Проектна документація для виконання підричних робіт на кар'єрах

Підричні роботи на кар'єрах мають систематичний характер і тому переважно виконуються за типовими проектами. Типові проекти складаються на основі рішень, прийнятих в технологічній частині проекту кар'єра і на стадіях: виконання робочої документації і робочих креслень, які періодично переглядаються з урахуванням досвіду роботи та змін у гірничотехнічних умовах.

На стадії складання проекту із зведеним кошторисним розрахунком вартості при проектуванні по даному кар'єру мусять бути вибрані метод підричних робіт, бурові верстати, укрупнено визначені середні величини q , виходу г. м. з 1 м свердловини, вартість 1 кг ВР, схема механізації вибухових робіт; все це дозволяє визначити експлуатаційні та капітальні витрати на буріння та підривання.

На стадії робочої документації названі показники БВР уточнюють, визначають об'єм блоків, що підриваються, число рядів та мережу розташування зарядів з урахуванням зазначеної в Проекті кар'єра ширини робочого майданчика уступу, встановлюють радіуси небезпечних зон, проектують склад ВМ, вибирають метод підривання та ін. Це є основою для визначення витрат за процесами та сумарних витрат, що необхідно для встановлення граничних контурів та глибини кар'єру, а також собівартість видобування корисної копалини.

На стадії робочих креслень прийняті рішення і варіанти деталізують в межах затверджених показників і витрат з поділом на перші 5-7 років до досягнення проектної потужності кар'єру. Ступінь деталізації повинна бути достатньою для складання при будівництві кар'єра і його експлуатації відповідних типових проектів підричних робіт.

ПОРЯДОК СКЛАДАННЯ ТИПОВОГО ПРОЕКТУ.

Типовий проект ведення підричних робіт на кар'єрі затверджується головним інженером комбінату (рудника, кар'єра) або за узгодженням з ним - головним інженером організації, що веде ВР та вводиться в дію наказом директора комбінату (рудника, кар'єра).

РОЗДІЛИ ТИПОВОГО ПРОЕКТУ 1.

Загальні відомості

- розташування об'єкта робіт;
- навколишні населені пункти;
- залізничні станції;
- наявність доріг, їх типи та стан;
- мета робіт та річний об'єм гірської маси в щільному тілі з розбиванням за типами робіт;
- наявність виробничої бази (бурового обладнання, компресорного та ремонтного господарства, систем енергопостачання та складського господарства (ВМ, ВР));
- для кар'єрів, що будуються, вказується число бурових верстатів; їх енергопостачання, потужність ремонтного та складського господарства визначається розрахунком, а для діючих - приймаються за наявністю обладнання.

1.1.

- рельєф, геологія, гідрогеологія;
- відомості про топографію, кліматичні умови району;
- коротка характеристика породи - назва, міцність, форма залягання, щільність, тріщинуватість, інші фізико – механічні властивості;
- гідрогеологія родовища, підрахунок запасів.

При необхідності виконують додаткові дослідження по уточненню тріщинуватості, категорій міцності та здатності породи до висаджування.

Прийняті або існуючі гірничотехнічні умови виконання підривних робіт:

- система розробки;
- число одночасно розроблюваних уступів; їх висоти та кути відкосів;
- розміри та черговість розробки блоків (вибоїв);
- методи ВР та види підривання;
- прийняті бурові верстати, бурильні молотки, компресори для вибраних способів буріння, а також діаметри свердловин та шпурів по уступах

(горизонтам);

- розмір некондиційного куска та прийнятий по кар'єру вихід негабариту;
- ширина і висота розвалу порід.

3. Лист розділу для кар'єрів, що будуються, визначається в основному технологічною частиною технічного проекту кар'єра з визначенням шляхом розрахунку парком бурового обладнання в залежності від об'ємів та методів ВР. Для діючих кар'єрів приймається за фактичним станом.

4. Рішення завдання та типові елементи розташування зарядів:

- найбільш ефективний варіант ВР, прийнятий на основі дослідних даних, досвіду роботи в аналогічних умовах, результатів наукових досліджень і технічних розробок;
- вибір типу буріння та бурових верстатів, діаметра свердловин та шпурів;
- вибір ВР та встановлення розрахункової величини питомої витрати ВР;
- визначення типових елементів розташування зарядів на уступі.

Для проєктованих кар'єрів цей розділ може бути об'єднаний з попереднім. Для діючих кар'єрів обґрунтовуються зміни, внесені в попередній проєкт.

5. Розрахунок зарядів, їх розташування і конструкція (по уступах):

- елементи розташування свердловин; маса заряду та конструкція;
- вид і схема підривання;
- вихід г. м. з 1 свердловини (шпура);
- розрахункові питомі витрати q для ВР та засобів підривання (ЗП), при бурінні на 1 заряд.

Розрахунки виконуються для кожного уступу, зводяться до таблиці типових параметрів свердловинних зарядів.

6. Визначення типової серії зарядів, які підриваються одночасно.

На основі річної виробничої потужності кар'єра та числа робочих днів на рік, режиму підривання та потрібного запасу підірваної г. м. визначають об'єм масових вибухів по кожному уступу та періодичність їх виконання.

Встановлюються розрахунком:

- число одночасно підірваних свердловин на уступі та загальна маса

зарядів;

- розташування свердловин на уступі;
- розташування свердловин по фронту та глибині підірваного блоку; схема підривання;
- вихід г. м. і негабариту по уступам і по кар'єру в цілому; загальне число масових вибухів по кар'єру та потреба в ВР та ЗП.

7. Підривання негабариту (оброблення, розділення).

Уточнюється число негабаритних кусків, типові глибини шпурів, маси зарядів, витрати буріння, ВР, ЗП.

8. Типова схема організації робіт.

З урахуванням режиму роботи кар'єра, забезпеченості буровими верстатами, фронтом робіт і часом для підготовки та виконання вибухів розроблено типову схему організації робіт, яка гарантує створення потрібного запасу підірваної гірської маси та безпеку робіт.

Розрахунок передбачає визначення:

- склад робочої сили на буріння та підривання;
- потреба в бурових верстатах, ремонтних роботах, автотранспорті, ВР та ЗП;
- графіки виконання вибухових робіт.

9. Схема підривної мережі, її розрахунок і монтаж.

Складається типова схема вибухової мережі, схеми підривання зарядів типової серії, інтервали сповільнення зарядів і груп. Схема подається для первинного та вторинного підривання.

10. Заходи безпеки.

- розрахунок радіуса небезпечної зони для людей та механізмів за розлітанням, за дією сейсмічних та ударних повітряних хвиль;
- визначення меж небезпечної зони, розташування шлагбаумів, попереджувальних написів, сигнальних щогл, мінних станцій, бліндажів, постів оточення небезпечної зони;
- порядок подачі сигналів;
- заходи безпеки для об'єктів в межах небезпечної зони, місця відведення

людей і механізмів;

- заходи безпеки при роботі бурових верстатів та зарядних машин.

11. Економічна частина

На основі п. п. 6,7,9 складається калькуляція вартості бурових і вибухових робіт, що включає прямі витрати на матеріали, основну заробітну плату, витрати на експлуатацію машин та механізмів.

До типового проекту ВР додаються:

- ситуативний план місцевості в масштабі 1:10 000 чи 1:2000 з нанесенням місць ведення ВР, меж небезпечної зони, сигнальних щогл, попереджувальних написів, шлагбаумів, постів охорони та ін.
- поперечні типові профілі;
- схема розташування свердловин на уступі;
- конструкція заряду в свердловині;
- схема підривної мережі;
- план гірничих робіт;
- протокол затвердження проекту;
- графік виконання ВР.

Коректування типового проекту узагальнює накопичений досвід ведення ВР, результати дослідно-промислових вибухів та призначене для зменшення непродуктивних витрат при підготовці та проведенні вибухів, зменшення шкідливих та небезпечних проявів дії масового вибуху.

1.3 Вимоги до документації на виконання підривних робіт

Всі підривні роботи проводяться згідно з вимогами відповідної проектної документації (проекти, паспорти, схеми та ін.), що вміщує необхідні технічні, організаційні рішення та заходи безпеки.

Проекти необхідно розробляти для підривання свердловинних, камерних, котлових зарядів, включаючи вибухові роботи на будівельних об'єктах, при обвалюванні будинків і споруд, прострілюванні свердловин чи шпурів, веденні днопоглиблювальних робіт, льодохідних робіт, робіт на болотах, підводних вибухових робіт, при підриванні гарячих масивів, виконанні промислових та сейсморозвідувальних робіт, виконанні інших спеціальних робіт.

Інші підривні роботи, переважно виконуються за паспортами.

Кожне підприємство (організація), що виконує масові вибухи, зобов'язане мати типовий проект таких вибухів, що є базовим документом для розробки проектів в конкретних умовах.

На об'єктах будівництва масові вибухи виконуються у відповідності з проектами виконання будопідривних робіт (або за робочими кресленнями).

Для забезпечення єдності розуміння терміну „масовий вибух” в „Єдиних правилах безпеки при ВР” наводиться таке визначення: **масовим вибухом слід вважати:**

- **на підземних роботах** - вибух, при виконанні якого потрібен час для провітрювання та відновлення робіт в руднику (шахті, дільниці), більший, ніж це передбачено в розрахунку при щоденній організації робіт;
- **на поверхні** - вибух змонтованих в загальну підривну мережу двох чи більше свердловинних, котлових чи камерних зарядів, незалежно від протяжності зарядженої виробки, а також поодиноких зарядів в виробках протяжністю більше 10м.

ПРОЕКТИ БВР поряд з іншими питаннями повинні вміщувати рішення з безпечної організації робіт з наведенням основних параметрів підготованих вибухів: способів ініціювання зарядів, розрахунку вибухових мереж, конструкцій зарядів, бойовиків; передбачуваної питомої витрати вибухових матеріалів (ВМ); радіуса безпечної зони та її охорони з урахуванням об'єктів, що знаходяться в межах зони (будинків, споруд, комунікацій тощо), заходів безпеки, що доповнюють для конкретних умов вимоги нормативних документів.

ПАСПОРТИ бурових робіт (БВР) включають:

- назву вибухових речовин (ВР) та засобів ініціювання (ЗІ), схему розташування шпурів чи зовнішніх зарядів; дані про спосіб заряджання, число зарядів, глибину та діаметр шпурів, масу та конструкцію зарядів і бойовиків, послідовність та число прийомів підривання, матеріал набивки та її величину, довжину запалювальних трубок та контрольного відрізка вогнепровідного шнура, схему монтажу підривної (електро підривної) мережі з позначенням сповільнень;
- величину радіуса небезпечної зони в районі вибуху;

- вказане місце укриття підричника та інших робочих на час виконання підричних робіт;
- вказівки про розташування постів охорони чи оточення небезпечної зони, розміщення запобіжних пристосувань, попереджувальних та заборонних знаків, що перепиняють доступ людей в зону і до місця вибуху.

Для вугільних та сланцевих копалень, крім того, мусить бути вказано режими підричних робіт, а також число та схему розташування спеціальних засобів, що попереджують вибухи газу і пилу при ВР.

Без паспортів БВР припускається виконувати дослідні підривання для встановлення показників, потрібних для складання таких паспортів:

- підривання шпурових зарядів, призначених для доведення контуру виробки до встановлених параметрів;
- для видалення нависань;
- в деяких інших регламентованих випадках.

Це, однак, не означає, що перераховані вибухові роботи проводяться довільно, їх звичайно виконують за схемами.

Найбільшу організаційну та технічну складність відносно безпеки ВР являють масові вибухи в підземних рудниках.

Масові вибухи в підземних рудниках можна розділити на 2 групи:

- вибухи для відбивання, підсікання рудного масиву, а також при підповерховому обрушенні блоків та міжкамерних ціликів;
- вибухи при обрушенні поточин, відбиванні блоків та руйнуванні міжкамерних ціликів на повну висоту поверху, а також при ліквідації порожнин.

Масові вибухи, що відносяться до 1 групи, проводяться за такою технічною документацією:

- типовим проектом проведення масових вибухів на підприємстві;
- технічним проектом кожного окремого масового вибуху та графіком його проведення.

Друга група масових вибухів проводиться за спеціальними проектами, що складається на кожен вибух.

ТИПОВИЙ та СПЕЦІАЛЬНИЙ проекти розробляються на основі проекту розробки родовища, технічної та маркшейдерської документації по розробці підірваного блока (панелі), Єдиних правил безпеки при ВР, тимчасової інструкції по організації і проведенню масових вибухів в підземних умовах, місцевих інструкцій з безпеки робіт, наукових даних та практичного досвіду.

В ТИПОВОМУ проекті проведення підземних масових вибухів в числі інших даних наводяться: гірничотехнічна характеристика блоку (панелі); обґрунтований вибір параметрів розташування свердловин (зарядних камер, шурфів), способів і схем підривання, типів ВР і конструкцій зарядів, діаметрів свердловин. Вказуються розрахункові показники вибуху (q , V , V_e , та ін.), методика розрахунку: електропідривної мережі, часу провітрювання, величини зарядів ВР, сейсмічне безпечних R для гірничих виробок та інженерних споруд. Особливо перелічуються заходи з техніки безпеки.

Технічний розрахунок масового вибуху складається для кожного окремого вибуху на основі типового проекту, маркшейдерських, геодезичних, геологічних та гідрогеологічних даних блоку, що підривається, графічних матеріалів та результатів попередніх вибухів. При його розробці враховуються конкретні умови ведення підривних робіт і, виходячи з них, визначаються певні заходи безпеки.

Технічний розрахунок містить:

- об'єм масиву, що підривається, загальну кількість ВМ, спосіб зарядження, конструкцію зарядів, число їх;
- таблицю параметрів БВР з даними про глибину свердловин, масу окремих зарядів;
- схеми фактичного розташування свердловин;
- схеми підривної мережі з вказаними місцями встановлення бойовиків, піротехнічного реле та джерела струму. Наводяться інтервали сповільнення.

Спеціальний проект:

1. Гірничотехнічна характеристика району вибуху.
2. Розрахункові показники масового вибуху.
3. Організаційно-технічні заходи при підготовці і проведенні масового вибуху.

Третій розділ: заходи, що забезпечують безпеку ВР в т.ч. при доставленні, транспортуванні та зберіганні ВР; організація робіт, пов'язаних з підготовкою, проведенням вибухів, попередженням його руйнівних наслідків; безпечні відстані, в т.ч. на періоди зарядження, монтажу вибухової мережі та вибуху.

До проекту масового вибуху прикладаються:

- загальний план місцевості (ситуаційний план), на який нанесено небезпечну зону та пости;
- геологічні розрізи в т.ч. по лінії об'єкт – заряд з відмітками про структуру та текстуру гірських порід.

Комплекс заходів щодо організації підривних робіт містить оформлення дозвільної, проектно-технічної та виконавчої документації; забезпечення підривників потрібним інструментом і захисними пристроями; будівництво сховища ВМ, будівельні підготовки ВМ і укриття для підривників; встановлення сигнальних і попереджувальних пристроїв; оконтурювання на місцевості небезпечної зони; обладнання транспортних засобів і оформлення документації для перевезення ВМ; оформлення та отримання документів на придбання та доставку ВМ.

Підривні роботи мають виконуватись підривниками під керівництвом особи технічного нагляду за письмовими нарядами з ознайомленням під підпис і відповідними нарядами-путівками і виконуватись тільки в місцях, що відповідають правилам і інструкціям з безпеки робіт.

Без письмових нарядів допускаються підривні роботи під час ліквідації аварійних ситуацій та їх запобігання.

Виконання масових вибухів як складного і небезпечного технологічного процесу потребує науково обґрунтованого підходу до кожної технологічної операції (Схема 1). При цьому ефективність результатів висаджування залежить від правильного врахування факторів, що впливають на нього і визначаються з допомогою аналітичних та експлуатаційних методів з подальшою перевіркою в промислових умовах згідно зі схемою 2.

СТРУКТУРНА СХЕМА 1
організації робіт при виконанні масового вибуху

	Оформлення технічної документації	
	Підготовка місця вибуху	
	Розмітка місця для свердловин	
	Буріння свердловин, шпурів	
	Заряджання ВР і набивка	
	Комунікація підривної мережі та її перевірка	
	Підривання	
	Огляд місця і оцінка вибуху	

Схема 2

досліджень щодо визначення впливу природних і технологічних чинників на вибір параметрів і результати підривних робіт

Об'єкт досліджень (масив гірських порід)						
Визначення зв'язку між характеристиками масиву й умовами висаджування						
Фізико механічні властив.	Акустичні властив.	Тріщинуватість	Блочність	Анізотропія	Обводненість	Параметри уступу

Вплив на процес підривання					
Поодинокі заряди			Групові заряди		
Геометрія і параметри	Тип ВР	Конструкція	Спосіб ініціювання	Параметри ініці – ра	

Схеми КСВ	Геометрія мережі	Розміри мережі	Спосіб підривання
-----------	------------------	----------------	-------------------

Показники дії вибуху						
Гран. склад	Якість підошви	Стан відкосу	Сейсмічний ефект	УПХ	Розліт кусків	Параметри розвалу

РОЗДІЛ 2 ОСНОВНІ СПОСОБИ ЯКІСНОЇ ПІДГОТОВКИ ГІРСЬКОЇ МАСИ

2.1 Положення з проектування БПР на кар'єрах

Основні вимоги до якості підготовки гірської маси.

Основою проектування вибухів є звіт про детальну розвідку родовища з підрахунком запасів та завдання на проектування.

Дані про елементи системи розробки: Н – висота, ширина робочого майданчика, середній об'єм вибуху, режим ПР, параметри екскаваторів, транспортного та іншого обладнання беруться з проекту кар'єру. Ці дані дозволяють оцінити висаджуваність порід, визначити вимоги до крупності гірської маси, вибрати метод ПР, схему їх механізації і бурове обладнання.

Висоту уступу Н приймають за проектом, але не більше $1,5 H_{\text{ч}}^{\text{max}}$ екскаватора.

Висаджена гірська маса мусить відповідати таким вимогам:

1. Припустимий max розмір кусків (м) – із місткості ковша

$$d_{\text{max}} \leq 0.$$

де $V_{\text{к}}$ - об'єм ковша, м^3

2. Припустимий розмір за місткістю транспортних посудин

$$d_{\text{max}} \leq 0.5 \cdot \sqrt[3]{V_T},$$

де V_T - об'єм транспортної посудини в 3 – 4 рази $> V_{\text{к}}$.

3. Припустимий розмір (м) приймального отвору дробарок, грохотів та ін. при навантаженні в перевантажувальний бункер,:

$$d_{\text{max}} \leq (0.75 \div 0.85) \cdot b,$$

де b – ширина приймального отвору, м, або залежно від розміру завантажувального зазору дробарки.

4. Припустимий розмір (м) при навантаженні на стрічковий транспортер:

$$d_{\text{max}} \leq 0,5 \cdot b' + 0,1, \text{ м}$$

де b' - ширина стрічки конвеєра, м

Вихід негабариту при первинному підриванні не більше 5% від його вмісту в масиві.

Таблиця 2.1

Характеристики дробарок

Конусні дробарки	ККД – 500	ККД – 900	ККД – 1200	ККД – 1500
$d_{\max}$, м	0,4 м	0,75 м	1,0 м	1,2 м
Щекові дробарки	1200×900	1500×1200	2100×1500	2100×1500
$d_{\max}$, м	0,7	1,0	1,2	1,2

Визначення способу буріння, діаметру свердловини, та типу бурового обладнання.

Визначають фактори:

Природні: властивості порід, опірність різним типам руйнування.

Технологічні: продуктивність кар'єру та бурового обладнання, порядок ведення БПР, наявність однотипного обладнання.

Таблиця 2.2

Основні способи буріння свердловин.

Тип	$d_{\text{св}}$, мм	Глибина, м	f	Область застосування
Шарошкове	150 – 400	до 30	6 – 16	Будь – які умови
Термічне	200 – 500	до 40	16 – 20	Кварцеві, міцні, абразивні.
Пневмо – ударне	105 – 250	до 30	15 – 20	кар'єри невеликої продуктивності
Ударно – канатне	220 – 350	40	4 – 20	Мерзлота
Обертове (шнекове)	125 – 160	25	до 5	м'які породи, кар'єри малої продуктивності

Найбільш ефективним в скельних та напівскельних породах є **шарошкове** буріння, яке має широкий діапазон долітання. Ним оббурюється 75% гірської маси. Верстат СБШ – 200 з найменшим діаметром долота по породах середньої міцності забезпечує продуктивність оббурювання приблизно 700 тис. м³ гірської маси, тобто середню річну продуктивність кар'єру нерудних копалин.

Вибір оптимального діаметра свердловин базується на наступному:

1. При постійній питомій витраті ВР відповідно збільшення $d_{\text{св.}}$ збільшує $d_{\text{середній}}$, тобто діаметр свердловини є лінійною функцією від $d_{\text{середній}}$.

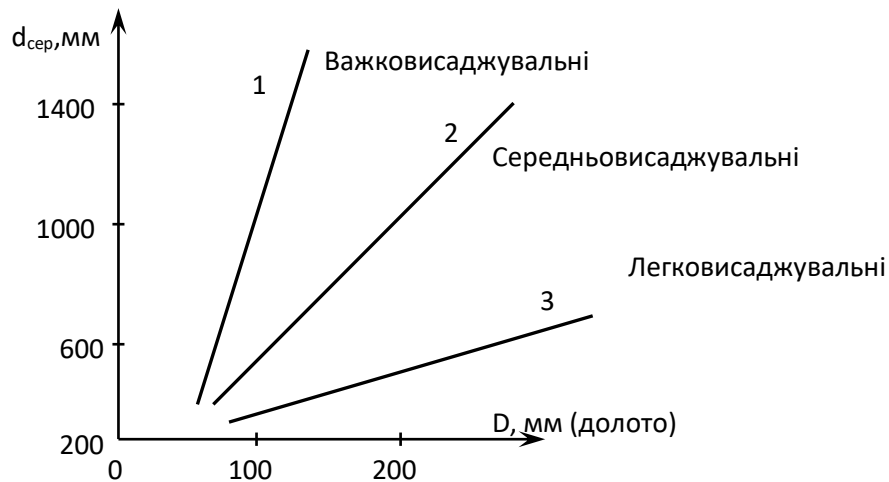


Рис.2.1 Залежність діаметра середнього куска породи від діаметра долота в породах різної висаджуваності

2. Збільшення $d_{\text{св.}}$ суттєво знижує вартість бурових робіт на 1 м^3 , оскільки збільшується вихід гірської маси з 1м свердловини пропорційно квадрату її діаметра. Різко зменшуються витрати праці, але погіршуються показники подрібнення 1м. Щоб запобігти цьому, збільшують q . Ростуть витрати на ВР пропорційно збільшенню q .

Природна тріщинуватість порід теж впливає на вибір бурових верстатів та діаметр свердловини.

1. В породах I – II категорії тріщинуватості $d_{\text{зар.}}$ вибирається можливо більшим (300 – 320мм) і величина його обмежується лише технологічними міркуваннями (потужність кар'єру, продуктивність верстата та коефіцієнт його використання, стійкістю уступів та інше).

2. В породах III – IV категорії тріщинуватості при можливості застосування багаторядного КСП $d_{\text{зар.}}$ може бути прийнятий 200 – 250 мм.

3. В породах V категорії, а також в неоднорідних породах IV категорії при вузьких робочих майданчиках та обмеженні величини одночасно підривних зарядів за невеликого об'єму ПР $d_{\text{св.}} = 100 – 160 \text{ мм}$.

Таблиця 2.3

Раціональні діаметри свердловинних зарядів

Блочність масиву	Висаджувальність порід	Рекомендований діаметр свердловин, мм
Дрібноблочні $d_{п.о.} < 0,5$ м.	Легко висаджувальні $q > 0,3$ кг/м ³	>250
Середньоблочні $0,5 < d_{п.о.} < 0,5$	Середньо висаджувальні $0,3 < q < 0,6$	190 – 250
Крупноблочні $d_{п.о.} > 1,5$ м.	Важко висаджувальні $q > 0,6$ кг/м ³	≤160

1. В сильно тріщинуватих породах ($d_{п.о.} < d_{конд.}$) достатньо, щоб порода розпалав на окремі куски по тріщинах. Додатково подрібнення не потрібно. Тріщинуватість дає позитивну роль, зменшуючи витрати енергії на подрібнення.
2. Середньо тріщинуваті породи ($d_{п.о.} \leq d_{конд.}$) потрібне деяке подрібнення.
3. Мало тріщинуваті породи ($d_{п.о.} \geq d_{конд.}$). Необхідний ступінь подрібнення великий. Тріщини відіграють негативну роль. Результати вибуху залежать від ширини тріщини та наповнювача. Краще, якщо тріщини щільно зімкнуті або заповнені. Енергетичні витрати найбільші (екрануюча дія тріщини).
4. Не тріщинуваті, практично монолітні ($d_{п.о.} \gg d_{конд.}$). Породи потребують високого ступеня подрібнення, однак енергетичні витрати менші, ніж для третьої групи.

Питома витрата ВР

Характеризує опірність порід руйнуванню. Для конкретного типу породи в залежності від коефіцієнту міцності і категорії тріщинуватості становить:

при $d_{зд.} = 200 - 250$ мм.

$$q_p = q_e \cdot e \cdot K_d \cdot (\gamma / 2,6)$$

де q_e – еталонна витрата стандартної ВР з $Q_v = 4190$ кДж/кг, за кондиційного куска 500мм.; e – коефіцієнт працездатності; K_d – поправочний коефіцієнт на розмір кусків.

Розрах. d_k , мм.	250	500	750	1000	1250	1500
K_d	1,3	1,0	0,85	0,75	0,7	0,65

Таблиця 2.4

Еталонна питома витрата ВР $q_{ет}$

Категорія тріщинуватості.	Коефіцієнт за проф.Протод'яконовим		
	2 – 5	6 – 10	11 – 20
I	0,3	0,35	0,45
II	0,4	0,5	0,6
III	0,65	0,75	0,9
IV	0,85	1,0	1,2
V	1,0	1,2	1,1

Професор Б. М. Кутузов пропонує розрахунок $q_{акт}$ за формулою:

$$q_{акт} = q_0 \cdot (0.6 + 3.3 \cdot 10^{-3} \cdot d_0 \cdot d_{II}) \cdot (0.6/d_k)^{2/5} \cdot e,$$

де $e = Q_3/Q_{\Phi}$, Q_3 – теплота вибуху еталонної ВР, Q_{Φ} – теплота вибуху застосованої ВР, d_0 – середній розмір окремої; d_k – розмір кондиційного куска.

$$q_0 = 0.13 \cdot \rho_{II} \cdot \sqrt[4]{f};$$

де ρ_{II} – щільність породи.

На практиці проектну питому витрату ($г/м^3$) ВР визначають на основі еталонної ВР q_e з урахуванням технологічних та організаційних факторів.

$$q_{II} = e \cdot q_e \cdot K_q \cdot K_{с.з.} \cdot K_v \cdot K_{II}$$

де K_q – поправочний коефіцієнт на витрату ВР з урахуванням потрібного ступеня подрібнення;

$K_{с.з.}$ – поправка на ступінь зосередження заряду, при: $d_3 = 100$ мм, $K_{с.з.} = 0,8$;

$d_3 = 200$ мм, $K_{с.з.} = 1$; $d_3 = 300$ мм, $K_{с.з.} = 1,2$;

K_v – поправочний коефіцієнт на висоту;

K_{II} – поправочний коефіцієнт на кількість відкритих поверхонь: при двох поверхнях $K_{II}=1$, при одній поверхні $K_{II} = 2,5 \div 5$

2.2 Розрахунок параметрів масового вибуху

За величиною розрахункової питомої витрати ВР q_p , місткістю свердловини p , прийнятого її діаметру d_c , відстанню між зарядами a , коефіцієнту зближення зарядів

m , відстанню між рядами зарядів $b=W$ схема розрахунку величини опору по підшві W наступна:

Виводяться 2 рівняння для маси заряду:

1) маса заряду для першого ряду свердловин:

$$Q = q \cdot V = q \cdot a \cdot W \cdot H = q \cdot m \cdot W^2 \cdot H.$$

2) Маса заряду для наступних рядів

$$Q = p \cdot L = p \cdot (L - \ell_{\text{наб.}}) = p \cdot (L_c - 0.75 \cdot W)$$

Прирівнюємо праві частини:

$$q \cdot m \cdot W^2 \cdot H = p \cdot L_c - 0.75 \cdot W \cdot p, \quad m = a / b.$$

Коефіцієнт зближення зарядів $m = a / b$ в залежності від міцності порід приймається в межах $m = 0,75 \dots 1,2$

Звідси отримуємо квадратне рівняння відносно W :

$$q \cdot m \cdot W^2 \cdot H + 0.75 \cdot W \cdot p - p \cdot L_c = 0,$$

$$\text{Дійсний корінь цього рівняння: } W = \frac{\sqrt{0.56 \cdot p^2 + 4 \cdot m \cdot q \cdot p \cdot H \cdot L_c} - 0.75 \cdot p}{2 \cdot m \cdot q \cdot H},$$

Для $m = 1$ та $H = 10\text{м}$ формула спрощується ($d \leq 200\text{мм}$) ^

$$W = 0.9 \cdot \sqrt{\frac{P}{q_p}}$$

Значення W у будь – якому разі має відповідати умові:

$$W \geq H \cdot \text{ctg } \alpha + 3\text{м},$$

де α – кут нахилу бічної лінії уступу на вибої, 3м – величина берми безпеки при розміщенні бурового верстата на уступі на першому ряді свердловин..

Відстань між свердловинами в ряду:

$$a = m \cdot W$$

Відстань між рядами свердловин в залежності від міцності порід і відповідно від коефіцієнта зближення зарядів становить:

$$b = (0,85 \dots 1,0) \cdot W$$

Величина перебудування: $\ell_{\text{пер.}} = [10 \dots 15] \cdot d_{\text{св.}}$

- 10 – для порід I категорії тріщинуватості;
- 15 – для порід V категорії тріщинуватості;
- або $\ell_{\text{пер.}} \leq 0,5 \cdot q \cdot W.$

За чітко визначеного горизонтального нашарування порід величину перебуру можна зменшити, а в разі наявності у підшві уступу крихких, дрібноблочних чи м'яких порід, перебур можна не виконувати.

Величина набивки

$$\ell_{\text{наб.}} = (15 \div 20) \cdot d_c,$$

але при умові перекриття набивкою верхньої частини уступу, зруйнованої попередніми вибухами. Після виконання перших вибухів величину набивки коригують за умовою розлітання кусків та УПХ.

У разі відсутності обмежень щодо розлітання кусків після вибуху довжину набивки беруть до $10 \cdot d_c$, щоб поліпшити подрібнення породи і зменшити руйнування законтурної частини масиву.

Параметри розвалу

Параметри розвалу підірваної породи визначаються лінійними розмірами виймального обладнання – радіусами та висотою черпання та розвантаження, а також елементами системи розробки – шириною робочих майданчиків, схемами розміщення транспортного обладнання.

Найбільш жорсткі вимоги до ширини розвалу – при поточній та транспортній системах розробки з застосуванням обладнання циклічної дії та залізничного транспорту.

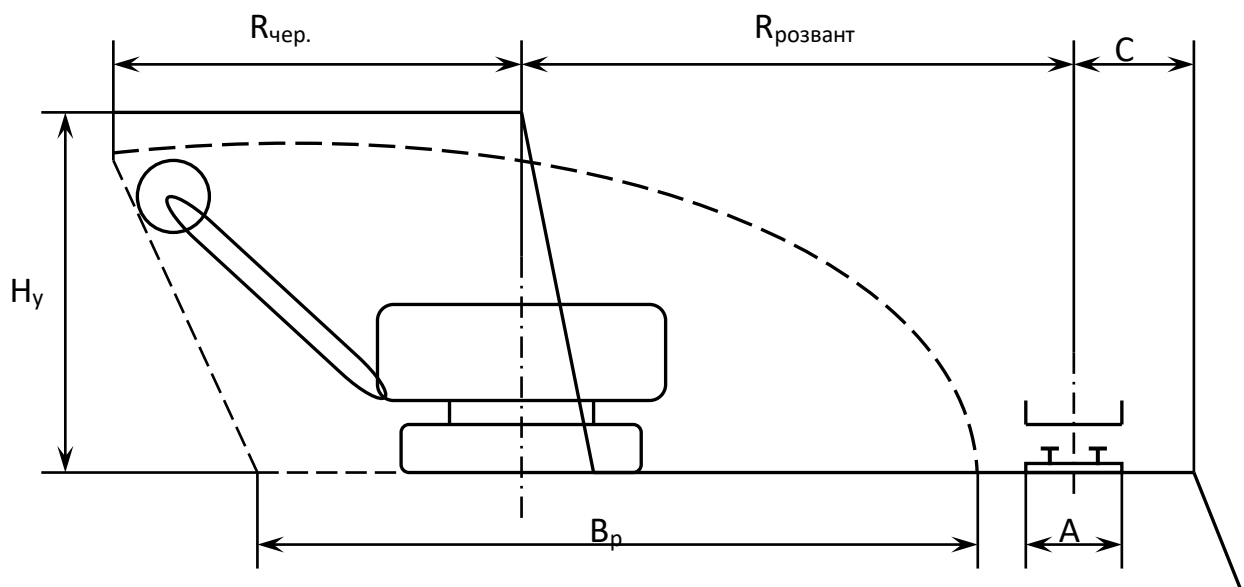


Рис.2.2 Схема до розрахунку параметрів розвалу

В цих випадках ширина розвалу обмежена і визначається за формулою:

$$B_p = (R_q^{\max} + R_p^{\max}) - (1/2 \cdot A + C), \quad \text{де, } A - \text{ширина полотна, } C = 3 \text{ м, берма безпеки.}$$

Зменшення ширини розвалу досягається зменшенням q , застосуванням схем КСП з великим τ та застосуванням підривання в стислих умовах.

При багаторядному КСП без підпірної стінки:

$$B_p = K_3 \cdot B_0 + (n-1) \cdot b, \text{ м}$$

де, B_0 – ширина розвалу для 1 - го ряду; n – кількість рядів.

$$B_0 = K_b \cdot K_\beta \cdot \sqrt{q} \cdot H_y$$

де, K_b – коефіцієнт, що характеризує висаджуваність породи: легко – $3 \div 3,5$; середньо – $2,5 \div 3$; важко – $2 \div 2,5$;

K_β – коеф., що враховує кут нахилу β свердл. до горизонту

K_3 – коеф. відкидання висадженої породи, що залежить від τ :

K_3	1,0	0,95	0,90	0,85	0,80
τ , мс	0	10	25	50	>75

Висота розвалу:

а) вертикальних зарядів (однорядне підривання)

$$H_{p.o.} = \frac{2 \cdot H_y \cdot W \cdot K_p}{B_0};$$

$$\text{б) похилих} \quad H_{p.o.} = \frac{2 \cdot H_y \cdot W \cdot K_p}{B_0 + P};$$

де, P – довжина верхньої основи трапецієвого проділю; K_p – коефіцієнт розпушення = $1,1 \div 1,3$;

$$P \cong 0,3 \cdot (B_0 - W) + 3,5, \text{ м}$$

При багаторядному КСП з підпірною стінкою ширина розвалу:

$$B'_p = \left(1 - \frac{III_{п.с.}}{K'_p \cdot W + III_{п.с.}} \right) \cdot B_0 + (n-1) \cdot b$$

де, K'_p – коефіцієнт ропушення в підпірній стінці ($1,05 - 1,1$); $III_{п.с.}$ – ширина підпірної стінки, м.

$$\text{Ш}_{\text{п.с.}} = K'_p \cdot W \cdot \left(\frac{\sqrt{2 \cdot K_n \cdot q \cdot E \cdot Q_B}}{\sigma_{\text{ст.}}} - 1 \right), \text{ м.}$$

де, E – модуль пружності матеріалу; $\sigma_{\text{ст.}}$ – границя міцності на стиснення; K_n – експ. коеф. породи (0,2 – легковис. та 0,1 – середньовис.); Q_B – теплота вибуху, кгс. м./кг.

Наявність стінки шириною 6 – 7 м зменшує ширину розвалу в 2 – 3 рази.

2.3 Техніка короткосповільненого вибуху

Короткосповільнений вибух з застосуванням електричних засобів

Короткосповільнене електропідривання виконують від звичайних джерел струму із застосуванням електродетонаторів ЕДКЗ. Як нульову групу використовують ЕД миттєвої дії типу ЕД-8-Э, ЕД-8-Ж та ін., що мають невелике розкидання за часом спрацювання.

Електровибухові мережі при КСП розраховують так, як і при миттєвому вибуху. Електричні схеми з'єднання ЕД при КСП аналогічні миттєвому вибуху: послідовна, паралельно-пучкова і змішані. Електрична схема з'єднання ЕД при короткосповільненому вибуху не впливає на послідовність вибуху зарядів, оскільки електричний струм у всі ЕД надходить одночасно. Послідовність вибуху зарядів залежить від часу сповільнення ЕДКЗ. При включенні струму в електровибухову мережу миттєво вибухає перша пара свердловин, через 15 мс (рис. 2.3) друга, через 30 мс третя і т.д.

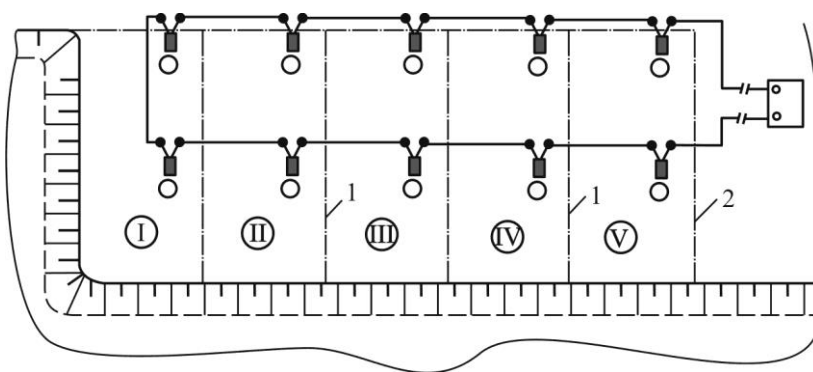


Рис. 2.3 Парно-послідовна схема електричного короткосповільненого вибуху:
 I, II, III, IV, V – послідовність руйнування порідних призм в результаті вибуху пар свердловинних зарядів зі сповільненням відповідно 0, 15, 30, 45 і 60 мс:
 1 – додаткова площа оголення при к. с. в.; 2 – проектний контур відризу порід

Виготовлення бойовиків і монтаж електровибухової мережі проводять так само, як і при миттєвому вибуху. На оболонках патронів-бойовиків вказаний час сповільнення.

За умов техніки безпеки електричному КСП властиві ті ж переваги і недоліки, що і миттєвому електропідриванню.

Залежно від поставлених цілей застосовують різні схеми однорядного і багаторядного КСП. При однорядному КСП свердловини, розташовані в один ряд, підривають через певні інтервали часу по одній або невеликими групами в заданій послідовності. Однорядне КСП застосовують для дроблення в'язких порід (вапняків, доломіту), коли не допускається переподрібнення висадженої маси, а також при необхідності зниження сейсмічної дії вибуху на будівлі і споруди. Крім того, однорядний вибух використовують за відсутності фронту робіт або при невеликих об'ємах робіт.

Порівняно з миттєвим однорядний короткосповільнений вибух покращує дроблення порід, знижує вихід негабариту, зменшує утворення заколів, збільшує вихід висадженої маси з 1 м свердловини, а також регулює ширину розвалу.

Схема послідовного або почергового вибуху (рис. 2.4, а) проста при монтажі, але вимагає засобів вибуху з великим числом інтервалів сповільнення і не забезпечує рівномірного дроблення порід. Цю схему доцільно застосовувати при невеликих об'ємах робіт для зниження сейсмічного ефекту вибуху, а також для утворення направленого розвалу зменшеної ширини.

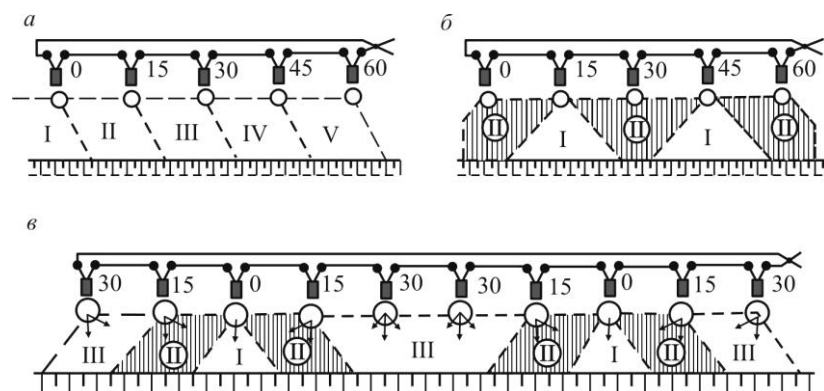


Рис. 2.4 Схеми однорядного короткосповільненого вибуху:

I–V – черговість вибуху свердловин в масиві

Принцип роботи даної схеми полягає в почерговому вибуху зарядів в ряду поодиноці через заданий інтервал часу. При цьому дроблення і переміщення порід здійснюється в основному енергією двох сусідніх зарядів, а заряди, розташовані на відстані $4a$ і більше, між собою не взаємодіють.

Для схеми однорядного КСП через свердловину (рис. 2.4, б) потрібен один ступінь сповільнення. Ця схема проста при монтажу і дозволяє збільшити вихід висадженої маси з 1 м свердловини, проте вихід негабариту при цьому знижується несуттєво. При однорядному КСП через свердловину одночасно вибухає половина всіх зарядів в ряду, а через заданий інтервал – друга половина зарядів всього ряду. При цьому перша половина зарядів працює в умовах затиснення, характерних для одиночного заряду, а друга – в полегшених умовах, оскільки для кожного заряду створено дві додаткові відкриті площини в порушеному масиві, що сприяє поліпшенню дроблення порід. При КСП через свердловину кожний заряд взаємодіє з двома сусідніми зарядами. При цій схемі особливо ретельно вибирається інтервал, сповільнення з таким розрахунком, щоб до моменту вибуху другої черги зарядів масив знаходився в напруженому стані від вибуху зарядів першої черги.

При вибуху міцних монолітних порід застосовують хвильову врубову однорядну схему (рис. 2.4, в), в якій в ряду одночасно вибухає декілька зарядів, внаслідок чого створюється декілька врубів, потім послідовно вибухають заряди від кожного врубу в протилежні сторони. При хвильовій однорядній схемі знижується сейсмічний ефект вибуху і утворюється хвилеподібний розвал висадженої маси. Дворядна хвильова схема (рис. 2.5, а) і дворядна через свердловину (рис. 2.5, б) дають кращі результати, ніж однорядні.

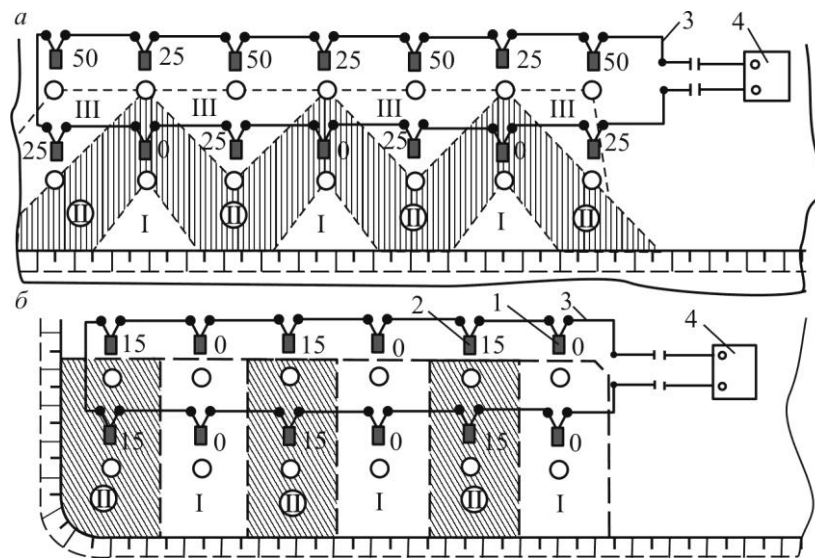


Рис. 2.5 Схеми дворядного короткосповільненого вибуху:

I, II і III – послідовність руйнування ділянок гірської породи при вибуху зарядів зі сповільненням відповідно 0,25 і 50 мс;

1 – ЕД миттєвої дії; 2 – ЕДКЗ; 3 – проводи; 4 – вибухова станція

Розглянуті схеми однорядного і дворядного КСП – найпоширеніші.

Короткосповільнений вибух з застосуванням детонуючого шнура

На сучасних кар'єрах широко застосовують КСП детонуючим шнуром, коли у вибуховій мережі з ДШ сповільнення здійснюється піротехнічним реле КЗДШ-69, КЗДШ-62-2 або РП-92. При виконанні дослідних вибухів для сповільнення в деяких випадках використовують петлі ДШ. Використання петлі ДШ для сповільнення засновано на тому, що за одну тисячну частку секунди детонують 6,5–7 м ДШ. Отже, для створення сповільнення в 10 мс потрібен відрізок довжиною 70м.

Перевагою КЗДШ є простота і можливість створення будь-якого інтервалу сповільнення. Недоліком цього способу сповільнення є висока вартість.

Технологія КСП детонуючим шнуром аналогічна технології миттєвого вибуху детонуючим шнуром, окрім монтажу вибухової мережі. Для здійснення КСП в розриві мережі з ДШ встановлюють КЗДШ. Довжина розриву шнура для КЗДШ-69 має бути не менше 300 мм, для КЗДШ-62-2 – не менше 200 мм. Залежно від прийнятої схеми вибуху КЗДШ встановлюють між відрізком ДШ і магістраллю, в розривах магістралі або відрізків ДШ. Відрізки шнура при КЗДШ з'єднують з ДШ вибухової мережі і між собою морським вузлом (рис. 2.6, а) або внакладку (рис. 2.6, б).

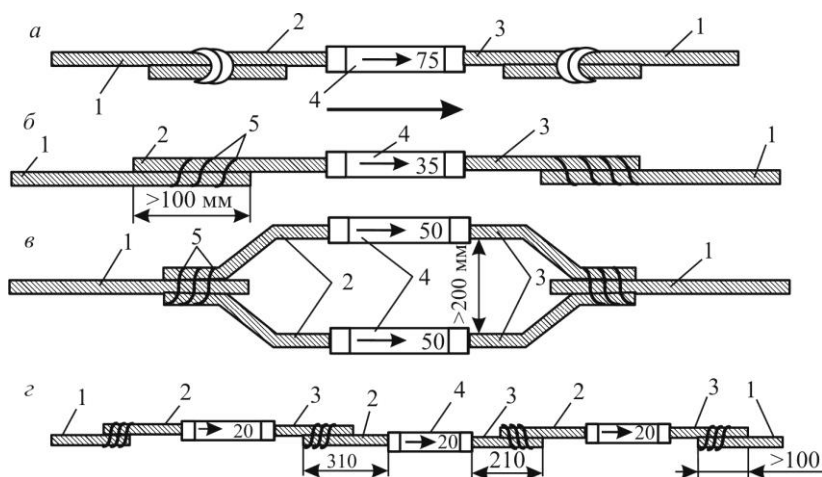


Рис. 2.6 З'єднання КЗДШ-69: 1 – магістраль ДШ; 2 – відрізок ДШ, що приймає детонацію; 3 – відрізок ДШ, що передає детонацію; 4 – гільза КЗДШ; 5 – шпигат

КЗДШ-69 приєднують до мережі так, щоб напрям стрілки на трубці відповідав напрямку детонації. Якщо стрілка направлена проти ходу детонаційної хвилі, то відбудеться відмова. При стиранні стрілки або її неясному зображенні довгий відрізок шнура КЗДШ приєднують першим по ходу детонаційної хвилі, а короткий – другим. Довгий відрізок шнура КЗДШ приймає детонацію, а короткий через визначений інтервал часу передає детонацію в подальшу частину вибухової мережі. Для надійності передачі детонації застосовується дубльоване з'єднання КЗДШ-69 (рис. 2.6, в). КЗДШ-69 має десять ступенів сповільнення, що дозволяє при їх послідовному з'єднанні (рис. 2.6, г) практично підібрати будь-яке сповільнення з точністю до 5 мс.

Відрізки детонуючого шнура КЗДШ-62-2 мають однакову довжину 250 мм і можуть приєднуватися в будь-якому напрямі, незалежно від напрямку детонації.

При багаторядному вибуху заряди розташовують у висаджуваному масиві більш ніж в два ряди. При багаторядному вибуху знижується вихід негабариту, скорочується число вибухів і простоїв гірничотранспортного обладнання, підвищується продуктивність бурового обладнання і зарядних машин.

Недоліки багаторядного вибуху: збільшується сейсмічний ефект вибуху, зростає вірогідність підбивання свердловинних зарядів, що може призвести до відмов, потрібен дуже ретельний підбір інтервалів часу сповільнення, що не завжди можливо

виконати через відсутність необхідних засобів ініціювання, ускладнюється монтаж вибухової мережі.

Нині на кар'єрах частіше застосовують багаторядне КСП детонуючим шнуром, коли ряди або групи зарядів підривають через заданий інтервал часу. Подальшу групу зарядів підривають в той момент, коли частина масиву знаходиться в напруженому стані під впливом вибуху попередньої групи зарядів і т.д.

Найпростішою схемою багаторядного КСП є *порядна схема* (рис. 2.7, а). Вона проста при монтажу, в міцних породах забезпечує достатнє пропрацювання підосви, проте за наявності глинистих або спущених підстилаючих порід передня частина вибою подрібнюється погано і залишаються пороги, збільшується ширина розвалу і утворюються сколювання.

Для створення компактного розвалу, зниження сейсмічної дії вибуху і поліпшення дроблення порід використовують *діагональну схему* вибуху (рис. 2.7, б).

Хвильова схема (рис. 2.7, в) забезпечує добре дроблення, компактність розвалу, збільшує вихід висадженої маси з 1 м свердловини, але вимагає великої витрати КЗДШ, крім того, вона складна при монтажу.

Врубкові схеми КСП забезпечують добре дроблення важкопідричних порід, але складніші при монтажу і розрахунку. Схеми КСП з поперечним (рис. 2.8, б) і подовжнім (рис. 2.8, а) врубом використовують при проходженні траншей, трапецеїдальна (рис. 2.8, в) при відбиванні гірських порід.

У ряді випадків при багаторядному КСП питома витрата ВР зростає порівняно з однорядним КСП, проте надалі це окупається завдяки зниженню витрат на дроблення негабариту, ліквідацію заколів та інших операцій.

Кількість одночасно висаджуваних зарядів визначається не тільки допустимою масою ВР за сейсмічною дією вибуху, але й часом знаходження ВР, ДШ і КЗДШ в свердловинах. Збереженість пробурених свердловин, стійкість висадженої маси до замерзання, злежуваності і самозагорання також впливають на вибір кількості висаджуваних свердловин в серії.

I, II, III, IV, V – послідовність вибуху рядів зарядів

За відсутності КЗДШ необхідного ступеня сповільнення, а також з інших організаційно-технічних причин в деяких випадках використовують комбіноване

КСП: до відрізків ДШ на поверхні приєднують електродетонатори ЕДКЗ необхідного ступеня сповільнення. Недоліком комбінованого КСП є небезпека передчасного вибуху ЕД від блукаючих струмів і трудомісткість монтажу вибухової мережі.

В табл. 2.5 наведені характеристики та умови використання схем підривання.

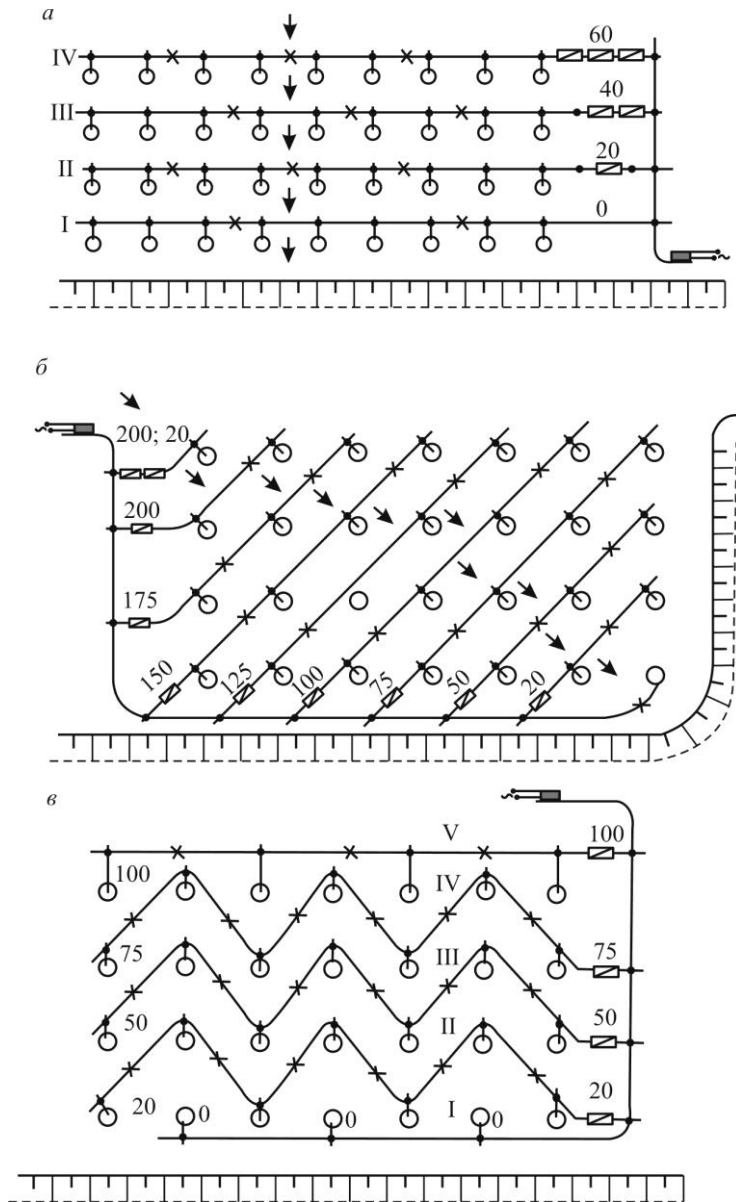


Рис. 2.7 Схеми короткосповільненого багаторядного вибуху:

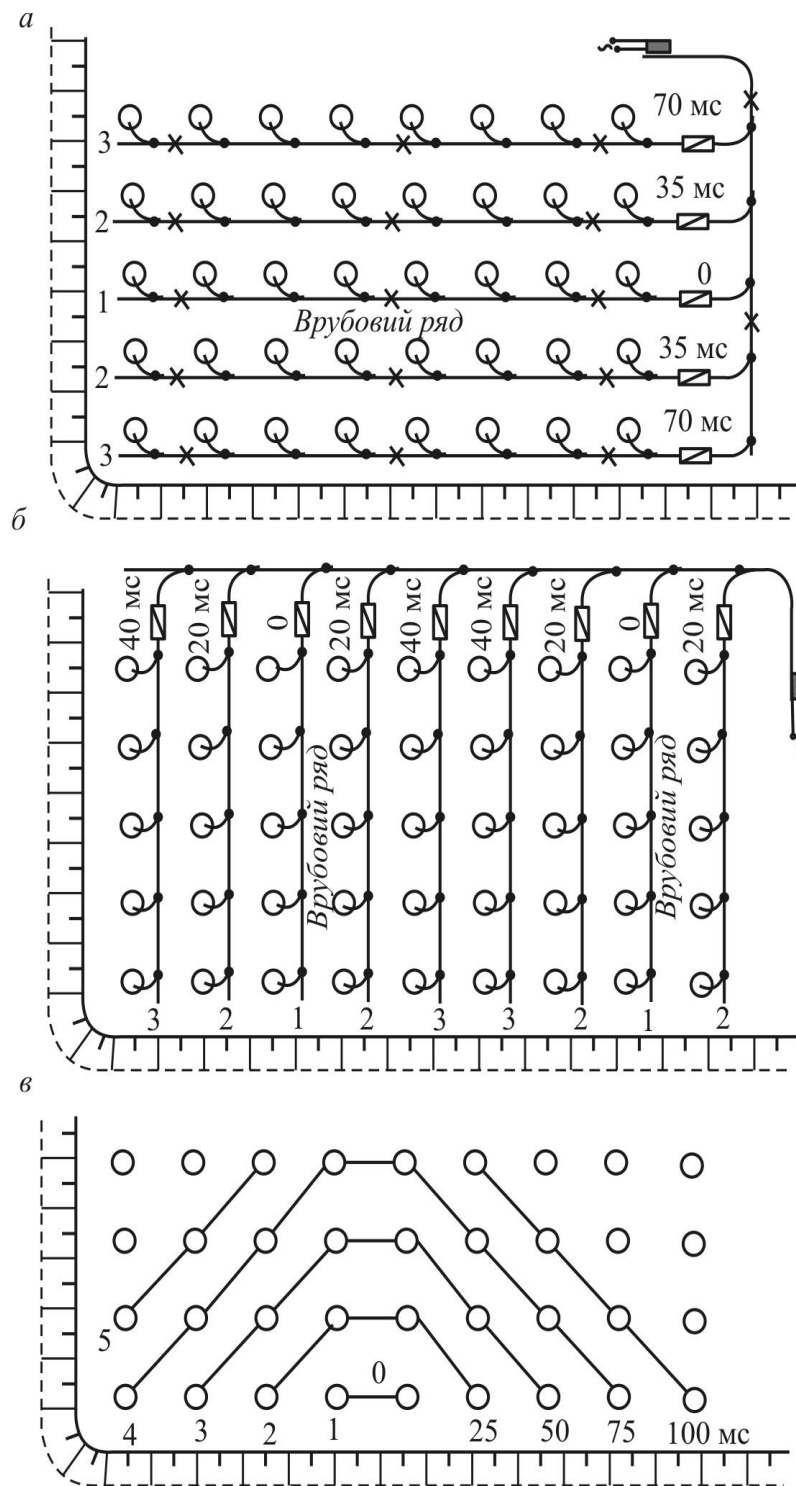


Рис. 2.8 Врубіві схеми короткосповільненого багаторядного вибуху:

a – поздовжній вруб; *б* – поперечний вруб; *в* – трапеційний вруб

Класифікація схем з'єднання зарядів

Характеристика схеми	Кратність дії зарядів	Умови застосування
I. Порядова		Фронтальний вибій, підібраний укіс уступу, породи, що легко підриваються при:
А. Суцільними рядами: однорядове миттєве підривання (рис. 6.8, а) шахове (рис. 6.8, б) квадратне (рис. 6.8, в)	1 2–3 2	1 ряді свердловин 2–3 рядах свердловин 3 і більше рядах свердловин
Б. Двостороння (рис. 6.8, г)	2	4–5 і більше рядах свердловин та обмеженні сейсмічної дії вибуху
В. Секційна (рис. 6.8, д)	2–3	значній протяжності блоку, що підривається
II. Порядова врубова		Фронтальний або траншейний вибій, підібраний та непідібраний укіс уступу, породи середньої та нижче середньої міцності, необхідність зменшення розвалу при:
А. Секційна з однорядовим врубом (рис. 6.9, а)	2–3	не менше 3 рядів свердловин
Б. Секційна з дворядовим врубом (рис. 6.9, б)	2–3	не менше 4 рядів свердловин
III. Порядова «через свердловину»		Фронтальний вибій, підібраний укіс уступу, гірські породи середньої та нижче середньої міцності, однорідні за властивостями, необхідність зменшення розвалу, обмеження за сейсмічною дією вибуху при:
А. Однорядова «через свердловину» (рис. 6.9, в)	3–4	1 ряді свердловин
Б. Поздовжніми рядами «через свердловину» (рис. 6.9, г)		3–4 рядах свердловин

Характеристика схеми	Кратність дії зарядів	Умови застосування
IV. Поперечні ряди		Фронтальний вибій, підібраний та непідібраний укіс уступу, не менше 4 рядів свердловин, породи середньої та нижче середньої міцності, необхідність зменшення розвалу при:
А. З однорядовими врубами (рис. 6.10, а)		
Б. З дворядовим врубом (рис. 6.10, б)	1–2	більш складній будові масиву гірських порід
В. Послідовні (рис. 6.10, в)	3–4	меншому простяганні блоку, що підривається, та оголенні укусу уступу на фланзі
V. Діагональна		
А. З клиновим врубом (рис. 6.11, а): фланговим центральною	2–3	Фронтальний вибій, підібраний та непідібраний укіс уступу, породи із складною геологічною будовою, що важко підриваються, не менше 4 рядів свердловин, необхідність зменшення розвалу, обмеження за сейсмічною дією вибуху
Б. З трапецієвидним врубом (рис. 6.11, б) б) фланговим в) центральною (рис. 6.11, в)	2–3	Те саме, але в породах, що більш важко підриваються
В. Клинова: проста (рис. 6.11, в): з охоплюючою ланкою (рис. 6.11, в)	2	Траншейні вибої, породи однорідних властивостей середньої та нижче середньої міцності, необхідність зберегти суцільність масиву в бортах траншей
Г. Діагональні ряди: послідовні (рис. 6.11, г) з повторюваним врубом (рис. 6.11, г)		Фронтальний вибій, підібраний та непідібраний укіс уступу, породи середньої та нижче середньої міцності, складна будова масиву, не менше 4 рядів свердловин, обмеження за сейсмічною дією вибуху

Характеристика схеми	Кра тніс ть дії заря дів	Умови застосування
VI. Діагонально-хвильова		
А. З прямолінійним випереджуючим врубом (рис. 6.12, а)	2–3	Траншейні вибої значної ширини, породи, що важко підриваються, необхідність збереження суцільності масиву в бортах траншей
Б. З трапецієвидними врубами (рис. 6.12, б)	2–3	Фронтальний вибій, підібраний та непідібраний укіс уступу, породи із складною структурою, що важко підриваються, не менше 4 рядів свердловин
В. З об'ємними врубами (рис. 6.12, в)	2–3	Те саме, але при значній кількості рядів свердловин
Г. Концентруюча (рис. 6.12, г)	2–3	Те саме, але при невеликій протяжності блока
Д. З ламаним фронтом відбивання: без затискання на фланзі (рис. 6.13, а) із затисканнями на фланзіу (рис. 6.13, б)	2	Фронтальний вибій, підібраний та непідібраний укіс уступу, породи середньої та нижче середньої міцності, не менше 4 рядів свердловин
Е. З охоплюючою групою зарядів (рис. 6.13, в)	2–3	Те саме, але при необхідності зберегти однорідність масиву за лінією останнього ряду (приконтурні вибухи), не менше 4 рядів свердловин
Ж. З щільним випереджаючим врубом (рис. 6.13, г)		Траншейний вибій, породи середньої та нижче середньої міцності, необхідність компактного розвалу, не менше 4-5 рядів свердловин
З. З випереджуючим врубом (рис. 6.13, д)	2–3	Те саме, але при підриванні порід, що легко дробляться.
А. Односекційна (рис. 6.14, а)	2–3	Спеціальні вибої, непідібраний укіс уступу, досить міцні породи, що важко підриваються, необхідність направлено та контрольованого переміщення порід, розташування свердловин концентричними півколами

Характеристика схеми	Кратність дії зарядів	Умови застосування
VII. Радіальна		
Б. Багатосекційна (рис. 6.14, б)	2–3	Фронтальний вибій, непідібраний укіс уступу, значна протяжність блоку, що підривається, досить міцні породи, не менше 4 рядів свердловин, які розташовані концентричними півколами
В. Секторна (рис. 6.14, в)	2–3	Те саме, але при значному обмеженні сейсмічної дії вибуху
VIII. Хвильова		
А. Екрануюча (рис. 6.15, а)	2–3	Фронтальний вибій, підібраний та непідібраний укіс уступу, породи різної міцності із складною геологічною будовою, не менше 3–4 рядів свердловин, необхідність компактного розвалу, обмеження за сейсмічною дією вибуху
Б. Розгорнута (рис. 6.15, б)	2–4	Те саме, але при підбраному укосі уступу
В. Із змінним напрямом підривання груп зарядів (рис. 6.15, в)	2–4	Траншейний вибій, досить міцні породи, що важко підриваються, складна будова масиву, не менше 5 рядів свердловин, обмеження за сейсмічною дією вибуху
Г. Двостороння (рис. 6.15, г)	2–4	Фронтальний вибій, підібраний та непідібраний укіс уступу, породи різної міцності, значна кількість рядів свердловин (не менше 6–7), обмеження за сейсмічною дією вибуху
IX. Комбінована		
А. Радіально-хвильова (рис. 6.16, а)	2–4	Фронтальний вибій, підібраний та непідібраний укіс уступу, наявність ділянок порід з різними властивостями, не менше 5 рядів свердловин
Б. Порядово-хвильова (рис. 6.16, б)	2–4	Те саме, але при різній кількості свердловин на окремих ділянках
В. Порядово-діагональна (рис. 6.16, в)	2–3	

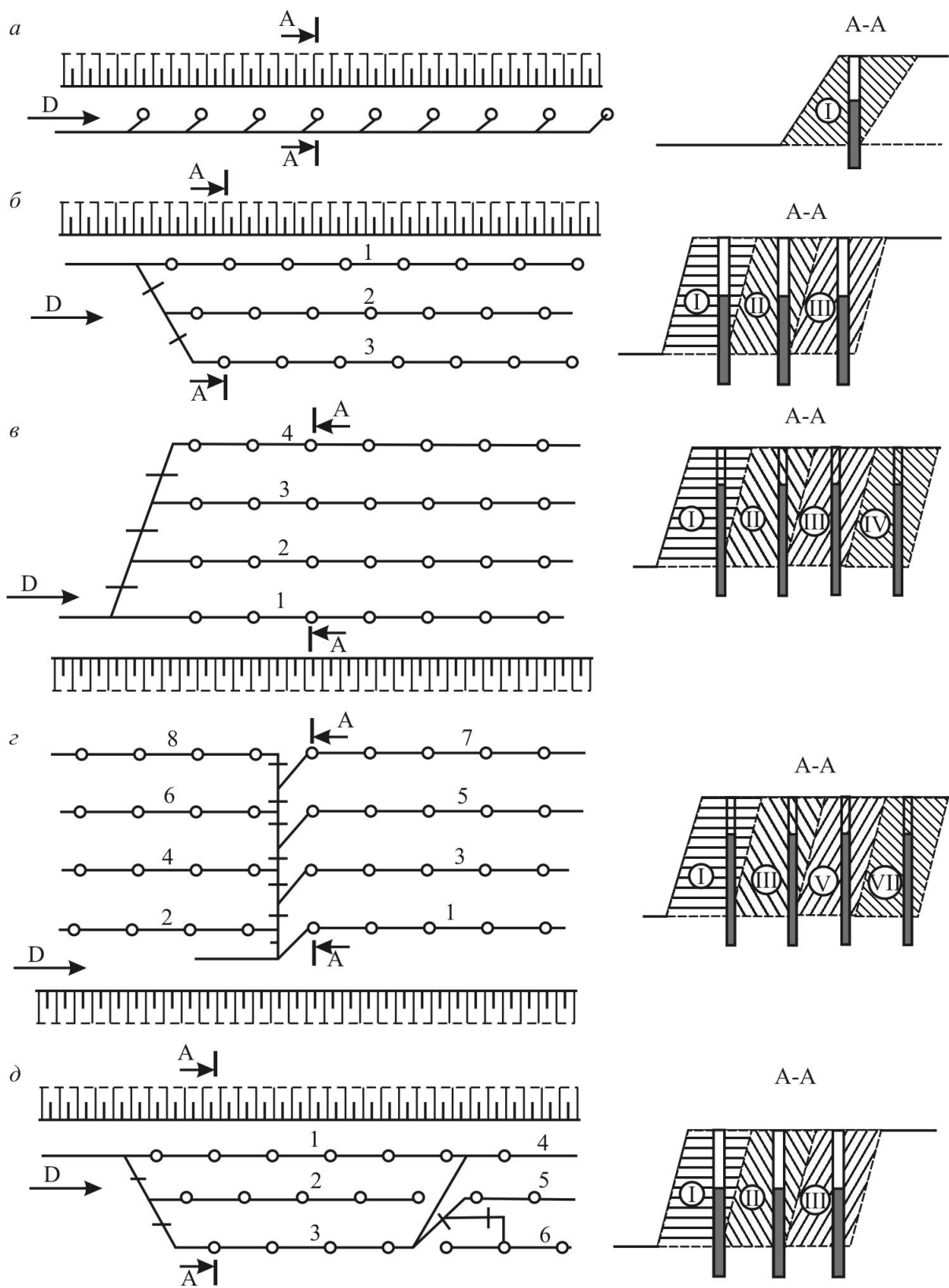


Рис. 2.7. Порядові схеми з'єднання зарядів

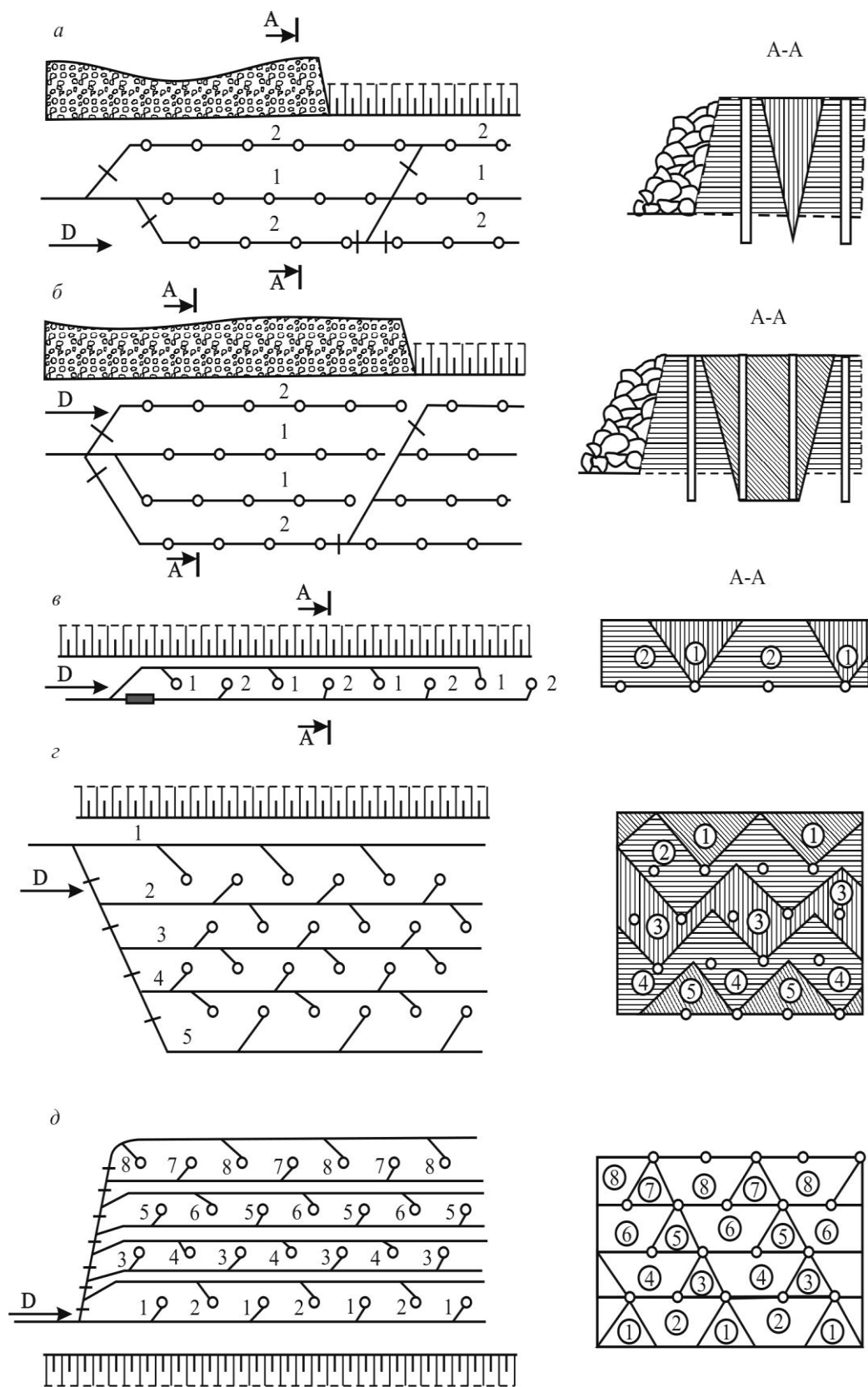


Рис. 2.8. Порядові врубів схеми з'єднання зарядів

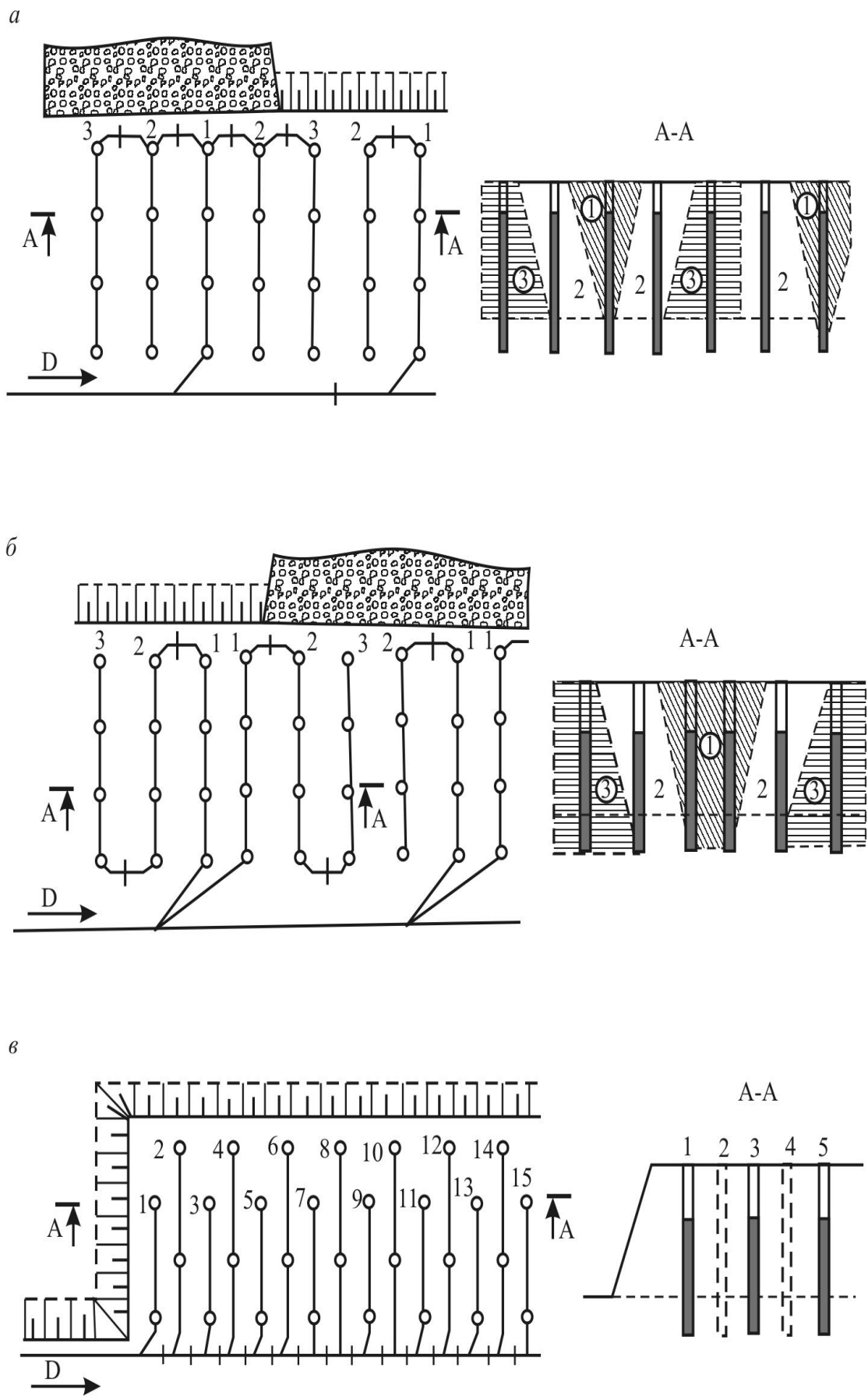


Рис. 2.9 Схеми з'єднання зарядів при поперечному підриванні рядів

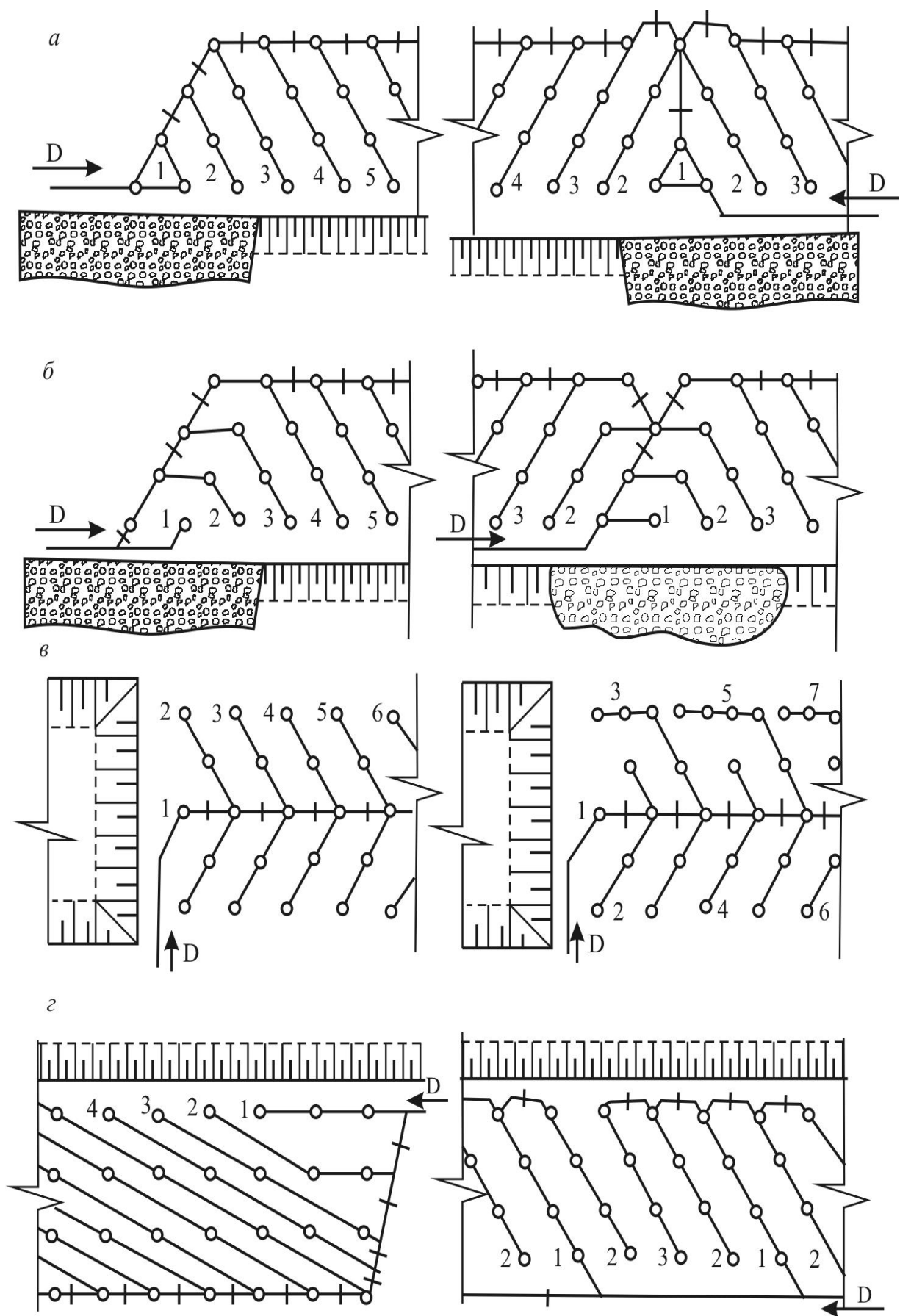


Рис. 2.10 Діагональні схеми з'єднання зарядів

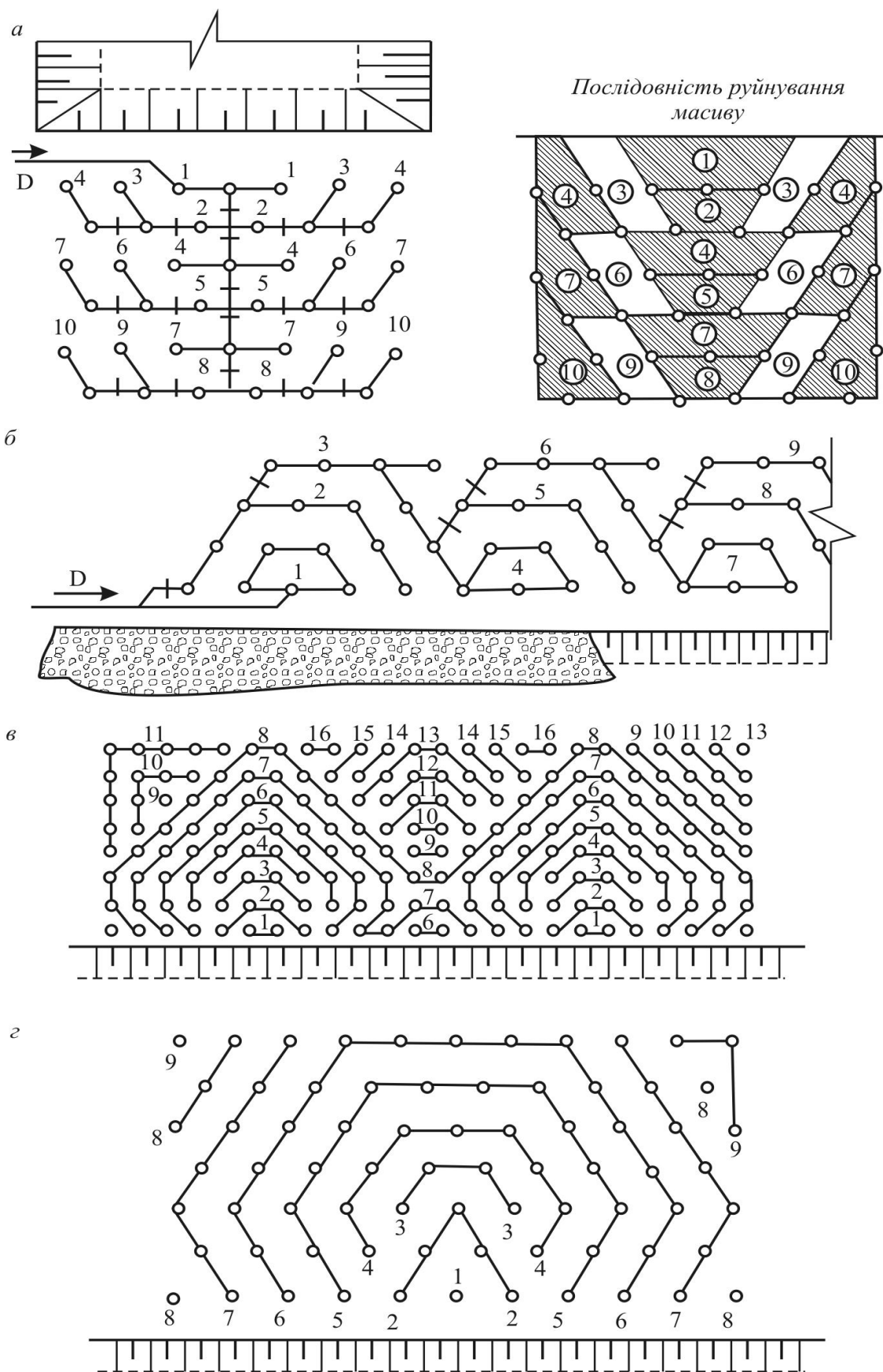


Рис. 2.11 Діагонально-хвильові схеми з'єднання зарядів

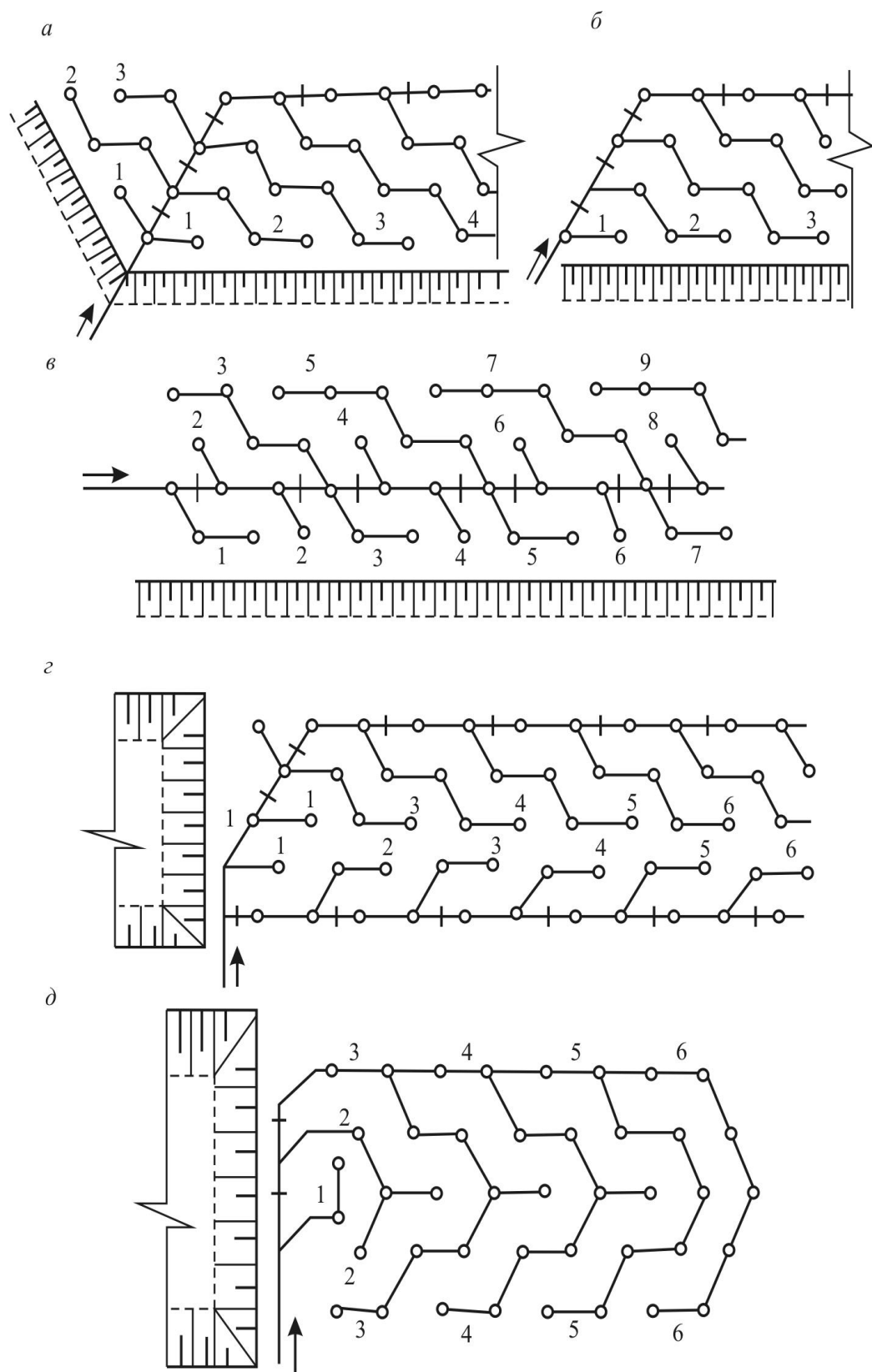


Рис. 2.12 . Діагонально-хвильові схеми з'єднання зарядів

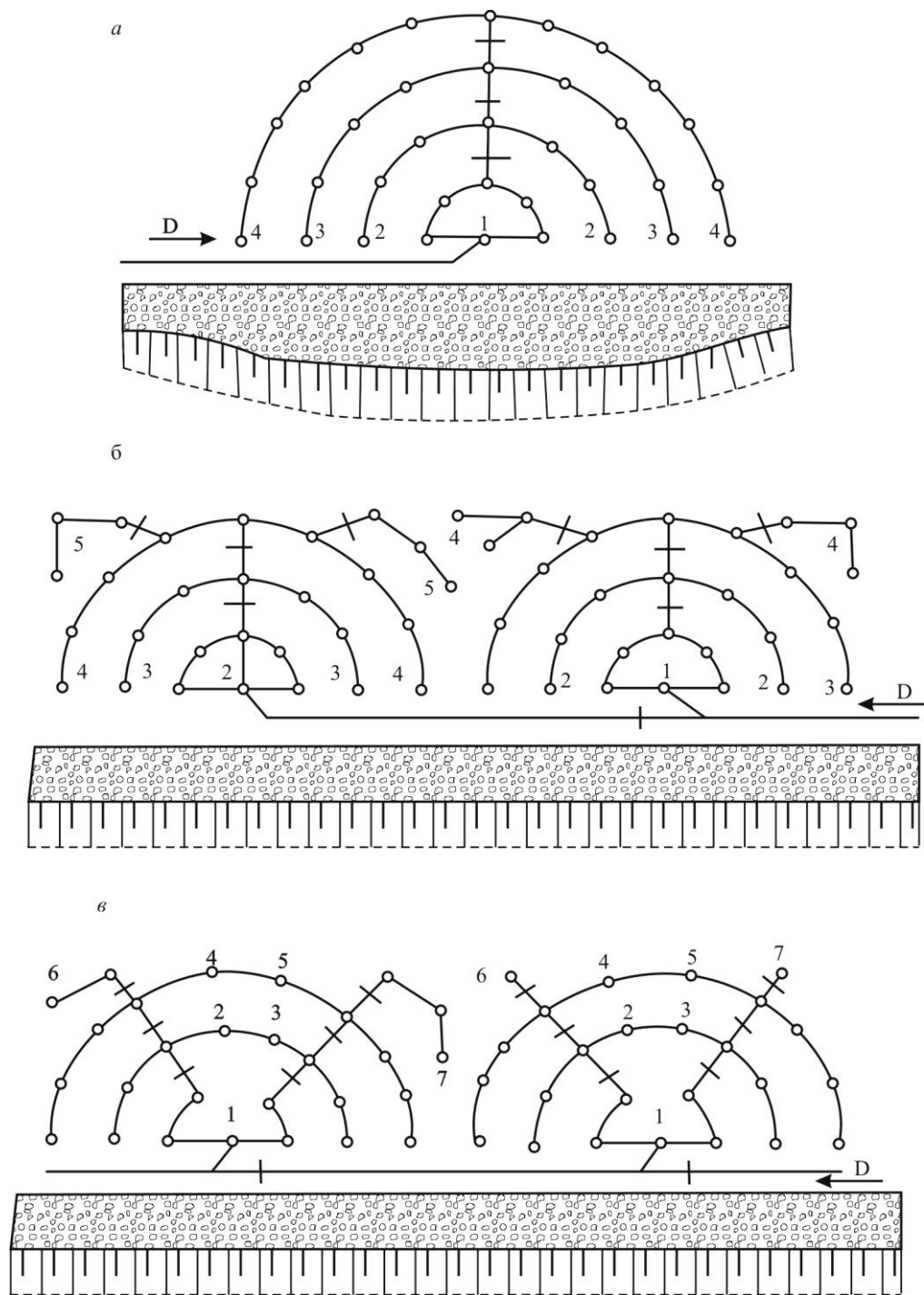


Рис. 2.13 Радіальні схеми з'єднання зарядів

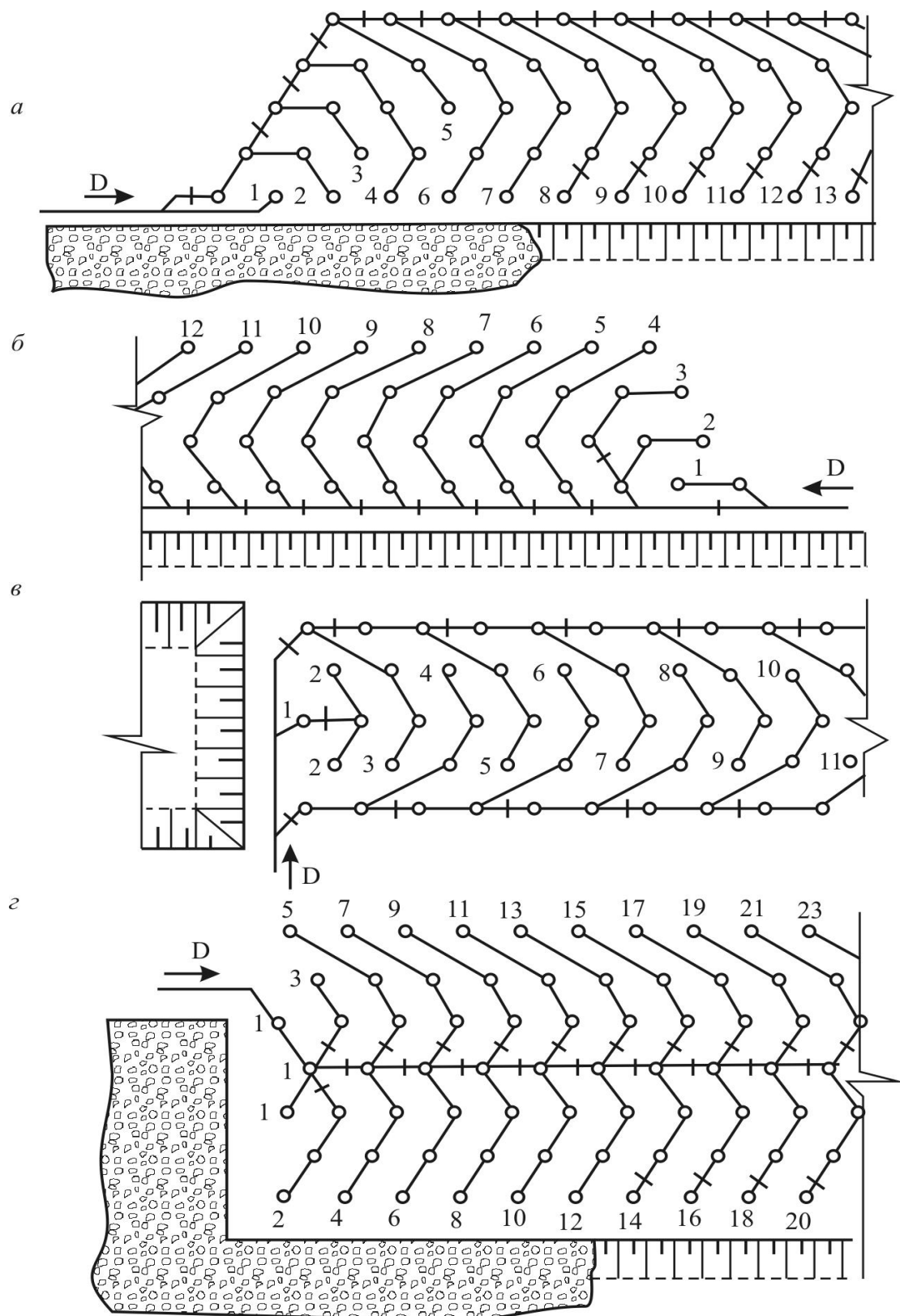


Рис. 2.14 Хвильові схеми з'єднання зарядів

Рис. 2.15 Комбіновані схеми з'єднання зарядів

Інтервали сповільнень обирають, враховуючи фізико – механічні властивості масиву, тріщинуватість та параметри зарядів.

Орієнтовно: $\tau = K \cdot W \cdot (24 - f)$

$K = 0,9$ (I і II категорії тріщинуватості); $0,75$ (III кат.тр.); $0,5$ (IV і V кат.тр.)

f – коеф. Міцності породи за Протод'яконовим.

У практиці:

$$\tau_{mc} = K_{\tau} \cdot W,$$

де коефіцієнт K_{τ} приймається для порід згідно з даними табл. 2.6.

Таблиця 2.6

Коефіцієнт K_{τ}

Породи	Характеристика	K_{τ} , мс/м
Граніт, перидотит, порфірит, сланець, кварцит	Дуже міцні	3
Метаморфічні, міцні сланці, піщаник	Міцні	4
Вапняк, мрамур, доломіт, філітові сланці	Середньої міцності	5
Мергель, крейда, аргіліт, алевроліт, глинисті сланці	М'які	6

Основні вимоги у разі застосування КСП:

- точне дотримання параметрів зарядів, передбачене проектом (припустиме відхилення свердловин по горизонталі $\pm 0,2$ м, за глибиною $\pm 0,1$ м).
- сувора відповідність фактично усталеного ступеня сповільнення заряду відповідній схемі.
- забезпечення оптимального напрямку відбивання відносно системи тріщин.
- підривання в умовах, коли гірську масу прибрано від укосу уступу.

2.4 Вітчизняна неелектрична система ініціювання

Неелектрична система ініціювання "Імпульс" (система "Імпульс") – водостійка, підвищеної безпеки, призначена для ведення вибухових робіт на земній поверхні, а

також на підземних рудниках і вугільних шахтах, де допущене застосування незапобіжних ВР II класу (елементи показані на *рис. 4.1*).

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). Система пройшла весь цикл промислових випробувань на гірничорудних підприємствах України і допущена Держпромнаглядом України до постійного застосування для вибухових робіт на земній поверхні, а також на підземних рудниках і вугільних шахтах, де допущене застосування незапобіжних ВР II класу, ліцензія серія АВ № 020909 [19, 20].

Система "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 система "Імпульс" забезпечує істотне підвищення ефективності і безпеку ведення вибухових робіт.

Опис вітчизняної НСІ та її пристроїв

Система [19, 20] складається з поверхневого ініціюючого пристрою і уповільненням, що виготовляється у двох варіантах: УНС-П і з'єднувачем під шість

хвильоводів або УНС-ПА із з'єднувачем під п'ять хвильоводів, свердловинного ініціюючого пристрою із уповільненням УНС-С і стартового пристрою.

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 хвильоводу певної довжини.

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

Хвильовід 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 хвильоводу зі швидкістю 2100 м/с. Ударна хвиля має достатню силу, щоб ініціювати уповільнюючий елемент детонатора, але недостатню, щоб розірвати хвильовід системи "Імпульс".

Зовнішній вигляд пристроїв показаний на *рис. 2.16–2.19*.



Рис. 2.16 Елементи НСІ "Імпульс"



Рис. 2.17 Пристрій УНС-ПА



Рис. 2.18 Пристрій УНС - П



Рис. 2.19 Пристрій УНС-С

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.

Зовнішній діаметр хвилеводу становить 3,5 мм, маса ДС – 25 мг/м. Зусилля на розрив не менше 200 Н.

Капсуль-детонатор являє собою біметалічну або сталеву гільзу з антикорозійним покриттям, усередині якої розміщений уповільнюючий елемент, що ініціює основний заряд.

Ініціюючий елемент виконаний без використання ІВР у пристроях УНС-С і УНС-П.

Довжина гільзи пристроїв УНС-П і УНС-ПА – 51 мм, пристроїв УНС-С – 95 мм.

Маса основного заряду в КД із уповільненням пристроїв УНС-С становить 1,6 г, пристроїв УНС-П – 0,5 г, УНС-ПА – 0,2 г.

Для герметичного з'єднання КД із хвилеводом використовується гумова трубка. Фіксація здійснюється методом обтискання шестицилиндровою цангою для пристроїв УНС-С і п'ятицилиндровою – для пристроїв УНС-П і УНС-ПА.

Вільний кінець хвилеводу герметизують пайкою, витки хвилеводу скріплені паперовою стрічкою, що легко розривається при використанні пристроїв.

Монтаж неелектричної системи ініціювання, виготовлення проміжних детонаторів

При монтажі системи "Імпульс" всі свердловини заряджають пристроями УНС-С із однаковим часом уповільнення. Послідовність спрацьовування забезпечується за допомогою пристроїв УНС-ПА або УНС-П [20].

Приклад монтажу показано на *рис. 4.5*.

У свердловинах установлені пристрої УНС-С-450 з часом уповільнення 450 мс.

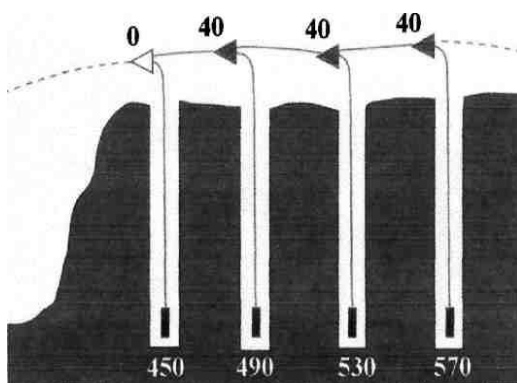


Рис.2.20 Приклад монтажу системи "Імпульс"

Вільні кінці хвилеводу закріплені в сполучних пристроях УНС-ПА або УНС-П. Як стартовий пристрій використовують УНС-ПА-0 або УНС-П-0 з часом уповільнення 0 мс.

Уповільнення між рядами забезпечується пристроями УНС-ПА-40 або УНС-П-40 з часом уповільнення 40 мс. Відповідно до цього свердловина першого ряду вибухне через 450 мс, другого – через 490 мс, третього – через 530 мс і так далі.

До моменту вибуху свердловини першого ряду ініціюючий сигнал досягне КД пристрою УНС-С-450, що перебуває в свердловині одинадцятого ряду і КД пристрою УНС-ПА-40 або УНС-П-40, що перебуває в свердловині дванадцятого ряду. Тому ризик ушкодження хвилеводу пристроїв УНС-ПА або УНС-П і УНС-С у результаті руху і розльоту гірської маси практично виключається.

Час поверхневих уповільнень за наявності внутрішньосвердловинного уповільнення може бути істотно збільшений.

Для забезпечення високої ефективності висадження бойовики (проміжні детонатори) із пристроями УНС-С рекомендується розміщати в донній частині свердловинного заряду. Хвилевід системи не має бічного енерговиділення, тому вигорання свердловинного заряду або зниження його чутливості, що виникає при застосуванні детонуючого шнура, фактично виключається.

При висадженні в складних умовах (велика група свердловин, обводненість, використання низькочутливих ВР у свердловинних зарядах) здійснюється дублювання свердловинних вибухових ланцюгів. У свердловині розміщають два проміжні детонатори: перший – у донній частині свердловинного заряду, другий – у гирловій.

Для забезпечення "донного" ініціювання при дублюванні час із пристрою, розміщеного в гирловій частині свердловини, має бути на один ступінь більший, ніж час із пристрою, встановленого в донній частині свердловини.

Загальні правила монтажу системи "Імпульс" при роботах на земній поверхні:

1. Довжини хвилеводу пристроїв УНС-ПА або УНС-П і УНС-С мають обиратися відповідно до глибини свердловин і розмірів сітки буріння з урахуванням того, що частина довжини хвилеводу використовується для з'єднань.

2. Пристрої УНС-ПА або УНС-П і УНС-С із ушкодженими хвилеводами до використання не допускаються.

3. Контроль свердловинних уповільнень має проводитися безпосередньо при заряджанні свердловин, оскільки в процесі заряджання маркування може бути затерто.

4. Хвилеводи пристроїв УНС-ПА або УНС-П і УНС-С мають бути злегка натягнуті.

5. З'єднувачі пристроїв УНС-ПА або УНС-П мають розташовуватися поблизу свердловин.

6. Довжина активної частини хвилеводу (відрізок хвилеводу пристрою від місця ініціювання до КД) має бути не менше 60 см.

7. Довжина пасивної частини хвилеводу (відрізок хвилеводу від місця ініціювання до вільного кінця має бути не менше 8 см).

8. При використанні в поверхневій вибуховій мережі детонуючого шнура і піротехнічних реле, детонуючий шнур має торкатися хвилеводу тільки в місці ініціювання. З'єднання має здійснюватися за допомогою спеціального з'єднувача.

Виготовлення проміжних детонаторів

Як проміжні детонатори при використанні НСІ "Імпульс" можуть застосовуватися шашки типу ЗТП-800, ЗТП-1200, що мають спеціальне посадкове місце під КД і наскрізний канал під ДШЕ-12. Такі шашки більш ефективні при висадженні за допомогою системи "Імпульс".

Схема з'єднання шашок ЗТП-800, ЗТП-1200 наведена на *рис. 2.21*.

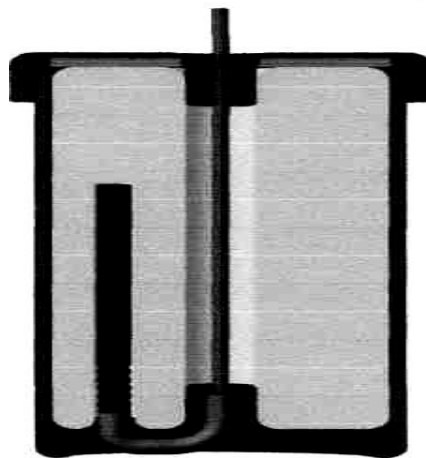


Рис. 2.21 Схема з'єднання пристрою УНС-С
з шашками ЗТП-800; ЗТП-1200

КД пристрою УНС-С повністю поміщають у глухий канал шашки (посадкове місце під КД), а кінець гумової втулки із хвилеводом розміщують у каналі, що охороняє хвилевід від перетирання.

Крім шашок, як проміжний детонатор можуть використовуватися заряди з амоніту 6ЖВ. При використанні шашок типу Т-400М КД пристрою УНС-С розміщається в каналі. Вільне місце в каналі має заповнюватися трьома нитками детонуючого шнура ДШЕ-12. Схема з'єднання пристрою УНС-С із шашкою Т-400М показана на *рис. 2.22*.



Рис. 2.22 . Схема з'єднання пристрою УНС-С з шашкою Т- 400М

Схеми ініціювання

Використовуючи пристрої УНС-ПА або УНС-П з різним часом уповільнення і з'єднуючи їх у різній послідовності, можна одержати різні схеми ініціювання. Це забезпечує високу керованість процесом вибуху і можливість варіювання схеми ініціювання залежно від характеристик масиву, що підривається, діаметра свердловин і сітки буріння, застосовуваних промислових ВР, необхідної якості дроблення середовища, величини і спрямованості розвалу.

На *рис. 2.23* наведена додаткова схема ініціювання з використанням пристроїв УНС-ПА-25 або УНС-П-25.

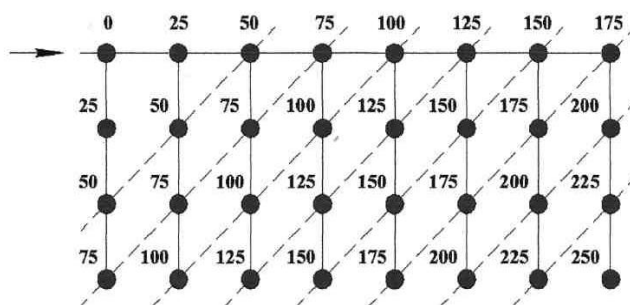


Рис. 2.23 Діагональна схема ініціювання

Застосування НСІ "Імпульс" для підземних робіт

Система "Імпульс" для підземних вибухових робіт використовується в рудниках і вугільних шахтах, де допущене застосування незапобіжних ВР II класу.

Пристрої УНС-Ш служать для передачі ініціюючого сигналу та ініціювання бойовиків шпурових і свердловинних зарядів із заданою тимчасовою затримкою.

Температурний інтервал застосування від -40°C до $+60^{\circ}\text{C}$, 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.

Порівняння вітчизняної НСІ з іноземними аналогами

Для порівняння із НСІ "Імпульс" обрані найпоширеніші у світі системи ініціювання – "Нонель", "Примадет", "СІНВ" [19, 20].

1. "Нонель", виробництво Швеція.

Капсуль-детонатор свердловинного пристрою НСІ "Імпульс" без первинної ініціюючої вибухової речовини більш безпечний, у порівняно з аналогічним КД НСІ "Нонель" без первинної ІВР.

Так КД НСІ "Імпульс" на безпеку до удару, згідно з ТУ В 24.6-14314452-007:2005, випробовується киданням вантажу масою $(5,0 \pm 0,1)$ кг із висоти $(5,0 \pm 0,1)$ м, а КД НСІ "Нонель", відповідно до стандарту 38 4990707, випробовується киданням вантажу масою 2,0 кг із висоти $(0,5 \pm 0,005)$ м.

КД свердловинного пристрою УНС-С НСІ "Імпульс" пробиває 6 мм свинцеву пластину, згідно з ТУ В 24.6-14314452-007:2005 і відповідає КД № 10, свердловинний детонатор НСІ "Нонель" відповідно до стандарту 38 4990707, відповідає КД № 8. Потужніший КД дозволяє використати більш нечутливі (безпечні) проміжні детонатори, що в цілому відбивається на безпеці ведення вибухових робіт.

Надійність кріплення хвилеводу зі свердловинним КД НСІ "Імпульс" витримує навантаження 8 кг протягом $(5,0 \pm 0,5)$ хв. згідно з ТУ В 24.6-14314452-007:2005. Кріплення хвилеводу зі свердловинним КД НСІ "Нонель" витримує 4 кг протягом 2 хв., згідно зі шведським стандартом 88 4990707. Більш надійне кріплення КД із хвилеводом збільшує надійність системи в цілому.

2. "Примадет", виробництво Іспанія.

Основний недолік (дуже серйозний) – наявність первинної ініціюючої вибухової речовини у свердловинному КД, що дуже серйозно впливає на безпеку ведення вибухових робіт у цілому.

Температурні умови експлуатації в НСІ "Примадет" до $+65^{\circ}\text{C}$, у НСІ "Імпульс" термостійкість до $+85^{\circ}\text{C}$, що дозволяє вести вибухові роботи із застосуванням вибухових речовин, що ллються гарячими, з температурою до $+85^{\circ}\text{C}$, наприклад, Україніт ПП-2Б з температурою до $+80^{\circ}\text{C}$ згідно з ТУ.

3. "СІНВ", виробництво Росія.

Низька якість хвилеводу і системи НСІ "СІНВ" у цілому, а також значний розкид за часом спрацьовування, велика кількість зафіксованих відмов свердловинних зарядів, ініціюємих за допомогою НСІ "СІНВ", робить дану систему найменш ефективною з вище перерахованих.

3.1 Підривання гірських порід при проведенні підземних гірничих виробок

Загальне правило застосування ВР в цих умовах стосується міцності гірських порід: при $f < 6 \div 8$ – застосовуються прохідницькі комбайни, при $f > 6 \div 8$ – застосовуються ВР.

Підземні гірничі виробки класифікують:

1. За напрямком:

- горизонтальні;
- вертикальні;
- похилі з різними кутами нахилу.

2. За площею поперечного перетину:

- малого перерізу, до 4 м^2 (шпури, міні штольні, та ін.)
- середнього перерізу - $4 - 6 \text{ м}^2$ (відкаточні та вентиляційні штреки, квершлагги, підхідні штольні, бурові галереї, транспортні тунелі, вертикальні стволи та ін.)
- великого перерізу – більше 60 м^2 (рудникові двори, білястволові виробки, гідротехнічні тунелі, підземні машинні зали електростанцій).

3. За способом проходження:

- суцільним вибоєм, найбільш поширено для малого та середнього перерізу, а також для передових вибоїв виробок великого перерізу;
- вибоєм з випереджуючою виробкою та наступним її розширенням до проектного контуру;
- підошво – уступним вибоєм для горизонтальних виробок великого перерізу;
- підриванням глибоких свердловин на всю довжину висхідних виробок чи поярусно (знизу – догори).

Залежно від умов проведення виробок змінюються як процес, так і ефективність руйнування порід у вибої, тому розрізняють такі умови підривання:

1. В шахтах, безпечних за газом та пилом:

вибої в однорідних та змішаних

породах (горизонтальні та похилі виробки);
вибої вертикальних висхідних та низхідних виробок.

2. В шахтах, небезпечних за газом та пилом:

- звичайні вибої,
- вибої із струшувальним підриванням,
- вибої у викидонебезпечних породах;
- вибої при розкритті викидонебезпечних вугільних пластів.

Операції БПР:

1. Буріння шпурів та свердловин;
2. Зарядження;
3. Підривання;
4. Провітрювання;
5. Прибирання породи;
6. Кріплення виробки.

Підривання виконується згідно з паспортом БПР, в якому наводяться:

- тип породи;
- кількість шпурів, їх діаметр та довжина;
- тип врубу;
- тип ВР;
- величина зарядів;
- схема підривання;
- очікувані результати вибуху.

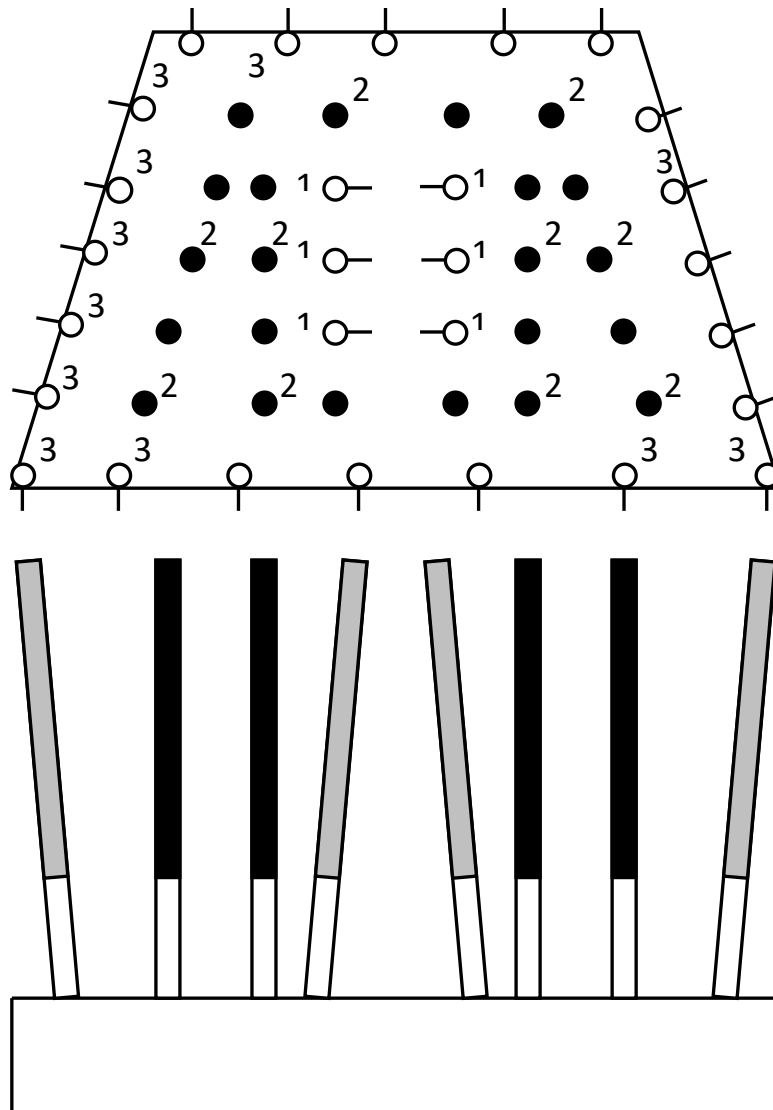
При зміні властивостей порід паспорт уточнюється з урахуванням результатів вибуху.

При вибуху переважно існує одна відкрита поверхня – площа вибою, до якої по нормалі чи під кутом вибурюють комплект шпурів (від 10 до 60).

Підривання комплекту шпурів повинно відповідати наступним вимогам:

- попередньо треба створити вибухом частини шпурів додаткову відкриту поверхню, щоб посилити та полегшити руйнування породи рештою шпурових зарядів;
- зруйнувати породу у вибої виробки на куски потрібних розмірів;

- навал породи повинен бути компактним для ефективної роботи навантажувальних машин;
- виключити пошкодження кріплення та устаткування виробки;
- необхідно утворити перетин виробки, максимально близьким до проектного (перебори чи недобори – мінімальні);
- забезпечити високий КВШ, а також виключити порушення масиву за контуром перетину виробки.



Для цього застосовують:

Врубові шпури (1) – створюють додаткову поверхню, покращуючи умови дії решти шпурів. Їх бурять на 0,2 – 0,3 м глибше інших, а величина зарядів в них на 15 – 20 % більша.

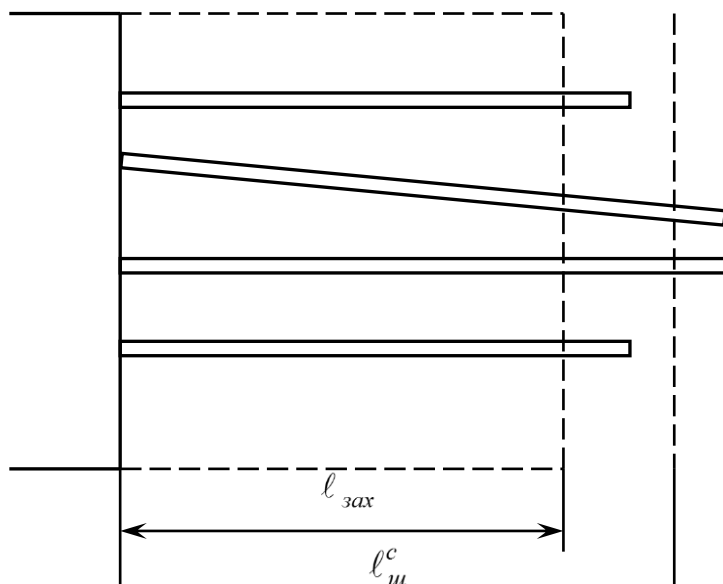
Відбійні шпури (2) – підриваються після врубових; призначені для розширення порожнини, утвореної врубом. При малих перерізах їх може і не бути, а

при великих перерізах відбійними шпурами руйнується більша частина породи у вибої.

Оконтурювальні (3) – підриваються останніми. Призначені для надання виробці проектного перетину. Кінці оконтурювальних шпурів в міцних породах виступають за контур на 100 – 150 мм., а в м'яких – закінчуються на контурі. Оконтурювальні шпури буряться під кутом 85° - 87° до площини вибою.

За довжиною шпури поділяються на:

- глибокі $\ell > 2,5$ м;
- середні $\ell = 1,5 - 2,5$ м;
- мілкі $\ell < 1,5$ м.



Коефіцієнт використання шпурів (КВШ – КИШ) η – це відношення величини (довжини) заходки вибою, що просувається (просування вибою) за один вибух, до середньої глибини шпурів. Є одним з основних критеріїв якості вибуху, правильності вибраної схеми розташування врубових, відбійних та оконтурювальних шпурів та питомих витрат вибухових речовин.

$$\eta = \frac{l_{зак.}}{l_{ш}^c}; \text{ (відношення довжини заходки до довжини шпура)}$$

Вибух оцінюється як незадовільний, якщо $\eta < 0,7$; нормальний КВШ

$\eta = 0,8 \div 0,9$; добрий КВШ $\eta > 0,9$.

Цей показник суттєво залежить від розмірів врубової порожнини, тому вибору схеми розташування врубових шпурів надають великого значення.

У виробках прямокутного та трапецієподібного перетину застосовують похилі та прямі вруби.

Похилі вруби утворюють шпурами, нахиленими до поверхні вибою під кутом 60° - 70° . Відстань між кінцями шпурів – 10 – 20 см.

В тріщинуватих породах намагаються, щоб врубові шпури перетинали площини тріщин під кутом $\approx 90^\circ$.

Прямі вруби перпендикулярні до площини вибою. В таких врубах один чи кілька шпурів можуть бути незарядженими.

При проведенні горизонтальних виробок суцільним вибоєм можливі такі схеми ВР:

- спуснення порід з утворенням врубу шпуровими зарядами чи шпуровими зарядами з випереджуючою свердловиною;
- спуснення порід з утворенням врубу врубовою машиною (в соляних та калійних шахтах). Такі способи застосовуються рідше.

Довжина зарядів в шпурах – $1/3$ - $2/3$ $\ell_{ш}$. Набивка виконується із суміші глини з піском у співвідношеннях 1:1, 3:1.

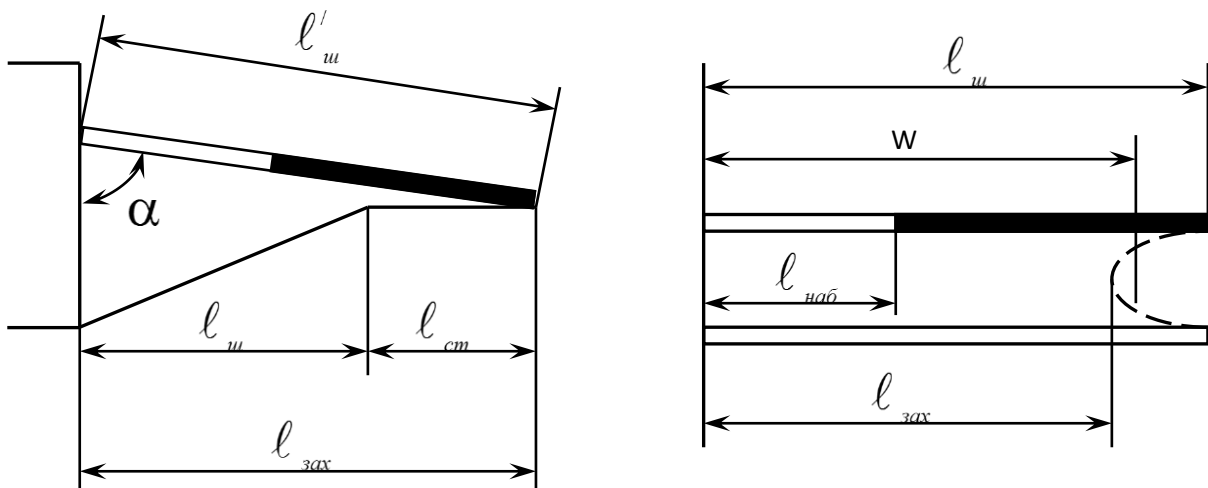
Шпуровий заряд руйнує породу лише в передній частині шпура. В донній його частині утворюється „стакан”.

При вибуху двох зближених шпурів довжина „стакану” зменшується. Довжина заходки практично завжди менша за довжину шпура:

$$\ell_{зах} < \ell_{ш}$$

Глибина шпура $\ell_{ш}$ – довжина проекції шпура на вісь виробки:

$$\ell_{ш} = \ell'_{ш} \cdot \sin \alpha .$$



Оптимальна глибина шпурів для:

$f = 4 \div 10$ складає 1,8 – 2,8 м.

Із збільшенням $f - \ell_{\text{опт}}$ зменшується, а із збільшенням перетину – збільшується.

Діаметр шпурів:

- для чутливих ВР типу детоніту – 20 – 22 мм;
- для менш чутливих ВР (запобіжні амоніти) – 36 – 40 мм.

Число шпурів на вибій розраховується за питомою витратою ВР, а їх глибина – за просуванням вибою.

Кількість ВР на 1 вибух:

$$Q = q \cdot \ell_{\text{ш}} \cdot S \cdot \eta;$$

Число шпурів: $N = Q / Q_3$,

де, Q_3 – маса шпурового заряду.
$$Q_3 = \frac{2}{3} \cdot l_{\text{ш}} \cdot \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \Delta$$

(Довжина заряду визначається з максимального заповнення шпура $l_3 = \frac{2}{3} \ell'_{\text{ш}}$).

Отриману середню величину заряду множать:

- для врубових шпурів – на 1,2;
- для відбійних оконтурюючих – на 0,8 ÷ 0,9.

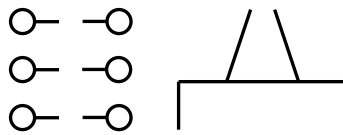
Вруби:

- воронкоподібні
- пірамідальні
- клинові
- щілинні
- призматичні
- спіральні
- інші.

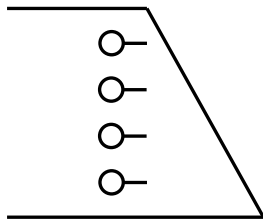
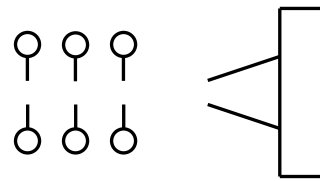
Вибір форми врубу залежить не тільки від міцності порід, але і від зручності буріння.

Найбільш поширений клиновий вруб – зручний до буріння з руки чи з пневмо – підпорів, забезпечує високі показники.

Найбільш поширений вертикальний клин – у виробках шириною більше 2м.

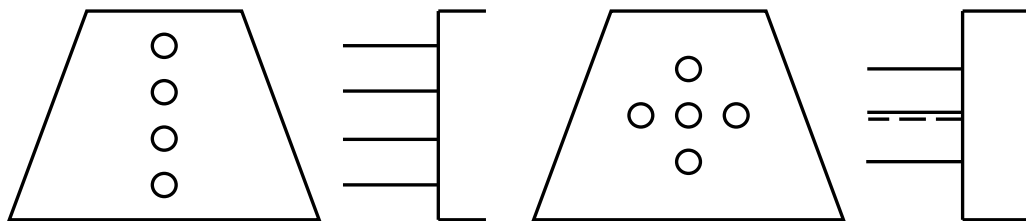


Горизонтальний клин –
у високих вибоях,
де буріння ведеться з помосту.



Односторонній бічний – при наявності
контакту між добре оконтуреними крутими
пластами на бічній стінці виробки.
Застосування їх обмежене.

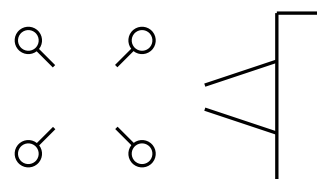
Із впровадженням самохідних бурових установок СБУ – 2, СБУ – 4 та ін., якими
бурити похилі шпури не зручно, клиновий вруб успішно витісняється прямими
врубками – щілинним та призматичним.



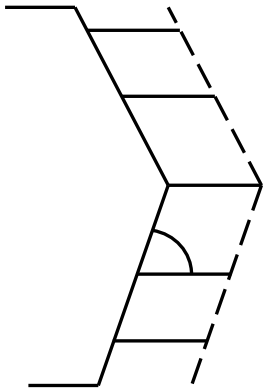
В горизонтальних виробках доцільно застосовувати щілинний вруб. Його
перевага – однакова довжина шпурів (особливо ефективно для буріння установками).

Іноді для вентиляції, розвідки та дегазації в центрі вибою бурять передову
свердловину великого діаметру. В цьому випадку пропонується прямий
призматичний вруб.

В міцних і в'язких породах іноді
застосовують пірамідальний вруб, який
створює найбільшу концентрацію заряду



в глибині врубу.



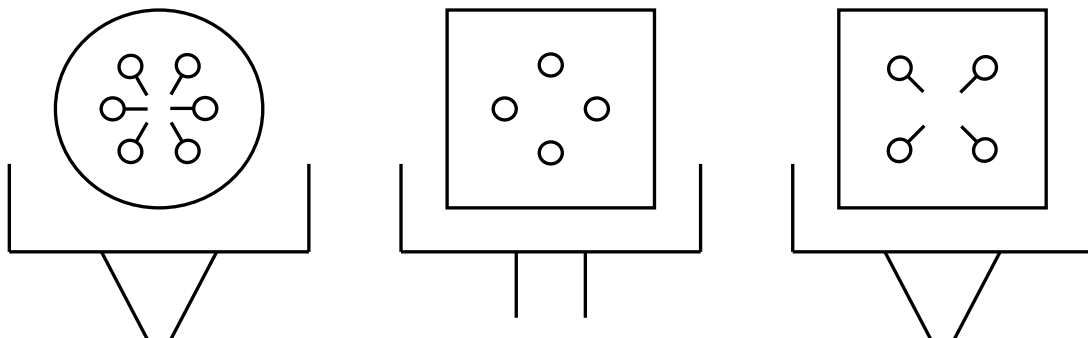
Прямий вруб з кутоподібною формою вибою забезпечує КВШ, близький до 1,0 в будь-яких породах. Недолік – складність забурювання в похилій виробці.

Вертикальні та похилі виробки

Вертикальні виробки можуть бути висхідні та нисхідні.

При висхідних полегшується підбирання порід. Найчастіше застосовуються призматичні вруби, найбільш зручні для буріння молотками телескопного типу. Іноді застосовують передову свердловину діаметром 100 – 200 мм, яка слугує для контролю напрямку та вентиляції ствола. Врубіві шпури бурять на відстані 0,1 – 0,5 м від свердловини паралельно їй. КВШ = 0,9 - 1,0.

Нисхідні - метод шпурових зарядів.



При $S = 4 - 10 \text{ м}^2$ – пірамідальні вруби, особливо при прямокутному перетині.

Якщо $S > 6$ шпурів пірамідального врубу мало, застосовують конусний вруб.

При $S < 4 \text{ м}^2$ – прямий призматичний вруб.

Похилі виробки при $\alpha > 15^\circ$ (до 30°) ведуть з S не більше 20 м^2 суцільним вибоєм, при $S > 20 \text{ м}^2$ – з передовим вибоєм.

Передову виробку проходять з нахилом. Вруби – прямі та клинові.

При $\alpha = 30^\circ \div 45^\circ$ - не потрібно збільшувати заряди нижніх шпурів, оскільки порода відкидається сама від вибою.

При $\alpha > 45^\circ$ - як стволи.

Паспорт буро – вибухових робіт

№	Показник	Одиниці виміру	Кількість
1.	Перетин виробки в чорні	м ²	9,8
2.	Коефіцієнт міцності	-	10,0
3.	Глибина заходки	м	1,8
4.	Тип бурового механізму	-	СБКН – 2М
5.	Кількість бурильників на вибій	чол	1,0
6.	Кількість шпурів на заходку	шт	29
7.	Кількість шпурометрів на заходку	м	53,2
8.	Тип і маса заряду на заходку	кг	Ам. №6ЖВ 29,2
9.	Витрати ВР на 1м ³ обурюваного масиву	кг/ м ²	1,86
10.	Тип і кількість ЕД (ЕД, ЕДКЗ, ЕДЗД)	шт	29
11.	Спосіб підривання (електричний)		(КПМ – 3)
12.	Матеріал набивки гідропатронів	шт	29
13.	КВШ		0,9
14.	Середовище: амфіболіти середн. тріщ.		
15.	Дані про шпури та заряди		
16.	Ескіз контрольного заряду. Бойовик – в дні шпура.		

3.2 Особливості підривних робіт при проведенні виробок в небезпечних умовах вугільних шахт

При глибині розробки вугілля 600м та більше на шахтах Донбасу відбуваються раптові викиди вугілля з лави та породи з прохідницьких вибоїв об'ємом до сотень та тисяч тонн. Застосування в цих випадках механізованого виймання вугілля і породи небезпечне, оскільки робочі знаходяться в безпосередній близькості від джерела викиду. Для таких умов застосовують спеціальні методи ведення підривних робіт, що забезпечують максимальну безпеку для прохідницьких та видобувних робіт.

У вітчизняній практиці на вугільних шахтах розробляються сотні пластів, небезпечних за раптовими викидами вугілля та газу.

Зростання глибини гірничих робіт супроводжується ростом числа викидо - небезпечних пластів, та частоти викидів, їх інтенсивності. Так, під час розкриття пласта „Мазурка” на шахті ім. Гагаріна ВО „Артемвугілля” було викинуто близько 14000 тонн вугілля та виділилось 250000 м³ газу.

Одним з найбільш застосовуваних методів забезпечення безпеки робіт на розкритті таких пластів при проведенні підготовчих та очисних виробок по таким пластам, а також при розкритті занурюючих пластів, є **струсне підривання**.

Струсне підривання має два принципово різних призначення: повне відбивання вугілля та породи в заданому перетині виробки та запобігання викидів вугілля і газу.

Викидання вугілля та газу, що відтупаються при струсному підриванні, характеризуються такими ознаками:

- відкиданням від вибою вугілля на відстань, більшу за протяжність можливого розвалу вугілля, відбитого звичайним вибухом;
- підвищенням газовиділенням у виробку;
- утворенням у вугільному масиві характерної порожнини.

Викидання породи та газу виникають у пісковиках при вибухових роботах за межами безпосереднього динамічного впливу вибуху заряду ВР.

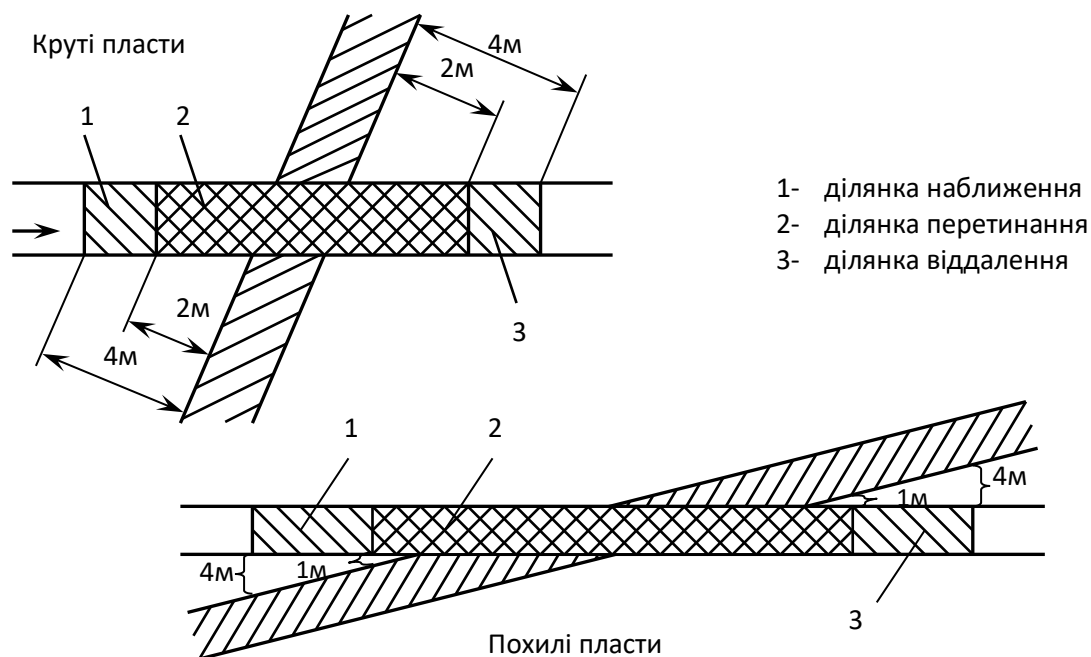
Основні ознаки викиду породи з газом:

- руйнування породи за межами проектного перетину виробки;
- утворення в масиві порожнини, оконтуреної породою, яка розшарувалась на тонкі лускоподібні пластивці;
- відкидання породи від вибою чи подрібнення значної частини її до розмірів крупнозернистого піску;
- підвищення виділення газу в виробку.

Збільшення інтенсивності викидів вугілля і газу спостерігається і при збільшенні площі перетину виробки, оскільки зростає відкрита поверхня викидонебезпечного пласту.

Значний вплив на інтенсивність викидання вугілля та газу має кут падіння пласту. Так, на пластах з малим кутом падіння при струсному підриванні у вибоях

підготовчих виробок та при розкритті пластів максимальна інтенсивність викидів не перевищувала 2000 тонн, а при крутому падінні – досягала 14000 тонн.



Розкриття пласта з струсним підриванням починається з 4м від пласту і закінчується після віддалення вибою розкривної виробки на 4м за пласт(по нормалі до пласта).

Перетинання пластів в більшості випадків здійснюється квершлагами; значно рідше – вертикальними стволами і лише в окремих випадках – гезенками чи іншими виробками.

Залежно від призначення, області та умов ефективного застосування підривних робіт можна струсне підривання розділити на 6 видів (табл.3.2).

Таблиця 3.2 Види струсного підривання

Вид (область) струсного підривання	Призначення струсного підривання
Розкриття пластів	Відбивання породи та вугілля в зонах наближення та віддалення
Вибої виробок, що проводяться по викидонебезпечним породам	Відбивання породи в заданому перетині виробки

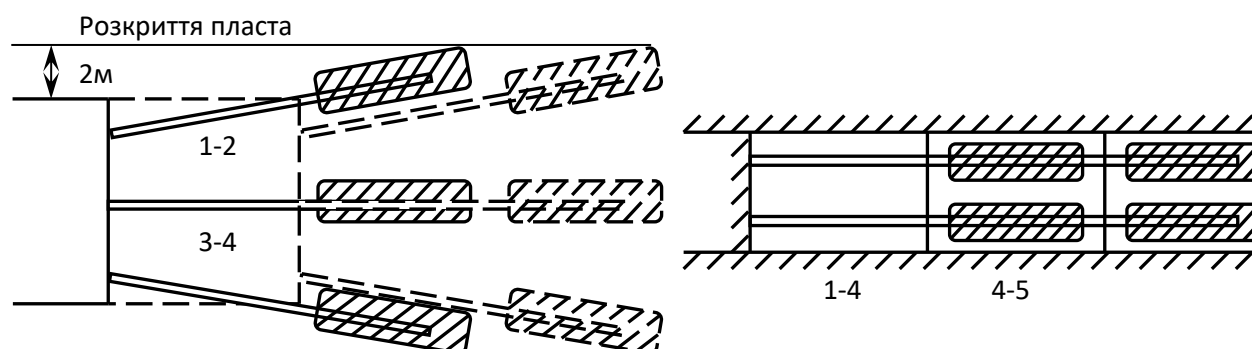
Способи зменшення інтенсивності та частоти викидів вугілля та газу при проведенні підготовчих та нарізних виробок	Зниження інтенсивності її частоти викидів при струсному підриванні
Торпедування (гідровибухова обробка) привибієйної частини вугільного пласта в підготовчих та очисних виробках	Попередження викидів вугілля і газу
Вугільні та мішані вибої підготовчих та очисних виробок	Повне відбивання вугілля чи вугілля і породи в заданому перетині виробки
Передове (позапластове) торпедування вміщуючих порід на виймальних ділянках попереду очисних вибоїв	Попередження чи зниження інтенсивності і частоти викидів вугілля і газу

Параметри струсного підривання залежать значно від умов ведення ПР, серед яких треба виділити круті та похилі пласти, що пересікаються квершлагами та вертикальними стволами.

Товщина породного цілика між крутим пластом та вибоєм квершлага перед безпосереднім струсним підриванням – не менше 2м по нормалі, при потужності пласта більше 2,5м величина породного корка може бути зменшена до 1,0м.

Пересікати квершлагами пласти крутого падіння потужністю до 2,5м доцільно за одне підривання (з повним відбиванням породної пробки та вугілля).

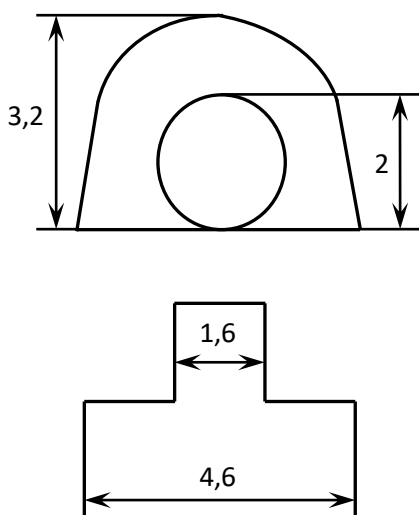
Паспорти БПР в цілому складаються так, щоб весь відрізок розкривної виробки проходився за мінімальне число струсних вибухів.



Проведення підготовчих виробок струсним підриванням може виконуватись з випереджуючим відбиванням вугілля чи з одночасним відбиванням вугілля чи з одночасним відбиванням вугілля і породи.

Практика ведення ВР показує, що **перша схема** може бути використана при проведенні виробок мішаними вибоями на пластах середньої потужності, а **друга схема** найбільш поширена на тонких та надтонких пластах. Її застосування на шахтах Донбасу скорочує число підривань і практично зменшує вірогідність запалення метано – повітряної та пило повітряної сумішей.

Використовуються достатньо потужні ВР IV класу, ВР середньої потужності для вугілля в шахтах небезпечних за газом та пилом, та правильно вибирається паспорт БПР, щоб виключити додаткове оформлення вугільного вибою машинами чи ручним інструментом, особливо в зонах геологічних порушень, де відбувається значна кількість викидів вугілля і газу, а додаткове оформлення виробок є небезпечним.



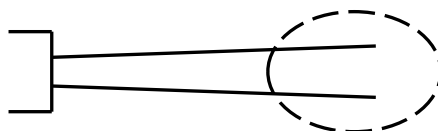
У викидонебезпечних породах застосовується проведення виробок з випереджуючим вибоєм малого перетину, коли ВР виконується в обох вибоях за один прийом. Необхідний ефект локалізації викидів досягається тоді, коли відбита вибухом порода основного вибою перекидає перетин випереджуючого вибою.

Головним недоліком означених методів є те, що вони не змінюють стану вогнища викиду, а тільки зменшує його потужність .

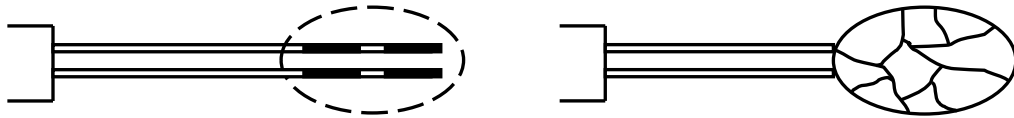
З цієї точки зору кращим є метод попередньої дегазації вогнища викиду глибинними вибухами.

Його сутність:

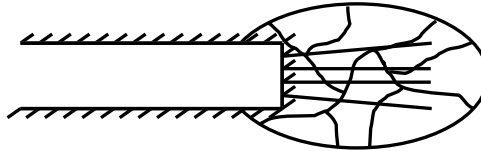
- розвідувальним бурінням, під захистом породної пробки довжиною не менше 5м, визначають викидонебезпечне вогнище;



- в зону вогнища бурять 3-4 глибоких свердловини діаметром 100 - 150мм, які заряджають на викидонебезпечній ділянці і підривають потужні заряди при цьому відбувається глибинне руйнування, тріщиноутворення, відкриваються замкнуті пори піщаника, метал з них викидається через свердловини у виробку. Викидання не відбувається, чому заважає породний корок.



- після повної дегазації відновлюється робота по проведенню виробки звичайним вибуховим способом в режимі струсного підривання.



Підвищення безпеки проведення виробок по вибухонебезпечним пластам при струсному підриванні виконується методами:

- підривання ВР в коротких шпурах в межах зони природного розвантаження (на 1,0 – 1,5м менше її);
- збільшення розмірів зони розвантаження привибійної частини вугільного пласта вибуховим способом;
- випереджуючим відбиванням бокових порід без буріння шпурів по вугіллю;
- створення охоронних перемичок з відбитої маси породи.

Підземні виробки залежно від функціонального призначення мають площу поперечного перетину від 4 м² (малого розміру – міні - штольні, печі та ін.), до 4 – 60 м² (штреки, квершлагги, штольні) і понад 60 м² (рудничні двори, машинні зали, підземні склади, гідротехнічні тунелі). За способом проходки вибухові роботи виконують суцільним забоєм, або із застосуванням випереджуючого забою та наступним розширенням до проектних розмірів. Головним підготовчим процесом для забезпечення якісного та ефективного руйнування порід як і в попередніх випадках є

складання паспорту буровибухових порід із дотриманням усіх нормативних вимог і врахуванням практичного досвіду та наявності відповідних матеріалів і обладнання. При проходці таких виробок застосовують такі шпури: глибокі (понад 2,5 м), середні (1,5 – 2,5 м) і малої глибини (до 1,5 м). Велике значення має правильний вибір типу врубу та виконання належних вимог до них: вони повинні мати глибину на 0,2 – 0,3 м, а також величину зарядів на 15 – 20 % більше, ніж відбійні.

Типи врубів. У виробках прямокутного і трапецієподібного перерізу застосовують головним чином похилі (під кутом $60 - 70^{\circ}$) і прямі вруби з відстанями між кінцями шпурів 10 – 20 см.

На рис. 3.1 наведено приклад розміщення шпурів при проходженні трапецієподібної виробки (рис. 3.1, а) та арочної (рис. 3.1, б).

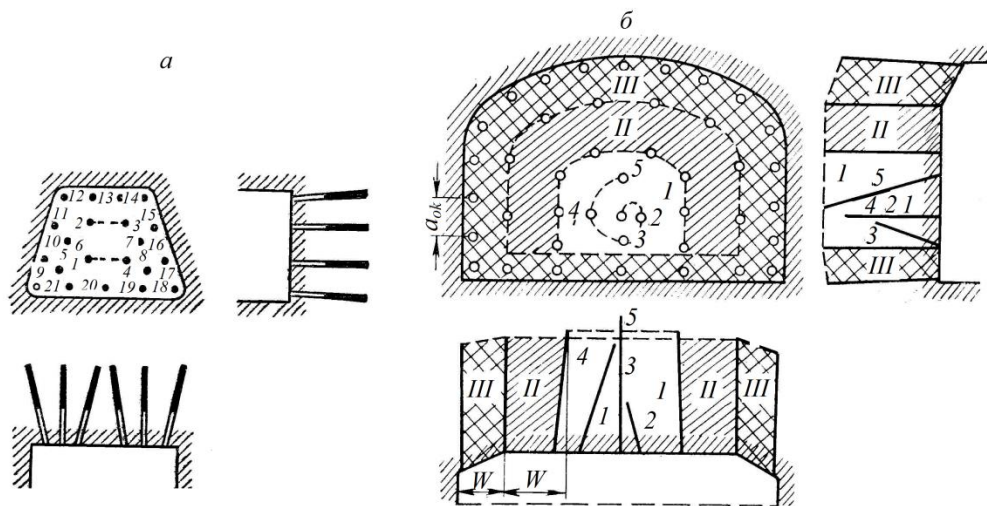


Рис. 3.1. Схема розміщення шпурів при проходженні виробок в однорідному масиві: а) трапецієподібної; б) арочної.

Типову схему розміщення шпурів при проходженні квершлагоу (середнього поперечного перерізу) подано на рис. 3.2 (а), а в змішаних забоях при різному розташуванні шару корисної копалини на рис. 3.2 (б) характеристика шпурових зарядів згідно з рис. 3.2 (а) міститься в таблиці 3.

Зважаючи на суттєву роль правильного вибору типу врубів на ефективність процесу руйнування породи цьому питанню фахівці приділяли велику увагу. В результаті практикою виконання вибухових робіт були розроблені численні схеми розміщення врубових шпурів, що максимально враховують технологічні і гірничотехнічні фактори (рис. 3.3, 3.4).

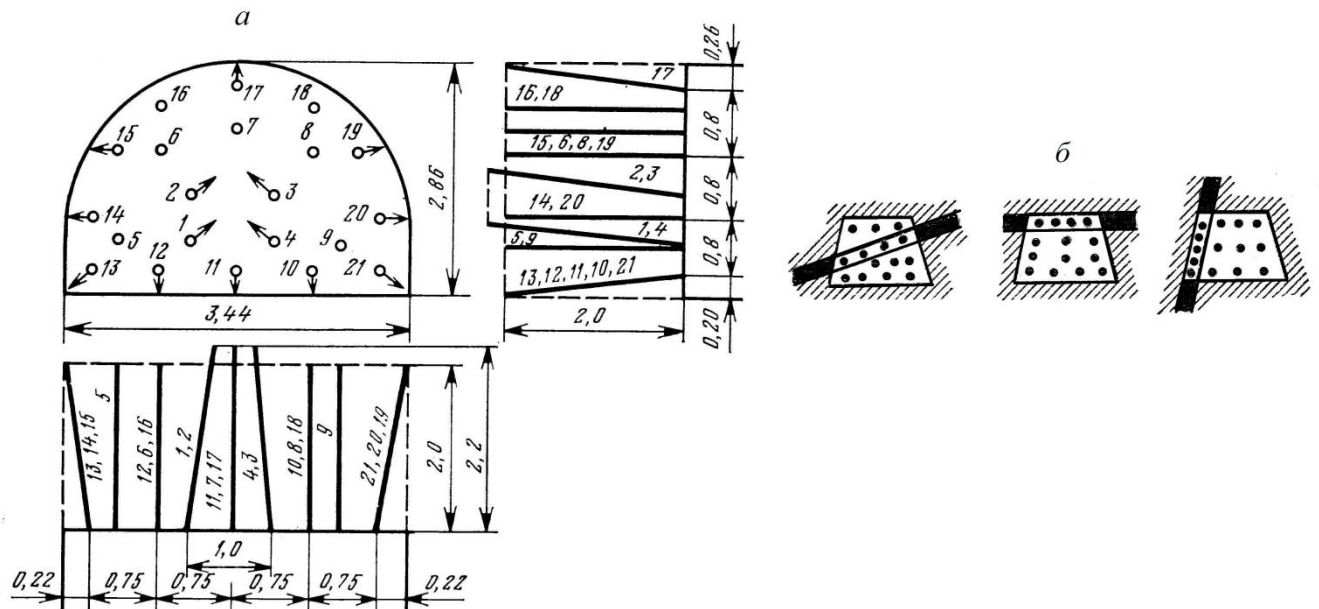


Рис. 3.2. Схема розташування шпурів при проходженні квершлягу в однорідному середовищі (а) і при наявності шару корисної копалини (б):

I – середнє, II – верхнє і III – бічне розташування шару.

Характеристика шпурових зарядів

Таблиця 3

№ шпурів	Довжина шпуру, м	Кут нахилу шпурів до площини забою на проекціях (град)		Величина заряду в шпурі, кг
		горизонтальної	вертикальної	
1, 2, 3, 4	2,2	85	85	0,9
5, 6, 7, 8, 9	2,0	90	90	0,9
14, 15, 19, 20	2,0	85	90	0,9
16, 17, 18	2,0	90	85	0,9
13, 21	2,0	85	85	0,9

При проходженні гірничо-розвідувальних і експлуатаційних виробок на рудниках по розробці руд чорних і кольорових металів рекомендується низка конструкцій прямих врубів, що застосовуються залежно від властивостей порід і геологоструктурних особливостей (рис. 3.4 – 37). У цілому доцільно в ізотропних породах з коефіцієнтом міцності $f = 10-14$ застосовувати циліндричні, а в анізотропних – призматичні різновиди врубів. На рис. 3.4 – 37 представлено деякі конструкції таких врубів. Слід відзначити, що в ізотропних масивах із коефіцієнтом

міцності $f = 14-16$ найбільш ефективні подрібнюючі вруби із запресовкою (рис. 3.4 37, д, е, з, л, т), а у в'язких породах – вруби із зарядами викиду (рис. 3.4 37, в, м, с).

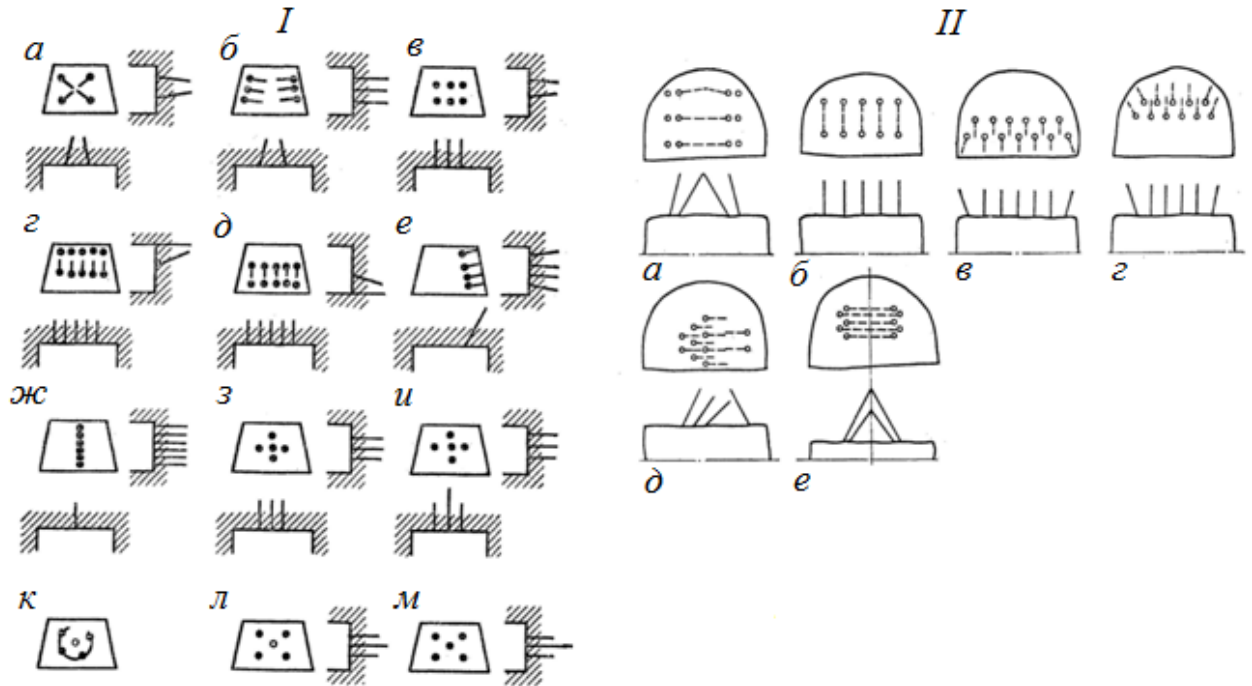


Рис. 3.3 36. Основні схеми розташування шпурів у різних конструкціях врубів:

I – трапецієподібних виробок: а – пірамідальний; б – вертикальний; в – горизонтальний клиновий; г – верхній; д – нижній; е – боковий; ж – щілинний; з, і – призматичні різновиди; к – спіральний призматичний; л – вруб із незарядженою свердловиною; м – вруб крокуючий;

II – похилих врубів арокних виробок: а – вертикальний; б – горизонтальний клиновий; в – нижній; г – верхній; д – боковий; е – багатоклиновий.

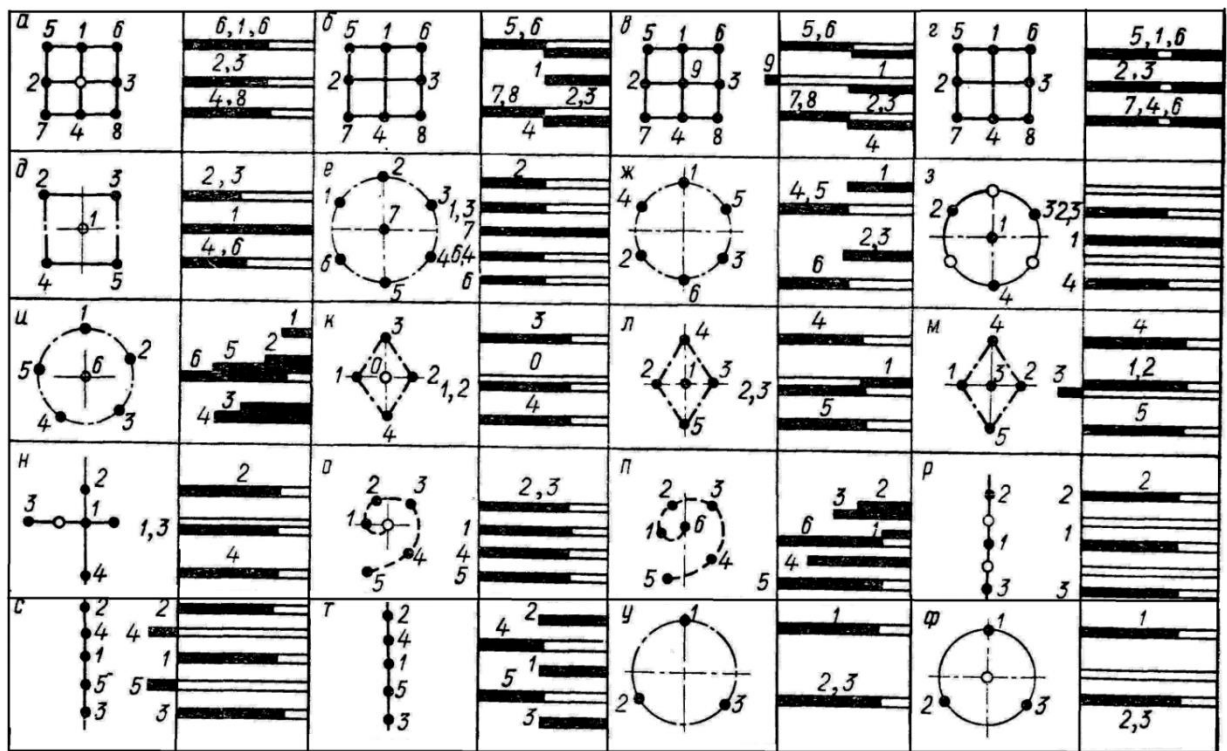


Рис. 3.4 37. Схеми розміщення шпурів у конструкціях врубів при проходженні гірничорозвідувальних виробок (1-8 – черговість висаджування зарядів):

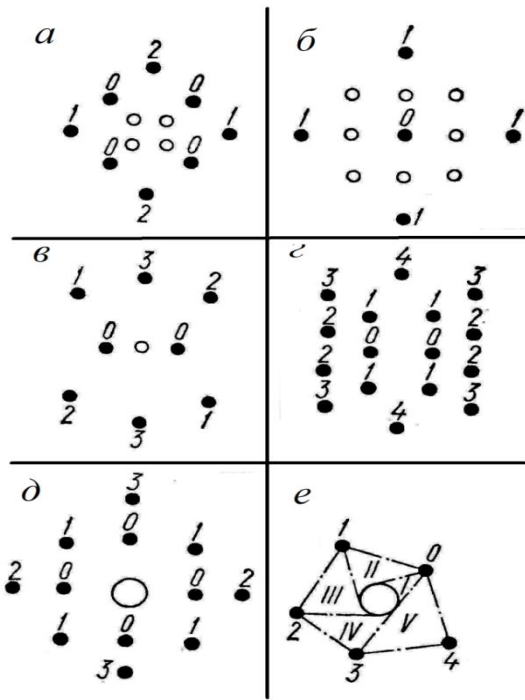
а – подвійний призматичний; б – ярусний призматичний; в – те ж із забоем викиду; г – секційний призматичний; д – призматичний із рядом запресовки; е, з – циліндричний із зарядом запресовки; ж – ярусний циліндричний; к, н – призматичний звичайний; л – призматичний із зарядом запресовки; м – призматичний із зарядом викиду; о – спіральний звичайний; п – спіральний ступінчатий; р – щілинний звичайний; с – щілинний із зарядами викиду; т – щілинний із зарядами запресовки; у – циліндричний воронкоутворюючий; ф – циліндричний подрібнюючий.

Подрібнюючі вруби умовно розділяються на три групи:

а) так званий мічиганський, характерний тим, що в ньому застосовують чотири незаряджених шпури, розташованих близько один до одного. Навкруги них знаходяться заряджені шпури (рис.3.5 38, а). Така схема застосовується в міцних породах у виробках перерізом до 10 м²;

б) канадський вруб являє собою групу шпурів у центральній частині забою (рис. 3.5 38, б). Центральний шпур (0) і шпури (1) заповнюються ВР, а решта – порожні. Цей тип врубу застосовують у досить міцних породах;

в) у м'яких породах незарядженим залишають лише центральний шпур (рис. 3.5



38, в) або свердловину (рис. 3.38, д); можуть бути зарядженими всі шпури (рис. 3.5 38, г), а також розташовуватись навкруги незарядженої свердловини по спіралі (рис. 3.5 38, е).

Рис. 3.5 38. Деякі схеми розміщення шпурів і свердловин у подрібнюючих врубах:

а) мічіганський вруб;

б) канадський вруб;

в) із незарядженим центральним шпуром або свердловиною (д);

г) при руйнуванні м'яких порід без порожніх шпурів;

е) з незарядженою свердловиною і спіральним розташуванням шпурів; 0-4 – черговість ініціювання зарядів.

Як і у випадках проходження шахтних стовбурів головними параметрами, що забезпечують оптимальні технологічні результати, є дані по питомих витратах ВР і по кількості шпурів на одну заходку. В зв'язку зі складністю теоретичних розробок ці параметри визначаються за допомогою емпіричних співвідношень і розроблених на їх основі нормативних матеріалів. Слід відзначити, що в міру накопичення практичних результатів гірничопрохідницького персоналу нормативні дані періодично уточнювались, тому в літературних джерелах мають місце суттєві розбіжності. При цьому в залежності від головної мети вибухових робіт і наявності відповідного обладнання як питомі витрати ВР, так і параметри шпурів і їх кількість в одних і тих же умовах можуть змінюватись. Так, з метою досягнення оптимального подрібнення породи, що сприяє підвищенню ефективності навантажувальних робіт, виробники свідомо перевищують нормативні показники, особливо при висаджуванні порід великої міцності. У табл. 3.21 наведено порівняльні дані рекомендованих різними авторами [28, 29, 32] питомих витрат ВР при проходженні виробок різного

призначення по породах міцністю $f = 2-20$. Як видно з даних таблиці, розбіжності досить суттєві.

Серед інших показників вибухового руйнування порід у прохідницьких роботах одним із найбільш важливих є кількість шпурів у забої та їх глибина залежно від міцності порід і площі поперечного перерізу (табл. 3.22, 3.23).

Таблиця 3.22. Рациональна кількість шпурів на забій залежно від коефіцієнта міцності f [29].

Коефіцієнт міцності породи, f	Кількість шпурів при поперечному перерізі виробки, м ²						
	4	6	8	10	12	14	16
2 – 4	8 – 11	12 – 16	17 – 21	22 – 27	28 – 33	34 – 38	39 – 42
5 – 7	12 – 16	17 – 21	22 – 27	28 – 33	33 – 38	39 – 42	43 – 46
8 – 10	16 – 20	21 – 26	27 – 32	33 – 37	38 – 42	43 – 46	47 – 50

Таблиця 3.23. Оптимальна глибина шпурів при проходженні горизонтальних і похилих виробок [30].

Коефіцієнт міцності, f	Глибина шпурів, м, при поперечному перерізі виробки, м ²	
	до 12	понад 12
1,5 – 3	3 – 2	3,5 – 2,5
4 – 6	2 – 1,5	2,5 – 2,2
7 – 20	1,8 – 2	2,2 – 1,5

Кутузов Б. М. у роботі [32] пропонує кількість шпурів (N) визначати за такою методикою:

$$N = \frac{Q}{Q_{\text{шт}}}, \quad (3.57)$$

де Q – кількість ВР на одну заходку, знаходиться з виразу:

$$Q = q \cdot l_{\text{ш}} \cdot S \cdot \eta, \quad (3.58)$$

де q – розрахункова питома витрата ВР, кг/м³; $l_{\text{ш}}$ – середня глибина шпурів, м; S – площа поперечного перерізу забою, м²; η – коефіцієнт заповнення шпуру вибуховою

речовиною, зазвичай складає 2/3 довжини шпуру, а в досить міцних породах може бути збільшений; $Q_{шт}$ – кількість ВР в одному шпурі, вона складає при $\eta = \frac{2}{3}l_{ш}$:

$$Q_{шт} = 0,52l_{шт} \cdot d^2 \cdot \rho_{ВР}, \quad (3.59)$$

де d – діаметр шпуру, дм.

Складений за даними таблиць 3.21–3.23 та формул 3.57–3.59 паспорт висаджувальних робіт може розглядатись лише як попередній проектний варіант, що повинен бути перевірений і уточнений дослідними вибухами з урахуванням головним чином досягнутої величини коефіцієнта використання шпуру (не менше 0,8 в породних і 0,9-0,95 у змішаних забоях), та максимального наближення контуру виробки до проектних параметрів. Одним із методів досягнення останнього результату є застосування методу контурного висаджування, суть якого полягає в наступному.

Вибухові роботи зазвичай спричиняють руйнування масиву порід за межами контуру виробки, що суттєво ускладнює процес їх закріплення та подальшої експлуатації. Деформації породи в законтурному масиві є наслідком дії вибуху оконтурюючих шпурів. Глибина розповсюдження щілин за межі контуру ($l_{щ}$) пропорційна відношенню початкового тиску продуктів детонації в шпурі в момент вибуху (Па) до міцності породи на стискання (Па):

$$l_{щ} = K_{np} \frac{P_n}{\sigma_{cm}}. \quad (3.60)$$

Середнє значення коефіцієнта пропорційності K_{np} складає 1,6 (з відхиленням від –43 % до +63 %) [29]. Параметр $l_{щ}$ в пісковиках може досягати 70 – 75 см, а в сланцях до 120 – 125 см. Отже, це явище необхідно як мінімум суттєво зменшити, ґрунтуючись на вивченні механізму дії контурної групи шпурів. При цьому слід виходити з того положення, що при висаджуванні врубових і відбійних шпурів утворюється вільна поверхня, від якої відбивається хвиля тиску від вибуху оконтурюючого ряду шпурів. Ця відбійна хвиля розповсюджується за межі контуру і призводить до руйнування порід в законтурному просторі. Проте, якщо створити такі умови, щоб по лінії оконтурюючих шпурів за рахунок їх взаємодії сформувалась цілина раніше, ніж відбита хвиля досягне цієї лінії, подальший рух її в бік законтурного масиву буде призупинено (рис. 3.39).

Порівнювальна таблиця питомих витрат на руйнування порід різної міцності при проходженні горизонтальних і похилих виробок (кг на 100 м³ фактично зруйнованої породи вчорні) [29, 30, 33].

Таблиця 3.21.

Коефіцієнт міцності f	Кількість ВР, кг, при поперечному перерізі виробки, м ² згідно з [28]					Кількість ВР, кг, при поперечному перерізі виробки, м ² згідно з [29]				Кількість ВР, кг, при поперечному перерізі виробки, м ² згідно з [32]		
	<5	<7	<10	<15	<20	4 – 6	7 – 9	10 – 15	16 – 20	4 – 6	10 – 12	16 – 20
19 – 20	500	475	450	425	400	220	220	210	190	220	200	190
15 – 18	450	428	405	383	360	–	–	–	–	–	–	–
10 – 14	420	383	345	318	290	190	180	170	160	190	180	160
7 – 9	300	273	245	220	195	150	140	130	120	150	140	130
4 – 6	192	174	155	140	125	120	110	100	100	–	–	–
2 – 3	140	120	100	85	70	90	90	80	80	–	–	–

Порівнювальна таблиця питомих витрат на руйнування порід різної міцності при проходженні горизонтальних і похилих виробок (кг на 100 м³ фактично зруйнованої породи вчорні) [29, 30, 33].

Таблиця 3.21.

Коефіцієнт міцності f	Кількість ВР, кг, при поперечному перерізі виробки, м ² згідно з [28]					Кількість ВР, кг, при поперечному перерізі виробки, м ² згідно з [29]				Кількість ВР, кг, при поперечному перерізі виробки, м ² згідно з [32]		
	<5	<7	<10	<15	<20	4 – 6	7 – 9	10 – 15	16 – 20	4 – 6	10 – 12	16 – 20

19 – 20	500	475	450	425	400	220	220	210	190	220	200	190
15 – 18	450	428	405	383	360	–	–	–	–	–	–	–
10 – 14	420	383	345	318	290	190	180	170	160	190	180	160
7 – 9	300	273	245	220	195	150	140	130	120	150	140	130
4 – 6	192	174	155	140	125	120	110	100	100	–	–	–
2 – 3	140	120	100	85	70	90	90	80	80	–	–	–

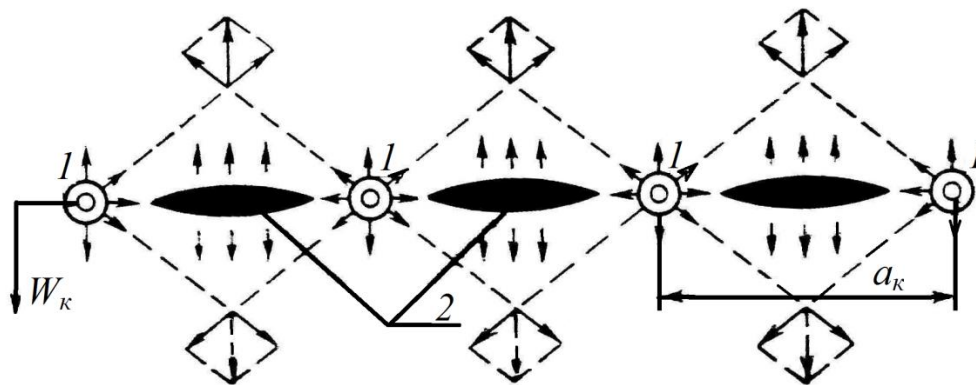


Рис. 3.39. Взаємодія зарядів (1) при контурному підриванні:

W_k – л.н.о. для контурних зарядів; a_k – відстань між зарядами; 2 – контурна щілина по лінії контурних зарядів.

Розглянемо умови, при яких буде забезпечено мінімальне руйнування законтурного масиву. Це буде можливо, якщо час утворення щілини між двома шпурами ($t_{щ}$) буде менше за час руху прямої хвилі стискання (t_n) до відкритої поверхні і відбитої (t_6) від неї хвилі розтягання. Час утворення щілини між шпурами повинен дорівнювати чи бути меншим

$$t_{щ} = \frac{a_k}{2v_{щ}}, \quad (3.61)$$

де a_k – відстань між шпурами; $v_{щ}$ – швидкість утворення щілини в даній породі, згідно з [33] вона коливається в межах від 0,34 до 0,5 v_p (в середньому може бути прийнята 0,4 v_p).

Процес розвитку щілини при динамічних навантаженнях залежить від багатьох факторів (характеристики порід, властивостей ВР, умов виконання робіт та ін.). Цей процес здійснюється в три етапи: етап повільного зростання зародків щілин; етап прискореного зростання; третій етап визначається головним чином швидкістю розповсюдження пружних хвиль. На останньому етапі швидкість розвитку щілин близька до швидкості Релеєвських хвиль. Режим стійкого розвитку щілин може бути реалізований за таких умов:

$$q = 1,25 \frac{\rho v_p}{Q_v}, \quad (3.62)$$

де q – питомі витрати ВР, кг/м³; Q_v – потенціальна енергія ВР, кДж/кг; ρv_p – акустична жорсткість породного масиву, $\frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \cdot \frac{\text{км}}{\text{с}}$.

Радіус зони третього етапу стійкого розвитку щілиноутворення згідно з виразом (3.62) дорівнює:

$$0,5a_k \leq 0,58^3 \sqrt{\frac{Q \cdot Q_v}{\rho \cdot v_p}}, \quad (3.63)$$

де Q – маса заряду ВР в одному шпурі.

Для отримання вищезазначених умов розвитку процесу деформації порід на приконтурній ділянці необхідно зменшити відстань між оконтурюючими шпурами, тобто збільшити їх кількість, маючи на увазі, що сума $t_n + t_v$ повинна бути більше за t_{uc} , тобто слід виконати співвідношення:

$$t_{uc} < t_n + t_v = \frac{2W_k}{v_p}, \quad (3.64)$$

де W_k – л.н.с. для оконтурюючих шпурів (рис. 3.39).

З вищенаведених співвідношень можна записати по факту швидкості динамічних процесів:

$$\frac{a_k}{2v_{uc}} \leq \frac{2W_k}{v_p}, \quad m = \frac{a_k}{W_k} \leq \frac{4v_{uc}}{v_p}. \quad (3.65)$$

Звідси випливає висновок про те, що швидкість утворення щілин навіть при $a_k = W_k$ складає $0,25v_p$. Виходячи з багаторічного досвіду застосування методу контурного висаджування для досягнення позитивного результату коефіцієнт зближення (m) повинен прийматись менше одиниці, що видно з таблиці 3.24, в якій наведені рекомендовані параметри контурних шпурових зарядів при різних діаметрах шпурів. Кількість оконтурюючих шпурів (без шпурів нижньої частини периметра виробки) може бути знайдена з виразу [30]:

$$N_k = 1,05 \frac{\Pi}{a_k} + 1, \quad (3.66)$$

де Π – проектний периметр виробки по боках і покрівлі.

Таблиця 3.24.

Параметри контурних зарядів залежно від діаметру шпурів

Діаметр шпуру, мм	Маса заряду на 1 м шпуру, кг	Щільність заряджання, %	Відстань між шпурами a_k , м	Л.н.о. W_k , м	$m = \frac{a_k}{W_k}$
30	0,07	13	0,5	0,7	0,714
37	0,12	21	0,6	0,9	0,667
44	0,17	15	0,6	0,9	0,667
51	0,25	19	0,8	1,1	0,727
62	0,35	13	1,0	1,3	0,769
75	0,5	11	1,2	1,6	0,75

Окрім викладеного вище методу контурного висаджування із застосуванням збільшеної на 20-25 % кількості шпурів розроблено багато інших технологій для досягнення мінімального порушення законтурного масиву, серед яких можна назвати: а) застосування спеціальних амортизуючи - дерев'яних прокладок у вигляді напівциліндра (рис. 3.40, а, б), або планки, зорієнтованої в бік контуру виробки (рис. 3.40, г), із застосуванням повітряної оболонки навкруги заряду (рис. 3.40, в); б) з попереднім оконтурюванням за допомогою шпурів, розташованих на відстані 0,2 – 0,4 м і заряджених патронами малого діаметра; цей спосіб доцільно застосовувати при проходженні виробок значного поперечного перерізу; в) із застосуванням у конструкціях оконтурюючих зарядів повітряних проміжків по довжині шпурів; г) із застосуванням низькобризантних ВР для заряджання оконтурюючих шпурів та ряд інших. Раціональна послідовність ініціювання груп оконтурюючих зарядів (1-5) показана на рис. 3.41. Процес щілиноутворення по периметру оконтурюючих шпурів значно прискориться, якщо між бойовими шпурами пробурити певну їх кількість і залишити незарядженими. Особливо доцільно це зробити по верхній частині периметра виробки для запобігання підвищеного гірського тиску на елементи кріплення за рахунок руйнування порід у покрівлі вибуховими роботами.

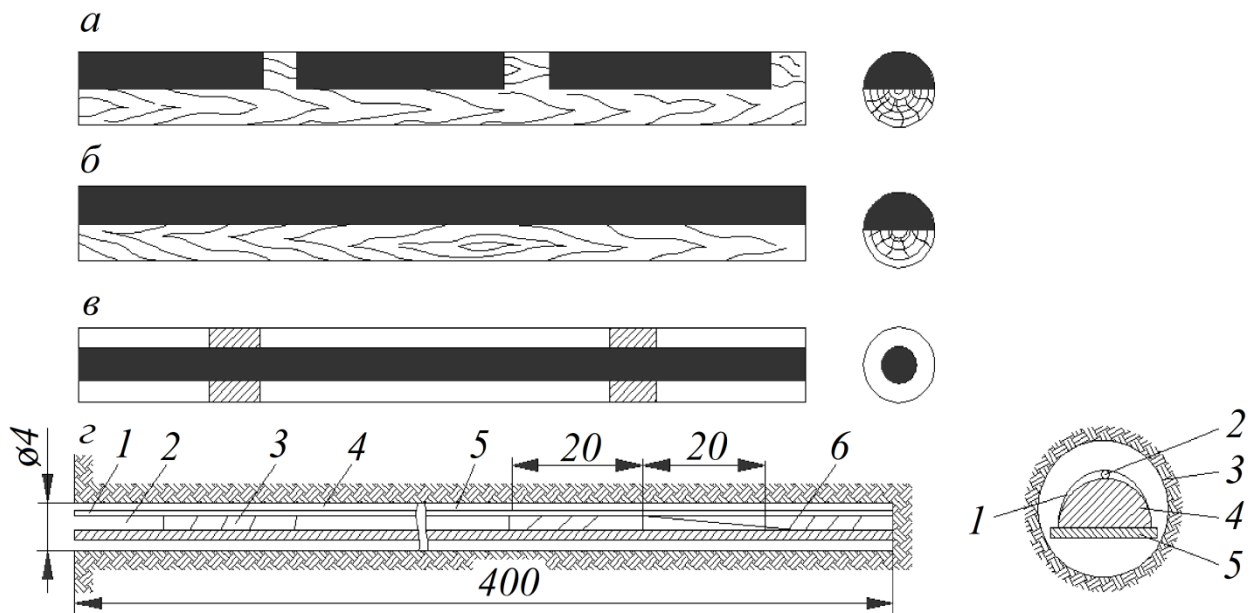


Рис. 3.40. [33] Конструкції зарядів для контурного підривання:

- а) розосереджений із напівциліндричною прокладкою;
- б) суцільний із такою ж прокладкою;
- в) трубчатий із повітряною оболонкою;
- г) розосереджений із дерев'яною планкою (2) з боку площини контуру: 1 – електропровід до електродетонатора (6); 3 – патрон ВР; 4 – шпур; 5 – детонуючий шнур.

При проведенні виробок великого поперечного перерізу (тунелів, квершлагів, камер) вибухові роботи в залежності від стійкості гірничих порід виконують за спеціальними схемами, які в основному поділяються на: а) схеми із суцільним (рис. 3.42, I), б) уступним (рис. 3.42, II), в) з передовими забоями (рис. 3.42, III) і наступним розширенням до проектних розмірів.

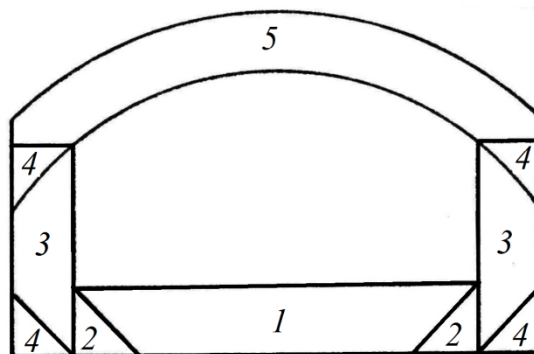


Рис. 3.41. Раціональна послідовність ініціювання груп оконтурюючих зарядів. (1-5) при проходженні виробок по породах.

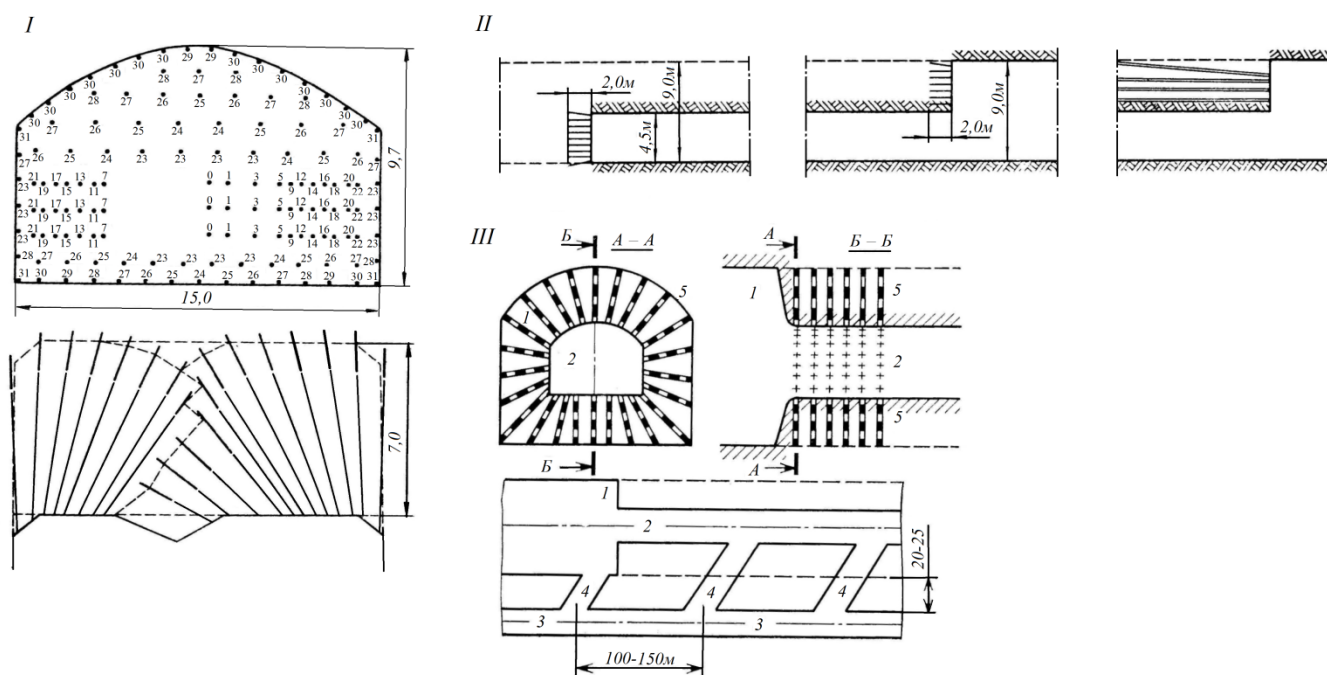


Рис. 3.42. Схеми проходження виробок великого поперечного перерізу: I – суцільним забоєм (0-31 – черговість ініціювання зарядів); II – уступним забоєм: а) проходка нижнього уступу, б) руйнування верхнього уступу дрібношпуровим способом, в) одночасне руйнування порід верхнього уступу свердловинними зарядами на всю його довжину; III – з центральною попередньо пройденою штольною: 1 – повний поперечний переріз тоннелю, 2 – центральна передова штольня, 3 – мала допоміжна штольня, 4 – з'єднувальні допоміжні виробки, 5 – шпурові заряди для розширення виробки до проектного перерізу.

Проходка тунелів та інших виробок суцільним забоєм здійснюється виходячи з умов забезпечення максимально можливого просування за один цикл, що залежить від прийнятої глибини шпурів. У різних геолого-літологічних умовах вона приймається від 2 до 7 м, складаючи у переважній більшості випадків 3,5-2,5 м. Кількість шпурів на 1 м² забою залежить від їх діаметра, властивостей порід і поперечного перерізу виробки. При цьому повинна враховуватись можливість раціонального розміщення в них проектної (унормованої) кількості ВР, а також особливості робіт по контурному висаджуванню.

У табл. 3.24 наведено нормативні дані по питомих витратах амоніта №6ЖВ при проходженні тунелів поперечним перерізом від 11 і більше м² у породах міцністю (f) від 10 до 20 за Протодьяконовим.

Таблиця 3.24.

Питомі витрати амоніта №6ЖВ при проходженні тунелів поперечним перерізом 11-20 і понад 20 м² у породах середньої і високої міцності.

Площа поперечного перерізу, м ²	Питомі витрати амоніта №6ЖВ, кг/м ³ , при міцності порід за шкалою Протодьяконова, f		
	10 – 14	15 – 18	19 – 20
11 – 20	2,28	2,59	2,86
Понад 20	1,74	2,0	2,20

Дані цієї таблиці, як і в попередньому випадку (табл. 3.21), не враховують реальні умови виконання робіт (діаметр і глибину шпурів, текстуру породи, вимоги щодо граней складу відбитої породи та забезпечення стійкості кріплення), тому повинні уточнюватись у кожному конкретному випадку. Проходка виробок уступним забоем може здійснюватись з його нижнім (рис. 3.42, II, а) або верхнім уступом. Верхній уступ починають розробляти після завершення робіт у нижній частині по всій довжині тунелю. Співвідношення площі уступів $S_{ниж}:S_{вер} = 1:(1 - 1,1)$. При виконанні вибухових робіт у верхній частині враховується наявність двох вільних поверхонь. Якщо довжина тунелю не перевищує 25 м і породи достатньо стійкі, то можливе руйнування верхнього уступу за допомогою свердловинних зарядів ($d_z = 105$ мм) на всю довжину тунелю (рис. 3.42, II, в). Проходка виробок із передовою штольнею (рис. 3.42, III) з наступним розширенням до проектного поперечного перерізу застосовується при площі поперечного перерізу 20-30 м² у нестійких породах, що потребують обов'язкового постійного закріплення. Штольня може бути пройдена в центральній або нижній частині тунелю. Співвідношення площі цієї штольні до всієї площі поперечного перерізу виробки складає $S_{шт}:S_{вир} = 0,4:1,0$. Якщо виробка значного поперечного перерізу споруджується в досить нестійких

породах, то може бути застосований двоштовельний спосіб. З розробкою поперечного профілю тунелю по окремих ділянках, поступово його розкриваючи з одночасним облаштуванням тунельного кріплення. При цьому спочатку нижню (рис. 3.43, I) і верхню (рис. 3.43, II) штовельні, що через певні відстані з'єднуються вертикальними виробками – фурделями (рис. 3.43, III). Після цього верхню штовельню розширюють до проектного перерізу, і облаштовують бетонне кріплення по контуру арки. Середня і бокова частини тунелю – середні і бокові штроси розробляються в шаховому порядку з наступним бетонуванням стін. Лоткова частина розробляється в останню чергу. Схема проходки тунелю двоштовельним способом наведена на рис. 3.43.

Спорудження виробок спеціального призначення (камер, станцій метрополітенів, складських приміщень складної конфігурації та ін.) здійснюється за індивідуальними проектами із застосуванням різних комбінованих схем.

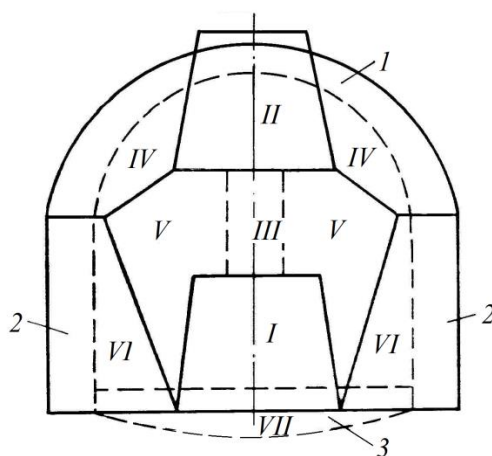


Рис. 3.43. Двоштовельний спосіб спорудження тунелів великого поперечного перерізу: I – нижня штовельня, II – верхня штовельня, III – фурдель, IV – калота, V, VI – середня і бокові штроси, VII – лоткова частина; 1-2 – бетонна арка і стіни, 3 – бетонний лотик; I-VII – черговість виймання породи.

3.3 Проектування вибухових робіт при підземній розробці рудних родовищ

На відбивання руди в підземних рудниках застосовують:

- свердловинні заряди діаметром 50 – 200 мм;

- камерні заряди до кількох тонн;
- шпурові заряди діаметром до 70 мм.

Проектування БПР в підземних умовах відрізняється від умов проектування на поверхні:

- різноманітністю гірничо – геологічних умов (морфологією, тектонікою, обводненістю, та ін.);
- різноманітністю системи розробки і великою кількістю виробничих процесів;
- нерозривним зв'язком БПР з технологією розробки родовища та застосуванням обладнання усього гірничого комплексу;
- широким діапазоном зміни діаметрів свердловин (більше ніж в 4 рази);
- великим числом засобів буріння;
- багатоманітністю методів ведення вибухових робіт (шпуровим, свердловинним, мінним, паралельними, віяльними, зближеними свердловинними зарядами);
- широким діапазоном фізико – механічних властивостей гірських порід по глибині рудного масиву;
- виявами гірського тиску;
- необхідністю підтримання чи обрушення покриваючих порід;
- застосуванням методів і засобів, які попереджують втрати та збіднення руди.

При проектуванні БПР слід враховувати напрямки технічного прогресу у галузі, який передбачається у напрямках:

- створення високопродуктивних самохідних верстатів – напіваавтоматів, в т. ч. шарошкового буріння;
- підвищення рівня механізації та автоматизації допоміжних процесів, який дозволяє застосувати багатопередаточне буріння одним бурильником;
- підвищення витривалості бурового інструменту;

- концентрація БПР;
- збільшення об'єму камерних систем розробки із заповненням виробленого простору твердіючою закладкою;
- оптимізація та поєднання схем розташування і підривання свердловинних зарядів ВМ;
- широке застосування підземних дробарок із збільшеним приймальним отвором, що дозволяє збільшити розмір кондиційного куска;
- розробка асортименту промислових ВР і засобів їх ініціювання, що дасть змогу раціонально використовувати їх в певних гірничо – геологічних умовах.

Кондиційний кусок приймають:

- за місткістю навантажувального органу (скрепера, ковша навантажувальної машини):

$$d_k = (0,7 \div 0,8) \cdot \sqrt[3]{V_C}$$

- за місткістю транспортної посудини:

$$d_k = 0,5 \cdot \sqrt[3]{V_T}$$

- за мінімальним розміром приймального отвору дробарки чи грохота бункера:

$$d_k = 0,85 \cdot \ell_D$$

- за шириною стрічки конвеєра:

$$d_k = 0,25 \cdot L_L + 0,1$$

- за мінімальною площею перетину випускної гірничої виробки:

$$d_k = \frac{l_B}{3 \div 5}$$

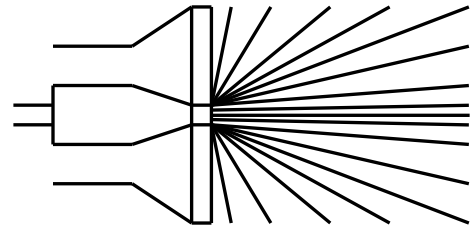
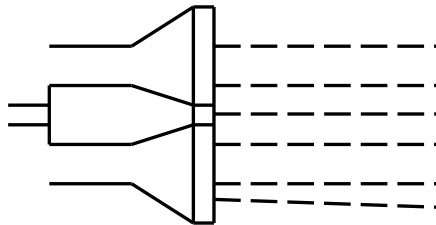
Для розрахунку приймають найменший діаметр d_k .

Відбивання руди свердловинними зарядами, є основним способом ведення БПР при відбиванні потужних та середньої потужності родовищ крутого залягання такими системами:

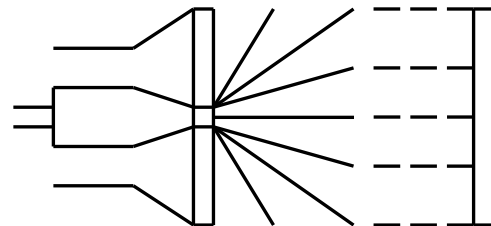
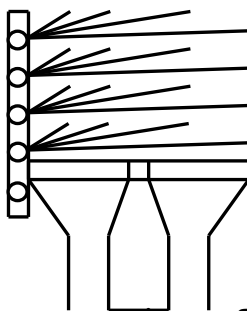
- поверхово – камерною;
- поверхового обрушення;
- підповерхових штреків;
- камерно – стовпвою системою (при потужних пологих родовищах).

За взаємним розташуванням свердловин у руді розрізняють:

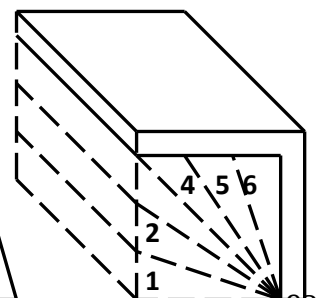
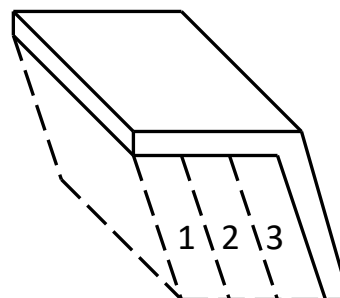
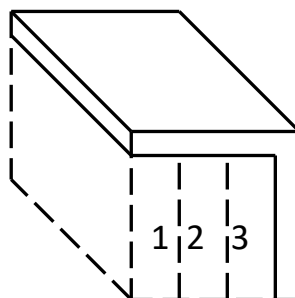
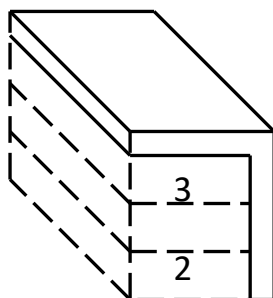
- | | |
|--|---|
| - паралельне, порівняно
низька вартість нарізання | - віялове, похиле залягання,
зменшуються витрати на
нарізання |
|--|---|



- | | |
|------------|--|
| - зближене | - комбіноване розташування,
проміжна між віяловою та паралельною. |
|------------|--|



За напрямом дії вибуху в просторі розрізняють відбивання руди горизонтальними шарами, вертикальними, похилими, радіальними прирізками.



Раціональну схему вибирають з урахуванням переважаючого напрямку тріщинуватості масиву і прийнятої системи розробки. При цьому враховується, що відбивання вертикальними чи похилими шарами, якість подрібнення руди краща, оскільки відбивання ведеться при двох відкритих поверхнях. Однак об'єм підготовчих – нарізних робіт тут більший, ніж при горизонтальних шарах чи похилих прирізках.

Варіант свердловинного відбивання проектувальник вибирає виходячи з умов залягання рудного тіла, міцності та стійкості руди та вміщуючих порід, цінності руд, необхідності підтримання чи можливості обрушення покрівлі.

В процесі формування гранулометричного складу відбитої гірської маси виходять із радіуса зони радіального тріщиноутворення R_T навколо заряду радіусу d :

$$R_T = 30 \div 60 \cdot \sqrt{d}.$$

Якісного подрібнення середовища можна досягнути тільки в разі розміщення заряду ВР в кожній окремої. Якщо розмір окремої $d_0 > d_k$, екрануюча дія тріщини створює умови для нерегульованого виходу негабариту.

Найгірші умови для подрібнення створюються в разі попадання свердловини в одну із вершин окремої. Тоді зона тріщиноутворення АОВЕ менша за об'єм окремої.

Для якісного подрібнення має бути:

$$CD \text{ та } FG < d_k.$$

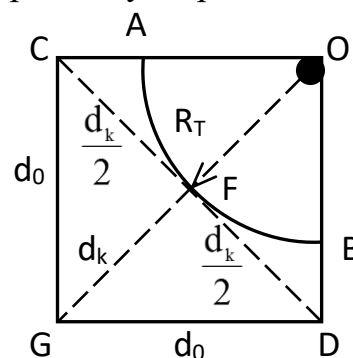
Основні етапи визначення параметрів розташування свердловин:

1. Вихід негабаритних фракцій:

$$V_H = 1 - \frac{d_0^2}{a_{cp}^2}$$

де, a_{cp} – середня відстань між свердловинами.

2. Середня відстань між свердловинами:



$$a_{cp} = \frac{d_0}{\sqrt{1-V_H}}$$

де, V_H – гранично припустимий вихід негабариту.

3. Коефіцієнт зближення свердловин:

$$m = \frac{d'_0}{d''_0}$$

де, d'_0, d''_0 – лінійні розміри окремої.

4. Л.Н.О., W та відстань між свердловинами a_{cp} :

$$W = \frac{a_{cp}}{m}$$

5. Питома витрата ВР: $q = 0.785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot \frac{K_H}{B}$

де, B – вихід руди з 1м свердловини.

d – діаметр свердловини, м.

ρ – щільність заряджання, кг/м³.

K_H – коеф. недозаряджання:

(0,85 – 0,25) – при паралельн. свердловинах,

(0,75 – 0,85) – при віяловому розташуванні,

(0,6 – 0,78) – при ярусному розташуванні.

Менші значення відповідають меншій глибині свердловин.

f	6 – 8	8 – 10	10 – 12
$q_{ет}$	0,25 – 0,3	0,3 – 0,35	0,35 – 0,40

Фактичний : $q = q_{ет} \cdot \ell \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5$

де, K_1 – коефіцієнт допустимого виходу негабариту

$K_2 = 1$, при паралельному розташуванні; 1,1 – 1,2 – віяльному;

1 – 1,1 – зближених.

K_3 – коефіцієнт розташування зарядів = 1, при одній поверхні;

0,7 – 0,9 – на 2 поверхні; 1,2 – 1,3 – на затиснене середо -
вище.

f	12 – 14	14 – 16	16 – 18	18 – 20
q _{ст}	0,4 – 0,45	0,45 – 0,5	0,5	0,55 – 0,6

K₄ – при патроновій ВР= 1;

при пневматичному зарядж. – 0,9 – 0,95;

пресованих ВР – 0,8 – 0,85.

K₅ – коефіцієнт діаметра свердловини: $K_5 = \left(\frac{d}{0.105} \right)^n$,

n = 1÷0,5; 1- міцні породи; 0,5 – слабкі породи.

$$\text{Вихід руди з 1 м: } B = \frac{0.785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot K_H}{q_e \cdot l \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5}$$

$$\text{Л.Н.О.: } W = \sqrt{B/m}; \quad a = \sqrt{B \cdot m}; \quad m = 0,8 \div 2.$$

При виборі схеми ініціювання свердловинних зарядів перспективними вважають хвильову та врубову схеми. Сповільнення - 25 – 50 мс.

Підривання виконують переважно в загально вихідні дні з поверхні, з безпечних місць, після виводу із рудника працюючих.

Допуск людей в шахту після масового вибуху, тільки після отримання проб повітря та посиленого провітрювання, огляду технічним керівником стану виробок та споруд.

3.4 Вибухові роботи при проходженні шахтних стовбурів

Форма і розміри поперечного перерізу вертикальних виробок залежать від їх призначення, властивостей порід, терміну служби та ін. Для руйнування порід у забої вибуряють шпури діаметром 36 – 60 мм і глибиною 1,5 – 4,5 м.

Розміщення шпурів повинно забезпечити: повне подрібнення породи по можливості на всю глибину шпурів; задовільне оконтурення поперечного

перерізу; рівну поверхню забою стовбура після вибуху. В шахтах небезпечних по газу і пилу, застосовують запобіжні ВР.

Оптимальні схеми розміщення шпурів і типи врубів, залежно від розмірів стовбура, діаметра шпурів і міцності порід, наведено в табл. 3.13 – 3.16, приклад розташування шпурів у забоях – на рис. 3.30, 3.31.

Приклад розміщення шпурів більшої глибини, ніж це показано на рис. 3.30, із застосуванням циліндричного врубів, що складається з 5 шпурів і розташуванням відбійних шпурів на 2^х концентричних колах і оконтурюючих – на третьому діаметром 6,25 м. У міцних породах оконтурюючі шпури бурять таким чином, щоб їх кінці доходили до контуру стовбура.

Головними параметрами вибухових робіт при спорудженні стовбурів є питома витрата ВР на одиницю об'єму породи і кількість шпурів на 1 м² поперечного перерізу. У табл. 3.17 – 3.18 наведено орієнтовні нормативні значення цих параметрів.

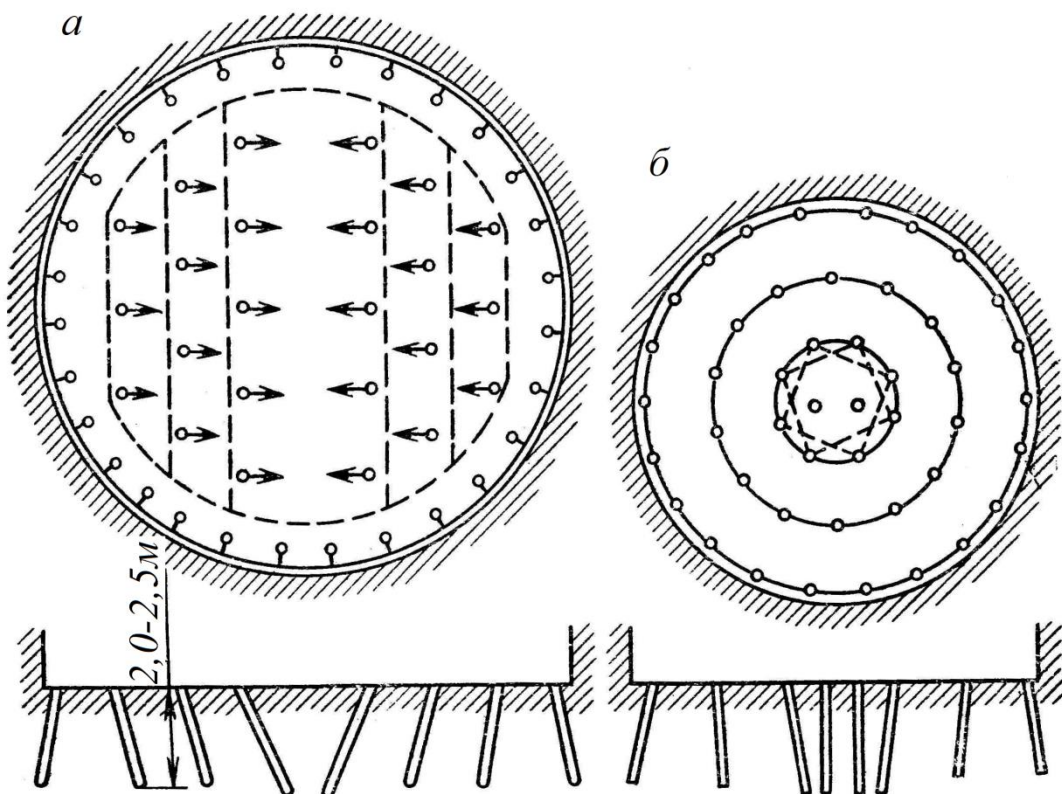


Рис. 3.30. Схема розміщення шпурів у забої шахтного стовбура при проходженні в породах міцністю $f = 4 - 8$ (а) і $f = 9 - 20$ (б). В першому випадку вруб клиновий, у другому – циліндричний.

Як випливає з даних табл. 3.17 зі збільшенням діаметра стовбура питомі витрати зменшуються в 1,5 – 2,6 рази, а в породах в залежності від міцності вони зростають майже втричі.

Орієнтовні дані з оптимальної кількості шпурів при будівництві шахтних вертикальних стовбурів із застосуванням деяких ВР подаються нижче в табл. 3.18.

Таблиця 3.13.Рекомендовані типи врубів залежно від нашарування і міцності порід.

Вруб	Характеристика врубу	Форма перерізу виробки	Нашарування і міцність порід
Конічний	Врубіві шпури утворюють зрізаний конус. Для зменшення розлітання породи в центральній частині конуса бурять один – три допоміжних шпури на глибину $2/3$ середньої глибини комплекту	Кругла	Монолітні або з горизонтальним і похилим нашаруванням, породи всіх категорій міцності
Циліндричний	Всі шпури, за винятком оконтурюючих, бурять перпендикулярно до площини забою, в центральній частині бурять один – три допоміжних шпури, як і в попередньому випадку	Те ж	Те ж
Пірамідальний	Врубіві шпури буряться у вигляді чотиригранної піраміди.	Прямокутна	Те ж
Клиновий (рис. 3.30)	Врубіві шпури утворюють клин, направлений впродовж простягання порід. Інколи вибурюють 3 – 4 допоміжних шпури на глибину $0,5$ глибини комплекту	Кругла	Похиле або круте нашарування порід усіх категорій

Таблиця 3.14.

Рекомендована кількість врубових шпурів залежно від міцності порід і діаметра стовбура.

Показники	Діаметр патрона ВР, мм	Міцність породи $f = 1,5-6$		Міцність породи $f = 7-20$	
		Діаметр стовбура, м			
		<7	>7	<7	>7
Діаметр кола розміщення шпурів, м	36	1,6 – 2,0	1,8 – 2,2	1,6 – 2,0	1,8 – 2,2
	45	1,8 – 2,2	2,0 – 2,6	1,8 – 2,2	2,0 – 2,6
Число врубових шпурів	36	5 – 6	6 – 7	7 – 8	8 – 10
	45	4 – 5	5 – 6	5 – 6	6 – 7

Таблиця 3.15.

Схеми розміщення шпурів у забої стовбура залежно від кількості допоміжних концентричних кіл і діаметра патронів ВР.

Діаметр стовбура, м	Діаметр патрона ВР 36, мм			Діаметр патрона ВР 45, мм	
	Число шпурів залежно від кількості концентричних кіл у забої стовбура				
	3	4	5	3	4
5,15	30 – 49	40 – 66	–	23 – 49	–
5,65	33 – 56	45 – 73	–	26 – 56	–
6,15	36 – 60	48 – 80	–	28 – 59	41 – 91
6,75	39 – 67	53 – 88	–	30 – 65	45 – 99
7,25	42 – 72	57 – 90	67 – 114	32 – 69	48 – 106
7,95	47 – 80	63 – 107	74 – 126	36 – 77	54 – 117

8,55	48 – 85	67 – 115	78 – 134	38 – 82	57 – 126
9,05	52 – 93	71 – 124	83 – 137	40 – 87	61 – 134

Таблиця 3.16.

Кількість шпурів у забої стовбура по одному колу при конічному і циліндричному врубах.

Концентричне коло	Кількість шпурів при діаметрі патронів, мм	
	36	45
Перше	14	15
Друге	19	22
Третє	27	28
Оконтурююче	40	35

Таблиця 3.17.

Нормативні дані по питомих витратах скального амоніта №1 на 100 м³ відбитої породи при проходженні вертикальних шахтних стовбурів залежно від міцності порід і поперечного перерізу.

Коефіцієнт міцності порід, f	Витрати скального амоніта №1 на 100 м ³ відбитої породи в масиві (кг) при площі поперечного перерізу стовбура, м ²				
	<10	<20	<30	<40	понад 40
1,5	137	124	108	91	52
2 – 3	182	170	143	115	90
4 – 6	213	200	170	140	120
7 – 9	247	235	205	220	195
10 – 14	311	280	250	270	245
15 – 18	366	330	300	270	245
19 – 20	404	365	335	305	275

При застосуванні інших ВР дані коригуються відповідно до коефіцієнта енергетичної ефективності (працездатності), що є унормованим показником.

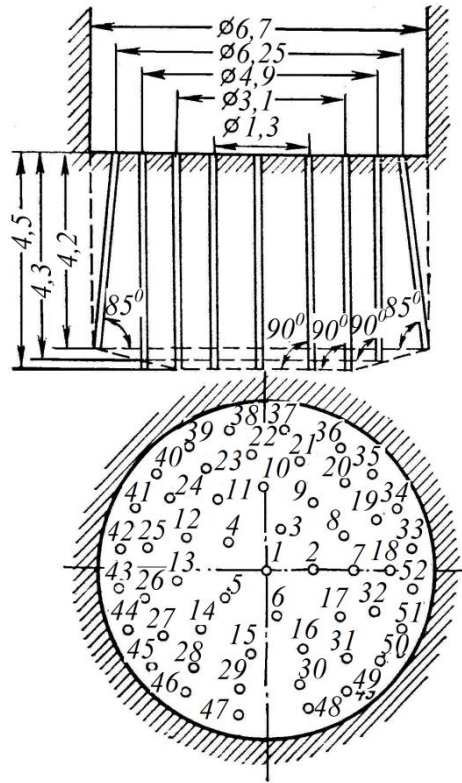


Рис. 3.31. Схема розміщення шпурів глибиною 4,5 м у вибої стовбура шахти діаметром 6,7 м:

1 – 6 – врубові шпури; 7 – 17 – шпури першого допоміжного кола; 18 – 32 – те ж другого кола; 33 – 52 – оконтурюючі шпури.

Таблиця 3.18.

Кількість шпурів на 1 м² забою шахтного стовбура залежно від міцності порід і діаметра патронів ВР.

ВР	Діаметр патронів ВР, мм	Кількість шпурів на 1 м ² поперечного перерізу забою при міцності порід, f	
		3 – 6	7 – 10
Скельний амоніт №1	45	1 – 1,1	1,1
Детоніт М	36	1,3 – 1,43	1,43 – 1,57
Амоніт №6ЖВ	36	1,43 – 1,57	1,57 – 1,72

При проходженні вертикальних чи похилих капітальних шахтних виробок в напрямку знизу вгору найчастіше застосовують шпуровий метод. Він передбачає буріння комплекту шпурів довжиною 1,5 – 2 м зі спеціальних полок, заряджанні і підриванні. Кількість шпурів залежно від поперечного перерізу виробки і міцності породи або рудного тіла складає зазвичай 3 – 5 на 1 м² забою. Схеми розміщення шпурів із різними типами врубів наведено на рис. 3.32, а нормативні дані по питомих витратах еталонної ВР на 1 м³ відбитої гірничої маси складають:

при коефіцієнті міцності $f = 15 - 20$	1,2 – 1,5 кг;
при $f = 10 - 15$	1,0 – 1,1 кг;
при $f = 8$	0,7 – 0,8 кг;
при $f = 4 - 6$	0,4 – 0,6 кг;
при $f = 2 - 3$	0,2 – 0,3 кг;
при $f = 2$	0,15 кг.

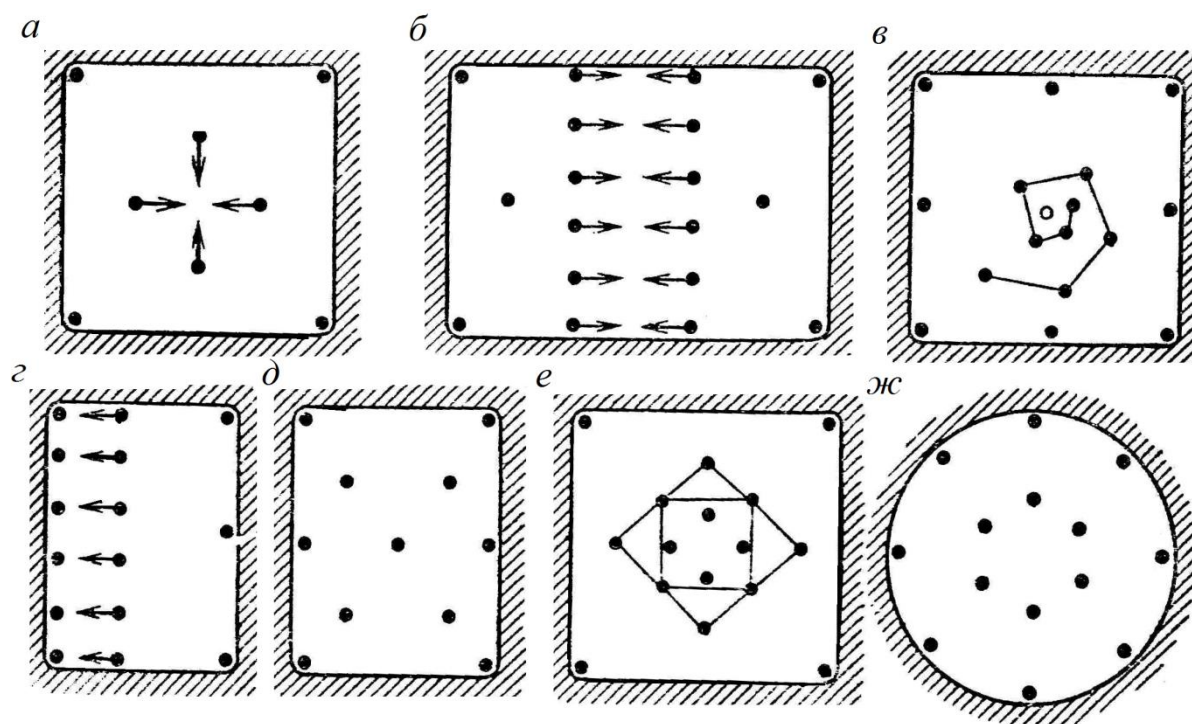


Рис. 3.32. Схеми розміщення врубових шпурів при проходженні повсталих виробок:

а) конусна; б) клинова; в) спіральна; г) бокова; д) призматична; е) ярусна; ж) циліндрична.

3.19.

ВР	Щільність патронів, г/см ³	Коефіцієнт працездатності
Амонал водостійкий	0,95 – 1,1	0,95
Амонал скельний №3	1 – 1,1	0,85
Амоніт №6ЖВ	1 – 1,2	1,0
Амоніт скельний №1	1,43 – 1,53	0,85
Граммонал А-8	0,85 – 0,9	0,9
Граммоніт 79/21	1,45	1,06
Детоніт М	1 – 1,13	0,83

Останнім часом для проходження деяких різновидів повсталих виробок (відрізні цілини, повсталі скаби та ін.) застосовують свердловинні заряди, доцільність використання яких зростає зі збільшенням міцності порід. В останньому випадку застосовують схему (рис. 3.33) з центральною незарядженою свердловиною. Заряджені свердловини підривають послідовно згідно з паспортом. Першою підривається свердловина, що розташована найближче до врубової, завдяки чому утворюється врубова щілина, після чого підривають контурні заряди.

На рис. 3.33 представлена схема отримання повсталої виробки за допомогою свердловинних зарядів.

Відстань між врубовими і розрізною свердловинами (рис. 3.33, а) знаходиться з виразу:

$$a_1 = \frac{210d^2 \cdot \rho}{e \cdot f \cdot \sqrt[3]{d}} + d_1, \quad (3.54)$$

де d і d_1 – діаметри відповідно заряду і свердловини, м;

ρ – щільність заряду ВР, т/м³;

e – коефіцієнт працездатності ВР;

f – коефіцієнт Протодьяконова.

Відстань a_2 між розрізною і допоміжними свердловинами приймають рівною:

$$a_2 = 2,3(a_1 - \alpha_1),$$

(3.55)

а між допоміжною і оконтурюючою:

$$a_3 = (1,4 - 1,5)a_2.$$

(3.56)

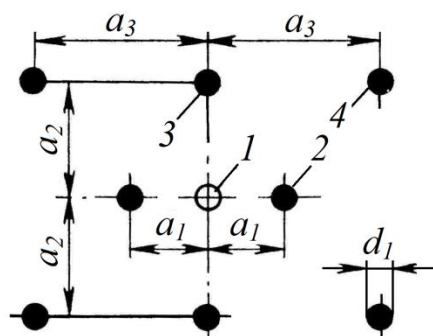


Рис. 3.33. Проходка повсталієї виробки за допомогою свердловинних зарядів:

1 – центральна свердловина; 2 - 4 – врубіві, допоміжні і оконтурюючі свердловини.

Розділ 4 ПІДРИВНІ РОБОТИ В СТИСЛИВИХ ГРУНТАХ

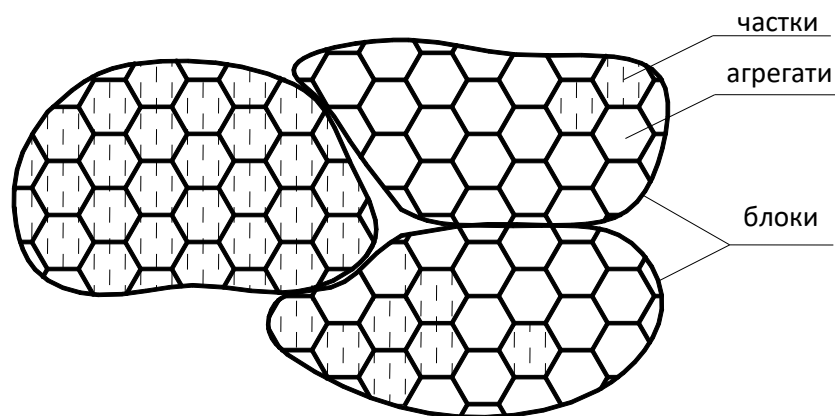
4.1 Ущільнення просадних ґрунтів

Просадні лесові ґрунти (леси, лесовидні суглинки і супесі) займають великі площі України (до 70 % таких ґрунтів різного ступеня просадочності), а також пригірські райони Північного Кавказу, Прикарпатські рівнини в Туркменістані, а також в Узбекистані та інших регіонах.

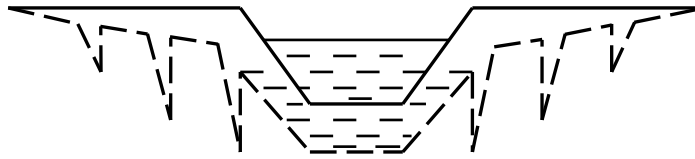
Лесові ґрунти складаються із пилюватих часток, скріплених між собою соляними плівками.

До особливостей таких ґрунтів відносять:

- надто висока пористість (до 50 %);
- низька вологість (3 % на поверхні і 8 – 10 % на глибині біля 20 м);
- порівняно висока міцність – модуль об'ємного стиснення – до 50,0 МПа.
- наявність на контактах часток, агрегатів і блоків міцних соляних зв'язків;
- суцільна ієрархічна структура: частки з'єднуються в агрегати, а агрегати з'єднуються в блоки, що приводить до значно високої пористості.



Солі, які скріплюють ці утворення і забезпечують високу міцність ґрунта, розчинні. При попаданні в такі ґрунтові масиви води в результаті розчинення солей ґрунт послаблюється і в певний момент лавинно втрачає міцність.

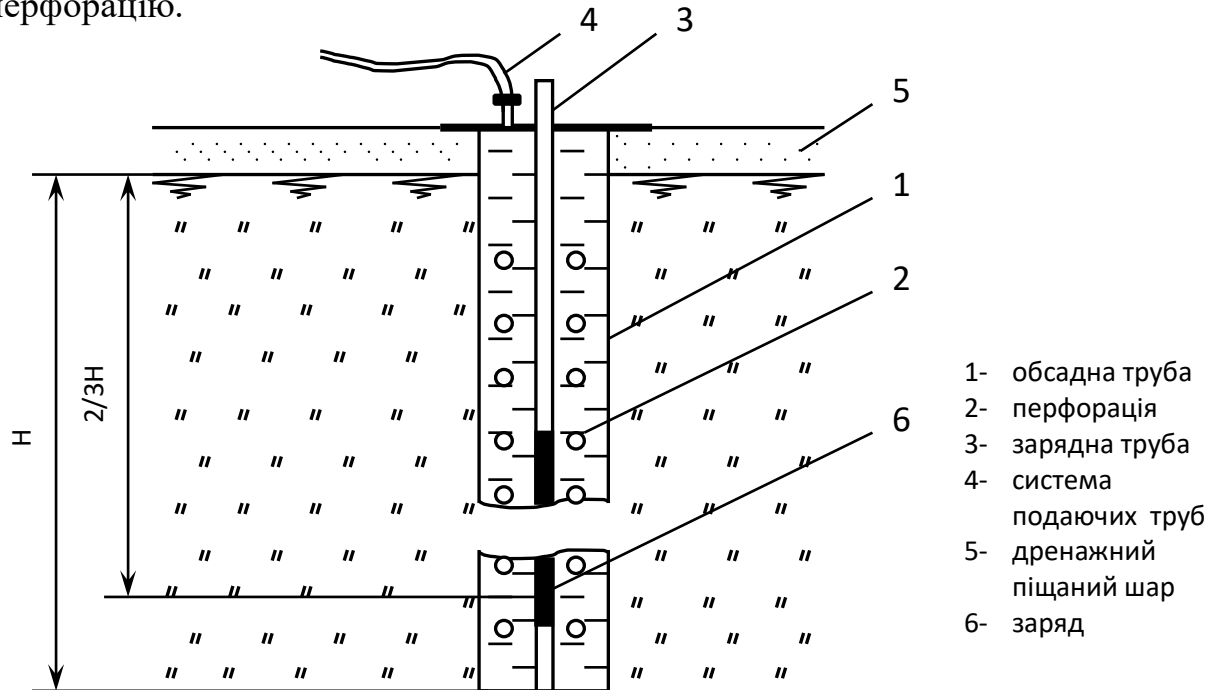


При проведенні каналу в таких ґрунтах замочений із каналу ґрунт осідає у вигляді терас, які розділяються глибокими тріщинами. Якщо на замочуваному ґрунті знаходиться споруда, вона буде також осідати, переважно нерівномірно, з розрушенням конструкцій.

Звідси природний спосіб ліквідації просадності таких ґрунтів в передбудівельний період шляхом довготривалого замочування. Однак, цей метод потребує великих затрат води і час, оскільки не завжди солі швидко розчиняються.

Для прискорення процесу попередньої просадки застосовують метод гідровибуху, або метод струсного вибуху попередньо насиченого водою масиву.

Замочування масиву при реалізації цього метода здійснюється примусово через нагнітальні трубопроводи, обсадні трубки з оголовниками, які мають перфорацію.



Технологія гідровибуху складається з операцій:

- а. буріння свердловин;
- б. обсадження перфорованими трубами;
- в. опускання зарядної труби;
- г. встановлення оголовника і труб розводки;
- д. насипання дренажного шару з піску міцністю 1,0 – 1,5 м;
- е. опускання заряду (3 – 5 кг) в свердловину;
- ж. подача в ґрунт води під напором;
- з. відключення труб розводки після насичення ґранта водою;
- и. висмикування краном обсадних труб;
- й. підключення вибухової мережі і підривання;
- к. після вибуху висмикуються ті частини вибухових труб, які залишились.

В результаті вибуху під дією системи ударних хвиль ослабленні водою структурні зв'язки руйнуються, ґрунтові блоки і частково агрегати ліквідуються, відповідно ліквідується пористість гранта, вода в порах рухається до поверхні масиву по заново утвореним вертикальним розломам, та заповнює дренажний шар.

Дякуючи, наявності дренажного шару можна продовжувати роботи на площадці.

Осідання поверхні ґрунту при обробці масиву на глибину приблизно 20 м складають 1,1 – 1,5 м, і реалізується в основному протягом декількох годин. Основна доля в цій просадці належить області ґрунтового масиву нижче 5 – 6 м від поверхні до 20 м. Це пов'язано з тим, що в нижніх шарах більш інтенсивніші вибухові хвилі, а також впливає власна вага вище лежачих шарів.

Верхні шари ґрунту, в принципі, потребують доущільнення. Крім того, у зв'язку з високим водонасиченням масиву відгін води після вибуху не закінчується, консолідація масиву триває місяцями і може вплинути на початок будівництва.

На додаток до цього недоліку відмітимо, що метод потребує складної системи водонасичення в ґрунт (нагнітального обладнання); під час вибуху частина вибухових труб руйнується і губиться в масиві; достатньо високі витрати води, що неприпустимо для маловодних регіонів; недостатньо ущільнюється верхній шар до 5 – 7 м.

Враховуючи перераховані недоліки, розроблено альтернативні методи, які дозволяють їх уникнути, або послабити.

Метод траншейних зарядів

Ідея методу полягає в примусовому ущільненні масиву з поверхні дією системи паралельних видовжених зарядів в траншеях, котрі імітують плоский накладний заряд.

Реалізація метода вимагає великих затрат вибухових речовин, однак ступінь ущільнення масиву при цьому методі значно вище; не потрібно високого ступеня зволоження ґрунта до вибуху.

Оптимальна вологість ущільнюючого масиву – в межах 20 %. В цьому випадку досягається зниження міцності структурних зв'язків в ґрунті, а ґрунт здатний інтенсивно ущільнюватись дякуючи великій кількості вільних пор, які заповнені повітрям, найбільш піддатливим компонентом ґрунта (до 20 – 30 %).

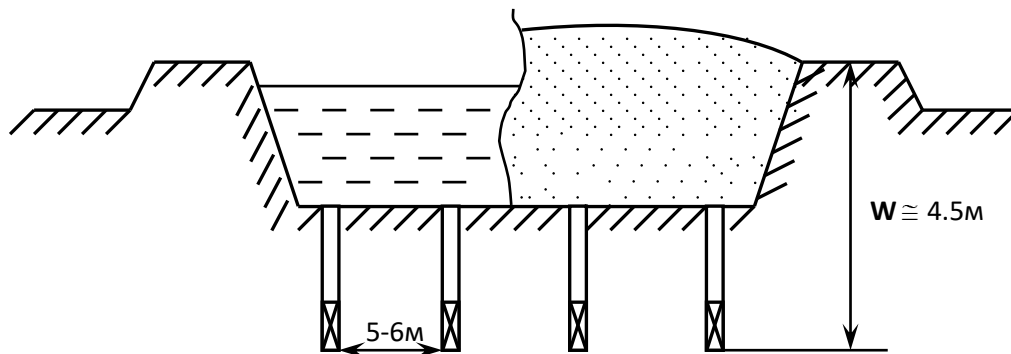
Технологічні операції при реалізації метода виконуються в такій послідовності:

- підготування котловану бульдозером з обвалуванням площадки;
- заливка котловану водою і замочування масиву до розрахункової вологості;
- осушення поверхні котловану;
- риття траншей;
- заряджання - укладка траншейних зарядів;
- засипання зарядів в траншеях ґрунтом;
- засипання ґрунтом або заливання водою котловану;
- вибух.

При такій технології будівництво може починатися практично після вибуху.

Достоїнство – густина масиву ґрунта найбільша біля поверхні, і знижується з глибиною до натуральної, що більш прийнятно для будівництва.

При масі лінійного заряду $C_{\text{поч.}} = 20 \text{ кг/м}$, вибух системи таких зарядів забезпечує ущільнення масиву до глибини 18 – 20 м.



Параметри закладання зарядів наступні:

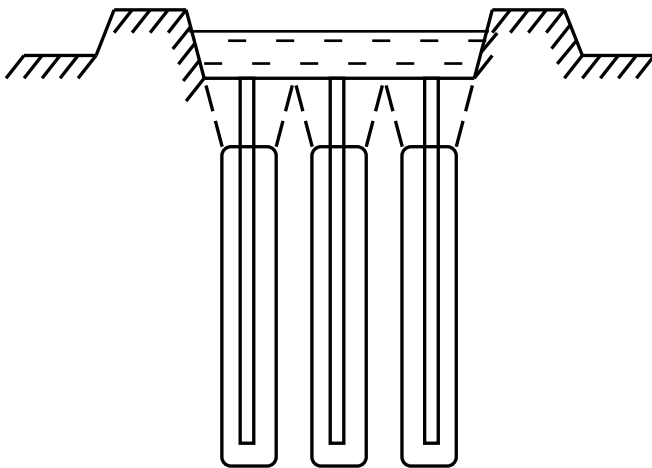
- відстань між зарядами – 5 -6 м;
- глибина закладання зарядів від поверхні:

$$W = \sqrt{C_{поч}} = \sqrt{20} \cong 4,5 \text{ м.}$$

Цей параметр є одним із визначальних, оскільки достатня міцність пригрузки ґрунтом або шаром води і шаром ґрунта, який забезпечує більш повне використання енергії вибуху.

Метод підривання свердловинних зарядів з подальшим замочуванням

Послідовність операцій зворотня – спочатку сухий масив руйнується системою порожнин і тріщин між ними, далі в ці порожнини і тріщини з поверхні заливається вода або вода з глиняним розчином, яка завершує руйнування ґрунтового скелета і призводить до просідання:



- готується котлован;
- буриться система свердловин в сухому ґрунті;
- заряджання;
- забивка свердловин;
- заливання котлована;
- вибух;
- повторне заливання (3 – х кратне).

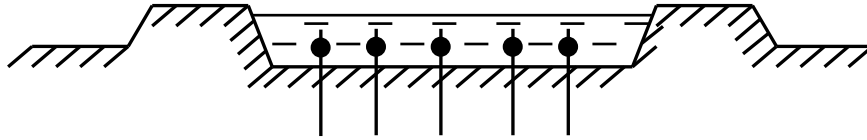
Метод підводних вибухів

В котловані, що залитий водою, встановлюється система зосереджених зарядів на металевих або дерев'яних штирях, встановлених в дно котлована.

Заряди знаходяться вище дна котлована під шаром води.

Оскільки шар ґрунту обмежений по міцності, заряди по міцності невеликі від 1,0 до 3,0 кг, з відстанню між ними від 1,1 до 1,3 м.

Враховуючи, що застосовуються заряди малої маси, глибина дії вибуху – не більше 5 м. Відповідно, метод застосовують при будівництві невеликих споруд, коли ґрунт потрібно ущільнювати на невелику глибину.



Послідовність операцій:

- риття котловану і його обваловка;
- заливання водою для замочування ґрунту на задану глибину масиву;
- встановлення штирів;
- підвішування зарядів і комутація мережі;
- заливання котловану водою;
- вибух.

Існують комбінації перерахованих методів та їх варіанти, здатні усувати їх недоліки, або зменшити їх проявлення.

4.2 Проектування висаджувальних робіт на гідротехнічних об'єктах

Днозаглиблювальні роботи.

Підривні роботи для заглиблення дна застосовують в основному для підтримання судноплавства в меженний період, при реконструкції водних шляхів. В першому випадку підривають піщані перекати, в другому – різні скельні породи.

При реконструкції водних шляхів вибухові роботи ведуть свердловинними, шпуровими та накладними зарядами, залежно від потужності шару, що знімається, а також від його площі. При підриванні піщаних перекатів застосовують тільки накладні заряди.

На всі перелічені роботи складається робочий проект. При пошукових роботах встановлюють: площу та потужність шару, групу міцності порід,

глибину води над перекатом, швидкість течії, в зимовий період – товщину льоду, влітку – частоту проходження суден. Складається план місцевості радіусом не менше 300м, де наносяться навігаційні знаки, ЛЕП, дороги, населенні пункти, споруди, які належить забезпечити від дії вибуху.

Визначаються зимувальні ями та періоди ходу риби на нерест. Проект узгоджується з органами рибоохорони, а на судноплавних водоймах (в період навігації) – із службою шляхів пароплавства та диспетчером.

Підривання перекатів та порогів має відповідати таким вимогам:

- рихлення масиву за один прийом на глибину, більшу від потрібної на 0,3м при накладних та шпурових зарядах, та на 0,5м при свердловинних зарядах.
- масив дробиться до ступеня 0,3м в ребрі для каменечерпалок та 0,5м – для грейферів.

При методі накладних зарядів величину заряду визначають:

$$Q = h_B \cdot q \cdot a^2, \text{ кг}$$

де h_B – глибина воронки, $1,5h$

h – потужність масиву.

Група міцності за СНІП	III	IV	V	VI	VII	VIII
$q, \text{ кг/м}^3$	20	30	40	50	80	130

Відстань a між зарядами: $a = (2,5 \div 3,5) \cdot h, \text{ м.}$

Підривання зарядів за допомогою ДШ миттєве.

При шпуровому та свердловинному методах мережу приймають обмеженою, тобто при розмірі куска до 0,5м $m = 0.9$,
при розмірі куска до 0,3м $m = 0.7$

$$a = b = m \cdot W, \text{ м.}$$

Для шпурів:
$$W = 47 \cdot K_T \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\Delta \cdot K_{BP}}{\rho}};$$

де Δ – щільність ВР в патроні, г/см³;

K_{BP} – коефіцієнт працездатності ВР (до ам. 6ЖВ);

ρ – щільність породи, г/см³.

Довжина шпурів:

$$\ell_{ш} = (h + \text{запас} + L_{\text{переб.}}).$$

Довжина перебуру для порід до VIII групи = 10d.

Вище VIII групи - 15d.

Величина заряду:

$$Q = 0,7 \cdot L \cdot q$$

Рекомендується застосовувати порядне КСП, при свердловинних зарядах:

$$W = 53 \cdot K_T \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\Delta \cdot K_{BP}}{\rho}};$$

Маса заряду:

$$Q = (L - 20 \cdot d) \cdot P$$

Підривання за порядною або хвильвою схемами залежно від потрібної висоти навалу.

Буріння ведуть переважно із спеціальних бурових платформ на понтонах із спеціальними висувними колонками для опори на дно водойми. Взимку бурять через майки в льоду, які покриваються лісоматеріалом з запасом не менше 1,5м. Колоди через 1,0 – 1,5 м, а поперек – дошки 50мм, на відстані 20 – 30 см.

Заходи з охорони водних організмів.

Безпечний радіус для зовнішніх зарядів:

$$r_6 = \sqrt{Q_{3AG}} \cdot \frac{220}{\sqrt{E_B}},$$

де E_B – питомий потік енергії (безпечний).

Ступінь чутливості	Організми	Е _б , Дж/м ²
Високочутливі	Кефаль, хамса	50
Те ж	Чехонь, дрібний судак	80
Середньочутливі	Карась, окунь, судак, щука, лящ, тарань	160
Те ж	В'язь, линок, короп, осетер	250
Малочутливі	Бичок, рак, криль	2500

Для свердловинних зарядів безпечний радіус при $\ell_{\text{заб.}}$ не менше $5 \cdot d_z$:

$$r_6 = \sqrt[3]{O_{\text{заг}}} \cdot 16 \cdot \sqrt[4]{H_{\text{води}}} / \sqrt[4]{E_B} ;$$

Навколо цієї зони встановлюється бар'єр із сітки, або відлякують рибу дрібними вибухами. Якщо є зимувальна яма, її захищають бульбашковою завісою.

Якщо риба іде на нерест, в підривних роботах роблять перерву.

Заглиблення піщаних перекатів в меженний період.

Підривні роботи переслідують мету – розмивання та днозаглиблення силою течії. Для цього зверху вниз по течії рядами підривають накладні заряди. Відстані між зарядами та рядами визначають з таблиць.

Заряд Q, кг	Відстані, (м) залежно від глибини води, (м)		
	1,0	2,0	3,0
3,0	4,5	5,8	7,5
4,0	5,0	6,5	8,5
6,0	—	7,9	10,0

Льодорубні роботи.

Ведуться для захисту гідротехнічних споруд за льодоходу весною, а також при проведенні суден через льоди.

На л.р. складають робочий проект, що включає карту району з нанесенням ділянок льодового покриву, що спускається, місця зберігання ВР, знаходження команд підричників, типові схеми розташування зарядів з таблицями їх величин. При ВР спочатку утворюють вибухом лунки:

В льоду	до 0,7	0,7 – 0,9	1,1 – 1,2	1,3 – 1,4
Q, кг	2,0	3,0	5,0	7,0

Глибина заглиблення основного заряду:

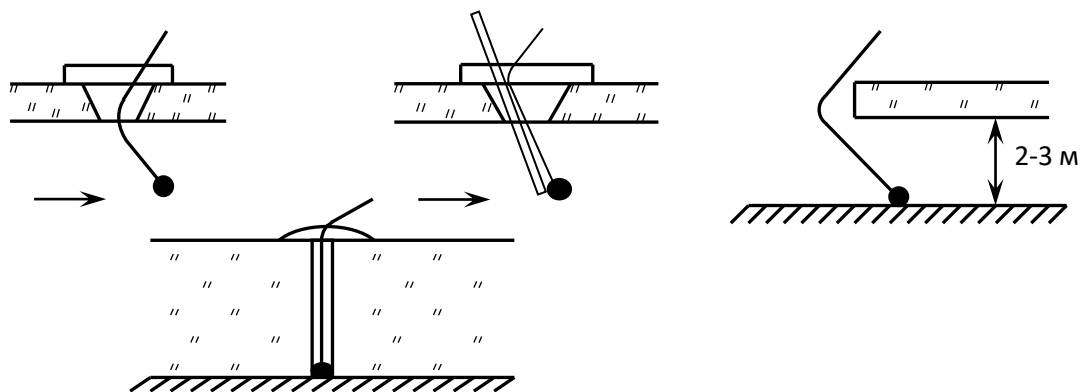
$$W = (2.5 \div 3.0) \cdot V$$

Відстань між зарядами:

$$a = (4 \div 5) \cdot W$$

Питома витрата ВР – 0,9 кг/м³.

Величина заряду – з формули Борескова.



ВР – водостійкі з $\rho > 1$, (тротиліві шашки, ам.6ЖВ в патронах діаметром 90мм).

Підривання – вогневе для зовнішніх зарядів та ЕД з ДШ – для підводних робіт.

Підривання перемичок

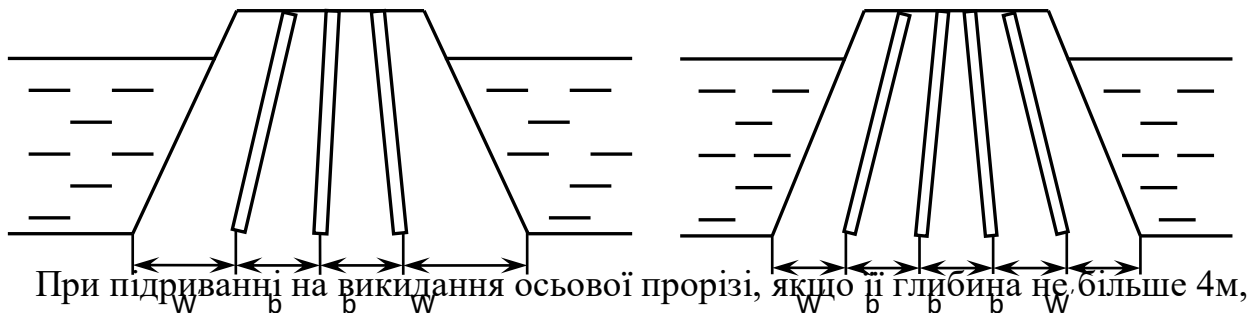
Можуть бути скельні в природному масиві, насипні, ґрунтові чи ґрунтові з кам'яною цитринкою. Підривання проводять після закінчення робіт у відгородженій водоймі або котловані.

Підривають на спушення з наступним вийманням екскаватором; на викидання для утворення первісної прорізі з розширенням її водою; на повне викидання (при невеликих розмірах).

На підривання перемичок складають робочий проект.

Застосовують свердловинні заряди нормальні (100 – 150 мм) чи збільшені (200 – 250 мм) діаметром. В перемичках, складених з насипного каміння-верстати канатно – ударного буріння, в слабких породах – шнекове буріння, в скельних – шарошкове.

При розрахунку параметрів БПР глибину спушення задають на 0,5 – 1 м нижче дна. З сторони відкосу, підритого водою, W та „а” беруть 0,5 – 0,7 розрахункових, а „в” – const.



застосовуємо 1 ряд вертикальних свердловинних зарядів.

Якщо $H > 4$ м – застосовують зосереджені заряди в свердловинах чи шпурах великого діаметра.

Мінімальний діаметр:
$$d = \frac{W}{20 \cdot \sqrt{1+n^2}};$$

Забивка має бути не менше 0,5м.

4.3 Формування протифільтраційних екрануючих споруд

При технологічному використанні механізму формування порожнини в камуфлетному режимі [81] доцільно врахувати особливості механізму і залишкову картину розподілу деформацій ґрунту не лише при дії поодинокого заряду, а й під дією двох суміжних зарядів. Це потрібно, наприклад, в технології утворення вибухом системи зарядів суцільної монощілини, яка має різне

технологічне призначення, наприклад, для формування протифільтраційної завіси.

Якщо вибух виконується в ґрунті, що зберігає надані йому вибухом високі міцнісні характеристики, ущільнена зона може бути достатньою для формування екрану без будь – якої додаткової обробки.

Слід враховувати, що деформований стан ґрунтового масиву суттєво пов'язаний з відстанню між зарядами. При достатньо малих відстанях по лінії зарядів утворюється суцільна щілина за рахунок злиття суміжних порожнин в системі.

В цьому випадку для довгострокового збереження самої монощілини і оточуючої ущільненої зони необхідно отриману виробку заповнити відповідно підібраним матеріалом. При збільшенні проміжку між зарядами поле деформацій поширюється не лише на зону поза межами площини зарядів, а й на масив між суміжними зарядами. Техніка спорудження екрану в цьому випадку потребує більшої уваги до структури деформованої зони, оскільки взаємодія зустрічних ударних хвиль в площині двох суміжних зарядів при певній відстані між ними призведе до формування зони розущільнення між зарядами.

Навіть якщо виповнити кожен порожнину в системі протифільтраційним матеріалом, можливі розриви в системі екрану через розущільнення між зарядами, утворені пульсуючими рухами масиву і порожнини при взаємодії ударних фронтів і хвиль деформацій.

Згідно з дослідженнями отримано дані про конфігурацію зони залишкових деформацій складної структури (рис.6.8). Вона відображає процес пульсації системи порожнин з формуванням ядра розущільнення в центральній зоні між зарядами внаслідок зустрічі і відбиття двох фронтів, відповідно утворенням вздовж осі симетрії O_1-O_2 зони різкого пониження щільності ґрунту та значним розширенням (практично вдвічі) ущільненої зони вбік по нормалі від лінії зарядів (напрямок A_1-A_2 на рис.6.8). Особливо різниця значень об'ємної деформації помітна в межах ізоліній $\Theta=0,2 \div 0,1$. Звертає на себе увагу, що при взаємодії паралельних зарядів форма поперечного перетину порожнин набуває

еліптичної форми. Це явище пов'язане з посиленням взаємного впливу порожнин, що, в свою чергу, виражається в пульсації їх стінок і в переважному підсиленні ефекту взаємодії по лінії зарядів.

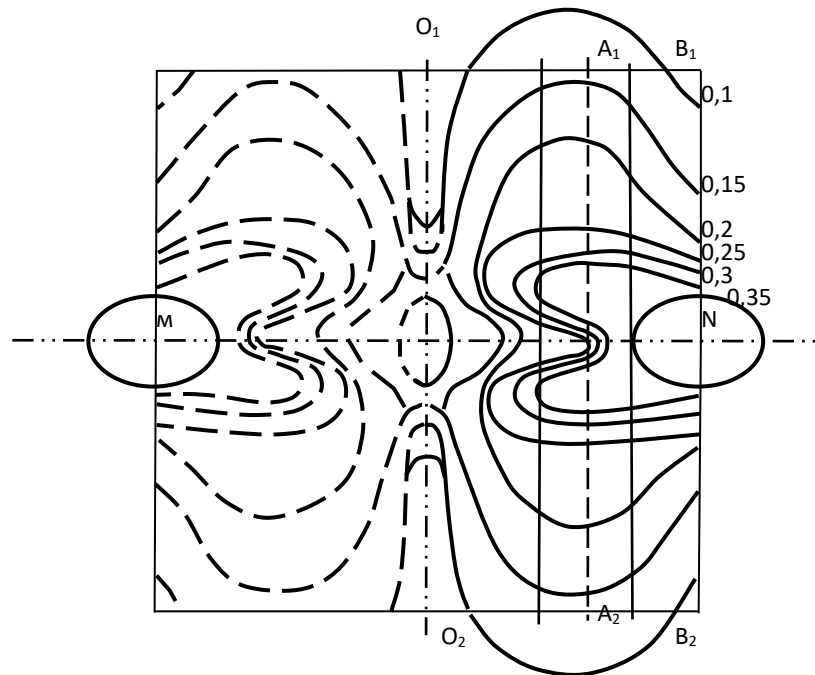


Рисунок 6.8 - Поле деформацій при вибуху спарених лінійних зарядів

Згідно з отриманою формою поля залишкових деформацій, що оточує суміжні заряди, між ними формується область розуцільнення, яка порушує безперервність протифільтраційного екрану. Її форма свідчить про домінуючу роль в її утворенні взаємодії зустрічних хвиль напружень і наступних пульсаційних явищ.

Технологічно запобігти утворенню такої області можливо шляхом:

- зближення зарядів у системі таким чином, щоб високий рівень напружень і відповідних деформацій масиву на лінії зарядів сприяв злиттю окремих вибухових порожнин і виключав можливість утворення розуцільненої зони між ними;
- попереднього розташування між зарядними виробками в місці очікуваного утворення зони пониженої щільності допоміжної незарядженої

свердловини збільшеного діаметра, яка заповнюється структуруючим неущільнюваним розчином, що буде деформуватись, повторюючи форму зони розущільнення і в подальшому забезпечуючи загальну непроникність майбутнього екрану.

Порівнюючи перспективність обох методів, бачимо, що перший метод передбачає зближення зарядів з відповідним зростанням питомих витрат за статтями “буріння” і “підривання” на одиницю площі екрану. Якщо ж збільшувати відстань між зарядами, витрати за статтею “підривання” зменшаться, а за статтею “буріння” зростуть. При збільшенні вдвічі відстані між зарядними свердловинами і розташуванні допоміжної свердловини між ними об’єм буріння практично не зміниться, а витрати на вибухові матеріали значно скоротяться. Останнє є переважаючим аргументом на користь другого методу, навіть якщо в ньому додаються витрати на кольматант.

Для встановлення ефективності і особливостей комбінованого методу по аналогії з вище наведеними дослідженнями виконано модельні експерименти з вивчення особливостей деформування пластичного елемента на лінії двох суміжних паралельних подовжених зарядів. Метою цих досліджень було виявлення особливостей деформування пластичного елемента в площині зарядів і оптимальних параметрів взаємного розташування суміжних зарядів з урахуванням деформаційних явищ, що визначають форму спільного поля деформацій в області очікуваного розущільнення між двома зарядами та його конфігурацію. Експерименти виконано в сухому піску. Досліджувалась форма поперечного перетину пластичного елемента в площині, нормальній до осі зарядів на рівні їх середини.

На рис. 6.9 наведено схему розташування суміжних зарядів і пластичного включення з діаметром d . Штриховою лінією позначено можливий характер

деформування включення в поперечному перерізі після вибуху зарядів.

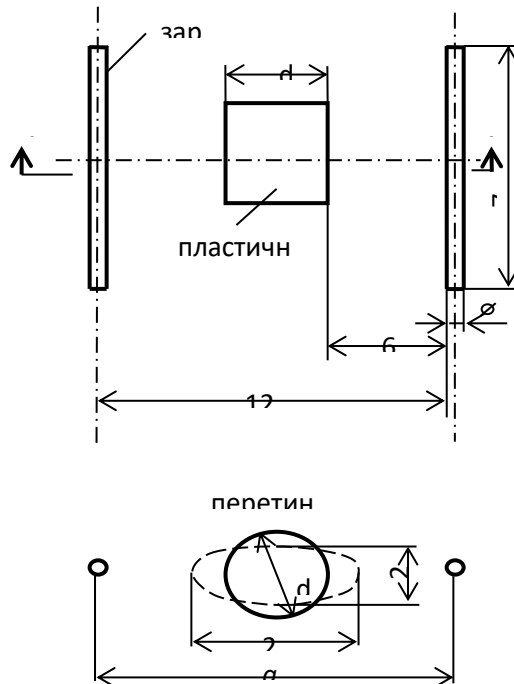


Рисунок 6.9 - Схема розташування елементів комбінованої системи

На рис. 6.10 наведено залежність відношення більшої R і меншої r напівосей еліпса $\varepsilon = \frac{R}{r}$ від величини приведеної відстані між зарядами $\bar{a} = \frac{a}{d}$.

Аналіз наведеної залежності свідчить, що круглий поперечний перетин пластичного елемента після вибуху під впливом деформаційних процесів на лінії зарядів перетворюється в більшості випадків на еліптичний з осями R та r (відповідно вісь в площині зарядів та вісь, нормальна до площини зарядів). В залежності від відстані між зарядами велика вісь еліпса може розташовуватись або вздовж лінії зарядів (відношення $\varepsilon > 1$), або по нормалі до неї (відношення $\varepsilon < 1$), тобто змінювати орієнтацію в плані на 90° . Пояснити це явище можна зміною інтенсивності динамічної взаємодії двох зустрічних деформаційних

процесів, що супроводжується відповідно більш або менш інтенсивною пульсацією в проміжку між зарядами.

Точки К і М на перетині наведеної кривої $\varepsilon = f(a)$ з ординатою $\varepsilon = 1$ свідчать, що в них $R = r$, або перетин пластичного елемента залишився круглим, тобто амплітуда стиснення ядра рівноцінна за величиною амплітуді пружної відсічі (рис. 6.10). При малій відстані між зарядами і достатньо великій потужності зустрічних хвиль напружень інтенсивний пульсаційний процес нівелює стиснення ядра. Із зростанням відстані між зарядами a після зустрічі двох фронтів і стиснення пластичного елемента з наступним утворенням потужних відбитих хвиль на елемент діють розтягуючі сили, що викликають його поперечну деформацію, яка в діапазоні $\bar{a} = a/d = 2,2 \dots 6,2$ перевищує деформацію стиснення пластичного елемента в площині зарядів.

Отримані закономірності розвитку процесу формування ядра з пластичного включення можуть бути використані при доборі оптимальних параметрів розташування комбінованої системи зарядів з додатковими пластичними включеннями. Як приклад, наведемо вірогідний варіант розрахунку такої системи. Прийmemo відстань між суміжними зарядами масою 1,0 кг/м в системі $a = 1,0$ м. Згідно з рис. 6.10 оптимальна відносна відстань між зарядами, при якій буде досягнуто максимуму деформації круглого перетину пластичного включення, може скласти максимум $a = 5,0$ м.

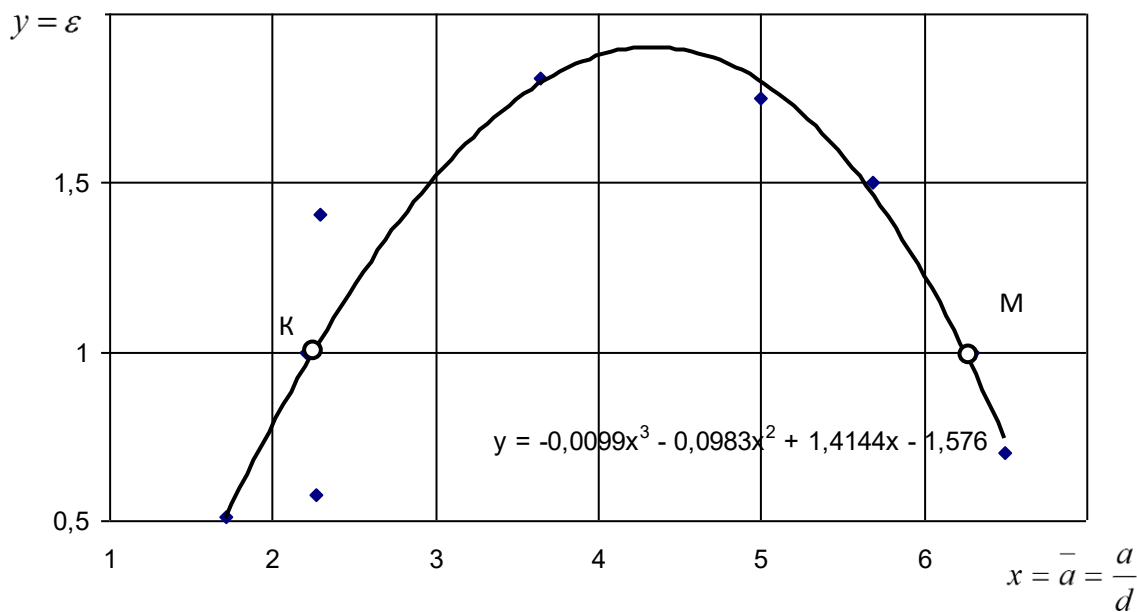


Рисунок 6.10 - Залежність показника деформації перетину, утворюючого елемента ε від відносного розміру міжзарядного проміжку $\bar{a}$.

Тоді діаметр пластичного включення $d = 1000/5 = 200$ мм. Такий же діаметр доцільно прийняти для зарядних свердловин при умові, що вони після розміщення зарядів діаметром близько 30 мм будуть заповнені структуруючим розчином, призначеним для тимчасового утримання стінок вибухової порожнини від обрушення. В цьому випадку після вибуху суміжних зарядів співвідношення між півосями еліпса складе $\varepsilon \approx 1,8$, еліптичний поперечний перетин пластичного елемента матиме довжину осі $2R = 560$ мм, вісь $2r$ складе близько 320 мм.

Отримані співвідношення в системі зарядів і пластичних включень дозволяють вибирати оптимальні параметри їх взаємного розташування.

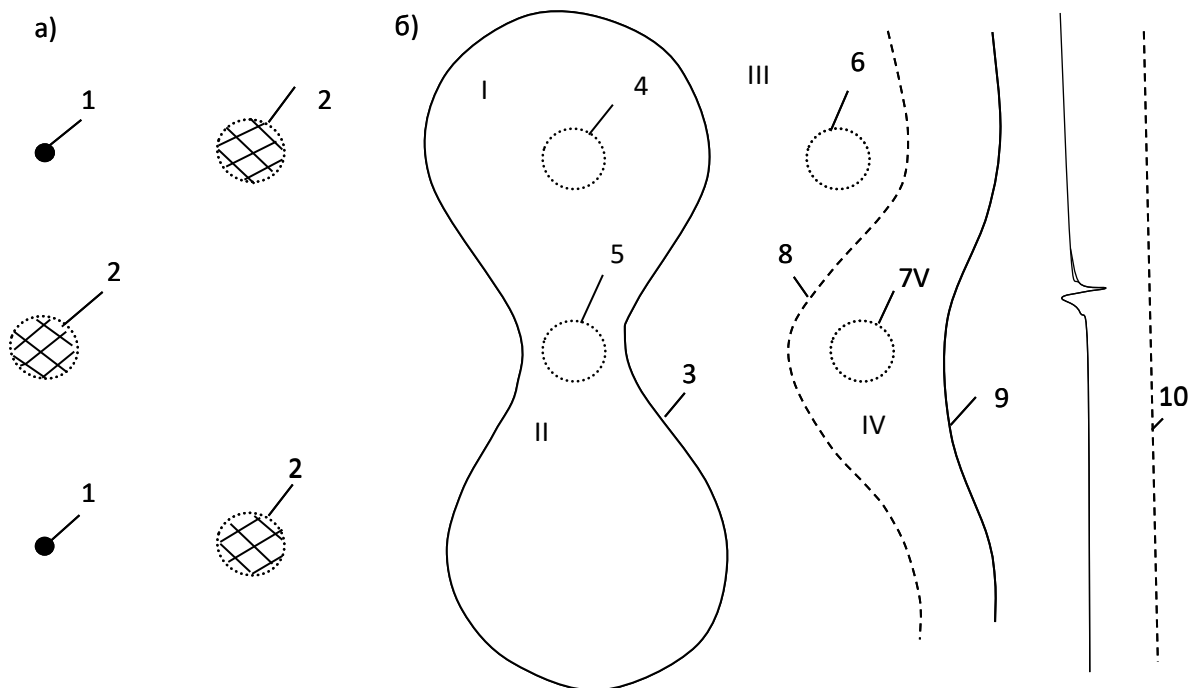
Вибуховий спосіб покращення стійкості ґрунтового масиву проти фільтрації води базується на ефекті ущільнення ґрунту, який, в свою чергу, визначається об'ємом ґрунтових пор та гідравлічними зв'язками між ними. Експериментально встановлено [82, 19], що щільність необводнених суглинків, найбільш поширених ґрунтів в районах масового будівництва, зростає під дією вибуху на 20–30 % порівняно з вихідним станом, зменшуючись далі від джерела вибуху до природної щільності. Оскільки в ближній зоні вибуху ущільнення ґрунту супроводжується руйнуванням його структури, в т.ч. і структурних

зв'язків, водопроникність ґрунтового масиву в цій зоні суттєво зменшується [22], помітні протифільтраційні зміни відбуваються в більш віддалених шарах підданого дії вибуху ґрунтового масиву. Автори пояснили це явище ефектом середньої зони, в якій руйнування структури ґрунту відбувається практично без залишкових деформацій [22].

Дослідження фільтраційних властивостей масиву, ущільненого вибухом системи зарядів виконувались в полігонних умовах.

В горизонтальній площині, яка перетинає вертикальний екран по нормалі до його площини, з будь-якої сторони екрану фільтраційний потік зустрічається по чергово з наступними шарами (рис. 6.12):

- найменш ущільнений шар з явищами кольматації ґрунту під дією низьких частот амплітудно-частотного спектра імпульсу вибуху;
- шар підвищеної щільності;
- шар розущільнення, заповнений кольматуючим розчином;
- ущільнений шар ґрунту, що примикає до вибухової порожнини;
- шар кольматанта в суміші з обрушеним у порожнину ґрунтом, структура якого попередньо зруйнована потужними пластичними деформаціями, та піддана впливові високих температур вибуху.



1 – заряд; 2 – пластичний елемент; 3 – межа зони обрушення, заповнена глинистою суспензією; 4, 5 – свердловини 4–7 (відповідно варіанти I–IV); 8, 9 – внутрішня і зовнішня межі зони розуцільнення; 10 – межа зони залишкових деформацій.

Рисунок 6.12 - Схема розташування елементів екрану і дослідних свердловин за варіантами I–IV.

Рухаючись далі, фільтраційний потік має пересікти вище наведені шари, але в зворотному напрямку, оскільки після наближення і переходу через площину зарядів він почне віддалятися від неї [86]. Отже, з будь-якої сторони екрану його будова і властивості залишаються незмінними, маючи лише зворотний порядок шарів.

Методично найбільш достовірні дані можна отримати у випадку, коли є можливість створити в реальному ґрунтовому масиві постійний фільтраційний потік, що перетинав би безкінечний у плані вертикальний екран [85]. Однак в полігонних умовах це завдання практично нездійсненне, тому завдання було спрощено постановкою чотирьох типів експериментів з вимірювання фільтраційних витрат води в свердловині:

- пробурений в області екрану, що відповідає попередньому розташуванню заряду у свердловині, заповнений розчином (варіант I);
- пройдений в середній зоні між двома суміжними зарядами (варіант II);
- розміщений на нормалі до заряду на відстані $50r_z$ (варіант III);
- пройдений на вказаній відстані від площини зарядів посередині між зарядами в зоні розуцільнення (варіант IV).

Експерименти проведено в суглинках, що характеризуються щільністю $1,7...1,8 \text{ т/м}^3$ і об'ємною вологістю $W_v = 15...20 \%$.

В часі експерименту підірвано 2 паралельних вертикальних заряди масою $1,0 \text{ кг/м}$ патронуваного амоніту №6ЖВ і довжиною $1,7 \text{ м}$. Параметри розташування зарядів узгоджувались з рекомендованими методиками. За набивку слугувала ємність з глинистим розчином, в якій рівень розчину над устям зарядної свердловини складав $0,7 \text{ м}$. Зарядні свердловини вибурувались

діаметром 100мм і після розміщення заряду, закріпленого на рейці по осі свердловини, також заповнювались глинистим розчином.

Схему розташування дослідних свердловин глибиною 1,6м наведено на рис. 6.12, де номери точок відповідають згаданим варіантам I–IV.

Вимірювання рівня води в свердловині провадились від поверхні, при цьому перед вимірюванням рівень води в свердловині встановлювався близько 40 ± 10 см від поверхні. Вимірювання здійснювались на протязі 3-х годин на протязі контрольної доби. В інший час рівень води намагались витримувати у встановлених рамках.

При розрахунках питомих витрат води в дослідних свердловинах враховувалось, що поглинання води в свердловині відбувається по всій змоченій площі по її периметру. При діаметрі дослідної свердловини $d_c = 50$ мм і довжині змочуваної частини $l_g = 1,1$ м фільтруюча площа складала близько $0,173\text{м}^2$. Результати вимірювань рівня води в свердловинах і подальшого розрахунку питомих витрат води з свердловини в літрах на 1м^2 в перерахунку на добу наведено в табл. 6.1 і на рис. 6.13.

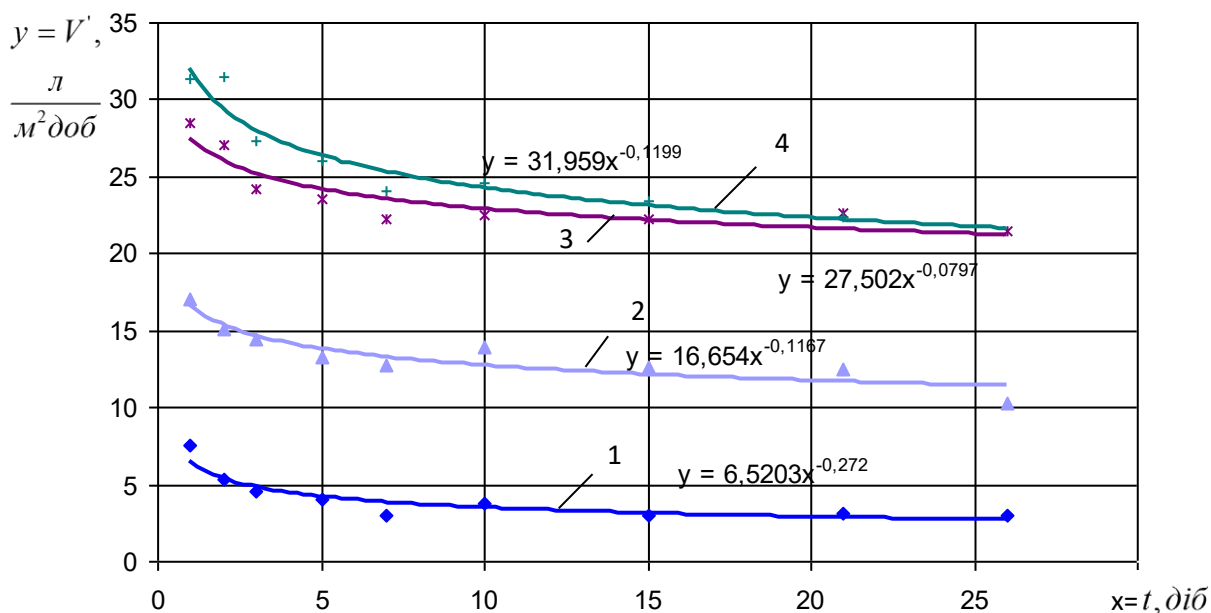


Рисунок 6.13 - Залежність питомих фільтраційних витрат від часу спостережень і місця розташування пластичного елемента в межах деформованої зони для варіантів 1–4.

Одночасно аналогічні вимірювання виконані в недеформованій частині ґрунтового масиву, де питома витрата на фільтрацію склала на початку вимірювань 277 л/м²доб, далі в процесі насичення масиву водою в часі 1 місяця зменшилась до 180 л/м²доб, залишаючись далі на цьому рівні. Аналіз наведених даних [87-89] свідчить про те, що найвищий протифільтраційний ефект спостерігається в області порожнини, заповненої сумішшю глинистого розчину з обваленим із стінок порожнини ґрунтом, де спостерігається практично незначні витрати на фільтрацію, зменшуючись порівняно з природними в 60 разів.

Розділ 5

СПЕЦІАЛЬНИ ВИДИ ВИСАДЖУВАЛЬНИХ РОБІТ

5.1 Контурне підривання

Контурне підривання дозволяє запобігти пошкодженню масиву гірських порід за межами проектного проділю, забезпечує круті стійкі відкоси, сприяє обмеженню працемістких робіт по зачищенню підосви та відкосів виїмок; обмежує сейсмічний ефект масових вибухів при спушені скельних порід з одночасним збільшенням К.К.Д. масового вибуху; дозволяє керувати гірським тиском шляхом отримання направленої монотріщини.

Застосування К.П. будується на ідеї можливо більш повного використання механізму взаємодії двох паралельних зарядів в довільно вибраному середовищі. Природно, принципи реалізації методу можуть розрізнятись в залежності від фізико – механічних властивостей середовища і призначення контурної виробки (щілини). При цьому важливі не тільки техніка виконання такої виробки, але й черговість робіт, тобто послідовність виконання підривних робіт основного технологічного призначення та допоміжних, які забезпечують оконтурювання блоку гірського масиву.

Таким чином, якщо класифікувати методи здійснення „гладкого” підривання, доцільно їх розділити на дві групи:

- 1 – метод оконтурювання (завершальне контурне відбивання)
- 2 – метод попереднього утворення монотріщини або монощілини.

В основі методів лежать однотипні заряди (шпурові чи свердловинні), за яких досягається однакова картина руйнування присвердловинного простору, хоча самі заряди можуть відрізнятись за конструкцією. Вони поділяються за ознакою бризантного впливу на стінки свердловини:

- позаконтурні;
- контурні пониженої бризантності;
- напрямлено – послабленої бризантності;
- напрямленої дії.

Контурне підривання полягає у вибуху ряду розосереджених зарядів зближених свердловин діаметром 60 – 160 мм. Розосередження заряду досягається застосуванням гірлянд із патронів амоніту 6ЖВ діаметром 32 мм або шлангових зарядів, або (для сухих свердловин) суміші ВР із пінополістиролом 1:1 за об’ємом.

У разі попереднього щілиноутворення заряди контурного ряду підриваються до виконання масового вибуху в приконтурній зоні, або сумісно, але з випередженням на 50 – 100 мс. У разі завершального контурного відбивання заряди контурного ряду підриваються після основних зарядів, доводячи уступ або виїмку до проектного контуру.

Відстань між свердловинами контурного ряду:

$$a = 22 \cdot d_3 \cdot K_3 \cdot K_y, \text{ м,}$$

де K_3 – коефіцієнт затискання; для виїмки чи котловану $K_3 = 0,85$;

на косогорі чи уступі, якщо число рядів свердловин спущення > 2 , $K_3 = 3$; у разі завершального контурного підривання $K_3 = 1$.

K_y – коефіцієнт геологічних умов; $K_y = 1,0$ – за відсутністю

системи нашарувань або тріщинуватості; якщо між домінуючою системою тріщин і лінією контура є кут $\alpha = 90^\circ$ -

$K_y = 0,9$; якщо кут $\alpha = 20 \div 70^\circ$, $K_y = 0,85$. У разі горизонтального залягання, а також якщо геологічні площини збігаються з лінією контура, $K_y = 1,15$.

Глибина контурних свердловин має перевищувати глибину свердловин для зарядів розпушення на $10 d_3$, тобто:

$$L_k = [(H + \ell_{\text{пер}}) / \sin \alpha] + 10 d_3;$$

α – кут нахилу поверхні, що оконтурюється до горизонту, град.

Довжина набивки, або при її відсутності незарядженої частини свердловини $\ell_{\text{наб}} = h \geq 2$ м, (де h – потужність верхнього шару, або порушеного вибухами, або вивіреного).

Відстань між рядом контурних свердловин, рядом свердловин розпушення по підшві уступу:

$$a_n = (10 \div 20) d_3 .$$

Менше значення – при вертикальному нашаруванні та в монолітних породах, більше – у разі горизонтального нашарування.

Питому витрату ВР на одиницю площі контуру беруть $0,25 \div 0,3$ кг/м².

Якість контурного підривання визначають за ступенем нерівності поверхні в проміжках між відбитками свердловин (не більше ± 15 см) та за сумарною довжиною відбитків свердловин (не менше 75 % довжини свердловини).

Для вирівнювання площини відриву (контурної щілини) застосовують нерідко комбіновані методи, що сполучають лінійне буріння з частковим зарядженням та залишенням так званих „направляючих” – незаряджених свердловин, або з зарядженням всіх свердловин, але зарядами малої щільності за рахунок роззосередження по осі чи зменшення діаметра (з кільцевим зазором). Зниження щільності зарядження в існуючих технологіях має за мету знизити початковий тиск газів вибуху і ударної хвилі на контакт з породою.

Природно, що улаштування кільцевих зазорів та осьових проміжків між частинами заряду ускладнює технологію.

Більш раціональним було б використання малощільних (пінистих) ВР.

Добування блочного каменя.

Застосування способу відокремлення монолітних блоків від масиву залежить від фізико – механічних властивостей і тріщинуватості масиву. Розрізняють два класи схем підготовки блоків до виймання:

- а) шаруваті – моноліт, що відокремлюється від масиву, має один розмір, який дорівнює розміру блока, що видобувається.
- б) суцільні – моноліт, що відокремлюється за трьома розмірами, кратний розмірам блока, що видобувається.

Для раціонального видобування блоків кар’єрне поле корисної копалини поділяють на окремі шари, як правило, горизонтальні. Потужність шару, що відбивається, дорівнює або кратна розмірам моноліту (блока), що відокремлюється від масиву. Наявність горизонтальних тріщин масиву визначає висоту уступу та основні параметри технології виймання блоків. Висоту уступу беруть кратною відстані між тріщинами.

Підривний спосіб відділення блоків від масиву, призначених для виготовлення тесаних і полірованих виробів, не повинен допускати утворення в них тріщин. При цьому слід дотримуватись двох умов:

- шпурові заряди підривають у разі наявності трьох відкритих поверхонь;
- шпури розміщують уздовж вертикальних тріщин, або паралельно напрямку найкращого розколювання породи.

Головна особливість ВР – обмеження руйнівних напружень. Тому під час підривання розривного шару використовують димні порохи (в нижній частині заряду), та бездимні порохи або низькобризантні ВР.

Під час проходження в’їздних траншей застосовують заряди бездимного пороху, а по контуру траншей – димного.

Під час проходження розрізних траншей і відокремлення блоків від масиву використовують тільки димні порохи.

Сумарна маса зарядів: $Q = q_v \cdot V$, кг.

Питома витрата ВР для димних порохів – $0,05 - 0,4 \text{ кг/ м}^3$, при цьому для шпурових зарядів $q_v = 0,2 \div 0,3 \text{ кг/ м}^3$, для свердловинних – $0,3 \div 0,4 \text{ кг/ м}^3$, для порохоподібних ВР – $0,02 \div 0,2 \text{ кг/ м}^3$.

Відстань між шпурами – від 0,2 до 1,0 м.

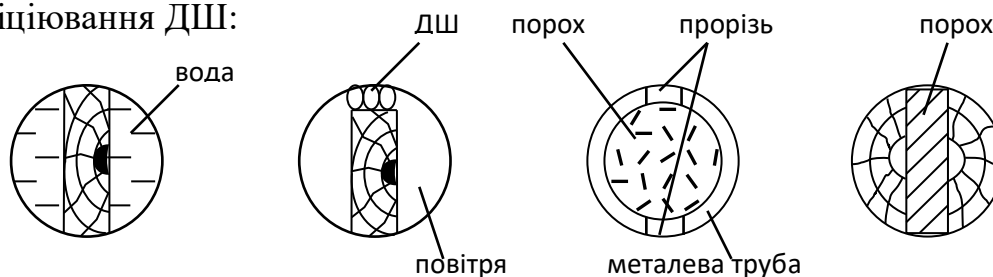
між свердловинами – $2 \div 3 \text{ м}$.

Відповідно діаметр шпура = 32 – 42 мм, а діаметр свердловини $\leq 105 \text{ мм}$.

Заряди забивають у такій послідовності: на порох накладають паперовий чи повстяний пиж, поверх якого ставлять один – два глиняних пижі, що ущільнюються забійниками, решту забивають відсівом чи товченою цеглою.

Для відбивання блоків можна застосовувати різні конструкції зарядів із підвищеним ефектом направлено розколювання. Як ВР використовується суміш ам. 6 ЖР та АС.

Ініціювання ДШ:



Для полегшення виймання монолітів, у процесі підривання, створюють додаткові зусилля за рахунок застосування різних концентраторів напружень; створюється переміщення блока в бік вільної поверхні уступу, що перевищує звичайну ширину щілини між стінками масиву та моноліту. Концентратом напружень використовують також для напрямленого розколювання по лінії зарядів.

У процесі відбивання блоків від масиву застосовують гідровисаджування (для відб. монолітів), що знижує витрату ДШ у 5 – 10 разів. Довжину відрізків ДШ для усунення максимального тиску на стінки шпурів беруть не більше 0,25м на 1м шпура. Гідровибух здійснюють також за допомогою гідровисаджувального пристрою.

5.2 Вибухові роботи в міських умовах

Обвалення будівель

Застосовують переважно шпурові заряди. Для руйнування особливо потужних колон застосовують зосереджені заряди в свердловинах чи рукавах. Для обвалення будівель по всьому їх периметру утворюють вибухом „підбій”. Для запобігання небезпечних нависань окремих елементів будівель „підбій” має бути суцільним. Будинки з внутрішніми капітальними стінами обрушують цілком або частинами.

В першому випадку в капітальних стінах утворюють підбій на однаковому рівні з зовнішніми стінами.

В другому – обрушувану частину відрізають від залишеної вертикальними підбоями вздовж капітальної стіни.

Перед обваленням будинок повинен бути звільнений від дерев'яних частин (перекриття, дверних та віконних прорізів, внутрішніх переборок та ін.).

Потрібно встановити розташування в зоні обрушення підземних комунікацій, що потребують захисту, уточнити план розташування діючих будівель, транспортних магістралей, повітряних ЛЕП та інших об'єктів в межах не менше 100м.

На обрушення будинків складають робочий проект, включаючи креслення та пояснювальну записку. На робочих кресленнях показують розташування шпурів. Залежно від міцності стіни шпури суцільного підбою розташовують у 2÷3 ряди, на глибині не менше 0,5м від підлоги 1 – го поверху. Буріння шпурів діаметром 40 – 60 мм здійснюють бурильними молотками на глибину $\frac{2}{3}$ товщини стіни. Шпури розташовують у шаховому порядку з відстанню між зарядами в ряду 0,8 – 1,4 , а між рядами – 0,75 – до 1,0 глибини шпурів.

Маса заряду:

$$Q = K \cdot W^3, \text{ кг}$$

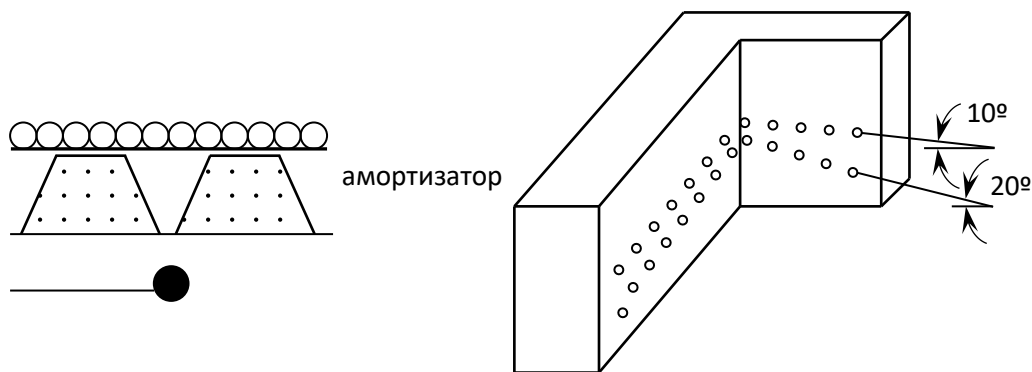
де K – таблична величина (ам. № 9).

Товщина кладки, м	Цегла на вапні, (I кат.)	Цегла на цементі, (II кат.)	Бетон (III кат.)	Залізо – бетон (IV кат.)
0,5	1,8	1,98	2,16	2,34
0,8	1,0	1,1	1,2	1,3
1 – 1,3	0,8	0,88	0,96	1,04
1,6 – 1,7	0,65	0,72	0,78	0,85
1,9 – 2,5	0,4	0,44	0,48	0,52

В колонах діаметром $> 1,5\text{м}$ збільшують на 25% порівняно із стінами.

В населених пунктах при обрушенні будинків підготовчі виробки для зарядів розміщують всередині будинку.

Направленість обрушення споруд досягається розташуванням горизонтальних шпурів в формі клина. Верхній ряд шпурів розташовують під кутом 10° до вершини клина, нижній – під кутом 20° захист комунікацій:



При обрушенні заряди патронованих ВР підривають детонуючим шнуром, або електродетонатором. Вибухова мережа дублюється. Як набивка використовується глина, суміш піску з глиною.

Подрібнення фундаментів

Фундаменти за характером спорудження та міцності поділяють на IV категорії (як і в табл.). Фундаменти можна підривати як в будинках, так і на відкритих майданчиках.

I категорія тільки на розпушення. Якщо фундамент руйнують на повну висоту, глибина шпура = 0,9 висоти фундаменту; якщо шарами – глибина шпура = товщині шару, виключаючи останній, в якому $\ell_{ш} = 0,9 \cdot h_{шару}$.

Діаметр шпурів: 35 – 60 мм.

Відстань між шпурами: $(1,0 - 1,3) \cdot W$.

Відстань між рядами = W.

Маса заряду:

$$Q = K \cdot W^3.$$

Категорія	I	II	III	IV
K	0,3 – 0,45	0,4 – 0,55	0,5 – 0,65	0,6 – 0,7

Руйнування металу

Для поділення на транспортабельні куски метал подрібнюють енергією вибуху на спеціально обладнаних полігонах, броньових ямах або на місці знаходження об'єкта. Майданчик в центрі полігона обносять колючим дротом. Небезпечна зона складає не менше 1500м. Броньова яма розташовується не менше ніж на 100м від будинків та споруд, в 30м від ями обносять загорожею висотою 1,5м з 5 – ти сантиметрових дощок.

Метал подрібнюють накладними і шпуровими зарядами із високо – бризантних ВР.

Величина накладних зарядів: $Q = q \cdot h^2 \cdot a$, кг

де $q = 0,005$ для чавуну та $0,0077$ кг/см³ для сталі

h – товщина металу, см.

a – ширина листа (довжина різання), см.

Шпури – при пробиванні металу $h > 15$ см.

Глибина шпурів не $> \frac{2}{3}$ та не $< \frac{1}{2}$ товщини металу.

Відстань між шпурами – 1,0 – 1,5 глибини шпура, але не >30 – 40 см.

Маса заряду (0,7 глибини шпура):

$$Q = 0.55 \cdot d^2 \cdot \Delta \cdot L, \text{ кг}$$

де d – діаметр шпура, дм.

Δ – щільність заряду, кг/ дм³.

L – глибина шпура, дм.

Шпури в металі висвердлюють діаметром 30 – 33 мм, або пропалюють киснем. Заряджання після пропалення тільки після охолодження водою < 80°C.

При підриванні порожнинних деталей, відливок з бронзи, міді та ін., заряди розміщують всередині і після введення заряду – порожнину заповнюють вологою землею, піском та ін. Завдяки цьому досягається рівномірне подрібнення.

Конструкції коробчатої форми, а також різні резервуари добре подрібнюють гідровибуховим способом. Такі конструкції заповнюються водою до країв, заряд підвішують на вірьовці в центрі конструкції з заглибленням його на 2/3 товщини шару води.

Маса заряду:

$$Q = q \cdot V, \text{ кг}$$

де V - об'єм металу в посудині, м³.

q – питомий вибух, кг/м³.

q кг/м³

Чавун сірий – 4,5 – 5,0

Чавун білий – 5,5 – 6,0

Сталь крихка – 6,7 – 7,5

Сталь в'язка – 8,0 – 9,0

Підривання бетонних та залізобетонних конструкцій

Залежно від засобів прибирання:

- подрібнення – бульдозер чи екскаватор.
- транспортабельні куски – крани.

Застосовуються шпурові заряди при товщині до 5м та свердловини > 5м.

Мостові опори мають спеціальні камери для розміщення зарядів.

При руйнуванні з/б конструкцій $b < 0,4\text{м}$ – застосовують подовженні зовнішні заряди.

Для ведення робіт складають проект виконання робіт (креслення та пояснювальна записка). Для з/б конструкцій нескладної будови – паспорт БВР.

Загальна величина заряду:

$$Q_{\text{заг}} = V \cdot q,$$

де $q=0.45-0.55 \text{ кг/м}^3$ – ам. 6ЖВ.

Число шпурів: $N = Q_{\text{заг}} / (p \cdot L_3) = V \cdot q / (p \cdot L_3)$

де p – місткість шпура, кг;

L_3 – довжина заряду, м, $(0,52 \cdot L_{\text{ш}})$

$$L_{\text{ш}} = 0,9 \cdot H$$

$$L_3 = 0,45 \cdot H$$

В бетонних блоках H не більше 3м – за один раз

$$Q = 0.45 \cdot H_p,$$

горизонтальними шпурами з вигідної позиції буріння.

Вертикальні шпури – шарами висотою не більше 2м, величина заряду в шпурі:

$$Q = 0.5 \cdot H_p.$$

Підривання – електричне КСП за порядною або хвильовою схемами (для поліпшення ступеня подрібнення та зменшення дальності розлітання).

Якщо подрібнення відбувається близько від агрегатів, шпури бурять $0,5 \times 0,5\text{м}$, а заряд – нитка ДШ. Потрібні укриття з щитів товщиною не менше 50мм, і не ближче 0,5м від об'єкта захисту.

У випадку прибирання краном – бетон лише розколюють. Шпури бурять на відстані 40 – 50 см і не добурюють на 30 см до грані, або 20 см до підосви. Діаметр шпура не менше 42 мм, набивка 30 см. ВР – бетоніт діаметр 24 мм на тонкій рейці + ДШ, або ВР – ДШ, а шпури на відстані 20см (2 – 3 нитки ДШ).

Для з/б – заряди на вибивання бетону, арматура ріжеться автогеном. ВР – бризантні.

Якщо товщина з/б конструкції не більше 40 см, вибивають бетон поверхневими зарядами.

Товщина плити, см	5	10	15	25	40
Заряд ам. 6ЖВ, кг/м	1	2	3	5,5	11

Набивка пісок, або дерн товщиною не менше товщини заряду.

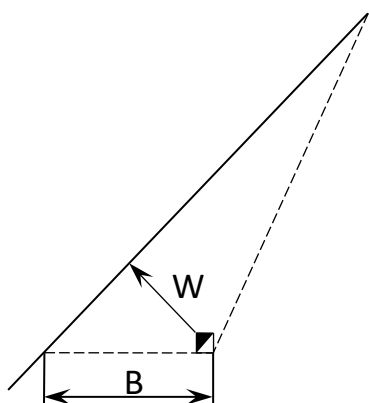
5.3 Вибухові роботи в транспортному будівництві

Утворення полотна доріг на схилах

Траси доріг нерідко перетинають гірські породи і ґрунти з різними фізико – механічними властивостями, потужністю масиву, обводненістю та ін. Важливе значення при цьому має профіль денної поверхні. Методи виконання підривних робіт на будівництві доріг повинні забезпечувати дорожні полиці заданого розміру при збереженні стійкості нагорних відкосів. Основними видами робіт є методи шпурових, свердловинних та малокамерних зарядів.

Маса заряду за формулою Борескова:

$$Q = q \cdot W^3 \cdot (0.4 + 0.6 \cdot n^3).$$



Основна схема розташування камерних зарядів є однорядною. Показник дії вибуху n визначають із умов співпадання радіусу відриву в підгорну сторону з основою дорожньої виїмки за формулою:

$$n = \sqrt{\frac{B^2 - W^2}{W^2}},$$

де B – ширина полиці, м

W – Л.Н.О., м.

При створенні дорожніх полиць на косогах з ухилом до горизонту $> 50^\circ$ застосовують в схемах з одно – , дво – та багатоярусним розташуванням зарядів.

Дво – та багатоярусне розташування зарядів спущення застосовують при великих висотах обрешуваних відкосів.

Відстань між ярусами зарядів:

$$b = (1,3 \div 1,6) \cdot W_n, \text{ м.}$$

де W_n – довжина ЛНО зарядів нижнього ярусу.

Схема підривання – починаючи з верхнього ярусу.

Комбіновані схеми зарядів рихлення та скидання застосовують у випадках, коли освоєння схилів на крутосхилах з ухилом $> 50^\circ$ затруднене.

Радіус дії скидного заряду в підгорну сторону слід визначати за формулою:

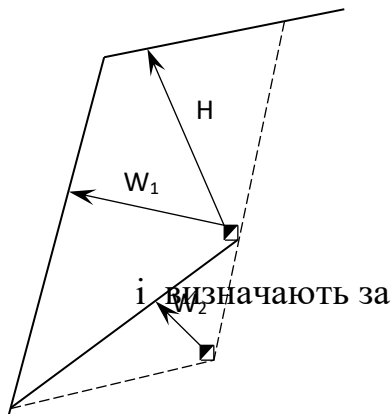
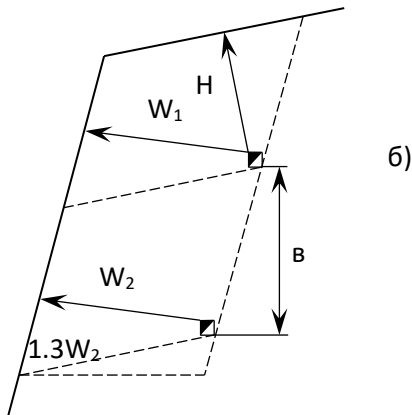
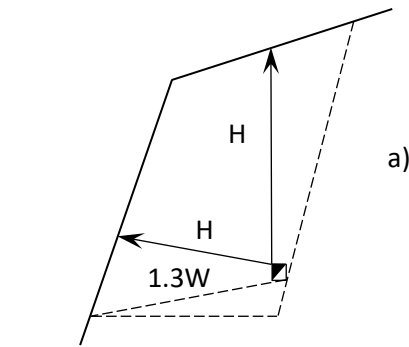
$$R = W \cdot \sqrt{1+n^2}, \text{ м.}$$

$$n = 1 \div 2$$

$$\text{формулою: } n = \frac{0,5 \cdot H}{W},$$

де – H висота уступу над зарядом.

Спорудження доріг на болотах

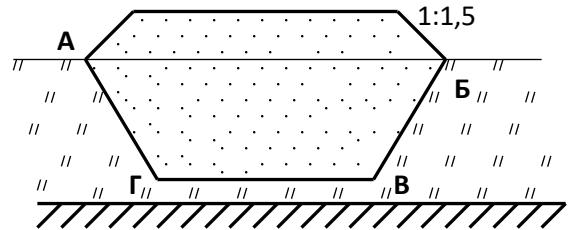


Застосовується метод видалення чи витіснення трясовини, розрідженого ґрунту та мулу з – під піщаної висипки для створення стійкого полотна дороги.

При виборі конструкції і способу зведення насипу розрізняють три типи боліт:

- I – болото, до дна заповнене торфом стійкої консистенції;
- II – болото, заповнене слабким торфом нестійкої консистенції;
- III – болото з торф'яним верхнім шаром, заповнене до дна мулом та водою.

На болотах I типу насипи > 3 м споруджують без виторфовування (без БВР). Насипи висотою < 3 м відсипають з частковим виторфовуванням чи вибуховим способом, чи за допомогою екскаватора або бульдозера.



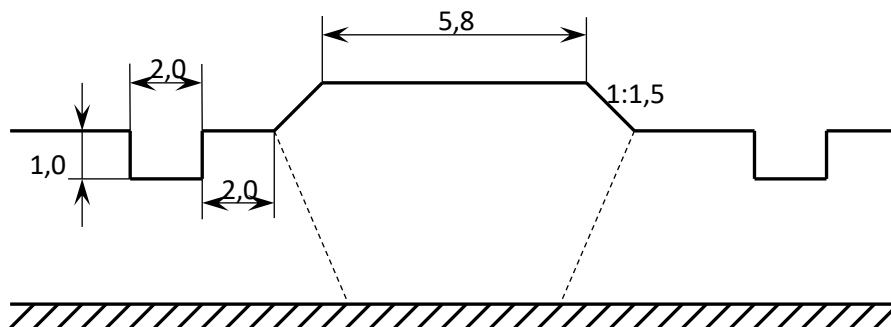
АБВГ – площа траншеї, що належить виторфовувати.

виторфовувати.

Глибина виторфовування залежить від висоти насипу над поверхнею:

Висота насипу	1,2 – 1,5	1,5 – 2,0	2,0 – 2,5
Глибина виторф.	2,0	1,5	1,0

На болотах II типу глибиною < 3м насипи садять на мінеральне дно. При глибині > 3м насипи споруджують із зануренням в болото не менше 3м.

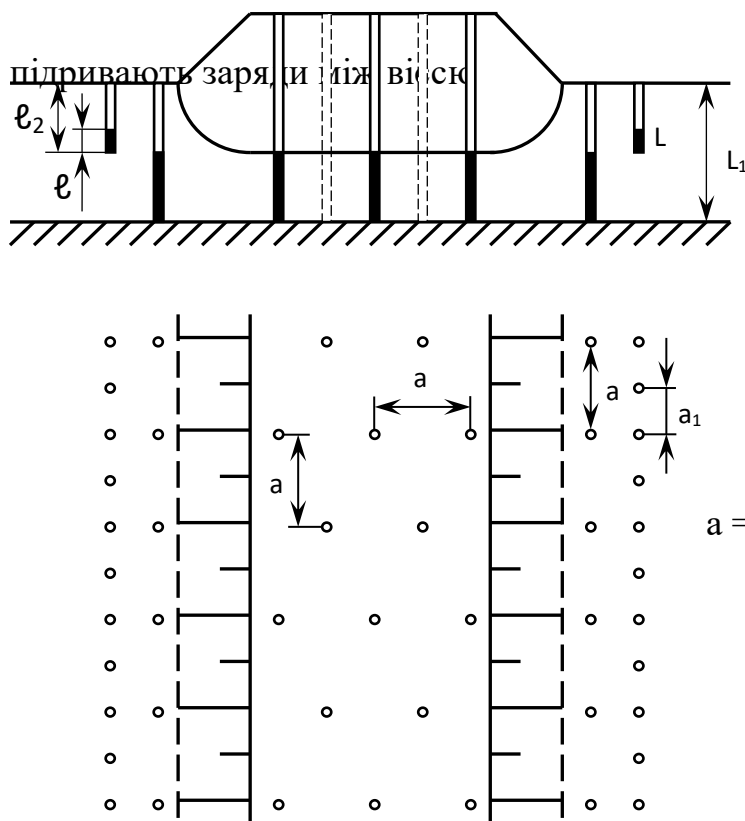


Основою насипу при цьому слугують болотні маси.

Для прискорення витиснення слабкого торфу з – під основи насипу з обох сторін її влаштовують канами глибиною 1,0м і шириною 2м, які приймають торф.

Принцип вибухової посадки насипів на мінеральне дно боліт полягає у витисненні торфу в придорожню полосу (бічні канами) вибухом серії зарядів, розташованих під насипом.

Першими підривають заряди, розміщені в свердловинах по осі траси і по крайнім рядам.



Потім через 2 секунди

відкосами насипу. Далі через 4 секунди після них підривають заряди в свердловинах біля нижнього краю насипу.

Відстань між зарядами:

$$a = 30 \cdot d, \text{ дм.}$$

Маса заряду для канав:

$$Q = \pi \cdot d^2 \cdot \ell \cdot \Delta / 4, \text{ кг}$$

де ℓ - товщина шару торфу над насипом,

$$d = 1 \div 1,2 \text{ дм.}$$

Насипи на болотах III типу повинні бути посаджені на мінеральне дно.

Торфовий покрив видаляється на ширину насипу за допомогою вибуху. Розташування і величину зарядів розраховують з попередніх формул.

Корчування пнів та дерев.

Вибухові роботи застосовуються при діаметрі пенька >35 см. Якщо менше – машинами. Враховується порода дерева, час рубання, характер ґрунту.

Заряд розташовують у підкопі глибиною $1,5 \div 2,0 d_{\text{пн}}$. Якщо корчують пні близько від будинків, глибина підкопу збільшується до $3 - 4 d_{\text{пн}}$.

Підкопи роблять на відстані $20 - 25$ см від пня в проміжках між великим корінням під кутом $40 - 50^\circ$ до горизонту. В окремих випадках, при глибокому корінні висвердлюють у пнях шпуре.

Маса заряду:

$$Q = k \cdot d, \text{ г.}$$

де d – діаметр пня на висоті 10 см від розгалуження коренів, см.

k – питома витрата на сантиметр діаметра, г.

При перебиванні дерев поверхневими зарядами їх масу визначають за формулою:

$$Q = 0.785 \cdot q \cdot d^2$$

де $q = 1,25 \div 1,5$ для твердих та в'язких порід, г/см^2

для інших – $1,0 \text{ г/см}^2$,

d – діаметр пня, см.

Підривання мерзлих ґрунтів.

Підривні роботи застосовують при копанні котлованів, траншей, плануванні будівельних майданчиків.

Найбільш ефективний метод шпурових зарядів спущення (до 2 м).

Маса заряду в шпурі:

$$Q = q \cdot W^3, \text{ кг}$$

де q – розрахункова питома витрата, кг/м^3 (для піщаних та

та рослинних ґрунтів – $0,5 \text{ кг/м}^3$;

для ґрунтів з камінням – $0,6 \text{ кг/м}^3$;

для глинистих ґрунтів та

ґрунтів з будівельним сміттям – $0,7 \text{ кг/м}^3$

Відстань між зарядами: $a = 1 \div 1,5 \cdot W$

Відстань між рядами: $b = 0,75 \div 1,0 \cdot W$

Розділ 6

ЗАГАЛЬНІ ПИТАННЯ ОРГАНІЗАЦІЇ ПІДРИВНИХ РОБІТ

6.1 Небезпечні зони підривних робіт

Небезпечна зона – відстань, у межах якої може виникнути небезпека ураження людей, пошкодження механізмів і споруд.

У ході виконання підривних робіт небезпечні зони на відкритій місцевості встановлюються проектом для конкретних умов і мають бути не меншими за відстані, передбачені ЄПБ при ПР.

За безпечну відстань для людей береться найбільша з розрахованих для різних умов: за розлітанням кусків породи, сейсмічною дією, УПХ, поширенням пило –газової хмари.

1. Розлітання кусків породи.

Безпечні відстані за розлітанням кусків на відкритій поверхні згідно з ЄПБ мають бути не менші ніж:

Підривання зовнішніх зарядів.....	300 м
шпурових	200 м
котлових	200 м
рукавів	200 м
свердловинних	200 м
камерних	300 м
Дроблення валунів підкопами.....	400 м
Корчування пнів	200 м
Посадка насипів на болотах	100 м

Льодохідні роботи	100-300 м
Роботи по металу на відкритих ·	
полігонах	1500 м
в бронелях	30 м
на майданчиках	за проектом
При штампуванні виробів	25 м
Звалювання будинків	100 м
Дроблення фундаментів	200 м
Торпедування та перфорація	50 м
Сейсмічна розвідка	100 м
На будівельному майданчику	за проектом

У разі висаджування свердловинних зарядів радіус небезпечної зони R_p визначається за формулою:

$$R_p = (200p) / (mW^{2.0,77W - \ell_{\text{наб.}}})$$

При підриванні на викид та скид Р.Н.З. визначається з таблиці ЄПБ, в яку входять ЛНС – W , м, показник дії вибуху n , для людей та механізмів:

W	n	R _p	
		люди	механізми
1,5–30 м	1– 3	200 – 2000	100 – 1200

При підриванні на косогорах з ухилом $> 30^\circ$, а також при висоті місця ВР на 30 м більше, ніж навколишня, R_p збільшується у 1,5 рази в напрямі ухилу.

$$R'_p = R_p \cdot K_p \quad K_p = 1 + \operatorname{tg} \beta$$

При скороченій набивці $R_p >$ на 20 %.

$$\text{Якщо відоме підвищення } H, K_p = 0.5 \cdot \left(1 + \sqrt{1 + \frac{4H}{R_p}} \right);$$

Потрібно також враховувати вплив сили вітру, а також можливе скочування кусків. Розрахункове R_p заокруглюється в більший бік до значення, кратного 50 м.

За висотою розлітання.

Якщо $n \leq 2$, безпечні відстані = відстаням по R_p . Якщо $n > 2$, отримані значення збільшують в 1,4 рази.

Для обмеження розлітання кусків при охороні будинків, споруд, обладнання та для безпеки людей застосовують:

- застосування відповідних параметрів ВР
- укриття об'єкта що руйнується.

Дальність розлітання кусків зі зміною діаметрів ВР скорочується за рахунок зменшення питомої витрати ВР, збільшення глибини набивки, поліпшення її якості, вибору напрямку та послідовності відпрацювання блоків, що підриваються, застосування КСП.

Технологічні способи зниження розлітання не сприяють зменшенню R_p для людей і споруд, передбаченому в ЄПБ. Тому коли розлітання має бути обмеженим або цілком усуненим, застосовують укриття. Тоді для людей R_p не менше 50 м.

За конструкцією укриття поділяють на суцільні, щитові, арочні, або коробчасті, ланцюгові, або сітчасті, насипні та комбіновані. Основний показник за яким класифікують укриття – відношення маси укриття M_y до маси зарядів Q .

Тип укриття	M_y/Q	Далекість розлітання, м
Важкі	> 500	≤ 25
Середні	$50 - 500$	$25 - 50$
Легкі	$> 5 - 50$	≤ 100
Найлегші	< 5	≤ 100

При виборі укриття користуються таким:

Щитові – роботи на великій площі (котловани, вертикальне планування, тощо) для захисту людей;

Арочні та коробчасті – ВР при будівництві поблизу важливих об'єктів, в населених пунктах.

Сітчасті та ланцюгові – від дрібних кусків.

Насипні – присипають об'єкт, що підринається, м'яким ґрунтом. Висока працездатність.

Маса укриття визначається:

$$M_y = K_y \cdot W \cdot \rho_0$$

K_y – коефіцієнт типу укриття (щитові на поверхні – 0,33; над поверхнею – 0,25; ланцюгові та сітчасті – 0,07; арочні та коробчасті – 0,25; насипні – 0,33.

Для запобігання дії ПД на укриття його висота над поверхнею становить:

$$h_y = \frac{(0.2 - 0.8) \cdot Q}{A \cdot B}$$

2. Сейсмічна дія вибуху.

За ЄПБ $R_c = K_r K_c \alpha \sqrt[3]{Q}$;

K_r – коефіцієнт, який залежить від ґрунту в основі будинку, що охороняється.

	K_r
Скельні породи	5 – 6
Піщані не обводнені та глинисті	
потужністю понад 10 м	12
Обводнені	15
Водонасичені	20

K_c – коефіцієнт, що залежить від характеру будови.

K_c
Поодинокі будинки та споруди

з з/б каркасом	1,0
Поодинокі будинки висотою не більше 2 – 3 поверхів з цегли та подібними стінами	1,5
Невеликі житлові селища	2,0

α – коефіцієнт, що залежить від умов підривання.

	α
Камуфлет та розпушення	1,0
На викидання	0,8
Напівзаглиблений заряд	0,5

При миттєвому підриванні групи зарядів N масою (заг.) Q

$$R_c = N^{1/6} K_r K_c \alpha \sqrt[3]{Q},$$

при КСП та τ не менше 20 мс.

Радіус небезпечної зони R_b :

При підриванні зовнішніх і свердловинних зарядів, зарядів розпушення, коли руйнування скла неприпустиме,

$$R_b = 200 \sqrt[3]{Q_e}, \text{ якщо } 5000 \text{ кг} > Q_e \geq 1000 \text{ кг}$$

$$R_b = 65 \sqrt[3]{Q_e}, \text{ якщо } 2 \text{ кг} < Q_e < 1000 \text{ кг}$$

$$R_b = 63 \sqrt[3]{Q_e}, \text{ при } Q_e < 2 \text{ кг (еквівалентна маса)}$$

Для порід 9 групи $R_b \cdot 1,5$.

Для порід 5 групи $R_b \cdot 0,5$.

Еквівалентна маса заряду, кг: для зовнішніх зарядів висотою h_3 ізнабивкою $h_{наб}$

$$Q_e = K_n \cdot Q$$

де Q – сумарна маса ВР.

h_n/h_3	0	1	2	3	4
-----------	---	---	---	---	---

K_H	1	0,5	0,3	0,1	0,03
-------	---	-----	-----	-----	------

Для групи N свердловин довжиною $< 12d$

$$Q_c = 12 \cdot p \cdot \ell_{зд} \cdot K_{наб} \cdot N$$

$K_{наб}$ – залежить від довжини набивки при $\ell_{св} > 12d$

$$Q_c = 12 \cdot p \cdot d \cdot K_3 \cdot N$$

$\ell_{наб}/d$	0	5	10	15	20
K_3	1	0,15	0,02	0,003	0,002

Якщо температура „–” – $R_n \cdot 1,5$ (при $R_n > 100$ м).

Треба розраховувати масу ДШ на поверхні.

$$R_c = \frac{K_\Gamma \cdot K_c \cdot \alpha \cdot \sqrt[3]{Q}}{\sqrt[4]{N}}.$$

При підриванні груп зарядів із сповільненням не менше 20 мс (в групі) кожену таку групу розглядають як окремий заряд.

За наявності пошкоджень у будинках безпечна відстань подвоюється.

Для унікальних споруд (башти, висотні будинки, АЕС, монументи, тощо) питання сейсміки вирішується спеціалізованими організаціями.

3. Дія ударної повітряної хвилі.

Основні параметри – максимальний тиск, імпульс фази стиснення, тривалість фази.

Надлишковий тиск зовнішнього заряду:

$$\text{на скельних породах:} \quad \Delta P = (5.3 \pm 2.4) \cdot 10^5 \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1.5};$$

$$\text{на м'якому ґрунті:} \quad \Delta P = 2.2 \cdot 10^5 \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1.5};$$

Розпушення при свердловинних зарядах визначається:

$$\Delta P = 5.3 \cdot 10^5 \cdot K_H \cdot K_T \cdot \sqrt{n_c} \cdot \left(\frac{21 \cdot d_3}{R} \right)^{1.5},$$

де n_c – загальне число свердловин на об'єкті

K_H – коефіцієнт набивки

L_H/d_H	0	5	10	15	20
K_H	1	0,35	0,13	0,05	0,04

K_T – породний коефіцієнт за класифікацією буд. Норм

категорія	X – XI	VIII – IX	V – VII	IV – V
K_T	1.6	1.2	1	0.6

Зниження дії УПХ на будівлі і споруди:

1. Скорочення питомих витрат ВР.
2. Розосередження зарядів у масиві.
3. КСП з відбиванням у протилежному напрямі від об'єкту.
4. Збільшення набивки.
5. Засипання мережі ДШ піском 10 – 15 см.
6. Захист об'єктів щитами, матами у критичних точках.
7. Оклеювання віконного скла, відкривання їх.
8. Вибирають суху ясну погоду при протилежному вітрі.

4. Газонебезпечна зона.

Заміна тротилу – багато газів (отр.)

Угданіт чи грамоніт – 4,25 – 5,09 л/кг – СО, а при активній набивці СО > на 18 – 25 %.

$$R_T = 160 \cdot \sqrt[3]{Q \cdot (170.5 \cdot V_B)}; \quad V_B - \text{м/с.}$$

Допуск ВГРЧ відбувається не раніше ніж за 15 хвилин, а всіх інших працівників – через 30 хвилин та після розсіювання пилової хмари.

6.2 Сховища вибухових матеріалів

Головною особливістю вибухових робіт є підвищена їх небезпека. Вже в 1870р. в Горном Журнале були опубліковані “Временные правила об употреблении взрывчатых материалов при взрывных работах”. Ці правила забезпечували підривників від нещасних випадків згідно з рівнем розвитку вибухової справи. В подальшому вже багаторазово видавались та перевидавались “Єдині правила безпеки при вибухових роботах”.

До виконання вибухових робіт допускаються лише спеціально навчені робітники, що мають “Єдину книжку підривника (ЄКП) або майстра-підривника - ЄКМП (на підз. гірн. роботах)”. Вибухові роботи виконуються за проектом або паспортом БПР. Проектом встановлюється межа небезпечної зони (НЗ), за яку перед початком ВР видаляються всі, крім зайнятих на ВР. Перед початком робіт подається попереджувальний сигнал – один довгий гудок сирени або одна червона ракета. По межі НЗ встановлюються прапорці та виставляються пости охорони. Після закінчення зарядних робіт залишаються лише найбільш досвідчені підривники, які монтують мережу та перевіряють її. Всю роботу контролює особа технічного нагляду, що теж мають ЄКП.

Більш 50% травм – молоді підривники (стаж до 1року). Взагалі на ВР приходить 2-3% всього травматизму.

Керівний персонал. ВР ведуться господарським або підрядним способами. Керівництво відповідно покладається або на керівника підприємства, або на керівника підрядної організації, що повинні також мати ЄКП.

Екзамени на ЄКП можуть здати особи віком не менше 19р. для відкритих робіт і не менше 20р. для підземних робіт з освітою не менше 7 класів та стажем роботи не менше 2 років. Екзамени здаються 1 раз на 2 роки. Кваліфікація майстра – підривника присуджується або після навчання за спец. програмою, або без додаткового навчання - гірничим технікам, що мають стаж роботи не менше 1р.

При роботі 2-3-х підричників призначається бригадир (стаж роботи підричником не менше 1 року), що фіксується в наряд-путівці.

Складом ВМ можуть завідувати особи, що мають право керівництва ВР та особи, що закінчили ВНЗ або технікум по технології ВМ; особи з правом ведення ВР, що пройшли додаткову підготовку та мають посвідчення.

Дозвільна документація.

На право виконання робіт – Держгіртехнагляд,

На право зберігання ВМ – МВС , УВС

На придбання ВМ – органи МВС за заявою та свідоцтвом, виданим Держгіртехнаглядом,

На перевезення ВМ – органами міліції на підставі дозволів на право виконання ВР та на право придбання ВМ.

Зберігання ВМ.

Склади ВМ мають одне або кілька сховищ для ВР та ЗП з підсобними спорудами.

В залежності від терміну служби склади бувають:

- постійні – більше 3-х років,
- тимчасові – до 3-х років,
- короткотермінові – до 1 року.

В залежності від призначення:

- Базисні – вміщують ВМ 1 групи – 40 тон, 11 групи – 240 тон, 111 і 1У груп – по 120 тон. ВМ з базисного складу отримують лише витратні склади.
- Витратні – для обслуговування виб. Робіт. ВМ отримують підричники.

В залежності від розташування:

- поверхневі – фундамент на рівні поверхні землі,
- напівзаглиблені – заглиблені до карнизу,
- заглиблені – не менше 15м ґрунту над дахом,
- підземні – більше 15 м ґрунту над дахом.

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДО ВИКОНАННЯ КУРСОВОЇ РОБОТИ

7.1 Загальні положення

Методичні вказівки до виконання курсової роботи з дисципліни «Проектування вибухових робіт» для студентів спеціальностей «Розробка родовищ корисних копалин» відповідає навчальній програмі, затвердженій Учбово-методичним управлінням вищої освіти, та робочим програмам, затвердженим навчально-методичною комісією ІЕЕ.

Методичні вказівки враховують специфіку виконання розрахунків з проектування вибухових робіт в гірництві.

Призначені для студентів денної форми навчання. Можуть бути використані студентами заочної форми навчання.

При виконанні завдань студенти мають дотримуватись вимог:

- в пояснювальній записці до виконаної роботи чітко формулюється її мета та завдання з лаконічними результатами виконання;
- в розрахунковій частині роботи наводяться послідовно формули, числові значення замість літерних позначень в тій же послідовності, кінцевий результат та експлікація (розшифрування літерних позначень).

В кінці роботи подаються висновки.

Завдання, виконані з недотриманням вказаних вимог, не зараховуються.

Всі підривні роботи проводяться згідно з вимогами відповідної проектної документації (проекти, паспорти, схеми та ін.), що вміщує необхідні технічні, організаційні рішення та заходи безпеки. Типові проекти складаються на основі рішень, прийнятих в технологічній частині проекту кар'єра і на стадіях: виконання робочої документації і робочих креслень, які періодично переглядаються з урахуванням досвіду роботи та змін у гірничотехнічних умовах.

На стадії складання проекту із зведеним кошторисним розрахунком вартості при проектуванні по даному кар'єру мусять бути вибрані метод підричних робіт, бурові верстати, укрупнено визначені середні величини q , виходу г. м. з 1 м свердловини, вартість 1 кг ВР, схема механізації вибухових робіт; все це дозволяє визначити експлуатаційні та капітальні витрати на буріння та підривання.

На стадії робочої документації названі показники БВР уточнюють, визначають об'єм блоків, що підриваються, число рядів та мережу розташування зарядів з урахуванням зазначеної в Проекті кар'єра ширини робочого майданчика уступу, встановлюють радіуси небезпечних зон, проектуєть склад ВМ, вибирають метод підривання та ін. Це є основою для визначення витрат за процесами та сумарних витрат, що необхідно для встановлення граничних контурів та глибини кар'єру, а також собівартість видобування корисної копалини.

На стадії робочих креслень прийняті рішення і варіанти деталізують в межах затверджених показників і витрат з поділом на перші 5-7 років до досягнення проектної потужності кар'єру. Ступінь деталізації повинна бути достатньою для складання при будівництві кар'єра і його експлуатації відповідних типових проектів підричних робіт.

Проекти необхідно розробляти для підривання свердловинних, камерних, котловинних зарядів, включаючи вибухові роботи на будівельних об'єктах, при обвалюванні будинків і споруд, прострілюванні свердловин чи шпурів, веденні днопоглиблювальних робіт, льодохідних робіт, робіт на болотах, підводних вибухових робіт, при підриванні гарячих масивів, виконанні промислових та сейсмозвідувальних робіт, виконанні інших спеціальних робіт.

Інші підричні роботи, переважно виконуються за паспортами.

7.2 Розрахунок зарядів розпушування

Розпушування гірської порід здійснюють свердловинними, шпуровими, котловими, камерними, малокамерними, зовнішніми і комбінованими зарядами.

Кожен метод підривання зарядів характеризується своїми параметрами, розрахунок яких проводиться за емпіричними формулами, приведеними в методичних вказівках.

Розрахунок параметрів свердловинних зарядів розпушування при уступному відбиванні.

Визначення параметрів свердловинних зарядів розпушування при уступному відбиванні (рис) здійснюється за нижче наведеними формулами.

Маса свердловинних зарядів розпушування при уступному відбиванні при відомій питомій витраті ВР визначається за формулою::

$$Q = gaW_nH$$

де q - відома питома витрата ВР, кг/м³; a - відстань між свердловинами в ряду, м; W_n - лінія опору по підшві уступу, м; H - висота висаджуваного уступу, м.

Значення ЛНОПП для поодинокі свердловини при уступній відбої визначається за формулою:

$$W_n = \sqrt{p/g}$$

При серійному підриванні:

$$W_n = 0.9 \sqrt{p/(gm)}$$

де p - місткість 1 м свердловини, кг (таблиця.); m - відносна відстань між свердловинами

$$m = a/W_n$$

При миттєвому підриванні свердловинних зарядів $m = 0.8 \div 1.1$ (перше значення приймається для міцних порід, друге – для слабких типу вапняку).

При короткосповільненому підриванні $m = 0.9 \div 1.3$.

Відстань між свердловинами в ряду:

$$a = mW_n$$

Відстань між рядами свердловин при миттєвому підриванні:

$$b = 0.85W_n$$

При короткосповільненому підриванні:

$$b = 0.95W_n$$

Маса свердловинного заряду за місткістю:

$$Q_c = pl_3$$

Довжина забивки у свердловині:

$$l_{3б} = L_c - l_3$$

Довжина свердловини:

$$L_c = H + l_n$$

Тут l_n - довжина перебуру, м. Довжина перебуру приймається залежно від міцності порід і діаметра свердловини. У розрахунках для вирішення завдань приймається: для міцних порід $l_n = 12d_3$; для порід середньої міцності $l_n = 8d_3$; для неміцних порід $l_n = 4d_3$; l_3 - довжина заряду.

При визначенні питомої витрати ВР за еталонну ВР прийнятий амоніт 6ЖВ. При заміні розрахункової ваги заряду або його частини іншим видом ВР потрібно замінимий заряд або його частину помножити на переводний коефіцієнт “Е”, значення якого наведено в таблиці №1.

Таблиця №1

ВР	“Е”	ВР	“Е”
Амоніт №6 ЖВ	1,0	Аломотол	0,83
Грамоніт 79/21	1,0	Ігданіт	1,03
Грамоніт 30/70	1,14	Грануліт АС-4	0,98
Гранулотол	1,0	Грануліт Д-5	1,03
Грамоніт 82/18-В	1,0	Грамоніт 50/50	1,11
Порох піроксіліновий	0,9	Біпори	0,9
ЗАРС	1,0	Порох бездимний	0,9
Шашка тротилова	1,2		

За еталон прийнятий амоніт №6 ЖВ.

Щільність зарядження (насипна щільність) для прийнятих ВР наведена в таблиці

Таблиця №2

Назва ВР	Щільність зарядження т/м ³	Назва ВР	Щільність зарядження т/м ³
Амоніт №6 ЖВ	0,85	Аломотол	0,95-1,0
Грамоніт 79/21	0,85-0,9	Ігданіт	0,8-0,85
Грамоніт 30/70	0,85-0,9	Грануліт АС-4	0,9
Гранулотол	0,9-1,0	Грануліт Д-5	0,8-0,9
Грамоніт 82/18	0,85-0,9	Грамоніт 50/50	0,85-0,9

Місткість ВР в 1 метрі свердловини, в залежності від діаметра свердловини та щільності зарядження, наведена в таблиці №3.

Таблиця №3

Діаметр свердловин, мм	105	125	150
щільність зарядження т/м ³	кг	кг	кг
0,8	6,9	9,8	14,2
0,85	7,4	10,4	15,1
0,9	7,8	11,0	16,0
0,95	8,2	11,6	16,9
1,0	8,7	12,2	17,8
1,05	9,1	12,8	18,7
1,1	9,5	13,4	19,5

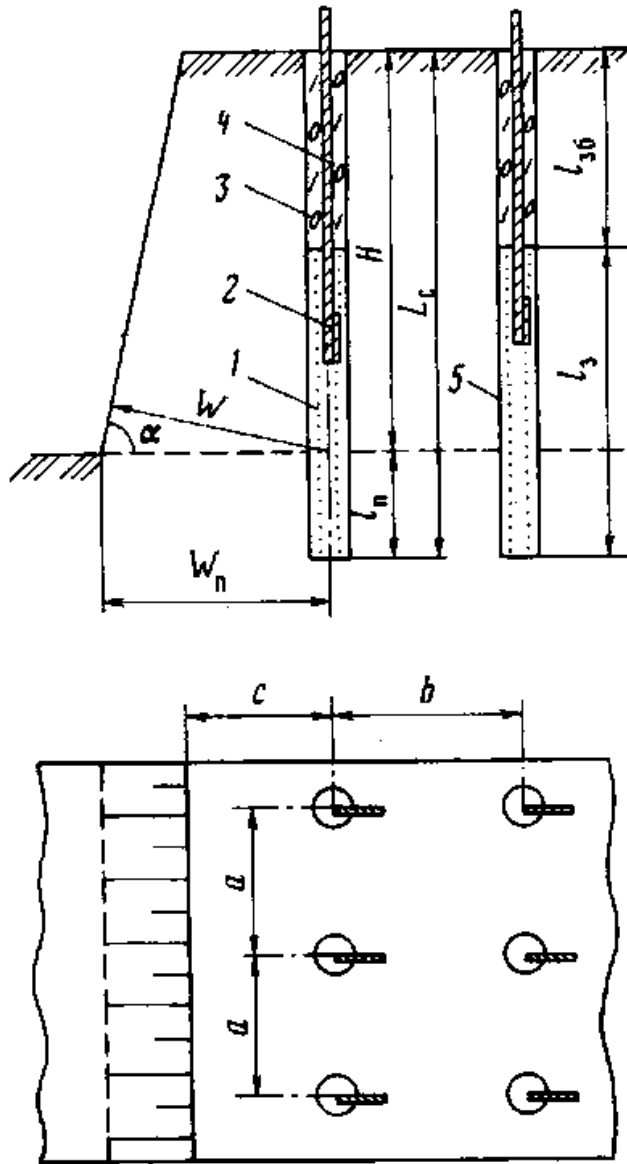


Рис. 1 Схема розташування свердловинних зарядів розпушування :

1 - заряд ВР; 2 - вузол ДШ; 3 - забивка; 4 - відрізок ДШ; 5 - свердловина; b - відстань між рядами свердловин;

l_n - довжина перебура; l_3 - довжина заряду у свердловині; l_{36} - довжина забивки; W - лінія найменшого опору; W_n - лінія найменшого опору по підшві; c - ширина берми безпеки; a - відстань між свердловинами в ряду; L_c - довжина свердловини; H - висота уступу; α - кут укосу уступу.

Паспорт масового вибуху на кар'єрі приведений в додатку 1.

Приклад.

Визначити масу свердловинного заряду $d=200\text{мм}$ грануліту АС-8 при підриванні уступу висотою $H=12\text{м}$ і відносній відстані між зарядами $m=1.1$. Питома витрата

еталонної ВР - амоніту №6ЖВ $q = 0.6$ кг/м³. Щільність заряджання 0.9 т/м³ (0.9 г/см³)

Рішення.

1. Знаходимо у таблиці місткість 1м свердловини $d = 200$ мм при заряджанні 0.9 т/м³, $p' = 28.3$ кг

2. За формулою () визначаємо величину ЛНОПП

$$W_n = 0.9 \sqrt{p / (gm)} = 0.9 \sqrt{28.3 / (0.6 \cdot 1.1)} = 5.85 \text{ м}$$

Приймаємо $W_n = 5.8$ м

3. За формулою () визначаємо відстань між свердловинами в ряду

$$a = mW_n = 1.1 \cdot 5.8 = 6.38 \approx 6.4 \text{ м}$$

4. Находим поправочний коефіцієнт для грануліту АС-8 - $K_n = 0.89$.

5. За формулою () визначаємо масу свердловинного заряду грануліту АС-8

$$Q = gaK_nW_nH = 6.4 \cdot 0.6 \cdot 0.89 \cdot 5.8 \cdot 12 = 238 \text{ кг.}$$

Визначення параметрів шпурових зарядів розпушування при уступному відбиванні

Схема розташування шпурових зарядів розпушування аналогічна схемі розташування свердловинних зарядів при уступному відбиванні (рис. 1).

Параметри шпурових зарядів розпушування визначаються за формулами (II.1) - (II.10).

Місткість 1 м шпура по ВР в залежності від щільності заряджання приведена в табл. 4. Довжина забивки в шпурі не менше - $1/3$ довжини шпуру.

Приведені нижче формули придатні і для визначення аналогічних параметрів свердловинних зарядів.

Гранична висота уступу H для шпурових зарядів: в скельних породах $H = 4,5$ м, в неміцних породах $H = 4,8 \div 5$ м Довжина перебура приймається залежно від міцності порід і діаметру шпурів. У розрахунках значення перебура набуває: для міцних порід $l_n = 10d_3$, для порід середньої міцності $l_n = 6d_3$; для неміцних порід $l_n = 3d_3$

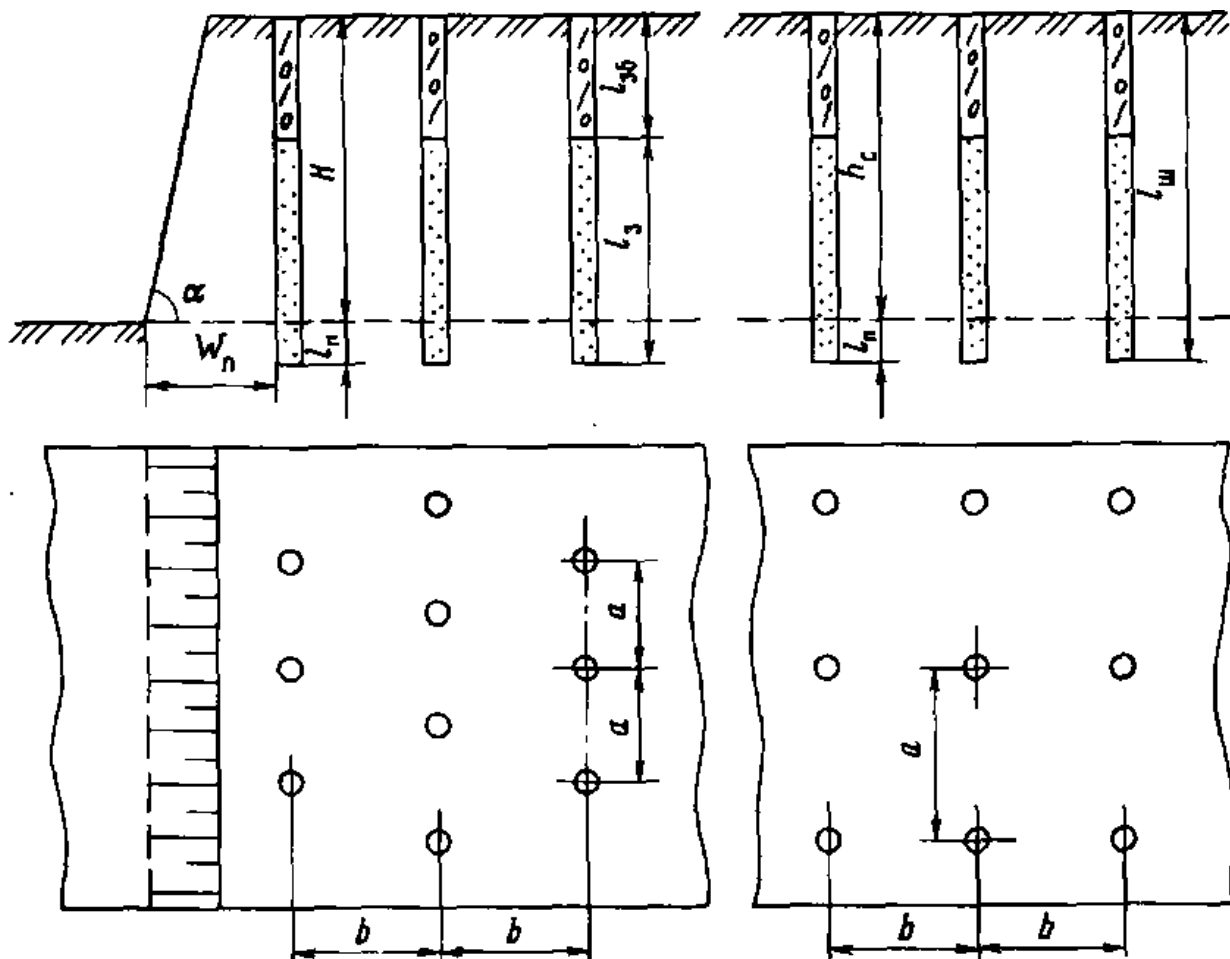


Рис. 4. Схема расположения шпуровых зарядов рыхления:

а – при уступному відбиванні; б - при розпушуванні масивів з однією оголеною площиною; $l_{ш}$ - довжина шпура; l_n - довжина перебуру; l_3 - довжина заряду в шпурі; l_{36} - довжина забивки; a - відстань між шпурами в ряду; b - відстань між рядами шпурів; h_c - висота висаджуваного шару; α - кут укосу уступа; W_n - лінія опору по підшві; H - висота висаджуваного уступа

Приклад 1.

Уступ висотою $H = 3\text{ м}$ розпушують підбиванням шпурових зарядів діаметром 40 мм. Визначити масу шпурового заряду при щільності заряджання $\Delta = 0,9\text{ т/м}^3$, $m = 0,9$ і питомій витраті амоніту бЖВ на розпушування $q = 0,5\text{ кг/м}^3$. Підбивання шпурів миттєве, електричним способом.

Рішення. 1. Знаходимо місткість 1 м шпура діаметром 40 мм при щільності $\Delta = 0,9\text{ т/м}^3$ (див. табл. 4) - $p' = 1,13\text{ кг/м}$.

2. За формулою () визначаємо значення лінії опору по підшві, приймаючи $\Delta = 0,9 \text{ кг/дм}^3$.

$$W_{\Pi} = 0,9 \sqrt{p/(gm)} = 0,9 \sqrt{1,13/(0,5 \cdot 0,9)} = 1,42 \text{ м}$$

Приймаємо $W_{\Pi} = 1,4 \text{ м}$.

Таблиця 4 Місткість 1м шпура

Діаметр шпура d, мм	Місткість 1 м шпура, кг. при щільності заряджання Δ , т/м ³				
	0,9	0,95	1	1,05	1,1
24	0,4	0,42	0,45	0,47	0,49
26	0,48	0,52	0,53	0,56	0,58
28	0,56	0,59	0,62	0,65	0,68
30	0,64	0,68	0,71	0,75	0,78
32	0,72	0,76	0,8	0,84	0,88
34	0,82	0,86	0,91	0,96	1
36	0,92	0,97	1,02	1,07	1,12
38	1,02	1,08	1,13	1,18	1,24
40	1,13	1,19	1,26	1,32	1,38
4t	1,18	1,25	1,32	1,38	1,45
42	1,24	1,32	1,38	1,45	1,52
43	1,3	1,38	1,45	1,52	1,59
44	1,37	1,44	1,52	1,59	1,67
45	1,43	1,51	1,59	1,66	1,74
46	1,49	1,58	1,66	1,74	1,82
47	1,56	1,64	1,73	1,82	1,86
48 .	1,63	1,72	1,81	1,9	1,99
49	1,7	1,79	1,88	1,94	2,07

Знаходимо за формулою () відстань між зарядами в ряду

$$a = mW_{\Pi} = 0,9 \cdot 1,4 = 1,26 \text{ м.}$$

За формулою () визначаємо масу шпурового заряду спущення

$$Q_{\text{ш}} = qaW_{\Pi} H = 0,5 \cdot 1,26 \cdot 1,4 \cdot 3 = 2,65 \text{ кг.}$$

Приклад 2.

Визначити довжину шпура і значення лінії опору по підосві при підриванні міцних скельних порід, якщо відомо, що відносна відстань між зарядами $m = 1$, висота уступу $H = 2,5\text{м}$, $Q_{\text{ш}} = 3 \text{ кг}$, $d_3 = 46\text{мм}$, $q = 0,6 \text{ кг/м}^3$.

Рішення:

1. За формулою () визначаємо довжину шпурів, приймаючи для скельних порід $l = 10d$

$$l_{\text{ш}} = H + l_{\Pi} = 2,5 + 10 \cdot 0,046 = 2,96 \text{ м.}$$

Приймаємо $l_{\text{ш}} = 3\text{м}$.

2. За формулою (II. 1) і за умовами завдання визначаємо a

$$a = mW_{\Pi}$$

Підставляючи значення a , перетворимо формулу (II. 1)

$$W_{\Pi} = \sqrt{\frac{Q_{\text{ш}}}{gmH}} = \sqrt{\frac{3}{0,6 \cdot 1 \cdot 2,5}} = 1,4\text{м} \quad (\text{II.11})$$

Приймаємо $W_{\Pi} = 1,4 \text{ м}$; $a = 1 \cdot 1,4 = 1,4 \text{ м}$

Приклад 3.

Маса шпурового заряду $Q_{\text{ш}} = 3,6\text{кг}$. Визначити довжину шпура, якщо місткість 1 м шпура $p = 1,2 \text{ кг}$, а довжина забивки складає $l_{36} = 1,5 \text{ м}$.

Рішення:

1. Визначаємо довжину заряду в шпурі:

$$l_3 = Q_{\text{ш}}/p = 3,6/1,2 = 3 \text{ м} \quad (\text{II. 12})$$

2. Визначаємо довжину шпура

$$l_{\text{ш}} = l_3 + l_{36} = 3 + 1,5 = 4,5 \text{ м.} \quad (\text{II.13})$$

Приклад 4.

Визначити число шпурів діаметром 50мм, об'єм бурових робіт і вихід підірваної маси з 1м шпура і витрату ВР для підривання загального об'єму скельних порід

середньої міцності $V_{заг} = 420 \text{ м}^3$ при висоті уступу 2,8 м. Відстань між шпурами у ряді 1,5 м; $W_n = 1,4 \text{ м}$; $q = 0,6 \text{ кг/м}^3$, число рядів $n = 4$, підривання миттєве.

Рішення.

Об'єм породи, що доводиться на один шпур в першому ряду (див. рис. 4):

$$V'_{ш} = aW_nH = 1,5 \cdot 1,4 \cdot 2,8 = 5,9 \text{ м}^3. \quad (\text{II. 14})$$

Відстань між рядами зарядів за формулою (II. 6):

$$b = 0,85W_n = 0,85 \cdot 1,4 = 1,19 = 1,2 \text{ м}$$

Об'єм породи, що доводиться на один шпур в усіх рядах, окрім першого:

$$V''_{ш} = abW_n = 1,5 \cdot 1,2 \cdot 2,8 = 5,0 \text{ м}^3. \quad (\text{II. 15})$$

Середній об'єм породи, що висаджується шпурами при чотирьохрядному підриванні:

$$V_{с.ш} = V'_{ш} + n_p V''_{ш} = 5,9 + 3 \cdot 5 = 20,9 \text{ м}^3 \quad (\text{II. 16})$$

де n_p - число рядів шпурів, не рахуючи першого ряду.

Число шпурів в одному ряду:

$$N'_{ш} = V_{общ} / V_{с.ш} = 420 / 20,9 = 20 \quad (\text{II. 17})$$

Загальне число шпурів:

$$N_{ш} = 4N'_{ш} = 4 \cdot 20 = 80 \quad (\text{II. 18})$$

За формулою (II. 10) визначаємо довжину шпура

$$l_{ш} = H + l_n = 2,8 + 0,3 = 3,1 \text{ м.}$$

Для порід середньої міцності

$$l_n = 6d_3 = 6 \cdot 0,05 = 0,3 \text{ м.}$$

Об'єм бурових робіт

$$l_6 = N_{ш} l_{ш} = 80 \cdot 3,1 = 248 \text{ м.} \quad (\text{II. 19})$$

Вихід підірваної маси з 1 м шпура:

$$V_m = V_{общ} / l_6 = 420 / 248 = 1,7 \text{ м}^3 / \text{м.} \quad (\text{II. 20})$$

Середній вихід підірваної маси з одного шпуру

$$V_{ш} = V_{общ} / N_{ш} = 420 / 80 = 5,25 \text{ м}^3 / \text{м.}$$

Загальна витрата ВР

$$Q_{\text{общ}} = gV_{\text{общ}} = 0,6 \cdot 420 = 252 \text{ кг.}$$

(II.21)

Маса шпурового заряду

$$Q_{\text{ш}} = Q_{\text{общ}}/N_{\text{ш}} = 252/80 = 3,15 \text{ кг.} \quad (\text{II. 22})$$

Приклад 5.

Визначити масу шпурового заряду при $H = 1,2$ м, питомій витраті ВР $q = 0,7$ кг/м³ і $W_{\text{п}} = 0,81$ м.

Рішення.

1. При $W < 1$ м маса шпурового заряду розпушування

$$Q_{\text{ш}} = gW_{\text{п}}\sqrt{W_{\text{п}}} = 0,6 \cdot 0,81\sqrt{0,81} = 0,437 \text{ кг.} \quad (\text{II. 23})$$

Приймаємо $Q_{\text{ш}} = 450$

Розрахунок параметрів котлових зарядів розпушування при уступному відбиванні

Метод котлових зарядів використовують при значному опорі по підосві з метою скорочення об'єму бурових робіт. Котлові шпури і свердловини доцільно використовувати при виконанні вибухів зосереджених зарядів в породах з показником прострілюваності $\Pi_{\text{пр}} > 5$ дм³/кг. Показник прострілюваності - відношення об'єму котлової порожнини, утвореної вибухом, до маси прострілюючого заряду. У табл. 5 приведені середні значення показника прострілювання

Параметри котлових зарядів розпушування (рис. 5) розраховуються за наступними формулами.

Маса котлового заряду розпушування

$$Q_{\text{ш}} = qW^3 \quad (\text{II. 24})$$

де q - питома витрата ВР на розпушування, кг/м³; W - лінія найменшого опору (ЛНО), м,

$$W = 0,8H, \quad (\text{II. 25})$$

де H — висота уступу, м.

Діаметр котла

$$D_k = 1,24 \sqrt[3]{Q_k / \Delta} \quad , \quad (\text{II.26})$$

де Δ — щільність заряджання, кг/дм³.

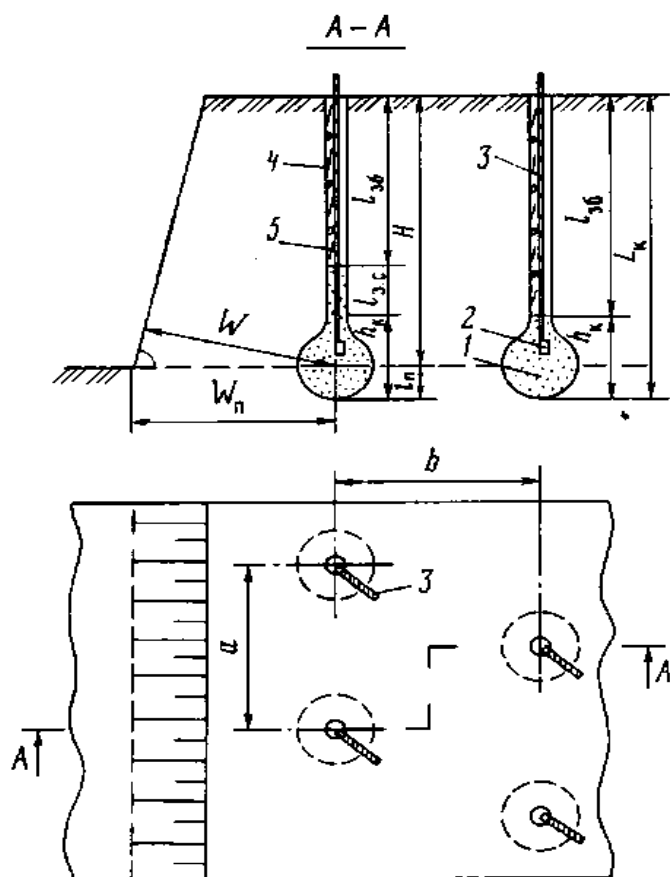


Рис. 5. Схема розташування котлових зарядів при уступному відбванні:

1 – котловий заряд; 2 – бойовик; 3 – відрізок ДШ; 4 – котлова свердловина; 5 – забивка; a – відстань між котловими зарядами в ряду; b – відстань між рядами котлових зарядів; $l_{3.c}$ – довжина заряду в свердловині; l_{36} – довжина забивки; W – лінія опору по підосві; α – кут відкосу уступу; L_k – довжина котлової свердловини

Об'єм котлової порожнини (дм³)

$$V_k = Q_k / \Delta \quad (\text{II.28})$$

У випадку розміщення заряду в котлі і в свердловині його маса (кг) знаходиться за формулою

$$Q_{k.c} = Q_k + p' l_{3.c'} \quad , \quad (\text{II. 29})$$

де $l_{3.c'}$ — довжина заряду в котловій свердловині, м.

В залежності від технічних вимог до результатів вибуху, властивостей підірваних ґрунтів,

$$l_{3.c'} = (0,2 \dots 0,6)$$

Довжина котлової свердловини

$$L_k = H + h_k/2 \quad (\text{II.30})$$

де h_k — висота (діаметр) котла, м.

Маса прострілочного заряду

$$Q_{\text{п}} = \frac{Q_k}{\Pi_{\text{пр}} \Delta}$$

де $\Pi_{\text{пр}}$ — показник прострілюваності, $\text{дм}^3/\text{кг}$ (див. табл. 5).

Показник простілювання

$$\Pi_{\text{пр}} = V'_k / Q_{\text{п}} \quad (\text{II.32})$$

де V'_k — об'єм котлової порожнини за вирахунком об'єму свердловини по висоті котла, дм^3 ,

$$V'_k = V_k - V_{k.c} = V_k - 0,785d^2h_k$$

де $V_{k.c}$ — об'єм свердловини по висоті котла, дм^3 ; d — діаметр свердловини, дм ; h_k — висота котла (прострілочного заряду), дм .

Маса прострілочного заряду при відомій питомій витраті ВР на прострілювання $q_{\text{п}}$ (див. табл. 5)

$$Q_{\text{п}} = q_{\text{п}} V_k \quad (\text{II.34})$$

При утворенні видовжених котлів маса прострілочного заряду

$$Q_{\text{п}} = 0,785d^2 \Delta l_k \quad (\text{II.35})$$

де l_k — висота (довжина) котла, м.

При відомій висоті (довжині) котла маса першого прострілочного заряду $Q_{\text{п}}$ може бути знайдена за місткістю прострілочної свердловини:

$$Q_{\text{п}} = p' l_{\text{п.з}}$$

де $l_{\text{п.з}}$ — довжина прострілочного заряду в свердловині, м, $l_{\text{п.з}} = 1,5D_k$.

Відстань між котловими зарядами в ряду

$$a = mW \quad (\text{II.37})$$

де m — відносна відстань між рядами, $m = 0,9 \div 1,4$.

Приклад 2

При вибухові прострілочного заряду масою $Q_{\pi} = 15$ кг у м'якій крейді утворилась котлова порожнина об'ємом $V_k = 2\text{м}^3$. Знайти значення показника прострілювання $d = 100$ мм при $h_k = 2$ м.

Рішення.

Знаходимо об'єм свердловини по висоті котла, використовуючи формулу (II. 33):

$$V_{k.c} = 0,785d^2h_k = 0,785 \cdot 1 \cdot 20 = 15,7\text{дм}^3$$

Знаходимо об'єм котлової порожнини з урахуванням об'єму свердловини, використаного для розміщення прострілочного заряду

$$V'_k = V_k - V_{k.c} = 2000 - 15,7 = 1984,3\text{дм}^3$$

За формулою (II. 32) знаходимо показник прострілюваності:

$$\Pi_{\text{пр}} = V'_k / Q_{\pi} = 1984,3 / 15 = 132,3 \text{ дм}^3 / \text{кг}$$

Розрахунок параметрів шпурових і свердловинних зарядів розпушування при проходженні траншей

При проходженні траншей (рис. 9) в скельних породах і мерзлих ґрунтах шпуровий метод рекомендується використовувати при глибині траншеї до 1,2 м (при діаметрі шпурів до 42 мм) і до 2 м (при діаметрі шпурів до 60 мм). При глибині траншеї більше 2 м в усіх випадках повинен застосовуватися метод свердловинних зарядів.

Формули для визначення розрахункових параметрів буропідривних робіт для проходження траншей мають однакову структуру і можуть використовуватись для розрахунку шпурових і свердловинних зарядів.

Відстань між шпурами (свердловинами) в ряду:

$$a = m\sqrt{p/q} \quad ,$$

де p - місткість шпура (свердловини), кг/м; q - питома витрата ВР, кг/м³; m - відносна відстань між зарядами в ряду; для міцних порід $m=0,8$, для порід середньої міцності $m=0,9$.

Відстань між рядами свердловин в міцних породах $b=0,8a$, в породах середньої міцності $b=0,9a$

Загальна маса ВР при підриванні ділянки траншеї

$$Q_T = q \frac{B_T + b_T}{2} H_T l_T ,$$

де b_T – ширина траншеї по дну; B_T – ширина траншеї по верху; H_T – глибина траншеї; l_T – довжина траншеї.

Довжина забивки, прийнята для вирішення прикладів і завдань

$$l_{36} = 20d,$$

де d - діаметр заряду.

Маса свердловинного заряду за місткістю визначається за формулою (II.8), довжина свердловини - за формулою (II.10)

За відсутності довідкових даних місткість 1м шпура визначають за формулою:

$$p = 0,785d^2 \Delta ,$$

де d - діаметр шпура; Δ - щільність зарядження.

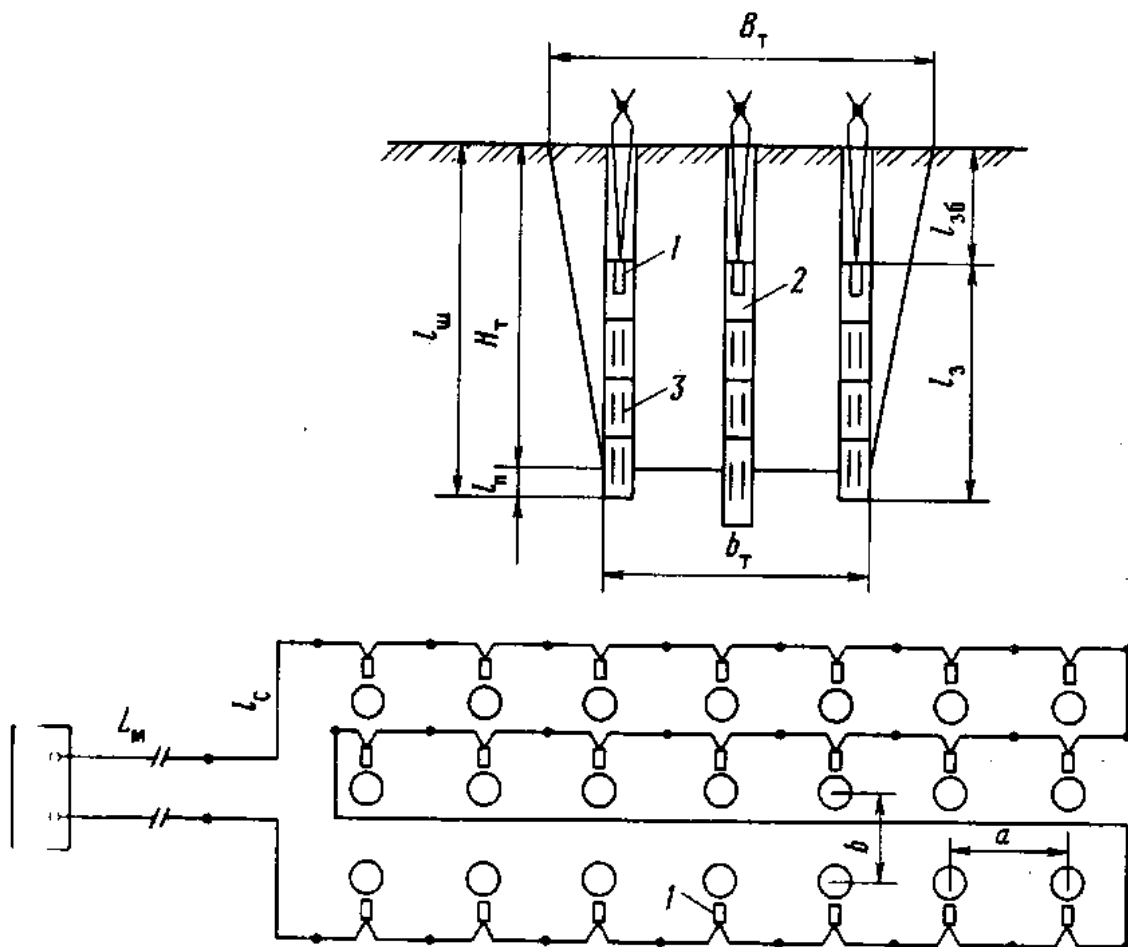


Рис. 9, Схема розташування шпурів при проходженні траншей

Число висаджуваних свердловин:

$$N_c = Q_T / Q_c ,$$

де Q_c – маса свердловинного заряду, кг

Довжина перебуру шпурів і свердловин в скельних і вічномерзлих грунтах

$$l_{\Pi} = 15d_3 .$$

Глибина шпурів і свердловин при розпушуванні сезонної мерзлоти

$$l_{\text{ш}} = 0,9h_{\text{м}}$$

де $h_{\text{м}}$ – потужність шару мерзлоти, м.

Питома витрата ВР на розпушування вічномерзлих ґрунтів при проходженні траншей приведена в табл. 8

Питома витрата ВР q приймається або з досвіду робіт підприємства, або з таблиці Союзвибухпрома, деякі дані з яких для аммоніта № 6ЖВ приведені в табл.3.2.

Таблиця 5

Порода	Група порід за БНіП	Коефіцієнт міцності	Питомі витрати ВР для розпушування, кг/м ³
Піщаники	VI – VII	3 – 6	0,4 – 0,5
Доломіт щільний	VII	5 – 7	0,4 – 0,5
Вапняк:			
щільний	VII	5 – 7	0,45 – 0,55
міцний	VIII	8 – 10	0,5 – 0,6
окварцований	IX	12 – 14	0,6 – 0,7
Граніт,	VII – IX	11 – 14	0,5 – 0,7
гранодиорит	X	14 – 16	0,6 – 0,7
Кварцит	X – XI	16 – 20	0,7 – 0,75
сланцюватості	IX - XI	16 - 18	0,6 – 0,75
Порфірит			

базальт, діабаз, габро			
---------------------------	--	--	--

Питома витрата ВР (кг/м³) може бути розрахована по формулі

$$q = 0,47(d_e + 0,2)\sqrt[4]{f \frac{\rho_n}{2,6} \left(\frac{0,5}{d_n} \right)} \cdot e$$

де d_e -діаметр природної окремості в масиві, м; f -коефіцієнт міцності породи по шкалі проф.М.М.Протодьяконова; ρ_n -щільність породи, т/м³;

d_n - прийнятий діаметр негабаритної частини, м.

Таблиця 6

Група ґрунті в по СНіП у	Група ґрунтів по підриваємості	Характеристика ґрунтів	Розрахункова питома витрата штатної ВР (амоніт 6ЖВ) при розрихлені, кг/м ³
Ім	Легкопідривні	Рослинний шар, торф, за торфовані ґрунти $\gamma_m \leq 1200 \text{ кг/м}^3$, суглинки, супіски, піски, лесс, солончаки без домішок $\gamma_m = 1600-1800 \text{ кг/м}^3$	0,4 - 0,5

ІІм	Середньопідри́вн і	Піски, супіски, глини, суглинки з включенням гравію, гальки або щебеню до 20% $\gamma_m=1800-2000 \text{ кг/м}^3$, лесс і глини без домішок, торф з залишками деревини $\gamma_m=900-1200 \text{ кг/м}^3$, льодові та сильно льодові	0,5 - 0,7
ІІІм	Важкопідри́вні	Піски, супіски, глини, суглинки з включенням гравію, гальки або щебеню більше 20% $\gamma_m=2100 \text{ кг/м}^3$, супіски $\gamma_m \geq 1700 \text{ кг/м}^3$, льодові та слабо льодові,	0,7 - 0,9
ІVм	Дуже важкопідри́вні	Тугопластичні і тверді суглинки і глини з домішками щебеню, гравію, гальки $\gamma_m \geq 1800 \text{ кг/м}^3$, слабо льодові	0,9 - 1,1

Приклад 1.

При проходженні траншеї завдовжки $l_T = 160$ м, глибиною $H_T = 2$ м, шириною по дну $b_T = 2$ м, по верху $B_T = 3$ м в ґрунтах VIII 1 групи, використовуються шпурові заряди $d = 42$ мм з щільністю заряджання амонітом 6ЖВ $\Delta = 0,9 \text{ кг/дм}^3$

Визначити питому витрату ВР, відстань між шпурами в ряду і між рядами шпурів, число шпурів, об'єм висаджуваного в повітря ґрунту, масу заряду в одному шпурі.

Рішення. 1. З табл. 4 і 6 визначається питома витрата амоніту №6ЖВ і місткість 1 м шпура $q = 1,5 \text{ кг/м}^3$, $p' = 1,24 \text{ кг/м}$.

Відстань між шпурами в ряду[^]

$$a = m\sqrt{p/q} = 0,9\sqrt{1,24/1,5} = 0,81 \text{ м}$$

Приймаємо $a = 0,8 \text{ м}$.

Відстань між рядами шпурів:

$$b = 0,8a = 0,8 \cdot 0,8 = 0,64 \text{ м}$$

Приймаємо $b = 0,65 \text{ м}$.

Число рядів шпурових зарядів:

$$n_{\text{р.ш}} = \frac{b_{\text{Т}}}{b} + 1 = \frac{2}{0,65} + 1 = 4$$

Число зарядів в одному ряді:

$$n'_{\text{ш}} = \frac{l_{\text{Т}}}{a} + 1 = \frac{160}{0,8} + 1 = 201$$

Число шпурів на підривання траншеї:

$$N_{\text{ш}} = n_{\text{р.ш}} n'_{\text{ш}} = 4 \cdot 201 = 804$$

Об'єм висаджуваного ґрунту в траншеї:

$$V_{\text{Т}} = \frac{B_{\text{Т}} + b_{\text{Т}}}{2} H_{\text{Т}} l_{\text{Т}} = 2 \cdot 160 \frac{3 + 2}{2} = 800 \text{ м}^3$$

Загальна маса шпурових зарядів на підривання траншеї:

$$Q_{\text{Т}} = q \frac{B_{\text{Т}} + b_{\text{Т}}}{2} H_{\text{Т}} l_{\text{Т}} = 1,5 \cdot \frac{3 + 2}{2} \cdot 2 \cdot 160 = 1200 \text{ кг}$$

Маса заряду в одному шпурі:

$$Q_{\text{ш}} = Q_{\text{Т}} / N_{\text{ш}} = 1200 / 804 = 1,5 \text{ кг.}$$

7.3 Розрахунок параметрів зарядів при вторинному подрібненні порід

Подрібнення негабаритних кусків породи, мерзлої породи, валунів проводиться поверхневими (накладними і кумулятивними) та шпуровими зарядами (Додаток 2,3).

Маса поверхневого заряду $Q_{\text{Н}}$ знаходиться за формулою:

$$Q_{\text{Н}} = q_{\text{Н}} \cdot V_{\text{Н}}$$

де $q_{\text{Н}}$ – питома витрата ВР при методі поверхневих зарядів, кг/м^3 ;

$V_{\text{Н}}$ – об'єм негабариту, м^3 .

Питома витрата амоніту 6ЖВ $q_n=0,7 - 2,4$ кг/м³, гранульованих ВР $q_n=1 - 3$ кг/м³; при використанні кумулятивних зарядів $q_n=0,4 - 1,1$ кг/м³.

Приклад 1.

На подрібнення одного негабаритного куска діориту об'ємом 2м³ використовується 3кг амоніту 6ЖВ. Знайти витрату ВР на подрібнення 40 кусків негабариту ($n_k=40$), якщо середній об'єм одного куска $V_{cp}=2,5$ м³.

Рішення:

1. Визначаємо питому витрату амоніту 6ЖВ

$$q_n = Q_n / V_n = 3 / 2 = 1,5 \text{ кг/м}^3.$$

2. Визначаємо загальну витрату амоніту 6ЖВ на подрібнення 40 кусків негабариту

$$Q_{заг} = n_k \cdot V_{cp} \cdot q_n = 40 \cdot 2,5 \cdot 1,5 = 150 \text{ кг.}$$

При подрібненні негабариту шпуровими зарядами питома витрата амоніту 6ЖВ складає 0,15 – 0,5 кг/м³.

Довжина шпура дорівнює 0,3 – 0,5 товщини куска негабариту, але не менше 0,15м. Маса шпурового заряду при подрібненні негабариту

$$Q_{н.ш} = q_{ш} \cdot V_n$$

$q_{ш}$ – питома витрата ВР при подрібненні негабариту шпуровими зарядами, кг.

Для подрібнення крупних негабаритних кусків використовуються декілька шпурових зарядів. В цьому випадку маса одного шпурового заряду

$$Q_{1ш} = Q_{н.ш} / n_{ш},$$

де $n_{ш}$ – число шпурів в куску негабариту.

Приклад 2.

Визначити масу одного шпурового заряду і загальний об'єм буріння шпурів при підриванні негабаритного куска граніту (рис.1) об'ємом $V_n=6$ м³, товщина (висота) негабариту $h_n=2$ м, $l_{ш}=0,4h_n$, число шпурів $n_{ш}=7$ шт; $q_{ш}=0,315$ кг/м³.

Рішення:

1.Визначаємо загальну масу шпурових зарядів для подрібнення гранітного негабариту:

$$Q_{\text{н.ш.}} = q_{\text{н}} \cdot V_{\text{н}} = 0,315 \cdot 6 = 1,89 \text{ кг.}$$

2. Маса заряду в одному шпурі:

$$Q_{1\text{ш}} = Q_{\text{н.ш.}} / n_{\text{ш}} = 1,89 / 7 = 0,27 \text{ кг}$$

3. Довжина шпура:

$$l_{\text{ш}} = 0,4 \cdot h_{\text{н}} = 0,4 \cdot 2 = 0,8 \text{ м}$$

4. Загальний об'єм бурових робіт:

$$L_{\text{б}} = n_{\text{ш}} \cdot l_{\text{ш}} = 7 \cdot 0,8 = 5,6 \text{ м.}$$

7.4 Визначення параметрів БВР при короткосповільненому підриванні детонуючим шнуром

Короткосповільнене підривання зарядів шнуром, що детонує, виконується з використанням піротехнічного реле сповільнення КЗДШ-69, яке має сповільнення 10,20,35,50,70,100,125мс.

Мікросповільнення може здійснюватись з використанням петлі ДША з розрахунку витрат 35м ДША для отримання сповільнення 5 мс.

Приклад 1.

При короткосповільненому підриванні уступу вапняків $W_1=4$ м визначити інтервал сповільнення між зарядами, витрату ДШ при паралельно-ступінчатому з'єднанні і вибрати тип і кількість піротехнічних реле сповільнення. Свердловини розміщені в один ряд, бойовики на глибині 7,5м. Число свердловин $N=7$, відстань між свердловинами $a=4$ м. Схема короткосповільненого підривання однорядна, послідовна. Ініціювання ДШ – запальною трубкою.

Рішення:

1.Складаємо принципову схему розміщення зарядів і підривної мережі з детонаційного шнура.

2. Визначаємо інтервал сповільнення між зарядами:

$$t_3 = A_3 \cdot W_1 = 5 \cdot 4 = 20 \text{ мс}$$

При однорядному підриванні застосовуємо піротехнічне реле КЗДШ-69 з сповільненням 20мс.

3. Необхідне число КЗДШ-69:

$$n_k = N - 1 = 7 - 1 = 6$$

4. Визначаємо витрату ДШ:

$$L_{\text{ш}} = K_3 \cdot a \cdot N + K_3 \cdot l_6 \cdot N = 1,1 \cdot 4 \cdot 7 + 1,2 \cdot 7,5 \cdot 7 = 93,8 \text{ м}$$

Приймаємо $L_{\text{ш}} = 94 \text{ м}$.

Приклад 2. Для підривання залізної руди використовують свердловинні заряди $d=240 \text{ мм}$. Відстань між свердловинами в ряду $a=8,8 \text{ м}$, відносна відстань між зарядами $m=1,1$. Довжина заряду в свердловині $l_3=9 \text{ м}$, глибина розміщення бойовиків $l_6=10 \text{ м}$. Підривання короткосповільнене однорядне з сповільненням через свердловину. Коефіцієнт сповільнення $A_3=4,2$. Число підричних свердловин $N=6$, щільність заряджання $\Delta=1,00 \text{ кг/дм}^3$, ініціювання – електричним способом. Визначити загальну витрату ВР і ДШ, інтервал сповільнення, скласти принципову схему підривання.

Рішення:

1. Складаємо принципову схему розміщення зарядів аналогічно рис 2б і схему короткосповільненого підривання.

2. Визначаємо значення ЛНО:

$$W_1 = a/m = 8,8/1,1 = 8 \text{ м}$$

3. Знаходимо інтервал сповільнення:

$$t_3 = A_3 \cdot W_1 = 4,2 \cdot 8 = 33,6 \text{ мс}$$

В якості сповільнювача використовуємо КЗДШ-69 з сповільненням 35 мс ; кількість – 3 шт.

4. Визначаємо витрату ДШ:

$$L_{\text{ш}} = 2 \cdot 1,1 \cdot 6 \cdot 8,8 + 1,2 \cdot 6 \cdot 10 = 188 \text{ м}$$

5. Загальна витрата ВР:

$$Q_{\text{заг}} = p' \cdot l_3 \cdot N = 45,2 \cdot 9 \cdot 6 = 2441 \text{ кг}$$

$$p' = 45,2 \text{ кг/м}$$

Приклад 3.

Для підривання 14 свердловин, розміщених в 2 ряди, використовується схема парно-послідовного короткосповільненого підривання. Коефіцієнт сповільнення

$A_3=4$ для отримання розвалу потрібної форми збільшується в 1,8 рази. Відстань між зарядами $a=7,2\text{м}$, відносна відстань між рядами $m=1,1$. Відстань між рядами зарядів $b=0,9W_1$.

Ініціювання мережі з ДШ – вогневим способом. Підібрати реле сповільнення і визначити витрату ДШ при глибині розміщення бойовиків $l_6=8\text{ м}$.

Рішення:

1. Складаємо принципову схему розміщення зарядів і схему підривної мережі при парно-послідовному короткосповільненому підриванні (рис 4а)

2. Знаходимо значення ЛНО:

$$W_1=a/m=7,2/1,1=6,55\text{ м}$$

Приймаємо $W_1=6,6\text{ м}$.

3. Визначаємо інтервал сповільнення:

$$t_3=1,8 \cdot A_3 \cdot W_1 = 1,8 \cdot 4 \cdot 6,6=47,5\text{ мс}$$

Приймаємо для монтажі підривної мережі реле КЗДШ-69 з сповільненням 50 мс, необхідне число реле – 6шт.

4. Відстань між рядами зарядів:

$$b=0,9 \cdot W_1 = 0,9 \cdot 6,6=5,94\text{ м}$$

Приймаємо $b=6\text{ м}$.

5. Визначаємо витрату ДШ:

$$L_{\text{ш}}=\frac{K_3 \cdot a \cdot N}{2} + K_3 \left(l_6 \cdot N + \frac{n \cdot b}{2} \right) = \frac{1,1 \cdot 7,2 \cdot 14}{2} + 1,2 \left(8 \cdot 14 + \frac{2 \cdot 6}{2} \right) = 197\text{м}$$

K_3 – коефіцієнт запасу; N – число свердловин; n – число рядів.

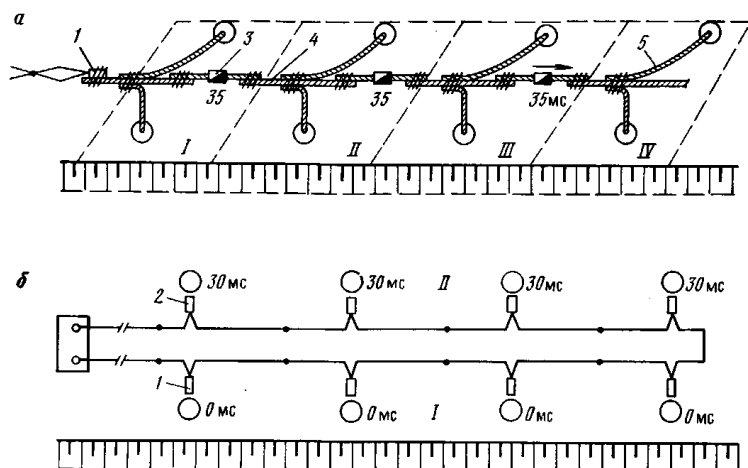


Рис 4 Двохрядне короткосповільнене підривання: а – парно-послідовне детонуючим шнуром; б – порядне електричним способом; 1 – ЕД миттєвої дії; 2 – ЕД-КЗ; 3 – КЗДШ-69; 4 – магістраль ДШ.

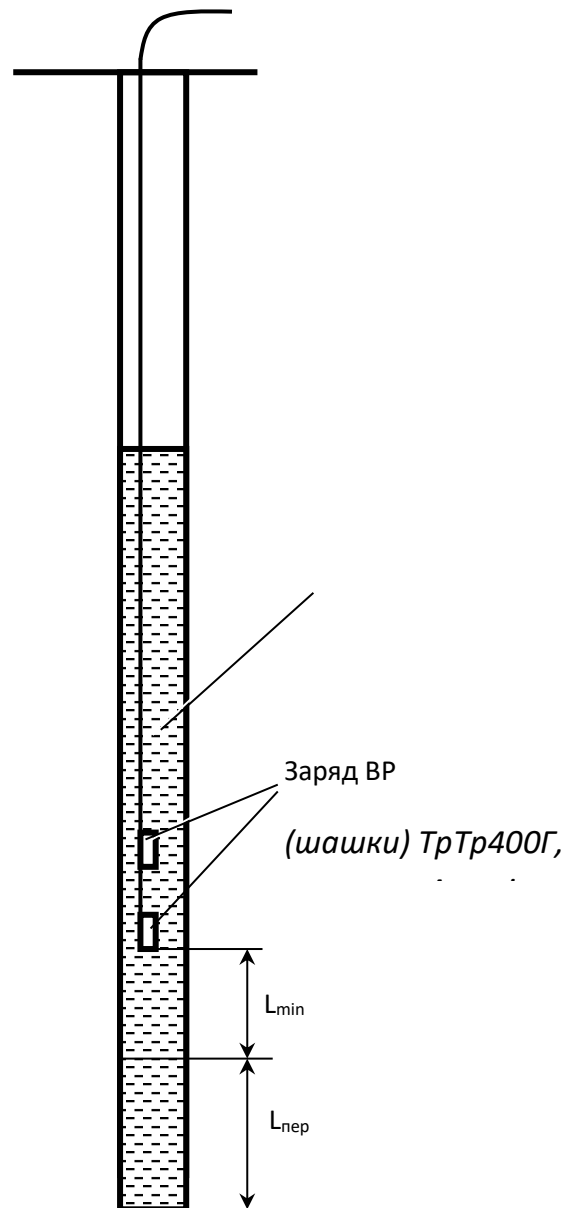


Рис.5 Конструкція заряду для витіснення води із свердловини

- 1.Застосовується для осушення свердловин і можливості застосування неводостійких вибухових речовин.
- 2.Підривання проміжних електродетонаторів проводиться без набійки.
- 3.Встановлення проміжних електродетонаторів стандартне, нижнє.
- 4.Засоби ініціювання – всі допущені види.

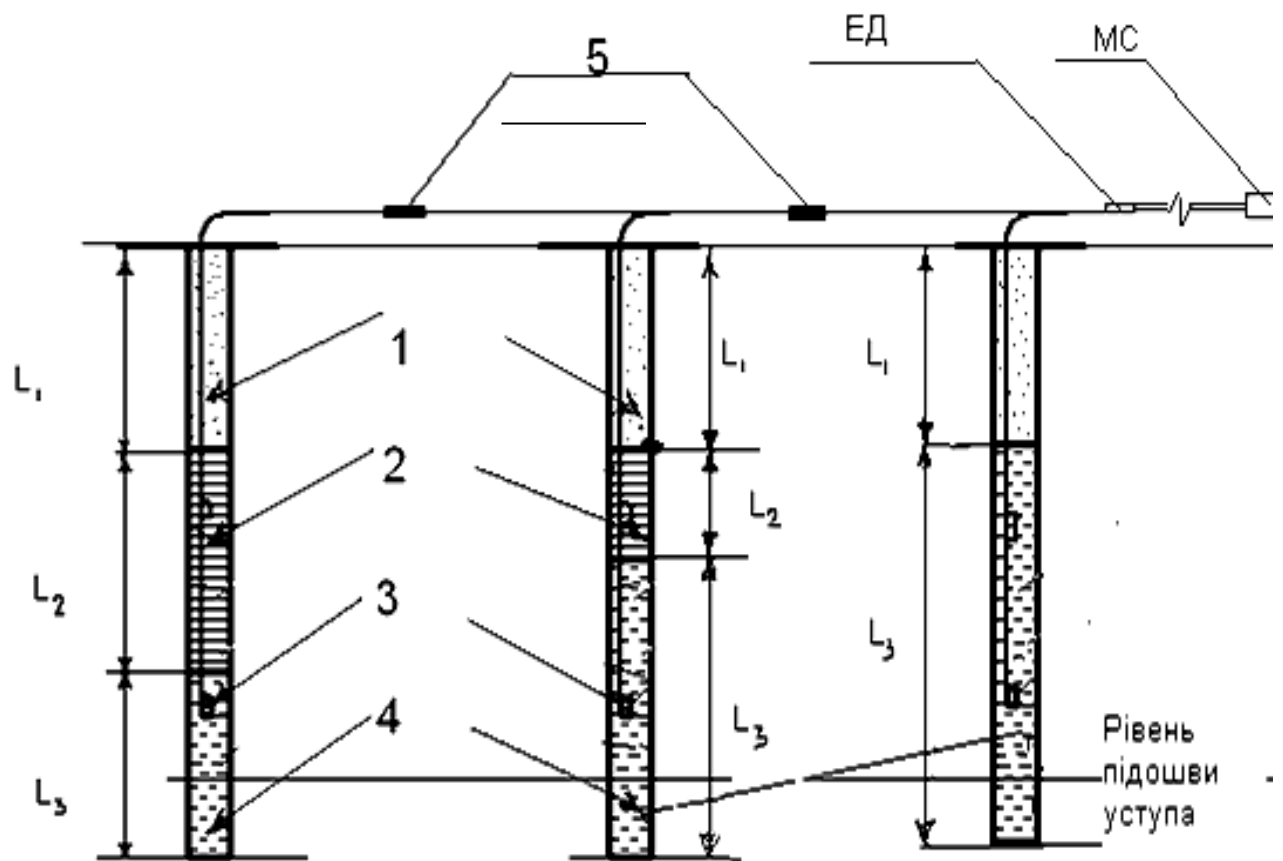
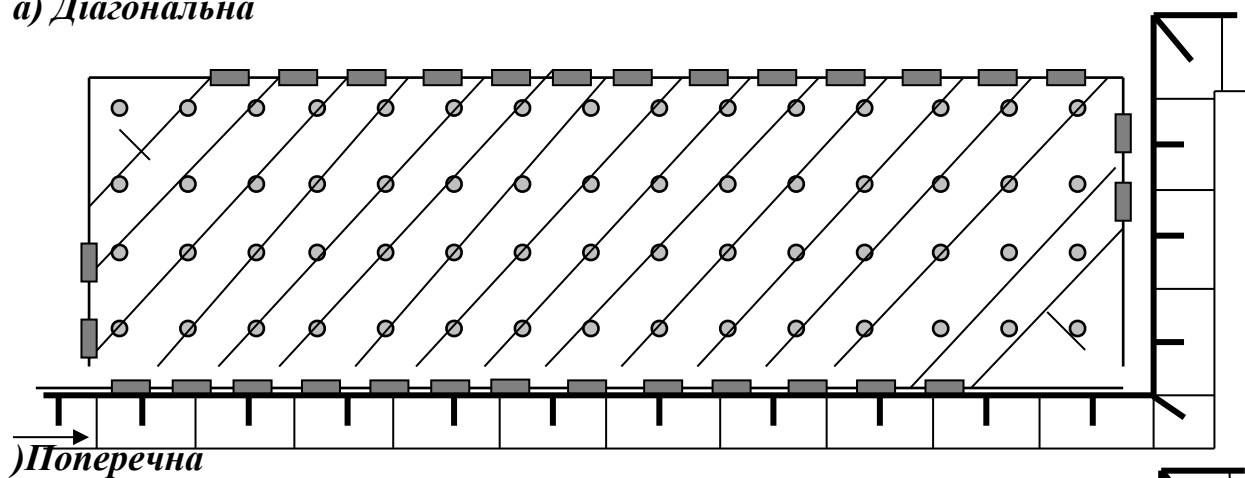


Рис.6. Схема з'єднання свердловинних зарядів ВР та їх конструкції з водою
 L_1 - довжина забійки 1; L_2 – довжина неводостійкого заряду 2;
 L_3 – довжина водостійкого заряду 4 ; 3 – бойовик; 5 – піротехнічне
сповільнююче реле ; ЕД – електродетонатор; МС – мінна станція;

а) Діагональна



в) Врубова трапеційна

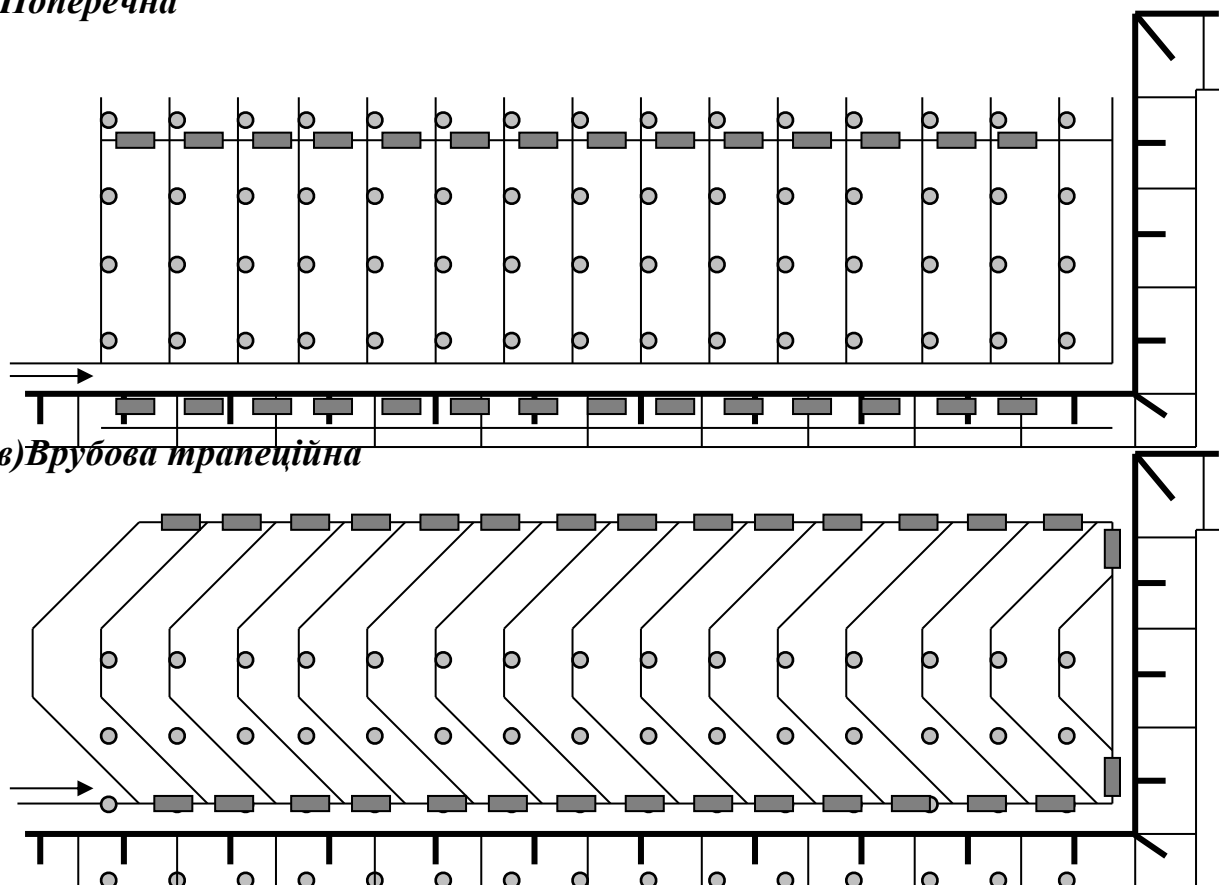


Рис. 7. Схеми комутації мережі свердловинних зарядів з використанням піротехнічних уповільнювачів з початком ініціювання з тильної частини

7.5 Визначення параметрів БВР при короткосповільненому підриванні з неелектричною системою ініціювання типу «Нонель»

Усі сучасні неелектричні системи ініціаціювання типу «Нонель» (НСІ) повністю безпечні до різного роду електромагнітним наведенням і, при цьому, дозволяють створювати схеми підривання зарядів з практично необмеженими можливостями управління процесами руйнування масивів гірських порід. Існує велика кількість як вітчизняних так і іноземних виробників, що випускають неелектричні системи ініціювання хвилеводом, а саме, Нонель, Імпульс, система "ОПСИН", Пріма-Ера та ін.

Розглянемо вітчизняну систему, що розроблена Державним підприємством «Науково-виробниче об'єднання «Павлоградський хімічний завод».

Система Пріма-Ера є водостійкою з підвищеною безпекою виробництва і застосування, призначена для ініціації проміжних детонаторів і патронів бойовиків при веденні вибухових робіт на денній поверхні, в забоях підземних виробок (у копальнях і шахтах, безпечних по газу і пилу), при будівництві тунелів, а також під водою. Дозволяє створювати схеми миттєвого і уповільненого підривання з широким діапазоном інтервалів уповільнення.

За замовленням споживача НСІ Пріма-Ера може комплектуватися різними типами елементів: Пріма-Ера-С з'єднувач (коннектор), Пріма-Ера-Д детонатор, Пріма-Ера-СД подвійна, Пріма-Ера-Т (Пріма-Ера-Тм) тунельна.

Пріма-Ера-С з'єднувач (коннектор) поверхнева, являє собою комплект, що складається з капсуля-детонатора(КД) №6 з уповільненням 0, 9, 25, 42,89 67, 109 і 176 мс із стандартним інтервалом уповільнення і хвилеводу. Система призначена для передачі і розподілу імпульсу, що ініціює, при веденні вибухових робіт на денній поверхні, на відкритих гірських розробках. Конструкція пластикового коннектора дозволяє виробляти комутацію до шести хвилеводів, а також при необхідності проводити перекомутацію мережі, виконувати роботи в зимовий час і забезпечувати виключення руйнування поверхневого комутуючого ланцюга.

ПРІМА-ЕРА-Д детонатор внутрішньосвердловинна, є комплектом, що складається з КД №8 з уповільненням від 0 до 400 мс з інтервалом 100 мс, від 400 до 500 мс з інтервалом 25 мс і хвилеводу. Призначена для ініціювання проміжних детонаторів і патронів-бойовиків при підриванні свердловинних зарядів.

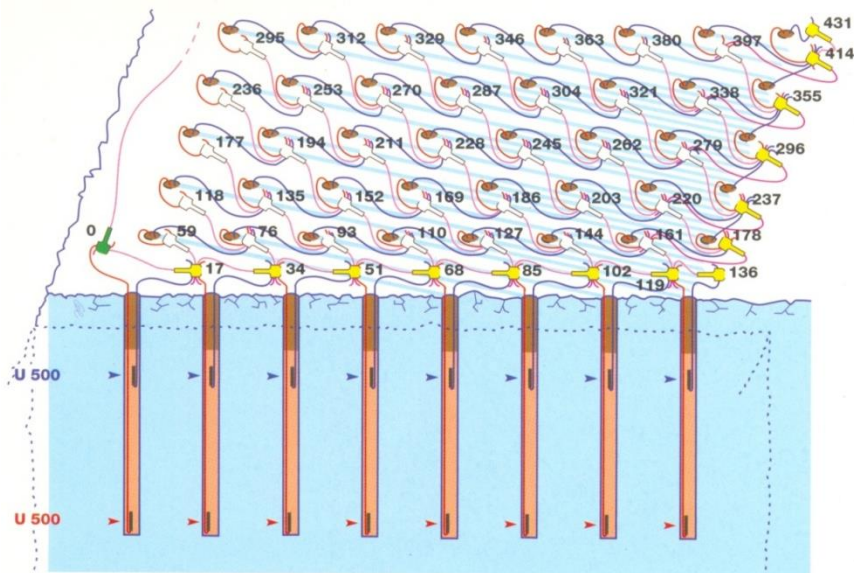
ПРІМА-ЕРА-С і ПРІМА-ЕРА-Д призначені для спільного використання при комутації вибухової мережі при веденні вибухових робіт на денній поверхні.

ПРІМА-ЕРА-СД подвійної дії, є комплектом, що складається з КД № 6 з уповільненням аналогічно Пріма-ера-С, оснащеного з'єднувачем (коннектором) відповідного кольору і КД №8 з уповільненням аналогічно ПРІМА-ЕРА-Д, сполучених між собою хвилеводом. Кінець системи з КД №8 використовується усередині свердловини, а кінець системи з КД №6 за допомогою коннектора з'єднується з наступним хвилеводом системи для комутації вибухової мережі.

ПРІМА-ЕРА-Т тунельна є комплектом, що складається з КД №8 з уповільненням від 100 до 400 мс з інтервалом 100 мс, від 400 до 500 мс з інтервалом 25 мс, від 500 до 6000 мс з інтервалом 500 мс, від 6000 до 9000 мс з інтервалом 1000 мс і хвилеводом. Система призначена для ведення вибухових робіт в підземних гірських виробках безпечних по газу і пилу.

Хвилевід системи ПРІМА-ЕРА призначений для передачі детонаційної хвилі від пристрою, що ініціює, до капсуля-детонатора і є порожнистою пластиковою трубкою блакитного, жовтого або помаранчевого кольору із зовнішнім діаметром $(3,00 \pm 0,15)$ мм. На внутрішню поверхню трубки на несено активна речовина масою 20 мг/п. м. довжини, що має швидкість передачі імпульсу до 2000 м/с. Це необхідно враховувати при побудові і розрахунках схем підривання.

а



б

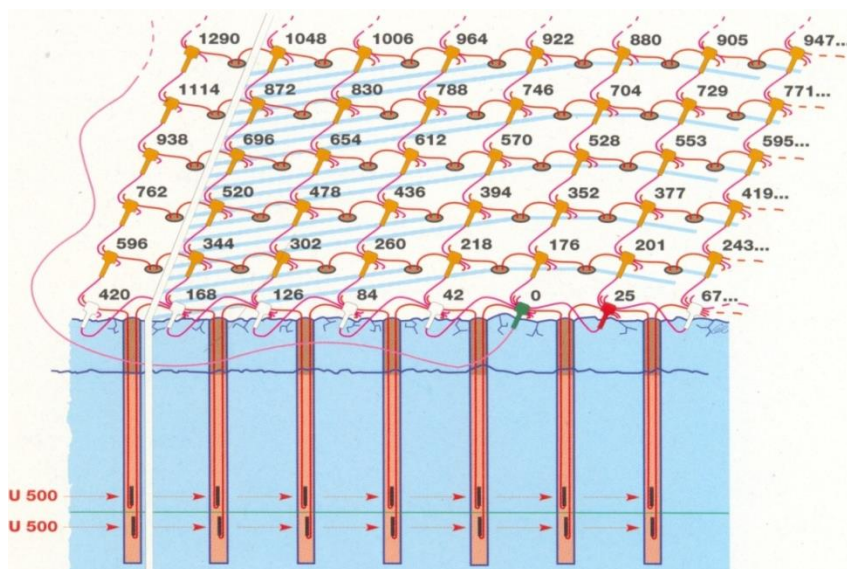


Рис. 8. Схеми комутації мережі свердловинних зарядів з використанням неелектричної системи ініціювання типу «Нонель». а – діагональна схема, б – врубова схема підривання.

7.6 Вибух на викидання

Підривання на викидання здійснюють для утворення каналів, канав та профільних виїмок різного призначення, а також для утворення насипів, гребель. Підривання на викидання проводиться методами зосереджених зарядів, горизонтальних подовжених зарядів і свердловинними зарядами.

Розрахунок параметрів зосереджених зарядів і воронки викидання

Радіус воронки

$$r = n \cdot W,$$

де n – показник дії вибуху; W – ЛНО.

Показник дії вибуху

$$n = r/W.$$

Видима глибина воронки викидання H_v залежить від показника дії вибуху і властивостей ґрунту:

$$H_v = \epsilon_v \cdot W \cdot (2n - 1)$$

ϵ_v – емпіричний коефіцієнт, що залежить від властивостей ґрунтів.

Для скельних порід при $n \leq 2$ з достатньою вірогідністю можливо прийняти $\epsilon_v = 0,33$ і визначити глибину воронки за формулою:

$$H_v = 0,33 \cdot W \cdot (2n - 1)$$

При $n > 2$ в стисливих ґрунтах видима глибина воронки викидання визначається:

$$H_v = W + R_{c.c.},$$

де $R_{c.c.}$ – радіус зони стиснення ґрунту при підриванні зосередженого заряду, м

$$R_{c.c.} = 0,062 \sqrt[3]{U \cdot Q_v}$$

U – коефіцієнт пропорційності, що враховує властивості ґрунтів до стискання при дії вибуху. Для скельних порід $U=10$, для нескельних порід середньої міцності $U=150$, для глин $U=250$; Q_v – маса зосередженого заряду викидання, кг.

Для визначення маси зосередженого заряду викидання існує декілька формул.

$$Q_v = q_n \cdot W_3 (0,4 + 0,6n^3) \quad Q_v = q_n$$

де q_n – питома витрата ВР для нормального викидання, кг/м³; $f(n) = 0,4 + 0,6n^3$ в залежності від показника дії вибуху, має наступні значення:

n	1	1,25	1,5	1,75	2	2,25	2,5	2,75	3
$f(n)=0,4+0,6n^3$	1	1,57	2,42	3,61	5,2	7,23	9,77	12,88	16,6

При значенні $W > 25$ використовують формулу з поправкою Г.І.Покровського:

$$Q_v = q_n \cdot W_3 \cdot (0,4 + 0,6n^3) \sqrt{W/25}$$

Для визначення маси подовженого заряду викидання формула В.І. Гущина:

$$Q_v = q_n \cdot W_3 (A \cdot n^3 - A \cdot n^2 + 1),$$

де A – емпіричний коефіцієнт.

При $1,1 < n < 2,1$ $A = 3,1 - n$; при $n > 2,1$ $A = 1$. В залежності від показника дії вибуху

$f(n) = A \cdot n^3 - A \cdot n^2 + 1$ має наступні значення

n	1	1,25	1,5	1,75	2	2,25	2,5	2,75	3
$f(n) = A \cdot n^3 - A \cdot n^2 + 1$	1	1,72	2,8	4,1	5,4	7,33	10,37	14,24	19

Ширина розвалу, як відстань від осі воронки до кінця розвалу визначається за формулою:

$$B_p = 5 \cdot n \cdot W.$$

Висота розвалу:

$$h_p = 0,6 \cdot W/n.$$

Радіус дії вибуху у воронці викидання:

$$R_v = W \sqrt{n^2 + 1}.$$

Відстань між зосередженими зарядами викидання в ряду:

$$A = 0,5 \cdot W(n + 1).$$

Відстань між рядами зосереджених зарядів викидання:

$$B = 0,42 \cdot W(n + 1)$$

При підіриванні на викидання на косогорі маса зосередженого заряду:

$$Q_{v.c.} = q_n \cdot W_3 (0,4 + 0,6n^3) \sqrt{\cos \xi},$$

де ξ - кут нахилу поверхні косогору $\xi > 20$ град.

Приклад 1.

Визначити показник дії вибуху при закладанні одного зосередженого заряду на глибину 12м. Висота заряду в камері $h_3=3,2$ м. Розрахунковий діаметр воронки викидання $D_v = 41,6$ м

Роз'язок:

1.Складаємо схему розміщення заряду викидання (рис 5)

2. Визначаємо ЛНО:

$$W = H_3 - h_3/2 = 12 - 3,2/2 = 10,4 \text{ м.}$$

H_3 – глибина залягання заряду, дорівнює відстані від поверхні землі до підшови зарядної камери, м.

3. Визначаємо значення показника дії вибуху:

$$N = D_v/2W = 41,6/(2 \cdot 10,4) = 2$$

воронки викидання.

Приклад 2.

Вибухом зосередженого заряду необхідно утворити воронку діаметром $D_v = 36$ м. Питома витрата ВР для зарядів нормального викидання в даних породах складає $q_n = 1,2$ кг/м³, $W = 12$. Визначити масу зосередженого заряду викидання.

Роз'язок:

1.Складаємо схему розміщення заряду (рис 5).

2. Знаходимо значення показника дії вибуху:

$$n = D_v/(2W) = 36/(2 \cdot 12)=1,5.$$

3. Визначаємо масу зосередженого заряду викидання за формулою:

$$Q_v=q_n \cdot W_3(0,4 + 0,6n^3) = 1,2 \cdot 123(0,4 + 0,6 \cdot 1,5^3) \approx 5020 \text{ кг.}$$

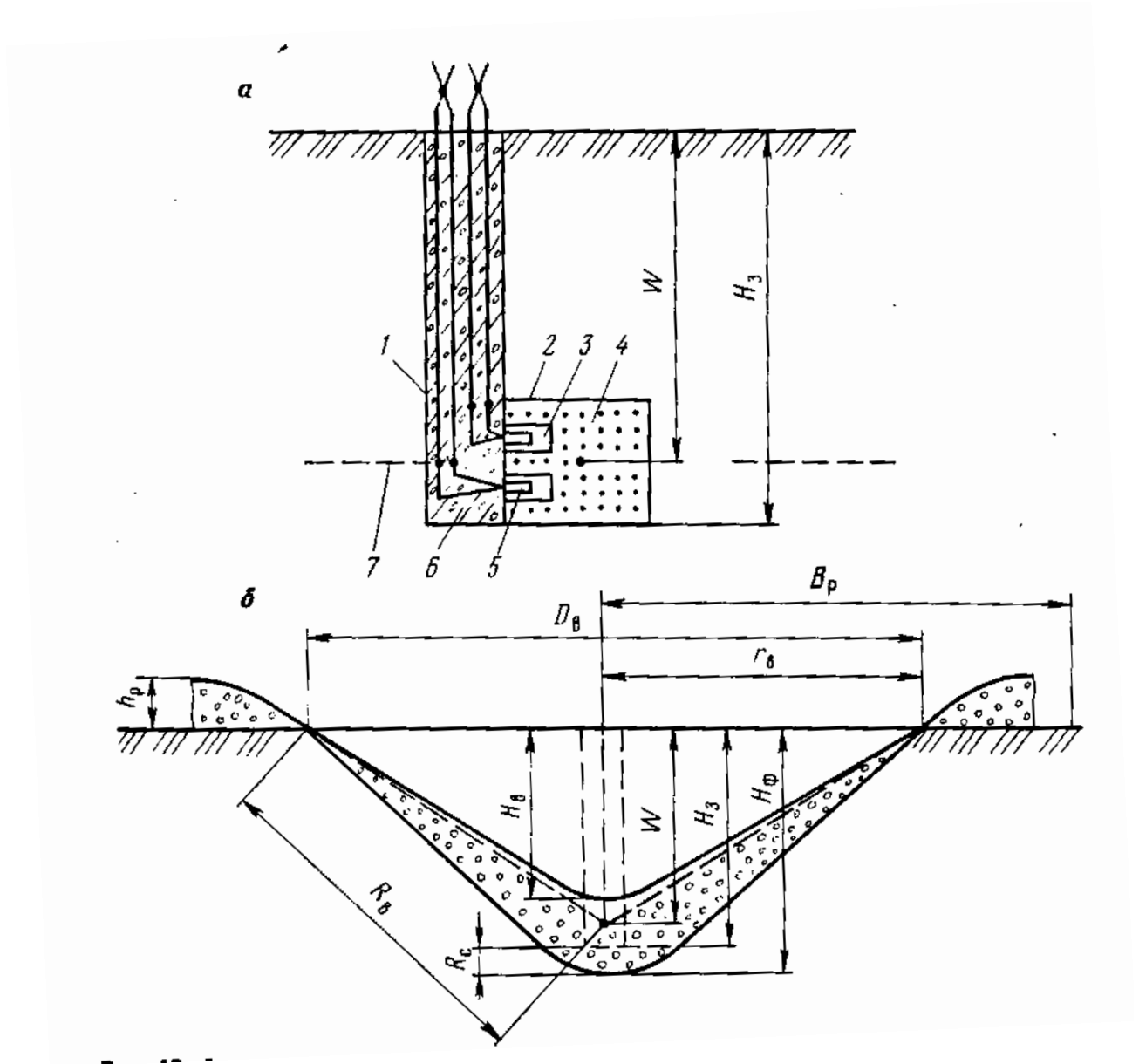


Рис 5 Схема розміщення зосереджених зарядів (а) і параметри воронки викидання (б)

1 – шурф, 2 – зарядна камера, 3 – бойовик, 4 – заряд ВР, 5 – електродетонатор, 6 – забивка, 7 – проектний контур дна виїмки, W – ЛНО, H_3 – глибина залягання заряду, r_b – радіус воронки викидання, B_p – ширина навалу порід, h_p – висота навалу порід, H_ϕ – глибина виїмки в момент вибуху, H_v – видима глибина виїмки, R_c – величина стиснення ґрунтів, R_b – радіус дії вибуху, D_b – діаметр

Приклад 2.

Виїмку довжиною 525м і шириною по верху $B = 60$ м в ґрунтах з коефіцієнтом пропорційності $U = 10$ необхідно утворити вибухом зосереджених зарядів

викидання. Визначити відстань між зарядами, загальну масу зарядів і глибину виїмки при однорядному підриванні, якщо $W = 12$ м, $q_n = 1,5$ кг/м³.

Рішення:

1.Складаємо принципову схему однорядного розміщення зарядів викидання (рис. 6).

2.Визначаємо значення n для профільних виїмок

$$N = B / (2 \cdot W) = 60 / (2 \cdot 12) = 2,5$$

3. Визначаємо масу зосередженого заряду при $n = 2,5$ $A = 1$:

$$Q_B = q_n \cdot W_3 (An^3 - An^2 + 1) = 1,5 \cdot 12 (1 \cdot 2,5^3 - 1 \cdot 2,5^2 + 1) = 26880 \text{ кг}$$

4. Радіус сфери стиснення ґрунту:

$$R_{c.c.} = 0,062 \sqrt[3]{U \cdot Q_B} = 0,062 \sqrt[3]{10 \cdot 26880} = 3,9 \text{ м}$$

5. Оскільки $n > 2$, глибина виїмки визначається:

$$H_B = W + R_{cc} = 12 + 3,9 = 15,9 \text{ м}$$

6. Визначаємо відстані між зарядами викидання:

$$A = 0,5 \cdot W (n + 1) = 0,5 \cdot 12 \cdot (2,5 + 1) = 21 \text{ м}$$

7. Визначаємо число зарядів:

$$N = L_B / a = 525 / 21 = 25 \text{ шт}$$

L_B – довжина виїмки, утвореної вибухом на викидання, м. При розрахунку числа зарядів торцевої дії двох крайніх зарядів не враховують.

8. Визначаємо загальну масу зарядів викидання:

$$Q_{\text{заг}} = Q_B \cdot N = 26880 \cdot 25 = 672000 \text{ кг.}$$

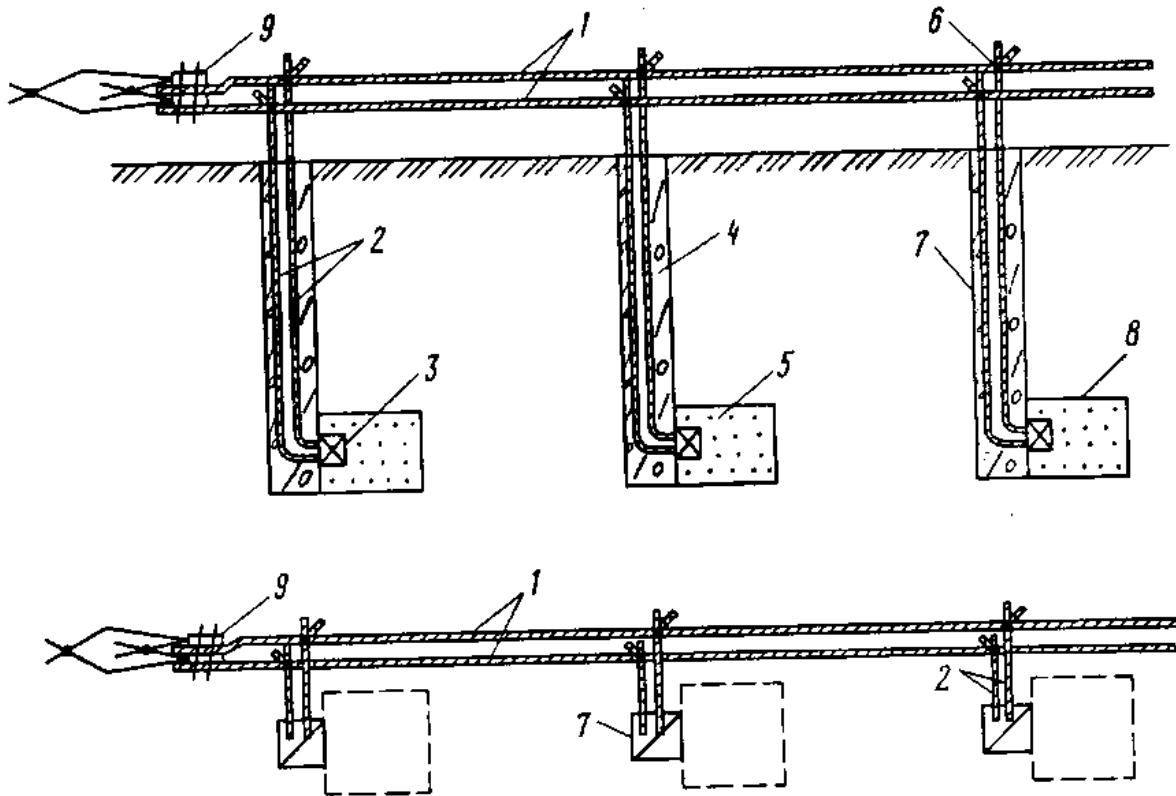


Рис 6 Схема однорядного розміщення зосереджених зарядів викидання
 1 – підривна мережа ДШ, 2 – відрізки ДШ, 3 – бойовик, 4 – забивка, 5 – зосереджений заряд викидання, 6 – морський вузол ДШ, 7 – шурф, 8 – зарядна камера, 9 – електродетонатори.

Розрахунок подовжених горизонтальних зарядів викидання

Для утворення профільних виїмок на викидання використовують подовжені горизонтальні заряди, розміщених в зарядних траншеях, штольнях і спеціальних зарядних виробках (рис 7).

Масу подовженого горизонтального заряду викидання визначають за формулою В.І. Гущина.

Маса заряду на 1м виїмки:

$$C_b = q_n \cdot W^2 (n^2 + 0,4n - 0,4)$$

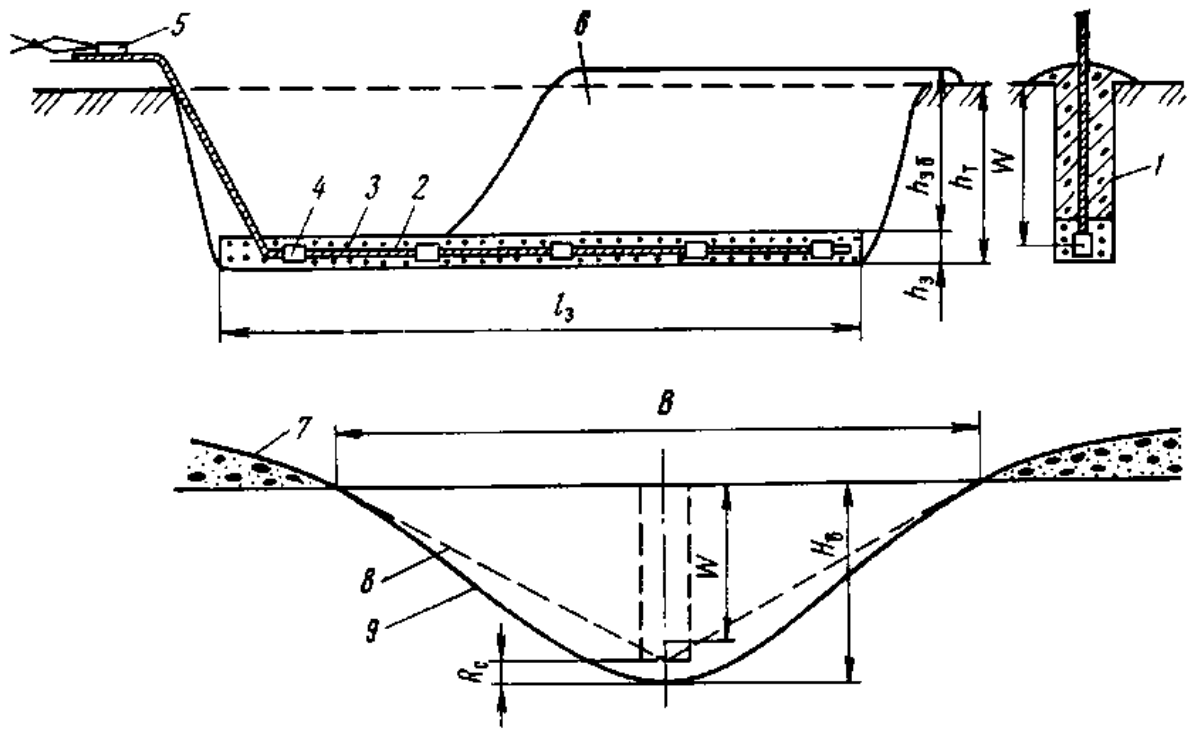


Рис 7 Схема розміщення подовженого горизонтального заряду викидання
 1 – зарядна траншея, 2 – підривна мережа з ДШ, 3 – подовжений горизонтальний заряд, 4 – шашка-детонатор, 5 – електродетонатор, 6 – забивка, 7 – навал породи, 8 – проектний профіль виїмки, 9 – фактичний профіль виїмки, h_t – глибина зарядної траншеї, H_b – фактична глибина виїмки, W – ЛНО, $h_{зб}$ – висота забивки, R_c – радіус стиснення, h_z – висота заряду, l_z – довжина заряду, B – ширина канави поверху.

Загальна маса подовженого горизонтального заряду:

$$Q_v = q_n \cdot W^2 (n^2 + 0,4n - 0,4) K_{зб} \cdot l_z = C_v \cdot K_{зб} \cdot l_z$$

де l_z – довжина заряду, м; $K_{зб}$ – коефіцієнт забивки.

Для зарядних штолень і штреків $K_{зб} = 1$; для траншей без забивки і без води $K_{зб} = 1,05 \dots 1,2$. Нижня межа – для стисливих ґрунтів (торфу, глини), верхня – для міцних скельних порід.

Для обводнених траншей з ґрунтовою забивкою $K_{зб} = 1 \dots 1,1$. Нижня межа для стисливих ґрунтів при повній забивці чи обводненості траншеї, верхня – для скельних порід з частиною забивки.

Видима глибина виїмки при $n > 2,5$:

$$H_B = W + \epsilon_{\Pi} \sqrt{C_B},$$

де C_B – маса подовженого заряду на 1м виїмки, кг; ϵ_{Π} – коефіцієнт пропорційності стискання ґрунтів. Для скельних порід $\epsilon_{\Pi} = 0,3 \dots 0,4$; для глинистих $\epsilon_{\Pi} = 0,4 \dots 0,45$; для торфів $\epsilon_{\Pi} = 0,4 \dots 0,5$. Для напівскельних порід $\epsilon_{\Pi} = 0,15-0,25$, H_B – видима глибина виїмки, м.

При $n < 2,5$

Діаметр подовженого горизонтального заряду:

$$D_{ГЗ} = \sqrt{\frac{4 \cdot C_B}{\pi \cdot \Delta}},$$

де C_B – маса 1м подовженого заряду, кг; Δ – щільність заряджання, кг/м³

При $n > 2,5$

$$W = H_B - R_{сж},$$

де $R_{сж}$ – радіус стиснення ґрунтів при вибуху горизонтального заряду викидання, м.

$$R_{сж} = \epsilon_{\Pi} \sqrt{C_B}$$

При $n < 2,5$:

$$W = \frac{3 \cdot H_B}{2n - 1}$$

Приклад 1.

Визначити загальну масу подовженого горизонтального заряду для утворення каналу довжиною 400м, глибиною $H_B = 4$ м, шириною по верху $B = 16$ м в глинистих ґрунтах. Подовжений заряд розміщується в зарядній обводненій траншеї і має $K_{зб} = 1,05$. Лінійна витрата ВР $q_n = 1,4$ кг/м³

Роз'язок

1. Складаємо схему розміщення подовженого горизонтального заряду викидання (рис. 7).

2. Приймаємо $W = H_B$.

$$n = B / (2W) = 16 / (2 \cdot 4) = 2$$

3. Перевіряємо правильність знайдених значень n і W розрахунком глибини каналу:

$$H_B = 0,33W(2n - 1) = 0,33 \cdot 4(2 \cdot 2 - 1) = 4 \text{ м}$$

Знайдені значення n і W задовольняють заданій глибині каналу.

4. Знаходимо масу заряду на 1м каналу:

$$C_B = q_n \cdot W^2(n^2 + 0,4n - 0,4) = 1,4 \cdot 4^2(2^2 + 0,4 \cdot 2 - 0,4) = 98,6 \text{ кг}$$

5. Визначаємо загальну масу подовженого горизонтального заряду:

$$Q_y = C_B \cdot K_{36} \cdot l_3 = 98,6 \cdot 1,05 \cdot 400 = 41412 \text{ кг.}$$

Приклад 2.

Подовжений горизонтальний циліндричний заряд викидання утворює при вибуху канал шириною по верху $B = 10,8\text{м}$ при $q_n = 1,6 \text{ кг/м}^3$, $W = 3,6 \text{ м}$.

Визначити видиму глибину каналу і діаметр заряду при $\Delta = 0,9 \text{ кг/м}^3$.

Роз'язок:

1. Складаємо схему розміщення подовженого заряду викидання (рис. 7).

2. Показник дії вибуху

$$n = B/(2W) = 10,8/(2 \cdot 3,6) = 1,5$$

3. Знаходимо глибину каналу:

$$H_B = 0,33W(2n - 1) = 0,33 \cdot 3,6(2 \cdot 1,5 - 1) = 2,4 \text{ м}$$

4. Знаходимо масу подовженого горизонтального заряду викидання на 1м :

$$C_B = q_n \cdot W^2(n^2 + 0,4n - 0,4) = 1,6 \cdot 3,6^2(1,5^2 + 0,4 \cdot 1,5 - 0,4) = 50,8 \text{ кг}$$

5. Визначаємо діаметр подовженого заряду викидання:

$$D_{ГЗ} = \sqrt{\frac{4C_B}{\pi \cdot \Delta}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 50,8}{3,14 \cdot 900}} = 268 \text{ мм}$$

Приймаємо $D_{ГЗ} = 270 \text{ мм}$.

Визначення величини небезпечної зони

Визначення радіусу сейсмічної зони у разі неодночасного підривання N зарядів ВР загальною масою Q з часом сповільнення між вибухами кожного заряду не менше ніж 20 мс виконується за формулою:

$$r_c = \frac{K_r K_c \alpha}{N^{1/4}} Q^{1/3}. \quad (12.13)$$

При визначанні N і Q можна не враховувати заряди, маса яких в 3 і більше рази менше маси максимального заряду в групі.

У разі, коли відстань r_i від крайніх зарядів масою q_i до об'єкта, який охороняють, відрізняється більше ніж на 20%, останній буде перебувати поза сейсмічно небезпечною зоною за умови:

$$\left(\frac{K_r K_c \alpha}{N^{1/4}} \right)^3 \sum_{i=1}^N \frac{q_i}{r_i^3} \leq 1. \quad (12.14)$$

При визначанні N не враховують заряди, для яких величина q_i/r_i^3 в 3 і більше рази менше максимальної із всієї вибухової групи.

де: K_r - коефіцієнт, який залежить від властивостей ґрунту в основі захищеної споруди;

K_c - коефіцієнт, який залежить від стану захищеної споруди;

α - коефіцієнт, який залежить від показника дії вибуху;

N - кількість груп зарядів, шт.;

Q - загальна вага заряду, кг;

(СПБВР вид.1992 р., додаток №8, табл. 2-3-4).

При підриванні групи зарядів із сповільненням між вибухами в окремій групі менше ніж 20 мс кожен таку групу треба розглядати як окремий заряд із загальною масою для групи; r_c визначати за формулами (12.13), (12.14), де N – число груп.

Наведені в пп. 12.3.1-12.3.2 методи визначання безпечних відстаней стосуються будівель, які перебувають у задовільному технічному стані.

За наявності пошкоджень у будівлях (тріщин у стінах тощо) безпечні відстані, визначені за формулами (12.13), (12.14), треба збільшити. Це збільшення встановлюють за висновками спеціалізованих організацій. При відсутності таких висновків безпечні відстані треба збільшити не менше ніж у 2 рази або обмежити

параметри вибуху розрахунками виконаними по методики, яка приведена наступному 8-му розділі.

Значення коефіцієнта K_f

Таблиця 9

Скельні породи щільні, непорушені	5
Скельні породи, порушені, неглибокий шар м'яких ґрунтів на скельній основі	5
Необводнені піщані й глинисті ґрунти глибиною більше ніж 10 м	12
Обводнені ґрунти й ґрунти з високим рівнем ґрунтових вод	15
Водонасичені ґрунти	20

Примітка. У разі, коли характеристика ґрунту не повною мірою відповідає наведеній вище або відома орієнтовно, слід приймати для розрахунку найближче більше значення коефіцієнта K_f .

Таблиця 10

Значення коефіцієнта K_c

Поодинокі будівлі й споруди виробничого призначення із залізобетонним або металевим каркасом	1
Поодинокі будівлі висотою не більше двох-трьох поверхів із цегляними та подібними стінами	1,5
Невеликі житлові селища	2

Примітка. При вибуху на відстані менше ніж 100 м від будівель чи споруд сейсмічна дія вибуху має локальний характер, і тому визначена за допомогою формули (12.10) гранично допустима маса заряду є заниженою. Допустимо за необхідності збільшувати цю масу.

Таблиця 11 Значення коефіцієнта α

Камуфлетний вибух і вибух на розпушування	1
Вибух на викидання	0,8
Вибух напівзаглибленого заряду	0,5

Примітки:

1. При розміщенні заряду у воді або у водонасичених ґрунтах значення коефіцієнта треба збільшити в 1,5-2 рази.
2. При підриванні зовнішніх зарядів на поверхні землі сейсмічну дію не враховують.

7.7 Визначення сейсмобезпечних параметрів вибухів і відстаней для будівель з пошкодженнями

1 Швидкість коливань ґрунту від вибуху одного зосередженого заряду ВР (V), в сантиметрах за секунду, обчислюють за формулою:

$$V = K \left(\frac{Q^{1/3}}{r} \right)^{1,5}, \quad (2)$$

де K – коефіцієнт, який залежить від умов проведення вибуху та поширення сейсмічних вибухових хвиль;

Q – маса зосередженого заряду ВР, кг;

r – відстань від заряду до пункту спостереження, м;

1,5 – коефіцієнт затухання інтенсивності сейсмічних коливань.

2 Коефіцієнт K , який об'єднує кілька чинників, що по-різному впливають на швидкість коливань ґрунту, обчислюють як добуток ряду коефіцієнтів:

$$K = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3,$$

де K_1 – коефіцієнт, який враховує особливості ґрунту, що підлягає висаджуванню;

K_2 – коефіцієнт, який враховує особливості ґрунту під фундаментом будівлі, $K_2 = \sqrt{\gamma V_p / (\gamma V_p)_\phi}$ (γ і V_p – об’ємна маса ґрунту, який підлягає висаджуванню та швидкість поширення в ньому поздовжньої хвилі; $(\gamma V_p)_\phi$ – те саме під фундаментом будівлі);

K_3 – коефіцієнт, який враховує сезонність робіт і має значення: весна і осінь – 1,0; зима – 0,9; літо – 0,8.

3 Значення коефіцієнтів K_1 і K_2 наведені в таблицях 5 і 6 відповідно.

Таблиця 12

Ґрунт, що підлягає висаджуванню	Значення K_1
Скельний вище середньої міцності ($f = 13\text{--}16$)	200
Скельний нижче середньої міцності ($f = 8\text{--}12$)	180

Таблиця 13

Ґрунт під фундаментом будівлі, яка підлягає збереженню	Значення K_2
Скельний цільний	1,0
Скельний тріщинуватий, порушений	1,6
Галечникові і щебеневі	2,3
Піщані і глинисті	2,6
Насипні і ґрунтові	5,0

4 Сейсмобезпечну відстань під час вибуху зосередженого заряду ВР (r_c), у метрах, обчислюють за формулою:

$$r_c = \left(\frac{K}{V_{\text{доп}}} \right)^{2/3} \cdot Q^{1/3}, \quad (3)$$

де K і Q – ті самі значення, що і в формулі (2);

$V_{\text{доп}}$ – допустима швидкість коливань ґрунту біля фундаменту об'єкта, який підлягає збереженню, відповідно до таблиці 3 або рисунка 1, см/с.

5 Сейсмобезпечну масу зосередженого заряду ВР (Q), в кілограмах, обчислюють за формулою:

$$Q = \left(\frac{V_{\text{доп}}}{K} \right)^2 \cdot r_c^3, \quad (4)$$

де значення параметрів ті самі, що і в формулі (3).

6 Період коливань ґрунту у поверхневій (головній) хвилі під час висаджування зосередженого заряду ВР у ґрунті (T), в секундах, обчислюють за формулою:

$$T = 0,006 \cdot Q^{1/6} \cdot \left(\frac{r}{Q^{1/3}} \right)^{0,44}$$

, (5)

де Q – маса зосередженого заряду ВР, кг;

r – відстань від заряду до пункту спостереження, м;

7 Частоту коливань ґрунту (f), в герцах, обчислюють за формулою:

$$f = 1/T. \quad (6)$$

8 Кількість рядів свердловинних зарядів (m) і кількість свердловинних зарядів у ряду (N) залежить від розміру породного блока, технічних і технологічних чинників. Свердловинні заряди в ряду висаджуються одночасно чи окремо, а ряди – із застосуванням короткоуповільненого способу.

У разі вибору оптимальних параметрів короткоуповільненого способу висаджування сейсмічний ефект (швидкість коливань ґрунту (V), в сантиметрах за секунду) від висаджування всього блока дорівнює сейсмічному ефекту від висаджування одного ряду свердловинних зарядів (на один ступінь уповільнення) або однієї свердловини з інтервалом уповільнення між вибухом кожного ступеня не менше ніж 17 мс [5], який обчислюють за формулою:

$$V = K \cdot N \left(\frac{Q_{\text{еф}}^{1/3}}{r} \right)^{1,5}, \quad (7)$$

де K – об'єднувальний коефіцієнт, який залежить від умов проведення вибуху та поширення сейсмічних вибухових хвиль;

N – кількість свердловинних зарядів, що висаджуються одночасно в групі (на один ступень уповільнення) або окремо;

r – відстань від пункту спостереження до блока, який підлягає висаджуванню, м;

$Q_{\text{еф}}$ – ефективна маса, що характеризує кожний окремий свердловинний заряд із ряду розосереджених зарядів за відношенням до виходу енергії у загальний хвильовий процес у результаті одночасного їх висаджування та взаємодії зарядів $Q_{\text{еф}} = Q_1 [(1-1/N) \cdot c + 1/N]$ (Q_1 – маса окремого свердловинного заряду, кг; c – відносна відстань між свердловинними зарядами, м), кг.

Відносну відстань між свердловинними зарядами (c), в метрах, обчислюють за формулою:

$$c = \frac{a}{9\sqrt[3]{Q_1}}, \quad (8)$$

де a – відстань між свердловинами за проектом вибухових робіт, м.

9 Коефіцієнт K , який залежить від умов проведення вибуху та поширення сейсмічних вибухових хвиль, обчислюють як добуток ряду коефіцієнтів, кожний з яких враховує один з чинників:

$$K = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot K_6 \cdot K_7, \quad (9)$$

де K_1 , K_2 і K_3 відповідно до 8.2;

K_4 – коефіцієнт орієнтації об'єкта відносно блока, що підлягає висаджуванню;

K_5 – коефіцієнт ступеня свободи масиву, що підлягає висаджуванню;

K_6 – коефіцієнт, який ураховує діаметр заряду. У разі інших значень діаметра заряду, наведених у таблиці 9, $K_6 = 140d_z^{-0,9}$ (d_z – діаметр заряду, мм);

K_7 – коефіцієнт, який ураховує вплив кількості груп зарядів (ступенів уповільнення) на сейсмічний ефект короткоуповільненого висаджування. У разі кількості груп зарядів більше ніж 10 $K_7 = 1,08 / \sqrt[3]{m}$ (m – кількість груп зарядів).

10 Значення коефіцієнтів K_4 , K_5 , K_6 , K_7 наведено у таблицях 7–10 відповідно.

Таблиця 14

Розташування об'єкта, який підлягає збереженню	Значення K_4
У тилу блока, що підлягає висаджуванню	1,00
У фланзі блока, що підлягає висаджуванню: детонація зарядів у блоці спрямована в протилежний від об'єкта бік	0,65
У фланзі блока, що підлягає висаджуванню: детонація зарядів у блоці спрямована в бік об'єкта	0,85
Перед блоком, що підлягає висаджуванню	0,70

Таблиця 15

Умови висаджування	Значення K_5
У звичайному фронтальному забої	1,0
У забої з однією вільною поверхнею (проходження траншей на всю довжину і перетин одночасно, висаджування на неприбрану гірничу масу, за числа рядів свердловинних зарядів більше ніж чотири, висаджування в затисненому середовищі тощо)	2,0
У ціликах з (4–5) вільними поверхнями	0,5

Таблиця 16

d_3 , мм	180	215	245	280	320
K_6	1,3	1,1	1,0	0,9	0,8
Примітка. Сейсмічний ефект під час вибуху свердловинних зарядів різного діаметра визначають згідно з формулою (7).					

Таблиця 17

Кількість груп (ступенів уповільнення)	3	4	5	6	7	8	9	10
K_7	0,75	0,68	0,63	0,6	0,56	0,54	0,52	0,5

11. Сейсmobезпечну відстань за умов короткоуповільненого висаджування блока рядами розосереджених свердловинних зарядів (r_c), у метрах, обчислюють за формулою:

$$r_c = \left(\frac{K \cdot N}{V_{\text{доп}}} \right)^{\frac{2}{3}} \cdot Q_{\text{еф}}^{\frac{1}{3}}. \quad (10)$$

12. Сейсmobезпечну кількість свердловинних зарядів, розосереджених в одному ряду (на один ступінь уповільнення), у разі масового вибуху (N_c), обчислюють за формулою:

$$N_c = \frac{V_{\text{доп}}}{K} \left(\frac{r}{Q_{\text{еф}}^{\frac{1}{3}}} \right)^{1,5}. \quad (11)$$

13 Загальну масу заряду вибухової речовини під час короткоуповільненого висаджування ($Q_{\text{заг}}$), в кілограмах, обчислюють за формулою:

$$Q_{\text{заг}} = Q_1 N_c m^t, \quad (12)$$

де t – показник ступеня відповідно до таблиці 11.

Таблиця 18

Швидкість поширення повздовжніх хвиль у масиві, м/с	Раціональний інтервал уповільнення, мс	Показник ступеня, t
Від 2500 до 3000	Від 35 до 40	0,8
» 3000 » 3500	35	0,9
» 3500 » 4000	35	1,0
Більше ніж 4000	Від 10 до 20	1,0

14. Період коливань ґрунту у поверхневій хвилі у разі одночасного висаджування ряду розосереджених свердловинних зарядів (T), в секундах [6], обчислюють за формулою:

$$T = 0,012Q_{\text{л}}^{1/6}(0,015l + 1) \cdot \left(\frac{r}{Q_1^{1/3}} \right)^{0,38}, \quad (13)$$

де $Q_{\text{л}}$ – погонна витрата ВР свердловинного заряду, кг/м ;

l – довжина свердловинного заряду, м;

r – відстань від пункту спостереження до блока, що підлягає висаджуванню, м;

Q_1 – маса ВР одного свердловинного заряду, кг.

15. Для досягнення мінімального впливу сейсмічного ефекту під час масового короткоуповільненого висаджування гірничого масиву необхідно виконувати такі умови:

– кількість ступенів уповільнення повинно бути не менше ніж 3–4, а сейсмічний хвильовий процес оптимального рівня досягається за 10–12 ступенів;

– маси зарядів повинні бути рівномірно розподілені за ступенем уповільнення, крім перших і останніх ступенів, у яких маси зарядів мають бути на 25 % – 30 % менше, ніж в інших ступенях;

– оптимальний інтервал уповільнення (t_3), в мілісекундах, повинен бути у таких межах періоду коливання ґрунту: $\frac{1}{2}T \leq t_3 \leq T$.

Приклади розрахунків сейсмобезпечної відстані для схем підривання з різною системою ініціювання зарядів ВР.

Приведемо приклад розрахунку, оснований на схемі ініціювання, застосованій на Кубачівському кар'єрі.

Для комбінованої схеми (сповільнення – ЕДСД, свердловини ініціюються ДШ) Довжина всього з'єднувального ініціюючого ДШ складає 105м, ініціюються однакові відрізки ДШ по 8 м, тому слід враховувати тільки загальне сповільнення, що створює ДШ. Так як швидкість детонації ДШ $D = 6000 \text{ м/с}$, то $t = L/D = 105/6000 = 17,5 \text{ мс}$. Відстань між свердловинами $L_i = 3 \text{ м}$, час сповільнення між свердловинами, за рахунок ДШ $t_i = L_i/D = 3/6000 = 0,5 \text{ мс}$

Час дії вибуху буде рівним

$$T = 7 \cdot 15 + t = 105 + 17,5/2 = 113,75 \text{ мс},$$

де 7 – кількість груп сповільнення, використаних у вибуху 07.03.2006 р. на Кубачівському кар'єрі вапняків філії „Кам'янець-Подільська ДЕД” на західний борт, 15 мс час сповільнення.

Сейсмічна дія вибуху

$$K_{\text{сейсм}} = Q/T = 2100/113,75 = 18,5,$$

Де $Q = 2100$ кг – маса вибухівки.

Прорахуємо сейсмічну дію вибуху при такій же схемі комутації, але з використанням ДШ в усіх ланках, з використанням вищенаведеної методики розрахунку. Довжина всього з'єднувального ініціюючого ДШ складає 132 м. Застосуємо стандартне сповільнення між групами 20 мс.

$$t_n = t_1 + (\Delta t + L/D)(n-1) = 20 + (20 + 68/6000)(7-1) = 208 \text{ мс},$$

Показник сейсмічності вибуху

$$K_{\text{сейсм}} = Q/T = 2100/208 = 10,1$$

Тепер у схемі використаємо систему ініціювання типу «Нонель», та проведемо аналогічні розрахунки. Ступінь сповільнення згідно з виробничим асортиментом 17 мс. Довжина хвилеводу також становитиме 132 м.

$$t_n = t_1 + (\Delta t + L/D)(n-1) = 17 + (17 + 68/2000)(7-1) = 323 \text{ мс},$$

Сейсмічна дія вибуху

$$K_{\text{сейсм}} = Q/T = 2100/323 = 6,5.$$

Як показали розрахунки, найбезпечнішою схемою ініціювання свердловинних зарядів при масовому вибуху є неелектрична схема типу «Нонель», не враховуючи інших її переваг, в тому числі і нижнє ініціювання заряду в свердловині. В дійсності, використання комбінованої схеми, з електричним сповільненням між групами свердловин 15 мс і ініціюванням ДШ, є порушенням вимог ЄПБ, за яким, окремими групами є ті, сповільнення між якими мінімум 20

мс. Це викликало небезпечну сейсмічну дію вибуху, на що вказують наведені вище розрахунки та сейсмограма, на якій візуалізовано картину нерозділеності сейсмічних хвиль від окремих груп свердловин, що підриваються.

Також розрахунки показали, що схема ініціювання типу «Нонель», із сповільненням 17 мс, не поступається по параметрам сейсмобезпеки схемі ініціювання ДШ 20мс, за рахунок повільнішого проходження ударної хвилі у хвилеводі.

Розрахуємо по формулі ЕПБ (1.1) для 3-х розглянутих вище схем.

Прийmemo $k_r = 12$, $k_c = 2$, $a = 1$.

Для комбінованої схеми (сповільнення – ЕДСД, свердловини ініціюються ДШ) кількість груп у розрахунках буде 4, а не 7, так як по ЄПБ розділеними є групи між якими сповільнення 20 мс. Тому за групу рахуємо заряди зі сповільненням 30 мс (дві групи по 15 мс)

$$R_c = 2 \cdot 12 \cdot 1 \cdot \sqrt[3]{Q} / \sqrt[4]{N} = 217,3 \text{ м}$$

По Єдиним Правилам ведення вибухових робіт отриману відстань необхідно помножити на 2. Отримаємо $R_c = 217,3 \cdot 2 = 434,6 \text{ м}$

Для схеми ініціювання типу «Нонель» зі сповільненням 17 мс радіус безпеки по параметрам сейсміки буде $R_c = 188,9484 \cdot 2 = 377,9 \text{ м}$ $R_c = 188,9484 \cdot 2 = 377,9 \text{ м}$

Таким чином, за даними розрахунків, більш безпечною схемою ініціювання є схема типу «Нонель».

7.8 Визначення безпечних відстаней за дією ударної повітряної хвилі

1. Безпечні відстані за дією ударної повітряної хвилі на застосування під час вибухів свердловинних зарядів рихлення (r_b), у метрах, обчислюють за формулами [2]:

1) за $1000 \text{ кг} \leq Q_e < 5000 \text{ кг}$:

$$r_b = 200 \cdot \sqrt[3]{Q_e}; \quad (18)$$

2) за $2 \text{ кг} < Q_e \leq 1000 \text{ кг}$:

$$r_b = 65 \cdot \sqrt{Q_e}; \quad (19)$$

3) за $Q_e < 2$ кг:

$$r_b = 63 \cdot \sqrt[3]{Q_e^2}; \quad (20)$$

де Q_e – еквівалентна маса заряду, кг.

2. Для групи з N свердловинних зарядів довжиною більше ніж 12 діаметрів заряду еквівалентну масу заряду (Q_e), в кілограмах, обчислюють за формулою:

$$Q_e = 12pdK_3N,$$

(21)

де p – маса ВР в одному метрі свердловини, кг;

d – діаметр свердловини, м;

K_3 – коефіцієнт, який залежить від відношення довжини забивки ($l_{\text{заб}}$), м, до діаметра свердловини (d). Значення коефіцієнта K_3 наведено в таблиці 13;

N – кількість свердловинних зарядів у групі.

Таблиця 19

$l_{\text{заб}}/d$	0	5	10	15	20
K_3	1	0,15	0,02	0,003	0,002

3. За наявності кількох груп зарядів, що висаджуються з уповільненнями, до розрахунку беруть групу з максимальним Q_e . якщо інтервал уповільнення між групами дорівнює 50 мс і більше, то безпечну відстань визначають за формулами (17) – (19). За інтервалом уповільнення від 30 мс до 50 мс безпечна відстань, розрахована за формулами (17) – (19) повинна бути збільшена в 1,2 разу, за інтервалом уповільнення від 20 мс до 30 мс – у 1,5 разу, за інтервалом уповільнення від 10 мс до 20 мс – у 2 рази.

4. Якщо вибухові роботи проводять за температури повітря нижче ніж 0°C , то безпечну відстань, визначену за формулами (17)–(19), потрібно збільшити щонайменше в півтора разу.

12.1.6. Безпечні відстані для людей при вибухових роботах на відкритій місцевості треба приймати не менше ніж зазначено в табл. 12.1.

Мінімально допустимі безпечні відстані для людей. Таблиця 20

Види та методи вибухових робіт	Мінімально допустимі величини радіусів небезпечних зон, м
1	2
I. Підривання на відкритих роботах: 1) метод зовнішніх зарядів у т.ч. кумулятивних 2) метод шпурових зарядів 3) метод котлових шпурів 4) метод малокамерних зарядів (рукавів) 5) метод свердловинних зарядів 6) метод котлових свердловин 7) метод камерних зарядів	300 за проектом 200 ¹ 200 ¹ 200 ¹ не менше ніж 200 ² не менше ніж 300 не менше ніж 300
II. Дроблення валунів зарядами в підкопах	400
III. Корчування пнів	200
IV. Прокладання захисних смуг у ґрунті при боротьбі з лісовими пожежами	50
V. Підривання при посадці насипів на болотах	100
VI. Днопоглиблювальні роботи: 1) без крижаного покриву на поверхні водяного басейну: а) у разі вибуху в нескельних ґрунтах б) у разі вибуху в скельних ґрунтах: шпурових зарядів накладних зарядів менше ніж 100 кг накладних зарядів більше ніж 100 кг	100 50 200 300

2) при крижаному покриві незалежно від властивостей ґрунтів, що зазнають вибуху	200
VII. Льодохідні роботи:	
1) дроблення крижаного покриву товщиною менше ніж 1м	100
2) дроблення льоду товщиною 1-2 м	200
3) руйнування заторів	200
4) вибухові роботи по шугі	50
5) дроблення льоду товщиною більше ніж 2 м і заторів зарядами більше ніж 300 кг	300
VIII. Вибухові роботи з металом:	
1) на відкритих полігонах	за проектом
2) у бронях	30
3) на території заводських майданчиків	за проектом ³
4) у гарячих масивах	30
5) штампування виробів	25

Закінчення таблиці 20

1	2
IX. Завалювання будинків і споруд	100
X. Дроблення фундаментів	200
XI. Прострілювання шпурів для утворення котлових зарядів	50
XII. Прострілювання свердловин для утворення котлових зарядів	100
XIII. Торпедування та перфорації нафтових, газових і артезіанських свердловин	50
XIV. Вибухи для сейсмічної розвідки:	
1) у шурфах і на земній поверхні	100
2) у свердловинах	30
XV. Вибухові роботи на будмайданчику	за проектом ³

- ¹ У разі вибухів на косогорах у напрямку вниз по схилу величину радіуса небезпечної зони визначають з урахуванням кута косогорності.
- ² Радіус небезпечної зони зазначений для випадку вибуху зарядів із забійкою.
- ³ В проекті треба визначати заходи для забезпечення безпеки людей.

7.9 Визначення відстаней, безпечних за розкиданням кусків породи при масових вибухах свердловинних зарядів на кар'єрах

Величина небезпечної зони від розльоту окремих кусків породи

Мінімально припустимі безпечні відстані (м) при різних видах і методах ведення робіт наступні.

1. Відстань $r_{роз}$, небезпечна для людей за розкиданням окремих кусків породи при вибуху свердловинних зарядів, розрахованих на дроблення та розпушування гірського масиву, визначають за формулою:

$$r_{роз} = 1250\eta_3 \sqrt{\frac{f}{1+\eta_{заб}} \frac{d}{a}}, \text{ м}, \quad (12.1)$$

де η_3 - коефіцієнт заповнення свердловини ВР; $\eta_{заб}$ - коефіцієнт заповнення свердловини забійкою; 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 l_3 , м, до глибини пробуреної свердловини L , м:

$$\eta_3 = l_3 / L. \quad (12.2)$$

Коефіцієнт заповнення свердловини забійкою $\eta_{заб}$ дорівнює відношенню довжини забійки $l_{заб}$, м, до довжини вільної від заряду верхньої частини свердловини l_n , м:

$$\eta_{заб} = l_{заб} / l_n . \quad (12.3)$$

У разі цілковитого заповнення забійкою вільної від заряду верхньої ділянки свердловини $\eta_{заб} = 1$, при вибуху без забійки - $\eta_{заб} = 0$.

Коефіцієнт міцності породи:

$$f = \sigma_{сж} / 100 , \quad (12.4)$$

$\sigma_{сж}$ - границя міцності породи на одноосьове стискання за стандартного випробування зразків правильної форми, кгс/см² (1 кгс/см² = 98066,5 Па).

При веденні вибухових робіт у гірських породах, класифікацію яких здійснено за будівельними нормами та правилами, у разі недостатньої представницькості даних з міцносних характеристик розроблювальних ґрунтів ($\sigma_{сж}$) коефіцієнт міцності f визначають за формулою:

$$f = (F/2,5)^2 , \quad (12.5)$$

де F - номер групи ґрунтів, які підлягають вибуху, за будівельними нормами.

2. При підриванні серії свердловинних зарядів однакового діаметра зі змінними параметрами $a, \eta_3, \eta_{заб}$, розрахунок безпечної відстані за формулою (12.1) треба проводити за найменшими значеннями $a, \eta_{заб}$ і найбільшому η_3 із всіх наявних у даній серії.

Якщо ділянка масиву, що підлягає підриванню, представлена породами з різною міцністю, треба в розрахунку $r_{роз}$ приймати максимальне значення коефіцієнта міцності ґрунту f . При підриванні паралельно зближених (кущів, пучків) свердловинних зарядів діаметром d приймають їхній еквівалентний діаметр:

$$d_e = d\sqrt{N_c}, \quad (12.6)$$

де N_c - число паралельно зближених свердловин у кущі (пучку).

3. Під час визначання небезпечних відстаней необхідно враховувати можливі в процесі проведення вибухових робіт відхилення окремих параметрів свердловинних зарядів $a, \eta_{заб}, \eta_3$ від прийнятих проектних значень. Тому розрахунок $r_{роз}$ за формулою (12.1) необхідно проводити з певним запасом, приймаючи для цього мінімально можливі в процесі ведення вибухових робіт значення параметрів $a, \eta_{заб}$ і максимально можливе значення η_3 .

4. У разі ведення вибухів на косогорах, а також в умовах перевищення верхньої відмітки вибухової ділянки над ділянками границі небезпечної зони більше ніж на 30м розміри небезпечної зони $r_{роз}$ у напрямку вниз по схилу треба збільшувати відповідно до формули:

$$R_{роз} = r_{роз}K_p, \quad (12.7)$$

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. При проведенні вибухових робіт на косогорі:

$$K_p = 1 + \operatorname{tg} \beta, \quad (12.8)$$

де β - кут нахилу косогору до горизонту, град.

У тих випадках, коли замість кута β відоме перевищення місця підривання над границею небезпечної зони,

$$K_p = 0,5 \left(1 + \sqrt{1 + \frac{4H}{r_{\text{роз}}}} \right), \quad (12.9)$$

де H - перевищення верхньої відмітки вибухової ділянки над ділянкою границі небезпечної зони, м.

Якщо в якому-небудь напрямку границя небезпечної зони, розрахована за формулами (12.1) або (12.7), проходить по схилу, 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 слід враховувати вплив сили вітру на можливе збільшення дальності розкидання кусків породи. Вплив цього чинника потрібно визначати за типовими методиками за результатами кінозйомки розкидання породних кусків на масових вибухах.

5. Розрахункове значення небезпечної відстані округлюють у більшу сторону до значення, кратного 50 м. Остаточна прийнята при цьому безпечна відстань не повинна бути менше мінімальних відстаней, зазначених у цих Правилах.

6. Безпечні відстані від місця вибуху до механізмів будинків, споруд визначають у проекті на вибух з урахуванням конкретних умов.

7. Відстані, безпечні за розкиданням окремих кусків породи при вибухах на викидання та скидання, визначають за табл. 12.2 залежно від показника дії вибуху заряду n і лінії найменшого опору W .

Таблиця 21

Безпечні для людей відстані за розкиданням кусків породи при вибухах на викидання та скидання.

Лінія найменшого опору, W , м	Радіус небезпечної зони (м) для людей при значенні показників дії вибуху заряду n			
	1,0	1,5	2,0	2,5-3,0
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. При вибухах на косогорах або в умовах перевищення верхньої відмітки вибухової ділянки над ділянками границі небезпечної зони безпечну відстань треба збільшувати в 1,5 раз.

8. При вибухах серії зарядів з різними значеннями W радіус небезпечної зони визначають за табл. 12.2. За початкову величину приймають найбільше значення W при однакових n або найбільше значення n при однакових W . Якщо ж обидва значення (W і n) є змінними, знаходять такі заряди, у яких сполучення

W і n дають відповідно до табл. 12.2 найбільший радіус зони. Останню приймають як небезпечну зону для підривання даної серії зарядів.

9. Прийняті значення радіусів небезпечних зон для людей повинні бути не менші ніж у табл. 1.

10. Для зарядів з істотно різними значеннями W і n при утворенні протяжної виїмки (0,5 км і більше) радіус небезпечної зони для людей можна прийняти різним для різних її ділянок.

11. Радіуси зон, небезпечних за розкиданням кусків породи, при вибухах зосереджених зарядів розпушування ($n < 1$) визначають так. Із всіх зарядів даної серії вибирають заряд з найбільшою лінією найменшого опору - $W_{\max}$. Для цього заряду розраховують значення довжини тієї умовної лінії найменшого опору ($W_{\text{нв}}$), при якій він був би зарядом нормального викидання ($n = 1$).

Оскільки значення $W_{\text{нв}}$ прийнято визначати із співвідношення $W_{\text{нв}} = 5W_{\text{рихл}}/7$, то для даного випадку $W_{\text{нв}} = 5W_{\max}/7$.

Отримане значення $W_{\max}$ є відправним для визначення радіусів небезпечних зон за розкиданням окремих кусків для людей. Шукані значення радіусів $r_{\text{роз}}$ знаходять у тих же графах табл. 12.2, які відносяться до зарядів з $n = 1$ і показані на горизонтальному рядку, що відповідає розрахунковому значенню $W_{\text{нв}}$.

12. Безпечні відстані, які забезпечують схоронність механізмів, будинків і споруд від пошкодження кусками породи, що розлітаються, треба встановлювати в проекті (паспорті), враховуючи конкретні умови

Висадження зарядами на відкритих роботах у ґрунтах і скельних породах:

зовнішніми.....	00*	
шпуровими	200	
котловими шпуровими.....	00**	
у рукавах.....	200**	
свердловинними..	За	проектом,
але не менше 200		
котловими свердловинами.....	те ж	
камерними.....	те ж	
Для валунів у підкопах.....	400	
Корчування пнів	00	
Висадження при посадці насипів на болотах.....	100	
Днопоглиблювальні роботи:		
без крижаного покритву на поверхні		
водяного басейну:		
при підірвані нескельних ґрунтів.....	100***	
при підірвані скельних ґрунтів.....	200***	
с крижаним покривом незалежно від властивостей		
ґрунту, що підривається		
Льодохідні роботи:		
при підірвані крижаного покритву.....	100	
при підірвані заторів.....	00	
Простреливание шпурів.....	50	
Простреливание свердловин для котлових зарядів....	100	
Валка будинків і споруджень	100	
Дроблення фундаментів	00	

* Абсолютна сумарна величина підрива одночасно (детонируючим чи шпурів електродетонаторами миттєвої дії) зовнішніх зарядів не повинна перевищувати 20 кг ВР.

** При підірвані на косогорах у напрямку вниз по схилі величина радіуса небезпечної зони повинна бути не менш 300 м.

*** Для запобігання просування в небезпечну зону судів, плотів і т.п. при днопоглиблювальних роботах повинні бути виставлені оточення і сигнали на відстані не менш 20 м від границі небезпечної зони і вниз за течією ріки. Під час лесоплавов оточення і сигнали нагору за течією ріки повинні бути виставлені на відстані не менш 500 м.

Шуканий радіус небезпечної зони знаходять по табл.4.1, у графі, що відноситься до зарядів з $n = 1$. Знайдений результат погодять з мінімально припустимими безпечними відстанями. За радіус небезпечної зони приймається більше з отриманих значень.

Таблиця 22

Л.н.с., м	Радіус небезпечної зони по розльоті шматків висаджених порід у залежності від показників дії вибуху заряду							
	для людей				для механізмів (споруджень)			
	1,0	1,5	2,0	2,5-3,0	1,0	1,5	2,0	2,5-3,0
1,5	200	300	350	400	100	150	250	300
2	200	400	500	600	100	200	350	400
4	300	500	700	800	150	250	500	550
6	300	600	800	1000	150	300	550	650
8	400	600	800	1000	200	300	600	700
10	500	700	900	1000	250	400	600	700
12	500	700	900	1200	250	400	700	800
15	600	800	1000	1200	300	400	700	800
20	700	800	1200	1500	350	400	800	1000
25	800	1000	1500	1800	400	500	1000	1000
30	800	1000	1700	2000	400	500	1000	1200

Примітка. При вибухах на косогорах з ухилом місцевості від 30° і більш, а також у випадках перевищення місця вибуху над навколишньою небезпечною зоною більш 30 м радіус небезпечної зони по розльоті шматків породи повинний бути збільшений у 1,5 рази убік ухилу косогору.

При вибуху свердловинними зарядами радіус небезпечної зони так само, як і для камерних зарядів, визначається по формулі

$$W_n = \frac{1}{3} W_{\text{рвхл.}}$$

Приклад :

Підривні роботи виконуються методом малих і камерних зарядів. Значення л.н.о. заряду спущення в серії складає 4м. Роботи ведуться на узгіррі з ухилом місцевості 40°.

Визначити безпечну відстань від розлітання шматків породи при вибуху для людей і механізмів.

Рішення:

Визначаємо W_n при $W = 4$ м

$$W_n = \frac{5}{7} \cdot 4 = 2,9$$

(приймаємо $W_n = 3$ м).

З табл. 4.1 знаходимо радіус небезпечної зони для $W_n = 3$ м и $n = 1$.

Радіус небезпечної зони з урахуванням рельєфу місцевості (убік косогору) складає 450 м для людей, 200 м – для механізмів. Оскільки припустимий радіус небезпечної зони для людей при підривних роботах на косогорі повинний бути не менш 300, те і приймаємо величину радіуса небезпечної зони, рівної 450 м.

Література

1. Прикладна геодинаміка вибуху в гірництві та геотехнічному будівництві / Кравець В.Г., Вовк О.О., Котенко В.В., Терентьев О.М.. Житомир: ЖДТУ, 2012. – 156с.
2. Вовк А.А. Основы прикладной геодинамики взрыва. – Киев: Наук. Думка, 1976. – 274 с.
3. Геодинамика взрыва и ее приложения / Вовк А.А., Кравец В.Г., Лучко И.А., Михалюк А.В. – Киев: Наук. Думка, 1981. – 296 с.
4. Вовк О.О.(мол.), Кравець В.Г., Ісаєнко В.М., Вовк О.О.(ст), РемезН.С.Вплив техногенних динамічних процесів на стан природних і інженерних об'єктів.Нац. педу-т ім.. М.П.Драгоманова. – К.: Вид-во НПУ, 2014. – 404с.
5. Кравець В.Г., Воробйов В.Д., Кузьменко А.Х. Підривні роботи на кар'єрах. – Київ: ІСДО, 1994. – 376с.
6. Поведение грунтов под действием импульсных нагрузок / А.А. Вовк, Б.В. Замышляев, Л.С. Евтерев, И.В. Белинский, А.В. Михалюк. – Киев: Наук, думка, 1984. – 285 с.
7. Кравец В.Г., Лучко И.А., Михалюк А.В. Использование энергии взрыва в мелиоративном строительстве. – М.: Недра, 1987. – 290 с.
8. Воробьев В.Д. Сейсмическое действие взрыва в горных породах / В.Д. Воробьев, А.А. Кузьменко, А. Дауетас. – М.: Недра. – 1990. – 173 с.
9. Михалюк А.В., Поплавский В.А., Захаров В.В., Мухин Е.А. Дилатансионные методы взрывных работ в геотехнологии. – К.: ЗАТ “ВІПОЛ”, 2002. – 120 с.
10. Алексеев А.Д., Недодаев Ю.В. Предельное состояние горных пород. – Киев: Наукова думка, 1982.
11. Карасев Ю.Г., Бакка Н.Т. Природный камень. Добыча блочного и стенового камня. – Санкт-Петербургский горный институт, 1997. – 428 с.
12. Крысин Р.С., Новинский В.В. Модели взрывного дробления горных пород. – Д.: АРТ-Пресс, 2006. – 144 с.

13. Михалюк А.В., Войтенко Ю.И. Импульсный разрыв пород. – Киев: Наукова думка, 1991. – 204 с.
14. Симанович Г.А., Мелехов В.П. Руйнування гірських порід вибухом. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2003 – 116с.
15. Шашенко О.М., Майхерчик Т., Сдвижкова О.О. Геомеханічні процеси у породних масивах. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2005. – 319 с.
16. Шевцов М.Р., Таранов П.Я., Левіт В.В., Гудзь О.Г. Руйнування гірських порід вибухом: Підручник для вузів. – 4-е видання перероб. і доп. – Донецьк: ТОВ «Лебідь», 2003. – 272 с.
17. Бойко В.В. Проблеми сейсмічної безпеки вибухової справи у кар'єрах України. – К.: ТОВ. «Видавництво Сталь», 2012.-184с.
18. Формування вибухової виїмки та ущільненої зони в ґрунті в присутності пластичного елемента / В.Г. Кравець, В.В. Вапнічна // Вісник Житомирського Державного технологічного університету. Серія „Технічні науки”. Житомир: Вид. ЖІТІ. – 2007. – № 4 (43). – С. 134-138.
19. Формування протифільтраційного екрана вибухом системи зарядів в структурно нестійких ґрунтах / В.Г. Кравець, В.В. Вапнічна, А.Б. Соколовська, О.В. Шепітчак // Вісник НТУУ „КПІ”. Серія „Гірництво”. – К.: НТУУ „КПІ”: ЗАТ „Техновибух”. – 2008. – Вип. 16. – С. 61-67.