

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»
Гірничо-металургійний факультет
Кафедра гірничої справи

«Допущено до захисту»
Гарант ОПП

В'ячеслав КАМЕНЕЦЬ

КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

на здобуття освітнього ступеня магістра

за підсумками виконання
освітньо-професійної програми
«Новітні технології розробки родовищ корисних копалин»
за спеціальністю 184 Гірництво

на тему: «Обґрунтування перспективних напрямів по зменшенню перебуру у технологічних свердловинних зарядах з урахуванням фізико-механічних властивостей порід в умовах ПРАТ «Інгулецький ГЗК» та ПРАТ «Північний ГЗК»»

Керівник роботи

Світлана САХНО

Консультант від бази практики

Олександр КИРИЧЕНКО

Кваліфікаційна робота містить результати власних досліджень. Використання ідей, результатів і текстів інших авторів мають посилання на відповідне джерело

Здобувач

Олександр Пасєвіч

Підсумкова оцінка за атестацію			
--------------------------------	--	--	--

Голова ЕК

Валерій СЛОБОДЯНЮК

Запоріжжя 2025

ЗАТВЕРДЖЕНО:

Гарант ОПП «Новітні технології
розробки родовищ корисних копалин»
В'ячеслав КАМЕНЕЦЬ
(підпис) (прізвище, ініціали)

« _____ » _____ 20__ року

ЗАВДАННЯ на кваліфікаційну роботу магістра

студента Пасєвіча О.В. групи 184 РКК 23-1М
(П.І.Б.) (шифр)

Спеціальності 184 Гірництво

(шифр, назва)

освітньою-професійна програма Новітні технології розробки родовищ

(назва ОПП)

на тему Обґрунтування перспективних напрямів по зменшенню перебуру
у технологічних свердловинних зарядах з урахуванням фізико-механічних
властивостей порід в умовах ПРАТ "Інгулецький ГЗК" та ПРАТ "Північний
ГЗК»

затверджену наказом ректора ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА» від 14.10.2024 №238/14.10.2024

Розділ	Обсяг	Термін виконання
Розділ 1. Теоретичний розділ	20 сторінок	01.01 – 15.01.25
Розділ 2. Аналітичний розділ	28 сторінок	16.01 – 30.01.25
Розділ 3. Аналіз сучасних практик та напрямів по зменшенню перебуру у технологічних свердловинах.	12 сторінок	31.01.25 – 04.02.25
Висновки, перелік посилань, вступ, зміст, реферат	14 сторінок	05.02.25 – 15.02.25

Завдання видано

_____ (підпис керівника)

Сахно С.В.
(прізвище, ініціали)

Дата видачі 30.12.24р.

Дата подання до екзаменаційної комісії 15.02.2025р.

Прийнято до виконання _____ Пасєвіч О.В.

(підпис студента)

(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пасєвіч О.В. Обґрунтування перспективних напрямів по зменшенню перебуру у технологічних свердловинних зарядах з урахуванням фізико-механічних властивостей порід в умовах ПРАТ "Інгулецький ГЗК" та ПРАТ "Північний ГЗК".

Випускна робота на здобуття освітньо - кваліфікаційного рівня магістра. - Запоріжжя: Технічний Університет «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», 2025. – 76с.

Загальна характеристика роботи. Випускна робота магістра складається із вступу, 1, 2 та 3 розділів, загальних висновків та списку використаних джерел. Повний обсяг роботи складає 77 сторінок комп'ютерного тексту, у тому числі 4 таблиці, 14 рисунків, список використаних джерел – 16 найменувань.

Мета роботи полягає у вивченні та аналізі вітчизняних та зарубіжних дослідницьких та наукових літературних джерел, присвячених визначенню факторів, які впливають на критерії визначення оптимальної величини перебуру технологічних свердловинних зарядів з урахуванням фізико-механічних властивостей порід.

У відповідності до мети дослідження сформульовано основні **завдання дослідження:**

- Здійснити пошук та виконати аналіз дослідницьких, наукових, довідкових та патентних джерел і практичного досвіду гірничо-видобувних підприємств, присвячених визначенню впливу величини перебуру на загальну ефективність вибухових робіт та вплив на подальше ведення гірничих робіт у кар'єрах.
- Дослідити гірничо-геологічні та гірничо-технологічні фактори, які впливають на процес буріння свердловин та їх подальше зарядження вибуховою речовиною.

- Аналіз факторів, які мають вплив на критерії ефективності вибухових робіт у кар'єрі та їх залежність від перебуру свердловин.

Об'єктом дослідження є процес підготовки гірських порід до виймання за допомогою буріння та підривання гірничої маси з різними фізико-механічними характеристиками.

Предметом дослідження є величина перебуру свердловини та різні варіанти її параметрів.

Основними методами дослідження є огляд і аналіз наукових досліджень українських і зарубіжних вчених в області питання, що вивчається; порівняльний аналіз.

У роботі проаналізовані статті, монографії, дисертації, підручники, інтернет-джерела, досвід роботи сучасних гірничодобувних підприємств.

Основний зміст дипломної роботи.

У **вступі** обґрунтовано актуальність вивчення питання впливу перебуру свердловин при вибуховій підготовці до виймання гірничої маси на подальші переділи та комплекс ведення гірничих робіт в цілому.

У **першому розділі** проаналізовано стан питання залежності показників ефективності технологічних процесів сучасного гірничого виробництва від якості підготовки гірських порід до виймання за допомогою масового вибуху в кар'єрі. Наведено ретельний аналіз наукових, довідкових та технологічних літературних джерел, зроблені відповідні висновки.

Другий розділ роботи складається з аналізу сучасного стану виконання буровибухових робіт на кар'єрах Кривбасу та розрахунку основних параметрів БВР, визначаються основні важелі впливу на процес та величину перебуру.

Третій розділ роботи присвячений вивченню наукових джерел, приуроченим дослідженням гірничо-геологічних та гірничо-технологічних факторів, які впливають на ефективність підготовки гірських порід до

виймання за допомогою енергії вибуху. Ретельно опрацьовані наукові роботи різних авторів.

У загальних висновках та рекомендаціях до роботи наведені результати аналізу літературних джерел, проведеного в рамках виконання роботи та результати отримані у ході експерименту.

Ключові слова: ГІРСЬКІ ПОРОДИ, ПРОМИСЛОВИЙ ВИБУХ, ГРАНУЛОМЕТРИЧНИЙ СКЛАД, КОНСТРУКЦІЯ ЗАРЯДУ, ВІДМІТКА ГОРИЗОНТУ, ПЕРЕБУР СВЕРДЛОВИНИ ЕФЕКТИВНІСТЬ ПОДРІБНЕННЯ, МІЦНІСТЬ, ТРІЩИНУВАТІСТЬ, ПИТОМІ ВИТРАТИ, ВИБУХОВА РЕЧОВИНА.

ЗМІСТ

ВСТУП	7
1 ПОНЯТТЯ ТА ОСНОВНІ ПРИНЦИПИ ВЕДЕННЯ БУРОВИБУХОВИХ РОБІТ У КАР'ЄРАХ	14
1.1. Роль та вплив технологічного перебуру на ефективність вибухових робіт	16
1.2. Аналіз основних підходів до змінення параметрів технологічного перебуру свердловинних зарядів	18
2. ДОСЛІДЖЕННЯ ПОТОЧНОГО СТАНУ ПРОЕКТУВАННЯ ПЕРЕБУРУ ВИБУХОВИХ БЛОКІВ НА ПІДПРИЄМСТВАХ ГІРНИЧОГО КОМПЛЕКСУ	33
2.1. Аналіз поточного стану виконання комплексу буровибухових робіт Інгuleцького гірничо-збагачувального комбінату та Ганнівського кар'єру ПрАТ «ПІВНГЗК»	33
2.2. Визначення основних проблем та недоліків вибухової підготовки гірничого масиву	47
2.3. Напрямки удосконалення буровибухових робіт	56
3. АНАЛІЗ СУЧАСНИХ ПРАКТИК ТА НАПРЯМІВ ПО ЗМЕНШЕННЮ ПЕРЕБУРУ У ТЕХНОЛОГІЧНИХ СВЕРДЛОВИНАХ	61
4. ОХОРОНА ПРАЦІ	69
ВИСНОВКИ	74
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	75

ВСТУП

Актуальність теми. Ведення вибухових робіт у кар'єрі регламентується розробленим спеціалістами комбінату і узгодженим ТОВ «СПП «Кривбасвибухпром» «Типовим проектом буровибухових робіт в кар'єрі ПрАТ «ІНГЗК». На виконання вимог НПАОП 0.00-1.24-10 «Правил охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом» та з урахуванням положень НПАОП 0.00-1.66-13 «Інструкції з безпечної організації та проведення МВ свердловинних зарядів на відкритих гірничих роботах». Типовий проект пройшов експертизу у ДП «Криворізький експертно-технічний центр ННДІПБтаОП».

Мета роботи – визначення основних проблем та недоліків існуючої системи проектування технологічного перебуру вибухових свердловин в умовах Інгuleцького гірничо-збагачувального комбінату (ПрАТ «ІНГЗК») та Ганнівського кар'єру ПрАТ «ПІВНГЗК» та пошук напрямків її вдосконалення.

Завдання роботи:

- аналіз існуючих підходів до проектування бурових блоків в існуючих умовах;
- проаналізувати та оцінити сучасний стан екскаваторних майданчиків та відмітку їх підшви, після відпрацювання вибухових блоків;
- визначити напрямки вдосконалення системи проектування буропідривних робіт у напрямку зміни параметрів величини технологічного перебуру;
- розробити рекомендації, щодо вдосконалення системи оцінки геологічних порід різних ділянок борту кар'єру для вибору оптимальних значень перебуру технологічних свердловин.

Об'єкт дослідження – проектування буропідривних робіт підприємства ПрАТ «ІНГЗК» та Ганнівського кар'єру ПрАТ «ПІВНГЗК».

Предмет дослідження – сукупність науково-теоретичних, методичних та прикладних аспектів обґрунтування раціональних параметрів технологічного перебуру свердловинних зарядів.

У роботі розглянуто декілька можливих варіантів рішення поставленої задачі з кроком зміни технологічного перебуру на 0,5 м.

Підривання гірничої маси проводиться екологічно безпечною безтритиловою емульсійною вибуховою речовиною типу «Емоніт-Н».

Типовим проектом передбачається вибухове подрібнення скельних гірничих порід (з коефіцієнтом міцності за шкалою професора М.М. Протод'яконова $f=4\div 20$) методом свердловинних зарядів з використанням вертикальних (похилих) свердловин постійного діаметра.

Відпрацювання горизонтів здійснюється переважно поперечними заходками, по всій ширині рудного поля. Розробка родовища ПрАТ «ІНГЗК» відповідно до його гірничотехнічних умов залягання проводиться транспортною системою з переміщенням розкривних порід у зовнішні відвали.

Основні параметри системи розробки у проекті прийняті згідно з Проектом і складають:

- висота уступу – 10 метрів у наносах, 14 метрів у вапняках (західним бортом у зв'язку з перенарізкою водоносних горизонтів - 12-14 м) та 15 м - по скельним та рудним породам.

- ширина робочих майданчиків на горизонтах за наносами та вапняками прийнята 30-60 м, виходячи з умов розміщення екскаваторів, транспортної смуги для двостороннього руху автосамоскидів або залізничного транспорту та ЛЕП;

- ширина робочих майданчиків на рудних та скельних розкривних уступах визначається з урахуванням кількості одночасно вибухових рядів свердловин ширини розвалу гірської маси та розстановки обладнання та становить 45-65 м.

Середня довжина фронту видобутку по одному уступу коливається від 100 до 800 метрів.

Інтенсивність просування уступів у горизонтальному напрямку становить 50 метрів на рік.

Величина річного зниження гірничих робіт за дотримання проектних рішень становить 8-9 м/рік.

Станом гірничих робіт на 01.06.2024р.

- у кар'єрі перебуває у роботі 34 горизонти;
- середня глибина кар'єру – 475 м;
- довжина кар'єру – 3720 м;
- ширина кар'єру – 2240 м;
- гірничі роботи в кар'єрі ведуться способом поетапної розробки, що передбачає відпрацювання кар'єру шарами та формуванням неробочих та тимчасово неробочих бортів кар'єру методом контурного підривання та пошаровим відпрацюванням здвоєних уступів $H = 30\text{м}$.

Позначки горизонтів кар'єру: +66; +56; +40; +24; +12; ± 0 ; -15; -30; -45; -60; -75; -90; -105; -120; -135; -150; -165; -180; -195; -210; -225; -240; -255; -270; -285; -300; -315; -330; -345; -360; -375; -390; -405; -420.

Виробнича потужність згідно з Проектом на 2024 рік становить – 30,976 млн. тонн руди.

Режим роботи в кар'єрі – цілорічний, за умови виробництва масових вибухів (один раз на два тижні) становить 345 діб – 690 змін.

Основними технологічними процесами є:

- підготовка гірських порід до виїмки;
- виймально-навантажувальні роботи;
- транспортування гірничої маси;
- відвалоутворення та рекультивация.

В кар'єрі буропідричним способом проводяться роботи з постановки східного, західного і південного борту на проектний контур. Роботи з

оконтурювання і заукіски погашених уступів виконуються двома способами:

а) шляхом підривання свердловинних зарядів відрізної щілини на повну довжину падіння укошу.

б) ведення БВР відповідно до розробленого «Посібник із способів оконтурювання та заукіски погашених технологічних уступів при відбудові неробочого борту кар'єру ІНГЗК» м. Кривий Ріг, 2008 р. узгодженого з генеральним проектувальним інститутом ДП ДПІ «Кривбаспроект».

Проектом передбачається дроблення скельних гірських порід методом свердловинних зарядів з використанням вертикальних та похилих свердловин постійного діаметра. Буріння вибухових свердловин здійснюється верстатами шарошечного буріння СБШ-250-МН-32, СБШ-250/160-55, УСБШ-250А, Ferdinand (заводу ДСД), Atlas Copco, Epiroc.

При бурінні свердловин використовуються долота $\varnothing 165\text{мм}$, $\varnothing 229\text{мм}$, $\varnothing 215\text{мм}$, $\varnothing 244,5\text{мм}$, $\varnothing 250,8(251)\text{мм}$, $\varnothing 258\text{ мм}$ і $\varnothing 270\text{мм}$.

Діаметр свердловин складає відповідно 165мм, 240,5мм, 220мм, 256мм, 262,3мм, 271 мм і $\varnothing 283,5\text{мм}$. [2].

Проект на будівництво Ганнівського кар'єру виконаний у 1961 році і затверджений в 1962 році на потужність 13.5 млн.т. сирої руди в складі другої черги Північного гірничо-збагачувального комбінату.

Будівництво кар'єру розпочалося у 1963 році і у 1969 році кар'єр був зданий в експлуатацію на проектну потужність. Проектна глибина кар'єру складала 200 м. До розробки залучалася детально розвідана ділянка завдовжки 6 км із запасами руди 354 млн. тонн при середньому коефіцієнті розкриву 0,8 т/м³.

У 1969 році був виконаний та в 1971 році затверджений проект розширення Північного ГЗК до загальної продуктивності 48,5 млн.т. сирої руди на рік, в якому передбачається збільшення продуктивності Ганнівського кар'єру до 18 млн.т. сирої руди і глибини відпрацювання до

300м. У експлуатацію цим проектом залучалося 558,6 млн. тонн руди при середньому коефіцієнті розкриву 1,18 т/м³.

У 1981-1982 рр. був виконаний та в 1982 році затверджений проект "Залучення до експлуатації південної частини Ганнівського родовища та розкриття нижніх горизонтів Ганнівського кар'єру для підтримки потужності комбінату". Цим проектом передбачалося розширення кар'єрного поля за рахунок південної ділянки та збільшення глибини кар'єру на півдні до 450 м. Середній коефіцієнт розкриву дорівнював 1,16 т/м³.

У 2004 – 2006 рр. інститутом "Укргіпроруда" розроблений проект "Розвиток сировинної бази комбінату на період до 2015 року. Ганнівський кар'єр". У 2008 році інститут ВАТ "Укргіпроруда" виконав ТЕО "Збільшення продуктивності ПРАТ "ПІВНГЗКа" до 45 млн. тонн сирої руди в рік", в якому передбачалося збільшення продуктивності Ганнівського кар'єру до 15 млн. тонн в рік.

У 2015 році виконаний проект "Розвиток сировинної бази комбінату на період до 2015 року. Доповнення до проекту. Гірничо-транспортна схема Ганнівського кар'єру ПРАТ "ПІВНГЗКа" після 2015 року" (позначення 03-69-П-ОПЗ-Д), розроблений ТОВ "Южгіпроруда", у якому передбачалося збільшення продуктивності до 11,0 млн. тонн сирої руди на рік.

У 2017 році ТОВ "Южгіпроруда" розроблено проект "Відпрацювання Ганнівського родовища ПРАТ "ПІВНГЗК" відкритим способом на період до 2020 року". Проектна продуктивність кар'єру по руді прийнята на рівні 7,5 млн. т.

У подальшому розроблений у 2020 році проект «Корегування проекту «Відпрацювання Ганнівського родовища ПРАТ «ПІВНГЗК» відкритим способом на період до 2020 року». Реконструкція Ганнівського кар'єру в частині гірничо-транспортної схеми, календарного плану та плану гірничих робіт на 2021р.».

У теперішній час відпрацювання кар'єру проводиться згідно проекту "Реконструкція Ганнівського кар'єру ПРАТ «ПІВНГЗК» Дніпропетровська

область, м. Кривий Ріг, Тернівський район, для підтримки діючих потужностей комбінату на період з 2022 року по 2037 рік", розроблений ТОВ "Южгіпроруда".

Довжина Ганнівського кар'єру по поверхні перевищує ширину в 5-7 разів і для зручності проектування і планування гірничих робіт умовно розподіляється на дві частини - південну та північну.

Враховуючи умови залягання корисної копалини, представленої потужним крутопадаючим покладом, прийнята проста заглиблювальна система розробки з зовнішнім розташуванням відвалів розкривних порід. Згідно з параметрами гірничого обладнання, що застосовується, фізико-механічними властивостями порід, що розробляються, а також з урахуванням відміток покрівлі скельного розкриву та корисних копалин, відмітки робочих горизонтів визначені проектом на рівні від 10 до 15 м.

Глибина кар'єру досягла на півдні 370 м (відмітка нижнього розкритого горизонту на півдні становить мінус 225 м), на півночі – 240 м (відмітка нижнього розкритого горизонту на півночі становить мінус 105 м).

Гірничі роботи в південно-східному, південно-західному і північному напрямках. Верхні розкривні горизонти (+135м, +115м, +102м, +90м, +75м) відпрацьовуються безпосередньо на залізничний транспорт.

Всі нижче лежачі горизонти відпрацьовуються на автотранспорт із вивезенням розкривних порід на перевантажувальні пункти і частково через комплекс ЦПТ дробильної фабрики №2.

Вся руда із вибоїв автомобільним транспортом доставляється на комплекс ЦПТ. Розкривні породи з комплексу ЦПТ, вивозяться залізничним транспортом у відвали та частково відправляються на греблю хвостосховища і на дробильно-сортувальний комплекс для виробництва щебеню, який використовується для забезпечення потреб кар'єру та цехів комбінату на будівництві та поточному утриманні залізничних та автомобільних шляхів і частково у зовнішній відвал розкривних порід .

Для буріння технологічних свердловин застосовуються верстати шарошечного буріння ВБШ-250МНА-32, КВБШ-250МНА-32BR, Atlas Copco DM 75E "EPIROC". Для буріння контурних свердловин застосовується буровий верстат FlexiROC D60-10LF, що дозволяє бурити як вертикальні, так і похилі (до 60°) свердловини діаметром 165-203 мм.

Як навантажувальні механізми в кар'єрі і на відвалах використовуються екскаватори ЕКГ-8І, ЕКГ-10, ЕКГ-6.3Ус, ЕКГ-12 і драглайн ЕШ-10/70. На перевантажувальних майданчиках греблі хвостосховища і дробильно-сортувальному комплексі використовуються екскаватори типу ЕКГ 5А.

В якості рухомого складу залізничного транспорту використовуються думпкари 2ВС вантажопідйомністю 105 тонн, тепловози 2ТЕ10М, електровози ОПЕ-1АМ, в якості технологічного автотранспорту – БілАЗ-75131 вантажопідйомністю 130 тонн.

Відкачка притоків підземних вод та атмосферних опадів з кар'єру проводиться за допомогою насосів СНС 300, які розташовані в південній та північній частинах кар'єру на нижніх горизонтах [1].

РОЗДІЛ 1. ПОНЯТТЯ ТА ОСНОВНІ ПРИНЦИПИ ПРОЄКТУВАННЯ БУРОВИБУХОВИХ РОБІТ

При проектуванні БВР щомісяця складається виробнича програма, де намічаються блоки під буріння, із зазначенням типу бурового устаткування й обсягів бурових робіт.

На підставі виробничої програми щомісячно складається план зачистки та підготовки блоків під буріння, начальниками екскаваторних ділянок, а також графік виробництва масових вибухів. Начальник бурової ділянки за 3-4 дні до початку робіт замовляє проект на буріння свердловин.

Геологічною службою на викопіюванні з плану гірничих робіт наноситься детальна гірничо-геологічна характеристика порід із зазначенням ступеню тріщинуватості, кутів падіння та простягання, категорії порід по буримості та підриваємості.

Технічним бюро складається проект на буріння блоку згідно із затвердженим паспортом БВР. Кожному проекту надається номер і вказується дата його складання.

Під час проектування враховується:

а) розташування раніше підірваних блоків та проектного, за винятком їх збігу;

б) положення свердловин, що відмовили, або вибракованих, не допускаючи попадання проєктованих свердловин ближче трьох метрів від них.

Проекти на буріння блоків затверджуються заступником начальника кар'єру з виробництва та планування.

Дільничний маркшейдер вносить на поверхні блоку точки закладення всіх свердловин першого ряду, а також крайніх свердловин наступних рядів, після чого здається блок особі технагляду бурової ділянки.

Розбивка свердловин у наступних рядах проводиться змінним наглядом дільниці згідно з проектом та контролюється маркшейдерською службою кар'єру.

Бурові верстати та допоміжне обладнання повинні розташовуватися на блоці відповідно до вимог правил та інструкцій з безпеки та експлуатації відповідного обладнання, а також паспортів на виконання бурових робіт.

Обурені блоки передаються вибуховій дільниці зі складанням «Акту готовності блоку до заряджання», який затверджує заступник начальника кар'єру з виробництва та планування.

Дільничний маркшейдер фіксує розташування кожної свердловини та її параметри.

При відхиленні фактичних параметрів свердловин від значень проекту розташування свердловин (бурового проекту) допускається приймання свердловини з фактичними параметрами з позначкою в «Акті готовності ...» і наступним перерахунком параметрів БВР за фактом.

Паспорт масового вибуху повинен включати розпорядчу, розрахункову та графічну документацію.

Основні складові розрахункової та графічної частини:

а) план поверхні кар'єру із зазначенням межі вибухових робіт та величиною радіусу небезпечної зони з розльоту шматків породи; місця розташування постів оточення небезпечної зони, вказівку про розміщення постів оточення (постова відомість);

б) по кожному вибуховому блоку: схему розташування свердловин; найменування ВР та СВ; дані про кількість свердловин, їх глибину, діаметр, конструкція зарядів, послідовність підривання; матеріал забійки, її довжину; схему монтажу вибухової мережі із зазначенням уповільнень;

в) зазначення місця укриття підричника та робітників на час вибуху.

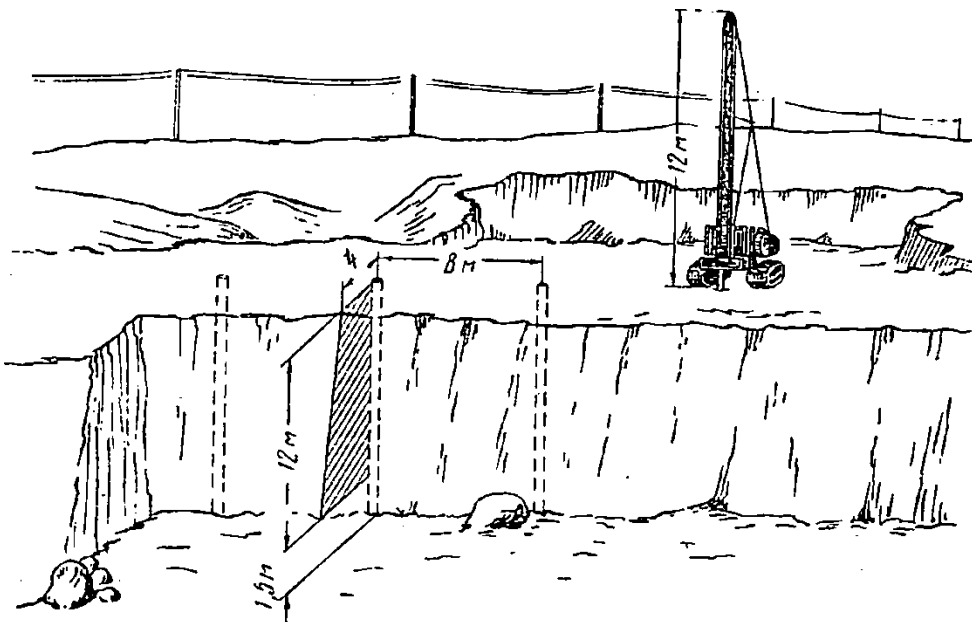
Паспорт масового вибуху складається технічним бюро кар'єру.

Технічна документація на заряджання блоків, що входить до складу паспорта на масовий вибух, затверджується заступником начальника кар'єра з виробництва та планування ПрАТ «ІНГЗК» не пізніше доби до завезення ВМ на цей блок (блоки).

Паспорт масового вибуху та розпорядок затверджується директором з виробництва та планування ПрАТ «ІНГЗК» [2].

1.1. Роль та вплив технологічного перебуру на ефективність вибухових робіт

Довжина перебуру підричних свердловин – є одним з ключових показників, що впливає на якість ведення підричних робіт. Суттєвий вплив переbur має на підшву уступу та верхню частину нижнього уступу, що ускладнює забурювання на нижньому горизонті та призводить до браку буріння та додаткового обсягу виходу негабариту.



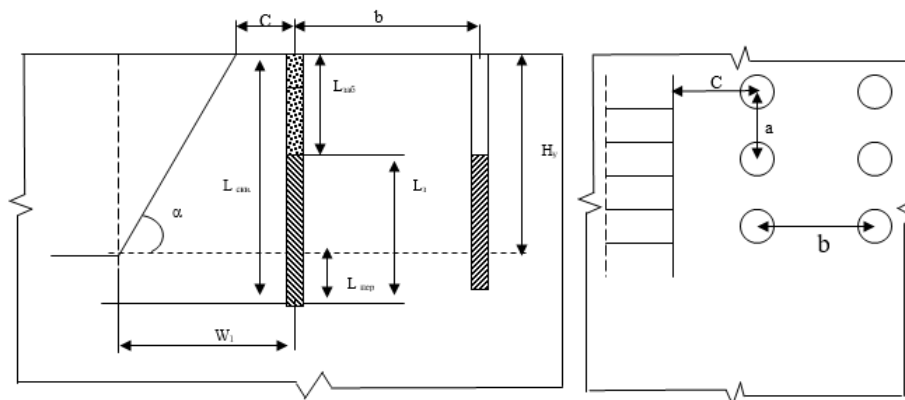


Рисунок 1.1. - Розташування свердловин на блоці.

Основні параметри розташування свердловин на блоці:

$d_{\text{свр}}$ - діаметр свердловини, мм;

$H_{\text{у}}$ - висота уступу, м;

α - кут укосу уступу, град;

W_1 - лінія опору по підшві уступу, м;

a - відстань між свердловинами у ряду, м;

b - відстань між рядами свердловин, м;

C - мінімальна безпечна відстань від осі свердловин першого ряду до верхньої брівки, м;

L_3 - довжина заряду, м;

$L_{\text{заб}}$ - довжина набійки, м;

$L_{\text{свр}}$ - глибина свердловини, м;

$L_{\text{пер}}$ - довжина перебуру, м;

Для ефективного використання параметру – перебуру технологічної свердловини треба враховувати наступні критерії:

- 1) Відмітка горизонту уступу.
- 2) Фізико-механічні властивості порід.
- 3) Тип бурового обладнання та типорозміри бурових доліт.
- 4) Обводненість гірничого масиву.

- 4) Параметри вибухової речовини
- 5) Паспорт бурового блока (сітка свердловин)

1.2 Аналіз основних підходів до змінення параметрів технологічного перебуру свердловинних зарядів

Виходячи з вищеперерахованого, можна вивести наступні залежності для проектування параметру «перебур»:

1) Якщо на досліджуваній ділянці кар'єру має місце постійне завищення відмітки горизонту, то зниження перебуру вважати недоцільним.

2) За наявності дотримання проектної відмітки на досліджуваній ділянці необхідно виконати заходи для визначення потенціалу по зниженню величини перебуру свердловини.

3) Для визначення раціональності необхідно виконати підривання кількох блоків зі зміненим перебуром з оформленням акту відпрацювання даних блоків та при отриманні позитивного результату виконати зміни до паспортів ведення БВР з вказанням зміненої величини технологічного перебуру свердловинних зарядів.

Метод свердловинних зарядів – це комплекс технічних прийомів і способів, що забезпечують підготовку та виконання вибуху зарядів вибухових речовин у свердловинах. Він включає буріння, очищення та замірювання свердловин, підготовку вибухових матеріалів, виготовлення бойовиків, заряджання та забивку свердловин, монтаж і перевірку вибухової мережі, проведення вибуху та подальший огляд місця вибуху.

Цей метод застосовується у видобуванні корисних копалин, гідротехнічному та транспортному будівництві, а також при ритті траншей і котлованів. У кар'єрних роботах понад 80 % гірських порід і руд руйнують саме за допомогою свердловинних зарядів.

Свердловиною вважають штучне циліндричне заглиблення в гірській породі діаметром більше 75 мм при глибині до 5 м і будь-якого діаметра при глибині більше 5 м, що служить для розміщення заряду ВР. У висаджуваних масивах свердловини розташовують вертикально, похило або горизонтально. Початок свердловини біля відкритої поверхні називають гирлом свердловини, нижню частину – дном, внутрішню бічну поверхню – стінками свердловини.

Способи оконтурювання бурових блоків

1.1 а Спосіб оконтурювання здвоєного уступу похилими свердловинами (75°) змінної глибини.

Суть запропонованого способу полягає в тому, що в блоці верхнього уступу в контурному ряді свердловин, з похилою (75°) площиною оконтурювання, зближені свердловини змінної глибини вибуряють із чергуванням між собою: одна глибока свердловина довжиною 1,4 висоти уступу (H_y), а по обидва боки від неї – дві короткі свердловини завдовжки $0,5H_y$, а потім – одну свердловину проміжної довжини з недобором 1,0...1,5 м до підшови цього уступу, в які, відповідно, розміщують колонкові заряди ВР, розрахованими згідно з фізико-механічними властивостям порід.

Крім того, в блоці на нижньому уступі в контурному ряду свердловини бурять із чергуванням між собою: одна вертикальна свердловина на висоту уступу плюс перебур свердловини і одна похила (75°) – у бік майбутньої лінії нижньої бровки здвоєного уступу з недобуром цієї лінії на 1,5...2,0 м, при цьому в перші свердловини розміщують заряди нормальної (паспортної) маси, а в інші (похилі) - масою 0,5...0,7 від нормальної маси, а також те, що в блоці на верхньому уступі контурних свердловин набійку свердловинних зарядів ВР з сипучого матеріалу виконують тільки в гирловій частині свердловини довжиною 2,5 ... 3,0 м, а

в блоці на нижньому уступі в свердловинах контурного ряду її виконують на всю довжину неактивної частини свердловини. З урахуванням фізико-механічних властивостей порід, гірничо-геологічних умов, похилої свердловини нижнього уступу, при необхідності, бурять до контакту з нижньою бровкою проектного контуру уступу.

Для зарядки свердловин контуру монтажу та комутації вибухової мережі при виробництві вибухових робіт, передбачено застосування засобів ініціювання та вибухових матеріалів допущених до застосування, а також нових видів ВР та СІ, на яке є дозвіл «Держгірпромнагляду» для проведення випробувань.

Для формування колонки заряду свердловин контурних свердловин передбачається застосування модульної перегородки (МП) для поздовжнього поділу порожнини свердловини. Використання МП дозволить сформувати колонку свердловинного заряду з меншою місткістю ВР в одному погонному метрі, що в свою чергу дасть більш рівномірний (щадний) розподіл навантаження на масив контурного уступу під час підривання, зменшити ступінь руйнування контурного масиву, збільшити стійкість оголеного укосу уступу.

При формуванні зарядів ВР контурних свердловин застосовують конструкції зарядів, що входять до «Типового проекту ведення буровибухових робіт», а саме конструкції з суцільною колонкою свердловинного заряду. Схеми конструкцій зарядів для похилих і вертикальних свердловин контуру показані на рис 1.6. а та б.

Для підривання блоку верхнього уступу (першого ярусу) зведеного контурного уступу монтують вибухову мережу з ДШ та пірореле або неелектричною системою ініціювання (НСІ) з необхідними номіналами уповільнень; ініціюють з режимом підривання секцій зарядів ВР, що забезпечує випереджаюче підривання за часом на 17 ... 100 мс зарядів ВР контурного ряду по відношенню до підривання секцій блоку зі свердловинами розпушування. Інтервал часу з випереджального

підривання контурних свердловин визначається з конкретних гірських умов з урахуванням фізичних властивостей порід.

Вибух контурних свердловин блоку нижнього уступу (другого ярусу) здвоєного контурного уступу проводять без випередження, включаючи ці свердловини в рядові секції блоку з прийнятою для відбійки гірської маси схемою комутації.

Для підривання блоків, що формують здвоєний контурний уступ, застосовують прийняті «Типовим проектом ведення буровибухових робіт у кар'єрі ПРАТ «ІНГЗК»» схеми короткосповільненого підривання з урахуванням виконання умови випереджаючого підривання контурних свердловин верхнього (першого) ярусу.

Схеми обурення приконтурних блоків та контурних рядів свердловин на верхньому (а) та нижньому (б) уступах та порядок їх відпрацювання показаний на рис. 1.2 та 1.3.

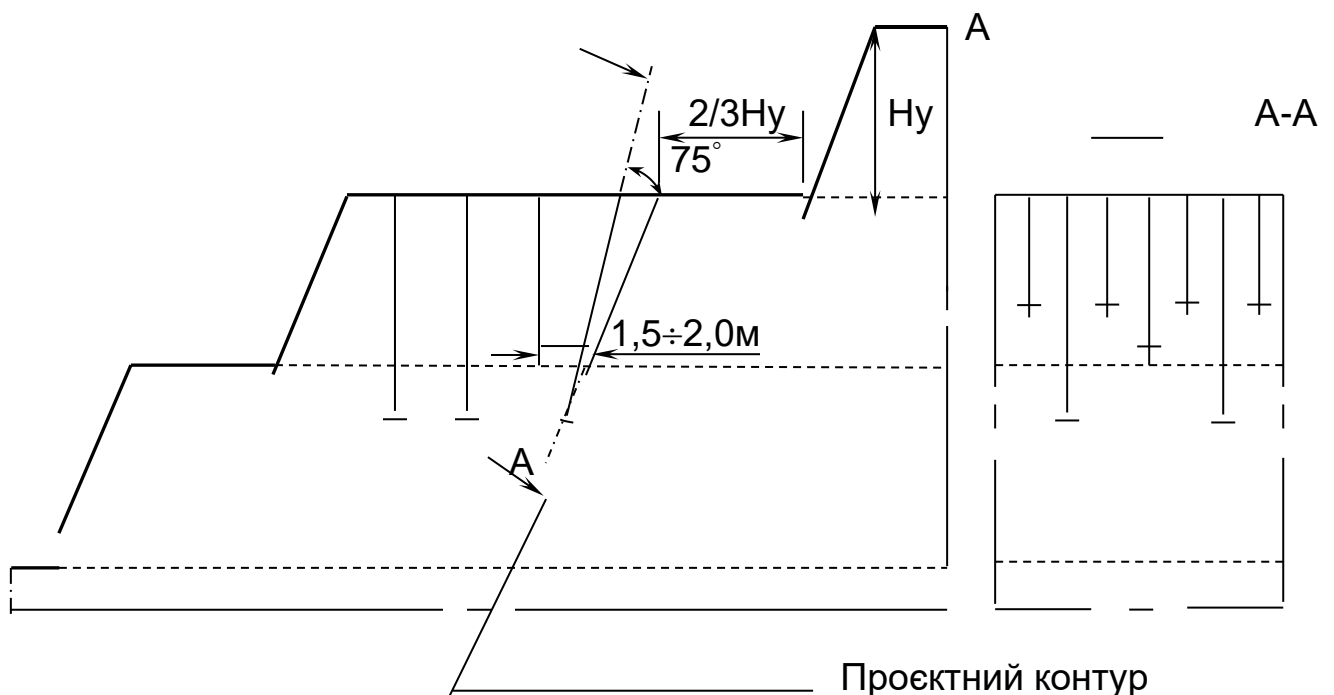
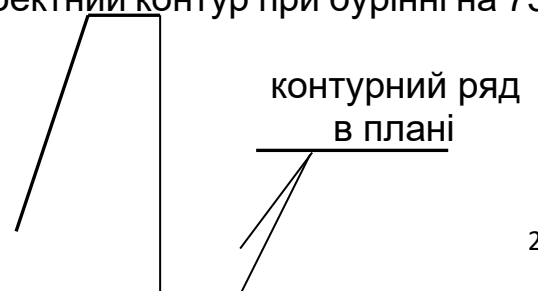


Рисунок 1.2 - Постановка борту на проектний контур при бурінні на 75°



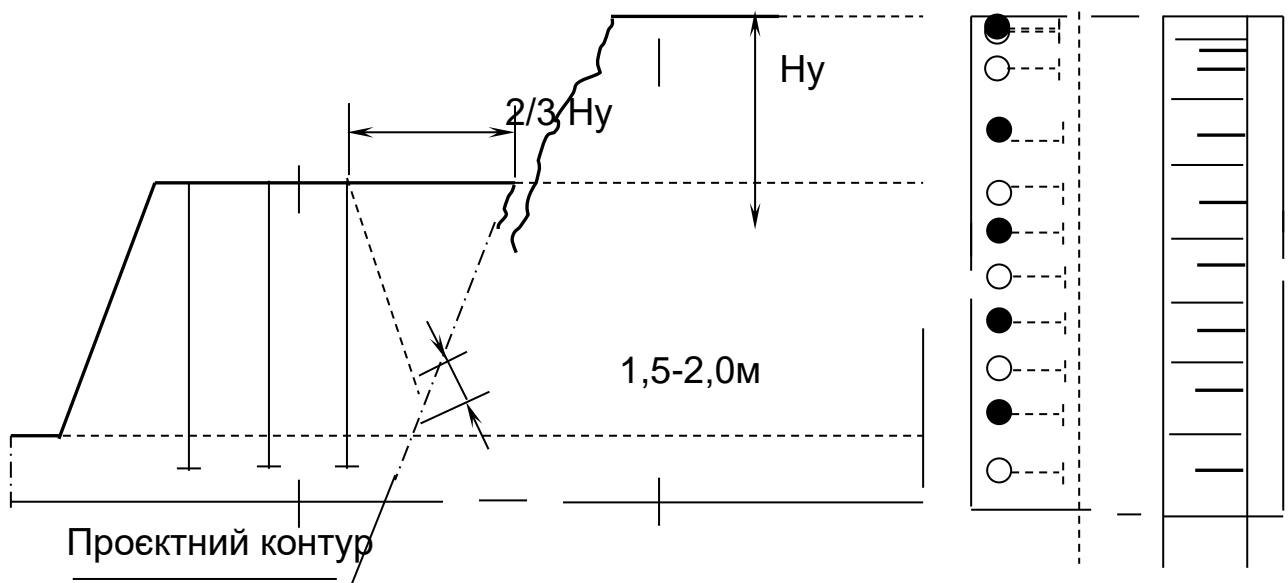


Рисунок 1.3 - Постановка борту на проектний контур при бурінні 2 ярусу контура

1.1 6 Спосіб заукіски здвоєного уступу переважно вертикальними свердловинами з урахуванням кутів напластування гірських порід

Суть способу заукіски, наприклад, здвоєного уступу з кутами заукіски від 50° до 40° (узгоджено з кутом падіння пластів породи у бік кар'єру), полягає в тому, що на верхньому уступі площину його укосу оформляють декількома рядами вертикальних свердловин змінної глибини площині 0,5 ... 1,5 м і шляхом розміщення в них зарядів ВР з масами, що забезпечують розпушування або спучування породи, і які підривають в першу чергу, починаючи від контурного ряду свердловин, а потім інші заряди свердловин приконтурного блоку.

Для варіанта падіння різноміцних пластів породи у бік кар'єру під кутом 45° , схема обурення приконтурного блоку та рядів вертикальних свердловин, що оформляють укіс здвоєного уступу, показані на рис.1.3 а,б.

Тут свердловини приконтурного блоку вибуряють за прийнятою паспортом БВР сіткою свердловин, а контурні ряди вертикальних свердловин згідно зі схемою, показаною на 1.4 а. Так, перший ряд свердловин розташовують на відстані 5м від лінії майбутньої верхньої

брівки уступу, що погашається, і бурять на глибину 4,0м з відстанню між свердловинами в ряду 4,0...4,5м. Розміщують у ці свердловини заряди масою 25...50кг. Другий передконтурний ряд свердловин розташовують на відстані 6,0 м від суміжного ряду і свердловини вибуряють вибуряють у цьому ряду через 6,0 м . Розміщують у яких заряди ВР масою 300...350кг. Четвертий ряд свердловин розташовують на відстані 7,0м від третього ряду свердловин і бурять їх через 7,0м і на глибину 21м (за паспортною сіткою) і розміщують у них заряди ВР паспортної маси.

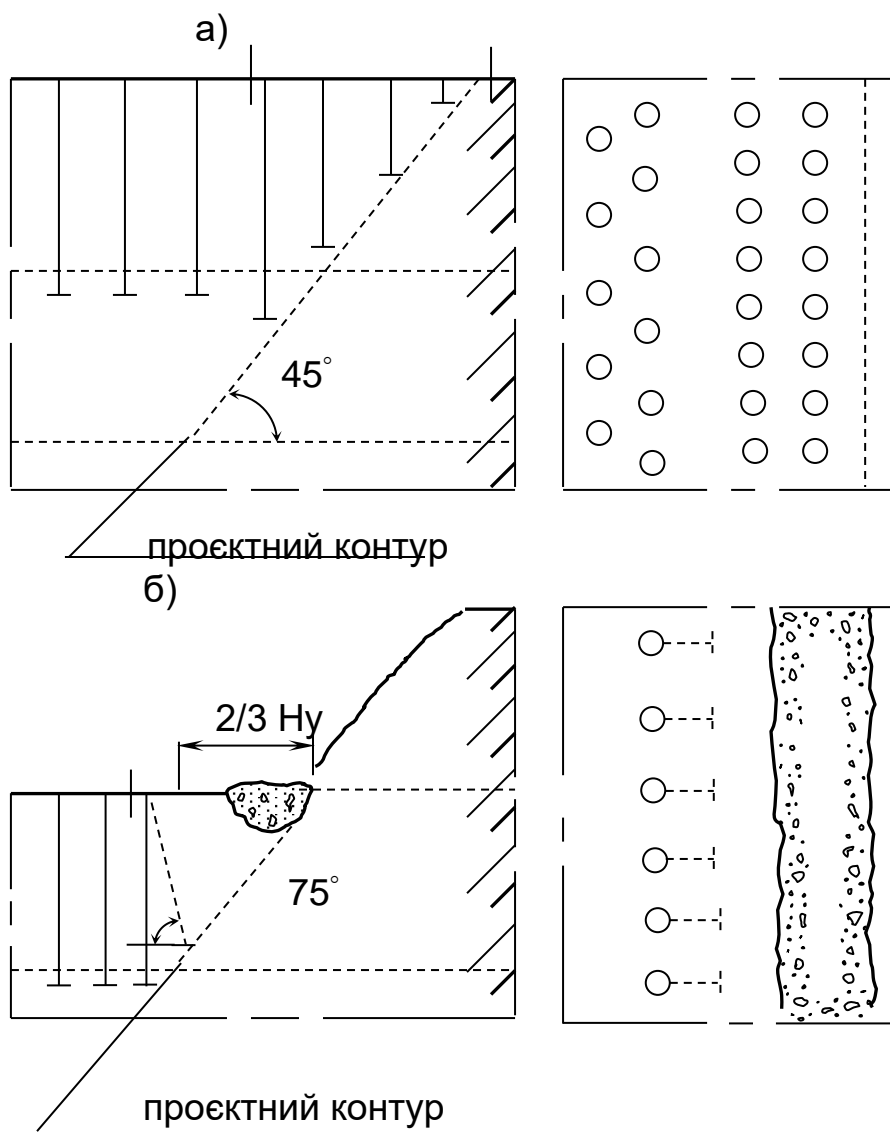


Рисунок 1.4. - Схема обурення при загостренні здвоєного уступу при узгоджених кутах загострення та падіння різноміцних пластів порід у бік кар'єру: а) на верхньому уступі; б) на нижньому уступі.

Після підривання на верхньому уступі приконтурного блоку і рядів свердловин, що оконтурюють, проводять екскавацію підірваної гірської маси з ретельним зачищенням укусу уступу. Після цього приступають до обурення приконтурного блоку на нижньому уступі та контурних рядів свердловин. При цьому в першому контурному ряду бурять чергуються між собою через 3,0м одну вертикальну свердловину з паспортним перебором і одну похилий свердловину у бік нижньої брівки зведеного уступу з недобуром до неї 1,5м. У похилий свердловині розміщують заряд ВР масою 200...300кг, а вертикальну – заряд ВР паспортної маси. Підривають ці заряди ВР насамперед стосовно інших зарядів ВР. Слід зазначити, що в рядах свердловин, що оконтурюють, маса зарядів ВР обрана з умови їх дії на розпушування або спучування зруйнованої породи із середньою питомою витратою ВР – 0,6...0,8кг/м³.

Після підривання приконтурного блоку та оконтурюючих рядів свердловин на нижньому уступі виробляють екскавацію підірваної гірської маси, формуючи берму та площину укусу зведеного уступу.

При формуванні площини укусу зведеного уступу в породах з кутами падіння пластів у бік кар'єру 50° і 40° до горизонту, при проектуванні бурових робіт, у схему обурення вносяться відповідні поправки на відстань між рядами свердловин та глибин свердловин.

Для умов, коли різноміцні пласти породи падають у бік прибортового масиву при кутах падіння від 0° до 90° або фронті заукіски в хрест простягання пластів порід, заукіску зведеного уступу слід виконувати під кутом 90° або під кутом 80° до горизонту залежно від гірничо-геологічних умов та технологічних вимог. У цьому випадку обурення в площині оконтурювання укусу верхнього уступу здійснюють переважно вертикальними свердловинами змінної глибини з розташуванням їх в одному ряду через 3,0м і чергуванням одна глибока свердловина довжиною 21м і дві короткі по обидва боки від неї глибиною 7,0м, потім одна свердловина глибини, що дорівнює 14м. У короткі свердловини

розміщують заряди ВР масою 25...70кг свердловини проміжної глибини – 100...160кг, а глибокі – 200...300кг.

Після відпрацювання верхнього уступу на нижньому уступі обурювання контурних свердловин виробляють аналогічно до схеми, показаної на рис.1.4. б.

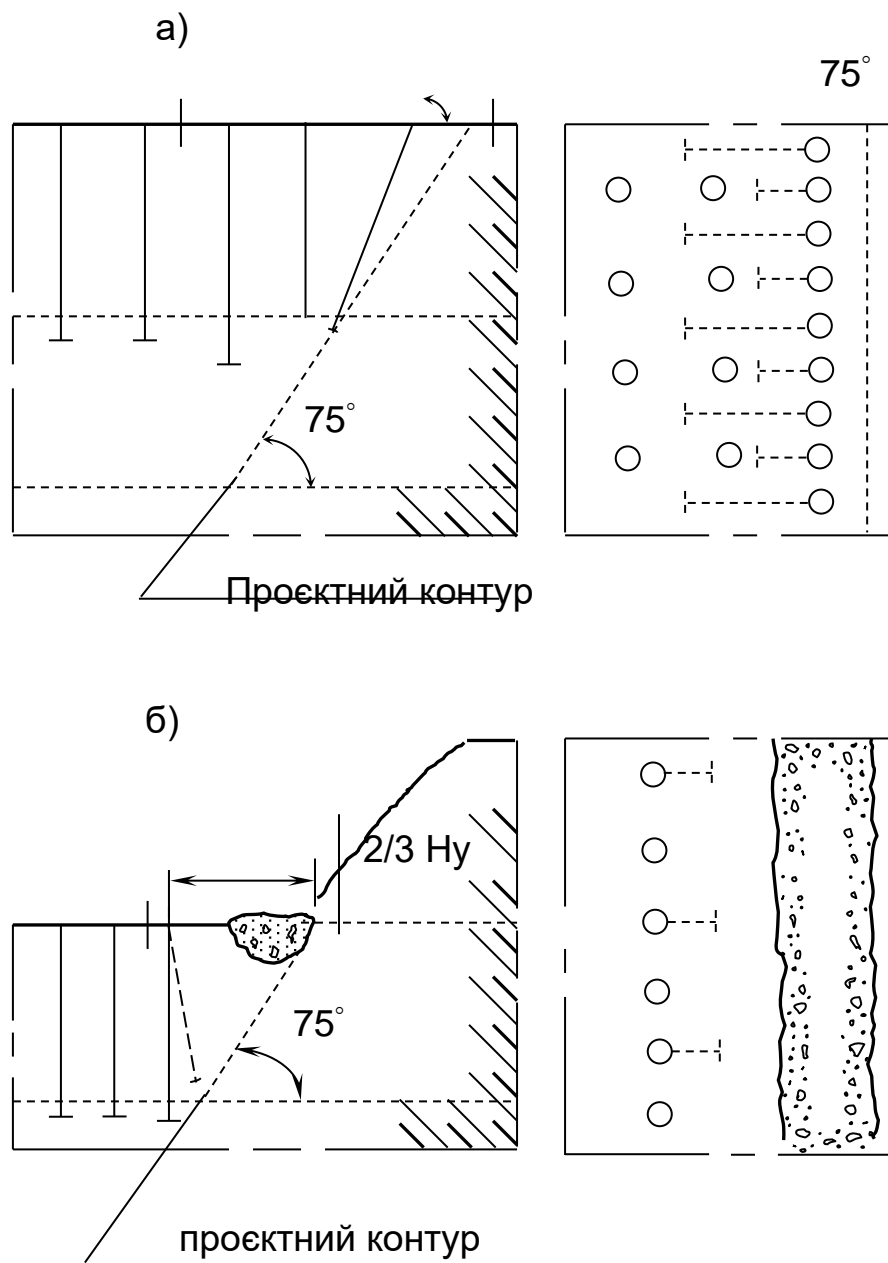


Рисунок 1.5. - Схема обурення екрануючої щілини на верхньому уступі під кутом 75° (а) і закосці на нижньому уступі (б) при падінні різноміцних пластів порід бортовій товщі.

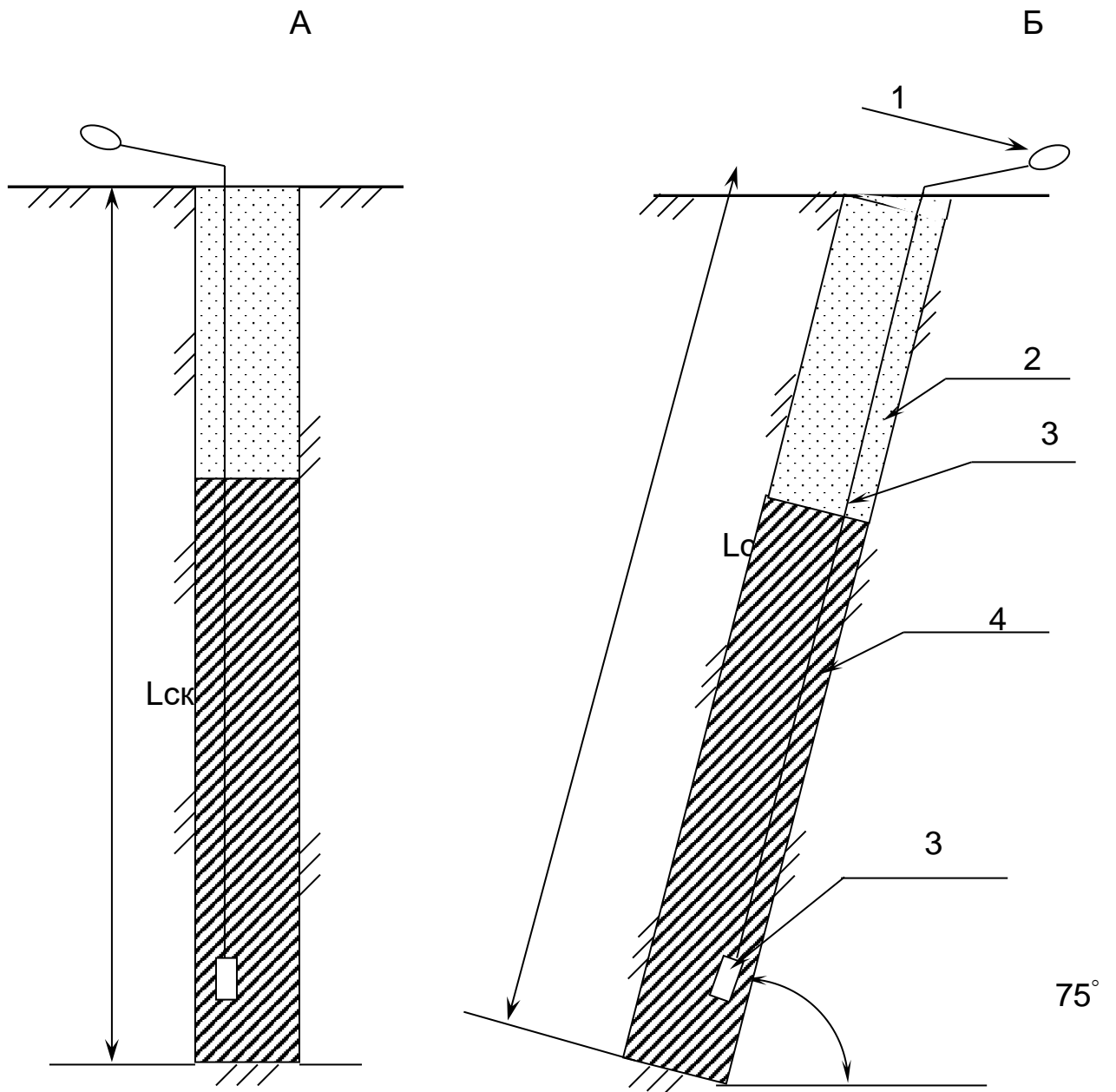


Рисунок 1.6. - Конструкція суцільного свердловинного заряду

А) вертикальна свердловина; Б) похила свердловина

1- обтяжувач а мотузковий «шпагат» для фіксації засобів ініціювання на підшві уступу;

2- неактивна частина свердловини;

3- засоби ініціювання допущені до промислового застосування;

4- вибухова речовина.

У разі потреби з урахуванням гідро-геологічних умов заряджання ВР виробляється у пристрій з поліетиленового рукава (УПР) [1].

В кар'єрі може бути застосовано:

а) багаторядне короткосповільнене підривання свердловинних зарядів з використанням ДШ та РП;

б) неелектрична система ініціювання (НСІ) на базі низькоенергетичного хвилеводу з можливістю посвердловинного підривання;

в) електронна система ініціювання «E-star» на базі низькоенергетичного хвилеводу з можливістю посвердловинного підривання.

Багаторядне підривання свердловинних зарядів здійснюється за такими схемами: клинові, діагональні, з поперечним врубом, хвильові, порядні, різні комбінації зазначених вище схем.

Для здійснення короткосповільненого підривання з використанням ДШ можуть застосовуватись піротехнічні реле з номіналом уповільнення - 20, 35, 50 мс.

НСІ складається з внутрішньосвердловинного КД, і поверхневого сполучного блоку з капсулем детонатором. Номінали уповільнення – 0, 15, 17, 25, 40, 42, 65, 67, 100, 109 мс.

Ініціювання поверхневої мережі блоків свердловинних зарядів у кар'єрі здійснюється за допомогою приладу дистанційного керування вибухом типу «ПДУВ 1670» або інших, допущених до застосування або які використовуються згідно з чинним законодавством України у режимі випробування [1].

При вибуховому дробленні тріщинуватих анізотропних порід доцільно застосовувати схеми підривання з врубовими зарядами, розташованими на фланзі блоку, що підлягає руйнуванню. Ці заряди слід розміщувати на протилежному до торця блоку боці, враховуючи напрямок

його відокремлення та переміщення відповідно до вектора лінійності породоутворюючих мінералів.

Такий підхід сприяє локалізації енергії вибуху в межах блоку, що забезпечує підвищення якості дроблення гірничої маси, розширення сітки свердловинних зарядів, зменшення величини перебуру та зниження частки переподрібнених фракцій за рахунок зменшення енергоємності руйнування порід.

З технічної точки зору, при руйнуванні тріщинуватих анізотропних порід, заснованому на локалізації енергії вибуху в межах блоку, що руйнується, доцільно використовувати діагональні схеми з'єднання зарядів. При багаторядному коротко-уповільненому підриванні (КУП) ці схеми забезпечують якісне подрібнення та мінімальний сейсмічний вплив масового вибуху, оскільки кількість зарядів, що підривають одночасно у групі не перевищує кількість рядів свердловин.

Величини радіусів небезпечних зон по розльоту окремих шматків породи під час підривання свердловинних зарядів розпушування визначаються згідно з розділом XIII («Правила безпеки при поводженні з ВМ промислового значення» НПАОП 0.00-1.66-13 [3]).

Відстань, небезпечна для людей по розльоту окремих шматків породи при підриванні свердловинних зарядів, розрахованих на розпушуючу - (дробну) дію $R_{розл.}$ визначається за формулою:

$$R_{розл.} = 1250 \times r_3 \times \sqrt{\frac{f}{1+r_{заб}} \times \frac{d}{a}}, \text{ м} \quad (1.1)$$

де: r_3 - коефіцієнт заповнення свердловини вибуховою речовиною;

$r_{наб}$ - коефіцієнт заповнення свердловини набійкою;

f - коефіцієнт міцності порід за шкалою проф. М.М. Протод'яконова;

d - діаметр вибухової свердловини, м;

a - відстань між свердловинами у ряду або між рядами, м.

Приклад:

$$R_{разл} = 1250 \times \frac{13}{8} \times \sqrt{\frac{18}{1+1} \times \frac{0,256}{4}} = 684,0, \text{ м}$$

Для ведення вибухових робіт у кар'єрі ПРАТ «ІНГЗК» прийнято межу небезпечної зони на відстані 700 м від зовнішньої межі ведення підричних робіт. Ведення вибухових робіт у кар'єрі ПРАТ «ІНГЗК» виконується відповідно до параметрів, визначених у таблицях параметрів ведення буропідричних робіт (додаток Б до Типового проекту) за умови дотримання меж небезпечної зони, прийнятої типовим проектом ведення БПР у кар'єрі ПРАТ «ІНГЗК».

Безпечні відстані уточнюються під час проектування кожного масового вибуху для кожного блоку.

Коефіцієнт заповнення свердловин вибуховою речовиною r_3 чисельно дорівнює відношенню довжини заряду в свердловині L_3 (м) до глибини пробуреної свердловини L (м):

$$r_3 = \frac{L_3}{L}, \quad (1.2)$$

Коефіцієнт заповнення свердловини забивкою $r_{заб}$ чисельно дорівнює відношенню довжини забійки $L_{заб}$ до довжини вільної від заряду верхньої частини свердловини L_H (м):

$$r_{заб} = \frac{L_{заб}}{L_H}, \quad r_{заб} = \frac{5}{5} = 1; \quad r_{заб} = \frac{3}{5} = 0,6; \quad r_{заб} = \frac{0}{5} = 0$$

Під час вибуху без забійки $r_{заб} = 0$.

При підриванні серії свердловинних зарядів однакового діаметра зі змінними параметрами «а, r_3 , $r_{заб}$ » розрахунок безпечної відстані за формулою повинен проводитися за найменшими значеннями а, $r_{заб}$, та найбільшим значенням r_3 , з усіх наявних у даній серії.

Якщо ділянка, що підривається, представлена породами з різною міцністю, у розрахунку $R_{роз}$ приймається максимальне значення коефіцієнта міцності ґрунтів f .

При підриванні паралельно зближених свердловинних зарядів діаметром d , приймається їх еквівалентний діаметр $d_3 = d\sqrt{N_c}$, де N_c – число паралельно зближених свердловин.

Приклади розрахунків зон, безпечних по розльоту окремих шматків породи представлені у таблиці:

Таблиця 1.1 Розрахунок зони розльоту шматків породи.

Лзаряд у, м	Лсвр.,м	Лзаб, м	Л вільно від заряду свердловини ,м	f	$\frac{d, м}{d_3 = d\sqrt{N_c}}$	a, м	R роз, м
11	17	6	6	12	0,256	5	500
12	17,5	5,5	5,5	15	0,256	5	550
13	18	5	5	18	0,256	4	700
13	18	5	5	20	0,256	4	750
13	18	5	5	20	0,362	4	900

Ведення буропідривних робіт із застосуванням параметрів для IV-VI категорії з підриваєючістю з розрахунковим радіусом розльоту шматків породи 800 метрів має проводитися в межах зони вибухових робіт №2, зазначеної на плані поверхні кар'єру ПРАТ «ІНГЗК», що забезпечує розліт шматків породи в межах прийнятої річною небезпечною зоною.

Ведення буропідривних робіт із застосуванням параметрів таблиці БВР №6, з розрахунковим радіусом розльоту шматків породи 1050м має проводитися в зоні межі вибухових робіт №3 зазначеної на плані поверхні кар'єру ПрАТ «ІНГЗК», що забезпечує розліт шматків породи в межах прийнятої річною небезпечною зоною. Розрахункове значення небезпечної відстані округляється у велику сторону до значення, кратного 50м.

Безпечні відстані для інших параметрів БВР наведено в таблицях параметрів БВР (Додаток Б до Типового проекту).

Безпечні відстані уточнюються під час проектування кожного масового вибуху по кожному блоку.

Для підривання свердловинних зарядів у районі сел. Степне при виконанні «Рекомендацій щодо зменшення максимального радіусу розльоту шматків породи та висоти викиду пилогазової хмари» мінімальна відстань, безпечна по розльоту шматків породи становить 500м.

Приклад:

$$R_{разл.} = 1250 \times 10 \div 17 \times \sqrt{\frac{18}{1+1} \times \frac{0.256}{5}} = 498 \text{ м.}$$

При підриванні негабаритів безпечна відстань встановлюється не менше 300м, по схилу вниз не менше 400 м.

Безпечні відстані від місця вибухів до механізмів, будівель, споруд визначаються у проєкті вибух з урахуванням конкретних умов.[1]

При складанні проєктів масових вибухів враховуються «Рекомендації по забезпеченню сейсдобезпечного виробництва багатоблокових масових вибухів».

Дія сейсмічних коливань від вибухів на будівлі та споруди визначається інтенсивністю коливань ґрунту на підставі об'єктів, що охороняються, і оцінюється швидкістю коливань. Щодо умов ПРАТ «ІНГЗК», допустима інтенсивність коливань при багаторазовому підриванні встановлюється з розрахунку:

а) 3-4 бали (значення допустимої швидкості коливань $V_{\text{доп}} = 0,8$ см/сек.) для населених пунктів смт. Широке, с. Радевичеве. Допустима маса заряду ВР на ступінь уповільнення для цих населених пунктів визначається за вищезгаданим звітом;

б) 3 бала ($V_{\text{доп}} = 1,5$ см/сек) для будівель сел. Степовий. Допустима маса ВР на ступінь уповільнення визначається за таблицею звіту.

в) 5 балів ($V_{\text{доп}} = 4$ см/сек) для промислових об'єктів поблизу борту кар'єру.

г) ≥ 5 балів ($V_{\text{доп}} = 12$ см/сек.) для внутрішньокар'єрних споруд циклічно потокової технології (підземні виробки, колодязі).

д) Допустима маса заряду ВР на ступінь уповільнення для об'єктів, розташованих поза кар'єром під час вибухів у вапняках, визначається згідно таблиці звіту;

е) Допускається робота одночасно двох блоків, якщо немає перевищення маси заряду ВР на ступінь уповільнення об'єктів [1].

РОЗДІЛ 2. ДОСЛІДЖЕННЯ ПОТОЧНОГО СТАНУ ПРОЕКТУВАННЯ ПЕРЕБУРУ ВИБУХОВИХ БЛОКІВ НА ПІДПРИЄМСТВАХ ГІРНИЧОГО КОМПЛЕКСУ

2.1. Аналіз поточного стану виконання комплексу буровибухових робіт Інгулецького гірничо-збагачувального комбінату та Ганнівського кар'єру ПрАТ «ПІВНГЗК»

Провідне місце в гірничодобувній промисловості займає відкритий спосіб видобутку корисних копалин як найбільш продуктивний, економічний і безпечний, причому в найближчій перспективі він збереже своє домінуюче становище. Інтенсивний розвиток відкритого способу розробки корисних копалин, як правило, супроводжується збільшенням глибини кар'єрів, ускладненням інших гірничотехнічних умов, та одну з ключових ролей відіграє підривна підготовка гірничих порід до виймання. Частка витрат на буропідривні роботи завжди складає велику долю у затратах на видобуток корисної копалини.

В країнах СНД та зокрема в Україні, основним типом вибухової речовини, що використовується – є емульсійна.

З ростом глибини кар'єрів відбувається збільшення питомої витрати вибухової речовини, оскільки із зростанням глибини збільшується міцність та змінюються фізико-механічні властивості порід, зростає обводненість гірничого масиву, що приводить до росту витрат на підривання та ускладнення процесу буріння. Тому визначення оптимальної величини перебуру та досягнення за рахунок цього економічного ефекту є пріоритетною задачею, яка розглядається у магістерській роботі.

Світова практика показує, що в останні роки середня продуктивність роботи кар'єрного гірничого устаткування має тенденцію до зниження з ростом глибини кар'єру якщо не використовувати значне підвищення

питомої витрати вибухової речовини, що не відповідає економічній доцільності .

У зв'язку з цим головним завданням досліджень має стати встановлення економічно-доцільної величини перебуру для різних типів гірничих порід .

Виходячи з провідної ролі буропідривних робіт в глибоких кар'єрах та їх впливу на основні техніко-економічні показники роботи гірничодобувного підприємства можна стверджувати, що тема кваліфікаційної роботи, присвячена визначенню оптимальної величини перебуру технологічних свердловинних зарядів, є актуальною.

Розрахунок основних параметрів буропідривних робіт виконується згідно Норм технологічного проектування.

Мінімальна лінія опору по підшві уступу за умовами безпеки ведення бурових робіт визначається за формулою:

$$W_{\sigma} = H_y \cdot ctg\alpha + C, \quad (2.1)$$

де: H_y – висота уступу, м;

C – мінімально безпечна відстань від брівки уступу до гусениці бурового верстату приймається згідно з правилами безпеки не менше 2 м;

α – кут укосу уступу.

Величина ЛСПП для свердловин першого ряду W_1 визначається за такою формулою:

$$W_1 = \frac{\sqrt{0,25p_{скв}^2 + 4q_{BB} \cdot p_{скв} \cdot H_y \cdot L_{скв} - 0,5p_{скв}}}{2 \cdot q_{BB} \cdot H_y}, \quad (2.2)$$

де: $p_{скв}$ – маса заряду вибухової речовини в одному погонному метрі свердловини, кг.;

$q_{ВВ}$ – питома витрата ВР кг/м³.;

Обов'язкова умова: $W_1 \geq W_0$.

Глибина перебуру визначається за формулою:

$$L_{пер} = 0,15H_y + 0,1f - 5d_3, \quad (2.3)$$

де: f – коефіцієнт міцності за шкалою проф. Протод'яконова;

d_3 – діаметр заряду, м.

Глибина свердловин визначається за формулою:

$$L_{скв} = H_y + L_{пер}, \quad (2.4)$$

Довжина набійки визначається за формулою:

$$L_{заб} = 0,4H_y - 0,1f + 5d_3,$$

$$\text{або } L_{заб} = L_{скв} - \frac{W_2^2 \cdot H_y \cdot q_{ВВ}}{p_{скв}}, \quad (2.5)$$

де: W_2 – ЛОПП для другого та наступних рядів свердловин, м.

Надалі W_2 приймаємо як відстань між рядами свердловин.

Відстань між рядами свердловин визначається за такою формулою:

$$b = W_2 = F \cdot d_3 \cdot \sqrt[4]{\frac{Q_{вз} \cdot \Delta}{f}}, \quad (2.6)$$

де: F – розмірний коефіцієнт, $F = (1,05 - 1,1)$, $\text{м}^{0,75} / \text{кДж}^{0,25}$;

Δ – щільність заряджання ВР;

$Q_{\text{в}}$ – питома енергія (теплота) вибуху, кДж/кг.

Відстань між свердловинами в ряді визначається за формулою:

$$a = \frac{(L_{\text{скв}} - L_{\text{заб}}) \cdot P_{\text{скв}}}{W \cdot H_y \cdot q_{\text{ВВ}}}, \quad (2.7)$$

Для свердловин першого ряду:

$$W = W_1$$

Для свердловин другого та наступних рядів:

$$W = e$$

Види вибухових матеріалів.

Для зарядки свердловин та шпурів, монтажу та комутації вибухової мережі під час виконання вибухових робіт, у кар'єрі передбачено застосування вибухових матеріалів, засобів підривання та вибухових речовин, які включені до переліку постійного застосування або які використовуються згідно з чинним законодавством України в режимі випробування або допущені до застосування окремою партією.

Розрахунок зарядів ВР

Розрахунок маси заряду з однотипною вибуховою речовиною в сухій або зневодненій свердловині проводиться за формулою:

$$Q_{\text{скв}} = q_{\text{ВВ}} \cdot a \cdot W_1 \cdot H_y, \quad (2.8)$$

де: W_1 – лінія опору по підшві уступу для свердловин першого ряду, а для наступних рядів відстань між рядами, м.

Маса заряду з однотипною вибуховою речовиною при формуванні його в поліетиленовий рукав у разі заряджання обводнених свердловин визначається за формулою:

$$Q_{скв} = L_3 \cdot \kappa_3 \cdot p_p, \quad (2.9)$$

де: L_3 – довжина суцільного заряду в свердловині, $L_3 = L_{скв} - L_{заб}$, м;

κ_3 – коригуючий коефіцієнт заряду в свердловині (за експериментальними даними приймається $\kappa_3 = (1,05 - 1,10)$).

p_p – маса заряду ВР в одному погонному метрі поліетиленового рукава, кг.

Маса заряду в одному погонному метрі поліетиленового рукава обчислюється за формулою:

$$p_p = \left(\frac{d_{пнэ}}{d_{скв}} \right)^2 \cdot \kappa_{\partial p} \cdot p_{скв}, \quad (2.10)$$

де: $d_{пнэ}$ – діаметр поліетиленового рукава, м;

$\kappa_{\partial p}$ – коефіцієнт деформації заряду в рукаві (за експериментальними даними приймається $\kappa_{\partial p} = (1,05 - 1,10)$).

Перевірочні розрахунки виконуються за формулою:

$$Q_{пр} = p_{скв} \cdot L_3, \quad (2.11)$$

де: L_3 – довжина заряду визначається за формулою:

$$L_3 = L_{скв} - L_{заб}, \quad (2.12)$$

Обов'язкова умова:

$$Q_{скв} = Q_{пр}$$

Як ми бачимо, з розрахунку наведеного вище, довжина перебуру розраховується за формулою:

$$L_{пер} = 0,15H_y + 0,1f - 5d_3, \quad (2.13).$$

Діаметр заряду приймаємо за константу 0,25 м. Основний типорозмір уступів на сучасному етапі відпрацювання кар'єрів за допомогою буропідривних робіт $H=15$ м. Міцність порід, для яких виконується підривання на кар'єрах Кривбасу $f=10-20$.

Таблиця 2.1 Розрахунок перебуру свердловин від міцності порід.

f	H_y	d_3	$L_{пер.}$
10	15	0,25	2,0
11	15	0,25	2,1
12	15	0,25	2,2
13	15	0,25	2,3
14	15	0,25	2,4
15	15	0,25	2,5
16	15	0,25	2,6
17	15	0,25	2,7
18	15	0,25	2,8
19	15	0,25	2,9
20	15	0,25	3,0

Як ми бачимо з отриманої таблиці, в залежності від міцності гірських порід, значення перебуру лежить у діапазоні від 2 до 3м.

Але у якості експерименту для скельних порід міцністю 10-16 пропонується зменшення величини перебуру з 2 м до 1-1,5м зі складанням акту відпрацювань експериментальних блоків та викопіювань з відмітками підошви після відпрацювання.



Рисунок 2.1. – Буровий верстат Ерігос на блоці.



Рисунок 2.2. – Процес заряджання бурового блоку в кар'єрі



Рисунок 2.3. – Виконання заходів з екології на блоці (зовнішня гідрозабійка з реагентом)



Рисунок 2.4. – Проведення масового вибуху



Рисунок 2.5. – Відпрацювання блоків виймально-навантажувальним обладнанням.

Технічні вимоги

Підготовка гірських порід до виймання з використанням енергії вибуху, полягає у зміні природного стану гірських порід з метою подальшого використання у всіх наступних переділах гірничо-збагачувального виробництва та технологічних процесах. При цьому мають бути витримані у межах допустимих норм:

- вихід негабариту гірничої маси в залежності від категорії конкретної гірської породи по тріщинуватості, становить від 3% до 6,87% згідно з [9]. Допустимі розміри шматків підірваної гірничої маси визначають залежно від робочих параметрів гірничого, транспортного та дробильного обладнання. Шматки підірваної гірської породи з параметрами більш допустимих розмірів вважаються негабаритними та підлягають

вторинному дробленню. Критерії щодо виходу негабаритів гірничої маси зазначені у пункті 6.6.3; [11].

- відхилення від проекту (паспорта) фактичної позначки підосви уступу після екскавації гірничої маси блоку має становити $\pm 0,5$ м згідно з «Інструкцією з виробництва маркшейдерських вимірів та контролю гірничих робіт на підприємствах міністерства чорної металургії».

У разі відхилення від проекту фактичної позначки підосви уступу після екскавації гірничої маси на понад $\pm 0,5$ м необхідно складати комісійний акт розслідування даного випадку. Склад комісії: заступник начальника кар'єру з виробництва та планування, головний фахівець з БВР, начальники дільниць. Копію акту необхідно надавати до технологічного управління.

Вибуховому дробленню підлягають усі скельні породи кар'єру, що є у складі відповідних паспортів ведення вибухових робіт (проектів), що потребують попереднього вибухового дроблення перед екскавацією.

Проект (паспорт) на проведення кожного масового вибуху складають фахівці технічного бюро цеху Кар'єр на підставі затвердженого «Типового проекту буровибухових робіт методом свердловинних та шпурових зарядів у кар'єрі ПрАТ «ІНГЗК» за участю працівників вибухової дільниці та з подальшим погодженням з керівником масового вибуху.

Відповідно до вимог пунктів 5.2.1 та 5.3 ТІ 00190905.02.001-2020 [13] до крупності гірничої маси, що поставляється на дробильну фабрику (ДФ), на стадії проектування БВР для конкретних порід блоків на підставі паспортів «Типового проекту буровибухових робіт методом свердловин ПРАТ «ІНГЗК» проводиться складання проектів на буріння із подальшим підриванням, з урахуванням вимог до крупності руди для подальшого постачання на рудозбагачувальну фабрику №1 та рудозбагачувальну фабрику №2.

Проектом розробки родовища передбачено ведення підривних робіт. Даним "Типовим проектом ведення підривних робіт"

передбачається підривне подрібнення скельних гірничих порід (з коефіцієнтом міцності за шкалою професора Протод'яконова $f = 4-20$) методом свердловинних зарядів з використанням вертикальних та похилих свердловин постійного діаметра.

Роботи з формування уступів у скельних породах на постійних і тимчасово неробочих контурах кар'єру виконуються методами контурних вертикальних свердловин перемінної глибини і заряду ВР (буферні свердловини), попереднього щілиноутворення (похилі, вертикальні свердловини) і постійного діаметра і заряду ВР: шлангові або розосереджені (заряд-гірлянда).

Вторинне підривання, що включає подрібнення негабариту, методами, шпурових або накладних зарядів, та підривання завищеної "підшови" на уступах методами укорочених свердловинних зарядів.

Основні параметри при розрахунку підривних робіт:

а) параметри розташування свердловин на уступах, характеризуються такими показниками: **d** - діаметр свердловини, мм; **h** - висота уступу, м; α - кут укосу уступу, град; **W** - лінія опору по підшві уступу, м; **a** - відстань між свердловинами в ряді, м; **b** - відстань між рядами свердловин, м; **c** - мінімальна безпечна відстань від осі свердловин першого ряду до верхньої брівки, м; **m** - коефіцієнт зближення свердловин; **L** - глибина свердловин, м; **l** - глибина перебура, м;

б) параметри підривних робіт характеризуються наступними показниками: **dз** - діаметр заряду, мм; **lз** - довжина заряду, м; **lзаб** - довжина забивки, м; **lп.м** - довжина повітряного проміжку, м; **Q** - маса заряду, кг; **P** - місткість заряду в 1 м свердловини, кг; **q** - питома витрата ВР, кг/м³; ρ - щільність заряджання ВР, т/м³; **V** - вихід гірничої маси з 1 п.м. свердловини, м³.

Розрахункова величина лінії опору визначається за формулою:

$$W = \frac{\sqrt{0.56 \times p^2 + 4 \times g \times p \times H \times L_{скв}} - 0,75p}{2 \times g \times H}, \text{ м} \quad (2.14)$$

де: **p** - місткість 1 м свердловини, кг, приймаємо по таблиці 14 Джерело[10].

g - питома витрата ВР, кг/м³;

L_{скв.} - глибина свердловини, м;

H - висота уступу, м.

Мінімальна лінія опору по підшві, за умовами безпеки ведення бурових робіт, визначається за формулою:

$$W_6 = H \times ctg(\alpha) + c, \text{ м} \quad (2.15)$$

де: **c** – безпечна мінімальна відстань між буровим верстатом і верхньою брівкою уступу, м, [12].

З > 3м). Обов'язковою умовою є $W > W_6$;

α - кут укосу уступу, град

Глибина свердловин визначається за формулою:

$$L = H + l_{пер}, \text{ м} \quad (2.16)$$

де: **l_{пер}** - глибина перебура, м.

Глибина перебура визначається за формулою:

$$l_{пер} = k_{пер} \times d_3, \text{ м} \quad (2.17)$$

де: **k_{пер}** - відносна глибина перебура, виражена в діаметрах заряду ($k_{пер}=8-10$ для напівскельних, скельних порід, що підриваються легко; $k_{пер}=10-14$ для монолітних, порід, що важко підриваються;

d₃ - діаметр заряду, дорівнює діаметру свердловини, м.

Відстань між свердловинами в ряді визначається за формулою:

$$a = m \times W, \text{ м} \quad (2.18)$$

де: m - коефіцієнт зближення свердловин, при короткоуповільненім підриванні $m = 0.8-1.2$.

Відстань між рядами свердловин при короткоуповільненім підриванні визначається за формулою:

$$b = (0.5 - 1) \times W, \text{ м} \quad (2.19)$$

Для зручності розраховані параметри розташування свердловин на уступах зведені в таблицю параметрів підривних робіт.

Конструкції свердловинних зарядів розроблені з урахуванням висоти уступів, діаметр свердловин, ступеня обводнення свердловин, міцності порід, що підриваються. Допускається дублювання внутрішньосвердловинної мережі та використання двох патронів (шашок) з окремими елементами системи ініціювання для виготовлення одного проміжного детонатора з розміщенням останнього у середині заряду ВР.

Залежно від гірничо-геологічних, гідрогеологічних та технологічних умов ведення підривних робіт застосовуються різні конструкції свердловинних зарядів: у вигляді суцільної колонки, розосереджені повітряними, водними, інертними проміжками, які можуть складатися з різних типів ВМ і мати бічні (при зарядці в рукав) зазори і їх комбінації.

Застосовується суцільний або комбінований колонковий заряд з установкою проміжного детонатора (ПД). Проміжний детонатор формується з двох або одної шашки-детонатора Т-400Г, суміші гексогеновмісних ВР, зарядів тротилових Шашка БП А 5/50 (вага ПД повинна бути достатньою для того, щоб забезпечити оптимальну швидкість детонації основного свердловинного заряду ВР), детонуючого шнура або елементів неелектричної системи ініціювання.

Свердловинний колонковий заряд формується, в основному, емульсійними ВР, які знаходиться в стадії випробувань чи допущені до

постійного виробництва і застосування, згідно з чинним законодавством України.

Також можливе формування свердловинного заряду найпростішим гранульованим ВР місцевого приготування, типу Грануліт ШР-1, (які знаходиться в стадії випробувань чи допущені до постійного виробництва і застосування, згідно з чинним законодавством України).

Організація і проведення підривних робіт здійснюється відповідно до нормативних вимог та діючих інструкцій.

Буріння свердловин здійснюється згідно проекту на буріння блоку, складеному технічним відділом кар'єру на підставі таблиці параметрів ведення бурових і підривних робіт і паспорту бурових робіт і вихідної геолого-маркшейдерської документації.

Вихідними даними для проектування є вкопювання з плану гірничих робіт з нанесенням:

- лінії найменшого опору по підшві уступу (ЛОПП) для першого ряду;
- відстань між свердловинами та рядами;
- глибину свердловин з урахуванням фактичних відміток підшви обурюваного уступу;
- номер свердловини;
- величину перебуру;
- розташування свердловин вищележачого уступу.

При проектуванні бурових робіт повинно бути враховано:

- розташування стиків раніше вибурених блоків і проектного, уникаючи їхнього збігу;
- розташування "стаканів" свердловин, що відмовили, не допускаючи розташування проектованих свердловин ближче 3 м від них.

У масивах з фізико-механічними властивостями порід, що змінюються, по висоті уступу геолого-маркшейдерська служба дає розрізи по рядах свердловин.

Кожному проекту на буріння блоку присвоюється номер і дата його складання.

Оригінал проекту зберігається в технічному відділі. Копії видаються буровій ділянці маркшейдерським відділом.

Після закінчення буріння блоку проводиться маркшейдерська зйомка фактичних параметрів свердловин на блоці і складається план розташування свердловин у масштабі 1:1000.

2.2. Визначення основних проблем та недоліків вибухової підготовки гірничого масиву

Порядок проведення аналізу якості вибухових робіт

Перший етап – проведення візуального огляду до початку екскавації підірваних блоків:

- наявність одиночних або групових відмов підірваного блоку. У випадках виявлення відмов роботи виконувати відповідно до «Інструкції з ліквідації відмов свердловинних зарядів вибухових речовин в кар'єрі ПРАТ «ІНГЗК»;

- відсутність навалу в тил масиву (зворотний викид) від підірваного останнього ряду зарядів свердловин (крім випадків, передбачених умовами підривання);

- наявність розвалу підірваної гірської маси по фронту вибою на нижньому горизонті;

- рівномірність шапки вибуху (навал підірваної гірської маси) по висоті уступу;

- пошкодження гірничого обладнання.

Перший етап оцінки якості дроблення гірничої маси проводиться комісійно. До складу комісії входять: начальники екскаваторних ділянок, у яких на території кар'єрного поля проводилося підривання блоків,

начальник вибухової ділянки, головний фахівець з буровибухових робіт, заступник начальника кар'єру з виробництва та планування.

Результати оцінки першого етапу (комісійний висновок) надає головний фахівець з БВР у технічне бюро для заповнення карток.

Другий етап – контроль якості підірваної гірничої маси у процесі екскавації проводиться технічною службою кар'єру із залученням маркшейдерської служби з використанням інструментальних засобів:

- у процесі відпрацювання підіраного блоку маркшейдерська служба проводить вимірювання обсягів відвантаженої гірничої маси, а також проводить вимірювання та облік негабариту гірничої маси з подальшим визначенням відсоткового співвідношення виходу негабаритів. Негабаритним шматком вважається той, у якого найбільший лінійний розмір будь-якої зі сторін перевищує 1,2 м. Для порід кар'єру ПрАТ «ІНГЗК» вихід негабариту, залежно від категорії конкретної гірської породи за тріщинуватістю становить від 3 % до 6,87 % згідно [9]. Показник відсотка виходу негабариту гірничої маси розраховується виходячи з обсягів видобутої гірничої маси та кількості вилучених негабаритів, що припадають на даний обсяг відвантаження для конкретного вибухового блоку за вирахуванням негабаритів, утворених від блоків, які підірвали раніше;

- якість опрацювання підшви уступу (ведення відмітки горизонту);
- наявність відмов свердловинних зарядів у процесі екскавації.

Маркшейдерська служба проводить облік кількості вилученого негабариту на підставі даних отриманих від майстрів гірничих екскаваторних ділянок, які фіксуються у диспетчерській кар'єру в оперативному журналі «Облік бутів».

Для виключення повторного обліку негабаритів гірничої маси, утвореного попередніми вибухами, необхідно проводити комісійне приймання вибурених блоків (ділянок) відповідно до [13] та із зазначенням у «Акті про готовність блоку до заряджання» розташованих на блоці або в

укоші уступу блоку кількості негабаритів. Для цього представник маркшейдерської служби спільно з представником вибухової дільниці здійснює підрахунок негабариту гірничої маси утвореного попередніми вибухами. Ця кількість негабаритів віднімається від загального обсягу вилучених із конкретного блоку.

Середній обсяг негабариту для розрахунку обсягів вилучених із забою негабаритів приймається на підставі обмірів маркшейдерської служби, виконуваних по кожному конкретному горизонту (забою).

Другий етап оцінки якості дроблення гірничої маси проводиться на підставі даних після заповнення картки та проведеного аналізу БВР кожного конкретного блоку за підсумками роботи звітного періоду.

Внесення результатів у таблицю Картки (заповнення Картки) проводиться маркшейдерською службою кар'єру на підставі даних наданих маркшейдерською службою.

Для виконання аналізу маркшейдерською службою на кожен блок складається викопіювання з плану гірничих робіт за якими інженери технічного бюро виконують аналіз БВР для конкретних блоків. На викопіюванні з плану гірничих робіт маркшейдерською службою зазначаються раніше підірвані свердловини блоків, стан гірничих робіт із зазначенням висотних відміток, а також геологічна служба наносить на викопіювання геологічні дані.

Начальник технічного бюро кар'єру координує роботи з виконання аналізів проведення буровибухових робіт по блоках, що розглядаються, і попереднього визначення можливих негативних факторів, що впливають на якість дроблення гірничої маси.

Після закінчення відпрацювання конкретних блоків технічне бюро зводить дані до таблиці Картки, аналізує та надає дані для загальної оцінки якості дроблення породи при виробництві масового вибуху блоку.

Третій етап - аналіз підіраного блоку після повного відпрацювання.

На підставі вище зазначених двох етапів оцінки якості вибухової підготовки блоку формується загальна оцінка якості підірваного блоку.

Загальна оцінка якості дроблення гірничої маси встановлюється комісійно. До складу комісії входять такі представники кар'єра: начальник екскаваторної дільниці, начальник вибухової дільниці, начальник технічного бюро, головний фахівець з БВР, маркшейдер кар'єру. Картка затверджується заступником начальника кар'єру з виробництва та планування. До уваги при оцінці також приймаються візуальні спостереження по роботі екскаватора у забої.

Заповнена картка зберігається в технічному бюро цеху Кар'єр для аналізу, використання даних при подальшому проектуванні та їх зберігання.

У разі виставлення незадовільної оцінки вибухової підготовки гірничої маси за результатами відпрацювання блоку проводиться розслідування причин неякісного підривання.

При виявленні факту незадовільного підривання у процесі відпрацювання блоку проводиться розслідування неякісного підривання.

Моніторинг та критерії оцінки процесу якості дроблення гірничої маси.

Ефективність процесу відслідковується за фактичним відсотком виходу негабаритів гірничої маси по відношенню до нормативного для конкретного блоку з урахуванням гірничо-геологічних умов даного району підірваного блоку, середнього об'єму негабаритів та відсутності відмов свердловинних зарядів. Показник виходу негабаритів гірничої маси розраховується на підставі даних, заповнених у Картках [11].

Управління ризиками

В процесі підривання гірничої маси у кар'єрі можуть виникнути ризики, які наведені в таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 – Види ризиків та способи впливу на них*

Ризик	Умови, за яких ризик може виникнути	Способи впливу на ризик, які дозволять не допустити його виникнення
Відмова свердловинних зарядів.	Пошкодження цілісності поверхневої вибухової мережі. Неналежна якість проміжного детонатору.	Контроль якості і відповідності засобів ініціювання сертифікатам виробника. Підключення поверхневої мережі під наглядом ІТР вибухової дільниці.
Пошкодження обладнання або споруд, які знаходяться в небезпечній зоні вибуху	Залишення обладнання у зоні ураження вибухом, відгін на недостатньо безпечну відстань, перевищення ВР на ступінь сповільнення.	Дотримання розрахункових відстаней для обладнання, відгін на безпечну відстань. Вибір оптимального режиму підривання та дотримання сейсмічних рекомендацій.
Потрапляння сторонніх осіб до небезпечної зони вибуху	Відсутність інформування населення про проведення масового вибуху, відсутність постів оточення небезпечної зони, та недостатній контроль з їх сторони.	Інформування населення про масовий вибух, виставлення постів оточення, дотримання звукових сигналів при проведенні МВ, контроль за відсутністю сторонніх з боку керівника масового вибуху.
Недостатня якість подрібнення гірничої маси.	Велика кількість порушень по блоку, відхилення від проекту по розташуванню та глибині свердловин, значне завищення ЛСПП.	Контроль процесу виконання буріння з боку ІТР бурової дільниці, корегування маси зарядів для отримання необхідної якості вибуху.

* [11]

Ліквідація відмов свердловинних зарядів здійснюється згідно вимог НПАОП 0.00-5.39.14 «Інструкція щодо запобігання, виявлення і ліквідації відмов свердловинних зарядів на відкритих гірничих роботах», «Інструкції з ліквідації відмов свердловинних зарядів вибухових речовин в кар'єрах ПРАТ «ПІВНГЗК» та НПАОП 0.00-1.66-13 «Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення».

Усі випадки, коли свердловинні заряди не можуть бути підірвані через технічний характер підривної мережі тощо, їх розглядають як

відмови свердловинних зарядів. Кожна відмова повинна бути зафіксована у журналі реєстрації відмов при підривних роботах згідно з додатком 10 НПАОП 0.00-1.66-13.

Роботи, пов'язані з ліквідацією відмов, необхідно проводити під безпосереднім керівництвом посадової особи підривного персоналу відповідно до вимог інструкції з ліквідації відмов.

У місцях відмов забороняються будь-які роботи, які не пов'язані з їх ліквідацією. У разі виявлення одиночної відмови свердловинного заряду чи підозри щодо нього, машиніст екскаватора зобов'язаний негайно припинити роботу у районі відмови. У разі неможливості продовжувати роботи з екскавації в небезпечному районі підірваного блоку, дати вказівку машиністам локомотивів або самоскидів вивести склад за межі 20-метрової забороненої зони. Повідомити диспетчеру кар'єру інформацію про відмову свердловинного заряду та до прибуття працівника підривного персоналу вжити заходів щодо охорони виявлених ВР та виключити будь-які роботи у забороненій зоні. У журналі приймання-здавання змін екскаватора за формою, що затверджується технічним керівником підприємства, зробити запис про виявлення відмови свердловинного заряду, вжиті заходи безпеки та час повідомлення диспетчера кар'єру.

Диспетчер кар'єру, отримавши повідомлення про виявлення відмови свердловинного заряду, зобов'язаний негайно повідомити заступника начальника кар'єру з виробництва та планування, відповідального керівника масового вибуху, представник виконавця підривних робіт.

У разі повідомлення отримання повідомлення про відмову свердловинного заряду, представник виконавця підривних робіт, повинен прибути на місце виявлення відмови та вжити заходів щодо виключення робіт у межах забороненої зони. У разі підозри або виявлення відмови, повинен бути виставлений відповідний знак біля заряду, що відмовив і повідомлено посадову особу підривного персоналу, відповідальну за ліквідацію відмови.

Посадова особа, яка відповідає за ліквідацію відмови свердловинного заряду, зобов'язана негайно прибути на місце виявлення відмови та визначити спосіб ліквідації відмови свердловинного заряду.

Екسкаваторне розбирання гірської породи в місці відмови свердловинних зарядів виконується машиністом екскаватора, проінструктованим для виконання такого виду робіт під підпис у присутності особи, відповідальної за ліквідацію відмови свердловинного заряду, після їх письмового підтвердження, занесеного до журналу приймання-здачі змін екскаватора, форма якого затверджується технічним керівником підприємства.

Під час розбирання гірської породи екскаватором проводиться таким чином, щоб у разі обсипання гірської маси не відбувалося ударів шматків ГМ по заряду ВР. Породу слід вибирати насамперед з боків колонки заряду під захистом кабіни екскаватора.

Черпання гірничої маси поблизу заряду, який відмовив, слід проводити з особливою обережністю, з мінімальними напірними зусиллями рукояті, невеликими порціями, в місцях, що добре проглядаються з поступовим зменшенням висоти конуса породи над свердловиною із зарядом, який відмовив.

Відстань від місця черпання до заряду визначається відповідальною особою за ліквідацію відмови свердловинного заряду залежно від конкретної ситуації у вибої, але не менше 0,5 м від заряду, який відмовив.

У процесі розбирання машиніст екскаватора та особи, присутні у ліквідації відмови свердловинного заряду, повинні уважно стежити за вибоєм. У разі появи кінців ДШ, хвилеводів НСІ та шашок-детонаторів слід тимчасово припинити розбирання породи та вручну їх вилучити з місця відмови, дотримуючись запобіжних заходів.

У разі виявлення вибухових матеріалів у гірничій масі уступу на висоті понад 2 м від його підшви дозволяється для їх вилучення використовувати підйомник.

Вилучення вибухових матеріалів із свердловини проводиться підричним персоналом за допомогою спеціального совка або підручних засобів, виготовлених з дерева або металу, який не дає іскри.

Дозвіл на відновлення робіт після ліквідації заряду, що відмовили, видається машиністу екскаватора відповідальною особою за ліквідацію відмови свердловинного заряду із записом у журналі приймання-здавання змін екскаватора, форма якого затверджується технічним керівником підприємства.

Акт про ліквідацію відмови свердловинного заряду складається протягом 3 днів у 2 примірниках за підписом осіб, відповідальних за ліквідацію відмови.

Ліквідація масових відмов свердловинних зарядів здійснюється повторним вибухом у день виробництва МВ.

Відповідальний керівник МВ видає наряд підричному персоналу та організує виконання робіт з відновлення або заміни підричної мережі на блоці (блоках) свердловинні заряди, якого (яких) відмовили, згідно з прийнятою програмою з ліквідації відмови.

Залежно від обставин, що склалися (недостатня освітленість, відсутність необхідної кількості ЗІ, необхідність значного часу для проведення підготовчих робіт та інші фактори), може прийматися рішення про припинення підричних робіт.

У всіх випадках повторне підривання блоків (блоку), які не підірвалися (не підірвався), виконується лише за спеціальним паспортом, затвердженим відповідальним керівником МВ та погодженим з заступником начальника цеха з виробництва та планування. [1]

2.3. Напрямки удосконалення буровибухових робіт

Перебур технологічних свердловин займає важливе місце у процесі вибухової підготовки гірничої маси до виймання. Зміна його величини

може мати значний ефект на якості подрібнення гірничої маси та отриманій відмітці підшви уступа. Тому важливо обрати найбільш оптимальні напрями розвитку та отримати якісний результат. У якості експерименту буде проведено експериментальні дослідження по зменшенню величини перебуру по скельній гірничій масі по гірничим породам, які мають більш сприятливі фізико-механічні властивості та не мали наявних проблем по дотриманню відмітки подошви при попередньому відпрацюванні.

Місце та умови проведення випробувань

Для проведення експерименту був обраний блок №10 по гор. -75/-90 м Ганнівського кар'єру.

Буріння блоку виконувалось за 1 етапом експерименту, зі зменшеним перебуром свердловин на 1 м. Викопіювання зі схеми комутації блоку: Для комутації блоку була використана схема комутації – посвердловинна діагональ в кар'єр з використанням номіналів S-67 для першого ряду свердловин, наступні ряди підв'язані номіналами S-42. Час підривання блоку склав: 2069 мс. Вруб з півдня.

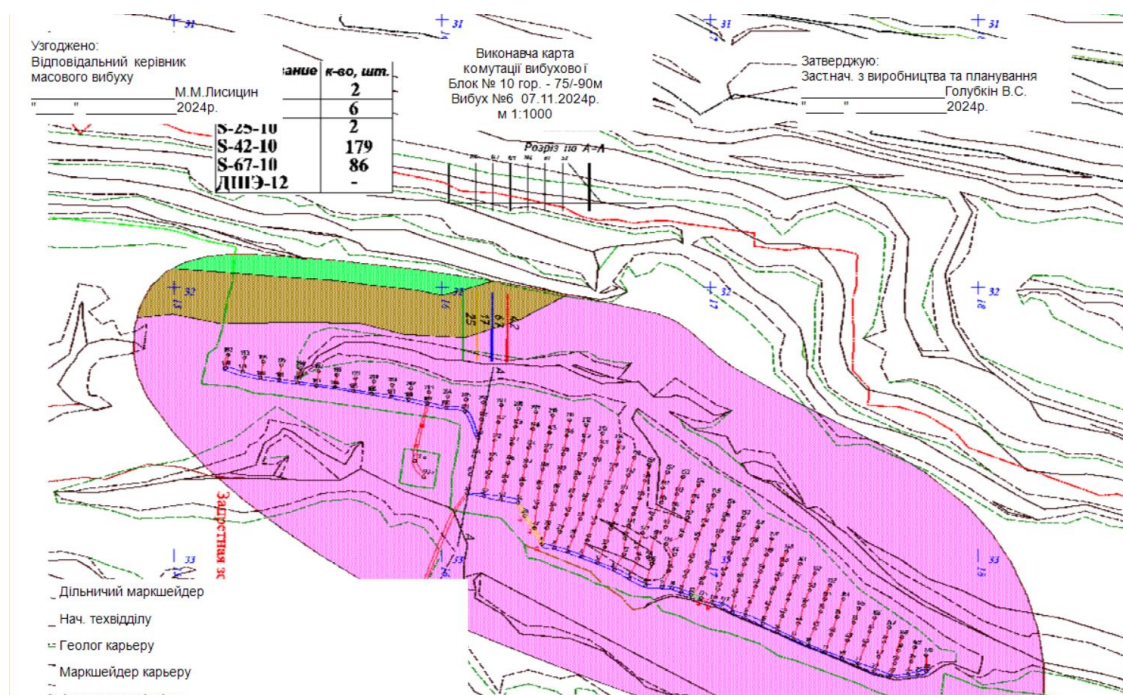


Рисунок 2.6. – Виконавча карта блоку №10 гор.-75/90м.

Таблиця 2.3 - Фактичні показники отриманого економічного ефекту.
Ефект по блоку.

Фактичний економічний ефект по блоку №10 гор.-75/-90				
Динаміка затрат на послуги по підриванню при зменшенні перебуру на 1м на 143,5 тис.м ³				
143,5				
		База	Експеримент	
Назва	Од. вим.	Значення		Джерело даних
Вихід ГМ с 1 м.п.	м ³	42,25	45,5	Розрахунок
Н уступа	м	15	15	Типовий проект БВР
L перебура	м	2	1	Типовий проект БВР
L свердловини	м	17	17	Типовий проект БВР
Обсяг підривання 1 свердл.	м ³	633,75	682,5	Розрахунок
Вихід ГМ с 1 м.п.	м ³	37,28	40,15	Розрахунок
Кількість свердловин	шт.	226	215	Розрахунок
Обсяг буріння	п.м.	3842	3574	Розрахунок
Питома витрата ВР	кг/м ³	0,894	0,882	БП-2024
Серед. заряд ВР	кг	568	600	Розрахунок
Колонка заряду	м	8,9	9,4	Розрахунок
Неактивна частина свердловини	м	8,1	7,6	Розрахунок
Макс. неактивна частина свердловини	м	5,7	5,7	Розрахунок
Вага ВР	кг	128 289	126 550	Розрахунок
Колонка заряду	м			
Вартість 1 кг ВР Емоніт Н	грн/кг	22,4	22,4	Калькуляція КВП 07.2024
Вартість шашки ТНТ Бустер КР 420 В	грн/шт	606,27	606,3	Калькуляція КВП 07.2024
Вартість Анемікс	грн/шт	75,14	75,1	Калькуляція КВП 07.2024
Вартість поверхневого хвилевода	грн./шт	154,48	154,5	Калькуляція КВП 07.2024
Вартість внутрішньосвердловинного волновода Shockstar 500/24	грн/шт	240,76	240,8	Калькуляція КВП 07.2024
Вартість ПФЗ	грн./шт	254,78	254,78	Калькуляція КВП 07.2024

Збільшення/зменшення витрат на засоби підривання	грн		-17 294	Розрахунок
Збільшення/зменшення витрат на ВР	грн		-38 978	Розрахунок
Збільшення/зменшення витрат на послуги по бурінню	грн		-47 393	Розрахунок
Разом збільшення/зменшення витрат	грн		-103 665	Розрахунок
Збільшення/зменшення витрат на засоби підривання	грн/м ³		-0,12	Розрахунок
Збільшення/зменшення витрат на ВР	грн/м ³		-0,27	Розрахунок
Збільшення/зменшення витрат на буріння	грн/м ³		-0,33	Розрахунок
Разом збільшення/зменшення витрат на 1 м ³ ГМ	грн/м ³		-0,72	Розрахунок
				Розрахунок
% вихода негабарита, який приведе економ. ефект в 0			1,49%	Розрахунок

Таблиця з класифікацією порід щодо міцності, тріщинуватості, буримості, підриваємості по Ганнівському кар'єру та обґрунтування доцільності зменшення перебуру по результатам експерименту наведено нижче:

Таблиця 2.2 - Класифікація порід щодо міцності, тріщинуватості, буримості, підриваємості

Найменування порід	Коеф-нт міцності за шкалою професора Протод'яконова	Об'ємна вага порід, тн/м ³	Буримість	Підриваємість	Доцільність зменшення перебуру
I. Окислена зона					
1. Кварцити безрудні, кварц-карбонатні породи	6	2.6	X-XI	I	є
2. Сланці кварц-біотит-амфіболові	7	2.6	XI-XII	III	є

3.Кварцити лимоніт-амфіболові (I-IV) підпачки	10-12	2.85	XIII	III	є
4.Кварцити гематит-лимоніт-мартитові, лимоніт-мартитові	13-15	3.15	XIV	V	немає
5.Кварцити гематитові, джеспеліт	18-20	3.15	XVII	VI	немає
6.Сланці кварц-амфібол-біотитові, кварц-хлорит-біотитові, гранат-амфібол-біотитові, слюдисті кварцити, амфіболіти	6	2.6	X-XI	II-III	є
7.Кварцити лимоніт-силікатні прошарками сланців, напівокислені	+95м, +84м – 6 +72м – 10	2.8	X-XII	IV	є
II.Неокислена зона					
1. Сланці кварц-амфібол-біотитові, кварц-хлорит-біотитові, серпентин-кумінгтонитові, слюдисті кварцити амфіболіти	7	2.8	X-XI	II-III	є
2.Кварцити магнетит-силікатні	12-16	3.0-3.06	XIII-XIV	IV	немає
3.Кварцити гематит-магнетитові, магнетитові, силікат магнетитові, їх брекчії	16-18	3.39	XV-XVII	V	немає
4.Кварцити магнетит-силікатні с прошарками сланців	12	2.9	XIII	IV	є
5.Безрудні кварцити, карбонатні породи	7	2.8	X-XI	I	є
6.Сланці кварц-магнетит-амфіболові	8	2.8	XI-XII	III	є

Як ми бачимо, по великій частині порід, що були залучені до експерименту є можливість зменшити перебув та знизити собівартість видобутку.

Ось так виглядає викопіювання з ділянки кар'єру, на якій було виконано зменшення перебуру.



Рисунок 2.7. - Відпрацьована ділянка блоку зі зменшеним перебудом

Породи на даній ділянці – сланці з міцністю 7 за шкалою Протод'яконова.

РОЗДІЛ 3. АНАЛІЗ СУЧАСНИХ ПРАКТИК ТА НАПРЯМІВ ПО ЗМЕНШЕННЮ ПЕРЕБУРУ У ТЕХНОЛОГІЧНИХ СВЕРДЛОВИНАХ

На сучасних гірничих підприємствах методика визначення оптимальних параметрів буровибухових робіт складається з двох етапів. На першому етапі з використанням загальновідомих розрахункових принципів під конкретні гірничо-геологічні та гірничо-технологічні умови здійснюються розрахунки основних параметрів: параметри сітки розташування свердловин, питомі витрати ВР, параметри заряду, перебуру та забійки, схема комутації та режим підривання. Після цього виконується досить великий обсяг дослідницьких робіт на практиці, основна задача яких полягає у коригуванні цих параметрів у конкретних виробничих умовах з урахуванням вимог технологічних процесів гірничого виробництва в цілому. Цей шлях характеризується великою тривалістю, але дозволяє стверджувати про оптимальність отриманих параметрів.

Взагалі питання по визначенню технічно прийнятих та економічно доцільних меж енергетичних витрат при подрібненні гірських порід вибухом залишається актуальним. Як вже згадувалось вище, якісні характеристики виробничих вибухів є багатофакторно залежними, тобто вони залежать від комплексу гірничо-геологічних, гірничо-технологічних, гідрогеологічних та інших умов. Слід виділити головні фактори, та встановити їх кількісну інформативність відносно ступеню подрібнення гірських порід вибухом.

Аналіз практики ведення вибухових робіт у залізородних кар'єрах свідчить, що фактори які в у той чи іншій мірі впливають на їх якісні показники умовно можна поділити на три групи [14] :

- гірничо-геологічні: міцність, тріщинуватість, пластичність, структура, обводненість гірського масиву;

- енергетичні: питомі витрати, працездатність, бризантність та швидкість детонації ВР;
- технологічні: діаметр технологічного заряду, параметри сітки свердловин, кількість рядів свердловин, наявність або відсутність «підпірної стінки», висота уступу, *довжина перебуру*, величина лінії опору по підшві уступу, кількість поверхонь оголення, кут нахилу свердловин, схеми підривання, час уповільнення підривання між групами зарядів та окремими зарядами, місце розташування детонатору у свердловинному заряді, його розміри та форма та ін.

Багатофакторність умов проведення буровибухових робіт значно ускладнює їх дослідження. Ступінь впливу вищенаведених факторів нерівномірний на значення критеріїв, за якими оцінюється якість промислового вибуху. Постає правомірне питання їх мінімізації за рахунок виключення з наведеного масиву малоінформативних.

Вивченню цього питання були присвячені дослідження, виконані під керівництвом І.П. Кононова [14] з використання методу приватних інформацій.

В даній роботі для дослідження впливу параметрів буровибухових робіт на показники якості вибуху, були зібрані статистичні дані по 106 промисловим вибухам. При цьому у якості основних критеріїв, за якими оцінювалась якість дроблення гірського масиву були виділені діаметр середнього шматку підірваної гірської маси (мм) та вихід підірваної гірської маси зі шматком менше 100мм (%).

На підставі математичного аналізу статистичного матеріалу І.П. Кононов стверджує, що «найбільшу інформацію відносно діаметру середнього шматку несуть міцність порід, питомі витрати ВР, діаметр заряду, довжина колонки заряду, опір по підшві, відстань між свердловинами 1-го ряду та тріщинуватість порід. Вони інформативні на 93,9% від загальної інформації 14 факторів. При цьому у самій групі найбільш інформативними є міцність порід, питомі витрати ВР та діаметр

заряду. Найменш інформативними відносно діаметру шматка породи є висота стовпу води у свердловині і довжина перебуру та забивки.

Аналізуючи фактори, що впливають на вихід фракції 0-100мм в роботі дослідники зробили висновок, що «такими є міцність порід, питомі витрати ВР, діаметр заряду, тріщинуватість, довжина колонки заряду та відстань між зарядами. Вони несуть біль 97% інформації. При цьому тільки три фактори міцність, питомі витрати ВР та діаметр заряду, містять не менше 90% інформації відносно прогнозованого змісту фракції - 100мм [14].

Якість вибухових робіт оцінюється не лише за процентним виходом фракції – 400 мм, але й за якістю відпрацювання підшви уступу.

Згідно з проведеними нами теоретичними дослідженнями, якість відпрацювання підшви уступу залежить від величини перебуру та відстані між свердловинами.

Для визначення величини перебуру, що забезпечує відповідну підшву уступу, було проведено статистичну обробку вибухів у породах I категорії на кар'єрах Кривбасу.

Для аналізу враховувалися лише ті вибухи, де якість опрацювання підшви уступу вважалася задовільною, тобто завищення уступу не перевищувало 0,5 м. Висота підірваних уступів становила 10–12 м, відстань між свердловинами варіювалася від 4 до 9 м, а діаметр зарядів – від 0,25 до 0,35 м. Як вибухові речовини (ВР) використовували гранульовані ВР. Загальний об'єм відбитої гірської маси при цьому перевищив 1 млн м³.

У результаті статистичної обробки отриманих даних було встановлено множинний кореляційний зв'язок між величиною перебуру, діаметром заряду та відстанню між зарядами. Отримана залежність із достатньою точністю описується виразом:

$$h_{nep} = 0,162a - 2,78d_3 + 2,8 \pm 0,15,$$

де d_3 – діаметр заряду, м;

a – відстань між свердловинами, м.

Коефіцієнт множинної кореляції становить 0,775, а надійність зв'язку – 19%.

Отримані залежності змінення питомої витрати ВР і величини перебудування від діаметра заряду стали основою для розроблення паспортів буровибухових робіт для умов залізорудних кар'єрів Кривбасу.

За розробленими паспортами проводяться буровибухові роботи на кар'єрах ГЗК Кривбасу. За цей період за новими паспортами підривали десятки мільйонів кубометрів гірської маси з високою якістю дроблення порід, що повністю підтвердило їхню ефективність [15].

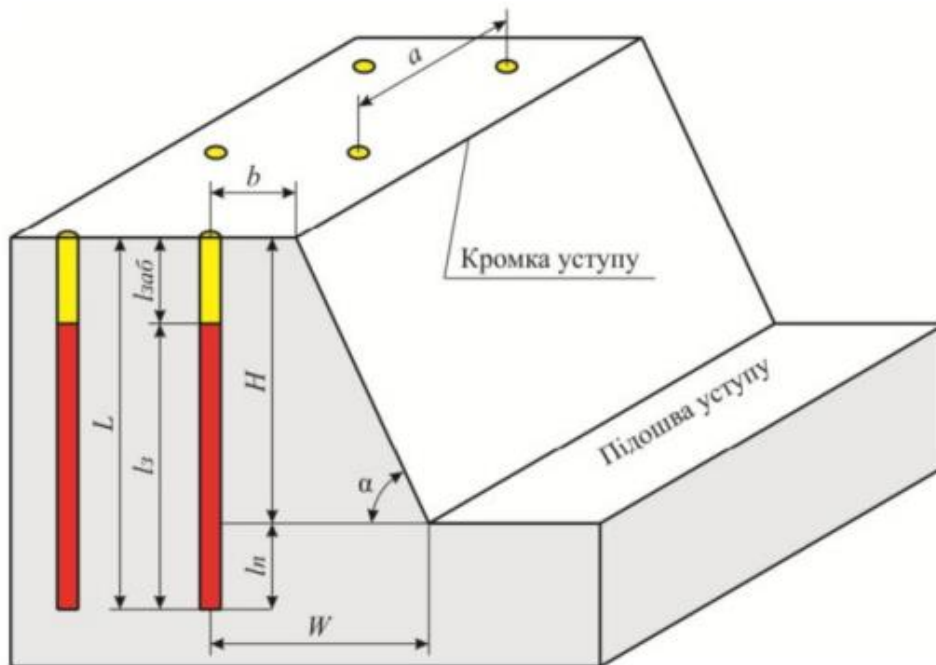


Рисунок 3.1. - Розташування свердловин на блоці.

Одним із найбільш ефективних технологічних методів, який знижує величину перебура, висоту порогів між свердловинами є правильний вибір конструкції заряду вибухової речовини (ВР). Конструкція свердловинного заряду ВР визначає його геометричні, енергетичні і просторові параметри в руйнівному масиві гірських порід, а також забезпечує можливість управління часом передачі енергії вибуху заряду ВР у довкілля. Одним із напрямів розробки раціональних конструкцій свердловинних зарядів, сприяючих зниженню величини перебура і опрацюванню підшви уступу, є заряди з повітряними або водними проміжками в донній частині свердловини. При дробленні гірської породи необхідно, щоб хвиля стискування, утворена вибухом свердловинного заряду, мала амплітуду вище за межу міцності руйнованої гірської породи. Це можна досягти за рахунок щільного примикання заряду до стінок зарядної порожнини. Зниження початкового тиску в зарядній порожнині за рахунок можливості розширення ПД на початковій стадії вибуху можливо тільки за рахунок повітряних проміжків, розташованих між окремими частинами заряду уздовж його осі. При застосуванні розосереджених свердловинних зарядів з повітряними проміжками спостерігається заниження підшви уступу (як наслідок цього з'являється можливість зниження величини перебура), верхня частина уступу і підшва дробляться значно краще, ніж при суцільному заряді або розосередженому інертною забійкою. На величину перебура, а також на якісне опрацювання підшви уступу істотно впливає вибір точки і напрям ініціації свердловинного заряду, а також створення уповільнень між різними частинами заряду. Одним із методів підвищення ефективності використання енергії ВР для інтенсивного і рівномірного дроблення гірських порід є підривання високих (більше 15 м) уступів, застосування якого дозволяє створювати значні запаси підірваної гірської маси. Проте застосування підривання високих уступів приводить до зростання лінії опору по підшві (ЛОПП) до 20–30 м. Таким чином, опрацювання підшви

уступів не повною мірою відповідає вимогам, що пред'являються до якості підірваної маси. На кар'єрах НКГЗК при використанні в першому ряду вертикальних парно зближених свердловин у випадках збільшеної (до 22 м) ЛОПП ці показники були дуже низькими. При використанні в першому ряду пар похилих (кут нахилу складав 75°) вертикальних свердловин показники дроблення і опрацювання підосви істотно поліпшилися, хоча величини ЛОПП досягали 25–26 м. Збільшення ефективності опрацювання підосви уступу значною мірою залежить від величини і якості забійки. Чим довше забійка утримується в зарядній порожнині, тим довше газоподібні ПД, що проникли в утворені ударною хвилею тріщини, роблять руйнування в донній частині свердловини. Тому застосування раціональних конструкцій забійок, які дозволяють замикати газоподібні ПД, призводить до поліпшення опрацювання підосви уступу [16].

Великий вплив на ефективність буровибухових робіт має якість забійного матеріалу та обрана схема комутації. Тому у нашому випадку буде доречно при проектуванні схеми комутації блоків зі зменшеним перебутом використовувати номінали системи ініціювання з більшим сповільненням (67 мс та 109 мс), що дасть змогу збільшити час підривання блоку та вплив вибухової речовини на гірничий масив.

Вимоги до якості подрібнення порід вибухом формуються на основі геометричних параметрів застосовуваного обладнання та енергетичних характеристик процесів у технологічних потоках кар'єрів.

Геометричні параметри обладнання визначають допустимий розмір уламків породи. Ідеально, якщо після вибуху негабаритні фрагменти відсутні, однак це малоймовірно. Тому при проектуванні вибухових робіт розрахунковий вихід негабариту не повинен перевищувати 5 %.

Енергетичні витрати на подрібнення залежать не стільки від кількості негабаритних уламків, скільки від середнього розміру шматків у розвалі вибухової маси. Цей параметр впливає на ефективність роботи обладнання в технологічних процесах гірничого та переробного

виробництва: опір черпанню (для навантажувальної техніки), коефіцієнт розпушення (для транспортних засобів) і ступінь подрібнення (для дробарок та млинів).

Тому початковим етапом розрахунку свердловинних зарядів у кар'єрах є визначення цільового завдання вибухових робіт. Оскільки вибухове руйнування порід значно дешевше за механічне подрібнення, доцільно перерозподілити енергетичні витрати на користь вибуху.

У роботі «Обґрунтування параметрів буровибухових робіт при використанні свердловинних зарядів з кумулятивним ефектом» [17] представлена конструкція з кумулятивною воронкою, яка дозволяє зменшити перебув свердловини на 2 м для гірничо-геологічних умов, що розглядаються.

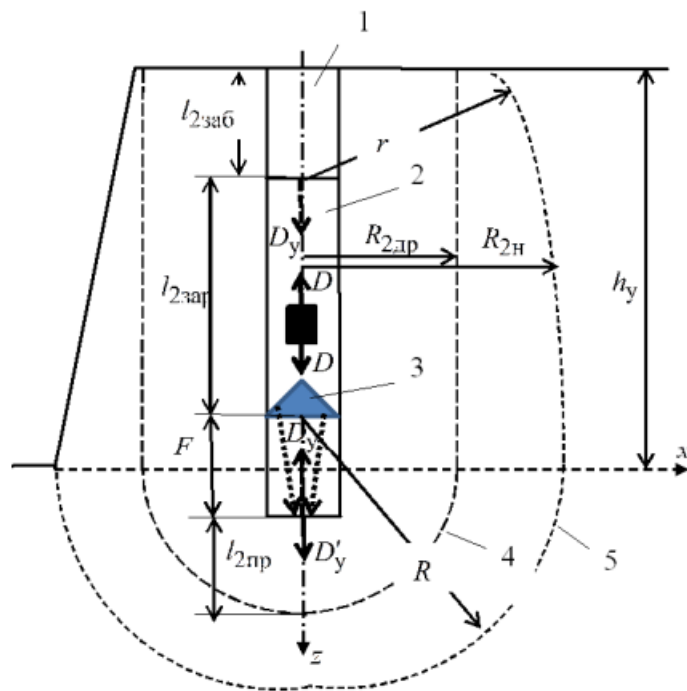


Рисунок 3.2 - Конструкція свердловинного заряду з кумулятивною воронкою.

Порівняння результатів розрахунків показує, що суцільний свердловинний заряд звичайної конструкції висотою 18 м, обладнаний

кумулятивною вставкою, створює підвищене поле напружень. Це впливає на розміри зони дроблення масиву та забезпечує глибше опрацювання підосви уступу. Такий ефект може бути корисним у разі переходу на уступи висотою 17,5 м.

При проведенні вибухових робіт на уступах висотою 15 м із зарядами, оснащеними кумулятивною вставкою, доцільно зменшити глибину перебуру на 2 м. У такому разі довжина заряду скоротиться з 9,9 м до 7,9 м. Глибина каналу, сформованого кумулятивним струменем, компенсує загальну глибину свердловини на величину перебуру.

Залежно від діаметра заряду і міцності порід глибину перебуру орієнтовно приймають: для міцних порід $10d$; для порід середньої міцності $6d$; для неміцних порід $3d$. В розпушених, вивітрених сильно тріщинуватих породах перебур не роблять.

Застосування розосереджених зарядів дозволяє рівномірніше розподілити масу вибухових речовин у свердловині, що забезпечує більш ефективне використання первинної динамічної дії вибуху на навколишнє середовище. У поєднанні з короткосповільненим і багаторядним вибухом така технологія підвищує ефективність вибухових робіт у кар'єрах, сприяючи рівномірному дробленню порід, зменшенню утворення негабариту та надмірного подрібнення.

Водночас використання розосереджених зарядів ускладнює процес заряджання та збільшує витрати засобів ініціювання. Усі частини розосередженого заряду можуть ініціюватися одночасно або із внутрішньосвердловинним сповільненням.

Підривання із внутрішньосвердловинним сповільненням забезпечує поступове створення динамічних навантажень і подовжує вплив енергії вибуху на масив, що руйнується. Це сприяє комбінованому впливу прямих і відбитих ударних хвиль у межах однієї свердловини, що забезпечує більш рівномірне та інтенсивне дроблення висаджуваного масиву.

Інтервал сповільнення між вибухами окремих частин заряду становить 10–25 мс і залежить від швидкості детонації вибухових речовин, типу засобів ініціювання, довжини заряджених і інертних проміжків, швидкості поширення ударних хвиль у висаджуваній породі, а також від схеми сповільнення та інших факторів.

Для ініціювання розосереджених зарядів застосовують верхню, нижню або східчасту схеми внутрішньосвердловинного сповільнення. При верхній схемі миттєво вибухає нижня частина заряду, а верхня – із заданим сповільненням. У нижній схемі, навпаки, спочатку вибухає верхня частина, а нижня – із затримкою.

РОЗДІЛ 4. ОХОРОНА ПРАЦІ

Заходи з охорони праці при проведенні МВ

При виконанні технологічних операцій з підготовки та проведення масового вибуху вибуховий персонал керується чинною нормативно-технічною документацією, інструкціями та положеннями з проведення вибухових робіт.

Буріння свердловин здійснюється відповідно до паспорта та проєкту бурових робіт. Буровий верстат має бути встановлений на вирівняному майданчику, при цьому його гусениці повинні розташовуватися не ближче ніж за два метри від верхньої брівки уступу і перпендикулярно їй.

Використання бурового верстата для очищення свердловин у блоці, що заряджається, допускається лише за умови безперервного зашлямування. Порядок застосування та заходи безпеки мають бути узгоджені з чинним законодавством.

Гирла свердловин у радіусі 0,7 м необхідно очистити від шматків породи та бурового шламу. Проїзди між рядами свердловин і під'їзди до блоків повинні бути сплановані таким чином, щоб забезпечити безпечну роботу технологічного автотранспорту під час зарядки та забійки свердловин.

Блоки, що заряджаються, необхідно звільнити від сторонніх предметів і обладнання. Корки з вибухових речовин другої групи, що утворилися в свердловинах, дозволяється усувати дерев'яною жердиною-пробійником. Установка та фіксація проміжних детонаторів повинні унеможливити їх падіння у свердловину.

Під час зарядки та забійки свердловин не можна допускати наїзди на детонуючий шнур, хвилеводи та гирла свердловин. Заборонена зона має бути позначена червоними прапорцями або попереджувальними табличками з написом «СТІЙ! ВИБУХОВІ РОБОТИ».

Перебування осіб, не залучених до підготовки вибуху, заряджання, забійки та комутації вибухових блоків, у забороненій зоні не допускається. Також заборонено перебувати під або над «заколами», «козирками» тощо, а також ближче ніж 2/3 висоти уступу від його нижньої брівки.

Усі технологічні операції виконуються за командою відповідального керівника вибуху та осіб технічного нагляду. Будь-які зміни в проекті масового вибуху можливі лише за умови додаткового узгодження.

Роботи здійснюються у спеціальному одязі, з використанням засобів індивідуального захисту та справного інструменту. Витрати вибухових матеріалів не повинні перевищувати проектні показники. Контроль за виконанням проекту вибуху здійснюють особи, визначені розпорядженням кар'єру.

Вибухові матеріали забороняється кидати, кантувати або бити. Огляд місця вибуху проводиться візуально, починаючи з підвітряного боку. Ходіння по підірваній гірській масі заборонено.

Оповіщення та організація робіт здійснюються відповідно до «Інструкції з організації використання повітряного простору під час проведення вибухових робіт у кар'єрі ПРАТ «ІНГЗК».

Вимоги до порядку виведення людей за межі забороненої та небезпечної зон.

1. При виконанні робіт по виведенні людей за межі забороненої та небезпечної зони керуватись нормативними документами та інструкціями, вказаними нижче по тексту у списку літератури.

2. Під час підготовки та проведення МВ заборонену зону визначають у проекті (паспорті) ведення вибухових робіт.

3. Під час тривалого заряджання вона повинна складати не менше ніж 20 м від найближчого заряду.

4. На період проведення вибухових робіт забороняється знаходження осіб, які не пов'язані з заряджанням. Контроль по

запобіганню потрапляння сторонніх людей виконують працівники охорони території вибухових блоків та персонал вибухової дільниці, виконуючий безпосередні роботи на блоці.

5. У межах забороненої зони на нижче- та вищерозташованих уступах дозволяється рух тільки технологічного транспорту по встановленим трасам.

6. У межах забороненої зони можуть знаходитись тільки робітники, які пов'язані з заряджанням свердловин та посадові особи, відповідальні за безпечність ведення робіт. Інші робітники та посадові особи допускаються в цю зону тільки по спеціальним перепусткам або посвідченням по узгодженню з підривником, який є старшим на блоці.

7. Небезпечна зона вибуху вказується у графічній частині паспорту на масовий вибух та розраховується для кожного МВ окремо на основі конкретних умов.

8. Постові по охороні небезпечної зони вибуху виставляються у місцях, вказаних у паспорті на МВ на плані поверхні кар'єру.

9. Постові по охороні небезпечної зони вибуху зобов'язані пройти інструктаж для виконання охорони небезпечної зони вибуху з ознайомленням розташування постів під розпис.

Порядок подачі звукових сигналів

Час початку та закінчення звучання звукових сигналів визначається «Розпорядком проведення масового вибуху».

Попереджувальний сигнал – один тривалий, не менше 30 хв. подається за 2 години до масового вибуху. За цим сигналом усі працівники, які не задіяні у виробництві масового вибуху, видаляються за межі небезпечної зони. Відповідальні за охорону небезпечної зони по секторах виставляють пости оточення, а вибухперсонал не задіяний на комутації вибухової мережі, воєнізована охорона віддаляється на місце збору. Прибувши на місце збору відповідальний працівник воєнізованої охорони

подає письмове повідомлення керівнику МВ, письмове повідомлення про виведення всіх осіб охорони за межі небезпечної зони вибуху.

Відповідальний за підготовку кар'єру до масового вибуху, виведення людей з небезпечної зони, її охорону та допуск людей у кар'єр, після отримання ним письмових донесень від відповідальних за структурними підрозділами комбінату та кар'єру, усну доповідь з радіозв'язку від відповідальних за охорону небезпечної зони по секторах, Що люди, крім вибухперсоналу, виведені за межі небезпечної зони, пости охорони виставлені, дає про це письмове повідомлення відповідальному керівнику масового вибуху. Отримавши письмове повідомлення, відповідальний керівник масового вибуху подає команду на відключення попереджувального сигналу та на комутацію вибухової мережі.

Після закінчення комутації вибухової мережі блоків та її перевірки, відповідальні за блоками вивозять вибухперсонал, не зайнятий на монтажі бойових вузлів, за межі небезпечної зони на місце збору, про що подають письмове повідомлення начальнику вибухової ділянки.

Після виведення у місце збору всіх людей, які пов'язані з монтажем бойових вузлів, відповідальний керівник МВ дає команду на монтаж бойових вузлів (підключення магістральних хвилеводів вибухових блоків до виконавчих блоків приладу дистанційного підривання). Виконавши ці роботи, відповідальні за монтаж бойових вузлів (старші блоки) віддаляються на місце збору, і подають начальнику вибухової ділянки повідомлення про виведення з блоків всіх людей, які робили монтаж бойових вузлів.

Начальник вибухової ділянки, переконавшись, що всі люди, які виконували роботу з комутації вибухової мережі та монтажу бойових вузлів, виведені на місце збору, подає відповідальному керівнику МВ письмове повідомлення про виведення всіх людей, які брали участь у підготовці МВ, за межі небезпечної зони та готовності блоків до вибуху.

Відповідальний керівник масового вибуху переконується в наявності на місці збору ІТП, підричників, стрільців ВО, водіїв та інших осіб, які брали участь у підготовці масового вибуху.

Відповідальний керівник за підготовку кар'єру до масового вибуху по радіозв'язку отримує підтвердження від відповідальних осіб по секторах, що охороняються, небезпечної зони про готовність до вибуху і доповідає про це відповідальному керівнику масового вибуху письмово.

Відповідальний керівник масового вибуху, отримавши підтвердження від відповідального за підготовку кар'єру до масового вибуху про відсутність людей у небезпечній зоні та готовність кар'єру до вибуху, дає команду на подачу бойового сигналу (дві змінної тональності тривалістю по 7 хв. кожен з інтервалом 30 сек.). відповідно до «Розпорядку...».

Після закінчення звучання бойового сигналу, відповідальний керівник масового вибуху віддає ключ від командного пристрою «Гром-МП» або «ПДУВ 1670» підривнику, відповідальному за подачу радіосигналу та виробництво вибуху, та подає команду на вибух.

Після огляду місця вибуху та відсутності «відмов» зарядів ВР, відповідальний керівник масового вибуху дає команду на подачу сигналу «Відбій» (три короткі сигнали тривалістю по 10 сек. з інтервалом 5 сек.) відповідно до «Розпорядку проведення масового вибуху». По цьому сигналу пост охорони небезпечної зони знімаються.

ВИСНОВКИ

В роботі виконано аналітичне дослідження результатів експериментів по зміні величини технологічного перебуру в якому визначені основні недоліки та можливі ризики неякісного подрібнення гірничої маси та знайдено й запропоновано декілька можливих варіантів вдосконалення цього процесу.

Результати дослідження були основою для формулювання автором роботи наступних висновків:

1. Розглянуті у роботі кар'єри ПрАТ «ІНГЗК» та Ганнівський кар'єр ПрАТ «ПІВНГЗК» мають різні за своєю структурою та властивостями типи порід, для кожного варіанту має бути свій індивідуальний підхід до проектування технологічного перебуру. Також важливий вплив має можливість використання різних конструкцій свердловинного заряду. Завдяки меншій міцності порід на Ганнівському кар'єрі більше використання має розосереджена конструкція заряду.

2. Рішення про зміну величини перебуру приймається лише після відпрацювання експериментальних ділянок блоків та отримання позитивних результатів по відмітці підшви та екскавації, відсутності «куканів» та інших ознак неякісного подрібнення гірничої маси.

3. Розрахунки економічного ефекта виконані по результатам вже підтверджених актів відпрацювання експериментальних блоків.

4. Отриманий позитивний досвід дозволяє зменшити перебур для деяких типів гірничих порід та зменшити собівартість буровибухового комплексу.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Типові проекти ведення буровибухових робіт на Інгулецькому та Ганнівському кар'єрах. м. Кривий Ріг, 2024р. 127с.
2. Пояснювальна записка до плану розвитку гірничих робіт ПрАТ «ІНГЗК». М. Кривий Ріг, 2024р. 156с.
3. НПАОТ 0.00-1.66-13 Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення; Київ, 2013. 132с.
4. НПАОТ 0.00-1.67-13 Технічні правила ведення підривних робіт на денній поверхні. М. Кривий Ріг, 252 с.
5. НПАОП 0.00-1.24-10 Правила охорони праці при розробці родовищ корисних копалин відкритим способом; Харків, видавництво «Індустрія», 2010р. 104с.
6. НПАОТ 0.00-5.41-14 Інструкція з безпечної організації та проведення масових вибухів свердловинних зарядів на відкритих гірничих роботах.м. Київ, 12 с.
7. НПАОТ 0.00-5.39-14 Інструкція по попередженню, виявленню та ліквідації відмов свердловинних зарядів на відкритих гірничих роботах. м. Київ, 15с.
8. Інструкція з безпечної організації та проведення масових вибухів свердловинних зарядів на відкритих гірничих роботах» м. Київ, 2014р. 24с.
9. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств з відкритим способом розробки родовищ корисних копалин, м. Київ, СОУ-Н МВП 73.020-078-1:2007. 288с.
10. "Нормативний довідник на буровибухових роботах", вид. "Надра" 1985 р.; 47с.
11. СТП 086-2023 «Контроль якості підривання гірничої маси у кар'єрі ПРАТ «ІНГЗК»» 108с.
12. Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом. 2010р. м. Київ. 108с.

13. ТІ 00190905.01.001 Ведення бурових робіт ВБШ в кар'єрі. М. Кривий Ріг, 2008р, 56с.

14. Кононов І.П. Вплив інтенсивності вибухового подрібнення на ефективність процесів видобутку та переробки залізистих кварцитів. Автореф. дис... канд. техн. наук. - Кривий Ріг, 1982. 33с.

15. К.Н. Ткачук, К.К. Ткачук «Управління руйнуванням гірничих порід вибухом на кар'єрах» Монографія, Київ, Основа, 2015, 210с.

16. Л. Воробйова, В. Воробйов, І. Пеева, А. Черницький ПОСИЛЕННЯ ДИНАМІЧНОГО НАВАНТАЖЕННЯ НИЖНІХ ШАРІВ МАСИВУ ПІД ЧАС ВИБУХУ СВЕРДЛОВИННОГО ЗАРЯДУ. 2022р, 6с
<https://doi.org/10.32782/1995-0519.2022.1.17>

17. «Обґрунтування параметрів буровибухових робіт при використанні свердловинних зарядів з кумулятивним ефектом» Бюлетень №12, 25с.