

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
Гірничо-металургійний факультет  
Кафедра підземної розробки родовищ корисних копалин

На правах рукопису

ДЄДОВ Данило Олександрович

УДК 622.272

Дослідження та техніко - економічне обґрунтування  
раціональної технології утворення компенсаційних камер  
в умовах шахт ПрАТ «Суха Балка»

Спеціальність 184 Гірництво

ОПП «Підземна розробка родовищ корисних копалин»

Випускна робота  
на здобуття наукового ступеню магістра

Науковий керівник:  
ФЕДЬКО Михайло Борисович,  
канд. техн. наук, доцент

Кривий Ріг

2024

## ЗМІСТ

Реферат .....	3
Вступ.....	5
РОЗДІЛ 1. Аналіз гірничо-геологічних умов та сучасного стану технології ведення очисних робіт на шахтах ПрАТ "Суха Балка" .....	8
РОЗДІЛ 2. Аналіз літературних джерел, присвячених пошуку більш стійких форм та удосконаленню технології утворення компенсаційних камер.....	16
2.1. Загальні положення .....	16
2.2. Аналіз літературних джерел, присвячених пошуку більш стійких форм компенсаційних камер та удосконаленню технології їх утворення.....	16
2.3. Висновки .....	44
РОЗДІЛ 3. Техніко - економічне обґрунтування раціональної технології утворення компенсаційних камер в умовах шахт ПрАТ «Суха Балка».....	46
3.1. Загальні положення .....	46
3.2. Визначення основних техніко-економічних показників утворення горизонтальної компенсаційної камери за один вибух.....	55
3.3. Визначення основних техніко-економічних показників утворення горизонтальної компенсаційної камери послідовною відбійкою віял глибоких свердловин на відрізну щілину.....	62
3.4. Визначення основних техніко-економічних показників утворення похилої компенсаційної камери.....	69
Висновки.....	76
Список використаних літературних джерел.....	79

## РЕФЕРАТ

**Склад роботи: 81 с.; 26 рис.; 13 табл.; 33 джерела.**

Робота виконана для умов шахт ПрАТ «Суха Балка» й повністю відповідає вимогам «Методичних вказівок до виконання кваліфікаційної роботи магістра з напрямку Гірництво за ОПП «Підземна розробка родовищ корисних копалин» [1].

Об'єктом досліджень є технологія утворення компенсаційних камер при відпрацюванні виймальних панелей в очисних блоках при видобуванні багатих залізних руд підземним способом.

Метою досліджень є пошук раціональної технології утворення компенсаційних камер для умов шахт ПрАТ «Суха Балка».

Магістерська робота складається із вступу, трьох основних розділів, висновків і списку використаних літературних джерел.

У роботі здійснений аналіз сучасного стану технології ведення очисних робіт на шахтах ПрАТ «Суха Балка» та аналіз літературних джерел, присвячених пошуку більш стійких форм та удосконаленню технології утворення компенсаційних камер при відпрацюванні покладів багатих залізних руд.

З урахуванням проведеного аналізу виконане техніко-економічне порівняння утворення в очисних панелях горизонтальної компенсаційної камери за один вибух і послідовною відбійкою віял глибоких свердловин на відрізну щілину, та похилої компенсаційної камери. Встановлено, що утворення горизонтальної компенсаційної камери за один вибух є найбільш затратною технологією, але яка характеризується значно вищою безпекою робіт, внаслідок чого її доцільно застосовували при відпрацюванні покладів, складених нестійкими рудами та такими ж вміщуючими породами системою підповерхового обвалення. Дещо менш затратною є технологія утворення горизонтальної компенсаційної камери послідовною відбійкою віял глибоких свердловин на відрізну щілину, що має місце при застосуванні підповерхово-камерної системи розробки. При відробці ділянок покладів, складених рудами середньої та нижче середньої міцності та

стійкості підповерхово-камерною системою розробки або системою підповерхового обвалення, найбільш доцільним є застосування похилої компенсаційної камери, яка є більш стійкою (у порівнянні з горизонтальною компенсаційною камерою) та характеризується найменшими затратами на її утворення.

**Ключові слова:** багаті залізні руди; технологія; система підповерхового обвалення; підповерхово-камерна система розробки; компенсаційні камери

## ВСТУП

Рудник «Суха Балка», до складу якого входять ім. Фрунзе та «Ювілейна», які здійснюють видобуток багатих залізних руд підземним способом, знаходиться в центральній частині Криворізького залізорудного басейну. Рудник, який наразі є одним з провідних підприємств гірничодобувної галузі України., розпочав свою діяльність ще наприкінці XIX століття, коли у 1885 р. англійський підприємець К. Перрі, а в 1896 р. й торговий дім «Емерік і К<sup>о</sup>» почали розробку залізних руд відкритим способом на території нинішнього підприємства. У довоєнні роки та після другої світової війни він носив ім'я Сталіна та входив до складу тресту «Ленінруда», в 1957 р. рудоуправлінню було присвоєне ім'я ХХ-партз'їзду, а в 1973 р. рудник увійшов до складу промислового об'єднання «Кривбасруда». Наприкінці 2007 р. понад 99% акцій ВАТ «Суха Балка» придбав «ЄВРАЗ», у якого в березні 2017 року рудник придбала компанія «BERKLEMOND INVESTMENTS LTD», яка входить до складу групи DCH вітчизняного бізнесмена Олександра Ярославського.

Роботу підприємства також забезпечують шахтобудівне управління, яке здійснює гірничо-капітальні роботи та будівництво об'єктів на поверхні, та сервісне управління, яке забезпечує потреби шахт у номенклатурі продукції, що необхідна при виробництві, забезпечення потреб підприємства в автотранспорті за рахунок власного автопарку та ремонтної бази, й виконує відвантаження товарної продукції.

Сировинна база підприємства представлена покладами багатих залізних руд переважно мартитового, рідше гематитового складу, запаси яких розвідані до глибини 1500 м в полі шахти ім. Фрунзе та 2060 м в полі ш. «Ювілейна». Сумарні розвідані запаси руд, вміст заліза в яких варіюється у межах 56-60%, на обох шахтах за оціночними даними становлять близько 75 млн тонн й можуть забезпечити їх роботу на найближчі 25-30 років.

Проектна річна виробнича потужність ш. ім. Фрунзе складає 1285 тис. тонн агломераційної руди, ш. «Ювілейна» - 2430 тис. тонн. За підсумками 2023 р.

обидві шахти видобули 931 тис. т товарної руди, оскільки видобуток руди на шахті ім. Фрунзе був призупинений в листопаді 2022-го року через постійні обстріли енергетичної інфраструктури, а поновлений тільки наприкінці 2023 р.

Від початку 2024 р. на руднику введено в експлуатацію 7 нових блоків із загальними запасами 805 тис. тонн руди. На руднику продовжується виконання розпочатої групою DCH інвестиційної програми з впровадження у виробництво самохідної техніки. У рамках цього проекту були придбані у компанії «Еріос» бурова установка BoomerT1D та 20-тонний шахтний автосамоскид DERUI. У квітні цього року технологічний парк поповнився чотирма новими навантажувано-доставочними машинами змісткістю ковша 1 та 0,6 м<sup>3</sup>, на черзі - оновлення шахтних скіпів ш. «Ювілейна».

Для відпрацювання залізорудних покладів на ш. ім. Фрунзе застосовують переважно підповерхово-камерну систему розробки, якою видобувають близько 70-80% руди, яка є більш стійкою, а 20-30% руд низької стійкості видобувають системою підповерхового обвалення. На ш. «Ювілейна» навпаки, біля 80% руд, які є дуже тріщинуватими і мають низьку стійкість, видобувають системою підповерхового обвалення, і тільки близько 20% - підповерхово-камерною системою розробки. Але обидві системи є дуже схожими, оскільки відбійку руди здійснюють віялами глибоких свердловин на горизонтальну компенсаційну камеру або горизонтальну підсічку, з наступною доставкою руди скреперними установками. Навіть технологія утворення горизонтальної компенсаційної камери і підсічки є абсолютно однаковою, яка передбачає їх утворення за один вибух, що дуже зручно для виробників, але нераціонально з економічної точки зору, особливо при відробці більш стійких руд підповерхово-камерною системою розробки, оскільки така технологія є більш затратною. Тому техніко-економічне обґрунтування раціональної для умов шахт ПрАТ «Суша Балка» технології утворення компенсаційних камер є актуальним питанням, яке планується вирішити у ході виконання цієї магістерської роботи.

При виконанні роботи планується вирішення наступних питань:

1. Провести аналіз гірничо-геологічних умов та сучасного стану технології ведення очисних робіт на шахтах ПрАТ "Суха Балка".
2. Здійснити аналіз літературних джерел, присвячених пошуку більш стійких форм та удосконаленню технології утворення компенсаційних камер.
3. Провести розрахунки та виконати техніко-економічне обґрунтування раціональної технології утворення компенсаційних камер в умовах шахт ПрАТ «Суха Балка».

## РОЗДІЛ 1.

### Аналіз гірничо-геологічних умов та сучасного стану технології ведення очисних робіт на шахтах ПрАТ "Суха Балка"

Родовище природно багатих залізних руд, яке відпрацьовується шахтами ім. Фрунзе та «Ювілейна» ПрАТ "Суха Балка", розташоване в східному крилі синклінально–антиклінальної складки Кривбасу. В його геологічній структурі знаходяться метаморфічні породи, які перекриті з денної поверхні осадковими відкладеннями. Метаморфічний комплекс, представлений породами Криворізької серії, залягає в оточенні гранітних порід і побудований чотирма шарами – нульовим ( $K^0$ ), нижнім ( $K^1$ ), середнім ( $K^2$ ) та верхнім ( $K^3$ ).

До складу нульового шару ( $K^0$ ) входять амфіболіти, серед яких зустрічаються прошарки сланцевих порід, метапісковики, кварцити та інші типи порід. Породи даної товщі приурочені до східної частини родовища й розташовані на гранітоїдних породах (мігматити і граніти). Горизонтальна потужність товщі амфіболітів у межах покладу сягає 1000 м.

Основними породами нижнього шару ( $K^1$ ) є аркозові пісковики, кварцити та метапісковики – аркози, слюдяні хлорит–талькові сланці й філліти.

Основним залізорудний шаром є середній шар ( $K^2$ ), який складений п'ятьма залізистими і шістьма сланцевими горизонтами, які чергуються поміж собою та займають центральну частину комплексу. Горизонтальна потужність товщі порід цього шару складає близько 1200-1300 м.

Породи верхнього шару ( $K^3$ ) залягають у висячому боці порід середнього шару і представлені кварц–серіцит–біотитовими сланцями та різновидами кварц–карбонатних порід. Потужність породної товщі верхнього шару становить понад 3000 м.

В західній частині метаморфічна товща порід межує з масивом гранітів і мігматитів. Осадкові відкладення представлені різними видами глин, пісками та четвертинними суглинками. Потужність осадкових відкладень становить від 20 до 25 м, а в східній частині сягає 55...60 м. Західне крило цієї синклінали зрізане



Саксаганським розломом, внаслідок чого антиклінальна його частина представлена тільки західним крилом, яке спостерігається на окремих ділянках родовища в зоні Саксаганського розлому. Породи родовища простягаються в північно–східному напрямку з азимутом 20 – 25 градусів, а їх падіння є північно–західним з кутами від 45...50 до 65 градусів. Залягання порід місцями ускладнене розривними порушеннями і складчастістю вищих порядків. Найбільшими порушеннями є Саксаганський розлом та Східний зсув.

Поклади природно багатих залізних руд родовища пов'язані із залізистими кварцитами п'ятого, шостого і сьомого залізистих горизонтів. Наразі просліджуються п'ять основних покладів багатих залізних руд: поклади “Головний” і “Шурфів 42 – 46” розташовані у п'ятому залізистому горизонті, а поклади “Цибулько - 76”, “Гніздо № 6” та “Гніздо №1, 2” - у шостому залізистому горизонті.

Найбільшим у родовищі є поклад “Головний”, горизонтальна потужність якого коливається від 5 до 50 м (середня потужність становить 26м), а довжина покладу на горизонтах, де здійснюються гірничі роботи, сягає 1300...1600м. Поклад простягається у північно–східному напрямку та має північно–західне падіння під кутами від 45 до 60 градусів. У лежачому боці покладів п'ятого залізистого горизонту залягають слабкотріщинуваті стійкі гідрогематитові кварцити та нестійкі кварц-хлоритові сланці, які є схильними до вивалів по площині напластування. Породи висячого боку представлені гетит-гематитовими кварцитами.

За складом основного залізовмісного мінералу серед багатих руд родовища можна виокремити мартикові руди (81%), гетит-гематит-мартикові (13%) і гетит-гематитові руди (6%). Останні два різновиди руд розташовані, в основному, на контакті покладів з вміщуючими сланцевими породами.

Біля 80% руд є високопористими, мають міцність від дуже низької до середньої (міцність коливається від 3...4 до 7..8 балів за шкалою проф. М.М. Протод'яконова).

Мартитові руди залягають у п'ятому та шостому залізистих горизонтах. Вони мають тонко-смугасту структуру, а їх пористість сягає 19...25%. Коефіцієнт міцності цих руд змінюється у доволі широкому діапазоні (від 3 до 8 балів), їх об'ємна вага становить від 3,4 до 3,75 т/м<sup>3</sup>, а вміст заліза коливається від бортового (46%) до майже 68%.

Гетит-гематит-мартитові руди розташовані, головним чином, з лежачого боку п'ятого залізистого горизонту. Вони мають смугасту текстуру, а вміст заліза в них коливається в межах від 46 до 55%.

Гетит-гематитові руди розташовані у п'ятому залізистому горизонті й залягають у вигляді відторочок основних рудних покладів. Ці руди мають сланцева текстуру та низьку стійкість (коефіцієнт міцності від 4 до 6 балів). Їх пористість складає 2...3%, об'ємна вага змінюється від 3,0 до 3,6 т/м<sup>3</sup>, а вміст заліза коливається у межах 46...48%.

Гідрогеологічна ситуація на обох шахтах є задовільною. Підземні води приурочені до осадкових та кристалічних порід. Підземні води кристалічних порід відносяться до пластово-тріщинуватого типу й вони розповсюджуються у породах нижньої, середньої та верхньої світ. Водопритік шахтових вод суттєво залежить від пори року і погодних умов й може змінюватись від 200...250 до понад 400 м<sup>3</sup>/годину. Шахові води мають високу мінералізацію (від 1 до 12 г/літр), слабколужну або слабкокислотну реакцію. Це робить їх досить агресивними: вони погіршують міцність і довговічність бетонів, а також викликають досить швидку корозію металевих конструкцій.

Шахтні води є непридатними для побутових потреб, а саме зрошення угідь, технічного та питного водопостачання й можуть лише бути використані для збагачувальних процесів руд та поливу доріг.

Існуюча обводненість рудних покладів потребує доволі ретельного дренажу масиву перед введенням блоків (панелей) в експлуатацію, що викликане властивістю багатих залізних руд погано віддавати вологу. Цей фактор також необхідно враховувати при виборі технології ведення робіт, зокрема для відбійки руди та наступного її випуску.

Для видобування залізних руд на шахтах рудника застосовують, з одного боку, дуже схожу, а з іншого – досить різну технологію очисного виймання, що пов'язано з певними відмінностями у властивостях рудного масиву.

На шахті ім. Фрунзе руди є більш щільними та менш тріщинуватими, внаслідок чого мають більшу стійкість, що дає можливість застосовувати для їх відпрацювання переважно підповерхово-камерну систему розробки, питома вага якої становить близько 70...80%, а ділянки, складені менш стійкими рудами, відпрацьовують системою підповерхового обвалення.

На шахті «Ювілейна» навпаки, руди є значно більшої тріщинуватості, що з урахуванням дещо більшої глибини робіт та вищого гірського тиску, робить їх стійкість дуже низькою. Внаслідок цього близько 80% панелей відпрацьовують системою підповерхового обвалення і лише біля 20% панелей, де руди є вищої стійкості - підповерхово-камерною системою розробки.

В обох випадках застосовують відбійку руди віялами глибоких свердловин на горизонтальну компенсаційну камеру (підсічку), яку утворюють за один вибух підриванням розштангованих випускних дучок з глибокими свердловинами, пробуреними на підсічному горизонті поміж компенсаційними виробками, а при системі підповерхового обвалення – ще й додатковими 1-2 горизонтальними віялами свердловин на так званому «вирівнюю чому» горизонті для отримання достатнього об'єму компенсаційної камери (рис. 1), яка забезпечить нормальне розпушення руди (1,20 – 1,30) при масовому обваленні основного запасу виймальної панелі. Доставку руди здійснюють скреперними установками, застосовуючи при цьому як штреки, так і орти скреперування (рис. 2). Також застосовують як пряму доставку руди безпосередньо в рудоспуск, так і її подвійне скреперування.

Застосування практично однакової технології утворення горизонтальної компенсаційної камери (підсічки) для інженерно-технічних працівників є дуже зручним, оскільки дана технологія досить детально відпрацьована на протязі багатьох років і практично гарантує високу безпеку робіт при утворенні ком-

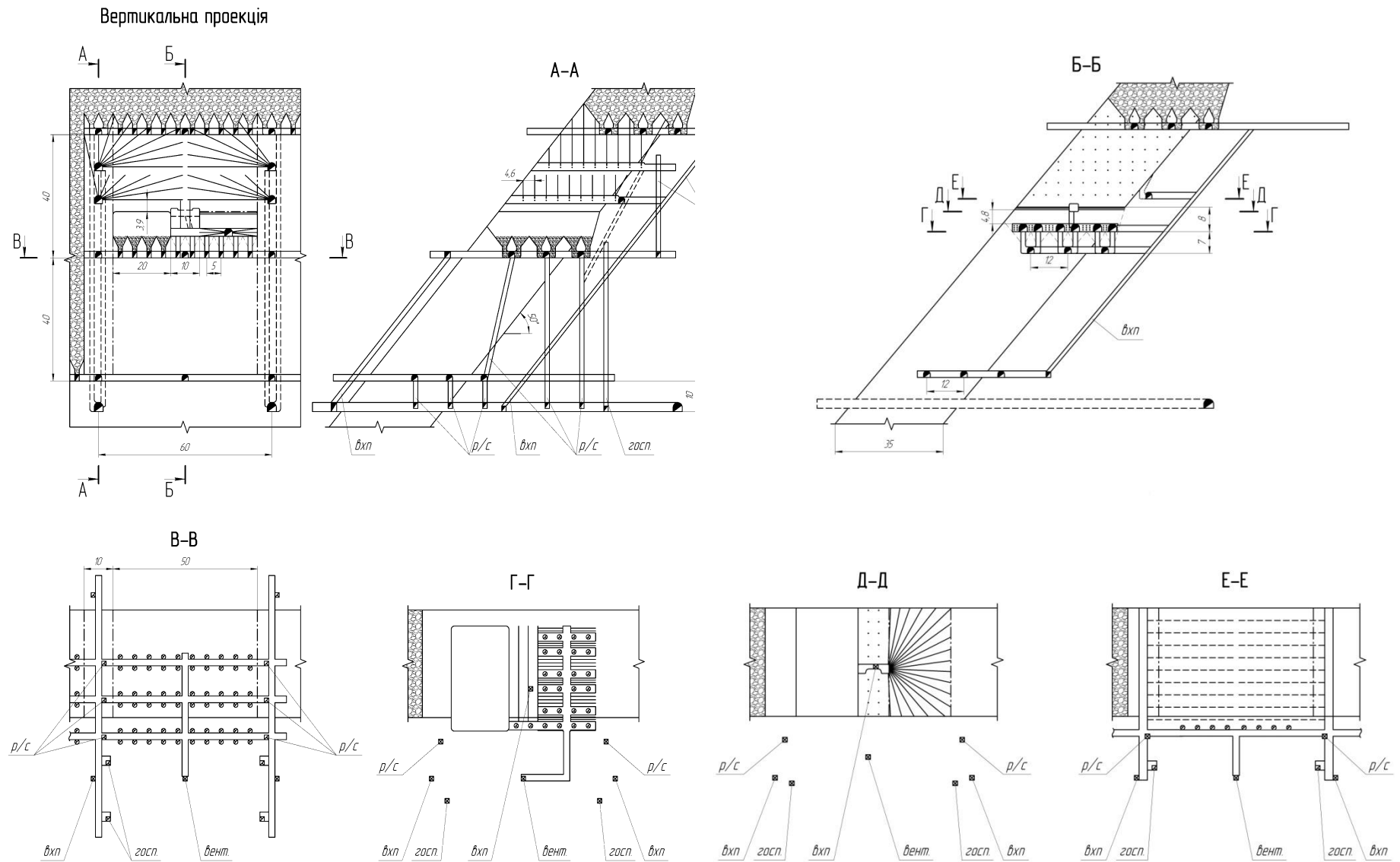


Рис. 1. Конструкція системи підповерхового обвалення з відбійкою руди віялами глибоких свердловин на горизонтальну компенсаційну камеру та скреперною доставкою руди

пенсаційного простору, особливо при відпрацюванні покладів, складених рудами дуже низької стійкості.

Негативним моментом є те, що така технологія утворення компенсаційних камер є більш затратною у порівнянні з іншими відомими технологіями утворення компенсаційного простору, що особливо при відробці руд достатньої стійкості спричиняє зростання затрат на їх виймання.

В залежності від потужності рудного покладу його відпрацювання здійснюють переважно однією панеллю, розташованою довгою стороною за його простяганням, яка має від однієї до трьох виробок доставки (штреків або ортів скреперування), як це показано на рис. 2.

При прямій доставці руди в рудоспуск використовують скреперні установки 30ЛС-2СМ, змінна продуктивність яких, в залежності від якості подрібнення руди, становить від 200 до 250 тонн. У разі застосування подвійного скреперування руди на акумуляції використовують більш потужні скреперні установки 55ЛС-2СМ, середньозмінна продуктивність яких складає 400 – 450 тонн.

При недостатньо крутому заляганні покладів (до 50 – 55 градусів) для забезпечення нормативних показників вилучення руди та зменшення обсягів втрат відбитої руди на лежачому боці доволі розповсюдженим є заглиблення випускних дучок у породи лежачого боку й додаткове створення так званого «вловлюючого» горизонту, який проходять на 12 – 15 м вище основного горизонту випуску та доставки.

Таким чином проведений аналіз існуючого стану технології проведення очисних робіт на шахтах ім. Фрунзе та «Ювілейна» ПрАТ "Суша Балка" показав, при застосуванні на очисному вийманні двох доволі різних за своєю суттю систем розробки (підповерхово-камерної при відробці більш стійких руд та підповерхового обвалення – при відпрацюванні нестійких руд), застосовують практично однакову технологію утворення компенсаційного простору (підсічки), а саме за один прийом. І якщо для відробки нестійких руд застосування такої технології є цілком логічним з точки зору забезпечення безпеки робіт, то в

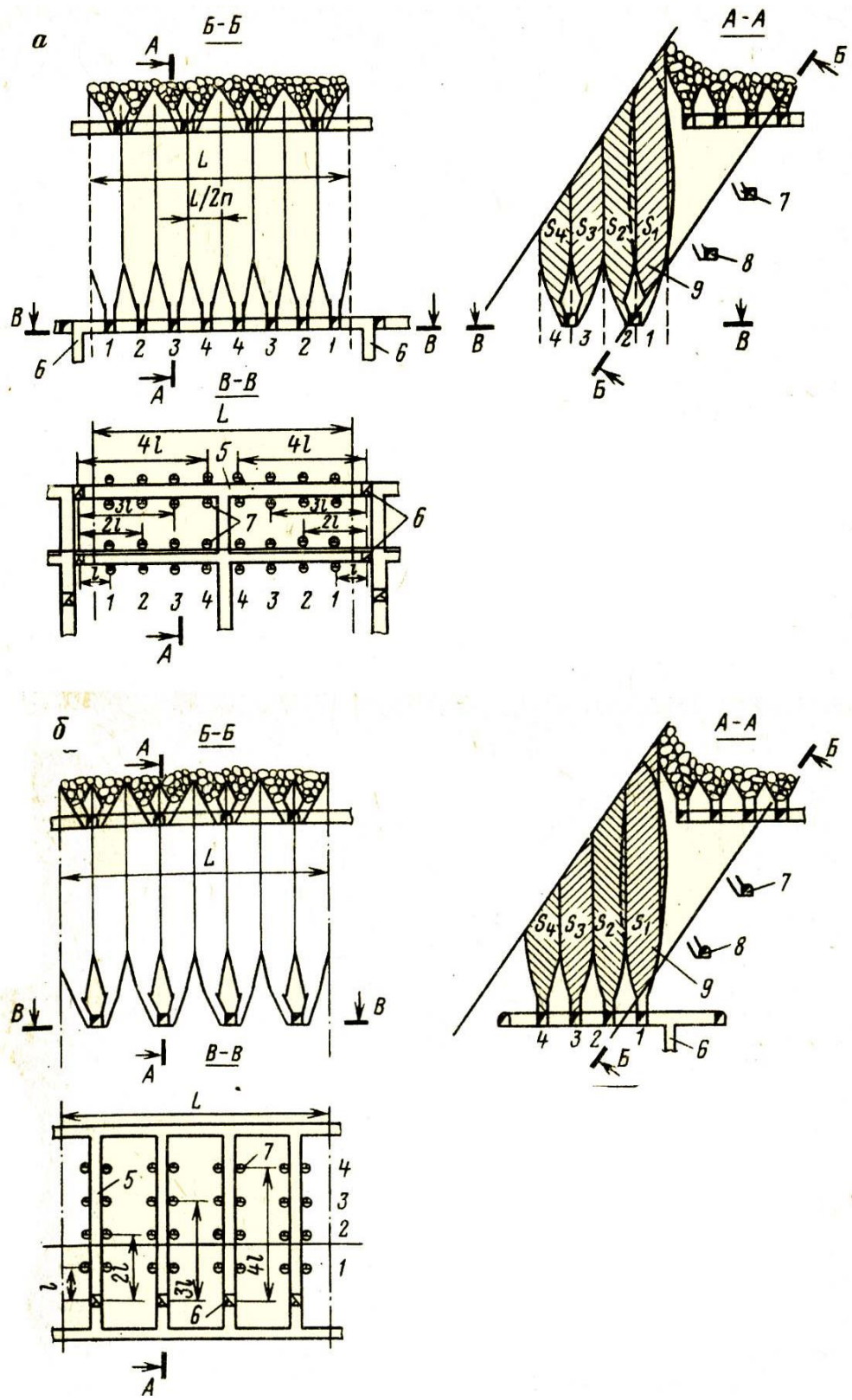


Рис. 2. Схеми доставки руди у виймальних панелях:

а) штрекова схема; б) ортова схема; 1 - 4 - ряди випускних дучок; 5 - виробки (штреки або орти) скреперування; 6 - рудоперепускні підняттяєві; 7 - випускні дучки; 8 - додатковий підповерховий штрек скреперування у лажачому боці покладу («влівлюючий» горизонт); 9 - еліпсоїди випуску обваленої руди

умовах, коли руди є більш стійкими, існують менш затратні технології їх утворення.

Окрім того застосування лише горизонтальної компенсаційної камери, яка за своєї стійкістю є найгіршою серед усіх інших її відомих форм, при відпрацюванні покладів потужністю 30 – 35 м однією панеллю навхрест простягання потребує утворення горизонтального оголення площею до 600 – 700 м<sup>2</sup>, що при відробці панелей, складеними рудами дуже низької стійкості на глибинах, які впритул наближаються до півторакілометрової позначки і супроводжуються підвищеним негативним проявом гірського тиску та які є характерними в першу чергу для шахти «Ювілейна», може спричинити самообвалення рудного масиву.

Тому виконаємо аналіз літературних джерел, присвячених пошуку більш стійких форм та удосконаленню технології утворення компенсаційних камер.

## РОЗДІЛ 2.

### **Аналіз літературних джерел, присвячених пошуку більш стійких форм та удосконаленню технології утворення компенсаційних камер**

#### **2.1. Загальні положення**

Технології утворення компенсаційного простору, який є необхідним елементом технології очисних робіт при застосуванні систем з масовим обвалення руди, у тому числі й переважної більшості варіантів системи підповерхового обвалення, присвячено чимало наукових праць, опублікованих у спеціальній технічній літературі. Багато з них були виконанні у період з кінця 40-х і початку 50-х років минулого століття, коли відбувався масовий перехід від попередніх, менш ефективних систем пошарового обвалення, різних варіантів підповерхового обвалення зі штанговою відбійкою руди, до більш досконалих варіантів з відбійкою руди глибокими свердловинами, що супроводжувалось суттєвим збільшенням розмірів виймальних одиниць та потребувало розробки нових технологій утворення компенсаційного простору. Найбільш ґрунтовні публікації з даного напрямку з'явилися приблизно з другої половини 80-х років ХХ століття, тому їх огляд був виконаний саме за цей період часу.

#### **2.2. Аналіз літературних джерел, присвячених пошуку більш стійких форм компенсаційних камер та удосконаленню технології їх утворення**

Основні, так би мовити класичні види компенсаційних камер (вертикальна, похила, горизонтальна) з масовою відбійкою руди на них глибокими свердловинами та відповідні варіанти системи підповерхового обвалення приведені у роботах [2-4].

Однією з найбільш ґрунтовних робіт, присвячених видобуванню залізних руд системою підповерхового обвалення, в якій детально розглянуті не тільки різні варіанти даної системи, а й різноманітні технології утворення компенсаційних камер різної форми, є робота [5]. На рис. 3 приведена технологія утворення горизонтальної підсічки за допомогою дрібних шпурів.



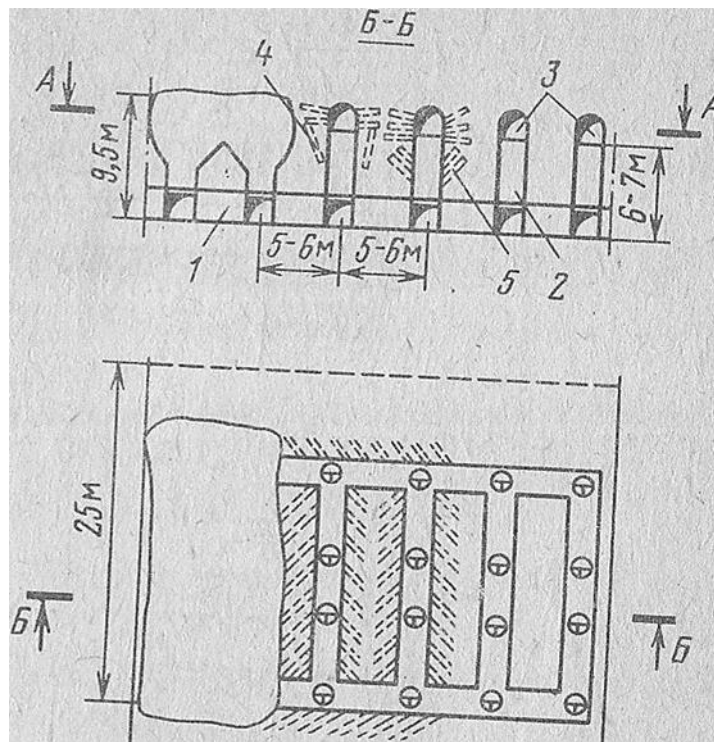


Рис. 3. Утворення горизонтальної підсічки за допомогою дрібних шпурів

При даній технології дрібні шпури вибуряють за допомогою телескопних і переносних перфораторів безпосередньо з дучок та з виробок горизонту підсічки, послідовно утворюючи по всій площі панелі горизонтальну підсічку висотою біля 10 м. Однак дана технологія не дозволяє утворювати компенсаційний простір значного об'єму та характеризується великою трудоемкістю робіт, потребує великої кількості нарізних виробок, що у підсумку призводить до значних витрат на утворення горизонтальної підсічки.

На рис. 4 зображено траншейний спосіб утворення горизонтального компенсаційного простору. Для його реалізації з виробок горизонту скреперування 1 через 5 – 6 м проходять односторонні або парні випускні дучки 2, які на горизонті підсічки з'єднують поміж собою підсічними штреками та ортами перерізом 2,0x2,2 м. Роботи розпочинають з утворення відрізної щілини шляхом розширення відрізного підняттевого 4, який проходять з однієї з дучок. Траншеї висотою 5 - 10 м утворюють послідовною відбійкою віял штангових шпурів або свердловин, пробурених з виробок горизонту підсічки, одночасно розгортаючи під ними випускні воронки, через які здійснюють випуск відбитої руди після кожного вибуху. Даний спосіб у порівнянні з попереднім є більш продуктивним і

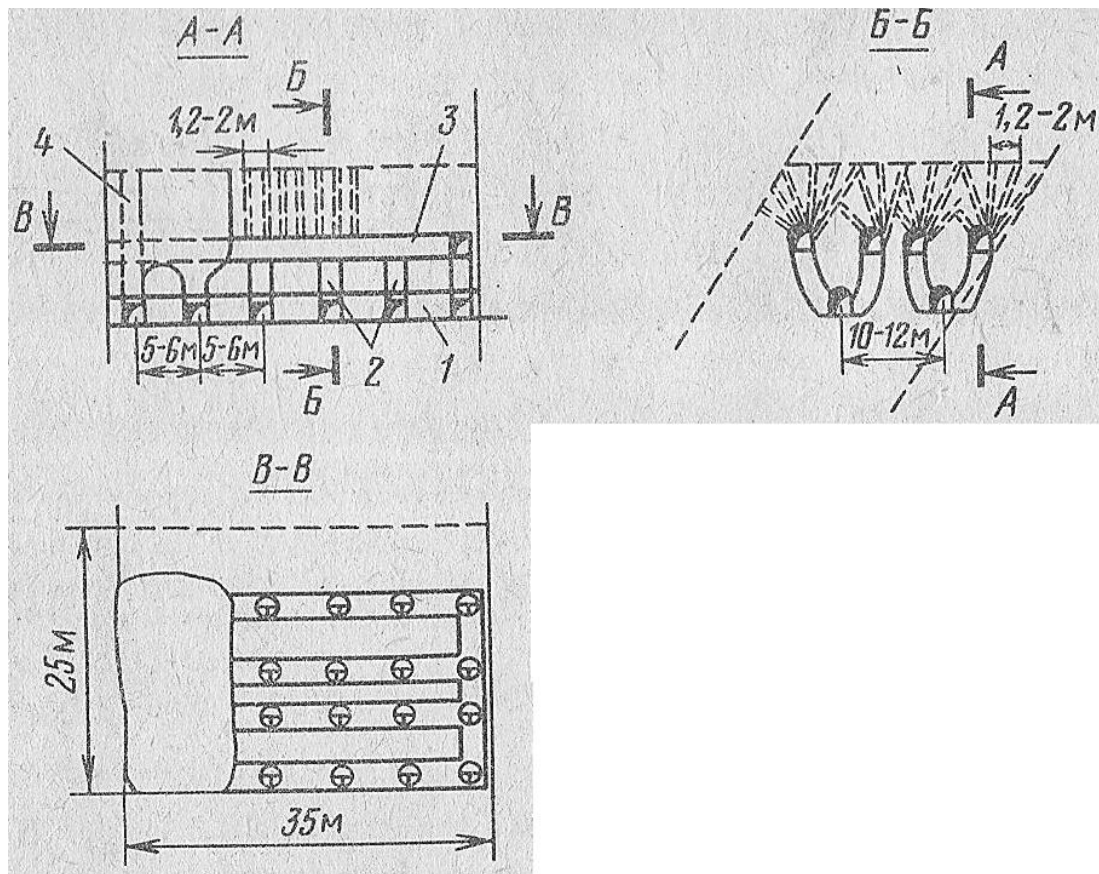


Рис. 4. Траншейний спосіб утворення горизонтального компенсаційного простору

менш затратним, дозволяє виконувати багатозабійне буріння, що значно пришвидшує процес утворення компенсаційного простору. Основними його недоліками є порушення кріплення виробок підсічного горизонту при веденні підричних робіт, що викликає необхідність його поновлення, яке потребує додаткових затрат і супроводжується підвищеною небезпекою виконання цих робіт.

На рис. 5 зображено утворення горизонтального компенсаційного простору за допомогою глибоких свердловин. При даній технології спочатку утворюють відріzną щілину 4 необхідної висоти, на яку за декілька вибухів відбивають віяла глибоких свердловин 3, пробурених з підсічного штрека за допомогою бурового станка НКР-100М або його модифікацій. Даний спосіб потребує, у порівнянні з попередніми, значно менших обсягів проведення нарізних виробок, забезпечує умови для суміщення робіт по проведенню та кріпленню виробок з бурінням свердловин, що суттєво скорочує час на підготовку панелі до очисного виймання, забезпечує вищу продуктивність праці робітників та зменшує затрати на

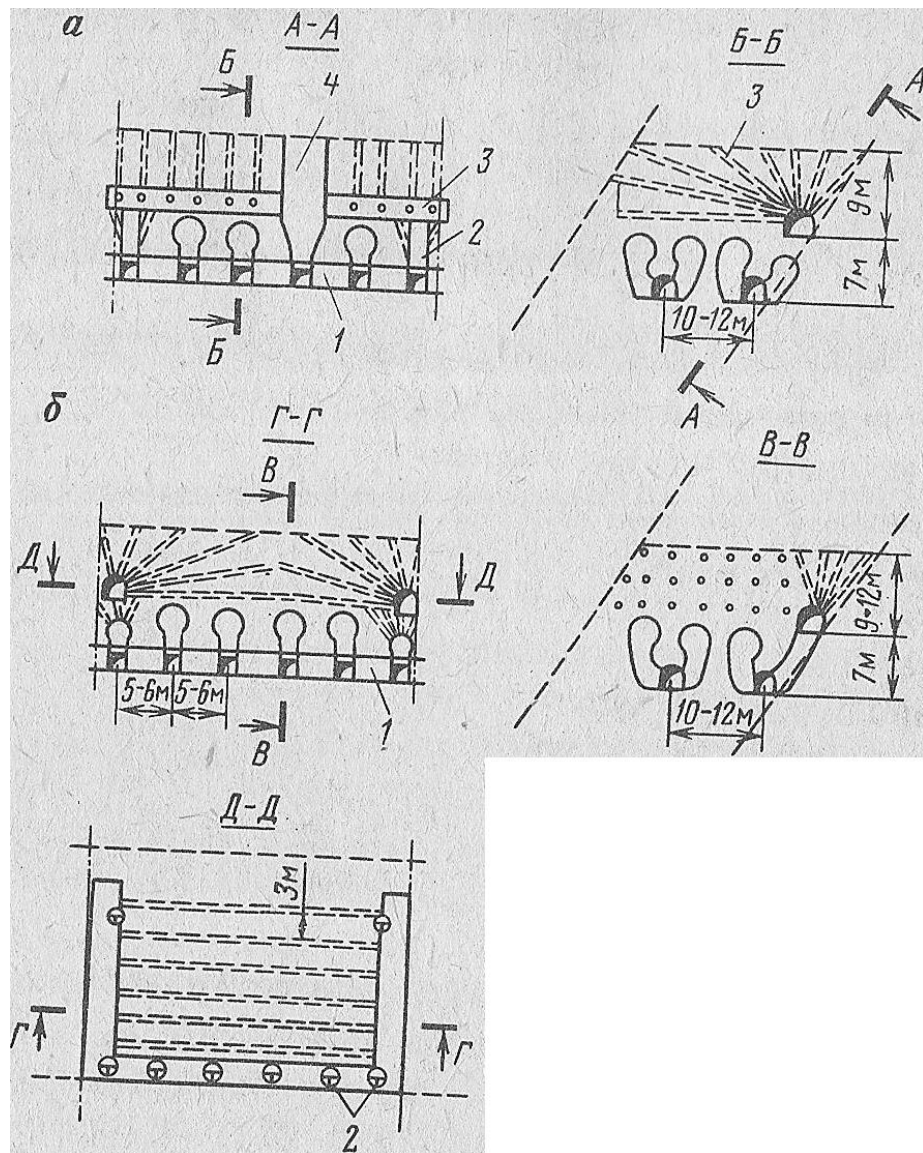


Рис. 5. Утворення горизонтального компенсаційного простору за допомогою глибоких свердловин

утворення компенсаційного простору. До недоліків даної технології, як і у попередньому способі, також слід віднести порушення кріплення бурової виробки при веденні підривних робіт (хоч і у значно менших обсягах) та необхідністю його поновлення з витікаючими наслідками.

На рис. 6 зображено технологію утворення горизонтального компенсаційного простору глибокими свердловинами за один вибух, яку доцільно застосовувати при низькій стійкості рудного масиву. При даній технології з виробок горизонту скреперування 1 проходять випускні дучки 2, а на горизонті підсічки, який розташовується на 7 – 8 м вище горизонту доставки, підсічний буровий штрек 3 та компенсаційні орти 4. Тимчасові цілики між компенсаційними ортами розбу-

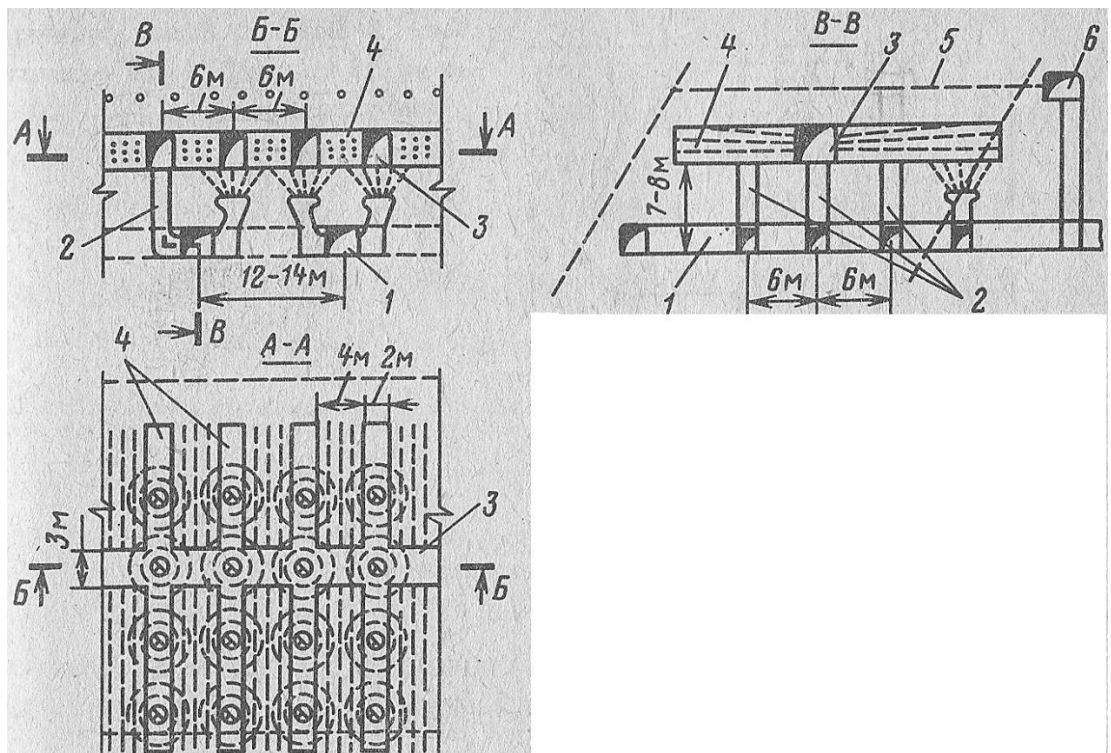


Рис. 6. Технологія утворення горизонтального компенсаційного простору глибокими свердловинами за один вибух

рюють з підсічного штрека паралельно-зближеними горизонтальними свердловинами, відстань між якими в залежності від коефіцієнта міцності руди складає від 1 до 1,5 м. Спочатку утворюють горизонтальну підсічку коротко-сповільненим підриванням усіх свердловин, пробурених з підсічного штрека, з одночасним розгортанням дучок у випускні воронки, через які виконують випуск відбитої руди. При необхідності збільшення об'єму компенсаційного простору, яке досягається збільшенням його висоти, з бурової камери 6 вибурюють одинарне горизонтальне віяло або два паралельно-зближені віяла глибоких свердловин 5. Підривання цих віял можливе як і після часткового випуску відбитої руди з підсічки, так і одночасно з її утворенням, що доцільно здійснювати при дуже низькій стійкості рудного масиву. У разі одночасного підривання всіх свердловин, вибурених як з підсічного штрека, так і з бурової камери, для забезпечення розпушення руди при відбійці, необхідно вибити усі дучки на горизонт підсічки. Піввищенні затрати на утворення горизонтального компенсаційного простору за даною технологією виправдовуються забезпеченням високої безпеки робіт у порівнянні з попередніми способами.

На рис. 7 зображена технологія утворення горизонтальної підсічки плоским днищем, яку можливо застосовувати при використанні на випуску і доставці руди як скреперних установок, так і самохідної техніки.

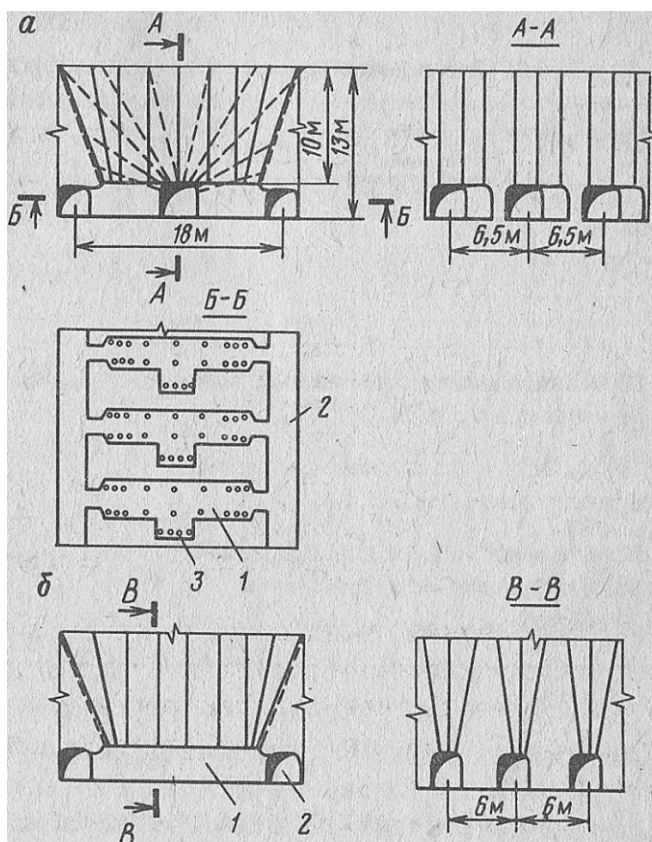


Рис. 7. Технологія утворення горизонтальної підсічки плоским днищем  
*a* – висхідними свердловинами, пробуреними з бурових штреків і ніш; *б* - віялоподібними висхідними свердловинами з бурових штреків

У першому варіанті (*a*) підсічку здійснюють з бурових штреків 1, які проходять через 6,5 м з виробки доставки 2, та бурових ніш 3, підірванням вибурених з вищезазначених виробок двох рядів паралельних та віялоподібних свердловин. Основними перевагами цього способу утворення підсічки є зменшення витрат на буріння шпурів, необхідних для розгортання приймальних воронок, спрощення нарізних робіт за рахунок проведення на одному горизонті виробок днища.

У другому варіанті (*б*) підсічку здійснюють віялоподібними висхідними свердловинами з бурових штреків 1, які проходять у днищі через 6 м з виробки доставки 2. При тих же перевагах, що й для попереднього варіанту, його основним недоліком є потреба у дещо більшому обсягу бурових робіт.

Зі збільшенням глибини розробки, яке супроводжується зростанням гірського тиску та негативних проявів, одним з яких є погіршення стійкості оголень і виробленого простору, до якого відносяться й компенсаційні камери, ефективність горизонтального компенсаційного простору суттєво знижується: з покрівлі камери, де розвинена зона розвантаження, трапляються часті вивали великих кусків руди, деформуються вже вибурені глибокі свердловини, що унеможливорює їх заряджання. Це негативно впливає на якість відбійки, призводить до зростання виходу негабариту, що в свою чергу, знижує продуктивність праці на випуску і доставці руди та підвищує небезпеку цих робіт внаслідок зростання кількості зависань й витрат на їх ліквідацію. Тому в практиці роботи більшості шахт Кривбасу значно більшого застосування набули вертикальна та похила компенсаційні камери.

Технологія утворення вертикальної компенсаційної камери висхідними віялами глибоких свердловин, які вибурюють з підсічного горизонту, показана на рис. 8.

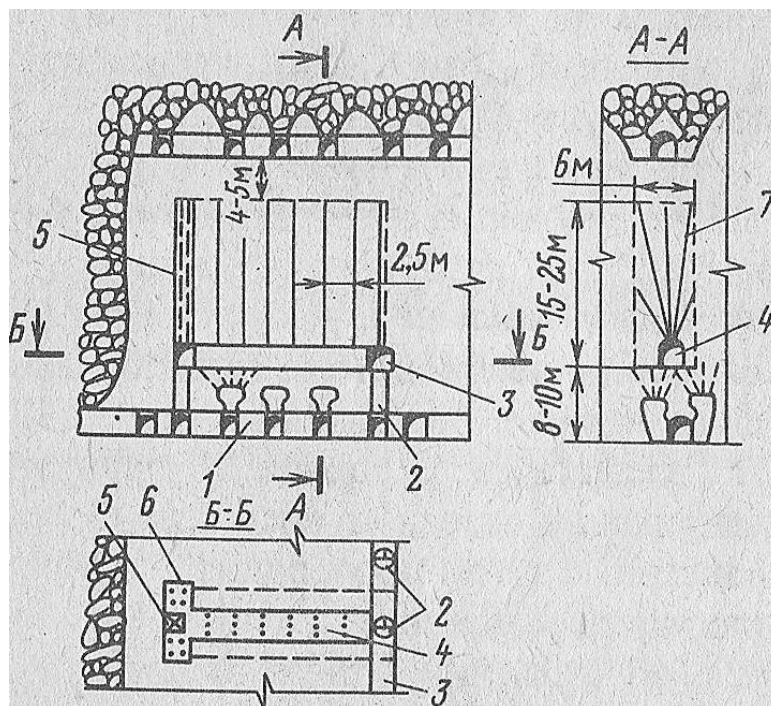


Рис. 8. Технологія утворення вертикальної компенсаційної камери висхідними віялами глибоких свердловин з використанням підсічного горизонту

Нарізні роботи з формування вертикальної компенсаційної камери, яку як правило розташовують в центральній частині панелі, розпочинають з проведення

зі штреку скреперування 1 випускних дучок. Одну з крайніх дучок використовують у якості ходка 2 на підсічну бурову виробку (штрек або орт) 3, яку проходять на відстані 8 – 10 м від горизонту доставки, а з іншої, розташованої на протилежному фланзі панелі, підіймають відрізний підняттявий 5. Підсічну виробку 3 збивають з відрізним підняттявим відрізною виробкою 4, а дучку, яка розташована навпроти цієї виробки вибивають на підсічний горизонт для перепуску руди з нього на горизонт скреперування. Для розширення відрізного підняттявого по обидва боки від нього на горизонті підсічки проходять ніші 6, з яких паралельно площині підняттявого вибурюють по 2 спарені глибокі свердловини, відстані між якими та між стінкою підняттявого складає 1,2 – 1,5 м. З відрізної виробки 4 вибурюють віяла глибоких свердловин (по 5-6 свердловин у кожному віялі), зменшуючи при цьому на 20 – 30 % лінію найменшого опору та відстань між кінцями свердловин у віялах порівняно з параметрами БПР, які розраховані для масового обвалення руди в даній панелі. Висоту вертикальної компенсаційної камери приймають такою, щоб над нею залишався тимчасовий цілик-стелина товщиною 4 – 6 м, який запобігає заповненню камери обваленими пустими породами з верхнього вже відпрацьованого підповерху.

Очисні роботи по утворенню вертикальної компенсаційної камери розпочинають з розширення відрізного підняттявого на необхідну її ширину, яку визначають за умови достатнього об'єму цієї камери, який забезпечить нормальне розпушення руди (1,2 – 1,3) при масому її обваленні. Для цього підривають глибокі свердловини, вибурені з ніш 6, а відбиту руду випускають, Потім виконують почергову відбійку віял глибоких свердловин, пробурених з відрізної виробки 4, підриваючи за один вибух по 2-3 віяла. По мірі підривання цих віял під ними розгортають дучки у приймальні воронки й випускають відбиту руду до рівня горизонту воронок.

На рис. 9 показана технологія утворення вертикальної компенсаційної камери висхідними і низхідними віялами глибоких свердловин. Дана технологія принципово не відрізняється від попередньої, так як послідовність очисних робіт у цих технологіях є практично однаковою. Перевагою даної технології є

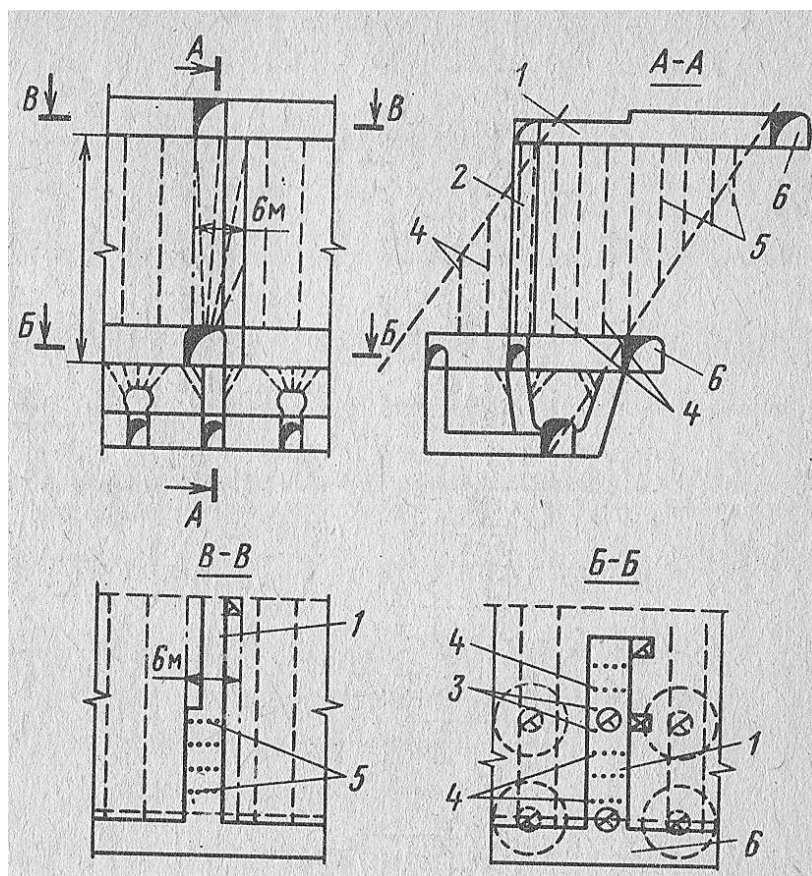


Рис. 9. Технологія утворення вертикальної компенсаційної камери висхідними і низхідними віями глибоких свердловин

зменшення довжини глибоких свердловин, внаслідок чого зменшується й їх відхилення від проектного напрямку. Але враховуючи те, що на практиці низхідні свердловини використовують дуже рідко, оскільки швидкість їх буріння, а відповідно й продуктивність праці машиністів бурових станків, буде меншою, ніж при бурінні висхідних свердловин, вже пробурені низхідні свердловини необхідно закривати пробками, щоб запобігти попаданню у них бурового шламу від буріння інших свердловин у віялі, та перед зарядженням їх необхідно «продувати» для видалення з них води, даний спосіб утворення вертикальної компенсаційної камери застосовують вкрай рідко.

На рис. 10 показана технологія утворення вертикальної компенсаційної камери віями глибоких свердловин, пробурених з ніш горизонту доставки. Особливістю даної технології є те, що розбурювання масиву як при утворенні вертикальної компенсаційної камери, так й для обвалення основного запасу панелі, виконують з ніш, які пройдені безпосередньо з виробок горизонту доставки.



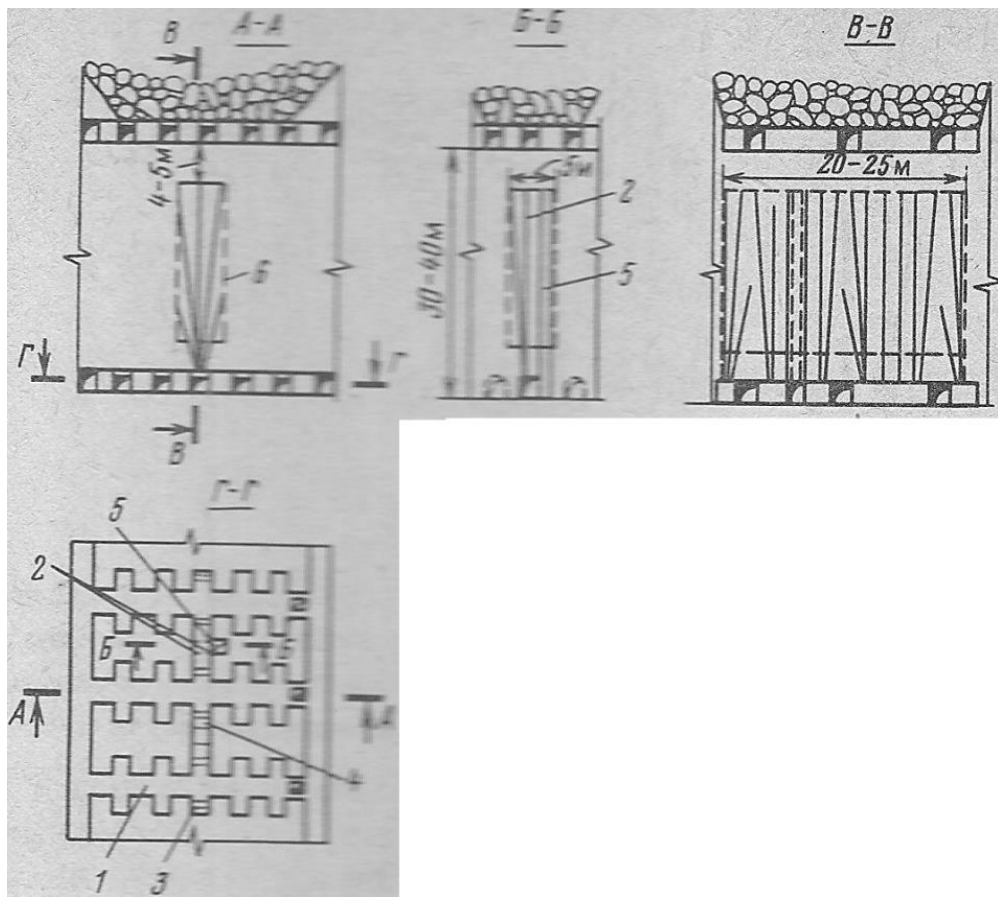


Рис. 10. Технологія утворення вертикальної компенсаційної камери віялами глибоких свердловин, пробурених з ніш горизонту доставки

Перевагами даної технології є скорочення обсягів нарізних робіт, простота конструкції днища, вища безпека робіт, оскільки вони зосереджені на основному горизонті доставки, який надійно закріплюється металевим кріпленням. Але ця технологія має й ряд недоліків: відсутність контролю за розмірами компенсаційного простору та станом оголень у ньому, що є наслідком відсутності прямого доступу до нього, як це має місце при наявності окремого бурового горизонту; можливі пошкодження кріплення виробок доставки в результаті вибухових робіт, а також деяке ускладнення процесу розгортання приймальних воронок. Через це дану технологію використовують лише при застосуванні так званого «кіровського» варіанту системи підповерхового обвалення, головною особливістю якого є суміщення бурового горизонту з доставочним і який наразі застосовують тільки в шахтоуправлінні ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг».

В цій роботі зазначається, що основними перевагами вертикальної компенсаційної камери над горизонтальною є, як вже зазначалося, її більша стійкість,

можливість кращого подрібнення руди за рахунок співударяння кусків при зустрічному підриванні віял глибоких свердловин, розташованих з обох сторін камери при масовому обваленні основного запасу панелі, а також менший негативний динамічний вплив на виробки горизонту випуску і доставки від падіння руди при її масовому обваленні у виймальній панелі. Недоліками вертикальної компенсацій камери є велика кількість вибухів, які необхідно здійснювати при її утворенні, оскільки після кожного вибуху необхідне поновлення кріплення на горизонті підсічки, що пов'язане з додатковими матеріальними і трудовими затратами, можливість обвалення цілика-стелини від негативної дії сейсмічних коливань при підриванні віял свердловин та заповненні камери обваленими пустими породами, а також втрата частини запасів руди у цьому цілику, оскільки його не розбурюють, а він руйнується від падіння при масовому обваленні руди в панелі.

Ризику обвалення цілика-стелини можна уникнути, при одночасному підвищенні стійкості компенсаційного простору, при застосування похилої компенсаційної камери, технологія утворення якої приведена на рис. 11.

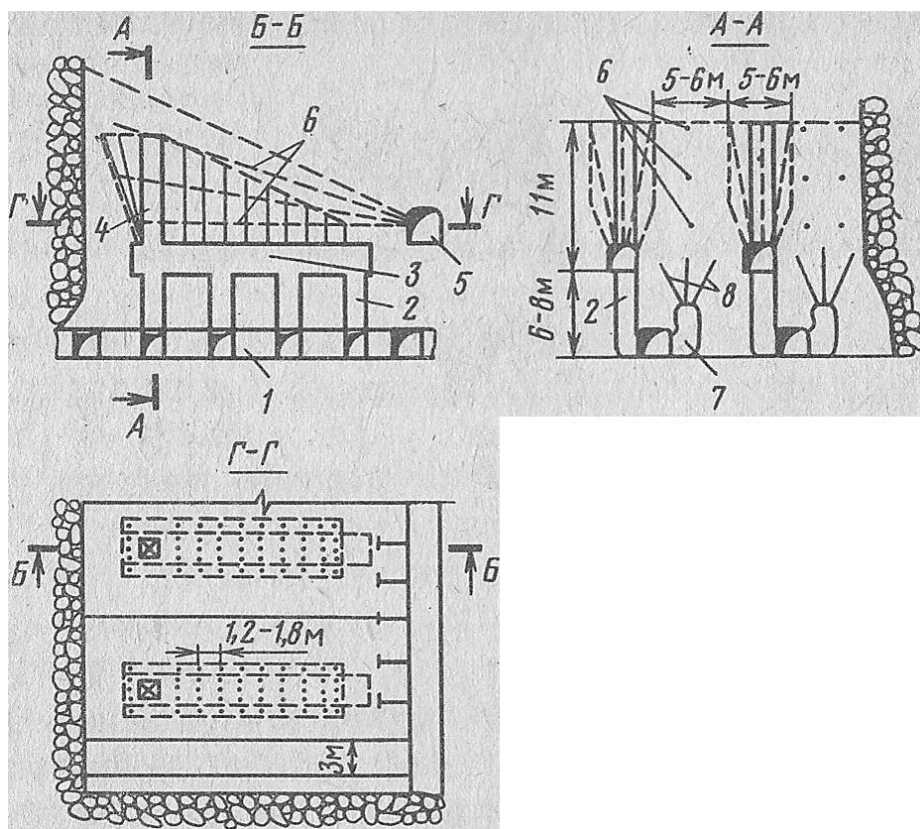


Рис. 11. Технологія утворення похилої компенсаційної камери

Дана технологія передбачає проведення з виробок скреперування 1 односторонніх випускних дучок 2, які вибивають на бурову виробку 3 (штрек або орт в залежності від орієнтації камери) перерізом 2,0 x 2,2 м, пройдену на горизонті підсічки, який розташовують на 6 – 8 м вище горизонту дорставки, а одну з крайніх дучок, де передбачена більша висота похилої компенсаційної камери, підіймають на необхідну висоту у вигляді відрізного підняттевого 4. З бурової виробки телескопними перфораторами вибурюють різновисокі віяла штангових шпурів і свердловин діаметром 65 мм. Відстань між віялами та кінцями шпурів (свердловин) у них залежить від міцності руди і може коливатися від 1,2 до 1,8 м. Спочатку розширюють відрізний підняттевий 4 й утворюють щілину шириною біля 5 м, на яку після випуску з неї руди почергово відбивають по 2 – 4 віяла штангових свердловин і шпурів. По мірі їх відбійки під ними розгортають дучки у приймальні воронки і випускають відбиту руду. Після підривання всіх віял утворюється похила щілина, на яку також за декілька вибухів відбивають глибокі свердловини 6, що вибурені з бурової виробки 5 основного бурового горизонту. По мірі відбійки цих свердловин під ними розгортають дучки у приймальні воронки, через які випускають відбиту руду.

Існує технологія утворення похилої компенсаційної камери на лежачому боці покладу, яку використовують при відпрацюванні рудних покладів дуже великої потужності з відробкою панелей від лежачого боку до висячого (рис. 12). Є варіанти даної технології з проведенням двох (*a*) або одного (*б*) бурових штреків.

Для утворення похилої компенсаційної камери за даною технологією в лежачому боці покладу зі штрека скреперування 1 проходять ходовий 2 та рудоперепускний 3 підняттеві, які з'єднують між собою по висоті через 10 м. На контакті рудного покладу з породами лежачого боку проходять два бурові штреки 5 (вар. *a*) або один буровий штрек 10 (вар. *б*), та проходять відрізний підняттевий 6, а для його розширення – ніші 7. З цих ніш паралельно площині відрізного підняттевого вибурюють штангові (вар. *a*) або глибокі (вар. *б*) свердловини, а з бурового орта – різновисокі віяла штангових шпурів і свердловин 9, відстань між якими у віялах в залежності від міцності руди коливається від 1,2 до 1,8 м.

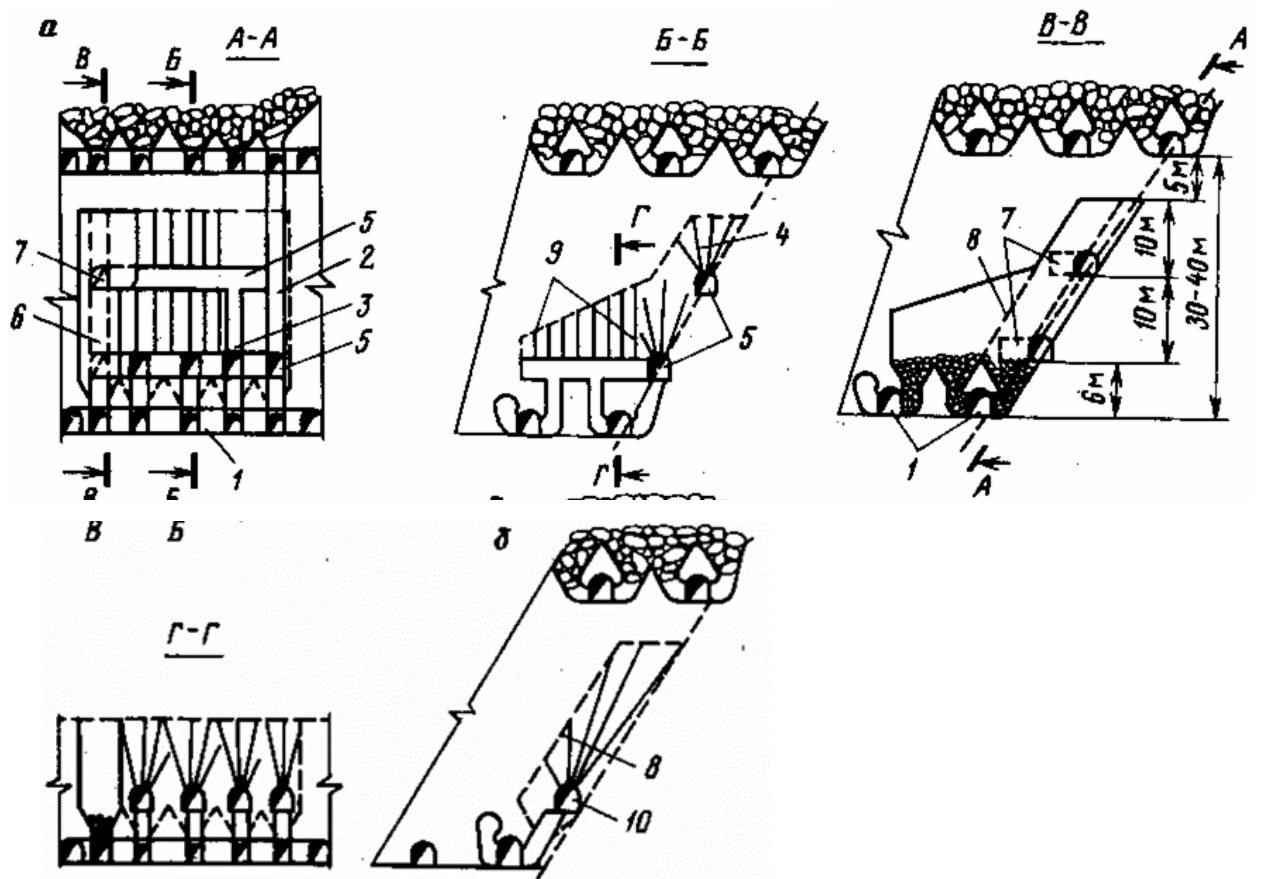


Рис. 12. Технологія утворення похилої компенсаційної камери на лежачому боці покладу: а - на два штреки; б - на один штрек

Утворення похилої компенсаційної камери розпочинають з розширення від-різного підняттевого, для чого з ніш, пройдених з обох його сторін, за один вибух підривають спарені штангові або глибокі свердловини. Після випуску відбитої руди по черзі за декілька вибухів підривають з бурового орта та бурових штреків різновисокі віяла штангових свердловин і шпурів, формуючи похилу компенсаційну камеру необхідного об'єму. При застосуванні варіанту *а* підривання віял на верхньому буровому підповерсі повинно випереджати підривання віял на нижньому підповерсі не менше ніж на одне віяло, щоб не допустити підпрацювання і обвалення верхньої бурової виробки. Над похилою компенсаційною камерою в її верхній частині залишають стелину товщиною 5 м.

Недоліком технологій по утворенню похилих компенсаційних камер є те, що вони потребують проведення багатьох вибухів, що в умовах дуже низької стійкості рудного масиву потребуватиме значних додаткових витрат на виконання робіт з підтримання бурових виробок, які пов'язані з підвищеною їх небезпекою.

На рис. 13 показана технологія утворення підконсольного компенсаційного простору, яка була створена для відпрацювання руд низької стійкості, коли складно утворити компенсаційну камеру значних розмірів, й яка вперше була застосована у 1963 р. на шахті «Гігант» колишнього рудника ім. Держинського.

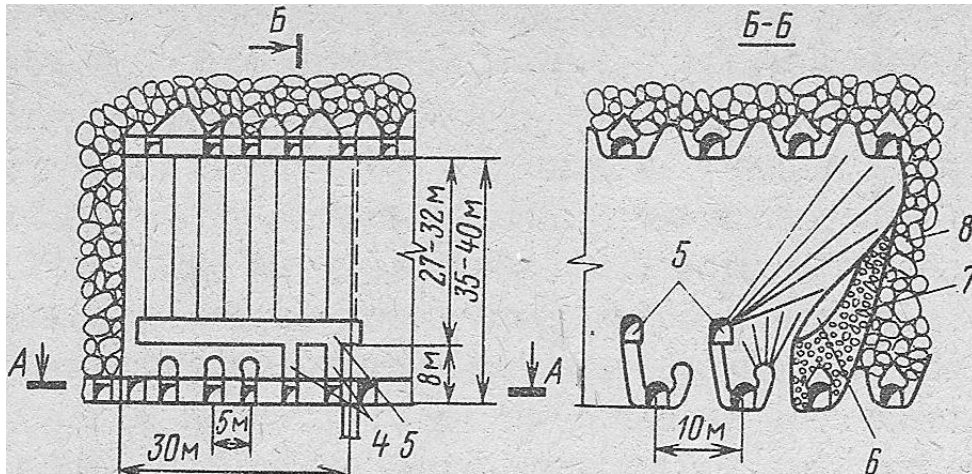


Рис. 13. Технологія утворення підконсольного компенсаційного простору

При даній технології в якості компенсаційного простору використовують порожнину 6, яка утворюється під консоллю похилого рудного масиву за рахунок різниці кутів нахилу цієї консолі та кута природного відкосу відбитої руди 7. Перевагою даної технології є скорочення витрат на утворення компенсаційного простору внаслідок суттєвого зменшення обсягів проведення у кожній панелі нарізних виробок. До головних її недоліків слід віднести відсутність прямого доступу до утвореної порожнини, що практично унеможлиблює контроль за її розмірами та об'ємом; значне зниження стійкості похилої рудної консолі, що в умовах високого гірського тиску, який має місце на глибоких горизонтах, може призвести до самообвалення рудного масиву; можливість для ввідпрацювання покладів дуже великої потужності, коли навхрест простягання прслідовно відпрацьовують декілька панелей.

Підвищення стійкості вертикальної компенсаційної камери за рахунок надання їй трапецієвидної форми запропоновано в роботі [6]. Технологія утворення вертикальної компенсаційної камери трапецієвидної форми приведена на рис. 14.

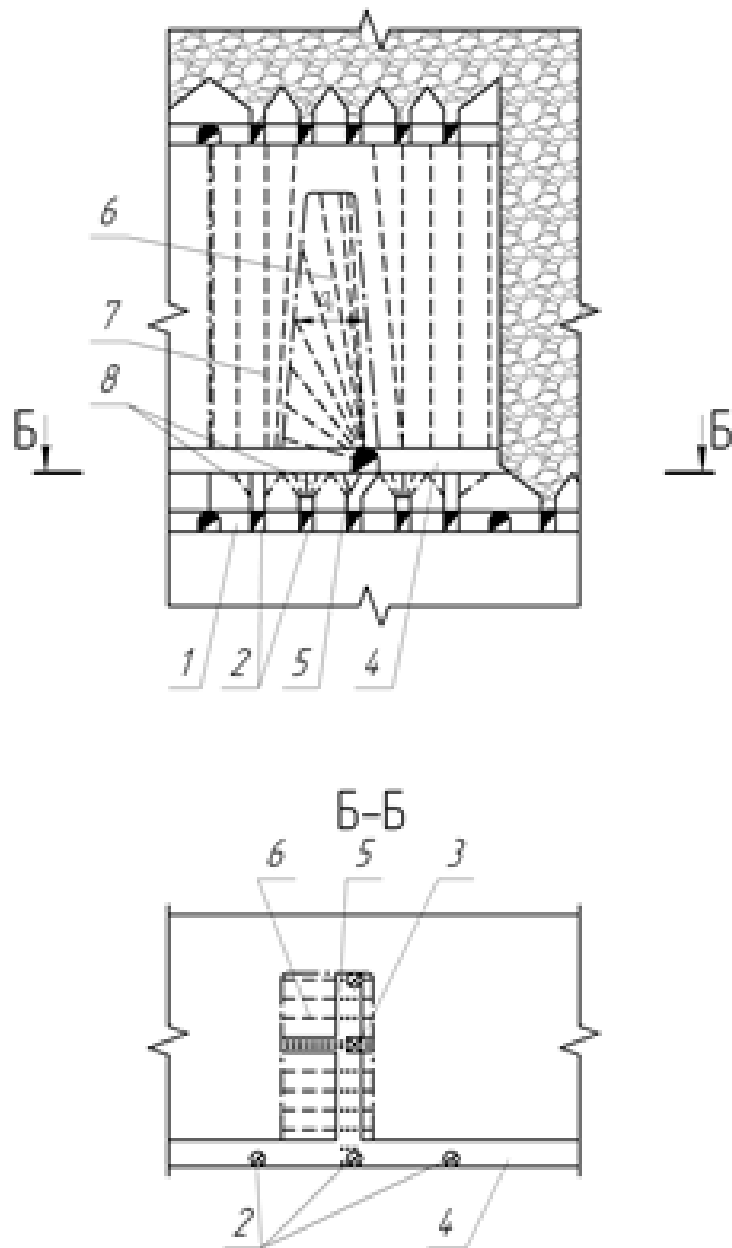


Рис. 14. Технологія утворення вертикальної компенсаційної камери трапецієподібної форми: 1 – штрек скреперування, 2 – дучки, 3 – відрізний підняттяєвий, 4 – буровий штрек, 5 – відрізний орт, 6 – віяла глибоких свердловин для утворення вертикальної компенсаційної камери, 7 – віяла глибоких свердловин для обвалення основного запасу панелі, 8 – штангові шпури для розвороту воронок

При даній технології зі штрека скреперування 1 проходять дучки 2, крайні з яких вибивають на буровий штрек 4, а одну з дучок, розташовану по центру панелі, підіймають до рівня стелини у вигляді відрізного підняттяєвого 3. З бурового штрека проходять відрізний орт 5, який збивають з відрізним підняттяєвим та двома дучками. Через дучку, розташовану з лежачого боку перепускають руду на горизонт доставки при проведення відрізного орта, а дучка з висячого боку

служує у якості ходка й для провітрювання робіт. З обох сторін відрізного піднятевого проходять ніші для його розширення, з яких паралельно площині піднятевого вибуряють спарені глибокі свердловини. З відрізного орта бурять віяла глибоких свердловин б. Власне саме утворення вертикальної компенсаційної камери є звичайним: спочатку розширюють відрізний підняттевий, утворюючи вузьку відрізну щілину трапецієвидної форми, руду з якої випускають, а потім здійснюють послідовну відбійку віял глибоких свердловин б, розгортаючи в нижній частині два ряди дучок у приймальні воронки, через які виконують випуск відбитої руди. Використання такої форми вертикальної компенсаційної камери дає можливість значно зменшити прогін стелини й підвищити її стійкість, виключити можливість самообвалення і забезпечити рівномірне розпушення руди в панелі, що сприятиме покращенню якості подрібнення руди.

В роботі [7] відзначається, що вузьким місцем в технології очисних робіт при застосуванні систем з масовим обваленням руди, до яких належать підповерхово-камерна система розробки і система підповерхового обвалення, є процес утворення вертикальної відрізної щілини або компенсаційної камери. Традиційно розвиток робіт при їх утворенні ведуть в одному напрямку: навхрест або за простяганням рудного покладу. При цьому невелика їх ширина, яка в більшості випадків становить всього 5 - 6 м, дуже негативно впливає на умови роботи свердловинних зарядів, які працюють у полі стискуючих напружень, що потребує зменшення на 20 – 40% параметрів БПР та додаткових енергетичних затрат ВР. Це призводить до погіршення техніко-економічних показників відбійки руди та очисного виймання в цілому: при об'ємі компенсаційного простору, який дорівнює 20 – 30% від об'єму панелі, затрати на його утворення є співставними із загальними витратами на обвалення всього іншого рудного масиву панелі. Автори роботи запропонували вести роботи при утворенні компенсаційного простору одночасно у вказаних напрямках, що дає можливість суттєво збільшити розміри (зокрема ширину) оголення, що, відповідно, значно зменшує негативний вплив затиску. Це можливо реалізувати, використовуючи спосіб спіральної відбійки рудного масиву, який свого часу був запропонований

у роботі [8]. Сутність даної технології утворення вертикальної компенсаційної камери зі спіральним розвитком вибуху зображена на рис. 15.

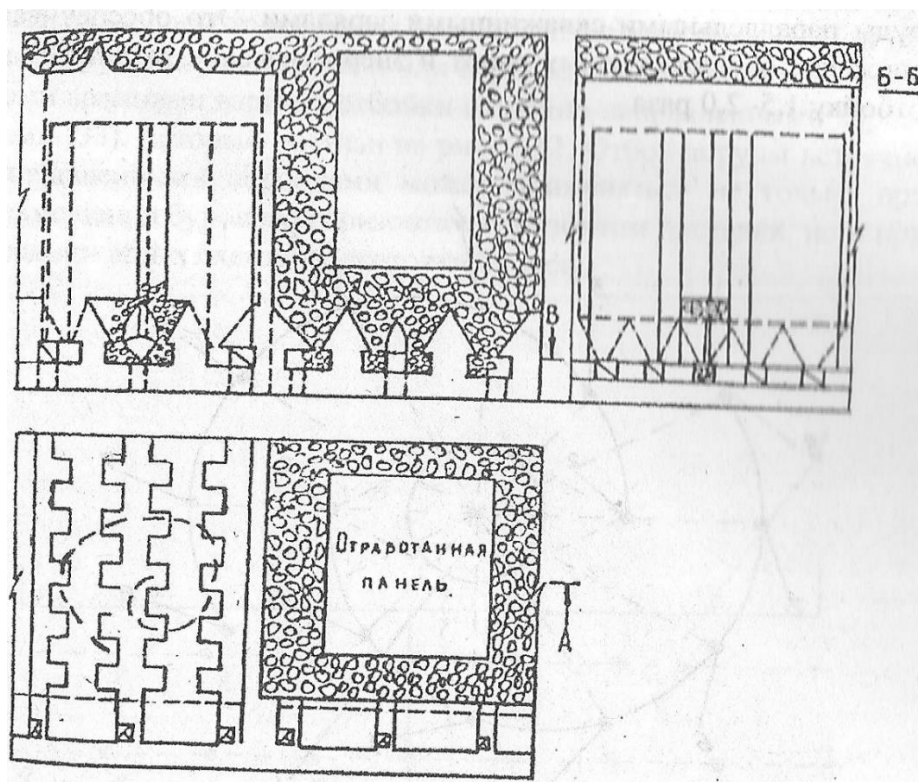


Рис. 15. Технологія утворення вертикальної компенсаційної камери зі спіральним розвитком вибуху

Сутність даної технології полягає у тому, що при відбійці рудного масиву вертикальними паралельними свердловинами розвиток вибуху відбувається по лінії, яка в горизонтальній площині має форму, наближену до спіралі Архімеда. Для цього при проведенні нарізних робіт в панелі на горизонті доставки через 4 – 5 м проходять бурові ніші, в одній з яких, розташованій у центральній частині, проходять до рівня стелі відрізний підняттевий. Розширення цього підняттевого виконують по спіралі, як це показано на рис. 15. У порівнянні з традиційною технологією спіральний розвиток вибуху дає можливість різко зменшити витрати на утворення компенсаційних просторів. А запропоноване в роботі [9] використання двозаходної спіралі дозволяє ще більш суттєво інтенсифікувати процес відбійки руди, що у підсумку забезпечує зменшення обсягів бурових робіт та енергетичних витрат ВР у 1,5 – 2 рази. Окрім цього така технологія має ще декілька переваг: підвищення стійкості компенсаційної камери, форма якої є



наближеної до циліндричної, а також підвищення коефіцієнта використання енергії вибуху, яке покращує якість подрібнення руди. Основним недоліком даної технології є велика кількість виробок в днищі панелі, в якому суміщені буровий горизонт з горизонтом випуску і доставки руди, що негативно впливає на стійкість виробок, які потребуватимуть більших обсягів перекріплення, а відповідно, й більших трудових і матеріальних витрат.

У роботах [10,11] автори пропонують утворювати вертикальну компенсаційну «піонер-камеру» на контакті з породами лежачого боку (рис. 16).

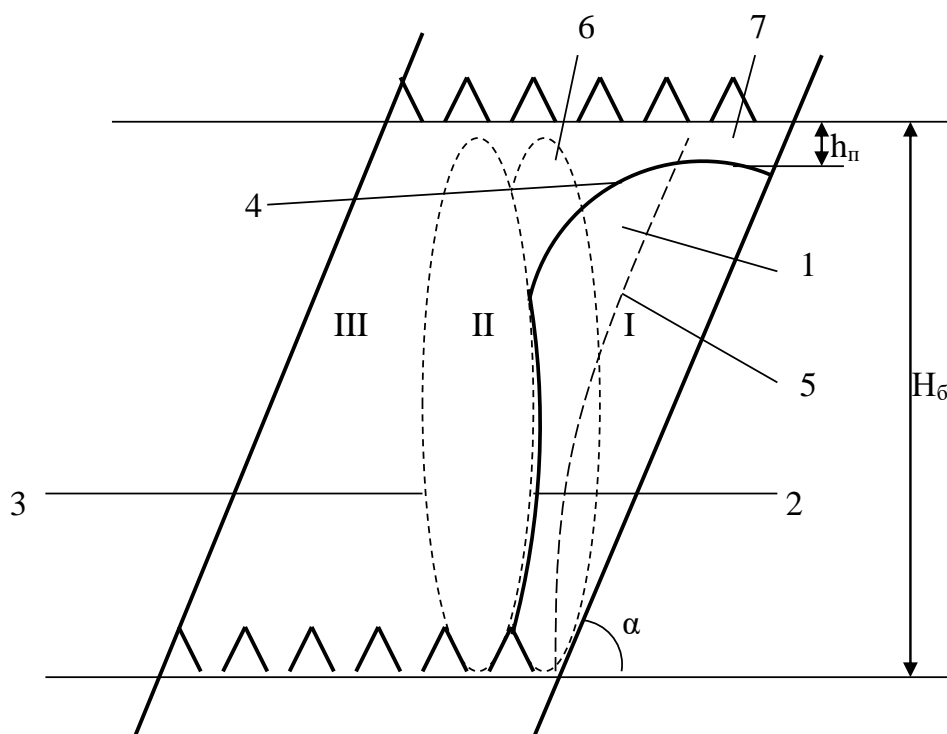


Рис. 16. Технологія утворення «піонер-камери» в лежачому боці покладу:  
 1 - «піонер-камера»; 2 - бічна поверхня камери; 3 – еліпсоїд випуску відбитої руди; 4 - покрівля «піонер-камери»; 5 - контур «мертвої» зони з обваленої руди, що утворюється при випуску на лежачому боці покладу; 6 - еліпсоїд випуску обваленої руди з першого ряду дучок; 7 - стелина; I, II, III – черговість випуску обваленої руди

Згідно даної технології першу чергу відпрацьовують в лежачому боці покладу так звану «піонер-камеру» 1, надаючи покрівлі в ній куполоподібну форму, що сприятиме підвищенню її стійкості. Бічній поверхні очисної камери 2 з висячого боку покладу надають форму, яка є подібною формі еліпсоїда випуску обваленої руди 3 при другій черзі її випуску. Випереджаюче відпрацювання

«піонер-камери» та обвалення стелі, в результаті якого вироблений простір буде заповнений пустими породами, за таких умов покращить вилучення руди з наступної, другої зони випуску, оскільки вдасться уникнути формування «мертвої» зони з обваленої руди, яка утворюється згідно класичної теорії випуску [12] на лежачому боці покладу при відпрацюванні запасів системою підповерхового обвалення.

У роботах [13,14] вказується, що надання оголенням покрівлі камер склепінчатої або шатрової форми, як це показано на рис. 17, дає можливість значно підвищити їх стійкість за рахунок скорочення в рудному масиві над ними зони дії розтягуючих напружень, які є найбільш небезпечними з точки зору вивалоутворень або й повного руйнування стелін над цими камерами.

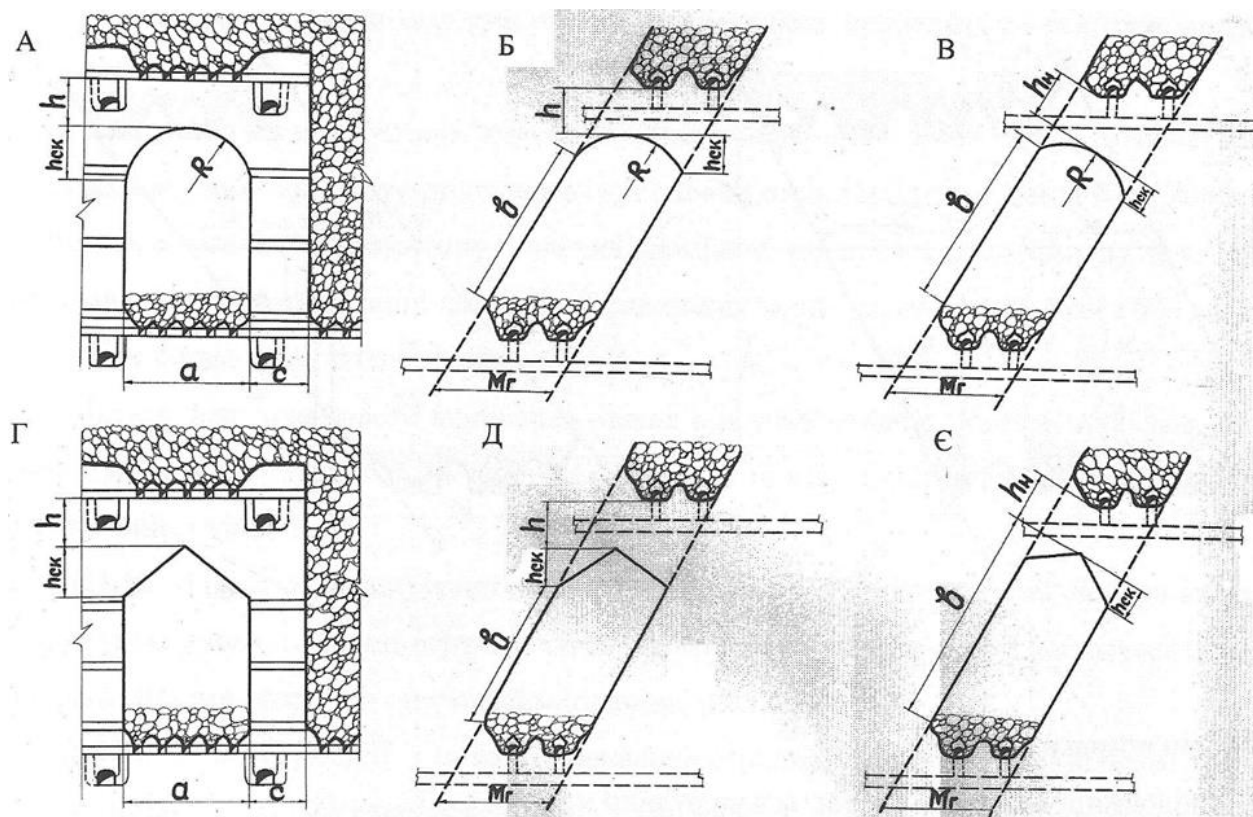


Рис. 17. Варіанти розташування оголень покрівлі камер склепінчатої (А, Б, В) та шатрової (Г, Д, Е) форми

У цих роботах приведені методики визначення оптимального радіусу кривизни і висоти склепіння покрівлі склепінчатої форми та висоти склепіння покрівлі камери шатрової форми, а також необхідної товщини стелін, які забезпечать їх стійкість в конкретних умовах.

На винятковій важливості процесів утворення компенсаційних просторів, які мають значний вплив на ефективність очисних робіт і кінцеві техніко-економічні показники видобування руди, наголошується в роботі [15]. Відзначається, що на вибір орієнтації компенсаційних камер у просторі, які можуть бути горизонтальними, похилими або вертикальними (рис. 18), впливають спосіб відбійки рудного масиву і стійкість оголень в масиві порід, де він утворюється, а також необхідний термін їх існування. При цьому наголошується, що за однакових умов (глибина ротіт, міцність і стійкість порід, потужність покладу, площа оголення), найбільшу стійкість мають вертикальні оголення, а найменшу – горизонтальні.

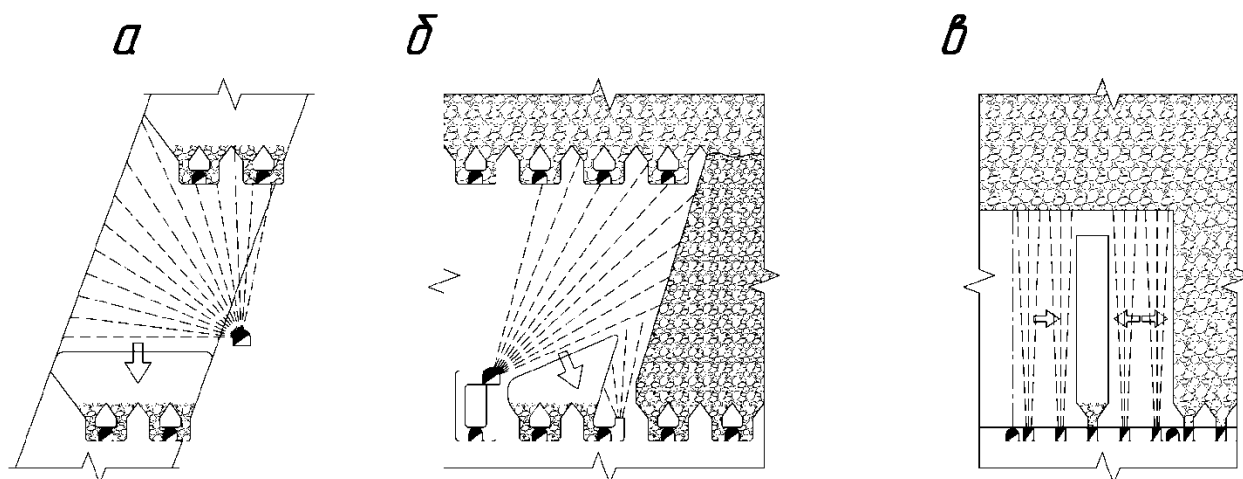


Рис. 18. Технологічні схеми відбійки руди на горизонтальну (а), похилу (б) та вертикальну (в) компенсаційні камери

Наведені відповідні формули, за якими можна розрахувати необхідний об'єм компенсаційної камери в залежності від заданого коефіцієнта розпушення руди при її масовому обваленні, та її геометричні розміри. З урахуванням практичного досвіду роботи рудників і шахт сформульовані загальні положення і рекомендації, якими бажано керуватися при розв'язанні питань утворення компенсаційних камер, які полягають у наступному:

- за рівних умов стійкість вертикальних компенсаційних камер в 1 - 1,8 рази є більшою у порівнянні з горизонтальними;

- зі зростанням глибини робіт, яке супроводжується негативними проявами гірського тиску, особливо при низькій міцності й стійкості рудного масиву,

зростає вірогідність розвитку процесів вивалоутворень та склепінь над горизонтальними компенсаційними камерами, яке може призвести до втрати частини свердловин внаслідок їх «пережиму», який унеможлиблює процес їх заряджання. У підсумку це погіршує якість подрібнення руди при її відбійці, призводить до збільшення кількості зависань руди в дучках при її випуску, зменшення продуктивності праці та зростанню витрат на ліквідацію зависань і вторинне подрібнення руди;

- при відбійці руди вертикальними шарами на вертикальну компенсаційну камеру покращується якість її подрібнення у порівнянні з відбійкою горизонтальними шарами внаслідок використання зустрічно-направленого підривання свердловинних зарядів, що в свою чергу, зменшує обсяги робіт по вторинному подрібненню негабариту і ліквідації зависань та сприяє підвищенню продуктивності праці на доставці;

- при відбійці руди горизонтальними або похилими шарами на горизонтальну чи похилу компенсаційні камери, значного негативного впливу зазнають виробки горизонту випуску і доставки, які сприймають значні динамічні удари від падіння обваленої руди, що прискорює їх руйнування, збільшує обсяги перекріплення та затрати на виконання цих робіт;

- параметри БПР при утворенні компенсаційних камер необхідно зменшувати на 20 - 40%, а питомі витрати ВР збільшувати в 1,3 - 1,6 рази порівняно з тими, що розраховані для масового обвалення руди;

- роботи по утворенню компенсаційного простору необхідно узгоджувати з розбурюванням основного запасу руди в панелі та планувати так, щоб ці роботи завершувалися приблизно одночасно для скорочення часу існування оголень і цих камер;

- при виборі раціонального варіанту утворення компенсаційного простору слід враховувати забезпечення їх стійкості в конкретних умовах, трудоемкість та витрати на виконання робіт й надавати перевагу більш простій їх конструкції і технології утворення.

В роботах [16-18] запропонована удосконалена технологія утворення компенсаційної камери шатрової форми «зворотня траншея», яка зображена на рис. 19.

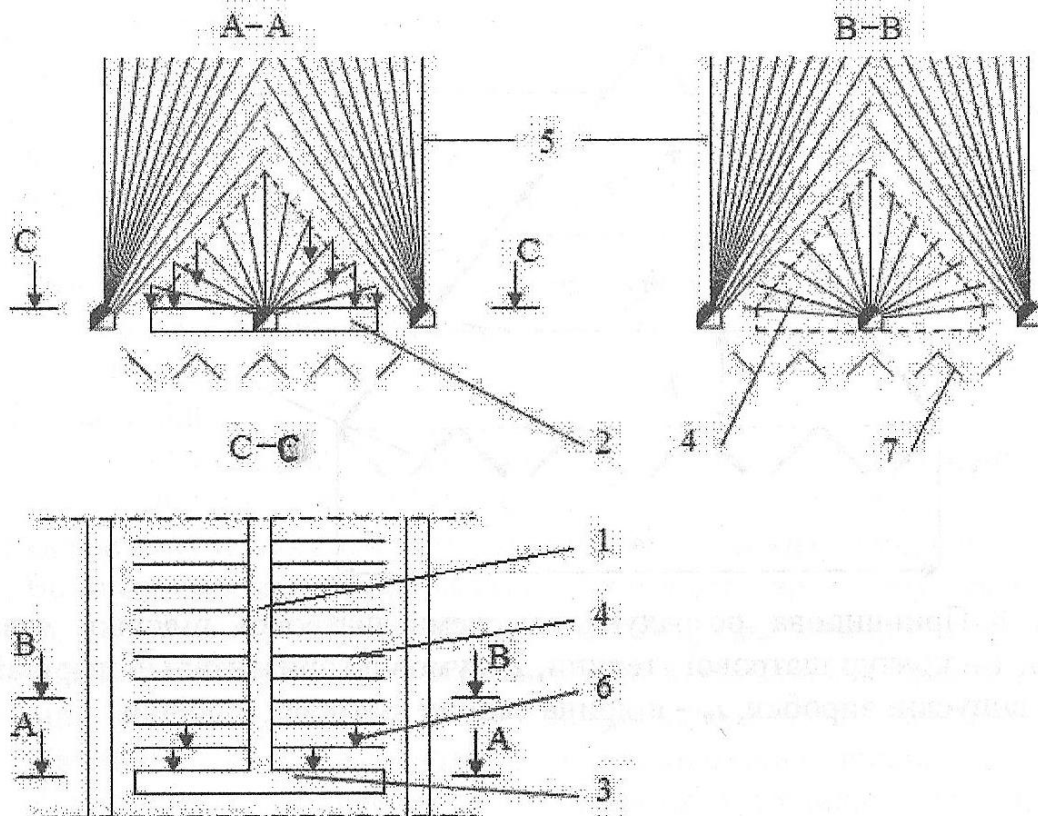


Рис. 19. Технологія утворення компенсаційної камери шатрової форми «зворотня траншея»: 1 – підсічний орт; 2 – компенсаційний штрек; 3 трикутна вертикальна відрізна щілина; 4 – штангові свердловини для утворення підсічки у формі «зворотня траншея»; 5 – глибокі свердловини для обвалення основного запасу руди в панелі; 6 – напрямок відбійки; 7 – випускні воронки

Для її утворення на горизонті підсічки проходять по центру панелі підсічний орт 1, а в рудному масиві на контакті з породами лежачого боку – компенсаційний штрек 2. З підсічного орта вибурюють віяла штангових свердловин 4. Спочатку утворюють трикутну вертикальну відрізну щілину 3, для чого, як показано на вертикальній проекції А – А, за декілька вибухів підривають штангові свердловини над компенсаційним штреком 2, випускаючи після кожного вибуху відбиту руду через воронки 7 на горизонт доставки (скреперування). Після цього також за декілька вибухів відбивають на цю трикутну щілину віяла штангових свердловин 4, як це показано на плані С – С, Випускаючи після кожного вибуху відбиту руду через воронки 7, які розгортають по мірі утворення підсічки.

Застосування компенсаційної камери такої форми дає змогу отримати майже однаковий по висоті панелі коефіцієнт розпушення руди при її масовому обваленні, так як при багаторядному короткосповільненому підриванні свердловин з кожним наступним вибухом відбита руда, яка переміщується під дією сили гравітації в нижню частину панелі, збільшуючись при відбійці в об'ємі має достатній для цього компенсаційний простір. Окрім того така форма дає можливість значно збільшити площу оголення, на яку здійснюється відбійка основного запасу руди в панелі, без втрати його стійкості, так як у рудному масиві, що було встановлено шляхом моделювання, переважають стискуючі напруження, які ущільнюють масив, максимальні значення яких зконцентровані поблизу арки шатрової стеліни. Також позитивним моментом є зменшення динамічного удару продуктів вибуху на днище панелі та пройдені в ньому виробки за рахунок того, що змінений з перпендикулярного на дотичний напрямок відбійки глибоких свердловин.

На доцільності застосування компенсаційної камери шатрової форми, яку доцільно з точки зору авторів розташовувати в лежачому боці покладу, як це показано на рис. 20, вказується й у роботах [19,20].

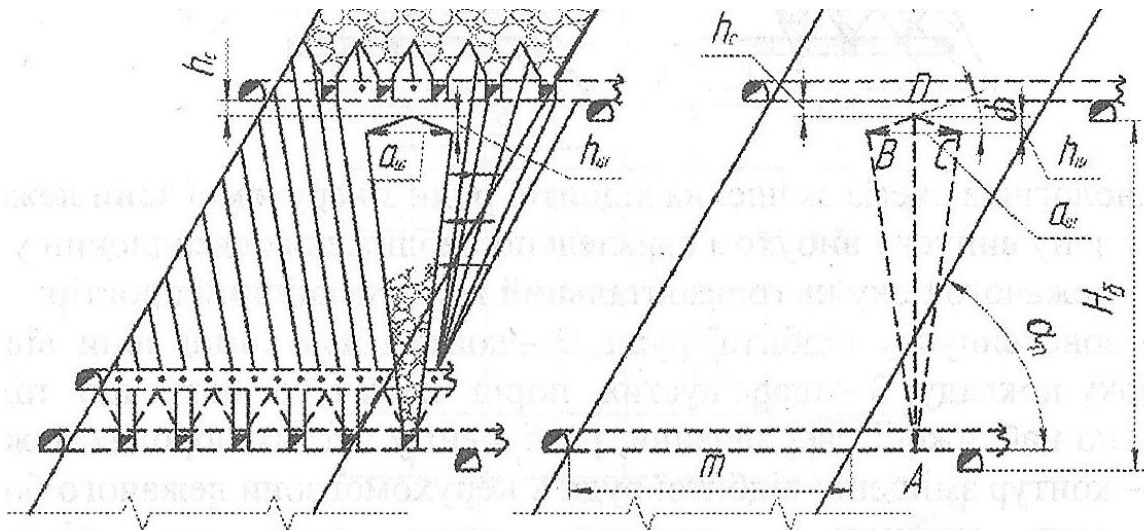


Рис. 20. Схема відпрацювання рудного покладу з формуванням компенсаційної камери шатрової форми в лежачому боці покладу:  $h_c$ ,  $a_w$ ,  $h_w$  – відповідно, висота, ширина і товщина стеліни шатрової компенсаційної камери

На підставі проведених досліджень була запропонована методика для визначення комплексного показника стійкості шатрової компенсаційної камери, яка

враховує основні фактори, які мають найбільший вплив: міцність руди, кут падіння покладу та його потужність, висоту панелі, кут нахилу площини шатрової стеліни, її висоту, ширину і товщину.

У роботі [21] на підставі проведених авторами лабораторних досліджень викладено обґрунтування доцільності утворення камери параболічної форми, яка за ствердженням авторів, має підвищену стійкість, яка забезпечується оптимальним співвідношенням її висоти до ширини, що дозволяє застосовувати її при відпрацюванні залізородних покладів, складеними рудами низької стійкості, системами з масовим обваленням руди і вміщуючих порід. Запропонована методика, яка дає можливість визначати параметри камери такої форми з урахуванням радіусів вертикального і горизонтального стійкого оголення.

На важливості правильного вибору технології утворення компенсаційного простору звернено увагу й в роботі [22]. Від цього буде залежати як безпека робіт, так й ефективність очисного виймання в цілому, оскільки невдале застосування конкретної технології, неправильно визначені розміри компенсаційної камери чи деякі, на перший погляд, незначні відхилення в процесі реалізації даної технології від існуючих рекомендацій, можуть мати значний вплив внаслідок підвищених ризиків, що мають місце при виконанні певних виробничих процесів, та значних затрат, яких потребують ці роботи.

У роботі [23] приведена технологія відпрацювання залізородних покладів на шахті «Родіна» (нині шахта «Криворізька») ПАТ «Кривбасзалізрудком» системою підповерхового обвалення руди на похилу компенсаційну камеру з деталізацією робіт, що стосуються її утворення (рис. 21).

Особливістю даної технології є те, що після утворення похилої відрізної щілини на неї за декілька вибухів «пристрілюють» глибокі сведловини, що знаходяться з одного або з обох її боків та над нею, які пробурені у віялах сведловин з бурового штрека. Після кожного вибуху відбиту руду випускають до рівня горизонту воронки, розгортаючи їх по мірі збільшення розмірів похилої компенсаційної камери. Головною перевагою даної технології є те, що похила покрівля камери є не суцільною, а розбита на декілька уступів, що підвищує її

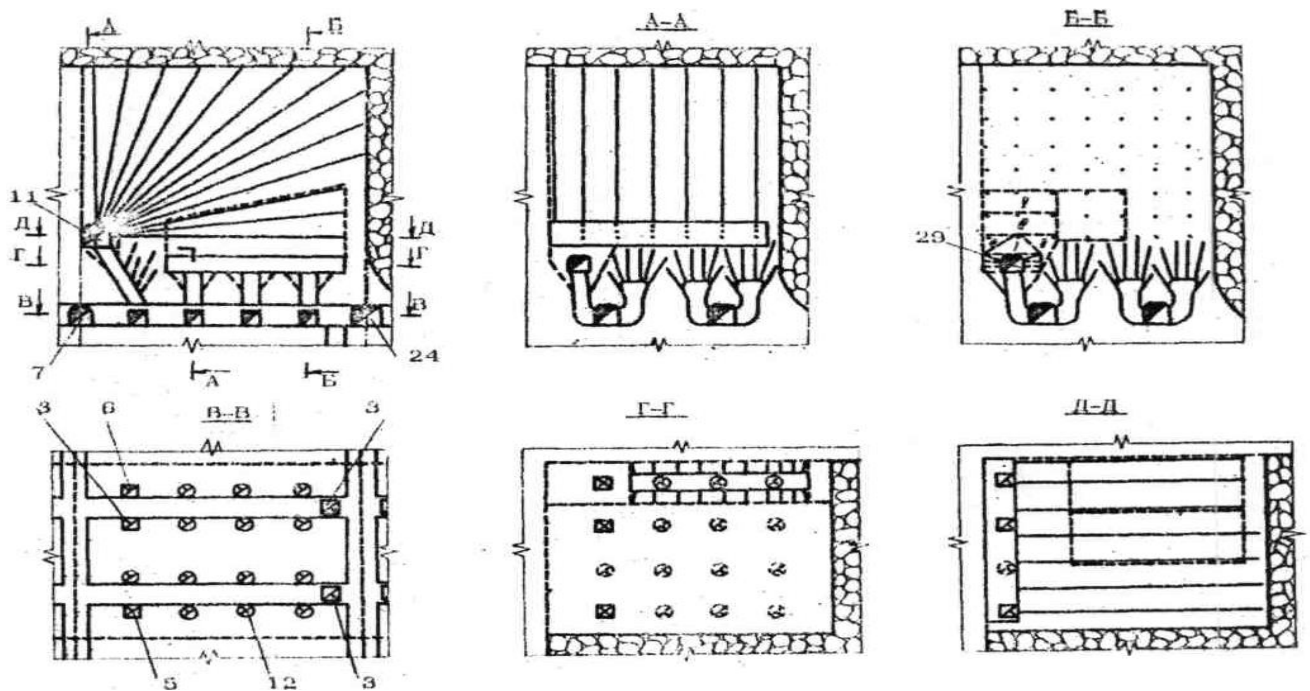


Рис 21. Технологічна схема системи підповерхового обвалення з відбією руди на похилу компенсаційну камеру: 3 - рудоспуск; 5 - вентиляційний підняттявий; 6 - ходовий підняттявий; 7 - вентиляційний орт; 11- буровий штрек; 24 - господарчий орт; 29 – підсічний орт; I, II, III, VI – послідовність «пристрілювання» глибоких свердловин при утворенні похилої компенсаційної камери

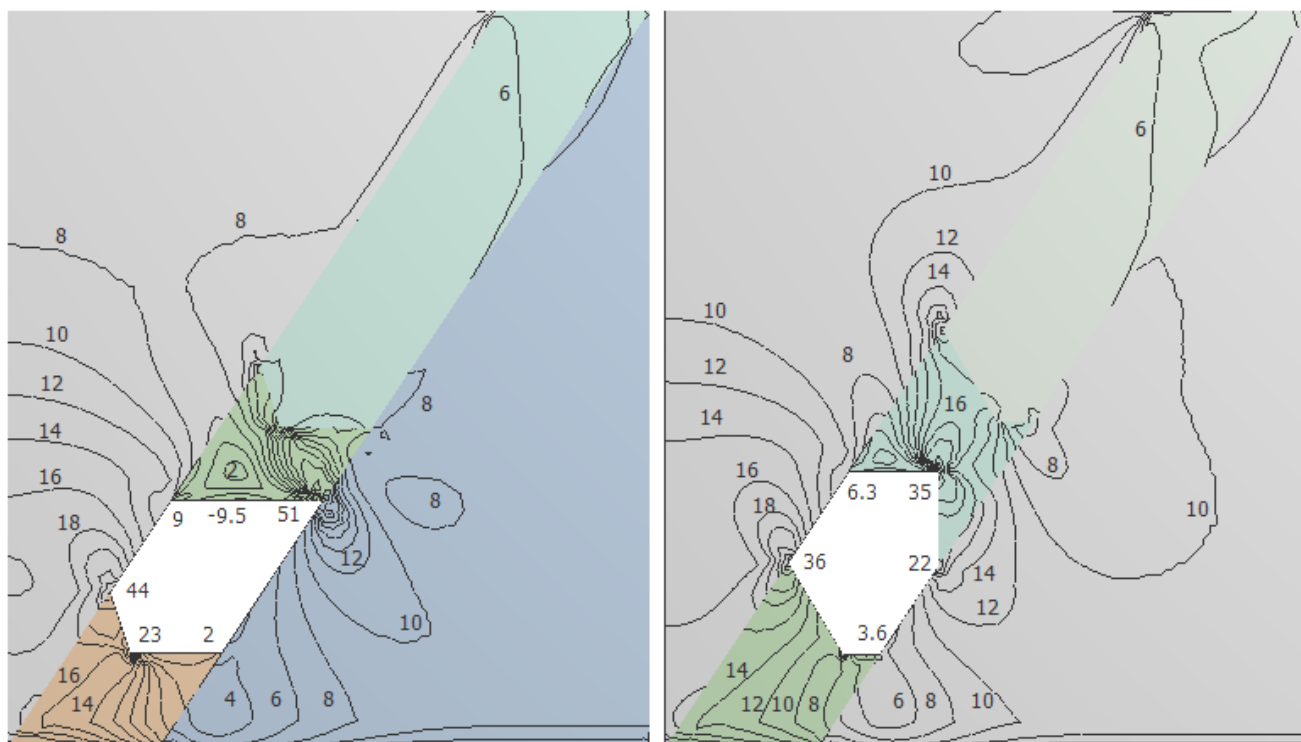
стійкість та дозволяє створювати компенсаційну камеру необхідних розмірів у доволі складних умовах, які є характерними для цієї шахти: дуже низька стійкість рудного масиву, велика глибина робіт (1400 – 1450 м), оскільки ця шахта є наразі чи не найглибшою в Кривбасі.

В роботах [24,25] приведені різні варіанти системи підповерхового обвалення з доставкою руди як скреперними установками, так і самохідними НДМ, а також представлені загальні технологічні схеми утворення компенсаційних просторів різної форми (вертикального, горизонтального, похилого), але без деталізації робіт, які при цьому необхідно провести. Вище зазначені технологічні схеми утворення компенсаційних просторів описані дуже поверхнево й у цілому мало чим відрізняються від загальновідомих технологій.

Дослідження стійкості стелин у камерах різної форми (горизонтальної, шатрової, склепистої) з використанням сучасних методів моделювання здійснене в роботах [26-28]. На рис. 22 показані результати моделювання у вигляді золіній

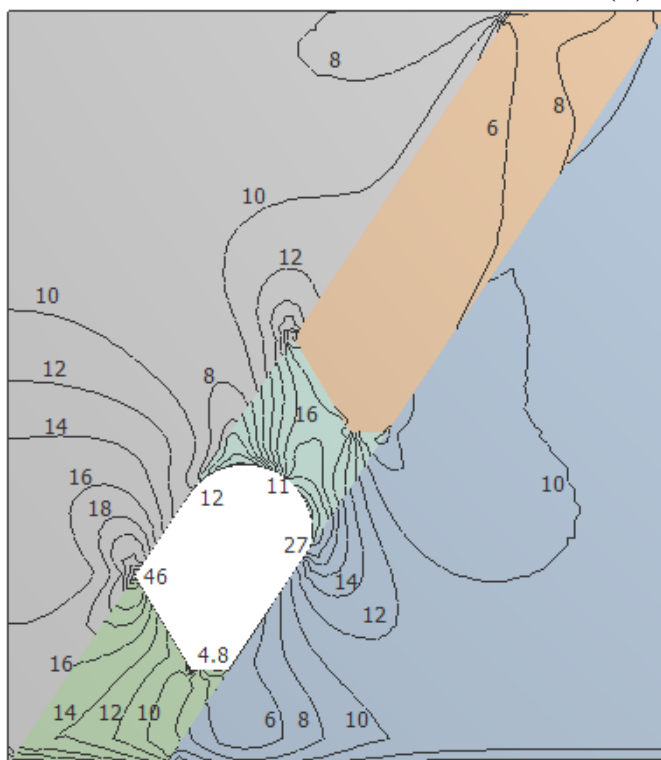


головних напружень в гірському масиві при формуванні стелин горизонтальної (а), шатрової (б) та склепистої (в) форми для однакових умов.



а)

б)



в)

Рис. 22. Ізолінії головних напружень в гірському масиві при формуванні стелин горизонтальної (а), шатрової (б) та склепистої (в) форми в рудах міцністю 5-7 балів на глибині 1200 м

На підставі цих досліджень автори прийшли до висновку, що найменшу стійкість має камера з горизонтальною стелиною, оскільки в центральній нижній її частині ( в покрівлі камери) спостерігається значна за розмірами зона дії розтягуючих напружень, величина яких у досліджуваних умовах вказує на наявність вивалів значних розмірів, які можуть викликати її руйнування. Найкращу стійкість має камера зі стелиною склепистої форми, в якій взагалі відсутні найбільш небезпечні для гірських порід розтягуючі напруження, а величини стискуючих напружень не здатні призвести до їх руйнування.

Більш досконала, з точки зору авторів, технологія утворення похилої компенсаційної камери, яка передбачає використання на цих роботах високопродуктивної самохідної техніки (рис. 2), приведена у роботах [29,30].

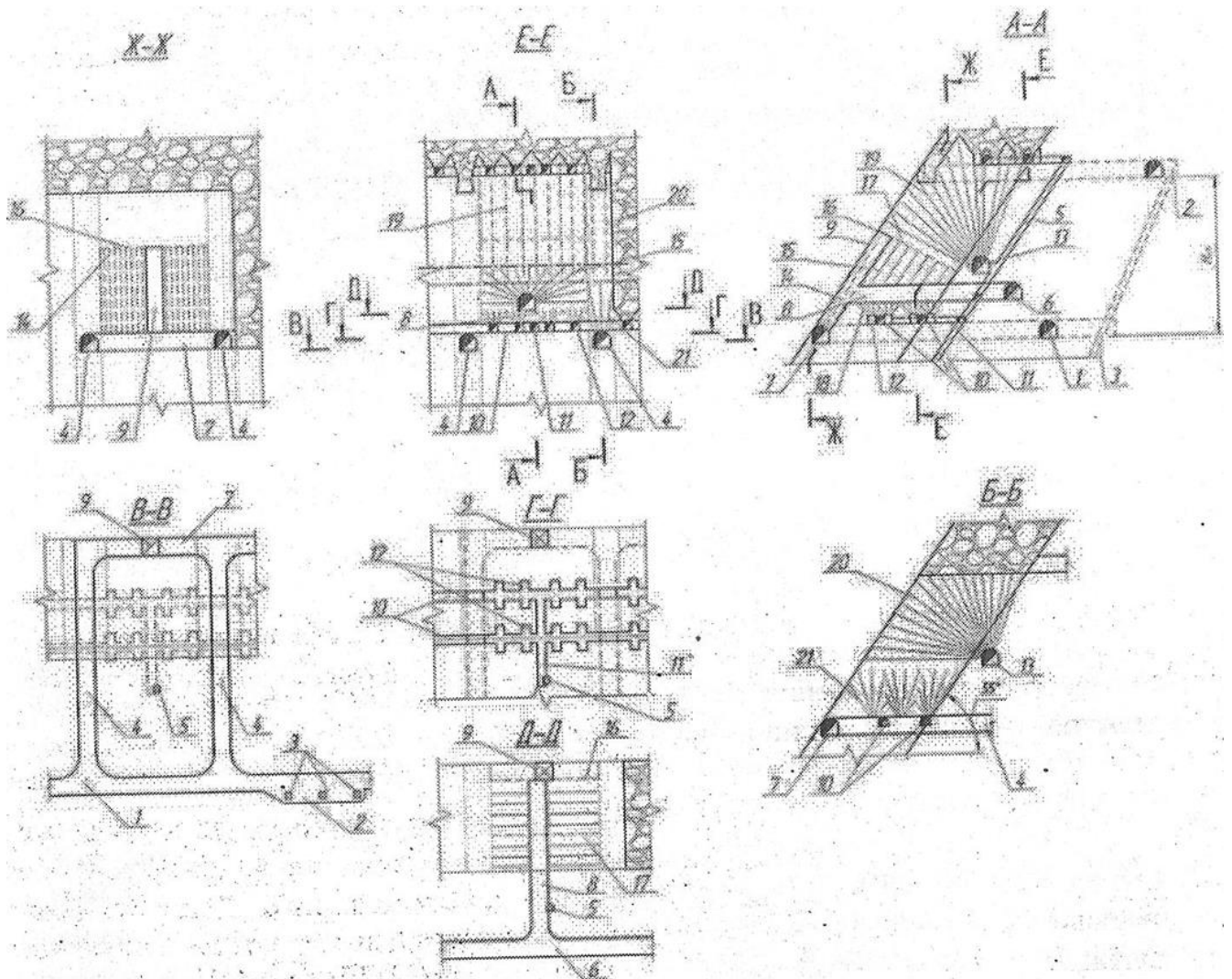


Рис. 23. Технологія утворення похилої компенсаційної камери із застосування самохідної техніки

При даній технології з підсічного штрека 7, який проходять у рудному покладі на контакті з породами висячого боку, проходять підсічний штрек 8, з якого проходять відрізний підняттявий 9, який збивають з підсічним ортом 8, який має сполучення з господарчо-транспортним штреком 6. З підсічного штрека паралельно площині відрізного підняттявого вибурюють комплекти спарених свердловин 14, з підсічного орта вибурюють похилі віяла глибоких свердловин 15, а з випускних ніш 12 - пучки штангових шпурів 18. Утворення похилої компенсаційної камери розпочинають з утворення відрізної щілини під висячим боком покладу, для чого на відрізний підняттявий послідовно за декілька вибухів відбивають спарені свердловини 14, випускаючи відбиту руду після кожного вибуху. Після цього на цю щілину також послідовно відбивають похилі віяла глибоких свердловин 15, випускаючи відбиту руду через випускні ніші 12, які запускають в роботу, підриваючи пучки штангових шпурів 18 по мірі утворення похилої компенсаційної камери. Високу ефективність такої технології автори вбачають у поєднанні широкого використання самохідної техніки при проведенні більшості нарізних виробок з комбінованою доставкою руди у панелях скреперними установками і самохідними НДМ.

Чи не найбільш ґрунтовні дослідження, присвячені визначенню стійкості компенсаційних камер різної форми, були проведені у ході виконання науково-дослідної роботи [31] в Криворізькому національному університеті. Поруч з традиційними формами (горизонтальною, вертикальною прямокутною, похилою з різними кутами нахилу покрівлі камери – від 20 до 60 градусів), було розглянуто й багато інших форм, а саме: вертикальні трапецевидної, склепистої, еліптичної та параболічної форми, шатрову, траншейну і сферичну. Дослідження здійснювали шляхом моделювання напружено-деформованого стану гірського масиву з використанням методу кінцевих елементів. Для забезпечення коректного порівняння об'єм компенсаційних камер різної форми був однаковим, а дослідження виконували імітуючи руди з різною міцністю (3-5, 4-6 і 5-7 балів за шкалою проф. Протодьяконова), та для умов (величини гірського тиску), що відповідають їх відробці на глибинах 1400, 1750 і 2000 м.

Дослідженнями було підтверджено, що саму низьку стійкість має горизонтальна компенсаційна камера, дещо вищу стійкість мають вертикальна компенсаційна камера прямокутної форми та похила з кутами нахилу її покрівлі 20-30 градусів; ще кращу – вертикальні еліптичної і параболічної форми, шатрова, траншейна, сферична та похила з кутами нахилу покрівлі 35-50 градусів. Найвищу стійкість мають вертикальні трапецієвидна і склеписта компенсаційні камери, які рекомендовані для відпрацювання покладів, складених рудами дуже низької стійкості на глибоких горизонтах шахт Кривбасу.

### **2.3. Висновки**

На підставі проведеного аналізу літературних джерел, присвячених пошуку більш стійких форм компенсаційних камер та удосконаленню технології їх утворення, можна зробити наступні висновки:

- компенсаційні камери відіграють дуже важливу ролі у технологічному процесі очисного виймання при підземному видобутку корисних копалин;
- найбільшого поширення наразі набули технології утворення компенсаційних камер глибокими свердловинами, які потребують менших трудових і матеріальних витрат;
- існує багато форм компенсаційних камер та технологій їх утворення, які відрізняються як матеріальними і трудовими затратами на їх формування, так й за своєю стійкістю, що необхідно враховувати при виборі тієї або іншої технології для конкретних умов;
- останній фактор (стійкість компенсаційних камер) є чи найвирішальним, оскільки від цього багато в чому залежить безпека робіт, особливо при низькій міцності та стійкості гірського масиву, які є характерними для більшості блоків і панелей на шахтах ПрАТ "Суха Балка";
- горизонтальна компенсаційна камера з її утворенням за один вибух, яка має практично виняткове застосування шахтах рудника "Суха Балка", характеризується найвищою безпекою робіт при її утворенні;

- доволі високу стійкість, у порівнянні з іншими, мають вертикальні компенсаційні камери еліптичної і параболічної форми, шатрова, траншейна, сферична та похила компенсаційні камери з кутами нахилу покрівлі 35-50 градусів, а найвищу стійкість - вертикальні трапецієвидна і склеписта компенсаційні камери, які рекомендовані багатьма науковцями для відпрацювання покладів, складених рудами дуже низької стійкості на глибоких горизонтах шахт Кривбасу;

- застосування компенсаційних камер більш стійкої форми дозволяє збільшити їх об'єм, що позитивно впливає на якість подрібнення руди при її масовому обваленні, яка сприятиме зростанню продуктивності праці на випуску і доставці та безпеці цих робіт.

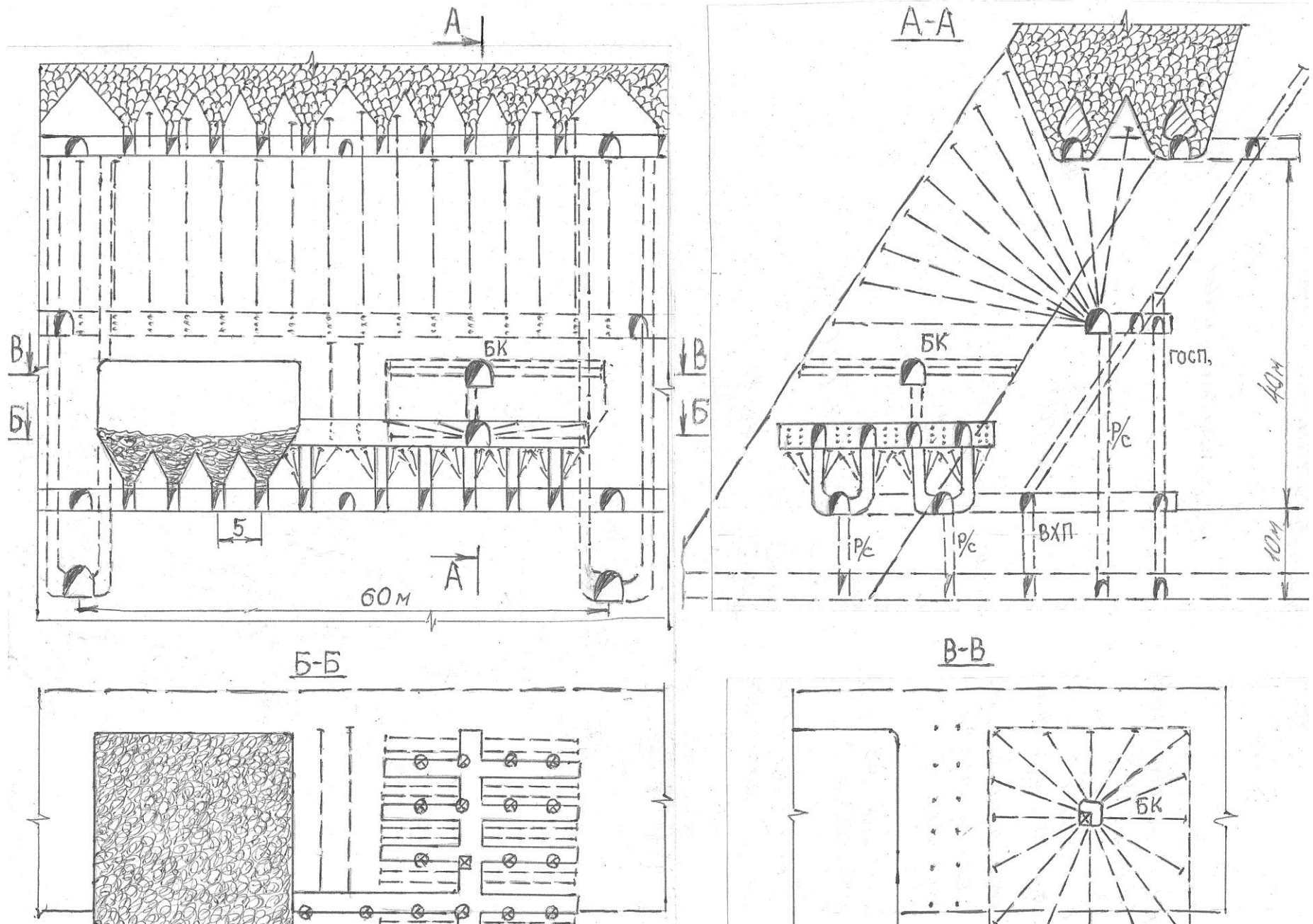
## РОЗДІЛ 3.

# ТЕХНІКО - ЕКОНОМІЧНЕ ОБГРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ УТВОРЕННЯ КОМПЕНСАЦІЙНИХ КАМЕР В УМОВАХ ШАХТ ПРАТ «СУХА БАЛКА»

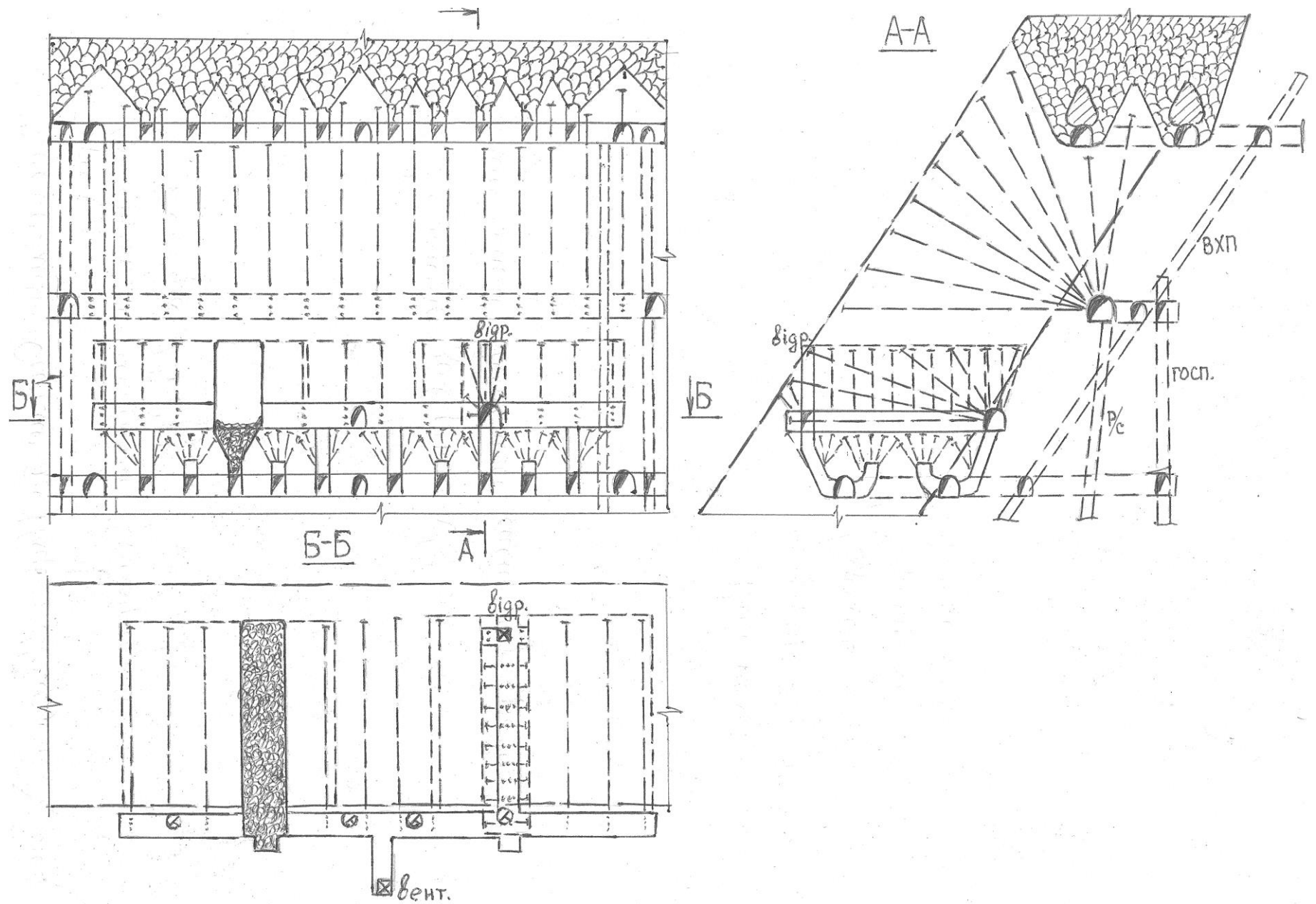
### 3.1. Загальні положення

В результаті проведеного аналізу сучасного стану технології ведення очисних робіт на шахтах ПрАТ "Суха Балка" було встановлено, що при відробці панелей як системою підповерхового обвалення, так і підповерхово-камерною системою розробки застосовують практично однакову технологію утворення компенсаційних камер або підсічки, а саме горизонтальну компенсаційну камеру (підсічку), яку утворюють за один вибух, як показано на рис. 24. При даній технології на горизонті підсічки, який розташовують на 7 – 8 м вище горизонту скреперування, проходять в центральній частині панелі бурову виробку (штрек або орт), яка є перпендикулярною до виробок скреперування, з якої проходять над випускними дучками компенсаційні виробки висотою 3 м і шириною 2 м, на які ці дучки вибивають. Цілички між компенсаційними виробками розбурюють з бурової виробки віялами свердловин діаметром 105 мм, відстань між якими складає 1,0 – 1,2 м, а між кінцями свердловин у віялах – 1,2 – 1,5 м. Дещо вище над підсічним горизонтом утворюють так званий «вирівнюючий» горизонт, для чого одну з дучок підіймають вище та проходять бурову камеру (БК), з якої вибувають одне або два паралельно-зближених віяла горизонтальних свердловин. У нижній частині дучки розштанговують комплектами штангових шпурів діаметром 65 мм для розгортання їх у випускні воронки. Всі шпури і свердловини короткосповільнено підривають за один прийом (вибух), після чого відбиту руду випускають, залишаючи у камері над дучками невеличку, товщиною 1 - 2 м, «подушку» з обваленої руди для зменшення негативного впливу на виробки скреперування від падіння руди при її масовому обваленні при відробці основного запасу панелі.

Дещо менш затратною є технологія утворення горизонтальної компенсаційної камери послідовною відбійкою віял свердловин на відрізну щілину (рис. 25).



- Рис. 24. Технологія утворення горизонтальної компенсаційної камери за один вибух



- Рис. 25. Технологія утворення горизонтальної компенсаційної камери послідовною відбійкою віял глибоких свердловин на відрізну щілину



При даній технології на горизонті підсічки, який як і у попередньому варіанті проходять на 7 - 8 м вище горизонту випуску та доставки руди, на контакті з рудним покладом в породах лежачого боку проходять підсічний буровий штрек, з якого в центральній частині панелей проходять підсічні орти. Крайню дучку, яка розташована під буровим ортом зі сторони висячого боку, вибивають на цей орт та підіймають у вигляді відрізного підняттявого на висоту, яка забезпечує необхідний об'єм горизонтальної компенсаційної камери. З бурового орта по обидва боки від відрізного підняттявого проходять ніші, з яких паралельно відрізному підняттявому за 1,2 – 1,5 м від його стінки пробурють 2 спарені свердловини діаметром 105 мм для розирення відрізного підняттявого. З бурового орта для утворення відрізної щілини, висота якої дорівнює висоті горизонтальної компенсаційної камери, вибурюють віяла штангових свердловин діаметром 65 мм, а з бурового штрека по обидва боки відрізної щілини – віяла глибоких свердловин діаметром 105 мм. У першу чергу розширюють відрізний підняттявий на ширину відрізної щілини (близько 5 м), а відбиту при цьому руду випускають до рівня підсячного горизонту. Потім на цей розширений відрізний підняттявий послідовно відбивають віяла штангових свердловин, пробурених з бурового орта (по 3 – 4 віяла за один вибух), розгортаючи під ними прийомні воронки, підриваючи вибурені з дучок пучки штангових шпурів. Відбиту після кожного вибуху руду також випускають до рівня горизонту воронок. Після закінчення утворення відрізної щілини на неї послідовно за 2 вибухи відбивають віяла глибоких свердловин, пробурених з підсічного штрека, розгортаючи при цьому під ними дучки у прийомні воронки підриванням у них пучків штангових шпурів. Відбиту руду з камери випускають, залишаючи над дучками, як і в попередньому варіанті, «подушку» з обваленої руди товщиною 1 – 2 м для зменшення негативного впливу на виробки скреперування динамічного удару від падіння руди при її масовому обваленні.

На рис. 26 показана технологія утворення похилої компенсаційної камери, яка згідно аналізу літературних джерел має, за однакових умов, значно вищу стійкість у порівнянні з горизонтальною компенсаційною камерою.

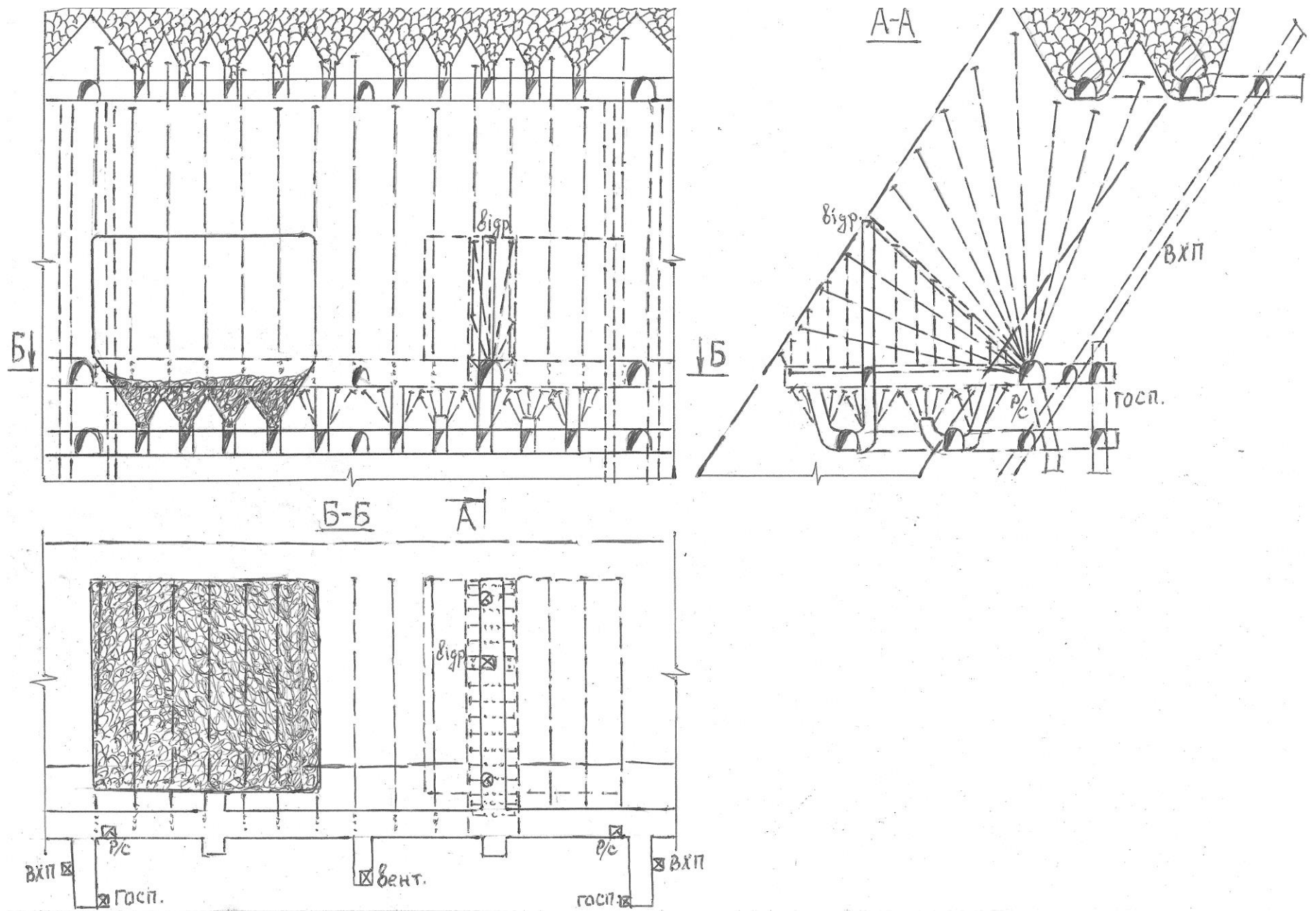


Рис. 26. Технологія утворення похилої компенсаційної камери

При цій технології на горизонті підсічки, який також проходять на 7 - 8 м вище горизонту випуску та доставки руди, в породах лежачого боку на відстані 5м від рудного покладу проходять буровий штрек, з якого як і у попередньому варіанті в центральній частині панелей проходять бурові орти. Одну з дучок, яка розташована під буровим ортом, вибивають на цей орт та підіймають у вигляді відрізного підняттевого на висоту, яка забезпечує, з одного боку, необхідний об'єм похилої компенсаційної камери, а з іншого – надає кут нахилу похилим оголенням у межах 35 – 50 градусів, що згідно досліджень [31] є оптимальним з точки зору підвищення стійкості похилих оголень. З бурового орта по обидва боки від відрізного підняттевого також проходять ніші, з яких для його розширення вибурюють по 2 спарені свердловини діаметром 105 мм. З бурового орта для утворення похилої відрізної щілини вибурюють різновисокі віяла штангових свердловин діаметром 65 мм, а з бурового штрека по обидва боки похилої відрізної щілини – віяла глибоких свердловин діаметром 105 мм. Як і в попередньому варіанті в першу чергу розширюють відрізний підняттевий на ширину відрізної щілини (близько 5 м), відбиту руду випускають до рівня підсячного горизонту, а потім на розширений відрізний підняттевий послідовно відбивають віяла штангових свердловин, пробурених з бурового орта (також по 3 – 4 віяла за один вибух), розгортаючи під ними прийомні воронки, підриваючи вибурені з дучок пучки штангових шпурів. Відбиту після кожного вибуху руду випускають до рівня горизонту воронок. Після закінчення утворення похилої відрізної щілини на неї послідовно за 2 вибухи відбивають віяла глибоких свердловин, пробурених з бурового штрека, розгортаючи при цьому під ними дучки у прийомні воронки підриванням у них пучків штангових шпурів. Відбиту руду з компенсаційної камери випускають, залишаючи над дучками, як і в попередніх варіантах, «подушку» з обваленої руди товщиною 1 – 2 м для зменшення негативного впливу на виробки скреперування динамічного удару від падіння руди при її масовому обваленні.

Для визначення техніко-економічних показників, якими характеризуватимуться вищеописані варіанти утворення компенсаційних камер для їх

порівняння, виконаємо відповідні розрахунки. Для коректного порівняння вихідні умови для всіх варіантів були однаковими, а саме: потужність покладу дорівнює 25 м, що приблизно відповідає середній потужності покладів багатих залізних руд на шахтах рудника, його кут падіння – близько 60 градусів, коефіцієнт міцності руди – 5 балів за шкалою проф. М.М. Протод'яконова, висота підповерхів – 40 м, довжина блока за простяганням – 60 м, довжина виймальних панелей – 30 м.

Для порівняння затрат, які пов'язані з утворенням компенсаційних камер за зазначеними вище технологіями, використаємо методику, приведену в роботі [32]. Згідно неї алгоритм визначення цих витрат є наступним:

- спочатку визначається кількість руди, яку буде видобуто при утворенні компенсаційного простору по кожному з порівнюваних варіантів;
- далі розраховуються витрати на проведення виробок, які необхідні для утворення компенсаційного простору по кожному варіанту;
- потім визначаються витрати на відбійку руди, її випуск та доставку;
- з огляду на можливе неврахування деяких інших витрат вищезазначені витрати збільшуються на 5-10%;
- наприкінці визначаються основні показники та загальні й питомі (на 1 тону видобутої руди) витрати при застосуванні кожного з порівнюваних способів утворення компенсаційного простору.

Всі розрахунки виконувались з урахуванням обсягів робіт, пов'язаних з утворенням компенсаційного простору в одній виймальній панелі.

Суму загальних витрат на утворення компенсаційного простору по кожному варіанту визначали з виразу, грн.:

$$V_{заг} = (V_{вир} + V_{БПР} + V_{дост}) \cdot K_{НВ} \quad (3.1)$$

де  $V_{вир}$  – витрати, пов'язані з проведенням при утворенні компенсаційного простору нарізних виробок, грн.

$$V_{вир} = L_{вир} \cdot Z_{1м} \quad (3.2)$$

де  $L_{вир}$  – довжина однотипних виробок, м;  $Z_{1м}$  – затрати на проведення 1м даної гірничої виробки, грн.

$V_{БПР}$  – витрати на буро-підбивні роботи, грн.

$$V_{БПР} = L_{зс} \cdot Z_{зс} + L_{шс} \cdot Z_{шс} + M_{гр.ВР} \cdot Ц_{гр.ВР} + M_{патр.ВР} \cdot Ц_{патр.ВР} + N_{ЕД} \cdot Ц_{ЕД} + L_{ДШ} \cdot Ц_{ДШ} + L_{др} \cdot Ц_{др} + V_{зар+ком} + V_{ам.зар} \quad (3.3)$$

де  $L_{зс}$ ,  $Z_{зс}$  – відповідно загальна довжина та затрати на буріння 1м глибоких свердловин, м/грн.;  $L_{шс}$ ,  $Z_{шс}$  – загальна довжина та затрати на буріння 1м штангових свердловин, м/грн.;  $M_{гр.ВР}$ ,  $Ц_{гр.ВР}$  – загальна маса та ціна 1 кг гранульованих ВР, кг/грн.;  $M_{патр.ВР}$ ,  $Ц_{патр.ВР}$  – загальна маса та ціна 1 кг патронованих ВР, кг/грн.;  $N_{ЕД}$ ,  $Ц_{ЕД}$  – загальна кількість та ціна електродетонаторів, шт./грн.;  $L_{ДШ}$ ,  $Ц_{ДШ}$  – загальна довжина та ціна 1м детонуючого шнура, м/грн.;  $L_{др}$ ,  $Ц_{др}$  – загальна довжина та ціна 1м підбивного дроту, м/грн.;  $V_{зар+ком}$ ,  $V_{ам.зар}$  – витрати, відповідно, на заряджання свердловин і комутацію підбивної мережі та на амортизацію устаткування, яке застосовується для виконання робіт при заряджанні свердловин, грн.

$$V_{зар+ком} = (n_{зар+ком} \cdot T_{ст}) \cdot K_{доп} \cdot K_{нар}, \quad (3.4)$$

де  $n_{зар+ком}$  – загальна кількість людино-змін робітників (підбивників), що виконують роботи по заряджанню свердловин та комутацію підбивної мережі;  $T_{ст}$  – змінна тарифна ставка підбивника, грн.;  $K_{доп} = 1,8$  – коефіцієнт, що враховує різні види доплат (преміальні, робота в нічний і вечірній час тощо);  $K_{нар} = 1,30$  – коефіцієнт, який враховує нарахування на основну та додаткову заробітну плату.

$$n_{зар+ком} = \frac{M_{гр.ВР} \cdot N_{л.зар}}{P_{зар.уст}} + N_{ком}, \quad (3.5)$$

де  $N_{л.зар}$  – кількість підбивників у ланці, які виконують роботи по заряджанню свердловин;  $N_{ком}$  – кількість людино-змін, необхідна на комутацію підбивної мережі;  $P_{зар.уст}$  – змінна продуктивність зарядної установки, т.

$$V_{ам.зар} = Ц_{зар.маш} \cdot K_{ам} \cdot t_{зар}, \quad (3.6)$$

де  $Ц_{зар.маш}$  – ціна зарядної машини, грн.;  $K_{ам}$  – коефіцієнт, що враховує річну норму амортизації зарядної машини, долі. од;  $t_{зар}$  – час, необхідний для заряджання всіх свердловин при утворенні компенсаційної камери, років

$$t_{зар} = \frac{M_{гр.ВР}}{(Q_{ЗМ} \times K_{нер.роб}) \times 12 \times n_{зм}}, \quad (3.7)$$

де  $M_{cp.BP}$  – маса гранульованих ВР, необхідна для заряджання свердловин, кг;  
 $Q_{ЗМ}$  – змінна продуктивність зарядної машини, т;  $K_{нер}$  – коефіцієнт, який враховує  
простой та нерівномірність режиму роботи зарядної машини, долі од.;  $n_{зм}$  –  
кількість робочих змін в одному місяці.

$V_{дост}$  – витрати пов'язані з виконанням робіт по випуску, доставці та навантаженню руди при утворенні компенсаційної камери, грн.

$$V_{дост} = V_{ЗП} + V_{мат} + V_{ел.ен} + V_{ам.дост} \quad (3.8)$$

де  $V_{ЗП}$  – витрати на заробітну плату робітникам за виконання робіт по випуску, доставці та навантаженню руди, грн.

$$V_{ЗП} = V_{ЗПскр} + V_{ЗПлюк} = [(T_p / П_{скр}) \cdot T_{зм.скр} \cdot K_{доп} \cdot K_{нар}] + \\ + [(T_p / П_{люк}) \cdot T_{зм.люк} \cdot K_{доп} \cdot K_{нар}] \quad (3.9)$$

де  $V_{ЗП.скр}$ ,  $V_{ЗП.люк}$  – витрати на заробітну плату, відповідно, скреперистам (ГРОВ) та люковим, грн.;  $T_p$  – кількість руди, яка видобувається при утворенні компенсаційної камери, т;  $П_{зм.скр}$ ,  $П_{зм.люк}$  – змінна продуктивність, відповідно, скрепериста (ГРОВ) і люкового, т;  $T_{зм.скр}$ ,  $T_{зм.люк}$  – відповідно, змінні тарифні ставки скрепериста (ГРОВ) і люкового, грн.;  $K_{доп}$  – коефіцієнт, що враховує різні види доплат (преміальні, робота в нічний і вечірній час тощо), долі од.;  $Z_{нар.ЗПскр}$ ,  $Z_{нар.ЗПлюк}$  – нарахування на заробітну плату, відповідно, скреперистам і люковим, грн.;  $V_{мат}$ ,  $V_{ел.ен}$  – відповідно, витрати на матеріали (патроновані ВР, електродетонатори, підривний дріт, детонуючий шнур) та електроенергію, що використовуються при виконанні робіт по випуску, доставці і навантаженню руди, подрібненні негабаритних кусків при утворенні компенсаційної камери, грн.;  $V_{ам.дост}$  – витрати на амортизацію устаткування (скреперні установки, шахтний люк), яке використовується при виконанні цих робіт, грн.;  $K_{НВ} = 1,05 - 1,1$  – коефіцієнт, що враховує непередбачені витрати, долі од.

Питомі витрати на 1 тонну руди при утворенні компенсаційного простору по кожному з варіантів визначали з виразу, грн:

$$ПВ_{кп} = V_{заг} / T_p \quad (3.10)$$

При проведенні розрахунків витрати на проведення гірничих виробок різного призначення, буріння штангових і глибоких свердловин, вартість різних видів

матеріалів та енергії, устаткування, що використовується для виконання робіт, змінні тарифні ставки робітників було взято за даними виробничої діяльності шахт ПрАТ «Суха Балка» станом на 01.03 2022 р.

### **3.2. Визначення основних техніко-економічних показників утворення горизонтальної компенсаційної камери за один вибух**

Необхідний об'єм компенсаційного простору  $V_{кп}$ , який необхідний для забезпечення нормального розпушення руди при її масовому обваленні, можна визначити з виразу, м<sup>3</sup>:

$$V_{кп} = V_{рм} \cdot (1 - 1/K_p) \quad (3.11)$$

де  $V_{рм}$  – об'єм рудного масиву в одній панелі, м<sup>3</sup>;  $K_p = 1,20-1,25$  – коефіцієнт розпушення руди, долі од.

Для прийнятих розмірів панелі (висота підповерху  $H_{пн} = 40$  м, горизонтальній потужності покладу  $M_{гор} = 25$  м та довжині панелі за простяганням  $L_{пан} = 30$  м) її об'єм становитиме  $V_{рм} = 40 \cdot 25 \cdot 30 = 30000$  м<sup>3</sup>, а необхідний об'єм компенсаційного простору згідно виразу (3.11) складе

$$V_{кп} = 30000 \cdot (1 - 1/1,23) = 5600 \text{ м}^3.$$

При середній об'ємній вазі руди 3,6 т/м<sup>3</sup> її кількість в одній компенсаційній камері становитиме  $T_p = 5600 \cdot 3,6 = 20160$  тонн. Оскільки втрати і засмічення руди при утворенні компенсаційних камер є приблизно однаковими (біля 1 – 2%), то й загальна кількість видобутої рудної маси буде такою ж, тобто 20160 т.

Враховуючи те, що об'єм горизонтальної компенсаційної камери можна регулювати її висотою, оскільки по горизонталі вона обмежена потужністю покладу та довжиною камери (для даних умов це близько 23 м), то для забезпечення такого об'єму її висота повинна становити  $5600/25 \cdot 23 = 9,7$  м, тобто біля 10 м.

Використовуючи графічне зображення даної технології, яка приведена на рис. 24, визначаємо обсяги нарізних виробок та розраховуємо витрати на їх проведення, які приведені у табл. 1.

Таблиця 1

Витрати на проведення нарізних виробок при утворенні горизонтальної компенсаційної камери за один вибух (вар. 1)

№ з/п	Найменування виробок	Площа перерізу, м <sup>2</sup>	Загальна довжина, м	Вартість 1м виробки, грн.	Витрати на проведення виробки, грн.
1.	Буровий орт	8,0	25	15840	396000
2.	Компенсаційний штрек	5,5	88	7620	670560
3.	Бурова камера	8,0	3	15840	47520
4.	Ходок	2,25	10	3180	31800
5.	Дучки	2,25	148	3180	470640
	Всього:		274		1616520

Враховуючи те, що сумарний об'єм виробок, що знаходяться у межах компенсаційної камери складає 730 м<sup>3</sup>, то відповідно на цю величину зменшуються в ній об'єм руди та її вага, які становитимуть, відповідно 5600 – 730 = 4870 м<sup>3</sup> та 4870 · 3,6 = 17532 т.

Параметри БПР при розбурюванні ціличків між компенсаційними штреками приймаємо за даними виробничої діяльності шахт ПрАТ «Суха Балка»: відстань між віялами - 1,0 – 1,2 м, а між кінцями свердловин у віялах – 1,2 – 1,5 м.

Для визначення параметрів БПР при підриванні спарених віял, вибурених з бурової камери на «вирівнюючому» горизонті, була використана методика проф. Ю.П. Капленка.

Показник підриваємості  $C_0$  при середній міцності руди 5 балів складе:

$$C_0 = 20 + 56 \cdot e^{-0,2 \cdot f} = 20 + 56 \cdot e^{-0,2 \cdot 5} = 36,87.$$

Величина лінії найменшого опору (ЛНО) при використанні в якості ВР грамоніта 79/21 становитиме:

$$W = k_n \cdot C_0 \cdot d \cdot \sqrt{\Delta} \cdot \delta = 0,9 \cdot 36,87 \cdot 0,105 \cdot \sqrt{1,1} \cdot 1,0 = 3,45 \text{ м},$$

де  $k_n = 0,9$  - коефіцієнт, що враховує неоднорідність рудного масиву, доли од.;  $d = 0,105$  – діаметр свердловин, м;  $\Delta = 1,1$  - щільність заряджання ВР, г/см<sup>3</sup>;  $\delta = 1,0$  - коефіцієнт роботоздатності ВР, доли од.

Значення коефіцієнта зближення свердловинних зарядів  $m$  та відстані між кінцями свердловин у віялах  $a$  становитимуть, відповідно:



$$m = 0,019 \cdot C_0 + 0,403 = 0,019 \cdot 36,87 + 0,403 \approx 1,1.$$

$$a = m \cdot W = 1,1 \cdot 3,45 = 3,8 \text{ м.}$$

Значення ЛНО для системи з двох свердловин складе:

$$W_c = W \cdot \sqrt{n} = 3,45 \cdot \sqrt{2} = 4,88 \text{ м.}$$

З урахуванням початкової висоти підсічки, на яку працюватимуть ці віяла і яка складатиме біля 3,2 - 3,5 м, та законтурного порушення масиву цими віялами (близько 0,5 м), висота горизонтальної компенсаційної камери (рахуючи від рівня горизонту воронки) становитиме необхідні 10 м.

Визначення обсягів буріння свердловин здійснювали з використанням графічного зображення даного варіанту утворення горизонтальної компенсаційної камери, що приведене на рис. 24: загальна кількість свердловин  $N_{cv} = 76$ , а їх сумарна довжина  $L_{cv} = 720$  м.

Загальна маса гранульованих ВР (грамоніту 79/21), яка необхідна для заряджання всіх свердловин, становитиме:

$$M_{гр.ВР} = L_{cv} \times K_{зар} \times P \times \Delta = 720 \cdot 0,75 \cdot 8,65 \times 1,1 = 5138 \text{ кг,}$$

де  $K_{зар} = 0,75$  – середнє значення коефіцієнта заряджання свердловин у віялах;  $P = 8,65$  кг– кількість ВР, яка вміщується в 1 м свердловини діаметром 105 мм при щільності заряджання  $1,0 \text{ г/см}^3$ .

Питомі витрати гранульованих ВР на відбійку руди складуть:  $5138 / 17532 = 0,293 \text{ кг/т}$ , а вихід руди з 1 м свердловини:  $17532 / 720 = 24,4 \text{ т/м}$ .

Визначення затрат на засоби ініціювання свердловинних зарядів також здійснювали з використанням методики, приведеної у роботі [32], згідно якої кількість патронуванних ВР, електродетонаторів, детонуючого шнура і підривного дроту, що необхідні цього, становитимуть:

$$M_{патр.ВР} = N_{cv} \cdot p_{патр.ВР} = 76 \cdot 2,5 = 190 \text{ кг;}$$

$$N_{ЕД} = 1,1 \cdot N_{cv} \cdot n_{ЕД} = 1,1 \cdot 76 \cdot 2 = 167 \text{ штук;}$$

$$L_{ДШ} = L_{cv} \cdot n_{шт.ДШ} \cdot K_{зан} = 720 \cdot 2 \cdot 1,1 = 1584 \text{ м;}$$

$$L_{др} = T_p \cdot l_{др} = 17532 \cdot 0,1 = 1753 \text{ м,}$$

де  $p_{патр.ВР}$ ,  $n_{ЕД}$ , – загальна кількість, відповідно, патронованих ВР і електродетонаторів, які необхідні для ініціювання одного заряду, кг/шт;  $n_{нит.ДШ}$  – кількість ниток детонуючого шнура в одній свердловині. шт.;  $K_{зан} = 1,1$  – коефіцієнт запасу, долі од.;  $T_p$  кількість руди, яка підлягає відбійці глибокими свердловинами. Т;  $l_{др}$  – норма витрат підривного дроту для БПР з масовим обваленням руди, м/т.

Результати розрахунків щодо витрат на буріння свердловин, вартості гранульованих та патронованих ВР, електродетонаторів, ДШ й підривного дроту приведені в табл. 2.

Таблиця 2.

Витрати на буріння свердловин, вартість гранульованих і патронованих ВР, електродетонаторів, ДШ і підривного дроту (вар. 1)

№ з/п	Найменування статей витрат	Один. виміру	Кількість одиниць	Вартість одиниці, грн.	Витрати, грн.
1.	Буріння свердловин	м	720	68,5	49320,0
2.	Гранульовані ВР (грамоніт 79/21)	кг	5138	77,3	397118,4
3.	Патроновані ВР (амоніт 6ЖВ)	кг	190	121,4	23066,0
4.	Електродетонатори	шт.	167	17,6	2939,2
5.	Детонуючий шнур	м	1584	6,75	10692,0
6.	Підривний дріт	м	1753	2,5	4382,5
	<b>Всього:</b>				487518,1

Витрати на роботи по заряджанню свердловин і комутацію підривної мережі також визначатимемо за методикою, приведеною в роботі [32].

Роботи з механізованого заряджання свердловин здійснює ланка підривників з 4-х робітників з використанням зарядної машини МТЗ-3. Продуктивність такої ланки згідно [33] становить 4200 кг/зміну.

Таким чином витрати робочої сили на заряджання свердловин та комутацію підривної мережі згідно формули (3.5) складуть:

$$n_{зар+ком} = \frac{5138 \cdot 4}{4200} + 3 \approx 10 \text{ люд.-змін.}$$

Витрати на виконання цих робіт становитимуть:

$$Z_{зар.св} + Z_{ком} = (n_{зар+ком} \cdot T_{ст}) \cdot K_{доп} \cdot K_{нар} = (10 \cdot 623,5) \cdot 1,80 \cdot 1,3 = 14589,9 \text{ грн,}$$

де  $T_{cm} = 623,5$  грн – змінна тарифна ставка підричника 5-го розряду;  $K_{дон} = 1,80$  – коефіцієнт, що враховує різні види доплат (преміальні, робота в нічний і вечірній час тощо), долі од.;  $K_{нар} = 1,30$  – коефіцієнт, який враховує нарахування на основну та додаткову заробітну плату, долі од.

Час, необхідний на виконання робіт по заряджанню свердловин визначаємо з формули (3.7) й він становитиме:

$$t_{зар} = \frac{5138}{(4200 \times 0,3) \times 12 \times 23} \approx 0,02 \text{ роки.}$$

Витрати на амортизацію зарядної машини згідно виразу (3,6) складуть:

$$V_{ам.зар} = 1042000 \cdot 0,20 \cdot 0,02 = 4168,0 \text{ грн.}$$

Таким чином витрати на буропідривні роботи при утворенні горизонтальної компенсаційної камери згідно формули (3.3) становитимуть:

$$V_{БПР} = 487518,1 + 14589,9 + 4168,0 = 506276,0 \text{ грн.}$$

Розрахунок витрат на випуск, доставку і навантаження руди, а також визначення продуктивності скреперних установок, які використовують при цьому, також було здійснено з використанням методики, приведеної в роботі [32].

Для доставки руди використовують скреперну установку 30ЛС-2СМ, технічна і змінна експлуатаційна продуктивність якої складе:

$$P_{техн.скр} = \frac{3600 \cdot V_c \cdot K_{нс}}{\frac{l_{сер}}{v_{зав}} + \frac{l_{сер}}{v_{пор}} + t_{пер.скр}} = \frac{3600 \cdot 0,5 \cdot 0,85}{\frac{13}{1,30} + \frac{13}{1,77} + 30} = 32,3 \text{ м}^3/\text{год.};$$

$$H_{зм} = \frac{380 \cdot P_{техн.скр}}{1,15 \cdot t_{дон} \cdot P_{техн.скр} + 63} = \frac{380 \cdot 32,3}{1,15 \cdot 1,5 \cdot 32,3 + 63} \approx 103,4 \text{ м}^3/\text{зміну},$$

де  $V_{скр} = 0,5 \text{ м}^3$  – місткість скрепера;  $K_{нап.скр} = 0,85$  – коефіцієнт наповнення скрепера рудою;  $l_{сер} = 13 \text{ м}$  – середня довжина доставки руди;  $v_{зав}$ ,  $v_{пор}$  – відповідно, швидкість руху завантаженого і порожнього скрепера, м/с;  $t_{пер.скр} = 30 \text{ с}$  – час на завантаження скрепера та на перемикування його ходу;  $t_{дод} = 1,5 \text{ хвил./м}^3$  – додаткові витрати часу на вторинне подрібнення негабариту при випуску руди, що віднесені до  $1 \text{ м}^3$  гірничої маси.

Середньозмінна продуктивність праці скрепериста (ГРОВ) при цьому складе:

$$P_{скр} = H_{зм.скр} \cdot \gamma_p / K_{розп} = 103,4 \cdot 3,6/1,5 \approx 248 \text{ т/зміну},$$

де  $K_{розп} = 1,5$  – коефіцієнт розпушення руди при випуску, долі од.

Витрати на заробітну плату робітників на доставці руди та її навантаженні визначаємо згідно формули (3.9):

$$\begin{aligned}
 B_{ЗП} &= B_{ЗПскр} + B_{ЗПлюк} = [(T_p / П_{скр}) \cdot T_{зм.скр} \cdot K_{доп} \cdot K_{нар}] + \\
 &+ [(T_p / П_{люк}) \cdot T_{зм.люк} \cdot K_{доп} \cdot K_{нар}] = [(17532 / 248) \cdot 560,2 \cdot 1,80 \cdot 1,3] + \\
 &+ [(17532 / 248) \cdot 497,6 \cdot 1,80 \cdot 1,3] = 93071,63 + 82671,27 = 175742,89 \text{ грн.}
 \end{aligned}$$

При визначенні витрат на матеріали, що використовуються при випуску, доставці та навантаженні руди, а також при подрібненні негабариту, були враховані витрати на патроновані ВР, електродетонатори, детонуючий шнур і підривний дріт. Питомі витрати цих матеріалів при виконанні робіт з утворення горизонтальної компенсаційної камери були взяті згідно даних виробничої діяльності шахт ПрАТ «Суша Балка» й вони становлять, відповідно 0,03 кг/т (патроновані ВР), 0,025 шт./т (ЕД), 0,1 м/т (ДШ) та 0,2 м/т (підривний дріт).

Загальна кількість цих матеріалів становитиме:

- патронованих ВР -  $17532 \cdot 0,03 = 523$  кг;
- електродетонаторів -  $17532 \cdot 0,025 = 438$  штук;
- детонуючого шнура -  $17532 \cdot 0,1 = 1753$  м;
- підривного дроту -  $17532 \cdot 0,2 = 3506$  м.

Підрахунок витрат на матеріали при виконанні робіт з випуску, доставки та навантаження руди, приведені в табл. 3.

Таблиця 3.

Витрати на матеріали при виконанні робіт по випуску, доставці та навантаженню руди (вар. 1)

№ з/п	Найменування матеріалів	Один. виміру	Кількість одиниць	Вартість одиниці, грн.	Витрати, грн.
1.	Патроновані ВР (амоніт 6ЖВ)	кг	523	123,5	64590,5
2.	Електродетонатори	шт.	438	17,6	7708,8
3.	Детонуючий шнур	м	1753	7,1	12446,3
4.	Підривний дріт	м	3506	2,5	8765,0
	<b>Всього:</b>				93510,6

Питомі витрати електроенергії при доставці руди скреперними установками і її випуску шахтними вібролюками складуть:

- скреперними установками 30ЛС-2СМ:

$$q_{ел.скр} = \frac{P_{дв.скр} \cdot T_{зм} \cdot K_{вик.скр}}{P_{скр} \cdot \eta_{дв.скр}} = \frac{30 \cdot 7 \cdot 0,85}{248 \cdot 0,9} \approx 0,80 \text{ кВт} \cdot \text{год.}/\text{т};$$

- шахтними вібролюками 1АШЛ-1М:

$$q_{ел.люк} = \frac{P_{дв.люк} \cdot T_{зм} \cdot K_{вик.люк}}{P_{люк} \cdot \eta_{дв.люк}} = \frac{11 \cdot 7 \cdot 0,4}{248 \cdot 0,9} \approx 0,14 \text{ кВт} \cdot \text{год.}/\text{т},$$

де  $P_{дв.скр}$ ,  $P_{дв.люк}$  – потужність електродвигунів відповідно, скреперної установки 30ЛС-2СМ та вібролюка 1АШЛ-1М, кВт·год.;  $T_{зм}$  – тривалість робочої зміни, год.;  $K_{вик.скр}$ ,  $K_{вик.люк}$  – коефіцієнт використання протягом зміни, відповідно, скреперної установки та вібролюка, доли од.;  $P_{скр}$ ,  $P_{люк}$  – змінна продуктивність, відповідно, скреперної установки і вібролюка, т;  $\eta_{дв.скр}$ ,  $\eta_{дв.люк}$  – к.к.д. електродвигунів, відповідно, скреперної установки та вібролюка.

Сумарні питомі витрати електроенергії на доставку руди скреперними установками та її навантаження у вагонетки вібролюкпми складуть:  $0,80 + 0,14 = 0,94$  кВт·год/т. З урахуванням витрат на освітлення приймаємо їх  $1,0$  кВт·год/т.

Загальні витрати на електроенергію при утворенні горизонтальної компенсаційної камери за цією технологією при її вартості  $2,8$  грн/ кВт·год становитимуть:

$$V_{ел.ен} = (17532 \cdot 1,0) \cdot 2,8 = 49089,6 \text{ грн.}$$

Витрати на амортизацію устаткування, яке використовують на випуску, доставці та навантаженні руди при утворенні компенсаційної камери, визначаємо аналогічно формул (3.6) та (3.7), підставляючи в останню формулу обсяги цих робіт та продуктивність відповідного устаткування. Результати виконаних розрахунків приведені в табл. 4.

Час, необхідний на виконання робіт з випуску, доставки та навантаження руди згідно формули (3.7) становитиме:

$$t_{дост} = \frac{17532}{(248 \times 2 \times 0,95) \times 12 \times 25} = 0,124 \text{ років.}$$

Таким чином витрати, пов'язані з роботами по випуску, доставці та навантаженню руди при утворенні компенсаційної камери згідно формули (3.8) складуть:

Таблиця 4

Витрати на амортизацію устаткування, яке використовують на випуску, доставці та навантаженні руди (вар. 1)

Найменування устаткування	Кіл-ть один.	Початкова вартість, грн		Річна норма амортизації, %	Час роботи устаткування, років	Сума витрат, грн
		одиниці	всього			
Скреперна установка 30ЛС-2СМ	2	302180	604360	34	0,124	25479,82
Шахтний вібролюк 1АШЛ-1М	2	191420	382820	50	0,124	23734,84
Разом:						49214,66
Невраховане устаткування (10%)						4921,47
<b>Всього:</b>						<b>54136,13</b>

$$B_{\text{дост}} = 175742,89 + 93510,6 + 49089,6 + 54136,13 = 318343,09 \text{ грн.}$$

Сума загальних витрат на утворенням компенсаційного простору за цією технологією згідно виразу (3.1) складе, грн.:

$$B_{\text{заг}} = (1616520 + 487518,1 + 318343,09) \cdot 1,10 = 2664619,31 \text{ грн.}$$

Питомі витрати на 1 тону руди при утворенні компенсаційного простору по даному варіанту згідно виразу (3.10) становитимуть, грн:

$$PB_{\text{кп1}} = 2664619,31 / 20160 = 132,17 \text{ грн.}$$

### 3.3. Визначення основних техніко-економічних показників утворення горизонтальної компенсаційної камери послідовною відбійкою віял глибоких свердловин на відрізню щілину

Так як розміри панелей у попередньому і даному варіантах є абсолютно однаковими, то й об'єм горизонтальної компенсаційної камери, а також кількість руди, яка буде отримана з неї при її утворенні будуть однаковими, тобто  $V_{\text{кп}} = 5600 \text{ м}^3$  і  $T_p = 20160 \text{ т.}$

Як і у попередньому варіанті, обсяги проведення нарізних виробок для утворення горизонтальної компенсаційної камери за цією технологією виконували з використанням її графічного зображення, приведеного на рис. 25. Витрати на проведення цих виробок приведені в табл. 5.

Таблиця 5

Витрати на проведення нарізних виробок при утворенні горизонтальної компенсаційної камери послідовною відбійкою віял свердловин на відрізню щілину (вар. 2)

№ з/п	Найменування виробок	Площа перерізу, м <sup>2</sup>	Загальна довжина, м	Вартість 1м виробки, грн.	Витрати на проведення виробки, грн.
1.	Підсічний штрек	8,0	30	15840	475200
2.	Підсічний орт	6,0	25	12320	308000
3.	Відрізний підняттявий	2,25	10	2760	27600
4.	Бурові ніші	6,0	4	12320	49280
5.	Дучки	2,25	103	3180	327540
	Всього:		172		1187620

Враховуючи те, що сумарний об'єм виробок, що знаходяться у межах компенсаційної камери в даному варіанті складає 197 м<sup>3</sup>, то відповідно на цю величину зменшуються в ній об'єм руди та її вага, які становитимуть, відповідно  $5600 - 197 = 5403$  м<sup>3</sup> та  $5403 \cdot 3,6 = 19450$  т.

Для визначення параметрів БПР також використовуємо методику проф. Ю.П. Капленка. Оскільки міцність руди не змінилася, то й значення показника підриваємості  $C_0 = 36,87$ .

Величина ЛНО при утворенні вертикальної відрізної щілини вертикальними віялами штангових свердловин діаметром 65 мм з використанням у якості ВР грамоніта 79/21 становитиме:

$$W = (k_n \cdot C_0 \cdot d \cdot \sqrt{\Delta} \cdot \delta) \cdot k_{зм} = (0,9 \cdot 36,87 \cdot 0,065 \cdot \sqrt{1,1} \cdot 1,0) \cdot 0,8 = 1,80 \text{ м,}$$

де  $k_{зм} = 0,8$  - коефіцієнт, який враховує зменшення параметрів БПР з урахуванням невеликої ширини відрізної щілини, долі од.

Значення коефіцієнта зближення свердловинних зарядів  $m$  та відстані між кінцями штангових свердловин у віялах  $a$  становитимуть, відповідно:

$$m = 0,019 \cdot C_0 + 0,403 = 0,019 \cdot 36,87 + 0,403 \approx 1,1.$$

$$a = m \cdot W = 1,1 \cdot 1,80 \approx 2,0 \text{ м.}$$

Для початкового розширення відрізного підняттявого на ширину відрізної щілини з бурових ніш, пройдених з обох сторін від нього з підсічного орта,

необхідно пробурити три пари паралельних штангових свердловин, відстань між якими та між стінкою відрізного підняттевого становить 1,0 м.

Визначення обсягів буріння штангових свердловин також здійснювали з використанням графічного зображення даного варіанту утворення горизонтальної компенсаційної камери, приведеного на рис. 25: загальна кількість штангових свердловин становить  $N_{шт.св} = 71$ , а їх сумарна довжина  $L_{шт.св} = 460$  м.

Загальна маса гранульованих ВР (грамоніту 79/21), яка необхідна для заряджання всіх штангових свердловин, становитиме:

$$M_{зр.ВР} = L_{шт.св} \times K_{зар} \times P \times \Delta = 460 \cdot 0,75 \cdot 3,32 \times 1,1 = 1260 \text{ кг},$$

де  $K_{зар} = 0,75$ — середнє значення коефіцієнта заряджання свердловин у віялах;  $P = 3,32$  кг— кількість ВР, яка вміщується в 1 м свердловини діаметром 65 мм при щільності заряджання  $1,0 \text{ г/см}^3$ .

Витрати патронованих ВР та засобів ініціювання зарядів штангових свердловин становитимуть:

$$M_{патр.ВР} = N_{шт.св} \cdot p_{патр.ВР} = 71 \cdot 1,0 = 71 \text{ кг};$$

$$N_{ЕД} = 1,1 \cdot N_{шт.св} \cdot n_{ЕД} = 1,1 \cdot 71 \cdot 2 = 156 \text{ штук};$$

$$L_{ДШ} = L_{шт.св} \cdot n_{шт.ДШ} \cdot K_{зан} = 460 \cdot 2 \cdot 1,1 = 1012 \text{ м}.$$

При відбійці на відрізну щілину віял глибоких свердловин діаметром 105 мм, пробурених з підсічного штрека, параметри БПР приймемо враховуючи дані розрахунків у попередньому варіанті: величина ЛНО  $W = 3,45$  м, а відстань між кінцями свердловин у віялах  $a = 3,8$  м. Для визначення обсягів буріння глибоких свердловин також було використане графічне зображення даного варіанту утворення горизонтальної компенсаційної камери: загальна кількість глибоких свердловин склала  $N_{гл.св} = 32$ , а їх сумарна довжина  $L_{гл.св} = 540$  м.

Загальна маса гранульованих ВР (грамоніту 79/21), яка необхідна для заряджання всіх глибоких свердловин, становитиме:

$$M_{зр.ВР} = L_{гл.св} \times K_{зар} \times P \times \Delta = 540 \cdot 0,75 \cdot 8,65 \times 1,1 = 3854 \text{ кг}.$$

Витрати патронованих ВР та засобів ініціювання зарядів глибоких свердловин становитимуть:



$$M_{\text{патр.ВР}} = N_{\text{эл.св}} \cdot p_{\text{патр.ВР}} = 32 \cdot 2,5 = 80 \text{ кг};$$

$$N_{\text{ЕД}} = 1,1 \cdot N_{\text{эл.св}} \cdot n_{\text{ЕД}} = 1,1 \cdot 32 \cdot 2 = 70 \text{ штук};$$

$$L_{\text{ДШ}} = L_{\text{эл.св}} \cdot n_{\text{нит.ДШ}} \cdot K_{\text{зан}} = 540 \cdot 2 \cdot 1,1 = 1188 \text{ м.}$$

Загальні витрати гранульованих і патронованих ВР, а також засобів підри-  
вання (ЕД, ДШ) становитимуть:

- гранульованих ВР -  $M_{\text{гр.ВР}} = 1260 + 3854 = 5114 \text{ кг};$
- патронованих ВР -  $M_{\text{патр.ВР}} = 71 + 80 = 151 \text{ кг};$
- електродетонаторів -  $N_{\text{ЕД}} = 156 + 70 = 226 \text{ шт.};$
- детонуючого шнуру -  $L_{\text{ДШ}} = 1012 + 1188 = 2200 \text{ м.}$

Загальні витрати підривного дроту згідно норм його витрат становитимуть:

$$L_{\text{др}} = T_p \cdot l_{\text{др}} = 19450 \cdot 0,1 = 1945 \text{ м.}$$

Питомі витрати гранульованих ВР на відбійку руди у даному варіанті  
складуть:  $5114 / 19450 = 0,263 \text{ кг/т}$ , а середній вихід руди з 1 м свердловини  
становитиме  $19450 / (460 + 540) = 19,5 \text{ т}$ .

Результати розрахунків щодо витрат на буріння штангових і глибоких сверд-  
ловин, вартості гранульованих і патронованих ВР, електродетонаторів, ДШ та  
підривного дроту по даному варіанту приведені в табл. 6.

Таблица 6.

Витрати на буріння свердловин, вартість гранульованих і патронованих ВР,  
електродетонаторів, ДШ і підривного дроту (вар. 2)

№ з/п	Найменування статей витрат	Один. виміру	Кількість одиниць	Вартість одиниці, грн.	Витрати, грн.
1.	Буріння штангових свердловин	м	460	29,7	13662,0
2	Буріння глибоких свердловин	м	540	68,5	36990,0
3.	Гранульовані ВР (грамоніт 79/21)	кг	5114	77,3	395312,2
4.	Патроновані ВР (амоніт 6ЖВ)	кг	151	121,4	18331,4
5.	Електродетонатори	шт.	226	17,6	3977,6
6.	Детонуючий шнур	м	2200	6,75	14850,0
7.	Підривний дріт	м	1945	2,5	4862,5
	<b>Всього:</b>				487985,1

Витрати на роботи по заряджанню свердловин і комутацію підривної мережі  
також визначатимемо за методикою, приведеною в роботі [32].

Роботи з механізованого заряджання штангових свердловин здійснює ланка підрильників з 3-х робітників з використанням зарядної машини МТЗ-3. Продуктивність такої ланки згідно [33] становить 2800 кг/зміну.

Роботи з механізованого заряджання глибоких свердловин здійснює ланка підрильників з 4-х робітників також з використанням зарядної машини МТЗ-3, а продуктивність такої ланки становить 4200 кг/зміну.

Таким чином витрати робочої сили на заряджання штангових і глибоких свердловин та комутацію підривної мережі згідно формули (3.5) складуть:

$$n_{зар+ком} = \left( \frac{1260 \cdot 3}{2800} + 8 \right) + \left( \frac{3854 \cdot 4}{4200} + 4 \right) \approx 18 \text{ люд.-змін.}$$

Витрати на виконання цих робіт становитимуть:

$$\begin{aligned} Z_{зар.св} + Z_{ком} &= (n_{зар+ком} \cdot T_{ст}) \cdot K_{доп} \cdot K_{нар} = \\ &= (18 \cdot 623,5) \cdot 1,80 \cdot 1,3 = 26261,82 \text{ грн.} \end{aligned}$$

Час, необхідний на виконання робіт по заряджанню свердловин визначаємо з формули (3.7) й він становитиме:

$$t_{зар} = \left( \frac{1260}{(2800 \times 0,3) \times 12 \times 23} \right) + \left( \frac{3854}{(4200 \times 0,3) \times 12 \times 23} \right) = 0,015 \text{ роки.}$$

Витрати на амортизацію зарядної машини згідно виразу (3,6) складуть:

$$B_{ам.зар} = 1042000 \cdot 0,20 \cdot 0,015 = 3126,0 \text{ грн.}$$

Таким чином витрати на буропідривні роботи при утворенні горизонтальної компенсаційної камери за даною технологією згідно формули (3.3) складуть:

$$B_{БПР} = 487985,1 + 26261,82 + 3126,0 = 517372,92 \text{ грн.}$$

При визначенні витрат на випуск, доставку і навантаження руди технічна продуктивність скреперних установок була прийнята такою, як і у попередньому варіанті, тобто 32,3 м<sup>3</sup>/годину, так як тип лебідки, місткість скрепера та середня довжина доставки залишились без змін. А ось експлуатаційна продуктивність скреперної установки буде скоріш за все трохи меншою у зв'язку із дещо гіршою якістю подрібнення руди, що позначиться на зростанні додакових витрат часу на вторинне подрібнення негабариту при її випуску:

$$H_{зм} = \frac{380 \cdot P_{техн.скр}}{1,15 \cdot t_{доп} \cdot P_{техн.скр} + 63} = \frac{380 \cdot 32,3}{1,15 \cdot 1,7 \cdot 32,3 + 63} \approx 97,3 \text{ м}^3/\text{зміну.}$$

Середньозмінна продуктивність праці скрепериста (ГРОВ) при цьому складі:

$$P_{скр} = H_{зм.скр} \cdot \gamma_p / K_{розп} = 97,3 \cdot 3,6 / 1,5 \approx 234 \text{ т/зміну.}$$

Витрати на заробітну плату робітників на доставці руди та її навантаженні в даному варіанті згідно формули (3.9) становитимуть:

$$\begin{aligned} V_{ЗП} &= V_{ЗПскр} + V_{ЗПлюк} = [(T_p / P_{скр}) \cdot T_{зм.скр} \cdot K_{доп} \cdot K_{нар}] + \\ &+ [(T_p / P_{люк}) \cdot T_{зм.люк} \cdot K_{доп} \cdot K_{нар}] = [(19450 / 234) \cdot 560,2 \cdot 1,80 \cdot 1,3] + \\ &+ [(19450 / 234) \cdot 497,6 \cdot 1,80 \cdot 1,3] = 108802,04 + 96643,87 = 205445,91 \text{ грн.} \end{aligned}$$

При визначенні витрат на матеріали, що використовуються при випуску, доставці та навантаженні руди, а також при подрібненні негабариту, також були враховані витрати на патронувані ВР, електродетонатори, детонуючий шнур і підривний дріт. Питомі витрати вказаних матеріалів при виконанні робіт з утворення горизонтальної компенсаційної камери за цією технологією були взяті на 15 – 20% більшими порівняно з даними виробничої діяльності шахт ПрАТ «Суша Балка», що пояснюється дещо гіршою якістю подрібнення руди та збільшенням кількості зависань у дучках, які потребуватимуть їх ліквідації з використанням цих матеріалів. Ці витрати становитимуть: патронувані ВР – 0,035 кг/т; електродетонатори - 0,03 шт./т; детонуючий шнур - 0,12 м/т і підривний дріт – 0,23 м/т.

Загальна кількість зазначених матеріалів становитиме: патронувані ВР -  $19450 \cdot 0,035 = 681$  кг; електродетонаторів -  $19450 \cdot 0,03 = 584$  штук; детонуючого шнура -  $19450 \cdot 0,12 = 2334$  м; підривного дроту -  $19450 \cdot 0,23 = 4474$  м.

Підрахунок витрат на матеріали при виконанні робіт з випуску, доставки та навантаження руди при застосуванні даної технології утворення горизонтальної компенсаційної камери приведені в табл. 7.

Питомі витрати електроенергії при доставці руди скреперними установками і її випуску шахтними вібролюками складуть:

$$q_{ел.скр} = \frac{P_{дв.скр} \cdot T_{зм} \cdot K_{вик.скр}}{P_{скр} \cdot \eta_{дв.скр}} = \frac{30 \cdot 7 \cdot 0,85}{234 \cdot 0,9} \approx 0,85 \text{ кВт}\cdot\text{год./т};$$

$$q_{ел.люк} = \frac{P_{дв.люк} \cdot T_{зм} \cdot K_{вик.люк}}{P_{люк} \cdot \eta_{дв.люк}} = \frac{11 \cdot 7 \cdot 0,4}{234 \cdot 0,9} \approx 0,15 \text{ кВт}\cdot\text{год./т}.$$

Таблиця 7.

Витрати на матеріали при виконанні робіт по випуску, доставці та навантаженню руди (вар. 2)

№ з/п	Найменування матеріалів	Один. виміру	Кількість одиниць	Вартість одиниці, грн.	Витрати, грн.
1.	Патроновані ВР (амоніт 6ЖВ)	кг	681	123,5	84103,5
2.	Електродетонатори	шт.	584	17,6	10278,4
3.	Детонуючий шнур	м	2334	7,1	16571,4
4.	Підрильний дріт	м	4474	2,5	11185,0
	<b>Всього:</b>				122138,3

Сумарні питомі витрати електроенергії на доставку руди скреперними установками та її навантаження у вагонетки вібролюкпами складуть:  $0,85 + 0,15 = 1,0$  кВт·год/т. З урахуванням витрат на освітлення приймаємо їх  $1,1$  кВт·год/т.

Загальні витрати на електроенергію при утворенні горизонтальної компенсаційної камери за цією технологією при її вартості  $2,8$  грн/кВт·год становитимуть:

$$V_{ел.ен} = (19450 \cdot 1,1) \cdot 2,8 = 59906,0 \text{ грн.}$$

Витрати на амортизацію устаткування, яке використовують на випуску, доставці та навантаженні руди при утворенні горизонтальної компенсаційної камери за цією технологією приведені в табл. 8. Час, необхідний на виконання робіт з випуску, доставки та навантаження руди згідно формули (3.7) становитиме:

$$t_{дост} = \frac{19450}{(234 \times 2 \times 0,95) \times 12 \times 25} = 0,146 \text{ років.}$$

Таблиця 8

Витрати на амортизацію устаткування, яке використовують на випуску, доставці та навантаженні руди (вар. 2)

Найменування устаткування	Кіл-ть один.	Початкова вартість, грн		Річна норма амортизації, %	Час роботи устаткування, років	Сума витрат, грн
		одиниці	всього			
Скреперна установка 30ЛС-2СМ	2	302180	604360	34	0,146	30000,43
Шахтний вібролюк 1АШЛ-1М	2	191420	382820	50	0,146	27951,7
Разом:						57952,13
Невраховане устаткування (10%)						5795,21
<b>Всього:</b>						<b>63747,34</b>

Таким чином витрати, пов'язані з роботами по випуску, доставці та навантаженню руди при утворенні компенсаційної камери згідно формули (3.8) в даному варіанті складуть:

$$B_{\text{дост}} = 205445,91 + 122138,3 + 59906,0 + 63747,34 = 451237,55 \text{ грн.}$$

Сума загальних витрат на утворенням компенсаційного простору за цією технологією згідно виразу (3.1) складе, грн.:

$$B_{\text{заг}} = (1187620,0 + 517372,92 + 451237,55) \cdot 1,1 = 2371853,52 \text{ грн.}$$

Питомі витрати на 1 тону руди при утворенні компенсаційного простору по даному варіанту згідно виразу (3.10) становитимуть, грн:

$$ПВ_{\text{кн1}} = 2371853,52 / 20160 = 117,65 \text{ грн.}$$

### 3.4. Визначення основних техніко-економічних показників утворення похилої компенсаційної камери

Враховуючи однакові розміри панелей у всіх варіантах об'єм похилої компенсаційної камери приймаємо таким же, як і горизонтальної, тобто  $V_{\text{кн}} = 5600 \text{ м}^3$ , а кількість руди з неї при її утворенні буде також однаковою, а саме  $T_p = 20160 \text{ т}$ .

Обсяги проведення нарізних виробок для утворення похилої компенсаційної також виконували з використанням графічного зображення даної технології, яка приведена на рис. 26, а витрати на проведення виробок приведені в табл. 9.

Таблиця 9

Витрати на проведення нарізних виробок при утворенні похилої компенсаційної камери (вар. 3)

№ з/п	Найменування виробок	Площа перерізу, м <sup>2</sup>	Загальна довжина, м	Вартість 1м виробки, грн.	Витрати на проведення виробки, грн.
1.	Підсічний орт	6,0	25	12320	408000
2.	Відрізний підняттєвий	2,25	18	2760	49680
3.	Бурові ніші	6,0	4	12320	49280
4.	Дучки	2,25	98	3180	311640
	Всього:		145		818600

З урахуванням об'єму виробок, пройдених у межах похилої компенсаційної камери, який складає  $185 \text{ м}^3$ , зменшуємо на цю величину об'єм руди та її вагу в камері, які становитимуть, відповідно  $5600 - 185 = 5415 \text{ м}^3$  та  $5415 \cdot 3,6 = 19494 \text{ т}$ .

Оскільки похилу відрізну щілину, як і вертикальну відрізну щілину в попередньому варіанті, утворюємо за допомогою віял штангових свердловин діаметром 65 мм, то й параметри БПР можемо прийняти такими ж: величину ЛНО  $W = 1,8$  м, а відстань між кінцями свердловин у віялах  $a = 2,0$  м.

Для початкового розширення відрізного підняттяєвого на ширину похилої відрізної щілини з бурових ніш, які проходять з обох сторін від нього з підсічного орта, необхідно також пробурити три пари паралельних штангових свердловин, відстань між якими та між стінкою відрізного підняттяєвого становить 1,0 м.

Для визначення обсягів буріння штангових свердловин також використовували графічне зображення даної технології, приведеної на рис. 26: загальна кількість штангових свердловин склала  $N_{шт.св} = 76$ , а їх сумарна довжина  $L_{шт.св} = 520$  м.

Загальна маса гранульованих ВР (грамоніту 79/21), яка необхідна для заряджання всіх штангових свердловин, складе:

$$M_{гр.ВР} = L_{шт.св} \times K_{зар} \times P \times \Delta = 520 \cdot 0,75 \cdot 3,32 \times 1,1 = 1424 \text{ кг.}$$

Витрати патронованих ВР та засобів ініціювання зарядів штангових свердловин при цьому становитимуть:

$$M_{напр.ВР} = N_{шт.св} \cdot p_{напр.ВР} = 76 \cdot 1,0 = 76 \text{ кг;}$$

$$N_{ЕД} = 1,1 \cdot N_{шт.св} \cdot n_{ЕД} = 1,1 \cdot 76 \cdot 2 = 167 \text{ штук;}$$

$$L_{ДШ} = L_{шт.св} \cdot n_{шт.ДШ} \cdot K_{зан} = 520 \cdot 2 \cdot 1,1 = 1144 \text{ м.}$$

При відбійці на похилу відрізну щілину віял глибоких свердловин діаметром 105 мм, пробурених з бурового штрека, параметри БПР приймаємо такими ж, як і у попередньому варіанті: величина ЛНО  $W = 3,45$  м, а відстань між кінцями свердловин у віялах  $a = 3,8$  м. Обсяги буріння глибоких свердловин також визначали з використанням графічного зображення даної технології: загальна кількість глибоких свердловин становить  $N_{гл.св} = 20$ , а їх сумарна довжина  $L_{гл.св} = 490$  м.

Загальна маса гранульованих ВР (грамоніту 79/21), яка необхідна для заряджання всіх глибоких свердловин, становитиме:

$$M_{гр.ВР} = L_{гл.св} \times K_{зар} \times P \times \Delta = 490 \cdot 0,70 \cdot 8,65 \times 1,1 = 3264 \text{ кг.}$$

Витрати патронованих ВР та засобів ініціювання для підривання зарядів глибоких свердловин становитимуть:

$$M_{патр.ВР} = N_{гл.св} \cdot p_{патр.ВР} = 20 \cdot 2,5 = 50 \text{ кг};$$

$$N_{ЕД} = 1,1 \cdot N_{гл.св} \cdot n_{ЕД} = 1,1 \cdot 20 \cdot 2 = 44 \text{ штук};$$

$$L_{ДШ} = L_{гл.св} \cdot n_{нит.ДШ} \cdot K_{зан} = 490 \cdot 2 \cdot 1,1 = 1078 \text{ м.}$$

Загальні витрати гранульованих і патронованих ВР, а також засобів підривання (ЕД, ДШ) при цьому складуть:

- гранульованих ВР -  $M_{гр.ВР} = 1424 + 3264 = 4688 \text{ кг};$
- патронованих ВР -  $M_{патр.ВР} = 76 + 50 = 126 \text{ кг};$
- електродетонаторів -  $N_{ЕД} = 167 + 44 = 211 \text{ шт.};$
- детонуючого шнуру -  $L_{ДШ} = 1144 + 1078 = 2222 \text{ м.}$

Загальні витрати підривного дроту згідно норм його витрат становитимуть:

$$L_{др} = T_p \cdot l_{др} = 19494 \cdot 0,1 \approx 1950 \text{ м.}$$

Питомі витрати гранульованих ВР на відбійку руди у даному варіанті складуть:  $4688 / 19494 = 0,241 \text{ кг/т}$ , а середній вихід руди з 1 м свердловини становитиме  $19494 / (520 + 490) = 19,3 \text{ т}$ .

Результати розрахунків щодо витрат на буріння штангових і глибоких свердловин, вартості гранульованих та патронованих ВР, електродетонаторів, ДШ і підривного дроту по даному варіанту приведені в табл. 10.

Таблиця 10.

Витрати на буріння свердловин, вартість гранульованих і патронованих ВР, електродетонаторів, ДШ і підривного дроту (вар. 3)

№ з/п	Найменування статей витрат	Один. виміру	Кількість одиниць	Вартість одиниці, грн.	Витрати, грн.
1.	Буріння штангових свердловин	м	520	29,7	15444,0
2.	Буріння глибоких свердловин	м	490	68,5	33565,0
3.	Гранульовані ВР (грамоніт 79/21)	кг	4688	77,3	362382,4
4.	Патроновані ВР (амоніт 6ЖВ)	кг	126	121,4	15296,4
5.	Електродетонатори	шт.	211	17,6	3713,6
6.	Детонуючий шнур	м	2222	6,75	14998,5
7.	Підривний дріт	м	1950	2,5	4875,0
	<b>Всього:</b>				450274,9

Витрати на роботи по заряджанню свердловин і комутацію підривної мережі також визначатимемо за методикою, приведеною в роботі [32].

Роботи з механізованого заряджання штангових свердловин, як і в попередньому варіанті, виконує ланка підривників з 3-х робітників з використанням зарядної машини МТЗ-3, а її продуктивність згідно [33] становить 2800 кг/зміну.

Роботи з механізованого заряджання глибоких свердловин здійснює ланка підривників з 4-х робітників також з використанням зарядної машини МТЗ-3, а її продуктивність складає 4200 кг/зміну.

Витрати робочої сили на заряджання штангових і глибоких свердловин та комутацію підривної мережі згідно формули (3.5) складуть:

$$n_{зар+ком} = \left( \frac{1424 \cdot 3}{2800} + 8 \right) + \left( \frac{3264 \cdot 4}{4200} + 4 \right) \approx 21 \text{ люд.-змін.}$$

Витрати на виконання цих робіт становитимуть:

$$\begin{aligned} Z_{зар.св} + Z_{ком} &= (n_{зар+ком} \cdot T_{см}) \cdot K_{дон} \cdot K_{нар} = \\ &= (21 \cdot 623,5) \cdot 1,80 \cdot 1,3 = 30638,79 \text{ грн.} \end{aligned}$$

Час, необхідний на виконання робіт по заряджанню свердловин визначаємо з формули (3.7) і він складе:

$$t_{зар} = \left( \frac{1424}{(2800 \times 0,3) \times 12 \times 23} \right) + \left( \frac{3264}{(4200 \times 0,3) \times 12 \times 23} \right) = 0,01 \text{ роки.}$$

Витрати на амортизацію зарядної машини згідно виразу (3,6) складуть:

$$B_{ам.зар} = 1042000 \cdot 0,20 \cdot 0,01 = 2084,0 \text{ грн.}$$

Таким чином витрати на буропідривні роботи при утворенні похилої компенсаційної камери згідно формули (3.3) складуть:

$$B_{БПР} = 450274,9 + 30638,79 + 2084,0 = 482997,69 \text{ грн.}$$

При визначенні витрат на випуск, доставку і навантаження руди технічну продуктивність скреперних установок приймаємо такою ж, як і у попередніх варіантах, тобто 32,3 м<sup>3</sup>/годину, оскільки тип лебідки, місткість скрепера і середня довжина доставки залишились без змін. А експлуатаційна продуктивність скреперної установки буде ще меншою, що також викликано дещо гіршою якістю подрібнення руди, що також позначиться на зростанні додакових витрат часу на вторинне подрібнення негабариту при її випуску:



$$H_{зм} = \frac{380 \cdot P_{техн.скр}}{1,15 \cdot t_{дон} \cdot P_{техн.скр} + 63} = \frac{380 \cdot 32,3}{1,15 \cdot 1,8 \cdot 32,3 + 63} \approx 94,5 \text{ м}^3/\text{зміну}.$$

Середньозмінна продуктивність праці скрепериста (ГРОВ) при цьому складі:

$$P_{скр} = H_{зм.скр} \cdot \gamma_p / K_{розп} = 94,5 \cdot 3,6 / 1,5 \approx 227 \text{ т/зміну}.$$

Витрати на заробітну плату робітників на доставці руди та її навантаженні при утворенні похилої компенсаційної камери згідно формули (3.9) складуть:

$$\begin{aligned} B_{ЗП} &= B_{ЗПскр} + B_{ЗПлюк} = [(T_p / P_{скр}) \cdot T_{зм.скр} \cdot K_{дон} \cdot K_{нар}] + \\ &+ [(T_p / P_{люк}) \cdot T_{зм.люк} \cdot K_{дон} \cdot K_{нар}] = [(19494 / 227) \cdot 560,2 \cdot 1,80 \cdot 1,3] + \\ &+ [(19494 / 227) \cdot 497,6 \cdot 1,80 \cdot 1,3] = 112734,65 + 100137,02 = 212871,67 \text{ грн.} \end{aligned}$$

При визначенні витрат на матеріали, що використовуються при випуску, доставці та навантаженні руди, а також при подрібненні негабариту, також були враховані витрати на патроновані ВР, електродетонатори, детонуючий шнур і підривний дріт. Питомі витрати цих матеріалів при виконанні робіт з утворення похилої компенсаційної камери були взяті на 20 - 25% більшими порівняно з даними виробничої діяльності шахт ПрАТ «Суха Балка», що також можна пояснити дещо гіршою якістю подрібнення руди та збільшенням кількості зависань у дучках. Ці витрати становитимуть: патроновані ВР – 0,040 кг/т; електродетонатори - 0,032 шт./т; детонуючий шнур - 0,13 м/т і підривний дріт – 0,25 м/т.

Загальна кількість зазначених матеріалів становитиме: патронованих ВР -  $19494 \cdot 0,040 = 780$  кг; електродетонаторів -  $19494 \cdot 0,032 = 624$  штуки; детонуючого шнура -  $19494 \cdot 0,13 = 2534$  м; підривного дроту -  $19494 \cdot 0,25 = 4874$  м.

Підрахунок витрат зазначені на матеріали при виконанні робіт з випуску, доставки та навантаження руди при утворенні похилої компенсаційної камери приведені в табл. 11.

Питомі витрати електроенергії при доставці руди скреперними установками і її випуску шахтними вібролюками складуть:

$$q_{ел.скр} = \frac{P_{дв.скр} \cdot T_{зм} \cdot K_{вик.скр}}{P_{скр} \cdot \eta_{дв.скр}} = \frac{30 \cdot 7 \cdot 0,85}{227 \cdot 0,9} \approx 0,87 \text{ кВт} \cdot \text{год./т};$$

$$Q_{ел.люк} = \frac{P_{дв.люк} \cdot T_{зм} \cdot K_{вик.люк}}{P_{люк} \cdot \eta_{дв.люк}} = \frac{11 \cdot 7 \cdot 0,4}{227 \cdot 0,9} \approx 0,16 \text{ кВт} \cdot \text{год./т.}$$

Таблиця 11.

Витрати на матеріали при виконанні робіт по випуску, доставці та навантаженню руди (вар. 3)

№ з/п	Найменування матеріалів	Один. виміру	Кількість одиниць	Вартість одиниці, грн.	Витрати, грн.
1.	Патроновані ВР (амоніт 6ЖВ)	кг	780	123,5	96330,0
2.	Електродетонатори	шт.	624	17,6	10982,4
3.	Детонуючий шнур	м	2534	7,1	17991,4
4.	Підрильний дріт	м	4874	2,5	12185,0
	<b>Всього:</b>				137498,8

Сумарні питомі витрати електроенергії на доставку руди скреперними установками та її навантаження у вагонетки вібролюкпами складуть:  $0,87 + 0,16 = 1,03$  кВт·год/т. З урахуванням витрат на освітлення приймаємо їх  $1,15$  кВт·год/т.

Загальні витрати на електроенергію при утворенні похилої компенсаційної камери при її вартості  $2,8$  грн/кВт·год становитимуть:

$$V_{ел.ен} = (19494 \cdot 1,15) \cdot 2,8 = 62770,68 \text{ грн.}$$

Витрати на амортизацію устаткування, яке використовують на випуску, доставці та навантаженні руди при утворенні похилої компенсаційної камери приведені в табл. 12.

Таблиця 12

Витрати на амортизацію устаткування, яке використовують на випуску, доставці та навантаженні руди (вар. 3)

Найменування устаткування	Кіл-ть один.	Початкова вартість, грн		Річна норма амортизації, %	Час роботи устаткування, років	Сума витрат, грн
		одиниці	всього			
Скреперна установка 30ЛС-2СМ	2	302180	604360	34	0,151	31027,84
Шахтний вібролюк 1АШЛ-1М	2	191420	382820	50	0,151	28904,42
Разом:						59932,26
Невраховане устаткування (10%)						5993,23
<b>Всього:</b>						<b>65925,49</b>

Час, необхідний на виконання робіт з випуску, доставки та навантаження руди згідно формули (3.7) становитиме:

$$t_{\text{дост}} = \frac{19494}{(227 \times 2 \times 0,95) \times 12 \times 25} = 0,151 \text{ років.}$$

Таким чином витрати, пов'язані з роботами по випуску, доставці та навантаженню руди при утворенні похилої компенсаційної камери згідно формули (3.8) складуть:

$$B_{\text{дост}} = 212871,67 + 137498,8 + 62770,68 + 65925,49 = 479066,64 \text{ грн.}$$

Сума загальних витрат на утворенням компенсаційного простору за цією технологією згідно виразу (3.1) складе, грн.:

$$B_{\text{заг}} = (818600,0 + 482997,69 + 479066,64) \cdot 1,1 = 1958730,76 \text{ грн.}$$

Питомі витрати на 1 тону руди при утворенні похилої компенсаційної камери згідно виразу (3.10) становитимуть, грн:

$$ПВ_{\text{кн1}} = 1958730,76 / 20160 = 97,16 \text{ грн.}$$

## ВИСНОВКИ

Порівняння основних техніко-економічних показників утворення компенсаційних камер різними технологіями (горизонтальної компенсаційної камери за один вибух та горизонтальної і похилої компенсаційних камер послідовною відбійкою віял глибоких свердловин на відрізну щілину) в умовах шахт ПрАТ «Суха Балка» приведене в табл. 13.

При однаковому об'ємі компенсаційних камер, який для заданих умов становить  $5600 \text{ м}^3$  і з яких буде видобуто однакову кількість руди (20160 т), найбільш затратною є технологія утворення горизонтальної компенсаційної камери за один вибух (вар. 1): загальні витрати на її утворення складають 2664619 грн., питомі на 1 т руди – 132,17 грн. Це викликано, головним чином, великою довжиною нарізних виробок, які необхідно пройти в кожній виймальній панелі для реалізації даної технології (274 м), та їх великою площею перерізу, а відповідно й об'ємом руди ( $1130 \text{ м}^3$  або 4068 т), що потребує великих трудових і матеріальних затрат, а також значними витратами дороговартісних гранульованих ВР (всього 5138 кг або 0,293 кг/т).

Утворення горизонтальної компенсаційної камери послідовною відбійкою віял глибоких свердловин на відрізну щілину (вар. 2) потребує проведення всього 172 м нарізних виробок сумарним об'ємом біля  $200 \text{ м}^3$  або 710 т, що менше по довжині на 102 м, а за об'ємом – на  $920 \text{ м}^3$ , ніж у попередньому варіанті, а похилої компенсаційної камери (вар. 3) – лише 145 м виробок загальним об'ємом  $185 \text{ м}^3$  або 666 т, що практично у 6 разів менше, ніж у першому варіанті.

За рахунок цього загальні витрати на утворення горизонтальної компенсаційної камери по другому варіанту становлять 2371853 грн. або 117,65 грн./т, що є менше на 292766 грн. або на 11%, ніж по першому варіанту. Технологія утворення похилої компенсаційної камери потребує ще менших витрат на її утворення (1958730 грн. або 97,16 грн./т), що на 26,5% є меншим ніж у першому, та на 15,5% - ніж у другому варіантах.

Але дещо гірша якість подрібнення руди при утворенні компенсаційних камер в другому і третьому варіантах зменшує продуктивність ГРОВ на випуску і доставці руди відповідно, до 234 та 227 т/зміну.

Табл.13. Порівняння основних техніко-економічних показників утворення компенсаційних камер різними технологіями в умовах шахт ПрАТ «Суха Балка»

Найменування показників	Один. виміру	Варіанти технологічних схем утворення компенсаційних камер (КК)		
		Утворення горизонтальної КК за один вибух (вар. № 1)	Утворення горизонтальної КК послідовною відбійкою віял глибоких свердловин на відрізню щілину (вар. № 2)	Утворення похилої КК послідовною відбійкою віял глибоких свердловин на відрізню щілину (вар. № 3)
Об'єм компенсаційної камери	м <sup>3</sup>	5600	5600	5600
Кількість видобутої руди:				
- при проведенні виробок	т	4068	710	666
- при утворенні КК	т	17532	19450	19494
- всього	т	20160	20160	20160
Довжина і об'єм виробок, необхідних для утворення КК	м / (м <sup>3</sup> )	274 / (1130)	172 / (197)	145 / (185)
Довжина штангових свердловин 65 мм	м	-	460	520
Довжина глибоких свердловин 105 мм	м	720	540	490
Середній вихід руди з 1 м свердловин	т	24,4	19,5	19,3
Витрати на відбійку:				
- гранульованих ВР	кг	5138	5114	4668
	кг/т	0,293	0,263	0,240
- патронів ВР	кг	190	151	126
- електродетонаторів	шт	167	226	211
- детонуючого шнура	м	1584	2200	2222
- підривного дроту	м	1753	1945	1950
Продуктивність ГРОВ на доставці руди	т/зміну	248	234	227
Загальні витрати на доставці:				
- патронів ВР	кг	523	781	780
- електродетонаторів	шт.	438	584	624
- детонуючого шнура	м	1753	2334	2534
- підривного дроту	м	3508	4474	4874
- електроенергії	кВт·год	17532	21395	22418
Загальні витрати на утворення КК	грн	2664619,31	2371853,52	1958730,76
Питомі витрати на 1т при утворенні КК	грн	132,17	117,65	97,16
	%	100,0	89,0	73,5

Разом з тим утворення горизонтальної компенсаційної камери за один вибух за рахунок більших питомих витрат ВР на відбійку руди, а відповідно й кращої якості її подрібнення, забезпечує дещо вищу продуктивність праці при скреперній доставці (248 т/зміну) за рахунок скорочення кількості зависань руди в дучках, а головне - характеризується вищою безпекою робіт, внаслідок чого її доцільно застосовували при відпрацюванні покладів, складених нестійкими рудами та такими ж вміщуючими породами.

На підставі отриманих результатів можна зробити наступні висновки:

1. Утворення горизонтальної компенсаційної камери за один вибух є найбільш затратною технологією, але яка характеризується значно вищою безпекою робіт, внаслідок чого її доцільно застосовували при відпрацюванні покладів, складених нестійкими рудами та такими ж вміщуючими породами системою підповерхового обвалення.

2. Дещо менш затратною є технологія утворення горизонтальної компенсаційної камери послідовною відбійкою віял глибоких свердловин на відрізну щілину, але вона потребує дещо більшої стійкості рудного масиву, що має місце при застосуванні підповерхово-камерної системи розробки.

3. При відробці ділянок покладів, складених рудами середньої та нижче середньої міцності та стійкості підповерхово-камерною системою розробки або системою підповерхового обвалення, найбільш доцільним є застосування похилої компенсаційної камери, яка є більш стійкою (у порівнянні з горизонтальною компенсаційною камерою) та характеризується найменшими затратами на її утворення.

## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Калініченко В.О. Методичні вказівки до виконання кваліфікаційної роботи магістра (для спеціальностей з напрямку 184 Гірництво / В.О. Калініченко, М.І. Ступнік, М.Б. Федько – Кривий Ріг: Видавничий центр КНУ, 2023. – 19 с.
2. Системы разработки для подземных рудников Криворожского бассейна (типовые паспорта) / А.Р. Черненко, А.П. Григорьев, Н.И. Дядечкин, И.П. Кононов и др. – Кривой Рог, НИГРИ, 1986. – 133 с.
3. Борисенко С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений. – Київ, Вища школа, 1987. – 262 с.
4. Калініченко В.О. Основи підземної розробки рудних родовищ: навч. посібник / В.О. Калініченко, В.О. Колосов, М.І. Ступнік. – Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», 2015. – 323 с.
5. Чернокур В.Р. Добыча руд с подэтажным обрушением / В.Р. Чернокур, Г.С. Шкробко, В.И. Шелегеда. – М.: Недра, 1992. – 271 с.
6. Капленко Ю.П. Технологія очисної виїмки з комбінованим обваленням і почергово-стадійним випуском / Ю.П. Капленко, В.А. Корж, О.А. Хівренко // Відомості Академії гірничих наук України. – Кривий Ріг: Мінерал. – 1998. - № 1. - С. 61-64.
7. Капленко Ю.П. Моделирование технологии очистной выемки, обеспечивающей повышение показателей извлечения руды // Ю.П. Капленко, В.А. Колосов – Кривой Рог: Минерал, 2001. – 177 с.
8. Патент України № 1670130 «Спосіб розробки рудних родовищ з камерним вийманням» / В.Р. Черненко, Ю.П. Капленко, М.І. Дядечкін – Опубл. 03.06.1998 р., Бюл. № 3.
9. Патент України № 30713А , МКИ Е12 С41/16.Спосіб розробки рудних родовищ з камерною виїмкою / В.О. Колосов – Опубл. 29.12.1999 р., Бюл. № 11.
10. Калиниченко В.А. Повышение эффективности извлечения руды при системах с обрушением / В.А. Калиниченко, Е.В. Калиниченко // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: Изд-во КТУ. - 2001. - Вып.74. – С. 65-68.
11. Патент України № 48630А, МКИ Е21 С41/00. Спосіб розробки рудних покладів / В.О. Калініченко, О.В. Калініченко - Опубл. 15.08.2002 р., Бюл. № 8.
12. Малахов Г.М. Теория и практика выпуска руды / Г.М. Малахов, В.Р. Безух. П.Д. Петренко – М., Недра, 1968. – 311 с.
13. Определение геометрических параметров камерных систем разработки в Кривбассе со сводообразной и шатровой формами обнажения (Инструкция) : Кривой Рог, НИГРИ, 1991. - 18 с.

14. Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд. Інструкція по застосуванню / Є.К. Бабець та ін.- Кривий Ріг: Ротапринт ДП «НДГРІ», 2010. – 122 с.
15. Мартинов В.К. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ: навч. посібник / В.К. Мартинов, М.Б. Федько – Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2010. – 274 с.
16. Ступник Н.И. Совершенствование технологии формирования компенсационных пространств / Н.И. Ступник, В.А. Калиниченко, Е.К. Янов // Збірник наук. праць ДП «Науково-дослідний гірничорудний інститут», 2011. - № 53. – С. 143-150.
17. Калиниченко В.А. Методика исследования напряженного состояния горного массива при формировании компенсационных пространств / В.А. Калиниченко, Е.К. Янов // Вісник Криворізького технічного університету: збірник наук. праць – 2011, Вип. 29. – С. 6-10.
18. Янов Є. К. Удосконалення технології відбійки руди на компенсаційні простори різної форми на глибоких горизонтах шахт Кривбасу: автореф. дис... канд. техн. наук. / Є.К. Янов – Кривий Ріг, 2012. – 19 с.
19. Ступник Н.И. Улучшение показателей извлечения руды при системе подэтажного обрушения / Н.И. Ступник, В.А. Калиниченко, О.А. Хивренко и др. // Збірник наук. праць ДП «Науково-дослідний гірничорудний інститут», 2011. - № 53. – С. 136-142.
20. Шепель О. Л. Удосконалення технології відробки запасів руди, контактуючих з лежачим боком крутоспадних покладів: автореф. дис... канд. техн. наук. / О.Л. Шепель – Кривий Ріг, 2014. – 20 с.
21. Ступник Н.И. Обоснование параметров очистной камеры параболической формы при отработке железных руд в неустойчивых породах / Н.И. Ступник, В.А. Калиниченко, С.В. Письменный, М.Б. Федько М.Б. и др. // Гірничий вісник, 2016. – Вип. 101. – С. 7-12.
22. Калініченко В.О. Підземна розробка рудних родовищ: підручник / В.О. Калініченко, В.О. Колосов, М.І Ступнік – Кривий Ріг: Сінельников Д.А., 2017. – 351 с.
23. А.А. Азарян. Пути снижения потерь и засорения железной руды подземной добычи в Кривбассе / А.А. Азарян, А.С. Батареев , Ф.И. Караманиц, В.А. Колосов, В.С. Моркун // Nauka innov. 2018, Вип. 14 (4). - С. 18-26.
24. Вольфсон П.М. Новый принцип выбора параметров и конструирования систем разработки с обрушением, значительно повышающий их эффективность: монография / П.М. Вольфсон - Кременчуг: ЧП Щербатых А.В., 2018. – 200 с.



25. Вольфсон П.М. Схемы подготовки и отработки рудных залежей и выемочных блоков на железорудных шахтах: монография / П.М. Вольфсон – Кременчуг: ЧП Щербатых А.В., 2018. – 113 с.
26. Ступнік М.І. Дослідження та моделювання напружено-деформованого стану стелин шатрової і склепистої форми / М.І. Ступнік, О.В. Калініченко // Геотехнічна механіка: міжвідомчий збірник наук. праць . – Дніпро, 2018. – Вип. 139. – С. 70-77.
27. Калініченко О.В. Фізичне моделювання стійкості масиву при формуванні та підтримці підземних гірничих виробок / О.В. Калініченко // Вісник КНУ: збірник наук. праць. – Кривий Ріг, 2018. – Вип. 47. – С. 97-102.
28. Калініченко О.В. Розвиток наукових основ управління напружено-деформованим станом масиву при формуванні підземних виробок: автореф. дис... докт. техн. наук. / О.В. Калініченко, Дніпро, 2020. - 40 с.
29. Косенко А.В. Обґрунтування ефективності комплексного застосування самохідної гірничої техніки у процесі відпрацювання запасів природно-багатих залізних руд на великих глибинах / А.В. Косенко, В.М. Тарасютін // Гірничий вісник, 2019. – Вип. 104. – С. 74 -80.
30. Косенко А.В. Удосконалення систем підповерхового обвалення при розробці багатих залізних руд: автореф. дис... канд. техн. наук. // А.В. Косенко, Дніпро, 2020. - 21 с.
31. Звіт НДР № 30-116-22 «Дослідження та науково-практичне обґрунтування технологічних засобів управління якістю сировини при видобутку руд на глибоких горизонтах» / наук. керівник В.О. Калініченко - ДР № 0122U111843. – Кривий Ріг, КНУ, 2022.
32. Калініченко В.О. Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ / В.О. Калініченко, М.І. Ступнік, М.Б. Федько – Кривий Ріг: Видавничий центр КНУ, 2019. - 282 с.
33. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств з підземним способом видобутку залізних руд. – Кривий Ріг: ДП «ДП «Кривбас-проект», НДГРІ ДВНЗ «КНУ», НДІБПГ «КНУ», 2015. – 358 с.