

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

На правах рукопису

КАУЛЬКО Ігор Юрійович

УДК 622.272

Дослідження та удосконалення технології утворення
компенсаційних камер в умовах шахтоуправління
ПАТ «АрселорМітталКривийРіг»

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
2025

ЗМІСТ

Реферат	4
Вступ.....	6
РОЗДІЛ 1. Аналіз гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов відпрацювання залізорудних покладів та технології утворення компенсаційних камер і видобутку багатих руд в шахтоуправлінні ПАТ «АрселорМітталКривийРіг»	10
1.1. Гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови відпрацювання залізорудних покладів в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал КривийРіг».....	10
1.2. Аналіз технології утворення компенсаційних камер і видобутку багатих руд в шахтоуправлінні ПАТ «АрселорМітталКривийРіг».....	18
РОЗДІЛ 2. Аналіз технічної літератури, присвяченої удосконаленню технології робіт по утворенню компенсаційних камер.....	24
2.1. Загальні положення	24
2.2. Аналіз технічної літератури, присвяченої удосконаленню технології робіт по утворенню компенсаційних камер	24
2.3. Висновки	46
РОЗДІЛ 3. Розробка раціональної технології утворення компенсаційних камер та відпрацювання виймальних панелей в умовах шахтоуправління ПАТ«АрселорМітталКривийРіг»	48
3.1. Загальні положення	48
3.2. Розробка раціональної технології утворення компенсаційних камер та відпрацювання виймальних панелей в умовах шахтоуправління ПАТ«АрселорМітталКривийРіг»	49
РОЗДІЛ 4. Техніко-економічне обґрунтування запропонованої технології утворення компенсаційних камер та відпрацювання виймальних панелей в умовах шахтоуправління ПАТ«АрселорМітталКривийРіг»	53
4.1. Загальні положення	53

4.2. Визначення техніко-економічних показників існуючої технології утворення компенсаційних камер та відпрацювання виймальних панелей в умовах шахтоуправління ПАТ«АрселорМітталКривийРіг»	57
4.3. Визначення техніко-економічних показників запропонованої технології утворення компенсаційних камер та відпрацювання виймальних панелей в умовах шахтоуправління ПАТ«АрселорМітталКривий Ріг»	67
4.4. Визначення шахтної собівартості руди по порівнюваним варіантам та ефективності запропонованої технології відпрацювання панелей	73
Висновки.....	75
Список використаних літературних джерел.....	78

РЕФЕРАТ

Склад роботи: 80с.; 26 рис.; 11 табл.; 32 джерела.

Робота виконана для умов шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал КривийРіг» і цілком відповідає вимогам «Методичних вказівок до виконання кваліфікаційної роботи магістра з напрямку Гірництво за ОП «Підземна розробка родовищ корисних копалин» [1].

Об'єктом досліджень є технологія утворення компенсаційних камер при підземному видобуванні багатих залізних руд системою розробки підповерхового обвалення.

Метою досліджень є пошук та розробка раціональної технології утворення компенсаційних камер для умов шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал КривийРіг»

Магістерська робота складається із вступу, чотирьох основних розділів, висновків та списку використаних літературних джерел.

У роботі виконаний детальний аналіз гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов відпрацювання залізорудних покладів та технології утворення компенсаційних камер і видобутку багатих руд в шахтоуправлінні ПАТ «АрселорМітталКривийРіг».

З урахуванням виконаного аналізу для умов шахтоуправління ПАТ «АрселорМітталКривийРіг» розроблена нова технологія утворення вертикальних компенсаційних камер трапецевидної форми і видобутку багатих залізних руд, на яку подана заявка на отримання патенту України на корисну модель. Проведене техніко-економічне порівняння існуючої та розробленої технології утворення вертикальної компенсаційної камери та відпрацювання виймальних панелей у цілому підтвердило доцільність застосування запропонованої технології. Застосування вертикальної компенсаційної камери трапецевидної форми дає змогу за рахунок кращої стійкості збільшити її об'єм, що дозволяє перейти від двостадійної відробки панелей з частковою відбійкою руди на «затиснене» середовище, яку наразі застосовують для відпрацювання виймальних панелей в

шахтоуправлінні ПАТ «АрселорМітталКривийРіг», до так би мовити класичної технології з масовим обваленням всього запасу руди в панелі на компенсаційну камеру. Згідно проведених розрахунків це дає можливість зменшити втрати руди з 18,6% до 15,3%, а її засмічення – з майже 17% до 14,5%, що забезпечує збільшення вмісту заліза у видобутій рудній масі на 0,55%.

З урахуванням первинної переробки «сирої» руди на ДСФ для отримання товарної руди з однаковим вмістом заліза у 55,64% при існуючій технології необхідно при первинній переробці скинути 5% відвальних порід, а при запропонованій – 3%, внаслідок чого кількість отриманої товарної руди, яку було отримано з «сирої» руди, видобутої з однієї панелі, зростає з 49591 т до 51360 т, а повна шахтна собівартість 1 т товарної руди зменшується з 382,62 грн. до 366,06 грн., тобто приблизно на 15,6 грн./т. При довоєнному середньорічному обсягу виробництва товарної руди шахтоуправлінням у 850 тис. тонн загальні затрати при переході на запропоновану технологію зменшаться більш ніж на 14 млн. грн.

Ключові слова: багаті залізні руди; система підповерхового обвалення; технологія утворення компенсаційних камер

ВСТУП

Шахтоуправління, яке на правах шахти входить до складу Криворізького гірничо-металургійного комбінату ПАТ «АрселорМітталКривий Ріг» у якості окремого структурного підрозділу, що здійснює підземний видобуток природно багатих залізних руд, знаходиться у центральній частині Криворізького залізорудного басейну. Шахтоуправління, яке навесні позаминулого року відзначило 60 - річчя своєї виробничої діяльності, раніше входило до складу бувшого рудоправління ім. Кірова.

В структуру шахтоуправління входять: шахта № 1 ім. Артема, ствол якої є головним і здійснює скіповий підйом на денну поверхню видобутої залізної руди, шахта «Кірова-Клітьова», ствол якої використовується для спуску-підйому робітників та доставки в шахту матеріалів і гірничого устаткування, прохідницька ділянка підземного будівництва, ділянки очисного виймання і проведення нарізних робіт, дробильно-сортувальна фабрика й інші допоміжні цехи та ділянки.

Гірничий відвід шахтоуправління з півдня межує на відстані 750 м з гірничим відводом кар'єру ТОВ «Рудомайн», із заходу на відстані 400 м - з угіддями Вільнянської сільради Криворізького району, з півночі на відстані близько 2800 м - з гірничим відводом шахти «Криворізька» АТ «Кривбасзалізрудком», зі сходу на відстані 2400 м - з житловим масивом Саксаганського району міста Кривий Ріг. Загальна довжина гірничого відводу становить 3300 м, ширина - 3650 м, а його загальна площа складає 557 Га, а території, яка безпосередньо пов'язана з виробничою діяльністю – біля 239 Га.

Затверджені балансові запаси багатих залізних руд, що залягають у встановлених межах шахтового поля шахтоуправління, складають понад 70 млн тонн. Вміст заліза в руді коливається від 53-54% до понад 60% у високоякісних мартитових рудах (так званих «синьці») при середньому вмісті заліза близько 56%.

Наразі основним експлуатаційним горизонтом в шахтоуправлінні є горизонт 1135 м, його запаси планується відпрацьовувати на протязі ще приблизно 12...15 років. Річна продуктивність даного горизонту, що забезпечена гірничотехнічними

умовами родовища, складає 1,5 млн тонн по «сирій» руді, але його фактична продуктивність протягом останніх років коливалася у межах від 0,7 до 1 млн тонн. Основними видами товарної продукції шахтоуправління є агломераційні руди, вміст заліза в яких є не нижчим за 53,5%, а також доменні кускові руди із вмістом заліза не менше 34%.

У листопаді 2023 року робота шахтоуправління була тимчасово зупинена через перебої з енергопостачанням, які стали наслідком масованих ракетних ударів по інфраструктурним об'єктам міста. В середині квітня минулого року роботу шахтоуправління було відновлено, але в кінці року знову призупинено внаслідок браку енергоресурсів та пов'язаних з цим обмежень та лімітів їх постачання, які фактично унеможливлювали нормальну роботу підприємства.

Розкриття покладу на основних відкотних горизонтах здійснюється квершлагами, які пройдені від головного ствола шахти ім. Артема і допоміжного ствола «Кірова–Клітьовий». Підготовку відкотних горизонтів виконують за ортовою кільцевою схемою. Для цього в породах лежачого боку проходять польові відкотні штреки, а з них - орти-заїзди. Висота поверху складає 90 м, який розбивають на три підповерхи висотою по 30 м кожен. На проміжних горизонтах розкриття покладу на проміжних може здійснюватись квершлагами, що пройдені від руддворів допоміжних сліпих вертикальних стволів шахт або від «уклонів» польовими штреками і ортами.

В шахтоуправлінні застосовують поверхову блокову підготовку рудного покладу. Для цього рудний поклад у межах поверху за простяганням розбивають на блоки довжиною по 100 м кожен і шириною, що дорівнює потужності покладу. Як вже зазначалося, по висоті блоки розбивають на три підповерхи висотою по 30 м, а в межах кожного підповерху - на виймальні панелі. Кожну панель зазвичай відпрацьовують на 2 орти скреперування з подвійним скреперуванням руди по цим ортам і акумулюючому штреку до рудоспуску, по якому її перепускають на основний відкотний горизонт. Там руду вібролюками завантажують у глухі 10-тонні вагонетки електровозного транспорту, якими її транспортують до кільцевого

перекидача біля головного ствола, по якому скіповим підйомом вона видається на денну поверхню.

Для відпрацювання залізорудних покладів у виймальних панелях застосовують варіант системи розробки підповерхового обвалення із суміщеним горизонтальним бурінням і доставки руди, який свого часу був розроблений науковцями НДГРІ спеціально для шахт бувшого рудоуправління ім. Кірова, внаслідок чого отримав власну назву так званого «кіровського» варіанту даної системи розробки [2]. Ця технологія передбачає розбурювання масиву панелей з бурових ніш, які пройдені безпосередньо з виробок доставки, пучками глибоких свердловин, які потім будуть використовуватись у якості випускних дучок. При цьому відбійку руди здійснюють на вертикальну компенсаційну камеру, яка внаслідок низької міцності та стійкості рудного масиву має ширину всього 5 м і скоріше виконує функцію відрізної щілини, оскільки не дає можливість масового обвалення на неї основного запасу панелі через недостатній її об'єм, який не забезпечує досягнення навіть мінімального коефіцієнта розпушення руди для її якісного подрібнення, значення якого який для таких руд становить біля 1,20. Через це відпрацювання запасу панелей змушені виконувати у два прийоми з частковою відбійкою руди на «затиснене» середовище, про що більш детально йдеться у першому розділі даної роботи. Тому пошук і розробка раціональної технології утворення компенсаційних камер, які б мали кращу стійкість і забезпечували можливість масового обвалення основного запасу панелей за один прийом в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМітталКривий Ріг» є актуальним питанням.

З урахуванням викладеного вище в магістерській роботі було заплановано розв'язання наступних питань:

1. Здійснити детальний аналіз гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов відпрацювання залізорудних покладів та технології утворення компенсаційних камер і видобутку багатих руд в шахтоуправлінні ПАТ «АрселорМітталКривийРіг».

2. Провести аналіз літературних джерел, публікації у яких присвячені питанням удосконалення технології утворення компенсаційних камер при відпрацюванні залізорудних покладів системою підповерхового обвалення.

3. Розробити для умов шахтоуправління більш досконалу технологію утворення компенсаційних камер, яка б давала можливість покращити техніко-економічні показники відпрацювання покладів залізних руд системою підповерхового обвалення на даному підприємстві.

4. Здійснити відповідні розрахунки для визначення основних техніко-економічних показників існуючої та запропонованої технології утворення компенсаційних камер і технології відробки виймальних панелей у цілому.

**РОЗДІЛ 1. Аналіз гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов
відпрацювання залізорудних покладів та технології утворення компенсаційних
камер і видобутку багатих руд в шахтоуправлінні
ПАТ «АрселорМітталКривийРіг»**

**1.1. Гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови відпрацювання
залізорудних покладів в умовах шахтоуправління
ПАТ «АрселорМітталКривийРіг»**

Шахтове поле родовища багатих залізних руд, у межах якого здійснює свою виробничу діяльність шахтоуправління ПАТ «АрселорМітталКривийРіг», розташоване в східному крилі Криворізької синкліналі у південній частині Саксаганської смуги. Ця смуга відрізняється своєю складною складчатою будовою, яка складається з двох великих структур II-го порядку, а саме Саксаганської синкліналі й Саксаганської антикліналі. Загальне крило вищевказаних структур майже повністю знищене Саксаганським насувом, внаслідок чого синкліналь має тільки одне східне крило, а антикліналь має західне і на окремих ділянках родовища залишки східного крила.

На рис. 1 приведено геологічний розріз осадової товщі гірських порід по 55-тій маркшейдерській осі гірничого відводу шахтоуправління ПАТ «АрселорМітталКривийРіг».

У межах родовища простежуються 6 сланцевих і 6 залізистих горизонтів.

У будові першого сланцевого горизонту переважають темно-сірі кварц-графіт-серицитові та зеленувато-сірі кварц-хлорит-серицитові сланці, які мають окремі прошарки безрудних роговиків. Середня потужність даного горизонту становить близько 60 м.

У будові першого залізистого горизонту, потужність якого змінюється від 30 до 65 м, домінують силікат-мартит-магнетитові та гідрогематит-мартитові роговики, що мають прошарки, складені біотит-кварц-хлоритовими сланцями.

В будові другого сланцевого горизонту, середня потужність якого становить біля 17 м, спостерігаються дрібнозернисті сланці, які мають сланцювату й лепідобластову текстуру.

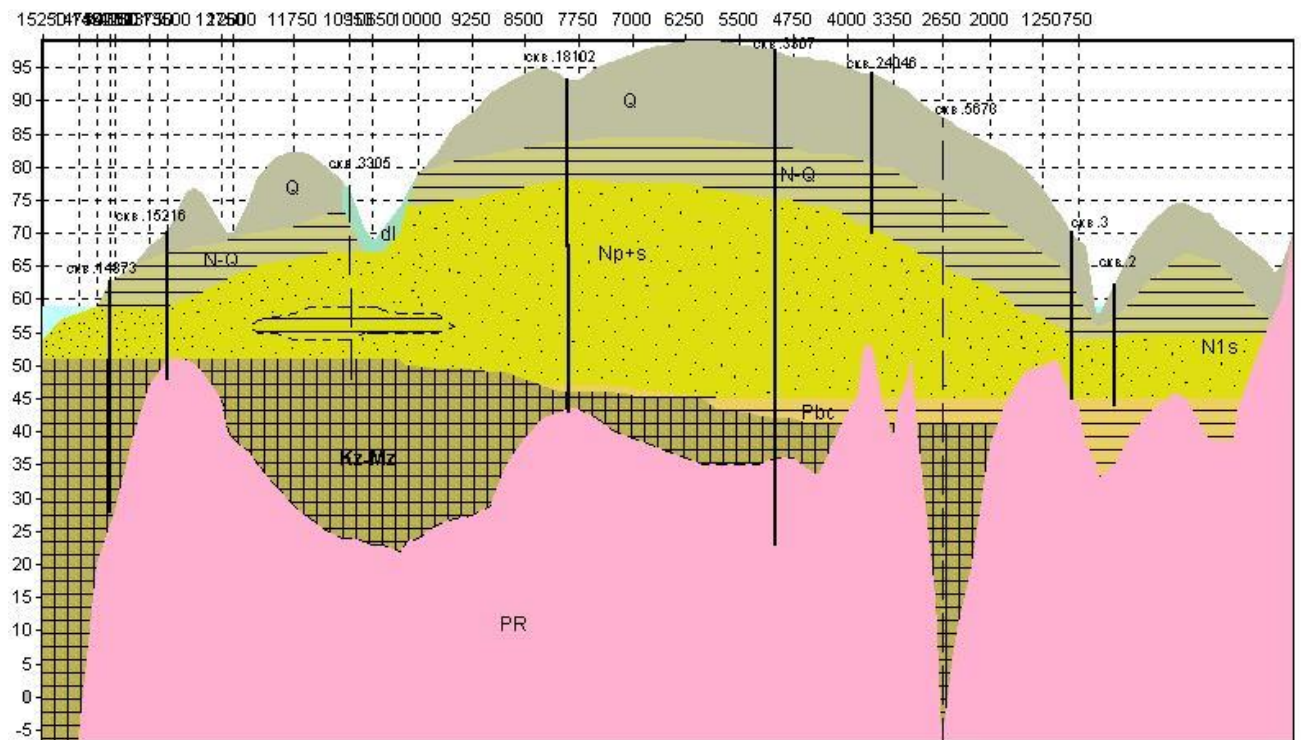


Рис. 1. Геологічний розріз товщі гірських порід по 55-тій маркшейдерській осі гірничого відводу шахтоуправління ПАТ «АрселорМітталКривийРіг»

Породи другого залізистого горизонту за своїм літологічним складом є аналогічними першому залізистому горизонту, відрізняючись головним чином переважанням у своїй будові червоно-смугастих мартитових роговиків. Потужність даного горизонту коливається від 10 до 50 м при його середній потужності біля 40 м.

У будові третього сланцевого горизонту, потужність якого змінюється від 40 до 60 м при її середньому значенні близько 40 м, переважають графіт-кварц-серицитові, біотит-кварцові та біотит-хлорит-кварцові сланці.

Будова третього залізистого горизонту характеризується перешаровуванням графіт-кварц-слюдистих і хлоритових сланців з залізистими роговиками. Середня потужність цього горизонту змінюється від 20 до 37 м.

В будові четвертого сланцевого горизонту потужністю біля 120 м, спостерігаються графіт-кварц-серицитові сланці, які містять окремі прошарки безрудних роговиків. У всячому боці цієї товщі залягають хлоритові та хлорит-біотитові сланці, які мають прошарки карбонатних роговиків.

Четвертий залізистий горизонт вже є рудоносним і він складений гідрогематит-мартитовими, хлорит-магнетит-карбонатними та силікат-карбонатними роговиками, які мають прошарки кварц-серицит-хлоритових і хлоритових сланців.

Рудні прошарки на даному горизонті розташовані досить нерівномірно й складені гідрогематит-мартитовими, гідрогематитовими і глиноземистими різновидами залізних руд. Потужність даного горизонту змінюється від 20 до 100 м при її середньому значенні близько 70 м.

Основою будови п'ятого сланцевого горизонту є гідрогематитові роговики і сланці, які містять прошарки безрудних роговиків, що утворилися в результаті гідрогематизації графіт-хлорит-слюдистих і амфіболо-хлорит-слюдистих сланців та роговиків.

До східного крила синкліналі у породах цього горизонту приурочені значні поклади гідрогематитових руд. Середня потужність даного горизонту складає біля 20-25 м при його максимальній потужності 45 м.

П'ятий залізистий горизонт безпосередньо залягає на породах п'ятого сланцевого горизонту. Виключенням є його антиклінальна частина, де внаслідок цілого ряду складних тектонічних зсувів п'ятий залізистий горизонт розташовується на породах четвертого залізистого і сланцевих горизонтів. Саме цей горизонт, потужність якого коливається від 45 до 120 м, є найбільш багатим на залізорудні поклади, які представлені мартитовими і гідрогематит-мартитовими багатими рудами. Особливістю даного горизонту також є переважання у своєму літологічному складі мартитових роговиків і джеспілітів над гідрогематит-мартитовими, що залягають у вигляді окремих прошарків зверху пачок мартитових роговиків і джеспілітів.

Основою будови шостого сланцевого горизонту є гідрогематитові роговики з кристалами мартиту. В порах даного горизонту знаходяться невеликих і середніх розмірів поклади гідрогематизованих залізних руд, що в своїй переважній більшості також є основними зонами рудних покладів.

В будові шостого залізистого горизонту переважають джеспіліти, мартитові, гідро-гематит-мартитові та гідрогематитові роговики. Середня потужність цього горизонту становить близько 60 м, а в північній частині сягає й до 100 м.

Зверху порід Саксаганської світи залягають породи Глеюватської та Гданцівської світ, контакт між якими ускладнений у межах шахтового поля тектонічним порушенням.

В будові Гданцівської світи приймають участь метапісковики, метаконгломерати, кварц-карбонатні породи і доломітові мармури. Потужність цієї товщі порід, які залягають під кутом близько 45 градусів, становить біля 120 м.

Вище залягає дуже потужна товща гірських порід, представлених доломітами й доломітизованими кремнистими вапняками. Будова цих пластів є пористою, цукроподібною (кавернозною), має дрібно-кристалічну текстуру з нерівномірно вираженою шаруватістю і гранобластовою структурою. З висячого і лежачого боків цієї товщі розвинена інтенсивна тріщинуватість порід, а по тріщинах та шаруватості породи товщі є гідротизованими. Потужність товщі карбонатних порід в середньому становить близько 240 м, у тому числі 150 м доломітів. У межах зони вивітрювання і окислення карбонатні породи дещо змінені й представлені охристими та строкатими піщано-глинистими сланцями.

Стратиграфічно вище товщі карбонатних порід залягає товща карбонат-біотитових і кварц-карбонат-графітових сланців, які мають яскраво виражену сланцювату текстуру та лепідогранобластову структуру.

На розмитій поверхні докембрійських кристалічних порід знизу практично горизонтально залягають пухкі кайнозойські відкладення, які представлені (знизу-вгору) сірувато-зеленими в'язкими глинами з щебнем кристалічних порід і лінзами охристої глини з потужністю від 1,5 до 11 м (сармат); дрібнозернистим кварцовим піском, який місцями є глинистим, має сірувато-жовтий та жовто-бурий колір потужністю від 1 до 26 м (сармат); ніздрюватими вапняками жовтого кольору потужністю до 5 м (понт); червоно-бурими піщаними глинами, які місцями мають високу в'язкість і містять вапнякові конкреції та кристали гіпсу, потужністю від 2 до 28 м (пліоцен); жовтими та бурими глинами з дендритами

марганцю потужністю від 1-3 до 23 м; світло-жовтими лесоподібними суглинками, що мають включення вапнякових конкрецій і кристалів гіпсу потужністю від 1-2 до 15 м; ґрунтовим чорноземом потужністю від 0,5 до 2 м.

Неогенові й палеогенові відкладення поширені не всюди, а залягають, як правило, в зниженнях рельєфу кристалічних порід у межах залягання кристалічних порід Глеюватської і Гданцівської світ в західній частині шахтового поля й частково Саксаганських плагіоклазових гранітів у його східній частині. Неоген-палеогенові відкладення у межах поширення залізорудної формації мають доволі незначну потужність або й взагалі відсутні.

Родовище також відрізняється своєю шаруватою тектонікою, в якій виділяються великі структурні форми, а саме:

- складчаті структури: Саксаганські синкліналь та антикліналь і поперечні антиклінально–синклінальні вигини;
- розривні структури: зона Саксаганського насуву та лускаті насуви в Саксаганській антикліналі з поперечними розривами типу скидів.

Характерною особливістю складчастості вищих порядків є її дисгармонічність. Морфологічно розрізняють два типи складок: ізоклінальні та відкриті. Під ізоклінальними розуміють закриті (стислі) складки, амплітуди яких більше їх ширини. Ці складки знаходяться, переважно, в джеспілітах і залізистих роговиках, рідше вони зустрічаються у сланцевих горизонтах й досить рідко в рудних покладах. Зазвичай це великі складки шириною від 0,5 до декількох метрів з амплітудою більше 1 м. Ізоклінальні складки доволі часто утворюють комплекси з кількох антиклінально-синклінальних перегинів, які розташовуються у вигляді окремих зон, що діагонально перетинають пласти сланцевих і залізистих горизонтів.

Відкрита складчастість переважно приурочена до рудних покладів, але зрідка зустрічається і у вміщуючих породах. Ширина цих складок коливається від кількох сантиметрів до декількох метрів. Найбільш поширеними є так звані мікроскладки, які мають ширину 15 - 20 см і які зустрічаються практично у кожному рудному покладі.

На родовищі інколи зустрічається ще один тип складчатості - поперечні й поздовжні флексурні складки. Найбільш великими складчастими формами у межах Саксаганської синкліналі є поперечні флексурні складки, розташовані за простяганням.

В антиклінальній частині розвинені поперечні зміщення типу скидів, де виділяється шість скидів, які мають амплітуду від 200 до 300 м. Велику кількість дрібних поперечних зміщень, які мають амплітуду в кілька метрів зафіксовано в Саксаганській синкліналі.

Широко розвиненими у породах як синкліналі, так й антикліналі, є кліваж і тріщинуватість. Зокрема тріщини розшарування, які утворилися в результаті міжпластового ковзання відстань й відстань між якими коливається від 2 - 3 см до 0,3 - 0,5 см, є найбільш поширеними в сланцях і джеспілітах; діагональні, поперечні, зворотно та згідно падаючі тріщини окремої є найбільш важливими поперечними тріщинами, які утворюють зони інтенсивної тріщинуватості; кліваж розлому, який поширений у джеспілітах, залізистих горизонтах і роговикових прошарках у сланцях, який за своїм напрямком збігається зі складками тріщин окремої (густота цього типу кліважу складає від 1 – 2 до 5 – 10 см); кліваж розтягування зустрічається виключно в рудах, де утворює мережу дрібних відкритих тріщин, що перетинаються між собою з відстанню поміж ними від 1 до 3 см (іноді ці тріщини заповнені рудним матеріалом); кліваж течії, який поширений у всіх сланцевих товщах і сланцевих прошарках та в роговиках, де його напрямок, як правило, складає гострий кут з шаруватістю порід і розташований паралельно шаруватості тільки у прошарках до 5 мм; тонкий кліваж стиснення, який розташований паралельно шарнірам складок (зазвичай він є закритим, а його утворення пов'язане із силами стиснення, які мали місце при формуванні складок); тонкий кліваж розшарування, що спостерігається у вилужених джеспілітах і бідних мартитових рудах й який сприяє поділу цих порід на тоненькі плити за шаруватістю.

Гідрогеологічні умови родовища зумовлені, переважним чином, його геологічною будовою й тектонічними особливостями. В межах шахтового поля

виділяються два основні водоносні горизонти, приурочені до осадових відкладень та до кристалічних порід.

Води, що приурочені до Криворізької серії порід, за умовами їх залягання, циркуляції, гідрогеологічних та гідрохімічних особливостей, умовно можна поділити на два типи: тріщино - пластові води, що приурочені до сланцевих та залізистих горизонтів середньої і нижньої світ, й тріщино-карстові води, що приурочені до пластів карбонатних порід у верхній світ.

Основну роль в обводненні рудних покладів відіграють тріщино-пластові води. Найбільш водонасиченими є тріщинуваті залізисті породи і поклади залізних руд, що розташовані в антиклінальній частині шахтового поля, де при розкритті рудного покладу ортами-заїздами максимальний водопритік становить 2-3 м³/годину.

Тріщино-карстові води приурочені переважно до тріщин карбонатних порід і закарстованих зон. Їхнє осушення здійснюють за допомогою дренажного комплексу гор. 427 м шахти «Дренажна» з подальшим перепуском води по 255 осі обсягом до 160 м³/годину на горизонти 775, 865 та 1045 м й далі до головного водозбірника.

Стосовно геологічної характеристики залізорудних покладів, то в межах шахтового поля вони знаходяться в замковій частині синкліналі, а починаючи з гор. 400 м окремі поклади зливаються в один поклад, який отримав назву «Об'єднаний». У межах шахтного поля шахтоуправління цей поклад має північне схилення під кутом 18 - 20 градусів, що зі збільшенням глибини призводить до зменшення його потужності та виклинювання. Падіння покладу на захід є згідно з вміщуючими породами: кут падіння порід висячого боку становить від 60 до 80 градусів, лежачого боку - від 40 до 60 градусів.

Даний поклад складений трьома основними типами залізних руд:

- гетит-гематит-мартитовими рудами («краско-синька») четвертого і п'ятого залізистих горизонтів, які мають сильну тріщинуватість і низьку стійкість. Потужність рудного покладу коливається від 10 до 40 м; коефіцієнт міцності цих руд переважно складає 5 - 7 балів за шкалою проф. М. Протод'яконова; середній вміст заліза в них коливається від 53 до 57%;

– гетит-гематитовими («красковими») рудами п'ятого сланцевого горизонту з прошарками широкосмугастих кварцитів і краскового сланцю. Ці руди також мають сильну тріщинуватість і низьку стійкість; потужність рудних тіл становить від 10 до 35 м; коефіцієнт міцності руди - від 4 до 6 балів, а вміст заліза в них становить від 52 до 55%.

– – мартитовими («синьки») рудами п'ятого залізистого горизонту, які мають переважно середню та сильну тріщинуватість і низьку стійкість. Потужність рудного покладу може бути від 15 до 100 – 120 м; з коефіцієнтом міцності руди – у межах 6–8 балів, вміст заліза у них коливається від 55 до 60%, а іноді й більше.

Об'ємна вага всіх вищевказаних типів руд коливається в межах 3,50 - 3,6 т/м³.

На різних ділянках покладу вміщуючими породами лежачого боку є кварцити і кварц-серицит-хлоритові сланці четвертого залізистого горизонту з коефіцієнтом міцності від 9 до 11 балів, які внаслідок сильної тріщинуватості мають низьку стійкість, а також гематит-мартитові роговики і джеспіліти четвертого і п'ятого залізистих горизонтів з коефіцієнтом міцності від 8 до 12 балів, які мають середню і сильну тріщинуватість та середню стійкість.

Висячий бік представлений в основному безрудними роговиками і гематитовими (забарвленими) сланцями зони Саксаганського розлому з коефіцієнтом міцності від 4 – 6 до 8 – 10 балів, які мають середню і сильну тріщинуватість і низьку стійкість. Вміст заліза у вміщуючих породах коливається від 23 до 41%, їх об'ємна вага в середньому становить близько 3,0 т/м³.

Наразі видобуток залізних руд в шахтоуправлінні здійснюється у поверсі 1135 - 1045 м.

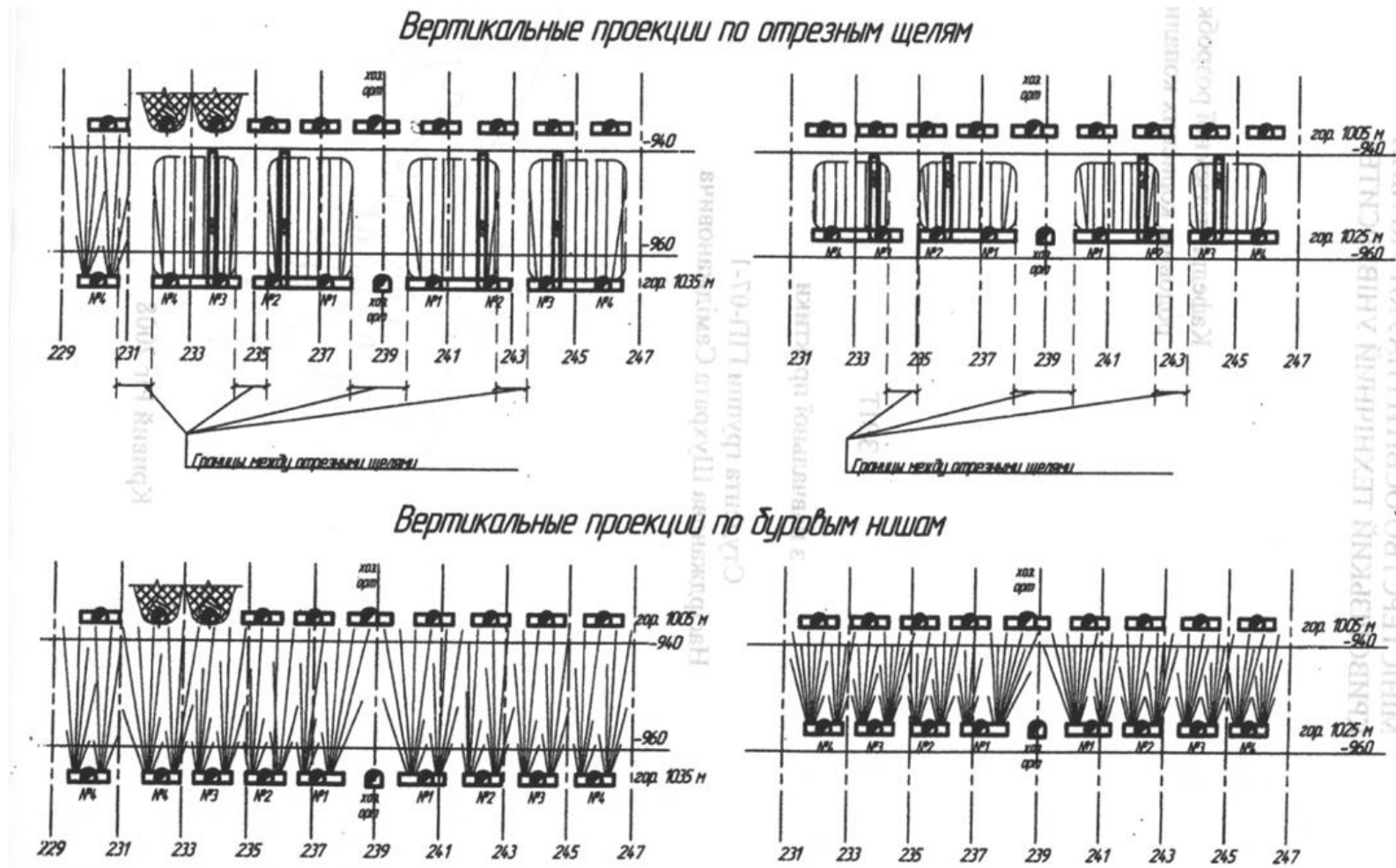
1.2. Аналіз технології утворення компенсаційних камер і видобутку багатих руд в шахтоуправлінні ПАТ «АрселорМітталКривийРіг»

Як вже було зазначено, в шахтоуправлінні застосовують поверхову блокову підготовку рудного покладу, коли його у межах поверху за простяганням розбивають на блоки довжиною по 100 м кожен і шириною на всю його потужність. По висоті блоки розбивають на три підповерхи однакової висоти (по 30 м), а в межах кожного підповерху - на виймальні панелі. Кожну панель відпрацьовують на 2 орти скреперування, по яким руду скреперними установками 30ЛС-2С доставляють до акумулюючого штрека з подальшою її доставкою скреперною установкою 55ЛС-2С до рудоспуску.

Враховуючи те, що руди і вміщуючі породи мають низьку стійкість, а цінність багатих залізних руд є доволі посередньою, для їх видобування застосовують виключно систему підповерхового обвалення. При цьому майже 50 останніх років для цього, як вже також зазначалося, використовують спеціально розроблений науковцями НДГРІ варіант з розбурюванням масиву з бурових ніш, пройдених безпосередньо з ортів скреперування, пучками глибоких свердловин та їх відбійкою на вертикальну відрізню щілину (компенсаційну камеру) згідно типового паспорта НДГРІ № 6.2.1 [3].

На рис. 2, 3 і 4 приведені, відповідно, вертикальні проєкції по вертикальним компенсаційним камерам (відрізним щілинам) і буровим нішам очисного блоку в 229 – 147 маркшейдерських осях, розрізи по деяким маркшейдерським осям та план суміщеного горизонту буріння, випуску і доставки руди.

Згідно даної технології в центральній частині кожної виймальної панелі утворюють вертикальну компенсаційну камеру (відрізню щілину), на яку обвалюють основний запас руди панелі. Для цього здійснюють масове підривання пучків глибоких свердловин, що були вибурені з бурових ніш, які пройдені з ортів скреперування. Первинну доставку обваленої руди у виймальних панелях, як вже вказувалося, виконують по ортам скреперування скреперними установками 30ЛС-2С до акумулюючих штреків з подальшою її вторинною доставкою до рудоспуску лебідкою 55ЛС-2С.



обох боків, а відбиту руду випускають. Після цього за декілька вибухів підривають віяла свердловин по довжині компенсаційної камери (по 2 – 3 віяла за один вибух), здійснюючи випуск руди після кожного вибуху.

Об'єму компенсаційної камери, ширина якої становить 5 м (при більшій її ширині були випадки самообвалення цілика-стелини над нею), у більшості випадків недостатньо для отримання якісного подрібнення руди при масовому вибуху, що має місце особливо при відпрацюванні панелей зі значними запасами руди, для чого необхідно мати коефіцієнт розпушення руди не менше 1,20. З огляду на це протягом останніх 10-12 років здійснюють відбійку основного запасу панелі не за один, а за два вибухи. Для цього першим вибухом підривають заряди ВР у свердловинах, вибурених з внутрішніх пар бурових ніш, що розташовані з обох боків від компенсаційної камери, й розгортають під ними випускні воронки, через які випускають 25...30% відбитої руди. Другим вибухом підривають свердловини у нішах, розташованих по периферії панелі, виконуючи відбійку руди на «затиснене» середовище, яким виступає розпушена частковим випуском руда в центральній частині панелі.

Для існуючої технології характерними є наступні техніко-економічні показники: питомі витрати гірничих (підготовчих і нарізних) виробок – від 3,5 до 5,5 м/тис. тонн (чим більший запас панелі, тим менші витрати виробок); продуктивність праці: бурового майстра – від 400 до 600 т/зміну, ГРОВ (скрепериста) – 130 - 150 т/зміну (з урахуванням подвійного скреперування руди); середньомісячна продуктивність очисного вибою – 15 - 17 тис. тонн; вихід руди з 1 м свердловини: при утворенні компенсаційної камери (відрізної щілини) – 9,5 - 10,5 т/м, а при масовому обваленні руди – 11,0 - 13,0 т/м; питомі витрати основних видів матеріалів: гранульованих ВР при масовій відбійці руди – 0,45 - 0,6 кг/т; патронованих ВР на вторинне подрібнення негабаритних кусків – 0,05 - 0,07 кг/т; металевих кріплень – 1,0 кг/т; лісових матеріалів (кріплення виробок) – 1,5...2 м³/1000 т; електроенергії – 1,7 - 2,0 кВт год/т; втрати і засмічення руди – відповідно 18 - 19% та 16 - 18%.

Головними перевагами даної технології є конструктивна простота, досить невеликі витрати виробок, більш висока безпека праці робітників внаслідок концентрації всіх робіт у панелі на єдиному горизонті.

Недоліками цієї технології є можна віднести певне зниження стійкості виробок доставки (особливо в місцях їх сполучення з буровими нішами) за рахунок зменшення ширини ціликів між випускними отворами внаслідок більшої ширини бурових ніш (2,2 м) порівняно зі звичайними дучками (1,5 м), що підвищує порушення днища (особливо в місцях сполучення цих виробок з буровими нішами), що потребує підвищених витрат на їх підтримання в процесі експлуатації. Також відбійка руди на «затиснене» середовище потребує кращого попереднього дренажу рудного масиву, оскільки при підвищеній вологості це може спричинити її надмірне ущільнення (так зване «спижування»), внаслідок чого збільшуються втрати відбитої руди за рахунок значного погіршення її сипких властивостей. Окрім цього така двостадійна відбійка руди з її частковим проміжним випуском дещо ускладнює технологію робіт й сприяє деякому погіршенню показників її вилучення за рахунок певного зростання втрат і засмічення руди порівняно з її відбійкою і випуском за один прийом.

Таким чином пошук і розробка раціональної технології утворення компенсаційних камер, які б мали більшу стійкість і давали можливість здійснювати масове обвалення основного запасу панелей не за два, а за один прийом, в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМітталКривий Ріг» є досить актуальним питанням, розв'язання якого заплановано здійснити у ході виконання даної роботи.

РОЗДІЛ 2. Аналіз технічної літератури, присвяченої удосконаленню технології робіт по утворенню компенсаційних камер

2.1. Загальні положення

Компенсаційна камера є дуже важливим елементом технології очисного виймання при відпрацюванні покладів переважною більшістю варіантів системи підповерхового обвалення. за виключенням варіантів, які передбачають відбійку руди на «затиснене» середовище. Від того, наскільки правильно обрано форму компенсаційної камери, залежить її стійкість у конкретних гірничо-технічних і гірничо-геологічних умовах, та технологію її утворення, залежить не тільки безпека робіт, а й багато показників видобування корисної копалини. Цим питанням, як правило, присвячені окремі розділи у підручниках, які висвітлюють технологію ведення підземних гірничих робіт, та багато публікацій в технічній літературі. Оскільки параметри (об'єм, а відповідно й геометричні розміри) компенсаційної камери безпосередньо залежать від запасів руди в панелі, які суттєво збільшилися після переходу на відбійку руди глибокими свердловинами, то найбільш інтенсивно дослідження, присвячені даному питанню, здійснювалися з кінця 70-х - початку 80-х років минулого століття, коли на багатьох шахтах Кривбасу почав відбуватися перехід від камерних систем розробки до систем підповерхового обвалення. Тому огляд літературних джерел та публікацій з даного напрямку був здійснений за цей проміжок часу.

2.2. Аналіз технічної літератури, присвяченої удосконаленню технології робіт по утворенню компенсаційних камер

Одною з перших та найбільш досконалих робіт, у якій розглянуто еволюцію розвитку систем підповерхового обвалення, є робота [2], у якій доволі детально викладений досвід удосконалення видобування залізних руд даною технологією, в тому числі й питання технології утворення компенсаційних камер різної форми. Найбільш поширеними на той час були горизонтальна, вертикальна та похила компенсаційні камери. На рис. 5 приведено траншейну технологію утворення горизонтальної компенсаційної камери.

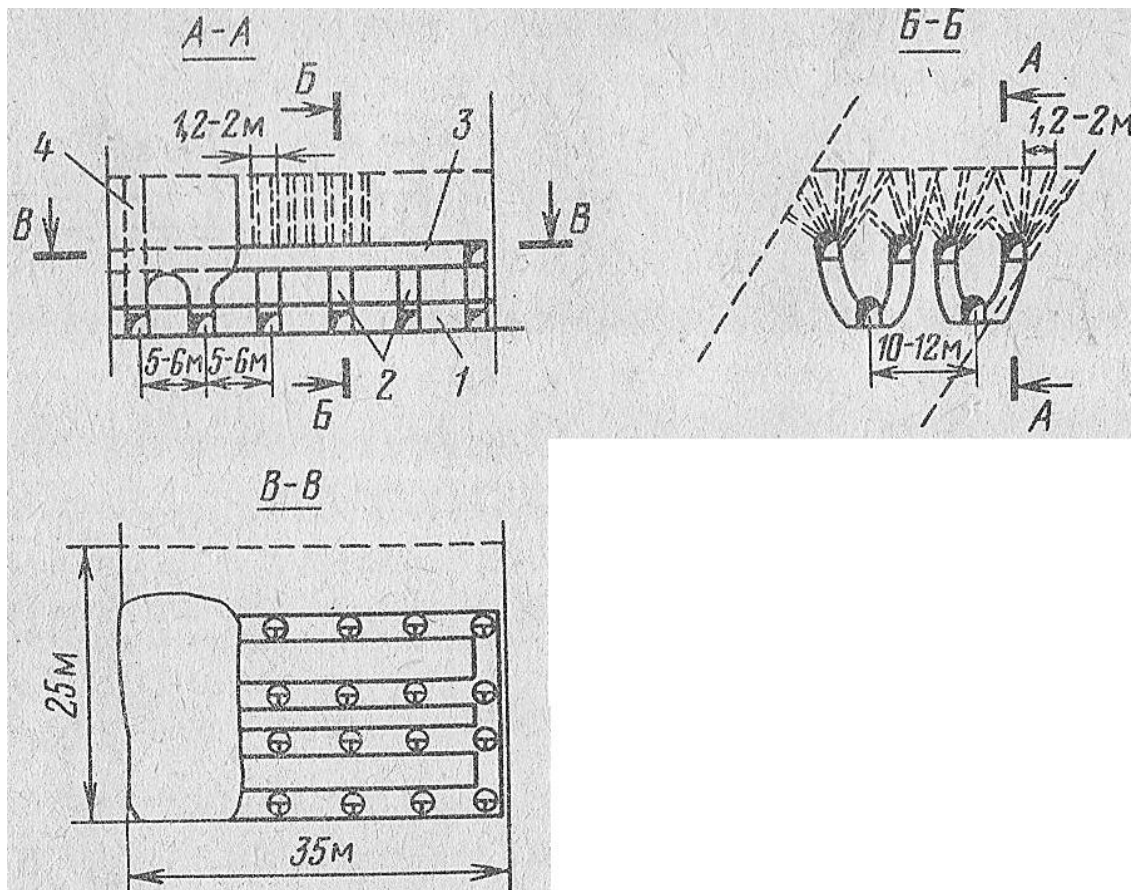


Рис. 5. Траншейна технологія утворення горизонтальної компенсаційної камери

Згідно даної технології зі штреків (або ортів) виробок горизонту випуску і доставки руди 1 проходять дучки 2, які на підсічному горизонті з'єднують поміж собою підсічними виробками 3. Одну з дучок підіймають на висоту майбутньої горизонтальної компенсаційної камери у вигляді відрізного підняттевого 4. Спочатку утворюють відрізну щілину, для чого здійснюють першочергове розширення відрізного підняттевого з наступною послідовною відбійкою на ній віял штангових свердловин, які вибурюють з підсічного горизонту. Одночасно з цим виконують розгортання дучок у приймальні воронки, через які випускають відбиту після кожного вибуху руду. Головними недоліками такої технології є руйнування після проведення вибухів кріплення у виробках підсічного горизонту та додаткові затрати на його відновлення, яке несе певні ризики для робітників, що виконують ці роботи.

На рис. 6 приведена більш досконала технологія утворення горизонтальної компенсаційної камери за допомогою глибоких свердловин. Згідно неї спочатку

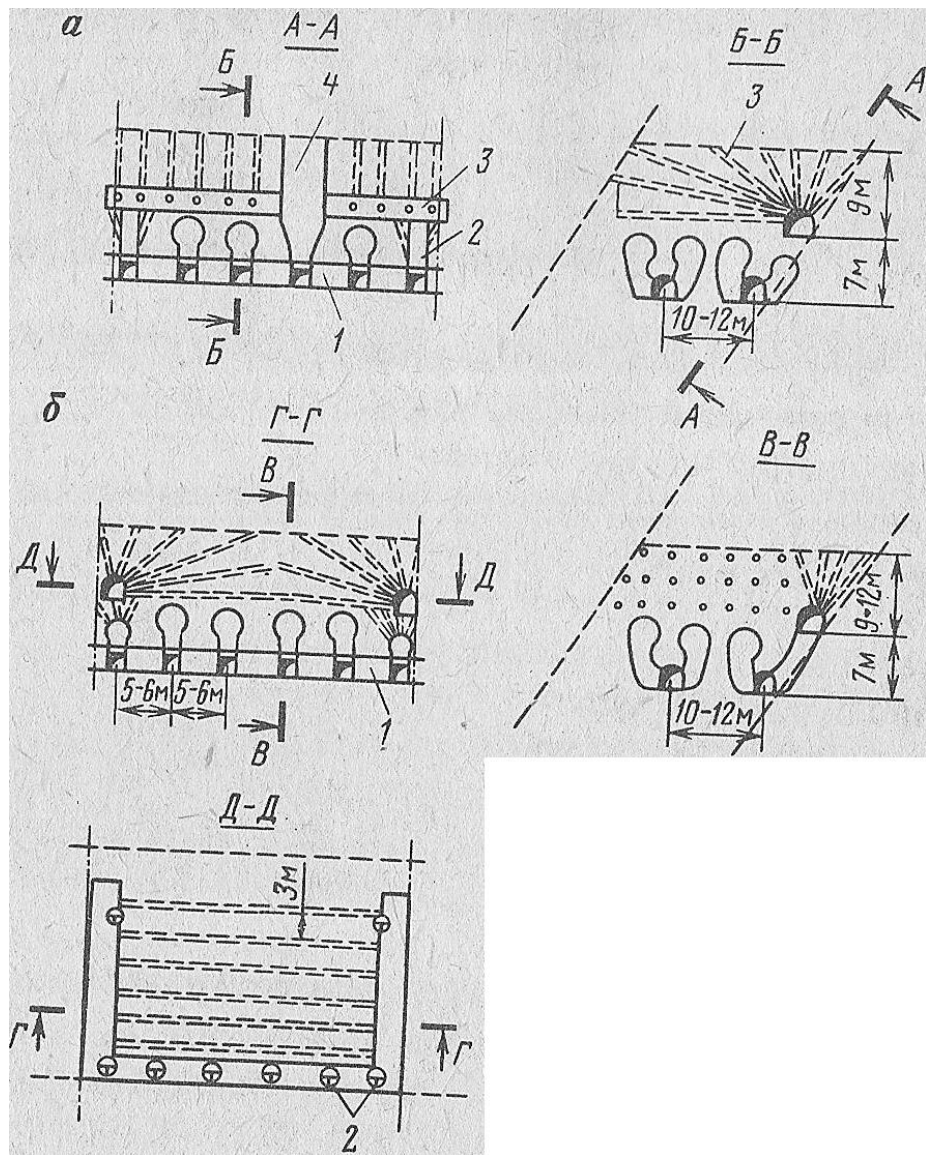


Рис. 6. Технологія утворення горизонтальної компенсаційної камери за допомогою глибоких свердловин

також утворюють відріzną щілину 4, на яку потім за декілька вибухів здійснюють відбійку віял глибоких свердловин 3, пробурених з підсічного горизонту. Як і у попередній технології, при кожному вибуху виконують розгортання дучок у приймальні воронки та здійснюють через них випуск відбитої руди.

Дана технологія у порівнянні з попередньою потребує менших обсягів проведення виробок, що сприяє зростанню продуктивності праці робітників і зменшує затрати на утворення компенсаційного простору. Недоліками даної технології, як і попередньої, є також руйнування (хоча й у менших обсягах) кріплення в буровій виробці при проведенні підривних робіт та додаткові затрати на його відновлення.

На рис. 7 приведена технологія утворення горизонтальної компенсаційної камери одночасно з формуванням плоского днища, яку можливо застосовувати переважно при випуску і доставці руди самохідною технікою.

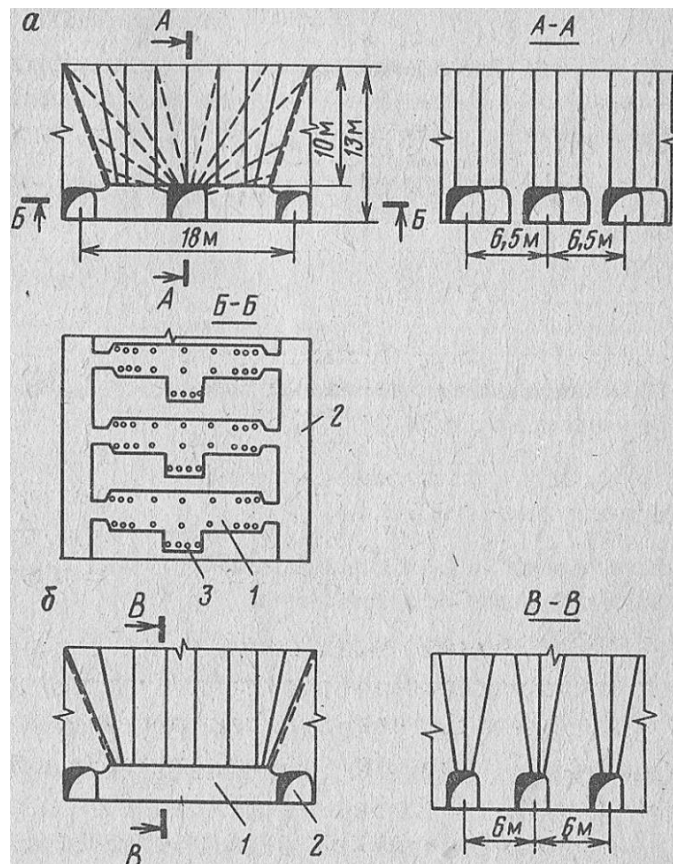


Рис. 7. Технологія утворення горизонтальної компенсаційної камери з одночасним формуванням плоского днища: *а* – висхідними свердловинами, пробуреними з бурових виробок і ніш; *б* – віялоподібними висхідними свердловинами, пробуреними з бурових виробок

У варіанті *а* ці роботи виконують з бурових виробок 1, пройдених з виробки доставки 2, і бурових ніш 3, шляхом підривання вибурених з них двох рядів віялоподібних і паралельних свердловин. Перевагами даного варіанту є спрощення конструкції днища за рахунок його суміщення з підсічним горизонтом та зменшення затрат на його формування та утворення горизонтальної компенсаційної камери.

У варіанті *б* утворення горизонтальної компенсаційної камери з одночасним формуванням плоского днища виконують за допомогою віялоподібних висхідних свердловин, пробурених з бурових виробок 1, які проходять у днищі з виробок доставки 2. При забезпеченні тих же переваг, що й у попередньому варіанті,

основним недоліком даного варіанту є дещо більші обсяги бурових робіт, а відповідно й більші затрати, що пов'язані з їх виконанням.

Для зменшення ризиків для робітників, що виконують роботи по утворенню горизонтальної компенсаційної камери при відпрацюванні руд низької міцності та стійкості, була розроблена технологія її утворення за один вибух, яка приведена на рис. 8.

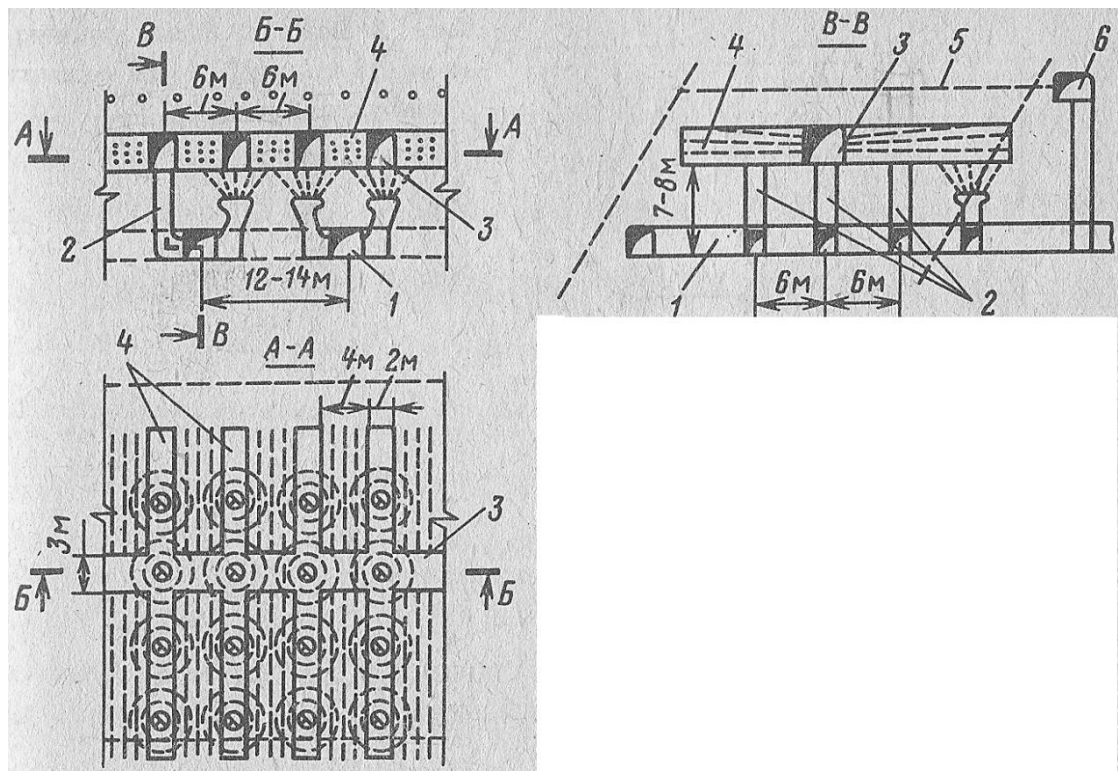


Рис. 8. Технологія утворення горизонтальної компенсаційної камери за один вибух

Згідно неї з виробок горизонту доставки 1 проходять випускні дучки 2, які вибивають на горизонті підсічки на буровий штрек 3 і на компенсаційні орти 4, які проходять 7-8 м вище. З бурового штрека здійснюють розбурювання паралельно-зближеними свердловинами тимчасових ціликів, що розділяють компенсаційні орти, а для забезпечення необхідного об'єму компенсаційної камери, яке можливо досягти збільшенням її висоти, додатково пробурюють одне або два горизонтальні віяла глибоких свердловин 5 з бурової камери 6.

У першу чергу утворюють невисоку горизонтальну підсічку короткосповільненим підриванням свердловин, які пробурені з бурового штрека, й одночасно з цим розгортають дучки у приймальні воронки, через які випускають відбиту руду.

Потім на цю підсічку відбивають горизонтальні віяла глибоких свердло-вин, пробурених з бурової камери з наступним випуском обваленої руди. Основним недоліком даної технології є підвищені затрати на утворення горизонтальної компенсаційної камери, пов'язані з більшими обсягами проведення виробок, а головною її перевагою є більш висока безпека робіт порівняно з попередніми технологіями.

Зростання глибини розробки залізних руд супроводжується збільшенням негативних проявів гірського тиску, зокрема погіршенням стійкості оголень та компенсаційних камер в цілому. Оскільки в рудному масиві над покрівлею горизонтальних компенсаційних камер утворюється зона розвантаження, де діють найбільш небезпечні розтягуючі напруження, їх стійкість є гіршою порівняно з компенсаційними камери інших форм. Тому практичне застосування горизонтальних компенсаційних камер на шахтах Кривбасу зменшується, а все більшого застосування набувають вертикально орієнтовані та похилі компенсаційні камери, які мають кращу стійкість, як вказано у роботі [4].

Технологія утворення похилої компенсаційної камери зображена на рис. 9.

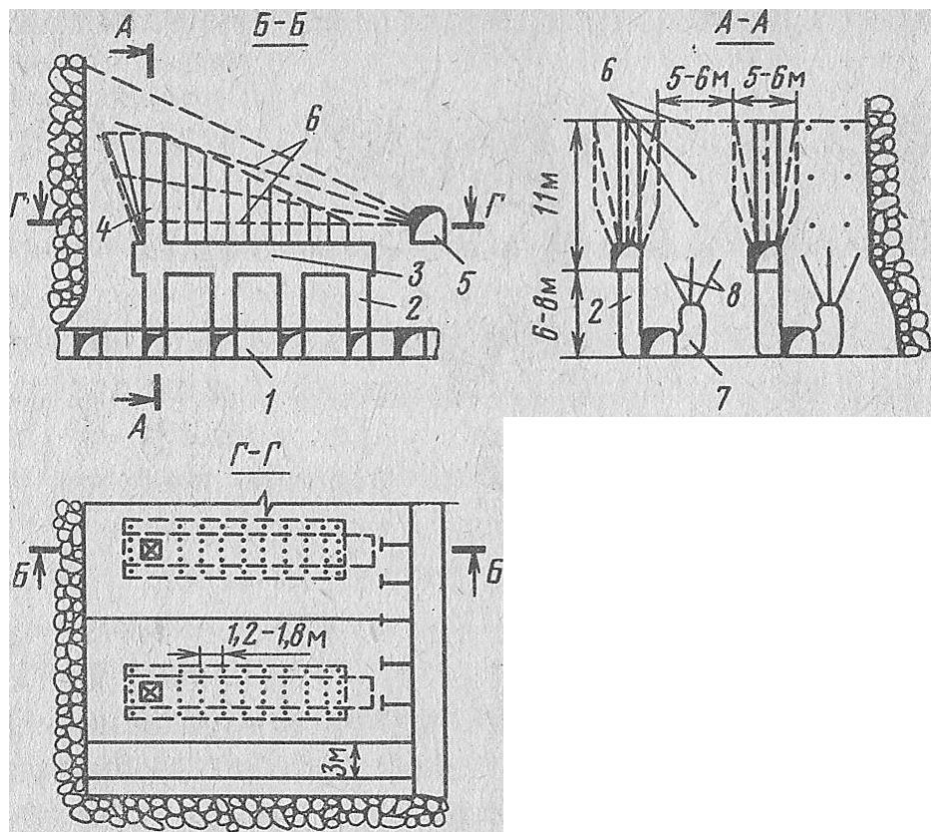


Рис. 9. Технологія утворення похилої компенсаційної камери

При даній технології з виробок горизонту доставки 1 проходять випускні дучки 2, які збивають з буровою виробкою 3, яку проходять на підсічному горизонті. Одну з дучок, розташовану у найвищій частині похилої компенсацій-ної камери, проходять на необхідну висоту для використання у якості відрізного підняття-тевого 4. З бурової виробки вибурюють віяла штангових свердловин і шпурів різної висоти. В першу чергу виконують розширення відрізного підняття-тевого та утворюють щілину шириною 5 м, на яку почергово відбивають від двох до чотирьох віял штангових свердловин або шпурів, розгортаючи під ними по мірі відбійки дучки у приймальні воронки, через які здійснюють випуск відбитої руди після кожного вибуху. Після утворення похилої щілини на неї за декілька вибухів підривають глибокі свердловини 6, пробурені з бурової виробки 5 й також по мірі їх відбійки розгортають дучки в приймальні воронки та випускають відбиту руду.

При відробці покладів дуже великої потужності, коли відпрацювання панелей здійснюють від лежачого до висячого боку можливе застосування технології утворення похилої компенсаційної камери в лежачому боці покладу, як це зображено на рис. 10. Існують різновиди даної технології з проведенням двох або одного бурових штреків.

Згідно даної технології в лежачому боці покладу з виробки доставки 1 проходять ходовий підняття-тевий 2 та рудоспуск 3, які збивають поміж собою через 10 м. На контакті покладу з породами лежачого боку проходять два (вар. а) або один (вар. б) бурові штреки 10 і похилий відрізний підняття-тевий 6 з буровими нішами 7 для його розширення, з яких паралельно площині відрізного підняття-тевого бурять штангові або глибокі свердловини, з бурового орта вибурюють віяла штангових свердловин і шпурів різної висоти 9.

При утворенні похилої компенсаційної камери за даною технологією спочатку здійснюють розширення відрізного підняття-тевого. Для цього з бурових ніш, пройдених з його обох сторін, підривають спарені паралельно зближені штангові або глибокі свердловини, а відбиту руду випускають. Після цього за декілька вибухів виконують підривання різновисоких віял штангових свердловин і шпурів, пробу-

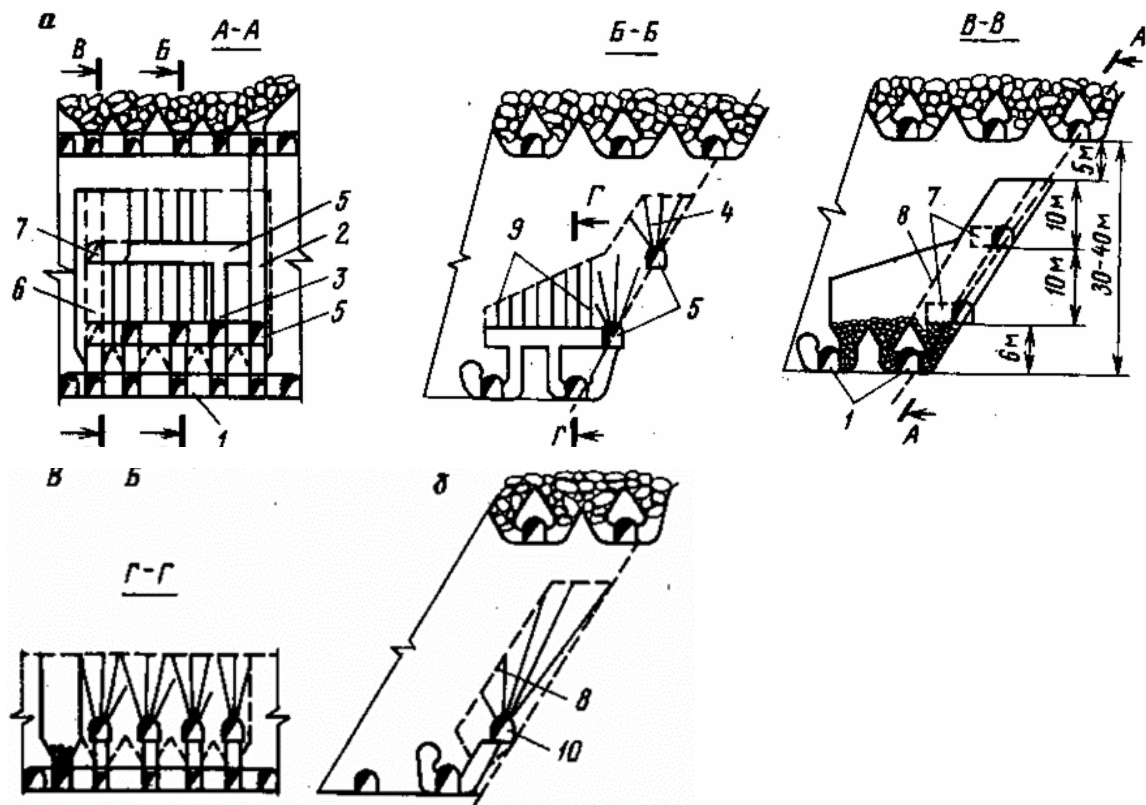


Рис. 10. Технологія утворення похилої компенсаційної камери в лежачому боці покладу на два (а) або один (б) штрек

рених з бурового орта і бурових штреків та утворюють похилу компенсаційну камеру, залишаючи над нею в її верхній частині стелину товщиною біля 5 м. Для кращої стійкості кут нахилу покрівлі похилих компенсаційних камер, згідно досліджень, приведених у роботі [5], повинен бути не менше 40°.

Недоліком приведених вище технологій утворення похилих компенсаційних камер є необхідність у проведенні багатьох вибухів, що при низькій стійкості рудного масиву вимагатиме додаткових затрат на проведення робіт з перекріплення бурових виробок та небезпекою для робітників, що виконують ці роботи.

Доволі оригінальний спосіб утворення похилого компенсаційного простору запропонований у роботі [6]. Згідно даного способу в породах лежачого боку по центру камери створюють похилий компенсаційний простір у вигляді відрізка, перевернутого зрізаною площиною по лінії падіння конуса з діаметром нижньої основи, який дорівнює відстані на горизонті ліжок днища блоку між лінією падіння покладу та лінією природного відкосу обваленої рудної маси, з верхньою основою, який має вигляд сегменту еліпса з великою віссю, яка дорівнює довжині камери за

простяганням, та малою віссю, яка орієнтована по ширині відрізної щілини навхрест простягання покладу. При цьому твірна похилих бокових поверхонь розташована під кутом, який є більшим за кут природного відкосу обваленної руди, а при утворенні компенсаційного простору здійснюють селективний випуск порід з подальшим його розширенням шляхом відбійки похилих шарів руди спочатку в проекції на зрізаний конус, а потім спареними свердловинами на всю ширину камери в залежності від її об'єму, кута падіння покладу та коефіцієнта розпушення руди.

На наш погляд дана технологія є досить складною та потребує значних затрат, оскільки передбачає заглиблення похилого компенсаційного простору в породи лежачого боку, які необхідно селективно випускати для уникнення високого засмічення руди.

Більш досконалою, на наш погляд, є технологія утворення похилої компенсаційної камери, розроблена під використання сучасної високопродуктивної самохідної техніки, запропонована у роботах [7,8], яка зображена на рис. 11.

Дана технологія передбачає проведення в породах лежачого боку господарчо-транспортного штреку 6, з якого по центру панелі проходять буровий орт 8, який під висячим боком рудного покладу збивають з підсічним штреком 7. З цього штрека навпроти його сполучення з буровим ортом проходять похилий відрізний підняттявий 9, а паралельно його площині з обох його сторін бурять спарені паралельно-зближені свердловини 14. З підсічного орта бурять похилі віяла свердловин 15, а з ніш 12, пройдених на горизонті випуску і доставки руди - комплекти штангових шпурів 18. Для утворення похилої компенсаційної камери спочатку під висячим боком покладу утворюють похилу відрізну щілину шляхом послідовної відбійки на відрізний підняттявий спарених паралельно-зближених свердловин, а відбиту при цьому руду випускають після кожного вибуху та самохідною НДМ доставляють до рудоспуску 3. Після утворення похилої щілини на неї по черзі відбивають похилі віяла свердловин 15 й також випускають відбиту руду після кожного вибуху

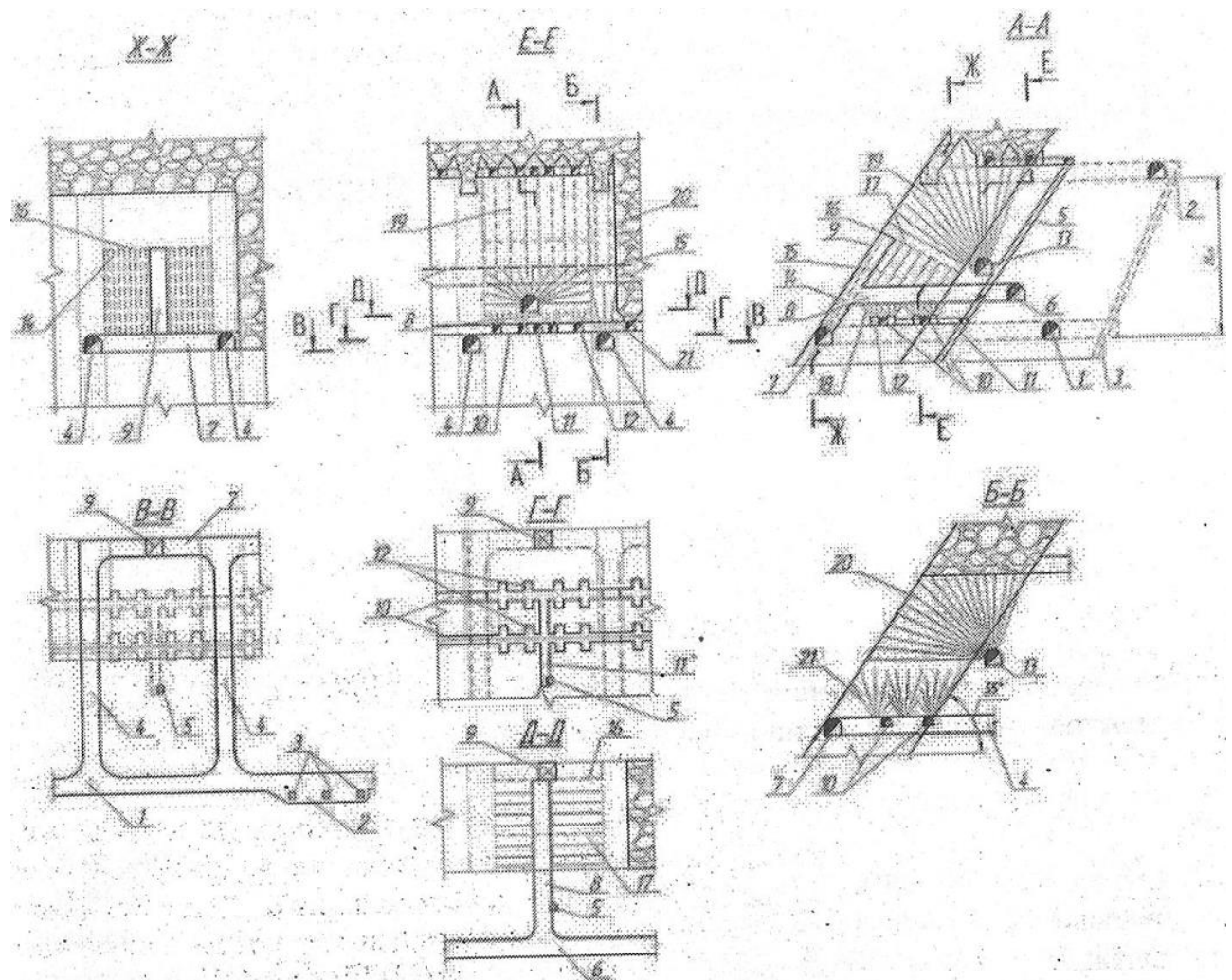


Рис. 11. Технологія утворення похилої компенсаційної камери із застосуванням сучасної самохідної техніки

комплекти штангових шпурів 18. Висока ефективність даної досягається поєднанням широкого використання сучасної високопродуктивної самохідної техніки, яку застосовують як при проведенні більшості виробок, так й при комбінованій доставці руди у виймальних панелях скреперними установками та самохідними НДМ.

На рис. 12 показана технологія утворення вертикальної компенсаційної камери прямокутної форми висхідними віями глибоких свердловин, пробуреними з бурового горизонту [2]. Згідно даної технології вертикальну компенсаційну камеру прямокутної форми утворюють в центральній частині виймальної панелі. Для цього з виробки горизонту скреперування 1 одну з дучок вибивають з одного боку компенсаційної камери у якості ходка 2 на буровий горизонт 3, а з

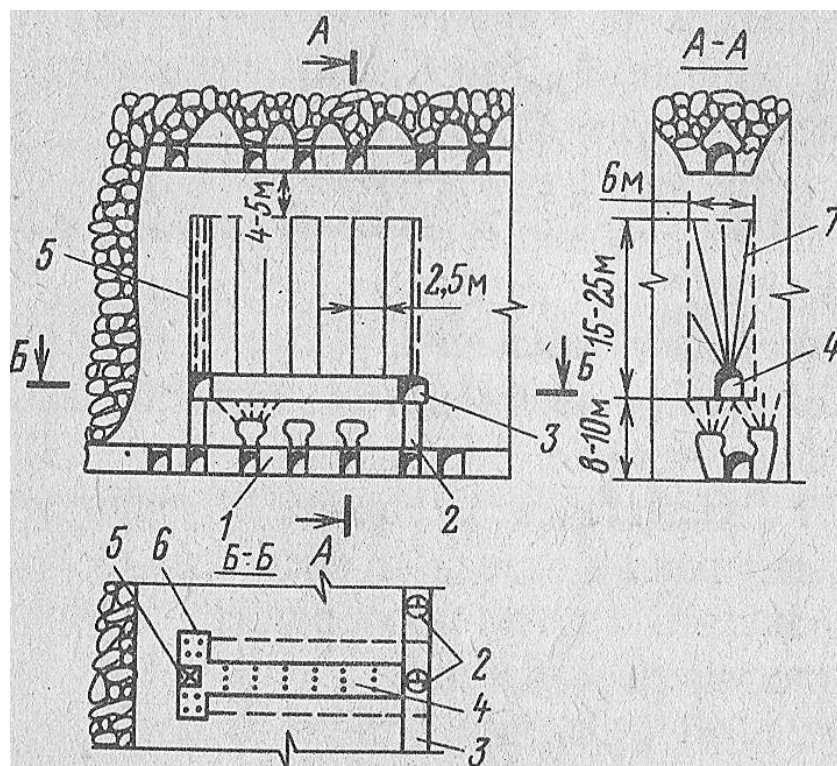


Рис. 12. Технологія утворення вертикальної компенсаційної камери прямокутної форми віялами глибоких свердловин, пробуреними з бурового горизонту

іншого її боку іншу дучку підіймають до рівня стелини у вигляді відрізного підняттявого 5, який збивають з буровою виробкою (ортом або штреком) відрізною виробкою 4. Для першочергового розширення відрізного підняттявого з обох його боків проходять бурові ніші 6 та вибурюють з них спарені свердловини. З відрізної виробки в площині, яка відповідає контурам майбутньої компенсаційної камери, вибурюють вертикальні віяла свердловин 7. При утворенні вертикальної компенсаційної камери спочатку розширюють відрізний підняттявий на ширину цієї камери, підриваючи на нього спарені свердловини та випускають відбиту руду. Після цього по черзі здійснюють підривання віял свердловин (по 2-3 віяла за один вибух), які пробурені з відрізної виробки, одночасно розгортаючи під ними дучки в приймальні воронки, через які здійснюють випуск відбитої руди.

Деяко інша технологія утворення вертикальної компенсаційної камери прямокутної форми за допомогою висхідних та низхідних віял свердловин показана на рис 13.

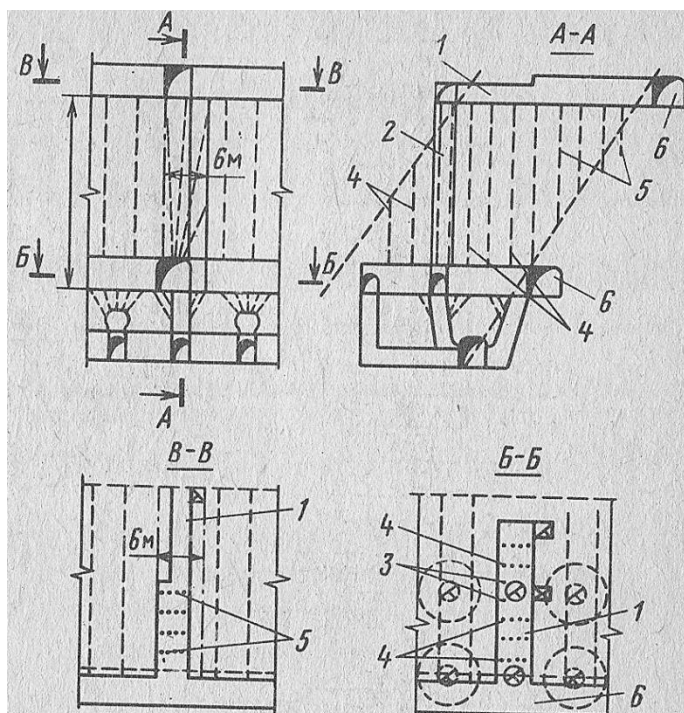


Рис. 13. Технологія утворення вертикальної компенсаційної камери прямокутної форми висхідними та низхідними віями свердловин

Послідовність робіт при утворенні вертикальної компенсаційної камери за даною технологією практично нічим не відрізняється від попередньої технології.

Основною перевагою цієї технології є суттєве зменшення довжини свердловин, що забезпечує їх мінімальне відхилення, але її головним недоліком є необхідність проведення ще одного бурового горизонту, що потребує значних затрат і підвищення затрат на видобування руди.

Технологія утворення вертикальної компенсаційної камери прямокутної форми віями свердловин, які пробурені з ніш горизонту доставки, яку власне й застосовують в шахтоуправлінні ПАТ «АрселорМітталКривий Ріг», приведена на рис. 14 і 15. При цьому вертикальні компенсаційна камери, в залежності від конкретних гірничо-геологічних умов, можуть бути розташовані довгою стороною як довжині (рис. 14), так і по ширині (рис. 15) виймальної панелі.

Основною відмінністю цієї технології є розбурювання масиву панелі глибокими свердловинами з бурових ніш горизонту доставки (скреперування), що не потребує проведення окремого бурового горизонту. Завдяки цьому значно спрощується конструкція системи розробки, суттєво скорочуються обсяги нарізних

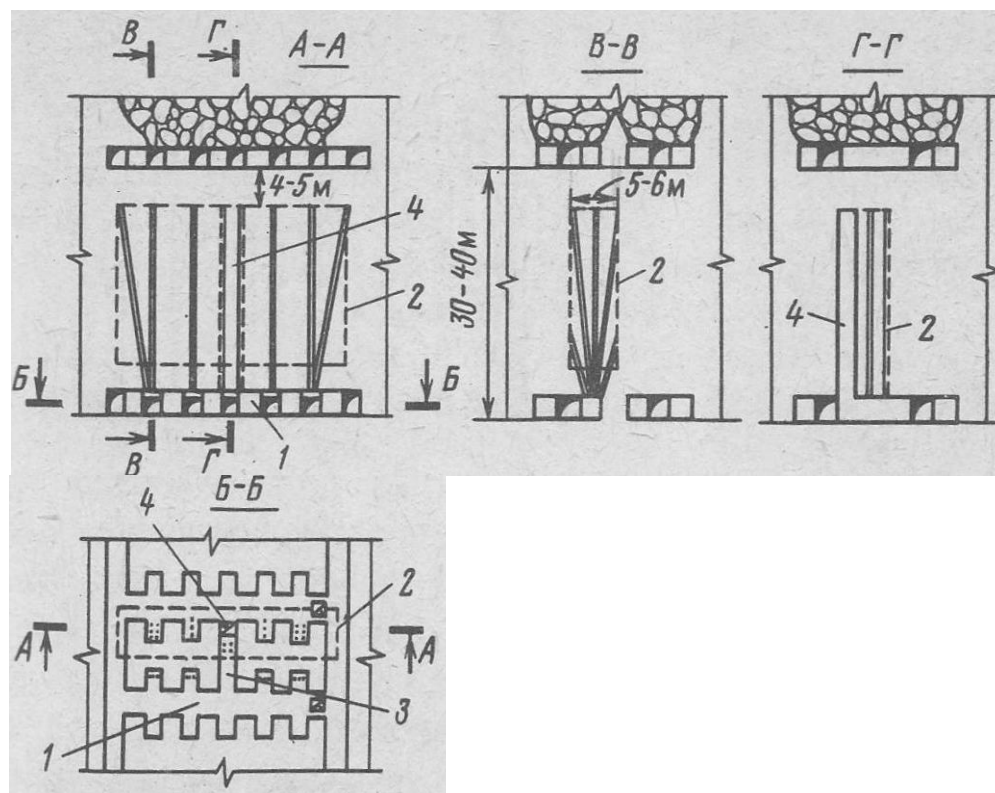


Рис. 14. Технологія утворення вертикальної компенсаційної камери, орієнтованої по довжині панелі, свердловинами, які пробурені з ніш горизонту доставки

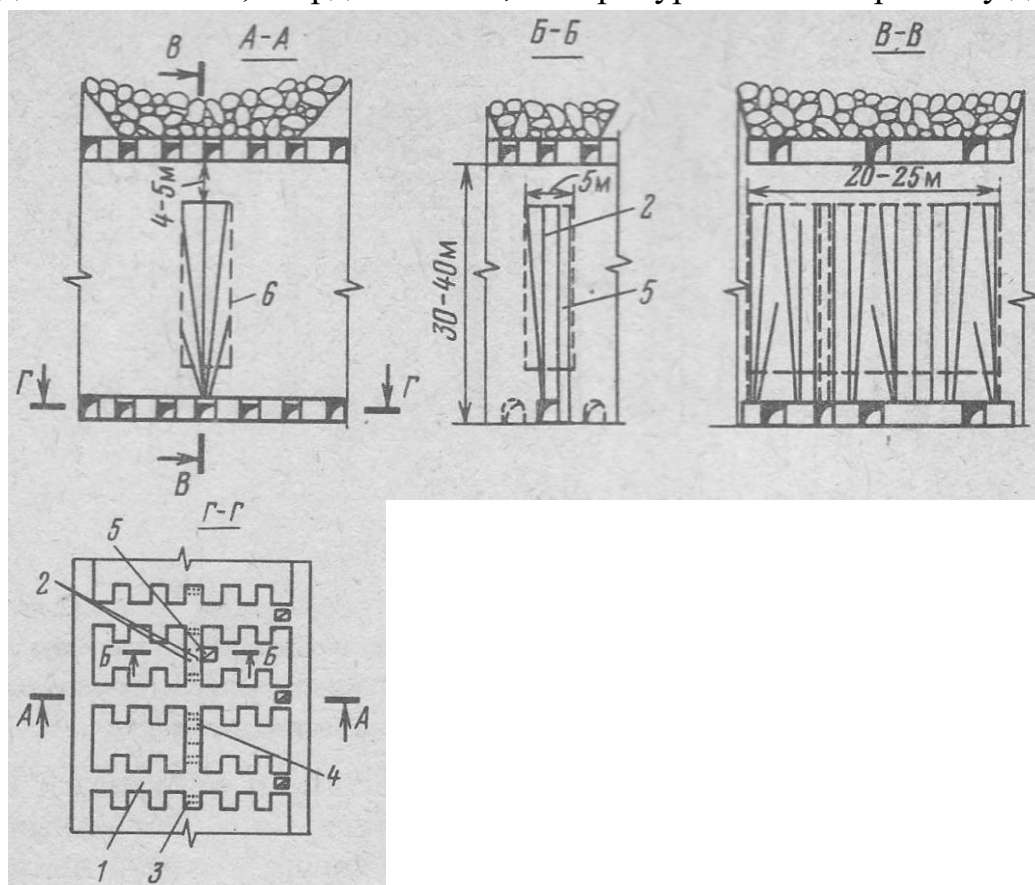


Рис. 15. Технологія утворення вертикальної компенсаційної камери, орієнтованої по ширині панелі, свердловинами, які пробурені з ніш горизонту доставки

робіт, підвищується безпека робіт, оскільки всі роботи сконцентровані на єдиному горизонті, закріпленому потужним металевим кріпленням. До недоліків даної технології можна віднести відсутність прямого доступу до компенсаційного простору для контролю за його фактичними розмірами, станом оголень, для чого у попередніх технологіях використовувались виробки бурового горизонту. Але головним спільним недоліком усіх вертикальних компенсаційних камер прямокутної форми є пряма залежність їх існування від стійкості цілика-стелини над ними. При цьому слід враховувати велику кількість вибухів, які необхідно проводити при її утворенні, та фактор негативного їхнього сейсмічного впливу на стійкість стелини, що може спричинити її самообвалення. Для запобігання цьому треба робити товщою стелину, а оскільки її руйнування здійснюється за рахунок падіння на днище панелі при масовому вибуху, це спричиняє, з одного боку, значний динамічний удар на виробки днища та погіршує їх стійкість, а з іншого – викликає погіршення показників її вилучення у вигляді втрат частини запасів стелини та не дозволяє мати добре подрібнення руди, що спричиняє підвищене засмічення руди налягаючими породами.

Підвищення стійкості вертикальної компенсаційної камери за рахунок надання їй трапецевидної форми запропоновано в роботі [9]. Технологія утворення вертикальної компенсаційної камери такої форми приведена на рис. 16.

Згідно даної технології з виробок доставки (штреків або ортів скреперування) 1 проходять дучки 2 для випуску обваленної руди. На рівні бурового горизонту проходять підсічну виробку 3, розташовуючи її поміж рядів дучок 20 і 21, а в центральній частині панелі поперек підсічної виробки проходять бурову виробку 4. З підсічної виробки 3 проходять похилий відрізний підняттявий 5, розташовуючи його по контуру трапецевидної компенсаційної камери 6 та вибурюють всередині її контуру віяла глибоких свердловин 7. Спочатку здійснюють розширення відрізного підняттявого до контурів поперечного розрізу трапецевидної щілини шляхом послідовного підривання на нього глибоких свердловин 7, на яку потім послідовно обвалюють секції 8, 9 і 10 глибоких свердловин 7 та збільшують розмір цієї щілини до проектних контурів компенсаційної камери.

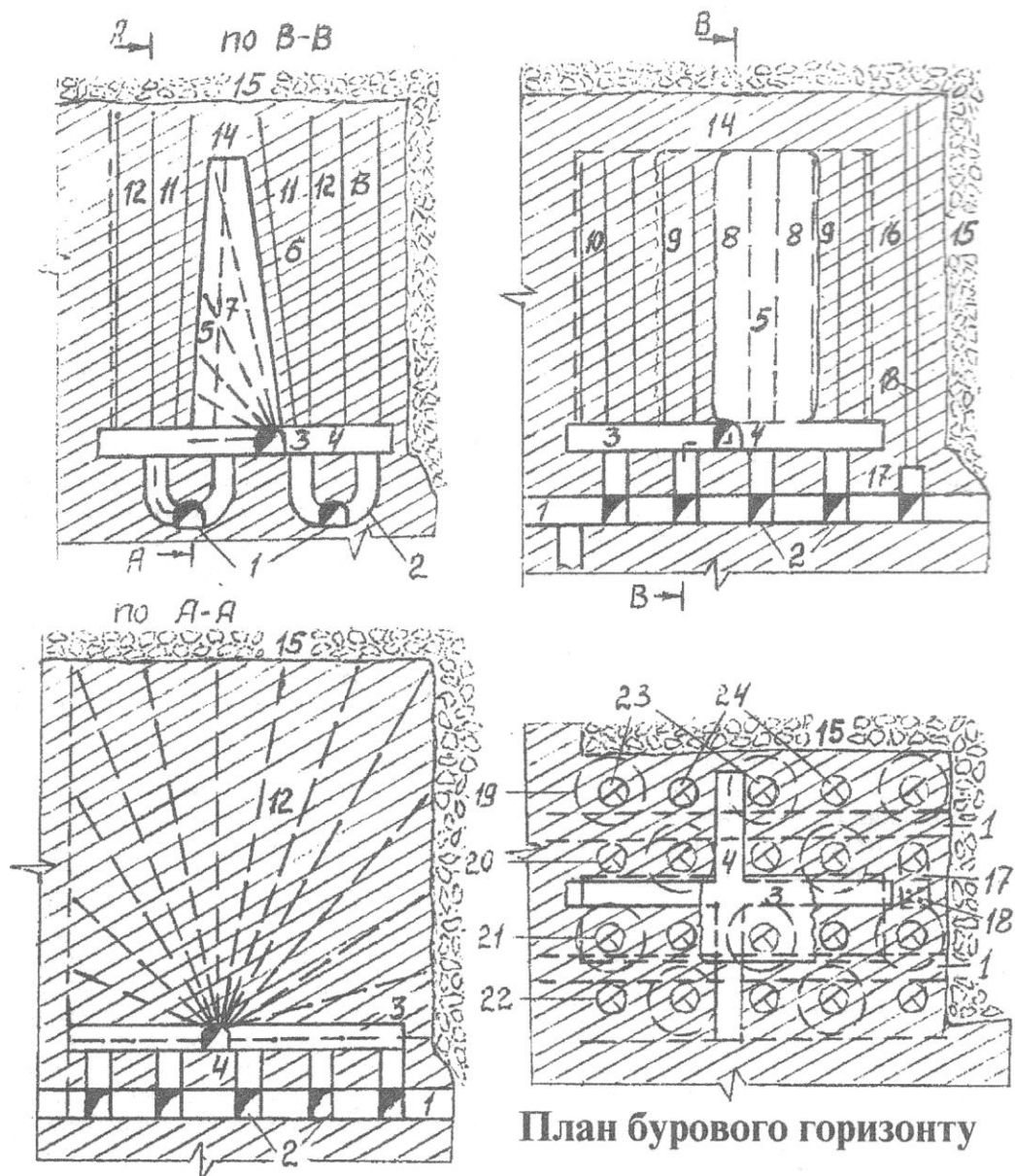


Рис. 16. Технологія утворення вертикальної компенсаційної камери трапецеєвидної форми

Паралельно зі створенням трапецевидної компенсаційної камери з бурової виробки 4 проводять розбурювання рудного масиву панелі віями глибоких свердловин 11, 12 та 13. При цьому внутрішні віяла свердловин 11 розташовують паралельно бічним поверхням трапецевидної компенсаційної камери 6 або з невеликим нахилом до них з тим, щоб відстань між віями в стеліні компенсаційної камери 14 не перевищувала розрахункового значення лінії найменшого опору для руд даної міцності, а основну частину рудного масиву панелі розбурюють вертикальними віями глибоких свердловин. За твердженням авторів використання вертикальної компенсаційної камери трапецевидної форми зі

звуженим прогоном стелини забезпечує її кращу стійкість, виключаючи її самообвалення, та сприяє керованому подрібненню рудного масиву стелини в процесі масового обвалення основного запасу руди в панелі. Також це зменшує динамічний удар на виробки днища, оскільки стелина падає не у вигляді монолітної брили, як це має місце при використанні вертикальної компенсаційної камери прямокутної форми, а окремими подрібненими кусками, що покращує стійкість виробок доставки. Для забезпечення якісного подрібнення рудного масиву стелини автори також пропонують заряджати верхню частину свердловин у віялах 11 більш потужною ВР, або підвищувати щільність заряджання звичайної гранульованої ВР, якою здійснюють механізоване заряджання глибоких свердловин. Окрім цього добра якість подрібнення руди в стелині також сприятиме деякому зменшенню втрат і засмічення руди по відношенню до стелин у вертикальних компенсаційних камерах прямокутної форми. Все це забезпечує покращення показників виймання руди у панелі в цілому та підвищення якості видобутої рудної маси.

Утворення вертикальної компенсаційної камери з куполоподібною покрівлею, яку розташовують в лежачому боці рудного покладу, запропоновано у роботах [10,11] (рис. 17).

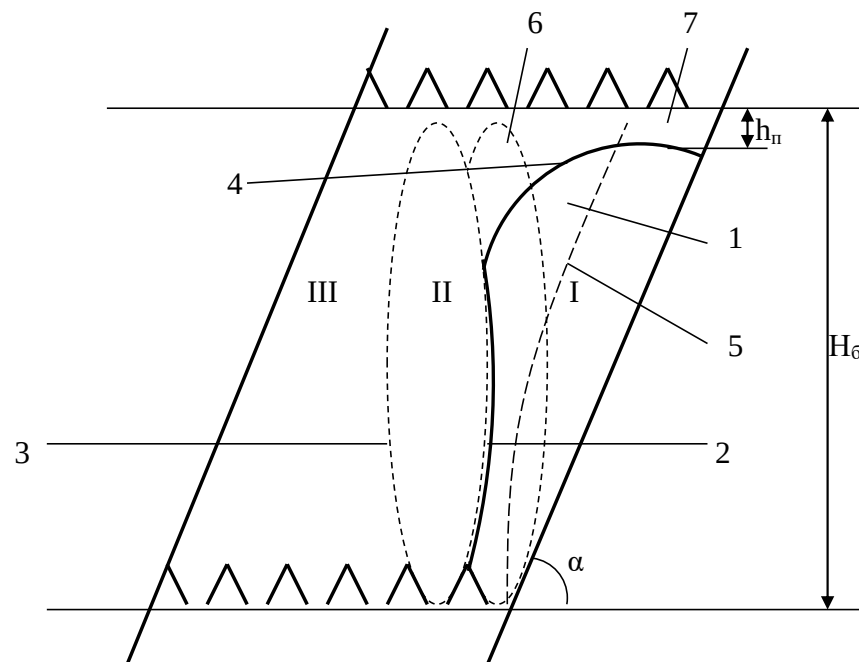


Рис. 17. Технологія утворення «піонер-камери» в лежачому боці покладу

За даною технологією в лежачому боці покладу утворюють «піонер-камеру» 1, для підвищення стійкості якої покрівлі надають куполоподібну форму, а бічний поверхні 2 цієї камери з висячого боку покладу надають форму, подібну до еліпсоїда випуску обваленої руди 3, випуск якої буде виконуватись у другу чергу. Випереджаюче відпрацювання «піонер-камери» з наступним обваленням стелі та заповненням виробленого простору обваленими налягаючими породами дозволить покращити вилучення руди з другої зони випуску внаслідок уникнення формування «мертвої» зони 5 в обваленій руді, яка утворюється на лежачому боці.

Автори роботи [12] відзначають, що проблемним місцем в технології утворення вертикальних відрізних щілин або компенсаційних камер є розвиток робіт в одному напрямку, який здійснюється або навхрест, або за простяганням рудного покладу. При цьому невелика ширина цих камер, яка коливається від 5 до 7 м, має досить значний негативний вплив на умови підривання свердловинних зарядів, які знаходяться в полі стискуючих напружень, для подолання яких на 20 – 40% зменшують параметри БПР, що потребує додаткових обсягів буріння свердловин і витрат ВР. Внаслідок цього затрати на видобування 1 тонни руди з компенсаційного простору значно перевищують ці затрати при масовому обваленні основного запасу панелей. Для уникнення цього пропонується роботи по утворенню компенсаційного простору вести одночасно у двох напрямках, що дозволяє суттєво зменшити негативний вплив затиску, використовуючи спіральну відбійку рудного масиву, як це було запропоновано в роботі [13] й зображення якої приведені на рис. 18.

При даній технології відбійку рудного масиву вертикальними паралельними свердловинами здійснюють з розвитком вибуху по лінії, яка в своїй горизонтальній площині нагадує спіраль Архімеда. У порівнянні з традиційним розвитком вибуху, який поширюється фронтально, спіральний його розвиток дозволяє різко зменшити затрати бурі підривної роботи. Для досягнення ще більшого ефекту в роботі [14] авторами було запропоновано здійснювати розвиток вибуху по двозаходній спіралі, що дає можливість інтенсифікувати процес

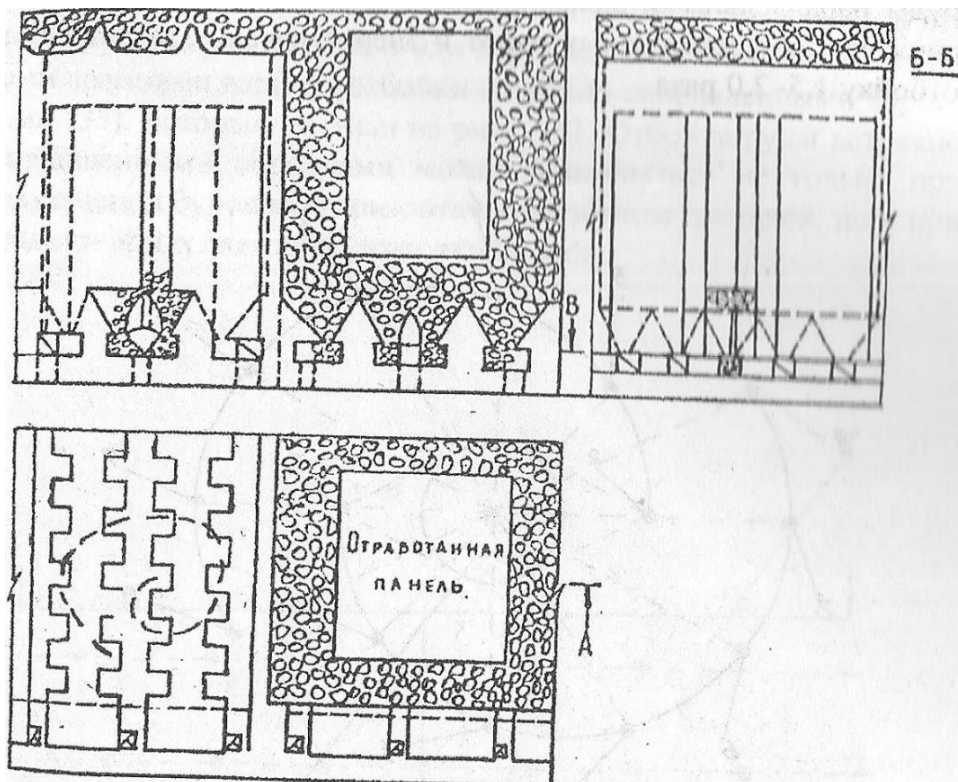


Рис. 18. Технологія утворення вертикальної компенсаційної камери зі спіральним розвитком вибухових робіт

відбійки рудного масиву. За твердженням автора у підсумку це забезпечує суттєве зменшення обсягів буріння свердловин та скорочення енергетичних затрат, що забезпечує зменшення витрат дороговартісних вибухових речовин та засобів підривання у 1,5 – 2 рази.

Окрім цього вищезазначена технологія підвищує стійкість компенсаційної камери за рахунок надання їй форми, яка є наближеною до циліндричної, та забезпечує зростання коефіцієнта використання енергії вибуху, що сприяє покращенню якості подрібнення руди. Головним недоліком такої технології є велика кількість виробок, які необхідно пройти в днищі панелі, у якому суміщено буровий горизонт та горизонт випуску і доставки руди. Таке суміщення, у даному випадку, має досить негативний вплив на стійкість виробок, що спричинятиме проведення значно більших обсягів їх перекріплення та вимагатиме більших трудових і матеріальних затрат.

Чимало досліджень було проведено для пошуку більш стійких форм різного призначення. Так у роботах [15,16] наголошується, що придання покрівлям камер

склепистої або шатрової форми, як це показано на рис. 19, значно підвищує їх стійкість за рахунок значного зменшення в рудному масиві, розташованому над ними, розмірів зон понижених та розтягуючих напружень, які можуть викликати процес вивалоутворення, а в найгіршому випадку – призвести до повного руйнування камери. Також в них приведені методики для визначення оптимального радіусу кривизни та висоти склепіння покрівлі склепистої форми і висоти склепіння шатрової покрівлі, та необхідної товщини стелін, яка забезпечить їх стійкість у конкретних умовах.

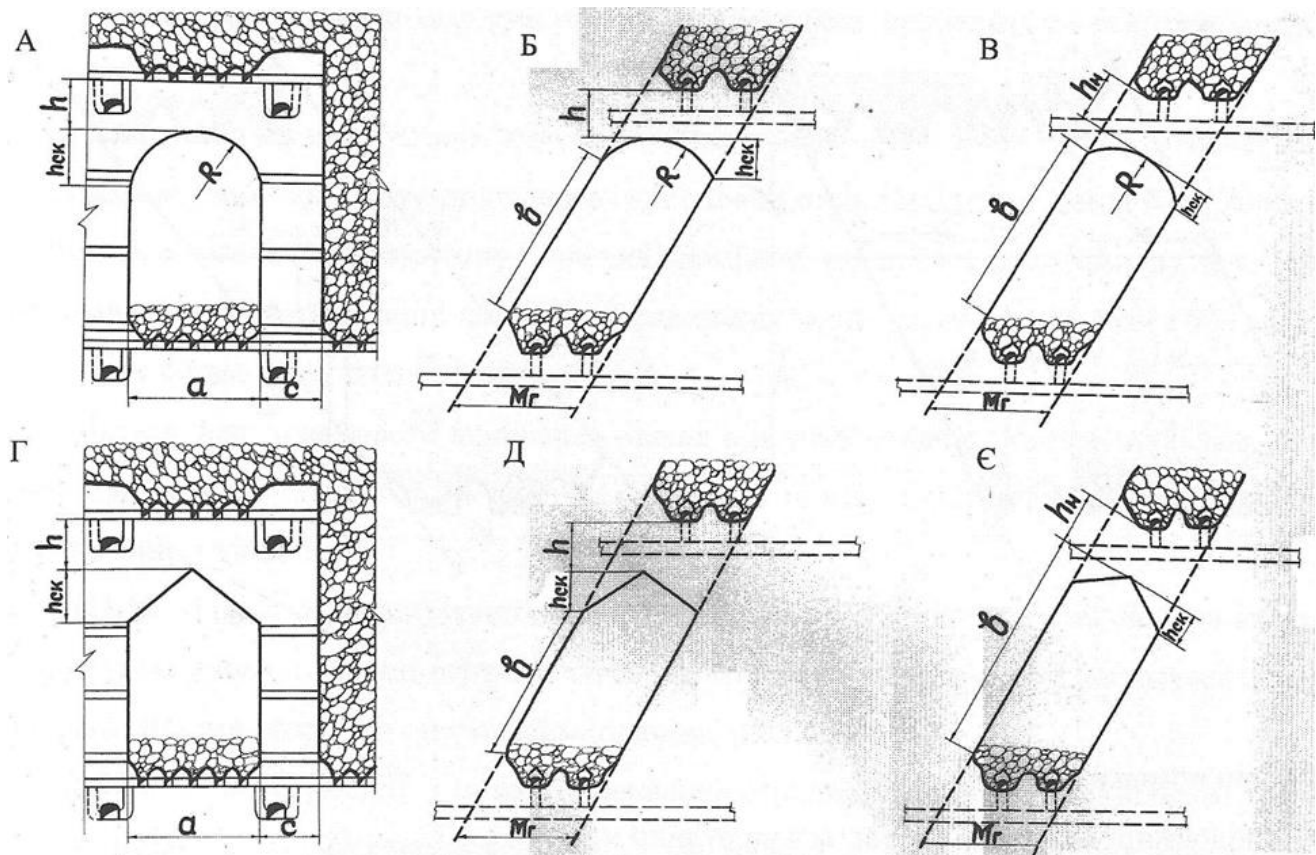


Рис. 19. Варіанти розташування оголень покрівлі камер склепистої (А,Б,В) і шатрової (Г,Д,Є) форми

Застосування компенсаційних камер шатрової форми, яку бажано на думку авторів розташовувати в лежачому боці покладу, також пропонується у роботах [17,18] (рис. 20). Проведені авторами дослідження дали можливість розробити методику для визначення комплексного показника стійкості компенсаційних камер шатрової форми, яка дає можливість враховувати вплив на її стійкість основних факторів, таких як міцність руди, висоту панелі, потужність рудного

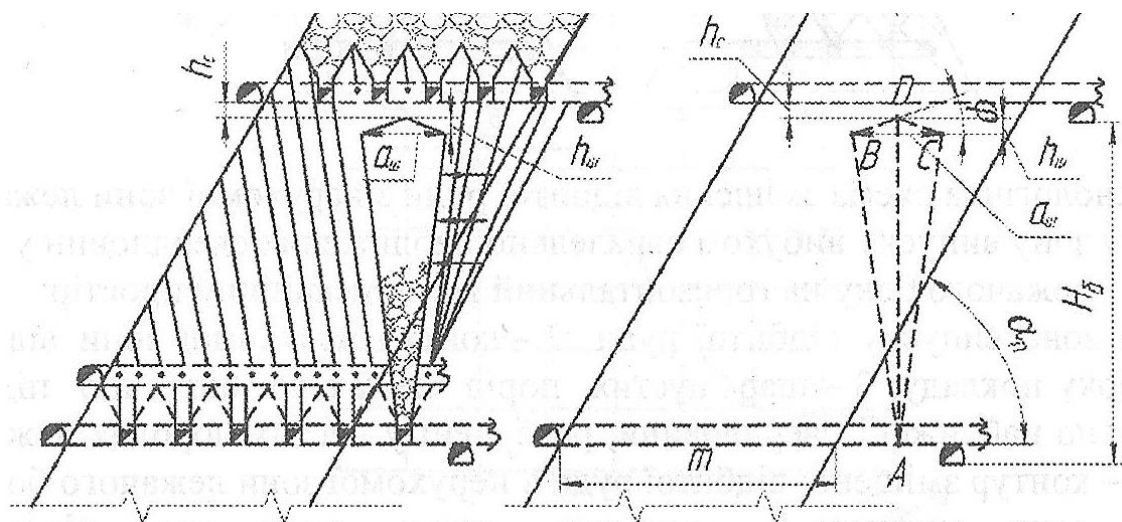


Рис. 20. Технологія відпрацювання рудного покладу з формуванням у лежачому боці покладу компенсаційної камери шатрової форми

покладу і його кут падіння, кут нахилу покрівлі шатрової стеліни та її висоту, ширину й товщину.

Підвищення стійкості компенсаційних камер шатрової форми можна досягти застосуванням удосконаленої технології утворення таких камер типу «зворотня траншея», як це запропоновано у роботах [19,20,21]. Зображення даної технології приведені на рис. 21.

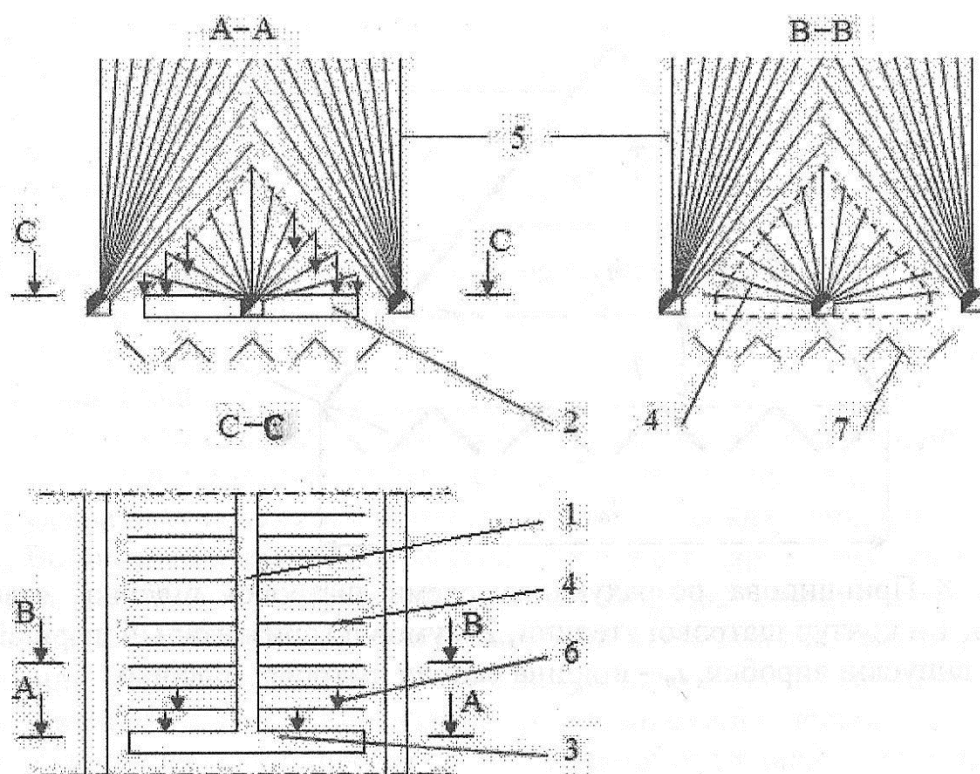


Рис. 21. Технологія утворення шатрової компенсаційної камери «зворотня траншея»

При даній технології на горизонті підсічки по центру панелі проходять підсічний орт 1, який на контакті рудного масиву з породами лежачого боку збивають з компенсаційним штреком 2. З підсічного орта вибурюють віяла штангових свердловин 4. У першу чергу в лежачому боці утворюють верти-кальну відрізню щілину трикутної форми 3, для чого за декілька вибухів по черзі підривають штангові свердловини, пробурені над компенсаційним штреком 2. Після кожного вибуху відбиту руду випускають через воронки 7 на горизонт скреперування. Потім на цю трикутну щілину послідовно відбивають віяла штангових свердловин 4, також випускаючи руду після кожного вибуху.

За твердженням авторів така форма компенсаційної камери має цілий ряд переваг, а саме: зменшити динамічний удар на виробки, пройдені в днищі панелі за рахунок змінення з перпендикулярного на дотичний напрямку відбійки свердловин, збільшити площу оголення, на яке буде здійснюватись обвалення основного запасу руди в панелі, а також мати після цього практично однаковий коефіцієнт розпушення руди за рахунок того, що при багаторядному коротко-сповільненому підриванні глибоких після кожного вибуху відбита руда під дією сили тяжіння переміщується в нижню частину панелі, де компенсаційна камера має більший об'єм.

Результати досліджень стійкості камер параболічної форми приведені у роботі [22], де обґрунтовано доцільність їх утворення. За ствердженням авторів камери такої форми мають підвищену стійкість, особливо за умови, коли забезпечується оптимальне співвідношення її висоти та ширини. За таких умов це дає можливість застосовувати такі камери навіть при відпрацюванні покладів, складених рудами низької стійкості. Також приведена розроблена авторами методика, яка дозволяє визначати оптимальні параметри камер такої форми з урахуванням радіусів її оголення.

Загальні технологічні схеми утворення компенсаційних камер різної форми (горизонтальної, похилої, вертикальної) приведені у роботах [23,24], які передбачено застосовувати у різних варіантах системи під поверхового обвалення як при застосуванні скреперних установок, так і самохідних НДМ. На жаль дані

схеми приведені у дуже загальному вигляді без деталізації робіт та відповідного їх опису й мало чим відрізняються від вже відомих технологій.

Результати досліджень стійкості камер горизонтальної, шатрової та склепис-тої форми, яке було здійснене з використанням математичного моделювання, приведені у роботах [25,26,27]. На рис. 22 приведені результати моделювання у вигляді ізоліній головних напружень в гірському масиві навколо камер з покрівлями горизонтальної, склепистої і шатрової форми.

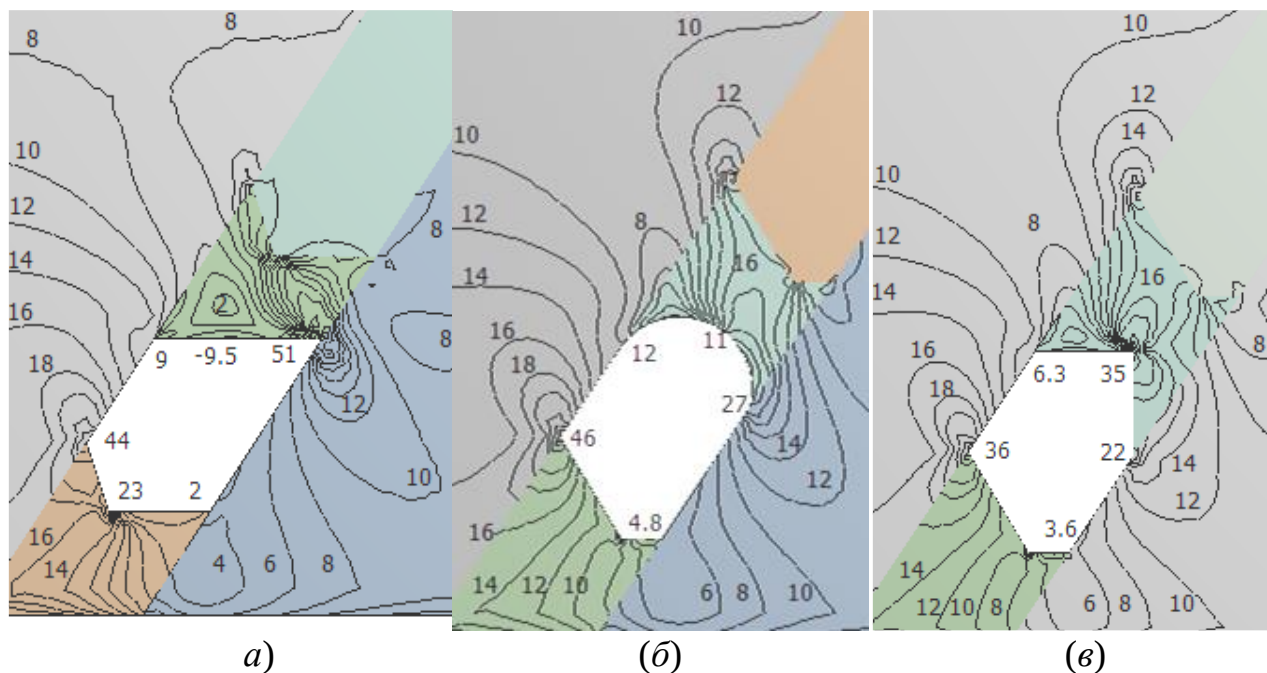


Рис. 22. Результати моделювання стійкості камер зі стелами горизонтальної (а), шатрової (б) та склепистої (в) форми, утворених в рудному масиві міцністю 5-7 балів на глибині 1200 м

На підставі проведених досліджень авторами зроблено висновок, що найкращу стійкість має камера склепистої форми, навколо якої формується поле стискуючих напружень, величина яких є значно меншою від межі стійкості порід даної міцності, а найгіршу - камера з горизонтальною стелиною, на що вказує наявність в центральній частині її покрівлі значної зони найбільш небезпечних розтягуючих напружень, величина яких призведе до значних вивалів та її руйнування.

Грунтовні дослідження, виконані з використанням сучасних методів математичного моделювання та присвячені встановленню стійкості компенсаційних камер різної форми, були проведені науковцями Криворізького національного

університету при виконанні науково-дослідної роботи [28]. Ними були детально досліджені поля напружень, які формуються навколо камер різноманітної форми: горизонтальної, похилої (з кутами нахилу її покрівлі від 20 до 60 градусів), вертикальних прямокутної, еліптичної, склепистої, трапецевидної та параболічної форми, а також траншейної, шатрової та сферичної. При виконанні досліджень, які для коректного порівняння здійснювались для камер різної форми в однакових умовах, було досліджено їх стійкість на різних глибинах (1400, 1750 та 2000 м) й при їх утворенні в рудах з коефіцієнтом міцності від 3 до 7 балів за шкалою проф. М. Протодьяконова. В результаті обробки отриманих даних авторами було встановлено, що найменш стійкою серед зазначених вище є горизонтальна компенсаційна камера; дещо кращу - вертикальна компенсаційна камера класичної прямокутної форми і похила з кутами нахилу покрівлі від 20 до 30 градусів; й ще кращу – вертикальні компенсаційні камери еліптичної та параболічної форми, похила з кутами нахилу покрівлі 35-40 градусів та більше, а також траншейна, шатрова і сферична. Найкращу стійкість мають вертикальні компенсаційні камери трапецевидної і склепистої форми, які автори рекомендують для відпрацювання на великих глибинах покладів, представлених рудами низької міцності та стійкості.

У роботі [29] звертають увагу на важливому значенні, яке відіграє правильний вибір форми та технології компенсаційних камер, від чого значним чином буде залежати не тільки ефективність відпрацювання рудних покладів завдяки забезпеченню кращих техніко-економічних показників, а й безпека робіт.

2.3. Висновки

В результаті проведеного аналізу літератури, присвяченої удосконаленню технології робіт по утворенню компенсаційних камер, можна зробити наступні висновки:

- компенсаційні камери відіграють важливу ролі при відпрацюванні залізо-рудних покладів системою підповерхового обвалення;
- існує дуже багато форм компенсаційних камер з різними технологіями їх утворення, які відрізняються за своєю стійкістю, матеріальними та трудовими

затратами на їх утворення, що необхідно враховувати при їх виборі для конкретних умов;

- від стійкості компенсаційних камер залежить не тільки ефективність відпрацювання рудних покладів, а й безпека робіт;

- найкращу стійкість мають вертикальні компенсаційні камери трапецевидної та склепистої форми, які можуть бути застосовані при відпрацюванні покладів багатих залізних руд низької міцності та стійкості на великих глибинах.

- застосування більш стійких компенсаційних камер дає можливість досягти їх більшого об'єму, що дозволяє мати достатній (1,2-1,25) коефіцієнт розпушення руди при її масовому обваленні, який забезпечує добру якість подрібнення відбитої руди, яка забезпечує вищу продуктивність при її випуску і доставці та безпеку цих робіт.

РОЗДІЛ 3. Розробка раціональної технології утворення компенсаційних камер та відпрацювання виймальних панелей в умовах шахтоуправління ПАТ«АрселорМітталКривийРіг»

3.1. Загальні положення

В результаті аналізу технології видобутку багатих руд і утворення компенсаційних камер в шахтоуправлінні ПАТ «АрселорМітталКривийРіг» встановлено, що при відпрацюванні виймальних панелей системою підповерхового обвалення із суміщеним горизонтом буріння і доставки внаслідок низької міцності та стійкості руди її відбійку виконують за два прийоми: спочатку на вертикальну відрізню щілину прямокутної форми, ширина якої, як правило, становить 5 м, у першу чергу відбивають пучки глибоких свердловин, вибурених з внутрішніх ніш, а після випуску 25-30% відбитої руди виконують обвалення руди по периметру панелі на «затиснене» середовище, підриваючи пучки свердловин, пробурених із зовнішніх ніш. Очевидно, що здійснення відбійки руди у два прийоми є вимушеним, оскільки об'єму компенсаційної камери є недостатньо, щоб здійснити на ній обвалення запасу всієї панелі, що є наслідком її низької стійкості.

Також в результаті проведеного аналізу літератури, присвяченої удосконаленню технології робіт по утворенню компенсаційних камер було встановлено, що збільшення об'єму компенсаційних камер можливо досягти надаючи їм трапецевидну або склеписту форму. Оскільки надання камерам склепистої форми, з нашої точки зору, є більш складним завданням, було прийнято рішення розглянути можливість розробити нову технологію, яка б поєднувала, з одного боку, існуючу технологію відпрацювання залізорудних покладів варіантом системи підповерхового обвалення із суміщеним горизонтом буріння і доставки, з відомою згідно [9] технологією утворення вертикальної компенсаційної камери трапецевидної форми, яка згідно роботи [28] має таку ж високу стійкість, що досягається суттєвим зменшенням прогону стелини над нею, а також має ряд інших вагомих переваг над камерами іншої форми.

3.2. Розробка раціональної технології утворення компенсаційних камер та відпрацювання виймальних панелей в умовах шахтоуправління ПАТ«АрселорМітталКривийРіг»

Основним завданням при розробці нової технології було те, що відома технологія утворення вертикальної компенсаційної камери трапецевидної форми, приведена у роботі [9], передбачає наявність окремого бурового горизонту, з якого здійснюється буріння свердловин, необхідних як для утворення самої компенсаційної камери, так й для розбурювання основного запасу панелі, тоді як при існуючій технології буріння цих свердловин виконується з єдиного, суміщеного горизонту буріння та доставки.

Розроблена технологія відпрацювання виймальних панелей системою підповерхового обвалення з утворенням вертикальної компенсаційної камери трапецевидної форми із використанням суміщеного горизонту, яка максимально наближена до умов шахтоуправління ПАТ «АрселорМітталКривий Ріг», зображена на рис. 23-26.

При даній технології блок у межах поверху висотою 90 м, як і при існуючій технології, розділяють на три підповерхи однакової висоти, а у межах підповерхів – на виймальні панелі, кожен з яких відпрацьовують на два орти або штреки скреперування. При цьому рудний поклад розбивають за простяганням на окремі блоки проведенням з польового відкотного штрека 1 ортів-заїздів 2, з яких проходять для забезпечення сполучення з майбутніми підповерхами блоку вентиляційно-ходовий підняттявий 3. На рівні кожного з підповерхів, які є суміщеними горизонтами для буріння глибоких свердловин, випуску і доставки руди, проходять господарчий орт 4, який збивають з блоку вентиляційно-ходовим підняттявим, а також проходять з орта-заїзда рудоспуски 5 для перепуску на відкотний горизонт руди і порід та господарчий підняттявий 6 для подачі на підповерх матеріалів та устаткування. З господарчого орта проходять штреки скреперування 7, які на флангах блоку збивають вентиляційним ортом 8, який у свою чергу збивають вентиляційним підняттявим 9 з верхнім вентиляційним горизонтом або вентиляційним збірним штреком-колектором. З кожного

В - В

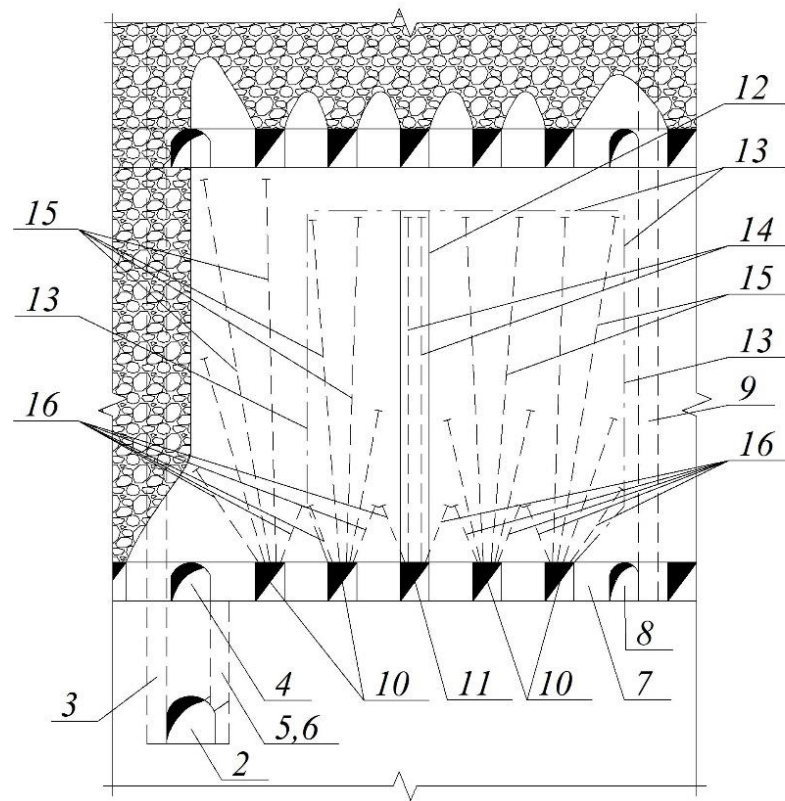


Рис. 23. Вертикальна проєкція виймальної панелі

Г - Г

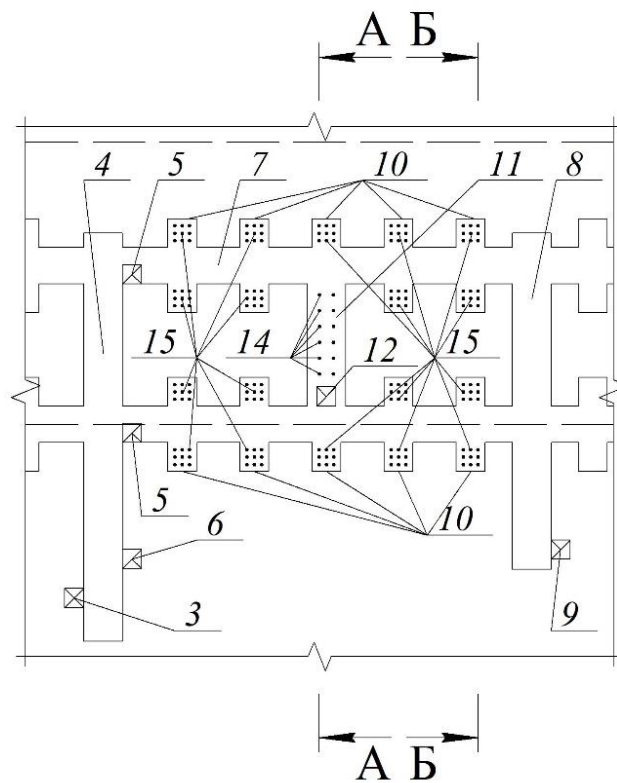


Рис. 24. План суміщеного горизонту буріння, випуску і доставки руди

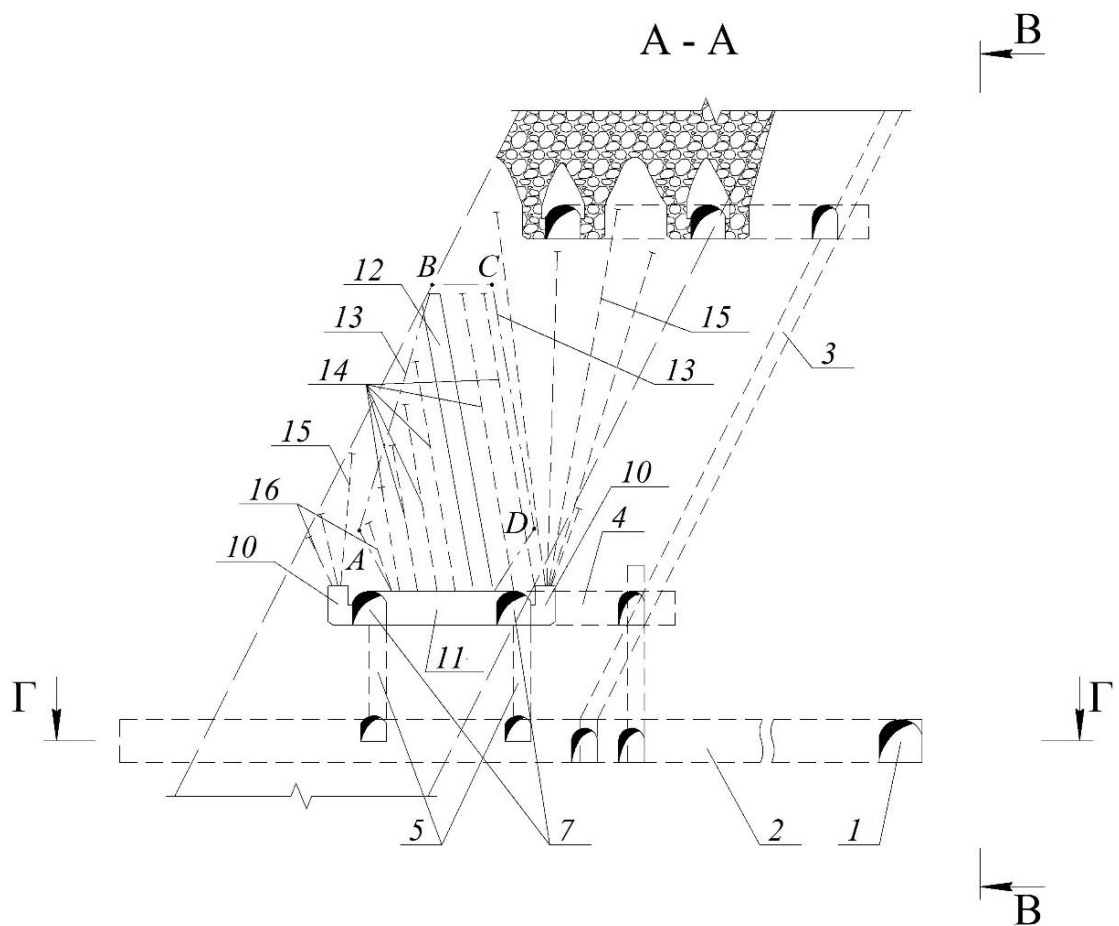


Рис. 25. Розріз панелі по А-А зі схемою утворення вертикальної компенсаційної камери трапецевидної форми

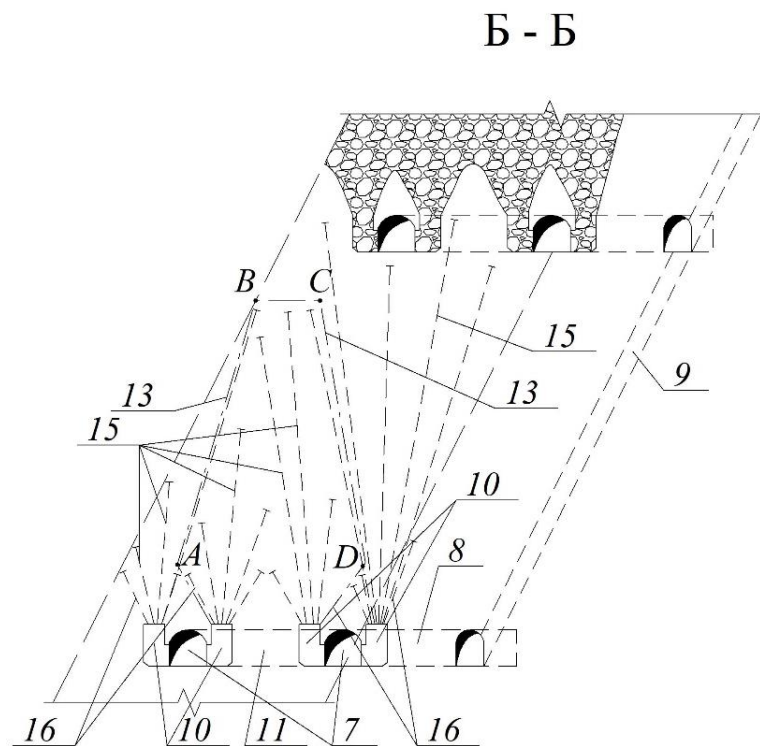


Рис. 26. Розріз по Б-Б зі схемою розбурювання основного запасу панелі

штрека скреперування проходять парні бурові ніші-дучки 10, а дві з яких, що розташовані по центру панелі, збивають відрізним ортом 11, з якого проходять відрізний підняттявий 12. Для утворення вертикальної компенсаційної камери трапецевидної форми, контур якої позначено позицією 13 та літерами А, В, С, D, на початковому етапі робіт для розширення відрізного підняттявого паралельно його площині з відрізного орта вибурюють спарені паралельно-зближені свердловини 14. Розбурювання рудного масиву здійснюють з бурових ніш-дучок пучками глибоких свердловин 15, а для розгортання випускних воронок з них вибурюють штангові шпури 16.

Очисні роботи розпочинають з утворення вертикальної компенсаційної камери трапецевидної форми 13 відповідного об'єму, який забезпечує нормальне розпушення руди при масовому обваленні на неї основного запасу панелі. На початковому етапі робіт у першу чергу здійснюють розширення відрізного підняттявого 12, для чого за декілька вибухів на нього підривають спарені паралельно-зближені свердловини 14. Обвалену руду після кожного вибуху випускають через бурові ніші-дучки, які розташовані у цій площині. Після цього утворюють власне вертикальну компенсаційну камеру трапецевидної форми, послідовно підриваючи на розширений відрізний підняттявий глибокі свердловини 15, які знаходяться всередині її зовнішнього контура 13. Після кожного вибуху відбиту руду випускають. Після утворення вертикальної компенсаційної камери трапецевидної форми необхідного об'єму на неї виконують обвалення основного запасу панелі, для чого підривають глибокі свердловини 15, якими він був розбурений. Розгортання випускних воронок в бурових нішах-дучках 10 здійснюють підриванням штангових шпурів 16. Обвалену руду скреперними установками доставляють до рудоспусків 5.

На розроблену технологію подана заявка на отримання патенту України на корисну модель [30].

РОЗДІЛ 4. Техніко-економічне обґрунтування запропонованої технології утворення компенсаційних камер та відпрацювання виймальних панелей в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМітталКривийРіг»

4.1. Загальні положення

Для визначення економічної доцільності застосування розробленої технології необхідно порівняти затрати, які мають місце при існуючій технології утворення компенсаційних камер в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМітталКривийРіг» із запропонованою. Але так як технологія утворення компенсаційної камери є одним з визначальних факторів, які впливають й на технологію та техніко-економічні показники відпрацювання виймальної панелі, оскільки з урахуванням значно більшого об'єму компенсаційної камери у запропонованій технології це дозволяє відмовитись від обвалення запасів панелі у два етапи, а здійснювати це за один масовий вибух, що вплине не тільки на величину затрат, а й на рівень втрат і засмічення руди, то доцільно здійснювати порівняння не тільки технологій утворення компенсаційних камер, а технологій відпрацювання панелей у цілому.

Для проведення необхідних розрахунків була використана методика, приведена в роботі [31], згідно якої алгоритм визначення затрат по порівнюваним технологіям є наступним:

- визначається кількість руди, яку буде видобуто при утворенні компенсаційного простору по кожному з порівнюваних варіантів;
- розраховуються затрати на проведення виробок, які необхідні для відпрацювання виймальної панелі по кожному варіанту;
- визначаються затрати на буро-підривні роботи (у тому числі й на заряджання шпурів і свердловин);
- визначаються затрати на випуск і доставку руди (у тому числі й на вторинне подрібнення руди);
- підсумовуються загальні затрати по кожному з порівнюваних варіантів з урахуванням непередбачених витрат;

- по кожному варіанту визначаються основні техніко-економічні показники, у тому числі й загальні та питомі затрати на 1 тону видобутої руди.

Розрахунки були виконані з урахуванням обсягів робіт, які необхідно провести при відпрацюванні однієї виймальної панелі в однакових умовах.

Суму загальних затрат на відпрацювання панелей по кожному із порівнюваних варіантів визначали з виразу, грн.:

$$Z_{\text{заг}} = (Z_{\text{зв}} + Z_{\text{бпр}} + Z_{\text{вдн}}) \cdot K_{\text{нз}} \quad (4.1)$$

де $Z_{\text{зв}}$ – затрати, пов’язані з проведенням гірничих виробок, грн.

$$Z_{\text{зв}} = L_{\text{зв}} \cdot Z_{1\text{м}} \quad (4.2)$$

де $L_{\text{зв}}$ – довжина однотипних гірничих виробок, м; $Z_{1\text{м}}$ – затрати на проведення 1м конкретної виробки, грн.

$Z_{\text{бпр}}$ – затрати на проведення буро-підричних робіт, грн.

$$Z_{\text{бпр}} = L_{\text{шт}} \cdot Z_{\text{шт}} + L_{\text{зл}} \cdot Z_{\text{зл}} + B_{\text{гранВР}} \cdot C_{\text{гранВР}} + B_{\text{патрВР}} \cdot C_{\text{патрВР}} + \\ + N_{\text{ед}} \cdot C_{\text{ед}} + L_{\text{дш}} \cdot C_{\text{дш}} + L_{\text{нд}} \cdot C_{\text{нд}} + Z_{\text{зк}} + Z_{\text{ам.зар}} \quad (4.3)$$

де $L_{\text{шт}}$, $Z_{\text{шт}}$ – загальна довжина та затрати на буріння 1м штангових шпурів, м і грн/м; $L_{\text{зс}}$, $Z_{\text{зс}}$ – відповідно загальна довжина і затрати на буріння 1м глибоких свердловин, м і грн/м; $B_{\text{гранВР}}$, $C_{\text{ВРгр}}$ – загальна вага і ціна 1 кг гранульованих ВР, кг і грн/кг; $B_{\text{патрВР}}$, $C_{\text{патрВР}}$ – відповідно загальна вага і ціна 1 кг патронованих ВР, кг і грн/кг; $N_{\text{ед}}$, $C_{\text{ед}}$ – відповідно загальна кількість і ціна електродетонаторів, шт. і грн/шт.; $L_{\text{дш}}$, $C_{\text{дш}}$ – відповідно загальна довжина і ціна 1м детонуючого шнура, м і грн/м; $L_{\text{нд}}$, $C_{\text{нд}}$ – відповідно загальна довжина і ціна 1м підричного дроту, м і грн/м; $Z_{\text{зк}}$, $Z_{\text{ам.зар}}$ – затрати, відповідно, на заряджання шпурів і свердловин та комутацію підричної мережі й на амортизацію обладнання, що застосовується для проведення робіт при їх заряджанні, грн.

$$Z_{\text{зк}} = (n_{\text{зк}} \cdot T_{\text{ст}}) \cdot K_{\text{дон}} \cdot K_{\text{нар}}, \quad (4.4)$$

де $n_{\text{зк}}$ – сумарна кількість людино-змін підричників, що яка необхідна для виконання робіт по заряджанню шпурів і свердловин та комутацію підричних мереж; $T_{\text{ст}}$ – змінна тарифна ставка підричника, грн.; $K_{\text{дон}} = 1,8$ – коефіцієнт, що

враховує різні види доплат (робота у нічний і вечірній час, преміальні та ін.); $K_{нар}$ = 1,30 – коефіцієнт, що враховує нарахування на основну та додаткову зарплату.

$$n_{зк} = \frac{B_{гранВР} \cdot N_{зар}}{P_{зу}} + N_{ком.мер}, \quad (4.5)$$

де $N_{зар}$ – кількість підривників у одній ланці, які здійснюють заряджання шпурів і свердловин; $N_{ком.мер}$ – кількість людино-змін, яка необхідна на комутацію підривних мереж; $P_{зу}$ – змінна продуктивність однієї зарядної установки, т.

$$З_{ам.зар} = B_{зм} \cdot K_{ам} \cdot t_{зар}, \text{ грн.}, \quad (4.6)$$

де $B_{зм}$ – вартість зарядної машини, грн.; $K_{ам}$ – коефіцієнт, який враховує річну норму амортизаційних відрахувань на зарядну машину, долі. од; $t_{зар}$ – час, який необхідний на заряджання всіх шпурів або свердловин, років

$$t_{зар} = \frac{B_{гранВР}}{(Q_{зм} \times K_{нер.роб}) \times 12 \times n_{зм}}, \quad (4.7)$$

де $B_{гранВР}$ – вага гранульованих ВР, необхідна для заряджання шпурів або свердловин, кг; $Q_{зм}$ – змінна продуктивність однієї зарядної машини, т; $K_{нер.роб}$ – коефіцієнт, що враховує простої і нерівномірність роботи зарядної машини, долі од.; $n_{зм}$ – кількість робочих змін у календарному місяці.

$З_{вдн}$ – затрати пов'язані з роботами по випуску, доставці та навантаженню руди, грн.

$$З_{вдн} = З_{зн} + З_{мат} + З_{ел} + З_{ам.вдн} \quad (4.8)$$

де $З_{зн}$ – затрати на зарплату робітникам, які задіяні па роботах з випуску, доставки і навантаження руди, грн.

$$\begin{aligned} З_{зн} = З_{зн.гров} + З_{зн.люк} = & [(T_p / P_{гров}) \cdot T_{зм.гров} \cdot K_{\partial} \cdot K_{нар}] + \\ & + [(T_p / P_{люк}) \cdot T_{зм.люк} \cdot K_{\partial} \cdot K_{нар}] \end{aligned} \quad (4.9)$$

де $З_{зн.гров}$, $З_{зн.люк}$ – відповідно затрати на заробітну плату ГРОВ і люковим, грн.; T_p – кількість руди, яка буде видобута при відпрацюванні панелі, т; $P_{зм.гров}$, $P_{зм.люк}$ – відповідно змінна продуктивність ГРОВ і люкового, т; $T_{зм.гров}$, $T_{зм.люк}$ – відповідно змінні тарифні ставки ГРОВ і люкового, грн.; K_{∂} – коефіцієнт, який враховує різні види доплат, долі од.; $З_{нар.зн.гров}$, $З_{нар.зн.люк}$ – відповідно нарахування на заробітну плату ГРОВ і люковим, грн.; $З_{мат}$, $З_{ел}$ – відповідно затрати на основні види

матеріалів (патроновані ВР, електродетонатори, підривний дріт, детонуючий шнур) і електроенергію, що були використані при проведенні робіт з випуску, доставки і навантаження руди та подрібненні негабаритних кусків, грн.; $Z_{ам.вон}$ - затрати на амортизацію обладнання (скреперні установки, шахтні люки), що було використане при проведенні цих робіт, грн.; $K_{не}$ = 1,05 - 1,1 – коефіцієнт, який враховує непередбачені затрати, долі од.

Питомі затрати на 1 тонну руди по кожному варіанту визначали з виразу, грн:

$$ПЗ = Z_{заг} / T_p. \quad (4.10)$$

Але враховуючи той фактор, що шахтоуправління є окремим структурним підрозділом комбінату і видобута руда не постачається зовнішнім споживачам, а використовується у власному металургійному виробництві, й при цьому по кожному з порівнюваних варіантів кількість видобутої рудної маси та її якість є різною, правильно буде привести отримані показники, так би мовити, до одного знаменника, яким, а наш погляд, є кількість товарної продукції (агломераційної руди) однакової якості, яку буде отримано при первинній переробці руди на ДСФ шахти, та її повна загальношахтова собівартість.

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: потужність покладу - 25 м, що приблизно відповідає середній потужності покладів багатих залізних руд на шахтах рудника, кут падіння покладу – 65 градусів, коефіцієнт міцності руди – 5 балів за шкалою проф. М.М. Протод'яконова, висота підповеру – 30 м, ширина мпанелі – 25 м, об'ємна вага руди – 3,55 т/м³.

При виконанні розрахунків затрати на проведення гірничих виробок, буріння штангових шпурів і глибоких свердловин, вартість матеріалів, енергії, та обладнання, що були використані при виконанні робіт, змінні тарифні ставки робітників різних професій були взяті за даними виробничої діяльності шахтоуправління станом на перший квартал 2024 року.

4.2. Визначення техніко-економічних показників існуючої технології утворення компенсаційних камер та відпрацювання виймальних панелей в умовах шахтоуправління ПАТ«АрселорМітталКривийРіг» (вар. 1).

При виконанні розрахунків були прийняті наступні геометричні розміри виймальних панелей: висота поверху $H_{nn} = 30$ м; довжина панелі $L_{пан} = 25$ м та її ширина $B_{пан} = 20$ м.

При таких розмірах панелі та середній об'ємній вазі руди в масиві $\gamma_p = 3,55$ т/м³ запас руди в ній становитиме, т:

$$T_{пан} = H_{nn} \cdot L_{пан} \cdot B_{пан} \cdot \gamma_p = 30 \cdot 25 \cdot 20 \cdot 3,55 = 53250 \text{ т.}$$

Обсяги проведення гірничих виробок при відпрацюванні одної панелі, а також затрати на їх проведення приведені в табл. 1.

Таблиця 1

Обсяги гірничих виробок та затрати на їх проведення при відпрацюванні панелі існуючою технологією (вар. 1)

№ з/п	Найменування виробок	Площа перерізу, м ²	Загальна довжина, м	Об'єм по руді, м ³	Вартість 1м виробки, грн.	Затрати на проведення виробки, грн.
1.	Відкотний штрек л/б	12,4	9	-	24540	220860
2.	Орт-заїзд	10,2	10	21	19150	191500
3.	Блоковий ВХП	2,5	8	-	5100	40800
4.	Господарчий піднят.	2,25	5	-	4560	22800
5.	Рудоспуск	2,25	8	9	4560	36480
6.	Вентиляційний піднят.	2,25	8	-	4560	36480
7.	Господарчий орт	6,0	15	38	17380	260700
8.	Акумуляційний штрек	8,2	24	-	18740	449760
9.	Орт скреперування	6,0	45	270	19220	864900
10.	Вентиляційний штрек	5,3	24	127	12610	302640
11.	Бурові ніші-дучки	5,0	40	200	16070	642800
12.	Відрізний підняттявий	2,25	23	52	4560	104880
13.	Відрізна збійка	6,0	5	30	17380	86900
	Всього:		224	747		3225020

Визначення кількості видобутої рудної маси та показників вилучення руди (її втрат і засмічення) при відробці панелі існуючою технологією приведені в табл. 2.

Таблиця 2

Визначення кількості видобутої рудної маси та рівня втрат і засмічення руди при відробці панелі існуючою технологією (вар. 1)

Найменування видів робіт	Об'єм по руді, м ³	Запас руди, т	Втрати руди		Засмічення руди		Вихід рудної маси, долі од.	Кількість видобутої рудної маси, т
			%	т	%	т		
Проведення гірничих виробок	747	2652	0	0	0	0	1,0	2652
Утворення вертикальної компенсаційної камери	1725	6124	2	123	3	186	1,01	6187
Відробка основного запасу панелі	18916	44474	22	9784	20	8672	0,975	43362
Всього:	15000	53250	18,6	9907	16,97	8858	0,98	52201

Згідно отриманих даних при відробці панелей існуючою технологією втрати руди та її засмічення складуть, відповідно, 18,6 і близько 17%, що відповідає їх рівням згідно виробничих даних шахтоуправління.

Якість видобутої рудної маси можна визначити з формули [31]:

$$q = p - \frac{(p-r) \cdot 3}{100}$$

де: p , r – вміст заліза, відповідно в рудному масиві та засмічуючих породах, %.

При вмісті заліза в рудному масиві $p = 58\%$ і в засмічуючих породах $r = 36\%$ якість видобутої рудної маси становитиме:

$$q = 58 - \frac{(58-36) \cdot 17}{100} = 54,26\%.$$

Питомі витрати гірничих виробок при цьому складуть: $224 / 52,2 = 4,3$ м/1000 т.

Визначення параметрів буро-підривних робіт (БПР) здійснювали за методикою проф. Ю. Капленка [4]. При середньому коефіцієнті міцності руди у 6 балів показник її підриваємості C_0 становитиме:

$$C_0 = 20 + 56 \cdot e^{-0,2 \cdot f} = 20 + 56 \cdot e^{-0,2 \cdot 6} = 36,87.$$

Лінія найменшого опору при застосуванні у якості вибухівки грамоніта 79/21 при підриванні свердловинних зарядів діаметром 105 мм зі щільністю заряджання $1,15$ г/см³ складе:

$$W = k_n \cdot C_0 \cdot d \cdot \sqrt{\Delta} \cdot \delta = 0,9 \cdot 36,87 \cdot 0,105 \cdot \sqrt{1,15} \cdot 1,0 = 3,74 \text{ м},$$

де k_n - коефіцієнт, що враховує неоднорідність масиву руди, долі од.; d - діаметр свердловин, м; Δ - прийнята щільність заряджання ВР, г/см³; δ - коефіцієнт відносної роботоздатності ВР, долі од.

Коефіцієнт зближення свердловинних зарядів m й відстань a між кінцями глибоких свердловин у віялах становитимуть, відповідно:

$$m = 0,019 \cdot C_0 + 0,403 = 0,019 \cdot 36,87 + 0,403 = 1,104.$$

$$a = m \cdot W = 1,104 \cdot 3,74 = 4,13 \text{ м.}$$

При утворенні вертикальної компенсаційної камери ці параметри зменшуємо на 30%, тобто $W = 2,62$ м, $a = 2,89$ м, а при відбійці руди на «затиснене» середовище при підриванні глибоких свердловин у зовнішніх нішах по периметру панелі - на 20%, тобто: $W = 2,99$ м, $a = 3,30$ м.

Приймаємо наступні параметри БПР: при утворенні вертикальної компенсаційної камери - $W = 2,60$ м, $a = 2,90$ м; на першому етапі відбійки руди з внутрішніх пар ніш на вертикальну компенсаційну камеру - $W = 3,70$ м, $a = 4,20$ м; на другому етапі відбійки руди із зовнішніх пар ніш на «затиснене» середовище - $W = 3,0$ м, $a = 3,30$ м.

Для визначення загальних обсягів буріння глибоких свердловин був використаний рисунок даного варіанту відпрацювання панелі. При цьому кількість глибоких свердловин N_{zc} та їх загальна довжина L_{zc} складає: при утворенні вертикальної компенсаційної камери: $N_{zc} = 36$ шт., $L_{zc} = 640$ м; на першому етапі відбійки руди на вертикальну компенсаційну камеру: $N_{zc} = 75$ шт., $L_{zc} = 1490$ м; на другому етапі відбійки руди на «затиснене» середовище: $N_{zc} = 103$ шт., $L_{zc} = 2175$ м.

Таким чином сумарна кількість і довжина глибоких свердловин становить, відповідно, $\Sigma N_{zc} = 214$ шт. і $\Sigma L_{zc} = 4305$ м.

Середній вихід руди з 1 м свердловини становить: $52201/4305 \approx 12,1$ т/м.

Загальна вага гранульованих ВР (грамоніту 79/21), яку необхідно витратити для заряджання усіх свердловин, складе:

$$B_{\text{гранВР}} = L_{zc} \times K_3 \times P = 4305 \cdot 0,65 \cdot 9,95 \approx 27843 \text{ кг,}$$

де $K_3 = 0,65$ – середнє значення коефіцієнта заряджання свердловин ВР; $P = 9,95$ кг– кількість ВР, яка необхідна для заряджання 1 м свердловини діаметром 0,105 м при щільності заряджання $1,15 \text{ г/см}^3$.

Питома витрата гранульованих ВР на відбійку руди становитиме: $27843 / 52201 = 0,533 \text{ кг/т}$.

Для визначення затрат, які необхідні на засоби ініціювання ВР у свердло-винах, також була використана методика, приведена в роботі [31]. Згідно неї кількість патронованих ВР, електродетонаторів (ЕД), детонуючого шнура (ДШ) і підривного дроту (ПД), що необхідні цього, становитимуть:

$$B_{\text{патрВР}} = N_{\text{зс}} \cdot p_{\text{патрВР}} = 214 \cdot 2,5 \approx 514 \text{ кг};$$

$$N_{\text{ЕД}} = 1,1 \cdot N_{\text{св}} \cdot n_{\text{ЕД}} = 1,1 \cdot 214 \cdot 2 = 471 \text{ шт.};$$

$$L_{\text{ДШ}} = L_{\text{зс}} \cdot n_{\text{нит.ДШ}} \cdot K_{\text{зан}} = 4305 \cdot 2 \cdot 1,1 = 9471 \text{ м};$$

$$L_{\text{ПД}} = T_p \cdot l_{\text{др}} = 49549 \cdot 0,1 = 4955 \text{ м},$$

де $p_{\text{патрВР}}$, $n_{\text{ЕД}}$, – кількість, відповідно, патронованих ВР та електродетонаторів, що необхідні для ініціювання одного свердловинного заряду, кг, шт; $n_{\text{нит.ДШ}} = 2$ – кількість ниток ДШ в одній свердловині, шт.; $K_{\text{зан}} = 1,1$ – коефіцієнт запасу витрат цих матеріалів, долі од.; T_p кількість руди, яка видобута з панелі, т; $l_{\text{ПД}}$ – норма витрат підривного дроту при проведенні підривних робіт з масовим обваленням руди, м/т.

Для розгортання приймальних воронок з кожної ніші, яка буде використана у якості випускної дучки на випуску та доставці руди, вибурюють комплект штангових шпурів діаметром 65 мм. Згідно виробничих даних при міцності руди у 6 балів кожен такий комплект складатиметься з 9 шпурів, загальна довжина яких становитиме 45 м. Враховуючи те, що в панелі є 20 дучок, то загальна кількість шпурів буде $N_{\text{шп}} = 180 \text{ шт.}$, а їх сумарна довжина становитиме $L_{\text{шп}} = 900 \text{ м}$.

Загальна вага гранульованих ВР (грамоніту 79/21), яку необхідно витратити для заряджання всіх штангових шпурів, складе:

$$B_{\text{гранВР}} = L_{\text{шп}} \times K_3 \times P = 900 \cdot 0,75 \cdot 3,32 \approx 2241 \text{ кг}.$$

Питома витрата гранульованих ВР при цьому становитиме: $2241 / 52201 = 0,043$ кг/т.

Для визначення затрат на засоби ініціювання ВР у цих шпурах, використовуємо ту ж саму методику і кількість патронованих ВР, електродетонаторів, ДШ і підривного дроту становитимуть:

$$B_{патрВР} = N_{шп} \cdot p_{патрВР} = 180 \cdot 0,75 = 135 \text{ кг};$$

$$N_{ЕД} = 1,1 \cdot N_{шп} \cdot n_{ЕД} = 1,1 \cdot 180 \cdot 2 = 396 \text{ шт.};$$

$$L_{ДШ} = L_{шп} \cdot n_{нит.ДШ} \cdot K_{зан} = 900 \cdot 2 \cdot 1,1 = 1980 \text{ м};$$

$$L_{нд} = T_p \cdot l_{др} = 2400 \cdot 0,1 = 240 \text{ м}.$$

Таким чином сумарні витрати гранульованих і патронованих ВР становитимуть, відповідно, $\Sigma B_{гранВР} = 27843 + 2241 = 30084$ кг та $\Sigma B_{патрВР} = 514 + 135 = 649$ кг; сумарна кількість електродетонаторів $\Sigma N_{ЕД} = 471 + 396 = 867$ шт.; сумарна кількість ДШ і підривного дроту, відповідно, $\Sigma L_{ДШ} = 9471 + 1980 = 11451$ м та $\Sigma L_{нд} = 4955 + 240 = 5195$ м.

Результати розрахунку затрат на виконання буро-підривних робіт при відпрацюванні виймальної панелі по існуючій технології приведені у табл. 3.

Таблиця 3.

Затрати на виконання буро-підривних робіт при відпрацюванні виймальної панелі по існуючій технології (вар. 1)

№ з/п	Найменування статей витрат	Один. виміру	Кількість одиниць	Вартість одиниць, грн.	Затрати, грн.
1.	Буріння глибоких свердловин	м	4305	72,0	309960
	Буріння штангових шпурів	м	900	31,6	28440
2.	Гранульовані ВР (грам. АС79/21)	кг	30084	81,2	2442820,8
3.	Патроновані ВР (амоніт № 6ЖВ)	кг	649	127,5	82747,5
4.	Електродетонатори	шт.	867	18,1	15692,7
5.	Детонуючий шнур	м	11451	7,0	80157
6.	Підривний дріт	м	5195	2,6	13507
	Всього:				2973325,0

Затрати на заряджання штангових шпурів і глибоких свердловин та комутацію підривної мережі також визначали за методикою, приведеною в роботі [31].

Роботи з механізованого заряджання штангових шпурів здійснює ланка підривників з трьох робітників, а по заряджанню глибоких свердловин – з чотирьох робітників, за допомогою зарядної машини МТЗ-3. Продуктивність одної ланки згідно [32] складає при заряджанні штангових шпурів і глибоких свердловин, відповідно, 2400 та 4200 кг/зміну.

Витрати робочої сили на заряджання штангових шпурів і комутацію підривної мережі згідно формули (4.5) складуть:

$$n_{зк} = \frac{2241 \cdot 3}{2400} + 2 \approx 5 \text{ люд.-змін.}$$

Затрати робочої сили на заряджання глибоких свердловин і комутацію підривної мережі згідно тієї ж формули становитимуть:

$$n_{зк} = \frac{27843 \cdot 4}{4200} + 3 \approx 30 \text{ люд.-змін.}$$

Сумарні затрати на виконання цих робіт розраховуємо згідно формули (4.4) і вони складуть:

$$З_{зк} = (n_{зар+ком} \cdot T_{ст}) \cdot K_{дон} \cdot K_{нар} = (35 \cdot 685,9) \cdot 1,80 \cdot 1,3 \approx 56175 \text{ грн,}$$

де $T_{ст} = 685,9$ грн – змінна тарифна ставка підривника 5-го розряду; $K_{дон} = 1,80$ – коефіцієнт, що враховує різні види доплат (премії, робота в нічний і вечірній час тощо), долі од.; $K_{нар} = 1,30$ – коефіцієнт, який враховує нарахування на основну і додаткову заробітну плату, долі од.

Час, необхідний на виконання робіт по заряджанню штангових шпурів і глибоких свердловин визначаємо з формули (4.7) й він складе:

$$t_{зар} = \frac{B_{гранВР}}{(Q_{зм} \times K_{нер.роб}) \times 12 \times n_{зм}} = \frac{2241}{(2400 \times 0,3) \times 12 \times 22} + \frac{27843}{(4200 \times 0,3) \times 12 \times 22} \approx 0,1$$

років.

Затрати на амортизацію зарядної машини при виконанні цих робіт згідно виразу (4.6) складуть:

$$З_{ам.зар} = B_{зм} \cdot K_{ам} \cdot t_{зар} = 1094000 \cdot 0,2 \cdot 0,1 = 21880 \text{ грн.}$$

Таким чином загальні затрати на буро-підривні роботи при відпрацюванні однієї панелі по існуючій технології згідно формули (4.3) становитимуть:

$$З_{бпр} = 2973325 + 56175 + 21880 = 3051380 \text{ грн.}$$

Для розрахунку затрат на випуск, доставку і навантаження руди також було використано методику, приведену в роботі [32].

Спочатку визначимо продуктивність скреперних установок на первинній доставці руди лебідками 30ЛС-2СМ та на акумуляції лебідкою 55ЛС-2С. Для розрахунків застосовуємо методику, приведену в тій же роботі.

Технічна та середньозмінна експлуатаційна продуктивність скреперної установки 30ЛС-2СМ складуть, відповідно:

$$P_{техн} = \frac{3600 \cdot V_c \cdot K_{нс}}{\frac{l_{сеп}}{v_{зс}} + \frac{l_{сеп}}{v_{нс}} + t_{пер}} = \frac{3600 \cdot 0,35 \cdot 0,9}{\frac{15}{1,30} + \frac{15}{1,77} + 35} = 26,0 \text{ м}^3/\text{год.};$$

$$H_{зм} = \frac{380 \cdot P_{техн}}{1,15 \cdot t_{вн} \cdot P_{техн.скр} + 63} = \frac{380 \cdot 26}{1,15 \cdot 1,7 \cdot 26 + 63} \approx 86,8 \text{ м}^3/\text{зміну},$$

де $V_{скр} = 0,35 \text{ м}^3$ – місткість скрепера; $K_{нс} = 0,9$ – коефіцієнт наповнення скрепера рудою; $l_{сеп} = 15 \text{ м}$ – середня довжина доставки руди; $v_{зс}$, $v_{нс}$ – відповідно, швидкість руху завантаженого та порожнього скрепера, м/с; $t_{пер} = 35 \text{ с}$ – час на завантаження скрепера і на перемикання його ходу; $t_{вн} = 1,7 \text{ хвил./м}^3$ – витрати часу на вторинне подрібнення негабаритних кусків при випуску руди, віднесені до 1 м^3 рудної маси.

Середньозмінна продуктивність праці ГРОВ (скрепериста) на первинній доставці руди складе:

$$P_{ГРОВ} = H_{зм} \cdot \gamma_p / K_p = 86,8 \cdot 3,55 / 1,5 \approx 205 \text{ т/зміну},$$

де $K_p = 1,5$ – коефіцієнт розпушення руди при її випуску, доли од.

Технічна та середньозмінна експлуатаційна продуктивність скреперної установки 55ЛС-2СМ на вторинній доставці руди складуть, відповідно:

$$P_{техн.ак} = \frac{3600 \cdot V_c \cdot K_{нс}}{\frac{l_{сеп}}{v_{зс}} + \frac{l_{сеп}}{v_{нс}} + t_{пер}} = \frac{3600 \cdot 0,75 \cdot 0,95}{\frac{25}{1,46} + \frac{25}{2,0} + 20} \approx 51,7 \text{ м}^3/\text{год.};$$

$$H_{зм} = \frac{380 \cdot P_{техн.ак}}{1,15 \cdot t_{вн} \cdot P_{техн.ак} + 63} = \frac{380 \cdot 51,7}{1,15 \cdot 1,0 \cdot 51,7 + 63} \approx 160,4 \text{ м}^3/\text{зміну},$$

Середньозмінна продуктивність праці скрепериста на вторинній доставці руди по акумуляційному штреку становитиме:

$$P_{скр.ак} = 160,4 \cdot 3,55 / 1,4 \approx 406 \text{ т/зміну}.$$

Оскільки одна лебідка на акумуляції здійснює доставку руди з двох ортів скреперування, то їх сумарна продуктивність обмежується продуктивністю цієї лебідки на вторинній доставці, тобто кожен вибій буде давати по 203 тонн руди в зміну. Таким чином фактична середньозмінна продуктивність одного ГРОВ (скрепериста) складатиме $406 / 3 \approx 135$ тонн.

Затрати на заробітну плату робітникам на випуску, доставці та навантаженню руди визначали згідно формули (4.9):

$$\begin{aligned} Z_{\text{зп}} &= Z_{\text{зп.гров}} + Z_{\text{зп.люк}} = [(T_p / P_{\text{гров}}) \cdot T_{\text{зм.гров}} \cdot K_{\text{д}} \cdot K_{\text{нар}}] + \\ &+ [(T_p / P_{\text{люк}}) \cdot T_{\text{зм.люк}} \cdot K_{\text{д}} \cdot K_{\text{нар}}] = [(52201 / 135) \cdot 616,2 \cdot 1,8 \cdot 1,3] + \\ &+ [(52201 / 406) \cdot 547,4 \cdot 1,8 \cdot 1,3] = 723256 \text{ грн.} \end{aligned}$$

При визначенні затрат на матеріали, які необхідні при виконанні робіт по випуску, доставці та навантаженню руди, а також при здійсненні вторинного подрібнення негабаритних кусків руди, були враховані затрати на патроновані ВР, електродетонатори, ДШ та підривний дріт. Питома витрата вказаних матеріалів були прийняті відповідно до даних виробничої діяльності шахтоуправління. Ці витрати становлять: патроновані ВР - 0,06 кг/т; ЕД - 0,07 шт./т; ДШ - 0,25 м/т; підривний дріт - 0,3 м/т.

Загальна кількість вищезазначених матеріалів складає: патронованих ВР - $52201 \cdot 0,06 \approx 3132$ кг; електродетонаторів - $52201 \cdot 0,07 \approx 3654$ штук; детонуючого шнура - $52201 \cdot 0,25 \approx 13050$ м; підривного дроту - $52201 \cdot 0,3 \approx 15660$ м.

Визначення затрат на матеріали, які необхідні при виконанні робіт, пов'язаних з випуском, доставкою і навантаженням руди, приведені в табл. 4.

Питома витрата електроенергії при доставці руди скреперними установками та при її випуску з рудоспуску вібролюком складуть:

- скреперними установками 30ЛС-2СМ на первинній доставці руди:

$$q_{\text{ел.скр}} = \frac{P_{\text{су}} \cdot T_{\text{зм}} \cdot K_{\text{в.су}}}{P_{\text{гров}} \cdot \eta_{\text{дв.су}}} = \frac{30 \cdot 7 \cdot 0,85}{203 \cdot 0,9} \approx 0,98 \text{ кВт} \cdot \text{год.} / \text{т};$$

- скреперними установками 55ЛС-2СМ на акумуляції руди:

$$q_{\text{ел.скр}} = \frac{55 \cdot 7 \cdot 0,85}{406 \cdot 0,9} \approx 0,90 \text{ кВт} \cdot \text{год.} / \text{т};$$

Таблиця 4.

Затрати на матеріали, необхідні при виконанні робіт, пов'язаних з випуском, доставкою і навантаженням руди (вар. 1)

№ з/п	Найменування матеріалів	Один. виміру	Кількість одиниць	Вартість одиниці, грн.	Затрати, грн.
1.	Патроновані ВР (амоніт 6ЖВ)	кг	3132	127,5	399330
2.	Електродетонатори	шт.	3654	18,1	66137
3.	Детонуючий шнур	м	13050	7,0	91350
4.	Підрильний дріт	м	15660	2,6	40716
	Всього:				597533

- шахтним вібролюком 1АШЛ-1М:

$$q_{еллюк} = \frac{P_{ашл} \cdot T_{зм} \cdot K_{в.ашл}}{P_{ашл} \cdot \eta_{дв.ашл}} = \frac{11 \cdot 7 \cdot 0,5}{406 \cdot 0,9} \approx 0,18 \text{ кВт} \cdot \text{год./т},$$

де $P_{су}$, $P_{ашл}$ – потужність електродвигунів відповідно, скреперних установок і вібролюка, кВт·год.; $T_{зм}$ – тривалість робочої зміни, год.; $K_{в.су}$, $K_{в.ашл}$ – коефіцієнт використання у часі на протязі зміни, відповідно, скреперних установок і вібролюка, долі од.; $P_{зров}$, $P_{ашл}$ – змінна продуктивність, відповідно, скреперних установок і вібролюка, т; $\eta_{дв.су}$, $\eta_{дв.ашл}$ – відповідно, к.к.д. електродвигунів скреперних установок і вібролюка.

Сумарна питома витрата електроенергії при доставці руди скреперними установками та її навантаженні у вагонетки вібролюком складуть: $0,98 + 0,9 + 0,18 = 2,06 \text{ кВт} \cdot \text{год/т}$. З урахуванням затрат на освітлення виробок приймаємо їх $2,1 \text{ кВт} \cdot \text{год/т}$.

Загальні затрати на електроенергію при її вартості $5,6 \text{ грн./кВт} \cdot \text{год}$ складуть:

$$Z_{ел.ен} = (52201 \cdot 2,1) \cdot 5,6 \approx 613884 \text{ грн.}$$

Затрати на амортизацію скреперних установок і вібролюка при їх використанні цих робіт визначали аналогічно формул (4.6) і (4.7), підставляючи в них необхідні дані по даному виробничому процесу та устаткуванню. Результати цих розрахунків приведені у табл. 5.

Таблиця 5

Затрати на амортизацію устаткування, яке застосовують на випуску, доставці і навантаженні руди (вар. 1)

Найменування устаткування	Кіл-ть один.	Початкова вартість, грн		Річна норма амортизації, %	Час роботи устаткування, років	Сума затрат, Грн..
		одиниці	всього			
Скреперна установка 30ЛС-2СМ	2	317300	634600	34	0,5	107882
Скреперна установка 55ЛС-2СМ	1	539400	539400	34	0,5	91698
Шахтний вібролюк 1АШЛ-1М	1	200990	200990	50	0,5	50248
Разом:						249828
Невраховане устаткування (10%)						24983
Всього:						274811

Час, необхідний на виконання робіт з випуску, доставки і навантаження руди згідно формули (4.7) складе:

$$t_{\text{вдн}} = \frac{52201}{(406 \times 0,95) \times 12 \times 22} \approx 0,5 \text{ року.}$$

Таким чином затрати, пов'язані з роботами на випуску, доставці й навантаженню руди згідно формули (4.8) становитимуть:

$$Z_{\text{вдн}} = Z_{\text{зн}} + Z_{\text{мат}} + Z_{\text{ел}} + Z_{\text{ам.вдн}} = 723256 + 238133 + 613884 + 274811 = 2209484 \text{ грн.}$$

Сума загальних затрат на відпрацювання однієї панелі при застосуванні існуючої технології згідно виразу (4.1) складе, грн.:

$$Z_{\text{заг}} = (Z_{\text{зв}} + Z_{\text{бпр}} + Z_{\text{вдн}}) \cdot K_{\text{нз}} = (3225020 + 3051380 + 2209484) \cdot 1,07 \approx 9079896 \text{ грн.}$$

Питомі затрати на 1 тону видобутої руди по даному варіанту згідно виразу (4.10) становитимуть:

$$ПЗ = Z_{\text{заг}} / T_p = 9079896 / 52201 = 173,94 \text{ грн.}$$

4.3. Визначення техніко-економічних показників запропонованої технології утворення компенсаційних камер та відпрацювання виймальних панелей в умовах шахтоуправління ПАТ«АрселорМітталКривийРіг» (вар. 2)

Оскільки при запропонованій технології геометричні розміри виймальних панелей є однаковими і об'ємна вага руди в масиві є такою ж, то відповідно й запас руди в панелі буде таким же, тобто $T_p = 53250$ т.

Обсяги проведення гірничих виробок при відпрацюванні одної панелі, а також затрати на їх проведення при відробці панелі запропонованою технологією приведені в табл. 6.

Таблиця 6

Обсяги гірничих виробок та затрати на їх проведення при відпрацюванні панелі запропонованою технологією (вар. 2)

№ з/п	Найменування виробок	Площа перерізу, м ²	Загальна довжина, м	Об'єм по руді, м ³	Вартість 1м виробки, грн.	Затрати на проведення виробки, грн.
1.	Відкотний штрек л/б	12,4	9	-	24540	220860
2.	Орт-заїзд	10,2	10	21	19150	191500
3.	Блоковий ВХП	2,5	8	-	5100	40800
4.	Господарчий піднят.	2,25	5	-	4560	22800
5.	Рудоспуск	2,25	8	9	4560	36480
6.	Вентиляційний піднят.	2,25	8	-	4560	36480
7.	Господарчий орт	6,0	15	38	17380	260700
8.	Акумуляційний штрек	8,2	24	-	18740	449760
9.	Орт скреперування	6,0	45	270	19220	864900
10.	Вентиляційний штрек	5,3	24	127	12610	302640
11.	Бурові ніші-дучки	5,0	40	200	16070	642800
12.	Відрізний підняттявий	2,25	25	56	4560	114000
13.	Відрізна збійка	6,0	5	30	17380	86900
	Всього:		226	751		3234140

Визначення кількості видобутої рудної маси та показників втрат і засмічення руди при відпрацюванні панелі запропонованою технологією приведені в табл. 7.

Таблиця 7

Визначення можливого рівня втрат і засмічення руди та кількості видобутої рудної маси при відробці покладів запропонованою технологією (вар. 2)

Найменування видів робіт	Об'єм, по руді, м ³	Запас руди, т	Втрати руди		Засмічення руди		Вихід рудної маси, долі од.	Кількість видобутої рудної маси, т
			%	т	%	т		
Проведення гірничих виробок	751	2666	0	0	0	0	1,0	2666
Утворення вертикальної компенсаційної камери	2933	10412	1	123	1	104	1,0	10412
Відробка основного запасу панелі	11316	40172	20	8034	19	7576	0,988	39876
Всього:	15000	53250	15,32	8157	14,50	7680	0,994	52954

Згідно розрахунків рівень втрат і засмічення руди при відпрацюванні панелі запропонованою технологією є значно меншими, а саме втрати близько 15,3%, а засмічення – 14,5%, внаслідок чого кількість видобутої руди зросла в порівнянні з існуючою технологією на 750 тонн.

Питомі витрати виробок при відробці панелі запропонованою технологією становитимуть: $226 / 52,95 = 4,27$ м/1000 т.

Якість видобутої рудної маси при застосуванні запропонованої технології складе:

$$q = 58 - \frac{(58 - 36) \cdot 14,5}{100} = 54,81\%.$$

Розрахункові параметри буро-підривних робіт залишаються такими ж, як і у попередньому варіанті, тобто $W = 3,74$ м і $a = 4,13$ м.

При утворенні вертикальної компенсаційної камери трапецевидної форми зменшуємо не на 30%, а на 20%, оскільки її ширина і площа оголення є більшими практично у 1,7 рази, що значно покращує умови роботи свердло-винних зарядів у порівнянні з існуючою технологією. Тому приймаємо $W = 3,0$ м, $a = 3,3$ м. а при відбійці руди на «затиснене» середовище при підриванні глибоких свердловин у зовнішніх нішах по периметру панелі – на 20%, тобто: $W = 2,99$ м, $a = 3,30$ м.

При випуску руди з компенсаційної камери до рівня горизонту воронки її об'єм становитиме близько 2700 м³. Коефіцієнт розпушення руди при масовому

обваленні на неї основного запасу руди в панелі, який буде при цьому, визначимо згідно методики, приведеної у роботі [32] і він становитиме:

$$K_p = (V_{pm} + V_{кк}) / V_{pm} = (11316 + 2700) / 11316 \approx 1,24.$$

Компенсаційна камера такої форми за рахунок значно більшого свого об'єму, ніж при існуючій технології, дає можливість здійснювати відбійку основного масиву панелі за один вибух, тобто параметри БПР будуть такими ж, як і у першому варіанті на першому етапі відбійки, тобто $W = 3,70\text{м}$, $a = 4,20\text{м}$.

Для визначення загальних обсягів буріння глибоких свердловин було використано графічне зображення даної технології, приведене на рис. 23-26, відповідно з яким кількість глибоких свердловин N_{zc} та їх загальна довжина L_{zc} становить: при утворенні вертикальної компенсаційної камери: $N_{zc} = 50$ шт., $L_{zc} = 1020$ м; при масовому обваленні основного запасу панелі: $N_{zc} = 152$ шт., $L_{zc} = 3090$ м.

Таким чином сумарна кількість і довжина глибоких свердловин становитиме, відповідно, $\Sigma N_{zc} = 202$ шт. і $\Sigma L_{zc} = 4110$ м.

Середній вихід руди з 1 м свердловини становить: $52954 / 4110 \approx 12,9$ т/м.

Загальна вага гранульованих ВР (грамоніту 79/21), яку необхідно витратити для заряджання усіх свердловин, складе:

$$B_{\text{гранВР}} = L_{zc} \times K_3 \times P = 4110 \cdot 0,65 \cdot 9,95 \approx 26581 \text{ кг.}$$

Питома витрата гранульованих ВР на відбійку руди при цьому становитиме: $26581 / 52954 = 0,502$ кг/т.

Затрати на засоби ініціювання ВР у свердловинах при застосуванні запропонованої технології становитимуть

$$B_{\text{патрВР}} = N_{zc} \cdot p_{\text{патрВР}} = 202 \cdot 2,5 \approx 505 \text{ кг;}$$

$$N_{ED} = 1,1 \cdot N_{св} \cdot n_{ED} = 1,1 \cdot 214 \cdot 2 = 444 \text{ шт.;}$$

$$L_{ДШ} = L_{zc} \cdot n_{\text{нит.ДШ}} \cdot K_{зан} = 4110 \cdot 2 \cdot 1,1 = 9042 \text{ м;}$$

$$L_{нд} = T_p \cdot l_{dp} = 50288 \cdot 0,1 = 5029 \text{ м.}$$

Так як кількість бурових ніш-дучок і приймальних воронок у запропонованій та існуючій технології є однаковими, то й витрати матеріалів при їх утворенні будуть таки ми ж: загальна вага гранульованих ВР (грамоніт 79/21) - $B_{\text{гранВР}} = 2241$ кг;

патронованих ВР - $B_{напрВР} = 135$ кг; електродетонаторів - $N_{ЕД} = 396$ шт.; ДШ - $L_{ДШ} = 1980$ м; підривного дроту - $L_{нд} = 240$ м.

Таким чином сумарні витрати гранульованих і патронованих ВР у запропонованій технології становитимуть, відповідно, $\Sigma B_{гранВР} = 26581 + 2241 = 28882$ кг та $\Sigma B_{напрВР} = 505 + 135 = 640$ кг; сумарна кількість електродетонаторів $\Sigma N_{ЕД} = 444 + 396 = 840$ шт.; сумарна кількість ДШ і підривного дроту, відповідно, $\Sigma L_{ДШ} = 9042 + 1980 = 11022$ м та $\Sigma L_{нд} = 5029 + 240 = 5269$ м.

Результати розрахунку затрат на виконання буро-підривних робіт при відпрацюванні виймальної панелі запропонованою технологією приведені у табл. 8.

Таблиця 8.

Затрати на виконання буро-підривних робіт при відпрацюванні виймальної панелі запропонованою технологією (вар. 2)

№ з/п	Найменування статей витрат	Один. виміру	Кількість одиниць	Вартість одиниці, грн.	Затрати, грн.
1.	Буріння глибоких свердловин	м	4110	72,0	295920
	Буріння штангових шпурів	м	900	31,6	28440
2.	Гранульовані ВР (грам. АС79/21)	кг	28882	81,2	2345218,4
3.	Патроновані ВР (амоніт № 6ЖВ)	кг	640	127,5	81600
4.	Електродетонатори	шт.	840	18,1	5204
5.	Детонуючий шнур	м	11022	7,0	77154
6.	Підривний дріт	м	5269	2,6	13699,4
	Всього:				2847236

Витрати робочої сили на заряджання штангових шпурів і комутацію підривної мережі у даному варіанті згідно формули (4.5) складуть:

$$n_{зк} = \frac{2241 \cdot 3}{2400} + 2 \approx 5 \text{ люд.-змін.}$$

Затрати робочої сили на заряджання глибоких свердловин і комутацію підривної мережі згідно тієї ж формули становитимуть:

$$n_{зк} = \frac{26581 \cdot 4}{4200} + 3 \approx 28 \text{ люд.-змін.}$$

Сумарні затрати на виконання цих робіт згідно формули (4.4) складуть:

$$З_{зк} = (n_{зар+ком} \cdot T_{см}) \cdot K_{доп} \cdot K_{нар} = (33 \cdot 685,9) \cdot 1,80 \cdot 1,3 \approx 52965 \text{ грн.}$$

Час, необхідний на виконання робіт по заряджанню штангових шпурів і глибоких свердловин визначаємо з формули (4.7) й він складе:

$$t_{зар} = \frac{B_{гранВР}}{(Q_{зм} \times K_{нер.роб}) \times 12 \times n_{зм}} = \frac{2241}{(2400 \times 0,3) \times 12 \times 22} + \frac{26581}{(4200 \times 0,3) \times 12 \times 22} \approx 0,08 \text{ років.}$$

Затрати на амортизацію зарядної машини при виконанні цих робіт згідно виразу (4.6) складуть:

$$З_{ам.зар} = B_{зм} \cdot K_{ам} \cdot t_{зар} = 1094000 \cdot 0,2 \cdot 0,08 = 17504 \text{ грн.}$$

Таким чином загальні затрати на буро-підбивні роботи при відпрацюванні однієї панелі запропонованою технологією згідно формули (4.3) становитимуть:

$$З_{бпр} = 2847236 + 52965 + 17504 = 2917705 \text{ грн.}$$

При визначенні затрат на випуск, доставку і навантаження руди продуктивність скреперних установок на первинній доставці руди лебідками 30ЛС-2СМ та на акумуляції лебідкою 55ЛС-2С приймаємо такими ж, тобто відповідно, 203 та 406 т/зміну, а середньозмінну продуктивність ГРОВ (скрепериста) – 135 т/зміну.

Затрати на заробітну плату робітникам на випуску, доставці та навантаженню руди при застосуванні запропонованої технології згідно формули (4.9) складуть:

$$\begin{aligned} З_{зн} &= З_{зн.гров} + З_{зн.люк} = [(T_p / П_{гров}) \cdot T_{зм.гров} \cdot K_d \cdot K_{нар}] + \\ &+ [(T_p / П_{люк}) \cdot T_{зм.люк} \cdot K_d \cdot K_{нар}] = [(52954 / 135) \cdot 616,2 \cdot 1,8 \cdot 1,3] + \\ &+ [(52954 / 406) \cdot 547,4 \cdot 1,8 \cdot 1,3] = 732659 \text{ грн.} \end{aligned}$$

Питома витрата матеріалів, які необхідні при виконанні робіт по випуску, доставці та навантаженню руди у даному варіанті, а також при здійсненні вторинного подрібнення негабаритних кусків руди (патроновані ВР, електродетонатори, ДШ та підбивний дріт), враховуючи дещо кращу якість подрібнення руди (оскільки відсутня відбійка її частини на «затиснене» середовище), приймаємо наступними: патроновані ВР - 0,05 кг/т; ЕД - 0,06 шт./т; ДШ - 0,2 м/т; підбивний дріт - 0,25 м/т.

Загальна кількість вищезазначених матеріалів складе: патронованих ВР - $52954 \cdot 0,05 \approx 2648$ кг; електродетонаторів - $52954 \cdot 0,06 \approx 3177$ штук; детонуючого шнура - $52954 \cdot 0,2 \approx 10591$ м; підбивного дроту - $52 \cdot 0,3 \approx 13239$ м.

Визначення затрат на матеріали, які необхідно витратити при виконанні робіт, пов'язаних з випуском, доставкою і навантаженням руди у запропонованому варіанті, приведені в табл. 9.

Таблиця 9.

Затрати на матеріали, необхідні при виконанні робіт, пов'язаних з випуском, доставкою і навантаженням руди (вар. 2)

№ з/п	Найменування матеріалів	Один. виміру	Кількість одиниць	Вартість одиниці, грн.	Затрати, грн.
1.	Патроновані ВР (амоніт 6ЖВ)	кг	2648	127,5	337620
2.	Електродетонатори	шт.	3177	18,1	5737,7
3.	Детонуючий шнур	м	10591	7,0	74137
4.	Підрильний дріт	м	13239	2,6	30449,7
	Всього:				447944

Оскільки продуктивність засобів доставки є такою ж, як і при існуючій технології той питома витрата електроенергії при доставці руди скреперними установками та при її випуску з рудоспуску вібролюком у запропонованому варіанті становитиме 2,1 кВт·год/т.

Загальні затрати на електроенергію у даному варіанті складуть:

$$Z_{ел.ен} = (52954 \cdot 2,1) \cdot 5,6 \approx 622739 \text{ грн.}$$

Затрати на амортизацію устаткування на випуску. Доставці та навантаженні руди визначали з формул (4.6) і (4.7). Результати цих розрахунків приведені у табл. 10.

Час, необхідний на виконання робіт з випуску, доставки і навантаження руди згідно формули (4.7) складе:

$$t_{вдн} = \frac{52954}{(406 \times 0,95) \times 12 \times 22} \approx 0,52 \text{ року.}$$

Таким чином затрати, пов'язані з роботами на випуску, доставці й навантаженню руди згідно формули (4.8) у даному варіанті становитимуть:

$$Z_{вдн} = Z_{зн} + Z_{мат} + Z_{ел} + Z_{ам.вдн} = 732659 + 447944 + 622739 + 285803 = 2089145 \text{ грн.}$$

Сума загальних затрат на відпрацювання однієї панелі при застосуванні існуючої технології згідно виразу (4.1) складе, грн.:

Таблиця 10

Затрати на амортизацію устаткування, яке застосовують на випуску, доставці і навантаженні руди (вар. 2)

Найменування устаткування	Кіл-ть один.	Початкова вартість, грн		Річна норма амортизації, %	Час роботи устаткування, років	Сума затрат, грн
		одиниці	всього			
Скреперна установка 30ЛС-2СМ	2	317300	634600	34	0,52	112197
Скреперна установка 55ЛС-2СМ	1	539400	539400	34	0,52	95366
Шахтний вібролюк 1АШЛ-1М	1	200990	200990	50	0,52	52878
Разом:						259821
Невраховане устаткування (10%)						25982
Всього:						285803

$$\begin{aligned}
 Z_{\text{заг}} &= (Z_{\text{зв}} + Z_{\text{бпр}} + Z_{\text{вон}}) \cdot K_{\text{нз}} = \\
 &= (3234140 + 2917705 + 2089145) \cdot 1,07 \approx 8817859 \text{ грн.}
 \end{aligned}$$

Питомі затрати на 1 тону видобутої руди по даному варіанту згідно виразу (4.10) становитимуть:

$$ПЗ = Z_{\text{заг}} / T_p = 8817859 / 52201 = 166,52 \text{ грн.}$$

4.4. Визначення шахтної собівартості руди по порівнюваним варіантам та ефективності запропонованої технології відпрацювання панелей

Як бачимо при відпрацюванні панелей існуючою та запропонованою технологією з одного й того ж балансового запасу буде отримано різна кількість рудної маси («сирої» руди), яка до того ж має й різну якість. Для коректного порівняння цих варіантів було прийнято рішення визначити, яку кількість товарної руди однакової якості буде отримано по кожному з них у результаті первинної переробки «сирої» руди на дробильно-сортувальній фабриці (ДСФ), та визначити орієнтовну шахтну собівартість 1 тонни товарної руди.

За даними виробничої діяльності шахтоуправління при існуючій технології в результаті первинної переробки руди на ДСФ у середньому виділяється біля 5%

відвальних порід із середнім вмістом заліза в них 28%. Тобто кількість отриманої товарної руди по варіанту 1 буде: $T_{pm1} = 52201 \cdot 0,95 = 49591$ т.

Вміст заліза у цій товарній руді можна визначити за формулою:

$$q_{mp} = \frac{(T_{pm} \cdot q_{cp}) - (T_{en} \cdot q_{en})}{T_{mp}} = \frac{(52201 \cdot 54,26) - (2610 \cdot 28)}{49591} = 55,64\%,$$

де: T_{pm} , T_{en} , T_{mp} – кількість, відповідно, рудної маси («сирої» руди), відвальних порід та товарної руди, т; q_{cp} , q_{en} – вміст заліза, відповідно, в «сирій» і товарній руді, %.

Для отримання товарної руди з таким же вмістом заліза у другому варіанті достатньо видалити на ДСФ не 5%, а 3% відвальних порід:

$$q_{mp} = \frac{(T_{pm} \cdot q_{cp}) - (T_{en} \cdot q_{en})}{T_{mp}} = \frac{(52954 \cdot 54,81) - (1594 \cdot 28)}{51360} = 55,64\%.$$

Згідно даних виробничої діяльності шахтоуправління затрати на переробку 1 тонни «сирої» руди становлять біля 16,5 грн. Відповідно з цим собівартість 1 т отриманої після первинної переробки на ДСФ товарної руди складе:

- варіант 1: $173,94 + (52201 \times 16,5 / 49591) = 191,31$ грн.;
- варіант 2: $166,52 + (52954 \times 16,5 / 51360) = 183,53$ грн.

Згідно робіт [5,32] затрати по системі розробки становлять від 30 до 50 – 60% від загальношахових затрат (додаткові затрати на транспортування та підйом руди на денну поверхню, її переробку на ДСФ, водовідлив і вентиляцію, адміністративні витрати та рентні платежі). Тобто з відносно незначною похибкою можна припустити, що загально шахтова собівартість зросте приблизно вдвічі й відповідно становитиме для варіанту 1 близько 382,62 грн./т, а для варіанту 2 – близько 366,06 грн./т.

Приймаючи річну продуктивність шахтоуправління по товарній руді на довоєнному рівні у 0,85 млн. тонн маємо, що загальношахові затрати при застосуванні запропонованої технології видобування залізних руд у порівнянні з існуючою технологією будуть зменшені на: $(382,62 - 366,06) \times 0,85 = 14,076$ млн. грн.

В и с н о в к и

Порівняння отриманих при проведенні розрахунків основних техніко-економічних показників існуючої та запропонованої технології відпрацювання виймальних панелей в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМітталКривий Ріг» приведено в табл. 11.

З однакового балансового запасу панелі, який становить 53250 т, кількість видобутої рудної маси при застосуванні запропонованої технології збільшується з 522201 т до 52954 т, тобто на 753 т, за рахунок зменшення втрат руди з 18,6 до 15,3%, що є наслідком суттєвого (в 1,7 рази) збільшення об'єму більш стійкої вертикальної компенсаційної камери трапецевидної форми. Це також дає можливість зменшити й засмічення видобутої рудної маси з майже 17% при існуючій до 14,5% у запропонованій технології, що забезпечує покращення її якості більш ніж на 0,5%. Слід відзначити, що утворення компенсаційної камери трапецевидної форми не ускладнює технологію відпрацювання панелі: загальні та питомі витрати гірничих виробок є практично однаковими й становлять, відповідно, 971 м і 977 м, тобто близько 4,3 м/1000т.

Суттєве збільшення об'єму компенсаційної камери трапецевидної форми також дозволяє відмовитись від відбійки запасів панелі у два прийоми, як це здійснюється при існуючій технології, а робити це за один масовий вибух. Це дає можливість зменшити обсяги буріння глибоких свердловин майже на 200 м, що складає близько 5%, збільшити вихід руди з 1м свердловини з 12,1 до 12,9 т/м, та зменшити питомі витрати гранульованих ВР на 0,03 кг/т і патронованих ВР на 0,01 кг. У цілому затрати на видобування 1т «сирої» руди зменшуються з майже 174 грн, що має місце при існуючій технології, до 166,52 грн., або майже на 4,5%. При первинній переробці руди на ДСФ для отримання товарної руди з однаковим вмістом заліза (55,64%) із «сирої» руди, видобутої за існуючою технологією, за рахунок їх більшого засмічення необхідно скинути 5% відвальних порід, а при запропонованій технології – лише 3%. За рахунок цього кількість отриманої товарної руди зростає 49591 т до 51360 т, що більше майже на 1770 т, або на 3,5%. При цьому собівартість 1т товарної руди, отриманої після переробки на ДСФ «сирої» руди, видобутої за існуючою технологією, складає

Табл.11. Порівняння техніко-економічних показників існуючої та запропонованої технології відпрацювання виймальних панелей в умовах шахтоуправління ПАТ«АрселорМітталКривийРіг»

Найменування показників	Один. виміру	Існуюча технологія	Запропонована технологія
Балансовий запас руди у виймальній панелі	т	53250	53250
Кількість руди: - отриманої при проведенні виробок	т	2652	2666
- в компенсаційній камері	т	6124	10412
- в основному запасі панелі	т	44474	40172
Кількість видобутої рудної маси при відробці панелі	т	52201	52954
Втрати руди	%	18,6	15,3
Засмічення видобутої рудної маси	%	16,97	14,5
Вихід рудної маси	долі один.	0,98	0,994
Витрати гірничих виробок: -загальні	м	971	977
- питомі	м/тис. т	4,3	4,27
Вміст заліза: - в рудному масиві	%	58,0	58,0
- у засмічуючих породах	%	36,0	36,0
- у видобутій рудній масі	%	54,26	54,81
Загальні обсяги буріння глибоких свердловин	м	4305	4110
Середній вихід руди з 1м свердловин при відбійці руди	т	12,1	12,9
Продуктивність праці ГРОВ: - в очисних вибоях	т/зміну	203	203
- на вторинній доставці руди	т/зміну	406	406
- середня	т/зміну	135	135
Питомі витрати:			
- гранульованих ВР	кг/т	0,576	0,545
- патронованих ВР	кг/т	0,072	0,062
- електроенергії	кВт год/т	2,1	2,1
Затрати на видобування 1т «сирої» руди	грн	173,94	166,52
Скид відвальних порід при первинній переробці «сирої» руди на ДСФ	%	5,0	3,0
Кількість отриманої товарної руди	т	49591	51360
Вміст заліза в товарній руді	%	55,64	55,64
Собівартість 1т руди після переробки на ДСФ	грн	191,31	183,53
Загальношахова собівартість 1т товарної руди	грн	382,62	366,06
Річний обсяг товарної руди	тис. т	850	850
Зменшення затрат на вироблення річного обсягу товарної руди	млн грн	-	14,076

близько 191,31 грн., а за запропонованою технологією – біля 183,53 грн. Загальношахтова собівартість 1 т товарної руди становитиме, відповідно біля 382,62 грн. при існуючій та 366,06 грн. при запропонованій технології, що менше на більш ніж 16,5 грн./т. При річному обсязі товарної руди у 850 тис. т, яке в середньому виробляло шахтоуправління у довоєнний період, зменшення затрат на його вироблення при застосуванні запропонованої технології становить більше 14 млн. гривень, що власне можна розглядати як потенційний економічний ефект від її впровадження.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Калініченко В.О., Ступнік М.І., Федько М.Б. Методичні вказівки до виконання кваліфікаційної роботи магістра (для спеціальностей з напрямку 184 Гірництво).– Кривий Ріг: Вид. центр КНУ, 2023. 19 с.
2. Чернокур В.Р., Шкребко Г.С., Шелегеда В.И. Добыча руд с поэтажным обрушением. М.: Недра, 1992. 271 с.
3. Черненко А.Р., Григорьев А.П., Дядечкин Н.И., Кононов И.П. и др. Системы разработки для подземных рудников Криворожского бассейна (типовые паспорта). Кривой Рог, НИГРИ, 1986. 133 с.
4. Мартинов В.К., Федько М.Б. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ: навч. посібник. Кривий Ріг: Вид. центр КТУ, 2010. 274 с.
5. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Федько М.Б. та ін. Удосконалення методики визначення параметрів буровибухових робіт з урахуванням напружено-деформованого стану масиву при його обваленні на похиле оголення. *Гірничий вісник: наук.-техн. зб.* Кривий Ріг, 2017. Вип. 102. С. 84–87.
6. Спосіб утворення похилого компенсаційного простору: патент 145719 України. МПК В03В 13/0; опубл. 28.12.2020, Бюл. № 24. 8 с.
7. Косенко А.В., Тарасютін В.М. Обґрунтування ефективності комплексного застосування самохідної гірничої техніки у процесі відпрацювання запасів природно-багатих залізних руд на великих глибинах. *Гірничий вісник: наук.-техн. зб.* Кривий Ріг, 2019. Вип. 104. С. 74 -80.
8. Косенко А.В. Удосконалення систем підповерхового обвалення при розробці багатих залізних руд: автореф. дис... канд. техн. наук: 05.15.02. Дніпро, 2020. 21 с.
9. Калиниченко В.А., Калиниченко Е.В. Повышение эффективности извлечения руды при системах с обрушением. *Разработка рудных месторождений: наук.-техн.. зб.* Кривой Рог: Изд-во КТУ, 2001. Вып.74. С. 65-68.
10. Спосіб розробки рудних покладів: патент 48630А України. МКИ E21 C41/00; опубл. 15.08.2002 р., Бюл. № 8. 7 с.
11. Капленко Ю.П., Корж В.А., Хівренко О.А. Технологія очисної виїмки з комбінованим обваленням і почерговостадійним випуском. *Відомості академії гірничих наук України: наук.-техн. зб.* Кривий Ріг: Мінерал, 1998. № 1. С. 44-47.
12. Капленко Ю.П., Колосов В.А. Моделирование технологии очистной выемки, обеспечивающей повышение показателей извлечения руды. Кривой Рог: Минерал, 2001. 177 с.

13. Спосіб розробки рудних родовищ з камерним вийманням: патент 1670130 України. МКИ E21 C41/00; опубл. 03.06.1998 р., Бюл. № 3. 7 с.
14. Спосіб розробки рудних родовищ з камерною виїмкою: патент 30713A України. МКИ E21 C41/00; опубл. 29.12.1999 р., Бюл. № 11. 6 с.
15. Определение геометрических параметров камерных систем разработки в Кривбассе со сводообразной и шатровой формами обнажения (инструкция): Кривой Рог: НИГРИ, 1991. 18 с.
16. Бабець Є.К. та ін. Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд: інструкція по застосуванню. Кривий Ріг: Ротапринт ДП «НДГРІ», 2010. 122 с.
17. Ступник Н.И., Калиниченко В.А., Хивренко О.А. и др. Улучшение показателей извлечения руды при системе подэтажного обрушения. *Зб. наук. праць ДП «Науково-дослідний гірничорудний інститут»*. Кривий Ріг, 2011. - № 53. С. 136-142.
18. Шепель О. Л. Удосконалення технології відробки запасів руди, контактуючих з лежачим боком крутоспадних покладів: автореф. дис... канд. техн. наук: 05.15.02. Кривий Ріг, 2014. 20 с.
19. Калиниченко В.А., Янов Е.К. Методика исследования напряженного состояния горного массива при формировании компенсационных пространств. *Вісник Криворізького технічного університету*: зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2011. Вип. 29. С. 6-10.
20. Ступник Н.И., Калиниченко В.А., Янов Е.К. Совершенствование технологии формирования компенсационных пространств. *Зб. Наук. праць ДП «Науково-дослідний гірничорудний інститут»*. Кривий Ріг, 2011. № 53. С. 143-150.
21. Янов Є.К. Удосконалення технології відбійки руди на компенсаційні простори різної форми на глибоких горизонтах шахт Кривбасу: автореф. дис... канд. техн. наук: 05.15.02. Кривий Ріг, 2012. 19 с.
22. Ступник Н.И., Калиниченко В.А., Письменный С.В., Федько М.Б. и др. Обоснование параметров очистной камеры параболической формы при отработке железных руд в неустойчивых породах. *Гірничий вісник*: зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2016. Вип. 101. С. 7-12.
23. Вольфсон П.М. Новый принцип выбора параметров и конструирования систем разработки с обрушением, значительно повышающий их эффективность: монография. Кременчуг: ЧП Щербатых А.В., 2018. 200 с.
24. Вольфсон П.М. Схемы подготовки и отработки рудных залежей и выемочных блоков на железорудных шахтах: монографія. Кременчуг: ЧП Щербатых А.В., 2018. 113 с.

25. Ступнік М.І., Калініченко О.В. Дослідження та моделювання напружено-деформованого стану стелин шатрової і склепистої форми. *Геотехнічна механіка: між від. зб. наук. праць*. Дніпро, 2018. Вип. 139. С. 70-77.
26. Калініченко О.В. Фізичне моделювання стійкості масиву при формуванні та підтримці підземних гірничих виробок. *Вісник КНУ: зб. наук. праць*. Кривий Ріг, 2018. Вип. 47. С. 97-102.
27. Калініченко О.В. Розвиток наукових основ управління напружено-деформованим станом масиву при формуванні підземних виробок: автореф. дис... докт. техн. наук: 05.15.02. Дніпро, 2020. 40с.
28. Дослідження та науково-практичне обґрунтування технологічних засобів управління якістю сировини при видобутку руд на глибоких горизонтах: звіт НДР № 30-116-22, ДР № 0122U111843. Кривий Ріг: КНУ, 2022.
29. Калініченко В.О., Колосов В.О., Ступнік М.І. Підземна розробка рудних родовищ: підручник. Кривий Ріг: Сінельников Д.А., 2017. 351 с.
30. Ступнік М.І., Федько М.Б., Письменний С.В., Каулько І.Ю. Спосіб розробки крутоспадних рудних покладів, складених рудами низької міцності та стійкості. МКИ E21 C41/00; заявка на патент України на корисну модель № u202505087. Заявлено 20.10.2025 р. 8 с.
31. Калініченко В.О., Ступнік М.І., Федько М.Б. Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ. Кривий Ріг: Вид. центр КНУ, 2019. 282 с.
32. 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.