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

На правах рукопису

ТОЛСТОВ Ілля Андрійович

УДК 622.272

Дослідження та удосконалення технології відпрацювання покладів багатих залізних руд в умовах шахтоуправління ПАТ ArcелорМіттал Кривий Ріг»

Спеціальність 184 Гірництво
ОПП «Підземна розробка родовищ корисних копалин»

Випускна робота
на здобуття наукового ступеню магістра

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

Кривий Ріг
2024 р.

ЗМІСТ

Реферат ……..... 4
Вступ…… 5
Розділ 1. Аналіз гірничотехнічних та гірничо - геологічних умов відпрацювання покладів багатих залізних руд, а також технології їх видобутку на шахтоуправлінні ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»..... 8
1.1. Гірничотехнічні та гірничо - геологічні умови відпрацювання покладів багатих залізних руд в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»..…….. 8
1.2. Аналіз існуючої технології видобутку багатих залізних руд на шахтоуправленні ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»..…….…… 15
Розділ 2. Аналіз технічної літератури, присвяченої удосконаленню технології видобування багатих залізних руд із використанням системи підповерхового обвалення…..…… 22
2.1. Загальні положення …….……..... 22
2.2. Аналіз технічної літератури, присвяченої удосконаленню технології видобування багатих залізних руд із використанням системи підповерхового обвалення……. 23
2.3. Висновки ……..... 38
Розділ 3. Розробка технологічних схем відпрацювання покладів багатих залізних руд системою підповерхового обвалення в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг».....……. 40
3.1. Загальні положення…… 40

3.2. Розробка технології відпрацювання покладів багатих залізних руд потужністю 15 - 30 м……..…… 41
3.3. Розробка технології відпрацювання покладів багатих залізних руд потужністю понад 30 м……..……..…….. 47
Розділ 4. Розрахунок та визначення основних техніко-економічних показників видобутку багатих залізних руд різними варіантами системи підповерхового обвалення в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»..... 52
4.1. Загальні положення ……... 52
4.2. Розрахунок та визначення основних техніко-економічних показників видобутку багатих залізних руд системою підповерхового обвалення при відробці покладів потужністю 15 - 30 м…….. 56
4.3. Розрахунок та визначення основних техніко-економічних показників видобутку багатих залізних руд системою підповерхового обвалення при відробці покладів потужністю понад 30 м…….. 68
ВИСНОВКИ…….. 79
Список використаних літературних джерел……..……. 82

РЕФЕРАТ

Склад роботи: 86 с.; 12 рис.; 12 табл.; 39 джерел.

Робота виконана для умов шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» і повністю відповідає вимогам «Методичних вказівок до виконання каліфі-каційної роботи магістра з напряму Гірництво за ОП «Підземна розробка родовищ корисних копалин» [1].

Об'єктом досліджень є технологія видобутку багатих залізних руд у виймаль-них панелях очисних блоків при їх розробці підземним способом.

Метою досліджень є пошук раціональної технології видобутку багатих заліз-них руд в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг».

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

У роботі проаналізовано сучасний стан технології видобутку залізних руд на шахтоуправлінні ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» та проведений аналіз технічної літератури, присвяченої удосконаленню технології видобування багатих залізних руд із застосуванням системи підповерхового обвалення.

З урахуванням проведеного аналізу запропоновано для відпрацювання залізо-рудних покладів різної потужності дві технологічні схеми видобутку залізних руд: при потужності покладів у межах 15-30 м та при більшій їх потужності із застосуванням на очисному вийманні самохідної техніки, а саме з доставкою руди як самохідними навантажувально-доставочними машинами (НДМ), так й з комбінованою доставкою руди скреперними установками на первинній доставці з виймальних панелей і самохідними НДМ на доставці до рудоспуску.

Виконані техніко-економічні розрахунки для визначення основних техніко-економічних показників видобування залізних руд запропонованими варіантами системи підповерхового обвалення в умовах шахтоуправління ПАТ «Арселор-Міттал Кривий Ріг».

Ключові слова: багаті залізні руди; технологія ведення очисних робіт; система підповерхового обвалення; самохідна техніка; комбінована доставка руди

ВСТУП

Шахтоуправління (на правах шахти) входить у якості структурного підрозділу, який здійснює видобування багатих залізних руд підземним способом, до складу Криворізького гірничо-металургійного комбінату ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» («АМКР»), розташоване в центральній частині міста Кривий Ріг. Шахтоуправління, яке раніше входило до складу бувшого рудника ім. Кірова, навесні минулого року відзначило 60 років своєї виробничої діяльності.

В структуру підрозділу входять: шахта № 1 імені Артема та шахта «Кірова-Клітьова», дільниці очисного виймання і нарізних робіт, прохідницька дільниця підземного будівництва, дробильно-сортувальна фабрика та інші допоміжні дільниці та цехи.

Гірничий відвід шахтоуправління на півдні межує з гірничим відводом кар'єру ТОВ "Рудомайн" (на відстані 750 м), на півночі - з гірничим відводом шахти "Криворізька" Криворізького залізорудного комбінату (відстань - 2800 м), на заході - з землями Вільнянської сільської ради Криворізького району (відстань - 400 м), на сході - з житловим сектором Саксаганського району (відстань - 2400 м). Загальна довжина гірничого відводу складає 3300 м, ширина - 3650 м, а загальна площа - 557 Га. У якості територіального базису запланованої діяльності передбачено використання території існуючого земельного відводу загальною площею 238,7295 Га.

Балансові запаси багатих залізних руд в межах шахтового поля шахтоуправ-ління становлять понад 70 млн тонн із середнім вмістом заліза біля 56%.

Основним експлуатаційним горизонтом в шахтоуправлінні ПАТ «АМКР» наразі є горизонт 1135 м, його запаси планується відпрацьовувати на протязі ще приблизно 15 років. Річна продуктивність цього горизонту, яка забезпечена гірничотехнічними умовами родовища, визначена у 1,5 млн тонн сирої руди, але реальна його продуктивність останні роки коливається від 700 тисяч до 1 млн тонн. Основними видами продукції шахтоуправління є агломераційна руда з вмістом заліза не нижче 53,5%, а також доменний кусок із вмістом заліза не нижче 34%.

З листопада минулого року роботу шахтоуправління довелося тимчасово призупинити через масовані ракетні удари та перебої з енергопостачанням. 14 квітня цього року виробництво було відновлено, але план з видобутку аглоруди поки що лишається нижчим від запланованого.

Базовою технологією, яку використовують для відробки залізорудних покладів на шахтоуправлінні, є так званий «кіровський варіант» системи підповерхового обвалення, який ґрунтується на розбурюванні масиву панелей пучками глибоких свердловин, яке виконують з бурових ніш, пройдених безпосередньо з доставочних виробок, що потім будуть використані у якості випускних отворів (дучок). Прогресивна свого часу (а це 70-80-ті роки минулого століття) технологія наразі є застарілою, оскільки базується на неефективній (пучковій) схемі розбурювання масиву, яка характеризується підвищеним обсягом буріння свердловин та витратами ВР на відбійку масиву, а також застосуванні для доставки руди виключно скреперних установок. Все це, в першу чергу, негативно впливає на продуктивність праці та умови роботи гірників. Технічне керівництво шахтоуправління вже давно поставило мету замінити існуючу технологію видобування руди на більш досконалу, яка передбачає, в першу чергу, застосування сучасної високопродуктивної самохідної техніки, але дуже складні умови розробки й досі заважають цьому. Тому пошук раціональної технології видобутку залізних руд в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» наразі є досить актуальним питанням.

З урахуванням вищезазначеного при виконанні магістерської роботи було заплановано розв’язання наступних завдань:

1. Провести аналіз гірничотехнічних та гірничо-геологічних умов відпрацювання покладів багатих залізних руд в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» та існуючої технології їх видобутку.

2. Здійснити аналіз літературних джерел, присвячених питанням щодо удосконалення технології відпрацювання залізорудних покладів системою підповерхового обвалення.

3. Встановити переваги і недоліки, які пов’язані з використанням на очисному вийманні самохідної техніки.

4. Розробити для умов шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» більш досконалу технологію відпрацювання покладів залізних руд системою підповерхового обвалення, яка базується на використанні сучасної самохідної техніки.

5. Провести розрахунки з метою визначення основних техніко-економічних показників запропонованої технології.

Розділ 1. Аналіз гірничотехнічних та гірничо - геологічних умов відпрацювання покладів багатих залізних руд, а також технології їх видобутку на шахтоуправлінні ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

1.1. Гірничотехнічні та гірничо - геологічні умови відпрацювання покладів багатих залізних руд в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

Шахтове поле родовища, яке відпрацьовується шахтоуправлінням ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», розташоване на східному крилі Криворізької синкліналі в південній частині Саксаганської смуги, яка відрізняється своєю доводі складною складчатою будовою і складається з 2-х великих структур II-го порядку - Саксаганської синкліналі та Саксаганської антикліналі. Загальне крило цих структур практично повністю знищене Саксаганським насувом, наслідком якого є те що синкліналь має тільки східне крило, а антикліналь - західне та на окремих ділянках залишки східного.

На рис. 1 зображений геологічний розріз осадової товщі порід у районі 55 маркшейдерської осі гірничого відводу шахтоуправління ПАТ «АМКР».

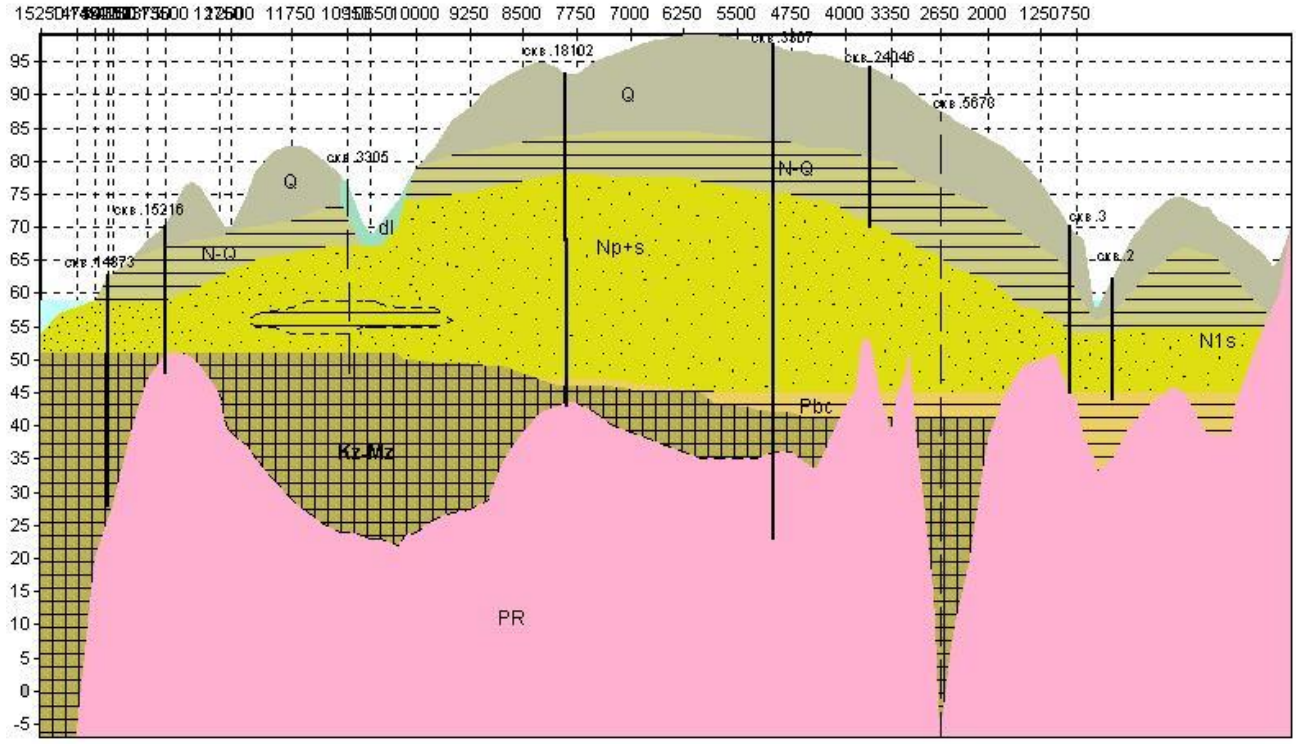

Рис. 1. Геологічний розріз товщі порід в районі 55 маркшейдерської осі горничого відводу ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг »

У межах родовища розташовані 6 сланцевих та 6 залізистих горизонтів.

Перший сланцевий горизонт складений темно-сірими кварц-графіт-серіцитовими і зеленувато-сірими кварц-хлорит-серіцитовими сланцями з окремими прошарками безрудних роговиків. Середня потужність цього горизонту складає близько 60 м.

Перший залізистий горизонт складений силікат-мартит-магнетитовими та гідрогематит-мартитовими роговиками, які містять прошарки біотит-кварц-хлоритових сланців. Потужність цього горизонту змінюється від 30 до 65 м.

Другий сланцевий горизонт складений дрібнозернистими сланцями, що мають сланцювату та лепідобластову текстуру. Середня потужність даного горизонту складає близько 17 м.

Літологічний склад другого залізистого горизонту є аналогічним першому залізистому горизонту, відрізняючись в основному, переважанням червоно-смугастих мартитових роговиків. Потужність цього горизонту змінюється від 10 до 50 м, а його середня потужність становить біля 40 м.

Третій сланцевий горизонт складений графіт-кварц-серіцитовими, біотит-кварцевими та біотит-хлорит-кварцевими сланцями. Потужність даного горизонту змінюється від 40 до 60 м, а його середня потужність становить близько 40 м.

Третій залізистий горизонт відзначається перешаровування хлоритових і графіт-кварц-слюдистих сланців із залізистими роговиками. Його середня потужність змінюється від 20 до 37 м.

Четвертий сланцевий горизонт складений графіт-кварц-серіцитовими сланцями, які мають прошарки безрудних роговиків, а у висячому боці цієї товщі залягають хлорит-біотитові й хлоритові сланці з прошарками карбонатних роговиків. Середня потужність цього горизонту становить близько 120 м.

Четвертий залізистий горизонт є рудоносним. До його літологічного складу входять гідрогематит-мартитові, силікат-карбонатні та хлорит-магнетит-карбонатні роговики, які містять прошарки хлоритових та кварц-серіцит-хлоритових сланців.

Рудні прошарки у цій товщі поширені досить нерівномірно. Потужність 4-го залізистого горизонту коливається від 20 до 100 м, а її середня значення становить біля 70 м.

Залягаючі у цьому горизонті руди представлені гідрогематитовими, гідрогематит-мартитовими та глиноземистими різновидами.

П'ятий сланцевий горизонт складений гідрогематитовими роговиками і сланцями, яці містять прошарки безрудних роговиків, які утворилися в результаті гідрогематизації амфіболо-хлорит-слюдистих та графіт-хлорит-слюдистих сланців і роговиків.

У східному крилі синкліналі в породах цього горизонту розташовуються значні поклади гідрогематитових руд. Максимальна потужність 5-го сланцевого горизонту сягає 45 м, а його середня потужність складає біля 20-25 м.

На породах 5-го сланцевого горизонту безпосередньо залягає п'ятий залізис-тий горизонт за виключенням йог антиклінальної частини, де в результаті ряду складних тектонічних зсувів 5-й залізистий горизонт розташований на породах 4-го залізистого та сланцевих горизонтів. Цей горизонт є найбільш багатим на рудні поклади, а його потужність коливається від 45 до 120 м. Літологічний склад даного горизонту характеризується переважанням у своєму складі марти-тових роговиків і джеспілитів над гідрогематит-мартитовими роговиками та джеспілітами, які залягають невеликими прошарками над пачками мартитових роговиків і джеспілітів. Найбільші поклади мартитових і гідрогематит-марти-тових багатих залізних руд знаходяться в породах 5-го залізистого горизонту.

Шостий сланцевий горизонт складений гідрогематитовими роговиками з кристалами мартиту. До порід цього горизонту приурочені невеликі й середні за розмірами поклади гідрогематизованих залізних руд, які в переважній більшості є зонами основних рудних покладів.

Шостий залізистий горизонт складений джеспілітами, мартитовими, гідро-гематит-мартитовими і гідрогематитовими роговиками. Його середня потужність становить біля 60 м, а на півночі сягає 100 м.

На породах Саксаганської світи залягають породи Гданцівської та Глеюватської світ. У межах шахтового поля їхній контакт ускладнений тектонічним порушенням. Гданцівська світа складена метапісковиками, мета-конгломератами, кварц-карбонатними породами та доломітовими мармурами. Потужність цієї товщі становить біля 120 м, кут падіння – 45 градусів.

Вище залягає потужна товща гірських порід, як іпредставлені доломітами та доломітизованими кремнистими вапняками. Ці пласти є пористими, цукроподібними (кавернозними), дрібно-кристалічної текстури з нерівномірно вираженою шаруватістю та гранобластовою структурою. З лежачого та висячого боків товщі досить інтенсивно розвинена тріщинуватість порід.

По тріщинах та шаруватості породи є гідротизованими. Середня потужність товщі карбонатних порід складає біля 240 м, у тому числі 150 м доломітів. У зоні вивітрювання та окислення карбонатні породи змінені й представлені строкатими і охристими піщано-глинистими сланцями.

Стратиграфічно вище карбонатних порід залягає товща кварц-карбонат-графітових і карбонат-біотитових сланців, у яких є яскраво виражена сланцювата текстура та лепідогранобластова структура.

Пухкі кайнозойські відкладення практично горизонтально залягають на розмитій поверхні докембрійських кристалічних порід (знизу вгору):

- сірувато-зелені в'язкі глини з щебенем кристалічних порід та лінзами охристої глини потужністю від 1,5 до 11 м (сармат);
- дрібнозернистий кварцовий пісок, який місцями є глинистим, сірувато-жовтого і жовто-бурого кольору потужність від 1 до 26 м (сармат);
- ніздрюваті вапняки жовтого кольору потужність до 5 м (понт);
- червоно-бурі піщані глини, які місцями є в'язкими й містять вапняні конкреції та кристали гіпсу, потужність від 2 до 28 м (пліоцен);
- жовті та бурі глини з дендритами марганцю потужність від 1-3 до 23 м;
- світло-жовті лесоподібні суглинки, які мають включення вапняних конк-рецій і кристалів гіпсу, потужністю від 1-2 до 15 м;
- ґрунтовий чорнозем потужністю від 0,5 до 2 м.

Неогенові та палеогенові відкладення є поширеними не всюди, а вони зазвичай залягають у зниженнях рельєфу кристалічних порід в межах залягання кристалічних порід Гданцівської та Глеюватської світ (західна частина шахтового поля) та частково Саксаганських плагіоклазових гранітів (східна частина шахтового поля). Неоген-палеогенові відкладення в межах поширення залізорудної формації є або відсутніми або мають доволі незначну потужність.

Родовище відрізняється своєю шаруватою тектонікою. У ній виділяються наступні великі структурні форми:

– складчаті структури: Саксаганська синкліналь, Саксаганська антикліналь та поперечні антиклінально – синклінальні вигини;

– розривні структури: зона Саксаганського насуву, лускаті насуви в Саксаганській антикліналі та поперечні розриви типу скидів.

Складчастість вищих порядків характеризується своєю дисгармонічністю. Морфологічно виділяють два типи складок: ізоклінальні й відкриті. Під ізоклінальними розуміють стислі (закриті) складки, амплітуди яких перевищують їх ширину. Ці складки приурочені, переважно, до джеспілітів та залізистих роговиків, значно рідше вони зустрічаються в сланцевих горизонтах й ще рідше – в рудних покладах. Зазвичай це великі складки завширшки від 0,5 до кількох метрів при амплітуді більше 1 м. Ізоклінальні складки зазвичай утворюють комплекси з декількох антиклінально-синклінальних перегинів, що розташовуються у вигляді окремих зон, які діагонально перетинають пласти залізистих і сланцевих горизонтів.

Відкрита складчастість приурочена, переважно, до рудних покладів, але зустрічається й у вміщуючих породах. Ширина складок коливається від 5 - 10 см до декількох метрів. Найбільш поширені складки шириною 15 - 20 см (так звані мікроскладки), які зустрічаються практично у кожному покладі.

На родовищі інколи зустрічається третій тип складчатості - поперечні та поздовжні флексурні складки. Поперечні (за простяганням) флексурні складки є найбільш великими складчастими формами у межах Саксаганської синкліналі.

Поперечні зміщення (типу скидів) розвинені переважно в антиклінальної частини, де виділяється шість скидів з амплітудами 200 – 300 м. У Саксаганській синкліналі також спостерігається велика кількість дрібних поперечних зміщень з амплітудою у кілька метрів.

У породах як синкліналі, так і антикліналі, широко розвиненими є тріщинуватість та кліваж:

- тріщини розшарування, що утворилися в результаті міжпластового ковзання, які найбільш інтенсивними є в сланцях і джеспілітах, відстань між якими коливається від 2 - 3 см до 0,3 - 0,5 см;
- тріщини окремості (діагональні, поперечні, зворотно та згідно падаючі) є найбільш важливими поперечними тріщинами, які утворюють зони інтенсивної тріщинуватості;
- кліваж розлому, який приурочений до джеспілітів, залізистих горизонтів і роговикових прошарків в сланцях. За своїм напрямком він збігається зі складками тріщин окремостей; густота кліважу розлому становить від 1 – 2 см до 5 – 10 см;
- кліваж розтягування має місце виключно в рудах, де він утворює мережу дрібних відкритих тріщин, які перетинаються, з відстанню поміж ними від 1 – 2 до 3 см, іноді ці тріщини є заповненим рудним матеріалом;
- кліваж течії, який є властивим усім сланцевим товщам і сланцевим прошар-кам у роговиках, його напрямок зазвичай складає гострий кут з шаруватістю порід і лише у прошарках до 5 мм напрямок кліважу є паралельним шаруватості;
- тонкий кліваж стиснення, який є паралельним шарнірам складок, зазвичай він є закритим, його утворення пов'язане із силами стиснення при формуванні складок;
- тонкий кліваж розшарування спостерігається у бідних мартитових рудах і вилужених джеспілітах, сприяючи розподілу цих порід на найтонші плитки за шаруватістю.

Гідрогеологічні умови родовища зумовлені, в основному, його геологічною будовою і тектонічними особливостями. У межах шахтового поля виділяються два основні водоносні горизонти:

- водоносний горизонт осадкових відкладень;

- водоносний горизонт кристалічних порід.

Води, які приурочені до Криворізької серії порід, за своїми умовами залягання, циркуляції, гідрогеологічних і гідрохімічних особливостей, можна поділити на два типи:

- тріщинно - пластові води, які приурочені до залізистих і сланцевих горизонтів середньої та нижньої світ;
- тріщинно - карстові води, які приручені до пластів карбонатних порід верхньої світи.

Тріщинно-пластові води відіграють основну роль в обводненні рудних покладів. Найбільш водонасиченими є поклади залізних руд, а також тріщинуваті залізисті породи, які розташовані в антиклінальній частині шахтового поля. При розкритті рудного покладу ортами-заїздами максимальні водопритоки становлять 2-3 $м^3$/годину.

Тріщинно - карстові води приурочені до закарстованих зон і тріщин карбо-натних порід. Їхнє осушення здійснюється дренажним комплексом гор. 427 м шахти «Дренажна» з перепуском води в обсязі до 160 $м^3$/год на горизонти 775 м, 865 м та 1045 м по 255 осі й далі до водозбірника.

Стосовно геологічної характеристики рудних покладів, то в межах шахтового вони знаходяться у замку синкліналі, а починаючи з гор. – 400 м окремі поклади злилися в один загальний поклад, який отримав назву «Об'єднаного». Нині шахтоуправління здійснює видобуток залізних руд у поверсі 1135 - 1045 м.

Цей поклад багатих залізних руд у межах шахтного поля шахтоуправління має тенденцію до північного схилення під кутом 18 - 20 градусів, що зі збільшенням глибини робіт веде до зменшення потужності покладу та його виклинювання. Падіння покладу на захід є згідним з вміщуючими породами. Кут падіння порід лежачого боку складає від 40 до 60 градусів, висячого боку - від 60 до 80 градусів.

Рудний поклад складений трьома основними типами руд:

-гетит-гематит-мартитовою рудою (краско-синька) 4-го і 5-го залізистих горизонтів, які сильно тріщинуватими і мають низьку стійкість. Міцність руд переважно становить 5 - 7 балів за шкалою проф. М.М. Протод’яконова, середній

вміст заліза у цих рудах складає від 53 до 57%. Потужність рудного покладу коливається від 10 до 40 м;

– гетит-гематитові («краскові») руди 5-го сланцевого горизонту з прошарками краскового сланцю та широкосмугастих кварцитів. Ці руди з коефіцієнтом міцності від 4 до 6 балів також мають сильну тріщинуватість і низьку стійкість, вміст заліза в них становить від 52 до 55%, а потужність рудних тіл складає не більше 10 - 35 м.

– – мартитові руди («синька») 5-го залізистого горизонту з коефіцієнтом міцності 6–8 балів є середньої та сильної тріщинуватості, низької стійкості, вміст заліза у цих рудах становить від 55 до 60 % (іноді й більше), потужність рудного покладу змінюється від 15 до 100 – 120 м.

Об'ємна вага всіх типів руд коливається у межах 3,50 - 3,55 т/м^3.

Вміщуючими породи лежачого боку на різних ділянках покладу є кварц-серіцит-хлоритові сланці та кварцити 4-го залізного горизонту, які мають коефіцієнт міцності 9 - 11 балів, але внаслідок сильної тріщинуватості вони є низької стійкості, а також гематит-мартитовими роговики і джеспіліти 4-го і 5-го залізистих горизонтів міцністю від 8 до 12 балів, середньої та сильної тріщинова-ності, середньої стійкості.

Вміщуючими породами висячого боку, в основному, є безрудні роговики і гематитові (забарвлені) сланці зони Саксаганського розлому міцністю від 4 – 6 до 8 – 10 балів, середньої та сильної тріщинуватості, низької стійкості. Вміст заліза у вміщуючи породах коливається від 23 до 41%, а їх об'ємна вага складає в середньому близько 3,0 т/м^3.

1.2. Аналіз існуючої технології видобутку багатих залізних руд на шахтоуправленні ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

Розкриття покладу на основних горизонтах здійснюється відкотними кверш-лагами від головного ствола шахти № 1 ім. Артема та допоміжного ствола «Кірова–Клітьовий». Підготовка відкотного горизонту виконана за ортовою кіль-цевою схемою, для чого проходять польові відкотні штреки в породах лежачого боку і

орти-заїзди, які проходять із західного польового відкотного штреку. Висота поверху становить 90 м, який у свою чергу розбивають на 3 підповерхи однакової висоти. Розкриття покладу на проміжних горизонтах може здійснюва-тися квершлагами від руддворів сліпих вертикальних допоміжних стволів шахт або «ухилів» польовими штреками або ортами, які проходять з цих штреків.

На шахтоуправлінні застосовується поверхова блокова підготовка рудного покладу. Для цього поклад в межах поверху за простяганням розбивають на блоки довжиною 100 м і шириною, яка дорівнює потужності покладу. По висоті блок розбивають на 3 підповерхи висотою по 30 м, а в межах кожного поверху - на виймальні панелі, кожну з яких відпрацьовують, як правило, на 2 орти скреперування з подальшою доставкою руди по акумулюючому штреку до рудоперепускного підняттєвого, яким руду перепускають на основний відкотний горизонт, де її вібролюками завантажують у вагонетки електровозного транспорту.

При проведенні виробок залежно від міцності і стійкості руд і порід засто-совують такі типи їх кріплення:

- гідрогематит-гематит-мартитові руди («краско-синьки») міцністю 5-7 балів, сильної тріщинуватості, низької стійкості; гідрогематит-гематитові («краскові») руди міцністю 5-7 балів сильної тріщинуватості з наявністю «дзеркал ковзання», низької стійкості; мартитові руди («синьки») міцністю 5-7 балів, сильної тріщинуватості з наявністю «дзеркал ковзання», низької стійкості; графіт-кварц-серіцитові сланці міцністю 5-7 балів, сильної тріщинуватості, низької стійкості; кварцити гематит–мартитові міцністю 8-10 балів сильної та середньої тріщинуватості, низької та середньої стійкості; джеспіліти мартитові міцністю 10-14 балів сильної та середньої тріщинуватості, середньої стійкості та вилужені джеспіліти низької стійкості; сланці гідрогематит-гематитові міцністю 6-8 балів сильної тріщинуватості з наявністю «дзеркал ковзання», низької стійкості - металеве аркове піддатливе кріплення із затягуванням лісоматеріалами;
- аркозові пісковики, аркозо-філліти, роговики безрудні міцністю 10-16 балів, середньої та низької тріщинуватості, середньої стійкості та стійкі; граніти міцністю

12-18 балів, середньої та низької тріщинуватості, середньої стійкості та стійкі - анкерне кріплення з нанесенням набризк–бетону.

Враховуючи низьку стійкість руди і вміщуючих порід, відносно невисоку цін-ність залізних руд, їх відпрацювання здійснюють виключно системою підповерхо-вого обвалення. При цьому вже досить тривалий час (понад 40 років) застосо-вують варіант з розбурюванням рудного масиву пучками висхідних глибоких свердловин з бурових ніш горизонту доставки на вертикальну відрізну щілину (компенсаційну камеру) згідно з типовим паспортом НДГРІ № 6.2.1 [2].

На рис. 2-4 представлені, відповідно, план гірничих робіт на суміщеному горизонті буріння, випуску та доставки руди, вертикальні проєкції по відрізним щілинам (вертикальним компенсаційним камерам) і буровим нішам, та розрізи по різним маркшейдерським осям.

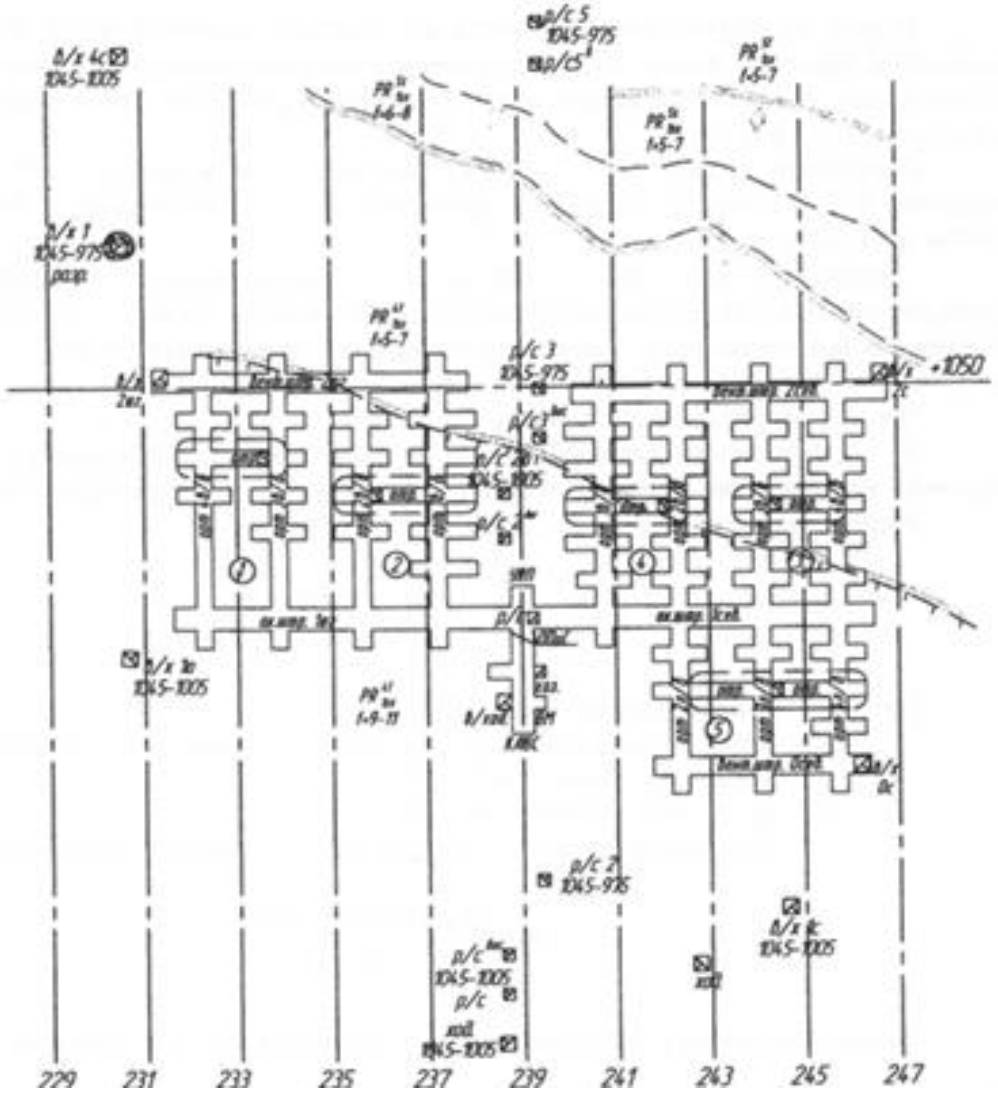

Рис. 2. План суміщеного горизонті буріння, випуску та доставки руди

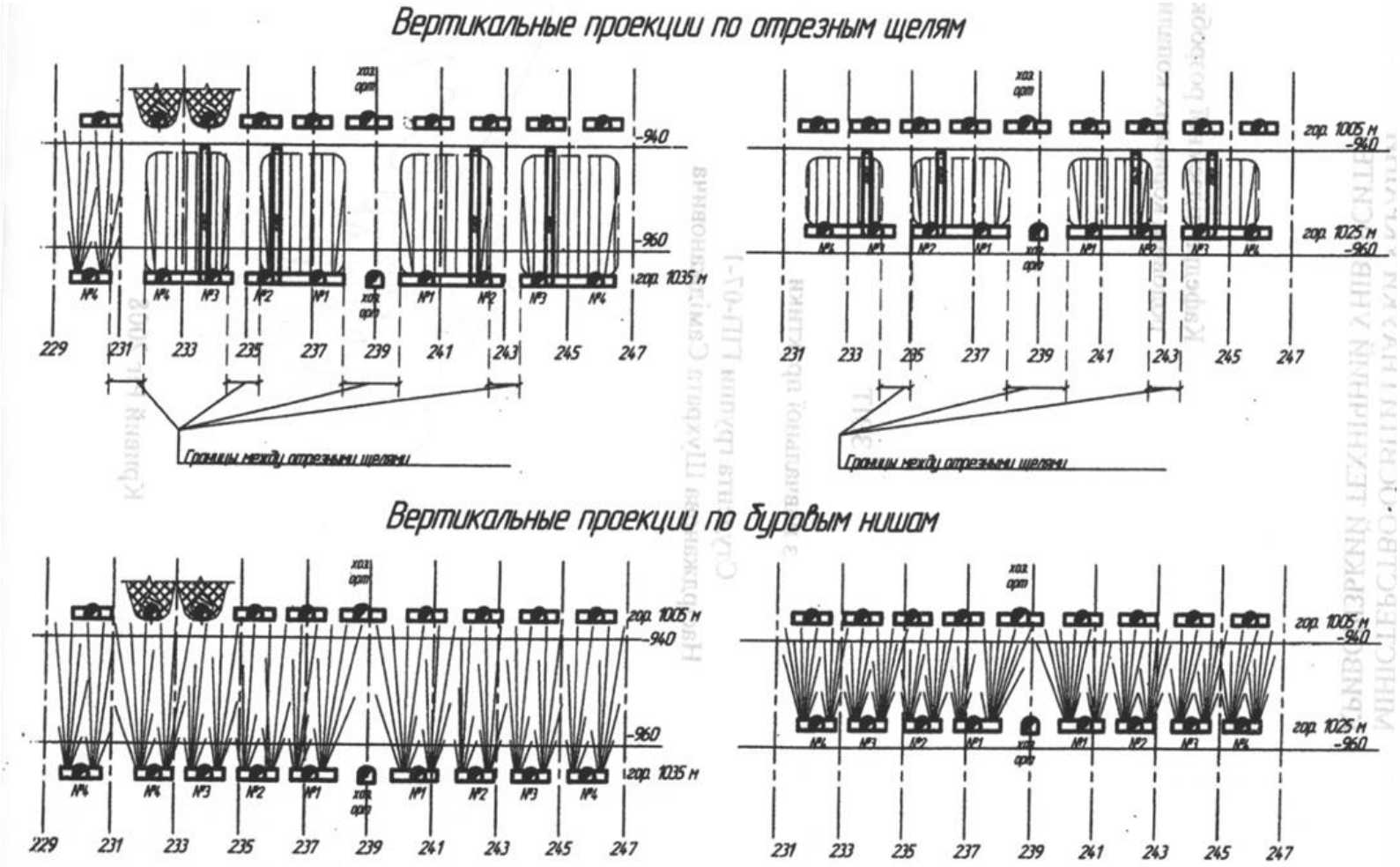

Рис. 3. Вертикальні проєкції по відрізним щілинам і буровим нішам

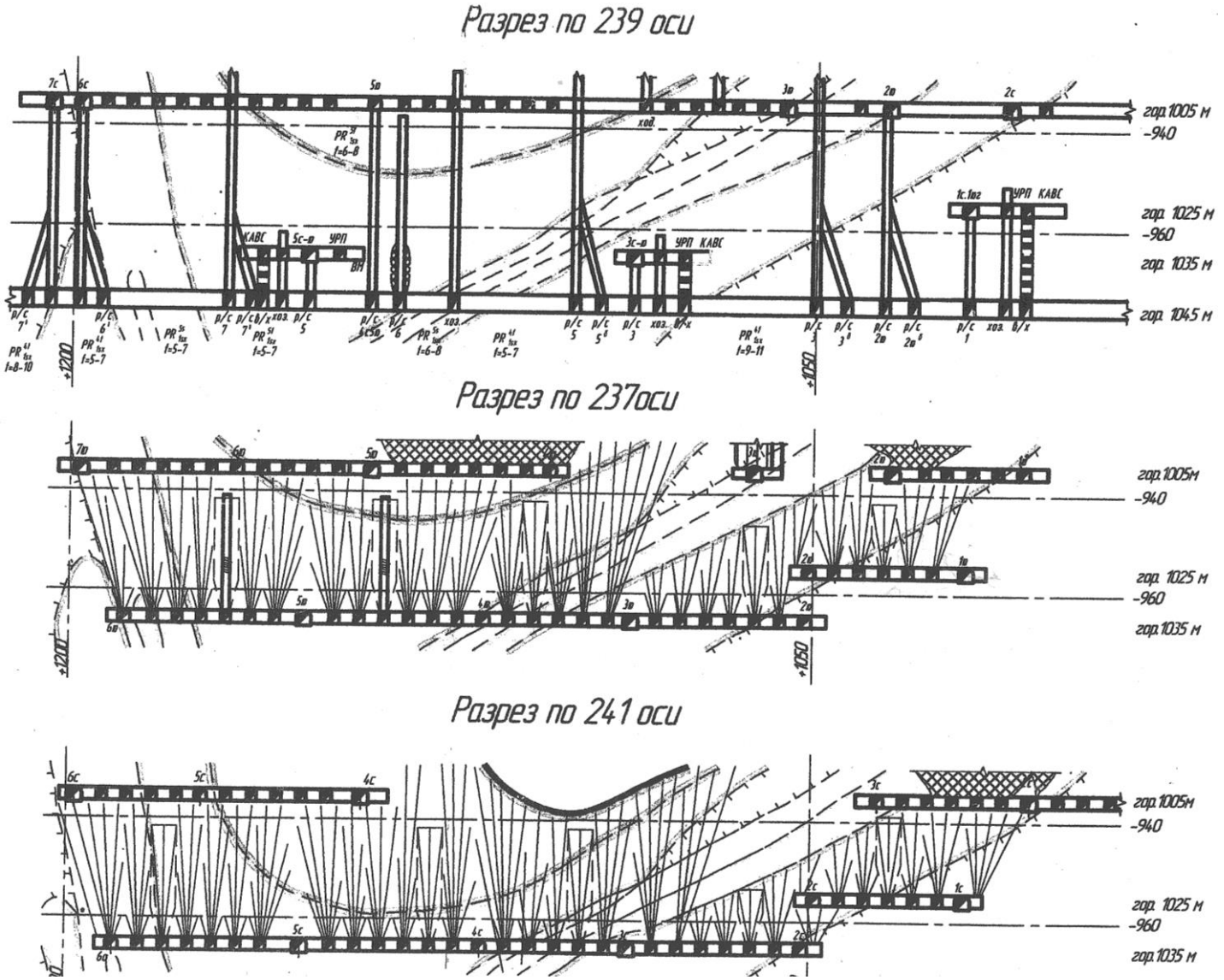

Рис. 4. Розрізи по маркшейдерським осям

В центральній частині кожної панелі утворюють вертикальну відрізну щілину (компенсаційну камеру), на яку обвалюють основний запас руди масо-вим підриванням пучків глибоких свердловин, вибурених з бурових ніш пройде-них з обох боків ортів скреперування. Первинну доставку обваленої руди у виймальних панелях здійснюють по ортам скреперування скреперними установ-ками 30ЛС-2СМ до акумулюючих штреків, по яким лебідкою 55ЛС-2СМ руду доставляють до рудоспуску.

Оскільки об'єму компенсаційної камери шириною 5-6 м у багатьох випадках є недостатньо для отримання якісного розпушення руди при масовому вибуху (особливо при відробці панелей з великими запасами руди), то останні роки практикують відбійку основного запасу панелі за 2 вибухи: при здійсненні першого вибуху підривають свердловини у внутрішніх парах бурових ніш, розташованих з обох боків від компенсаційної камери та розгортають під ними випускні воронки і здійснюють випуск 25…30% відбитої руди, а під час другого вибуху підривають свердловини в бурових нішах, розташованих по периферії панелі, здійснюючи відбійку руди на «затиснене» середовище, у якості якого виступає розпушена руда у центральній частині панелі.

Застосовувана технологія характеризується наступними техніко-економіч-ними показниками: питома витрата підготовчо-нарізних виробок – від 3,5 до 5,5 м/тис.т; продуктивність праці: бурового майстра – 400…600 т/зміну, ГРОВ (скрепериста) – 135…150 т/зміну; середньомісячна продуктивність вибою – 16…18 тис.т; вихід руди з 1 м свердловини: при утворенні відрізної щілини – 9,5-10,5 т/м, при масовому обваленні руди – 11,0-13,0 т/м; питомі витрати основних видів матеріалів: ВР на первинну відбійку руди – 0,45-0,6 кг/т; ВР на вторинне подрібнення негабариту – 0,05 кг/т; металевого кріплення – 0,9-1,0 кг/т; лісових матеріалів – 1,5…2 $м^3$/1000 т; електроенергії – 1,5-2,0 кВт год/т; втрати руди – 17,5…19%, засмічення – 16…18%.

Основними перевагами застосовуваної технології є її конструктивна прос-тота, невеликі обсяги нарізних робіт, висока безпека праці робітників за рахунок концентрації всіх робіт на єдиному горизонті.

До її недоліків можна віднести деяке зниження стійкості виробок доставки за рахунок підвищеного порушення днища (особливо в місцях сполучення цих виробок з буровими нішами), що пов’язане з підвищеними витратами на їх підтримання, а також низький рівень механізації робіт (близько 50%) внаслідок застосування застарілого обладнання та повної відсутності сучасної самохідної техніки, що визначає невисоку продуктивність праці як на окремих виробничих операціях і процесах, так і по системі розробки в цілому. Також у випадку відбійки панелі за 2 вибухи рудний масив повинен бути попередньо добре здренований, оскільки ущільнення відбитої вологої руди може призвести до її «спижування» (надмірного ущільнення), наслідком чого є збільшення втрат руди за рахунок суттєвого погіршення її сипких властивостей.

РОЗДІЛ 2. Аналіз технічної літератури, присвяченої удосконаленню технології видобування багатих залізних руд із використанням системи підповерхового обвалення

2.1. Загальні положення

Система підповерхового обвалення є дуже поширеною при відпрацюванні покладів багатих залізних руд на шахтах Криворізького басейну, адже її питома вага складає близько 50% від загального обсягу видобутої руди. При цьому слід зазначити, що різні варіанти цієї системи використовують на всіх без виключення шахтах, які видобувають ці руди, але їхня частка у видобутку окремих шахт дуже відрізняється: від 100% обсягу (шахтоуправління ПАТ «АМКР» і шахта «Криворізька» АТ «Кривбасзалізрудком», які відпрацьовують нестійкі та дуже нестійкі руди, що залягають у таких же вміщуючих породах), до 20-30% (шахти «Покровська», «Козацька» та «Тернівська» АТ «Кривбасзалізрудком» й шахта ім. Фрунзе ПрАТ «Суха Балка», де міцність і стійкість руди і вміщуючих порід є дещо вищою). Але на кожній шахті перевагу надають, як правило 1-2 добре апробованим варіантам, які добре зарекомендували себе в умовах даного підприємства і показники, якими характеризується застосовувані варіанти, влаш-товують їхніх власників та керівний персонал.

З огляду на те, що не дивлячись на постійні намагання як науковців, у першу чергу науково-дослідного гірничорудного інституту (НДГРІ) та нашого університету, так й інженерно-технічного персоналу проектних та технічних відділів цих підприємств, які тривають не одне десятиліття, по суті застосовувані варіанти даної системи є недосконалими, оскільки базуються на застарілій (з огляду на сьогодення) доставці руди скреперними установками. Це можна пояснити, з одного боку, дуже складними гірничотехнічними та гірничо-геологічними умовами, які мають місце на шахтах Кривбасу, а з іншого – небажанням керівного менеджменту цих підприємств виділяти кошти на розробку нових та апробацію і доведення вже розроблених технологій на власних шахтах.

Згідно досліджень науковців [3], що базувалися на обробці статистичної інформація, яка була отримана в результаті виробничої діяльності шахт Кривбасу, збільшення глибини розробки на 100 м призводить до зростання собівартості видобутку на 1,2 руб./т, а трудомісткості – на 20,6%. Також зазначається, що необхідно постійно здійснювати оновлення парку гірничої техніки, принаймні кожні 5-7 років, тоді як деякі машини та устаткування експлуатуються по 15-20 років, а інколи й більше.

Слід відзначити, що свого часу (починаючи з 2010 й приблизно до 2020 року) на шахтах АТ «Кривбасзалізрудком» за ініціативи бувшого голови правління Ф.І. Караманиця, велися роботи з удосконалення існуючих технологій видобутку залізних руд за рахунок використання на випуску і доставці самохідних НДМ. На деяких шахтах були навіть відпрацьовані по декілька дослідно-експеримен-тальних панелей, але масового поширення на шахтах комбінату застосування такої техніки чомусь не отримало, а обмежились її використанням при проведенні горизонтальних виробок.

Тому питання удосконалення системи підповерхового обвалення, яку б можна було застосовувати у доволі складних умовах наших шахт, у тому числі й в шахтоуправлінні ПАТ АМКР», є й досі досить актуальним, розв’язання якого неможливе без ретельного вивчення попереднього досвіду, який висвітлений у чисельних наукових публікаціях з даного напряму та чому присвячений матеріал, викладений у даному розділі роботи.

2.2. Аналіз технічної літератури, присвяченої удосконаленню технології видобування багатих залізних руд із використанням системи підповерхового обвалення

Один з прикладів промислової перевірки комплексних технологічних рішень, які були запропоновані науковцями НДГРІ і дали б змогу суттєво покращити ефективність відпрацювання залізорудних покладів в умовах бувшого рудника ім. Кірова, на базі якого зараз й працює шахтоуправління ПАТ «АМКР», наведено у роботі [3]. Ці випробування проводились при відробці блоку 51-59 у поверсі 775-700 м на шахті № 1 ім. Артема вищезазначеного рудника. Сутність

запропоно-ваної та випробуваної технології полягала у відпрацюванні запасів даного блоку системою підповерхового обвалення з наступним поверховим випуском відбитої руди (рис. 5).

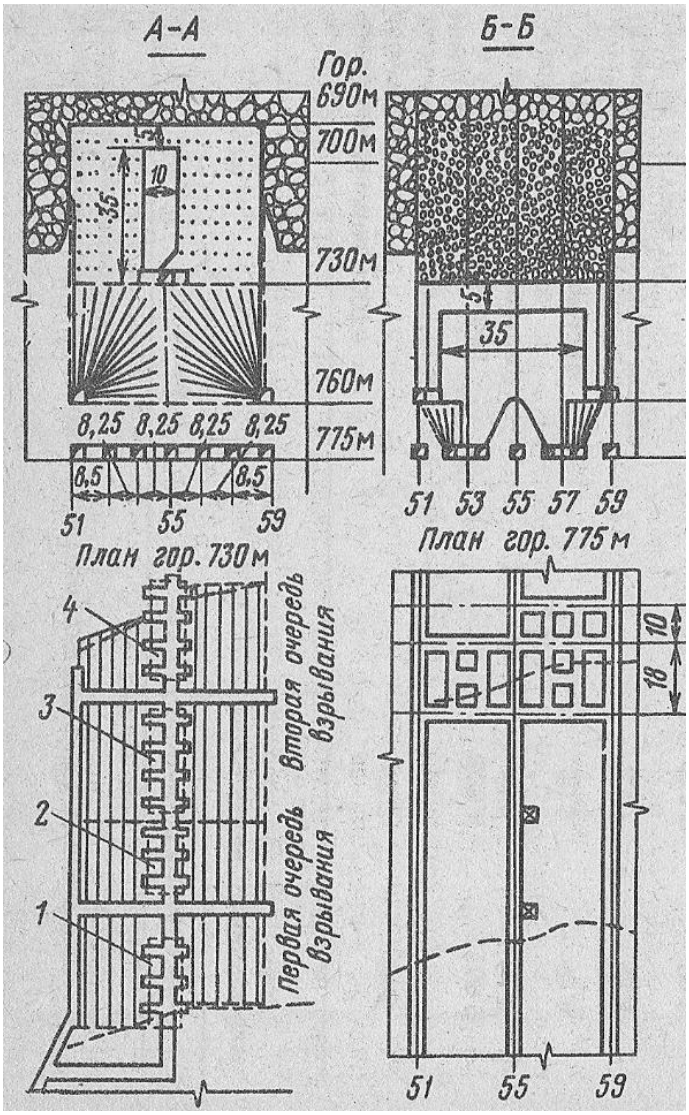

Рис. 5. Схема відпрацювання запасів блоку 51-57 гор. 775-700 м системою з підповерховим обваленням та поверховим випуском руди

При даній технології рудний масив розбурювали віялами глибоких свердло-вин з єдиного бурового горизонту, які відбивали з мілісекундним сповільненням на компенсаційний простір, який утворювали підриванням вертикальних свердло-вин, що були вибурені з бурових ніш горизонту доставки. Відбиту руду на верхньому підповерсі магазинували, а її випуск здійснювали на всю висоту поверху по мірі відробки панелей на нижньому підповерсі. Навантаження руди у вагонетки електровозного транспорту на відкотному горизонті здійснювали з щілин-воронок з використанням самохідних вібромашин. Новизна цієї

технології полягала у тому, що конструкція системи з підповерховим обваленням та поверховим випуском руди була максимально, на думку авторів, спрощена і давала можливість виконувати всі процеси по підготовці й нарізці блоку, а також його очисному вийманню та транспортуванню руди без значних затрат ручної праці, оскільки підповерхові виробки проводили з використанням комплексу самохідного обладнання. Приймальний горизонт являв собою пласке днище, де було можливо застосовувати самохідні комплекси машин як при проведенні виробок, так й при монтажі устаткування та при очисному вийманні. Попередньому обваленню підлягали великі обсяги руди, що сприяло покращенню її подрібнення не тільки за рахунок енергії вибуху, але й створювало передумови використання сил високого гірського тиску для додаткового руйнування кусків руди силами гравітації та тертя. Цьому сприяло те, що верхній підповерх підривали значно раніше, ніж нижній, з якого здійснювали випуск відбитої руди. Керований випуск руди з щілей-воронок виконували на єдиному горизонті, який був суміщений з відкотним горизонтом, по всій площі блоку при одночасній роботі випускних і навантажувальних машин та механізмів. Загальна кількість видобутої з цього блоку руди склала 1044 тис. тонн (при загальних балансових запасах блоку 1138, 4 тис. тонн). Втрати руди становили 14.8% (при запланованих 17%), засмічення – 8,4%, а собівартість 1 т руди склала 5,613 руб. проти середньої по шахті 5,663 руб. (у цінах 1991 р.).

Також науковцями НДГРІ ще в середині 80-х років минулого століття були розроблені рекомендаційні та технічні завдання на відпрацювання покладу в осях 93–97 у поверсі 625–550 м шахти «Північна», а також панелі в маркшейдерських осях 16–18 гор. 578 м шахти № 1 ім. Артема того ж рудника ім. Кірова із застосуванням самохідних машин [4]. Однак практичного втілення ці розробки так і не набули внаслідок відсутності на той час самохідної техніки.

Результати промислових випробувань щодо застосування самохідного комплексу при відпрацюванні покладу «Північний» у виймальної панелі в осях 194-198 гор. 552 м на ш. «Гвардійська» в Кривбасі приведені у роботі [5]. Комплекс, який складався з навантажувальної машини ППН-2Г і самохідного

вагону ВС-5П, забезпечував середньозмінну продуктивність 149 тонн при середній відстані доставки, що становила 48 м. При цьому досягнута максимальна продуктивність даного комплексу склала 372 т/зміну. Для досягнення максимальної продуктивності відстань доставки обмежували 80-ма метрами. Досить невисока продуктивність цього комплексу пояснювалась його вимушеними зупинками на ремонт двигуна і ковша навантажувальної машини, а також ходової частини самохідного вагону. Через це коефіцієнт використання комплексу становив усього 0,35-0,40. Цей досвід показав, що для забезпечення кращих показників (в плані продуктивності) на випуску і доставці руди необхідно використання більш потужної та більш досконалої самохідної техніки.

Результати більш успішного застосування самохідної техніки при відробці залізорудних покладів варіантом системи підповерхового обвалення з торцевим випуском руди із застосуванням самохідних НДМ на Абаканському руднику в Сибіру приведені у роботі [6]. При середній довжині доставки, яка складала 80 м, продуктивність ківшевих НДМ ПД-8 становила 391 т/зміну при максимально досягнутій 720 т/зміну). Відзначається, що досить важливим фактором, який чинить вплив на продуктивність НДМ (до 40% різниці у продуктивності машини), є кваліфікація її машиніста. За рахунок спрощення конструкції системи розробки витрата підготовчих і нарізних виробок становила від 1,6 до 2,1 м/1000 тонн, середні витрати ВР на відбійку руди склали близько 0,5 кг/т, а на випуску при подрібненні негабариту - 0,04 кг/т, змінна продуктивність праці робітника по системі розробки становила від 69 до 81 т/зміну. За оптимальних параметрів виймальних панелей (поверх висотою 80 м відпрацьовували чотирма підповерхами по 20 м кожен) та відстані між випускними виробками у 15 м рівень втрат руди склав 12-13,4% при її засміченні від 21 до 35%.

Багаторічний досвід застосування та вдосконалення різних варіантів системи підповерхового обвалення, більшість з яких були застосовані або розроблені для умов шахт Криворізького басейну, викладений у роботі [7]. В ній зроблений детальний аналіз основних технологічних процесів очисного виймання, які застосовують при даній системі розробки, у тому числі в складних гірничо-

геологічних умовах, які є характерними для більшості наших шахт. Викладені основні схеми підготовки і нарізки очисних блоків при їх відробці даною технологією, різні способи утворення компенсаційного простору, питання щодо вийбійки руди як на компенсаційний простір, так й на «затиснене» середовище, а також випуску руди під обваленими породами. Представлені різні варіанти системи підповерхового обвалення з їх детальним описом та основними техніко-економічними показниками, які є забезпечуються при їх використанні. Окрім традиційних для шахт Кривбасу варіантів даної системи (зі свердловинною відбійкою руди на різні типи компенсаційного простору та скреперною доставкою руди), розглянуті варіанти, які розроблені для складних гірничо-геологічних умов, (наприклад, для відробки покладів з невеликими кутами їх падіння), а також різновиди «шведського» варіанта даної системи, які базуються на широкому застосуванні самохідної техніки та наведений досвід наукових розробок, які ставили за мету можливість застосування даного варіанту для наших шахт. У роботі також розглянуті питання впливу концентрації та інтенсифікації гірничих робіт на ефективність системи підповерхового обвалення та перспективи її застосування, розвитку та шляхи можливого удосконалення при застосуванні для видобутку залізних руд на великих глибинах.

До речі у науково-технічній літературі є дуже багато публікацій, які присвячені удосконаленню «шведського» варіанта підповерхового обвалення та оптимізації параметрів даної технології для умов конкретних гірничо-видобувних підприємств.

Зокрема в роботах [8-10] приведені результати лабораторних і промислових досліджень, у ході яких були запропоновані певні удосконалення даної системи, а саме площинно-торцевий випуск обваленої руди, при якому поклад відпрацьовують традиційними для такої системи розробки панелями ромбоподібної форми з відбійкою руди окремими секціями на «затиснене» середовище, але одночасним випуском відбитої руди за допомогою самохідних НДМ по всій площі відбитої секції з торця буро-доставочного орта та

додаткового навантажувального заїзду, який проходять із суміжного орта для здійснення бічного випуску відбитої руди та підвищення інтенсивності даного процесу. В процесі цих досліджень визначали вплив співвідношення геометричних розмірів панелі (висоти підповерху) та відстані між буро-доставочними ортами й бічними навантажувальними заїздами, кількості руди, яку випускали з цих виробок, ширини секцій на показники вилучення руди, рівень яких коливався в межах від 8 до 14% (втрати) та від 13,5 до 19,5% для засмічення руди. Найбільш оптимальними за результатами досліджень для розглянутих умов є наступні параметри цієї технології: висота шару обваленої руди повинна дорівнювати половині висоти поверху (40 м); відстань між суміжними буро-доставочними ортами і бічними навантажувальними заїздами в залежності від сипких властивостей руди повинна бути в межах, відповідно, 15-20 та 10-12 м; найкращі показники вилучення (втрати руди у межах 8,2 - 8,6% при засміченні 13,9 - 14,4%) забезпечуються при співвідношенні випуску руди з навантажувального бічного заїзду й буро-доставочного орта 2 до 1. У порівнянні з класичним торцевим запропонований площинно-торцевий випуск забезпечує зменшення рівня втрат руди на 15 - 20% та її засмічення на 30 – 35% та зростання виходу чистої руди в 1,5 - 1,6 рази. Але при цьому слід зауважити, що застосування такої технології потребує достатньо великої площі перерізу буро-доставочних виробок (12 – 16 м^2), що в умовах шахтоуправління ПАТ «АМКР» з огляду на доволі низьку міцність і стійкість руди і вміщуючих порід є практично неможливим завданням.

На підставі практичного досвіду відпрацювання залізних та апатит-ніфелінових руд Кольського півострова системою підповерхового обвалення з торцевим випуском руди та проведеними лабораторними дослідженнями на моделях, авторами роботи [11] розроблена методика розрахунку прогнозних показників вилучення руди для такої технології. В процесі моделювання висоту підповерхів змінювали (через 5 м) від 10 до 25 м, а кути нахилу торцевої частини вибою, де здійснюється випуск обваленої руди, в межах 80 – 100 градусів. Для досліджуваних умов найбільш оптимальний рівень втрат і засмічення руди, який

становив, відповідно, 13 - 22 й 10 - 15%, забезпечувався висоті шару відбитої руди 40 м, його товщині 6 м та відстані поміж доставочними виробками 15 м.

Також удосконаленню системи підповерхового обвалення з торцевим випуском руди в умовах нерівномірного зруденіння, яке до речі є також характерним й для умов шахтоуправління ПАТ (АМКР», присвячений матеріал, викладений у роботі [12]. Торцевий випуск обваленої руди пропонується здійснювати з виробок (ортів і штреків), які пройдені по рудному тілу або за його контуром враховуючи морфологію його залягання, закономірності розподілу корисного компоненту та розташування рудного контуру. Згідно проведених досліджень автори пропонують здійснювати відробку крутоспадних покладів, що мають відносно невелику потужність, виймальними панелями, які розташовані за простяганням рудного тіла. Для зменшення втрат руди випускні виробки необхідно розташовувати на контакті рудного покладу в породах лежачого боку, а для переміщення відбитої руди до випускних виробок та зменшення засмічення руди бажано попередньо відпрацювати у межах виймального контуру пусті породи, забезпечивши їх селективну видачу окремим потоком. Такі заходи дозволять отримати втрати руди у межах 14,7 – 15,6% при її засміченні 20,7 - 28,8%.

Покращанню показників вилучення руди при відпрацюванні рудних покладів з недостатньо крутими кутами падіння, за твердженням авторів роботи [13], сприятиме перехід від торцевого до донного двостадійного випуску руди. При такій технології на початку очисного виймання передбачається здійснити підривання на компенсаційну камеру декількох віял свердловин та здійснити частковий (в об’ємі 25 - 35%) випуск обваленої руди. Після цього на «затиснене» середовище здійснюють відбійку декількох віял свердловин, а відбиту руду масово випускають по всій площі панелі (або блока), дотримуючись для покращення показників вилучення руди рівномірно-послідовного режиму її випуску. Перехід з торцевого на донний двостадійний випуск вимагає деякого збільшення витрат підготовчих і нарізних виробок (на 5 - 10%), але дозволяє, за

твердженням авторів, скоротити в таких умовах втрати руди у 1,5 – 2, а її засмічення – в 1,2 – 1,5 рази.

Доволі цікаві пропозиції щодо подальшого удосконалення відробки залізорудних покладів системою підповерхового обвалення викладені у роботі [14]. Для зменшення рівня засмічення руди пропонується здійснювати випуск обваленої руди під захистом «плаваючої» стелини, яка відмежовує відбиту руду від пустих порід, які заповнюють вироблений простір на розташованому вище горизонті. Виконані авторами дослідження дають підставу здійснювати навіть поверховий випуск обваленої руди (при відповідних кутах падіння рудного покладу), що дає можливість уникнути проведення проміжного горизонту випуску і доставки, зменшивши за рахунок цього обсяги проведення виробок та затрати на видобу-вання руди. Представлені відповідні розрахункові формули для визначення необхідної товщини такої стелини, яка забезпечує її цілісність за умови значного тиску на неї обвалених порід. Також запронований варіант цієї системи з відбійкою руди торцевими свердловинними зарядами, ефективність якої перевірена авторами у промислових умовах шахт Кривбасу. Головною перевагою відбійки руди торцевими зарядами є різке підвищення коефіцієнта корисної дії вибуху за рахунок використання енергії вибухових і детонаційних хвиль, що дає можливість перейти на відбійку руди зарядами розпушення й за рахунок цього скоротити приблизно на 40% обсяги бурових робіт та витрати ВР.

У цій же роботі запропонований варіант системи підповерхового обвалення зі спіральною відбійкою руди, сутність кого полягає у тому. Що при відбійці рудного масиву вертикальними паралельними свердловинними зарядами розвиток вибуху здійснюється по лінії, яка наближена за своєю формою до спіралі Архімеда. У порівнянні з традиційною відбійною руди на вертикальну компенсаційну камеру. Спіральний розвиток вибуху дає можливість суттєво зменшити затрати на утворення компенсаційного простору. Ще більший ефект дає застосування двохзаходної спіралі [15], яка дозволяє інтенсифікувати процес відбійки руди при очисному вийманні. За твердженням авторів застосування запропонованої технології утворення компенсаційного простору при можливому

її суміщенні з варіантом, коли розбурювання масиву панелі виконують з горизонту випуску і доставки, забезпечує зменшення обсягів бурових робіт та енергетичних витрат ВР на відбійку в 1,5 - 2 рази.

Покращення показників випуску відбитої руди під обваленими налягаючими породами за рахунок формування в породах рухливого монолітного блоку, який би розмежовував відбиту в панелі руду та пусті породи, запропоновано в роботі [16]. Цей породний блок відрізають в породах висячого боку, який здатний під власною вагою переміщуватись у вертикальній площині, скорочуючи площу контакту відбитої руди і пустих порід. Доцільність такого технологічного рішення є досить сумнівною, оскільки по-перше, формування такого блоку потребує значних трудових і матеріальних витрат, що фактично нівелює збільшення прибутку за рахунок зменшення втрат і засмічення руди, й по-друге, можливість заклинювання цього блоку, оскільки неможливо керувати його переміщенням.

Можливість застосування при відробці покладів на глибоких горизонтах шахт Кривбасу із застосуванням варіанту системи із самообваленням руди розглянута в роботі [17]. Зазначається, що для успішного застосування даної технології рудний масив повинен відповідати наступним умовам:

- він повинен бути дезінтегрованим навколо гірничих виробок і порожнин та мати природну мережу дрібних тріщин, які б сприяли якісному його руйнуванню під дією сил гірського тиску;
- массив повинен мати аномально низьке тертя між його окремостями, що дасть можливість його руйнування силами гірського тиску;
- массив повинен характеризуватися знакоперемінною реакцією на динамічний вплив від проведення вибухових робіт.

Застосування даної технології, за твердженням авторів, дозволить значно підвищити ефективність відпрацювання залізних руд за рахунок суттєвого скорочення обсягів бурових робіт та витрат доровартісних ВР

Покращенню показників вилучення руди присвячені дослідження, представлені в роботі [18]. Отримані в результаті досліджень шляхом моделювання

закономірності формування фігур випуску руди під захистом спеціально створеної «подушки», яка являє собою переущільнений шар відбитої руди, дали підставу для констатації того, що умови формування еліпсоїдів випуску і розпушення у таких умовах суттєво відрізняються від традиційних, коли рудний масив представлений квазіоднорідним рівномірно розпушеним подрібне-ним матеріалом (відбитою рудою). За твердженням автора при незначних додат-кових затратах на утворення такого шару рівень втрат руди вдалося зменшити на 4%, а засмічення – на 7%. Таке суттєве скорочення рівня засмічення видобутої рудної маси позитивно вплине на її якість, підвищення якої є дуже важливим для підтримання конкурентоспроможності наших шахт.

Проведені на шахтах Кривбасу натурні дослідження були використані для проведення геомеханічного аналізу стійкості гірничих виробок, камер різного призначення та оголень в них при відробці дуже потужних рудних покладів системою подповерхового обвалення, результати якого приведені в роботі [19]. Відзначається, що найбільш вплив на їх стійкість мають глибина робіт, початкове поле напружень в гірському масиві, його макроструктура, геометричні розміри й форма виймального контуру, розташування виробок відносно природної шаруватості масиву та також відстань між виробками. Встановлено, що найбільш сприятливі, з точки зору геомеханіки, будуть умови для об’єктів, які розташовані під висячим боком покладу, а по мірі їх наближення до лежачого боку погіршується стійкість та зменшуються стійкі розміри оголень і виробок, що треба враховувати при визначенні їх параметрів при проектуванні виймальних панелей.

Перспективам технічного переоснащення шахт Кривбасу при відпрацюванні руди на глибоких горизонтах присвячений матеріал, викладений у роботі [20]. Найбільш доцільним шляхом, який дасть можливість підвищити продуктивність праці гірників та покращити умови їх важкої праці, автори вважають, спираючись на досвід провідних іноземних гірничодобувних підприємств, використання високопродуктивної самохідної техніки. Суттєве підвищення

продуктивності праці також сприятиме росту заробітної плати робітників, що дозволить відновити престижність шахтарської професії.

Підвищенню ефективності випуску і доставки руди в складних геомеханічних умовах шахт Кривбасу за рахунок застосування самохідної навантажувально-доставочної техніки присвячений матеріал у роботі [21]. Автори відзначають переваги, які мають сучасні НДМ у порівнянні зі скреперними установками, та можливість значного спрощення конструкції днищ приймальних горизонтів у разі їх застосування. Була досліджена доцільність застосування днищ панелей різної конструкції при відробці покладів системою підповерхового обвалення з використанням самохідних НДМ Встановлено, що при відробці покладів потужністю до 20 – 25 м) панелі необхідно розташовувати довгою стороною за їх простяганням, а при більшій потужності – навхрест простягання. Авторами було розглянуто декілька варіантів траншейного днища, днища з торцевими заходками, випускними лійками та із суміщенням доставочної і транспортної виробки. Встановлено, що затрати на формування вищевказаних днищ і показники вилучення руди будуть приблизно однаковими, але з автори надають перевагу траншейному днищу враховуючи його кращу стійкість та простоту утворення.

Робота [22] також присвячена удосконаленню конструкції днищ приймаль-них горизонтів при застосуванні на випуску руди самохідних НДМ. В результаті проведених авторами досліджень встановлено, що найбільш раціональним з точки зору мінімізації витрат є застосовування траншейної підсічки з використанням діагональних навантажувальних заїздів, відстань між якими в залежності від їх площі перерізу та стійкості порід, у яких вони проведені, може коливатися від 10 до 15 м.

На доцільність застосування при відпрацюванні потужних покладів з використанням на випуску і доставці руди самохідних НДМ траншейного днища з розташування виробок доставки навхрест простягання покладу та проведенням з них діагональних навантажувальних заходок вказано й у роботі [23]. Але також можуть застосовуватись у навантажувальних виробках й випускні воронки (рис.

6). Автори зазначають, що відстань між суміжними виробками для зменшення концентрації напружень у циликах між ними та забезпечення їх стійкості на весь період експлуатації, згідно законів геомеханіки, повинна бути не менше їх трикратної ширини. Краща стійкість цих виробок позитивно вплине й на збільшення коефіцієнта використання дороварtісної самохідної техніки, оскільки зменшаться її вимушені простої, пов'язані із необхідністю перекріплення виробок.

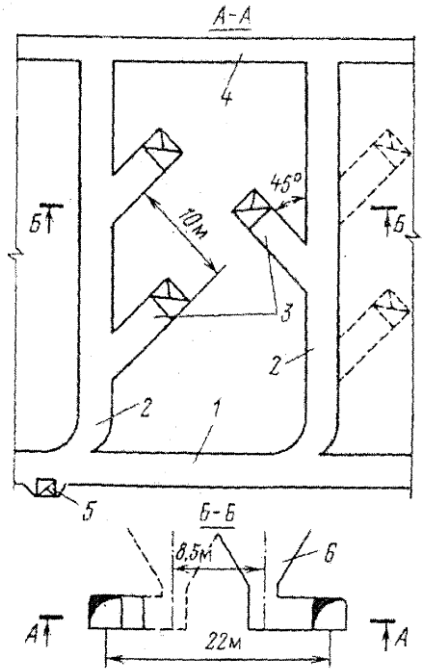

Рис. 6. Конструкція приймального днища з торцевим випуском руди з навантажувальних заходок: 1 – доставочний штрек; 2 – доставочний орт; 3 – навантажувальні заходки; 4 – вентиляційний штрек; 5 – рудоспуск; 6 – випускні воронки

Удосконалений варіант системи підповерхового обвалення із застосуванням самохідної техніки представлений в роботі [24]. Для зменшення затрат на утворення у виймальних панелях компенсаційних камер відбійку руди пропонується виконувати на підконсольний компенсаційний простір, який утворюють під «захисним козирком» шляхом подачі у пусті породи, що знаходяться на контакті з виймальною панеллю, зміцнюючого розчину. Згідно проведених авторами розрахунків запропонована технологія дозволяє покращити показники вилучення руди, а також за рахунок спрощення

конструкції системи розробки зменшити витрати підготовчих і нарізних виробок до 2 - 2,5 м/1000т, що також сприятиме підвищенню продуктивності праці та зменшенню собівартості видобутку руди.

Відомо, що показники вилучення руди при відпрацюванні покладів технологіями, які передбачають наявність безпосереднього контакту відбитої руди з пустими породами, що має місце й при використанні системи підповерхового обвалення, суттєво залежать від послідовності випуску руди з випускних отворів. Згідно класичної теорії випуску, яка була опрацьована ще у 60-ті роки минулого століття в Криворізькому гірничорудному інституті під керівництвом акад. АН УРСР Г.М. Малахова [25], найменші втрати і засмічення мають місце при застосуванні рівномірно-послідовного випуску руди. Але зі збільшенням глибини розробки, яке безумовно супроводжувалось зростанням гірського тиску, змінились й умови формуванні, розвитку й взаємодії фігур випуску, що потребувало й певного коригування цієї теорії. В роботі [26], у якій викладені результати досліджень, проведених у тому ж навчальному закладі в кінці минулого століття під орудою проф. Ю.П. Капленка, запропонована нова технологія відпрацювання залізорудних покладів з комбінованим обваленням та почергово-стадійним випуском руди. Сутність такого випуску полягає у тому, що з метою запобігання в таких умовах об’єднання еліпсоїдів випуску в суміжних випускних отворах, яке призводить до зростання втрат у гребенях відбитої руди, що форсуються поміж цими отворами, випуск руди з них проводять не послідовно, а спочатку через один отвір до появи перших ознак засмічення руди налягаючими пустими породами. Після цього в другу чергу виконують випуск з отворів, які знаходяться між отворами, з яких вже виконували випуск руди. При досягненні початку процесу засмічення руди й у цих отворах переходять до послідовного рівномірного випуску руди з усіх отворів. В кінцевому результаті така послідовність випуску забезпечує зменшення втрат і засмічення руди.

З урахуванням того, що вищезазначені послідовності випуску були розроблені орієнтуючись на застосування доставки руди скреперними установками, при якій

відстань між випускними отворами становить, як правило, 5 – 6 м, то перехід на торцевий або площинно-торцевий випуск руди з використанням самохідної техніки потребуватиме збільшення відстані між випускними отворами до 10 – 12 м, а інколи й більше. Керуючись цим в роботах [27-29] приводиться обґрунтування доцільності використання недозо-ваного випуску обваленої руди і приведені оптимальні, з точки зору її авторів, параметри такої технології. Оптимальні параметри такого випуску забезпечуються за умови дотику між собою граничних еліпсоїдів розпушення руди в суміжних випускних отворах. Проведені промислові дослідження цієї технології в умовах шахти «Родіна» (нині ш. «Криворізька») показав, що фактичні втрати руди при застосуванні некерованого випуску руду становили від 9,7 до 15,2%, а засмічення – від 5,3 до 8,8%. Така технологія, за твердженням авторів, також дозволяє зменшити обсяги проведення нарізних виробок та підвищити стійкість виробок в днищі панелей.

Для відпрацювання покладів, складеними маломіцними та недостатньо стійкими або нестійкими рудами, що є характерним й для умов шахто-управління ПАТ «АМКР», у яких досить складно проходити та підтримувати на час відробки панелей виробки великої площі перерізу (біля 10 м^2), які необхідні для роботи в них самохідних НДМ навіть мінімального типорозміру, в роботах [30, 31] пропонується використовувати комбіновану доставку руди. ЇЇ сутність полягає в тому, що випуск та первинну доставку в панелях виконують скреперними установками до доставочної виробки (орта або штрека), де її самохідною НДМ доставляють до рудоспуску. Це дає можливість суттєво зменшити або й взагалі уникнути проведення в нестійких рудах виробок великого перерізу, та застосовувати звичний для наших шахт площинний, а не торцевий або площинно-торцевий випуск руди. Згідно проведених авторами розрахунків, при застосуванні на вторинній доставці руди самохідної НДМ з місткістю ковша 3–3,5 м^3 (наприклад, ST-710 Scooptram шведської фірми «Atlas Copco»), при середній довжині доставки близько 70 м її змінна продуктивність, а відповідно й сумарна продуктивність двох очисних вибоїв на первинній скреперній доставці руди, буде становити 470…500 тонн.

Зменшенню втрат руди на лежачому боці покладів при їх відпрацюванні системою підповерхового обвалення присвячено матеріал, викладений у роботі [32]. Авторами запропоновані технологічні схеми відробки панелей з різними видами компенсаційних камер(шатрової, горизонтальної, похилої), при яких передбачається заміщення відбитої руди, яка попадає в «мертву» зону, пустими породами лежачого боку, які розбурюють та обвалюють при проведення масового вибуху.

Удосконалення відпрацювання панелей при їх відробці системою підповерхового обвалення автори роботи [33] також пропонують здійснювати з використанням комбінованої доставки руди скреперними установками і самохідними НДМ. Для цього вони пропонують для підвищення інтенсивності випуску руди скреперними установками зменшити практично вдвічі середню довжину доставки проведенням на виробках скреперування всього двох або трьох пар дучок, за рахунок чого продуктивність вибоїв зросте майже до 500 т/зміну. При цьому інтенсивність випуску руди зросте до 3 - 4 т/м^2 на добу, що сприятиме збільшенню кількості випущеної чистої руди, підвищенню продуктивність праці робітників, зменшенню часу відпрацювання панелей та підвищенню стійкості виробок доставки, а відповідно й скороченню витрат на їх підтримання в процесі експлуатації.

Принципова технологічна схема відпрацювання панелей системою підповерхового обвалення з комбінованою доставкою руди запропонована й у роботі [34]. Згідно неї відбійку руди здійснюють на похилу компенсаційну камеру з наступною її комбінованою доставкою скреперними установками та самохідною НДМ. Для підвищення продуктивності очисних вибоїв на первинній доставці руди пропонується використовувати потужні скреперні установки 55ЛС-2СМ, облаштовані багатоковшевими скреперами, а на вторинній доставці - самохідну НДМ TORO-400E. Для забезпечення більш суттєвого зростання продуктивності праці по системі у цілому пропонується використовувати сучасну самохідну техніку й для проведення підготовчих і нарізних виробок та для розбурювання масиву глибокими свердловинами. При такій технології,

згідно розрахунків авторів, питома витрата виробок становитиме близько 3,3 м/1000 тонн, змінна продуктивність праці робітників при бурінні свердловин – 2886 тонн, на доставці руди – 1300 т, по системі розробки – біля 70 т при втратах і засміченні руди, відповідно, 17 та 12,6% та орієнтовній собівартості її видобутку 138 грн/т.

На підставі детального аналізу існуючих систем з обваленням руди і порід, які широко знайшли широке застосування на практиці, в роботах [35-37] викладені наукові основи з вибору параметрів та принципів їхнього конструювання, що забезпечують високу ефективність при їх використанні. Для відпрацювання покладів різної потужності та які мають широкий спектр кутів падіння запропоновані різні конструкції системи підповерхового обвалення з площинним, торцевим і площинно-торцевим випуском руди, у тому числі й з використанням самохідної техніки. В роботах наголошується, що навіть з урахуванням більшої площі перерізу і вартості виробок для самохідних НДМ, значній їх вартості, такі системи в умовах шахт Кривбасу можуть успішно конкурувати з традиційними технологіями за рахунок вищої безпеки робіт та більш комфортних умов праці робітників, спрощення конструкції днищ приймальних горизонтів й суттєвого зростання продуктивності праці.

2.3. Висновки

На підставі проведеного аналізу технічної літератури можна зробити наступні висновки:

1. Одним з головних напрямків, який дає можливість суттєво покращити техніко-економічні показники відпрацювання залізорудних покладів є широке застосування сучасної самохідної техніки.

2. Для більш відчутного приросту зростання продуктивності праці необхідне комплексне застосування самохідної техніки, як при проведенні гірничих виробок, так й на очисному вийманні, у першу чергу – на доставці руди, використовуючи для цього ковшові самохідні НДМ.

3. За умов, коли поклад складений рудами низької міцності та стійкості, що ускладнює проведення в ньому та підтримання виробок з площею перерізу біля

10 м^2, що є достатнім для забезпечення нормальної роботи самохідних НДМ найменшого типорозміру, доцільно застосовувати комбіновану доставку руди: скреперними установками безпосередньо в очисних вибоях з подальшою її доставкою в рудоспуск самохідною НДМ.

4. Для підвищення стійкості виробок великої площі перерізу в днищі панелі, де працює самохідна техніка, їх необхідно розташовувати на відстані, не ближче їх трикратної ширини, а для зменшення втрат руди на лежачому боці доцільно заглиблювати випускні виробки в породи лежачого боку або використовувати «вловлюючий» горизонт.

5. При відробці покладів відносно невеликої потужності (до 25-30 м), панелі необхідно по довжині розташовувати за їх простяганням, а при більшій потужності – навхрест простягання покладу.

Розділ 3. Розробка технологічних схем відпрацювання покладів багатих залізних руд системою підповерхового обвалення в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

3.1. Загальні положення

При аналізі існуючої технології видобутку багатих залізних руд на шахтоуправлінні ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» було встановлено, що внаслідок низької міцності й стійкості руди та вміщуючих порід відпрацювання залізорудних покладів виконують системою підповерхового обвалення, альтернативі якій за таких обставин, коли зі збільшенням глибини розробки ці умови не зміняться, практично немає. Окрім цього в результаті аналізу гірничотехнічних та гірничо-геологічних умов відробки покладів багатих залізних руд на шахтоуправлінні встановлено, що їх потужність може змінюватись від 15 до 100 м, а інколи й більше. Це суттєво впливає на технологію відпрацювання покладів, оскільки при потужності приблино до 30 м їх відпрацьовують однією панеллю, розташованою довгою стороною за простяганням покладу, а при більшій потужності декілька панелей (2, 3 або навіть 4) розташовують по довжині навхрест простягання рудного покладу. Тому для умов шахтоуправління необхідно передбачити розробку технологічних схем для відпрацювання системою підповерхового обвалення покладів багатих залізних руд потужністю від 15 до 30 м, та при більшій їх потужності.

У висновках попереднього розділу, в якому був проведений аналіз літера-тури, присвяченої удосконаленню технології видобування багатих залізних руд із застосуванням системи підповерхового обвалення відзначається, що загальносвітовою тенденцією є використання на гірничовидобувних підприємствах сучасних високопродуктивних самохідних машин, та доцільність застосування в складних умовах (недостатньо міцні та стійкі руди і вміщуючи породи), до яких беззаперечно, можна віднести й умови відробки покладів на шахтоуправлінні ПАТ «АМКР», комбінованої доставки руди скреперними установками і самохідними НДМ.

Таким чином з урахуванням вищезазначеного були розроблені дві техноло-гічні схеми для відпрацювання покладів системою підповерхового обвалення: при їх потужності у межах 15-30 м із використанням на доставці руди тільки самохідних ківшевих НДМ, та варіант для відпрацювання більш потужних покладів із застосуванням комбінованої доставки руди скреперними установ-ками на первинній доставці руди з очисних вибоїв з наступною її доставкою до рудоспуску самохідною НДМ.

3.2. Розробка технології відпрацювання покладів багатих залізних руд потужністю 15 - 30 м

Розроблена для умов шахтоуправління ПАТ «АМКР» технологія відпрацю-вання покладів багатих залізних руд потужністю 15-30 м системою підповер-хового обвалення, зображена на рис. 5-8.

Висоту поверху, як й при існуючій на шахтоуправлінні технології, прий-маємо 90 м, а блок по висоті у межах поверху розбиваємо на 3 підповерхи, висотою по 30 м кожен. Довжина блоку за простяганням, враховуючи не таку значну, як при скреперній доставці, залежність продуктивності самохідної НДМ від довжини доставки, може становити від 100 до 140 м. У межах кожного підповерху поклад відпрацьовуємо двома панелями, розташованими довгою стороною за простяган-ням покладу.

При підготовці блоку в породах лежачого боку проходять польовий відкот-ний штрек, з якого через 100-140 м по центру очисного блоку проходять орт-заїзд, з якого проходять блоковий вентиляційно-ходовий підняттєвий (ВХП), вибиваючи його на верхній вентиляційний горизонт. Для забезпечення доступу на проміжні горизонти самохідної техніки в породах лежачого боку також проходять похилий з’їзд. Для відведення з блоку забрудненого повітря в породах лежачого боку на рівні нижнього горизонту випуску і доставки, який розташовують на 10 м вище відкотного горизонту, проходять вентиляційний збірний штрек-колектор.

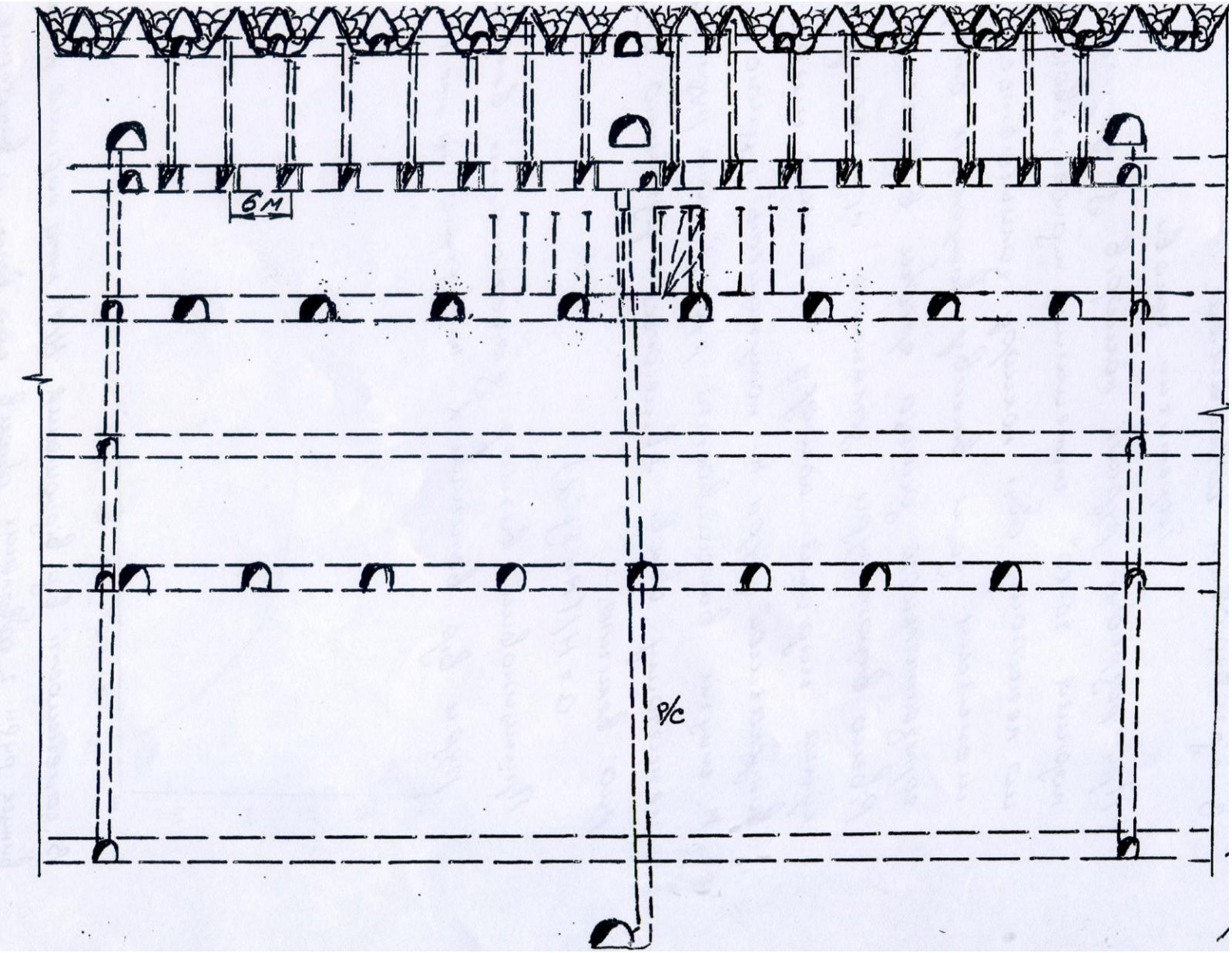

Рис. 5. Вертикальна проекція очисного блоку при відпрацюванні покладів потужністю 15-30 м

А - А

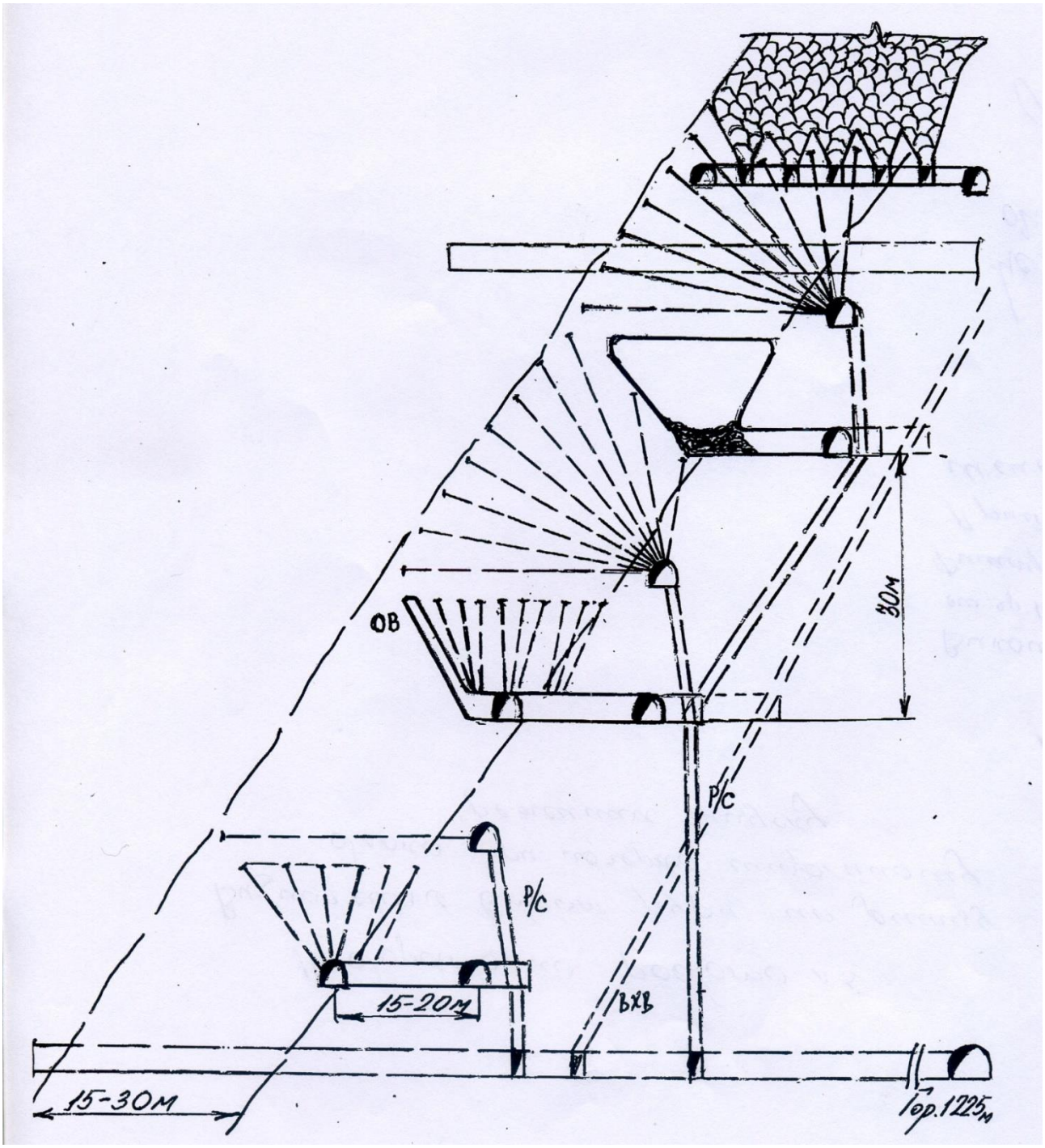

Рис. 6. Розріз по лінії А - А зі схемою утворення
похилої компенсаційної камери

Б - Б

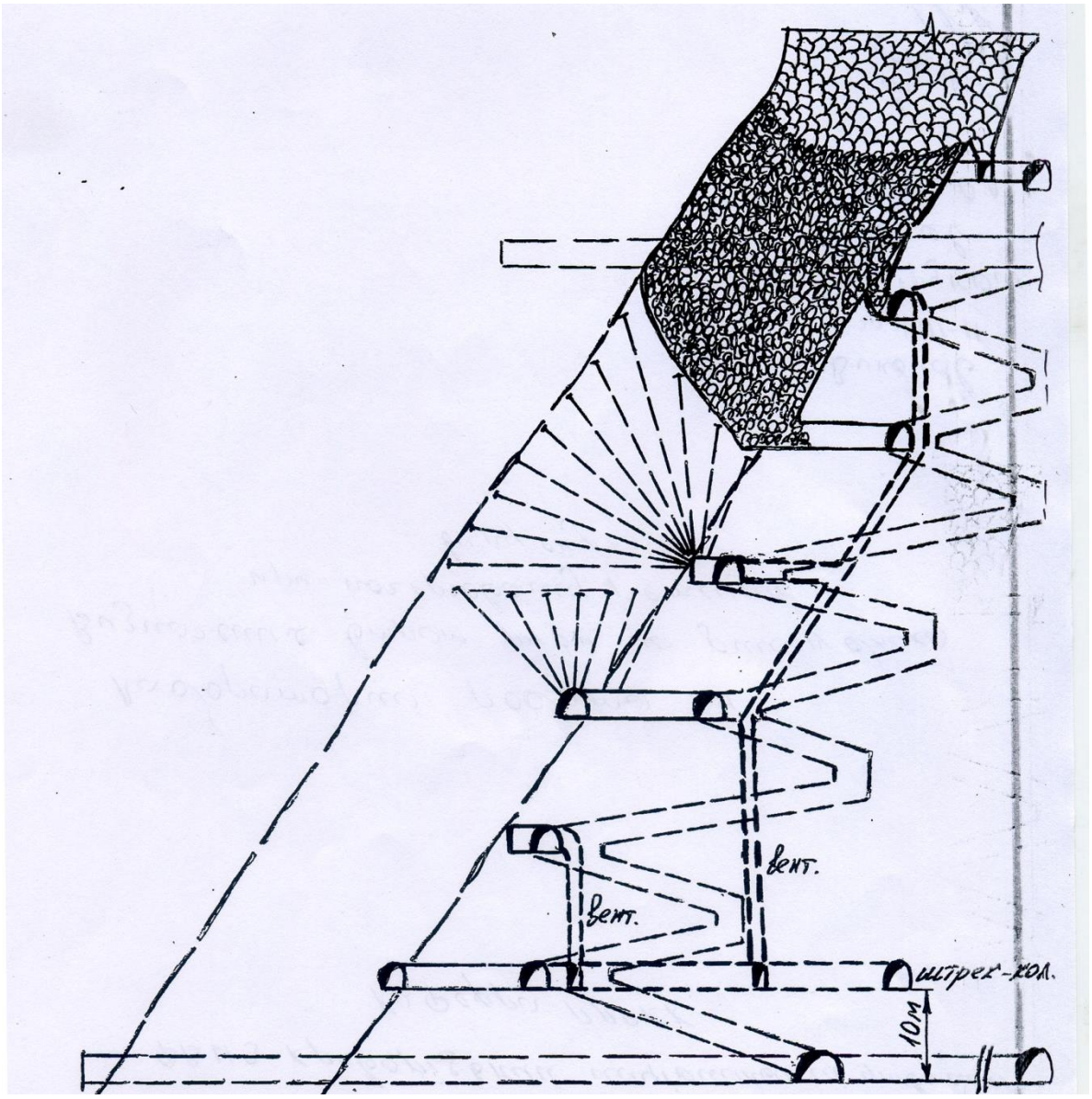

Рис. 7. Розріз по лінії Б - Б із зображенням «вловлюючого» горизонту після відпрацювання верхнього підповерху

В - В

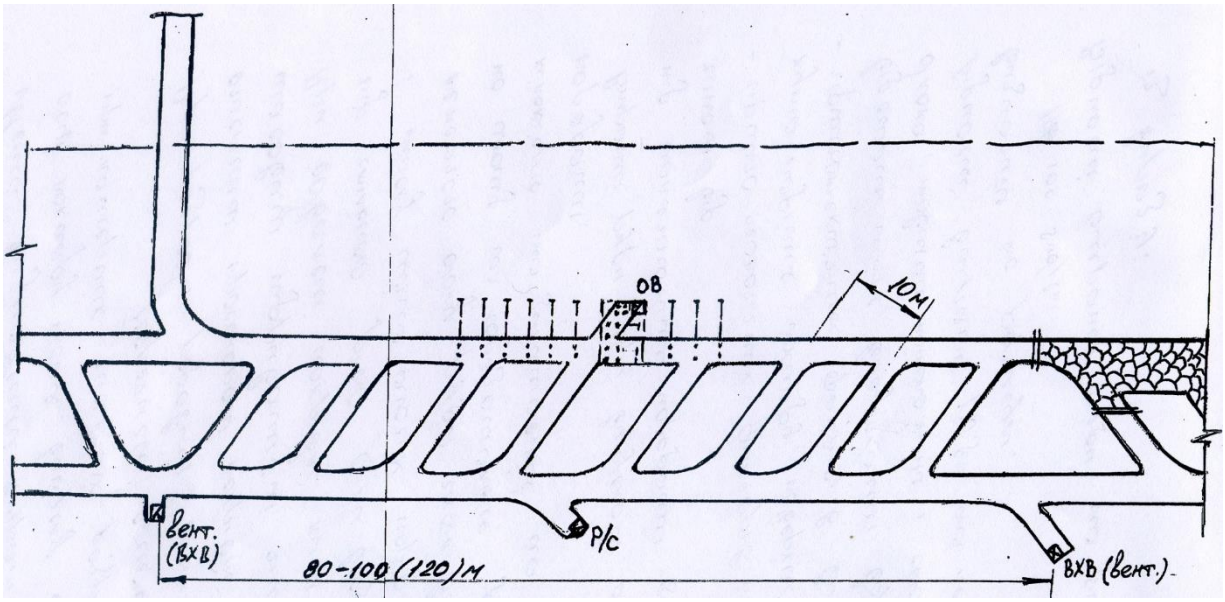

Рис. 8. План горизонту випуску і доставки руди

При виконанні нарізних робіт на рівні горизонтів випуску і доставки на відстані 15-20 м від рудного покладу в породах лежачого боку проходять доставочні штреки, а вище них на 12-15 м на відстані 5 м від контакту з рудним покладом – бурові штреки, які збивають з похилим з'їздом та блоковим ВХП. Для перепуску з проміжних горизонтів на відкотний горизонт руди і порід проходять рудоспуски, для подачі на ці горизонти матеріалів та устаткування – господарчий підняттєвий, а для видалення забрудненого повітря – вентиляцій-ний підняттєвий.

На рівні горизонтів випуску і доставки на контакті рудного покладу з породами лежачого боку проходять підсічні штреки, з яких по центру кожної з панелей проходять похилий відрізний пядняттєвий. Відрізні штреки збивають через кожні 10 м з доставочними штреками діагональними навантажувальними заїздами. З бурових штреків у бік рудного покладу через 6 м проходять бурові ніші, з яких буде здійснюватись розбурювання рудного покладу спареними віялами глибоких свердловин. Це забезпечить, при недозаряджанні свердловин на 3-5 м, збереження бурових штреків для повторного їх використання в якості «вловлюючих» горизонтів, що сприятиме зменшенню втрат відбитої руди в «мертвій» зоні на лежачому боці покладу.

Для підвищення продуктивності праці горизонтальні гірничо-капітальні та нарізні виробки площею перерізу 9-12 м^2 пропонується проходити з використанням імпортної самохідної техніки: бурової установки Boomer-281 або Boomer-S1L, оснащених потужними гідроперфораторами, та самохідної НДМ EST-2D з ковшем ємкістю 1,8 м^3. Для проведення вертикальних і похилих виробок у блоці, а також горизонтальних виробок на бурових горизонтах, застосовуємо традиційне устаткування, яке є на шахті, а саме прохідницький комплекс КПН-4А і телескопні перфоратори.

При виконанні очисних робіт спочатку в кожній панелі по її центру утворюють горизонтальну відрізну щілину, для чого спочатку розширюють до приблизно 4 м відрізний підняттєвий, відбиваючи на нього по 2 спарені сверд-ловини, пробурені з обох його боків, а потім за декілька вибухів відбивають віяла свердловин, пробурених з підсічного штрека і навантажувального заїзду, що знаходить навпроти відрізного підняттєвого (див. рис. 6 і 8). Після кожного вибуху відбиту руду прибирають самохідною НДМ EST-2D, доставляючи її до рудоспуску. При утворенні відрізної щілини параметри БПР зменшують на 20-30% у порівнянні з тими параметрами, які розраховані для масового обвалення руди в панелі.

Після цього утворюють похилу компенсаційну камеру, для чого за декілька вибухів на відрізну щілину відбивають віяла свердловин, пробурені з обох боків відрізної щілини з підсічного штрека, а також від 3 до 5 глибоких свердловин у нижній частині віял, пробурених з бурових ніш бурового штрека (див. рис 6). Після кожного вибуху відбиту руду також випускають з навантажувальних ніш самохідною НДМ EST-2D та доставляють її до рудоспуску. Об’єм похилої компенсаційної камери повинен забезпечувати розпушення руди при масовому обваленні на неї основного запасу панелі не менше 20%, що сприятиме якісному подрібненню руди та зменшенню виходу негабариту. Для забезпечення кращої стійкості похилої компенсаційної камери, кут нахилу похилого оголення, згідно досліджень [38], повинен становити не менше 35-40 градусів.

Після утворення похилої компенсаційної камери виконують масове обва-лення основного запасу панелі, здійснюючи багаторядне короткосповільнене підривання

віял глибоких свердловин, пробурених з підсічного та бурового штреків (див. рис 6 і 7). Відбиту руду випускають з навантажувальних ніш самохідною НДМ EST-2D, дотримуючись при цьому розробленої планограми випуску, та доставляють її до рудоспуску.

Для зменшення втрат відбитої руди на лежачому боці покладу передбачене, як вже зазначалося, повторне використання бурового штреку в якості «вловлю-ючого» горизонту. Для цього з бурових ніш вибурюють штангові свердловини діаметром 65 мм та підривають їх, утворюючи в породах лежачого боку випускні воронки. Спочатку окремо випускають пусті породи, а потім – відбиту руду, яка знаходиться на лежачому боці покладу поза межами зони випуску основного горизонту випуску та доставки. Випущену руду доставляють скреперною установкою 55ЛС-2СМ до рудоспуску.

Розрахунки для визначення техніко-економічних показників даного варіанту системи підповерхового обвалення, приведені в наступному розділі магістер-ської роботи.

3.3. Розробка технології відпрацювання покладів багатих залізних руд потужністю понад 30 м

Технологія відпрацювання покладів багатих залізних руд потужністю більше 30 м системою підповерхового обвалення зображена на рис. 9-10.

Рудний поклад розбивають на очисні блоки, довжина яких за простяганням складає 120-140 м. Як і у попередньому варіанті, блок у межах поверху розби-вають на 3 підповерхи висотою по 30 м кожен, а в межах кожного підповерху – на окремі виймальні панелі, розташовуючи їх довгою стороною за простяганням покладу. Кожну панель відпрацьовують на два або три штреки скреперування, проходячи у кожному з них по 5 пар двосторонніх дучок.

При підготовці блоку в породах лежачого боку за зоною зім’яття проходять польовий відкотний штрек, з якого через 120-140 м по центру очисного блоку

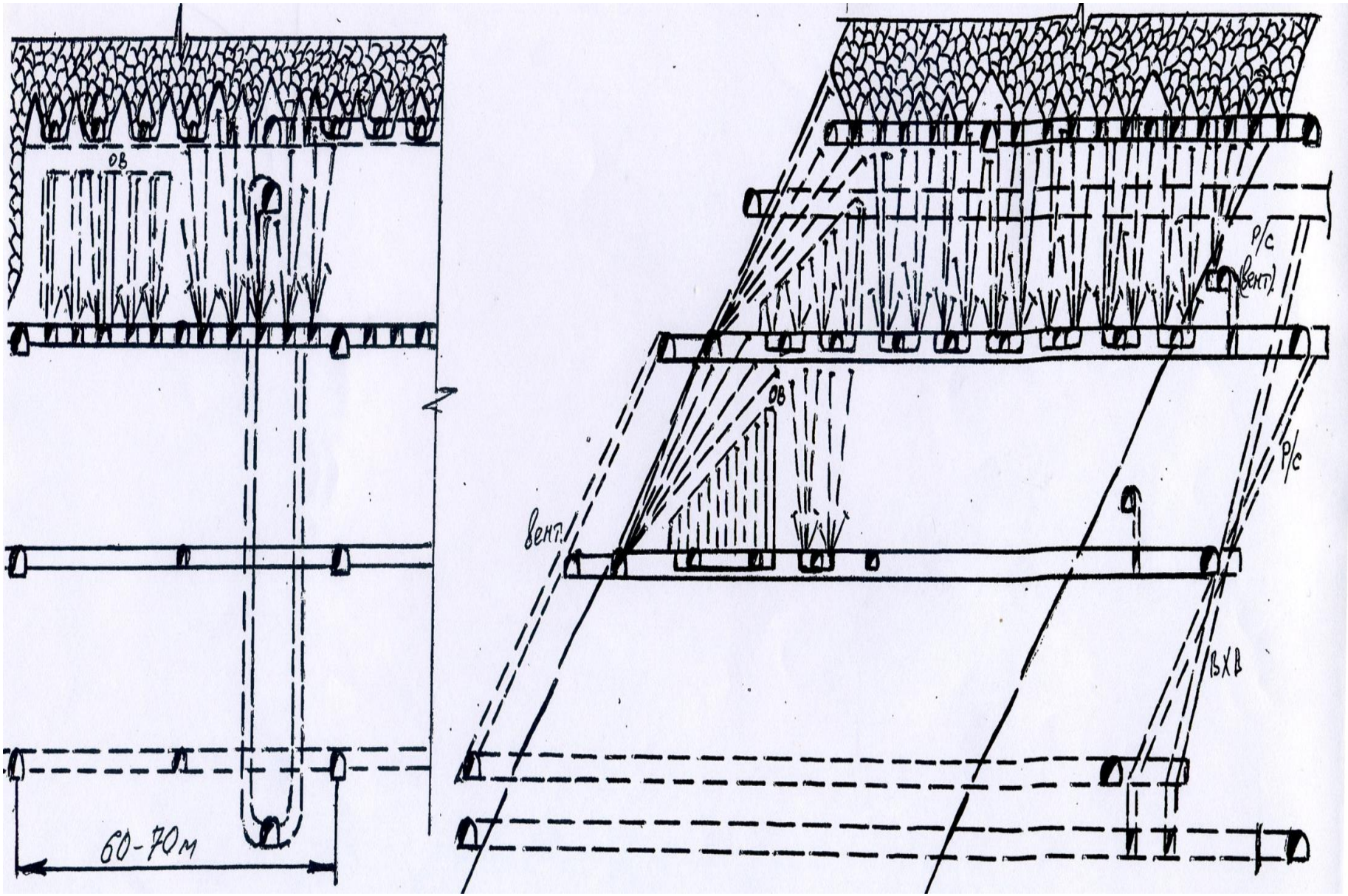

Рис. 9. Вертикальна проекція очисного блоку та розріз навхрест простягання при відпрацювання покладу потужністю більше 30 м системою підповерхового обвалення з комбінованою доставкою руди

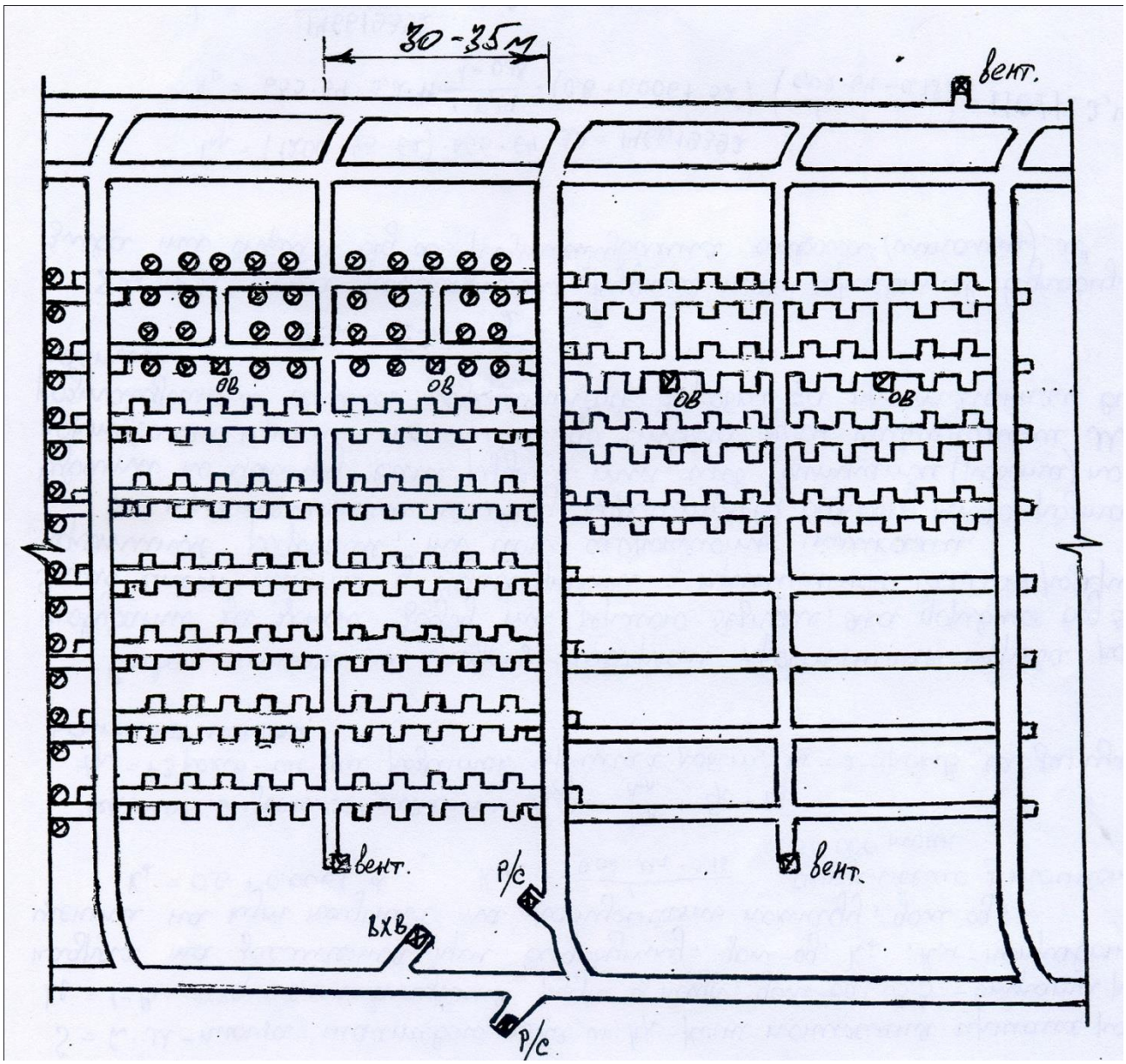

Рис. 10. План горизонту випуску і доставки руди при її комбінованій доставці скреперними установками та самохідною НДМ

проходять орт-заїзд, з якого проходять блоковий вентиляційно-ходовий піднятєвий, вибиваючи його на верхній вентиляційний горизонт. Для забезпечення доступу самохідної техніки на проміжні горизонти в породах лежачого боку також проходять похилий з'їзд.

При виконанні нарізних робіт на рівні горизонтів випуску і доставки в породах лежачого боку на відстані 15-20 м від рудного покладу проходять доставочні штреки, з яких по центру на на флангах блока проходять доставочні орти, збиваючи їх з вентиційними штреками, які проходять недалеко від рудного покладу в породах висячого боку. На доставочні штреки вибивають рудоспуски, блокові

вентиляційно-ходові та господарчі підняттєві, а вентиляційні штреки збивають вентиляційним підняттєвим з вентиляційним горизонтом для видален-ня на нього забрудненого повітря. З доставочних ортів через 10 м проходять штреки скреперування, в яких через 5-6 м проходять парні бурові ніші, з яких буде виконуватись розбурювання рудного масиву пучками глибоких свердловин та які потім слугуватимуть у якості випускних дучок. На флангах суміжних панелей штреки скреперування збивають поміж собою вентиляційними ортами, які у свою чергу збивають з вентиляційним штреком і вентиляційним піднят-тєвим. В центральній частині кожної панелі бурові ніші збивають поміж собою коротким відрізним ортом, а з однієї з ніш підіймають відрізний підняттєвий. Для розбурювання масиву панелей, що знаходяться з висячого боку покладу, на контакті з породами висячого боку проходять буровий штрек, а для кращого розбурювання трикутника лежачого боку в цих панелях – додатковий буровий штрек, який потім також передбачається повторно використовувати в якості «вловлюючого» горизонту для зменшення втрат відбитої руди на лежачому боці покладу.

Відпрацюваня панелей краще виконувати від висячого боку до лежачого, що забезпечує згідно досліджень [19] кращі умови їх відробки з точки зору розвитку поля напружень в рудному масиві. Очисні роботи у кожній панелі розпочинають з утворення похилої компенсаційної камери. Для цього спочатку утворюють похилу відрізну щілину шляхом вибійки за декілька вибухів на попередньо розширений до 4 м відрізний підняттєвий віял свердловин, пробурених з відріз-ного орта. Після кожного вибуху відбиту руду випускають через дучки, які розгортають з бурових ніш під час підривання в них глибоких свердловин, підриваючи у цих нішах штангові шпури діаметром 65 мм. Випущену руду спочатку доставляють по штреку скреперування скреперною установкою 30ЛС-2СМ до доставочного орта, по якому здійснюється його доставка до рудоспуску самохідною НДМ EST-2D. Потім на утворену похилу відрізну щілину відби-вають пучки глибоких свердловин, пробурених з бурових ніш по обидва боки від неї, чим досягається необхідний об’єм компенсаційної камери, який повинен забезпечувати як мінімум 20%

розпушення руди при її масовому обваленні. Відбиту руду з компенсаційної камери також повністю випускають.

Масове обвалення основного запасу панелей виконують підриванням пучків глибоких свердловин, пробурених із зовнішніх, розташованих по периметру панелей, бурових ніш. Відбиту руду випускають з дучок, утворених на місці бурових ніш, згідно розробленої планограми випуску. та виконують комбіновану доставку руди: первісну по штрекам скреперування скреперними установками 30ЛС-2СМ до доставочного орта з подальшою її доставкою до рудоспуску самохідною НДМ EST-2D.

При відпрацювання крайніх панелей, розташованих з лежачого боку покладу, для зменшення втрат руди на ньому, також передбачене повторне використання бурового штреку в якості «вловлюючого» горизонту, на якому скреперною установкою 30ЛС-2СМ випущену з дучок руду доставляють до короткого рудоспуску, перепускаючи її на основний горизонт випуску і доставки, де її потім самохідною НДМ доставляють до блокового рудоспуску та перепускають на відкотний горизонт.

Розрахунки для визначення техніко-економічних показників цього варіанту системи підповерхового обвалення також приведені в наступному розділі магістерської роботи.

Розділ 4. Розрахунок та визначення основних техніко-економічних показників видобутку багатих залізних руд різними варіантами системи підповерхового обвалення в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

4.1. Загальні положення

При здійсненні розрахунків, які необхідні для встановлення основних техніко-економічних показників, які будуть отримані при відпрацюванні залізо-рудних покладів розробленими варіантами системи підповерхового обвалення, була використана методика, приведена у роботі [39]. У якості вихідної інформації, необхідної для проведення таких розрахунків, були взяті креслення розроблених варіантів системи підповерхового обвалення, розроблені в даній роботі у попередньому розділі, тобто при відробці покладів потужністю від 15 до 30 м і для покладів більшої потужності, тобто понад 30 м. Оскільки поклади відносно невеликої потужності складені, у більшості випадків, гетит-гематит-мартитовими («краско-синька») та гетит-гематитовими («красковими») рудами, які мають коефіцієнт міцності, відповідно, 5-7 та 4- 6 балів за шкалою проф. М.М. Протод'яконова, середня міцність у розрахунках для даного варіанту була прийнята 6 балів. Для покладів великої потужності, які представлені в основному мартитовими рудами («синька») міцністю 6-8 балів, середню міцність руди було взято 7 балів. Довжина блоків була прийнята у межах 100-120, так як у обох варіантах доставку руди до блокових рудоспусків здійснюють самохідними НДМ. Відпрацювання поверху здійснюється трьома підповерхами висотою по 30 м, тобто цей параметр є таким же, як і при існуючій технології.

Об'ємну вагу руд для покладів відносно невеликої потужності було прийнято 3,50 т/м^3, оскільки гетит-гематит-мартитові та гетит-гематитові руди є більш легкими, та 3,55 т/м^3 для покладів великої потужності, так як мартитові руди є більш щільними та важкими.

При виконанні розрахунків затрати на проведення підготовчо-нарізних виробок різного призначення, розбурювання масиву штанговими шпурами і глибокими свердловинами, вартість основних видів матеріалів і енергії, устатку-вання, яке

використовується для виконанні тих або інших операцій чи робіт, змінні тарифні ставки робітників різних професій були взяті згідно фактичних даних виробничої діяльності шахтоуправління ПАТ «Арселор-Міттал Кривий Ріг» станом на перший квартал 2022 року, тобто у довоєнний період, який характери-зувався більш стабільними цінами.

Методика розрахунку основних техніко-економічних показників, якими бу-дуть характеризуватись запропоновані варіанти системи підповерхового обва-лення, є наступною:

- спочатку визначаються можливі рівні втрат і засмічення руди та її загальна кількість, яку буде видобуто з виймальної одиниці (однієї панелі) при її відпрацюванні;
- потім визначаються витрати на проведення підготовчих і нарізних виробок, а також витрати на їх перекріплення, тобто підтримання в робочому стані;
- після цього розраховуються витрати на очисне виймання: на відбійку руди, на її випуск і доставку(у тому числі на вторинне подрібнення негабаритних кусків);
- враховуючи можливе неврахування деяких другорядних витрат, вищезаз-начені витрати на основні види робіт збільшуються на 5-10% шляхом перемно-ження на відповідний поправочний коефіцієнт;
- наостанок визначаються основні прогнозовані показники та орієнтовна собівартість 1 тонни видобутої руди при застосуванні даної технології.

Усі розрахунки виконували з урахуванням обсягів робіт, які пов’язані з відробкою однієї виймальної одиниці в блоці, тобто панелі.

Загальні витрати на відпрацювання однієї виймальної одиниці (панелі) визначали з виразу, грн.:

$$З_{відпр} = (З_{пнв} + З_{пер} + З_{від} + З_{дост}) \times К_{невр} \quad (4.1)$$

де $З_{пнв}$ – загальні витрати, пов’язані з проведенням у виймальній одиниці підготовчих і нарізних виробок, грн.

$$З_{пнв} = L_{гор.в.} \times В_{гор.в.} + L_{вер.в.} \times В_{вер.в.} \quad (4.2)$$

$L_{гор.в.}$, $L_{вер.в.}$ – загальна довжина в панелі, відповідно, горизонтальних та вертикальних підготовчих і нарізних виробок, м; $B_{гор}$, $B_{верт}$ – витрати на проведення 1м, відповідно, горизонтальної та вертикальної (похилої) гірничої виробки, грн.

$З_{пер}$ – витрати на перекріплення підготовчих і нарізних виробок в процесі очисного виймання, грн.

$$З_{пер} = (L_{пер.пв} \times B_{пв}) \times K_{пер.пв} + (L_{пер.нв} \times B_{нв}) \times K_{пер.нв} \quad (4.3)$$

де $L_{пер.пв}$, $L_{пер.нв}$ – довжина у виймальній одиниці, відповідно, підготовчих і нарізних виробок, що підлягають перекріпленню, м; $B_{пер.пв}$, $B_{пер.нв}$ – витрати на перекріплення 1 м, відповідно, підготовчої та нарізної виробки, грн.; $K_{пер.пв}$, $K_{пер.нв}$ – коефіцієнти, що враховують необхідні обсяги перекріплення, відпо-відно, підготовчих і нарізних виробок, долі од.;

$З_{від}$ – витрати на відбійку руди у виймальній одиниці, грн.

$$\begin{aligned} З_{від} &= L_{гс} \times B_{гс} + M_{вр.гр} \times B_{вр.гр} + M_{вр.пат} \times B_{вр.пат} + N_{ел.дет} \times B_{ел.дет} + L_{дет.шн} \times B_{дет.шн} + \\ &+ L_{під.др} \times B_{під.др} + З_{зар.гс} + З_{ком.мер} + З_{аморт} \end{aligned} \quad (4.4)$$

де $L_{гс}$, $L_{дет.шн}$, $L_{під.др}$ – загальна довжина, відповідно, глибоких свердловин, детонуючого шнура й підривного дроту, які необхідні для розбурювання виймальної одиниці та на роботи, пов’язані з комутацією підривної мережі, м; $B_{гс}$, $B_{дет.шн}$, $B_{під.др}$ – витрати та вартість, відповідно, на буріння 1 м глибокої свердловини, 1 м детонуючого шнура та 1 м підривного дроту, грн..; $M_{вр.гр}$, $M_{вр.пат}$ – загальна маса, відповідно, гранульованих і патронованих вибухових речовин на заряджання глибоких свердловин та на ініціювання (підривання) свердловин-них зарядів, кг; $B_{вр.гр}$, $B_{вр.пат}$ – вартість 1 кг, відповідно, гранульованих і патронованих вибухових речовин, грн.; $N_{ел.дет}$ – загальна кількість електродетона-торів на підривання свердловинних зарядів, шт.; $B_{ел.дет}$ – вартість одного електродетонатора, грн.; $З_{зар.гс}$, $З_{ком.мер}$, $З_{аморт}$ – витрати, відповідно на заряджання глибоких свердловин, роботи пов’язані з комутацією підривної мережі та на амортизацію устаткування, яке було застосоване для виконання робіт із зарядженням свердловин у виймальній одиниці, грн.

$$З_{зар.гс} = N_{під} \times З_{під} \quad (4.5)$$

$$З_{ком.мер} = N_{підр.гс} \times З_{підр} \quad (4.6)$$

$$З_{амотр} = В_{зар.маш} \times К_{аморт} \times t_{зар.гс} \quad (4.7)$$

де $N_{під}$ – кількість людино-змін підривників, необхідна на виконання робіт з комутації підривних мереж у виймальній одиниці, люд. змін; $З_{під}$ – повна змінна заробітна плата підривника, грн.; $В_{зар.маш}$ – вартість зарядної машини, грн.; $К_{аморт}$ – річна норма амортизації зарядної машини, %; $t_{зар.гс}$ – час, який необхідний для заряджання всіх глибоких свердловин у панелі, років

$$t_{зар.гс} = \frac{М_{вр.гр}}{(Q_{зм.прод} \times К_{нер.роб}) \times 12 \times n}, \quad (4.8)$$

де $Q_{вр}$ – маса гранульованих вибухових речовин, необхідна для заряджання глибоких свердловин, кг; $Q_{зм.пр}$ – змінна продуктивність зарядної машини, т; $К_{нер.роб}$ – коефіцієнт, що враховує нерівномірність режиму роботи зарядної машини при заряджанні глибоких свердловин і вимушені простої, долі од.; n – кількість робочих змін протягом одного місяця.

$З_{дос}$ – витрати на виконання робіт, пов'язаних з випуском, доставкою та навантаженням руди, а також на вторинне подрібнення негабаритних кусків, грн.

$$З_{дос} = З_{з.пл} + З_{мат+ен} + З_{аморт} + З_{рем.уст} + З_{монт.дем} + З_{вловл.гор} \quad (4.9)$$

де $З_{з.пл}$ – витрати на заробітну плату робітникам, що виконують роботи по випуску і доставці руди, грн.

$$З_{з.пл} = З_{з.пл.НДМ} + З_{з.пл.ГРОВ} + З_{з.пл.люк} = [(Q_{р.м.НДМ} / П_{НДМ}) \cdot Т_{ст.зм.НДМ} \cdot К_{доп} + З_{нар.з.пл}] +$$
$$+ [(Q_{р.м.скр} / П_{ГРОВ}) \cdot Т_{ст.зм.ГРОВ} \cdot К_{доп} + З_{нар.з.пл}] + [(Q_{р.м.НДМ} / П_{люк}) \cdot Т_{ст.люк} \cdot К_{доп} +$$
$$+ З_{нар.з.пл}] + [(Q_{р.м.скр} / П_{люк}) \cdot Т_{ст.зм.люк} \cdot К_{допл} + З_{нар.з.пл}] \quad (4.10)$$

де $З_{з.пл.НДМ}$, $З_{зар.скр}$ – заробітна плата, відповідно, машиніста НДМ, гірничого робітника очисного вибою (ГРОВ) та люкового, грн.; $Q_{р.м.НДМ}$, $Q_{р.м.скр}$ – кількість руди, яка доставляється, відповідно, самохідною НДМ і скреперною установкою, т; $П_{НДМ}$, $П_{ГРОВ}$, $П_{люк}$ – змінна продуктивність, відповідно, машиніста НДМ, ГРОВ і люкового, т/зміну; $Т_{ст.зм.НДМ}$, $Т_{ст.зм.ГРОВ}$, $Т_{ст.зм.люк}$ – змінні тарифні ставки, відповідно, машиніста НДМ, ГРОВ і люкового, грн.; $К_{допл}$ – коефіцієнт, що враховує різні доплати (премія, робота у нічний і вечірній час час тощо), долі од.; $З_{нар.з.пл}$ - нарахування на заробітну плату, грн.;

$З_{мат+ен}$ - витрати на матеріали (патроновані вибухові речовини, електродетонатори, підривний дріт, детонуючий шнур) та електроенергію, які використовуються під час виконання робіт з випуску, доставки і навантаження руди, а також при подрібненні негабаритних кусків, грн.; $З_{аморт}$ - витрати на амортизацію устаткування (самохідна НДМ, скреперні установки, шахтні люки), яке використовується при виконанні вищезазначених робіт, грн.; $З_{рем.уст}$ - витрати на ремонт і утримання устаткування, яке використовується на випуску, доставці та навантаженні руди, грн.; $З_{монт.дем}$ - витрати на монтаж та демонтаж устатку-вання (скреперних установок, вібролюків), грн.; $З_{вловл.гор.}$ - витрати на розгор-тання дучок у прийомні воронки на вловлюючому горизонті, грн.

$$З_{вловл.гор.} = L_{шт.шп} \cdot З_{шт.шп} + З_{мат.вловл.гор.}, \quad (4.11)$$

де $L_{шт.шп}$ - загальна довжина штангових шпурів, необхідних для розгортання випускних воронок на вловлюючому горизонті, м; $З_{шт.шп}$ - витрати на буріння 1 м штангового шпура, грн.; $З_{мат.вловл.гор}$ – витрати на матеріали, які необхідні для виконання робіт на вловлюючому горизонті, грн.

$К_{невр}$= 1,05 – 1.1 – коефіцієнт, який враховує непередбачені (другорядні) витрати, долі од.

Орієнтовні витрати на видобуток 1 тонни руди з використанням даної технології визначають з виразу, грн:

$$В_{вид} = З_{відпр} / Q_{вид.рм} \quad (4.12)$$

де $Q_{вид.рм}$ - кількість видобутої рудної маси, т.

4.2. Розрахунок та визначення основних техніко-економічних показників видобутку багатих залізних руд системою підповерхового обвалення при відробці покладів потужністю 15 - 30 м (Вар. І)

Для розрахунків приймаємо наступні геометричні розміри очисного блоку та виймальних панелей: висота поверху $Н_{пов}$ = 90 м і підповерхів $Н_{під}$ = 30 м; довжина блоку та панелей за простяганням, відповідно, $L_{бл}$ = 120 м та $L_{пан}$ = 30 м; горизонтальна потужність покладу $М_{гор}$ = 25 м.

Запас руди в одній виймальній панелі, який буде відпрацьований при веденні очисних робіт у даному варіанті складе, т:

$$T_{пан} = M_{гор} \cdot L_{пан} \cdot H_{під} \cdot \gamma_р = 25 \cdot 30 \cdot 30 \cdot 3{,}5 = 78750 \text{ т.}$$

Керуючись графічним зображенням даного варіанту системи підповерхового обвалення, приведеним на рис. 5-8, спочатку визначаємо обсяги підготовчих і нарізних робіт, а також витрати на проведення підготовчих і нарізних виробок при відробці запасів одної панелі, які приведені у табл. 1.

Таблиця 1

Витрати на проведення підготовчих і нарізних виробок
при відробці запасів однієї панелі (Вар. I)

№ з/п	Найменування виробок	Площа перерізу, $м^2$	Загальна довжина, м	Вартість 1м виробки, грн.	Витрати на проведення виробки, грн.
1.	Польовий відкотний штрек	12	10	23630	236300
2.	Орт-заїзд	10	10	18750	187500
3.	Блоковий ВХП	2,5	9	5120	46080
4.	Похилий з'їзд	12	10	23630	236300
5.	Господарчий орт	10	15	21840	327600
6.	Доставочний штрек	10	30	21840	655200
7.	Підсічний штрек	10	30	20730	621900
8.	Навантажувальні заїзди	10	36	21840	786240
9.	Буровий штрек	7,5	30	19610	588300
10.	Збійки	7,5	12	19610	235320
11.	Бурові ніші	7,5	10	19610	196100
12.	Рудоспуск	2,25	6	4560	27360
13.	Господарчий підняттєвий	2,25	10	4560	45600
14.	Вентиляційний підняттєвий	2,25	13	4560	59280
15	Відрізний підняттєвий	2,25	15	4560	68400
	Всього:		256		4317780

Використовуючи отримані дані визначаємо можливий рівень втрат і засмічення руди, а також кількості рудної маси, яку буде видобуто при відробці запасів однієї панелі даним варіантом, які приведені у табл. 2.

Згідно виконаних розрахунків орієнтовний рівень втрат руди при застосу-ванні цього варіанту системи підповерхового обвалення складе біля 20,46%, а засмічення видобутої рудної маси становитиме близько 17,85%.

Питома витрата підготовчо-нарізних виробок для даного варіанту системи підповерхового обвалення становитиме: 256 / 75,44 = 3,4 м/1000 т.

Таблиця 2

Визначення можливого рівня втрат і засмічення руди та кількості видобутої рудної маси при відробці покладів (Вар. І)

Найменування видів робіт	Об'єм, $м^3$	Запас руди, т	Втрати руди		Засмічення руди		Вихід рудної маси, долі од.	Кількість видобутої рудної маси, т
			%	т	%	т		
Проведення підготовчих і нарізних виробок	384	1344	0	0	0	0	1,0	1344
Утворення похилої компенсаційної камери	3200	11200	2	224	2	224	1,0	11200
Відробка основного запасу панелі	18916	66206	24	15890	20	12579	0,95	62896
Всього:	22500	78750	20,46	16114	17,85	13465	0,958	75440

Витрати на перекріплення підгочовчих і нарізних виробок в процесі відпрацювання виймальної панелі $З_{пер}$ визначали таким чином:

- серед підготовчих виробок перекріплення потребуватимуть відкотний штрек та орт-заїзд: обсяг цих робіт, враховуючи практичний досвід роботи шахтоуправління, становить від 10 до 15% від їх загальної довжини, а витрати на перекріплення 1 м виробки складають 50-60% від витрат на їх проведення, тому приймаємо обсяги перекріплення 13%, а витрати на ці роботи – 55% від вартості проведення цих виробок.

- серед нарізних виробок перекріплення потребуватимуть переважно виро-бки, пройдені на горизонті випуску та доставки, а саме господарчий орт, підсічний і доставочний штреки, навантажувальні заїзди, а також вловлюючий штрек в обсязі 30% від їх довжини, а витрати на перекріплення 1 м цих виробок становлять 60-70% від їх вартості

Згідно формули (4.3) витрати на перекріплення підготовчих і нарізних виробок в процесі відробки панелі складуть

$$З_{пер} = (12 \times 0,13 \times 23630) \times 0,55 + (10 \times 0,13 \times 18750) \times 0,55 +$$

$$(15 \times 0,3 \times 21840) \times 0,65 + (30 \times 0,3 \times 21840) \times 0,65 +$$

$$(30 \times 0,3 \times 20730) \times 0,65 + (36 \times 0,3 \times 21840) \times 0,65 +$$

$$(30 \times 0,3 \times 19610) \times 0,65 = 620351 грн.$$

Для визначенні затрат на відбійку руди спочатку розрахуємо параметри буропідривних робіт (БПР), для чого використаємо методику проф. Ю.П. Капленка [39].

Показник підриваємості руди C_0 при середній її міцності 6 балів складе:

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

Лінія найменшого опору (ЛНО) при використанні у якості вибухівки грамо-ніта 79/21 зі щільністю заряджання 1,1 г/см^3 становитиме:

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

де $k_н$ - коефіцієнт, який враховує неоднорідність рудного масиву, долі од.; d – діаметр свердловин, м; Δ - щільність заряджання ВР, г/см^3; δ - коефіцієнт роботозтатності ВР, долі од.

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

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

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

Оскільки при масовому обваленні основного запасу панелі відбійка здійснюється спареними віялами глибоких свердловин, то значення ЛНО визначаємо як для системи свердловин, тобто

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

Приймаємо наступні параметри БПР:

- при утворенні відрізної щілини параметри БПР зменшуємо на 25-30% й відповідно вони були прийняті W = 2,5 м і a = 2,8 м;
- при відбійці віял свердловин, пробурених з підсічного штреку, на компенсаційну камеру, W = 3,5 м й a = 3,8 м;
- при масовому обваленні основного запасу панелі відстань між буровими нішами, з яких вибурюють спарені віяла глибоких свердловин, приймаємо 5,0 м, а відстань між кінцями глибоких свердловин у цих віялах - a = 3,8 м.

Для визначення обсягів буріння глибоких свердловин було використане графічне зображення даного варіанту системи підповерхового обвалення: загаль-на

довжина глибоких свердловин склала $L_{гс}$ = 3540 м, а їх кількість $N_{гс}$ = 212 свердловин.

Загальна кількість гранульованих ВР (грамоніту 79/21), яку необхідно використати для заряджання усіх глибоких свердловин, становитиме:

$$M_{вр.гр} = L_{гс} \times K_{зар} \times P \times \Delta = 3540 \cdot 0,7 \cdot 8,65 \times 1,1 = 23578 \text{ кг},$$

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

При цьому питомі витрати ВР на відбійку руди складуть: 23578 / 77406 = 0,305 кг/т, а вихід руди з 1 м свердловини: 77406 / 3540 = 21,9 т/м, що є значно кращими показників, які наразі є на шахтоуправлінні.

Для визначення кількості засобів підривання (патронованих ВР, електро-детонаторів, детонуючого шнура, підривного дроту), необхідних для ініціювання свердловинних зарядів, використаємо методику, приведену в роботі [39], згідно якої вони становитимуть:

$$M_{вр.пат} = N_{гс} \cdot p_{вр.пат} = 212 \cdot 2,5 = 530 \text{ кг};$$

$$N_{ел.дет} = 1,1 \cdot N_{гс} \cdot n_{ел.дет} = 1,1 \cdot 212 \cdot 2 = 466 \text{ штук};$$

$$L_{дет.шн} = L_{гс} \cdot n_{нит.дш} \cdot K_{зап} = 3540 \cdot 2 \cdot 1,1 = 7788 \text{ м};$$

$$L_{під.др} = T_р \cdot l_{під.др} = 77406 \cdot 0,1 = 7741 \text{ м},$$

де $p_{вр.пат}$, $n_{ел.дет}$, – кількість, відповідно, патронованих ВР та електродето-наторів, необхідна для ініціювання одного свердловинного заряду, кг, шт; $n_{нит.дш}$, - кількість ниток ДШ в одній свердловині. шт.; $K_{зап}$ – коефіцієнт запасу, долі од.; $T_р$ кількість руди, яка підлягає відбійці глибокими свердловинами. Т; $l_{під.др}$ – норма витрат підривного дроту при веденні БПР, м/т.

Результати розрахунків щодо величини витрат на буріння глибоких сверд-ловин, вартості гранульованих і патронованих ВР, електродетонаторів, ДШ і підривного дроту, приведені в табл. 3.

Таблиця 3.

Витрати на буріння глибоких свердловин, вартість безтротилових і патронованих ВР, електродетонаторів, ДШ і підривного дроту (Вар. І)

№ з/п	Найменування статей витрат	Один. виміру	Кількість одиниць	Вартість одиниці, грн.	Витрати, грн.
1.	Буріння глибоких свердловин	м	2540	73,0	185420
2.	Гранульовані ВР (грамоніт 79/21)	кг	23578	72,5	1709405
3.	Патроновані ВР (амоніт 6ЖВ)	кг	530	122,0	64660
4.	Електродетонатори	шт.	466	17,2	8015,2
5.	Детонуючий шнур	м	7788	6,8	52958,4
6.	Підривний дріт	м	7741	2,4	18578,4
	Всього:				2039037

Витрати на виконанні робіт із заряджання глибоких свердловин та комута-цію підривної мережі також будемо визначати за вищевказаною методикою, яка приведена в роботі [39].

Виконання робіт з механізованого заряджання глибоких свердловин здійс-нює ланка підривників у складі 4-х робітників, використовуючи для цього зарядну установку МТЗ-3. Продуктивність однієї такої ланки згідно [39] становить 3800 т/зміну.

Таким чином на заряджання глибоких свердловин і комутацію підривної мережі витрати робочої сили становитимуть:

$$n_{зар-ком} = \frac{23578 \cdot 4}{3800} + 18 \approx 43 \text{ люд.-зміни.}$$

Витрати на проведення цих робіт складуть:

$$З_{зар.} + З_{ком.} = (n_{зар\text{-}ком} \cdot T_{тар.ст}) \cdot K_{доп} \cdot K_{нар} =$$

$$=(43 \cdot 588) \cdot 1{,}8 \cdot 1{,}3 = 59164{,}56 \text{ грн,}$$

де $T_{тар.ст}$ – змінна тарифна ставка підривника (5-й розряд тарифної сітки), грн.; $K_{доп}$ – коефіцієнт, що враховує різні види доплат (преміальні, робота у нічний та вечірній час тощо), долі од.; $K_{нар}$ – коефіцієнт, що враховує нарахування на основну і додаткову заробітну плату, долі од.

Час, необхідний на проведення робіт по заряджанню свердловин з використанням зарядної машини в панелі визначаємо за формулою (4.8) й він складе

$$t_{зар} = \frac{23578}{(3800 \times 3) \times 12 \times 25} = 0,069 \text{ років.}$$

Витрати на амортизацію зарядної установки складуть

$$З_{аморт} = 1012000 \times 0,25 \times 0,069 = 17457 грн.$$

У підсумку витрати на відбійку руди в панелі згідно формули (4.4) становитимуть:

$$З_{відб} = 2039037 + 59164,56 + 17457 = 2115658,56 \text{ грн.}$$

Для розрахунку витрат, пов'язаних з випуском, доставкою та наванта-женням руди, а також визначення продуктивності устаткування, яке задіяне при виконанні цих робіт (самохідної НДМ на горизонті випуску і доставки, скреперної уста-новки на вловлюючому горизонті та вібролюка на відкотному горизонті) також використаємо методику, приведену в роботі [39].

Як вже було зазначено у попередньому розділі, основним видом доставки відбитої руди у цьому варіанті системи підповерхового обвалення є доставка самохідною НДМ (приблизно 90% від загальної кількості рудної маси, яка видобувається з панелі, тобто біля 67900 тонн), а 10%, що становить 7540 тонн, доставлятиметься скреперною установкою на вловлюючому горизонті.

Як також вже зазначалося, в якості самохідної НДМ будемо використо-вувати машину EST-2D, оснащену ковшем місткістю 1,8 м^3 і яка має електричний привод.

Середня довжина доставки руди в панелі визначатимемо з рисунку даного варіанту системи розробки, й вона становить близько 55 м.

Технічна продуктивність машини EST-2D в таких умовах становитиме:

$$П_т = \frac{60 \cdot q_{мк} \cdot К_{нап} \cdot \gamma_р}{t_ц} = \frac{60 \cdot 1,8 \cdot 0,85 \cdot 2,33}{2,4} = 89,1 \text{ т/годину,}$$

де $q_{мк}$ – місткість ковша, м³; $К_{нап}$ – коефіцієнт наповнення ковша НДМ рудою, долі од.; $t_ц$ – тривалість одного робочого циклу, хв.;

$$t_ц = t_н + t_р + t_{нм} + t_{пм}$$

де $t_н$ = 0,7…1,0 – час наповнення ковша рудою, хв.; $t_р$ = 0,5-0,7 хв. – час на розвантаження машини; $t_{нм.} = \frac{K_{др} \cdot l}{v_{нм}}$ – час руху навантаженої НДМ, хв.; $t_{пм.} = \frac{K_{др} \cdot l}{v_{пм}}$ – час руху порожньої НДМ, хв.; l – середня відстань доставки руди НДМ, м; $v_{нм}$, $v_{пм}$ – середня швидкість руху навантаженої і порожньої НДМ, м/хв.; $K_{др}$ = 1,20-1,35 – коефіцієнт, який враховує динаміку руху НДМ при доставці руди (її гальмування та розгін, наявність поворотів, зупинок тощо), долі од.

Час наповнення ковша НДМ рудою і час на його розвантаження приймаємо середніми від рекомендованих значень, а саме: $t_н$ = 0,85 хв. і $t_р$ = 0,65 хв.

Таким чином час руху навантаженої і порожньої НДМ та загальна тривалість одного робочого циклу складуть:

$$t_{нм} = 1{,}35 \times 55 / 133{,}33 \approx 0{,}56 \text{ хв.};$$

$$t_{пм} = 1{,}20 \times 55 / 166{,}67 \approx 0{,}40 \text{ хв.};$$

$$t_ц = 0{,}8 + 0{,}65 + 0{,}56 + 0{,}4 = 2{,}4 \text{ хв.}$$

Змінна експлуатаційна продуктивність однієї НДМ EST-2D за таких умов становитиме:

$$П_{ндм} = П_т \cdot T_{рз} \cdot K_в = 89{,}1 \cdot 7 \cdot 0{,}7 = 437 \text{ т/зміну.}$$

де : $T_{рз}$ – тривалість зміни, год.; $K_в$ = 0,6-0,8 – коефіцієнт використання НДМ на доставці протягом робочої зміни. долі од.

Для доставки руди на вловлюючому горизонті, в якості якого, як вже було зазначено раніше, передбачене повторне використання бурового штреку, будемо використовувати скреперну установку 55ЛС-2СМ, технічна та змінна експлуатаційна продуктивність якої, відповідно до методики, приведеної в роботі [39], складе:

$$П_т = \frac{3600 \cdot V_c \cdot K_{нс}}{\frac{l_c}{v_{зав}} + \frac{l_c}{v_{пор}} + t_{пх}} = \frac{3600 \cdot 0{,}75 \cdot 0{,}85}{\frac{30}{1{,}46} + \frac{30}{2{,}0} + 25} = 37{,}9 \text{ м}^3\text{/год.};$$

$$H_{зм} = \frac{380 \cdot П_т}{1{,}15 \cdot t_{двч} \cdot П_т + 63} = \frac{380 \cdot 37{,}9}{1{,}15 \cdot 1{,}5 \cdot 37{,}9 + 63} \approx 112{,}2 \text{ м}^3\text{/зміну},$$

де V_c – ємкість скрепера, м³; $K_{нс}$ = 0,8–0,9 – коефіцієнт наповнення скрепера рудною масою; l_c– середня довжина доставки руди на вловлюю чому горизонті

скреперною установкою, м; $v_{зав}$, $v_{пор}$ – швидкість руху, відповідно, завантаженого та порожнього скрепера, м/с; $t_{пер}$=15…35 с - час на перемикання ходу скрепера та на його завантаження; $t_{двч}$ – додаткові витрати часу на вторинне подрібнення негабаритних кусків при випуску руди, що віднесені до 1 м³ гірничої маси, хвил./м³; $K_{рр}$ – коефіцієнт розпушення руди при її випуску, долі од.

Продуктивність праці ГРОВ (скреперіста) за таких умов становитиме:

$$П_{скр} = Н_{зм} \cdot \gamma_р / K_р = 112{,}2 \cdot 3{,}5/1{,}5 \approx 262 \text{ т/зміну.}$$

Витрати на заробітну плату робітникам, що працюють на доставці руди та її навантаженні, визначатимемо за формулою (4.10) й вони складуть:

$$З_{з.пл} = З_{з.пл.НДМ} + З_{з.пл.ГРОВ} + З_{з.пл.люк} = [(Q_{р.м.НДМ} / П_{НДМ}) \cdot Т_{ст.зм.НДМ} \cdot K_{доп} + З_{нар.з.пл}] +$$

$$+ [(Q_{р.м.скр} / П_{ГРОВ}) \cdot Т_{ст.зм.ГРОВ} \cdot K_{доп} + З_{нар.з.пл}] + [(Q_{р.м.НДМ} / П_{люк}) \cdot Т_{ст.люк} \cdot K_{доп} +$$

$$+З_{нар.з.пл}] + [(Q_{р.м.скр} / П_{люк}) \cdot Т_{ст.зм.люк} \cdot K_{допл} + З_{нар.з.пл}] =$$

$$= [(67900 / 437) \cdot 729{,}4 \cdot \ \cdot 1{,}8 + 203502{,}6 \cdot 0{,}3] +[(7544 / 262) \cdot 514{,}9 \cdot 1{,}8 +$$

$$+ 26877{,}78 \cdot 0{,}3] + [(67900/437) \cdot 514{,}9 \cdot 1{,}6 + 127895{,}2 \cdot 0{,}3] + [(7544 / 262) \cdot$$

$$514{,}9 \cdot 1{,}6 + 23891{,}36 \cdot 0{,}3] = 496817{,}02 \text{ грн.}$$

Визначаємо витрати на матеріали, що використовуються під час робіт з випуску, доставки та навантаження руди, а також при подрібненні негабаритних кусків руди (патроновані вибухові речовини, електродетонатори, детонуючий шнур, підривний дріт), а також на електроенергію, яка необхідна для роботи НДМ і скреперної установки.

Питомі витрати патронованих ВР при подрібненні негабаритних кусків при випуску руди з використанням самохідної НДМ і скреперної установки приймаємо однаковими і які відповідають їх фактичним витратам на шахті, тобто 50 г/т.

Загальна кількість патронованих ВР, яка необхідна для ліквідації зависань і подрібнення негабаритних кусків руди становитиме:

$$75440 \cdot 0{,}05 = 3772 \text{ кг.}$$

Питомі витрати електродетонаторів, детонуючого шнура і підривного дроту також приймаємо однаковими як при доставці руди самохідною НДМ, так і

скреперною установкою: відповідно, 0,04 шт./т (ЕД), 0,15 м/т (ДШ) та 0,3 м/т (підривний дріт).

Таким чином загальні витрати цих матеріалів на випуску і доставці руди як самохідною НДМ, так і скреперною установкою складуть: електродетонаторів: 75440 · 0,04 = 3018 шт.; детонуючого шнура 75440 · 0,15 = 11316 м і підривного дроту 75440 · 0,3 = 22632 м.

Питомі витрати електроенергії при доставці руди самохідною НДМ, скреперною установкою і шахтними вібролюками складуть:

- самохідною НДМ EST-2D:

$$q_{ел.ндм} = \frac{P_{дв.ндм} \cdot T_{зм} \cdot K_{вик.ндм}}{П_{ндм} \cdot \eta_{дв.ндм}} = \frac{56 \cdot 7 \cdot 0{,}7}{437 \cdot 0{,}92} \approx 0{,}68 \text{ кВт·год./т;}$$

- скреперною установкою 55ЛС-2СМ:

$$q_{ел.скр} = \frac{P_{дв.скр} \cdot T_{зм} \cdot K_{вик.скр}}{П_{скр} \cdot \eta_{дв.скр}} = \frac{55 \cdot 7 \cdot 0{,}8}{262 \cdot 0{,}9} \approx 1{,}31 \text{ кВт·год./т;}$$

- шахтними вібролюками 1АШЛ-1М:

$$q_{ел.люк} = \frac{P_{дв.люк} \cdot T_{зм} \cdot K_{вик.люк}}{П_{люк} \cdot \eta_{дв.люк}} = \frac{11 \cdot 7 \cdot 0{,}5}{437 \cdot 0{,}9} + \frac{11 \cdot 7 \cdot 0{,}3}{262 \cdot 0{,}9} \approx 0{,}2 \text{ кВт·год./т,}$$

де $P_{дв.ндм}$, $P_{дв.скр}$, $P_{дв.люк}$ – потужність електродвигунів відповідно, НДМ EST-2D, скреперної установки 55ЛС-2СМ та вібролюка 1АШЛ-1М, кВт·год.; $T_{зм}$ – тривалість робочої зміни, год.; $K_{вик.ндм}$, $K_{вик.скр}$,, $K_{вик.люк}$ – коефіцієнт використання протягом зміни, відповідно, самохідної НДМ, скреперної установки та вібро-люків, долі од.; $П_{ндм}$, $П_{скр}$, $П_{люк}$ – змінна продуктивність, відповідно, самохідної НДМ, скреперної установки і вібролюків, т; к.к.д. електродвигунів, відповідно, самохідної НДМ, скреперної установки та вібролюків.

Загальні витрати електроенергії на доставку руди самохідною машиною і скреперною установкою та її навантаження у вагонетки вібролюками складуть:

$$67900 \cdot 0{,}68 + 7544 \cdot 1{,}31 + (67900 \cdot 0{,}1 + 7544 \cdot 0{,}1) = 63599 \text{ кВт·год.}$$

Підрахунок витрат на матеріали і електроенергію при виконанні робіт з випуску, доставки та навантаження руди, приведені в табл. 4.

Таблиця 4.

Витрати на матеріали та електроенергію при виконанні робіт з випуску, доставки та навантаження руди (Вар. І)

№ з/п	Найменування матеріалів	Один. виміру	Кількість одиниць	Вартість одиниці, грн.	Витрати, грн.
1.	Патроновані ВР (амоніт 6ЖВ)	кг	3772	122,0	454084
2.	Електродетонатори	шт.	3018	17,2	51909,6
3.	Детонуючий шнур	м	11316	6,8	76948,8
4.	Підривний дріт	м	22632	2,4	54316,8
5.	Електроенергія	кВт·год.	63599	2,75	174897,25
	Всього:				812156,45

Витрати на амортизацію устаткування, що використовується на випуску, доставці та навантаженні руди, визначаємо аналогічно формулам (4.7) і (4.8), підставляючи в останню обсяги вищезазначених робіт. Результати цих розрахунків приведені в табл. 5.

Таблиця 5

Витрати на амортизацію устаткування, що використовується на випуску, доставці та навантаженні руди, й на його утримання і ремонт (Вар. І)

Найменування устаткування	Кіл-ть один.	Початкова вартість, грн		Річна норма амортизації %	Час роботи устаткування, років	Сума витрат, грн
		одиниці	всього			
Самохідна НДМ EST-2D	1	6820400	6820400	15	0,2	204612,0
Скреперна установка 55ЛС-2СМ	1	475320	474320	34	0,1	16125,88
Шахтний вібролюк 1АШЛ-1М	2	196000	392000	50	0,25	49000,0
Разом:						269737,88
Невраховане устаткування (10%)						26973,79
Всього:						296711,67
Поточний ремонт і утримання устаткування (35% від суми амортизації)						103849,08

Витрати, пов’язані з монтажем і демонтажем стаціонарного устаткування, яке застосовується на випуску, доставці й навантаженні руди, полягають у мон-тажі та демонтажі на відкотному горизонті двох вібролюків 1АШЛ-1М, які використовують при відробці усіх 12 панелей в блоці, та 1 скреперної установки 55ЛС-2СМ на вловлюючому горизонті, яку використовують при відробці 2-х панелей.

Згідно даних шахти на доставку на вловлюючий горизонт, монтаж і демонтаж однієї скреперної установки потужністю 55 кВт витрачається в середньому 6 людино-змін, а на монтаж і демонтаж одного вібролюка 1АШЛ-1М - 30 людино-змін. Ці роботи здійснюють кріпильники 3-го тарифного розряду. Таким чином витрати на монтаж-демонтаж стаціонарного устаткування складуть:

$$З_{монт.дем} = (2 \cdot 30 / 12 + 1 \cdot 6 / 2) \cdot 442,6 \cdot 1,6 \cdot 1,3 = 7364,86 \text{ грн.}$$

Для визначення витрат на розгортання дучок на вловлюючому горизонті будемо використовувати формулу (4.11).

При виконанні робіт з розгортання однієї дучки у прийомну воронку за виробничими даними треба пробурити 10 штангових шпурів довжиною по 5-6 м діаметром 65 мм, тобто загальна довжина штангових шпурів на ці роботи становить біля 55 м. Для виконання цих робіт необхідно витратити гранульовані й патроновані ВР, електродетонатори, детонуючий шнур і підривний дріт. На вловлюючому горизонті при відробці однієї панелі необхідно розгорнути 5 випускних воронок. Результати підрахунку витрат на буріння штангових шпурів й вартості вищевказаних матеріалів при проведенні цих робіт приведені в табл. 6.

Таблиця 6

Витрати на розгортання дучок у прийомні воронки
на вловлюючому горизонті (Вар. І)

№ з/п	Найменування статей затрат	Один. вимір у	Кіль-ть одиниць	Вартість оди-ниці, грн.	Витрати, грн.
1.	Буріння штангових шпурів	м	55	40,2	2211,0
2.	Гранульовані ВР (грамоніт 79/21)	кг	160	72,5	11600,0
3.	Патроновані ВР (амоніт 6ЖВ)	кг	5	122,0	610,0

4.	Електродетонатори	шт.	10	17,2	172,0
5.	Детонуючий шнур	м	60	6,8	408,0
6.	Підривний дріт	м	200	2,4	480,0
	Всього:				15481,0

Таким чином сумарні витрати на випуск, доставку і навантаження руди та на подрібнення негабаритних кусків згідно формули (4.9) складуть:

$$З_{дос} = 496817,02 + 812156,45 + 296711,67 + 103849,08 + 35068,8 + 15481,0 =$$
$$= 1760084,02 \text{ грн.}$$

Загальні витрати на відпрацювання однієї виймальної одиниці (панелі) при відпрацюванні покладів даним варіантом системи підповерхового обвалення згідно виразу (4.1) складе:

$C_{вид} = (4317780 + 620351 + 2115658,56+ 1760084,02) \cdot 1,08 = 9518983,47$ грн.

Орієнтовні витрати на видобуток 1 тонни руди з використанням запропонованого варіанту системи підповерхового обвалення згідно виразу (4.12) становитимуть:

$$B_{вид} = 9518983,47 / 75440 = 126,18 \text{ грн/т.}$$

4.3. Розрахунок та визначення основних техніко-економічних показників видобутку багатих залізних руд системою підповерхового обвалення при відробці покладів потужністю понад 30 м

Для розрахунків приймаємо в даному варіанті наступні геометричні роз-міри очисного блоку та виймальних панелей: висота поверху $H_{пов} = 90$ м і підповерхів $H_{під} = 30$ м; довжина блоку та панелей за простяганням, відповідно, $L_{бл} = 120$ м та $L_{пан} = 30$ м; горизонтальна потужність покладу $M_{гор} = 75$ м; ширина панелі $B_{пан} = 25$ м.

Запас руди в одній виймальній панелі, який буде відпрацьований при веденні очисних робіт у даному варіанті складе, т:

$$T_{пан} = L_{пан} \cdot B_{пан} \cdot H_{пп} \cdot \gamma_р = 30 \cdot 25 \cdot 30 \cdot 3,55 = 79875 \text{ т.}$$

Також керуючись графічним зображенням даного варіанту системи підповерхового обвалення, приведеним на рис. 9 та 10, спочатку визначаємо обсяги підготовчих і нарізних робіт, а також витрати на проведення підготовчих і

нарізних виробок при відробці запасів одної панелі у даному варіанті, які приведені в табл. 7.

Використовуючи отримані дані визначаємо можливий рівень втрат і засмі-чення руди, а також кількості рудної маси, яку буде видобуто при відробці запасів однієї панелі цим варіантом, які приведені в табл. 8.

Таблиця 7

Витрати на проведення підготовчих і нарізних виробок при відробці запасів однієї панелі (Вар. II)

№ з/п	Найменування виробок	Площа перерізу, $м^2$	Загальна довжина, м	Вартість 1м виробки, грн.	Витрати на проведення виробки, грн.
1.	Польовий відкотний штрек лежачого боку	12	3,5	23630	82705
2.	Польовий відкотний штрек висячого боку	10	3,5	18750	65625
3.	Орт-заїзд	10	3	18750	56250
4.	Блоковий ВХП	2,5	9	5120	46080
5.	Похилий з'їзд	12	3	23630	70890
6.	Доставочний штрек	10	20	21840	436800
7.	Доставочний орт	10	20	24120	482400
8.	Вентиляційний штрек	10	10	18750	187500
9.	Штрек скреперування	6	60	17350	1041000
10.	Вентиляційний орт	6	18	14280	257040
11.	Бурові (випускні) ніші	6	40	14280	571200
12.	Відрізний орт	6	6	14280	85680
13.	Відрізний підняттєвий	2,25	20	4560	91200
14.	Рудоспуск	2,25	3	4560	13680
15.	Вентиляційний підняттєвий	2,25	6	4560	27360
16.	Господарчий підняттєвий	2,25	2	4560	9120
17.	Збійки	10	2	18750	37500
	Всього:		229		3562030

Таблиця 8

Визначення можливого рівня втрат і засмічення руди та кількості видобутої рудної маси при відробці покладів (Вар. II)

Найменування видів робіт	Об'єм, $м^3$	Запас руди, т	Втрати руди		Засмічення руди		Вихід рудної маси, долі од.	Кількість видобутої рудної маси, т
			%	т	%	т		

Проведення підготовчих і нарізних виробок	780	2769	0	0	0	0	1,0	2769
Утворення похилої компенсаційної камери	3100	11005	2	220	2	220	1,0	11005
Відробка основного запасу панелі	18620	66101	22	14542	20	12890	0,975	64446
Всього:	22500	79875	18,48	14762	16,76	13110	0,979	78220

Згідно виконаних розрахунків орієнтовний рівень втрат руди при застосу-ванні цього варіанту системи підповерхового обвалення складе біля 28,48%, а засмічення видобутої рудної маси становитиме близько 16,76%.

Питома витрата підготовчо-нарізних виробок для даного варіанту системи підповерхового обвалення становитиме: 229 / 78,22 = 3 м/1000 т.

Витрати на перекріплення підгочовчих і нарізних виробок в процесі відпрацювання виймальної панелі $З_{пер}$ визначали аналогічно тому, як це було зроблено у попередньому варіанті:

- серед підготовчих виробок перекріплення також потребуватимуть відкотні штреки, пройдені у лежачому і висячому боці покладу. та орт-заїзд у тих же обсягах, а саме 13% від загальної довжини цих виробок, а витрати на ці роботи приймаємо 55% від їх вартості при проведенні.

- серед нарізних виробок перекріплення також потребуватимуть переважно виробки, пройдені на горизонті випуску та доставки, а саме доставочні та вентиляційні штреки і орти, та штреки скреперування в обсязі 30% від їх довжини, а витрати на перекріплення 1 м цих виробок приймаємо 65% від їх вартості при проведенні.

Згідно формули (4.3) витрати на перекріплення підготовчих і нарізних виро-бок в процесі відробки панелі у даному варіанті складуть

$$З_{пер} = (3,5 \times 0,13 \times 23630) \times 0,55 + (3,5 \times 0,13 \times 18750) \times 0,55 +$$

$$(3 \times 0,13 \times 18750) \times 0,55 + (20 \times 0,3 \times 21840) \times 0,65 +$$

$$(20 \times 0,3 \times 24120) \times 0,65 + (10 \times 0,3 \times 18750) \times 0,65 +$$

$$+(18 \times 0,3 \times 14280) \times 0,65 + (60 \times 0,3 \times 17350) \times 0,65 = 479696,18 грн.$$

Для визначенні затрат на відбійку руди параметри БПР також використаємо методику проф. Ю.П. Капленка [39].

Показник підриваємості руди C_0 при середній її міцності 7 балів складе:

$$C_0 = 20 + 56 \cdot e^{-0,2 \cdot f} = 20 + 56 \cdot e^{-0,2 \cdot 7} = 33,81.$$

Значення ЛНО при використанні у якості вибухівки грамоніта 79/21 зі щільністю заряджання 1,1 г/см^3 становитиме:

$$W = k_н \cdot C_0 \cdot d \cdot \sqrt{\Delta} \cdot \delta = 0,9 \cdot 33,81 \cdot 0,105 \cdot \sqrt{1,1} \cdot 1,0 = 3,35 \text{ м.}$$

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

$$m = 0,019 \cdot C_0 + 0,403 = 0,019 \cdot 33,81 + 0,403 \approx 1,05.$$

$$a = m \cdot W = 1,05 \cdot 3,35 = 3,52 \text{ м.}$$

Приймаємо наступні параметри БПР:

- при утворенні відрізної щілини параметри БПР зменшуємо на 25-30% й відповідно вони були прийняті W = 2,4 м і a = 2,5 м;
- при відбійці глибоких свердловинна похилу відрізну щілину та при масовому обваленні основного запасу панелі W = 3,35 м й a = 3,5 м.

Для визначення обсягів буріння глибоких свердловин також використовуємо графічне зображення даного варіанту системи підповерхового обвалення: загальна довжина глибоких свердловин склала $L_{гс}$ = 3725 м, а їх кількість $N_{гс}$ = 236 свердловин.

Загальна кількість гранульованих ВР (грамоніту 79/21), яку необхідно використати для заряджання усіх глибоких свердловин, становитиме:

$$M_{вр.гр} = L_{гс} \times K_{зар} \times P \times \Delta = 4020 \cdot 0,75 \cdot 8,65 \times 1,1 = 28688 \text{ кг,}$$

При цьому питомі витрати ВР на відбійку руди складуть: 28688 / 77106 = 0,322 кг/т, а вихід руди з 1 м свердловини: 77106 / 4020 = 19,2 т/м, що також є значно кращими показниками у порівнянні з тими. які наразі є на шахто-управлінні.

Для визначення кількості засобів підривання (патронованих ВР, електродетонаторів, детонуючого шнура, підривного дроту), необхідних для ініціювання свердловинних зарядів, також використаємо методику, приведену в роботі [39], згідно якої вони становитимуть:

$$M_{вр.пат} = N_{гс} \cdot p_{вр.пат} = 236 \cdot 2,5 = 590,0 \text{ кг;}$$

$$N_{ел.дет} = 1{,}1 \cdot N_{гс} \cdot n_{ел.дет} = 1{,}1 \cdot 236 \cdot 2 = 519 \text{ штук};$$

$$L_{дет.шн} = L_{гс} \cdot n_{нит.дш} \cdot K_{зап} = 4020 \cdot 2 \cdot 1{,}1 = 8844 \text{ м};$$

$$L_{під.др} = T_р \cdot l_{під.др} = 77106 \cdot 0{,}1 = 7711 \text{ м}.$$

Результати розрахунків щодо величини витрат на буріння глибоких сверд-ловин, вартості гранульованих і патронованих ВР, електродетонаторів, ДШ і підривного дроту, приведені в табл. 9.

Таблиця 9.

Витрати на буріння глибоких свердловин, вартість безтротилових і патронованих ВР, електродетонаторів, ДШ і підривного дроту (Вар. II)

№ з/п	Найменування статей витрат	Один. виміру	Кількість одиниць	Вартість оди-ниці, грн.	Витрати, грн.
1.	Буріння глибоких свердловин	м	4020	73,0	293460,0
2.	Гранульовані ВР (грамоніт 79/21)	кг	28688	72,5	2079880,0
3.	Патроновані ВР (амоніт 6ЖВ)	кг	590	122,0	71980,0
4.	Електродетонатори	шт.	519	17,2	8926,8
5.	Детонуючий шнур	м	8844	6,8	60139,2
6.	Підривний дріт	м	7711	2,4	18506,4
	Всього:				2514386,0

Витрати на виконанні робіт із заряджання глибоких свердловин та комута-цію підривної мережі також будемо визначати за методикою, яка приведена в роботі [39].

Виконання робіт з механізованого заряджання глибоких свердловин здійс-нює ланка підривників у складі 4-х робітників, використовуючи для цього зарядну установку МТЗ-3. Продуктивність однієї такої ланки згідно [39] становить 3800 т/зміну.

Таким чином на заряджання глибоких свердловин і комутацію підривної мережі витрати робочої сили становитимуть:

$$n_{зар-ком} = \frac{28688 \cdot 4}{3800} + 20 \approx 50 \text{ люд.-змін.}$$

Витрати на проведення цих робіт складуть:

$$З_{зар.} + З_{ком.} = (n_{зар\text{-}ком} \cdot T_{тар.ст}) \cdot K_{доп} \cdot K_{нар} =$$

$$=(50 \cdot 588) \cdot 1{,}8 \cdot 1{,}3 = 68796{,}0 \text{ грн.}$$

Час, необхідний на проведення робіт по заряджанню свердловин з використанням зарядної машини в панелі визначаємо за формулою (4.8) й він складе

$$t_{зар} = \frac{28688}{(3800 \times 3) \times 12 \times 25} = 0,084 \text{ років.}$$

Витрати на амортизацію зарядної установки складуть

$$З_{аморт} = 1012000 \times 0,25 \times 0,084 = 21252 грн.$$

У підсумку витрати на відбійку руди в панелі згідно формули (4.4) становитимуть:

$$З_{відб} = 2514388 + 68796 + 21252 = 2604436,0 \text{ грн.}$$

Для розрахунку витрат, пов'язаних з випуском, доставкою та навантаженням руди, а також визначення продуктивності устаткування, яке задіяне при виконанні цих робіт (самохідної НДМ на горизонті випуску і доставки, скрепер-ної установки на первісній доставці по штрекам скреперування та вібролюка на відкотному горизонті), також використаємо методику, приведену в роботі [39].

Як вже було зазначено у попередньому розділі, в даному варіанті перед-бачена комбінована доставка руди: первісну доставку відбитої руди здійснюємо скреперними установками 30ЛС-2СМ, а вторинну доставку руди від штреків скреперування до рудоспуску - самохідною НДМ EST-2D, яка має електричний привод. Оскільки машина рухається по прямій, без заїзду в навантажувальні виробки, як це мало місце в попередньому варіанті системи, то можна оснастити НДМ дещо більшим ковшем емкістю 2,0 м^3.

Спочатку розрахуємо продуктивність скреперної доставки, використавши методику, приведену в роботі [39]. Технічна та змінна експлуатаційна продуктивність скреперної установки 30ЛС-2СМ на первісній доставці руди з очисних вибоїв становитиме:

$$П_т = \frac{3600 \cdot V_c \cdot K_{нс}}{\frac{l_c}{v_{зав}} + \frac{l_c}{v_{пор}} + t_{пх}} = \frac{3600 \cdot 0,5 \cdot 0,85}{\frac{16}{1,30} + \frac{16}{1,77} + 20} = 37,0 \text{ м}^3\text{/год.};$$

$$H_{зм} = \frac{380 \cdot П_т}{1,15 \cdot t_{двч} \cdot П_т + 63} = \frac{380 \cdot 37,0}{1,15 \cdot 1,8 \cdot 37,0 + 63} \approx 100,7 \text{ м}^3\text{/зміну.}$$

Продуктивність праці ГРОВ (скрепериста) в таких умовах складе:

$$П_{скр} = Н_{зм} \cdot \gamma_р / К_р = 100,7 \cdot 3,55/1,5 \approx 238 \text{ т/зміну.}$$

Технічна продуктивність самохідної НДМ EST-2D при середній довжині доставки руди в панелі від штреків скреперування до рудоспуску, яка складає 50 м, становитиме:

$$П_т = \frac{60 \cdot q_{мк} \cdot К_{нап} \cdot \gamma_р}{t_ц} = \frac{60 \cdot 1,8 \cdot 0,90 \cdot 2,37}{2,3} = 100,2 \text{ т/годину,}$$

$$t_{нм} = 1,35 \times 50 / 133,33 \approx 0,51 \text{ хв.;}$$

$$t_{пм} = 1,20 \times 50 / 166,67 \approx 0,36 \text{ хв.;}$$

$$t_ц = 0,8 + 0,65 + 0,51 + 0,34 = 2,3 \text{ хв.}$$

Змінна експлуатаційна продуктивність однієї НДМ EST-2D за таких умов складе:

$$П_{ндм} = П_т \cdot Т_{рз} \cdot К_в = 100,2 \cdot 7 \cdot 0,7 = 491 \text{ т/зміну.}$$

Як ми бачимо, експлуатаційна продуктивність самохідної НДМ більше ніж удвічі є більшою, ніж скреперної установки 30ЛС-2СМ, але оскільки з доставочного орта машина може виконувати доставку руди тільки з одного штрека скреперування, то її змінна продуктивність буде такою ж, як і скреперної установки, тобто усього 238 т/зміну. При дуже великій вартості НДМ таке нераціональне її використання неминуче призведе до суттєвого зростання затрат на даному виробничому процесі, тому розглянемо можливість здійснення доставки руди однією НДМ одночасно з двох панелей, які працюють у суміжних доставочних ортах. При цьому середня довжина доставки руди становитиме біля 90 м й при неминучому падіння продуктивності НДМ доцільним є застосування максимальної для НДМ цього типу ємкості ковша, яка складає 2 м^3.

При такій організації робіт технічна продуктивність самохідної НДМ становитиме:

$$П_т = \frac{60 \cdot q_{мк} \cdot К_{нап} \cdot \gamma_р}{t_ц} = \frac{60 \cdot 2,0 \cdot 0,90 \cdot 2,37}{2,9} = 88,3 \text{ т/годину,}$$

$$t_{нм} = 1,35 \times 90 / 133,33 \approx 0,91 \text{ хв.;}$$

$$t_{пм} = 1,20 \times 90 / 166,67 \approx 0,65 \text{ хв.;}$$

$$t_ц = 0,8 + 0,65 + 0,91 + 0,65 = 2,9 \text{ хв.}$$

Змінна експлуатаційна продуктивність однієї НДМ EST-2D за таких умов складе:

$$П_{ндм} = П_т \cdot Т_{рз} \cdot К_в = 88,3 \cdot 7 \cdot 0,75 = 464 \text{ т/зміну.}$$

Таким чином з двох очисних вибоїв (штреків скреперування) одна така НДМ доставить до рудоспуску 464 т/зміну, тобто по 232 т з кожного. Відповідно замість можливих 238 кожен вибій дасть по 232 т/зміну, що практично відповідає змінній експлуатаційній продуктивності скреперної установки, оскільки різниця усього в 6 тонн знаходиться у межах похибки розрахунків.

Витрати на заробітну плату робітникам, що працюють на доставці руди та її навантаженні, визначатимемо за формулою (4.10) й вони складуть:

$$З_{з.пл} = З_{з.пл.НДМ} + З_{з.пл.ГРОВ} + З_{з.пл.люк} = [(Q_{р.м.НДМ} / П_{НДМ}) \cdot Т_{ст.зм.НДМ} \cdot К_{доп} + З_{нар.з.пл}] +$$

$$+ [(Q_{р.м.скр} / П_{ГРОВ}) \cdot Т_{ст.зм.ГРОВ} \cdot К_{доп} + З_{нар.з.пл}] + [(Q_{р.м.НДМ} / П_{люк}) \cdot Т_{ст.люк} \cdot К_{доп} +$$

$$+ З_{нар.з.пл}] + [(Q_{р.м.скр} / П_{люк}) \cdot Т_{ст.зм.люк} \cdot К_{допл} + З_{нар.з.пл}] =$$

$$= [(75451 / 464) \cdot 729,4 \cdot 1,8 + 214005,96 \cdot 0,3] + [(75451 / 232) \cdot 514,9 \cdot 1,8 +$$

$$+ 301216,5 \cdot 0,3] + [(75451/464) \cdot 514,9 \cdot 1,6 + 134285,92 \cdot 0,3] = 844360,9 \text{ грн.}$$

Визначаємо витрати на матеріали, що використовуються під час робіт з випуску, доставки та навантаження руди, а також при подрібненні негабаритних кусків руди (патроновані вибухові речовини, електродетонатори, детонуючий шнур, підривний дріт), а також на електроенергію, яка необхідна для роботи НДМ і скреперної установки.

Питомі витрати патронованих ВР при подрібненні негабаритних кусків при випуску руди з використанням самохідної НДМ і скреперної установки також приймаємо однаковими, як і у попередньому варіанті, що відповідають їх фактичним витратам на шахті, тобто 50 г/т.

Загальна кількість патронованих ВР, яка необхідна для ліквідації зависань і подрібнення негабаритних кусків руди становитиме:

$$75451 \cdot 0,05 = 3772,6 \text{ кг.}$$

Питомі витрати електродетонаторів, детонуючого шнура і підривного дроту також приймаємо такими ж, як у попередньому варіанті, що становить, відповідно, 0,04 шт./т (ЕД), 0,15 м/т (ДШ) та 0,3 м/т (підривний дріт).

Таким чином загальні витрати цих матеріалів на випуску і доставці руди становитимуть: електродетонаторів: 75451 · 0,04 = 3018 шт.; детонуючого шнура 75451 · 0,15 = 11318 м і підривного дроту 75451 · 0,3 = 22635 м.

Питомі витрати електроенергії при доставці руди самохідною НДМ, скреперною установкою і шахтними вібролюками складуть:

- самохідною НДМ EST-2D:

$$q_{ел.ндм} = \frac{P_{дв.ндм} \cdot T_{зм} \cdot K_{вик.ндм}}{П_{ндм} \cdot \eta_{дв.ндм}} = \frac{56 \cdot 7 \cdot 0,75}{464 \cdot 0,92} \approx 0,69 \text{ кВт·год./т;}$$

- скреперною установкою 30ЛС-2СМ:

$$q_{ел.скр} = \frac{P_{дв.скр} \cdot T_{зм} \cdot K_{вик.скр}}{П_{скр} \cdot \eta_{дв.скр}} = \frac{30 \cdot 7 \cdot 0,85}{232 \cdot 0,9} \approx 0,86 \text{ кВт·год./т;}$$

- шахтним вібролюком 1АШЛ-1М:

$$q_{ел.люк} = \frac{P_{дв.люк} \cdot T_{зм} \cdot K_{вик.люк}}{П_{люк} \cdot \eta_{дв.люк}} = \frac{11 \cdot 7 \cdot 0,55}{464 \cdot 0,9} \approx 0,1 \text{ кВт·год./т.}$$

Сумарні витрати електроенергії на доставку руди скреперною установкою, самохідною машиною та її навантаження у вагонетки вібролюком складуть:

$$75451 \cdot 0,86 + 75451 \cdot 0,69 + 75451 \cdot 0,1 = 124494 \text{ кВт·год.}$$

Підрахунок витрат на матеріали і електроенергію при виконанні робіт з ви-пуску, доставки та навантаження руди по даному варіанту, приведені в табл. 10.

Витрати на амортизацію устаткування, що використовується на випуску, доставці та навантаженні руди, також визначаємо аналогічно формулам (4.7) і (4.8), підставляючи в останню обсяги вищезазначених робіт. Результати цих розрахунків по цьому варіанту приведені в табл. 11.

Витрати, пов’язані з монтажем і демонтажем стаціонарного устаткування, яке застосовується на випуску, доставці й навантаженні руди в даному варіанті, полягають у монтажі та демонтажі на відкотному горизонті одного вібролюка 1АШЛ-1М, який використовують при відробці усіх 36 панелей в блоці, та двох

Таблиця 10.

Витрати на матеріали та електроенергію при виконанні робіт з випуску, доставки та навантаження руди

№ з/п	Найменування матеріалів	Один. виміру	Кількість одиниць	Вартість одиниці, грн.	Витрати, грн.
1.	Патроновані ВР (амоніт 6ЖВ)	кг	3772,6	122,0	460257,2
2.	Електродетонатори	шт.	3018	17,2	51909,6
3.	Детонуючий шнур	м	11318	6,8	76962,4
4.	Підривний дріт	м	22635	2,4	54324,0
5.	Електроенергія	кВт·год.	124494	2,75	342358,5
	Всього:				985811,7

Таблиця 11

Витрати на амортизацію устаткування, що використовується на випуску, доставці та навантаженні руди, й на його утримання і ремонт

Найменування устаткування	Кіл-ть один.	Початкова вартість, грн		Річна норма амортизації, %	Час роботи устаткування, років	Сума витрат, грн
		одиниці	всього			
Самохідна НДМ EST-2D	1	6820400	6820400	15	0,1	102306,0
Скреперна установка 30ЛС-2СМ	2	349670	699340	34	0,2	47555,12
Шахтний вібролюк 1АШЛ-1М	1	196000	196000	50	0,2	19600,0
Разом:						169461,12
Невраховане устаткування (10%)						16946,11
Всього:						186407,23
Поточний ремонт і утримання устаткування (35% від суми амортизації)						65242,53

скреперних установок 30ЛС-2СМ (по одній установці у кожному з двох штреків скреперування).

Згідно даних шахти на доставку на вловлюючий горизонт, монтаж і демон-таж однієї скреперної установки потужністю 30 кВт витрачається в середньому 4 людино-зміни, а на монтаж і демонтаж одного вібролюка 1АШЛ-1М - 30 людино-змін. Ці роботи виконують кріпильники 3-го тарифного розряду. Таким чином витрати на монтаж-демонтаж стаціонарного устаткування в даному варіанті складуть:

$$З_{монт.дем} = (1 \cdot 30 / 36 + 2 \cdot 4) \cdot 442,6 \cdot 1,6 \cdot 1,3 = 767,17 \text{ грн.}$$

Таким чином сумарні витрати на випуск, доставку і навантаження руди та на подрібнення негабаритних кусків згідно формули (4.9) складуть:

$$З_{дос} = 844360,9 + 985811,7 + 186407,23 + 65242,53 + 767,17 =$$

$$= 2082589,53 \text{ грн.}$$

Загальні витрати на відпрацювання однієї (панелі при відпрацюванні залізорудних покладів даним варіантом системи підповерхового обвалення згідно виразу (4.1) складе:

$C_{вид} = (3562030 + 479696,18 + 2604436 + 2082589,53) \cdot 1,08 = 9437051,85$ грн.

Орієнтовні витрати на видобуток 1 тонни руди з використанням даного варіанту системи підповерхового обвалення згідно виразу (4.12) становитимуть:

$$В_{вид} = 9437051,85 / 75451 = 124,94 \text{ грн/т.}$$

ВИСНОВКИ

Техніко-економічні показники, якими буде характеризуватися видобу-вання залізних руд як опрацьованими варіантами системи підповерхового обвалення, так і варіантом, який наразі застосовують на шахтоуправлінні ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», приведені в табл. 12.

За рахунок збільшення в розроблених варіантах довжини блоку (на 20–40 м) при доставці руди до рудоспуску самохідною машиною та спрощення конст-рукції приймальних горизонтів витрати підготовчих і нарізних виробок скоро-чуються, у порівнянні з існуючою технологією, в середньому на 20-25%.

Зміна схеми розбурювання масиву при відробці покладів потужністю 15-30 м (з відбійкою віялами, а не пучками глибоких свердловин) та застосування в панелях більш стійкої похилої компенсаційної камери замість вертикальної щілини при відпрацюванні більш потужних покладів дозволило зменшити витрати гранульованих ВР на відбійку руди на 15-25%.

Винесення виробок горизонту випуску і доставки при відпрацюванні відносно невеликих за потужністю покладів у більш стійкі породи лежачого боку при одночасному зростанні інтенсивності відробки запасів панелі дає змогу скоротити у запропонованому варіанті обсяги перекріплення цих виробок та витрати металевого кріплення і лісових матеріалів.

Застосування при відробці покладів потужністю 15-30 м на доставці руди самохідної НДМ EST-2D замість існуючого подвійного скреперування руди дозволяє збільшити продуктивність праці робітників на цьому виробничому процесі в середньому в 2,9 рази, а при відпрацюванні більш потужних покладів при комбінованій доставці руди з очисних вибоїв скреперною установкою 30ЛС-2СМ та подальшою доставкою руди до рудоспуску такою ж самохідною НДМ – у 2,1 рази. При цьому ередньомісячна продуктивність виймальних панелей та очисних блоків у розроблених варіантах зростає у порівнянні існуючою на 3 – 6%.

Недоліком застосування самохідної техніки є деяке збільшення витрат елек-троенергії: з 1,5-2 до 2,2 кВт·год/т при доставці виключно самохідною НДМ та до 2,65 кВт·год/т – при комбінованій доставці руди.

Табл. 12. Техніко-економічні показники розроблених та існуючого варіантів системи підповерхового обвалення

Найменування показників	Один. виміру	Розроблені варіанти		Існуючий варіант з доставкою руди скреперними установками
		Для відробки покладів потуж-ністю 15-30 м з доставкою руди самохідною НДМ	Для відробки покладів потуж-ністю понад 30 м з комбінованою доставкою руди	
Геометричні розміри виймальної одиниці: 1. Очисного блоку: - висота поверху; - довжина блоку за простяганням. 2. Виймальної панелі: - висота підповерху; - довжина панелі ; - ширина панелі.	м	 90 100 - 120 30 25-30 25	 90 100 - 140 30 25-35 25	 90 100 30 20-35 20
Питомі витрати підготовчих і нарізних виробок	м/1000т	3,2 - 4,5	2,8 - 4,0	4 - 5,5
Питомі витрати основних видів матеріалів та електроенергії: - гранульовані ВР на відбійку руди; - патроновані ВР на вторинне подрібнення; - металевого кріплення; - лісових матеріалів; - електроенергії.	 кг/т кг/т кг/т кг/т кВт год/т	 0,32 - 0,35 0,05 0,6 - 0,7 1,3 - 1,7 2,2	 0,37 - 0,40 0,05 0,9 - 1,0 1,5 - 2 2,65	 0,45 – 0,5 0,05 0,9 - 1,0 1,5 - 2 1,5 - 2,0
Продуктивність на доставці руди - самохідної НДМ; - скреперної установки у вибої; - скреперної установки на акумуляції; - ГРОВ (скрепериста)	т/зміну	 437 262 - 262*	 464 232 - 232	 - 200-230 400 - 460 133 - 157
Середньозважена змінна продуктивність праці робітника на доставці руди	т	420	309	145
Середньомісячна продуктивність панелі	тис. т	33 - 36	35 - 37	32 - 35
Середньомісячна продуктивність блоку	тис. т	66 - 72	70 - 74	64 - 70
Тривалість очисних робіт в панелі	місяці	2,3 – 2,8	2 – 2,2	2,5 - 3

Втрати руди	%	20,46	18,48	17,5-19
Засмічення руди	%	17,85	16,76	16-18
Вихід рудної маси	долі од.	0,96	0,98	0,98-0,99
Собівартість видобутку 1 т руди	грн	126,18	124,94	-

для відробки залізорудних покладів в умовах шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

Також перехід у запропонованому варіанті відробки покладів потужністю 15-30 м до площинно-торцевого випуску руди із застосуванням НДМ призводить до збільшення рівня втрат руди (з існуючих 17,5-19 до майже 20,5%), що можна пояснити збільшенням у 2 рази відстані між випускними виробками (5-6 м – між дучками та 10-12 м – між навантажувальними заїздами).

Рівень засмічення видобутої руди в опрацьованих варіантах знаходиться в межах 16,5-18%, що практично відповідає існуючому його рівню, який наразі складає 16-18%.

Собівартість видобутку 1 тонни руди в обох запропонованих варіантах є приблизно однаковою й становить біля 125-126 грн (у цінах 2022 року). Дані щодо існуючих витрат на видобування руди на шахтоуправлінні ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» відсутні, оскільки відноситься до комерційної діяльності підприємства.

Список використаних літературних джерел

1. Методичні вказівки до виконання кваліфікаційної роботи магістра (для спеціальностей з напряму 184 Гірництво / В.О. Калініченко, М.І. Ступнік, М.Б. Федько – Кривий Ріг: Видавничий центр КНУ, 2023. – 19 с.
2. Системы разработки для подземных рудников Криворожского бассейна (типовые паспорта) / А.Р. Черненко, А.П. Григорьев, Н.И. Дядечкин и др. – Кривой Рог: Ротапринт НИГРИ, 1986. – 135 с.
3. Черненко А.Р. Подземная добыча богатых железных руд / А.Р. Черненко, В.А. Черненко – М.: Недра, 1992.- 224 с.
4. Черненко А.Р. Подземная разработка мощных железорудных месторождений / А.Р. Черненко, Ю.И. Чирков – М., Недра, 1985. – 92 с.
5. Черненко А.Р. Приоритетные направления технологии подземной добычи руд / А.Р. Черненко, В.З. Семешин, Е.Д. Прилипенко // Сб.: Разработка руд черных металлов - Кривой Рог: НИГРИ, 1989. – с. 14-18.
6. Бурдин Г.М. Промышленные испытания вариантов систем разработки с торцовым выпуском руды / Г.М. Бурдин, Т.П. Васильченков, Ю.Н. Никуленко и др. // Горный журнал, 1988. - № 10. – С. 43-47.
7. Чернокур В.Р. Добыча руд с подэтажным обрушением / В.Р. Чернокур, Г.С. Шкребко, В.И. Шелегеда – М.: Недра, 1992. – 271 с.
8. Фрейдин А.М. Моделирование площадно-торцевой технологии выпуска руды под обрушенными породами / А.М. Фрейдин, С.А.Неверов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых – Новосибирск, 2005. - № 5. – С. 50-61.
9. Фрейдин А.М. Совершенствование способов выемки мощных залежей под обрушенными породами / А.М. Фрейдин, А.А. Неверов, С.А. Неверов // Горный журнал. – 2007. – № 4. – С. 46-49.
10. Неверов С.А. Технологическое развитие подземных рудников Сибири на базе систем подэтажного обрушения / С.А. Неверов, А.А. Неверов // Горный информац.- аналитич. бюллет. – 2011. - № 2. – С. 89-98.
11. Леонтьев А.С. Методика расчета показателей извлечения полезного ископаемого для системы разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды / А.С. Леонтьев, Ю.В. Демидов, В.В. Белоусов // Горный информац.- аналитич. бюллет., 2012. - № 7. – С. 48-55.
12. Савич И.Н. Подэтажный торцевой выпуск при подэтажной разработке наклонных рудных тел с неравномерным оруденением / И.Н. Савич, А.А.

Павлов, В.А. Рованов, Д.И. Сухов // Горный информац.- аналитич. бюллет., 2012. - № 8. – С. 57-60.
13. Антрушкевич В.А. Двухстадийный выпуск руды при отработке наклонных залежей / В.А. Антрушкевич, В.Г. Пепелев, Г.А. Карасев // Горный информац.-аналитич. бюллет., 2014. - № 5. – С. 5-8.
14. Капленко Ю.П. Моделирование технологи очистной выемки, обеспечивающей повышение показателей извлечения руды / Ю.П. Капленко, В.А. Колосов- Кривой рог: Минерал, 2001. – 177 с.
15. Колосов В.О. Спосіб розробки рудних родовищ з камерною виїмкою. Патент України № 30713 на корисну модель від 23.04.1998 р.
16. Логачев Е.И. Технология отработки залежей системой подэтажного обрушения, улучшающей показатели извлечения руды // Разработка рудных месторожд. – Кривой Рог, 2003. – Вып. 83. – С 56-64.
17. Тарапата В.Я. Разработка технологии отработки рудных залежей с учетом геомеханических процессов на глубинах ниже 1200м / В.Я. Тарапата, Ф.И. Караманиц, В.С. Ричко, Ю.А. Плужник // Разработка рудных месторождений – Кривой Рог, 2010. – Вып. 93. – С. 86-89.
18. Ступнік М.І. Закономірності формування випуску під подушкою переущільненого шару при підземному видобутку руди // Металлургич. и горноруд. промышлен. – 2011. - № 5 (270). – С. 64-66.
19. Тарасютін В.М. Підготовка і відпрацювання блоків глибоких горизонтів потужних залізорудних покладів / В.М. Тарасютін, В.В. Рябець, А.С. Долгий // Вісник КТУ: Збірник наук. праць. – Кривий Ріг, 2011. – Вип. 29. – С. 40-43.
20. Тарапата В.Я. Перспективы технического перевооружения подземной добычи руды на глубоких горизонтах шахт // В.Я. Тарапата, Ф.И. Караманиц, В.С. Ричко, Ю.А. Плужник // Вісник КТУ: Збірник наук. праць. – Кривий Ріг, 2011. – Вип. 28. – С. 49-52.
21. Ступнік М.І. Підвищення ефективності технологічного процесу випуску і доставки руди на базі використання самохідної навантажувально-доставочної техніки в складних геомеханічних умовах шахт Кривбасу / М.І. Ступнік, В.О. Калініченко, В.М. Тарасютін, О.Я. Хівренко, А.В. Косенко // Вісник КНУ: Збірник наук. праць. – Кривий Ріг, 2016. – Вип. 41. – С. 141-146.
22. Калініченко В.О. Дослідження та удосконалення технології відпрацювання покладів із застосуванням самохідної доставочної техніки / Калініченко В.О., Швагер Н.Ю., Чухарєв С.М. та ін. // Вісник КНУ: зб. наук. праць. – Кривий Ріг, 2015. – Вип. 40. – С. 3-7.
23. Соколов И.В. Совершенствование конструкции днища блока при выпуске руды самоходными погрузочно-доставочными машинами / И.В. Соколов, А.А.

Смирнов, Ю.Г. Антипин, К.В. Барановский / Физико-техн. проблемы разраб. полезных ископ. – Новосибирск, 2014. - № 6. – С. 125-133.
24. Федько М.Б. Удосконалення системи розробки з підповерховим обваленням руди / М.Б. Федько, Д.Ф. Зенюк // Вісник КТУ: збірник наук. праць. – Кривий Ріг, 2011. – Вип. 29. – С. 40-43.
25. Малахов Г.М. Теория и практика выпуска обрушенной руды / Г.М. Малахов, В.Р. Безух, П.Д. Петренко – М.: Недра, 1968. – 311 с.
26. Капленко Ю.П. Технологія очисної виїмки з комбінованим обваленням і почергово-стадійним випуском / Ю.П. Капленко, В.А. Корж, О.А. Хівренко // Відомості АГН України. - Кривий Ріг, 1998.- Вип. 1.- С. 44-47.
27. Вольфсон П.М. Оценка промышленных испытаний оптимальных параметров недозированного выпуска руды на шахтах Кривбасса в 2006-2008 г.г. / П.М. Вольфсон, В.Н. Приймаченко, Е. Нагорный // Металлургич. и горноруд. промышл. – 2009. - № 5 (257). – С. 92-94.
28. Вольфсон П.М. о взаимосвязи параметров систем разработки с обрушением руды с применяемым режимом выпуска // Металлургич. и горноруд. промышл. – 2012. - № 1 (273). – С. 87-90.
29. Вольфсон П.М. Современные концепции теории и практики процесса выпуска руды под обрушенными породами: монография. – Кременчуг: ЧП Щербатых А.В., 2016. – 300 с.
30. Зенюк Д.Ф. Комбінований спосіб доставки рудної маси при відпрацюванні потужних рудних покладів / Д.Ф. Зенюк, О.Я. Хівренко, В.М. Тарасютін, М.Б. Федько // Гірничий вісник. – Кривий Ріг, 2012. – Вип. 95 (1). – С. 165-168.
31. Ступнік М.І. Розробка та дослідження технології відпрацювання запасів блоків їз застосуванням комбінованого високопродуктивного випуску руди / М.І. Ступнік, В.О. Калініченко, О.Я. Хівренко та ін. // Вісник КНУ: Збірник наук. праць. - Кривий Ріг, 2016. _ Вип. 43. С. 3-6.
32. Ступник Н И. Улучшение показателей извлечения руды при системе подэтажного обрушения / Н.И. Ступник, В.А. Калиниченко, О.А. Хивренко и др. // Збірник наук. праць ДП «НДГРІ» - Кривий Ріг, НДГРІ, 2011. № 53. – С. 136-142.
33. Тарасютин В.М. Ресурсосберегающие технологии очистной выемки богатых железных руд на глубоких горизонтах шахт / В.М. Тарасютин, А.В. Косенко // Вісник КНУ: Зірник наук. праць. – Кривий Ріг, 2017. – Вип. 44. – С. 88-95.
34. Косенко А.В. Огрунтування ефективності комплексного застосування самохідної техніки у процесі відпрацювання запасів природно-багатих залізних руд на великих глибинах / А.В. Косенко, В.М. Тарасютін // Гірничий вісник. – Кривий Ріг, 2019. – Вип. 105. – С. 74-80.

35. Вольфсон П.М. Рациональные конструкции систем разработки железорудных месторождений. – Кривой Рог: Издательский центр ГВУЗ «КНУ», 2016. – 187 с.
36. Вольфсон П.М. Новый принцип выбора параметров и конструирования систем разработки с обрушением, значительно повышающий их эффективность: моногорафия. – Кременчуг: ЧП Щербатых А.В., 2018. – 200 с.
37. Вольфсон П.М. Критерии оценки систем разработки железорудных месторождений и пути повышения их эффективности: монография. – Кременчуг: ЧП Щербатых А.В., 2018. – 106 с.
38. Ступнік М.І. Удосконалення методики визначення параметрів буровибухових робіт з урахуванням напружено-деформованого стану масиву при його обваленні на похиле оголення / М.І. Ступнік, В.О. Калініченко, М.Б. Федько та ін. // Гірничий вісник. – Кривий Ріг, 2017. – Вип. 102. – С. 84–87.
39. КалініченкоВ.О. Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ: підручник. / В.О. Калініченко, М.І. Ступнік, М.Б. Федько - Кривий Ріг: ФОП Бурова О.А., 2018. - 281 с.