

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ УКРАЇНИ
КРИВОРІЗЬКИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

СТОРЧАК СЕРГІЙ ОЛЕКСАНДРОВИЧ

УДК 622.2:622.34

**РОЗРОБКА ЕФЕКТИВНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ
ПІДЗЕМНОЇ ВІДРОБКИ ПОКЛАДІВ В ЗОНІ
ВПЛИВУ ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ**

Спеціальність 05.15.02 - Підземна розробка
родовищ корисних копалин

Автореферат дисертації на здобуття наукового ступеня
доктора технічних наук

Кривий Ріг - 1997



00737954 (Z)

Дисертацію є рукопис

Робота виконана в Криворізькому технічному університеті

Науковий консультант - доктор технічних наук, професор
Щельканов Владлен Александрович,
 Криворізький технічний університет
 професор кафедри.

Офіційні опоненти :

доктор технічних наук, професор **Федоренко** Павло Йосипович,
 Криворізький технічний університет, завідувач кафедри

• доктор технічних наук, професор **Усаченко** Борис Миронович,
 Інститут геотехнічної механіки НАН України, завідувачий відділом

доктор технічних наук, професор **Фрумкін** Рафаїл Абрамович,
 Донбаський гірничо-металургійний інститут, завідувач кафедри

Провідні установи -

Науково-дослідний гірничорудний інститут (НДГРІ)
 Міністерства промислової політики України, м. Кривий Ріг

Захист відбудеться "21" листопада 1997 р. о "___" годині
 на засіданні спеціалізованої вченої ради Д16.01.03 Криворізького
 технічного університету (324002 м. Кривий Ріг, вул. Пушкіна, 37).

З дисертацією можна ознайомитись у бібліотеці університету

Автореферат розісланий "___" _____ 1997 року

Учений секретар спеціалізованої
 ради, професор

Фаустов Г.І.

AB-38,627₁

ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА РОБОТИ

Актуальність роботи. Основні напрямки розвитку гірничо-металургійного комплексу України на тривалий період передбачають збереження промислового потенціалу за рахунок комплексного освоєння мінеральних ресурсів.

Чималі запаси залізних руд, що перевищують 15 % світових (21 млрд.т), а також наявність великих гірничозбагачувальних комбінатів і рудників дозволили Україні зайняти шосте місце (в 1996 р. вироблено 47,5 млн.т) серед великих країн виробників товарної залізної руди.

Фахівці - експерти міжнародного гірничого конгресу - визначили доцільність подальшого розвитку залізорудної промисловості, головним чином, за рахунок реконструкції діючих підприємств. При цьому в 3-5 рази знижуються питомі капітальні вкладення, використовується існуюча інфраструктура, потрібно менш часу на реалізацію проектів. Визначається також світова тенденція збільшення витрат на природоохоронні заходи. В зв'язку з цим стає надто актуальною проблема більш повного використання розвіданих запасів залізорудної сировини, зниження при цьому втрат виробництва і поліпшення екології та умов праці.

Одним із напрямків вирішення цієї великої національної науково-технічної проблеми є більш широке освоєння принципів комбінованої розробки із комплексним використанням відкритого і підземного способів розробки.

При цьому на багатьох гірничозбагачувальних комбінатах (ГЗК) глибина гірничих робіт наближається або уже досягла граничної, тому необхідно науково обґрунтувати шляхи подальшого розвитку підземного способу як засобу підтримки виробничих потужностей, поліпшення екологічних обставин, умов праці та економічних показників.

Особливо це актуально для Криворізького гірничо-промислового регіону. На території Криворізького басейну уже заскладовано понад 2,5 млрд.м³ розкривних порід і понад 1,0 млрд.м³ відходів збагачення. Під гірничі підприємства зайнято понад 340 км² землі, понад 300 км² землі підтоплено промисловими водами. Це привело до скорочення площі продуктивних земель в сільському господарстві (у Дніпропетровській області на 1 людину приходится 0,56 га землі проти 0,7 га по Україні).

Переважаючий розвиток відкритого способу виробництва призводить до підвищених шкідливих викидів в атмосферу. В Кривбасі на 1 км² щороку приходится майже 5 тис.т викидів, що перевищує в кілька разів гранично допустимі значення.

Застосування підземних гірничих робіт в межах одного родовища, яке розробляється відкритим способом, може бути одним із перспективних напрямків технічного прогресу, який дозволяє успішно функціонувати гірничим підприємствам в складних економічних умовах, завдаючи мінімальну шкоду навколишньому середовищу при збереженні високого рівня безпеки праці. Так, при комплексному розвитку відкритих і підземних робіт, тільки в умовах Криворізького басейну в зонах обвалів може бути заскладовано близько 1,2 млрд. м³ розкривних порід (майже 30% об'єму зовнішніх відвалів). Це не тільки збереже від порушення майже 1400 га земельної площі, але й забезпечить рекультивацию зон провалів і воронки на території 1500 га.

Україна

Разом з тим, сумісне проведення відкритих та підземних гірничих робіт в ряді випадків призводить до погіршення умов праці і ефективності виробництва. При комбінованій розробці можливі раптові виходи зон деформації в кар'єр чи відвал, обвалення стелін над очисними камерами під дном та бортами кар'єрів.

Проведення вибухових робіт в кар'єрах призводить до порушення стійкості підземних гірничих виробок, а масові вибухи в шахті, в свою чергу, можуть привести до порушення стійкості бортів кар'єрів. Погіршує умови праці загазованість рудничної атмосфери, що виникає в процесі проникнення продуктів детонації з кар'єра в шахту і з шахти в кар'єр.

В зимових умовах безпосередня близькість підземних очисних блоків до кар'єру обумовлює порушення температурного режиму шахтної атмосфери, що вимагає особливого режиму провітрювання підземних гірничих робіт.

До цього часу відсутній спеціальний порядок розробки запасів підземним способом поблизу діючих кар'єрів, а норми технологічного проектування підземних рудників, а також правила безпеки не враховують специфіки комплексної відкрито-підземної розробки. Традиційне застосування для відробки запасів під дном і бортами діючих кар'єрів технологічних схем ведення підземних гірничих робіт з використанням для закладки виробленого простору твердіючих сумішей із дорогими компонентами, а також малопродуктивної техніки призводить до зниження ефективності гірничих робіт, а в ряді випадків робить її недоцільною.

Таким чином, актуальність проблеми раціональної підземної відробітки запасів під дном і бортами діючих рудних кар'єрів не викликає сумнівів і вимагає негайного рішення.

Метою роботи є підвищення ефективності і безпеки підземних гірничих робіт при відкрито-підземній розробці родовищ, а також раціональне використання розвіданих запасів.

Основна ідея роботи заключається в комплексному використанні технологічних і геомеханічних особливостей підземних робіт при комбінованій розробці, що забезпечує більш повне відпрацювання розвіданих запасів, підвищення ефективності робіт і безпеки праці.

Наукові положення, що захищаються в дисертації.

1. Величина запасів за межею підкар'єрних ціликів, придатних для відробки системами із масовим обваленням залежить від гірничогеологічних умов і параметрів підкар'єрних ціликів. Обсяг запасів, що відпрацьовуються системами із масовим обваленням в зоні впливу відкритих гірничих робіт (ВГР), може бути збільшений в 1,3-2 рази за рахунок управління процесом формування зони обвалення і контролю за збереженням її стабільних параметрів, [17,30].

2. Виробнича потужність підземного рудника (шахти) при комбінованій розробці повинна оптимізуватися з урахуванням впливу ВГР, в тому числі : відносної частки запасів родовища, що відробляються системами із обваленнями руди, камерними з залишенням ціликів і камерними з закладкою, а також інтегральної інтенсивності гірничих робіт по шахтному полю. Виробнича потужність зростає пропорційно питомій вазі в загальному обсязі видобутку систем з обваленням руди і середньозваженої інтенсивності гірничих робіт, [1,3].

3. Підвищити ефективність та безпеку підземних гірничих робіт при комбінованій розробці потужних крутопадаючих родовищ магнетитових кварцитів можливо за рахунок створення малоопераційної технології, що виключає формування традиційної конструкції днищ блоків і застосування навантаження руди в торці вибою з використанням потужного навантажувального транспортного устаткування. При цьому для забезпечення поверхового випуску відбитої руди необхідне заглиблення ковша навантажувальної машини в навал на 1,5-2м. Цій вимозі в найбільшій мірі задовольняють гідравличні екскаватори в комплексі із автосамоскидами [2,15,18,27].

4. При комбінованій розробці витягнутих крутопадаючих потужних рудних родовищ перспективною є безвідходна технологія з закладкою пустот сумішами зневоднених хвостів з подрібненими розкривними породами в співвідношенні 1 : 3.

Транспортування закладного матеріалу із денної поверхні може бути здійснене через існуючу зону обвалення шляхом формування в ній активного каналу перепуску. Причому питома вага камерних систем із закладкою і систем із обваленням в межах шахтного поля залежать від вмісту в закладній суміші відходів збагачення і розкривних порід, а також засобу транспортування суміші. Для умов підземної розробки магнетитових кварцитів Кривбасу це співвідношення складає 1 : 2 або 1 : 3, [3,19,23,26,31].

5. Послідовне розширення існуючої зони обвалення за рахунок прирізки запасів по лежачому боку потужних крутопадаючих родовищ та систематичне заповнення воронки і провалів розкривними породами стабілізує область обвалів на денній поверхні в зоні впливу ВГР. Параметри зони, небезпечної для ВГР за рахунок цих заходів в 1,5-2 рази менше, ніж при звичайній методиці розрахунку, [3,14,24,25].

6. Безпечні умови праці робітників в зоні сумісного впливу відкритих і підземних робіт забезпечуються за рахунок реалізації спеціальних заходів, що враховують технологічні і геомеханічні особливості гірничих робіт, [3,7,8,15,16,18].

Достовірність наукових положень, висновків і рекомендацій підтверджена добрим узгодженням теоретичних випробувань із результатами лабораторних і промислових випробувань елементів технологічних схем.

Закономірності формування зони обвалень із урахуванням її заповнення розкривними породами підтвержені при відробці запасів шахтами "Першотравнева-1" і "Першотравнева-2" під бортом кар'єру ПівніЗК.

Інженерний метод розрахунку параметрів системи поверхового примусового обвалення при відробці магнетитових кварцитів крупноблочної структури впровадженний на рудниках ВО "Кривбасруда". Спосіб безвідходної технології із закладкою пустот сумішшю зневоднених відходів збагачення з розкривними породами прийнятий для умов шахти "Тігант-Глибока" ВО "Кривбасруда".

Наукова новизна роботи полягає в наступному:

- установлена залежність кількості видобувних запасів і виробничої потужності рудника (шахти) в зоні впливу ВГР від горногеологічних умов, технології, що використовується та параметрів охоронного підкар'єрного ціліка;

- теоретично обґрунтовані закономірності змінювання напірного зусилля, потрібного для заглиблення робочого органа машини в навал руди в торцевому вибої від глибини заглиблення та параметрів ковша навантажувача;
- визначені залежності фізико-механічних та фільтраційних властивостей закладної суміші із зневоднених відходів збагачення магнетитових кварцитів з розкривними породами;
- розроблена класифікація технологічних схем підземної відробки запасів в зоні впливу ВГР з урахуванням геомеханічних і технологічних особливостей.

Практичне значення роботи полягає в наступному:

- для умов родовищ магнетитових кварцитів України встановлені показники використання промислових запасів і виробничої потужності підземного рудника;
- відповідно до умов шахти "Гігант-Глибока" розроблена безвідхідна технологія відробки виймової дільниці камерними системами із закладкою сумішами зневоднених відходів збагачення із подрібненими розкривними породами, які доставляються з денної поверхні через активний канал-перепускник в зоні обвалення, що утворилася внаслідок відробки багаті руди;
- запропонований спосіб підземної відробки магнетитових кварцитів, що полягає в розширенні існуючої зони обвалення шляхом прирізки запасів зі сторони лежачого боку відповідно до умов шахти "Першотравнева" виробничого об'єднання "Кривбасруда";
- запропоновані технологічні схеми підземної відробки магнетитових кварцитів з використанням потужної навантажувально-транспортної техніки кар'єрного типу з навантаженням в торцевому вибої;
- розроблені доповнення до "Правил охорони будівель та споруд від шкідливого впливу підземних гірничих робіт", а також пропозиції з корегування "Правил безпеки при підземній розробці родовищ" які враховують специфіку ведення підземних робіт поблизу кар'єрів.

Реалізація роботи

1. На шахтах "Першотравнева-1" і "Першотравнева-2" виробничого об'єднання "Кривбасруда" впроваджено спосіб розробки запасів системами із масовим обваленням в лежачому боці існуючої зони обвалення, розташованих в північно-східному борті Першотравневого кар'єру ПівніГЗК з комплексом заходів по забезпеченню безпечних умов праці на відкритих і підземних роботах. Це дозволило збільшити видобувні запаси на 37-40 млн.т без додаткових капітальних вкладень при збереженні існуючих контурів зони обвалення на денній поверхні і одержати фактичний економічний ефект понад 14,0 млн.гривень.

2. Нові технологічні схеми ведення підземних розробок камерними системами із закладкою сумішю зневоднених хвостів з подрібненими розкривними породами і гравітаційним способом транспортування закладної суміші через зону обвалення, що утворилася внаслідок відробки багаті руди прийняті для реалізації на шахті "Гігант-Глибока" ВО "Кривбасруда".

Апробація роботи. Основні положення роботи і результати досліджень доповідалися на міжнародних, республіканських та регіональних науково-технічних конференціях і нарадах, в тому числі: Міжнародній науково-технічній конференції "Рациональне використання мінеральних ресурсів" (Новочеркаськ, 1995), "Перспективи використання мінеральних ресурсів Півночі" (Якутськ,

1995), “Удосконалення технології гірничого виробництва для зниження негативного впливу на навколишнє середовище” (Кривий Ріг, 1991), міжнародних конференціях з охорони праці (Берлін, 1993; Київ, 1995), науково-технічних нарадах інститутів.

Публікації. По темі дисертації опубліковано 32 друкованих роботи. Основний зміст роботи викладено в 25 працях.

Обсяг і структура роботи. Дисертація складається з вступу, шести розділів, висновків, списку використаної літератури із 180 найменувань та додатків. Робота викладена на 358 сторінках машинописного тексту, включає 81 ілюстрацію і 27 таблиць.

ОСНОВНИЙ ЗМІСТ РОБОТИ

Різноманітним аспектам проблем підземної відробки рудних родовищ в зоні впливу відкритих гірничих робіт присвячені роботи Ю.П.Астаф'єва, Б.П.Богомолова, В.Ф.Бизова, Н.А.Старикова, Г.М.Малахова, Д.Р.Каплунова, В.В.Куликова, Д.М.Казикаєва, М.І.Дядечкіна, М.Г.Новожилова, А.К.Поліщука, О.О.Вовка, Б.М.Усаченка, П.Й.Федоренка, Ю.П.Капленка, Г.І.Чорного, А.Д.Чорних, М.В.Шнайдера, М.С.Четверика, В.О.Щелканова, Б.П.Юматова та ін.

На основі аналізу вітчизняного та зарубіжного досвіду виробництва підземних робіт при комбінованій розробці 60 рудних родовищ встановлено, що їх запаси відпрацьовують: одночасно з відкритими роботами (кар'єр Першотравневий ПівнігЗК - шахта “Першотравнева”; кар'єри №1 і 2 ЦГЗК - шахти “Жовтнева” і ім. Фрунзе); - із частковою комбінацією (Никитівський ртутний комбінат; кар'єр “Північний” - шахта “Гігант - Глибока”) або з випередженням підземних робіт (кар'єр №3 НКГЗК).

Підземні роботи ведуть, в основному, на флангах родовищ, за контурами кар'єрів або під дном і бортами. Частина запасів, придатних для розробки одночасно з відкритими, залежить від технології та гірничогеологічних умов і становить від 15 до 80 % розвіданих по родовищу.

Розробку залізорудних родовищ невеликої цінності здійснюють, як правило, системами з масовим обваленням руди (шахти Кривбасу, Уралу, Горної Шорії), рідше використовують камерні системи з залишенням ціликів (шахта “Гігант-Глибока”). При видобутку цінних руд застосовують системи із закладкою (Запорізький залізорудний комбінат, шахта “Жовтнева” ВО “Кривбасруда”).

Обсяг застосування найбільш ефективних систем із масовим обваленням обмежується відносно невеликими запасами, що залишилися за межами охоронного підкар'єрного цілика. Контури охоронних підкар'єрних ціликів вибудовуються, як правило, від границь кар'єру на денній поверхні. Керівні матеріали по визначенню параметрів охоронних ціликів видані понад 20 років тому і не враховують сучасних досягнень по управлінню геомеханічними процесами при підземній розробці рудних родовищ.

Консервація значної частини розвіданих запасів в охоронних підкар'єрних ціликах обмежує виробничу потужність рудника (шахти).

Існуюча методика визначення річної продуктивності рудника (шахти) не враховує специфічних особливостей комбінованої розробки, в тому числі: - застосування в шахтному полі двох - трьох систем (із обваленням руди і камерних - із закладкою), - проведення робіт одночасно на 2-6 поверххах, -

можливості збільшення запасів для видобутку системою з обваленням за рахунок управління процесом формування зони обвалення та її параметрами.

Відмічені особливості враховані нами в розробленій методиці обґрунтування виробничої потужності рудника (шахти) $A^k_{p(u)}$.

Основні положення методики включають :

1. Аналіз гірничо-геологічних умов і визначення показників сполучення відкритих і підземних робіт в часі та просторі : m ; α ; $f_{руди}$; $f_{пород}$; L_m ; H ; $K_t = t_k / T_m$; $K_{пр} = S_k / S$; або $K_{пр} = l_k / L_m$ (значення умовних позначок наведені нижче);

2. Оцінку фактичного стану і проектних параметрів кар'єру: L_0^Φ ; $L_0^{пр}$; H_0^Φ ; $H_0^{пр}$; β .

3. Вибір технології і відповідних показників для підземних гірничих робіт в зоні впливу ВГР та за її межами (з обваленням налягаючих порід, камерна з гідрозакладанням відходами збагачення, камерна з твердіною закладкою): S^1 , $\dots S^i$; h^1 , $\dots h^i$; ψ^1 , $\dots \psi^i$; Π^1 , $\dots \Pi^i$; P^1 , $\dots P^i$; K_y ; K_m .

4. Обґрунтування параметрів охоронних підкар'єрних ціликів з урахуванням категорій охоронного об'єкту, застосованої технології, заходів безпеки і спеціальних заходів по зменшенню шкідливого впливу підземних гірничих робіт.

5. Визначення промислових і видобувних запасів в залежності від гірничогеологічних умов і застосованої технології : L_m ; L^1 , $L^2 \dots L^i$; S_m ; S^1 , $S^2 \dots S^i$; $Q_{ш}$; $Q_{ш}^1$, $Q_{ш}^2 \dots Q_{ш}^i$; $Q_{ш,i}^1$, $Q_{ш,i}^2 \dots Q_{ш,i}^i$.

6. Оцінка показників інтенсивності гірничих робіт на окремих дільницях і інтегрального по шахтному полю : h^1_r , h^2_r , h^i_r ;

$$h^*_m = (h^1 S^1 + h^2 S^2 + \dots h^i S^i) / S_m; \quad \Pi_m = (\Pi^1 S^1 + \Pi^2 S^2 + \dots \Pi^i S^i) / S_m.$$

7. Визначення річної виробничої потужності рудника (шахти) :

$$A^1_{p(u)}, A^2_{p(u)}, \dots A^i_{p(u)}, A^k_{p(u)}.$$

В загальному вигляді $A^k_{p(u)}$ визначається за виразом:

$$A^k_{p(u)} = \gamma K_y K_m (S^1 h^1 \psi^1 \frac{1 - \Pi^1}{1 - P^1} + S^2 h^2 \psi^2 \frac{1 - \Pi^2}{1 - P^2} + \dots + S^i h^i \psi^i \frac{1 - \Pi^i}{1 - P^i}),$$

(1)

де γ - щільність руди, т/м³;

K_y , K_m - коефіцієнти, що враховують вплив кута падіння і потужності покладу;

S^1 , S^2 , \dots S^i - площа дільниць родовища, відробляємих, відповідно, 1-ю, 2-ю та і-ю системами, м²;

h^1_r , h^2_r , \dots h^i_r - річне зниження гірничих робіт, відповідно на 1, 2, \dots і-й дільницях родовища, м;

Π^1 , Π^2 , \dots Π^i - втрати руди при відробці дільниць родовища, відповідно 1-ю, 2-ю \dots і-ю системами, частки одиниці;

P^1 , P^2 , \dots P^i - розубоження руди при відробці дільниць, відповідно, 1-ю, 2-ю \dots і-ю системами, частки одиниці;

ψ^1 , ψ^2 , \dots ψ^i - коефіцієнт використання рудної площі відповідно на 1, 2, \dots і-й дільницях, %;

$\psi^i = S_0 / S$, тут S_0 - горизонтальна площа всіх очисних блоків, що одночасно знаходяться в стадії випуску руди.

Аналіз формули (1) свідчить, що виробнича потужність залежить, головним чином, від : - показників інтенсивності гірничих робіт;

- експлуатаційної площі родовища; - питомої ваги систем розробки з обваленням руди в загальному об'ємі видобутку.

Наведена методика відрізняється від загальноприйнятих використанням інтегральних показників інтенсивності гірничих робіт по шахтному полю з урахуванням специфіки застосованих систем розробки і заходів по зниженню шкідливого впливу гірничих робіт під дном і бортами діючих кар'єрів.

З метою приросту експлуатаційних запасів підземних рудників в зоні впливу ВГР без додаткових капітальних вкладень вивчена їх залежність від гірничогеологічних умов і параметрів охоронного підкар'єрного цілика.

Об'єм запасів придатних для відробки системами із обваленням руди в зоні впливу ВГР при суміщенні відкритих і підземних робіт за схемою "а" (рис. 1) визначається виразом (2)

$$V_o^I = L_{\text{шт}}(H_{\text{дв}} - h_n)m/\sin\alpha - 0,5K^1(m/\sin\alpha)^2 \quad (2)$$

При суміщенні робіт за схемою "б" - за виразом (3)

$$V_o^{II} = 0,5K_n(z_{\text{шт}} - 1/\text{tg}\alpha(h_n + H_p))(H_p - h_n)m, \quad (3)$$

де $L_{\text{шт}}$ - довжина шахтного поля, м; m - потужність покладу, м; H_p - розвідана глибина родовища, м; h_n - потужність наносів, м; α - кут падіння покладу, град; $H_{\text{дв}} = K^1z$ - допустима глибина підземних гірничих робіт за умовами відробки кар'єра, м; $K^1 = (\sin\alpha - \sin\beta)/\sin(\alpha + \beta)$ - безрозмірний коефіцієнт; β - допустимий кут зсуву порід, град; z - ширина берми безпеки від контуру кар'єра до рудного покладу підземного рудника, м; $K_n = 1/\sin\alpha$ - коефіцієнт, який враховує вплив кута падіння покладу.

Розрахунки виконані для умов Кривбасу показали, що обсяг запасів придатних до відробки системами із масовим обваленням, в зоні впливу ВГР залежить від гірничогеологічних умов і кута охоронного підкар'єрного цілика (β).

При збільшенні β із 50 до 80° питома вага запасів, що відпрацьовуються системами із обваленням зростає в 2 - 4 рази і в загальному вигляді апроксимується формулою

$$\Delta V = (10^{-5}m + 3,3^{-3})\beta + 0,014m + 1,89, \% \quad (4)$$

Приріст видобувних запасів забезпечує збільшення виробничої потужності рудника (шахти).

Основним показником, що характеризує темп експлуатації родовища, є річне пониження гірничих робіт.

Зміна річного пониження в залежності від співвідношення загальної рудної площі родовищ багатих руд Кривбасу (S_o) та активної - (S_e) апроксимується виразом:

$$h = 8,25 + 26,5\left(\frac{S_o}{S_e}\right) \quad (5)$$

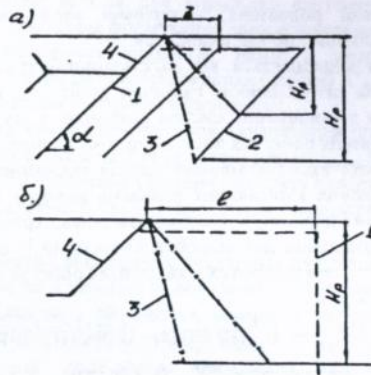


Рис. 1 Схеми для визначення запасів, придатних до відробки системами із масовим обваленням в зоні впливу ВГР: 1,2 - контури рудних покладів; 3 - межа охоронного підкар'єрного цілика; 4 - контур кар'єра.

Цей показник є лінійним і не враховує розмірів елементів залягання родовищ, застосованих технологій та інших чинників.

Універсальним показником, що відображає всі особливості відпрацювання покладів, є інтенсивність експлуатації родовища (ІЕР). На величину ІЕР впливають численні чинники - гірничогеологічні, технологічні, техніко-організаційні, соціально-економічні, екологічні та ін.

Для визначення кількісних показників, що характеризують залежність інтенсивності гірничих робіт і виробничої потужності рудника (шахти) в зоні впливу ВГР, виконане моделювання на ЕОМ. Ступінь суміщення відкритих і підземних робіт в просторі оцінюється спеціальним показником ($K_{пр}$).

Моделювалась підземна відробка родовища в зоні впливу ВГР трьома класами систем: із обваленням руди і налягаючих порід, камерними системами з залишенням ціликів, камерними системами із твердіючою закладкою.

Всі показники, що входять до формули (1) і які відносяться до зазначених систем одержали, відповідно, індекси 1, 2 і 3.

Вплив кута падіння (α) і коефіцієнтів використання рудної площі (ψ) при відповідних системах розробки визначався при моделюванні на ЕОМ з урахуванням залежностей, одержаних внаслідок обробки нормативних даних і впроваджених в програму розрахунку

$$K_y = 0,0066\alpha + 0,606,$$

$$\Psi^1 = 0,856 S_0^{-0,442} \quad \text{- для систем з обваленням,} \quad (6)$$

$$\Psi^2 = 0,56 S_0^{-0,441} \quad \text{- для камерних систем,}$$

$$\Psi^3 = 0,672 S_0^{-0,419} \quad \text{- для систем з твердіючою закладкою}$$

Математичне моделювання показало, що збільшення в загальному обсязі видобутку частки систем з масовим обваленням приводить до зростання виробничої потужності рудника (шахти), рис.2.

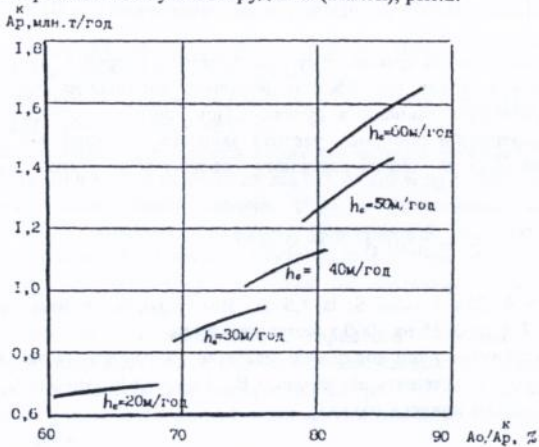


Рис.2 Залежність продуктивності рудника (шахти) від питомої ваги системи з масовим обваленням руди у загальному об'ємі видобутку при різних інтенсивностях гірничих робіт.

Найбільший вплив на збільшення активної площі, що відробляється системою із масовим обваленням, має кут зони обвалення (зони охоронного підкар'єрного цілика) β .

Основні положення визначення головних параметрів підкар'єрного цілика і технології гірничих робіт при комбінованій розробці викладені в рекомендаціях по корегуванню "Норм технологічного проектування підземних рудників".

Аналіз гірничогеологічних умов родовищ магнетитових кварцитів Кривбасу показав, що : - чимала частина розвіданих запасів (до 80%), які проектувались для підземної розробки, знаходиться в охоронних підкар'єрних ціликах і лише 20-30% цих запасів можуть бути видобуті із застосуванням систем з масовим обваленням; - сумарні запаси магнетитових кварцитів за межами кар'єрів (при глибині оцінки 1000м) перевищують 7 млрд.т.; - потужність рудних покладів коливається від 20-30 до 150-200м; - кут падіння 45-80°; - міцність руди і вм'яючих порід 12-18.

Технічно можлива виробнича потужність підземного рудника в період переходу із відкритого на підземний спосіб розробки коливається від 4-5 до 12-15млн.т на рік.

Це обумовлює необхідність істотного підвищення безпеки праці, технічного рівня і ефективності виробництва.

Рішення даної технічної проблеми вимагає :

- усунення найбільш небезпечної операції - ліквідації зависань при випуску обваленої руди за рахунок застосування навантаження руди в торцевих вибоях і, відповідно, усунення найбільш трудомісткого процесу проведення дучок та рудовипускних воронок;

- збільшення одиничної потужності гірничотранспортного устаткування, що забезпечить ефективну його експлуатацію при навантаженні в торцевому вибої великокускової абразивної рудної маси;

- удосконалення засобів розрахунку зони, небезпечної для ВГР, і засобів управління її параметрами.

Дослідження причин травматизму при підземній розробці залізородних родовищ Кривбасу показали, що 50% всіх нещасних випадків на випуску руди приходяться на ліквідацію зависань в дучках. При випуску обваленої руди через дучки і скреперній доставці частота зависань залежить від діаметру середнього куска (d_{cp}) та площі активного перерізу (S_a) і визначається за виразом

$$\text{Чз} = 309 d_{cp}^{2,18} S_a^{-1,09}, \quad (7)$$

При $d_{cp} = 0,25$ м і зміні S_a із 1,8 до 10 м^2 питома частота зависань зменшується із 7,8 до 0,25 на 1000 т випущеної руди.

При навантаженні руди ковшовою машиною в торцевому вибої площа активного перерізу S_a залежить від ширини $B_{ю}$ і висоти $h_{вв}$ виробки, а також глибини впровадження ковша в навал $l_{вк}$.

$$S_a = 0,78 K_{\phi} B_{ю} (l_{вк} + 1,72 h_{вв} \text{ctg} \varphi). \quad (8)$$

Як показали розрахунки, збільшення $B_{ю}$ із 2 до 8 м, $h_{вв}$ із 2 до 6 м, $l_{вк}$ - із 0,5 до 2 м при $\varphi = 45^\circ$ дозволило змінити S_a із 1,8 до $9,9 \text{ м}^2$, що забезпечує зниження частоти зависання в 5 разів.

Математична обробка статистичних матеріалів з травматизму при випуску обваленої руди дозволила установити залежність частоти травматизму K_c від активної висоти випускного отвору $h_{вв}$, яка апроксимується для умов шахт Кривбасу виразом

$$K_c = 1/0,9 h_{вв} - 0,503. \quad (9)$$

Збільшення активної висоти випускного отвору з 0,5 до 0,9 м дозволяє знизити коефіцієнт частоти травматизму з 5 до 2 на 1000 чол.-змін в рік.

Практично повністю можна виключити зависання, і, як слідство, вірогідність нещасних випадків при їх ліквідації, якщо співвідношення d_{cp} до S_a буде понад 5 - 6. Цій умові найбільш повно задовольняє торцевий випуск руди.

Найбільше розповсюдження в світовій практиці при торцевому випуску руди одержали ковшові навантажувально-доставочні машини (НДМ) з ковшем місткістю від 2-3 до $6-8 \text{ м}^3$.

Найбільш ефективно використання НДМ при навантаженні дрібнокускової ($d_{cp} \leq 150$ мм), неабразивної руди, малій товщині і висоті обвалюючого шару.

Навантаження великокусових високоабразивних переущільнених руд, типу магнетитових кварцитів, в торцевому вибої вимагає утворення високих напорних зусиль.

Застосування навантажувальних машин доцільно, якщо напорне зусилля, що розвивається машиною, забезпечує заглиблення ковша в навал руди на глибину $L_{ч}$. Від глибини впровадження ковша залежить і висота обвалюемого масиву.

Для порівняльних розрахунків прийняті шахтні НДМ та гідравлічні екскаватори з ковшем місткістю до $4,0 \text{ м}^3$.

Вхідні техніко-економічні показники і методика розрахунків прийняті на основі досвіду Джекказганського ГМК.

Для порівняння результатів визначені напорні зусилля ($P_{н}^P$), необхідні для впровадження ковша на глибину від $0,5$ до $2,0$ м при його місткості $3,0 \text{ м}^3$. Порівняння розрахункових значень ($P_{нр}$) з фактичними максимальними зусиллями ($P_{нл}$) показало, що лише гідравлічний екскаватор забезпечує впровадження ковша на глибину $1,8-2,0$ м, рис.3. При використанні шахтних НДМ глибина впровадження в навал не перевищує $1,0$ м, що обмежує параметри очисного блоку.

Лабораторне моделювання торцевого випуску подрібнених магнетитових кварцитів при глибині впровадження ковша в навал від $0,5$ до $2,0$ м і ширині навантажувальної камери від $6,0$ до $12,0$ м дозволило, з умови оптимального вписування еліпсоїда випуску, визначити раціональну висоту і ширину очисного блока.

Одержані залежності апроксимуються виразом

$$V_{бл} = (1,09b_{пк} - 3,8)h_{бл}^{(0,72-0,33l_{ч})}, \quad (10)$$

де $L_{ч}$ - глибина черпання, м; $b_{пк}$ - ширина навантажувальної камери, м; $h_{бл}$ - висота блока, м; $V_{бл}$ - ширина блока, м.

Найкращі показники одержані при глибині черпання $1,5 - 2,0$ м і ширині навантажувальної камери $10-12$ м, при цьому висота блока може досягати $60-70$ м, а ширина $35-40$ м, що відповідає гірничотехнічним умовам родовищ магнетитових кварцитів.

Одержані результати використані при конструюванні більш ефективних варіантів систем з масовим обваленням руди.

Ефективність великомасштабної малоопераційної технології буде визначатися потужністю та продуктивністю навантажувально-доставочного комплексу. Як конкурентоспроможні пропонуються чотири технологічні схеми навантажувально-транспортних робіт:

1 - гідравлічний екскаватор - автосамоскид - рудоспуск - рудничний залізничний транспорт;

2 - гідравлічний екскаватор - самохідний дробильний агрегат - рудоспуск- залізничний транспорт;

3 - НДМ - рудоспуск - залізничний транспорт;

4 - гідравлічний екскаватор - автотранспорт.

Як вихідні прийняті наступні умови: коефіцієнт міцності руди $12-16$, потужність покладу 60 м, кут падіння 60° , об'ємна вага $3,3 \text{ т/м}^3$, місткість ковша НДМ $1-4 \text{ м}^3$, довжина доставки від $0,1$ до $1,5$ км. Техніко-економічні розрахунки дозволили установити залежність собівартості навантажувально-транспортних робіт по кожній з перелічених технологічних схем в залежності від:

довжини доставки, при $V_k = 4,0 \text{ м}^3$	- місткості ковша машини, при $L_d = 900 \text{ м}$
$C_L^1 = 1,395 - 15,6/L_d$	$C_V^1 = 1,289 + 0,063/V_k$
$C_L^2 = 1,345 - 15,4/L_d$	$C_V^2 = 1,239 + 0,062/V_k$ (11)
$C_L^3 = 2,05 - 15,4/L_d$	$C_V^3 = 1,517 + 1,98/V_k$
$C_L^4 = 1,045 - 15,5/L_d$	$C_V^4 = 1,006 + 0,099/V_k$

Найбільш низьку собівартість забезпечують 1, 2 і 4 технологічні схеми, найбільше високу - схема 3 (з використанням ковшових НДМ).

Застосування систем із масовим обваленням руди в зоні впливу ВГР вимагає заповнення зони обвалення розкривними породами, що стабілізує її параметри, але призводить до засмічування відбитої руди. Як один з заходів по зниженню засмічення пропонується використання частини рудного масиву у вигляді рухомого розділюючого перекриття, яке переміщується по мірі пониження гірничих робіт. При цьому товщину стеліни в залежності від міцності рудного масиву на розтяг та прогону оголення пропонується визначати за виразом

$$h_n = 0,75\gamma l^2 + l \sqrt{0,5625\gamma^2 l^2 + 2[\sigma_p]l} / 2[\sigma_p], \quad (12)$$

де γ - щільність розрихлених порід (приймається рівною $2,5 \text{ т/м}^3$),

l - прогін оголення стеліни (приймається від 10 до 60 м),

q - питома навантаження від ваги розрихлених порід, т/м^2 ,

$[\sigma_p]$ - межа міцності матеріалу стеліни на розтяг, МПа.

Відробку родовища кварцитів міцністю 12-14, потужністю до 60 м, залягаючого під кутом 70° системою поверхового примусового обвалення із заповненням зони обвалення скельними розкривними породами вимагає залишення стеліни товщиною не менш 17 м.

Нарівні з перспективними технологічними схемами на базі потужної навантажувально-транспортної техніки і навантаженням в торцевому вибої ще тривалий час буде використовуватися традиційна технологія з масовим обваленням руди на компенсаційні камери. В складних гірничогеологічних умовах, при наявності системи тектонічних порушень і брекчій аналітичні розрахунки безпечних параметрів камер ускладнені. Тому безпечні параметри компенсаційних камер нами визначені на основі математичної обробки фактичних даних за тривалий період по шахтах "Першотравнева-1" і "Першотравнева-2".

Площа стійкого оголення розраховується як функція трьох перемінних: глибини розробки (H), часу стояння оголення (t) і міцності руди (f).

Емпірична залежність, що зв'язує ці змінні для умов Кривбасу апроксимується виразом

$$S = C\sqrt{f/Ht}^{0,4}, \quad (13)$$

тут C - емпіричний коефіцієнт, при розробці кварцитів приймається для горизонтальних оголень рівним 10772 і вертикальних оголень - 20325.

Як вихідні прийняті умови, що склалися при відробці покладу "Основная" Першотравневого родовища. Форма виробленого простору близька до еліптичної (довжина 320-450м, ширина 80-150м), кут падіння від 60 до 90°, міцність руд і порід від 10-12 до 14-16, глибина робіт 640-920 м.

Для розрахунку напруги і зміщення контуру виробленого простору допустимо, що ізотропний і однорідний пружний матеріал заповнює напівбезкінцеву двохзв'язну область, що має порожнину, заповнену матеріалом із пружними постійними, відмінними від навколишнього середовища і обмежену згори поверхнею землі.

При визначенні переміщень контуру виробленого простору скористаємося його відображенням на площину із круговим отвором.

Використовуючи засіб М.І.Мусхелішвілі одержимо вирази для розрахунку переміщення контуру цього отвору, для чого прикладемо до нього напруження σ_y, σ_x

$$V_p^i = \frac{R_n}{4G_n} \left(\frac{X_n(l_1 m + l_2)(\cos 2\Theta - m) + (l_1 + l_2)m(1 - m \cos 2\Theta)}{\sqrt{1 - 2m \cos 2\Theta + m^2}} \right) \quad (14)$$

$$V_\Theta^i = \frac{R_n}{4G_n} \left(\frac{X_n(l_1 m + l_2) - l_1 - l_2 m^2 \sin 2\Theta}{\sqrt{1 - 2m \cos 2\Theta + m^2}} \right) \quad (15)$$

$$l_1 = \sigma_y^0 + \sigma_x^0; \quad l_2 = \sigma_y^0 - \sigma_x^0.$$

де σ_y^0 і σ_x^0 - додаткові напруження, діючі по осям y і x ;

$X_n = 3-4\mu_n$ - коефіцієнт об'ємної деформації;

$G_n = E_n/2(1 + \mu_n)$;

E_n - модуль пружності вміщуючих порід, МПа;

μ_n - коефіцієнт Пуасона вміщуючих порід; Θ - полярний кут.

$\rho_0 = \frac{1}{m^{-0.5}}$ - коефіцієнт, що враховує вплив потужності покладу;

$R_p = \frac{L_2 \rho_0}{2(\rho_0^2 + 1)}$, де L_2 - довжина покладу, м;

m - горизонтальна потужність покладу в центральній частині, м.

Розрахунки по формулам (14) і (15) показали, що заповнення виробленого простору розкривними породами більш ніж в 3 рази знижує напруження і зміщення приконтурного масиву. Аналогічні результати одержані В.Н.Калашниковим для умов підземної розробки запасів під дном і бортами міднорудних кар'єрів Уралу.

Ширину зони обвалення (В), заповненої розкривними породами, під бортом кар'єру чи поблизу його контурів пропонується визначати із умов формування стійкого склепіння обвалення в породах всячого боку (рис. 4).

Ця умова буде виконана, якщо $L < \sqrt{H_p / K_y}$,

тут L - довжина виймальної ділянки (покладу), м;

H_p - глибина робіт, м;

K_y - коефіцієнт, що характеризує стійкість масиву, допустиму для різних родовищ Кривбасу в межах 0,004-0,02.

Тоді

$$B = m_a \left(1 + \frac{K_x + K_y}{K_p - 1} \right) + 2H_n \operatorname{ctg} \varphi, \quad (16)$$

де m_a - вертикальна потужність покладу m ;

K_x - коефіцієнт конвергенції (зближення) покрівлі та підшви покладу, приймається в межах 0,001-0,05 m_a ;

K_y - коефіцієнт усадки порід в виробленому просторі, змінюється від 0,15 до 0,4;

φ - кут розриву порід наносів, град.

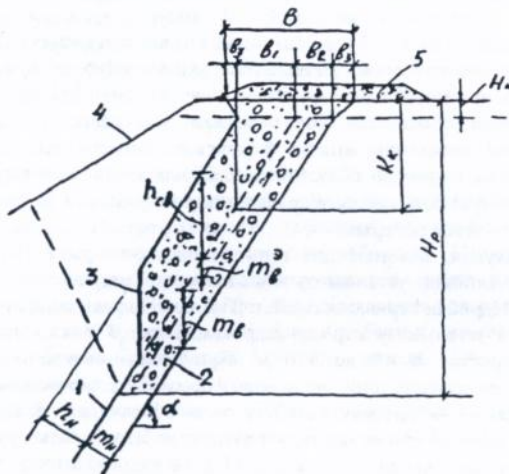


Рис.4. Схема до розрахунку ширини зони воронок і провалів при її заповненні розкривними породами:

1 - рудний поклад, 2 - вироблений простір, 3- межа зони обвалення, 4 - борт кар'єра, 5 - відвал розкривних порід, 6 - наноси.

Границя зони обвалення (воронкоутворення) розташовується в висячому боці паралельно контуру покладу на відстані h_n

$$h_n = \frac{m_a}{K_p - 1} \cos \alpha, \quad (17)$$

де α - кут падіння покладу, град.

Розрахунки, виконані по запропонованій методиці показали, що найбільш істотний вплив на ширину зони обвалення дає потужність покладу і коефіцієнт усадки порід. Так, при збільшенні потужності покладу із 20 до 100м, зміні коефіцієнта усадки порід із 0,1 до 0,3 і куті падіння 60° , ширина зони обвалення, заповненої розкривними породами, коливається в межах від 100 до 340 м.

Виходячи з умов збереження стійкості форми виробленого простору, довжину виймальної дільниці в умовах Кривбасу пропонується визначати за формулою

$$L_y = \sqrt{f(H/a + c)}, \quad (18)$$

де a і c - коефіцієнти, що враховують умови формування стовпоподібної зони обвалення ($a = 0,1$; $c = 75\text{m}$).

Так, в умовах Першотравневого родовища ($f = 10-12$, $H=530$ м, $m= 120\text{m}$) довжина виймальної дільниці складає 378 м, що співпадає із фактичними даними.

При обмеженні параметрів зони обвалення на денній поверхні контурами діючого кар'єру, активна площа підземного рудника може бути збільшена за рахунок поширення висомочної дільниці і об'єднання з існуючою зоною обвалення.

Роботами акад. Г.М.Малахова доказано, що при випуску обваленої руди еліпсоїд розрихлення може розвиватися асиметрично, вісь еліпсоїда може відхилитися в сторону більш розрихлених порід на $20-30^\circ$ від вертикалі.

Використовуючи це явище можна визначити умови об'єднання склепіння обвалення, що наново формується над очисним блоком в зоні прирізки з уже існуючою областю послаблених порід. При відробці покладів обмеженої потужності площу підробки можна збільшити за рахунок сумісної відробки двох-трьох поверхів.

Розрахунки, виконані для гірничогеологічних умов Першотравневого родовища дозволили установити залежність параметрів склепіння обвалення від ширини підробки і тривалості робіт. Так, при збільшенні прогону оголення з 20 до 80м і загальному періоду відробки блоку 3 роки, висота склепіння обвалення зростає із 40 до 170 м. При висоті склепіння понад 150 м відбувається об'єднання зони, що наново формується, з існуючою.

Модельовання процесу розвитку зони обвалу при збільшенні ширини виймальної дільниці і зміни порядку розвитку робіт в шахтному полі виконано для умов Першотравневого родовища. Модель виконувалась з еквівалентного матеріалу на основі піщано-парафінової суміші.

Внаслідок випереджаючої відробки багатих руд була сформована зона обвалення під кутом близьким до 90° , заповнена розкривними породами. Наступна відробка магнетитових кварцитів в лежачому боці покладу багатих руд і відокремлених від нього безрудним прошарком товщиною від 100 до 50 м призвела до об'єднання двох зон обвалення лише при відробці запасів кварцитів на горизонтах 360 і 465 м і формуванню похилого прогону оголення на довжині 180-200м. При цьому вісь склепіння обвалення була нахилена під кутом $65-70^\circ$ вбік існуючої зони обвалення.

Таким чином, в певних умовах границя зони воронкоутворення може відбудовуватись під кутом $100-110^\circ$.

Одержані результати добре узгоджуються із розрахунковими даними і підтверджуються натурним спостереженнями.

Результати досліджень технологічних і геомеханічних особливостей використані при розробці більш безпечних і ефективних технологічних схем.

З метою уніфікації вимог, більш чіткого визначення ефективності і умов застосування *розроблена класифікація технологічних схем* підземної розробки запасів в зоні впливу відкритих гірничих робіт.

Залежно від міри суміщення в просторі підземних робіт із відкритими, виділено три групи : із суміщенням гірничих робіт в вертикальній, горизонтальній або одночасно в вертикальній і горизонтальній площинах.

Технологічні схеми збудовані по принципу використання в кожній з них будь-якої специфічної особливості гірничих робіт, пов'язаної із одночасним застосуванням підземних і відкритих робіт в межах одного родовища.

В найбільшій мірі використовуються особливості комбінованої розробки в технологічній схемі із відкрито-підземним ярусом.

Неминучий в перспективі симбіоз відкритих і підземних робіт вимагає утворення більш безпечної і ефективної технології, спроможної конкурувати з відкритими гірничими роботами.

На основі обробки фактичних показників шахт Кривбасу за період із 1970 по 1990 р. по темпам зростання фондоозброєності і продуктивності праці виконана прогнозна оцінка можливих термінів істотного (в 2-3 рази) підвищення продуктивності праці і зниження собівартості видобутку. Тривалість цього періоду коливається від 10 до 17 років. Для скорочення зазначеного терміну необхідно використати досвід і деякі види техніки із ВГР.

Незважаючи на тривалість прогнозованого періоду уже сьогодні необхідно формувати національну програму по створенню більш потужного гірничо-транспортного обладнання і технології розробки залізистих кварцитів.

Принципи вибору технології підземних робіт в зоні впливу відкритих реалізовані нами на базі Першотравневого родовища залізистих кварцитів. Проектна потужність Першотравневого залізрудного комбінату (ПЗРК) передбачалась 12-13 млн. т., а період сумісної роботи із Першотравневим кар'єром ПівніЗК - понад 40 років. Причому активна рудна площа ПЗРК зростала по мірі зниження робіт в кар'єрі. З-за відставання розкривних робіт і послідувочої промислової кризи відкриті гірничі роботи на північно-східному борті кар'єра практично законсервовані. Крім того, на гор. +29м. передбачено будівництво залізничної станції.

Для підтримки впроваджених на ПЗРК потужностей в обсязі 5,5 млн.т. потрібно знайти можливість приросту активної рудної площі при збереженні безпечних умов праці в кар'єрі і шахті.

З урахуванням геомеханічних особливостей ПЗРК запропоновані три принципово нові технологічні схеми : із спадним, висхідним та висхідно-спадним порядком розробки, рис. 5.

При цьому забезпечується взаємозв'язок відкритих і підземних робіт та формування об'єднаної зони обвалення, стабілізація її контурів на денній поверхні. Для реалізації цих схем необхідна чітка взаємодія швидкості пониження відкритих і підземних робіт.

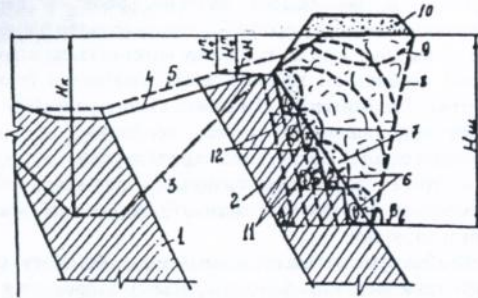


Рис.5 Технологічна схема розробки запасів в борту діючого кар'єра з висхідно-спадним розвитком робіт.

1,2 - рудні поклади; 3 - граничний контур кар'єра; 4, 5 - робочий борт кар'єра; 6 - відрізні очисні блоки; 7 - локальне склепіння обвалення у межах поверху; 8 - контур зони воронкоутворення та провалів; 9 - контур воронки на денній поверхні; 10 - відвал скальних розкривних порід; 11,12 - порядок відпрацювання блоків.

Збільшення активної площі при розвитку підземних робіт в зоні впливу відкритих можливе за рахунок сумісного застосування камерних систем із закладкою пустот відходами збагачення безпосередньо під кар'єром і систем з обваленням. Посадження двох систем в межах шахтного поля забезпечує високий рівень безпеки і ефективності за рахунок принципу безвідходного виробництва. Параметри виймальних дільниць і обсяг видобутку повинні забезпечувати утилізацію 100% відходів збагачення. Як показали розрахунки, в умовах шахти "Тітан" співвідношення обсягу видобутку системами з обваленням і закладкою складає $Q_{обр.} = 0,538 Q_{закл.}$

Як закладний матеріал доцільно використовувати суміш зневоднених хвостів з подрібненими розкривними породами. Найменший коефіцієнт усадки має суміш хвостів збагачення з розкривними породами 30 : 70 (% по об'єму), його залежність від питомого навантаження P апроксимується наступним виразом

$$K_y = 0,94 + 0,92P^{0,5}. \quad (19)$$

Зниження втрат руди в міжкамерних щілинах досягається за рахунок зменшення їх ширини з 20-30 до 8-10м, оскільки вони виконують функцію огорожуючих перемичок.

Зниження витрат на транспорт закладного матеріалу із денної поверхні пропонується за рахунок утворення "порододпуску" в існуючій зоні обвалення шляхом інтенсивного випуску гірничої маси з одного-двох отворів на горизонті закладки. Діаметр еліпсоїда-рудодпуску визначається за виразом

$$D_n = 2\left(r + m_0\left(H_n/h_c\right)^n\right), \quad (20)$$

де r - радіус потоку породи на виході з випускного отвору, м; h_c - мінімальна висота над випускним отвором, м; m_0 - приріст малої піввісі

еліпсоїда розрихлення при висоті шару $H_0, м$; n - коефіцієнт, що характеризує інтенсивність приорошення малої піввісі еліпсоїда.

Як показали розрахунки, в умовах шахти "Тігант-Глибока" діаметр породопуска в верхній частині буде становити 12-13 м. Інтенсивність зниження поверхні порід в контурі рудопуску 0,7-1,0 м/добу. На даний засіб одержаний патент. Цей засіб прийнятий для дослідно-промислового іспиту на шахті "Тігант-Глибока".

Підвищення безпеки при відкрито-підземній розробці забезпечується за рахунок додаткових заходів, що вміщують: взаємозв'язок планів гірничих робіт кар'єра і шахти, контроль за інтенсивністю формування воронок в зоні обвалення, засипку скельними розкритими породами зони воронкоутворення, узгодження графіка вибухових робіт, розрахунок схеми провітрювання з урахуванням аеродинамічного зв'язку, створення системи сумісного дренажу і водовідливу та багато іншого.

Додаткові міри безпеки і контролю при комбінованій розробці рудних родовищ враховані за нашими пропозиціями при корегуванні Правил безпеки і "Правил охорони будівель і споруд від впливу підземних гірничих робіт".

Дослідно-промислові випробування пропозицій по розширенню активної рудної площі за рахунок корегування правил побудови охоронних підкар'єрних щіликів і додаткових заходів охорони праці проводяться на шахті "Першотравнева" ВО "Кривбасруд".

Небезпечна зона відбудована від граничного контуру Першотравневого кар'єру ПівніЗК під кутом 78° з урахуванням беззупинного заповнення зони воронкоутворення розкритими породами і об'єднання новоутвореного виробленого простору із раніше створеною зоною обвалення, рис. 6.

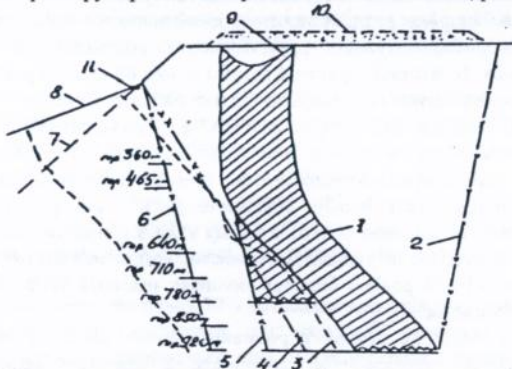


Рис. 6 Схема до визначення запасів, що видобуваються системами з обваленням руди в зоні впливу ВГР. (шахта "Першотравнева")

1- вироблений простір; 2- зона обвалення у висячому боці; 3- контур покладу магнетитових кварцитів; 4 - границя підкар'єрного щілика; 5 - те ж саме під кутом 80° від гор. 570 м.; 6 - границя підкар'єрного щілика під кутом 80° від залізничної станції на північно-східному борту кар'єра ПівніЗК; 7 - проектний контур кар'єра; 8 - фактичний контур кар'єра; 9 - воронка провалу; 10 - відвал розкритих порід; 11 - залізнична станція (проект).

Збільшення кута підкар'єрного щілика із 60° до 78° забезпечило приріст на 27 млн. т. запасів на робочих горизонтах 640, 710, 780 м без додаткових капітальних витрат.

Для контролю за формуванням зони обвалення проводяться регулярні маркшейдерські спостереження за реперами на гор. 360, 465 і 710 м, а також в зоні обвалення на денній поверхні, які підтвердили формування зони воронкоутворення під кутом $85-90^{\circ}$. Зона плавних зсувів в породах лежачого боку розташовується паралельно покладу на відстані 30-60 м.

Побудова охоронного підкар'єрного щілка від охороняемого об'єкту - залізничної станції на північно-східному борту Першотравневого кар'єра ПівніЗК під кутом $75-78^{\circ}$ дозволяє збільшити активну площу і, відповідно, видобувні запаси в 2,5 рази.

Економічна ефективність досліджень, одержана внаслідок збільшення видобувних запасів і застосування більш досконалих систем розробки перевищує 14,0 млн.гривень.

ВИСНОВКИ

В дисертаційній роботі виконано теоретичне узагальнення і дано практичне рішення науково-технічної проблеми підвищення ефективності і безпеки технології підземних робіт при комбінованій (відкрито-підземній) розробці залізрудних родовищ України, що забезпечує залучення в експлуатацію чималої частини тимчасово законсервованих в зоні впливу ВГР запасів магнетитових кварцитів, збільшує проектну потужність рудника (шахти), підвищує безпеку праці і ефективність виробництва.

Основні наукові результати, практичні висновки і рекомендації, одержані при виконанні досліджень, зводяться до наступного :

1. Показане широке розповсюдження комбінованого засобу розробки, особливо при відробіт потужних крутопадаючих родовищ руд чорних і кольорових металів. В світовій практиці відомо понад 80 рудних родовищ, що відрощуються комбінованим (відкрито-підземним) способом.

Родовища залізних руд розробляються, як правило, системами із масовим обваленням руди з поєднанням гірничих робіт в горизонтальній площині. Рідше застосовуються технологічні схеми із поєднанням робіт в вертикальній площині, при цьому використовують камерні системи з залишенням щілків. Погашення пустот в цьому випадку виконується масовим обваленням або закладкою інертними матеріалами. Підтримка пустот протягом тривалого періоду (10-20 років і більше) викликає неспокій із-за небезпеки раптового самообвалення.

Технологія підземної розробки родовищ надто міцних і абразивних залізистих кварцитів заснована на використанні відносно малопотужної навантажувально-транспортної техніки, створеної для виймання слабких руд. Випуск, доставка і навантаження міцних, кусковатих, абразивних руд відбувається через традиційну конструкцію днища блоку. Воронки, дучки малих розмірів, обмежують потенційні можливості великомасштабного виробництва, призводять до частих зависань руди при випусканні і, як наслідок, збільшують ймовірність нещасних випадків при ліквідації зависань руди в дучках.

2. Проаналізовано розподіл запасів магнетитових кварцитів Кривбасу в зоні впливу ВГР. Установлені гірничогеологічні особливості, визначені рудні площі (майже 800-900 тис.м²) і потенційні запаси, придатні до підземної розробки різноманітними системами (понад 4 млрд.т).

Збільшення в 1,5-2раза частки запасів, придатних до розробки найбільш ефективними системами із масовим обваленням, в зоні впливу відкритих гірничих робіт може бути забезпечено за рахунок управління процесом формування зони обвалення з відповідною зміною кута при побудові підкар'єрного цілика.

Так, при довжині шахтного поля 1000 м і глибині розвіданих запасів 1000 м, збільшення куту формування охоронного цілика із 50° до 80° приводить до приросту промислових запасів в шахтному полі на 30-35%. В зв'язку з цим розроблені науково-обґрунтовані засоби визначення параметрів підкар'єрних ціликів і управління розмірами небезпечної зони, що враховують специфіку комбінованої розробки родовищ.

3. Досліджені закономірності зміни інтенсивності гірничих робіт в зоні ВГР від гірничогеологічних і технологічних факторів. Так, при багатопверховій розробці родовища системами з обваленням, збільшення інтегрального показника інтенсивності з 15-18 до 50-60 м/рік дозволяє довести частку систем з обваленням до 80-90% загального обсягу з відповідним зниженням частки камерних систем.

4. Запропонована методика визначення продуктивності шахти (рудника) при комбінованому відпрацюванні рудних родовищ, що відрізняється комплексним обліком впливу ВГР, розроблена економіко-математична модель оптимізації виробничої потужності підземного рудника в зоні впливу ВГР, реалізована на ЕОМ. Установлена залежність виробничої потужності рудника (відповідно до умов залізородних родовищ України) від питомої ваги систем із масовим обваленням, інтегральної інтенсивності гірничих робіт (h_0) і активної площі ($S_{ав}$). Так, із збільшенням питомої ваги систем із обваленням в загальному обсязі видобутку з 40 до 80%, при активній площі, що дорівнює 400 тис. м², виробнича потужність шахти ($A_{ш}$) зростає з 1,8 до 5,4 млн.т.

5. Установлено, що системи із масовим обваленням руди і налягаючих порід при підземній розробці потужних родовищ мідних руд в зоні впливу ВГР мають ряд технологічних особливостей (використання потужної самохідної навантажувально-доставочної і транспортної техніки; вибір схем провітрювання, що враховують аеродинамічний зв'язок діючих заборів з денною поверхнею; застосування спеціальних заходів по запобіганню надмірних втрат і засмічення руди розкривними породами, що засипаються в зону воронкоутворення).

6. Встановлено, що понад 50% нещасних випадків при випуску, доставці і навантаженні руди трапляється при ліквідації зависань. Вирогідність виникнення зависань ліквідується при співвідношенні середнього діаметру куска руди до площі випускного отвору понад 10. Ця умова задовольняється лише при навантаженні руди в торцевому вибої. Ліквідація процесу випуску обваленої руди через дучки дозволяє реалізувати принцип малоопераційності на базі потужної навантажувально-транспортної техніки.

7. З використанням результатів досліджень запропоновані більш ефективні варіанти системи поверхового примусового обвалення з екскаваторним навантаженням і з плаваючою стелиною. Параметри компенсаційних камер, стелин і міжблокових ціликів визначаються по запропонованій методиці, що відрізняється урахуванням технологічних особливостей комбінованої розробки та забезпечує підвищення безпеки

гірничих робіт. По розрахункам для умов підземної відробки запасів магнетитових кварцитів під кар'єром N2 ЦТЗКа по новій технології продуктивність праці робочого по блоку підвищується в 2-2,5 рази.

8. Знизити в 2-2,5 рази засмічення руди, що відбивається в межах виймальної дільниці, яка з поверхні заповнюється розкривними породами, пропонується за рахунок утворення плаваючої роздільної стеліни, для розрахунку параметрів якої пропонується методика. Встановлено, що товщина стеліни залежить від міцності порід і прогону оголення. При збільшенні прогону із 20 до 60 м товщина стеліни в руді середньої міцності зростає з 17 до 90м.

9. Обґрунтовано типаж навантажувально-транспортного устаткування і раціональні умови його застосування. Встановлено, що впровадження ковша навантажувальної машини в навал великокускової руди на глибину 1,5-2,0м вимагає напірного зусилля не менше 250-300кН. Шахтні НДМ створюють максимальні напірні зусилля до 100кН, в зв'язку з чим глибина впровадження ковша в навал не перевищує 0,75-1,0м. Необхідною умовою по напірним зусиллям і надійності експлуатації при навантаженні великокускових абразивних руд в торцевому вибої відповідають лише гідравлічні екскаватори з ковшем місткістю 1-3 м³. Впровадження ковша гідравлічного екскаватора в навал на глибину 1,5-2,0 м забезпечує розробку шарів руди товщиною по 5-7 м. Висота навантажувальної виробки повинна бути не менше 4,5 м, ширина - від 6 до 12 м. Оптимальною є висота блоку від 50 до 70 м, ширина від 25 до 35 м.

Найкращі показники по видобутку руди (до 70%) забезпечуються при навантаженні по всій ширині виробки, але у стінок камери - в два рази скоріше.

Найбільшу ефективність забезпечує навантажувально-транспортний комплекс з гідравлічним екскаватором із ковшем 2-3м³, автосамосвалами грузопідйомністю 20-40т при довжині доставки до капітальних рудоспусків не більше 1000 м.

10. Встановлені закономірності формування зон обвалення, що керуються за рахунок зміни параметрів височної дільниці (довжини по простяганню, по падинно і ширині).

На основі запропонованої методики обґрунтована залежність допустимої ширини і довжини дільниці від міцності порід і глибини робіт. Із збільшенням міцності порід з 7 до 15 при глибині 750 м довжина дільниці зростає з 300 до 520 м.

11. Кути зсувів вмішуючих порід залежать від геометричних розмірів виробленого простору, щільності порід і величини їх зчеплення. При трубоподібній формі області обвалених порід, кут зсуву зростає по мірі зменшення її радіусу. Для умов, аналогічних існуючим на Першотравневому родовищі, при незаповненому очисному просторі і його діаметрі, рівному 500 м, кут зсуву породи складе 65° 42". При заповненому виробленому просторі з такими ж геометричними параметрами, кут зсуву зростає до 90°, забезпечуючи стійкість вертикальних стінок.

12. Лабораторне моделювання на еквівалентних матеріалах із використанням плоских і об'ємних моделей для умов шахт "Тігант-Глибока" і "Першотравнева" дозволила установити вплив гірничогеологічних умов і засобу моделювання на розміри зони обвалення. Параметри зони обвалення,

одержані при моделюванні на плоскому стенді, практично співпадають із фактичними даними, установленними при виробітці витягнутих родовищ.

Переконливо підтверджено стабільний вплив на параметри зони обвалення розкривних порід, що розміщуються в виробленому просторі.

13. У зв'язку з різноманітністю технічних рішень розроблена класифікація технологічних схем підземної розробки запасів в зоні впливу ВГР, розділена на три групи, що відрізняються суміщенням в просторі підземних робіт з відкритими, кожна з них, в свою чергу включає по 3-6 технологічних схем, що відповідають гірничогеологічним умовам.

З використанням класифікаційних признаков розроблені п'ять комплексних технологічних схем відкрито-підземної розробки потужних крутопадаючих родовищ.

Розроблена економіко-математична модель для оптимізації технологічних схем на базі потужної навантажувально-транспортної техніки. З використанням ЕОМ визначені залежності трудомісткості робіт і вартості видобутку 1т руди від застосованої техніки і умов застосування.

Найбільш ефективною є технологічна схема із поверховим примусовим обваленням в затисненому середовищі, екскаваторним навантаженням в торцевому вибої, доставкою автосамоскидами до капітальних рудоспусків і електровозним транспортом на концентраційному горизонті.

14. Для розробки родовищ в складних гірничотехнічних умовах, з метою запобігання підробки промплощадки і цивільних споруд (наприклад, шахти "Гігант-Глибока") запропонований безвідходний спосіб розробки з одночасним застосуванням на різних ділянках по простяганню шахтного поля систем з обваленням і камерних систем з закладкою пустот сумішами відходів збагачення з розкривними породами.

Питомий обсяг камерних систем, з умов 100% утилізації відходів збагачення, в даних умовах повинен складати 2/3 загального обсягу.

Підвищення ефективності і безпеки транспортування закладного матеріалу з денної поверхні на горизонт закладки досягається за рахунок запропонованого нами нового гравітаційного способу з використанням існуючої зони обвалення. Витрати в запропонованому способі в 2,5-3 рази нижче, ніж при закладці твердіючої сумішшю. Спосіб прийнятий для промислового впровадження на шахті "Гігант-Глибока" ВО "Кривбасруда".

15. Виробництво підземних робіт в зоні впливу ВГР сполучене з додатковим взаємним негативним впливом вибухових робіт на стійкість гірничих виробок, стан рудничної атмосфери і т.д. З метою підвищення безпеки праці на відкритих і підземних роботах при їх одночасному застосуванні, нами розроблені пропозиції по додатковим заходах охорони праці, які викладені в вигляді спеціального розділу Правил безпеки, а також виконане корегування "Правил охорони будівель і споруд від шкідливого впливу підземних гірничих робіт".

16. Дослідно-промислові дослідження на шахтах "Першотравнева-1" і "Першотравнева-2" ВО "Кривбасруда" технології розробки запасів магнетитових кварцитів під північно-східним бортом Першотравневого кар'єру, основаної на послідовному розширенні діючої зони обвалення шляхом прирізки запасів в лежачому боці родовища і безперервної засипки зони розкривними породами, підтвердили результати розрахунків.

Інструментальні спостереження на горизонтах 360, 465, 710 і 780 м підтвердили розрахункові параметри зсувів в породах лежачого боку (зі сторони Першотравневого кар'єру). Зона воронок і провалів формується під кутом 85-90°, зона зсувів в породах лежачого боку розташовується паралельно виробленому простору на відстані 30-60 м.

17. Побудова по запропонованій методиці охоронного підкар'єрного цілика під залізничною станцією на північно-східному борті Першотравневого кар'єру ПівніГЗК дозволила установити можливість збільшення видобувних запасів в 2,5 рази у порівнянні з проектними значеннями. Так, сумарна рудна площа на всіх горизонтах збільшується з 125,8 до 367,5 тис.м², що забезпечує експлуатацію шахти на протязі найближчих 12-15 років без додаткових капвкладень.

18. Прогноз розвитку підземного способу розробки родовищ магнетитових кварцитів в зоні впливу ВГР показав можливість управління потенційними можливостями підземних підприємств при комбінованій розробці. Виробнича потужність підземних підприємств по видобутку магнетитових кварцитів в центральному промрайоні Кривбасу, визначена по запропонованій автором методиці, може бути збільшена в 1,5-1,8 рази за рахунок більш широкого застосування високопродуктивних систем з масовим обваленням. Відповідно знижуються на 30-35% наведені витрати, що особливо важливо при реструктуризації підприємств.

Економічна ефективність від збільшення видобувних запасів, застосування більш ефективних способів навантаження і доставки руди, а також закладочних матеріалів перевищує 14 млн.гривень.

Основний зміст дисертації опубліковано в роботах :

1. Сторчак С.А., Щелканов В.А. Подземная разработка крупноблочных руд. - К.: Центр НТУ "Норматив", 1994. - 122 с.
2. Сторчак С.А., Щелканов В.А. Комбинированная разработка месторождений. - Кривой Рог: КТУ, 1996. - 293 с.
3. Сторчак С.А. Подземные работы в зоне влияния открытых. -Кривой Рог.: "Минерал", 1997. - 263 с.
4. Инструкция по организации и ведению массовых взрывов скважинных зарядов на открытых горных работах / Сторчак С.А., Бодагов В.Р., Борисов В.И. и др. - К.: "Техніка", 1991. - 39 с.
5. Технологическая инструкция по предупреждению, обнаружению и ликвидации отказавших скважинных зарядов ВВ на открытых горных работах / Сторчак С.А., Бодагов В.Р., Гардаш Н.К. и др. - К.: "Техніка", 1992. - 42 с.
6. Единые правила безопасности при ведении взрывных работ / Сторчак С.А., Соляпов Г.Ф., Борисов В.И. и др.- К.: НТЦ "Норматив", 1993. - 119 с.
7. Правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом / Сторчак С.А., Соляпов Г.Ф., Бережецкий М.Я. и др. - К.: Центр НТУ "Норматив", 1994. - 184 с.
8. Сторчак С.А. Системам управления безопасностью труда - экономическую основу // Безопасность труда в промышленности. - 1990. - № 4. - С. 5 - 6.

9. Сторчак С.А., Щелканов В.А. Оценка трещиноватости массива и granulометрического состава обрушенной руды // Разраб. руд. месторожд. : Респ.межвед.науч.-техн. сб. - К.: "Техніка", 1990. - Вып.50. - С. 34 - 39.

10. Сторчак С.А., Щелканов В.А., Кравец В.С. Устойчивость подземных горных выработок в подработанном массиве // Изв. вузов. Горн. журн. - 1992. - № 2. - С. 30 - 34.

11. Сторчак С.А., Щелканов В.А., Горностаев А.В. Технологическая классификация трещиноватости (блочности) горных пород // Металлургич. и горноруд. промышл. - 1993. - № 1. - С. 10 - 12.

12. Сторчак С.А., Кривцов Н.Б. Совершенствование метода дробления негабарита накладными зарядами в карьере // Безопасность труда в промышленности. - 1993. - № 6. - С. 18 - 20.

13. Сторчак С.А., Кривцов Н.Б. Результаты опытно-промышленных испытаний технологии механизированного приготовления малоплотных взрывчатых составов // Безопасность труда в промышленности. - 1994. - №2. - С. 44-45.

14. Методика определения и построения потолочин над пустотами при открыто-подземной разработке // Сторчак С.А., Щелканов В.А., Храпко О.И. и др. // Разраб. руд. месторожд. : Респ.межвед.науч.-техн. сб. - К.: "Техніка", 1994. - Вып.55. - С.105 -113.

15. Сторчак С.А., Щелканов В.А., Андреев Б.Н. Безопасная технология отработки запасов под бортом карьера системами с массовым обрушением // Охрана труда. - 1995. - № 2. - С. 6 - 8.

16. Опыт частичной отработки запасов охранного целика карьера "Первомайский" / Сторчак С.А., Яценко Л.М., Жицкий А.В. и др. // Горн. журн. - 1995. - № 5. - С. 44 - 47.

17. Сторчак С.А. Рациональное использование недр вблизи действующих карьеров при обеспечении безопасных условий труда // Охрана труда. - 1995. - № 6. - С. 4 - 8.

18. Сторчак С.А., Щелканов В.А. Особенности применения систем с массовым обрушением руды под дном и бортами действующих карьеров // Разраб. руд. месторожд. : Респ.межвед.науч.-техн. сб.-К.: "Техніка", 1995. - Вып.56. - С. 77 - 79.

19. Сторчак С.О., Филичук Г.В. Еколого-економічна політика і надра України // Голос України. - 1996. - № 4.

20. Сторчак С.О. Запобігання техногенних катастроф в гірничодобувних регіонах // Охорона праці. - 1997. - №9. - С. 3 - 6.

21. А.с.1369462 СССР, МКИ F 42 D 1/00. Устройство для перекрытия скважин / Сторчак С.А., Дядечкин Н.И., Паршин В.П. и др. (СССР). - №4883328; Заявлено 11.03.85; Опубл. 22.09.87, Бюл. № 12. 3 с.

22. Позитивне рішення на видачу патента України. Спосіб відвалоутворення в зоні обвалення / Сторчак С.О., Панчошій М.М., Щелканов В.О. та ін. (Україна). № 95073348; Заявлено 17.07.95; Опубл. 04.08.97.

23. Пат. 95042085 Україна. Спосіб транспортування закладного матеріалу / Сторчак С.О., Щелканов В.О., Колосов В.О. та ін.(Україна). - 5 с.іл; Заявлено 27.04.95; Опубл. 01.04.97.

24. Моделирование на эквивалентных материалах параметров подкарьерного целика / Сторчак С.А., Щелканов В.А., Храпко О.И., Кузнецов А.К. - Киев, 1993. - 10 с. - Рус. - Деп. в ГНТБ Украины 3. 03. 93, № 346 - УК 93.

25. Определение параметров "плавающей" потолочины при открыто-подземной разработке / Сторчак С.А., Щелканов В. А., Храпко О.И., Кузнецов А.К. - Киев, 1994. - 10 с. - Деп. в ГНТБ Украины 3. 10. 94, № 1947 - УК 94.

26. Безопасные параметры горных работ в зоне подземных пустот / Сторчак С.А., Щелканов В.А., Дейнега И.И., Полухина Н.Б. - Киев, 1996. - 10с. - Рус. - Деп. в ГНТБ Украины 19.01.96, № 336 - УК 96.

27. Сторчак С.А., Радионов С.В. Пути снижения потерь руды при выпуске крупнокусковых магнетитовых кварцитов // Совершенствование комплексной (открыто-подземной) разработки рудных месторождений : Тез. докл. науч.-техн. семинара. - Кривой Рог: КГРИ. - 1990. - С. 40 - 42.

28. Сторчак С.А., Монастырский Ю.А. Пути повышения безопасности отработки месторождений крупноблочного строения // Совершенствование комплексной (открыто-подземной) разработки рудных месторождений: Тез. докл. науч.-техн. семинара. - Кривой Рог: КГРИ. - 1990. - С. 93.

29. Результаты опытно-промышленных испытаний технологии горных работ в борту карьера СевГТОКа / Сторчак С.А., Щелканов В.А., Хлевной А.М., Яценко Л.М. // Совершенствование технологии горного производства для снижения негативного воздействия на окружающую среду: Тез. докл. Всесоюз. научн.-техн. конф. - Кривой Рог: НИГРИ. - 1991. - С. 59 - 60.

30. Сторчак С.А. Влияние технологии подземных работ на использование минеральных ресурсов при открыто-подземной разработке месторождений // Рациональное использование минеральных ресурсов : Тезисы международной науч.-техн. конференции. - Новочеркасск: НГТУ. - 1995. - С. 88 - 89.

31. Сторчак С.А., Щелканов В.А. Повышение надежности и безопасности транспортных систем // Параметры перспективных транспортных систем: Тез. докл. международн. конф. - Якутск. - 1995. - С. 75 - 76.

32. Сторчак С.А. Охрана труда при открыто-подземной разработке. // Охрана труда в горнорудной промышленности: Тез. междунар. науч.-техн. конф. - Киев. - 1995. - С. 18 - 20.

Сторчак С.О. Розробка ефективної технології підземної відробки покладів в зоні впливу відкритих гірничих робіт. - Рукопис.

Дисертація на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук за спеціальністю 05.15.02 - підземна розробка родовищ корисних копалин. - Криворізький технічний університет, Кривий Ріг, 1997.

На основі теоретичних, лабораторних та експериментальних досліджень розроблені наукові засади підземної відробки запасів в зоні впливу відкритих гірничих робіт, які вміщують: обґрунтування безпечних границь застосування систем з масовим обваленням руди, об'єму запасів, що видобуваються та виробничої потужності рудника (шахти); розробку оптимальних параметрів малоопераційної технології на базі потужної (типу кар'єрної) навантажувально-транспортної техніки; вишукування заходів з формування та стабілізації параметрів зони обвалення, а також спеціальних заходів з охорони праці в період одночасної роботи кар'єру та підземного рудника.

Ключові слова: рудник, запаси, виробнича потужність, комбінований спосіб, система розробки, параметри, навантажування, ліквідація зависання,

доставка, керування, зона обвалення, технологія, випробування, ефективність, безпека.

Сторчак С.А. Разработка эффективной технологии подземной отработки запасов в зоне влияния открытых горных работ. - Рукопись.

Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук по специальности 05.15.02 - подземная разработка месторождений полезных ископаемых. - Криворожский технический университет, Кривой Рог, 1997.

На основе теоретических, лабораторных и экспериментальных исследований разработаны научные основы подземной отработки запасов в зоне влияния открытых горных работ, включающие: обоснование безопасных границ применения систем с массовым обрушением руды, объема извлекаемых запасов и производственной мощности рудника (шахты); разработку оптимальных параметров малооперационной технологии на базе мощной (типа карьерной) погрузочно-транспортной техники; изыскание мер по формированию и стабилизации параметров зоны обрушения, а также специальных мероприятий по охране труда в период одновременной работы карьера и подземного рудника.

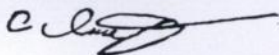
Ключевые слова: рудник, запасы, производственная мощность, комбинированный способ, система разработки, параметры, погрузка, ликвидация зависания, доставка, управление, зона обрушения, технология, испытание, эффективность, безопасность.

Storchak S.A. Working out of efficient technology of underground mining of reserves in a surface mining zone. - Manuscript.

Thesis for a doctor's degree by speciality 05.15.02 - underground mining of mineral deposits. - Krivoy Rog Technical University, Krivoy Rog, 1997.

On the basis of theoretical, laboratory, experimental research scientific foundations of underground mining within a surface mining zone have been worked out. These foundations include: establishing for safety boundaries of mass caving systems application, the volume of reserves being extracted, productive capacity of a mine; working out of optimal parameters of low-operating technology on the base of powerful (quarry typed) loading transport facilities; search for formation and parameter stabilization of a caving zone and labour safety provision during the period of simultaneous operation of an open cast and mine.

Key words: mine, reserves, productive capacity, combined method, mining systems, loading, parameter, elimination of hangings, transportation, management, caving zone, technology, testing efficiency, safety.



С.О.Сторчак

Підписано до друку 9.10.97.

Формат 60x 84 /16. Обсяг 2друк.арк.

Наклад 100 прим. Зам.№1-9.10.

Поліграфцентр Київського національного університету
Київ, б-р Т.Шевченка ,14.

AB 38.627