

УДК 622. 831.24

О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, А.П. Дронов

РАЦИОНАЛИЗАЦИЯ БУРЕНИЯ ГЛУБОКИХ СКВАЖИН В УСЛОВИЯХ ЧАО «ЗАПОРОЖСКИЙ ЖРК»

Национальный технический университет «Днепро́вская политехника»,
49005 г. Днепр, пр. Дмитрия Яворницкого, 19

Цель. Разработать эффективный подход к определению параметров расположения глубоких скважин, который учитывает напряженное состояние массива руды в процессе отбойки слоев руды.

Методика. В качестве основного метода проведения исследований принят энергетический метод. В результате проведения моделирования и сравнения полученных результатов с данными производственной деятельности была разработана методика по определению параметров буровзрывных работ для вторичных очистных камер.

Результаты. В результате проведения исследований разработан новый и эффективный подход для определения параметров расположения глубоких скважин, который учитывает напряженное состояние массива руды при отбойке слоев. Полученные результаты позволили разработать технологическую схему совершенствования буровзрывных работ во вторичных камерах с учетом влияния очистных работ в первичных камерах.

Научная новизна. Разработан новый и эффективный подход к определению параметров расположения глубоких скважин, который учитывает напряженное состояние массива руды в процессе отбойки слоев.

Практическая значимость. Полученные результаты позволили разработать технологическую схему совершенствования буровзрывных работ во вторичных камерах с учетом влияния очистных работ в первичных камерах. Установлено экономическую эффективность рационализации работ по первичному и вторичному дроблению руды.

Ключевые слова: массив руды, глубокая скважина, буровзрывные работы, себестоимость добычи.

Введение

В условиях ЧАО «Запорожский ЖРК» отработка запасов железной руды в этажах 640 – 740, 740 – 840 и 840 – 940 м выполняется при делении залежи

«Главная» вкрест простирания на первичные и вторичные очистные камеры. Во время отработки запасов во вторичных камерах проявляется ряд негативные явления, вызванных опережающей отработкой первичных камер. При механизированном зарядании восходящих вееров скважин происходит как недорасход, так и перерасход взрывчатых веществ [1, 2]. Недозарядание связано со смещением оси скважин и деформированием вмещающего массива руды, что приводит к полной или частичной потере скважин. При соединении скважин трещинами и вывалами образуются полости, которые при зарядании способствуют перерасходу взрывчатого вещества.

В среднем перерасход достигает 48 кг взрывчатого вещества на каждые 3 заряжаемые скважины при образовании отрезной щели или выполнении очистных работ [3]. Результаты моделирования состояния массива руды во вторичных очистных камерах с помощью энергетического метода позволили определить поля суммарных напряжений и параметры областей возможного разрушения массива [4, 5].

Методы исследований

Исследованиями Ю.П. Капленко была установлена взаимосвязь между линией наименьшего сопротивления W и уровнем напряженности в массиве σ_p , что определяемая выражением $W = 1,1\sigma_p$ [6], из которого, подставив значения изменения суммарных напряжений σ_p от расстояния до очистной камеры L , возможно найти значения W для исследуемых горизонтов [7].

Для массива руды на буровом горизонте 665 м, со стороны пород лежащего бока W от расстояния до первичной очистной камеры L , зависимость имеет вид:

$$W = -0,0014 L^2 - 0,0366 L + 4,78 \text{ м}; \quad (1)$$

- для массива руды на буровом горизонте 775 м, со стороны пород лежащего бока

$$W = -0,0024 L^2 - 0,0136 L + 6,84 \text{ м}; \quad (2)$$

- для массива руды на буровом горизонте 875 м

$$W = -0,003 L^2 - 0,0042 L + 7,816 \text{ м}. \quad (3)$$

На трех буровых горизонтах 665, 775 и 875 м линия наименьшего сопротивления зарядов W изменяется по степенной зависимости $W = -aL^2 - bL + c$, где a , b и c – известные значения, каждое из которых изменяется с глубиной заложения бурового горизонта H по следующим закономерностям:

$a = 0,0001e^{0,004H}$, $b = 35,846e^{-0,01H}$, $c = 0,0145H - 4,75$ [8]. Подставив уравнения значений a , b и c получим формулу для определения W с учетом расстояния от заложеной первичной очистной камеры и глубины заложения бурового горизонта H , м

$$W_n = L_n(0,0145H - 0,0001e^{0,0037H}L_n - 35,846e^{-0,0103H} - 4,75). \quad (4)$$

После этого можно перейти к разработке технологических схем совершенствования буровзрывных работ, а также провести экономическую оценку приведенных решений.

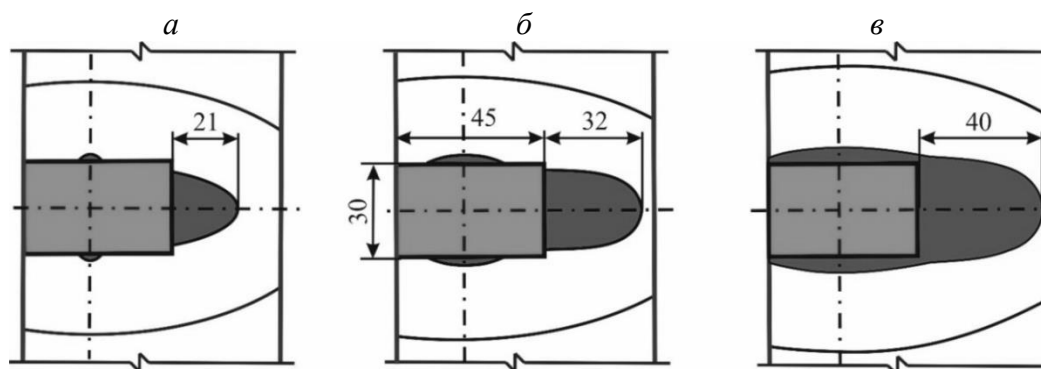


Рис. 1. Результаты моделирования областей деформирования массива вокруг заложённых первичных камер на буровых горизонтах 665 (а), 775 (б) и 875 м



Рис. 2. Зависимости линии наименьшего сопротивления W от расстояния до первичных очистных камер L , м

Результаты исследований

Полученные результаты позволили разработать технологическую схему усовершенствования буровзрывных работ во вторичных камерах с учетом влияния очистных работ в первичных камерах (рис. 3).

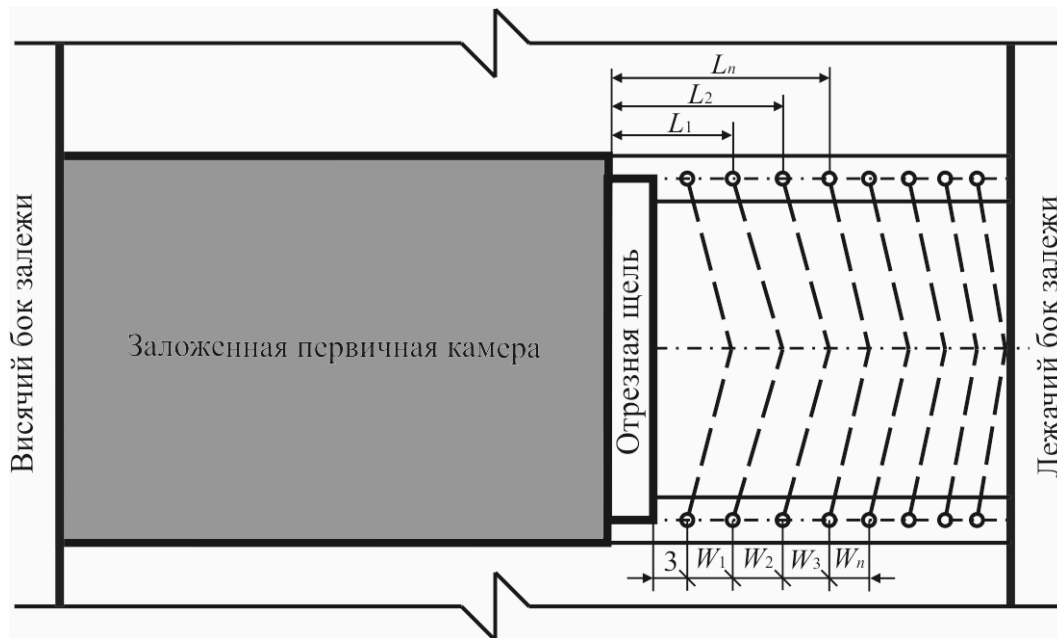


Рис. 3 Технологическая схема усовершенствования буровзрывных работ во вторичных очистных камерах

Технология реализации предлагаемого решения заключается в следующем. От отрезной щели шириной 4 м бурят веера глубоких скважин, которые располагают на расстоянии 3 м – значения, принятого на ЧАО «Запорожский ЖРК» как минимального расстояния от очистного пространства. Последующие веера скважин бурят на расстоянии W_n . Веера скважин располагают по отношению к отрезной щели под острыми углами. Это осуществляется с целью содействия радиальных напряжений направлению действия ударной взрывной волны, что позволяет получить значительное ресурсосбережение при первичном дроблении руды в камерах [9]. Угол наклона вееров скважин в вертикальной плоскости относительно отрезной щели – это угол между главным радиальным напряжением, действующим в массиве руды и горизонтальной плоскостью отрезной щели, град [10]

$$a_s = 90 - \arctg \lambda \tag{5}$$

Количество рядов скважин, отбиваемых одним массовым взрывом, не должно превышать длину области деформации массива руды, в которой эти скважины расположены, м [11]

$$B_{\text{общ}} + W + (W_1 + W_2 + W_3 + \dots + W_n) \leq U_p, \quad (6)$$

где $B_{\text{общ}}$ – ширина отрезной щели, м; W – линия наименьшего сопротивления, м; U_p – величина области интенсивного деформирования вкрест простирания залежи, м [12]

$$U_p = 0,0215\gamma H - 36,4 \quad (7)$$

Линия наименьшего сопротивления W_n для последующих вееров рассчитывается по зависимости (4), в которой значение L_n определяется как расстояние от заложенной первичной очистной камеры до устья скважин в веере [13]. Основными достоинствами предложенного технологического решения являются уменьшение количества вееров скважин на 15%, количества используемого взрывчатого вещества и средств инициирования зарядов на 20% по сравнению с принятой ЧАО «ЗЖРК» технологией производства буровзрывных работ. При отработке вторичных очистных камер уменьшаются затраты на бурение, зарядание, вторичное дробление и, как следствие, снижается себестоимость добычи 1 т руды на 10% [14, 15].

Анализ результатов

Анализ производственных данных показал, что при зарядании восходящих скважин происходит как перерасход, так и недорасход взрывчатого вещества (ВВ) по отдельным группам скважин производстве очистных работ (табл. 1) [16].

Установлено, что перерасход ВВ наблюдался по 4 из 14 исследуемых камер с объемом 3512 кг (25953,68 грн), а недорасход по 10 камерам с объемом в 17101 кг (126376,39 грн). В результате общее количество неизрасходованного ВВ составило 13589 кг (10422,71 грн). Имеем экономию ВВ в виде разницы между недорасходом и перерасходом, которая по одной камере с запасом в 450 000 т составляет 970,64 кг граммонита 79/21 стоимостью 7,39 грн на кг, что соответствует 7173,03 грн на одну очистную камеру.

Экономия средств на первичное дробление руды приводит к их перерасходу на вторичном дроблении, затраты на которое по данным производственной деятельности комбината достигают 20% от общих затрат, что соответствует 16822,70 грн на одну очистную камеру. Разница между экономией средств на первичное дробление и их перерасходом на вторичное для одной камеры в среднем составляет 9649,67 грн или 0,02 грн на т.

Таблица 1

Расход ВВ для производства очистных работ во вторичных камерах

Номер камеры (горизонт зарядки скважин)	Расход ВВ, кг		
	проектный	фактический	разница
к 0/11ю (горизонт 665, 690 м)	2500	2650	+150
к 0/13ю (горизонт 640, 665, 690 м)	12131	11850	-281
к 1/7с (горизонт 640, 665, 690, 715 м)	13240	11850	-1390
к 1/15ю (горизонт 665, 690, 715, 735 м)	14350	15300	+960
к 2/1с (горизонт 715 м)	4800	5100	+300
к 2/6ю (горизонт 640, 665 м)	13000	14850	+1850
к 2/2с (горизонт 640 м)	11900	10800	-1100
к 1/3с (горизонт 740, 775, 810 м)	20660	19650	-1010
к 1/13с (горизонт 665, 690 м)	22700	13950	-8750
к 2/19ю (горизонт 640, 665 м)	7191	6450	-741
к 2/17ю (горизонт 665 м)	3798	4050	+252
к 0/11ю (горизонт 640, 665, 690 м)	14495	12600	-1895
к 2/7ю (горизонт 740 м)	7163	6300	-863
к 1/11ю (горизонт 690, 715, 735 м)	11421	10350	-1071
Всего			+3512 (-17101)

Выводы

В результате проведенного исследования было разработано новый эффективный подход к определению параметров расположения глубоких скважин, который бы учитывал напряженное состояние массива руды в процессе отбойки слоев. В качестве основного метода выполнения исследований принят энергетический метод. В результате моделирования и сравнения полученных результатов с данными производственной деятельности была разработана методика по определению параметров буровзрывных работ для вторичных очистных камер. Установлена экономическая эффективность рационализации работ по первичному и вторичному дроблению руды.

1. Malyiy, A.N., Chistyakov, E.P., Kulish, S.V. i dr. (2000). Izuchenie napryazhenno-deformirovannogo sostoyaniya gornogo massiva i ustoychivosti konstruktivnykh elementov pri kamernoy vyiemke s zakladkoy. Sbornik nauchnykh trudov GNIGRI, 73-77.
2. Horolskiy, A.A. & Grinev, V.G. (2018). Vyibor stsenariya osvoeniya mestorozhdeniy poleznykh iskopaemykh. Geologiya i ohrana neдр, 3(68), 68-75.
3. Kononenko, M.N. & Maltsev, D.V. (2008). Uovershenstvovanie tehnologii ochistnykh rabot vo vtorichnykh kamerah v usloviyah Yuzhno-Belozerskogo mestorozhdeniya. Naukoviy vIsnik NGU, 5, 32 – 35.

4. Khomenko, O.Ye. (2012). Implementation of energy method in study of zonal disintegration of rocks // *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, (4), 44-54.
5. Zaxarova, L.M. (2017). Obgruntuvannya kryteriyu kontaktnoyi j dalekoyi vzayemodiyi u processi evolyucionuvannya dysypatyvnyx struktur u girskomu masyvi. *Zbirnyk naukovyx pracz NGU*, (54), 223-231.
6. Kaplenko, Yu.P., & Carikovskij, V. (2005). Vliyanie napryazhennogo sostoyaniya gornogo massiva i gorno-geologicheskikh uslovij na parametry obnazhenij i formu ochistnyh kamer. *Razrabotka rudnyh mestorozhdenij*, (88), 11-24.
7. Kononenko, M.N., & Petlevanyj, M.V. (2014). Napryazhenno-deformirovannoe sostoyanie massiva gornyh porod i zakladki vokrug kamer vtoroj ocheredi otrabotki. *Rozrobka rodovishch*, 221–228.
8. Kononenko, M.M., Petlovanyi, M.V., & Zubko, S.A. (2014). Napruzhenno-deformovanyi stan masyvu navkolo kamer druhoi cherhy vidpratsiuvannia. *Geotechnichna meckhanika*, (115), 121-130.
9. Zubko, S.A., & Kononenko, M.N. (2007). Obosnovanie racional'nyh parametrov tekhnologii burovzryvnyh rabot pri dobychi zheleznyh rud podzemnym sposobom. *Mezhd. nauch.-tekhn. konf.: Shkola podzemnoj razrabotki*, 302-306.
10. Vorotelyak, G.A., Salganik, V.A., Olejnik N.P. i dr. (1977). Instruktivno-metodicheskie ukazaniya po vyboru racional'nyh parametrov burovzryvnyh rabot pri podzemnoj ochistnoj vyemke na shahtah Krivorozhskogo bassejna i ZZHRK. *Krivoj Rog: NIGRI*, 55 p.
11. Khomenko, O., Kononenko, M., & Petlyovany, M. (2014). Investigation of stress-strain state of rock massif around the secondary chambers. *Annual Scientific-Technical Collection "Progressive Technologies of Coal, Coalbed Methane, and Ores Mining"*. – Netherlands: CRC Press Balkema, P. 241 – 245.
12. Kuz'menko, A.M., & Petlyovanyj, M.V. (2017). Ustojchivost' ploskosti iskusstvennogo massiva na kontakte s vyrabotannym prostranstvom ochistnoj kamery v zavisimosti ot struktury vmeshchayushchih porod krutoj rudnoj zalezhi. *Fiziko-tekhnicheskie problemy gornogo proizvodstva*, (19), 48-58.
13. Zubko, S.A., & Petlyovanyj, M.V. (2018). Ekonomicheskaya celesoobraznost' optimizacii parametrov sistemy razrabotki rudnoj zalezhi v neustojchivyh vmeshchayushchih porodah. *Zbirnyk naukovih prac' NGU*, (55), 39-52.
14. Khomenko, O., Kononenko, M., Astafiev, D. (2017). Effectiveness of Geo-Energy Usage during Underground Mining of Deposits. *Advanced Engineering Forum*, (22), 100-106.
15. Grinev, V.G., & Khorol'skij, A.A. (2017). Sistema podderzhki prinyatiya reshenij pri razrabotke mestorozhdenij poleznykh iskopaemykh. *Gorno-geologicheskij zhurnal*, (51-52), 18–24.
16. Khomenko, O.Ye. (2016). *Geoenergetika podzemnoj razrabotki rudnyh mestorozhdenij*. D.: NGU, 242 p.

О.С. Хоменко, М.Н. Кононенко, А.П. Дронов

РАЦІОНАЛІЗАЦІЯ БУРІННЯ ГЛИБОКИХ СВЕРДЛОВИН В УМОВАХ ПРАТ «ЗАПОРІЗЬКИЙ ЗРК»

Мета. Розробити ефективний підхід до визначення параметрів розташування глибоких свердловин, який враховує напружений стан масиву руди в процесі відбивання шарів.

Методика. У якості основного методу виконання досліджень обрано енергетичний метод. У результаті моделювання та порівняння отриманих результатів з даними виробничої діяльності розроблена методика по визначенню параметрів буропідричних робіт для вторинних очисних камер.

Результати. У результаті виконання досліджень було розроблено новий та ефективний підхід для визначення параметрів розташування глибоких свердловин, що враховує напружений стан рудної маси під час підривання шарів. Отримані результати дозволили розробити технологічну схему буропідричних робіт у вторинних камерах з урахуванням впливу очисних робіт у первинних камерах.

Наукова новизна. Розроблено новий та ефективний підхід до визначення параметрів розташування глибоких свердловин, що враховує напружений стан масиву руди в процесі відбивання шарів.

Практична значимість. Отримані результати дозволили розробити технологічну схему вдосконалення буропідричних робіт у вторинних камерах з урахуванням впливу очисних робіт у первинних камерах. Встановлено економічну ефективність раціоналізації робіт по первинному та вторинному подрібненню руди.

Ключові слова: масив руди, глибока свердловина, буропідричні роботи, собівартість видобутку.

O. Khomenko, M. Kononenko, A. Dronov

RATIONALIZATION OF DEEP BOREHOLES DRILLING IN THE CONDITIONS OF PJSC “ZAPORIZKYI IRON-ORE PLANT”

Purpose. To develop effective approach to determination of parameters of deep boreholes location which would consider stress of the ore massif in the course of layers breaking.

Methods. It has been established that energy method is accepted as the main method of research conducting. The method of determination of parameters of drilling-and-blasting operations for secondary stopping chambers was developed as a result of modeling and comparison of the received results with data of production activity.

Findings. As a result of the study, a new effective approach was developed to determine the parameters of the location of deep wells, which would take into account the stress state of the ore mass during the blasting of layers. The results obtained allowed the development of a technological scheme for the improvement of drilling and blasting operations in secondary chambers, taking into account the effect of cleaning works in primary chambers.

Originality. The energy method is accepted as the main method of research conducting. The method of determination of parameters of drilling-and-blasting operations for secondary stopping chambers was developed as a result of modeling and comparison of the received results with data of production activity.

Practical implications. We developed the system for develop effective approach to determination of parameters of deep boreholes location which would consider stress of the ore

massif in the course of layers breaking. The economic efficiency of rationalization of works on primary and secondary ore crushing is established.

Keywords: ore massif, deep borehole, drilling-and-blasting operations, production costs.