



Imam Khomeini International University
Vol. 9, No. 4, Winter 2024



نشریه مهندسی منابع معدنی
Journal of Mineral Resources Engineering
(JMRE)

Research Paper

Numerical Analysis of the Borehole Pressure History and Rock Mass Damage Caused by Conventional and Power Deck Blasting

Arefmand E.¹, Bakhshandeh Amnieh H.^{2*}, Majdi A.³, Vahidi M.⁴

- 1- Ph.D Candidate, School of Mining, College of Engineering, University of Tehran, Tehran, Iran
- 2- Associate Professor, School of Mining, College of Engineering, University of Tehran, Tehran, Iran
- 3- Professor, School of Mining, College of Engineering, University of Tehran, Tehran, Iran
- 4- M.Sc, School of Mining, College of Engineering, University of Tehran, Tehran, Iran

Received: 08 Oct. 2023

Accepted: 18 May 2024

Abstract: In the blast phenomenon, the explosives release a lot of energy, which causes damage and fractures the rock mass. One of the influencing parameters in the blasting results is the way the blast hole is charged. Power Deck blasting has been introduced as a blasting method to reduce or eliminate sub-drilling, optimize crushing, and reduce undesirable results. The purpose of this research is to investigate the impact of the Power Deck blasting method on the borehole pressure and damage to the rock mass compared to the conventional method. In this regard, the numerical simulation of a single blast hole was carried out using conventional and Power Deck methods by using LS-DYNA software. The results showed that in the Power Deck method, in the area of the air deck, the initial pressure of the hole is reduced compared to conventional blasting, and secondary pressures are produced, which leads to a reduction in the expansion of the hole along the air deck by 45% and increases the destruction in multi-stage. On the other hand, the generation of secondary pressures in the Power Deck method causes a 30% and 48% increase in rock mass destruction in the area of the bottom of the hole compared to the conventional method. As a result, the Power Deck blasting method improves the amount of expansion and destruction by using less explosive, which indicates the optimal use of the explosive energy.

Keywords: Blasting, Power Deck, Borehole pressure, Damage, Numerical simulation.

How to cite this article

Arefmand, E., Bakhshandeh Amnieh, H., Majdi, A., and Vahidi, M. (2024). "Numerical analysis of the borehole pressure history and rock mass damage caused by conventional and Power Deck blasting". Journal of Mineral Resources Engineering, 9(4): 81-93. DOI: 10.30479/jmre.2024.19413.1668

*Corresponding Author Email: hbakhshandeh@ut.ac.ir

COPYRIGHTS



©2024 by the authors. Published by Imam Khomeini International University.

This article is an open access article distributed under the terms and conditions of the Creative Commons Attribution 4.0 International (CC BY 4.0) (<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>)

INTRODUCTION

Blasting with an air column can lead to improved blasting results such as fragmentation, ground vibration, fly rock, and blasting costs [1-3]. One of the influencing parameters in the results of this blasting method is the correct calculation of the length of the air column. MelNikov and Marchenko proposed the following relations based on experimental results to determine the length of the air column:

$$ADL = K_1 * OCL \quad (K_1 = 0.15 - 0.35) \quad (1)$$

$$ADL = K_2 * d \quad (K_2 = 8 - 12) \quad (2)$$

Where:

ADL: is the length of the air column (m),

OCL: is the total length of charge (including the air column) (m),

d: is the diameter of the charge (m),

K1 and K2: are the ratios of the length of the air column (or air deck) [4].

The Power Deck blasting method has been proposed for optimal use of the explosive energy and improving the crushing at the bottom-bench compared to the conventional blasting method [5]. The Power Deck method is a blasting method that uses an air column, but in this way, the air column must be placed at the bottom of the blast hole. In this research, an attempt has been made to investigate the changes in the history of the pressure distribution of the hole, expansion of the blast hole, and damage to the rock mass around the blast hole caused by two methods of charging (conventional and Power Deck) by numerical simulation of a single conventional and Power Deck blast hole.

METHODS

Since numerical modeling saves time and reduces costs, it is one of the most widely used research methods in blast engineering. The LS-DYNA software has a very high accuracy in simulating rock mass blasting [6-8]. Therefore, in this research, LS-DYNA software was used for the numerical simulation of blasting. Figure 1 shows the geometrical characteristics and the method of charging the blast hole in the conventional and Power Deck methods.

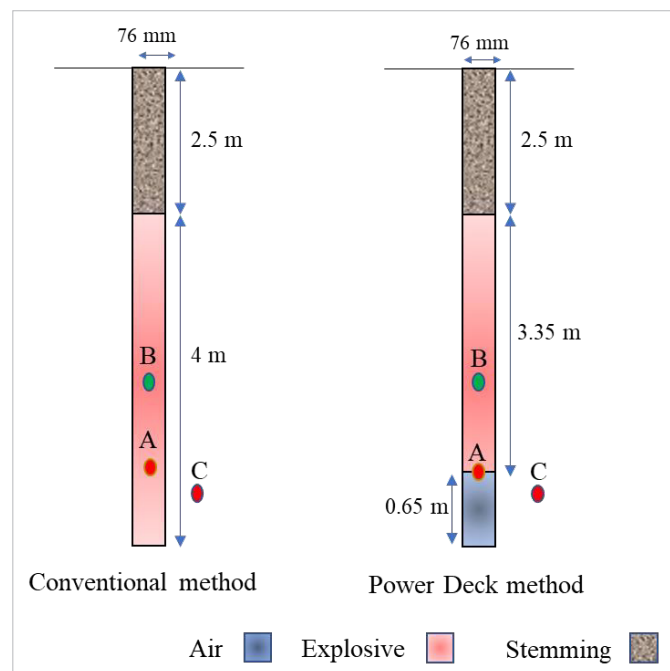


Figure 1. The way of charging in the conventional and Power Deck methods (points A, B, and C show the position of the data collection elements after the blasting)

FINDINGS AND ARGUMENT

Borehole pressure analysis

According to Figure 2, the trend of pressure changes shows that the Power Deck blasting method, by producing secondary pressures along the air column, can lead to the improvement of crushing (increasing the area of radial cracks) in the area at the bottom of the blast hole.

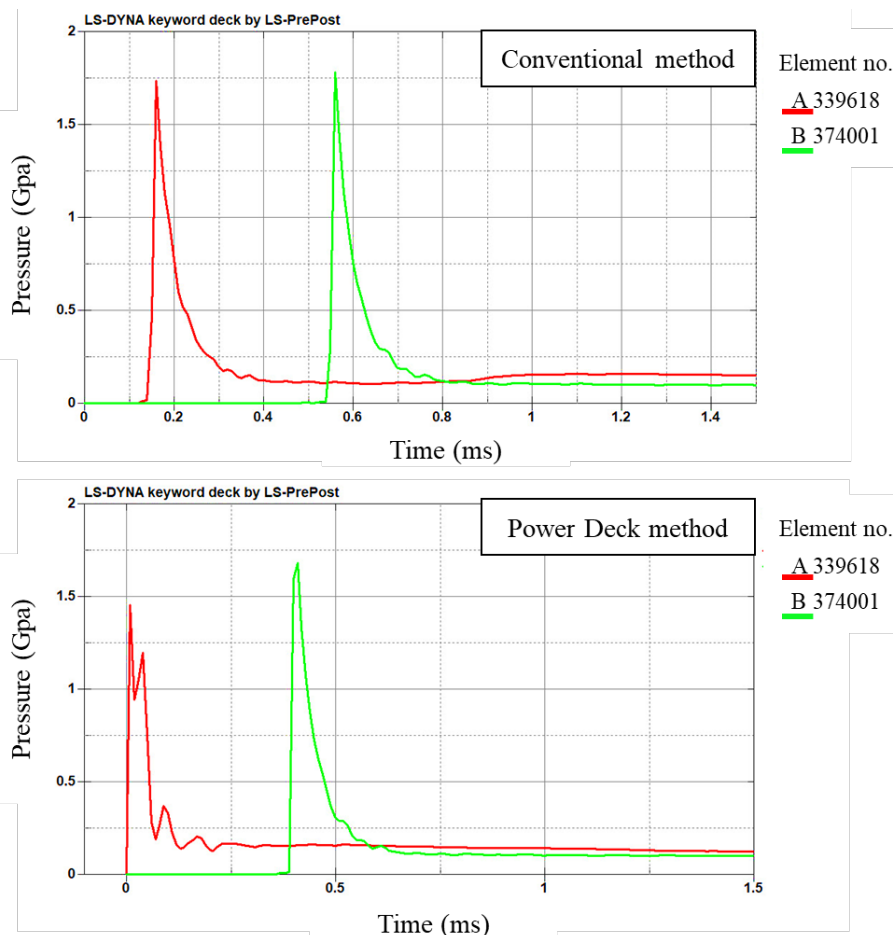


Figure 2. Borehole pressure history in elements A and B in conventional and Power Deck single blast holes

Damage around the blast hole

The damage history of element C (Figure 3) shows that in the conventional method, one-stage damage occurred, which could be caused by one-stage blast hole pressure. But on the other hand, the damage to element C in the Power Deck method shows that the damage occurred in several stages due to the presence of secondary pressures. The highest amount of damage in element C for the conventional method is equal to 0.22, while it is equal to 0.39 in the Power Deck method.

CONCLUSIONS

The results of the numerical analysis show that the presence of an air column at the bottom of the blast hole leads to a change in the borehole pressure trend of the hole along the air column. The pressure history along the air column shows that this method leads to lower primary pressure and applying secondary pressures compared to the conventional method. The change in blast hole pressure leads to a 45% decrease in the expansion of the hole along the air column and a 30% and 48% increase in the damage length along the air column compared to the conventional method.

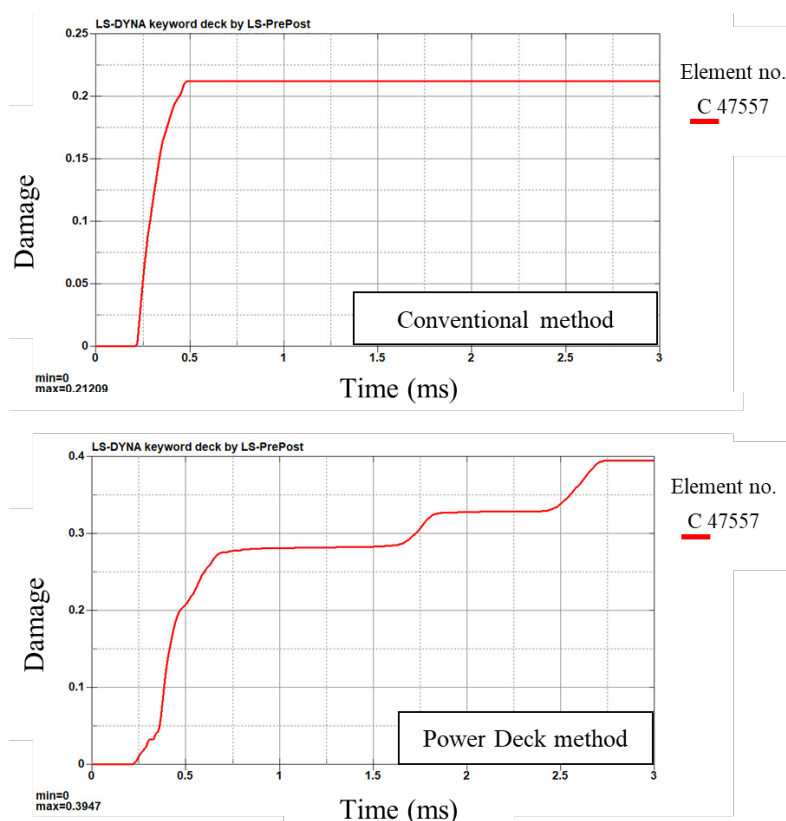


Figure 3. Comparison of damage expansion in element C for the conventional and Power Deck methods

REFERENCES

- [1] Jhanwar, J. C., Jethwa, J. L., and Reddy, A. H. (2000). "Influence of air-deck blasting on fragmentation in jointed rocks in an open-pit manganese mine". *Engineering Geology*, 57: 13-29.
- [2] Correa, C. E. (2003). "Use of air-decks to reduce sub-drillings in Escondida mine". *Fragblast*, 7(2): 79-86.
- [3] Saharan, M. R., Sazid, M., and Singh, T. N. (2017). "Explosive Energy Utilization Enhancement with Air-Decking and Stemming Plug 'SPARSH'". In: *ISRM European Rock Mechanics Symposium EUROCK*, International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering.
- [4] Melnikov, N. V., Marchenko, L. N., Seinov, N. P., and Zharikov, I. F. (1979). "A method of enhanced rock blasting by blasting". IPKON ANSSSR, Moscow, Translated from *Fiziko-Tekhnicheskie Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopayemykh*, *Journal of Mining Science*, 6: 32-42.
- [5] Chiappetta, F. (2004). "New blasting technique to eliminate subgrade drilling, improve fragmentation, reduce explosive consumption and lower ground vibration". *Journal of Explosive Engineering*, 21(1): 2-10.
- [6] Qiu, X., Hao, Y., Shi, X., Hao, H., Zhang, S., and Gou, Y. (2018). "Numerical simulation of stress wave interaction in short-delay blasting with a single free surface". *PLOS One*, 13(9): e0204166.
- [7] Saadatmand Hashemi, A., and Katsabanis, P. (2020). "The effect of stress wave interaction and delay timing on blast-induced rock damage and fragmentation". *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 53: 2327-2346.
- [8] Cheng, R., Zhou, Z., Chen, W., and Hao, H. (2022). "Effects of axial air deck on blast-induced ground vibration". *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 55: 1037-1053.



تحلیل عددی تاریخچه فشار چال و تخریب توده سنگ ناشی از انفجار به روش‌های مرسوم و بالشتک هوایی

ابراهیم عارف مند^۱، حسن بخشنده امنیه^۲، عباس مجدی^۳، مهدی وحیدی^۴

۱- دانشجوی دکتری، دانشکده مهندسی معدن، دانشکدگان فنی، دانشگاه تهران، تهران

۲- دانشیار، دانشکده مهندسی معدن، دانشکدگان فنی، دانشگاه تهران، تهران

۳- استاد، دانشکده مهندسی معدن، دانشکدگان فنی، دانشگاه تهران، تهران

۴- دانشجوی کارشناسی ارشد، دانشکده مهندسی معدن، دانشکدگان فنی، دانشگاه تهران، تهران

پذیرش: ۱۴۰۳/۰۲/۲۹

دریافت: ۱۴۰۲/۰۷/۱۶

چکیده

در پدیده انفجار، مواد منفجره پس از انفجار مقادیر بسیار زیاد انرژی آزاد می‌کنند، که موجب تخریب و شکستگی توده سنگ برجا می‌شود. از جمله پارامترهای موثر در نتایج انفجار، نحوه خرج‌گذاری درون چال انفجاری است. در مطالعات پیشین، انفجار بالشتک هوایی به عنوان یک روش انفجاری برای کاهش یا حذف اضافه حفاری، بهینه‌سازی خردایش و کاهش نتایج نامطلوب معرفی شده است. هدف از این پژوهش بررسی تاثیر روش انفجار بالشتک هوایی بر توزیع فشار چال و تخریب توده سنگ اطراف چال انفجاری نسبت به روش مرسوم است. در این راستا، شبیه‌سازی عددی تک چال انفجاری به روش‌های مرسوم و بالشتک هوایی با استفاده از نرم‌افزار LS-DYNA انجام شد. نتایج نشان داد که در روش بالشتک هوایی، در ناحیه ستون هوا فشار اولیه چال نسبت به انفجار مرسوم کاهش می‌یابد و فشارهای ثانویه تولید می‌شود که این امر به کاهش ۴۵ درصدی طول بازشدگی چال در امتداد ستون هوا و افزایش چند مرحله‌ای تخریب منجر می‌شود. از طرف دیگر تولید فشارهای ثانویه در روش بالشتک هوایی باعث افزایش ۳۰ و ۴۸ درصدی طول تخریب توده سنگ در ناحیه کف چال نسبت به روش مرسوم می‌شود. در نتیجه، روش انفجاری بالشتک هوایی با استفاده از ماده منفجره کمتر، مقدار بازشدگی و تخریب را بهبود می‌بخشد که نشان‌دهنده استفاده بهینه از انرژی ماده منفجره است.

کلمات کلیدی

انفجار، بالشتک هوایی، فشار چال، تخریب، شبیه‌سازی عددی.

استناد به این مقاله

عارف مند، ا.، بخشنده امنیه، ح.، مجدی، ع.، وحیدی، م.؛ ۱۴۰۳؛ "تحلیل عددی تاریخچه فشار چال و تخریب توده سنگ ناشی از انفجار به روش‌های مرسوم و بالشتک هوایی". نشریه مهندسی منابع معدنی، دوره نهم، شماره ۴، ص ۸۱-۹۳.

DOI: 10.30479/jmre.2024.19413.1668



۱- مقدمه

d : قطر خرج (m)

 K_1 و K_2 : نسبت طول ستون هوا هستند [۱۱].

مطالعات آزمایشگاهی متعددی در رابطه با مکانیزم انفجار با بالشتک هوایی و مقایسه آن با انفجار مرسوم انجام شده است [۱۶-۱۲]. نتایج نشان می‌دهد در انفجار با استفاده از بالشتک هوا، امواج ضربه درون چال با ستون گل‌گذاری یا انتهای چال تعامل می‌کنند و فشار اولیه چال به دلیل حرکت گازهای حاصل از انفجار به درون بالشتک هوا کاهش می‌یابد. فعل و انفعالات مکرر به تقویت مولفه‌های انرژی تشکیل شده منجر می‌شود و اجازه می‌دهد فشارهای ثانویه برای مدت طولانی‌تری بر روی توده‌سنگ اطراف آن عمل کنند. چپا پتاروش انفجاری بالشتک هوایی را برای استفاده بهینه از انرژی ماده منفجره و بهبود خردایش کف بلوک انفجاری پیشنهاد کرد [۱۵]. روش انفجار بالشتک هوایی یک روش شاخص انفجار است بدین صورت که در این روش ستون هوا می‌بایست در کف چال انفجاری قرار داده شود. این امر با اهداف زیر انجام می‌شود: ۱- کاهش یا حذف اضافه حفاری و کاهش هزینه‌های انفجار ۲- بهبود خردشدگی در کف بلوک ۳- بهبود نتایج دیگر انفجار از جمله لرزش زمین. پژوهش‌های این محقق نشان داد که روش انفجار بالشتک هوایی به بهبود خردایش توده‌سنگ، کاهش لرزش زمین و بهینه‌سازی پارامترهای اقتصادی عملیات انفجار منجر می‌شود [۱۵]. در این پژوهش سعی شده با شبیه‌سازی عددی تک چال انفجاری مرسوم و بالشتک هوایی تغییرات ایجاد شده در تاریخچه توزیع فشار چال، انبساط چال انفجاری و تخریب توده‌سنگ اطراف چال انفجاری ناشی از دو روش خرج‌گذاری (مرسوم و بالشتک هوایی) بررسی شود. بررسی روند تغییرات یاد شده می‌تواند کمک شایانی به درک چگونگی حذف یا کاهش اضافه حفاری در انفجار بالشتک هوایی کند. تاکنون تحقیقات قابل توجهی در مورد درک مکانیزم انفجار با استفاده از ستون هوا در تک‌چال انفجاری انجام شده است [۱۵].

۲- فشار چال

فشار چال ناشی از انبساط مواد منفجره در شروع انفجار، فرآیند شکست چال را توصیف می‌کند. این پارامتر به طور مستقیم انتقال انرژی انفجاری به توده‌سنگ را نشان می‌دهد. از این رو معیار مستقیمی برای کارایی مواد منفجره در ارزیابی عملکرد انفجار و پیش‌بینی نتایج انفجار است. مطابق تحقیقات Persson فشار چال (P_b) برای خرج‌گذاری کاملاً جفت شده

روش حفاری و انفجار تاکنون به صورت گسترده‌ای برای استخراج ماده معدنی و خرد کردن توده‌سنگ در صنایع معدنی و عمرانی استفاده شده است. در طی فرآیند انفجار به روش مرسوم انرژی جزئی صرف خردایش سنگ و انرژی باقی مانده به هوا و توده‌سنگ اطراف منتقل می‌شود و اثرات نامطلوب زیادی از قبیل لرزش زمین، انفجار هوا، پرتاب سنگ و صدا را در پی دارد [۱].

از جمله ویژگی‌های اصلی خرج‌گذاری پیوسته مرسوم که دانستن آن‌ها موجب درک بیشتر این پژوهش می‌شوند می‌توان به موارد زیر اشاره کرد:

- در شروع فرآیند انفجار در خرج‌گذاری مرسوم (پیوسته) امواج ضربه‌ای، تنش زیادی به دیواره چال وارد می‌کنند که موجب خردایش بیش از حد ناحیه بلاواسطه و اتلاف بخش زیادی از انرژی ماده منفجره در این ناحیه می‌شود [۲،۳].

- در روش مرسوم اضافه حفاری با هدف دستیابی به خردایش مناسب در پای پله انجام می‌شود که به افزایش هزینه‌های انفجار و خردشدگی زیاد کف پله (مشکلات حفاری در پله زیرین) منجر می‌شود [۴].

بر اساس تحقیقات تجربی کاربرد منطقی انرژی ماده منفجره از طریق کنترل انفجار بر اساس توزیع مجدد انرژی انفجاری امکان‌پذیر است. تحقق این پیشنهاد، با قرار دادن ستون هوا درون چال انفجار میسر می‌شود [۲]. تحقیقات پیشین نشان داده است که انفجار با استفاده از ستون هوا به بهبود نتایج انفجار از قبیل خردشدگی، لرزش زمین، پرتاب سنگ و هزینه‌های انفجار منجر می‌شود [۱۰-۵]. یکی از پارامترهای تاثیرگذار در نتایج این روش انفجاری محاسبه صحیح طول ستون هوا است. ملینکو و مارچنکو بر اساس نتایج تجربی روابط زیر را برای تعیین طول ستون هوا پیشنهاد کردند:

$$ADL = K_1 * OCL \quad (K_1 = 0.15 - 0.35) \quad (1)$$

$$ADL = K_2 * d \quad (K_2 = 8 - 12) \quad (2)$$

که در این روابط:

ADL: طول ستون هوا (m)

OCL: طول کلی خرج‌گذاری (شامل ستون هوا هم

می‌شود) (m)

به صورت زیر محاسبه می‌شود:

$$P_b = \frac{P_{cj}}{2} \quad (3)$$

$$P_{cj} = \frac{\rho_0 D_{cj}^2}{4} \quad (4)$$

که در آن:

P_{cj} : فشار انفجار در صفحه cj

ρ_0 : چگالی ماده منفجره (Kg/m^3)

D_{cj} : سرعت انفجار (m/s) است [۱۷].

طراحی شده است. برای کاهش زمان محاسبات عددی، با استفاده از فرضیه تقارن، تنها نیمی از مدل ساخته شده است [۱۹].

در شکل ۲ مشخصات هندسی و نحوه خرج‌گذاری چال انفجاری در روش مرسوم و بالشتک هوایی نشان داده شده است. همانگونه که مشاهده می‌شود قطر چال انفجاری برابر با ۷۶ میلی‌متر و عمق چال برابر ۶/۵ متر است. لازم به ذکر است که مطابق رابطه ۱، در این شبیه‌سازی نسبت طول ستون هوا ۰/۱۶ در نظر گرفته شده است.

در این شبیه‌سازی از روش انتخابی لاگرانژی-اولیری (ALE) که به مش اجازه می‌دهد مستقل از جریان مواد حرکت کند، برای مدلسازی انفجار توده سنگ استفاده شده است [۱۶، ۲۰]. این مدل از المان‌های مکعبی شش وجهی با هشت گره تشکیل شده است. همچنین در این شبیه‌سازی شرایط مرزی به صورت زیر تعریف شده است: مرز بالایی سطح آزاد، مرز جلویی متقارن و بقیه مرزها غیرانعکاسی.

۳-۲- مدل ماده سنگ

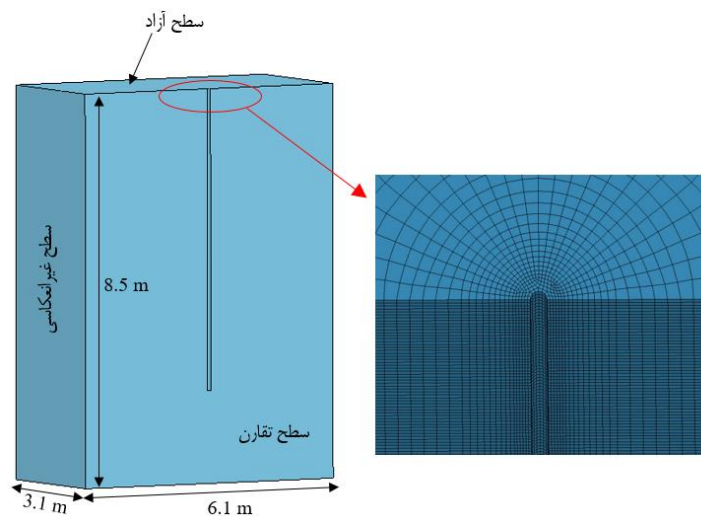
در این تحقیق مدل ماده سنگ RHT در نظر گرفته شد. این مدل ماده توسط Riedel و همکاران (۱۹۹۹) توسعه یافته و در سال ۲۰۱۱ توسط Riedel و Borrvall در نرم‌افزار LS-DYNA پیاده‌سازی شده است. RHT یک مدل پلاستیسیته پیشرفته برای تجزیه و تحلیل رفتار سازه‌های شکننده تحت

۳- تحلیل عددی شکست توده سنگ ناشی از انفجار

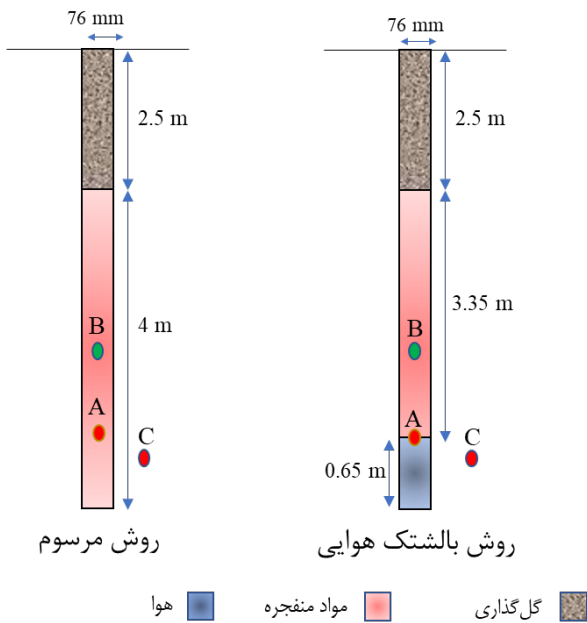
از آنجایی که مدلسازی عددی باعث صرفه‌جویی در زمان و کاهش هزینه‌ها می‌شود، جزو روش‌های پرکاربرد تحقیقاتی در مهندسی انفجار است. نرم‌افزار LS-DYNA دقت بسیار بالایی در شبیه‌سازی انفجار توده سنگ دارد [۱۶، ۲۲-۱۸]. بنابراین در این پژوهش از نرم‌افزار LS-DYNA برای شبیه‌سازی عددی انفجار استفاده شده است. در ادامه روند ساخت هندسه مدل، تخصیص مدل ماده و حالت مواد تشریح می‌شود.

۳-۱- هندسه، مش‌بندی و انتخاب روش حل

در شروع شبیه‌سازی ابتدا هندسه و مش‌بندی مدل ساخته شد. مطابق شکل ۱ ابعاد مدل ۸/۵*۶/۱*۳/۱ مترمکعب است. بر اساس نتایج آزمون همگرایی، اندازه المان‌ها از ۱۵ میلی‌متر (نزدیک دیواره چال) الی ۱۵۰ میلی‌متر (نزدیکی مرز مدل)



شکل ۱: نمایش هندسه، مش‌بندی و شرایط مرزی مدل عددی



شکل ۲: نحوه‌ی خرج گذاری به دو روش مرسوم و بالشتک هوایی (نقاط A، B و C موقعیت المان‌های برداشت داده پس از انفجار را نمایش می‌دهند).

جدول ۱: پارامترهای مدل ماده سنگ [۲۰]

چگالی (Kg/m ³)	مدول الاستیسیته (Gpa)	مقاومت فشاری (Mpa)	مقاومت کششی (Mpa)
۲۶۵۰	۶۵	۲۱۰	۱۶

جدول ۲: پارامترهای مدل ماده و معادله حالت ماده منفجره آنفو [۲۰]

۷۱۴۳٫۳۱	A (Gpa)
۲٫۳۰۹	B (Gpa)
۱۲٫۵۲۷	R ₁
۰٫۹۱۸	R ₂
۰٫۳۹	ω
۳	E (Kj/cm ³)
۸۵۰	چگالی (Kg/m ³)
۳۹۳۰	سرعت انفجار (m/s)
۳٫۵	فشار انفجار (فشار CJ) (Gpa)

بارهای ضربه‌ای و دینامیکی است [۲۰]. خصوصیات مدل ماده سنگ در جدول ۱ به صورت خلاصه آورده شده است. RHT شکل نرمال شده از کرنش پلاستیک موثر است که از تابع خسارت استفاده می‌کند و یک تابع اسکالر است و هر زمان که وضعیت تنش در ماده به سطح تسلیم برسد به صورت یکنواخت افزایش می‌یابد. تابع خسارت به صورت رابطه ۵ تعریف می‌شود [۲۰]:

$$D = \sum \frac{\Delta \varepsilon^p}{\varepsilon^f} \quad (5)$$

که در آن:

$\Delta \varepsilon^p$: به عنوان کرنش تجمعی پلاستیک

ε^f : کرنش شکست

D: مقداری بین صفر و ۱ دارد. مقدار صفر به معنی ماده دست نخورده است و ۱ حالتی است که ماده قادر به تحمل بارهای کششی اضافی نیست.

۳-۳- مدل ماده منفجره

برای مدل‌سازی ماده منفجره از مدل ماده MAT-HIGH-EXPLOSIVE-BURN و برای محاسبه انبساط محصولات انفجار از معادله حالت EOS_JWL استفاده شده است. معادله حالت JWL به صورت رابطه ۶ تعریف می‌شود:

$$P = A \left[1 - \frac{\omega}{R_1 V} \right] e^{-R_1 V} + B \left[1 - \frac{\omega}{R_2 V} \right] e^{-R_2 V} + \frac{\omega E}{V} \quad (6)$$

که در آن:

P: فشار انفجار ماده منفجره

A, B, R₁, R₂ و ω: ضرائب ثابت معادله (برای مواد منفجره

مختلف متغیر است)

E: انرژی انفجار برای یک حجم واحد

V: حجم نسبی ماده منفجره است [۲۱، ۲۰، ۱۶].

مقادیر ورودی برای معادله حالت JWL و همچنین خواص مرتبط با مواد منفجره آنفو در جدول ۲ ارائه شده است.

پیرو معادلات تعیین فشار چال (معادلات ۳ و ۴)، مقدار فشار چال حاصل از ماده منفجره آنفو با پارامترهای مادی ذکر شده در جدول ۲، برابر ۱٫۶۴ گیگاپاسکال خواهد بود.

۳-۴- مدل هوا

$$\mu = 1/V - 1 \quad (۸)$$

در جدول ۳ مشخصات مدل ماده هوا و معادله حالت آن ارزیابی شده است.

۴- نتایج و بحث

۴-۱- آنالیز فشار چال

بر مبنای پژوهش‌های پیشین استفاده از ستون هوا به تغییر نحوه بارگذاری در توده سنگ منجر می‌شود. برای بررسی این موضوع دو المان از داخل ستون ماده منفجره به فواصل ۰٫۶۵ (A) و ۱٫۵ (B) متر از مرکز کف چال انتخاب شدند. در انفجار مرسوم هر دوی این المان‌ها داخل ماده منفجره و در روش بالشتک هوایی المان A در مرز ستون هوا- ماده منفجره و المان B داخل ماده منفجره واقع شده است. نتایج استخراج شده در شکل ۳ نشان داده شده است. همانگونه که مشاهده می‌شود در روش مرسوم برای هر دو المان یک فشار اولیه

مدل ماده هوا در شبیه‌سازی MAT_NULL در نظر گرفته شد که معادله حالت آن در این شبیه‌سازی با استفاده از معادله حالت EOS_LINEAR_POLYNOMIAL تعریف شده است. این معادله حالت رابطه بین فشار، چگالی و انرژی داخلی را تعریف می‌کند [۲۱].

$$P_a = C_0 + C_1\mu + C_2\mu^2 + C_3\mu^3 + (C_4 + C_5\mu + C_6\mu^2)E_r \quad (۷)$$

که در آن:

P_a : فشار هوا

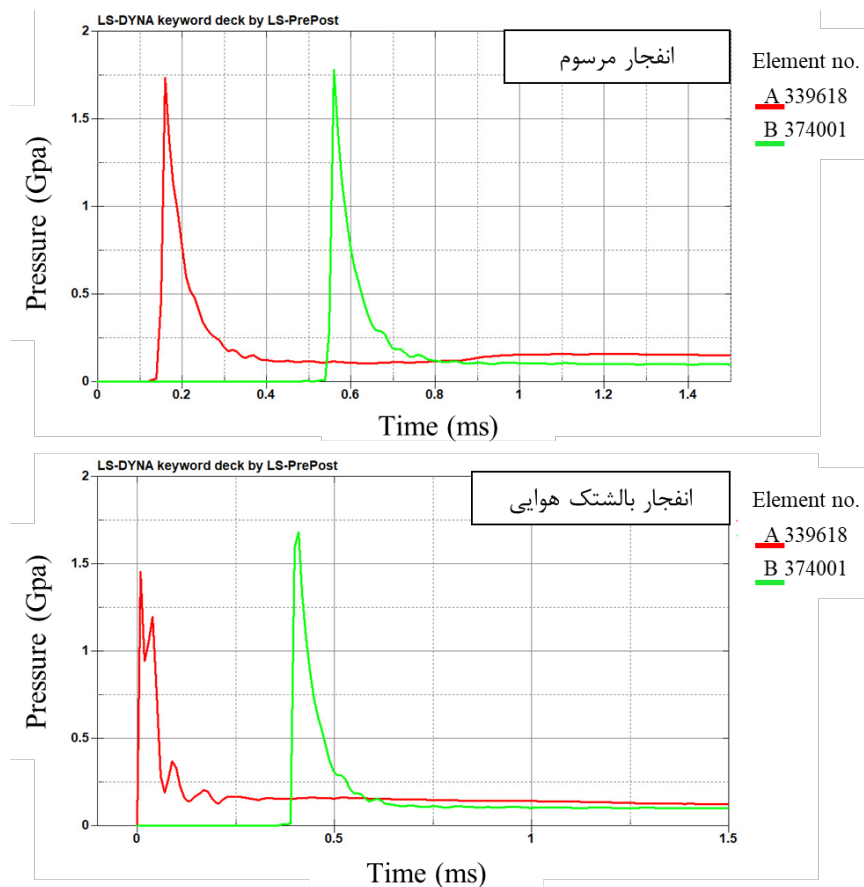
$C_0, C_1, C_2, C_3, C_4, C_5, C_6$: ثابت‌های معادله

E_r : انرژی داخلی

μ : پارامتر فشردده‌سازی است.

μ مطابق رابطه ۸ تعریف می‌شود که در آن V حجم

نسبی است.



شکل ۳: تاریخچه فشار چال در المان‌های A و B در تک چال مرسوم و بالشتک هوایی

بررسی خواهد شد.

۴-۲- آنالیز ناحیه انبساط چال

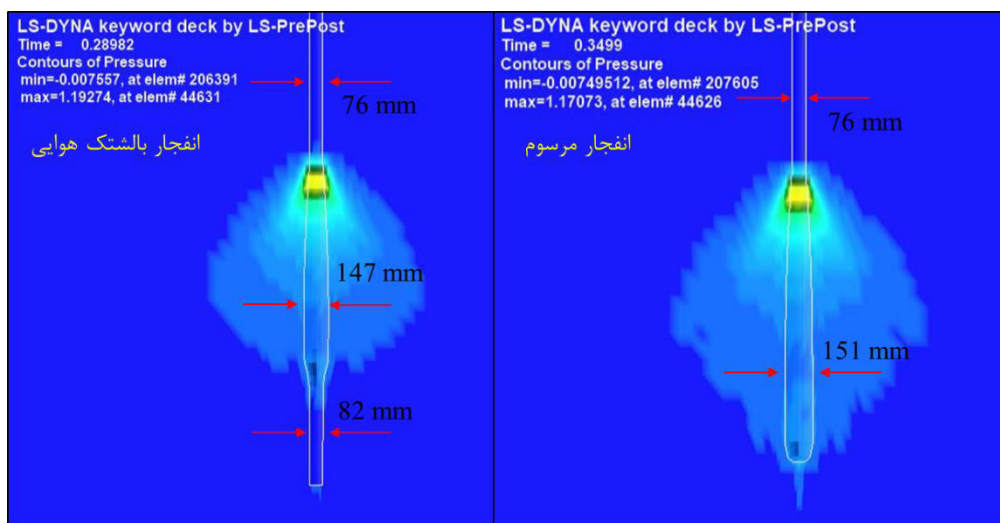
طبق نتایج آزمایشگاهی یوهانسون و پرسون ناحیه‌ی انبساط چال انفجاری برای خرج‌گذاری پیوسته حدود ۱٫۸ برابر قطر چال انفجاری است [۳۲]. مطابق شکل ۴ مقدار بازشدگی ناشی از انفجار مرسوم برابر ۱۵۱ (۱٫۹۸ برابر قطر چال) میلی‌متر است که ۱۰ درصد با پیش‌بینی یوهانسون و پرسون اختلاف دارد. همان‌طور که در شکل ۴ مشاهده می‌شود، به دلیل تفاوت‌های بنیادی در تاریخچه فشار مقدار بازشدگی چال در این دو روش خرج‌گذاری متفاوت است. در روش متوسط طول مرسوم به علت فشار اولیه زیاد در طول چال، متوسط طول بازشدگی چال انفجاری برابر با ۱۵۱ میلی‌متر است، اما در انفجار بالشتک هوایی نتایج متفاوتی مشاهده شد. در روش بالشتک هوایی در ناحیه ستون هوا متوسط طول بازشدگی ۸۲ میلی‌متر و در طول ستون خرج‌گذاری ۱۴۷ میلی‌متر برآورد شد. افت فشار اولیه نسبت به روش مرسوم به کاهش ۴۵ درصدی طول بازشدگی در امتداد ستون هوا (از ۱۵۱ میلی‌متر به ۸۲ میلی‌متر) و کاهش ۳ درصدی بازشدگی در طول ستون

۱٫۷۵ گیگاپاسکال ثبت شده است (این فشار بسیار نزدیک به فشار محاسبه شده با معادلات ارایه شده (۱٫۶۴ گیگاپاسکال) است)، اما پس از آن فشار چال به سرعت میرا می‌شود. در روش بالشتک هوایی برای المان A در لحظه اول فشار اولیه ۱٫۴ گیگاپاسکال ثبت شده است که از فشار اولیه در انفجار مرسوم ۲۰ درصد کمتر است. بعد از اعمال فشار اصلی در المان A، فشارهای ثانویه به مقادیر ۰٫۲، ۰٫۴ و ۱٫۲ گیگاپاسکال ثبت شده است. فشارهای ثانویه به افزایش تخریب و یکنواخت‌سازی خردشدگی در توده‌سنگ اطراف چال منجر می‌شود. از طرف دیگر تاریخچه فشار المان B در روش بالشتک هوایی نشان می‌دهد که فشار اولیه درون چال معادل ۱٫۷ گیگاپاسکال است که مقدار جزیبی نسبت به انفجار مرسوم کمتر است که این موضوع می‌تواند حاکی از حرکت محصولات انفجار به داخل ستون هوا باشد.

روند تغییرات فشار نشان‌دهنده آن است که روش انفجار بالشتک هوایی با تولید فشارهای ثانویه در طول ستون هوا می‌تواند به بهبود خردشدگی (افزایش ناحیه‌ی ترک‌های شعاعی) در ناحیه‌ی کف چال منجر شود. روند تغییرات تخریب در ناحیه‌ی کف چال ناشی از این دو روش خرج‌گذاری در ادامه

جدول ۳: پارامترهای مدل ماده و معادله حالت هوا [۲۱]

چگالی (Kg/m ³)	V	E _r (j/cm ³)	C ₆	C ₅	C ₄	C ₃	C ₂	C ₁	C ₀
۱٫۲۵۵	۱	۰٫۲۵	۰	۰٫۴	۰٫۴	۰	۰	۰	۰



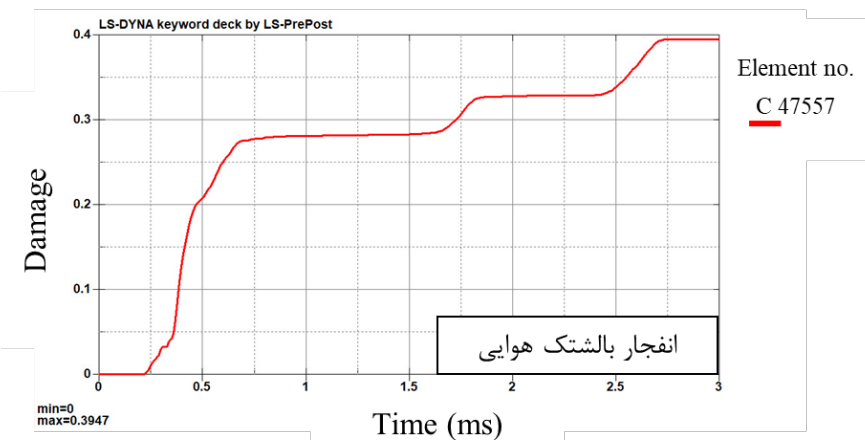
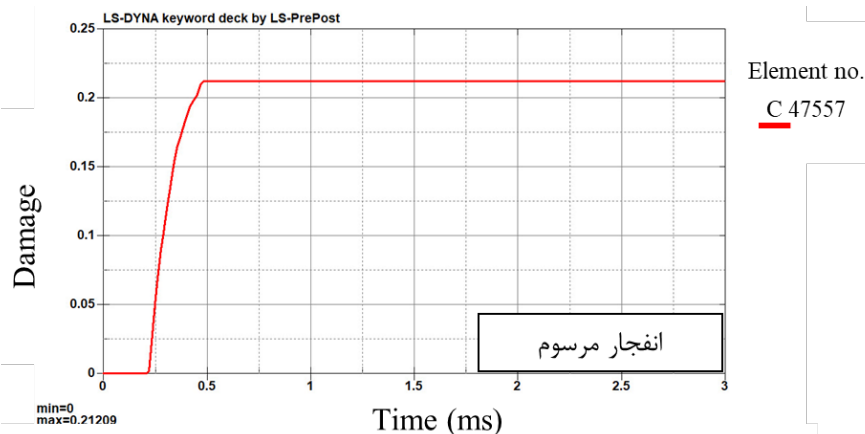
شکل ۴: نمایش بازشدگی دیواره چال در هنگام پیشروی موج انفجار در روش مرسوم و بالشتک هوایی

خرج گذاری (از ۱۵۱ میلی متر به ۱۴۷ میلی متر) منجر شد.

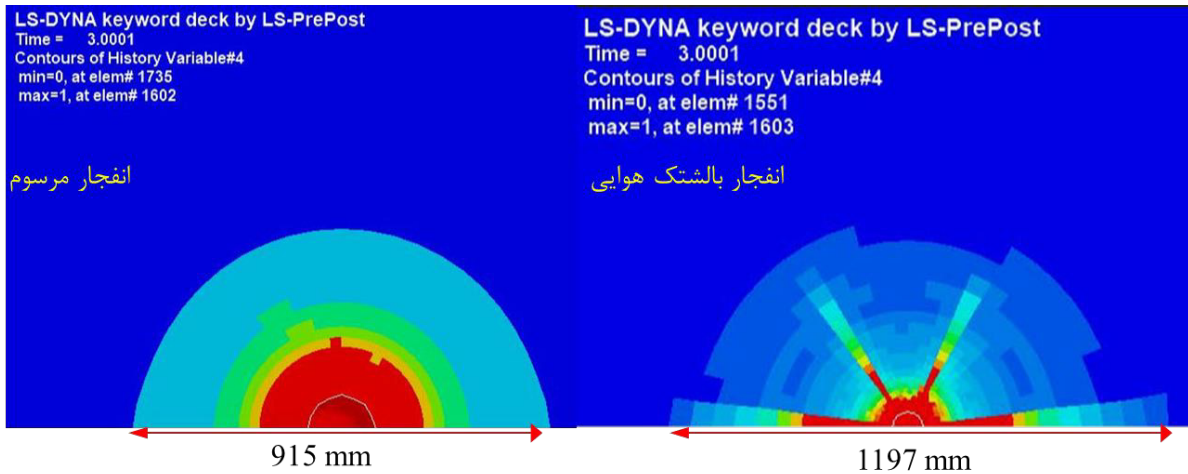
۳-۴- تخریب اطراف چال

برای بررسی تخریب در نواحی کف چال ابتدا تاریخچه تخریب المان (A) که در فاصله ۵۰ سانتی متری از کف و ۳۵ سانتی متری از دیواره چال واقع شده است استخراج و بررسی شد. تاریخچه تخریب المان C (شکل ۵) نشان می دهد که در روش مرسوم تخریب یک مرحله ای اتفاق افتاده است که می تواند ناشی از فشار چال یک مرحله ای باشد، اما در مقابل نحوه تخریب المان C در روش بالشتک هوایی نشان می دهد که در اثر وجود فشارهای ثانویه، تخریب در چند مرحله رخ داده است. بیشترین مقدار تخریب در المان C برای روش مرسوم برابر ۰٫۲۲ است، در حالی که در روش بالشتک هوایی برابر با ۰٫۳۹ است. در نهایت مقدار تخریب المان C در روش بالشتک هوایی تقریباً ۱٫۸ برابر روش مرسوم است.

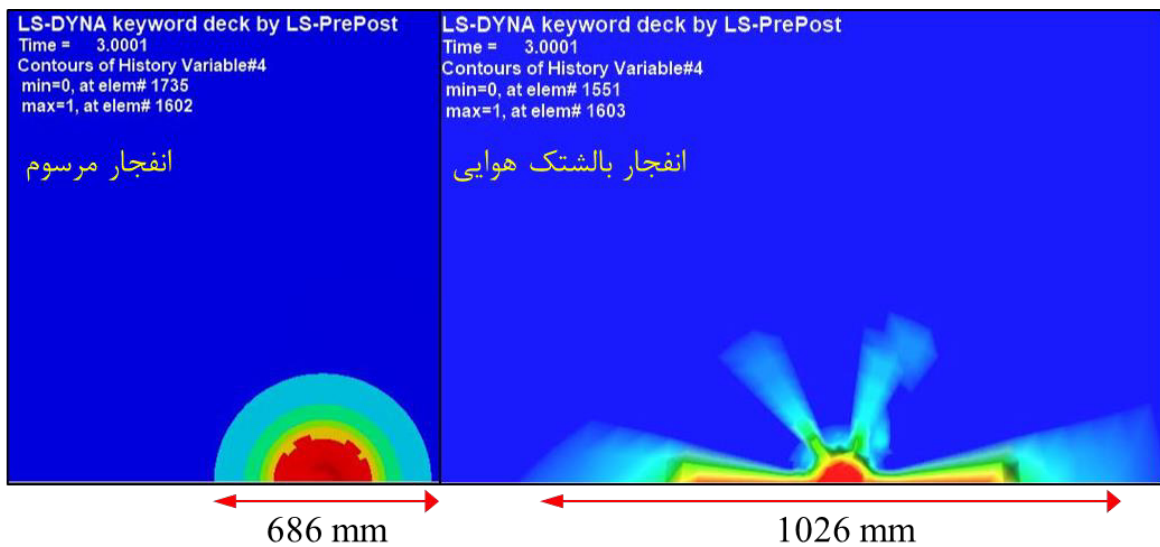
در شکل های ۶ و ۷ به ترتیب نحوه گسترش تخریب در مقطع ۵۵ سانتی متری از کف چال و مقطع کف چال برای ۲ روش خرج گذاری نشان داده شده است. همانگونه که در شکل ۶ مشاهده می شود در مقطع ۵۵ سانتی متری از کف چال در روش بالشتک هوایی طول تخریب از ۹۱۵ میلی متر به ۱۱۹۷ میلی متر افزایش یافته است که معادل با افزایش ۳۰ درصدی طول تخریب است. همچنین در ناحیه کف چال (شکل ۷) طول تخریب از ۶۹۰ میلی متر به ۱۰۲۶ میلی متر افزایش یافته است که معادل افزایش ۴۸ درصدی طول تخریب است. گسترش ترک های شعاعی در کف چال انفجاری نشان دهنده آن است که با استفاده از روش انفجاری بالشتک هوایی می توان اضافه حفاری را حذف کرد یا نسبت به حالت مرسوم کاهش داد. همچنین مطابق تحلیل های انجام شده در امتداد ستون ماده منفجره، طول و شکل تخریب اطراف چال انفجاری در هر دو روش تقریباً یکسان است.



شکل ۵: مقایسه نحوه گسترش تخریب در المان C برای دو روش مرسوم و بالشتک هوایی (مختصات المان C نسبت به مرکز کف چال: X=35 cm و Y=50 cm)



شکل ۶: تخریب دیواره چال‌های انفجاری در روش مرسوم و بالشتک هوایی - در مقطع ۵۵ سانتی‌متری از کف چال



شکل ۷: تخریب دیواره چال‌های انفجاری در روش مرسوم و بالشتک هوایی - در مقطع کف چال

۵- نتیجه‌گیری

نتایج تحلیل عددی نشان می‌دهد که وجود ستون هوا در کف چال به تغییر روند فشار چال در طول ستون هوا منجر می‌شود. تاریخچه فشار در طول ستون هوا نشان می‌دهد که این روش به کاهش فشار اولیه و اعمال فشارهای ثانویه نسبت به روش مرسوم منجر می‌شود. تغییر در فشار چال به کاهش ۴۵ درصدی بازشدگی چال در طول ستون هوا و افزایش ۳۰ و ۴۸ درصدی طول تخریب در امتداد ستون هوا نسبت به روش انفجاری مرسوم منجر می‌شود.

۶- مراجع

- [1] Hagan, T. N. (1979). "Rock breakage by explosives". Acta Astronaut, 6(3-4): 329-340.
- [2] Melnikov, N. V., and Marchenko, L. N. (1970). "Effective methods of application of explosive energy in mining and construction". 12th Symp on Dynamic Rock Mechanics, AIME, New York, 350-378.
- [3] Chiappetta, R. F., and Mammelle, M. E. (1987). "Analytical high-speed photography to evaluate air decks, stemming retention and gas confinement in presplitting, reclamation and gross motion applications". In: Proceedings of the Second International Symposium

- Proceeding of 5th International Conference on Rock Fragmentation by Blasting, Balkema, Rotterdam, 319-330.
- [14] Lu, W., and Hustrulid, W. (2003). "A further study on the mechanism of air-decking". *Fragblast*, 7(4): 231-255.
- [15] Chiappetta, F. (2004). "New blasting technique to eliminate subgrade drilling, improve fragmentation, reduce explosive consumption and lower ground vibration". *Journal of Explosive Engineering*, 21(1): 2-10.
- [16] Lou, X., Wang, Z., Chen, B., and Yu, J. (2018). "Theoretical calculation and experimental analysis on initial shock pressure of borehole wall under axial decoupled charge". *Shock and Vibration*, 2018: 7036726.
- [17] Esen, S., Onederra, I., and Bilgin, H. A. (2003). "Modelling the size of the crushed zone around a blasthole". *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 40(4): 485-495.
- [18] Wu, L., Zhou, Y., and Guo, Z. H. (2012). "The rock failure mechanism of air-decked blasting in hole bottom". *Applied Mechanics and Materials*, 201: 375-378.
- [19] Qiu, X., Hao, Y., Shi, X., Hao, H., Zhang, S., and Gou, Y. (2018). "Numerical simulation of stress wave interaction in short-delay blasting with a single free surface". *PLOS One*, 13(9): e0204166.
- [20] Saadatmand Hashemi, A., and Katsabanis, P. (2020). "The effect of stress wave interaction and delay timing on blast-induced rock damage and fragmentation". *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 53: 2327-2346.
- [21] Cheng, R., Zhou, Z., Chen, W., and Hao, H. (2022). "Effects of axial air deck on blast-induced ground vibration". *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 55: 1037-1053.
- [22] Gao, F., Tang, L., Yang, C., Yang, P., Xiong, X., and Wang, W. (2023). "Blasting-induced rock damage control in a soft broken roadway excavation using an air deck at the blasthole bottom". *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 82(3): 97.
- [23] Zhang, Z. X. (2011). "Reducing eyebrow break caused by rock blasting in Malmberget mine". *Fragblast*, 5(1): 1-10.
- on Rock Fragmentation by Blasting, Society for Experimental Mechanics, Bethel, CT, USA, 257-301.
- [۴] ابراهیمی فرسنگی، م.ع.، عسکری بدویی، م.ج.، منصور، ح.؛ ۱۳۹۶؛ "کاهش هزینه‌های حفاری و انفجار در چال‌های آبدار در معدن سنگ آهن گهر زمین با استفاده از روش Power Deck". پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه شهید باهنر کرمان.
- [5] Jhanwar, J. C., and Jethwa, J. L. (2000). "The use of air-decks in production blasting in an open-pit coal mine". *Geotechnical and Geological Engineering*, 18: 269-287.
- [6] Jhanwar, J. C., Jethwa, J. L., and Reddy, A. H. (2000). "Influence of air-deck blasting on fragmentation in jointed rocks in an open-pit manganese mine". *Engineering Geology*, 57: 13-29.
- [7] Correa, C. E. (2003). "Use of air-decks to reduce subdrillings in Escondida mine". *Fragblast*, 7(2): 79-86.
- [8] Saharan, M. R., Sazid, M., and Singh, T. N. (2017). "Explosive Energy Utilization Enhancement with Air-Decking and Stemming Plug 'SPARSH'". In: ISRM European Rock Mechanics Symposium EUROCK, International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering.
- [۹] بخشنده امنیه، ح.، عارف مند، ا.، پورقاسمی، م.؛ ۱۴۰۱؛ "کنترل عقب زدگی و بهبود پارامترهای فنی و اقتصادی معدن سنگ آهن میشدوان". نشریه مهندسی منابع معدنی، دوره هفتم، شماره ۱، ص ۹۹-۱۱۱.
- [۱۰] بخشنده امنیه، ح.، عارف مند، ا.، پورقاسمی، م.؛ ۱۳۹۹؛ "مطالعه خردشدگی حاصل از انفجار Power Deck و مرسوم در معدن سنگ آهن میشدوان". هفتمین کنفرانس مکانیک سنگ ایران.
- [11] MelNikov, N. V., Marchenko, L. N., Seinov, N. P., and Zharikov, I. F. (1979). "A method of enhanced rock blasting by blasting". IPKON ANSSSR, Moscow, Translated from Fiziko-Tekhnicheskie Problemy Razrabotki Poleznykh Isko-Paemykh, *Journal of Mining Science*, 6: 32-42.
- [12] Fourny, W. L., Barker, D. B., and Holloway, D. C. (1981). "Model studies of explosive well simulation techniques". *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 18: 113-127.
- [13] Liu, L., and Katsabanis, P. D. (1996). "Numerical modeling of the effects of air decking/decoupling in production and controlled blasting". In: Mohanty