



Imam Khomeini International University

Vol. 7, No. 4, Winter 2022



نشریه مهندسی منابع معدنی

Journal of Mineral Resources Engineering  
(JMRE)

## Research Paper

# Optimization of Blast Parameters based on Geo-mechanical Properties of Rock to Prevent Creation of Toes and Boulders in Mine Benches

Hamze F.<sup>1</sup>, Samareh H.<sup>2\*</sup>

1- M.Sc, Dept. of Mining Engineering, Sirjan Branch, Islamic Azad University, Sirjan, Iran

2- Assistant Professor, Dept. of Mining Engineering, Sirjan Branch, Islamic Azad University, Sirjan, Iran

Received: 13 Aug. 2021

Accepted: 15 Dec. 2021

**Abstract:** Toe and boulder due to blasts in the open pit mines reduce the production efficiency and increase extraction costs. In this study, these phenomena were reduced to correct the blast parameters of the ore blocks in the Sirjan Golgohar-2 Mine. For this purpose, the values of seven effective parameters including, an average of depth holes, burden, sub-drilling, powder factor, spacing, rock quality designation, and blastability index were collected for 19 blasting blocks in the studied mine. In this research, the values of Geo-mechanical properties of rock mass were obtained by the photogrammetric method and discontinuity set extractor software. Subsequently, the experimental models were created to predict the volume of boulder and toe relative to the volume of blasting block by nonlinear multiple regression. The predicted ability related to each of the created models by statistical indicators was investigated, and it was determined that the polynomial model to product boulder and the exponential model for toe are more accurate with 94.43 and 98.13 coefficients of determination respectively. Then, the minimization process of these phenomena was performed to access optimal values of controllable parameters and their coefficients in each of the created two models simultaneously by the combinational algorithm of Particle Swarm Optimization-Genetic algorithm. Finally, to evaluate the predicted ability of two optimized models, four blasts based on the optimized information were performed on the mine. The results showed that the models predicted the volume of boulder and toe relative to the block volume with the Root Mean Square Error 0.47 and 0.08 respectively.

**Keywords:** Boulder, Toe, Photogrammetry, Discontinuity Set Extractor software, Particle Swarm Optimization-Genetic algorithm.

### How to cite this article

Hamze, F., and Samareh, H. (2022). "Optimization of blast parameters based on geo-mechanical properties of rock to prevent creation of toes and boulders in mine benches". Journal of Mineral Resources Engineering, 7(4): 81-102.

DOI: [10.30479/JMRE.2022.16050.1540](https://doi.org/10.30479/JMRE.2022.16050.1540)

\*Corresponding Author Email: [hossein.samareh@iau.ac.ir](mailto:hossein.samareh@iau.ac.ir)

### COPYRIGHTS



©2022 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

Usually, after blasting in open mines, a series of adverse effects such as boulder production and toe remaining are created which reduce the efficiency of excavator, loader, and crushing machines; increase the consumption of explosives, and generally increase drilling and blasting costs. Several parameters and factors are influential on the quality and efficiency of drilling and blasting operations, including boulder production and toe remaining, which can generally be divided into two categories of uncontrollable parameters including the properties of discontinuity and fractures in rock masses; and physical and mechanical properties of rocks; and controllable parameters such as blast hole geometry [1-5]. The aim of this study was to prevent boulder and toe production due to blasting in the Gol-Gohar Iron Ore Mine No. 2. This was done based on two characteristics of rock mass including, Rock Quality Designation (RQD) and Blastability Index of rock (BI), related to 19 blast blocks by modifying the geometry of blast holes including burden (B), spacing (S), powder factor (PF), sub-drilling (SD) and the mean height of hole (MHL). For this purpose, the photogrammetry method and AgiSoft MetaShape 3D software were used to withdraw and analyze the discontinuity status in the blasting blocks. Also, the data of 19 blasting blocks and the ratio of the volume related to the produced Toe and Boulder to the volume of blast blocks were calculated by field measurements, surveying operations of bench floor level and photogrammetry was performed using photos taken from boulders and analyzed in AgiSoft MetaShape software (Table 1). Then, using measured values related to seven influential parameters and two effective parameters for 19 explosive blocks, first, several different nonlinear models with SPSS software were created to predict the ratio of boulder volume and production toe to explosive block volume. Then, based on the statistical indicators of the modeling, the two models were selected and in the first stage, the values of each of the geometric parameters of the blast holes and in the second stage the coefficients related to each of the seven influential parameters were optimized by the combined algorithm of the particle-genetic swarm in the specified numerical intervals. Finally, the prediction accuracy of the optimized models was evaluated by a four-test dataset.

**Table 1.** Statistical values of the collected parameters related to the 19 blast blocks

Parameter	Powder factor (kg/ton)	Burden (m)	Spacing (m)	Mean height hole (m)	Sub-drilling (m)	PB (%)	PT (%)
Maximum	0.51	4.97	5.72	17.73	1.33	20.92	86.94
Minimum	0.11	2.12	2.96	9.78	-4.82	0.9	0
Average	0.22	2.93	4.04	14.51	-1.62	5.38	22.7
Std.v	0.11	0.59	0.56	2.16	1.47	5.38	22.93

## METHOD

In this study, to perform the modeling, first, it was necessary to determine the physical and mechanical properties of the requirement rocks and the characteristics of the discontinuities in the rock mass of explosive blocks harvested in the study mine using laboratory results and photogrammetry method [6-8]. Then the sensitivity of the parameters affected by the changes of each of the seven effective parameters is examined.

### Short range photogrammetry and determination of discontinuity properties

To use the photogrammetry method, a number of photos were taken from the surface of the benchwork related to each explosive block. Then, in order to analyze the photos to determine the spacing, continuity and number of lineament or discontinuity sets and to plot polar density diagrams, Rose diagrams and pole Stereonet map of discontinuity planes DSE and Dips V.7 software were used. After determining the discontinuity properties of the rocks in each of the 19 blast blocks harvested using the equations (1-4) and a modified table of blast ability index [9], the values of RQD and BI for each of the mentioned blocks were calculated, respectively (Table 2).

$$RQD = 100 \cdot \exp(-t \cdot \lambda) \cdot (t \cdot \lambda + 1) \tag{1}$$

$$\lambda = \sum \frac{1}{(s_i / \cos(a_i))} \tag{2}$$

$$J_v = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \dots + \frac{1}{S_n} \tag{3}$$

$$RQD = 115 - 3.3 \cdot J_v \tag{4}$$

**Table 2.** Statistical values of the BI and RQD of the 19 blast blocks

No.	Factor	Minimum	Maximum	Average	Std.v
1	Blastability Index	48.3	79.22	69.76	6.67
2	Rock Quality Designation (Percent)	20.20	87.80	51.98	24.26

**Sensitivity analysis of parameters**

For sensitivity analysis, the cosine field method (CAM) was used. The results of sensitivity analysis in this study showed that the most effective input parameters on the volume of boulder and toe ratio to the block volume are powder factor (%79) and sub-drilling (%94), respectively.

**Multivariate nonlinear regression analysis**

In this research, to achieve optimal relationships between two influential variables and seven effective parameters, several nonlinear models such as polynomials with correct coefficients, second-order polynomials, power, exponential, and inverse were created by SPSS software based on 19 data series harvested from the studied mine. After creating the desired models, statistical indicators such as coefficient of determination, root-mean-square deviation, Mean Absolute Percentage Error, and performance index were calculated based on the predicted and measured values of the boulder and toe volume relative to the total volume of each of the 19 explosive blocks harvested. Based on the calculated indices, second-order polynomial and exponential models (Equations 5 and 6) were selected as the most suitable models for predicting boulder and toe volume ratio to block volume, respectively (Table 3).

$$PT = 162.07 - 34.9Exp(0.25B) + 0.71Exp(0.77S) + 4.76Exp(-0.16MHL) + 5.25Exp(-0.61SD) + 1.84Exp(0.03RQD) - 14.39Exp(0.02BI) - 50.79Exp(0.61PF) \tag{5}$$

$$PB = -842.78 + (0.12B - 28.03)^2 + (2.31S - 8.14)^2 + (0.49MHL - 7.01)^2 + (-0.56SD - 1.35)^2 + (-0.06RQD + 3.55)^2 + (-0.01BI + 8.64)^2 + (12.35PF - 2.2)^2 \tag{6}$$

**Table 3.** Evaluation indexes of the created models to calculate the volume of Toe and Boulder ratio to block volume

Model	R <sup>2</sup>		RMSE		MAPE		VAF	
	Boulder	Toe	Boulder	Toe	Boulder	Toe	Boulder	Toe
Second- order polynomials	94.43	97.13	1.24	3.78	46.15	94.41	94.42	97.12
Exponential	88.60	98.13	1.85	3.05	59.89	56.96	87.52	98.13

**Optimization of influential parameters and related coefficients in selected models**

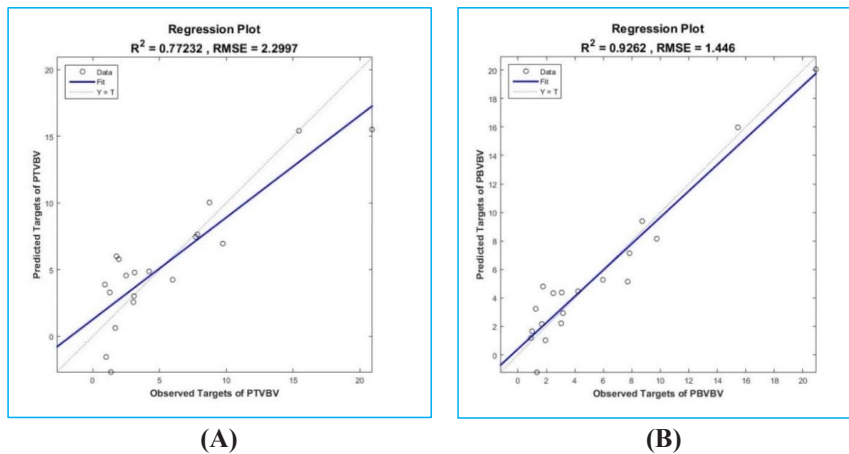
To minimize the volume of toe and boulder produced by explosions compared to the total volume of the explosive block, it was tried to optimize the values of controllable parameters in two selected models at the specified intervals at the same time. Therefore, among the seven factors affecting the second-order polynomial models and exponential values of five explosive factors using genetic-particle swarm hybrid algorithm code in the used intervals related to each parameter in the studied mine were optimized. In the second step of optimization, the coefficients of variables in each of the two selected predictive models were

separately optimized in specified intervals (Table 4).

**Table 4.** Optimized coefficients of equation 5 (a1 to a15) and equation 6 (b1 to b15)

Parameter		Powder factor (kg/ton)		Burden (m)		Spacing (m)		Mean height hole (m)		Sub-drilling (m)	
Value		0.2		2.7		4.08		16.99		0.48	
Coefficient	value	Coefficient	value	Coefficient	value	Coefficient	value	Coefficient	value	Coefficient	value
a <sub>1</sub>	28.95	a <sub>6</sub>	306.04	a <sub>11</sub>	-0.17	b <sub>1</sub>	-996.86	b <sub>6</sub>	0.47	b <sub>11</sub>	12.24
a <sub>2</sub>	73.34	a <sub>7</sub>	-0.44	a <sub>12</sub>	999.9	b <sub>2</sub>	0.12	b <sub>7</sub>	-6.78	b <sub>12</sub>	0.04
a <sub>3</sub>	-0.14	a <sub>8</sub>	4.1	a <sub>13</sub>	-0.07	b <sub>3</sub>	-29.47	b <sub>8</sub>	-0.69	b <sub>13</sub>	-1.23
a <sub>4</sub>	999.9	a <sub>9</sub>	0.43	a <sub>14</sub>	-93.63	b <sub>4</sub>	-2.25	b <sub>9</sub>	-1.19	b <sub>14</sub>	-12.31

After optimizing the coefficients of variables in the models, their predictive accuracy was plotted by drawing regression diagrams based on a comparison between the predicted and measured values of produced boulder and toe volume about the blast block volume of 19 data series (Figure 1). The values of statistical indicators obtained in each diagram showed that the process of optimizing coefficients in selected models could reduce the prediction error of boulder volume ratio and production toe to block volume due to blasting.



**Figure 1.** Regression plots between measured and predicted values **A:** boulder, **B:** toe

**Models validation**

To evaluate the efficiency of quadratic polynomial models and selective exponential with optimized coefficients of variables, the data of the four blasts done in the studied mine were used as test data. After replacing the amounts of blast parameters implemented in the four test explosions, the values of boulder and toe volume ratio to the block volume were predicted by a quadratic polynomial and exponential with optimized coefficients, respectively. Then, after each blast and transporting the crushed material compartments, the volume of the produced boulders and the remaining toe were measured using photogrammetry and survey tools, respectively, and the volume ratio of each was calculated to the total volume of the blasted block. The plotted sensitivity analysis diagrams between the predicted and measured values of boulder volume ratio and toe to blasting block volume related to four test explosions showed low error in prediction of 0.08 and 0.47, respectively (Figure 2).

**CONCLUSIONS**

In this study, we tried to minimize the amount of the occurrence of two phenomena of toe and boulder produced by explosions in the Gol-Gohar Iron Ore Mine No. 2 using seven input factors including two characteristics of rock mass and five factors of blast design. Therefore, the values related to seven input parameters and two output parameters were calculated or measured using field harvesting, survey operations,

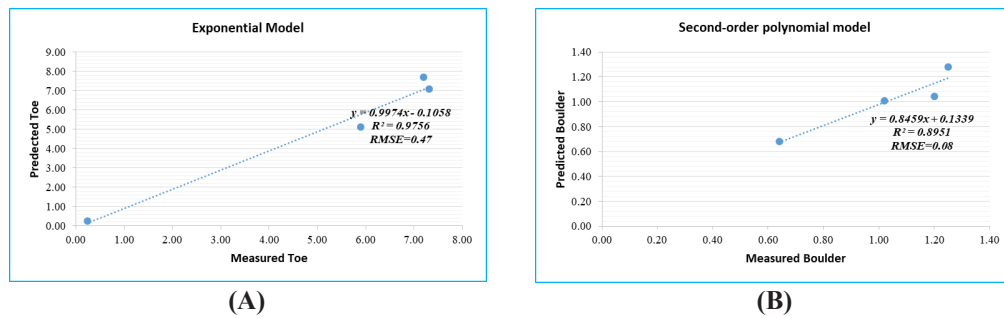


Figure 2. Correlation plots between measured and predicted values of the test dataset **A**: boulder, **B**: toe

photogrammetry method and related software. After the most suitable nonlinear regression models were selected among the types of created models by the SPSS software, the values of blast design parameters were optimized in the selected models by the combined Particle swarm - Genetic algorithm. Thus, it was found that the optimized values of MHL, SD and B have the highest difference in 19 series of collected data, respectively. In other words, by designing and implementing the mean height of blast holes correctly, the occurrence of toe and boulder due to blast in the studied mine will be greatly reduced.

## REFERENCES

- [1] Hamdi, E., and du Mouza, J. (2005). "A methodology for rock characterization and classification to improve blast results". *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 42(1): 177-194.
- [2] Abbasi, R., and Masoudian, M. (2011). "Modification of drilling and Blasting parameters for optimal crushing in Chah Gaz iron ore mine". 3rd Iranian Open Pit Mines Conference, Shahid Bahonar University of Kerman, <https://civilica.com/doc/373647>.
- [3] Safari, A., and Rajabu, K. (2011). "Regression Models of the Impact of Rock mass and Blast Design Variations on the Effectiveness of Iron Ore Surface Blasting". *Engineering*, 3(1): 55-62.
- [4] Chiappetta, F. (2004). "New Blasting Technique to Eliminate Subgrade Drilling, Improve Fragmentation, Reduce Explosive Consumption and Lower Ground Vibrations". *Journal of Explosives Engineering*, 21(1): 10-12.
- [5] Bastante, F., Alejano, L., and González, J. (2012). "Predicting the extent of blast-induced damage in rock masses". *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 56: 44-53.
- [6] Riquelme, A. J., Abella'n A., and Toma's R. (2015). "Discontinuity spacing analysis in rock masses using 3D point clouds". *Engineering Geology*, 195: 185-195. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2015.06.009>.
- [7] Riquelme, A. J., Abellan, A., Tom'as, R., and Jaboyedo'ff, M. (2014). "A new approach for semi-automatic rock mass joints recognition from 3d point clouds". *Computers & Geosciences*, 68(0): 38-52.
- [8] Riquelme, A., Tomás, R., Cano, M., Pastor, J. L., and Abellán, A. (2018). "Automatic mapping of discontinuity persistence on rock masses using 3D point clouds". *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 51(10): 3005-3028.
- [9] Moomivand, H., and Vandyousefi, H. (2020). "Development of a new empirical fragmentation model using rock mass properties blasthole parameters and powder factor". *Arabian Journal of Geosciences*, 13: 1173. DOI: <https://doi.org/10.1007/s12517-020-06110-2>.



دوره هفتم، شماره ۴، زمستان ۱۴۰۱، صفحه ۸۶-۱۰۲  
Vol. 7, No. 4, Winter 2022, pp. 86-102



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

علمی-پژوهشی

## بهینه سازی پارامترهای انفجار بر اساس خواص ژئومکانیکی سنگ برای جلوگیری از ایجاد پاشنه و بولدر در پله‌های معدن

فرهاد حمزه<sup>۱</sup>، حسین ثمره<sup>۲\*</sup>

۱- کارشناسی ارشد، گروه مهندسی معدن، واحد سیرجان، دانشگاه آزاد اسلامی، سیرجان

۲- استادیار، گروه مهندسی معدن، واحد سیرجان، دانشگاه آزاد اسلامی، سیرجان

پذیرش: ۱۴۰۰/۰۹/۲۴

دریافت: ۱۴۰۰/۰۵/۲۲

### چکیده

پدیده‌های پاشنه و بولدر ناشی از انفجار در معادن روباز باعث کاهش راندمان تولید و افزایش هزینه‌های استخراج می‌شوند. در این مطالعه، برای کاهش این دو پدیده ناشی از انفجارهای معدن شماره دو گل‌گهر سیرجان، از اصلاح پارامترهای انفجاری در بلوک‌های ماده معدنی استفاده شد. بدین منظور مقادیر مربوط به هفت عامل موثر شامل متوسط عمق چال، بارسنگ، اضافه حفاری، خرج ویژه و فاصله ردیفی چال‌ها، شاخص کیفیت توده سنگ و شاخص قابلیت انفجار از ۱۹ بلوک انفجاری در معدن مورد مطالعه جمع‌آوری شد. برای به دست آوردن مقادیر خواص ژئومکانیکی یاد شده از روش‌های نوین تحلیل ناپیوستگی‌های توده‌سنگ با استفاده از نرم‌افزار استخراج‌کننده دسته درزه به کمک روش فتوگرامتری استفاده شد. در ادامه با استفاده از داده‌های جمع‌آوری شده، مدل‌های تجربی برای پیش‌بینی حجم بولدر و پاشنه نسبت به حجم بلوک انفجاری به وسیله تحلیل رگرسیون چندگانه غیرخطی ایجاد شد. قابلیت پیش‌بینی هر یک از مدل‌های ایجاد شده به وسیله شاخص‌های آماری بررسی و مشخص شد که مدل چندجمله‌ای درجه دوم برای بولدر و مدل نمایی برای وقوع پاشنه به ترتیب با ضریب تعیین ۹۴/۴۳ و ۹۸/۱۳ دقت بیشتری دارند، سپس برای کمینه‌سازی این دو پدیده، بهینه‌سازی پارامترهای انفجاری و ضرایب آنها در هر یک از دو مدل ایجاد شده به وسیله الگوریتم ترکیبی ژنتیک- ازدحام ذرات انجام شد. در نهایت برای ارزیابی قابلیت پیش‌بینی دو مدل، تعداد ۴ انفجار در معدن انجام شد که نتایج حاصل نشان داد هر یک از مدل‌ها توانسته‌اند نسبت حجم پاشنه و بولدر به حجم بلوک را به ترتیب با مجذور میانگین مربعات خطا ۰/۴۷ و ۰/۰۸ پیش‌بینی کنند.

### کلمات کلیدی

بولدر، پاشنه، فتوگرامتری، نرم‌افزار استخراج‌کننده دسته ناپیوستگی، الگوریتم ترکیبی بهینه‌سازی ژنتیک- ازدحام ذرات.

### استناد به این مقاله

حمزه، ف.، ثمره، ح.؛ ۱۴۰۱؛ "بهینه سازی پارامترهای انفجار بر اساس خواص ژئومکانیکی سنگ برای جلوگیری از ایجاد پاشنه و بولدر در پله‌های معدن". نشریه مهندسی منابع معدنی، دوره هفتم، شماره ۴، ص ۸۱-۱۰۲.

DOI: 10.30479/JMRE.2022.16050.1540



حق مؤلف © نویسندگان

ناشر: دانشگاه بین‌المللی امام خمینی (ره)

\*نویسنده مسئول و عهده دار مکاتبات Email: hossein.samareh@iau.ac.ir



## ۱- مقدمه

ویژگی‌های فضای گسستگی‌ها اهمیت ویژه‌ای در تعیین قابلیت ریزش دیواره، طبقه‌بندی توده سنگ، میزان خردشدگی سنگ ناشی از انفجار، جلوگیری از وقوع پدیده‌های نامطلوب انفجاری و یا حتی تخمین اندازه بلوک‌های سنگ معدن به ویژه در سنگ‌های نما و ساختمانی که بلوک‌های درشت‌تر دارای ارزش اقتصادی بیشتری برای استخراج است، دارد؛ بنابراین دستیابی به این ویژگی‌ها به طور بهینه، ایمن، سریع و دقیق جایگاه ویژه‌ای دارد [۹-۱۱].

تحلیل ناپیوستگی‌های توده سنگ با استفاده از روش‌های نوین رایانه‌ای و ارزیابی ویژگی‌های شکست سنگ با استفاده از روش‌های اندازه‌گیری حین حفاری، موجب بهبود خرج‌گذاری، بهینه‌سازی هزینه‌ها و به حداقل رساندن اثرات جانبی آتش‌کاری می‌شود [۲، ۱۲].

برای پیش‌بینی میزان بولدر و پاشنه تولیدی ناشی از انفجارها در معادن مختلف با استفاده از پارامترهای فاصله‌داری درزه‌ها، دانسیته، مقاومت فشاری تک‌محوره و پارامترهای ژئومتری چال‌های انفجاری به عنوان متغیرهای ورودی به وسیله روش‌های رگرسیون چندمتغیره و شبکه‌های هوشمند تحقیقات متعددی انجام شده است. از میان پارامترهای غیرقابل کنترل در نظر گرفته شده در این تحقیقات، آنالیز مربوط به خواص ناپیوستگی‌های توده سنگ بر ایجاد بولدر و به جا ماندن پاشنه بعد از انفجار اهمیت بالایی دارد [۱۵-۱۳].

باتوجه به اینکه در این تحقیق هدف جلوگیری از تولید بولدر و پاشنه ناشی از انفجارهای تولیدی بر اساس خواص ژئومکانیکی توده سنگ بلوک‌ها با اصلاح پارامترهای انفجاری بود، بنابراین سعی شد، برای برداشت و تحلیل وضعیت ناپیوستگی‌ها در بلوک‌های انفجاری از روش فتوگرامتری برد کوتاه و نرم‌افزارهای سه‌بعدی‌سازی مانند AgiSoft MetaShape استفاده شود. بدین منظور پس از برداشت تصاویر متعدد از سینه‌کارهای مورد نظر، با انجام عملیات ریاضی بر روی داده‌های تصویری به کمک نرم‌افزار استخراج‌کننده دسته ناپیوستگی (DSE)؛ مقادیر مربوط به شاخص کیفیت توده سنگ (RQD) و شاخص قابلیت انفجار سنگ (BI) بر اساس نتایج حاصل از تجزیه و تحلیل تعیین شد.

همچنین داده‌های انفجاری مورد نظر مربوط به ۱۹ بلوک برداشت شده در این تحقیق با استفاده از اندازه‌گیری‌های میدانی جمع‌آوری شد. در نهایت بعد از انفجار هر بلوک برای اندازه‌گیری حجم پاشنه به جا مانده و بولدرهای تولیدی، به

معمولاً بعد از آتش‌کاری یک سری عوارض و اثرات نامطلوب مانند خردایش نامناسب سنگ ایجاد می‌شود. از آنجا که تاثیر خردشدگی نامطلوب سنگ بر راندمان و هزینه‌های عملیاتی مراحل بعدی چرخه تولید معدن یعنی بارگیری، باربری، سنگ‌شکنی و خردایش امری اجتناب‌ناپذیر است، بنابراین خردشدگی مناسب سنگ و کاهش عوارض جانبی پس از انفجار اهمیت بالایی دارد که در این خصوص می‌توان به تولید بولدر، به جا ماندن پاشنه و مشکلات آن‌ها اشاره کرد. وقوع این پدیده‌ها در معادن روباز موجب پایین آمدن راندمان ماشین‌آلات بارگیری، باربری و سنگ‌شکنی، افزایش مصرف ماده منفجره و به طور کلی افزایش هزینه‌های حفاری و انفجار می‌شود [۱].

پارامترها و عوامل متعددی بر کیفیت و کارایی عملیات حفاری و آتش‌کاری از جمله تولید بولدر و به جا ماندن پاشنه تاثیرگذارند که به طور کلی می‌توان آن‌ها را به دو دسته پارامترهای غیرقابل کنترل و پارامترهای قابل کنترل تقسیم کرد. پارامترهای غیرقابل کنترل شامل خواص ناپیوستگی‌ها و شکستگی‌های موجود در توده‌سنگ‌ها، خواص فیزیکی و مکانیکی سنگ‌ها است که تغییرات آنها بر نتایج حاصل از انفجار تاثیر قابل ملاحظه‌ای دارد. در مقابل پارامترهای قابل کنترلی وجود دارند که با تغییر آن‌ها می‌توان علاوه بر خرد کردن سنگ میزان اثرگذاری عوامل غیرقابل کنترل را بر نتایج انفجار تا حد زیادی کاهش داد. این پارامترها شامل موارد زیر هستند [۸-۲]:

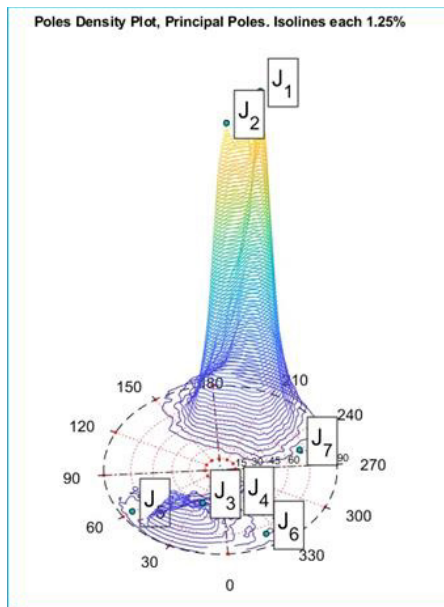
- ۱) پارامترهای هندسی چال‌های انفجاری مانند قطر چال، طول خرج، ضخامت بارسنگ و نظایر آن
- ۲) پارامترهای مربوط به ماده منفجره مانند نوع ماده منفجره، قدرت خردکنندگی، انرژی انفجاری، دانسیته، سیستم انفجاری و نظایر آن
- ۳) پارامترهای مرتبط با مدار انفجاری شامل زمان تاخیر چاشنی‌های به کار رفته، ترتیب انفجار چال‌ها و شکل بستن مدار انفجاری

یکی از مهم‌ترین مراحل در پروژه‌های معدنی و مهندسی سنگ، برداشت خواص ناپیوستگی‌ها است که داده‌های ورودی را برای پردازش‌های آتی در مکانیک سنگ، مدل‌سازی شیروانی‌های سنگی و طراحی الگوهای حفاری و انفجار مهیا می‌کند؛ زیرا دستیابی به ویژگی‌های توده سنگ از جمله

آنالیز ناپیوستگی‌های موجود در توده سنگ مربوط به بلوک انفجاری ۱۰۴-۱۴ با استفاده از نرم‌افزار DSE در جدول ۱ نمودار تراکم قطبی دسته‌های ناپیوستگی در شکل ۲ نشان داده شده است. همچنین نمودار رز دیاگرام مربوط به بلوک انفجاری یاد شده برای تعیین جهت اصلی ناپیوستگی‌ها، با هر دو روش فتوگرامتری و خط برداشت، در شکل ۳ نشان داده شده است.

جدول ۱: نتایج حاصل از درزه‌نگاری به روش فتوگرامتری مربوط به بلوک انفجاری ۱۰۴-۱۴

شماره دسته ناپیوستگی	جهت شیب (درجه)	شیب (درجه)
DS1	۲۱۲٫۴۸	۷۱٫۰۱
DS2	۱۹۱٫۳	۴۳٫۳۱
DS3	۱۴٫۴۶	۷۸٫۵۱
DS4	۳۴۸٫۷۳	۵۴٫۷۶
DS5	۵۶٫۱	۸۷٫۲۵
DS6	۳۳۸٫۷	۸۵٫۵۶
DS7	۲۵۹٫۳۴	۷۰٫۰۲



شکل ۲: نمودار تراکم قطبی هفت دسته‌درزه از ناپیوستگی استخراج‌شده از برنامه DSE مربوط به بلوک انفجاری ۱۰۴-۱۴

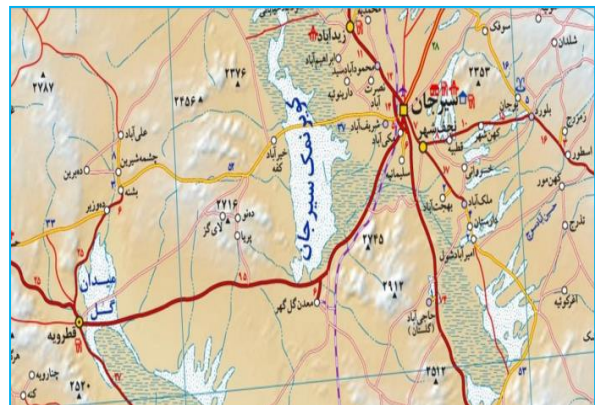
همان‌گونه که در شکل ۳ مشخص است، غالب‌ترین جهت در N112-N292 در ESE-WNW است. این در حالی است

ترتیب از عملیات نقشه‌برداری و روش‌های فتوگرامتری به کمک عکس‌های گرفته شده، استفاده شد.

## ۲- روش تحقیق

### ۲-۱- موقعیت جغرافیایی

مجموعه سنگ‌آهن گل‌گهر در فاصله ۶۰ کیلومتری جنوب غرب شهرستان سیرجان در استان کرمان واقع شده است. این مجموعه دربردارنده ۶ آنومالی مجزای سنگ آهن شناخته شده است که به استثناء آنومالی ۶، فعالیت استخراج در سایر آنومالی‌ها در حال انجام است. معدن سنگ آهن شماره ۲ گل‌گهر یکی از شش آنومالی سنگ آهن این ناحیه است که تقریباً در فاصله ۱٫۲ کیلومتری شمال آنومالی ۱ (معدن شماره ۱ گل‌گهر) قرار دارد. این معدن در مختصات  $55^{\circ}24'55''$  طول جغرافیایی و  $29^{\circ}07'29''$  عرض جغرافیایی واقع شده است. شکل ۱ موقعیت این معدن را نشان می‌دهد [۱۶].



شکل ۱: موقعیت معدن شماره ۲ سنگ آهن گل‌گهر

### ۲-۲- استفاده از فتوگرامتری برد کوتاه در تعیین خواص ناپیوستگی

در این تحقیق برای به دست آوردن پارامترهای مکانیکی و ساختاری توده سنگ‌های مربوط به بلوک‌های انفجاری برداشت شده در معدن مورد مطالعه، علاوه بر نتایج آزمایشگاهی از برداشت‌های سطحی، زیرسطحی و روش فتوگرامتری برای آنالیز خواص ناپیوستگی‌های موجود در توده سنگ بر اساس اصول آن که توسط ریکلمه و همکاران ارائه شده است، استفاده شد [۱۷-۱۹]. در همین راستا نتایج حاصل از فتوگرامتری و



علاوه بر این، برای تعیین فاصله‌داری ناپیوستگی‌های موجود در بلوک‌های برداشت شده پس از تهیه عکس‌های متعدد از سینه‌کارها از نرم‌افزار DSE استفاده شد. بدین منظور فاصله نرمال به عنوان میانگین مقدار تمام فاصله‌های نرمال برای هر دسته ناپیوستگی محاسبه شد. به عنوان نمونه برای بلوک انفجاری ۱۰۴-۱۴، میانگین فاصله‌داری مجموعه ناپیوستگی‌های مشخص شده J2، J5 و J7 با استفاده از نرم‌افزار DSE به ترتیب برابر با ۰٫۶۹، ۰٫۵۸ و ۰٫۶۳ متر مشخص شد (شکل ۵).

### ۲-۲-۱- روش اندازه‌گیری RQD بر اساس اطلاعات فتوگرامتری

در این تحقیق مقدار RQD هر یک از توده‌سنگ‌های مربوط به ۱۹ بلوک انفجاری برداشت شده به عنوان اولین عامل غیرقابل کنترلی که تأثیرش بر نسبت حجم بولدر و پاشنه تولیدی ناشی از انفجار به حجم بلوک باید بررسی می‌شود، لازم بود. برای اندازه‌گیری مقدار RQD یکی از روش‌ها، استفاده از رابطه تجربی پریست و هادسون در سال ۱۹۷۶ است (معادله ۱) که بر اساس تعداد ناپیوستگی در واحد طول انجام می‌شود [۲۰].

$$RQD = 100 \cdot \exp(-t \cdot \lambda) \cdot (t \cdot \lambda + 1) \quad (1)$$

که در آن:

t: معمولاً مقدار آن برابر با ۰٫۱ متر است.

$\lambda$ : به عنوان تعداد ناپیوستگی‌ها در هر متر از سطح برداشت فرضی است. برای مشخص شدن  $\lambda$  از معادله ۲ استفاده شد.

$$\lambda = \sum \frac{1}{(s_i / \cos(a_i))} \quad (2)$$

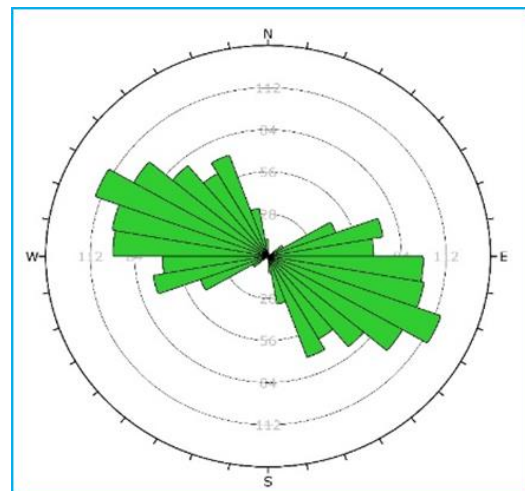
که در آن:

$s_i$ : فاصله‌داری هر دسته درزه بر حسب متر

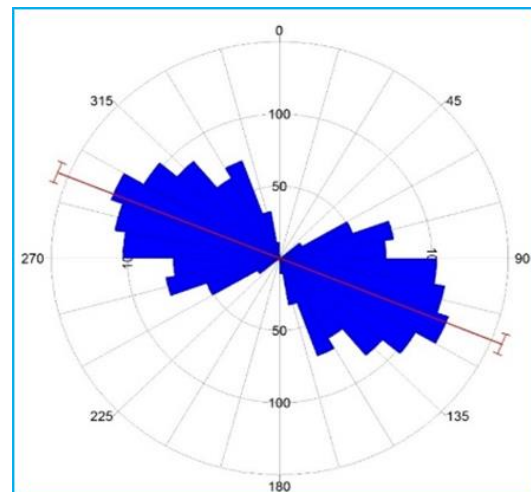
$a_i$ : حداقل زاویه بین گمانه فرضی و خط عمود بر ناپیوستگی است.

بر اساس اطلاعات به دست آمده از فتوگرامتری و با استفاده از معادله‌های ۱ و ۲ مقدار RQD برای توده سنگ بلوک ۱۴-۱۰۴ ۱۰۴ برابر با ۴۰ درصد تخمین زده شد که بر اساس اطلاعات حاصل از گمانه اکتشافی حفر شده نزدیک این بلوک انفجاری در معدن مورد مطالعه مقدار RQD برابر ۴۰٪ به دست آمده بود که کاملاً با نتایج حاصل از فتوگرامتری تطابق داشت. علاوه بر این، در تحقیق انجام شده برای محاسبه تعداد درزه‌ها در

که کمترین جهت‌گیری ناپیوستگی در جهت S-N در  $360^\circ$  N- $170^\circ$  رخ داده است. تفاوت اصلی بین دو نمودار روزنت (الف و ب) در شکل ۳ در تعداد مجموعه ناپیوستگی‌های استخراج شده است، زیرا نگاهت فتوگرامتری در مقایسه با روش خط برداشت تعداد بیشتری از جهت‌گیری خوشه‌های ناپیوستگی را تولید کرده است.



(الف)



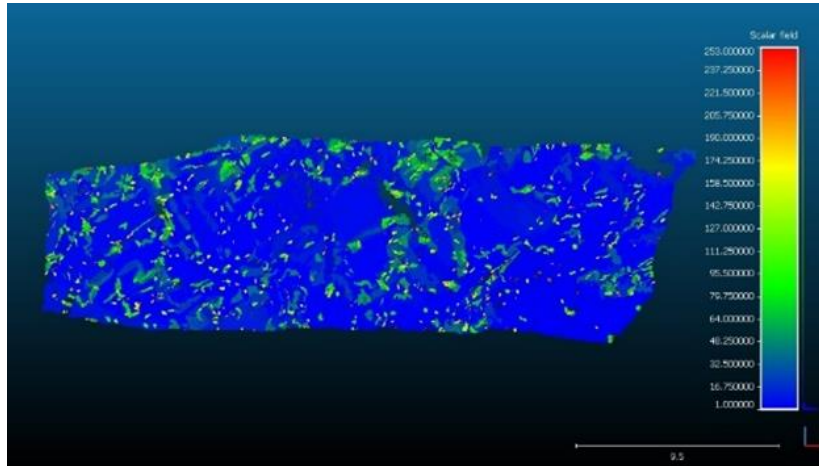
(ب)

شکل ۳: الف) رز دیاگرام حاصل از روش خط برداشت، ب) رز دیاگرام حاصل از فتوگرامتری مربوط به بلوک انفجاری ۱۴-۱۰۴

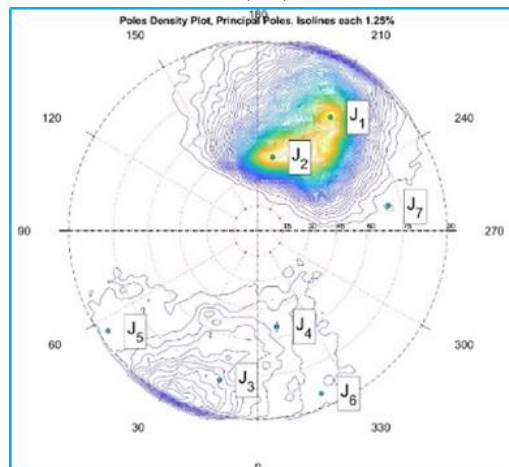
همچنین در این تحقیق با استفاده از روش فتوگرامتری و نرم‌افزارهای DSE و Dips V.7 تصویر صفحات ناپیوستگی‌ها و نقشه استریونوت قطب این صفحات پس از تشکیل ابر نقاط برای بلوک انفجاری ۱۴-۱۰۴ تعیین شد (شکل ۴).

$$J_V = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \dots + \frac{1}{S_n} \quad (3)$$

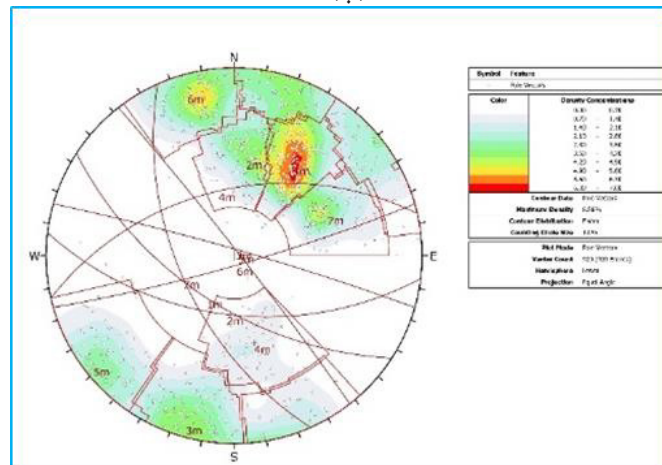
واحد حجم (J<sub>V</sub>) توده سنگ‌های موجود در بلوک‌های مختلف انفجاری برداشت شده، از رابطه ۳ استفاده شد.



(الف)



(ب)



با استفاده از رابطه ۳ و با توجه به مقدار RQD به دست آمده، تعداد ناپیوستگی‌ها در واحد حجم برای توده سنگ بلوک انفجاری ۱۰۴-۱۴ با استفاده از رابطه ۴ معادل ۲۳ تعیین شد [۲۲،۲۱].

$$RQD = 115 - 3.3 \cdot J_p \quad (۴)$$

مشابه این فرآیند در تعیین خواص ناپیوستگی توده سنگ‌ها در سایر بلوک‌های برداشت شده در این تحقیق نیز انجام شد.

### ۲-۲-۲- شاخص قابلیت انفجار (BI)

شاخص قابلیت انفجار سنگ‌های مربوط به ۱۹ بلوک انفجاری برداشت شده در این تحقیق یکی دیگر از پارامترهای موثر بر تولید حجم بولدر و پاشنه تولیدی نسبت به حجم بلوک بود که میزان تاثیرگذاری آن بررسی شد. برای محاسبه این قابلیت در این تحقیق از شاخص انفجارپذیری سنگ، پیشنهاد شده توسط مومیوند و همکاران در سال ۲۰۲۰ استفاده شد (جدول ۲) که بر اساس رابطه ۵ مقدار آن برای هر یک از بلوک‌ها محاسبه گردید [۲۳].

$$BI = 0.5(RMD + JPS + JPO + SGI + 0.05UCS) \quad (۵)$$

که در آن:

RMD<sup>۲</sup>: شاخص توصیف توده سنگ

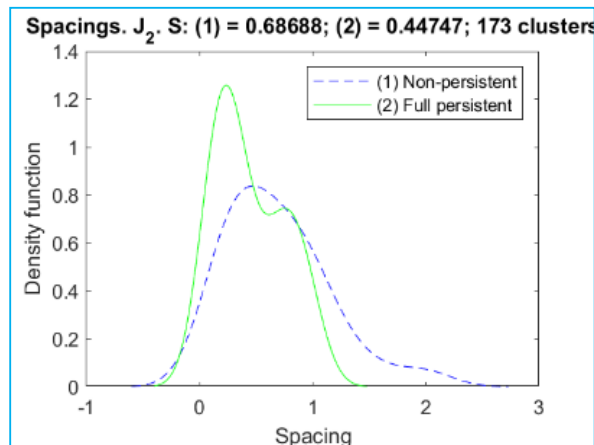
JPS<sup>۲</sup>: فاکتور فاصله‌داری درزه‌ها

JPO<sup>۲</sup>: فاکتور جهت‌داری درزه‌ها

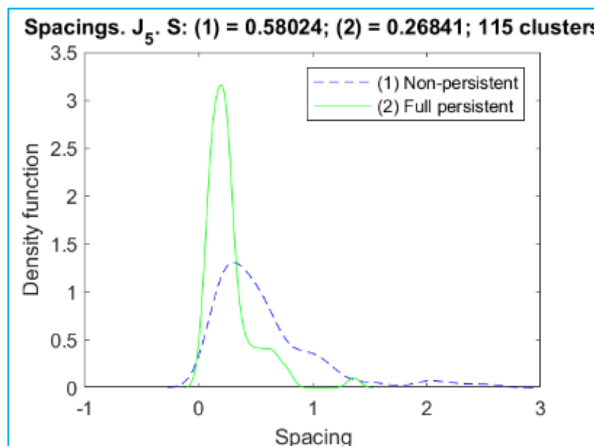
SGI<sup>۵</sup>: شاخص چگالی سنگ

UCS<sup>۶</sup>: مقاومت فشاری تک محوره است.

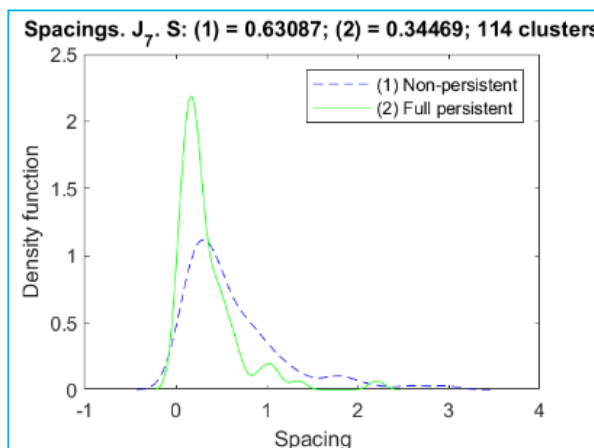
با توجه به اینکه در تعیین شاخص انفجارپذیری توده سنگ‌های تشکیل‌دهنده ۱۹ بلوک انفجاری برداشت شده، بر اساس پارامترهای جدول ۲، نیاز به برخی از خواص ساختاری توده سنگ‌ها بود، بنابراین برای این منظور از نتایج اجرای روش فتوگرامتری در قسمت‌های (۲-۲) و (۱-۲-۲) استفاده شد. خلاصه مقادیر پارامترهای شاخص انفجارپذیری و کیفیت توده سنگ‌های تشکیل‌دهنده ۱۹ بلوک انفجاری برداشت شده در معدن مورد مطالعه به صورت شاخص‌های آماری در جدول ۳ نشان داده شده است.



(الف)



(ب)



(ج)

شکل ۵: فاصله نرمال سه مجموعه ناپیوستگی (J2، J5، J7) تعیین شده به وسیله نرم افزار DSE برای بلوک انفجاری ۱۰۴-۱۴

جدول ۳: مقادیر آماری مربوط به شاخص انفجارپذیری و کیفیت توده سنگ‌های محاسبه شده در ۱۹ بلوک انفجاری

ردیف	عامل	کمینه	بیشینه	میانگین	انحراف معیار
۱	شاخص انفجارپذیری	۴۸٫۳	۷۹٫۲۲	۶۹٫۷۶	۶٫۶۷
۲	کیفیت توده سنگ (درصد)	۲۰٫۲۰	۸۷٫۸۰	۵۱٫۹۸	۲۴٫۲۶

جدول ۲: مقادیر پارامترهای موثر در شاخص انفجارپذیری سنگ [۲۳]

پارامترها	پارامترهای ژئومکانیکی	امتیاز
RMD	ترد و خیلی ترد شده	۱۰
	سنگ بلوکی	۲۰
	سنگ توده‌ای	۵۰
JPS	کمتر از ۰٫۱ متر	۱۰
	بین ۰٫۱ تا ۰٫۲ متر	۲۰
	بین ۰٫۲ تا ۰٫۵ متر	۳۰
	بین ۰٫۵ تا ۱ متر	۴۰
JPO	بزرگتر از ۱ متر	۵۰
	به صورت افقی	۱۰
	شیب ناپیوستگی به سمت بیرون جبهه کار	۲۰
	امتداد شیب ناپیوستگی عمود بر سطح آزاد	۳۰
SGI (۱۰-۵۰)	شیب ناپیوستگی به سمت داخل جبهه کار	۴۰
	وزن مخصوص سنگ (SG) (تن بر مترمکعب)	۲۵SG-۵۰
UCS	مقاومت فشاری تک محوره (مگاپاسکال)	۰٫۰۵×UCS

### ۲-۲-۳- حجم بولدر

در این تحقیق، حجم بولدرهای ایجاد شده بعد از انفجار هر یک از ۱۹ بلوک انفجاری مورد بررسی به عنوان یکی از متغیرهای تاثیرپذیر مورد نیاز بود، بنابراین برای محاسبه حجم بولدرهای تولیدی از روش فتوگرامتری برد کوتاه استفاده شد. بدین منظور بعد از قرار دادن جسمی با ابعاد مشخص به عنوان مقیاس مبنا در کنار هر بولدر، به وسیله دوربین دیجیتالی از اطراف آن عکس‌برداری و از تصاویر گرفته شده برای مدل‌سازی در نرم‌افزار Agisoft Metashape استفاده شد. ملاک عکس‌برداری از قطعات سنگ تولیدی حاصل از هر انفجار، ابعاد بالای یک متر بود که سنگ‌شکن ژیراتوری قابلیت پذیرش آنها را نداشت. نمونه‌ای از فرآیند مدل‌سازی یک بولدر تولید شده مربوط به یکی از بلوک انفجاری برداشتی در شکل ۶ نشان داده شده است.



شکل ۶: محاسبه حجم یک بولدر تولیدی مربوط به بلوک انفجاری ۱۴۲-۱۳ در محیط نرم‌افزار Agisoft Metashape

۲-۲-۴- حجم پاشنه

برای محاسبه حجم پاشنه‌های به جا مانده ناشی از انفجار در هر یک از ۱۹ بلوک مورد نظر از نقشه برداری برای برداشت سطح کف پله به جا مانده بعد از انفجار استفاده شد. بدین منظور بعد از هر انفجار و اتمام بارگیری سنگ‌های خرد شده، در صورت رویت پاشنه، ابتدا سطح آن به وسیله دوربین نقشه برداری برداشت و بعد از خرد کردن و بارگیری سنگ پاشنه، مجدد تراز کف پله با دوربین نقشه برداری برداشت می‌شد. پس از آن داده‌های حاصل از نقشه برداری در نرم افزار Gemcom Gems پیاده سازی و با انجام مدل سازی سطحی، حجم پاشنه محاسبه می‌گردد.

با توجه به اینکه در تحقیق حاضر از نسبت حجم بولدر و پاشنه تولیدی به حجم کل بلوک در مدل سازی‌های مورد نظر استفاده شده است، بنابراین برای محاسبه حجم کل سنگ بلوک انفجار شده نیز از عملیات نقشه برداری قبل و بعد از انفجار و بارگیری سنگ‌های خرد شده از جلوی سینه کارها به وسیله نرم افزار یاد شده استفاده گردید.

شاخص‌های آماری مربوط به اندازه گیری حجم بولدرها و پاشنه‌های به جا مانده از هر بلوک انفجار شده نسبت به حجم سنگ خرد شده همان بلوک در جدول ۴ ارائه شده است.

جدول ۴: شاخص‌های آماری مربوط به نسبت حجم بولدرها و پاشنه‌های تولیدی به حجم هر یک از ۱۹ بلوک انفجاری

ردیف	عامل	نماد	کمینه	بیشینه	میانگین	انحراف معیار
۱	درصد حجم بولدر به حجم بلوک انفجاری	PB	۰٫۹۰	۲۰٫۹۲	۵٫۳۸	۵٫۳۸
۲	درصد حجم پاشنه به حجم بلوک انفجاری	PT	۰	۸۶٫۹۴	۲۲٫۷۰	۲۲٫۹۳

۲-۳- تجزیه و تحلیل داده‌ها

۲-۳-۱- آنالیز حساسیت

یکی از مراحل مهم برای مدل سازی، تعیین میزان حساسیت پارامترهای تاثیر پذیر از تغییرات پارامترهای تاثیر گذار است. یکی از روش‌های مناسب برای تعیین حساسیت، روش میدان کسینوسی (CAM)<sup>۷</sup> است. در این روش یک فضای m بعدی که

دارای m عامل ورودی یا تاثیر گذار است، مفروض است (رابطه ۶) و هر عامل ورودی مانند X به وسیله یک بردار طول با مختصات مشخص به عامل هدف یا تاثیر پذیر متصل می‌شود (رابطه ۷).

$$X = X_1, X_2, X_3, \dots, X_m \quad (6)$$

$$X = X_{i1}, X_{i2}, X_{i3}, \dots, X_{im} \quad (7)$$

بدین ترتیب میزان تاثیر هر کدام از پارامترهای ورودی X بر متغیر هدف از رابطه ۸ قابل محاسبه است.

$$R_{ij} = \frac{\sum_{k=1}^m (X_{ik} \times X_{jk})}{\sqrt{\sum_{k=1}^m X_{ik}^2 \sum_{k=1}^m X_{jk}^2}} \quad (8)$$

که در آن:

شاخص‌های i, j, k: به ترتیب شمارنده تعداد عامل ورودی در هر سری داده، عامل خروجی مربوط به هر سری داده و تعداد سری داده جمع‌آوری شده است.

بر اساس این رابطه هر چه میزان تاثیر عامل ورودی بر عامل هدف بیشتر باشد، مقدار  $R_{ij}$  به یک نزدیک‌تر است و هر چه مقدار  $R_{ij}$  به صفر نزدیک‌تر باشد نشان‌دهنده اثرگذاری کمتر تغییرات عامل ورودی بر متغیر وابسته است.

همان‌طور که قبل از این اشاره شده بود، در این تحقیق سعی شد تاثیر دو عامل ژئومکانیکی و پنج عامل انفجاری بر نسبت حجم بولدر و پاشنه تولیدی بعد از انفجار به حجم بلوک در ۱۹ بلوک مورد بررسی قرار گیرد که مقادیر آماری مربوط به پارامترهای انفجاری در جدول ۵ ارائه شده است.

جدول ۵: شاخص‌های آماری مربوط به پنج عامل انفجاری برداشت شده از ۱۹ بلوک انفجاری

شاخص	خرج ویژه	بارسنگ	فاصله چال‌ها در چال‌ها در ردیف	متوسط عمق چال	اضافه حفاری
نماد	PF	B	S	MHL	SD
واحد	کیلوگرم بر تن	متر	متر	متر	متر
کمینه	۰٫۱۱	۲٫۱۲	۲٫۹۶	۹٫۷۸	-۴٫۸۲
بیشینه	۰٫۵۱	۴٫۹۷	۵٫۷۲	۱۷٫۷۳	۱٫۳۳
میانگین	۰٫۲۲	۲٫۹۳	۴٫۰۴	۱۴٫۵۱	-۱٫۶۲
انحراف معیار	۰٫۱۱	۰٫۵۹	۰٫۵۶	۲٫۱۶	۱٫۴۷



به دست آمده مانند ضریب همبستگی پیرسون، سطح معنی دار  $t$  تست (sig.) و ضرایب پارشیال، به ترتیب به شرح رابطه ۹ و رابطه ۱۰ مشخص گردید.

$$PF > S > BI > B > SD > MHL > RQD \quad (9)$$

$$PF > S > SD > B > BI > MHL > RQD \quad (10)$$

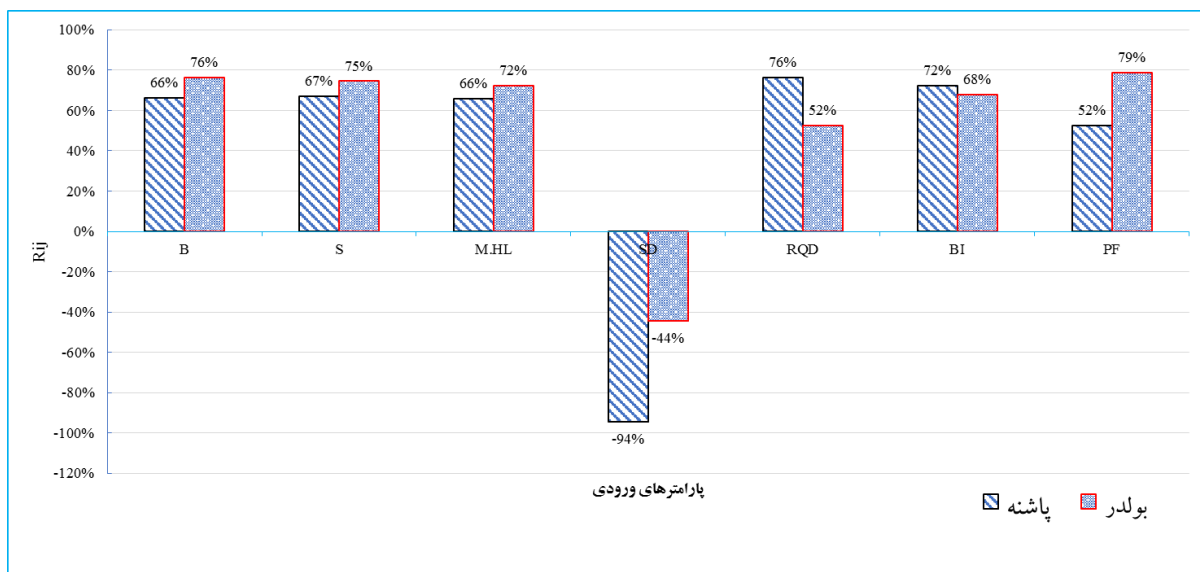
### ۲-۳-۳- تحلیل رگرسیون غیرخطی چندمتغیره

در بسیاری از موارد برای انجام مدل سازی در یک تحقیق، روابط بین متغیرها به ندرت خطی دقیق است. بدین ترتیب، از آنجا که ممکن است ارتباط دقیق تر بین متغیرها از یک الگوی غیرخطی تبعیت کند، بنابراین در این تحقیق مدل های مختلف غیرخطی از جمله چندجمله ای<sup>۸</sup> با ضرایب صحیح، چندجمله ای درجه دوم، معکوس<sup>۹</sup>، توانی<sup>۱۰</sup> و نمایی<sup>۱۱</sup> برای بیان بهتر ارتباط بین تغییرات متغیرهای تاثیرگذار بر هر یک از متغیرهای تاثیرپذیر ایجاد شد. پس از ایجاد مدل های مختلف غیرخطی چندگانه برای بررسی کارایی، اعتبارسنجی و میزان دقت هر یک از آنها، علاوه بر ضریب تعیین ( $R^2$ )، شاخص های آماری مختلفی مانند مجذور میانگین مربعات خطا (RMSE)، میانگین درصد خطای مطلق (MAPE) و شاخص عملکرد (VAF) بر اساس مقادیر حجم بولدر و پاشنه پیش بینی و اندازه گیری شده نسبت به حجم کل هر یک از ۱۹ بلوک انفجاری برداشت شده، محاسبه شدند که مقادیر این شاخص ها

بنابراین، در تحقیق حاضر آنالیز حساسیت به روش میدان کسینوسی بین هفت متغیر ورودی و دو متغیر خروجی یا هدف انجام شد. بر اساس آنچه در شکل ۷ نشان داده شده است موثرترین پارامترهای ورودی در نسبت حجم بولدر تولیدی به حجم بلوک به ترتیب خرج ویژه، بارسنگ، فاصله چال ها در ردیف، میانگین عمق چال، شاخص انفجارپذیری، شاخص کیفیت توده سنگ و اضافه حفاری بودند. در حالی که اضافه حفاری، شاخص کیفیت توده سنگ، شاخص قابلیت انفجار، فاصله چال ها در ردیف، بارسنگ، میانگین عمق چال و خرج ویژه به ترتیب پارامترهای موثر بر حجم پاشنه به جا مانده نسبت به حجم بلوک مشخص شدند.

### ۲-۳-۲- تحلیل رگرسیون خطی چندمتغیره

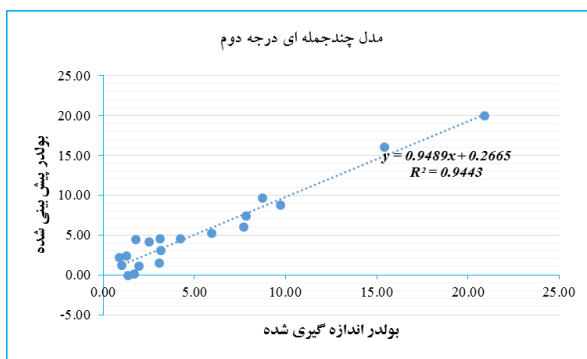
در این تحقیق سعی شد با فرآیند رگرسیون گیری خطی به وسیله نرم افزار spss تحلیل های مختلفی بر روی ارتباط متغیرهای مستقل در برابر دو متغیر وابسته انجام گیرد. نتایج این فرآیند نشان داد که نخست، تمامی متغیرهای مستقل در نظر گرفته شده بر اساس شاخص های آماری مانند ضریب تعیین و میانگین مربعات خطا نقش تاثیرگذاری بر تغییرات متغیرهای وابسته دارند، بنابراین با استفاده از رگرسیون گیری به روش ورود توام متغیرهای مستقل، اولویت بندی پارامترهای موثر بر حجم بولدر و پاشنه تولیدی نسبت به حجم بلوک در یک مدل خطی، بر اساس مقادیر مربوط به شاخص های آماری



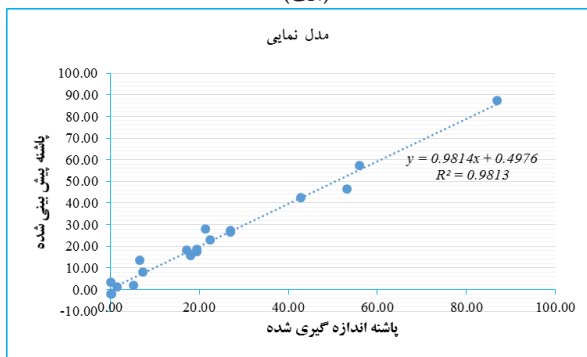
شکل ۷: نتایج آنالیز حساسیت به روش میدان کسینوسی بین پارامترهای ورودی و هدف

$$PT = 162.07 - 34.9Exp(0.25B) + 0.71Exp(0.77S) + 4.76Exp(-0.16MHL) + 5.25Exp(-0.61SD) + 1.84Exp(0.03RQD) - 14.39Exp(0.02BI) - 50.79Exp(0.61PF) \quad (12)$$

همچنین نمودارهای همبستگی بین مقادیر اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده نسبت حجم بولدر و پاشنه تولیدی به حجم کل بلوک انفجاری مربوط به ۱۹ انفجار برداشت شده به وسیله دو مدل یاد شده در شکل ۸ نشان داده شده است.



(الف)



(ب)

شکل ۸: نمودار همبستگی بین مقادیر اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده؛ (الف) بولدر تولیدی، (ب) پاشنه به جا مانده

۲-۳-۴- بهینه‌سازی پارامترها با استفاده از الگوریتم ترکیبی ژنتیک- ازدحام ذرات

در این تحقیق برای کمینه کردن حجم پاشنه و بولدر تولیدی ناشی از انفجارها در معدن مورد مطالعه نسبت به حجم کل بلوک انفجاری، سعی شد مقادیر پارامترهای قابل کنترل در کارآمدترین مدل‌های غیرخطی به دست آمده در بازه‌های مشخص به طور هم‌زمان بهینه شوند، بنابراین از بین

برای هر یک از مدل‌های پیش‌بینی کننده بولدر در جدول ۶ و برای پاشنه در جدول ۷ ارایه شده است.

جدول ۶: مقادیر شاخص‌های ارزیابی برای مدل‌های مختلف تعیین نسبت حجم بولدر به حجم بلوک

مدل	R <sup>2</sup>	RMSE	MAPE	VAF
چندجمله‌ای با ضرایب صحیح	۸۳٫۴۶	۲٫۱۲	۶۲٫۶۰	۸۳٫۴۵
چندجمله‌ای درجه دوم	۹۴٫۴۳	۱٫۲۴	۴۶٫۱۵	۹۴٫۴۲
معکوس	۵۴٫۲۲	۳٫۵۴	۹۴٫۰۸	۵۴٫۲۰
نمایی	۸۸٫۶۰	۱٫۸۵	۵۹٫۸۹	۸۷٫۵۲
توانی	۵۶٫۱۵	۳٫۴۶	۱۰۴٫۳۷	۵۶٫۱۷

جدول ۷: مقادیر شاخص‌های ارزیابی برای مدل‌های مختلف تعیین کننده نسبت حجم پاشنه به حجم بلوک

مدل	R <sup>2</sup>	RMSE	MAPE	VAF
چندجمله‌ای با ضرایب صحیح	۶۸٫۹۱	۱۲٫۶۶	۳۲۲٫۰۰	۶۸٫۹۱
چندجمله‌ای درجه دوم	۹۷٫۱۳	۳٫۷۸	۹۴٫۴۱	۹۷٫۱۲
معکوس	۵۳٫۹۵	۱۵٫۱۵	۱۲۹٫۷۶	۵۳٫۹۴
نمایی	۹۸٫۱۳	۳٫۰۵	۵۶٫۹۶	۹۸٫۱۳
توانی	۸۹٫۶۸	۷٫۲۲	۱۴۹٫۴۴	۸۹٫۶۸

مقادیر شاخص‌های آماری در هر یک از دو جدول یاد شده نشان می‌دهند که مدل‌های چندجمله‌ای درجه دوم و نمایی به ترتیب برای پیش‌بینی حجم بولدر و پاشنه تولیدی در مقایسه با سایر مدل‌ها کارآیی بهتری دارند. در ادامه رابطه ۱۱ و رابطه ۱۲ به ترتیب به عنوان مدل‌های مناسب‌تر برای پیش‌بینی نسبت حجم بولدر و پاشنه تولیدی به حجم بلوک، حاصل از رگرسیون غیرخطی، آورده شده است.

$$PB = -842.78 + (0.12B - 28.03)^2 + (2.31S - 8.14)^2 + (0.49MHL - 7.01)^2 + (-0.56SD - 1.35)^2 + (-0.06RQD + 3.55)^2 + (-0.01BI + 8.64)^2 + (12.35PF - 2.2)^2 \quad (11)$$

حجم بولدر تولیدی (رابطه ۱۴) و نمایی برای حجم پاشنه به جا مانده (رابطه ۱۵) نسبت به حجم کل بلوک انفجاری، با استفاده از کد الگوریتم ترکیبی ژنتیک- ازدحام ذرات به طور جداگانه در بازه‌های مشخص بهینه‌سازی شوند.

$$PB = a_1 + (a_2 \times B + a_3)^2 + (a_4 \times S + a_5)^2 + (a_6 \times MHL + a_7)^2 + (a_8 \times SD + a_9)^2 + (a_{10} \times RQD + a_{11})^2 + (a_{12} \times BI + a_{13})^2 + (a_{14} \times PF + a_{15})^2 \quad (14)$$

$$PT = b_1 + b_2 \times \exp(b_3 \times B) + b_4 \times \exp(b_5 \times S) + b_6 \times \exp(b_7 \times MHL) + b_8 \times \exp(b_9 \times SD) + b_{10} \times \exp(b_{11} \times RQD) + b_{12} \times \exp(b_{13} \times BI) + b_{14} \times \exp(b_{15} \times PF) \quad (15)$$

مقادیر بهینه شده هر یک از ضرایب پارامترها پس از انجام فرآیند بهینه‌سازی، برای مدل نمایی در جدول ۹ و برای مدل چندجمله‌ای درجه دوم در جدول ۱۰ ارائه شده است. همچنین نمودارهای مربوط به مراحل بهینه‌سازی ضرایب، طی تعداد تکرارهای مشخص، به وسیله الگوریتم ترکیبی برای هر دو مدل در شکل ۹ نشان داده شده است.

برای بررسی دقت پیش‌بینی این دو مدل بعد از بهینه‌سازی ضرایب متغیرهای آنها، نمودارهای رگرسیونی (شکل ۱۰) و تحلیل حساسیت (شکل ۱۱) بر مبنای مقایسه بین مقادیر پیش‌بینی شده با مقادیر اندازه‌گیری شده متغیرهای حجم

جدول ۹: ضرایب بهینه شده مدل نمایی

ضرایب	مقدار	ضرایب	مقدار	ضرایب	مقدار
a <sub>1</sub>	۲۸٫۹۵	a <sub>6</sub>	۳۰۶٫۰۴	a <sub>11</sub>	-۰٫۱۷
a <sub>2</sub>	۷۳٫۳۴	a <sub>7</sub>	-۰٫۴۴	a <sub>12</sub>	۹۹۹٫۹۹
a <sub>3</sub>	-۰٫۱۴	a <sub>8</sub>	۴٫۱۰	a <sub>13</sub>	-۰٫۰۷
a <sub>4</sub>	۹۹۹٫۹۹	a <sub>9</sub>	۰٫۴۳	a <sub>14</sub>	-۹۳٫۶۳
a <sub>5</sub>	-۱٫۹۳	a <sub>10</sub>	۱۴۴٫۵۴	a <sub>15</sub>	-۰٫۳۸

جدول ۱۰: ضرایب بهینه شده مدل چندجمله‌ای درجه دوم

ضرایب	مقدار	ضرایب	مقدار	ضرایب	مقدار
b <sub>1</sub>	-۹۹۶٫۸۶	b <sub>6</sub>	۰٫۴۷	b <sub>11</sub>	۱۲٫۲۴
b <sub>2</sub>	۰٫۱۲	b <sub>7</sub>	-۶٫۷۸	b <sub>12</sub>	۰٫۰۴
b <sub>3</sub>	-۲۹٫۴۷	b <sub>8</sub>	-۰٫۶۹	b <sub>13</sub>	-۱٫۲۳
b <sub>4</sub>	-۲٫۲۵	b <sub>9</sub>	-۱٫۱۹	b <sub>14</sub>	-۱۲٫۳۱
b <sub>5</sub>	۷٫۳۳	b <sub>10</sub>	-۰٫۰۱	b <sub>15</sub>	۲٫۳۲

هفت عامل موثر در دو مدل چندجمله‌ای درجه دوم و نمایی مقادیر پنج عامل انفجاری با استفاده از کد الگوریتم ترکیبی ژنتیک- ازدحام ذرات در بازه‌های مورد استفاده مربوط به هر یک از پارامترها در معدن مورد مطالعه بهینه‌سازی شدند. از آنجا که باید پارامترها در دو مدل یاد شده به طور هم‌زمان بهینه‌سازی می‌شدند، بنابراین تابع برازندگی به صورت رابطه ۱۳ تعریف شد.

$$\text{Cos t.Function} = \frac{\sum_{i=1}^n (Y_{PT}(i) - PT(i))^2}{n} + \frac{\sum_{i=1}^n (Y_{PB}(i) - PB(i))^2}{n} \quad (13)$$

که در آن:

n: نشان‌دهنده تعداد سری داده‌های برداشت شده  
 Y<sub>PB</sub> و PB: به ترتیب نسبت حجم بولدر تولیدی پیش‌بینی و اندازه‌گیری شده به حجم کل بلوک انفجاری است.  
 Y<sub>PT</sub> و PT: به ترتیب نسبت حجم پاشنه به جا مانده پیش‌بینی و اندازه‌گیری شده به حجم کل بلوک انفجاری است.  
 مقادیر بهینه مربوط به هر یک از پارامترهای مورد نظر در دو مدل غیرخطی انتخاب شده پس از انجام فرآیند بهینه‌سازی در جدول ۸ نشان داده شده است. بر اساس مقادیر به دست آمده در جدول ۸ و با توجه به اینکه ارتفاع پله‌ها در معدن مورد مطالعه ۱۵ متر است، مشخص شد که مناسب‌ترین مقدار اضافه حفاری ۱٫۳ الی ۲ متر است.

جدول ۸: مقادیر بهینه شده مربوط به هر یک از پارامترهای مورد نظر

عامل	خرج ویژه	بارسنگ	فاصله چال‌ها در ردیف	متوسط عمق چال	اضافه حفاری
واحد	کیلوگرم بر تن	متر	متر	متر	متر
مقدار	۰٫۲۰	۲٫۷۰	۴٫۰۸	۱۶٫۹۹	۰٫۴۸

### ۲-۳-۵- بهینه‌سازی ضرایب مدل رگرسیون غیرخطی

در ادامه انجام این تحقیق تصمیم گرفته شد که ضرایب مربوط به متغیرها در هر یک از دو مدل پیش‌بینی‌کننده رگرسیون غیرخطی انتخابی، چندجمله‌ای درجه دوم برای

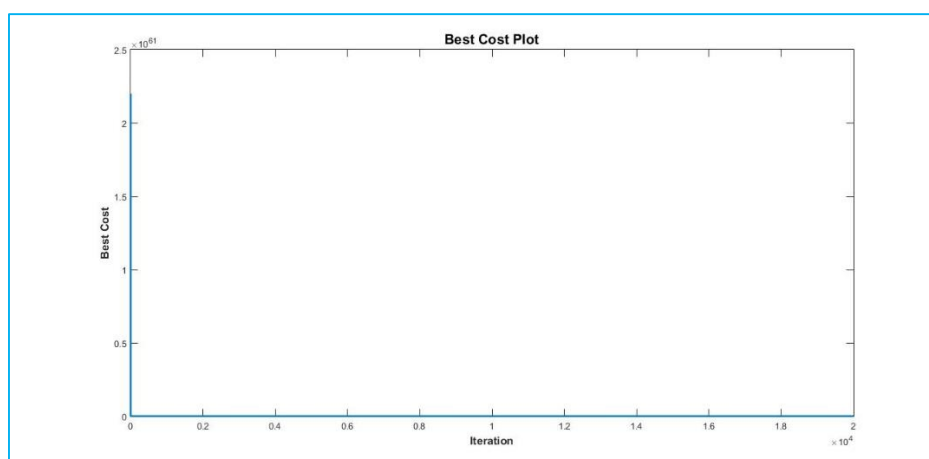
چهار انفجار برداشت شده در معدن به عنوان داده‌های تست استفاده شد. با جایگزین کردن مقادیر پارامترهای انفجاری اجرا شده در این چهار بلوک، مقادیر مربوط به حجم بولدر و پاشنه تولیدی نسبت به حجم کل هر بلوک انفجاری به ترتیب با رابطه ۱۴ و رابطه ۱۵ پیش‌بینی شدند. در ادامه پس از انجام انفجار هر یک از چهار بلوک تست و حمل کوپه مواد خرد شده مربوط به آنها، مقادیر حجم بولدرهای تولیدی و پاشنه‌های به جا مانده به ترتیب با استفاده از ابزار فتوگرامتری و نقشه‌برداری اندازه‌گیری و نسبت حجم هر یک از آنها به حجم کل بلوک منفجر شده محاسبه شد (جدول ۱۱).

در این تحقیق برای بررسی دقت این دو مدل، نمودارهای تحلیل حساسیت (شکل ۱۲) و رگرسیون (شکل ۱۳) بر اساس مقادیر پیش‌بینی و اندازه‌گیری شده مربوط به چهار انفجار تست رسم شد.

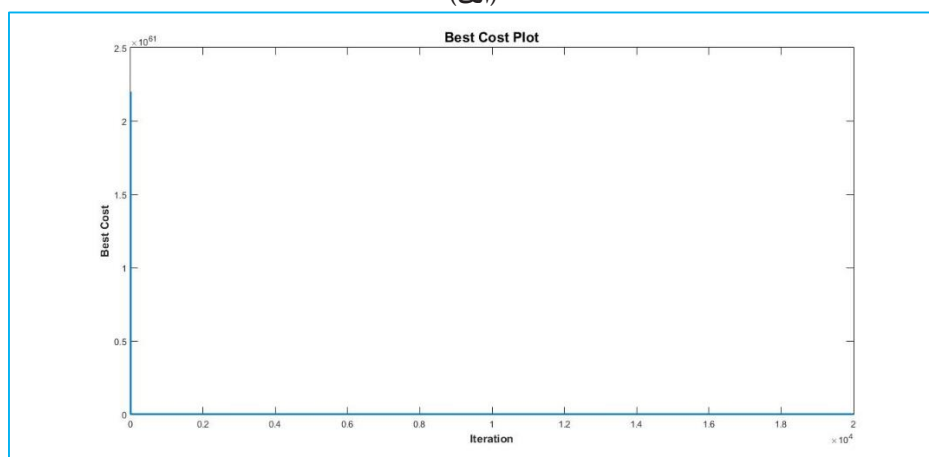
بولدر تولیدی و پاشنه به جا مانده نسبت به حجم بلوک انفجاری مربوط به ۱۹ سری داده برداشت شده، رسم شدند. مقادیر شاخص‌های آماری به دست آمده در هر یک از نمودارهای یاد شده مشخص‌کننده این است که فرآیند بهینه‌سازی ضرایب توانسته دقت پیش‌بینی مدل‌های غیرخطی چندجمله‌ای درجه دوم (رابطه ۱۴) و نمایی (رابطه ۱۵) را افزایش دهد. به عبارت بهتر، بهینه‌سازی ضرایب مدل‌ها توانسته خطای پیش‌بینی نسبت حجم بولدر و پاشنه تولیدی به حجم بلوک ناشی از انفجار به وسیله آنها را کاهش دهد.

### ۲-۳-۶- اعتبارسنجی نتایج تحقیق

برای ارزیابی کارایی مدل‌های چندجمله‌ای درجه دوم و نمایی انتخابی بر اساس مقادیر بهینه شده ضرایب متغیرهای آنها به وسیله الگوریتم ترکیبی ژنتیک-ازدحام ذرات از داده‌های

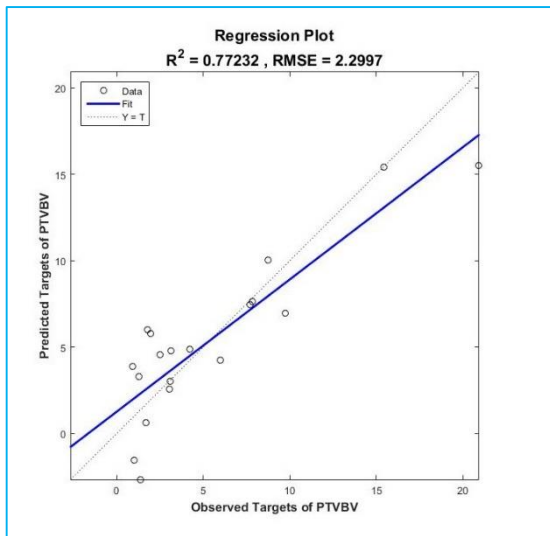


(الف)

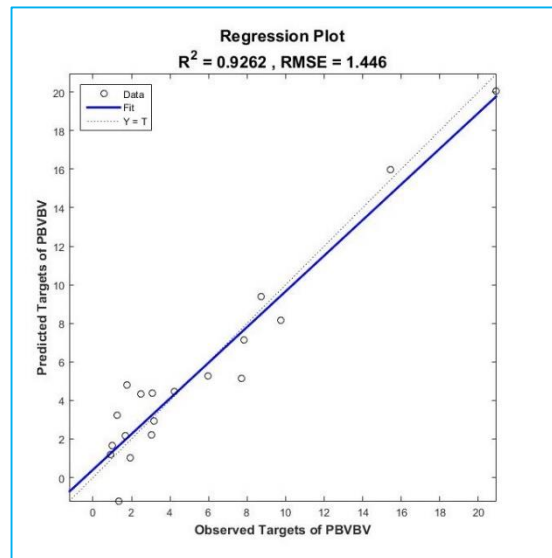


(ب)

شکل ۹: مقادیر تابع هدف طی تکرارهای مشخصی از اجرای الگوریتم؛ الف) با تکرار برای مدل ۱۴، ب) با تکرار برای مدل ۱۵

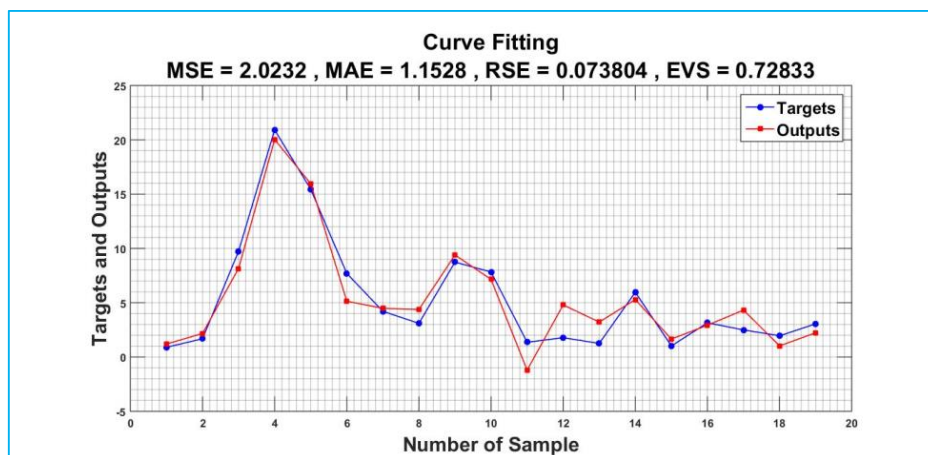


(ب)

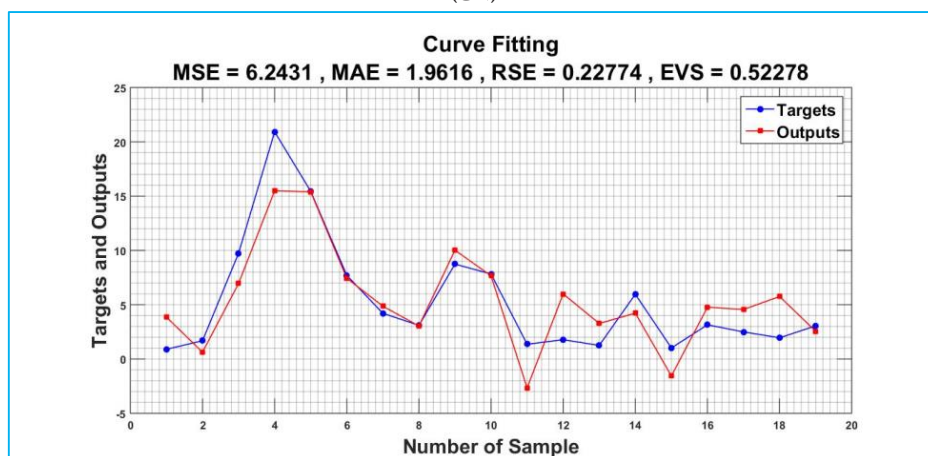


(الف)

شکل ۱۰: نمودار رگرسیون بین مقادیر اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده؛ (الف) بولدر تولیدی، (ب) پاشنه به جا مانده



(الف)



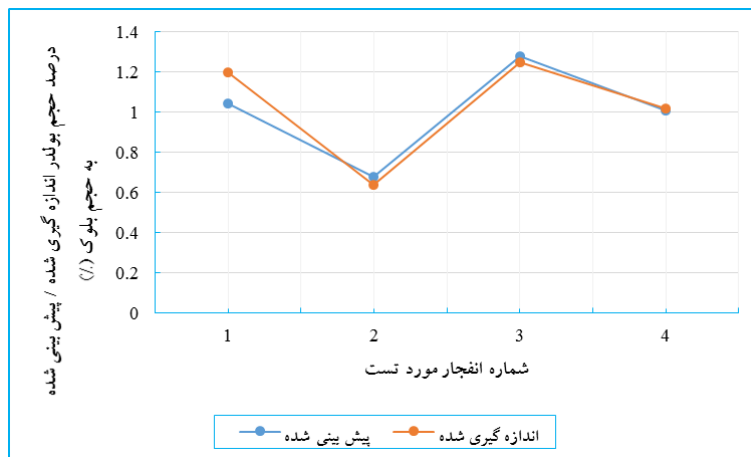
(ب)

شکل ۱۱: نمودار تحلیل حساسیت بین مقادیر اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده؛ (الف) بولدر تولیدی، (ب) پاشنه به جا مانده

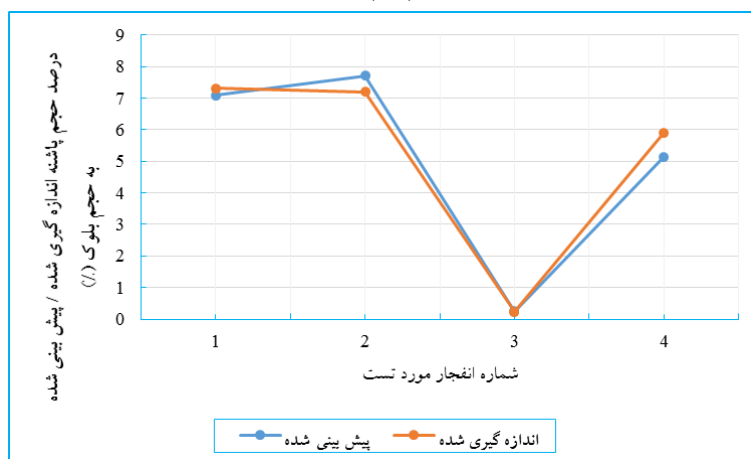


جدول ۱۱: مقادیر اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده نسبت حجم بولدر و پاشنه تولیدی به حجم بلوک برای انفجارهای تست

شماره بلوک	(PB) برداشت شده (درصد)	(PB) پیش‌بینی شده (درصد)	(PT) برداشت شده (درصد)	(PT) پیش‌بینی شده (درصد)
۱۴-۱۳۱	۱٫۲	۱٫۰۴	۷٫۳۱	۷٫۰۸
۱۴-۱۳۳	۰٫۶۴	۰٫۶۸	۷٫۲۰	۷٫۷۱
۱۴-۱۳۲	۱٫۲۵	۱٫۲۸	۰٫۲۳	۰٫۲۴
۱۴-۱۳۵	۱٫۰۲	۱٫۰۱	۵٫۹	۵٫۱۴

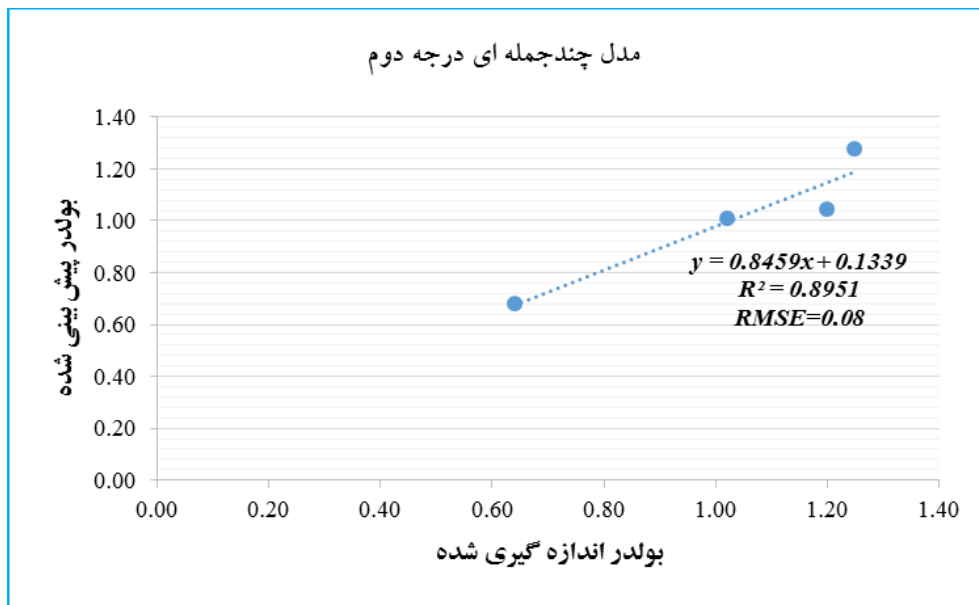


(الف)

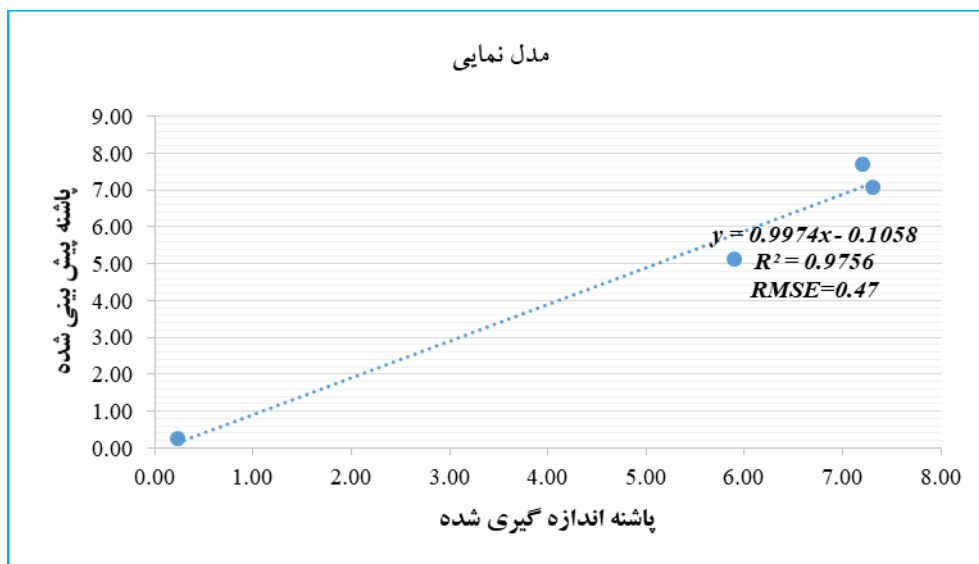


(ب)

شکل ۱۲: نمودار تحلیل حساسیت بین مقادیر اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده مربوط به انفجارهای تست؛ (الف) بولدر تولیدی، (ب) پاشنه به جا مانده



(الف)



(ب)

شکل ۱۳: نمودار همبستگی بین مقادیر اندازه گیری و پیش بینی شده مربوط به انفجارهای تست: (الف) بولدر تولیدی، (ب) پاشنه به جا مانده

### ۳- نتیجه گیری

به ترتیب از روش فتوگرامتری و برداشت‌های نقشه برداری با کمک نرم افزارهای مرتبط با آنها استفاده شد. همچنین مقادیر پارامترهای طراحی و انفجار با انجام برداشت‌های میدانی جمع‌آوری و ثبت شدند. در ادامه با انجام آنالیز حساسیت به روش میدان کسینوسی مشخص شد که پارامترهای اضافه حفاری، شاخص انفجارپذیری و کیفیت توده سنگ در نسبت حجم بولدر تولیدی به حجم بلوک انفجاری کمترین تاثیر ولی در حجم پاشنه ایجاد شده نسبت به حجم بلوک بیشترین

در این تحقیق سعی شد با استفاده از هفت عامل ورودی شامل دو عامل ژئومکانیکی توده سنگ و پنج عامل طراحی انفجار از وقوع دو پدیده پاشنه و بولدر تولیدی ناشی از انفجار در معدن شماره ۲ سنگ آهن گل گهر تا حد امکان جلوگیری شود. برای این امر پایگاه داده‌ای متشکل از ۱۹ انفجار انجام شده در معدن مورد مطالعه ایجاد شد. در این پایگاه داده برای تعیین مقادیر پارامترهای ژئومکانیکی، حجم بولدر و پاشنه تولیدی

- while drilling (MWD) techniques". International Journal of Mining Science and Technology, 28: 859-864.
- [3] Hamdi, E., and du Mouza, J. (2005). "A methodology for rock characterization and classification to improve blast results". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 42(1): 177-194.
- [4] عباسی، ر.، مسعودیان، م.؛ ۱۳۹۰؛ "اصلاح پارامترهای حفاری و آتش‌کاری جهت خردایش بهینه در معدن سنگ آهن چاه گز". سومین کنفرانس معادن روباز ایران، دانشگاه شهید باهنر کرمان.
- [5] Safari, A., and Rajabu, K. (2011). "Regression Models of the Impact of Rock mass and Blast Design Variations on the Effectiveness of Iron Ore Surface Blasting". Engineering, 3(1): 55-62.
- [6] فرامرزی، ف.؛ ۱۳۹۰؛ "ارزیابی ریسک ناشی از انفجار در معادن روباز با روش ماتریس اندرکنش-اندیس آسیب‌پذیری". پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه شهید باهنر کرمان.
- [7] Chiappetta, F. 2004(). "New Blasting Technique to Eliminate Subgrade Drilling, Improve Fragmentation, Reduce Explosive Consumption and Lower Ground Vibrations". Journal of Explosives Engineering, 21(1): 10-12.
- [8] Bastante, F., Alejano, L., and González, J. (2012). "Predicting the extent of blast-induced damage in rock masses". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 56: 44-53.
- [9] وتوکوری، اس.، کاتسویاما، ک.؛ ۱۳۷۶؛ "درآمدی بر مکانیک سنگ". ترجمه فاروقی محمد، انتشارات مرکز خدمات فرهنگی سالکان.
- [01] Abbas pour, H. C., Drebenstedt, M., Badroddin, A., and Maghamini K. (2018). "Optimized design of drilling and blasting operations in open pit mines under technical and economic uncertainties by system dynamic modelling". International Journal of Mining Science and Technology, 28(6): 839-848.
- [11] Xingwana, L. (2016). "Monitoring ore loss and dilution for mine-to-mill integration in deep gold mines: a survey-based investigation". Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 116: 149-160.
- [12] Suri, S., Juhari, A., Yaacob, S., Anua, N., and Zabidi, H. (2020). "Rock slope discontinuity extraction from 3D point clouds: Application to an open pit limestone quarry". Warta Geologi, 46(2): 107-112.
- [13] Ghiasi, M., Askarnejad, N., Dindarloo Saied, R., and Shamsoddini, H. (2016). "Prediction of blast boulders in open pit mines via multiple regression and artificial neural networks". International Journal of Mining
- تاثیر را دارند، در حالی که خرج ویژه در حجم پاشنه و بولدر ایجاد شده نسبت به حجم بلوک انفجاری به ترتیب کمترین و بیشترین تاثیرگذاری را نشان داد.
- پس از آنالیز حساسیت، برای مشخص شدن نحوه تاثیرپذیری نسبت حجم بولدر و پاشنه تولیدی به حجم بلوک انفجاری از هفت پارامتر ورودی، مدل‌های غیرخطی چندگانه مختلفی با استفاده از سری داده‌های جمع‌آوری شده به وسیله نرم‌افزار SPSS ساخته شد. بر اساس شاخص‌های آماری به دست آمده از مدل‌سازی‌ها، دو مدل چندجمله‌ای درجه دوم و مدل نمایی به ترتیب برای پیش‌بینی نسبت حجم پاشنه به جا مانده و بولدر تولیدی به حجم کل بلوک انفجاری به عنوان بهترین مدل‌ها، انتخاب شدند. در ادامه برای افزایش دقت پیش‌بینی مدل‌های انتخابی و همچنین مشخص کردن مقادیر بهینه برای پارامترهای طراحی انفجار برای کمینه کردن حجم بولدر و پاشنه تولیدی ناشی از انفجارها در معدن مورد مطالعه از کد الگوریتم ترکیبی ژنتیک- ازدحام ذرات استفاده شد. بدین ترتیب، برای بهینه کردن مقادیر پارامترهای طراحی انفجار در بازه‌های مقداری مورد استفاده در معدن، هر دو مدل نمایی و چندجمله‌ای درجه دوم به طور هم‌زمان تحت فرآیند بهینه‌سازی به وسیله الگوریتم ترکیبی قرار گرفتند. نتیجه بهینه‌سازی نشان داد که مقادیر بهینه شده پارامترهای میانگین عمق چال، اضافه حفاری و بارسنگ به ترتیب نسبت به میانگین مقادیر ۱۹ سری داده استفاده شده مربوط به آنها در فرآیند مدل‌سازی، بیشترین اختلاف را دارند.
- همچنین برای افزایش دقت پیش‌بینی دو مدل نمایی و چندجمله‌ای درجه دوم، ضرایب پارامترها در هر یک از مدل‌ها به طور جداگانه در بازه‌های مقداری مشخص به وسیله الگوریتم ترکیبی بهینه‌سازی شدند. پس از بهینه‌سازی ضرایب دو مدل، برای اعتبارسنجی آنها از داده‌های جمع‌آوری شده مربوط به چهار انفجار تست در معدن مورد مطالعه استفاده شد. نتایج اعتبارسنجی نشان داد که فرآیند بهینه‌سازی مدل‌ها توانسته دقت پیش‌بینی آنها را در مقایسه با قبل از بهینه‌سازی به طور نسبی افزایش دهد.

#### ۴- مراجع

[۱] استوار، ر.؛ ۱۳۹۲؛ "آتش‌کاری در معادن". جلد دوم، چاپ نهم، انتشارات جهاد دانشگاهی صنعتی امیرکبیر، تهران.

[2] Khorzoughi, M., Hall, H., and Derek, A. (2018). "Rock fracture density characterization using measurement

A. B. Berdal, Norway.

Science and Technology, 26: 183-186.

- [22] Alameda- Hernández, P., El Hamdouni, R., Irigara, C., and Chaco, J. (2019). "Weak foliated rock slope stability analysis with ultra-close-range terrestrial digital photogrammetry". *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 78: 1157-1171. DOI: 10.1007/s10064-017-1119-z.
- [23] Moomivand, H., and Vandyousefi, H. (2020). "Development of a new empirical fragmentation model using rock mass properties blasthole parameters and powder factor". *Arabian Journal of Geosciences*, 13: 1173. DOI: <https://doi.org/10.1007/s12517-020-06110-2>.
- [24] Gokhale, B. V. (2009). "Rotary drilling and blasting in large surface mining". CRC Press/Balkema.
- [14] حسین‌زاده، م.، خوشرو، س. ح؛ ۱۳۹۳؛ "عوامل ایجاد پاشنه و راه‌های کاهش آن در معدن میدوک". پنجمین کنفرانس مهندسی معدن، مصلا امام خمینی تهران.
- [15] Ghosh A Deamen, J. J. K. (1990). "Fractal-based approach to determine the effect of discontinuities on blast fragmentation". The 31th U.S. Symposium on Rock Mechanics (USRMS), 18-20 June, Golden, Colorado.
- [16] مهندسین مشاور کوشا معدن؛ ۱۳۹۶؛ "گزارش تخمین و ارزیابی معدن شماره ۲ گل‌گهر سیرجان".
- [17] Riquelme, A. J., Abella'n A., and Toma's R. (2015). "Discontinuity spacing analysis in rock masses using 3D point clouds". *Engineering Geology*, 195: 185-195. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2015.06.009>.
- [18] Riquelme, A. J., Abellan, A., Tom'as, R., and Jaboyedo'ff, M. (2014). "A new approach for semi-automatic rock mass joints recognition from 3d point clouds". *Computers & Geosciences*, 68(0): 38-52. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.cageo.2014.03.014>.
- [19] Riquelme, A., Tomás, R., Cano, M., Pastor, J. L., and Abellán, A. (2018). "Automatic mapping of discontinuity persistence on rock masses using 3D point clouds". *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 51(10): 3005-3028.
- [20] Priest, S., and Hudson, J. (1976). "Discontinuity spacings in rock". In: *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 13: 135-148.
- [21] Palmstro'm, A. (1974). "Characterization of jointing density and the quality of rock masses". Internal Report,

<sup>1</sup> Discontinuity Set Extractor (DSE)

<sup>2</sup> Rock Mass Description

<sup>3</sup> Joint Plane Spacing

<sup>4</sup> Joint Plane Orientation

<sup>5</sup> Rock Density Index

<sup>6</sup> Uniaxial Compressive Strength

<sup>7</sup> Cosine Amplitude Method

<sup>8</sup> Polynomial

<sup>9</sup> Inverse

<sup>10</sup> Power

<sup>11</sup> Exponential