Kharazmi University

Journal of Engineering Geology

Journal home page https://jeg.khu.ac.ir

OPEN ACCESS

Online ISSN 2981-1600

Engineering Geological Analysis and Modeling of Excavations in the medium depth, Venarch Manganese Mine (Qom)

Mohammad Zainali [1], Mohammad Reza Asef✉ [2], Ruholah Nadari [3]

1. MSc Student, Faculty of Earth Sciences, Dept. of Applied Geology, Kharazmi University, Tehran, Iran. E-mail: mohamad.zyinali137409@gmail.com
2. Associate Professor, Faculty of Earth Sciences, Dept. of Applied Geology, Kharazmi University, Tehran, Iran. E-mail: asef@khu.ac.ir
3. Assistant Professor, Faculty of Earth Sciences, Dept. of Geology, Payam Noor University, Tehran, Iran. E-mail: nadir@pnu.ac.ir

Article Info

Article type:
Research Article

Article history:
Received 27 March 2024
Received in revised form 9 May 2024
Accepted 19 June 2024

Keywords:
Venarch, Manganese, Rock mass classification, Rock Mass Rating (RMR) system, Finite element numerical model.

ABSTRACT

This paper investigates the application of geomechanical and geological engineering methods to determine the optimum working face width for the safe and efficient extraction of manganese ore extraction at the Venarch Mine (Qom Province, Central part of Iran). The underground workings on the west face (240m depth) present significant geotechnical challenges due to the presence of faults, clay seams, and loose rock layers. These features require careful careful stability analysis to ensure the safety and economic viability of the underground mining operation. This study uses three established methods for rock mass classification and stability assessment. The Rock Mass Rating (RMR) classification system, the Q-system (Barton), and the numerical analysis using Plaxis 3D software. A robust and data-driven approach to determining the optimum workshop width was achieved by employing a synergistic combination of these three methods, together with meticulous ground observations and expert engineering judgement. This framework offers a powerful tool for determining the optimal and safe workshop width for this sector of the mine. By capitalizing on the strengths of each methodology, this research aims to establish a data-driven and informed decision-making process to ensure a stable and economically viable approach.

Introduction

This study focuses on the optimization of tunnel design within the Pirouze Block of the Venarch Manganese Mine, located in the Qom Province, Iran. The mine utilizes a network of shafts and horizontal and inclined spaces (mining workshops) to access, mine and transport manganese ore. Therefore, a comprehensive engineering geological analysis of subsurface workings, in partcular those excavated within the deposit (mining workshops) and those surrounding the deposit (main tunnels), is critical to ensur safe and efficient mine operations, namely optimal drift widths, standup times and cost effective lining equipment.

The initial objective of this research is to identify and evaluate the key geotechnical features that influence the stability of undergound operations. These characteristics include, but are not limited to, the presence of faults, clay seams, and groundwater conditions within the deposit and surrounding rock mass. To achieve this objective, a multifaceted approach employing both established empirical methods and advanced numerical modelling has been used to achieve this objective, in close conjunction with expert engineering judgement.

This study incorporated well established empirical rock mass classification methods (RMR and Q-Systems) to classify the rock mass

Cite this article: Zainali, M., Asef, M.R., Nadari, R. (2024). Engineering Geological Analysis and Modeling of Excavations in the medium depth, Venarch Manganese Mine (Qom). Journal of Engineering Geology, 18 (1), 123-142. https//doi.org/10.22034/JEG.2024.18.1.10422

© The Author(s).
Publisher: Kharazmi University.
DOI: https//doi.org/10.22034/JEG.2024.18.1.10422

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

quality based on its inherent strength, discontinuity characteristics (spacing, condition), and groundwater status. The RMR and Q-system classifications provided a qualitative assessment the rock mass stability, enabling potential challenges to be identified and providing a basis for further analysis. Then finite element analysis (FEA) was then carried out using Plaxis 3D software to simulate the geomechanical behavior of the rock mass under the stress induced by undergroung excavations. This numerical approach facilitated a more detailed and quantitative analysis of stress distribution and potential zones of deformation zones within the rock mass surrounding the underground spaces.

The combined application of these methods provides a comprehensive understanding of the geotechnical conditions and their influence on undergound operations. By analyzing the interaction between rock mass characteristics and excavation geometry, the research aimed to determine the optimum width of the mine workings, balancing efficient ore extraction with safe and stable conditions, and estimate stability duration before the onset of potential support requirements. Neverthless, for scenarios where long-term stability cannot be guaranteed, the research offered suitable maintenance strategies to mitigate potential risks and ensure safe tunnel operation. This integrated approach, combining empirical methods with advanced numerical modeling, provided a convenient framework for optimizing operation design and ensuring the long-term stability and safety.

Materials and Methods

The geological setting of the 240 West Level comprises a sequence of rock units including manganese series, tuffs, lithic tuffs, hematites, manganese-hematite sequences and andesites. Of particular interest is the West Workshop, a 150 meter long by 2.5 meter wide excavation within the manganese-hematite units. Field observations indicate that in-situ stresses have caused significant geological complications within the last 80 meters of the excavation. These complications manifest themselves differently in the workshop and the main tunnel. Based on visual observations, it is believed that the in-situ stresses have triggered the formation of a slip fault within the manganese-hematite units. This fault zone effectively separates the last 80 meters of the workshop from the first 70 meters, which show no faulting. Due to this distinct geotechnical character, the workshop was split into two segments for further analysis and interpretation. The first section was excavated through andesite units. However, within the final section, excavation continued through the andesite and lithic tuff units due to the presence of rotated layers. This rotation indicates potential structural instability within the rock mass. As a result, the main tunnel was also divided into two distinct sections based on their different geomechanical parameters, requiring separate analyses. This highlights the critical role of detailed geological characterization and in-situ stress analysis in underground mining. The complications observed on the 240 West level emphasize the importance of continuous monitoring and adaptation of excavation strategies to address unforeseen geological challenges and ensure safe and efficient development.

Results and Discussion

1. RMR classification system and support recommendations

The Rock Mass Rating (RMR) system was employed to quantify the rock mass quality and guide the selection of support. The calculated RMR score for the first 70 meters of the workshop indicates a good rock mass quality (RMR = 52). Based on this score and established RMR guidelines, a width of 2.7 meters is considered suitable for long-term stability without the need for additional support measures. The presence of a slip fault within the last 80 meters of the workshop significantly reduces the RMR score to 47, indicating a poor rock mass quality. To achieve self-sustaining stability in this section, a reduced width of 2.2 meters is recommended.

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]

[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]

[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

As the main tunnel already possesses a fixed width, the focus here is on identifying appropriate support measures to address potential long-term instability based on the RMR values. The RMR value of 76 for the initial portion of the main tunnel signifies a good rock mass quality with an anticipated stable period of 10 years. However, for increased safety and potential unforeseen circumstances, Bieniawski's (1973) recommendations suggest the installation of 3 meters rock bolts at 2.5 meters intervals together with a 5 cm layer of sprayed concrete applied to the roof. The RMR score of 42 in the final section indicates a poor rock mass quality with an estimated stable period of only 6 days. This section necessitates immediate support intervention for long-term stability. Bieniawski's recommendations for this section include the installation of 4-meter rock bolts spaced at 2 meters within the roof, combined with a layer of sprayed concrete ranging from 5 to 10 cm layer of shotcrete on the roof and 3 cm on the walls.

2. Q classification system

The Q-system, developed by Barton et al. (1974), incorporates various factors influencing rock mass behavior, including rock quality (Q-value), excavation size and shape, stress conditions, and groundwater, to provide a comprehensive assessment of excavation stability. The calculated normalized Q-values for the mining workshop highlight the influence of geological conditions on the optimum excavation width. A Q-value of 7.6 suggests a good quality rock mass in the initial portion of the workshop (without the fault). The corresponding maximum long-term stable width of 5.25 meters implies that excavations exceeding this width would likely necessitate additional support for long-term stability. The presence of a fault zone in the final portion significantly reduces the Q-value to 5, indicating a poorer rock mass quality. This translates to a maximum stable width of 4 meters. This finding highlights the significant impact of geological discontinuities on excavation stability and the importance of tailoring excavation designs to specific geological conditions.

The pre-determined width of the main tunnel necessitates a focus on identifying suitable support interventions to enhance long-term stability based on the calculated Q-values. A high Q-value of 96 suggests a very good quality rock mass in the first part of the main tunnel. This is further verified by the recommendation of using point restraint rods. These rods are typically employed in competent rock masses with minimal reinforcement needs. The lower Q-value of 5.25 in the second section indicates a poorer rock mass quality compared to the first part. Barton proposes two alternative support methods for this section: 75 to 100 mm thick concrete sprinkling or expanding bars at a distance of 1 meter from each other, plus 50 to 75 mm concrete sprinkling and metal mesh.

The application of the Q-system, alongside the previously discussed RMR classification, offers a valuable two-pronged approach for evaluating excavation stability and selecting appropriate support measures. By considering both rock mass quality and excavation geometry, this study provides crucial insights for safe and efficient operation design.

3. Numerical analysis system with PLAXIS 3D

Further analysis was carried out using 3D numerical modelling software (Plaxis) to predict stresses and displacements and compare these values with the allowable displacement criteria established by Sakurai (1977). Based on the Sakurai (1977) model, the allowable displacement range for this workshop is between 3.2mm and -3.2mm. Figure 4 shows the displacement profile obtained from the Plaxis model. The analysis shows a slab settlement of -0.66mm and a floor heave of 0.84mm. As both values are well within the allowable range, Workshop 1 is considered to be self-supporting for its current width of 2.5 meters (equivalent radius of 1.26 meters). The allowable displacement range for the narrower Workshop 2 (1.5 meters wide, equivalent radius of 0.97

meters) is estimated to be between 2.9 mm and -2.9 mm. The 3D Plaxis modelling results indicate a slab settlement of -0.62 mm and a floor heave of 0.27 mm. Similar to Workshop 1, these values are well within acceptable limits, suggesting that the presence of a fault does not compromise the stability of Workshop 2 at its current width. The fixed width of the main tunnels requires a stability analysis to identify potential instability and recommend appropriate maintenance measures based on the modelling results. The allowable displacement range for this tunnel is calculated to be 3.6mm to -3.6mm. The 3D Plaxis analysis shows a slab settlement of -0.78 mm and a floor heave of 0.73 mm. Both values are within acceptable limits, indicating that Main Tunnel 1 is currently stable and does not require immediate maintenance intervention. The allowable range of settlement for Main Tunnel 2 is estimated to be 4.3mm to -4.3mm. The modelling results show a slab settlement of approximately -2.89 mm and a floor heave of 1.6 mm. whilst both values are within the acceptable range, their proximity suggests the potential for these limits to be exceeded in the future. Therefore, as a precautionary measure, it is recommended that light support be provided. This could include the installation of wire mesh and a 50mm layer of shotcrete. This approach has provided valuable insight into the long-term stability of the 240 west level operation. The recommended light support for Main Tunnel 2 highlights the importance of proactive measures to mitigate potential future instability concerns.

Conclusions

This study investigated the optimal design and maintenance strategies for excavations at the 240-west level of the Venarch Manganese Mine (Pirouz Block) using a multifaceted engineering approach. Three methods were employed: Rock Mass Rating (RMR), Q-system classification, and 3D numerical modeling with Plaxis software. A significant concordance was observed between the results obtained from the RMR method and the numerical analysis (Plaxis 3D). This is exemplified in Workshop 1, where the optimal widths suggested by both methods were comparable (2.7 meters for RMR and 2.5 meters for Plaxis). Conversely, the Q-system classification yielded distinct results. Workshop 1's optimal width was estimated at 5.25 meters, while the presence of a fault zone in Workshop 2 led to a calculated width of 4 meters. The RMR method exhibited a more conservative approach to maintenance selection compared to the Q-system in the analysis of main tunnels. The Q-system gives greater priority to economic considerations. Numerical modelling has the potential to identify the safest and most cost-effective maintenance strategy for a particular tunnel section through trial and error simulations of different maintenance interventions. Field observations suggest that the combined interpretation of RMR and Plaxis 3D modeling results provides a more realistic representation of the rock mass behavior in both workshops and main tunnels. This study successfully established maintenance recommendations for tunnels with fixed cross-sections (main tunnels) and determined the optimal stable widths (without requiring additional support) for mining workshops at a specific depth (240 meters). The results highlight the influence of rock mass characteristics on optimal design and maintenance strategies within different sections of the mine. The engineering geology of a mine can vary significantly across its operational area, directly impacting mineral extraction costs. This underscores the critical need for comprehensive geomechanical studies throughout the Venarch Manganese Mine to optimize resource extraction and minimize operational expenses. This integrated approach, combining established empirical methods with advanced numerical modeling, offers a robust framework for optimizing excavation design, selecting appropriate maintenance strategies, and ensuring the long-term stability and safety operations.

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

نشریه زمین شناسی مهندسی
Journal home page https://jeg.khu.ac.ir
دانشگاه خوارزمی
دسترسی آزاد
شاپا الکترونیکی ۲۹۸۱-۱۶۰۰

تحلیل زمین‌شناسی مهندسی و مدل‌سازی حفریات تراز میانی، معدن منگنز ونارچ (قم)

محمد زینلی[۱]، محمدرضا آصف[۲]✉، روح‌اله ندری[۳]

۱. دانشجوی کارشناسی ارشد، دانشکده علوم زمین، گروه زمین شناسی کاربردی، دانشگاه خوارزمی، تهران، ایران. رایانامه: mohamad.zyinali137409@gmail
۲ .دانشیار، دانشکده علوم زمین، گروه زمین شناسی کاربردی، دانشگاه خوارزمی، تهران، ایران. رایانامه: asef@khu.ac.ir
۳. استادیار، دانشکده علوم زمین ، گروه زمین شناسی، دانشگاه پیام نور، تهران، ایران. رایانامه: nadir@pnu.ac.ir

اطلاعات مقاله

نوع مقاله:
مقاله پژوهشی

تاریخ دریافت: ۱۴۰۳/۰۱/۰۸
تاریخ بازنگری: ۱۴۰۳/۰۲/۲۰
تاریخ پذیرش: ۱۴۰۳/۰۳/۳۰

کلیدواژه‌ها:
منگنز ونارچ، پایداری، رده بندی مهندسی توده سنگ، سیستم طبقه‌بندی ژئومکانیکی، تحلیل عددی المان محدود.

چکیده

عملیات معدن‌کاری به روش زیرزمینی همیشه مشکلات پیچیده‌تری نسبت به روش روباز داشته است. یکی از مشکلاتی که در روش زیرزمینی اغلب اوقات تاثیرگذار بوده است، ناپایداری تونل‌ها و کارگاه‌های استخراج حین انجام حفاری یا پیشروی می‌باشد، که ناشی از عدم شناخت پارامترهای زمین‌شناسی مهندسی و ژئومکانیکی توده سنگ‌های اطراف حفریه می‌باشد. در فضاهای زیرزمینی تراز ۲۴۰ غربی، معدن منگنز ونارچ (استان قم)، خصوصیات زمین‌شناسی مهندسی در کارگاه‌های استخراج و تونل‌های امتدادی (اصلی) تاثیر بسزایی بر روی پایداری حفریات این قسمت گذاشته است. به همین دلیل شناخت پارامترهای ژئومکانیکی و تکتونیکی در تحلیل زمین‌شناسی مهندسی برای استخراج و ترابری ایمن و اقتصادی از اهمیت بالایی برخوردار است. هدف از مطالعه در این محدوده شناخت عوامل تاثیرگذار(مانند گسل‌ها، آب‌های زیرزمینی، دسته‌درزه‌ها و ....) و ارائه راه‌کارهای مناسب برای بالا بردن مدت زمان پایداری در تونل‌های اصلی و کارگاه‌های استخراج می‌باشد. انجام چنین تحقیقی ابتدا شامل، مطالعه نقشه‌های زمین‌شناسی، عکس‌های هوایی و سپس بازدید میدانی از داخل حفریات و بردشت عوارض زمین‌شناسی و نمونه‌های استاندارد سنگی، برای آزمون‌های مقاومتی می‌باشد. در این تحقیق محاسبه و تحلیل عرض بهینه برای کارگاه استخراج، و تحلیل پایداری برای عرض ۳ متر در تونل‌های امتدادی، به دو روش تجربی (که شامل سیستم طبقه‌بندی (RMR)، سیستم طبقه بندی بارتون (Q) محاسبه شد) و یک روش سیستم تحلیل عددی (با نرم افزار Plaxis 3D) انجام شد، و نهایتا نقاط ضعف و قوت هر یک از این سه روش در این کاربرد اختصاصی نسبت به مشاهدات زمینی مورد بحث قرار گرفت.

مقدمه

محدوده کانسار منگنز ونارچ در ۳۰ کیلومتری جنوب شهرستان قم واقع شده است. زون منگنزدار به صورت لایه در یک نواری به طول ۱۲ کیلومتر و ضخامت، حدودا ۱۲-۵ متر با جهت شمال باختر- جنوب خاور (N50-60W) امتداد داشته و شیب آن ۸۵-۷۰ درجه به سمت شمال خاور در برخی مناطق به سمت جنوب باختر می‌باشد (Akbari, 2008). این کانسار به ۹ بلوک تقسیم‌بندی می‌شود و هر بلوک به وسیله گسل‌ها و ناپیوستگی‌های کانه‌سازی، از یکدیگر جدا می‌شوند (Darbani, 2013) .بلوک پیروزی یکی از ۹ بلوک این معدن می‌باشد، که ذخیره آن به ۹ میلیون تن می‌رسد، و سالیانه از این بلوک ۸۰ تا ۱۰۰ تن کانسنگ منگنز استخراج می‌شود.

واحدهای سنگی تشکیل دهنده این بلوک به ترتیب از سمت فرودیواره، شامل لیتیک توف، توف، سری منگنزدار، هماتیت، سری‌منگنزدار، تناوب منگنز-هماتیت، سری منگنزدار، تناوب

استناد: زینلی، م.، آصف، م. ر.، ندری، ر. (۱۴۰۳). تحلیل زمین‌شناسی مهندسی و مدل‌سازی حفریات تراز میانی، معدن منگنز ونارچ (قم). مجله زمین شناسی مهندسی، ۱۸ (۱)، ۱۲۳-۱۴۲. https://doi.org/10.22034/JEG.2024.18.1.1010422

ناشر: دانشگاه خوارزمی. © نویسندگان.

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

توف- هماتیت، توف، توف- هماتیت، توف، توف- هماتیت و آندزیت می‌باشد.لازم به ذکر است، آندزیت‌ها و لیتیک توف‌ها واحدهای دربرگیرنده کانسار می‌باشند. که هرکدام از این واحدها دارای ویژگی‌های ژئومکانیکی و فیزیکی متفاوتی نسبت به یکدیگر می‌باشند (جدول.۱)

در بلوک پیروزی، برای دسترسی به ماده معدنی از دو شفت (چاه) ۱ و ۲ در فرادیواره کانسار استفاده می شود، که شفت ۱ با سطح مقطع ۶ متر مربع تا عمق ۱۴۰متری و شفت ۲ با سطح مقطع ۱۵/۲ متر مربع تا عمق ۳۴۰ متری حفاری شده است. در طول این شفت‌ها، تونل‌های افقی در ترازهای ۶۰ ، ۱۰۰، ۱۴۰، ۱۹۰، ۲۴۰، ۲۹۰، ۳۴۰ حفر شده است. یکی از دلایلی که باعث جانمایی شفت ۱ و ۲ در سمت فرادیواره ماده معدنی می‌شود، پارامترهای ژئوتکنیکی مناسب‌تر این واحد سنگی (آندزیت) نسبت به دیگر واحدها می‌باشد (شکل.۱) فضاهای زیرزمینی افقی در این قسمت عبارتند، از تونل‌های امتدادی (اصلی) و کارگاه‌های استخراجی. تونل‌های اصلی به شکل پیوسته در سراسر بلوک حفاری می‌شوند که دارای عرض مشخص (۳ متر) و بعضا همراه با نگهداری است. از این تونل‌ها برای ترابری مواد معدنی تا ابتدای شفت استفاده می‌شود. کارگاه‌های استخراج به شکل ناپیوسته و موازی محور تونل‌های اصلی حفاری می‌شوند، با این تفاوت که سقف کارگاه با توجه به روش استخراج (کند و آکند) همیشه متغیر (و بالا رونده) است، به نحوی که نمی‌توان نگهداری دائم در این قسمت اجرا کرد، ولی محاسبه عرض بهینه برای پایدار ماندن کارگاه بدون نگهداری (یا با کم ترین هزینه نگهداری) یک نکته بسیار کلیدی است. به همین دلیل و در راستای رویکردهای نوین مدیریتی برای افزایش بهره‌وری و کاهش ریسک عملیات بهتر است، علاوه بر دانش مبتنی بر تجربیات میدانی گذشته، عرض بهینه برای اجرای یک کارگاه خودنگهدار و انتخاب نوع نگهداری برای تونل‌های اصلی با کمک مطالعات زمین‌شناسی مهندسی و تحلیل مکانیک سنگی تعیین شود. با وجود سابقه ۵۰ سال استخراج در این بلوک، این نوع مطالعات تاکنون انجام نشده و یا اینکه لااقل اثری از این نوع سوابق مشاهده نشده است. کارگاه غربی تراز ۲۴۰ متری یکی از مواردی است که به دلیل پیچیدگی مسائل زمین شناسی مهندسی، برای این مطالعه انتخاب شده است.

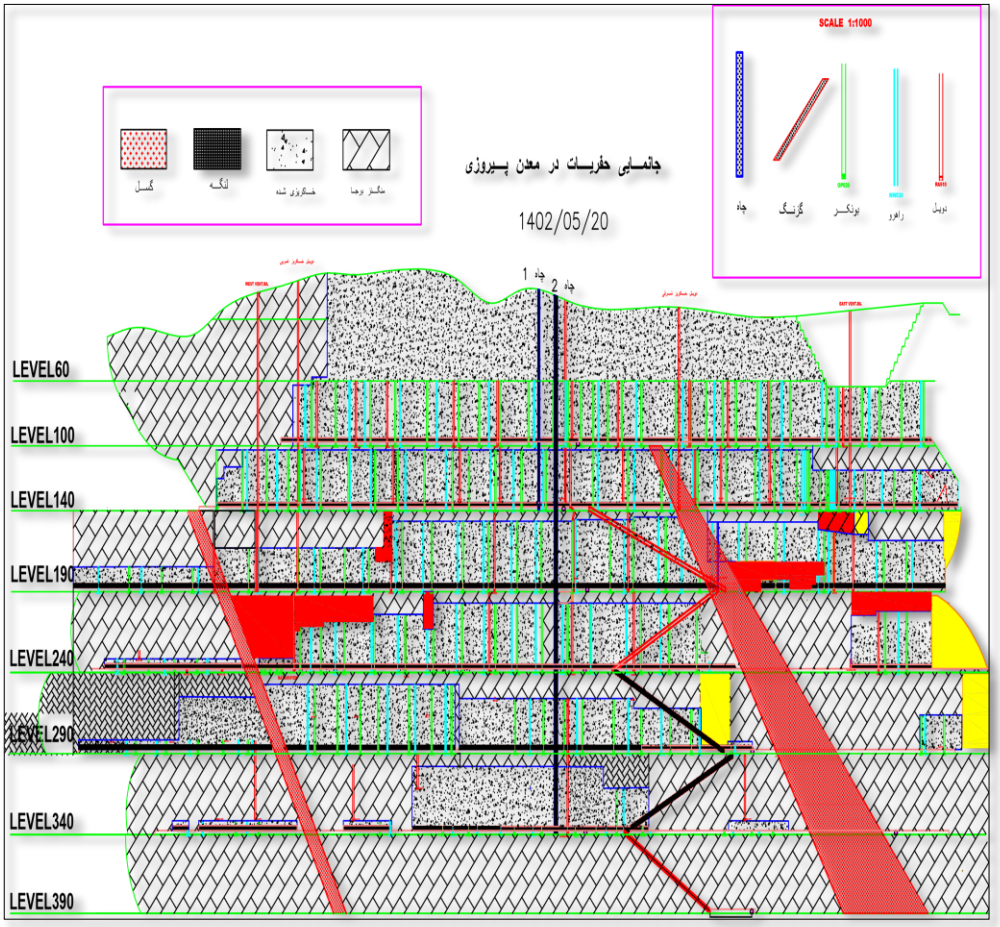
جدول ۱- تعیین شاخص‌های فیزیکی و مکانیکی واحدهای سنگی در آزمایشگاه.

Table 1- Determining the physical and mechanical indicators of stone units in the laboratory

شماره نمونه	واحد سنگی	چگالی	تخلخل	$\sigma\ (MPa)$	E(GPa)	v
1	سری منگنزدار	3.6	4.4	91	36	0.29
2	سری هماتیت- منگنزدار	3.3	4.6	57	28	0.28
3	هماتیت	2.9	4.8	25	12	0.26
4	آندزیت	2.6	6.3	90	42	0.26
5	توف	2.5	7.1	8	4	0.27
6	لیتیک توف	2.5	6.9	18	32	0.3

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]



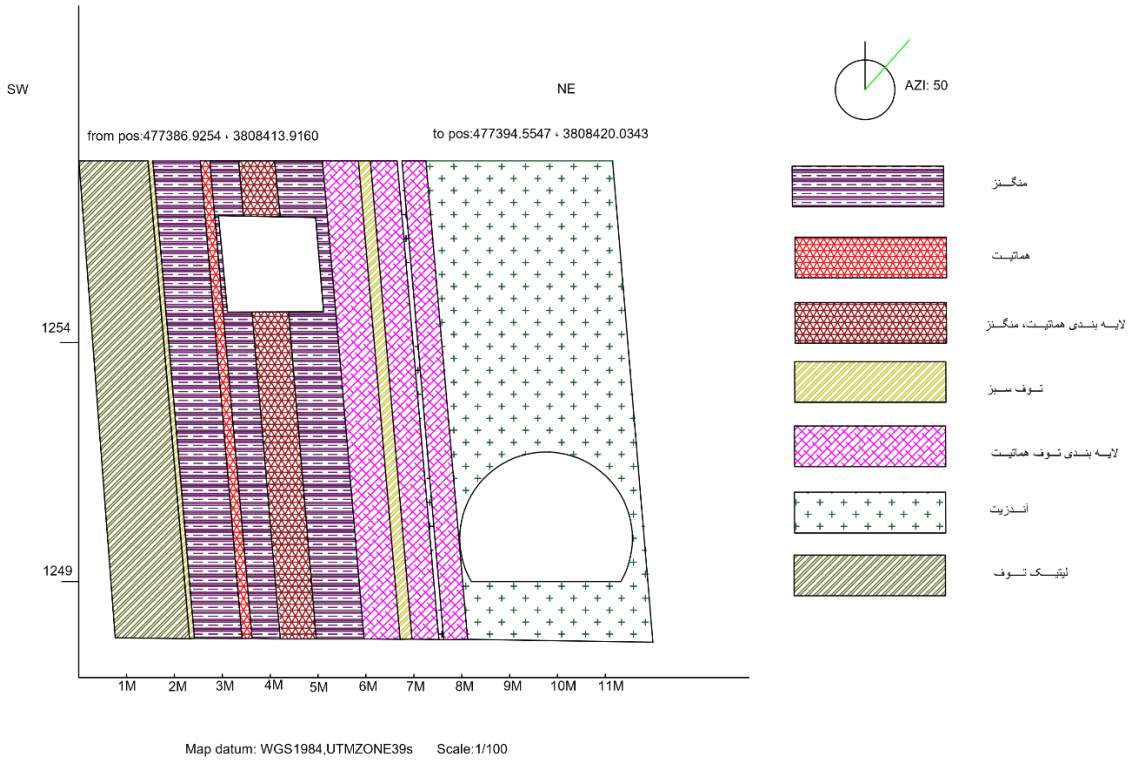
شکل ۱. پرفیل طولی از بلوک پیروزی به همراه کانسار منگنز، عوارض زمین‌شناسی و حفریات انجام شده

Fig. 1. Longitudinal profile of Piriz block along with manganese deposit, geological features and excavations have been done

حفریات تراز ۲۴۰ غرب

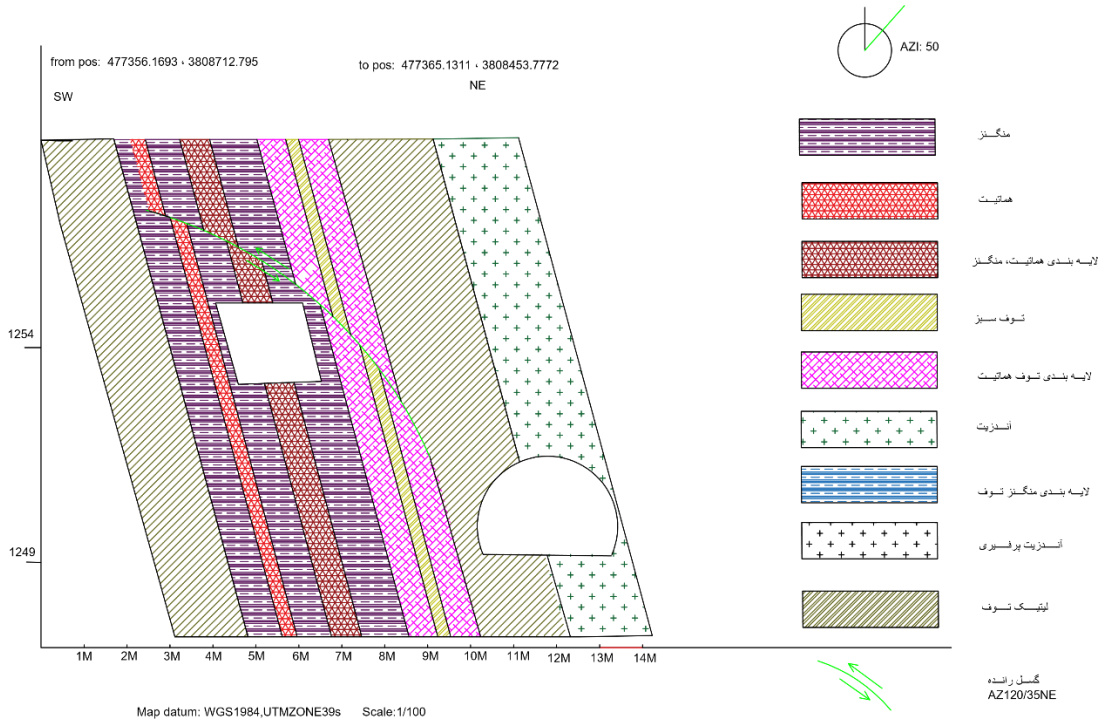
حفریات در این تراز به طول ۱۵۰متر و به عرض ۲ تا ۲,۵ متر در کارگاه استخراج و ۳ متر در تونل اصلی می‌باشد، در همین راستا تونل اصلی موازی کانسار(داخل واحد آندزیتی) و کارگاه استخراج در کانسار (داخل واحد سری منگنزدار و هماتیت - منگنز) حفاری می‌شوند. با توجه به مشاهدات میدانی مشخص شده، تنش‌های برجا باعث ایجاد عوارض زمین‌شناسی در ۸۰ متر انتهایی حفریات شده است، به‌گونه‌ای که در کارگاه استخراج باعث تشکیل گسل رورانده(درامتداد لایه‌های کانسار) و در تونل اصلی منجر به چین‌خوردگی واحدهای لیتیک توف شده و این واحد را در مسیر تونل اصلی قرار داده است. بدلیل وجود گسل رورانده‌ای در ۸۰ متر انتهایی کارگاه، این قسمت از نظر خصوصیات ژئوتکنیکی از قسمت اول کارگاه که ۷۰ متر بدون گسل است، تفکیک شد و هر محدوده به صورت جداگانه‌ای مورد تحلیل و تفسیر قرار گرفت. همچنین در تونل اصلی، قسمت اول در داخل واحدهای آندزیتی، و قسمت دوم بدلیل چرخش امتداد لایه‌ها در واحدهای آندزیتی و لیتیک توف حفاری شده است. بنابر این تونل اصلی نیز بر اساس متفاوت بودن پارامترهای ژئومکانیکی به دو محدوده تفکیک شد و هر قسمت جدا مورد تحلیل قرار گرفت. (شکل‌های ۲ و۳).

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]



شکل ۲. مقطع عرضی از واحدهای سنگی و حفریات، در قسمت اول محدوده (بدون گسل).

Fig. 2. Cross-section of stone units and excavations, in the first part of the range (without faults)



شکل ۳. مقطع عرضی از واحدهای سنگی و حفریات، در قسمت دوم محدوده (همراه گسل).

Fig. 3. Cross-section of stone units and excavations, in the second part of the range (along the fault).

روش‌های ژئومکانیکی برای تعیین عرض بهینه (کارگاه استخراج) و انتخاب سیستم نگهداری (تونل اصلی)

در این تحقیق به سه روش، سیستم طبقه بندی RMR (Bieniawski, 1973)، سیستم طبقه بندی Q (Barton, 1974) و سیستم تحلیل عددی با نرم افزار Plaxis 3D، عرض بهینه برای کارگاه استخراج و انتخاب سیستم نگهداری برای تونل‌های اصلی تعیین شد.

سیستم طبقه‌بندی RMR

طبقه‌بندی ژئومکانیکی یا سیستم امتیازبندی توده سنگ به روش (RMR) اولین بار توسط بنیاوسکی در سال ۱۹۷۳ ارائه شد. اساس این سیستم رده‌بندی بر مبنای تجربیات بنیاوسکی در زمینه حفر تونل‌های کم عمق در سنگ بود. سیستم رده بندی RMR بارها با استفاده در انواع پروژه‌های معدن‌کاری ذغال، حفاری سازه‌های عمرانی و احداث انواع تونل‌های کم عمق کالیبره شده است. جهت محاسبه مقدار RMR در این تحقیق ابتدا لازم است مطابق جدول.۲ ویژگی‌های ژئومکانیکی قسمت‌های حفاری شده لحاظ گردد و سپس متناسب با خصوصیات هر قسمت، امتیازاتی در نظر گرفته شود و در نهایت مقدار RMR را با حاصل جمع هریک از امتیازات محاسبه کرد. لازم به ذکر است که برای تعیین مقدار مقاومت فشاری تک‌محوری و شاخص کیفی توده سنگ (RQD)، از مغزه‌های اکتشافی و جهت تعیین سایر پارامترها می‌توان از مطالعات صحرایی بهره گرفت. بعد از اینکه مقدار RMR مشخص شد، می‌بایست ضریب تعدیل (Kendorski et. al., 1983) مربوط به ناپایداری ناشی از وجود گسل (RMR اصلاح شده) نیزکه در بخش دوم کارگاه استخراج وجود دارد اعمال شود. به این صورت که ضریب حاصل از گسل (۰/۹) در مقدار RMR محاسبه شده، ضرب می‌شود و مقدار نهایی آن بدست می‌آید. با توجه به مقدار RMR محاسبه شده در جدول.۲، عرض بهینه برای کارگاه استخراج (جدول.۳) و نوع نگهداری و مدت زمان پایداری (برای عرض ۳ متر) در تونل اصلی (جدول.۴)، مشخص شد .

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

جدول ۲- محاسبه مقدار RMR در حفریات تراز ۲۴۰ غرب.

Table 2- Calculation of RMR value in excavations at 240 west level

			تونل های تراز 240 متری قسمت غرب	کارگاه استخراج	تونل اصلی 1	تونل اصلی 2
			پارامتر / واحد سنگی	سری منگنز- هماتیت	آندزیت	لیتیک توف
1	مقاومت سنگ یکپارچه	اندیس بار نقطه ای		-	-	-
		امتیاز		-	-	-
		مقاومت فشاری تک محوری		57(Mpa)	90(Mpa)	17.7(Mpa)
		امتیاز		7	7	2
2	کیفیت مغزه حفاری RQD			51%	80%	35%
	امتیاز			13	17	8
3	فاصله ناپیوستگی ها (m)			0.06 – 0.2	0.6- 2	0.06 – 0.2
	امتیاز			8	15	8
4	وضعیت ناپیوستگی ها	پایایی یا ماندگاری(m)		25<	1-3	25<
		امتیاز		0	4	0
		جدایش یا فاصله(mm)		ندارد	0.1 - 1	ندارد
		امتیاز		6	4	6
		زبری		نسبتا زبر	نسبتا زبر	نسبتا زبر
		امتیاز		3	3	3
		ماده پرکننده		ندارد	پرکننده سخت<5	ندارد
		امتیاز		6	5	6
		هوازدگی		ندارد	ندارد	هوازدگی ندارد
		امتیاز		6	6	6
5	آب های زیرزمینی (در ۱۰ متر طول تونل)			خشک	خشک	خشک
	امتیاز			15	15	15
6	نسبت تونل به وضعیت ناوپیوستگی ها			خیلی نامطلوب12-	-	خیلی نامطلوب12-
	امتیاز قسمت اول			52	76	42
7	تعدیلات حاصل از گسل			0.9	-	-
	امتیاز قسمت دوم			47	76	42

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

جدول ۳- طبقه‌بندی توده سنگ و محاسبه عرض بهینه برحسب مقدار RMR در گارگاه استخراجی.

Table 3- Classification of rock mass and calculation of optimal width according to RMR value in mining station

پارامتر / موقعیت		RMR	کلاس سنگ	زاویه اصطکاک توده سنگ	چسبندگی توده سنگ	عرض مناسب برای پابرجایی
تراز 240	کارگاه 1	52	سنگ متوسط	35-25	300-200(kpa)	2.7
	کارگاه 2	47	سنگ متوسط	35-25	300-200(kpa)	2.2

جدول ۴- طبقه‌بندی توده سنگ و انتخاب نوع نگهداری برحسب مقدار RMR در تونل اصلی.

Table 4- Classification of rock mass and selection of maintenance type according to RMR value in the main tunnel

موقعیت / پارامتر		RMR	کلاس سنگ	زاویه اصطکاک توده سنگ	چسبندگی توده سنگ	مدت زمان پایداری برای عرض ۳ متر	انتخاب نوع نگهداری
تراز 240	تونل اصلی1	76	سنگ خوب	45-35	400-300(kpa)	سال 10	از بولت های 3 متری به فاصله 2.5 متر در سقف و در صورت نیاز 50 میلی‌متر بتن پاشی در سقف
	تونل اصلی2	42	سنگ متوسط	35-25	300-200(Kpa)	روز 6	از بولت‌های 4 متری با فاصله 2 متر در سقف، 50 الی 100 میلی‌متر بتن‌پاشی در سقف، 30 میلی‌متر در دیواره‌ها.

با توجه به جدول.۲ امتیاز محاسبه شده RMR برای قسمت اول کارگاه استخراج ۵۲ می‌باشد. برای استخراج به روش کند و آکند تحلیل پایداری و زمان پابرجایی کارگاه‌های استخراج در بخش‌های مختلف کانسار اهمیت ویژه‌ای دارد زیرا مواد پرکننده باید به موقع برای تحمل فشارهای بسیار زیادی که بر کارگاه وارد می‌شود، در محل استخراج شده قرار گیرند. در این روش باید در کوتاه ترین زمان بعد از تخلیه مواد معدنی حفر شده از کارگاه استخراج، مواد پرکننده به محل کارگاه استخراج انتقال یابند. بدین منظور کارگاه‌های استخراجی باید دارای ابعاد مشخصی باشد تا در فاصله زمانی، کندن و پرکردن پایداری لازم را داشته باشد. در جدول.۳ عرض مناسب برای قسمت اول که در آن کارگاه استخراج خودنگهدار است برابر ۲/۷ متر می‌باشد. و برای قسمت دوم کارگاه به دلیل وجود گسل مطابق جدول.۲، امتیاز محاسبه شده برای RMR برابر است با ۴۷، و عرض مناسب کارگاه جهت خودپایداری ۲/۲ متر محاسبه شد.

برای تونل‌های اصلی به دلیل اینکه دارای عرض مشخص می‌باشند، در صورت عدم پایداری برای مدت طولانی، باید نوع نگهداری توصیف شود. در همین راستا در قسمت اول تونل اصلی (جدول.۲) مقدار RMR برابر است با ۷۶ و مدت زمان پایداری برای آن ۱۰ سال می‌باشد، ولی برای اطمینان بیشتر بنیاوسکی توصیه می‌کند، از بولت‌های ۳ متری به

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

فاصله ۲/۵ متر و بتن پاشی تا ۵۰ میلی‌متر در سقف استفاده شود (جدول.۳). برای قسمت دوم تونل اصلی (جدول.۲) مقدار RMR برابر است با ۴۲، و مدت زمان پایداری برای آن با توجه به جدول.۴، ۶ روز است که نشان از ناپایدار بودن آن برای طولانی مدت دارد، به همین دلیل بنیاوسکی برای پایدار کردن آن برای زمان طولانی، توصیه می‌کند از بولت‌های ۴ متری به فاصله ۲ متر در سقف و ۵۰ الی ۱۰۰میلی‌متر بتن پاشی در سقف و ۳۰ میلی‌متر در دیواره‌ها انجام شود.

سیستم طبقه‌بندی Q

بارتون و همکاران (۱۹۷۴) بر اساس ارزیابی‌هایی که بر روی تعداد زیادی از پروژه‌های زیرزمینی منطقه اسکاندیناوی انجام دادند، شاخص کیفییت توده سنگ Q را ارائه کردند، که از ۶ پارامتر مطابق رابطه.۱ تشکیل شده است.

$$Q = (RQD/J_n)\times(j_r/j_a)\times(J_w/SRF) \quad (۱)$$

جدول ۵- امتیازدهی به پارامترهای Q در کارگاه‌های استخراجی.
Table 5- Scoring Q parameters in mining workshops

موقعیت	کارگاه استخراج-1	کارگاه استخراج-2
پارامتر / واحد سنگی	سری منگنز-هماتیت	سری منگنز-هماتیت
شاخص کیفیت سنگ (RQD)	51%	51%
امتیاز	51	51
تعداد دسته درزه‌ها(Jn)	دو دسته درزه	دو دسته درزه با درزه های تصادفی
امتیاز	4	6
عدد زبری ناپیوستگی‌ها(Jr)	زبر یا نامنظم، مسطح	زبر یا نامنظم، مسطح
امتیاز	1.5	1.5
عدد هوازدگی ناپیوستگی‌ها(Ja)	دیواره ها دگرسان نشده	دیواره ها دگرسان نشده
امتیاز	1	1
شرایط آب ناپیوستگی‌ها(Jw)	خشک	خشک
امتیاز	1	1
ضریب کاهش تنش(SRF)	نواحی برشی در سنگ سالم	نواحی برشی در سنگ سالم
امتیاز	2.5	2.5
مقدار Q	7.6	5

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

جدول ۶- امتیازدهی به پارامترهای Q در تونل‌های اصلی.
Table 6- Scoring Q parameters in main tunnels

تراز 240 بخش دوم	تونل‌های اصلی 1	تونل های اصلی 2
پارامتر / واحد سنگی	آندزیت	واحد لیتیک توف
شاخص کیفیت سنگ (RQD)	80%	35%
امتیاز	80	35
تعداد دسته درزه‌ها(Jn)	توده با درزه کم	دو دسته درزه
امتیاز	1	4
عدد زبری ناپیوستگی‌ها(Jr)	زبر، موج دار	زبر یا نامنظم، مسطح
امتیاز	3	1.5
عدد هوازدگی ناپیوستگی‌ها(Ja)	دیواره ها دگرسان نشده	دیواره ها دگرسان نشده
امتیاز	1	1
شرایط آب ناپیوستگی‌ها(Jw)	خشک	خشک
امتیاز	1	1
ضریب کاهش تنش(SRF)	نواحی برشی در سنگ سالم	نواحی برشی در سنگ سالم
امتیاز	2.5	2.5
مقدار Q	96	5.25

پس از امتیازدهی به شش پارامتر فوق (جداول.۵ و ۶) با جایگذاری اعداد در رابطه.۱ مقدار Q محاسبه شد. بارتن (۲۰۰۲) برای ایجاد رابطه بین سنگ‌های سخت و ضعیف از رابطه. ۲ برای نرماله کردن مقدار Q استفاده کرده است، که با نماد Q_C آن را نشان می‌دهند. در رابطه.۲، σ_c مقاومت فشاری تک محوره ماده سنگ مورد بررسی بر حسب مگاپاسکال است.

$$Q_C = Q\ \sigma_c\ /_{100} \qquad (۲)$$

برای بدست آوردن حداکثر عرض دهانه (کارگاه استخراج) بدون نیاز به نگهداری از رابطه. ۳ استفاده می‌شود. برای بهینه کردن سیستم نگهداری پیشنهادی بر اساس شاخص Q ، بارتون و همکارانش پارامتری را به عنوان بعد معادل (D_e) مطابق رابطه. ۴ در نظر گرفتند. که در روابط ۳و۴، SPAN عرض دهانه، و ESR=1.6 ضریب حاصل از حفاری‌های مختلف می‌باشد (جدول.۷).

$$SPAN = 2Q^{0/66} \qquad (۳)$$

$$D_e = SPAN/ESR \qquad (۴)$$

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

جدول ۷- تعیین ضریب ESR.
Table 7- Determination of ESR coefficient

ESR	رده حفاری
3-5	گشایه های موقتی معدن
2-2.5	چاه های عموی مقطع دایره‌ای یا مربع و یا مستطیلی
1.6	گشایه های دائمی معدن ، تونل های آب برای تولید نیروو....
1.3	اتاق‌های انبار، تاسیسات تصفیه آب، تونل های راه‌اهن و...
1	نیروگاه ها یا شاهراه‌های بزرگ یا تونل های راه‌اهن و....
0.8	نیروگاه های هسته‌ای، ایستگاه‌های راه‌آهن و ...

جدول ۸- محاسبه حداکثر عرض دهانه برای کارگاه‌های استخراجی.
Table 8- Calculation of the maximum opening width for extractive workshops

حداکثر عرض پایداری (برحسب متر)	کلاس سنگ	Qc	Q	پارامتر / موقعیت	
5.25	سنگ متوسط	4.33	7.6	کارگاه 1	تراز 240
4	سنگ متوسط	2.85	5	کارگاه 2	

جدول ۹- انتخاب سیستم نگهداری برای تونل‌های اصلی.
Table 9- Selection of maintenance system for main tunnels

انتخاب نوع نگهداریب برای عرض 3 متر	بعد معادل	کلاس سنگ	Qc	Q	پارامتر / موقعیت	
بعضی اوقات میله مهارگذاری نقطه‌ای	1.87	سنگ خیلی خوب	86.4	96	تونل اصلی 1	تراز 240
بتن‌پاشی به ضخامت 75 الی 100 میلی‌متر یا میل مهارهای منبسط شونده در فاصله 1 متری از یکدیگر به اضافه 50 تا 75 میلی‌متر بتن‌پاشی و توری فلزی	1.87	سنگ‌خیلی ضعیف	0.93	5.25	تونل اصلی 2	

بعد ازمحاسبه مقدار Q نرمال شده، با استفاده از رابطه. ۳، حداکثر عرضی که در آن کارگاه استخراج پایدار می‌باشد، محاسبه شد. با توجه به جدول.۸ حداکثر عرض پایداری برای طولانی مدت برای قسمت اول کارگاه استخراج ۵/۲۵ متر و برای قسمت دوم کارگاه (بدلیل وجود گسل) ۴ متر می‌باشد.

براساس مقدار Q_C (جدول.۹) و مقدار بعد معادل حاصله از رابطه.۴، بارتون نوع نگهداری برای حفریات پیشنهاد می‌کند، تا زمان پایداری در تونل‌ها را افزایش دهد، که برای قسمت اول تونل اصلی این پیشنهاد عبارت است از، استفاده از میله مهارگذاری نقطه‌ای. و برای قسمت دوم تونل اصلی، بتن‌پاشی

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

به ضخامت ۷۵ الی ۱۰۰ میلی‌متر یا میله مهارهای منبسط شونده در فاصله ۱ متر از یکدیگر، به اضافه ۵۰ تا ۷۵ میلی‌متر بتن‌پاشی و توری فلزی.

سیستم تحلیل عددی با PLAXIS 3D

نرم افزار plaxis 3D که یک نرم افزار سه‌بعدی اجزا محدود است، برای تحلیل تنش‌ها و تغییر شکل‌ها، بعد از حفاری تونل‌ها و بررسی پایداری انواع تونل در خاک و سنگ مورد استفاده قرار می‌گیرد (Yazdpour, 2016). نسخه plaxis 2D نیز مثل نسخه سه بعدی آن برای تجزیه تحلیل تنش‌ها و تغییر شکل‌ها و .... مورد استفاده قرار می‌گیرد، با این تفاوت که، محیط نرم‌افزار در plaxis 3D به صورت سه بعدی می‌باشد. در نرم‌افزار plaxis 3D، ورود اطلاعات به صورت گرافیکی به نحوی است که کاربران را به تولید سریع مدل‌های پیچیده قادر می‌سازد و خروجی‌های این نرم افزار امکان نمایش جزئیات نتایج محاسباتی را فراهم می‌کند. مراحل مدل کردن شامل، ساخت هندسه، تعیین خصوصیات مواد، شبکه‌بندی، حل مدل، گرفتن خروجی‌های مورد نظر و تحلیل و تفسیر خروجی (Vanuvamalai and Jaya, 2018).

جدول ۱۰- پارامترهای مورد نیاز برای مدل سازی برا ساس معیار هوک- براون (۲۰۰۲).

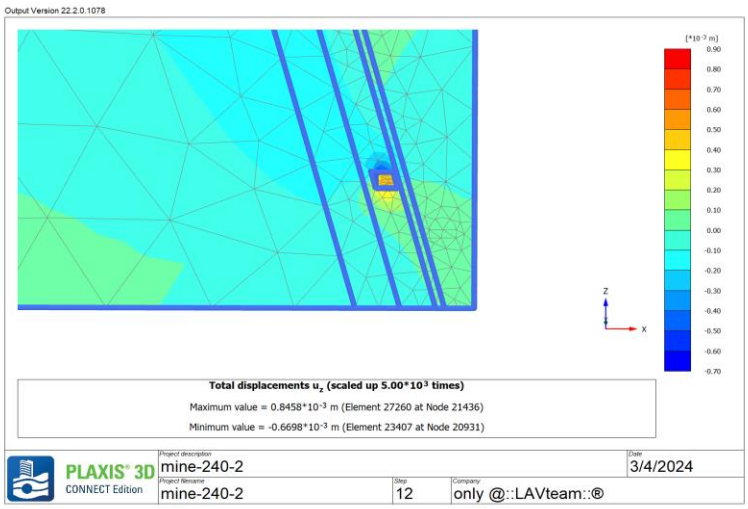
Table 10- Required parameters for modeling based on Hook-Brown (2002) criteria

پارامتر / موقعیت	کارگاه 1	کارگاه 2	تونل اصلی 1	تونل اصلی 2
چگالی gr/cm3	3.3	3.3	2.6	2.5
مدول الاستسیته E(Gpa)	28	28	42	32
ضریب پواسون (v)	0.28	0.28	0.28	0.25
مقاومت تک محوری (Mpa)	57	57	91	17.7
ثابت ماده سنگ (mi)	18	18	25	13
شاخص مقاومت زمین شناسی(GSI)	70	70	85	50
ضریب حاصل از نوع حفاری (D)	0.5	0.5	0.5	0.5
آب های زیر زمینی	خشک	خشک	خشک	خشک
نسبت تنش های افقی به قائم (Kx)	1.2	1.2	1.76	1.47

در این تحقیق برای مدلسازی در نرم افزار plaxis 3D از معیار شکست هوک-براون (Hoek et al., 2002) استفاده شد. داده‌های ورودی در جدول.۱۰ ارائه شده است. در این نرم افزار پارامترهای هر قسمت متناسب با اندازه‌گیری‌های صحرایی و آزمایشگاهی اعمال شد. در مرحله بعد با ایجاد شرایط مرزی برای هر واحد سنگی، هندسه مورد نظر شامل حفاری تونل‌های اصلی و کارگاه‌های استخراجی، ترسیم، و در نهایت شبکه‌بندی مدل انجام شد. برخی از خروجی‌های مورد

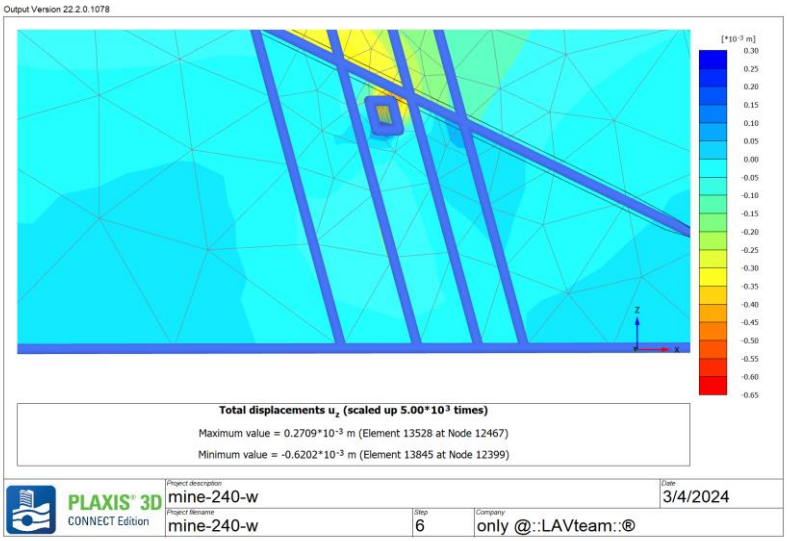
[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

نظر، در شکل‌های ۷-۶-۵-۴ گرفته شد. لازم به ذکر است، در این شکل‌ها منحنی‌های با علامت منفی معرف نشست سقف و منحنی‌های با علامت مثبت معرف برآمدگی (Swelling) کف می‌باشد.



شکل۴. منحنی های میزان جابجایی (برحسب میلی‌متر) در کارگاه استخراجی قسمت اول.

Fig. 4. Displacement curves (in millimeters) in the extraction workshop of the first part

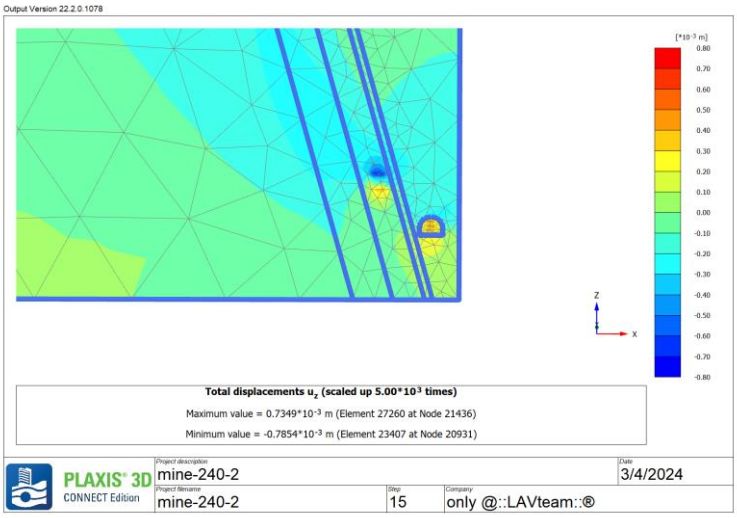


شکل۵. منحنی های میزان جابجایی (برحسب میلی‌متر) در کارگاه استخراجی قسمت دوم (همراه گسل).

Fig. 5. Displacement curves (in millimeters) in the mining workshop of the second part (along with the fault)

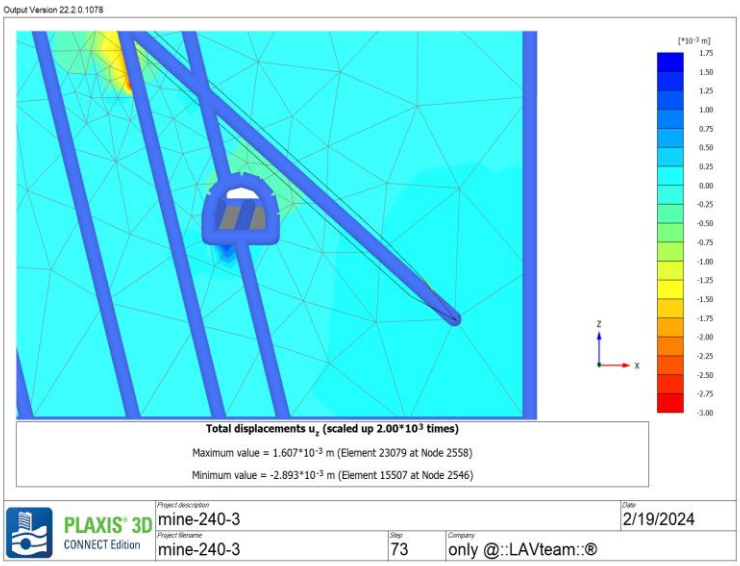
[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]



شکل۶. منحنی های میزان جابجایی (برحسب میلی‌متر) در تونل اصلی قسمت اول.

Fig. 6. Displacement curves (in millimeters) in the main tunnel of the first part



شکل۷. منحنی های میزان جابجایی (برحسب میلی‌متر) در تونل اصلی قسمت دوم.

Fig. 7. displacement curves (in millimeters) in the main tunnel of the second part

بر اساس مقدار جابجایی‌هایی که در شکل‌های ۴ تا ۷ مشاهده می‌شود، تحلیل پایداری و محاسبه مقدار جابجایی در تونل‌های اصلی و کارگاه‌های استخراجی انجام شد. در اینجا ابتدا مقدار جابجایی‌های مجاز، بر اساس معیار ساکورایی (۱۹۹۷) که در توده سنگ بعد از حفاری اتفاق می‌افتد محاسبه شد و سپس این مقدار، با جابجایی حاصله از خروجی‌های نرم افزار مقایسه شد.

اعتبار سنجی نتایج با معیار ساکورایی

ساکورایی (Sakurai, 1997) با برقراری ارتباط بین نتایج آزمایشگاهی و داده‌های صحرایی، رابطه بین کرنش مجاز (بحرانی) و مقاومت فشاری و مدول یانگ، تراز هشدار خطر

ارائه داد. به عنوان مثال چهرقانی (Chehreghani et. al., 2018) از این معیار برای اعتبار سنجی نتایج حاصله از نرم‌افزار Phase 2D، در معدن سرب و روی انگوران استفاده کرده است. همانطور که مشاهده می‌شود، رابطه-۵، نشان دهنده تراز هشدار می‌باشد، که با مدول یانگ حاصله از جدول.۱۰، جایگذاری شده و مقدار کرنش بحرانی محاسبه می‌شود. و بعد با قرار دادن عدد به دست آمده از رابطه. ۵ در رابطه. ۶ در نهایت مقدار جابجایی مجاز مشخص می‌شود.

$$\log\epsilon = 0.25\log E+1.22 \quad (۵)$$

$$u = \epsilon \times r \quad (۶)$$

که در آن E مدول الاستسیته بر حسب Kg/cm^2، r شعاع معادل مورد نظر گرفته شده برحسب متر و u میزان جابجایی مجاز و ϵ کرنش بحرانی در حالت مقاومت فشاری تک‌محوری بر حسب درصد می‌باشد.

جدول ۱۱- پارامترهای مورد نیاز برای محاسبه ساکورایی.

Table 11- parameters needed to calculate Sakurai

موقعیت	مساحت مقطع A	شعاع معادل r	مدول الاستسیته E	جابجایی مجاز u	جابجایی مشاهده شده u
واحد	(m^2)	(m)	(KPa)	(mm)	(mm)
کارگاه 1	5	1.26	285500	3.2 تا -3.2	0.84 تا -0.66
کارگاه 2	3	0.97	285500	2.5 تا -2.5	0.27 تا -0.62
تونل اصلی1	7.1	1.5	428000	3.6 تا -3.6	0.73 تا -0.78
تونل اصلی 2	7.1	1.5	183000	4.3 تا -4.3	1.6 تا -2.89

در جدول ۱۱ مقدار جابجایی مجاز برای هریک از کارگاه‌های استخراج و تونل‌های اصلی محاسبه شد. بر اساس مقدار جابجایی‌هایی که در شکل‌های ۴ تا ۷ مشاهده می‌شود می‌توان آن‌ها را با یکدیگر مقایسه کرد و سپس تحلیل و پایداری ارائه داد. در کارگاه استخراجی ۱، مقدار جابجایی مجاز ۳/۲ تا ۳/۲- میلی‌متر می‌باشد، با توجه مقادیر بدست آمده از مدلسازی در نرم افزار Plaxis3D در شکل۴، سقف کارگاه ۰/۶۶- میلی متر نشست کرده و درکف کارگاه ۰/۸۴ میلی‌متر تورم رخ داده است که کمتر از مقدار مجاز می‌باشد. بنابراین می‌توان به این نتیجه رسید که این کارگاه برای عرض ۲/۵ متر (شعاع معادل ۱/۶۲) خودنگهدار است.

در کارگاه استخراج ۲، برای عرض ۱/۵ متر (شعاع معادل ۰/۷۹) ، جابجایی مجاز ۲/۹ تا ۲/۹- میلی‌متر برآورد شده است ولی مطابق شکل۵ مقدار نشست سقف کارگاه ۰/۶۲- میلی‌متر و تورم در کف ۰/۲۷ میلی‌متر می‌باشد. با توجه به مقایسه مقدار جابجایی مجاز و جابجایی رخ داده در کارگاه، می‌توان نتیجه گرفت این کارگاه با وجود گسل برای عرض ۱/۵ متر پایدار می‌باشد. در تونل‌های اصلی، بدلیل اینکه نمی‌توان عرض دهانه را تغییر داد اگر قسمتی ناپایدار باشد باید نوع نگهداری تعریف شود تا تونل پایدار باشد. بنابراین در این تحقیق تحلیل پایداری برای تونل اصلی با عرض ۳ متر انجام شد. در تونل اصلی ۱، جابجایی مجاز ۳/۶ تا ۳/۶- میلی متر محاسبه شد، در حالی که نشست حاصل از سقف تونل مطابق شکل۶، به مقدار ۰/۷۸- میلی‌متر و تورم کف ۰/۷۳ میلی متر می‌باشد. بنابراین با مقایسه آن‌ها می‌توان گفت تونل نیازی به نگهداری ندارد و در این عرض خودپایدار است. در

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

تونل اصلی۲، جابجایی مجاز ۴/۳ تا ۴/۳- میلی‌متر است ولی مقدار نشست سقف تونل در شکل۷- تقریبا ۲/۸۹- میلی‌متر و تورم کف تونل ۱/۶ میلی‌متر محاسبه شد. با مقایسه جابجایی این مقادیر می‌توان نتیجه گرفت که در این حالت تونل خودنگهدار است اما بدلیل نزدیک بودن دو مقدار استفاده از نگهداری سبک مثل طور سیمی و بتن پاشی (Shotcrete) به ضخامت ۵۰ میلی‌متر توصیه می شود. مطالعات زمین شناسی مهندسی برای حفریات تراز ۲۴۰ متری در بلوک پیروزی به دو روش تجربی، RMR و Q و نیز یک روش عددی انجام شد. ملاحظه شد که نتایج روش RMR و تحلیل عددی تشابه بیشتری به یکدیگر دارند، به این صورت که در کارگاه شماره ۱ به روش RMR، عرض بهینه ۲/۷ متر و در تحلیل عددی (Plaxis 3D)، ۲/۵ متر است. در کارگاه شماره ۲ که گسل وجود دارد، به روش RMR، عرض بهینه ۲/۲ متر و در تحلیل عددی کمتر از ۱/۵ متر محاسبه شد. در سیستم طبقه بندی به روش Q نتایج تقریبا متفاوت‌تر از دو روش فوق بدست آمد. در کارگاه شماره ۱ حداکثر عرض بهینه به روش Q به مقدار ۵/۲۵ متر و در کارگاه شماره ۲ به دلیل وجود گسل ۴ متر محاسبه شد. در تونل‌های اصلی، تحلیل و انتخاب سیستم نگهداری به روش RMR با احتیاط بیشتری نسبت به روش Q عمل می‌کند، به اینگونه که سیستم Q سعی می‌کند بیشتر جنبه‌های اقتصادی را دنبال کند. در انتخاب سیستم نگهداری به روش عددی، با نتایج حاصله از آزمون و خطا در نگهداری می‌توان ایمن‌ترین و اقتصادی‌ترین نوع نگهداری را برای تونل معرفی کرد.

نتیجه گیری

هدف از این تحقیق شناخت پارامترهای تاثیرگذار و تحلیل عرض بهینه برای کارگاه‌های استخراج، پایداری و توصیف نگهداری برای تونل‌های اصلی با روش‌های تجربی (RMR , Q) و عددی (Plaxis 3D) می‌باشد. براساس محاسبات، و مشاهدات صحرایی و میدانی که از این محدوده (تراز ۲۴۰) انجام شد، دو عامل در پایداری حفریات (کارگاه‌های استخراج و تونل‌های اصلی) تاثیر گذار بوده و باعث ناپایداری این قسمت‌ها می‌شود، که به ترتیب عبارت است از، واحدهای ژئومکانیکی و ناپیوستگی‌ها (گسل)، که در کارگاه‌های استخراج بدلیل وجود لایه هماتیت-منگنزدار در مرکز حفریه، و در تونل اصلی شماره ۲ بدلیل قرار گرفتن قسمتی از تونل در واحدهای لیتیک توف، پایداری تحت تاثیر قرار می‌گیرد و اما در کارگاه استخراج شماره۲، گسلی از نوع رورانده عاملی دیگر است که پایداری حفاری را تهدید می‌کند. با توجه به مشاهدات میدانی که از کارگاه‌ها و تونل‌های اصلی صورت گرفته تحلیل و تفسیر، به روش RMR و عددی با نرم افزار Plaxis 3D به محیط اجرا نزدیک‌تر است. این مطالعه به خوبی نشان داد، توصیه‌های نگهداری برای تونل‌های با سطح مقطع ثابت (تونل‌های اصلی) و نیز عرض بهینه و پایدار (بدون نگهداری) برای کارگاه های استخراج حتی در یک تراز مشخص (۲۴۰ متر) برای قسمت‌های مختلف از توده سنگ بسته به خصوصیات زمین شناسی مهندسی محدوده مورد نظر می‌تواند متفاوت باشد که این امر تاثیر مستقیم بر هزینه استخراج ماده معدنی خواهد داشت. این نکته لزوم مطالعات جامع ژئومکانیکی در این پهنه معدنی را مشخص می سازد.

قدردانی

از شرکت معادن منگنز ایران برای تامین مالی این تحقیق و نیز تامین نمونه سنگ های مورد نیاز کمال تشکر و قدردانی بعمل می‌آید.

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

[Downloaded from ndea10.khu.ac.ir on 2026-11-02]
[DOR: 20.1001.1.22286837.1403.18.1.7.3]
[DOI: 10.22034/JEG.2024.18.1.10422]

References

Akbari, R. (2008). Geochistry and Economic Geology of Venarch ore deposit, MSc thesis, Tabriz University. (In Persain)

Chehreghani, S., Sola, H. A., Chakeri, H., & Nozari, A. (2021). Stability analysis and determination of support system in 2741 level of angouran underground mine. Iranian Journal of Engineering Geology, 13(4). (In Persain)

Darbani, A. M. (2013). Structural analysis of Urmia-Dokhtar zone in the south of Qom based on brittle deformations, MSc Thesis, Isfahan University. (In Persain)

Yazdpour, M. (2016). Numerical modeling of NATM tunneling method, a case study of Hakim highway tunnel design, MSc Thesis, Shahrood University of Technology. (In Persain)

Barton, N. (2002). Failure around tunnels and boreholes and other problems in rock mechanics. ISRM News J, 12-18.

Barton, N., Lien, r., and Lunde, j. (1974): Engineering classifi cation of rock masses for the design of tunnel support. Rock Mechanics and Rock Engineering 6(4): 189-236. Also published in: Norges Geotekniske Institutt, Publikasjon 106.

Bieniawski, Z. T. (1973). Engineering classification of jointed rock masses. Trans. S. Afr. Instn. Civil Engrs. 12, 335-343.

Dowding, C. H., Kendorski, F. S., & Cummings, R. A. (1983). Response of rock pinnacles to blasting vibrations and airblasts. Bulletin of the Association of Engineering Geologists. 20(3), 271-281.

Hoek, E., Carranza, T.C., Corkum, B. (2002). Hoek-Brown failure criterion. Proceedings of the Narmstac conference. Toronto. 267–273

Kendorski, F. S., Cummings, R. A., Bieniawski, Z. T., & Skinner, E. H. (1983). Rock mass classification for block caving mine drift support. In ISRM Congress (pp. ISRM-5CONGRESS). ISRM.

Sakurai, S. (1997) Lessons learned from field measurements in tunneling. Tunnelling and Underground Space Technology. Vol. 12 (4): 453-460.

Vanuvamalai, A., & Jaya, K. P. (2018). Design analysis of an underground tunnel in Tamilnadu. Archives of Civil Engineering. 64(1).