



Numerical Analysis of the Mechanized Mining Face Stability in Parvadeh No.1 Coal Mine, Tabas

Emad Ansari Ardehjani^{1*}, Mohammad Ataei², Ramin Rafiee³

1. Faculty of Mining, Petroleum & Geophysics Eng., Shahrood University of Technology, Shahrood, Iran, eaa.emad14@gmail.com
2. Professor, Faculty of Mining, Petroleum & Geophysics Eng., Shahrood University of Technology, Shahrood, Iran, ataei@shahroodut.ac.ir
3. Associate Professor, Faculty of Mining, Petroleum & Geophysics Eng., Shahrood University of Technology, Shahrood, Iran, raminlamezi@gmail.com

Received: 2023/11/19 - Accepted: 2024/05/07

Abstract

Ensuring the stability of the working face in longwall coal extraction is a crucial factor in the economic viability of this method. Numerous parameters influence working face stability, necessitating a comprehensive understanding of their impact on safe and economical mining. This study investigates the stability of a mining face in the actual extraction area, focusing on the E3 Panel of the Tabas Parvade coal mine. A numerical model is employed to examine the effects of mining and layer displacement on working face stability.

Initially, the influential parameters for working face stability are categorized and analyzed. Subsequently, using FLAC3D software, the stability of the E3 Panel working face in the Tabas Parvade coal mine is simulated and evaluated. Sakurai criteria are applied to assess wall and working face stability by calculating shear strain values in these areas.

The simulation explores the impact of initial and periodic wall weighting effects on the stability of the extraction face during coal extraction. Initial and periodic collapses are predicted to occur at approximately 11.5 and 2.5 meters, respectively, with the initial roof collapse following the extraction of the fourth coal seam. Results from numerical modeling indicate a likelihood of instability within 6 to 10 meters after progressing in the working face, coinciding with initial and periodic roof collapses.

In summary, the working face in the E3 Panel of the Tabas Parvade coal mine is described as transitioning between slippage and stability, with the upper roof prone to sloughing after extracting six coal seams. Pressure on the mine openings is notably higher on the Tailgate side, and there's a risk of the working face collapsing near the main cutters during the coal extraction process. Cutable Rock Bolts are recommended to prevent roof and face falls.

Keywords

longwall method, collapse, face instability, numerical modeling.

* Corresponding Author



1- INTRODUCTION

Longwall mining is a practical approach to underground coal mining, boasting lower costs than alternative methods. The expenses associated with mineral extraction in longwall mining are comparable to those in open-pit mining, prompting extensive research to enhance efficiency (Ataei, 2015).

Given coal's low resistance, coal mines exhibit heightened sensitivity to stability and engineering considerations compared to underground mines. Ensuring the stability of walls, particularly the extraction work face, is crucial in the successful and secure execution of longwall mining. Controlling induced stresses from the mining area is essential, as any instability or collapse in the mining work face can disrupt operations, causing delays (Ataei, 2015).

Spalling is a prevalent issue linked to wall instability, where increased stress concentration at the roof and mining work face interface results in crack formation. These cracks can lead to block formation comprising coal and rock strata, posing a risk of collapse before coal extraction. Failure to predict and control these collapses can lead to workspace blockages, production stoppages, and potentially life-threatening situations (Bai *et al.*, 2016).

Various studies have explored the understanding of longwall mining, focusing on load distribution in different zones and the stability or instability of foundations and caving zones.

In 2007, Kwang *et al.* explored roof destructibility at various slopes through numerical modeling, noting that destruction is more favorable in flat layers in the middle part of the mining face, while in sloping layers, upper slope destruction is desirable (Quang *et al.*, 2007). Ardehjani *et al.* validated these findings in 2021 and 2024, confirming the accuracy of results through sensitivity analysis of slope parameters and examination of induced stresses in the FLAC3D software (Ardehjani *et al.*, 2021 & 2024).

Shengbai *et al.* 2014 utilized a two-dimensional finite difference model to study roof failure during longwall mining (Bai *et al.* 2014). Zhang *et al.* 2016 demonstrated spalling typically occurs beneath the roof layer at a distance of 0.587 times the mining height (Zhang *et al.* 2016). Jiachen *et al.* in 2016 concluded that over 95% of failures in longwall mining occur in shear mode (Wang *et al.*, 2016).

In 2016, Shengbai *et al.* used FLAC2D software to model the mass of rock and support systems, examining the spalling of the mining face. Results showed that the highest pressure on the mining face occurs precisely at a distance of zero from the mining face surface (Bai *et al.*, 2016). Ardehjani *et al.* in 2018 investigated parameters affecting roof destruction and the first roof weighting effect in longwall mining (Ardehjani *et al.*, 2020). In 2020, using FLAC3D software, they predicted the first and periodic roof weighting effect in the E3 coal mining zone of the Tabas Parvadeh coal mine (Ardehjani *et al.*, 2020).

In 2018, Sang and Chang studied the simultaneous mining of two adjacent mining faces in thin coal layers using three-dimensional nonlinear analysis to understand pressure distribution and failure zone formation. Concentrated loading behavior was examined by applying variable force on the roof and floor behind the mining face and natural support systems (Song *et al.*, 2018). Yang *et al.* 2019 investigated the mechanism of mining face failure in terms of the interaction of natural supports in longwall mining, using theoretical and physical modeling to better understand the fundamental mechanism of mining face failure and the interaction of natural supports (Young *et al.*, 2019).

This study builds upon previous research, utilizing numerical modeling to explore the impact of advancing mining faces, roof failure during the first, and periodic roof weighting on the stability of

the extraction face and its upper roof in the E3 zone of the Tabas Parvadeh coal mine. Subsequent sections will discuss further details of this study and numerical modeling.

2- METHODS

Employing the FLAC3D finite difference software, a model was crafted for the extraction zone E3 in the Parvadeh Tabas coal mine. The software selection, driven by its apt capabilities and finite difference computations, was influenced by the continuous conditions and the rock masses' low Rock Mass Rating (RMR) of approximately 24 in the Tabas coal mine.

The extraction zones in the Tabas Parvadeh coal mine boast average dimensions of 2x1200x200 meters. Consequently, numerical modeling and simulation were executed based on these dimensions. The initial step in numerical modeling entailed selecting an optimal geometry range. Considering the extraction zone's dimensions, the modeling range was defined as 380 meters in length, 280 meters in width, and 244 meters in height at the zone's terminus. These proportions were chosen to simultaneously factor in the effects of a longitudinal slope (10 degrees), transverse slope (20 degrees), and the extraction zone's dimensions on mining face stability. The model's width comprised a 200-meter mining face and two 40-meter-wide retaining pillars. The model's length encompassed 350 meters of the zone and the remaining 30 meters at the zone's end. The zone's height was fixed at 2 meters, aligning with the thickness of the extracted coal layer.

Subsequently, layers were individually modeled in the software based on the region's stratification. Due to the significant depth, layers from 0 to 244 meters from the model's base were simulated, with higher layers above the 244-meter ground level applying a distributed load equivalent to 6.6 megapascals atop the model.

A Mohr-Coulomb behavior model was employed to model rock mass behavior. To prevent deformation during solving, the model's bottom and walls in all three axes (X, Y, Z) and the roof in the horizontal X and Y directions were fixed, allowing settlement in the vertical direction (Z-axis). Mesh dimensions, determined by the numerical model's size, solving time, sensitivity of the study area, and insights from previous numerical studies, were consistently set at 1x1x1 for all layers (Ardehjeni, 2020, 2021 & 2024).

After implementing the behavioral model and boundary conditions, the model underwent solving to attain its initial equilibrium, achieving stability after 9996 computational steps (Figs. 1 & 2).

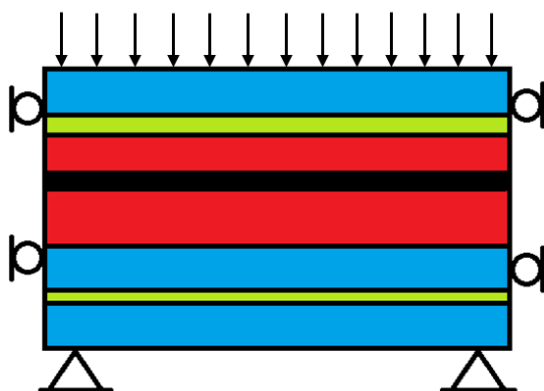


Fig. 1. The boundary conditions in the constructed model

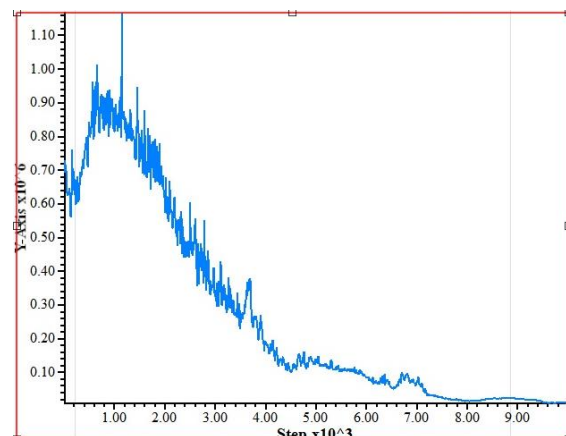


Fig. 2. Diagram of unbalanced force

3- FINDINGS AND ARGUMENT

In the presented analysis, Figures 3 and 4 illustrate the average shear strain in the mining face and roof, respectively, along with the critical shear strain diagram. Numerical modeling reveals that the upper roof experiences elevated shear strain beyond the critical state as the mining face

advances. Consequently, the immediate collapse of the roof occurs with the progression of the mining face and support system, bypassing any periodic destruction phase.

The initial roof failure results in the roof's maximum suspended length without collapsing, positioned between the end anchoring and the rear of the support system. Applying maximum foundation pressure on the mining face and retaining pillars leads to the anticipated collapse and instability of the mining face and its upper roof. Despite induced stresses from previous zone extraction and deformation in surrounding layers due to prior destruction, instability during the initial roof failure is not observed. However, in specific areas, especially towards the tailgate, deeper positioning induces higher ground stresses compared to the main gate, causing the maximum shear strain to exceed the critical shear strain. This elevates the likelihood of collapse and instability in the mining face and upper roof, potentially resulting in localized skinning, consistent with mining technical office reports, affirming the numerical modeling's accuracy.

Considering mining conditions on steep layer slopes in two directions (10 degrees along the layer's strike and 20 degrees along its dip), the main-gate and tail-gate areas pose a higher risk of mining face failure and instability. The remaining mining face is close to collapse, with its shear strain relatively unchanged compared to critical conditions (Figure 3). However, the upper roof exhibits different conditions, collapsing under its own weight due to the slope. This is evident in the numerical modeling (Figure 4) after extracting the 6th slice (14 to 22 meters post-advancement), with a gradual increase in shear strain.

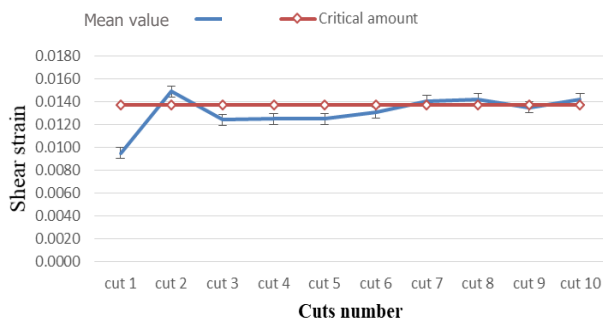


Fig. 3. Average shear strain and critical shear strain on the Face

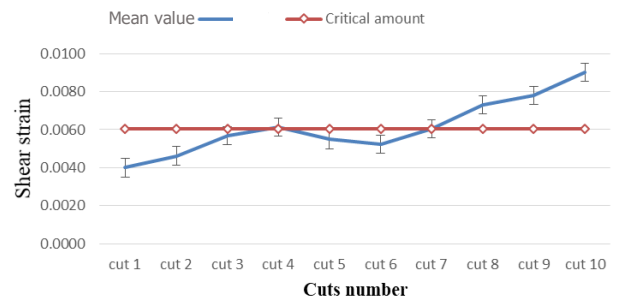


Fig. 4. Medium shear strain and critical strain in the upper roof of the Face

4- CONCLUSIONS

In the longwall mining technique, ensuring the stability of the mining face is of utmost significance. Any instability in this area can lead to disruptions in the extraction process, with potential human and financial losses, causing disturbances and decreasing coal production. Consequently, maintaining the stability of the mining face not only safeguards against interruptions but also contributes to heightened coal recovery rates and diminished production expenses.

In the Parvadeh Tabas coal mine, the first and periodic roof weighting effect, determined by the Sakurai criterion, ranges from 11 to 4.5 meters and 5 to 2 meters, respectively. According to numerical modeling, the initial roof destruction occurs after extracting the fourth coal slice. While the mining face in the E3 zone of the Tabas Parvadeh coal mine experiences intermittent collapse and stability, the upper roof becomes prone to collapse after extracting six coal slices. To mitigate this, recommended solutions include installing rock bolts or using single-arm movable hydraulic jacks to prevent roof collapse during mining.

The pressure on the rock bolts, metal frames, and natural support system on the tailgate side is notably higher than that on the Main Gate side due to the roof layers' slope and the weight transfer from the upper layers towards the tailgate. Consequently, localized skinning is more prevalent on

the tailgate side. Employing shearable rock bolts with suitable lengths proves effective in preventing these instabilities.

Considering the increased pressure on natural support systems on the tailgate side compared to the Main Gate side, these support systems in this section undergo more wear and tear. Therefore, it is recommended to reinstall these systems in the subsequent extraction zone, giving priority to the natural support systems on the tailgate side.

REFERENCES

- Ardehjani, Emad A., Ataei, M., Rafiee, R., & Bashari, A. (2018). "Investigation of Effective Parameters in the Destruction Step in Mechanized Longwall Mines: A Case Study in Tabas Coal Mine." Fourth National Coal Congress. Tabas Parvadeh Coal Company, Tabas, South Khorasan (In Persian).
- Ardehjani, Emad Ansari, Ramin Rafiee, and Mohammad Ataei. "Investigating Effect of Induced Stresses due to Coal Panel Extraction on Next Panel Strata Behavior during Mechanized Longwall Mining: A Case Study." *Journal of Mining and Environment* 15, no. 1 (2024): 381–399.
- Ardehjani, Emad Ansari, Mohammad Ataei, and Ramin Rafiee. "Estimation of first and periodic roof weighting effect interval in mechanized longwall mining using numerical modeling." *International Journal of Geomechanics* 20, no. 2 (2020): 04019164.
- Ardehjani, Emad Ansari, Ramin Rafiee, and Mohammad Ataei. "The effect of the seam slopes on the strata behavior in the longwall coal mines using numerical modeling." (2021).
- Ataei, Mohammad, "Caving Methods in Mining," First Edition, 2015, Shahrood University Press (In Persian).
- Bai, Qing-Sheng, Shi-Hao Tu, Min Chen, and Cun Zhang. "Numerical modeling of coal wall spall in a longwall face." *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 88 (2016): 242–253.
- Bai, Qing-Sheng, Shi-Hao Tu, Xiao-Gang Zhang, Cun Zhang, and Yong Yuan. "Numerical modeling on brittle failure of coal wall in longwall face—a case study." *Arabian Journal of Geosciences* 7 (2014): 5067–5080.
- Quang, D. Cai, Y. & Hebblewhite, B. Numerical Analysis of Some Geotechnical Factors Influencing the. *27th International Conference on Ground Control in Mining. Sydney, NSW, Australia: The University of New South Wales*(2007).
- Song, G., and Y. P. Chugh. "3D analysis of longwall face stability in thick coal seams." *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 118, no. 2 (2018): 131–142.
- Wang, Jiachen, Shengli Yang, and Dezhong Kong. "Failure mechanism and control technology of longwall coalface in large-cutting-height mining method." *International Journal of Mining Science and Technology* 26, no. 1 (2016): 111-118.
- Yang, Shengli, Gaofeng Song, and Dezhong Kong. "An evaluation of longwall face stability in thick coal seams through a basic understanding of shield–strata interaction." *Journal of Geophysics and Engineering* 16, no. 1 (2019): 125–135.
- Zhang, Hong-wei, Xing Fu, and Yu-zhi Shen. "Study on rib spalling mechanism and spalling depth in large mining height fully-mechanized face." (2016).

مقاله پژوهشی

تحلیل پایداری جبهه کار در روش جبهه کار طولانی مکانیزه با استفاده از مدل سازی عددی، مطالعه موردی: معدن زغال سنگ طبس

عماد انصاری ارده جانی^{۱*}، محمد عطائی^۲، رامین رفیعی^۳

۱. گروه استخراج مهندسی معدن، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود، شاهرود، ایران،
eaa.emad14@gmail.com

۲. استاد گروه مهندسی استخراج مهندسی معدن، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود، شاهرود، ایران،
ataei@shahroodut.ac.ir

۳. دانشیار گروه مهندسی استخراج مهندسی معدن، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود، شاهرود، ایران،
raminlamezi@gmail.com

دریافت: ۱۴۰۲/۰۸/۲۸ - پذیرش: ۱۴۰۳/۰۲/۱۸

چکیده

برقراری پایداری جبهه کار در زمان استخراج زغال سنگ به روش استخراج جبهه کار طولانی، از جمله مهم ترین عوامل موثر در اقتصادی بودن اجرای این روش است. پارامترهای متعددی در پایداری جبهه کار موثرند. بنابراین لزوم شناخت و بررسی تاثیر آنها بر یک معدنکاری ایمن و اقتصادی امری ضروری است. در این پژوهش، پایداری جبهه کار یک پهنه استخراجی در ابعاد واقعی برای بررسی تاثیر معدنکاری و جابه جایی لایه ها بر پایداری جبهه کار با استفاده از یک مدل عددی مورد بررسی قرار گرفت. ابتدا پارامترهای موثر بر پایداری جبهه کار دسته بندی و بررسی شده است. سپس با استفاده از نرم افزار FLAC3D پایداری جبهه کار پهنه E3 از معدن زغال سنگ پرورده طبس در زمان استخراج شبیه سازی و بررسی شد. از معیارهای ساکورایی برای بررسی پایداری دیواره ها و جبهه کار پهنه E3 با محاسبه مقادیر تنش برشی در این نواحی استفاده شد. با انجام شبیه سازی تاثیر گام نخست و دوره ای معدنکاری بر پایداری جبهه کار استخراجی در زمان استخراج زغال سنگ مورد بررسی قرار گرفت. گام نخست و دوره ای تخریب به ترتیب در حدود ۱۱/۵ و ۲/۵ متر محاسبه شد. تخریب اولیه سقف پس از استخراج برش چهارم رخ می دهد. بر اساس نتایج به دست آمده از مدل سازی عددی، احتمال رخداد ناپایداری و پوسته شدن جبهه کار در فاصله ۶ تا ۱۰ متری پس از پیشروی در جبهه کار، همزمان با تخریب اولیه و دوره ای سقف وجود دارد. بطور کلی جبهه کار در پهنه E3 معدن زغال سنگ پرورده طبس در حالت بینابینی ریزش و پایداری قرار دارد ولی سقف بالای آن بعد از استخراج ۶ برش زغال سنگ مستعد ریزش است. فشار وارد بر بازکننده ته میله به دلیل شیب لایه های سقف و انتقال نیروی وزن لایه های بالایی در جهت شیب و عمق قرارگیری بیشتر به نسب سرمیله به مراتب بیشتر از فشار وارده در سمت سرمیله است. جبهه کار در طول فرایند استخراج زغال سنگ در نزدیکی بازکننده های اصلی فرو خواهد ریخت. برای جلوگیری از ریزش جبهه کار و سقف از پیچ سنگ های برش پذیر پیشنهاد شده است.

کلمات کلیدی

روش جبهه کار طولانی، پوسته شدن، ناپایداری جبهه کار، مدل سازی عددی.

۱- مقدمه

اصطلاحاً به این فضا دهانه Tip-to-Face گفته می‌شود. با افزایش فاصله این دهانه، میزان تنش وارد شده بر جبهه‌کار افزایش خواهد یافت و در نتیجه این افزایش فشار، حجم ریزش بلوک‌های ایجاد شده نیز افزایش می‌یابد. اگر وقوع این ریزش‌ها پیش‌بینی و کنترل نشود؛ همانگونه که پیش‌تر بیان شد این امر موجب مسدود شدن کارگاه استخراج، توقف در تولید و حتی آسیب‌های جانی می‌شود [۲].

برای شناخت بهتر روش معدنکاری جبهه‌کار طولانی پژوهش‌های بسیاری پیرامون نحوه توزیع بار در مناطق مختلف پهنه و همچنین پایداری یا ناپایداری پایه‌ها و بازکننده‌ها انجام گرفته است. با پیشرفت تکنولوژی و نرم‌افزارهای شناخت رفتار زمین، نحوه تغییر بارهای پیرامونی و تاثیر آن بر معدنکاری جبهه‌کار طولانی با استفاده از این نرم‌افزارها و تحلیل‌های عددی مورد بررسی قرار داده شده است. در ادامه به بررسی برخی از این پژوهش‌ها پرداخته شده است.

کوانگ و همکاران^۱ در سال ۲۰۰۷ به بررسی رفتار تخریب‌پذیری سقف در شیب‌های مختلف به وسیله مدل‌سازی عددی پرداختند. بر این اساس زمانی که شیب لایه افزایش پیدا می‌کند منطقه تسلیم سقف در بالای جبهه‌کار به سمت قسمت بالایی لایه حرکت می‌کند ولی در لایه‌های مسطح در قسمت میانی پهنه تمرکز دارد. در نتیجه در لایه‌های بدون شیب تخریب در بخش میانی جبهه‌کار بهتر انجام می‌گیرد، در صورتی که در لایه‌های شیب‌دار تخریب مطلوب در بخش بالایی شیب اتفاق می‌افتد [۳]. این نتایج توسط انصاری و همکاران در سال ۲۰۲۱ و ۲۰۲۴ مجدداً مورد بررسی قرار گرفت و صحت آن‌ها تایید شد. آن‌ها با تحلیل حساسیت پارامتر شیب لایه و بررسی تاثیر تنش‌های القایی ناشی از معدنکاری یک پهنه استخراجی بر پهنه مجاور آن در نرم‌افزار FLAC3D به نتایج مشابهی دست یافتند [۴ و ۵]. سینگ و همکاران^۲ در سال ۲۰۱۱ با استفاده از نرم‌افزار FLAC، تاثیر مشخصات لایه بر کنترل سقف را بررسی کردند [۶]. شنگ‌بای و همکاران^۳ در سال ۲۰۱۴ با ساخت یک مدل دو بعدی تفاضل محدود، به بررسی شکست ترد در جبهه‌کار زغال‌سنگ در حین معدنکاری جبهه‌کار طولانی پرداختند [۷]. سعیدی و همکاران در سال ۲۰۱۳ اثر ساختار زمین‌شناسی منطقه بر پتانسیل ریزش سقف

معدنکاری جبهه‌کار طولانی یکی از مناسب‌ترین روش‌ها برای استخراج زیرزمینی زغال‌سنگ است. روش جبهه‌کار طولانی یک روش تخریبی است و از نظر هزینه استخراج نسبت به سایر روش‌های استخراج زیرزمینی، هزینه کمتری دارد. هزینه استخراج ماده معدنی در این روش تقریباً برابر با هزینه‌های استخراج در روش معدنکاری روباز است. مقرون به صرفه بودن اجرای این روش نسبت به سایر روش‌های استخراج زیرزمینی زغال‌سنگ، موجب به کارگیری گسترده آن در استخراج زیرزمینی زغال‌سنگ شده است. با این تفاسیر معدنکاری جبهه‌کار طولانی به یکی از متداول‌ترین روش‌های استخراج زیرزمینی زغال‌سنگ تبدیل شده است. بنابراین پژوهش‌های بسیاری برای شناخت و اجرای بهینه این روش انجام شده است [۱].

پایداری دیواره‌ها و سقف فضای حفر شده یکی از کلیدی‌ترین مسایل در حفر و نگهداری فضاهای زیرزمینی است. معادن زغال‌سنگ به علت مقاومت پایین زغال‌سنگ از دیدگاه پایداری و ویژگی‌های مهندسی حساسیت بالاتری را به نسبت سایر معادن زیرزمینی دارند. بر این اساس یکی از مهم‌ترین مسایل در اجرای درست و ایمن روش جبهه‌کار طولانی، پایدار ماندن دیواره‌ها و به طور ویژه جبهه‌کار استخراجی در زمان معدنکاری است. جلوگیری از تاثیر تنش‌های القایی حاصل از منطقه تخریب بر جبهه‌کار یکی از اصلی‌ترین این موارد است زیرا بروز هرگونه ناپایداری و ریزش در بخش جبهه‌کار موجب بروز اختلال در امر پیوستگی معدنکاری شده و این وقفه عملیات معدنکاری را ضررده خواهد کرد. بر این اساس در روش جبهه‌کار طولانی نه تنها بررسی رفتار تخریبی لایه‌های سقف در ناحیه تخریب حایز اهمیت است، بلکه پایداری جبهه‌کار پهنه استخراجی نیز به همان اندازه مهم است [۱].

یکی از رایج‌ترین مسایل مربوط به ناپایداری دیواره‌ها، پوسته پوسته شدن دیواره یا به اصطلاح spalling دیواره است. در این حالت در اثر افزایش تمرکز تنش در فصل مشترک سقف و جبهه‌کار (محل برخورد لایه زغال‌سنگ با کمر بالا)، ترک‌هایی شکل می‌گیرد که باعث ایجاد بلوک‌هایی از جنس زغال‌سنگ و سنگ روباره می‌شود. امکان ریزش این بلوک‌ها پیش از استخراج زغال‌سنگ وجود دارد. این ریزش سبب افزایش فاصله بین جبهه‌کار و نگهدارنده قدرتی می‌شود.

¹ Quang et all

² Sing et.al

³ Sheng-bai et.al

متراکم نیز با استفاده از نیروی متغیر بر روی سقف و کف ناحیه پشت جبهه کار و سیستم نگهداری قدرتی توسط آن‌ها مورد بررسی قرار گرفت [۱۵]. یانگ و همکاران در سال ۲۰۱۹، مکانیزم شکست جبهه کار از منظر تعامل نگهدارنده قدرتی در معادن جبهه کار طولانی را مورد بررسی قرار دادند. آن‌ها با استفاده از یک مدل تئوری برای خمش زغال سنگ و یک مطالعه مدل سازی فیزیکی با در نظر گرفتن سختی سپر و اصول عملیاتی پایه سپرهای قدرتی جبهه کار طولانی، درک بهتری از مکانیزم اساسی شکست جبهه کار و تعامل نگهدارنده‌های قدرتی را بررسی کردند [۱۶].

با ایده‌گیری از پژوهش‌های گذشته در این پژوهش با استفاده از مدل سازی عددی، تاثیرات پیشروی جبهه کار و تخریب سقف هنگام گام تخریب اولیه و دوره‌ای بر روی پایداری جبهه کار استخراجی و سقف بالای آن در پهنه‌ی E3 معدن زغال سنگ پروده طبس بررسی شده است. در ادامه به بررسی جزئیات این مطالعه و مدل سازی عددی پرداخته شده است.

۲- معدنکاری جبهه کار طولانی

معدنکاری جبهه کار طولانی از دسته روش‌های معدنکاری تخریبی به شمار می‌آید. این روش عمدتاً در ذخایر زغال سنگ لایه‌ای، نازک، نسبتاً تخت یا کم شیب و عمیق به کار می‌رود. مهم‌ترین اصل در به کارگیری این روش قابلیت تخریب کمر بالای لایه‌های زغال سنگ است. در این روش پس از تقسیم ذخیره به پهنه‌هایی با طول ۱۲۰۰ تا ۳۰۰۰ و عرض ۱۵۰ تا ۳۰۰ متر، دو راهروی بازکننده در دو سوی پهنه حفر شده و با اتصال این دو راهرو به یکدیگر با حفر راهروی شریانی و نصب تجهیزات نگهداری و بهره‌برداری، استخراج شروع می‌شود. اگر این دو راهرو در ابتدای پهنه به هم متصل شوند، جهت استخراج رو به جلو است و به آن معدنکاری پیشرو گفته می‌شود و چنانچه دو راهرو در انتها به هم متصل شود و جهت استخراج به سمت برگشت مسیر باشد به آن معدنکاری پسرو می‌گویند. در معادن زغال سنگ به دلیل ایمنی بیشتر عمدتاً از روش پسرو استفاده می‌شود. یکی از مهم‌ترین عوامل تاثیرگذار بر روند استخراج، لزوم برقراری پایداری جبهه کار در زمان اجرای این روش است. شکل ۱ نمایی از معدنکاری جبهه کار طولانی را نشان می‌دهد [۱].

را با استفاده از نرم افزار FLAC2D بررسی کردند [۸]. شنگ‌بای و همکاران در سال ۲۰۱۶ به بررسی تاثیر مقاومت سیستم نگهداری قدرتی، میزان اعمال فشار به سقف با سیستم نگهداری قدرتی، موقعیت شکست سقف اصلی معدن و ارتفاع معدنکاری بر روی تغییر شکل جبهه کار زغال سنگ در حین معدنکاری جبهه کار طولانی پرداختند [۹]. ژانگ و همکاران^۱ در سال ۲۰۱۶ با مطالعه بر روی تئوری‌های تحلیلی و مدل سازی‌های عددی و برداشت‌های میدانی نشان دادند که پوسته شدن معمولاً زیر لایه سقف به فاصله ۰٫۵۸۷ برابر ارتفاع معدنکاری شکل می‌گیرد [۱۰]. جیاچن و همکاران^۲ در سال ۲۰۱۶ از نرم افزار UDEC برای بررسی مکانیزم شکست جبهه کار در روش جبهه کار طولانی استفاده کردند و به این نتیجه رسیدند که بیش از ۹۵ درصد شکستگی‌ها به صورت برشی است [۱۱].

شنگ‌بای و همکاران در سال ۲۰۱۶ با استفاده از نرم افزار FLAC2D توده سنگ و سیستم نگهداری را مدل کرده و پوسته شدن جبهه کار را بررسی کردند. نتایج بدست آمده نشان داد که بیشترین فشار وارده به جبهه کار دقیقاً در فاصله صفر از سطح جبهه کار اتفاق می‌افتد [۲]. ژیانومنگ و همکاران^۳ در سال ۲۰۱۷ با استفاده از شبیه سازی فیزیکی و تحلیل تئوری تیر، دریافتند که لایه‌های سقف در نزدیکی ته میله^۴ تحت اثر ایجاد یک برش با ارتفاع کم نیز، مستعد ریزش‌اند در حالی که لایه‌های بالای سرمیله^۵ به آرامی حرکت می‌کنند و ریزش ندارند [۱۲]. انصاری و همکاران در سال ۲۰۱۸ پارامترهای موثر بر تخریب سقف و گام تخریب اولیه را در معدنکاری جبهه کار طولانی بررسی کردند [۱۳]. آن‌ها در سال ۲۰۲۰ با استفاده از نرم افزار تفاضل محدود FLAC3D گام تخریب اولیه و دوره‌ای را در پهنه E3 معدن زغال سنگ پروده طبس پیش‌بینی کردند [۱۴].

سانگ و چانگ در سال ۲۰۱۸ مطالعه‌ای را پیرامون معدنکاری همزمان دو جبهه کار مجاور در لایه‌های با ضخامت کم زغال سنگ با استفاده از تجزیه و تحلیل غیرخطی سه بعدی انجام دادند تا درک بهتری از توزیع فشار در اطراف حفاری‌ها و تشکیل مناطق شکست داشته به دست آید. رفتار بارگذاری

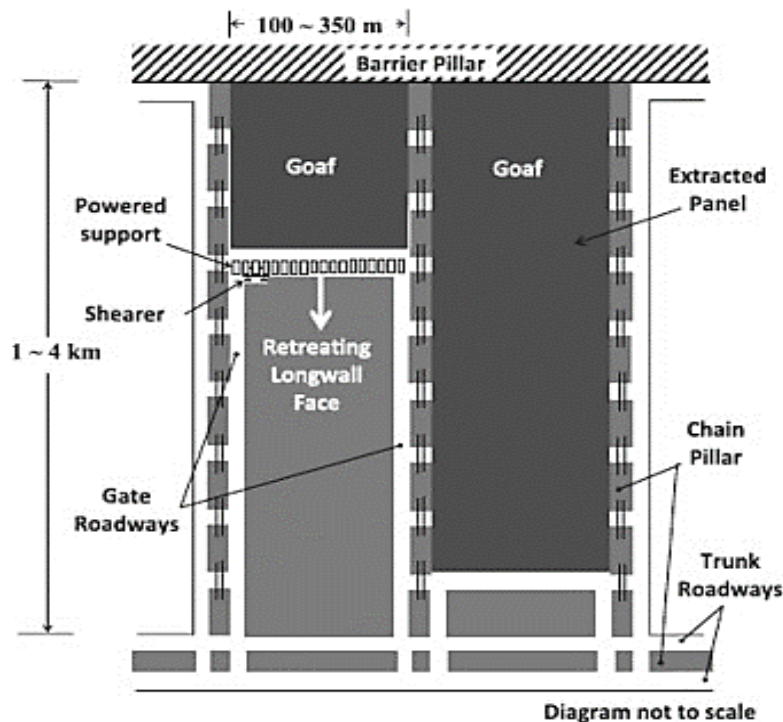
¹ Zhang et.al

² Jiachen et.al

³ Xiaomeng et.al

⁴ Tail gate

⁵ Main gate



شکل ۱- تصویری از روش معدنکاری جبهه کار طولانی [۱۷]

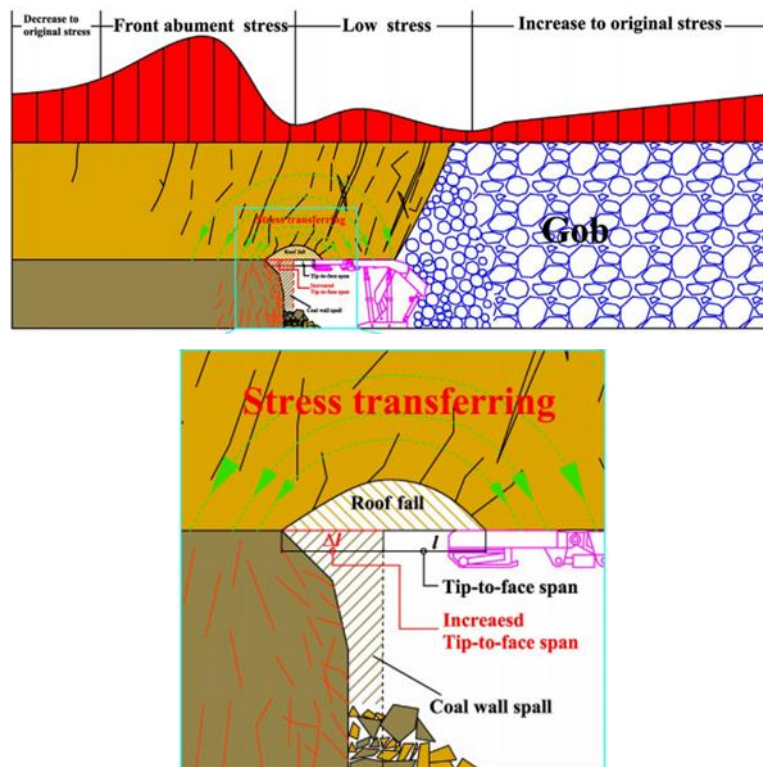
آن مشخصه‌ای بسیار مهم و غیرقابل کنترل است. این ویژگی موجب شده تا بررسی عوامل مرتبط با زمین‌شناسی منطقه در مباحث مربوط به پایداری اولویت داشته باشد. از جمله مهم‌ترین عوامل موثر بر آن می‌توان به موارد عمق قرارگیری لایه، شیب لایه، جنس و مقاومت لایه زغال سنگ، جنس و مقاومت سنگ‌های در برگیرنده، ناپیوستگی‌ها شامل گسل‌ها، درزه‌ها و صفحات لایه‌بندی و مواردی از این دست اشاره کرد.

هر چه عمق قرارگیری لایه بیشتر باشد، تنش قائم وارد شده بر لایه بیشتر است. در نتیجه آن تنش افقی که نسبتی از تنش قائم است نیز افزایش می‌یابد. این افزایش تنش موجب وارد شدن فشار زیادی بر جبهه کار در زمان استخراج لایه زغال سنگ می‌شود. طبق مطالعات، بیشترین فشار وارد شده بر لایه زغال سنگ دقیقاً بر روی دیواره جبهه کار وارد می‌شود (شکل ۲). این پدیده موجب ایجاد ترک‌هایی در ناحیه فصل مشترک سقف و جبهه کار می‌شود که دارای تمرکز تنش بالایی است. این ترک‌ها اگر به هم متصل شوند، تشکیل بلوک می‌دهند و این بلوک‌ها قبل از شروع فرآیند استخراج مستعد به ریزش‌اند.

۱-۲- پارامترهای تاثیرگذار در پایداری جبهه کار

پارامترهای بسیاری بر پایداری جبهه کار تاثیرگذارند و هر کدام از آن‌ها می‌تواند به تنهایی عامل مهمی در پایداری ماندن یا ریزش جبهه کار باشد. این خود بر روند اجرای معدنکاری اثر می‌گذارد و در نهایت اقتصادی بودن یک عملیات معدنکاری زیرزمینی را تحت الشعاع قرار می‌دهد. برای بررسی دقیق‌تر این پارامترها باید آن‌ها را دسته‌بندی کرد. می‌توان این پارامترها را به دو دسته پارامترهای قابل کنترل و پارامترهای غیرقابل کنترل تقسیم‌بندی کرد. پارامترهای غیرقابل کنترل پارامترهایی است که به وسیله شرایط زمین‌شناسی به مهندسان گفته می‌شود و قابل تغییر نیستند اما پارامترهای قابل کنترل عمدتاً شامل پارامترهای طراحی و مهندسی است و امکان تغییر و کنترل آن‌ها وجود دارد. به طور کلی پارامترهای قابل کنترل با عنوان پارامترهای معدنکاری بررسی می‌شوند و بر اساس شرایط کار، داده‌های اکتشافی و تجربیات مهندسان بدست می‌آید که طراحی شده و قابل تغییرند [۱۹، ۱۸، ۱۷].

ویژگی‌های زمین‌شناسی لایه زغال سنگ و لایه‌های اطراف



شکل ۲- نمودار تغییرات فشار وارد شده بر لایه [۲]

مهندسی‌اند. به گونه‌ای که علاوه بر تاثیر در شرایط موجود در پروژه امکان تغییر دادن مقادیر آن‌ها وجود دارد. در این حالت متناسب با تغییر این پارامترها شرایط تاثیر پارامترهای محیط نیز تغییر خواهد کرد. بنابراین با این ابزار می‌توان تاثیرات منفی پارامترهای غیرقابل کنترل را تا حدودی تعدیل کرد. برخی از این پارامترها شامل ابعاد پهنه استخراجی، ابعاد پایه‌های باقی مانده، سرعت پیشروی جبهه‌کار، عمق نفوذ زغال‌بر، طول دهانه بدون نگهداری، مقاومت سیستم نگهداری و بار وارده از آن به سقف و کف کارگاه و مواردی از این دست است.

ابعاد پهنه استخراجی از نظر طراحی وابسته به هدف‌های تعیین شده مانند مقدار تولید زغال سنگ است. باید ابعاد پهنه استخراجی بر اساس پاسخ به نیازهای اقتصادی و فنی و ایمنی در نظر گرفته شود. ابعاد پهنه استخراجی باید پاسخ‌گوی نیازهای تولید سالیانه و پایداری در مدت زمان انجام عملیات معدنکاری باشد. با افزایش ابعاد پهنه استخراجی، تنش‌های القایی ناشی از معدنکاری در منطقه بیشتر می‌شود اما این افزایش ابعاد تا یک اندازه مشخص بر اندازه و جهت تنش‌های القایی ناشی از معدنکاری در منطقه تاثیرگذار است. همچنین هرچه عرض پهنه استخراجی بیشتر باشد، طول اولین شکست سقف در ناحیه تخریب کوچکتر است [۱]. در شکل ۳ موثرترین

هر چه زغال‌شدگی در حوضه زغالی مورد نظر بیشتر باشد، شکنندگی زغال نیز بیشتر می‌شود. هر چه زغال سنگ نرم‌تر باشد یا به عبارتی درجه زغال‌شدگی کمتری داشته باشد، ابعاد بلوک‌هایی که از جبهه‌کار طی پوسته شدن جدا می‌شود، کوچکتر است؛ این امر موجب بروز ریزش‌هایی با ابعاد کوچک در دفعات بالا می‌شود. در حالی که با افزایش زغال‌شدگی، پوسته شدن با ابعاد بزرگتر در دفعات کم رخ می‌دهد [۷]. هرچه ضریب تورم سنگ‌ها بیشتر باشد، یعنی ابعاد سنگ‌های خرد شده سقف کوچکتر باشد و در پی آن سقف بهتر تخریب شده است. در این حالت فشار وارده به جبهه‌کار نیز کمتر می‌شود. بالعکس هرچه این ضریب کمتر باشد، ابعاد سنگ‌های تخریبی بزرگتر است و تخریب به خوبی انجام نمی‌شود. بنابراین فشار وارده بر جبهه‌کار، بیشتر می‌شود. ضریب تورم سنگ‌ها در منطقه تخریب ارتباط مستقیمی با مقاومت سنگ‌های کمر بالا و ارتفاع سقف بلاواسطه دارد. هر چه مقاومت سنگ‌ها در کمر بالا بیشتر باشد، ارتفاع سقف بلاواسطه افزایش می‌یابد و ابعاد خردایش در ناحیه تخریب بزرگتر است که به موجب آن ضریب تورم کاهش می‌یابد. برای سنگ‌های کمر بالا با مقاومت پایین شرایط برعکس وجود دارد [۱۹].

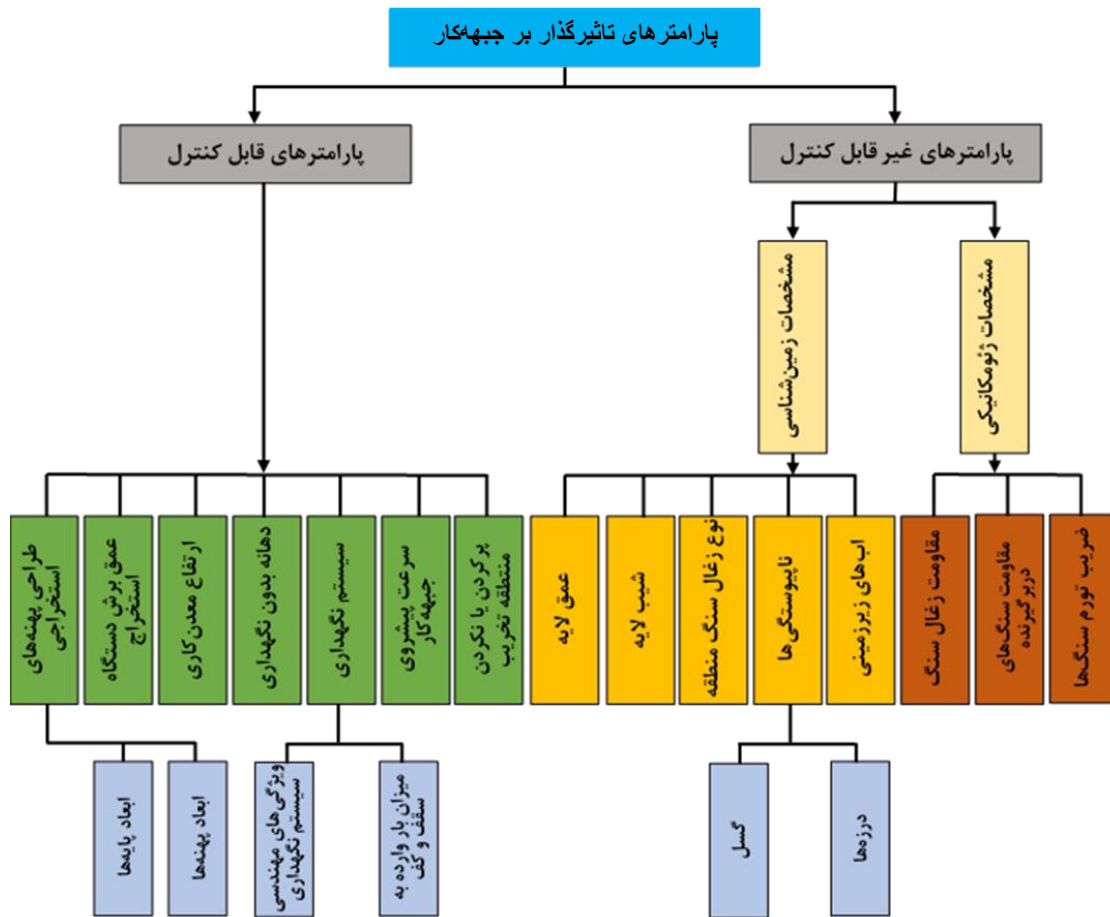
پارامترهای قابل کنترل اصلی‌ترین ابزار برای طراحی

رسوبات به وسیله سیستمی از گسل‌ها با امتداد شرقی- غربی تقسیم شده‌اند. در شکل ۵ چینه‌شناسی پهنه مورد مطالعه نشان داده شده است. معدن زغال سنگ طبس از نظر تولید بزرگترین معدن زغال سنگ ایران است. ذخیره زغال سنگ این معدن برای استخراج به روش جبهه کار طولانی به پهنه‌های شرقی و غربی نسبت به بازکننده اصلی تقسیم بندی شده است. مطابق با شکل ۵ لایه زغال سنگ C₁ با ضخامت متوسط در حدود ۲ متر به صورت روش جبهه کار طولانی مکانیزه استخراج می شود، رفتار و پایداری جبهه کار در همین لایه به وسیله مدل سازی عددی بررسی شده است. در جدول ۱ وضعیت و شرایط تمامی پارامترهای موثر بر پایداری جبهه کار در معدن زغال سنگ طبس آورده شده است.

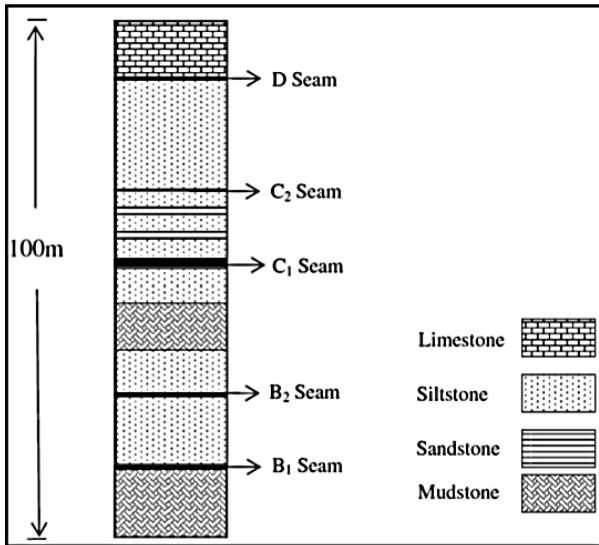
پارامترها در پایداری جبهه کار و سقف بالای آن گردآوری شده است.

۲-۱-۱- مطالعه موردی

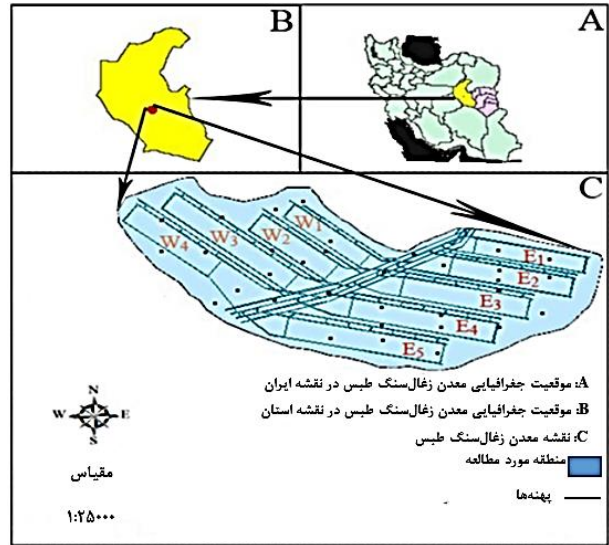
این پژوهش برای پیش بینی و مطالعه شرایط تخریب و پایداری جبهه کار در بخش تمام مکانیزه در پهنه E3 معدن زغال سنگ پروده طبس انجام شده است. در شکل ۴ موقعیت مکانی معدن و پهنه‌های معدن نشان داده شده است. ناحیه زغال سنگ طبس بزرگترین و مهم ترین بخش زغال سنگی ایران است. این ناحیه در شرق ایران و در استان خراسان جنوبی قرار دارد. منطقه مورد مطالعه از رسوبات تریاس فوقانی و ژوراسیک تشکیل شده است که این رسوبات با شیبی آرام و در حدود ۱۰ درجه سکوه‌های وسیعی را تشکیل داده‌اند و این



شکل ۳- پارامترهای تاثیرگذار بر پایداری جبهه کار



شکل ۵- چینه‌شناسی منطقه طبس [۲۰]



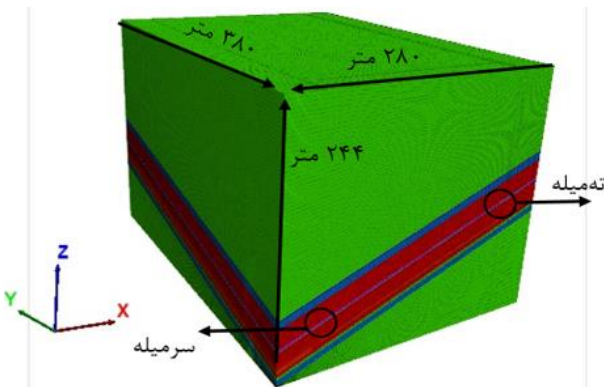
شکل ۴- موقعیت جغرافیایی معدن زغال سنگ طبس و پهنه‌بندی ذخیره معدن زغال سنگ طبس [۲۰]

جدول ۱- شرایط و مقادیر پارامترهای موثر بر پایداری جبهه کار در معدن زغال سنگ طبس

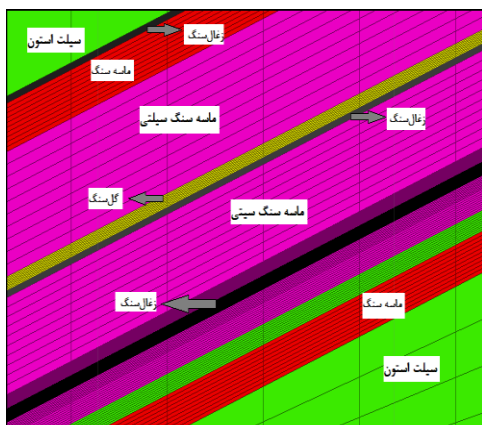
نوع پارامتر	سطح اثرگذاری بر پایداری جبهه کار	شرایط یا اندازه آن در معدن	پارامتر فرعی	پارامتر اصلی
	زیاد	۴۰۰ تا ۶۰۰ متر	عمق پهنه استخراجی	
غیرقابل کنترل	زیاد	۱۲ تا ۱۸ درجه	شیب پهنه استخراجی	مشخصات زمین‌شناسی
	کم	تقریباً نرم	جنس زغال سنگ منطقه	
غیرقابل کنترل	کم	نزدیک‌ترین گسل به فاصله ۵۰ متر از انتهای پهنه قرار گرفته است.	گسل	ناپوستگی
	کم	دسته درزه‌ها در معدن زغال سنگ طبس عمدتاً متشکل از یک دسته درزه است که با زاویه بیش از ۹۰° با جبهه کار برخورد می‌کند.	درزه	
غیرقابل کنترل	متوسط	زغال سنگ معدن طبس مقاومتی در حدود ۶ مگاپاسکال دارد.	مقاومت زغال سنگ	ویژگی‌های ژئومکانیکی
	زیاد	مقاوم‌ترین لایه در برگزیده ماسه سنگ با ۷۳ مگاپاسکال و ضعیف‌ترین لایه گل سنگ با ۲۵ مگاپاسکال است.	مقاومت سنگ دربرگیرنده	
غیرقابل کنترل	بسیار کم	مقدار شدت جریان آب زیرزمینی با توجه به قرارگیری معدن در منطقه بیابانی بسیار کم است.	---	وضعیت آب زیرزمینی
غیرقابل کنترل	کم	ضریب تورم منطقه تخریب ۱/۳ است.	---	وضعیت تورم سنگ‌ها در منطقه تخریب
قابل کنترل	متوسط	۱۲۶۰ متر	طول پهنه	ابعاد پهنه استخراجی
	متوسط	۲۰۰ متر	عرض پهنه	
قابل کنترل	زیاد	۵۰ متر	پایه حایل	ابعاد پایه‌های باقیمانده
	کم	۲۵ متر	پایه کارگاهی	
	---	استفاده نشده	پایه زنجیری	
قابل کنترل	زیاد	۰/۷۵ - ۱ مگاپاسکال	فشار وارده از سیستم نگهداری به سقف	مقاومت سیستم نگهدارنده
قابل کنترل	زیاد	۱۰ متر	---	طول گام تخریب اولیه
قابل کنترل	زیاد	۳ متر	---	ارتفاع معدنکاری
قابل کنترل	زیاد	حدود ۴۰ سانتی‌متر تا صفر	عرض دهانه	دهانه بدون نگهداری
قابل کنترل	زیاد	۸۰ سانتی‌متر	---	عمق برش دستگاه استخراج
قابل کنترل	متوسط	بدون پرکردن منطقه تخریب	---	پرکردن یا نکردن منطقه تخریب

۳- مدل سازی عددی

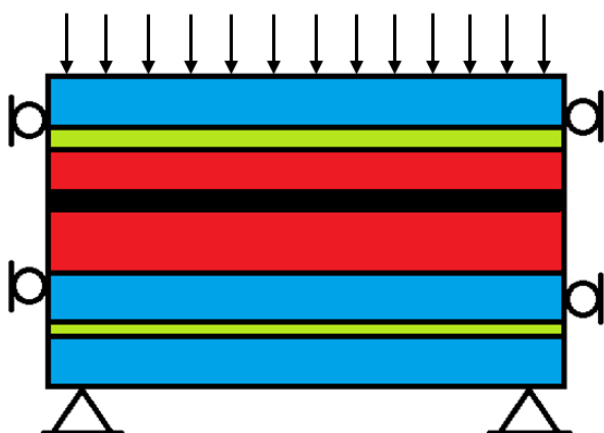
ابعاد مش بندی در مطالعات عددی گذشته برای تمامی لایه ها معادل $1 \times 1 \times 1$ در نظر گرفته شده است [۱۴ و ۴، ۵]. پس از اعمال مدل رفتاری و شرایط مرزی مدل برای رسیدن به تعادل اولیه حل شد. در این مرحله مدل ساخته شده پس از رسیدن به ۹۹۹۶ گام محاسباتی به تعادل رسید. نمودار تعادل اولیه مدل بلوکی در شکل ۹ آورده شده است.



شکل ۶- محدوده مدل سازی شده از پهنه استخراجی



شکل ۷- لایه بندی در منطقه معدن زغال سنگ طبس



شکل ۸- شرایط مرزی مدل

با استفاده از نرم افزار تفاضل محدود FLAC3D اقدام به مدل سازی پهنه استخراجی E3 در معدن زغال سنگ پروده طبس شد. انتخاب این نرم افزار با توجه به قابلیت های مناسب، محاسبات بر مبنای تفاضل محدود و با فرض شرایط پیوسته در معدن زغال سنگ طبس به دلیل پایین بودن RMR توده های سنگ که در حدود ۲۴ است، انتخاب شده است.

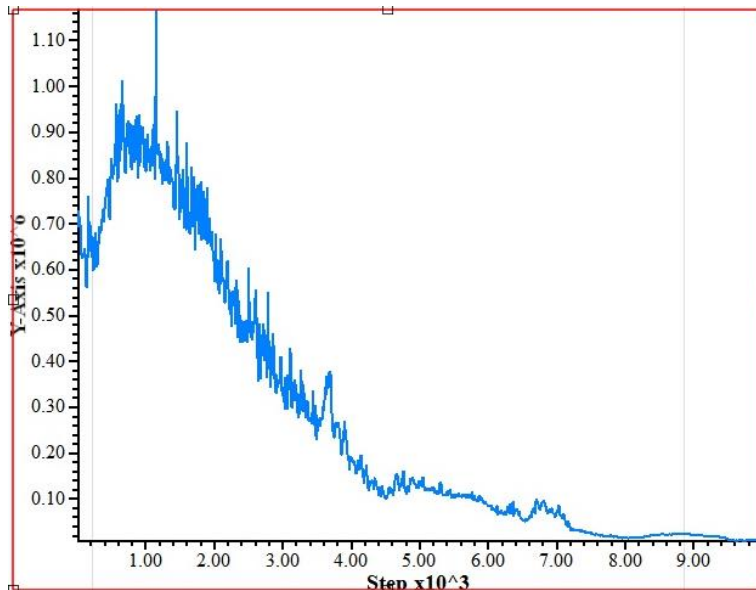
ابعاد پهنه های استخراجی در معدن زغال سنگ پروده طبس به طور متوسط به صورت $2 \times 1200 \times 200$ متر است، بنابراین مدل سازی عددی و شبیه سازی بر اساس این ابعاد انجام شده است. اولین گام برای مدل سازی عددی پهنه استخراجی، انتخاب محدوده مناسب برای هندسه سازی است. با توجه به ابعاد پهنه، محدوده مدل سازی در ابعاد 380 متر طول، 280 متر عرض و 244 متر ارتفاع در انتهای پهنه انتخاب شده است. این نسبت ها به صورتی انتخاب شده که همزمان تاثیر شیب طولی (10° درجه) و شیب عرضی (20° درجه) و ابعاد پهنه را بر پایداری جبهه کار در نظر گرفته شود. عرض مدل شامل 200 متر جبهه کار و دو پایه حایل به عرض 40 متر است. طول مدل شامل 350 متر از پهنه و 30 متر پایه باقیمانده در انتهای پهنه است. ارتفاع پهنه ها معادل 2 متر برابر یا ضخامت لایه زغال سنگ استخراجی در نظر گرفته شده است.

سپس با توجه به لایه بندی منطقه (شکل ۵)، لایه ها به صورت مجزا در مدل ساخته شده است (شکل ۶ و ۷). به علت عمق زیاد، لایه های تراز صفر تا 244 متری از کف مدل شده و لایه های بالاتر از تراز 244 متری سطح زمین به صورت بار گسترده معادل $6/6$ مگاپاسکال به بالای مدل اعمال شده است.

برای مدل سازی رفتار توده سنگ از مدل رفتاری موهر-کولمب استفاده شده است. ویژگی های توده سنگ در جدول ۲ آورده شده است. شرایط مرزی مدل در شکل ۸ نشان داده شده است. برای جلوگیری از روان شدن مدل در زمان حل باید کف مدل عدد در هر سه محور X, Y, Z، دیواره ها و سقف در جهت حرکت افقی X, Y ثابت شوند و به مدل اجازه نشست در جهت قائم (محور Z) داده شود. ابعاد مش بندی بر اساس ابعاد مدل عددی، زمان حل مدل، حساسیت ناحیه مورد مطالعه و بررسی

جدول ۲- خواص توده‌سنگ معدن زغال‌سنگ طبس [۲۱]

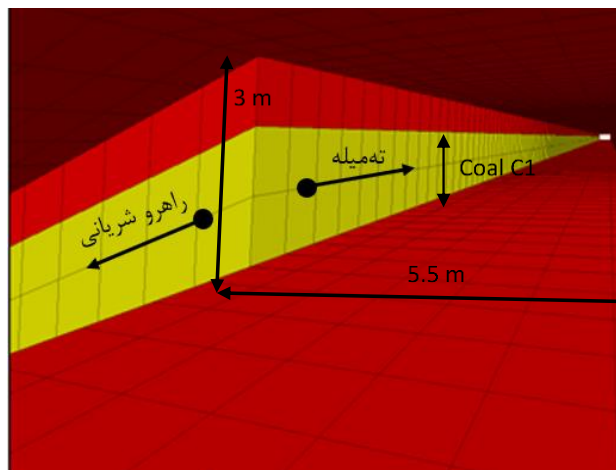
نوع سنگ	چسبندگی (MPa)	زاویه اصطکاک داخلی (ϕ)	مقاومت کششی (Mpa)	نسبت پواسون	مدول تغییر شکل پذیری (Gpa)
سیلت استون	۰٫۶۲۵	۴۰	۰٫۰۳۱۸	۰٫۲۶	۲٫۴
ماسه‌سنگ سیلتی	۰٫۸۱۲	۶۱٫۵۵	۰٫۰۷۳۴	۰٫۲۵	۲٫۳۴
زغال	۰٫۲۰۶	۱۷٫۹۱	۰٫۰۰۰۵	۰٫۲۵	۰٫۰۹
گل‌سنگ	۰٫۱۸	۲۶	۰٫۰۱۷۳	۰٫۳۱	۱٫۸۶
ماسه‌سنگ	۱٫۱۹۹	۵۰٫۹۳	۰٫۰۷۳۴	۰٫۲۵	۲٫۷۲



شکل ۹- نمودار نیروهای نامتعادل کننده

بازکننده‌ها در جدول ۳ آورده شده است. پس از حفر سرمیله و تمیله، سیستم‌های نگهداری شامل پیچ‌سنگ‌ها و قاب‌های فلزی و سیستم نگهدارنده قدرتی با رعایت الگوی معدن زغال‌سنگ پروده طبس در مدل ساخته شده اجرا شد.

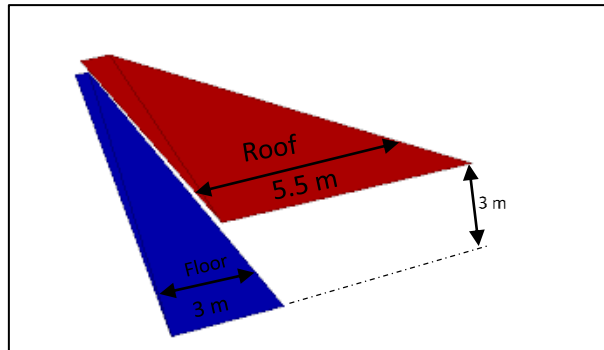
پس از رسیدن به تعادل اولیه، جابه‌جایی‌های مدل صفر شده تا زمین در حالت اولیه خود قرار گیرد. سپس با همان ترتیب حفاری که در معدن زغال‌سنگ طبس، بازکننده‌ها حفر می‌شوند، سرمیله و تمیله به صورت هم‌زمان حفر می‌شود و سپس راهرو شریانی انتهای دو بازکننده را به هم متصل می‌کند (شکل ۱۰). ابعاد این



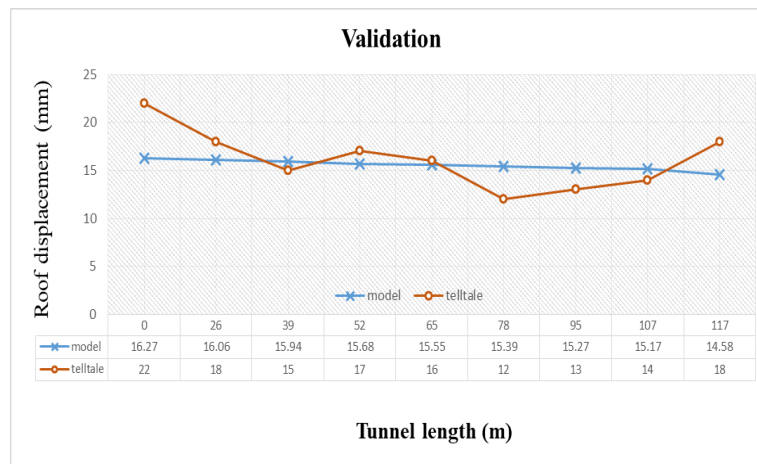
شکل ۱۰- حفر بازکننده‌ها در مدل عددی

جدول ۳- ابعاد بازکننده ها در معدن زغالسنگ طبس، پهنه E3

باز کننده	عرض (متر)	ارتفاع (متر)
سرمیله	۵	۳
ته میله	۵٫۵	۳
راهرو شریانی	۷	۳



شکل ۱۱- نمایی از پوسته طراحی شده به جای سیستم نگهدارنده قدرتی در مدل عددی



شکل ۱۲- نمودار اعتبارسنجی مدل ساخته شده

از وسایل ابزار دقیق نصب شده در معدن به نام تل تیل مقایسه شده است (شکل ۱۲). تل تیل ها با اتصال به لایه های بالایی سقف از طریق یک شاخص، جابه جایی سقف را مشخص می کنند.

تل تیل ها جابه جایی سقف معدن و لایه های بالایی که به پیچ سنگ متصل است را با استفاده از دو شاخص A و B اندازه گیری می کنند و مقدار جابه جایی کل از مجموع مقادیر این دو شاخص محاسبه می شود (شکل ۱۳). در ادامه با استفاده از رابطه ۱ مقدار متوسط خطای مدل (RMSD) با واقعیت ۹ محاسبه شده است.

$$RMSD = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_{1,i} - x_{2,i})^2}{n}} \quad (1)$$

در ادامه با استفاده از المان Shel در نرم افزار FLAC3D دو پوسته مثلی در کنار یکدیگر برای اعمال تاثیر تنش اعمالی از سیستم نگهدارنده قدرتی به سقف و کف طراحی شده است (شکل ۱۱). در این حالت پس از هر بار پیشروی المان قبلی حذف و پوسته جدید برای نرم افزار تعریف می شود که این خود نماینده مدل کردن پیشروی سیستم نگهدارنده همراه با پیشروی جبهه کار است.

۴- اعتبارسنجی مدل

پس از حفر بازکننده ها و حل کردن مدل با ۱۰۰۰۰ گام محاسباتی (تعداد حدودی گام مدل برای رسیدن به تعادل)، جابه جایی های حاصل از مدل با مقادیر جابه جایی به دست آمده

در این روابط:

ε_c تنجش بحرانی سنگ

E مدول تغییر شکل‌پذیری سنگ سقف بر حسب (کیلوگرم بر سانتی‌متر مربع)

γ_c مقدار تنجش برشی بحرانی سنگ

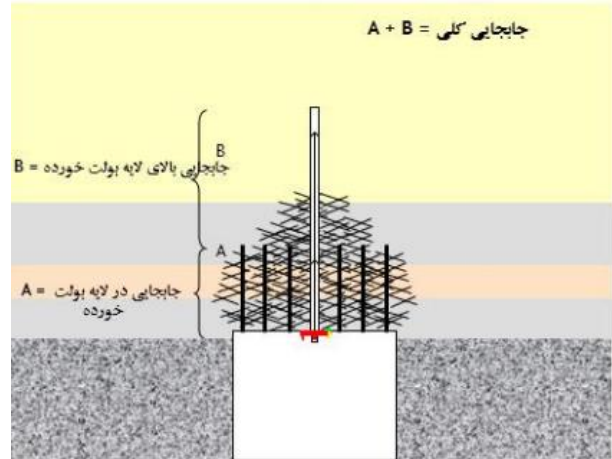
با استفاده از خواص سنگ‌های دربرگیرنده و لایه زغال‌سنگ در جدول ۴، تنجش برشی بحرانی برای لایه‌های مختلف معدن زغال‌سنگ طبس محاسبه شده و در جدول ۵ آورده شده است.

جدول ۵- تنجش برشی بحرانی محاسبه شده از رابطه ساکورایی

نوع سنگ	تنجش برشی مجاز	تنجش بحرانی	مدول تغییر شکل‌پذیری	نسبت پواسون
سیلت استون	۰٫۰۰۶۰۷	۰٫۰۰۴۸۲	۲٫۴	۰٫۲۵
ماسه‌سنگ سیلتی	۰٫۰۰۶۰۶	۰٫۰۰۴۸۴	۲٫۳۴	۰٫۲۵
زغال‌سنگ	۰٫۰۱۳۶۸	۰٫۰۱۰۹۴	۰٫۰۹	۰٫۲۵
گل‌سنگ	۰٫۰۰۶۷۲	۰٫۰۰۵۱۳	۱٫۸۶	۰٫۲۵
ماسه‌سنگ	۰٫۰۰۵۸۳	۰٫۰۰۵۸۳	۲٫۷۲	۰٫۲۵

۶- استخراج لایه زغال‌سنگ و اندازه‌گیری تنجش برشی پیشینه بر روی جبهه‌کار

پس از آماده‌سازی پهنه استخراجی اولین برش زغال‌سنگ استخراج می‌شود. این برش‌ها که به طول ۲ متر در نظر گرفته شده است، بیانگر یک چرخه رفت و برگشت شیریند. بعد از استخراج اولین برش مدل تا ۱۲۰۰ گام محاسباتی حل شده است (تفاوت جابه‌جایی آن با ۲۰۰۰ و ۱۵۰۰ گام محاسباتی ناچیز و دقت آن از ۱۰۰۰ گام محاسباتی بیشتر است) و مقادیر جابه‌جایی افقی، نیروی نامتعادل‌کننده و تنجش برشی پیشینه اندازه‌گیری شده است. در شکل‌های ۱۴ و ۱۵ مقادیر تنجش برشی پیشینه بر روی جبهه‌کار زغال‌سنگ و نمودار تنجش برشی حداکثر بر روی جبهه‌کار در برش اول نشان داده شده است. همانگونه که در نمودار شکل ۱۶ مشاهده می‌شود تنجش برشی بر روی جبهه‌کار در سمت ته‌میل به دلیل قرارگیری در عمق پایین‌تر نسبت به سر‌میل بیشتر است. علاوه بر این در محل تقاطع سر‌میل و ته‌میل با راهرو شریانی به دلیل تمرکز تنش در گوشه به وجود آمده مقدار تنجش برشی پیشینه ناگهان افزایش یافته است. در جدول ۶ مقادیر جابه‌جایی و تنجش برشی متوسط در امتداد جبهه‌کار برای ۱۰ برش اول آورده شده است.



شکل ۱۳- نحوه محاسبه جابه‌جایی به وسیله تل تیل [۱۷]

که در آن:

$X_{1,i}$: داده دسته اول

$X_{2,i}$: داده دسته دوم

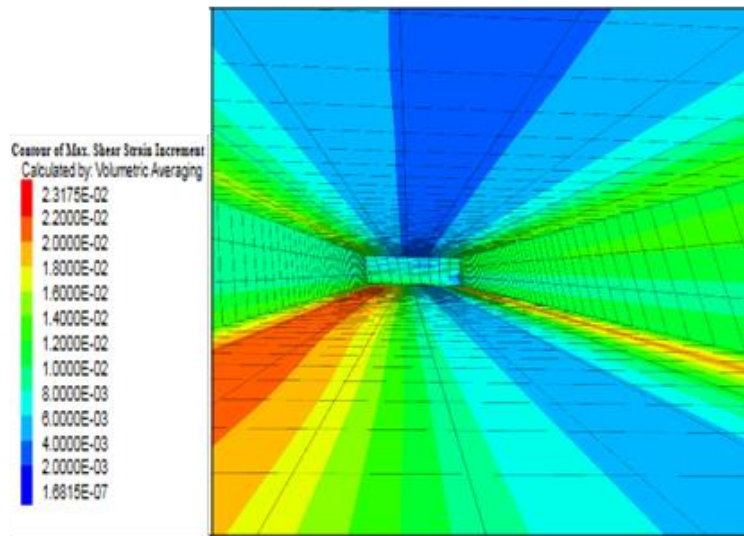
پس از مقایسه داده‌های بدست آمده از مدل‌سازی عددی و ابزار دقیق سرمیله و ته‌میل، میزان RMSD، ۳/۹ میلی‌متر محاسبه شده است. این میزان خطا در محاسبات با توجه به خطاها و ساده‌سازی‌های انجام گرفته مقدار قابل قبولی است. نمودار جابه‌جایی‌های برداشت شده از تل‌تیل‌ها و مقادیر تخمین زده شده در مدل‌سازی عددی در شکل با یکدیگر مقایسه شده است. در این شکل داده‌های برداشت شده از شبیه‌سازی ۱۰۰ متر از تونل ته‌میل در مدل عددی با داده‌های برداشت شده از تل‌تیل‌ها در همان موقعیت مکانی در واقعیت مقایسه شده است.

۵- محاسبه حداکثر جابه‌جایی با استفاده از معیار ساکورایی

در این پژوهش برای تعیین تخریب سقف و پایداری جبهه‌کار، از معیار ساکورایی که در سال ۱۹۸۶ برای پایداری کارگاه استخراج تعمیم داده شد، استفاده شده است [۲۲]. بر اساس این معیار، ابتدا تنجش بحرانی سنگ از رابطه ۲ تعیین شده و سپس مقدار تنجش برشی بحرانی با استفاده از رابطه ۳ بدست می‌آید. شرط تخریب زمانی محقق می‌شود که با پیشروی کارگاه، حداکثر مقدار تنجش برشی سنگ سقف کارگاه در مدل، از تنجش برشی بحرانی بیشتر شود.

$$\log \varepsilon_c = -0.25 \log E - 1.22 \quad (2)$$

$$\gamma_c = (1 + \nu) \times \varepsilon_c \quad (3)$$

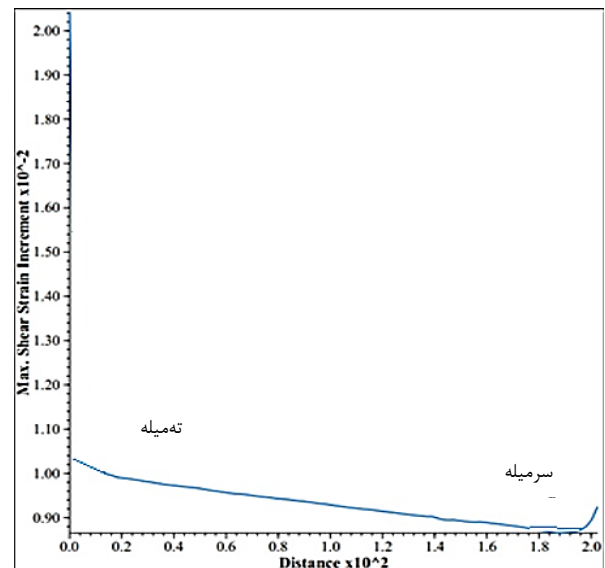


شکل ۱۴- کنتور برشی بیشینه بعد از برش اول در راهروی شریانی

طبق داده‌های برداشت شده در برش سوم و چهارم استخراجی مقدار تنجش برشی متوسط در سقف از مقدار تنجش برشی بحرانی محاسبه شده از روش ساکورایی بیشتر است (جدول ۶). بنابراین در یکی از این دو برش و در فاصله ۱۰ تا ۱۲ متری از پایه حایل و پشت سیستم نگهداری، سقف ناحیه استخراجی در فضای خالی استخراج شده ریزش می‌کند. به عبارتی این اولین ریزش سقف است که به آن گام تخریب اولیه گفته می‌شود.

در شکل ۱۶ نمودار تنجش برشی متوسط در جبهه کار و در شکل ۱۷ نمودار تنجش برشی متوسط در سقف به همراه نمودار تنجش برشی بحرانی نشان داده شده است. پس از مدل سازی عددی مشاهده شد با پیشروی بیشتر جبهه کار سقف بالای آن تنجش برشی بیشتری را نسبت به حالت بحرانی دارد، به عبارتی با پیشروی جبهه کار و به طبع آن پیشروی سیستم نگهداری قدرتی، سقف بلافاصله ریزش می‌کند و گام تخریب دوره‌ای وجود ندارد.

از آنجا که در زمان اولین شکست سقف فاصله میان لنگه انتهایی پهنه در جایی که استخراج شروع شده است، تا پشت سیستم نگهداری بیشترین طول آویزان ماندن سقف بدون ریزش است باید بیشترین فشار پایه‌ای بر جبهه کار و پایه‌های حایل وارد شود و ریزش و ناپایداری جبهه کار و سقف بالای آن دور از انتظار نیست اما به دلیل تنش‌های القایی ایجاد شده از استخراج پهنه‌های قبلی و تغییر شکل لایه‌های در برگیرنده در اثر تخریب در پهنه‌های پیشین، ناپایداری جبهه کار در زمان



شکل ۱۵- نمودار تنجش برشی حداکثر بر روی جبهه کار در برش اول

جدول ۶- تنجش برشی متوسط در روی جبهه کار و سقف در هر برش

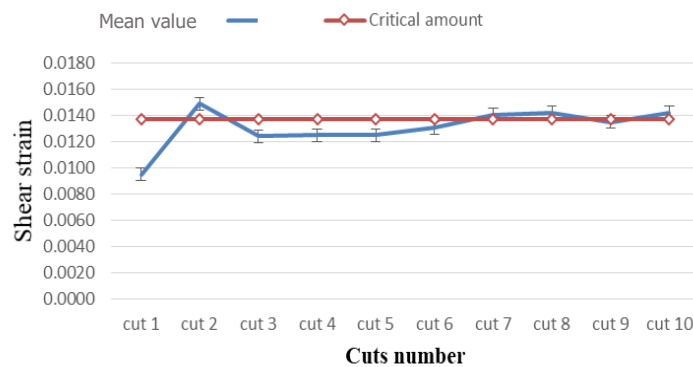
شماره برش	تنجش برشی متوسط در جبهه کار	تنجش برشی متوسط در سقف بالای جبهه کار
۱	۰/۰۰۹۵	۰/۰۰۴
۲	۰/۰۱۲۴	۰/۰۰۵
۳	۰/۰۱۴	۰/۰۰۵۶
۴	۰/۰۱۴۵	۰/۰۰۶
۵	۰/۰۱۲۳	۰/۰۰۵۴
۶	۰/۰۱۲۵	۰/۰۰۴۴
۷	۰/۰۱۳	۰/۰۰۶
۸	۰/۰۱۲	۰/۰۰۶
۹	۰/۰۱۳	۰/۰۰۷
۱۰	۰/۰۱۴	۰/۰۰۹

اولین شکست سقف مشاهده نمی‌شود. البته در برخی از نقاط به ویژه سمت ته‌میله که به علت قرارگیری در عمق بیشتر تنش‌های زمین در سطح بالاتری نسبت به سرمیله قرار دارند، تنجش برشی حداکثر از مقدار تنجش بحرانی بیشتر شده است و در این نواحی احتمال ریزش و ناپایداری جبهه‌کار و سقف بالای آن بسیار بیشتر است. به احتمال قوی پوسته شدن جبهه‌کار به صورت موضعی در این نقاط اتفاق می‌افتد (شکل ۱۴). با توجه به گزارشات دفتر فنی معدن این شرایط در زمان استخراج پهنه‌های پیشین گزارش شده است که درستی مدل‌سازی عددی را گواهی می‌دهد [۲۱].

جهت امتداد لایه (۱۰ درجه) و جبهه‌کار (۲۰ درجه)، احتمال شکست و ناپایداری جبهه‌کار تنها در فواصل نزدیک سرمیله و ته میله وجود دارد. مابقی جبهه‌کار در شرایطی نزدیک به ریزش بوده ولی تنجش برشی آن به نسبت شرایط تنجش بحرانی به مقدار قابل توجهی تغییر نمی‌کند (شکل ۱۶) اما شرایط سقف بالای جبهه‌کار متفاوت بوده و این شیب موجب ریزش سقف در اثر نیروی وزن خود می‌شود. این ناپایداری در مدل‌سازی عددی کاملاً مشهود است (شکل ۱۷)؛ به طوری که بعد از استخراج برش ۶ (۱۴ تا ۲۲ متر بعد از پیشروی) مقدار تنجش برش سقف رفته رفته افزایش پیدا کرده است.

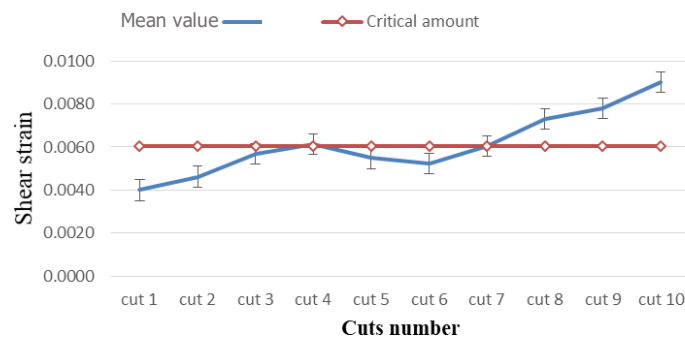
با توجه به شرایط معدنکاری در شیب زیاد لایه‌ها در دو

تغییرات کرنش برشی جبهه‌کار



شکل ۱۶- تنجش برشی متوسط و تنجش برشی بحرانی بر روی جبهه‌کار

تغییرات کرنش برشی سقف بالای جبهه‌کار



شکل ۱۷- تنجش برشی متوسط و تنجش بحرانی در سقف بالای جبهه‌کار

معدن، ناپایداری‌ها در جبهه‌کار بیشتر در نزدیکی بازکننده‌های پهنه، سرمیله و ته‌میله رخ داده است. روش‌های بسیاری برای افزایش پایداری جبهه‌کار و سقف بالای آن وجود دارد اما بر اساس نیاز پایداری در مورد جبهه‌کار در معدن زغال‌سنگ پروده طبس و ابزارهای موجود نصب پیچ‌سنگ‌های فایبرگلاسی برش‌پذیر پیشنهاد می‌شود.

۷- ارایه پیشنهاد و بررسی آن برای جلوگیری از پوسته شدن

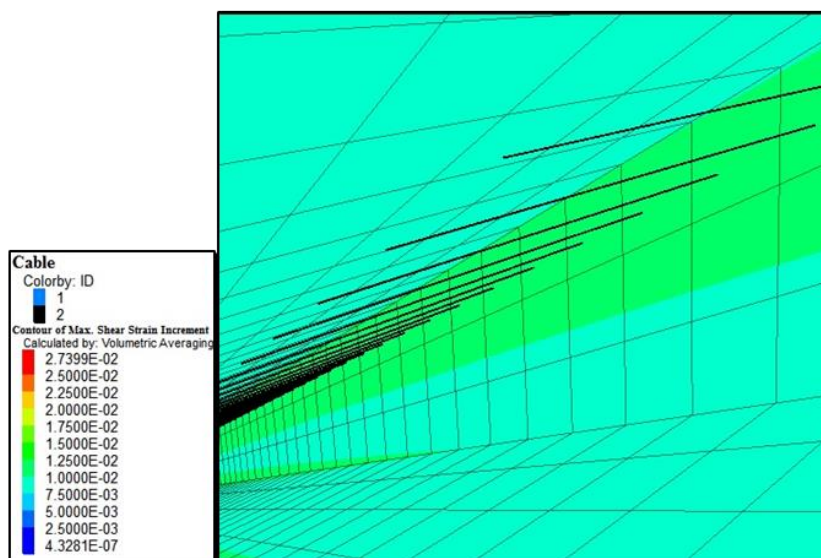
بعد از شناسایی مناطق مستعد ریزش در امتداد جبهه‌کار باید راهکار مناسبی برای جلوگیری از پوسته شدن جبهه‌کار ارایه کرد. با توجه به مدل‌سازی عددی و گزارش‌های دفتر فنی

پیچ سنگ های فایبرگلاسی مدل شده در این مدل سازی عددی در شکل ۱۸ نشان داده شده است. ویژگی های مهندسی پیچ سنگ های فایبرگلاسی در جدول ۷ آورده شده است. با توجه به شکل ۱۹ پس از نصب پیچ سنگ های برش پذیر، نمودار تنش برشی متوسط در هیچ کدام از برش ها به سطح تنش برشی بحرانی نرسیده است. با این تفاسیر می توان گفت نصب پیچ سنگ فایبرگلاسی ۴ متری به فاصله ۱ متر یکدیگر تا حدود مناسبی از پوسته شدن و ناپایداری جبهه کار جلوگیری می کند.

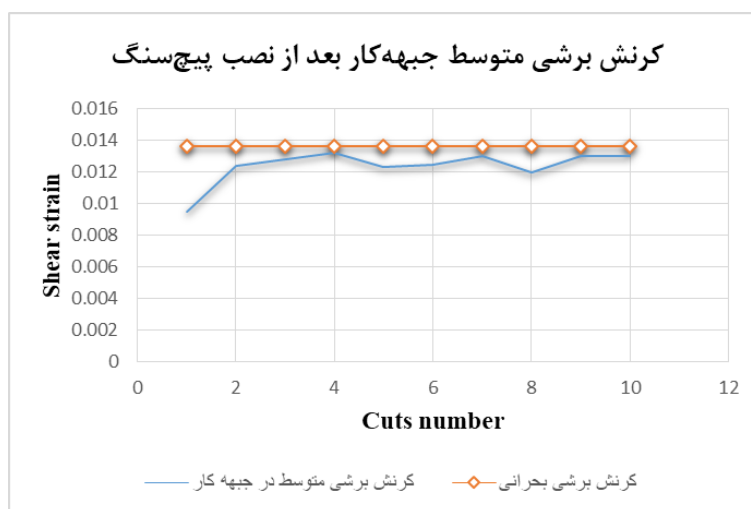
جدول ۷- ویژگی های مهندسی پیچ سنگ های فایبرگلاسی [۲۱]

Pg	Kg	φ_g	Cg(KN/m)	A(m ²)	E(Gpa)
۰٫۰۵	۶۵	۱۱	۳۱۴٫۱۶	۰٫۰۰۰۵	۴۰

الگوهای متفاوتی برای آرایش نصب پیچ سنگ و طول پیچ سنگ بررسی و مدل سازی شد. در نهایت یک ردیف پیچ سنگ برش پذیر با طول ۴ متر که با فاصله ۱ متر از یکدیگر قرار گرفته اند در ارتفاع ۲٫۲ متری از پایین جبهه کار برای پایداری جبهه کار طراحی و در نظر گرفته شد (پوسته شدن معمولا در بالای جبهه کار در زیر لایه سقف در فاصله ۰٫۵۷۸ برابر ارتفاع معدنکاری اتفاق می افتد [۱۰]). پس از استخراج برش سوم در مدل عددی، تنش برشی حداکثر در محل نصب پیچ سنگ ها به مقدار ۰٫۱۲۵ رسیده است. این مقدار نزدیک به مقدار تنش برشی بحرانی (۰٫۱۳۶۸) است. بنابراین پیچ سنگ ها نباید فاصله ای بیشتر از یک متر از یکدیگر داشته باشند زیرا در غیر این صورت تنش برشی به حد بحرانی خود می رسد و جبهه کار مستعد ریزش و پوسته شدن است.



شکل ۱۸- پیچ سنگ های مدل شده برای جلوگیری از پوسته شدن پس از برش سوم



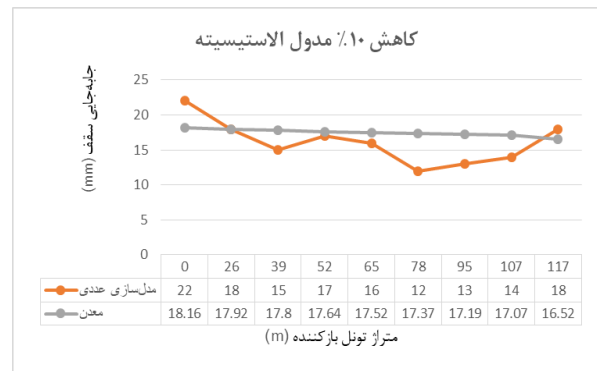
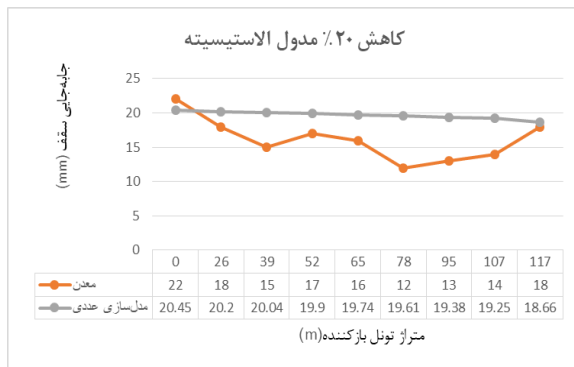
شکل ۱۹- نمودار مقایسه تنش برشی متوسط و بحرانی پس از اعمال سیستم های جلوگیری از پوسته شدن

۸- تحلیل حساسیت بر روی مدول الاستیسیته

مدول تغییر شکل پذیری تاثیر بسزایی بر مقاومت توده سنگ دارد. طبق بررسی محققان پیشین با افزایش مدول الاستیسیته (یانگ) مقاومت لایه سنگی در برابر خمش بهبود پیدا می‌کند. با این وجود افزایش مدول یانگ، تنش‌ها را در جهت افقی در قوس فشاری افزایش می‌دهد که ممکن است موجب شکسته شدن و خرد شدن سنگ، در دو سر (محل‌های اتصال) و دهانه وسط لایه سنگی شود [۲۳]. برای بررسی تاثیر تغییرات مدول تغییر شکل پذیری (الاستیسیته) بر رفتار لایه‌های سنگ، میزان تغییرات جابه‌جایی سقف با توجه به مقادیر مختلف مدول الاستیسیته در طی عملیات معدنکاری مورد بررسی قرار گرفته است.

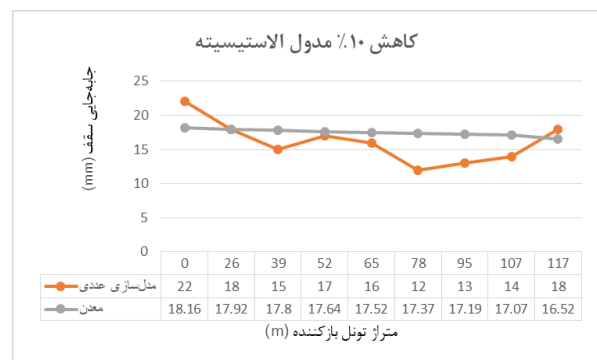
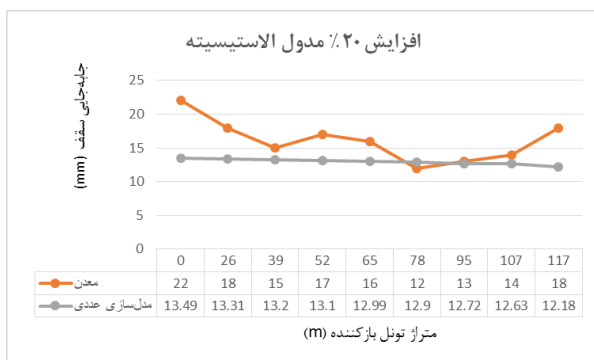
به این منظور پارامترهای وابسته به مدول الاستیسیته به

تربیت ۱۰ و ۲۰ درصد کم و زیاد شده است و به ازای هر تغییر مدل عددی حل شد. بر اساس مدل‌سازی انجام گرفته در اثر افزایش مدول الاستیسیته میزان جابه‌جایی سقف کاهش یافته است و کاهش مدول الاستیسیته با افزایش جابه‌جایی سقف همراه بوده است. بر اساس این تحلیل به صراحت می‌توان گفت افزایش مدول الاستیسیته موجب افزایش زمان تخریب سقف ناحیه استخراج شده می‌شود. یعنی افزایش مدول الاستیسیته قدرت باربری لایه‌های سقف پهنه استخراجی را افزایش می‌دهد و کاهش آن موجب کاهش زمان تخریب و طول آویزانی سقف در پشت سیستم نگهدارنده می‌شود. نتایج این تحلیل در شکل‌های ۲۰ الف تا ت نشان داده شده است. میزان جابه‌جایی متوسط سقف سرمیله و ته‌میله در پی تغییرات مدول الاستیسیته در شکل ۶ نشان شده است.



شکل ۲۰-ب- مقایسه تغییرات کاهش ۲۰ درصد مدول الاستیسیته سنگ سقف بر جابه‌جایی با حالت واقعی برداشت شده از ابزار دقیق

شکل ۲۰-الف- مقایسه تغییرات کاهش ۱۰ درصد مدول الاستیسیته سنگ سقف بر جابه‌جایی با حالت واقعی برداشت شده از ابزار دقیق



شکل ۲۰-ت- مقایسه تغییرات افزایش ۲۰ درصد مدول الاستیسیته سنگ سقف بر جابه‌جایی با حالت واقعی برداشت شده از ابزار دقیق

شکل ۲۰-پ- مقایسه تغییرات افزایش ۱۰ درصد مدول الاستیسیته سنگ سقف بر جابه‌جایی با حالت واقعی برداشت شده از ابزار دقیق

است زیرا بروز هرگونه ناپایداری در جبهه‌کار، موجب توقف در روند پیوستگی استخراج می‌شود. با توجه به موارد گفته شده هر گونه شکست و ریزش در جبهه‌کار منجر به ایجاد تلفات

۹- نتیجه‌گیری

در روش استخراج جبهه‌کار طولانی، پایداری جبهه‌کار مهم

- Ground Control in Mining. Sydney, NSW, Australia: The University of New South Wales.*
4. Ardehjani, E. A., Rafiee, R., & Ataei, M. (2021). The effect of the seam slopes on the strata behavior in the longwall coal mines using numerical modeling.
 5. Ansari, E., Rafiee, R., & Ataei, M. (2024). Investigating Effect of Induced Stresses due to Coal Panel Extraction on Next Panel Strata behavior during Mechanized Longwall Mining: a Case Study. *Journal of Mining and Environment*, 15(1), 381-399.
 6. Singh, G. S. P., & Singh, U. K. (2012). Influence of strata characteristics on face support requirement for roof control in longwall workings—a case study. *Mining Technology*, 121(1), 11-19.
 7. Bai, Q. S., Tu, S. H., Zhang, X. G., Zhang, C., & Yuan, Y. (2014). Numerical modeling on brittle failure of coal wall in longwall face—a case study. *Arabian Journal of Geosciences*, 7, 5067-5080.
 8. Saeedi, G., Shahriar, K., & Rezai, B. (2013). Estimating volume of roof fall in the face of longwall mining by using numerical methods. *Archives of Mining Sciences*, 58(3), 767-778.
 9. Bai, Q., Tu, S., Li, Z., & Tu, H. (2015). Theoretical analysis on the deformation characteristics of coal wall in a longwall top coal caving face. *International Journal of Mining Science and Technology*, 25(2), 199-204.
 10. Zhang, H. W., Fu, X., & Shen, Y. Z. (2016). Study on rib spalling mechanism and spalling depth in large mining height fully-mechanized face.
 11. Wang, J., Yang, S., & Kong, D. (2016). Failure mechanism and control technology of longwall coalface in large-cutting-height mining method. *International Journal of Mining Science and Technology*, 26(1), 111-118.
 12. Li, X., Wang, Z., & Zhang, J. (2017). Stability of roof structure and its control in steeply inclined coal seams. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(2), 359-364.
۱۳. انصاری، ع.، عطایی، م.، رفیعی، ر.، بشری، ع. (۱۳۹۷). "بررسی پارامترهای موثر در گام تخریب در معادن جبهه کار طولانی مکانیزه، مطالعه موردی: معدن زغال سنگ طبس". چهارمین کنگره ملی زغال سنگ شرکت زغال سنگ پروده طبس، طبس، خراسان جنوبی.
14. Ardehjani, E. A., Ataei, M., & Rafiee, R. (2020). Estimation of first and periodic roof weighting effect interval in mechanized longwall mining. *جانی و مالی و اختلال و کاهش در تولید معدن می شود. بنابراین پایداری جبهه کار موجب افزایش آهنگ بازیابی زغال سنگ و کاهش هزینه های تولید آن می شود.*
- در معدن زغال سنگ پروده طبس گام تخریب اولیه و تخریب دوره ای بر اساس معیار ساکورایی، به ترتیب برابر ۱۱ تا ۱۱/۴ متر و گاه ۲/۵ متر محاسبه شده است. مطابق با مدل سازی عددی تخریب اولیه سقف پس از استخراج برش چهارم رخ می دهد. به طور کلی جبهه کار در پهنه E3 معدن زغال سنگ پروده طبس در حالت بینابینی ریزش و پایداری قرار دارد ولی سقف بالای آن بعد از استخراج ۶ برش زغال سنگ مستعد ریزش است. بر این اساس آرایه راهکارهایی همچون نصب پیچ سنگ و یا استفاده از جک های هیدرولیکی متحرک تک بازویه برای جلوگیری از ریزش سقف بالای جبهه کار در زمان معدنکاری توصیه می شود.
- فشار وارد بر پیچ سنگ ها، قاب های فلزی و سیستم نگهدارنده قدرتی در سمت ته میله به دلیل شیب لایه های سقف و انتقال نیروی وزن لایه های بالایی در جهت شیب و عمق قرارگیری بیشتر به نسبت سرمیله به مراتب بیشتر از فشار وارده در سمت سرمیله است. بر این اساس پوسته شدن های موضعی بیشتر در سمت ته میله رخ می دهد. در این حالت با استفاده از پیچ سنگ های برش پذیر با طول مناسب می توان از وقوع این ناپایداری ها جلوگیری کرد.
- به دلیل فشار وارده بیشتر بر سیستم های نگهدارنده قدرتی در سمت ته میله به نسبت سیستم های نگهدارنده قدرتی در سمت سرمیله، سیستم های نگهداری در این بخش استهلاک بیشتری دارند. بنابراین بهتر است در باز نصب این سیستم ها در پهنه استخراجی بعدی، سیستم های نگهدارنده قدرتی سمت سرمیله در سمت ته میله نصب شود.

منابع

۱. عطایی، محمد، روش های تخریبی در معدنکاری، چاپ اول، ۱۳۹۴، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود.
2. Bai, Q. S., Tu, S. H., Chen, M., & Zhang, C. (2016). Numerical modeling of coal wall spall in a longwall face. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 88, 242-253.
3. Quang, D. Cai, Y. & Hebblewhite, B. (2007). Numerical Analysis of Some Geotechnical Factors Influencing the. *27th International Conference on*

- quantitative analysis of hangingwall caving in longwall mining method using a fuzzy system. In *21st World Mining Congress & Expo 2008*. World Mining Congress.
20. Vaziri, V., Khademi Hamidi, J., & Sayadi, A. R. (2018). An integrated GIS-based approach for geohazards risk assessment in coal mines. *Environmental earth sciences*, 77, 1-18.
۲۱. گزارشات زمین‌شناسی و مهندسی معدن زغال‌سنگ پروده طبس (۱۳۹۶). طبس، خراسان جنوبی، معدن زغال‌سنگ پروده طبس.
22. Sakurai, S. (1997). Lessons learned from field measurements in tunnelling. *Tunnelling and underground space technology*, 12(4), 453-460.
23. Kai, W. A. N. G. (2011). Study of reasonable hanging roof length on hard roof. *Procedia Engineering*, 26, 772-777.
- using numerical modeling. *International Journal of Geomechanics*, 20(2), 04019164.
15. Song, G., & Chugh, Y. P. (2018). 3D analysis of longwall face stability in thick coal seams. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 118(2), 131-142.
16. Yang, S., Song, G., & Kong, D. (2019). An evaluation of longwall face stability in thick coal seams through a basic understanding of shield-strata interaction. *Journal of Geophysics and Engineering*, 16(1), 125-135.
17. Pan, W., Nie, X., & Li, X. (2019). Effect of premining on hard roof distress behavior: a case study. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 52, 1871-1885.
18. Das, S. K. (2000). Observations and classification of roof strata behaviour over longwall coal mining panels in India. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 37(4), 585-597.
19. Oraee, K., & Rostami, M. (2008). Qualitative and