# تحلیل قابلیت اعتماد روش­های تجربی و تحلیلی پیش­بینی گام تخریب اول با روش ممان دوم مرتبه اول- مطالعه موردی: معدن بلوک 3 پروده 4

# محمد عطایی1\*، سجاد محمدی2

# 1- دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود [ataei@shahroodut.ac.ir](mailto:ataei@shahroodut.ac.ir)

# 2- مجتمع معادن زغال­سنگ طبس، [sadjadmohammadi@yahoo.com](mailto:sadjadmohammadi@yahoo.com)

# \* نویسنده مسئول مکاتبات

|  |  |
| --- | --- |
| **چکیده** | **کلمات کلیدی** |
| این مقاله قابلیت اعتماد دو روش تجربی مدل شاخص کیفیت سنگ (RQI) و مدل توسعه داده شده توسط انستیتوی مرکزی تحقیقات معدنی و سوخت هندوستان (CMRI) و همیچنین روش تحلیلی مبتنی بر مکانیک تیر را در پیش­بینی گام تخریب اول معدن بلوک 3 پروده 4 به عنوان طرح ملی استخراج جبهه­کار طولانی مکانیزه تحلیل می­کند. برای این منظور روش آماری ممان دوم مرتبه اول (FOSM) برای تعیین مقدار شاخص قابلیت اطمینان به کار رفته است. نتایج نشان داد شاخص قابلیت اعتماد مدل RQI (97/23) بیش از دو روش دیگر است و پس‌ازآن به ترتیب مدل تحلیلی (27/21) و مدل CMRI (76/9) قرار می­گیرند. تحلیل این نتایج نشان می­دهد که اختلاف کم شاخص قابلیت اعتماد روش RQI و مدل تحلیلی با در نظر گرفتن تعداد پارامترهای دخیل بیشتر در مدل تحلیلی قابل توجیه است. از سویی دیگر مقدار متوسط گام تخریب پیش­بینی شده دو روش تحلیلی (20 متر) و CMRI (19 متر) نزدیک به هم بوده و بر اساس تجارب گذشته ناحیه پروده قابل قبول است. بر اساس این دو موضوع، مدل تحلیلی به‌عنوان مدل با قابلیت اعتماد بیشتر برای پیش­بینی گام تخریب اول در معدن بلوک 3 پروده 4 معرفی شده است. | تحلیل قابلیت اعتماد  شاخص قابلیت اطمینان  گام تخریب اول  معدن بلوک 3 پروده 4  روش ممان دوم مرتبه اول (FOSM) |

**1- مقدمه**

پیش­بینی، طراحی و تحلیل هر مسئله‌ای در توده سنگ مستلزم داشتن اطلاعات ورودی ژئومکانیکی و زمین­شناسی قابل اطمینان است. این پارامترها به‌طور ذاتی دارای عدم قطعیت هستند و نمی­توان مقدار دقیقی را برای آن­ها در یک فضا تعریف کرد. همچنین مدل­های مورد استفاده در این مسائل نیز به دلیل پیچیدگی­های ذاتی محیط و اندرکنش پارامترها دارای عدم قطعیت است. این مقدار عدم قطعیت­ها در فضاهای زیرزمینی به دلیل عدم دسترسی به فضا در مراحل اولیه بیش از سازه­های سطحی است. ازاین‌رو نیاز است تا در این مسائل عدم قطعیت­ها به شکلی مؤثر کمّی­سازی شوند. از مهم­ترین و پرکاربردترین رویکردها برای مواجهه با این چالش روش­های تحلیل قابلیت اعتماد است. این روش­ها عدم قطعیت­ها را با استفاده از توزیع احتمالاتی و ممان­های آماری تابع پایه (مدل) تحلیل می­کنند.

فرایند تخریب بر اثر استخراج زغال‌سنگ و پیشروی سیستم­های نگهداری در روش جبهه­کار طولانی یکی از چالشی­ترین مسائل در حوزه مهندسی سنگ و فضاهای زیرزمینی است. اهمیت این فرایند علاوه بر ایجاد ایمنی و پیوستگی عملیات، تأثر بر فضاهای جانبی و بازتوزیع تنش­های القایی است. تعیین گام تخریب اول به‌عنوان شاخصی کمّی از فرایند تخریب از طریق روش­های مختلف تجربی [11-1] ، تحلیلی [6، 14-12] و مدل­سازی عددی [22-15] صورت می­گیرد. ازآنجایی‌که مدل­سازی عددی مستلزم پارامترهای دقیق زیادی است، کاربرد روش­های تجربی و تحلیلی به‌ویژه در فازهای اولیه طراحی بسیار گسترده است. مهمترین و پرکاربردترین روش­های تجربی کمّی شامل روش شاخص کیفیت سنگ[[1]](#footnote-1) (RQI) و روش توسعه داده شده توسط انستیتوی مرکزی تحقیقات معدنی و سوخت هندوستان[[2]](#footnote-2) (CMRI) است. روش تحلیلی تعیین گام تخریب اول نیز بتنی بر مکانیک پایداری تیر است.

در سال 1967 پاولوویچ لهستانی، شاخص کیفیت سنگ را برای ارزیابی رفتار تخریب لایه­های سقف بلاواسطه پیشنهاد کرد [1]. پس از آن بیلینسکی و کونوپکو در سال 1973 RQI را بر اساس مطالعات آزمایشگاهی اصلاح کرده و رابطه زیر را ارائه دادند [2].

|  |  |
| --- | --- |
| (1) |  |

که در آن *L* گام تخریب اول (m)، *C* مقاومت فشاری تک محوری سنگ سقف (kg/cm3)، *K1* ضریب مقاومت برجا، *K2* ضریب خزش، *K3* ضریب آب محتوی یا ضریب رطوبت است.

در سال 1998، انستیتوی مرکزی تحقیقات معدنی و سوخت هندوستان (CMRI) روشی آماری و تجربی را برای ارزیابی قابلیت تخریب لایه­ها ارائه کرد. بر این اساس گام تخریب اول به صورت زیر محاسبه می­شود [8]:

|  |  |
| --- | --- |
| (2) |  |

که L گام تخریب اول، *σc* مقاومت فشاری تک‌محوری (kg/cm2)، *Lc* میانگین طول مغزه حفاری (cm)، *tb* ضخامت لایه (m) و *n* ثابتی وابسته به شاخص کیفیت توده سنگ (*RQD*) و به صورت رابطه (3) است.

|  |  |
| --- | --- |
| (3) |  |

در روش تحلیلی، از تحلیل استاتیکی تیر دو سرگیردار استفاده شده است. برای این منظور، اوبرت[[3]](#footnote-3) و دووال[[4]](#footnote-4) در سال 1967 بر اساس نظریه صفحات[[5]](#footnote-5) (ارائه شده توسط تیموشنکو[[6]](#footnote-6) و وینووسکی-کرایجر[[7]](#footnote-7) در 1959) معادله­ای را برای شکست کششی یک صفحه تحت بارگذاری گرانشی با توزیع یکنواخت که همه گوشه­های آن ثابت است، توسعه دادند. این مدل شرایط شکست سقف در حین ریزش اصلی در سینه­کار جبهه‌کارطولانی و بیشینه تنش کششی در هنگام شکست را محاسبه می‌کند. در این روش لایه­های سقف بلاواسطه به‌صورت یک صفحه در نظر گرفته شده­اند. بر این اساس رابطه بیشینه تنش کششی به‌صورت رابطه (4) است[12].

|  |  |
| --- | --- |
| (4) |  |

که *σmax* بیشینه تنش کششی (MPa)، *β* ثابتی تجربی بر اساس نسبت ابعاد b/a (جدول 1)، *b* بعد افقی بزرگ‌تر صفحه (طول لایه) (m)، *a* بعد افقی کوچک‌تر صفحه(عرض لایه) (m)، *t* ضخامت صفحه (m) و *γe* وزن مخصوص مؤثر سنگ (MPa/m) است که از رابطه (5) به دست می­آید.

|  |  |
| --- | --- |
| (5) |  |

که در این رابطه *Ei* مدول یانگ سنگ لایه iام، *γi* وزن مخصوص سنگ لایه iام و *ti* ضخامت لایه iام سقف و *n* تعداد کل لایه­هاست. رابطه (5) به‌منظور بارگذاری اضافی بر وزن لایه سقف زمانی که ضخامت لایه بالایی کمتر از لایه پایینی است (در این حالت شماره‌گذاری لایه­ها از لایه پایین آغاز می­شود.) تعریف شده است؛ یعنی:

|  |  |
| --- | --- |
|  |  |

**جدول 2: مقدار ضریب تجربی β [12]**

|  |  |
| --- | --- |
| **نسبت b/a** | **مقدار ثابت تجربی β** |
| 1 | 0513/0 |
| 25/1 | 0665/0 |
| 5/1 | 0757/0 |
| 75/1 | 0806/0 |
| 2 | 0829/0 |
| 2< | 0833/0 |

زمانی که مقدار b/a > 2 باشد، تأثیر بعد افقی کوچک‌تر قابل‌چشم‌پوشی است. در این حالت می­توان از فرمول تیر ارائه ‌شده توسط اوبرت و دووال برای محاسبه دهانه شکست به ‌صورت رابطه (6) استفاده کرد. این رابطه در حقیقت گام تخریب اول را محاسبه می­کند.

|  |  |
| --- | --- |
| (6) |  |

در رابطه (6) *L* دهانه شکست تیر یا فاصله ریزش اصلی سقف (m)، *σt* مقاومت کششی سنگ (MPa)، *t* ضخامت تیر سنگی (سقف بلاواسطه) (m) است. همچنین *γe* وزن مخصوص مؤثر سقف بلاواسطه (N/m3) است.

در تعیین گام تخریب اول با استفاده از این مدل­ها دو چالش اساسی عدم قطعیت داده­ها و عدم قطعیت مدل­ها وجود دارد. با توجه به این دو چالش اساسی به روش­هایی نیاز است که نقش عدم قطعیت مقادیر پارامترها را در مدل­ها مدنظر قرار دهد و از سویی دیگر قابلیت اعتماد به نتایج مدل­ها را به‌صورت کمّی تعیین کند. برای این منظور در این مقاله از روش تحلیل قابلیت اعتماد ممان دوم مرتبه اول[[8]](#footnote-8) (FOSM) استفاده شده است. روش­های قابلیت اعتماد تاکنون در رابطه با طراحی­هایی به کار رفته­اند که در آن­ها تعیین احتمال شکست بر اساس ضریب ایمنی هدف است. درحالی‌که این روش­ها قابلیت تعیین قابلیت اعتماد برای مدل­های پیش­بینی کننده را دارا هستند و از این طریق می­توان به مقدار کمّی از اعتماد به نتایج پیش­بینی­ها دست یافت.

مطالعه موردی برای هدف این مقاله معدن بلوک 3 پروده 4 به عنوان یک طرح ملی برای استخراج جبهه­کار طولانی مکانیزه لایه نازک به منظور استخراج سالانه 750 هزار تن زغال­سنگ کک­شو اسنتخاب شده است. از آنجاییکه معدن مذکور در مرحله طراحی پایه است و باتوجه به اهمیت آن به عنوان یک طرح ملی در طرح جامع زغال­سنگ به خوبی با هدف مقاله منطبق است.

**2- روش­ها و مواد**

**2-1- روش ممان دوم مرتبه اول**

تحلیل قابلیت اعتماد شامل یک مجموعه روش­هایی است که عدم قطعیت­ها را با استفاده از توزیع احتمالاتی تابع پایه، مدیریت می­کنند. در حقیقت روش­های تحلیل قابلیت اعتماد، عدم قطعیت­های پارامترهای ورودی را به مقدار خروجی تابع انتقال می­دهند و یا به عبارتی تأثیر عدم قطعیت­های پارامترهای ورودی بر مقدار خروجی اعمال خواهد شد [24-23]. با توجه به حوزه کاربرد هریک از روش­ها و همچنین بر اساس میزان دقت و سرعت هریک از آن­ها روش FOSM به‌عنوان سریع‌ترین روش برای این پژوهش انتخاب شده است.

در روش FOSM منحنی تابع پایه (تابع متغیرهای تصادفی ورودی) توسط چندجمله‌ای تيلور معادل‌سازی مي‌شود، به‌عبارت‌دیگر اين منحني توسط بسط سري تيلور در اطراف نقطه هدف به‌صورت خطي تقريب زده خواهد شد. در اين روش تنها از جمله اول بسط سري تيلور استفاده مي­شود و از بقيه جملات صرف‌نظر خواهد شد [25]. به اين ترتيب اميد رياضي (ميانگين) *μg*) يا (*E[g]* و انحراف معيار (*σg*) تابع پايه بر اساس متوسط و انحراف معيار متغيرها به‌سادگی محاسبه می‌شوند.

اگر تابع پایه (مدل) مدنظر به‌صورت *g(Xi)* باشد که در آن *Xi* متغیرهای تصادفی هستند (معمولاً تابع ترکیبی از متغیرهای ورودی ثابت و تصادفی است)، میانگین و انحراف از معیار آن در حالت غیرهمبسته بودن متغیرهای ورودی به ترتیب با استفاده از روابط (7) و (8) محاسبه می­شود.

|  |  |
| --- | --- |
| (7) |  |
| (8) |  |

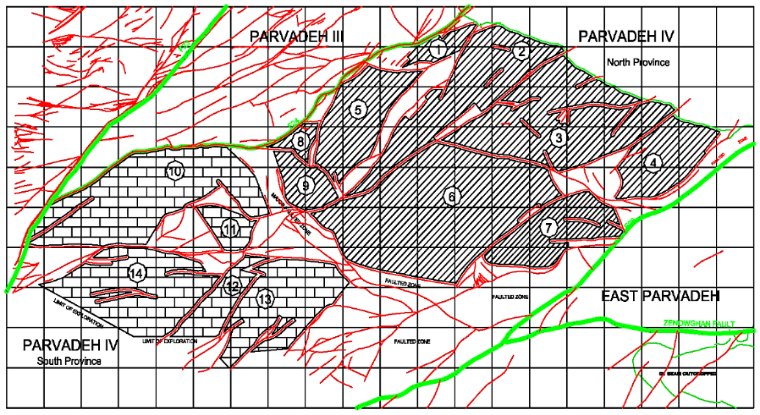
فرض مستقل (غیرهمبسته) بودن خواص اصلي فيزيکي و مقاومتي سنگ و خاک، به‌وسیله محققان مختلفي گزارش شده است [26].

اندیس قابلیت اعتماد، کمیتی است که اجازه می­دهد قضاوت­ها با شناخت عدم قطعیت­های پارامترهای ورودی انجام پذیرد. این اندیس برای تهیه یک مبنای مقایسه‌ای قابلیت اعتماد، توسعه یافته است و جهت بیان درجه عدم قطعیت محاسبه شده به کار می‌رود؛ یعنی بدون شناخت کامل تابع توزیع احتمالاتی این پارامترها و تنها با توجه به بعضی از مشخصه­های آماری آن­ها )میانگین و انحراف معیار( این مهم صورت می­گیرد. براي يك تابع پايه*g(X)* ، انديس قابليت اعتماد بر اساس نسبت دو ممان اول آماري به‌صورت رابطه (9) تعريف مي‌شود.

|  |  |
| --- | --- |
| (9) |  |

**2-2- معدن بلوک 3 پروده 4**

معدن بلوک 3 در قسمت شمالی ناحیه پروده 4 با شکلی غیرمنظم و با وسعت 9/8 کیلومترمربع (ناحیه مشخص شده در شکل 1) واقع شده است. کارفرما پروژه طراحی، آماده­سازی و تجهیز این معدن، سازمان توسعه و نوسازی معادن و صنایع معدنی ایران (IMIDRO) در طرح توسعه معادن زغال­سنگ طبس است. در این راستا کنسرسیوم شرکت­های CMC چین و شرکت کانی کاوان شرق به‌عنوان پیمانکار پروژه و شرکت مشاور آدام (ADAM) به‌عنوان مشاور پروژه انتخاب شده­اند. آخرین وضعیت پروژه در زمان اجرای این طرح پژوهشی ارائه طراحی پایه[[9]](#footnote-9) نهایی توسط پیمانکار و با نظر شرکت مشاور به کارفرما است. این طراحی برای استخراج جبهه­کار طولانی تمام مکانیزه با ظرفیت تولید زغال­سنگ سالانه 750 هزار تن انجام شده است [27]. بر اساس اطلاعات اکتشافی، این معدن دارای ذخایری مطابق با جدول 2 است که به‌عنوان هدف استخراج جبهه­کار طولانی مکانیزه پس­رو به ترتیب لایه­های C1 و B2 مدنظر قرار گرفته است.



**شكل 1: محدوده معدن بلوک 3 در ناحیه پروده 4 [27].**

**جدول 2: ذخایر لایه­های زغال­سنگ C1 و B2 در معدن بلوک 3 پروده 4 [27].**

|  |  |
| --- | --- |
| **نام لایه** | **مقدار ذخیره محاسبه شده (تن)** |
| C1 | 9688000 |
| B2 | 10340000 |
| مجموع | 20028333 |

فاز اول این معدن شامل استخراج لایه C1 تا افق 710+ متر است که نسبت به سطح زمین در عمق کمتر از 200 متر قرار می­گیرد. ارتفاع طراحی شده کارگاه استخراج 25/1-9/0 متر و به‌طور میانگین 1 متر است که با تغییرات مربوط به ضخامت لایه‌ها سازگاری دارد [27]. مقادیر ذکر شده بر اساس اطلاعات 57 گمانه اکتشافی در 10 پروفیل در محدوده معدن است. قابل ذکر است که هدف این مقاله استخراج لایه C1 برای کل بلوک 3 در افق 710+ است.

با توجه به اینکه طراحی، آماده­سازی و تجهیز این معدن در مرحله طراحی پایه قرار دارد، لذا اطلاعات ژئومکانیکی کاملی از ناحیه تهیه نشده است. ازاین‌رو به دلیل شباهت­های کلی این معدن با دیگر نواحی پروده، اطلاعات محدوده­های دیگر پروده نیز جمع­آوری و پس از پردازش با اطلاعات موجود در این معدن ترکیب شده است. برای این هدف ارتفاع کارگاه استخراج طراحی شده برابر با 1 متر [27]، مقدار *c* (نسبت شکم­دادگی لایه قبل از شکسته شدن) برابر با 5/0 و مقدار ضریب انبساط حجمی برابر با 25/1 در نظر گرفته شده است[28]. بر این اساس ارتفاع سقف بلاواسطه برابر با 2 متر حاصل می­شود. بنابراین در جدول 3 اطلاعات آماری متغیرهای سقف بلاواسطه (کاملاً از جنس سیلتستون . گاهاً سیلتستون ماسه­ای) ارائه شده است.

**جدول 3: اطلاعات آماری متغیرهای سقف بلاواسطه لایه C1**

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| **پارامتر** | **واحد** | **کمینه** | **بیشینه** | **میانگین** | **انحراف معیار** |
| مقاومت فشاری تک محوری | MPa | 11/26 | 89/37 | 32 | 96/1 |
| Kg/cm2 | 43/266 | 63/386 | 53/326 | 03/20 |
| مقاومت کششی | MPa | 82/1 | 18/3 | 5/2 | 23/0 |
| وزن مخصوص | N/m3 | 23030 | 26754 | 24892 | 67/620 |
| ton/m3 | 35/2 | 73/2 | 54/2 | 06/0 |
| RQD | % | 35 | 53 | 44 | 3 |

**3- نتایج و بحث**

تنها متغیر تصادفی مدل RQI مقاومت فشاری سقف (*C*) است؛ بنابراین مقدار میانگین رابطه (1) به‌عنوان تابع پایه با جایگذاری مقدار متوسط مقاومت فشاری سقف برابر با 288/15 متر خواهد بود. مشتق تابع پایه رابطه (1) به‌منظور محاسبه انحراف معیار آن به‌صورت رابطه (10) حاصل می­شود.

|  |  |
| --- | --- |
| (10) |  |

بر این اساس انحراف معیار تابع پایه برابر با 6378/0 حاصل می­شود. بر این اساس مقدار اندیس قابلیت اعتماد این روش برابر با 969/23 است.

مقدار متوسط تابع پایه مدل *CMRI* با استفاده از مقادیر جدول 3 برابر با 208/19 به دست می­آید. مشتق جزئی مدل *CMRI* نسبت به دو پارامتر تصادفی آن یعنی *σc* و*RQD* به ترتیب به‌صورت رابطه (11) و (12) است.

|  |  |
| --- | --- |
| (11) |  |
| (12) |  |

بنابراین مقدار انحراف معیار تابع پایه مدل *CMRI* برابر 968/1 و در نتیجه مقدار *β* مدل *CMRI* برابر با 760/9 حاصل می­شود.

بر اساس رابطه (6) مقدار متوسط تابع پایه مدل تحلیلی برابر با 043/20 به دست می­آید. مشتق جزئی رابطه (6) نسبت به دو متغیر *tσ* و *γe* به ترتیب برابر با روابط (13) و (14) است.

|  |  |
| --- | --- |
| (13) |  |
| (14) |  |

بر این اساس مقدار انحراف معیار تابع پایه مدل تحلیلی برابر با 249/0 و مقدار اندیس قابلیت اعتماد برابر با 269/21 حاصل می­شود.

بر اساس نتایج حاصل شده مدل *RQI* دارای بیشترین اندیس قابلیت اعتماد (97/23) است و پس از آن به ترتیب مدل­های تحلیلی (27/21) و مدل *CMRI* (76/9) قرار می­گیرند. دلیل این موضوع را باید در تعداد پارامترهای متغیر در هریک از روش­ها جستجو کرد. روش *RQI* تنها دارای یک متغیر تصادفی است درحالی‌که دو روش دیگر دارای دو متغیر تصادفی هستند و ازاین‌رو مقدار قابلیت اعتماد مدل *RQI* بیش­تر از دو روش دیگر به دست آمده است. نکته قابل توجه مقدار میانگین حاصل از روش­هاست که بر این اساس مقادیر دو مدل تحلیلی (20) و *CMRI* (19) نزدیک به هم هستند درحالی‌که مدل *RQI* میانگین گام تخریب اول بسیار متفاوتی (15) را نسبت به دو مدل دیگر ارائه کرده است. بنابراین نتایج این طرح نشان می­دهد روش تحلیلی با اینکه دارای دو متغیر تصادفی است ولی شاخص قابلیت اعتمادی تنها دو واحد کمتر از روش *RQI* دارد. از سوی دیگر با توجه به اینکه بررسی­های میدانی و تجارب پیشین در ناحیه پروده نشان می­دهد گام تخریب اول بلوک 3 پروده 4 باید بیش از مقدار آن در معدن مکانیزه پروده 1 (بین 14 تا 16 متر) باشد، بنابراین نتایج دو روش تحلیلی و *CMRI* قابل قبول هستند. بنابراین روش تحلیلی بر اساس مقدار شاخص قابلیت اعتماد و همچنین مقدار متوسط گام تخریب اول پیش­بینی کرده قابل اعتمادترین مدل پیش­بینی گام تخریب اول برای معدن بلوک 3 پروده 4 در شرایط فعلی است.

**4- نتیجه­گیری**

در این طرح مقاله قابلیت اعتماد مدل­های مختلف تجربی (RQI و CMRI) و تحلیلی پیش­بینی گام تخریب اول در معدن بلوک 3 پروده 4 با استفاده از روش ممان دوم مرتبه اول (FOSM) بررسی شد. مهم­ترین نتایج حاصل شده به‌صورت زیر است:

* نتایج روش FOSM نشان داد مقدار متوسط، انحراف معیار و اندیس قابلیت اعتماد مدل RQI به ترتیب برابر با 29/15، 64/0 و 97/23 است. این مقادیر برای مدل تجربی CMRI به ترتیب برابر با 21/19، 97/1 و 76/9 به دست آمد. نتایج این روش برای مدل تحلیلی نیز به ترتیب مقادیر 04/20، 94/0 و 27/21 را حاصل کرد.
* نتایج نشان می­دهد که روش RQI دارای بیشترین قابلیت اعتماد است و پس از آن مدل­های CMRI و تحلیلی قرار می­گیرند.
* تحلیل نتایج نشان می­دهد که روش تحلیلی بر اساس مقدار شاخص قابلیت اعتماد و همچنین مقدار متوسط گام تخریب پیش­بینی شده قابل‌اطمینان‌ترین روش برای پیش­بینی گام تخریب اول در معدن زغال­سنگ بلوک 3 پروده 4 (هدف پروژه جبهه­کار طولانی مکانیزه) است.

**5- تشكر و قدرداني**

نویسندگان مقاله از دانشگاه صنعتی شاهرود برای حمایت مالی از انجام این تحقیق در قالب طرح پژوهشی با کد 11043 قدردانی می­نمایند. همچنین از مدیریت و تمامی کارشناسان دفتر فنی مجتمع معادن زغال­سنگ طبس برای همکاری صمیمانه در انجام این پژوهش سپاسگزاری می­شود.

**مراجع**

[1]. Pawlowicz, K.; 1967. “Classification of rock cavability of coal measure strata in upper Silesia coalfield”, Prace GIG, Komunikat, (429).

[2]. Bilinski, A. and Konopko, W., 1973. “Criteria for choice and use of powered supports”, Proc, the symposium on protection against roof falls, Katowice, Paper No. IV-1.

[3]. Singh, T. N. and Singh, B., 1979. “Design of support system in caved longwall faces”, Proc, colloquium on longwall face supports, Dhanbad, pp. 79-85.

[4] Unrug, K. and Szwilski, A., 1980. “Influence of strata control parameters on longwall mining design”, Proc, 21st US symposium on rock mechanics. Morgantown: Rolla, pp. 720-728.

[5]. Singh, T. N. and Singh, B., 1982. “Design criteria of face supports. In: Proceedings of symposium on state of the art of ground control in longwall mining and mining subsidence”, Organized by Society of Mining Engineers, New York, pp. 145-150.

[6]. Peng, S. S. and Chiang, H. S., 194. Longwall mining, John Wiley & Sons, New York.

[7]. Ghose, A. K. and Dutta, D., 1987. “A rock mass classification model for caving roofs”, International Journal of Mining and Geological Engineering, 5(3): pp. 257-271.

[8]. Sarkar, S. K.. 1998. Mechanized longwall mining - the Indian experiences, Oxford and IBH Publishing Company Private Limited, New Delhi.

[9]. Banerjee, G., Kumbhakar, D., Ghosh, N. and Yadava, K. P., 2016. “Assessment of Cavability and categorization of coal measure roof rocks by parting plane approach”, Proc, Conference on Recent Advances in Rock Engineering, pp. 301-308.

[10]. Mohammadi, S., Ataei, M., Khaloo Kakaie, R. and Mirzaghorbanali, A., 2018. “Prediction of the main caving span in longwall mining using fuzzy MCDM technique and statistical method”, Journal of Mining and Environment, 9(3), pp. 717-726.

[11] محمدی، سجاد، 1397، ارائه مدل کیفی و کمّی ارزیابی قابلیت تخریب لایه­های سقف در روش استخراج جبهه­کار طولانی مکانیزه زغال­سنگ، رساله دکتری، دانشگاه صنعتی شاهرود.

[12]. Obert, L. and Duvall, W. I., 1967. Rock mechanics and the design of structures in rock, John Wiley & Sons, New York.

[13]. Manteghi, H., Shahriar, K. and Torabi, R., 2012. “Numerical modelling for estimation of first weighting distance in longwall coal mining-A case study”, 12th Coal Operators' Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, pp. 60-68.

[14]. Shabanimashcool, M. and Li, C. C., 2015. “Analytical approaches for studying the stability of laminated roof strata”, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 79, pp. 99-108.

[15]. Kwasniewsk, M., 2008. “Numerical analysis of strata behavior in the vicinity of a longwall panel in a coal seam mined with roof caving”; Continuum and distinct element numerical modelling in geo-engineering.

[16]. Singh, G.S. and Singh, U.K., 2009. “A numerical modeling approach for assessment of progressive caving of strata and performance of hydraulic powered support in longwall workings”; Comput Geotech 36(7), pp.1142–1156.

[17]. Singh, G.S. and Singh, U.K., 2010. “Prediction of caving behavior of strata and optimum rating of hydraulic powered support for longwall workings”; Int J Rock Mech Min Sci, 47(1), pp. 1–6.

[18]. Singh, G.S. and Singh, U.K., 2010. “Numerical modeling study of the effect of some critical parameters on caving behavior of strata and support performance in a longwall working”; Rock Mech Rock Eng, 43(4), pp. 475–489.

[19]. Gao, F., Stead, D. and Coggan, J., 2014. “Evaluation of coal longwall caving characteristics using an innovative UDEC Trigon approach”; Comput Geotech, 55, pp. 448–460.

[20]. Pandit, B., Garg, P. and Singh, G.S., 2015. “Development of a 3D Elasto-plastic Model for Simulation of Progressive Roof Caving in Underground Coal Mines”; Journal of Resources, Energy and Development, 4(2), pp. 13-21.

[21]. Gautam, B., Kumbhakar, D., Ghosh, N. and Yadava, K.P., 2016. “Assessment of cavability and categorization of coal measure roof rocks by parting plane approach”. In: Recent Advances in Rock Engineering (RARE 2016), pp. 301-308.

[22] Liu, W.R., 2019. “Experimental and Numerical Study of Rock Stratum Movement Characteristics in Longwall Mining”; Shock and Vibration.

[23] مرکز تحقیقات مهندسی دانشگاه یزد، 1388، تعيين قابليت اعتماد دیواره‌های نهايي معادن سطحي با مطالعه موردي روي دیواره‌های معدن سنگ‌آهن چغارت، پروژه تحقیقاتی، شرکت تهیه و تولید مواد معدنی ایران و مرکز تحقیقات مواد معدنی ایران.

[24] هاشمی­نسب، فخرالسادات، باقرپور، راحب، باغبانان، علیرضا، منجزی، مسعود، 1396، تحلیل قابلیت اطمینان به روش ممان دوم مرتبه اول در پیش­بینی نرخ نفوذ سرمته، نشریه علمی-پژوهشی روش­های تحلیلی و عددی در مهندسی معدن، شماره 14، ص 21-12.

[25]. Liang R.Y., Nusier O.K. and Malkawi A.H., 1999. “A reliability based approach for evaluating the slope stability of embankment dams”, Engineering Geology, 54, pp. 271-285.

[26]. Malkawi, A. I. H., Hassan, W. F. and Abdulla, F. A., 2000. “Uncertainty and reliability analysis applied to slope stability”, Structural safety, 22(2), pp. 161-187.

[27]. CMC., 2018. “Parvadeh Mine No.4 (FMM), Basic Design”; Tabas Coal Mines Complex (TCMC).

[28]. Hosseini N., Goshtasbi K., Oraee-Mirzamani B. and Gholinejad M., 2014. “Calculation of periodic roof weighting interval in longwall mining using finite element method”, Arabian Journal of Geosciences, 7(5), pp. 1951-1956.

**Confidence analysis of empirical and analytical model to predict first weighting interval using First-Order Second Moment method- a case study: mine block 3 of Parvadeh IV**

**Mohammad Ataei1 and Sadjad Mohammadi2**

1- Shahrood University of Technology, [ataei@shahroodut.ac.ir](mailto:ataei@shahroodut.ac.ir)

2- Tabas Coal Mines Complex (TCMC), [sadjadmohammadi@yahoo.com](mailto:sadjadmohammadi@yahoo.com)

**\* Corresponding Author**

|  |  |
| --- | --- |
| **Abstract** | **Keywords** |
| Confidence analysis of Rock Quality Index (RQI), CMRI-based and analytical models to predict first weighting interval in mine block 3 of Parvadeh IV was performed. First-Order Second Moment (FOSM) method was used to determine reliability index. Results indicated that the RQI model had higher reliability index (23.97) in comparison with analytical (21.27) and CMRI (9.76) models. Analysis of achieved findings shown that the lower difference in reliability index of RQI and analytical model is justified by taking higher involved random variables in analytical model into account. On the other hand, the average main caving span which is predicted by analytical (20 m) and CMRI (19 m) models are approximately equal, thus, based upon previous experiences in Parvadeh coal basin these results are acceptable. Consequently, the analytical model possesses a higher reliability in the prediction of first weighting interval in mine block 3 of Parvadeh IV when compared to the other models. | Confidence analysis  Reliability index  First weighting interval  Mine block 3 of Parvadeh IV  First-Order Second Moment (FOSM) method |

1. Rock Quality Index [↑](#footnote-ref-1)
2. Central Institute of Mining and Fuel Research [↑](#footnote-ref-2)
3. Duvall [↑](#footnote-ref-3)
4. Obert [↑](#footnote-ref-4)
5. Theory of plates [↑](#footnote-ref-5)
6. Timoshenko [↑](#footnote-ref-6)
7. Woinowsky-Krieger [↑](#footnote-ref-7)
8. First-Order Second Moment [↑](#footnote-ref-8)
9. Basic Design [↑](#footnote-ref-9)