

تخمین گام تخریب اول بر اساس قابلیت تخریب لایه‌های سقف

سجاد محمدی^۱، محمد عطایی^{۲*}، رضا خالوکاکایی^۳، علی میرزا قربانعلی^۴

^۱ دکتری، دانشگاه صنعتی شاهرود، sadjadmohammadi@shahroodut.ac.ir

^۲ استاد، دانشگاه صنعتی شاهرود، ataei@shahroodut.ac.ir

^۳ استاد، دانشگاه صنعتی شاهرود، r_kakie@shahroodut.ac.ir

^۴ استادیار، دانشگاه کوئینزلند جنوبی، ali.mirzaghobanali@usq.edu.au

(دریافت: ۲۱ آذر ۱۳۹۷ و پذیرش: ۱ مهر ۱۳۹۸)

چکیده

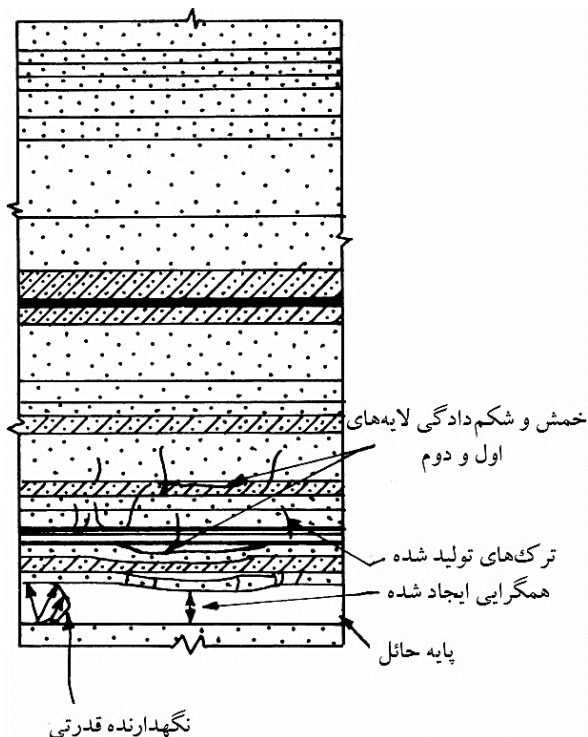
اندازه گام تخریب اول در روش استخراج جبهه کار طولانی به طور مستقیم با بیشینه تنش وارد شده به تجهیزات نگهداری در ارتباط بوده و در نتیجه بر روی شرایط پایداری، ایمنی و تداوم عملیات مؤثر است. این مقاله برای تخمین گام تخریب اول رویکردی مبتنی بر قابلیت تخریب لایه‌های سقف ارائه می‌کند. برای این منظور قابلیت تخریب سقف بلاواسطه از طریق تعریف شاخص قابلیت تخریب لایه‌های سقف (RSCi) با هدف تجمیع پارامترهای مؤثر در فرآیند تخریب لایه‌های سقف تعریف شده است. این شاخص به عنوان خروجی یک سیستم طبقه‌بندی جدید با استفاده از یک روش ترکیبی تصمیم‌گیری چند معیاره فازی توسعه یافت است. سپس ارتباط بین حجم فضای استخراج شده تا زمان وقوع تأثیر وزنی اول (یعنی حاصل ضرب طول سینه کار در ارتفاع کارگاه در گام تخریب اول) با RSCi به صورت مدل‌های خطی و غیرخطی مورد بررسی قرار گرفته است. به منظور توسعه و اعتبار سنجی مدل‌ها از پایگاه داده‌ای جمع‌آوری شده شامل اطلاعات دوازده پهنه از شش کشور استفاده شده است. نتایج اعتبار سنجی مدل‌ها نشان می‌دهد مدل غیرخطی چندجمله‌ای درجه ۲ دارای بهترین عملکرد در تخمین گام تخریب اول در سه پهنه هدف اعتبار سنجی بوده است. نتایج کلی حاصل از مقاله نشان می‌دهد رویکرد ارائه شده دارای انعطاف‌پذیری و دقت قابل قبولی برای تخمین گام تخریب اول پروژه‌های استخراج جبهه کار طولانی زغال‌سنگ است.

کلمات کلیدی

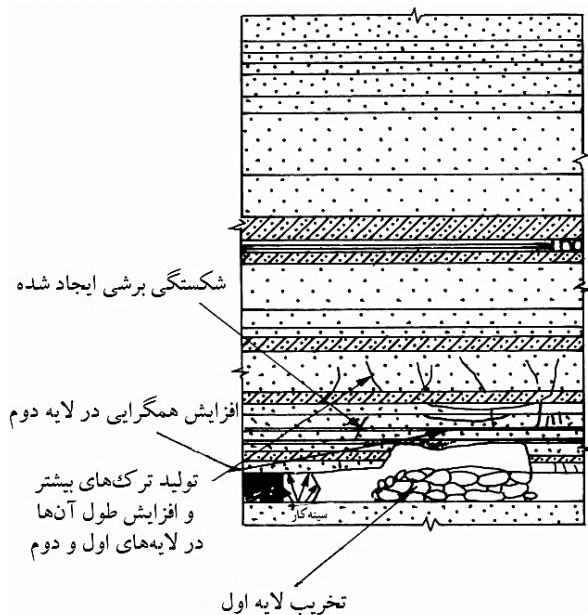
زغال‌سنگ، استخراج جبهه کار طولانی، گام تخریب اول، قابلیت تخریب، سقف بلاواسطه.

۱- مقدمه

است. طی این مرحله حداکثر فشار به جبهه کار و وسایل نگهداری وارد می‌شود. از این رو تخمین گام تخریب اول رویکردی اساسی در برآورد بیشینه تنش‌های وارده بر سیستم نگهداری در طی فرآیند استخراجی و متعاقب آن تخریب تدریجی لایه‌های سقف بلاواسطه است.



شکل ۱- خمش و شکم‌دادگی لایه‌های اول و دوم [۱].



شکل ۲- روند تخریب در لایه اول و تغییرات دیگر لایه‌ها [۱].

تاکنون مدل‌های مختلف تجربی و تحلیلی برای پیش‌بینی

در روش جبهه کار طولانی با شروع عملیات استخراج و ادامه یافتن آن، سقف فضای خالی ایجاد شده در اثر استخراج و پیشروی بدون نگهداری باقی می‌ماند. با افزایش طول این دهانه لایه‌های سقف بلاواسطه در میانه طول خود، از لایه بالایی جدا شده و شروع به خمش و شکم‌دادگی به سمت پایین می‌کند. مقدار این خمش و شکم‌دادگی برای لایه‌ها به ترتیب از پایین به بالا کاهش پیدا می‌کند. در این شرایط در لایه‌های ترک‌های برشی منحنی شکل به صورت غیرمنظم تولید می‌شود. این رویدادها در شکل ۱ نشان داده شده است. با اینکه مقدار این خمش کم است اما سقف بلاواسطه را از تمام بارهای روباره آزاد می‌کند. طول دهانه‌ای که موجب رخ دادن این پدیده‌ها می‌شود، به جنس لایه‌ها، ضخامت آن‌ها، خواص فیزیکی و مکانیکی سنگ‌ها، عمق استخراج و همچنین شرایط زمین‌شناسی از جمله ناپیوستگی‌ها و خصوصیات آن‌ها بستگی دارد. تا این مرحله سنگ‌های سقف بلاواسطه مانند یک تیر دوسرگیردار رفتار می‌کنند؛ اما با افزایش طول دهانه تا مقدار حدی آن، ترک‌های برشی تولید شده به سمت فضای خالی ایجادشده در اثر جدایش لایه‌ها از یکدیگر گسترش می‌یابند. سپس این ترک‌ها به‌طور کامل لایه‌ها را قطع نموده و تیر دوسرگیردار یک تیر قوسی را تشکیل می‌دهد. با پیشروی سینه کار، این تیر قوسی نگهداری خود را از دست داده و ریزش می‌کند. این پدیده به ترتیب از لایه‌های پایینی آغاز و به سمت لایه‌های بالایی گسترش پیدا می‌کند. شکل ۲ روند تخریب لایه اول و همچنین خمش و شکم‌دادگی لایه دوم را نمایش می‌دهد. سپس با گسترش تخریب به سمت بالا، به سبب تأثیر تورم مواد حاصل از تخریب، توده مواد تخریبی با لایه‌های بالایی تماس پیدا می‌کند و موجب ایجاد نگهداری برای لایه‌های بالایی می‌شود. در حقیقت گسترش عمودی این پدیده که در حقیقت تخریب لایه‌ها است تا جایی ادامه پیدا می‌کند که فضای خالی ناشی از استخراج، از مواد تخریبی پر شود و توده تخریبی با لایه‌های سقف تماس پیدا کنند. این ارتفاع معمولاً برابر با ارتفاع سقف بلاواسطه است. تجربه نشان می‌دهد نشست لایه‌های بالایی موجب فشرده‌سازی تدریجی توده موجود در ناحیه تخریب می‌شود و این موضوع فشار افزایش یافته را به کف انتقال داده و باعث کاهش تنش روی تجهیزات نگهداری سینه کار می‌شود [۱-۲].

بنابراین رویداد اولین تخریب در یک پهنه شامل فرآیندهای خمش، جدایش، ایجاد شکستگی و نهایتاً ریزش تیرهای سنگی

۲- روش‌شناسی و پایگاه داده

در این بخش روش ترکیبی تصمیم‌گیری چند معیاره فازی مورد استفاده در این مقاله و همچنین پایگاه داده برداشت و جمع‌آوری شده برای توسعه و اعتبارسنجی مدل‌ها ارائه شده است.

۲-۱- روش ترکیبی تصمیم‌گیری چند معیاره فازی

به منظور توسعه شاخص قابلیت تخریب لایه‌های سقف در ابتدا یک سیستم رده‌بندی جدید ارائه شده است. در این راستا برای تعیین اهمیت هریک از پارامترهای در نظر گرفته شده از یک روش ترکیبی تصمیم‌گیری چند معیاره فازی با تلفیق روش‌های تحلیل شبکه^۲ (ANP) فازی و آزمایشگاه ارزیابی و آزمون تصمیم‌گیری^۳ (DEMATEL) فازی استفاده شده که در ادامه این روش‌ها و شیوه ترکیب آن‌ها تشریح شده است.

۲-۱-۱- روش تحلیل شبکه (ANP)

روش تحلیل شبکه در سال ۱۹۹۶ توسط توماس ساعتی^۴ و به عنوان حالت کلی روش شناخته شده تحلیل سلسله مراتبی (AHP) ارائه شد. در روش AHP یک ساختار سلسله مراتبی از مسئله ایجاد می‌شود که در آن عناصر سطر بالاتر مستقل از عناصر سطر پایین‌تر هستند. طبق اصل وابستگی (همبستگی) در این روش عناصر هر سطر فقط می‌توانند به عناصر سطح بالاتر خود وابسته باشند و به صورت خطی این وابستگی تا بالاترین سطح ادامه داشته باشد. علاوه بر این، در روش AHP فرض می‌شود که عناصر یک سطر نیز از یکدیگر مستقل بوده و دارای ارتباط با یکدیگر نیستند. چنین ساختاری در تعارض با بسیاری از مسائل تصمیم‌گیری در دنیای واقعی است زیرا غالباً معیارهای تصمیم‌گیری با یکدیگر و با گزینه‌ها دارای ارتباط و وابستگی هستند و بر یکدیگر اثر می‌گذارند. به همین دلیل روش ANP بر اساس ساختاری شبکه‌ای و نه سلسله مراتبی ارائه شد. در روش ANP بر خلاف روش AHP (که در آن فقط مقدار اهمیت‌ها سنجیده می‌شود)، میزان تأثیرگذاری‌ها نیز مورد بررسی قرار می‌گیرد و به همین خاطر تأثیرگذاری مفهومی اساسی در آن است [۱۶، ۱۷].

به طور کلی حل مسئله با روش تحلیل شبکه‌ای شامل ۳ مرحله اصلی به صورت مشخص کردن شبکه مسئله، ایجاد سوپر ماتریس و محاسبه توزیع مانا سوپر ماتریس است. بر این اساس در مرحله اول ساختار شبکه‌ای مسئله شامل وابستگی بیرونی (وابستگی عناصر یک خوشه به عناصر خوشه دیگر) و درونی (وابستگی عناصر یک خوشه به یکدیگر) تعیین می‌شود.

گام تخریب اول ارائه شده است. بعضی از مدل‌های تجربی رابطه‌ای را بر اساس یک پایگاه داده واقعی پیشنهاد کرده‌اند [۸-۱۳]. برخی دیگر از مدل‌های تجربی بر مبنای تجربیات میدانی، یک سیستم ارزیابی کیفی قابلیت تخریب را توسعه داده و مدل کمی مبتنی بر آن را ارائه کرده‌اند [۱۲-۸]. در مدل‌های تحلیلی نیز روابط پیش‌بینی گام تخریب اول عموماً بر اساس نظریات مکانیک لایه‌ها مانند تئوری تیر و صفحه ارائه شده است [۱۵-۱۳، ۱۷].

اگرچه مدل‌هایی که تاکنون ارائه شده‌اند سهم بسزایی در تخمین گام تخریب اصلی داشته‌اند اما به هرحال هریک دارای نواقصی هستند. در مدل‌های تجربی که دارای سهولت کاربرد هستند، کاربرد کلی مدل‌های داده‌محور برای مناطق دارای ویژگی‌های متفاوت با پایگاه داده دارای محدودیت هستند. مدل‌های تجربی مبتنی بر ارزیابی کیفی قابلیت تخریب نیز با چالش‌های انتخاب پارامترهای مورد بررسی در سیستم و همچنین تعیین اهمیت هریک مواجه هستند. مدل‌های تحلیلی نیز که مبتنی بر ریاضیات و قوانین مکانیکی هستند از فرض‌های ساده‌سازی مانند یکپارچه در نظر گرفتن سقف بلاواسطه استفاده می‌کنند که دقت مدل‌ها را به شدت کاهش می‌دهد.

بررسی مکانیک گام تخریب اول نشان می‌دهد که دو دسته عوامل ذاتی- محیطی و عملیاتی بر روی مقدار این گام مؤثر هستند. دسته عوامل ذاتی- محیطی در حقیقت بیانگر قابلیت تخریب لایه‌های سقف در اثر عملکرد پارامترهای عملیاتی هستند. از این رو در این مقاله نیز برای پیش‌بینی گام تخریب اول از رویکرد توسعه شاخص قابلیت تخریب لایه‌های سقف^۱ (RSCi) و سپس ارائه یک رابطه تجربی مبتنی بر آن و پارامترهای عملیاتی استفاده شده است. در این راستا در ابتدا شاخص مورد نظر بر اساس یک روش ترکیبی تصمیم‌گیری چند معیاره فازی توسعه یافته و سپس با استفاده از داده‌های برداشت و یا جمع‌آوری شده از پهنه‌های استخراج شده در سراسر جهان، رابطه تخمین گام تخریب به صورت‌های خطی و غیرخطی پیشنهاد شده است. پس از آن با استفاده از داده‌های اعتبارسنجی بهترین مدل برای این پایگاه داده تعیین شده است. از آنجایی که روابط نهایی به صورت تجربی و بر اساس یک پایگاه داده مشخص هستند، بنابراین با گسترش پایگاه داده‌ای می‌توان روابط مذکور را به‌روزرسانی کرد و با استفاده از این ویژگی انعطاف‌پذیری، قابلیت اطمینان مدل پیش‌بینی کننده را افزایش داد.

روابط مستقیم \tilde{A} از طریق میانگین‌گیری از تمام ماتریس‌های کارشناسان (تعداد h کارشناس) و بر اساس رابطه (۱) در این مرحله محاسبه می‌شود:

$$\tilde{A} = \frac{(\tilde{Z}^1 \oplus \tilde{Z}^2 \oplus \dots \oplus \tilde{Z}^h)}{h} \quad (1)$$

گام دوم: محاسبه ماتریس روابط مستقیم نرمال شده \tilde{D} :
ماتریس نرمال شده روابط مستقیم از طریق نرمال کردن ماتریس میانگین مرحله قبل به صورت رابطه (۲) تعیین می‌شود:

$$\tilde{D} = \frac{\tilde{A}}{r} \quad (2)$$

که در این رابطه r بیشینه مقدار جمع سطرها و ستون‌ها بوده و به صورت زیر تعریف می‌شود:

$$r = \max[\max_{1 \leq i \leq n} \sum_{j=1}^n u_{ij}, \max_{1 \leq j \leq n} \sum_{i=1}^n u_{ij}], \quad i, j = 1, 2, \dots, n. \quad (3)$$

اگر هر عضو ماتریس نرمال شده را به صورت $\tilde{d}_{ij} = (l'_{ij}, m'_{ij}, u'_{ij})$ در نظر گرفته شود، می‌توان سه ماتریس قطعی را به صورت زیر از آن استخراج کرد که به صورت ماتریس‌های حد پایین، حد وسط و حد بالا هستند:

$$D_l = \begin{bmatrix} 0 & l'_{12} & \dots & l'_{1n} \\ l'_{21} & 0 & \dots & l'_{2n} \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ l'_{n1} & l'_{n2} & \dots & 0 \end{bmatrix} \quad D_m = \begin{bmatrix} 0 & m'_{12} & \dots & m'_{1n} \\ m'_{21} & 0 & \dots & m'_{2n} \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ m'_{n1} & m'_{n2} & \dots & 0 \end{bmatrix}$$

$$D_u = \begin{bmatrix} 0 & u'_{12} & \dots & u'_{1n} \\ u'_{21} & 0 & \dots & u'_{2n} \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ u'_{n1} & u'_{n2} & \dots & 0 \end{bmatrix}$$

گام سوم: محاسبه ماتریس روابط کلی \tilde{T} : پس از تعیین ماتریس نرمال شده روابط مستقیم، ماتریس روابط کلی از طریق رابطه (۴) قابل محاسبه است که در آن I ماتریس یکه است:

$$\tilde{T} = \tilde{D}(I - \tilde{D})^{-1} \quad (4)$$

اعضای ماتریس \tilde{T} به صورت $\tilde{t}_{ij} = (l''_{ij}, m''_{ij}, u''_{ij})$ هستند؛ بنابراین بر اساس شرایط قطعی، هر یک از ماتریس‌های قطعی ماتریس روابط کلی به صورت روابط ۵ تا ۷ به طور جداگانه محاسبه می‌شوند و پس از آن با ادغام آن‌ها با یکدیگر ماتریس فازی روابط مستقیم حاصل می‌شود.

سپس سوپرماتریس مسئله که در حقیقت ماتریسی از روابط بین اجزای شبکه است و از بردارهای اولویت این روابط به دست می‌آید تشکیل می‌شود. در ادامه سوپرماتریس اولیه (سوپرماتریس ناموزون) به صورت ستونی نرمال شده (سوپرماتریس موزون) و در نهایت توزیع مانا سوپرماتریس (سوپرماتریس حدی) مشابه با روش مارکوف از طریق به توان رساندن سوپرماتریس موزون به دست می‌آید. در سوپرماتریس حدی، اوزان پارامترها و اولویت‌بندی گزینه‌ها مشخص می‌شود.

۲-۱-۲ روش آزمایشگاه ارزیابی و آزمون تصمیم‌گیری (DEMATEL)

روش DEMATEL از جمله روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره بر اساس مقایسه‌های زوجی است که بین سال‌های ۱۹۷۲ تا ۱۹۷۶ توسط فونتلا^۵ و گابوس^۶ توسعه یافته است. در این روش با به‌کارگیری اصول نظریه گراف، ساختار سلسله مراتبی از عوامل موجود در سیستم همراه با روابط تأثیرگذاری و تأثیرپذیری متقابل عناصر مذکور به صورت کمی محاسبه می‌شود. بر این اساس ارتباط بین عناصر مختلف توسط گراف‌های جهت‌دار^۷ مشخص می‌شود [۱۶]. مراحل روش DEMATEL که در این مقاله مورد استفاده قرار گرفته به صورت زیر است [۱۸]:

گام اول: ایجاد ماتریس میانگین روابط مستقیم A در گام اول، یک ماتریس برای تمام عوامل (پارامتر یا متغیر) انتخاب شده تهیه می‌شود. در این ماتریس مربعی، پارامترها در سطرها و ستون‌ها قرار می‌گیرند. این ماتریس در اختیار کارشناسان قرار می‌گیرد و از آن‌ها خواسته می‌شود میزان تأثیر مستقیم متغیر قرار گرفته بر روی سطر را بر روی متغیرهای قرار گرفته بر روی ستون ارزیابی کند. معمول‌ترین روش برای معیار این ارزیابی، استفاده از اعداد فازی مثلثی مطابق با جدول ۱ است.

جدول ۱- اعداد فازی مثلثی متناظر با متغیرهای زبانی برای تعیین شدت اثرگذاری [۱۹].

متغیر زبانی	عدد فازی
عدم وجود تأثیر (NO)	(۰, ۰, ۰/۲۵)
تأثیر بسیار کم (VL)	(۰, ۰/۲۵, ۰/۵)
تأثیر کم (L)	(۰/۲۵, ۰/۵, ۰/۷۵)
تأثیر زیاد (H)	(۰/۵, ۰/۷۵, ۱)
تأثیر بسیار زیاد (VH)	(۰/۷۵, ۱, ۱)

پس از جمع‌آوری ماتریس‌های نظرسنجی، ماتریس میانگین

برای این منظور اطلاعات این پهنه‌ها از طریق مقالات یا گزارش‌های معتبر چاپ شده، ارتباط با مدیران معادن و همچنین برداشت حضوری از معادن صورت گرفته است. شکل ۳ پراکندگی این پهنه‌ها در جهان را نشان می‌دهد. نام و اطلاعات معدن هریک از این پهنه‌ها در جدول ۲ درج شده است.

۳- توسعه شاخص قابلیت تخریب لایه‌های سقف (RSCi)

قابلیت تخریب لایه‌های سقف شاخصی ذاتی برای توصیف سطح توانایی لایه‌های سقف بلاواسطه به تخریب شدن پس از حرکت تجهیزات نگهداری است. در حقیقت قابلیت تخریب را باید ویژگی ذاتی ثانویه دانست. قابلیت تخریب ذاتی است چراکه مشخصه‌ای از یک کیفیت محیطی است و ثانویه است زیرا از تجمیع و تأثیر پارامترهای ذاتی اصلی محیط نشأت می‌گیرد. بر این اساس پارامترهای عملیاتی تغییری در این توانایی ندارند و تنها در کیفیت بروز آن تأثیرگذار هستند. قابلیت تخریب سقف یک پهنه با گام‌های تخریب اول و دوره‌ای همبسته است و در حقیقت این دو مقدار قابلیت تخریب لایه‌های سقف را به صورت کمی در اثر عملکرد پارامترهای عملیاتی نشان می‌دهند.

در این قسمت برای توسعه RSCi سه مرحله تعیین پارامترهای مؤثر، تعیین اهمیت پارامترها، تعریف سیستم رده‌بندی و ارائه شاخص انجام شده است.

$$T_l = [l_{ij}^l] = D_l(I - D_l)^{-1} \quad (5)$$

$$T_m = [m_{ij}^m] = D_m(I - D_m)^{-1} \quad (6)$$

$$T_u = [u_{ij}^u] = D_u(I - D_u)^{-1} \quad (7)$$

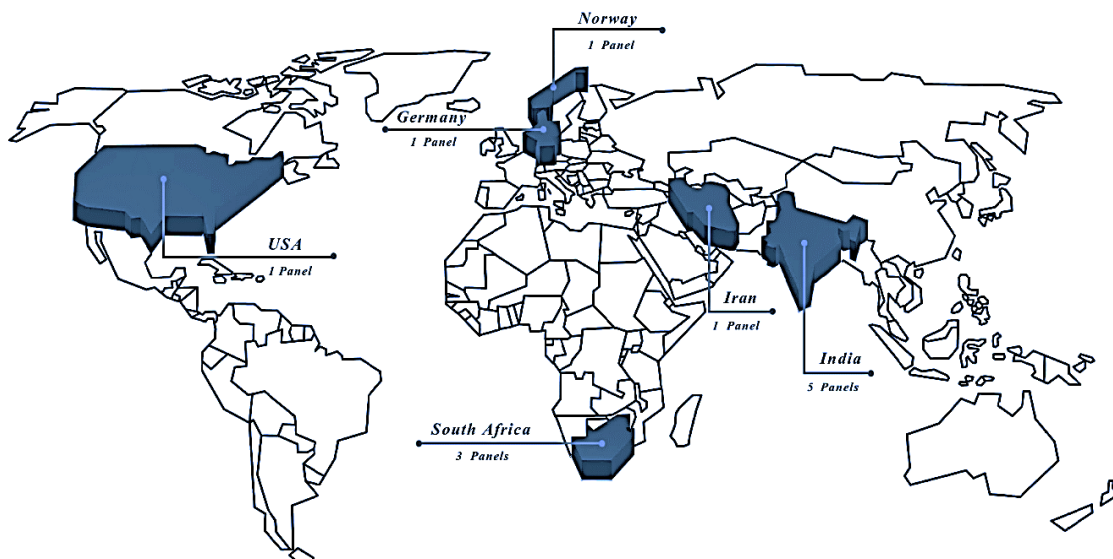
۲-۱-۳- روش ترکیبی ANP با DEMATEL

روش‌های DEMATEL و ANP هریک دارای مزیت‌ها و معایب منحصر به خود هستند. در روش DEMATEL اگرچه بررسی ارتباطات بین پارامترها و تعیین ساختار آن‌ها به سادگی حاصل می‌شود اما قادر به اولویت‌بندی نیست. در سوی مقابل تعیین ساختار مسئله برای روش ANP به عنوان سنگ بنای این روش، یکی از چالش‌های اساسی آن به حساب می‌آید. علاوه بر این برای محاسبه ارتباط داخلی میان عناصر در این روش، تعداد زیادی ماتریس مقایسه زوجی نیاز است؛ این امر منجر به پیچیدگی و صرف زمان زیاد برای حل مسئله می‌شود. از این رو در سال‌های اخیر از ترکیب این دو روش با یکدیگر به صورت‌های مختلفی استفاده شده است [۲۰].

در این مقاله روش Fuzzy DEMATEL با هدف تعیین ارتباطات داخلی به کار برده شده است. در مرحله بعد بر اساس روش Fuzzy ANP سوپرماتریس مربوطه تشکیل و با رسیدن به سوپرماتریس حدی، اوزان هریک از پارامترها محاسبه شده است.

۲-۲- پایگاه داده

پایگاه داده مورد استفاده در این مقاله شامل ۱۲ پهنه استخراج شده با روش جبهه‌کار طولانی از سراسر جهان است.



شکل ۳- پراکندگی پهنه‌های پایگاه داده‌ها در سراسر جهان.

جدول ۲- مشخصات پهنه‌های پایگاه داده‌ها.

ردیف	کشور	معدن / حوزه زغالی	پهنه	عمق (m)	طول پهنه (m)	ارتفاع استخراجی (m)	گام تخریب اول (m)	مرجع
۱	ایران	پروده ۱ (طبسی)	E0	۱۰۰	۱۹۶	۲	۱۴	برداشت حضوری
۲	هند	GDK 10A Incline mine	3D2	۲۵۰	۱۵۰	۳	۷۸	[۲۱]
۳	هند	GDK 10A Incline mine	No.14	۲۵۰	۱۵۰	۳	۵۳	[۲۲]
۴	هند	GDK 10A Incline mine	3A	۳۲۵	۱۵۰	۳	۶۵	[۲۳]
۵	هند	Moonidih	A4	۳۹۶	۹۵	۲/۵	۲۶	[۲۴]
۶	هند	PVK 5	21	۲۱۸	۱۵۰	۳	۴۴	[۲۴]
۷	آلمان	Ruhr mining district	-	۱۱۰۰	۲۵۰	۲	۷۲	[۲۵]
۸	نروژ	Svea Nord	C6	۴۰۰	۲۰۰	۴	۳۶	[۲۶]
۹	آفریقای جنوبی	Highveld Coalfield	-	۱۹۵	۲۰۰	۲/۴	۳۷	[۲۷]
۱۰	آفریقای جنوبی	Malta Colliery	No.1	۵۰	۱۴۰	۱/۸	۳۰	[۲۷]
۱۱	آفریقای جنوبی	New Denmark Colliery	No.509	۱۹۴	۱۵۰	۲/۲	۱۵	[۲۷]
۱۲	آمریکا	CONSOL Central Appalachian	8-R	۶۷۱	۲۵۰	۱/۷	۸۵	[۲۸]

۳-۱- تعیین پارامترهای مؤثر بر قابلیت تخریب

به منظور تعیین پارامترهای مؤثر در قابلیت تخریب سقف بلاواسطه، مدل‌های مختلف تجربی و تحلیلی ارائه شده در زمینه ارزیابی قابلیت تخریب مورد بررسی قرار گرفته سپس بر اساس ۶ اولویت زیر پارامترهای مؤثر انتخاب شدند:

- درصد استفاده در مدل‌های قبلی
- برطرف کردن کمبودهای مدل‌های پیشین (مانند عدم در نظر گرفتن ناپیوستگی‌ها و خواص آن‌ها)
- سادگی اندازه‌گیری پارامتر
- در نظر گرفتن حداکثری پارامترهای مؤثر در عین سادگی
- مدل با رعایت عدم همپوشانی (همبستگی) پارامترها (مانند مقاومت فشاری تک محوری و مقاومت کششی)
- نظرات کارشناسان

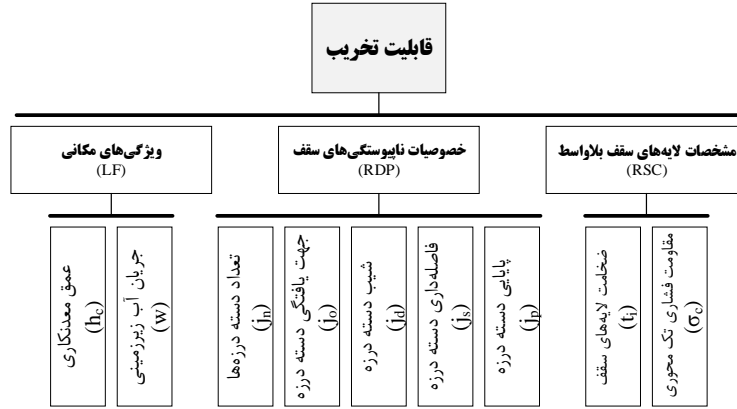
بر این مبنا پس از بررسی تمام اولویت‌های ذکر شده نهایتاً ۹ پارامتر در سه دسته مطابق شکل ۴ برای توسعه RSCi انتخاب شدند. بر اساس تعریف ارائه شده از قابلیت تخریب لایه‌های سقف، پارامترهای در نظر گرفته شده همه از نوع ذاتی-محیطی و غیرقابل کنترل هستند.

۳-۲- تعیین اهمیت پارامترهای مؤثر

اهمیت هر یک از پارامترهای مؤثر بر قابلیت تخریب از طریق وزن محاسبه شده برای آن‌ها با روش ترکیبی تشریح شده تعیین شده است. در این راستا پرسشنامه‌های طراحی شده میان کارشناسان توزیع شده است. گروه کارشناسان و خبرگان مورد استفاده در این رساله شامل اساتید دانشگاهی در ایران و استرالیا و خبرگان صنعتی شاغل در معادن زغال‌سنگ ایران بوده است. پس از دریافت پرسشنامه‌ها و بررسی آن‌ها در نهایت از ۱۷ پرسشنامه برای تحلیل‌ها استفاده شده است.

شکل ۵ شبکه مسئله بر اساس تحلیل‌های انجام شده بر روی فرآیند تخریب و نقش هر یک از پارامترها در آن و سوپر ماتریس ایجاد شده را نشان می‌دهد. در سوپر ماتریس ایجاد شده (شکل ۵-الف)، هر یک از ماتریس‌های W_{ij} به صورت زیر تعریف می‌شوند:

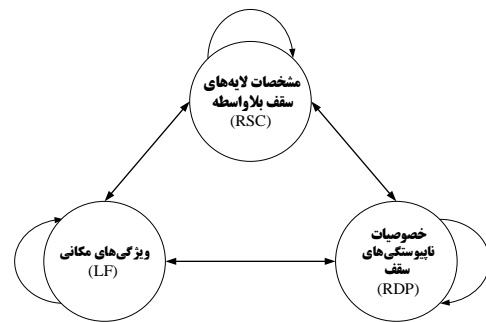
- مقایسه زوجی خوشه‌ها (دسته پارامترها) با معیار کنترلی قابلیت تخریب (W_{21})
- مقایسه زوجی وابستگی درونی خوشه‌ها (W_{22})
- مقایسه زوجی پارامترها با معیار کنترلی هر یک از خوشه‌ها (W_{32})
- مقایسه زوجی وابستگی درونی پارامترها (W_{33})



شکل ۴- پارامترهای مؤثر بر قابلیت تخریب لایه‌های سقف.

قابلیت تخریب (هدف)	دسته پارامترها	پارامترها
قابلیت تخریب (هدف)	0	0
دسته پارامترها	W_{21}	W_{22}
پارامترها	0	W_{32}

ب- سوپر ماتریس قابلیت تخریب



الف- شبکه اندرکنش پارامترها در قابلیت تخریب

شکل ۵- شبکه و ساختار سوپر ماتریس مسئله.

جدول ۳- وزن نهایی پارامترهای مؤثر در قابلیت تخریب لایه‌های سقف.

وزن (%)	پارامتر
۱۲	ضخامت لایه‌های سقف
۱۳	مقاومت فشاری تک‌محوری لایه‌های سقف
۱۲	تعداد دسته درزه
۱۰	جهت یافتگی دسته درزه
۱۰	شیب دسته درزه
۱۱	فاصله‌داری دسته درزه
۱۰	پایایی دسته درزه
۱۱	عمق معدنکاری
۱۱	جریان آب زیرزمینی

ماتریس‌های وابستگی‌های درونی (W_{33} و W_{22}) با روش DEMATEL فازی و ماتریس‌های وابستگی‌های بیرونی (W_{21} و W_{32}) با استفاده از روش معمول تعیین بردارهای وزن محاسبه و در سوپر ماتریس جایگذاری شده است. با نرمال کردن سوپر ماتریس غیرموزون، در نهایت سوپر ماتریس حدی محاسبه شده و بر این اساس وزن هر یک از پارامترها مطابق با جدول ۳ حاصل شده است.

۳-۳- ارائه سیستم رده‌بندی RSC_i

به منظور ارائه سیستم طبقه‌بندی و متعاقب آن RSC_i باید هر یک از پارامترها بازه‌بندی شده و میزان مشخصی از وزن کل پارامتر (جدول ۲) به هر یک از بازه‌های آن اختصاص داده شود. بر این اساس، در ابتدا شاخص قابلیت تخریب لایه‌های سقف به صورت رابطه (۸) تعریف شده است:

$$RSC_i = Rate_{RSC} + Rate_{RDP} + Rate_{LF} \quad (8)$$

که در این رابطه $Rate_{RSC}$ امتیاز حاصل از مشخصات لایه‌های سقف بلاواسطه، $Rate_{RDP}$ مجموع امتیاز ناشی از خصوصیات ناپیوستگی‌های سقف و $Rate_{LF}$ امتیاز حاصل از

$$BF \times h_{im} = h_c + h_{im} \quad (10)$$

سقف معادن زغال سنگ غالباً متشکل از چندین لایه است؛ یعنی:

$$h_{im} = \sum_{i=1}^n t_i \quad (11)$$

در این رابطه t_i ضخامت لایه i ام و n تعداد لایه‌های سقف بلاواسطه است؛ اما اینکه چه تعداد لایه در سقف بلاواسطه قرار می‌گیرند به میزان ضریب انبساط حجمی هر یک از آن‌ها وابسته است. بر این اساس رابطه (10) به صورت رابطه (12) نوشته می‌شود:

$$\sum_{i=1}^n BF_i \times t_i = h_c + \sum_{i=1}^n t_i \quad (12)$$

بسط رابطه (12) به صورت رابطه (13) است:

$$BF_1 \times t_1 + BF_2 \times t_2 + \dots + BF_n \times t_n = h_c + t_1 + t_2 + \dots + t_n \quad (13)$$

رابطه (13) با ساده‌سازی به صورت رابطه (14) درمی‌آید:

$$\begin{aligned} h_c &= BF_1 \times t_1 + BF_2 \times t_2 + \dots + BF_n \times t_n - t_1 - t_2 - \dots - t_n \\ h_c &= BF_1 \times t_1 - t_1 + BF_2 \times t_2 - t_2 + \dots + BF_n \times t_n - t_n \\ h_c &= t_1(BF_1 - 1) + t_2(BF_2 - 1) + \dots + t_n(BF_n - 1) \end{aligned} \quad (14)$$

بر این اساس تعداد لایه‌هایی که رابطه (14) را برقرار می‌کنند تشکیل دهنده سقف بلاواسطه هستند و مجموع ضخامت آن‌ها ارتفاع سقف بلاواسطه یا ارتفاع ناحیه تخریب است.

برای تعریف مقدار EIRS با در نظر گرفتن توالی و ترتیب لایه‌های سقف بلاواسطه که در حقیقت میزان دوری و نزدیکی لایه‌ها به سقف را نشان می‌دهد، رابطه (15) ارائه شده است:

$$EIRS = \frac{\sum_{i=1}^n S_{c_i} \times UCS_i}{\sum_{i=1}^n S_{c_i}} \quad (15)$$

که در این رابطه S_{c_i} ضریب لایه i ام و i شماره لایه (که ترتیب آن از اولین لایه بلافاصله بالای زغال تا انتهای سقف بلاواسطه یعنی لایه m ام) است. ضریب لایه در حقیقت ضریب وزنی مقاومت فشاری تک محوری هر لایه از سقف بلاواسطه است.

ضریب لایه متشکل از دو عامل ضخامت لایه و میزان دوری و نزدیکی لایه نسبت به لایه زغال سنگ است؛ بنابراین، ضریب

ویژگی‌های مکانی است. نحوه تخصیص وزن هر پارامتر به بازه مقادیر مختلف آن یا در واقع سیستم رده‌بندی پیشنهادی در ادامه تشریح شده است.

۳-۳-۱- محاسبه امتیاز مشخصات لایه‌های سقف

در معادن زغال سنگ سقف بلاواسطه معمولاً شامل چند لایه با ضخامت‌ها و خواص مختلف است. در این مقاله دو خصوصیت مقاومت فشاری تک محوری سنگ بکر و ضخامت لایه به عنوان پارامترهای مشخصه هر لایه در نظر گرفته شده‌اند. بر این اساس به منظور محاسبه امتیاز مشخصات لایه‌های سقف، پارامتر مقاومت معادل سقف بلاواسطه^۱ (EIRS) معرفی شده است. برای تعیین EIRS در ابتدا باید تعیین شود چه تعداد از لایه‌های سقف برای امتیازدهی در نظر گرفته شود یا به عبارت دیگر ارتفاع سقف بلاواسطه یا ارتفاع تخریب چقدر است. به طور کلی روش‌های تعیین ارتفاع سقف بلاواسطه یا ناحیه تخریب شامل روش‌های تجربی، روش‌های مبتنی بر ضریب انبساط حجمی و روش‌های حفاری است. در این مقاله از روش مبتنی بر ضریب انبساط حجمی برای تعیین ارتفاع سقف بلاواسطه یا ارتفاع تخریب استفاده شده است.

ضریب انبساط حجمی که به صورت حجم مواد خرد شده به حجم برجای آن‌ها تعریف می‌شود را می‌توان به صورت رابطه (9) نیز بیان کرد:

$$BF = \frac{h_c + h_{caving}}{h_{caving}} \quad (9)$$

در این رابطه BF ضریب انبساط حجمی، h_c ارتفاع کارگاه استخراج (ارتفاع استخراج شده که معمولاً برابر با ضخامت لایه زغال است) و h_{caving} ارتفاع ناحیه تخریب است.

ضریب انبساط حجمی به دو پارامتر جنس سنگ و فشار وارد بر آن بستگی دارد [29]. از آنجایی که میزان فشار وارد به ناحیه تخریب متناسب با شرایط هر معدنی متفاوت است و از طرفی برای در نظر گرفتن آن در حال حاضر رویکرد مشخصی وجود ندارد، از این رو فرض می‌شود که ضریب انبساط حجمی فقط از جنس سنگ تبعیت می‌کند. با این فرض برای تعیین ارتفاع سقف بلاواسطه ابتدا رابطه (9) به صورت رابطه (10) نوشته می‌شود. قابل ذکر است که ارتفاع ناحیه تخریب برابر با ارتفاع سقف بلاواسطه است یعنی $h_{caving} = h_{immediate}$ و بر این اساس برای سهولت h_{im} به عنوان ارتفاع سقف بلاواسطه یا ارتفاع ناحیه تخریب به کار خواهد رفت.

لایه به صورت رابطه (۱۶) تعریف می‌شود:

$$S_{c_i} = t_i \times PF_i \quad (16)$$

که در این رابطه t_i ضخامت لایه i ام و PF ضریب نزدیکی لایه i به لایه زغال سنگ است. مقدار PF_i به صورت رابطه (۱۷) تعیین می‌شود:

$$PF_i = RCT_{n+1-i} \quad (17)$$

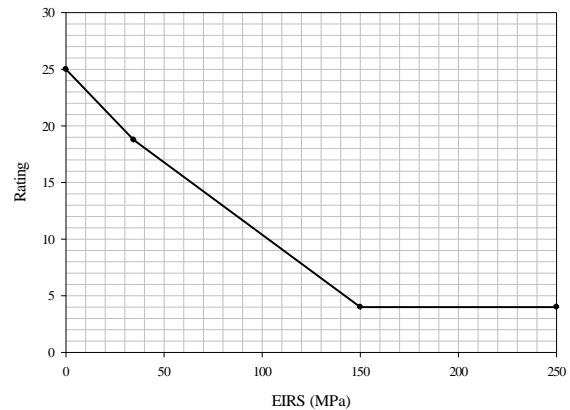
در این رابطه RCT نسبت تجمعی ضخامت لایه است و به صورت رابطه (۱۸) محاسبه می‌شود:

$$RCT_i = \frac{\sum_{i=1}^i t_i}{\sum_{i=1}^n t_i} \quad (18)$$

مقدار RCT_i در حقیقت نسبت ضخامت تجمعی لایه‌ها تا لایه i ام به ضخامت کل لایه‌ها (ارتفاع سقف بلاواسطه) است. طبق رابطه (۱۷) مشخص است که برای تعیین مقدار PF_i در ابتدا مقدار RCT_i برای هر یک از لایه‌ها تعیین می‌شود و سپس مقدار PF_i در واقع عکس ترتیب RCT لایه است به طوری که همواره مقدار PF_i برابر با RCT_n و در نتیجه برابر با ۱ است.

برای تعیین مقیاس امتیازدهی به EIRS از هم مقیاس کردن نمودار ارائه شده در روش $^{11}CMRR$ [۳۰] برای مقدار وزن برابر با ۲۵ (مجموع وزن ضخامت لایه و UCS لایه) استفاده شده است. نمودار ارائه شده در شکل ۶ و رابطه (۱۹) برای امتیازدهی به EIRS ارائه شده است.

$$rating = \begin{cases} -0.1806 \times ERIS + 25 & ERIS \leq 34.5 \\ -0.1279 \times ERIS + 23.181 & 34.5 < ERIS_i < 150 \\ 4 & ERIS \geq 150 \end{cases} \quad (19)$$



شکل ۶- نمودار محاسبه امتیاز EIRS سقف بلاواسطه.

۳-۳-۲- محاسبه امتیاز خصوصیات ناپیوستگی‌های سقف

امتیاز ویژگی‌های ناپیوستگی‌های سقف شامل سه قسمت و به صورت رابطه (۲۰) است:

$$Rate_{RDP} = rate_n + rate_{d\&o} + rate_{s\&p} \quad (20)$$

که در آن $rate_n$ امتیاز مربوط به تعداد دسته درزه‌ها، $rate_{d\&o}$ امتیاز شیب و جهت یافتگی و $rate_{s\&p}$ امتیاز فاصله‌داری و پایایی است. در حالت وجود چند دسته درزه، امتیاز ویژگی‌ها برای تمام دسته درزه‌ها محاسبه شده و سپس بیشترین مقدار آن که مبین بیشترین تأثیر در قابلیت تخریب است به عنوان امتیاز کل ویژگی‌های ناپیوستگی‌ها منظور می‌شود. در ادامه رده‌بندی امتیازدهی به هر یک از ویژگی‌ها تشریح می‌شود.

الف- محاسبه امتیاز تعداد دسته درزه‌ها

در این مقاله صفحات لایه‌بندی و دسته درزه‌ها به عنوان ناپیوستگی‌های سقف در نظر گرفته شده‌اند. جدول ۴ رده‌بندی ارائه شده را نشان می‌دهد.

جدول ۴- مقیاس تعیین امتیاز تعداد دسته درزه‌ها.

امتیاز	تعداد دسته درزه
۰	توده سنگ بکر، فاقد درزه یا درزه‌داری جزئی، عدم وجود لایه‌بندی مشهود
۳	فقط لایه‌بندی یا یک دسته درزه
۶	لایه‌بندی همراه با یک دسته درزه یا وجود دو دسته درزه
۹	لایه‌بندی همراه با دو دسته درزه یا وجود سه دسته درزه
۱۲	سنگ خرد شده

ب- محاسبه امتیاز شیب و جهت یافتگی دسته درزه‌ها

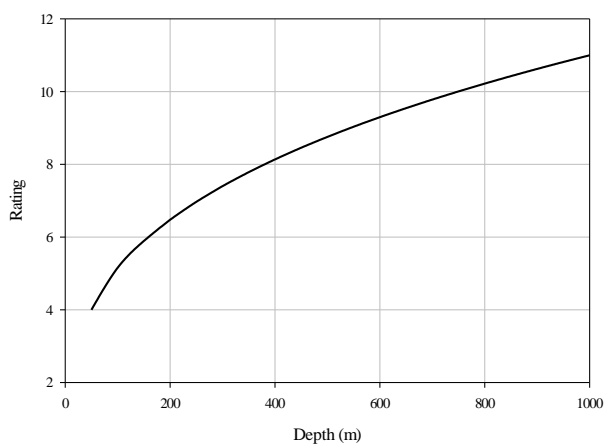
به منظور رده‌بندی مقدار امتیاز برای حالات مختلف شیب و جهت یافتگی دسته درزه می‌توان از نمودار ضریب ناپیوستگی‌های بحرانی در روش نمودار پایداری^{۱۲} استفاده کرد [۳۱]. در این حالت باید توجه داشت عملکرد این ضریب در عدد پایداری به صورت کاهشی است که برای یک شعاع هیدرولیکی ثابت افزایش احتمال ناپایداری را به همراه دارد؛ بنابراین در اینجا عملکردی دقیقاً عکس قابلیت تخریب دارد. بر این اساس برای کاربرد این نمودار فاکتور مقدار شیب و جهت یافتگی دسته درزه‌ها (α) از نمودار شکل ۷ را در رابطه (۲۱) قرار داد تا امتیاز مربوطه حاصل شود.

رده‌بندی مربوط به عمق و جریان آب زیرزمینی تشریح شده است.

الف- محاسبه امتیاز عمق معدنکاری

برای رده‌بندی امتیاز مربوط به عمق معدنکاری از مطالعه عددی مرجع [۳۳] استفاده شده است. در این مرجع تغییرات اندازه گام تخریب اول را برای ۷ عمق مختلف (۴۵، ۹۰، ۱۸۰، ۳۶۰، ۴۵۰، ۹۰۰ و ۱۲۰۰ متر) در حالی که بقیه شرایط ثابت بوده است بررسی شده است. بنابراین بر اساس نتایج آن مرجع رده‌بندی امتیازدهی به عمق معدنکاری پیشنهاد شده است. برای این منظور کمترین عمق برابر با ۵۰ متر در نظر گرفته شده است. از سوی دیگر مقدار کل وزن پارامتر عمق که برابر با ۱۱ است، برای عمق ۱۰۰۰ متری و بیشتر از آن منظور شده است. از سوی دیگر نتایج سینگ و سینگ نشان می‌دهد که رابطه عمق با گام تخریب به صورت معکوس است و از آنجایی که رابطه گام تخریب با قابلیت تخریب نیز معکوس است، بنابراین رابطه عمق با قابلیت تخریب به صورت مستقیم است و برای محاسبه امتیاز آن رابطه (۲۲) پیشنهاد و بر اساس آن شکل ۸ ارائه شده است.

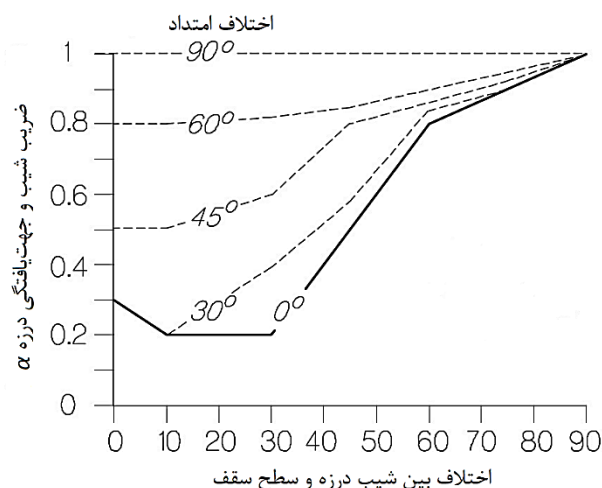
$$rating = 1.133 \times H^{0.329} \quad (22)$$



شکل ۸- نمودار محاسبه امتیاز عمق معدنکاری.

ب- محاسبه امتیاز عمق معدنکاری

در تعیین رده‌بندی امتیازدهی به جریان آب زیرزمینی از جدول ارائه شده در روش CMC^{۱۳} استفاده شده است [۳۴]. از این رو با تبدیل مقیاس امتیازدهی روش CMC به میزان امتیاز به دست آمده برای قابلیت تخریب (۱۱ امتیاز)، نحوه امتیازدهی به جریان آب زیرزمینی به صورت



شکل ۷- نمودار تعیین فاکتور شیب و جهت یافتگی دسته درزه‌ها [۳۲].

$$rate_{d \& o} = (-\alpha + 1.2) \times 20 \quad (21)$$

ج- محاسبه امتیاز فاصله‌داری و پایایی دسته درزه‌ها

برای تعیین رده‌بندی امتیازدهی به فاصله‌داری و پایایی دسته درزه از جدول ارائه شده در روش CMRR با تبدیل مقیاس استفاده شده است. در اینجا علاوه بر تغییر مقیاس، باید این نکته را مدنظر قرار داد که در روش CMRR هدف بررسی پایداری است و تخریب دقیقاً نقطه مقابل آن است. با توجه به این دو نکته، رده‌بندی پیشنهادی برای امتیازدهی به فاصله‌داری و تداوم دسته درزه در جدول ۵ ارائه شده است.

جدول ۵- مقیاس تعیین امتیاز برای فاصله‌داری و تداوم دسته درزه.

فاصله‌داری					پایایی
< ۶۰	۶۰ - ۲۰۰	۰/۲ - ۰/۶	۰/۶ - ۱/۸	> ۱/۸	
(mm)	(mm)	(m)	(m)	(m)	
۲۱	۱۶	۱۲	۸	۵	۰ - ۱ (m)
۲۱	۱۷	۱۴	۱۰	۷	۱ - ۳ (m)
۲۱	۱۹	۱۵	۱۱	۸	> ۳ (m)

۳-۳-۳- محاسبه امتیاز ویژگی‌های مکانی

در این قسمت مجموع دو امتیاز مربوط به عمق و جریان آب زیرزمینی به عنوان $Rate_{LF}$ یعنی امتیاز حاصل از ویژگی‌های محیطی منظور می‌شود. برای این منظور در ادامه

جدول ۶ ارائه شده است.

جدول ۶- مقیاس تعیین امتیاز برای جریان آب زیرزمینی.

امتیاز	شدت جریان	وضعیت جریان
۰	ناچیز	وجود ندارد
۲	خیلی کم	مشهود نیست
۶	کم	تراوش قطره‌ای
۹	متوسط	تراوش مداوم (جریانی)
۱۱	زیاد	ریزش زیاد

۴- توسعه مدل‌های پیش‌بینی کننده

اگرچه توانایی بالقوه تخریب سقف بلاواسطه از طریق RSCi قابل بیان است اما همانند عملکرد ابعاد زیر برش در روش استخراج بلوکی یا تخریب بزرگ، حجم فضای استخراج شده تا زمان تأثیر وزنی اول است که این توانایی بالقوه را به صورت بالفعل تبدیل می‌کند. بر این اساس در سقف‌های با قابلیت تخریب بیشتر یعنی RSCi بالاتر، به حجم کمتری برای تخریب نیاز است. حجم فضای استخراج شده ناشی از حاصل ضرب عرض پهنه (طول سینه کار) در ارتفاع کارگاه در گام تخریب اول است؛ بنابراین برای یک عرض پهنه و ارتفاع استخراج ثابت، گام تخریب اول با RSCi دارای رابطه معکوس است؛ یعنی سقف‌های با قابلیت تخریب بیشتر دارای گام تخریب اول کمتری هستند. بر اساس این استدلال، به منظور تعیین گام تخریب اول نیاز است تا ارتباط حجم فضای استخراجی با RSCi مشخص شود و از این طریق می‌توان برای هر ترکیب ارتفاع کارگاه و عرض پهنه، گام تخریب اول را در مرحله طراحی پروژه تخمین زد.

در این مقاله برای توسعه مدل‌های پیش‌بینی کننده از ۷۵٪

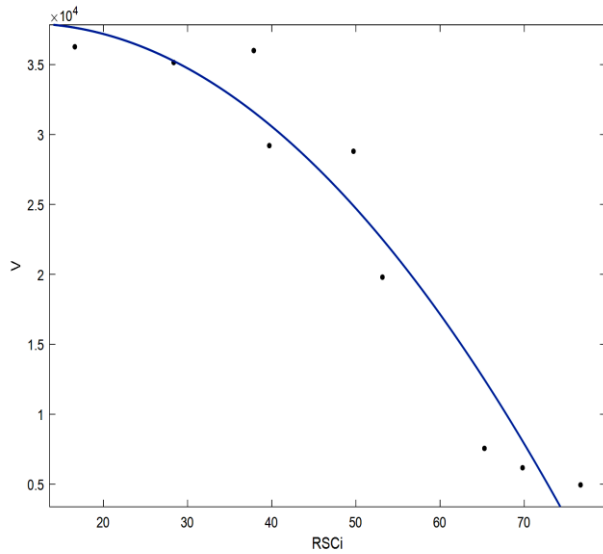
داده‌های پایگاه داده ایجاد شده (۹ مورد) استفاده شده است. برای این منظور با تعریف RSCi به عنوان متغیر مستقل و حجم زیر برش (حجم استخراج شده) به عنوان پارامتر وابسته، انواع مدل‌های خطی و غیرخطی مورد بررسی قرار گرفتند. در جدول ۷ مقادیر محاسبه شده RSCi و حجم استخراجی برای دوازده پهنه پایگاه داده مورد استفاده ارائه شده است. همچنین جدول ۸ اطلاعات آماری هریک از پارامترها برای مرحله توسعه مدل‌ها را نمایش می‌دهد. از میان مدل‌های معتبر از لحاظ آزمون‌های معناداری مدل (F-test) و معناداری ضرایب (t-test)، مدل‌های دارای بهترین مقادیر ضریب تعیین (R^2) و RMSE در شکل ۹ نمایش و در جدول ۹ درج شده‌اند.

جدول ۷- مقادیر محاسبه شده RSCi و حجم استخراج شده برای پهنه‌های پایگاه داده.

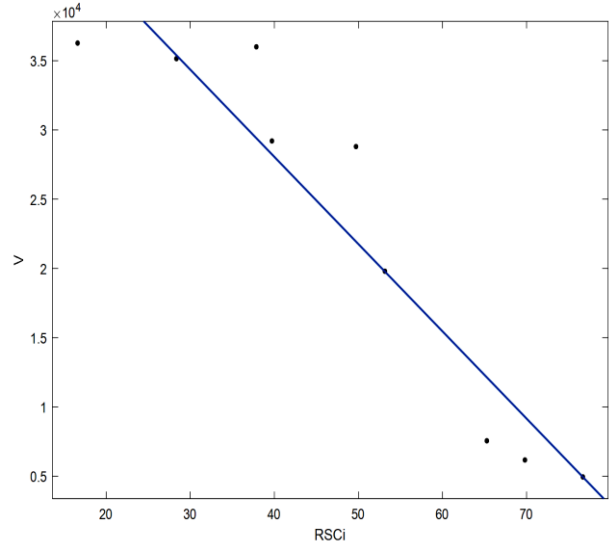
شماره پهنه	$Rate_{RSCi}$	$Rate_{RDP}$	$Rate_{LF}$	$RSCi$	حجم استخراج شده (m^3)
۱	۱۶/۷۴	۴۶	۷/۱۵	۶۹/۸۹	۵۴۸۸
۲	۱۹/۳۸	۰	۸/۹۷	۲۸/۳۵	۳۵۱۴۵
۳	۲۱/۰۲	۲۲	۸/۹۷	۵۱/۹۹	۲۳۸۵۰
۴	۲۳/۱۱	۹	۷/۶۰	۳۹/۷۱	۲۹۲۰۵
۵	۲۱/۷۲	۳۴	۱۴/۰۸	۶۹/۸۰	۶۱۷۵
۶	۲۳/۵۵	۲۱	۸/۶۰	۵۳/۱۵	۱۹۸۰۰
۷	۸/۸۶	۱۸	۱۱	۳۷/۸۶	۳۶۰۰۰
۸	۱۵/۵۱	۲۶	۸/۲۰	۴۹/۷۱	۲۸۸۰۰
۹	۱۷/۱۰	۲۶	۱۵/۳۰	۵۸/۴۰	۱۷۶۶۴
۱۰	۱۹/۲۷	۳۶	۱۰	۶۵/۲۷	۷۵۶۰
۱۱	۲۱/۳۹	۴۳	۱۲/۳۰	۷۶/۶۹	۴۹۵۰
۱۲	۷/۱۰	۰	۹/۵۰	۱۶/۶۰	۳۶۲۶۹/۵

جدول ۸- اطلاعات آماری پارامترهای ورودی در داده‌های توسعه مدل‌ها.

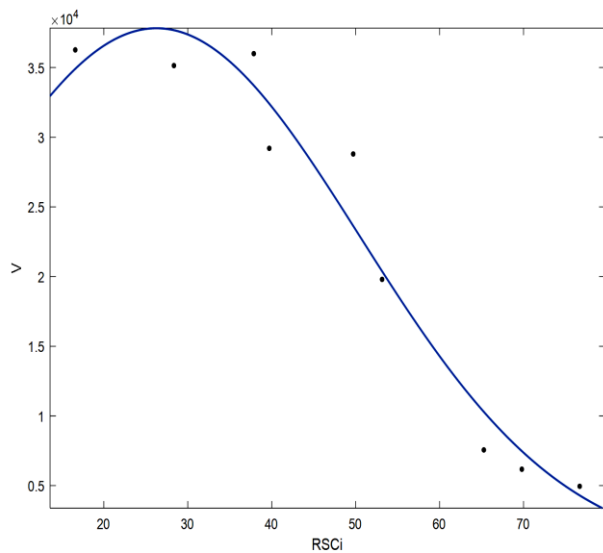
پارامتر	کمینه	بیشینه	میانگین	انحراف معیار
RSCi	۱۶/۶	۷۶/۶۹	۴۸/۵۷	۱۸/۷۵
گام تخریب اول (متر)	۱۵	۸۵/۵	۵۰	۲۴
ارتفاع کارگاه (متر)	۱/۷	۴	۲/۵	۰/۷
عرض پهنه (متر)	۹۵	۲۵۰	۱۷۰/۵	۴۹
حجم فضای استخراج شده (متر مکعب)	۴۹۵۰	۳۶۲۶۹/۵	۲۲۶۵۶	۱۲۵۶۶



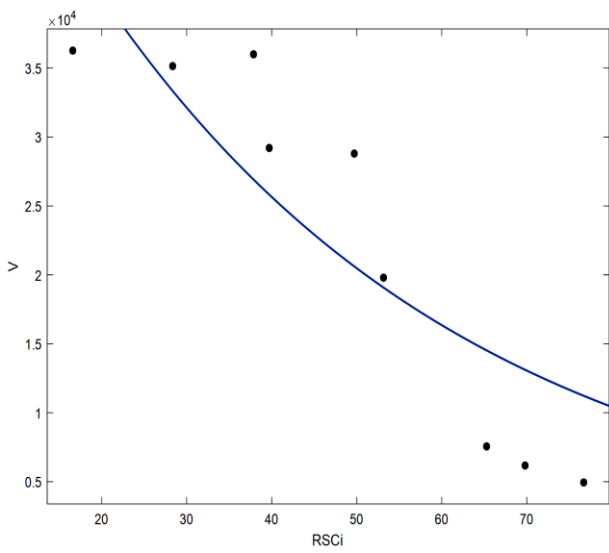
ب- برازش تابع چندجمله‌ای درجه ۲



الف- برازش تابع چندجمله‌ای درجه ۱



د- برازش تابع گوسین



ج- برازش تابع نمایی

شکل ۹- بهترین توابع برازش شده بر روی داده‌ها.

جدول ۹- نتایج بهترین مدل‌های برازش شده بر روی داده‌ها.

RMSE	R ²	مدل	نوع
۴۸۵۲	۰/۸۸	$V = -629.88RSCi + 53250$	چندجمله‌ای درجه ۱
۳۹۰۵	۰/۹۴	$V = -8.5088RSCi^2 + 179.7RSCi + 36995$	چندجمله‌ای درجه ۲
۷۰۹۴	۰/۷۵	$V = 63120\exp(-0.02251RSCi)$	نمایی
۳۱۷۱	۰/۹۶	$V = 37822.41\exp(-(\frac{RSCi - 26.28}{34.18})^2)$	گوسین

۵- نتایج و بحث

اساس در ابتدا حجم زیربرش هریک از این موارد تخمین زده شده و سپس بر اساس مقدار واقعی ارتفاع کارگاه و عرض پهنه، مقدار تخمینی گام تخریب اول با استفاده از مدل‌های پیشنهادی تعیین شده است. شکل ۱۰ مقایسه مقادیر تخمینی

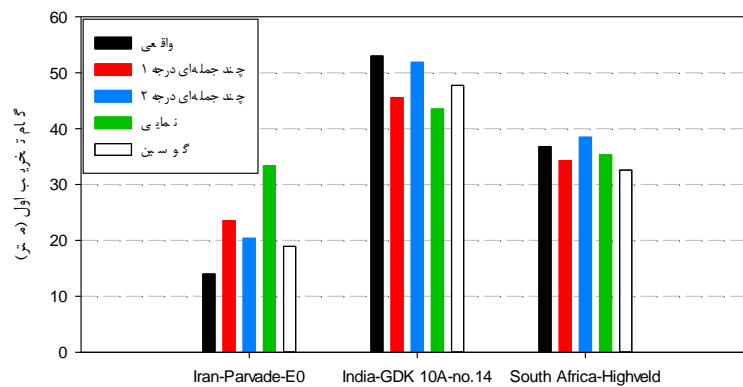
به منظور ارزیابی مدل‌های توسعه یافته در مرحله قبل، از ۲۵٪ باقی‌مانده موارد پایگاه داده (۳ مورد و شامل پهنه E0 معدن زغال‌سنگ پروده طبس) استفاده شده است. بر این

قبل از نیز مورد استفاده قرار گرفته است (در بخش مقدمه اشاره شده است) با این تفاوت که در اینجا شاخص قابلیت تخریب لایه‌های سقف بر اساس یک روش علمی توسعه یافته که حاصل آن تعیین اهمیت پارامترهای مؤثر بر این فرآیند از طریق نظرات خبرگان بوده است. دیگر تفاوت عمده مدل این مقاله با مطالعات قبلی، در تعیین پارامترهای مؤثر بر قابلیت تخریب است. در این مطالعه در توسعه شاخص قابلیت تخریب سقف به عنوان کیفیتی بالقوه فقط از پارامترهای ذاتی و محیطی استفاده شده است و پارامترهای عملیاتی در تعریف شاخص نقشی ندارند. سپس برای پیدا کردن رابطه بین شاخص و گام تخریب اول، پارامترهای عملیاتی نیز به عنوان عاملی که شدت بالفعل کردن قابلیت تخریب را دارا هستند مدنظر قرار گرفته است.

گام تخریب اول با هریک از ۴ مدل و همچنین مقدار واقعی رخ داده را نمایش می‌دهد. همچنین به منظور ارزیابی کمی عملکرد هریک از مدل‌ها، مقادیر $RMSE$ ، $MAPE$ و VAF برای آن‌ها مطابق با جدول ۱۰ محاسبه شده است.

همانطور که در جدول ۱۰ ملاحظه می‌شود مدل چندجمله‌ای درجه ۲ دارای مقادیر شاخص‌های خطای تخمین $RMSE$ و $MAPE$ کمتر و VAF بیشتری نسبت به دیگر مدل‌ها است. پس از آن نیز مدل گوسینی دارای عملکرد بهتری نسبت به دو مدل دیگر است.

در این مقاله برای پیش‌بینی گام تخریب اول در استخراج جبهه‌کار طولانی زغال‌سنگ از ایده توسعه شاخص قابلیت تخریب لایه‌های سقف و پیدا کردن ارتباط آن با گام تخریب اول بر اساس یک پایگاه داده استفاده شد. این ایده در مدل‌های



شکل ۱۰- مقایسه مقدار تخمینی مدل‌ها با مقدار واقعی گام تخریب اول.

جدول ۱۰- مقادیر معیارهای عملکرد برای ارزیابی مدل‌های ارائه شده.

مدل	RMSE	MAPE (%)	VAF (%)
چندجمله‌ای درجه ۱	۷/۱۳	۲۹/۶۵	۸۰/۱۴
چندجمله‌ای درجه ۲	۳/۸۷	۱۷/۴۴	۹۶/۲۴
نمایی	۱۲/۴۹	۵۳/۴۷	۴۲/۱۲
گوسین	۴/۸۳	۱۸/۹۰	۹۱/۷۸

کیفیت پایگاه داده وابسته است و بنابراین گسترش پایگاه داده باعث تغییر رابطه تجربی و افزایش قابلیت اطمینان تخمین حاصل از آن می‌شود. از این رو انعطاف‌پذیری رویکرد ارائه شده در این مقاله را می‌توان مرتبط با سه ویژگی قابلیت کاربرد برای معادن مختلف زیرزمینی زغال‌سنگ استخراج جبهه‌کار طولانی، توسعه روابط پیش‌بینی کننده جدید با افزایش پایگاه داده و همچنین برآورد گام تخریب بر اساس مقادیر مختلف ارتفاع

شاخص قابلیت تخریب توسعه یافته در این مقاله به صورت یک شاخص کلی است که می‌توان آن را برای هر معدن زیرزمینی زغال‌سنگ هدف استخراج جبهه‌کار طولانی با هر شرایط ژئومکانیکی استفاده کرد. رویکرد پیشنهادی نیز دارای اعتبار کلی است؛ اما روابط تجربی ارائه شده در این مقاله تنها برای پایگاه داده جمع‌آوری شده در این مقاله معتبر است. بر اساس تجربه، قابلیت اطمینان روش‌های تجربی به اندازه و

- کارگاه و طول جبهه کار دانست.
- ۶- نتیجه گیری
- در این مقاله گام تخریب اول در روش جبهه کار طولانی مکانیزه با استفاده از رویکردی مبتنی شاخص قابلیت تخریب لایه‌های سقف و در نظر گرفتن حجم استخراج شده ارائه شد. مهم‌ترین نتایج حاصل از این پژوهش به صورت زیر است:
- مقاومت فشاری تک محوری لایه‌های سقف دارای بیشترین اهمیت (۱۳٪) در قابلیت تخریب لایه‌های سقف است و پس از آن ضخامت لایه‌های سقف و تعداد دسته درزه‌های سقف بلاواسطه (۱۲٪) قرار دارند.
 - دسته پارامترهای مشخصات ناپیوستگی‌های سقف بلاواسطه دارای بیشترین تأثیرگذاری (۵۳٪) بر روی قابلیت تخریب لایه‌های سقف هستند.
 - بهترین مدل برازش شده بر روی داده‌های پایگاه داده برای بیان ارتباط بین حجم استخراجی و شاخص قابلیت تخریب، چندجمله‌ای درجه ۲ با R^2 و RMSE به ترتیب ۰/۹۴ و ۳۹۰۵ بوده است.
 - اعتبار سنجی مدل‌ها برای تخمین گام تخریب اول نیز نشان داده است که مدل چندجمله‌ای درجه ۲ با R^2 و RMSE به ترتیب برابر با ۰/۹۶ و ۳/۸۷ دارای بهترین عملکرد بوده است.
- پی‌نوشت‌ها
- ¹ Roof Strata Cavability index
 - ² Analytical Process Network
 - ³ Decision Making Trial and Evaluation Laboratory
 - ⁴ Thomas L Saaty
 - ⁵ Fontela
 - ⁶ Gabus
 - ⁷ Directed graph
 - ⁸ Equivalent Immediate Roof Strength
 - ⁹ Stratum Coefficient
 - ¹⁰ Proximity Factor
 - ¹¹ Coal Mine Roof Rating
 - ¹² Stability graph method
 - ¹³ Coal Measure Classification
- منابع
1. 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), pp. 585-597.
2. Oraee, K., Rostami M., 2008, "Qualitative and Quantitative Analysis of Hangingwall Caving in Longwall Mining Method Using a Fuzzy System", In: 21st International Mining Congress & Expo, Kraków, Poland, 2008, 21st World Mining Congress & Expo 2008, Krakow, Poland.
 3. Pawlowicz, K., 1967, "Classification of rock cavability of coal measure strata in upper Silesia coalfield", Prace GIG, Komunikat, (429).
 4. Bilinski, A., Konopko, W., 1973, "Criteria for choice and use of powered supports", Proc, the symposium on protection against roof falls, Katowice, Paper No. IV-1.
 5. Singh, T N., Singh, B., 1979, "Design of support system in caved longwall faces", Proc, colloquium on longwall face supports, Dhanbad, pp. 79-85.
 6. Unrug, K., Szwilski, A., 1980, "Influence of strata control parameters on longwall mining design", Proc, 21st US symposium on rock mechanics. Morgantown: Rolla, 720-728.
 7. Peng, S S., Chiang, H S., 1984, "Longwall mining", John Wiley & Sons, Inc., New York.
 8. Mohammadi, S., Ataei, M., Khaloo Kakaie, R., Mirzaghobanali, 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.
 9. Singh, T N., 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.
 10. Ghose, A K., Dutta, D., 1987, "A rock mass classification model for caving roofs", International Journal of Mining and Geological Engineering, 5(3): pp. 257-271.
 11. Sarkar, S K., 1998, "Mechanized longwall mining - the Indian experiences", Oxford and IBH Publishing Company Private Limited, New Delhi.
 12. Banerjee, G., Kumbhakar, D., Ghosh, N., 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.

- performance of hydraulic powered support in longwall workings". Computers and Geotechnics, 36, 7, pp. 1142-1156.
25. Gao F., Stead D., Coggan J., 2014. "Evaluation of coal longwall caving characteristics using an innovative UDEC Trigon approach". Computers and Geotechnics, 55, pp. 448-460.
26. Shabanimashcool, M., Jing, L., Li, C C., 2014. "Discontinuous Modelling of Stratum Cave-in in a Longwall Coal Mine in the Arctic Area". Geotechnical and Geological Engineering, 32(5), pp. 1239-1252.
27. Sweby, G., 1997. "Review the caving mechanisms around high extraction systems and determine the effect of the mechanisms on the safety of the system" Report prepared by CSIR Miningtek for the Safety in Mines Research Advisory Committee (SIMRAC), Final project Report, Project No. COL327. Johannesburg, South Africa.
28. Akinkugbe, Y., Su, D., Hasenfuls, G., Morris, T J., Fisher B., 2007. "The Roof Behavior of a Longwall Tailgate Under Massive Sandstone Strata". In: 26th International Conference on Ground Control in Mining, 188-195, USA.
۲۹. عطایی، محمد؛ ۱۳۹۰؛ «معدن‌کاری زیرزمینی: روش‌های با نگهداری، روش‌های تخریبی». جلد دوم، چاپ سوم، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود.
30. Molinda, G M., Mark, C., 1994. "Coal Mine Roof Rating (CMRR): A practical rock mass classification for coal mines", USBM IC 9387, Bureau of Mines, Pittsburgh, PA.
31. Mathews, K. E., Hoek, E., Wyllie, D C., Stewart S B. V., 1981. "Prediction of stable excavation spans at depths below 1000m in hard rock mines", CANMET Report, DSS Serial No. OSQ80-00081.
32. Suorineni, F T., 2010. "The stability graph after three decades in use: experiences and the way forward", International journal of mining, Reclamation and Environment, 24(4), pp. 307-339.
33. Singh, G S P., 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 Mechanics and Rock Engineering, 43(4), pp. 475-489.
13. Obert, L., Duvall, W I., 1967, "Rock mechanics and the design of structures in rock", John Wiley & Sons, Inc., New York.
14. Manteghi, H., Shahriar, K., 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.
15. Shabanimashcool, M., 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.
۱۶. عطایی، محمد؛ ۱۳۹۵؛ «تصمیم‌گیری چند معیاره»، چاپ چهارم، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود.
17. Saaty T L., 1996, "The analytical network process-decision making with dependence and feedback", Pittsburgh, Pa: RWS Publication.
18. Si, S L., You, X Y., Liu, H C., Zhang, P., 2018. "DEMATEL technique: A systematic review of the state-of-the-art literature on methodologies and applications". Mathematical Problems in Engineering, Article ID 3696457.
۱۹. عطایی، محمد؛ ۱۳۸۹؛ «تصمیم‌گیری چند معیاره فازی»، چاپ اول، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود.
20. Gölcük, İ., and Baykasoğlu A. 2016. "An analysis of DEMATEL approaches for criteria interaction handling within ANP", Expert Systems with Applications, 46, pp. 346-366.
21. Kumar, C., 2014. "Behaviour of Shield Support in Longwall Mining", Department of Mining Engineering, National Institute of Technology, Rourkela, India.
22. Maharana, A K., 2013. "Study of Strata and Support Behaviour of a Longwall Mine", Department of Mining Engineering, National Institute of Technology, Rourkela, India.
23. Banerjee, G., Kumbhakar, D., Ghosh N., Yadava, K P., 2016. "Assessment of Cavability and categorization of coal measure roof rocks by parting plane approach", In: Proc, Conference on Recent Advances in Rock Engineering, 301-308.
24. Singh, G S P., Singh, U K., 2009. "A numerical modeling approach for assessment of progressive caving of strata and

parameters’, International journal of rock mechanics and mining sciences, 44(4), pp. 496-513.

34. Whittles, D N., Reddish D J., Lowndes I S., 2007. “*The development of a coal measure classification (CMC) and its use for prediction of geomechanical*