





دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

رساله دکتری استخراج مواد معدنی

ارائه مدل کیفی و کمی ارزیابی قابلیت تخریب لایه‌های سقف در روش استخراج جبهه کار طولانی مکانیزه زغال سنگ

نگارنده: سجاد محمدی

اساتید راهنما

دکتر محمد عطایی

دکتر رضا خالوکاکایی

استاد مشاور

دکتر علی میرزاقربانعلی

تیر ۱۳۹۷

شماره: ۳۰۹۷/۳۰۴۸
تاریخ: ۹۷/۵/۲۸
ویرایش:

باسمه تعالی



مدیریت تحصیلات تکمیلی

فرم شماره ۱۲: صورت جلسه نهایی دفاع از رساله دکتری (Ph.D)
(ویژه دانشجویان ورودی های ۹۴ و ما قبل)

بدینوسیله گواهی می شود آقای سجاد محمدی دانشجوی دکتری رشته مهندسی استخراج معدن به شماره دانشجویی ۹۲۱۶۵۲۵ ورودی شهریور ماه سال ۱۳۹۲ در تاریخ ۹۷/۴/۲۶ از رساله نظری / عملی خود با عنوان: ارائه مدل کیفی و کمی ارزیابی قابلیت تخریب لایه های سقف در روش استخراج جبهه کار طولانی مکانیزه زغال سنگ دفاع و با اخذ نمره ۱۹.۵ به درجه عالی نائل گردید.

<input type="checkbox"/> الف) درجه عالی: نمره ۱۹-۲۰	<input checked="" type="checkbox"/> ب) درجه بسیار خوب: نمره ۱۸/۹۹ - ۱۷
<input type="checkbox"/> ج) درجه خوب: نمره ۱۶/۹۹ - ۱۵	<input type="checkbox"/> د) غیر قابل قبول و نیاز به دفاع مجدد دارد
<input type="checkbox"/> ه) رساله نیاز به اصلاحات دارد	

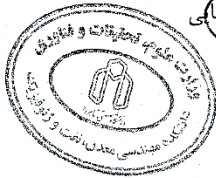
ردیف	هیئت داوران	نام و نام خانوادگی	مرتبه علمی	امضاء
۱	دکتر محمد عطایی	استاد راهنما	استاد	
۲	دکتر رضا خالوکاکایی	استاد راهنما	استاد	
۳	دکتر علی میرزاقریانعلی	مشاور	استادیار	
۴	دکتر کوروش شهریار	استاد مدعو خارجی	استاد	
۵	دکتر سید رحمان ترابی	استاد مدعو خارجی	استاد	
۶	دکتر رامین رفیعی	استاد مدعو داخلی	استادیار	
۷	دکتر ابوالقاسم کاسکار روحانی	سرپرست (نماینده) تحصیلات تکمیلی دانشکده	دانشیار	

مدیر محترم تحصیلات تکمیلی دانشگاه:

ضمن تأیید مراتب فوق مقرر فرمائید اقدامات لازم در خصوص انجام مراحل دانش آموختگی آقای سجاد محمدی بعمل آید.

نام و نام خانوادگی رئیس دانشکده: دکتر محمد عطایی

تاریخ و امضاء و مهر دانشکده:



تقدیم بہ پدر و مادر

اولین و ہمیشگی ترین معلم، آنان کہ بی وقفہ تکیہ گاہی
محکم و حامی بی منت ہستند؛ مہربانانی کہ در تمام عرصہ ہای
زندگی با اشار و فداکاری ہموارہ بر کوتاہی و درستی من، قلم
عفو کشیدہ و کریمانہ از کنار غفلت ہایم گذشتہ اند.

شکر و قدردانی

سپاس یگانه خالق را که با قلم به برترین آفریدگانش آنچه را نمی دانست آموخت (الرحمن، ۳، ۴؛ العلق، ۴، ۵) و قسم خورد بر قلم و آنچه به سببش می نگارند (القلم، ۱)؛ که این اعظم نعمت های الهیه ای است که انسان بدان راه یافته است. و سلام و درود بر سرور کائنات و مفخر موجودات و رحمت عالمیان و صفوت آدمیان و تتمه دور زمان محمد مصطفی (ص) و اهل بیت ایشان، طاهران معصوم (ع)، آنان که وجودمان وامدار وجودشان است.

در ابتدا تقدیر می کنم از همه معلمان و اساتیدم از دبستان تا امروز، که کم آموختم از آنچه بسیار آموختند.

برای به ثمر رسیدن این رساله عمری گران صرف و راهی طولانی پیموده شد که طی آن بدون اساتیدم امری محال بود؛ پس بر حسب وظیفه و از باب «من لم یشکر المنعم من المخلوقین لم یشکر الله عزّ و جلّ»، از اساتید فرهیخته، معلمان اخلاق و علم، جناب آقای **پروفسور محمد عطایی** و جناب آقای **پروفسور رضا خالوکاکایی** که در کمال سعه صدر و با حسن خلق همواره راهنما و همراهی ثابت قدم بودند از صمیم قلب سپاسگزاری نموده، سلامتی مستمر و توفیق روزافزون ایشان را آرزومندم. همچنین از استاد مشاور محترم جناب آقای **دکتر علی میرزاقربانعلی** که با وجود دوری، مشاوره همیشه در دسترس، صادقانه همراه و دوستانه مشوق بودند صمیمانه تشکر می کنم.

از خانواده ام، پدر و مادر و دو خواهرم، دلیل اول و آخر تمام تلاش هایم بی نهایت ممنونم که همیشه ملجأ خستگی ها و مشوقانی مشتاق بوده و هستند. همچنین از تمام دوستانم که تحمل روزهای سخت دنیا در هیچ مقطعی بدون حضورشان امکان پذیر نیست متشکرم.

در انتها از مجموعه دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک برای هفت سال همراهی تشکر ویژه می کنم.

تهیه‌نامه

اینجانب سجاد محمدی دانشجوی دوره دکتری رشته مهندسی استخراج معدن دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان‌نامه ارائه مدل کیفی و کمی ارزیابی قابلیت تخریب لایه‌های سقف در روش استخراج جبهه‌کار طولانی مکانیزه زغال‌سنگ تحت راهنمایی دکتر محمد عطایی و دکتر رضا خالوکاکایی متعهد می‌شوم.

- تحقیقات در این پایان‌نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است .
- در استفاده از نتایج پژوهشهای محققان دیگر به مرجع مورد استفاده استناد شده است .
- مطالب مندرج در پایان‌نامه تاکنون توسط خود یا فرد دیگری برای دریافت هیچ نوع مدرک یا امتیازی در هیچ جا ارائه نشده است .
- کلیه حقوق معنوی این اثر متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می‌باشد و مقالات مستخرج با نام « دانشگاه صنعتی شاهرود » و یا « Shahrood University of Technology » به چاپ خواهد رسید .
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج اصلی پایان‌نامه تأثیرگذار بوده اند در مقالات مستخرج از پایان‌نامه رعایت می‌گردد.
- در کلیه مراحل انجام این پایان‌نامه ، در مواردی که از موجود زنده (یا بافتهای آنها) استفاده شده است ضوابط و اصول اخلاقی رعایت شده است .
- در کلیه مراحل انجام این پایان‌نامه، در مواردی که به حوزه اطلاعات شخصی افراد دسترسی یافته یا استفاده شده است اصل رازداری ، ضوابط و اصول اخلاق انسانی رعایت شده است .

تاریخ

امضای دانشجو

مالکیت نتایج و حق نشر

کلیه حقوق معنوی این اثر و محصولات آن (مقالات مستخرج ، کتاب ، برنامه های رایانه ای ، نرم افزار ها و تجهیزات ساخته شده است) متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می‌باشد . این مطلب باید به نحو مقتضی در تولیدات علمی مربوطه ذکر شود . استفاده از اطلاعات و نتایج موجود در پایان‌نامه بدون ذکر مرجع مجاز نمی‌باشد.

حکیده

در روش استخراجی جبهه کار طولانی مکانیزه زغال سنگ، تخریب لایه‌های سقف بلاواسطه به عنوان یکی از مهم‌ترین موضوعات مکانیک لایه‌ها مطرح است. تخریب مناسب ضامن موفقیت این روش است و عدم تخریب به موقع و یا نامناسب کاهش ایمنی و بهره‌وری پروژه را به دنبال دارد. بنابراین ارزیابی قابل اطمینان از رفتار تخریبی لایه‌های سقف بلاواسطه و تخمین گام تخریب اول در طراحی پروژه‌های استخراج جبهه کار طولانی الزامی است. از این رو، هدف اصلی این رساله ارائه مدل کیفی و کمی ارزیابی قابلیت تخریب لایه‌های سقف بلاواسطه و پیش‌بینی گام تخریب اول است. برای این منظور، مدل کیفی با استفاده از ترکیب روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره تحلیل شبکه‌ای فازی (Fuzzy ANP) و آزمایشگاه ارزیابی و آزمون تصمیم‌گیری فازی (Fuzzy DEMATEL) توسعه یافته است. این مدل به صورت دو سیستم طبقه‌بندی مجزا با رویکردهای دقت و سهولت استفاده، دو شاخص قابلیت تخریب لایه‌های سقف (RSCi) را ارائه می‌دهد که سطح قابلیت تخریب سقف بلاواسطه را به صورت کیفی در پنج کلاس از بسیار غیرقابل تخریب تا بسیار قابل تخریب توصیف می‌کند. اعتبارسنجی این شاخص‌ها با داده‌های دوازده پهنه مختلف سراسر جهان، نشان داد وابستگی بین گام تخریب اول و RSCi در رویکرد اول به صورت تابع لگاریتمی با R^2 برابر با $0/86$ و در رویکرد دوم به صورت تابع نمایی با R^2 برابر با $0/80$ است. همچنین مدل غیرخطی برای تخمین گام تخریب اول بر مبنای RSCi رویکرد اول و شعاع هیدرولیکی (HR) ناشی از ارتفاع کارگاه و عرض پهنه، دارای دقت بیشتری بوده است. برای توسعه مدل کمی به منظور تعیین حدود تغییرات گام تخریب اول هریک از کلاس‌های RSCi، با استفاده از شبیه‌سازی عددی گسسته توسط نرم‌افزار UDEC در ابتدا نقش هفت پارامتر اساسی در اندازه گام تخریب اول بررسی شده است. نتایج نشان داد گام تخریب اول با مقاومت معادل سقف بلاواسطه و شاخص مقاومت زمین‌شناسی سقف (GSI) رابطه مستقیم، با فاصله لایه‌بندی، عمق معدنکاری و ارتفاع کارگاه استخراج رابطه معکوس و با نسبت تنش‌های برجا و نرخ پیشروی فاقد یک روند ثابت است. سپس یک پایگاه داده شامل مقادیر مختلف RSCi، ارتفاع کارگاه و GSI سقف و مقدار متناظر گام تخریب اول تشکیل شد. در مرحله بعد این پایگاه داده بر اساس اعمال خطای 15% در اندازه گام تخریب اول و همچنین استفاده از مدل ترکیبی ماشین بردار پشتیبان رگرسیونی و الگوریتم بهینه‌سازی فاخته (COA-SVR) توسعه و پایگاه داده نهایی با 738 سری داده تشکیل شد. سپس اندازه دهانه تخریب هریک از کلاس‌های RSCi رویکرد اول به صورت آماری و احتمالاتی مورد بررسی قرار گرفت و شاخص‌های آماری همراه با توابع چگالی و توزیع تجمعی آن‌ها تعیین شد. در نهایت مدل جامع ارزیابی کیفی و کمی قابلیت تخریب لایه‌های سقف به صورت جدولی شامل کلاس‌های مختلف RSCi و بازه گام تخریب اول پیشنهاد شد. بررسی مدل جامع پیشنهادی نشان می‌دهد 75% پهنه‌ها دارای گام تخریب در بازه پیشنهادی هستند. نتایج این رساله

نشان داد که مدل‌های ارائه شده ابزاری ساده و قابل اطمینان در ارزیابی قابلیت تخریب لایه‌های سقف بلاواسطه و پیش‌بینی گام تخریب اول در معادن زغال‌سنگی است که با روش جبهه‌کار طولانی استخراج می‌شوند.

کلمات کلیدی: زغال‌سنگ، استخراج جبهه‌کار طولانی مکانیزه، قابلیت تخریب، گام تخریب اول، تصمیم‌گیری چند معیاره فازی، شبیه‌سازی عددی گسسته

لیست مقالات مستخرج از پایان نامه

1. Mohammadi, S., Ataei, M., & Kakaie, R. (2018). "Assessment of the Importance of Parameters Affecting Roof Strata Cavability in Mechanized Longwall Mining". *Geotechnical and Geological Engineering*, 36(4), 2667-2682. DOI: 10.1007/s10706-018-0490-2
2. Mohammadi S., Ataei M., Kakaie R., and Mirzagherbanali A. (2018) "Prediction of the main caving span in longwall mining using fuzzy MCDM technique and statistical method", *Journal of Mining & Environment*. (Article in press) DOI: 10.22044/jme.2018.6715.1492
3. Mohammadi S., Ataei M., Kakaie R., and Mirzagherbanali A. (2018) "Presentation of a New Roof Strata Cavability Index (RSCi) for Longwall Mining". *International Journal of Geomechanics*. (Under Review)
- ۴- محمدی س.، عطایی م.، کاکایی ر.، ۱۳۹۵، روش‌های ارزیابی قابلیت تخریب لایه‌های سقف در روش جبهه‌کار طولانی مکانیزه زغال‌سنگ. سومین کنگره ملی زغال‌سنگ ایران، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- ۵- محمدی س.، عطایی م.، کاکایی ر.، میرزاقرابانعلی ع.، ۱۳۹۷، بررسی اندرکنش پارامترهای مؤثر بر قابلیت تخریب سقف بلاواسطه با استفاده از روش DEMATEL. چهارمین کنگره ملی زغال‌سنگ ایران، شرکت زغال‌سنگ پروده طبس.

فهرست مطالب

فصل ۱: مقدمه و کلیات ۱

- ۱-۱ مقدمه ۲
- ۲-۱ بیان مسئله ۳
- ۳-۱ سؤال‌های اصلی تحقیق ۵
- ۴-۱ ضرورت انجام تحقیق ۵
- ۵-۱ اهداف تحقیق ۷
- ۶-۱ مراحل انجام تحقیق ۷
- ۷-۱ ساختار رساله ۹

فصل ۲: فرایند تخریب سقف و سابقه علمی آن ۱۱

- ۱-۲ مقدمه ۱۲
- ۲-۲ فرایند تخریب و رفتار لایه‌های سقف ۱۲
- ۱-۲-۲ ساختار لایه‌ای سقف ۱۲
- ۲-۲-۲ فرایند تخریب ۱۳
- ۳-۲-۲ رفتار لایه‌های سقف در حین تخریب ۱۸
- ۳-۲ عوامل مؤثر در فرایند تخریب لایه‌های سقف ۲۳
- ۱-۳-۲ مشخصات لایه‌ها ۲۳
- ۲-۳-۲ مشخصات محیطی ۲۹
- ۳-۳-۲ مشخصات عملیاتی ۳۰
- ۴-۲ سابقه علمی بررسی فرایند تخریب ۳۱
- ۱-۴-۲ مدل‌های تجربی ۳۳
- ۲-۴-۲ مدل‌های تحلیلی ۵۲
- ۳-۴-۲ روش مدل‌سازی عددی ۵۷
- ۴-۴-۲ روش مدل‌سازی فیزیکی ۶۸

۶۹..... ۵-۲ نقد و بررسی مطالعات گذشته

۷۰..... ۶-۲ جمع‌بندی

فصل ۳: روش‌شناسی و پایگاه داده‌ها..... ۷۱

۷۲..... ۱-۳ مقدمه

۷۲..... ۲-۳ روش‌شناسی

۷۲..... ۱-۲-۳ روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره

۸۲..... ۲-۲-۳ شبیه‌سازی عددی گسسته

۸۳..... ۳-۲-۳ روش تخمین‌گر هوشمند

۸۷..... ۳-۳ پایگاه داده

۸۸..... ۴-۳ جمع‌بندی

فصل ۴: ارائه مدل جامع ارزیابی کیفی و کمی..... ۸۹

۹۰..... ۱-۴ مقدمه

۹۰..... ۲-۴ تعیین پارامترهای مؤثر

۹۳..... ۳-۴ توسعه مدل کیفی

۹۴..... ۱-۳-۴ پیاده‌سازی روش Fuzzy DEMATEL برای دسته پارامترها

۹۶..... ۲-۳-۴ پیاده‌سازی روش Fuzzy DEMATEL برای تمام پارامترها

۱۰۲..... ۳-۳-۴ پیاده‌سازی روش Fuzzy ANP

۱۰۷..... ۴-۳-۴ ارائه مدل کیفی ارزیابی قابلیت تخریب لایه‌های سقف

۱۲۰..... ۴-۴ اعتبار سنجی و کاربرد مدل کیفی

۱۲۰..... ۱-۴-۴ اعتبار سنجی مدل

۱۲۳..... ۲-۴-۴ تخمین گام تخریب اول

۱۲۸..... ۵-۴ توسعه مدل کمی

۱۲۸..... ۱-۵-۴ ساختار مدل‌ها

۱۳۴..... ۲-۵-۴ بررسی نقش پارامترهای اساسی در تخریب

۱۴۹..... ۳-۵-۴ مدل‌سازی گام تخریب

۱۵۰..... ۶-۴ ایجاد و توسعه پایگاه داده

۱۵۵.....	۷-۴ ارائه مدل کیفی و کمی
۱۵۵.....	۱-۷-۴ توابع احتمال کلاس I سقف بلاواسطه
۱۵۶.....	۲-۷-۴ توابع احتمال کلاس II سقف بلاواسطه
۱۵۷.....	۳-۷-۴ توابع احتمال کلاس III سقف بلاواسطه
۱۵۸.....	۴-۷-۴ توابع احتمال کلاس IV سقف بلاواسطه
۱۵۹.....	۵-۷-۴ توابع احتمال کلاس V سقف بلاواسطه
۱۶۰.....	۶-۷-۴ مدل جامع کیفی و کمی
۱۶۳.....	۸-۴ اعتبار سنجی مدل ارزیابی کیفی و کمی
۱۶۴.....	۹-۴ بحث و نتیجه‌گیری

۱۶۷ فصل ۵: نتیجه‌گیری و پیشنهادها

۱۶۸.....	۱-۵ مقدمه
۱۶۸.....	۲-۵ نتیجه‌گیری
۱۶۹.....	۳-۵ پیشنهادها

۱۷۰ منابع و مراجع

۱۷۹ پیوست ۱: فرم‌های نظر سنجی

۱۸۷ پیوست ۲: مقادیر ورودی نرم‌افزار

فهرست شکل‌ها

- شکل ۱-۱: روندنمای مراحل انجام تحقیق ۹
- شکل ۱-۲: نمایی از کارگاه استخراج جبهه کار طولانی و انواع سقف‌ها ۱۲
- شکل ۲-۲: فرایند تخریب تدریجی ۱۵
- شکل ۳-۲: نواحی مختلف به وجود آمده در اثر استخراج جبهه کار طولانی زغال ۱۶
- شکل ۴-۲: نواحی مختلف از دیدگاه حرکت افقی لایه‌ها ۱۷
- شکل ۵-۲: خمش و شکم‌دادگی لایه‌های اول و دوم در میانه طول خود، تولید ترک در لایه‌های بالاتر ۱۹
- شکل ۶-۲: ریزش لایه اول و تغییرات به وجود آمده در دیگر لایه‌ها (Das, 2000) ۱۹
- شکل ۷-۲: نواحی مختلف صدمه دیده و نحوه ایجاد شکستگی‌ها، خمش، شکم‌دادگی و جدایش در لایه‌ها ۲۱
- شکل ۸-۲: روند تدریجی تخریب و رفتار لایه‌ها ۲۲
- شکل ۹-۲: عوامل مؤثر در فرایند تخریب لایه‌های سقف ۲۳
- شکل ۱۰-۲: محل انواع شکستگی‌های القایی در اثر استخراج جبهه کار طولانی ۲۷
- شکل ۱۱-۲: فراوانی مطالعات فرایند تخریب در روش جبهه کار طولانی ۳۲
- شکل ۱۲-۲: سهم هریک از روش‌ها در منابع مطالعاتی ۳۳
- شکل ۱۳-۲: طبقه‌بندی سقف بر اساس جنس و ضخامت لایه‌ها ۳۸
- شکل ۱۴-۲: رابطه میان مقادیر به دست آمده از چکش اشمیت و کلاس سقف ۳۹
- شکل ۱۵-۲: تحلیل‌های آماری انجام شده با روش المان محدود توسط کیدیپینسکی ۴۰
- شکل ۱۶-۲: مدل سقف بلاواسطه در حین تأثیر وزنی دوره‌ای در حالت افقی و شیب‌دار ۵۵
- شکل ۱۷-۲: مقایسه نتایج تحلیلی و عددی در تعیین فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای ۵۶
- شکل ۱۸-۲: مقایسه نتایج مدل و مقدار واقعی دهانه ریزش اصلی و تخریب دوره‌ای ۶۲
- شکل ۱۹-۲: مطالعه پارامتری تأثیر عوامل مختلف بر دهانه اولین ریزش محلی و دهانه ریزش اصلی ۶۳
- شکل ۲۰-۲: تأثیر تغییرات پارامترهای درزه‌ای بر روی قابلیت تخریب ۶۵
- شکل ۲۱-۲: نمودار تعیین قابلیت پایداری بر اساس روش امتیازدهی اول ۶۶
- شکل ۲۲-۲: نمودار نهایی تعیین قابلیت تخریب بر اساس مقدار دهانه ۶۶
- شکل ۲۳-۲: تغییرات فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای در برابر تغییرات GSI سقف بلاواسطه ۶۷
- شکل ۲۴-۲: تحلیل کلی مسیرهای حرکت مواد در لایه‌ها ۶۹
- شکل ۱-۳: مقایسه ساختارهای سلسله مراتبی و شبکه‌ای ۷۳
- شکل ۲-۳: ساختار کلی سوپرماتریس در روش تحلیل شبکه ۷۵
- شکل ۳-۳: حالت ساده شده سوپرماتریس روش تحلیل شبکه ۷۵
- شکل ۴-۳: مراحل روش DEMATEL ۷۷
- شکل ۵-۳: توابع عضویت متغیرهای فازی ۷۸
- شکل ۶-۳: نمودار علی ۸۰
- شکل ۷-۳: تابع زیان "ε-insensitive" ۸۴
- شکل ۸-۳: روندنمای روش COA-SVR ۸۷
- شکل ۹-۳: پراکندگی پهنه‌های پایگاه داده‌ها در سراسر جهان ۸۸
- شکل ۱-۴: درصد استفاده هریک از پارامترها در مدل‌های تجربی و تحلیلی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه ۹۲
- شکل ۲-۴: پارامترهای انتخاب شده برای توسعه مدل کیفی ۹۳
- شکل ۳-۴: نمودار بردارهای تأثیر گذاشته و گرفته شده توسط دسته پارامترها ۹۵
- شکل ۴-۴: نمودار علی دسته پارامترهای مؤثر بر قابلیت تخریب لایه‌های سقف ۹۶

- شکل ۴-۵: نمودار بردارهای تأثیر گذاشته و گرفته شده توسط پارامترها..... ۹۹
- شکل ۴-۶: نمودار علی پارامترهای مؤثر بر قابلیت تخریب لایه‌های سقف..... ۱۰۰
- شکل ۴-۷: نقشه روابط شبکه‌ای پارامترهای مؤثر بر قابلیت تخریب لایه‌های سقف..... ۱۰۱
- شکل ۴-۸: شبکه ایجاد شده برای مسئله..... ۱۰۲
- شکل ۴-۹: نحوه محاسبه ضریب نزدیکی لایه و ضریب لایه برای دو توالی مختلف لایه‌بندی..... ۱۱۱
- شکل ۴-۱۰: نمودار محاسبه امتیاز EIRS سقف بلاواسطه..... ۱۱۲
- شکل ۴-۱۱: نمودار تعیین فاکتور شیب و جهت یافتگی دسته درزه‌ها..... ۱۱۳
- شکل ۴-۱۲: ارتباط عمق با گام تخریب اول..... ۱۱۴
- شکل ۴-۱۳: نمودار محاسبه امتیاز عمق معدنکاری..... ۱۱۵
- شکل ۴-۱۴: رده‌بندی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه بر اساس RSCi رویکرد اول..... ۱۱۷
- شکل ۴-۱۵: برازش منحنی لگاریتمی بر روی مراکز طبقه‌بندی ارائه شده رویکرد اول..... ۱۱۷
- شکل ۴-۱۶: رده‌بندی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه بر اساس RSCi رویکرد دوم..... ۱۱۹
- شکل ۴-۱۷: برازش منحنی لگاریتمی بر روی مراکز طبقه‌بندی ارائه شده رویکرد دوم..... ۱۱۹
- شکل ۴-۱۸: نمودار تغییرات گام تخریب اول پهنه‌های پایگاه داده‌ها نسبت به RSCi..... ۱۲۱
- شکل ۴-۱۹: برازش توابع نمایی و لگاریتمی بر روی داده‌ها..... ۱۲۲
- شکل ۴-۲۰: پراکندگی داده‌ها در فضای سه‌بعدی..... ۱۲۴
- شکل ۴-۲۱: توابع برازش شده بر روی داده‌ها بر اساس RSCi1..... ۱۲۵
- شکل ۴-۲۲: توابع برازش شده بر روی داده‌ها بر اساس RSCi2..... ۱۲۶
- شکل ۴-۲۳: مقایسه نتایج تخمین توسط مدل‌ها با مقادیر واقعی..... ۱۲۷
- شکل ۴-۲۴: طرح شماتیک هندسه و شرایط مرزی مدل‌های ساخته شده..... ۱۳۰
- شکل ۴-۲۵: نصب سیستم نگهداری قدرتی در اتاقک نصب تجهیزات..... ۱۳۴
- شکل ۴-۲۶: چهار نوع سقف مورد مطالعه در شرایط پایه..... ۱۳۵
- شکل ۴-۲۷: هندسه و ساختار کلی مدل ساخته شده برای سقف ۳..... ۱۳۶
- شکل ۴-۲۸: نمودار نیروی نامتعادل کننده در تعادل اولیه مدل..... ۱۳۶
- شکل ۴-۲۹: جابجایی عمودی در سقف از زمان استخراج تا تخریب اصلی در پیشروی ۴۰ متر..... ۱۳۷
- شکل ۴-۳۰: تنش‌های افقی ایجاد شده در مدل از زمان استخراج تا تخریب اصلی در پیشروی ۴۰ متر..... ۱۳۸
- شکل ۴-۳۱: تنش‌های افقی ایجاد شده در مدل از زمان استخراج تا تخریب اصلی در پیشروی ۴۰ متر..... ۱۳۹
- شکل ۴-۳۲: میزان جابجایی سقف در وسط دهانه بدون نگهداری در زمان تخریب اصلی..... ۱۴۰
- شکل ۴-۳۳: گسترش نواحی تخریب و شکستگی در زمان تخریب اصلی..... ۱۴۰
- شکل ۴-۳۴: تغییرات گام تخریب اول نسبت به EIRS..... ۱۴۱
- شکل ۴-۳۵: تغییرات گام تخریب اول نسبت به RSCi..... ۱۴۱
- شکل ۴-۳۶: تغییرات گام تخریب اول نسبت به GSI سقف..... ۱۴۲
- شکل ۴-۳۷: درصد تغییرات گام تخریب اول نسبت به درصد تغییرات GSI سقف..... ۱۴۲
- شکل ۴-۳۸: تغییرات گام تخریب اول نسبت به تغییرات فاصله لایه‌بندی سقف..... ۱۴۳
- شکل ۴-۳۹: درصد تغییرات گام تخریب اول نسبت به درصد تغییرات فاصله لایه‌بندی سقف..... ۱۴۳
- شکل ۴-۴۰: تغییرات گام تخریب اول نسبت به عمق معدنکاری..... ۱۴۴
- شکل ۴-۴۱: درصد تغییرات گام تخریب اول نسبت به درصد تغییرات عمق معدنکاری..... ۱۴۴
- شکل ۴-۴۲: تغییرات گام تخریب اول نسبت به تغییرات ارتفاع کارگاه..... ۱۴۵
- شکل ۴-۴۳: درصد تغییرات گام تخریب اول نسبت به درصد تغییرات ارتفاع کارگاه استخراج..... ۱۴۶
- شکل ۴-۴۴: تغییرات گام تخریب اول نسبت به تغییرات K..... ۱۴۶
- شکل ۴-۴۵: درصد تغییرات گام تخریب اول نسبت به درصد تغییرات K..... ۱۴۷
- شکل ۴-۴۶: تغییرات گام تخریب اول نسبت به نرخ پیشروی..... ۱۴۸

- شکل ۴-۴۷: درصد تغییرات گام تخریب اول نسبت درصد تغییرات نرخ پیشروی ۱۴۸
- شکل ۴-۴۸: نتایج شبیه‌سازی‌های انجام شده برای مدل‌سازی گام تخریب ۱۴۹
- شکل ۴-۴۹: همگرایی مقدار RMSE در مرحله بهینه‌سازی فرایند آموزش مدل SVR ۱۵۱
- شکل ۴-۵۰: نتیجه نهایی آموزش مدل COA-SVR ۱۵۱
- شکل ۴-۵۱: پراکندگی مقادیر مختلف گام تخریب نسبت به RSCi در پایگاه داده نهایی ۱۵۲
- شکل ۴-۵۲: نمایش سه‌بعدی تغییرات گام تخریب اول نسبت به RSCi و hc ۱۵۳
- شکل ۴-۵۳: نمایش سه‌بعدی تغییرات گام تخریب اول نسبت به RSCi و GSI ۱۵۴
- شکل ۴-۵۴: بهترین تابع توزیع برازش یافته برای داده‌های کلاس I ۱۵۶
- شکل ۴-۵۵: بهترین تابع توزیع برازش یافته برای داده‌های کلاس II ۱۵۶
- شکل ۴-۵۶: بهترین تابع توزیع برازش یافته برای داده‌های کلاس III ۱۵۷
- شکل ۴-۵۷: بهترین تابع توزیع برازش یافته برای داده‌های کلاس IV ۱۵۸
- شکل ۴-۵۸: بهترین تابع توزیع برازش یافته برای داده‌های کلاس V ۱۵۹

فهرست جدول‌ها

- جدول ۱-۲: مقدار نسبت شکم‌دادگی لایه قبل از شکسته شدن برای سنگ‌های مختلف ۲۵
- جدول ۲-۲: رابطه ضریب انبساط حجمی با ابعاد ذرات ۲۶
- جدول ۳-۲: رابطه ضریب انبساط حجمی با فشار وارده ۲۶
- جدول ۴-۲: مقادیر معمول ضریب انبساط حجمی سنگ‌های ساختارهای زغال‌سنگ ۲۶
- جدول ۵-۲: پژوهش‌های صورت گرفته در زمینه فرایند تخریب به روش تجربی ۳۴
- جدول ۶-۲: ضرایب مقاومت برجا، خزش و رطوبت سنگ سقف ۳۶
- جدول ۷-۲: طبقه‌بندی سقف بلاواسطه بر اساس شاخص کیفیت سقف ۳۶
- جدول ۸-۲: محاسبه ارتفاعی از سقف که دارای پتانسیل ریزش است با توجه به شرایط سقف ۳۷
- جدول ۹-۲: رابطه بین کلاس سقف و برخی ویژگی‌های کیفی و کمی سقف ۳۹
- جدول ۱۰-۲: قابلیت تخریب سقف بر اساس مقاومت جدایش لایه‌ای ۴۱
- جدول ۱۱-۲: طبقه‌بندی سقف بر اساس شاخص پایداری ۴۲
- جدول ۱۲-۲: توصیف سقف بلاواسطه در روش پنگ و چیانگ ۴۳
- جدول ۱۳-۲: جدول پارامترها و طبقه‌بندی آن‌ها ۴۳
- جدول ۱۴-۲: طبقه‌بندی قابلیت تخریب لایه‌های سقف ۴۴
- جدول ۱۵-۲: تعیین بیشینه مقاومت در برابر تأثیر وزنی دوره‌ای برحسب فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای ۴۵
- جدول ۱۶-۲: مقدار ضرایب C1 و C2 به ازای مقادیر مختلف فاصله‌داری درزه‌ها ۴۶
- جدول ۱۷-۲: طبقه‌بندی سقف بلاواسطه بر اساس مقادیر شاخص مقاومت ۴۶
- جدول ۱۸-۲: طبقه‌بندی سقف بر اساس شاخص تخریب مستحکم‌ترین لایه ۴۷
- جدول ۱۹-۲: طبقه‌بندی سنگ سقف و امتیازدهی مربوطه برای ساختارهای حاوی زغال‌سنگ هندوستان در پهنه‌های جبهه‌کار طولانی ۴۸
- جدول ۲۰-۲: رفتار لایه‌های سقف بلاواسطه در پهنه‌های جبهه‌کار طولانی (طول سینه‌کار ۱۵۰-۱۰۰ متر) ۴۹
- جدول ۲۱-۲: مجموعه‌های فازی پارامترهای ورودی مدل ۵۱
- جدول ۲۲-۲: طبقه‌بندی کیفیت تخریب (CQ) ۵۱
- جدول ۲۳-۲: پژوهش‌های صورت گرفته در زمینه فرایند تخریب به روش تحلیلی ۵۲
- جدول ۲۴-۲: مقدار ضریب تجربی β ۵۳
- جدول ۲۵-۲: پژوهش‌های صورت گرفته در زمینه فرایند تخریب به روش مدل‌سازی عددی ۵۹
- جدول ۲۶-۲: روش‌های مختلف امتیازدهی به پارامترهای مورد مطالعه ۶۶
- جدول ۲۷-۲: پژوهش‌های صورت گرفته در زمینه فرایند تخریب به روش مدل‌سازی فیزیکی ۶۸
- جدول ۱-۳: اعداد فازی مثلثی متناظر با متغیرهای زبانی برای تعیین شدت اثرگذاری ۷۷
- جدول ۲-۳: مقایسه روش‌های ترکیبی DEMATEL و ANP ۸۱
- جدول ۳-۳: مشخصات پهنه‌های پایگاه داده‌ها ۸۸
- جدول ۱-۴: پارامترهای مطرح شده در مدل‌های تحلیلی ۹۰
- جدول ۲-۴: پارامترهای مطرح شده در مدل‌های تجربی ۹۱
- جدول ۳-۴: ماتریس میانگین نظرات برای دسته پارامترها ۹۴
- جدول ۴-۴: ماتریس روابط مستقیم نرمال شده برای دسته پارامترها ۹۴
- جدول ۵-۴: ماتریس روابط کلی برای دسته پارامترها ۹۴
- جدول ۶-۴: ماتریس غیرفازی شده روابط کلی دسته پارامترها ۹۵
- جدول ۷-۴: بردارهای تأثیر گذاشته شده، تأثیر گرفته شده، برتری و ارتباط برای دسته پارامترها ۹۵

- جدول ۴-۸: ماتریس میانگین نظرات برای تمام پارامترها ۹۶
- جدول ۴-۹: ماتریس روابط مستقیم نرمال شده برای تمام پارامترها ۹۷
- جدول ۴-۱۰: ماتریس روابط کلی برای دسته پارامترها ۹۸
- جدول ۴-۱۱: ماتریس غیرفازی شده روابط کلی تمام پارامترها ۹۸
- جدول ۴-۱۲: بردارهای تأثیر گذاشته شده، تأثیر گرفته شده، برتری و ارتباط برای تمام پارامترها ۹۹
- جدول ۴-۱۳: ماتریس مقایسه زوجی دسته پارامترها نسبت به هدف ۱۰۳
- جدول ۴-۱۴: بردار وزن نهایی دسته پارامترها ۱۰۳
- جدول ۴-۱۵: ماتریس مقایسه زوجی پارامترهای مشخصات لایه‌های سقف بلاواسطه ۱۰۴
- جدول ۴-۱۶: بردار وزن پارامترهای مشخصات لایه‌های سقف بلاواسطه ۱۰۴
- جدول ۴-۱۷: ماتریس مقایسه زوجی پارامترهای خصوصیات ناپیوستگی‌های سقف ۱۰۴
- جدول ۴-۱۸: بردار وزن پارامترهای خصوصیات ناپیوستگی‌های سقف ۱۰۵
- جدول ۴-۱۹: ماتریس مقایسه زوجی پارامترهای ویژگی‌های مکانی ۱۰۵
- جدول ۴-۲۰: بردار وزن پارامترهای ویژگی‌های مکانی ۱۰۵
- جدول ۴-۲۱: سوپرماتریس غیرموزون ۱۰۶
- جدول ۴-۲۲: سوپرماتریس موزون ۱۰۶
- جدول ۴-۲۳: سوپرماتریس حدی ۱۰۶
- جدول ۴-۲۴: وزن پارامترهای مؤثر در قابلیت تخریب لایه‌های سقف بلاواسطه ۱۰۷
- جدول ۴-۲۵: مقیاس تعیین امتیاز برای تعداد دسته درزه‌ها ۱۱۳
- جدول ۴-۲۶: مقیاس تعیین امتیاز برای فاصله‌داری و تداوم دسته درزه ۱۱۴
- جدول ۴-۲۷: مقیاس تعیین امتیاز برای جریان آب زیرزمینی ۱۱۶
- جدول ۴-۲۸: رده‌بندی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه بر اساس RSCi رویکرد اول ۱۱۶
- جدول ۴-۲۹: سیستم طبقه‌بندی قابلیت تخریب لایه‌های سقف بلاواسطه ۱۱۸
- جدول ۴-۳۰: تعیین شرایط شیب و جهت یافتگی دسته درزه‌ها ۱۱۸
- جدول ۴-۳۱: رده‌بندی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه بر اساس RSCi رویکرد دوم ۱۱۹
- جدول ۴-۳۲: ارزیابی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه پهنه‌های پایگاه داده‌ها ۱۲۰
- جدول ۴-۳۳: نتایج برازش توابع نمایی و لگاریتمی بر روی داده‌ها ۱۲۲
- جدول ۴-۳۴: اطلاعات پهنه‌ها به منظور توسعه مدل‌های پیش‌بینی کننده گام تخریب اول ۱۲۳
- جدول ۴-۳۵: اطلاعات مدل‌های توسعه یافته برای پیش‌بینی گام تخریب اول ۱۲۷
- جدول ۴-۳۶: مقادیر خطای مدل‌های توسعه یافته ۱۲۷
- جدول ۴-۳۷: مشخصات پایه مدل‌ها در مطالعه پارامتری ۱۳۵
- جدول ۴-۳۸: نتایج برازش توابع بر روی داده‌های حاصل از مدل‌سازی گام تخریب ۱۴۹
- جدول ۴-۳۹: شاخص‌های آماری و بازه گام تخریب در کلاس I ۱۵۶
- جدول ۴-۴۰: شاخص‌های آماری و بازه گام تخریب در کلاس II ۱۵۷
- جدول ۴-۴۱: شاخص‌های آماری و بازه گام تخریب در کلاس III ۱۵۸
- جدول ۴-۴۲: شاخص‌های آماری و بازه گام تخریب در کلاس IV ۱۵۹
- جدول ۴-۴۳: شاخص‌های آماری و بازه گام تخریب در کلاس V ۱۶۰
- جدول ۴-۴۴: مدل جامع ارزیابی کیفی و کمی قابلیت تخریب لایه‌های سقف بلاواسطه معادن زغال‌سنگ در استخراج
جبهه‌کار طولانی مکانیزه ۱۶۱
- جدول ۴-۴۵: ارزیابی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه پهنه‌های پایگاه داده‌های اعتبارسنجی ۱۶۳

فصل ۱: مقدمه و کلیات

۱-۱ مقدمه

در جهان امروز اقتصاد را می‌توان یکی از مهم‌ترین عوامل استقلال و پیشرفت کشورها قلمداد کرد. در این بین قدرت اقتصادی هر کشور دارای رابطه‌ای دوسویه با پیشرفت آن کشور به خصوص در عرصه صنعتی است. در حقیقت قدرت اقتصادی متضمن پیشرفت صنعتی و از سویی دیگر پیشرفت صنعتی از مهم‌ترین ارکان قدرت اقتصادی (هم در بعد رشد اقتصادی و هم در بعد توسعه اقتصادی) است. حامل‌های انرژی (چه از نظر منابع و چه از نظر تولید و مصرف) از ارکان مهم و شاخص‌های اقتصادی هستند. رشد و رقابت روزافزون کشورها در ابعاد اقتصادی و صنعتی، دنیای امروز را به تکاپوی جدی برای دستیابی به تولید انرژی بیشتر و متعاقباً مصرف آن سوق داده است. از این رو تمرکز کشورهای توسعه یافته و همچنین کشورهای در حال توسعه بر روی پیشرفت در تولید انواع انرژی اعم از هسته‌ای، انرژی‌های نو و همچنین تجدیدپذیر و متعاقب آن پیشرفت در صنعت و افزایش ظرفیت واحدهای مختلف صنعتی برای مصرف آن است. با وجود این تلاش‌ها سوخت‌های فسیلی هنوز هم یکی از مهم‌ترین ارکان سبد انرژی جهانی به حساب می‌آیند.

زغال‌سنگ قدیمی‌ترین و فراوان‌ترین سوخت فسیلی در جهان محسوب می‌شود و با توجه به ذخایر فراوان، گستردگی بسیار در سطح دنیا و هزینه نسبتاً اندک هنوز هم کانون توجه در تولید انرژی جهان است. سهم ۳۰ درصدی زغال‌سنگ در مصرف انرژی و تولید نزدیک به ۴۰ درصد از برق جهان به وسیله نیروگاه‌های با سوخت زغال‌سنگ در کنار توجه ویژه و روزافزون کشورهای بزرگ صنعتی نظیر آمریکا و چین به تولید، مصرف و صادرات این ماده معدنی، مؤید اهمیت آن در زمان حال و برای سال‌های متمادی آینده است. پس از تولید انرژی، مهم‌ترین کاربرد زغال‌سنگ در صنایع فولاد است. طبق گزارش انجمن‌های جهانی زغال‌سنگ، ۷۰ درصد فولاد جهان با استفاده از این ماده تولید می‌شود. بر این اساس از آنجایی که میزان تولید و مصرف سرانه فولاد یکی از شاخص‌های توسعه‌یافتگی کشورها است، بنابراین می‌توان میزان سرانه تولید و مصرف زغال‌سنگ در این حوزه را نیز به طور غیرمستقیم شاخص توسعه‌یافتگی کشورها در نظر گرفت. بنابراین دو کاربرد اصلی زغال‌سنگ تولید انرژی و تولید کک به عنوان عامل احیا در صنعت فولاد است.

با توجه به اهمیت ذکر شده برای این ماده معدنی، در صنعت زغال‌سنگ تمرکز عمده بر روی دو هدف تولید بالا و ارزان قیمت است که این امر جز از طریق شناخت دقیق روش‌ها و فرآیندهای تولید و پیشرفت فناوری در این حوزه میسر نمی‌شود. صنعت زغال‌سنگ شامل مراحل اکتشاف، استخراج، تولید محصولات قابل مصرف و مرحله بهره‌گیری از آنها (چه برای مصرف داخلی و چه برای صادرات) است. در این بین سهم عمده‌ای از افزایش تولید و هزینه‌ها و در نتیجه قیمت محصول، به مرحله استخراج وابسته است. استخراج زغال‌سنگ از دو روش سطحی و زیرزمینی صورت می‌گیرد. معادن زیرزمینی زغال‌سنگ معمولاً به دو روش جبهه‌کار طولانی و اتاق و پایه استخراج می‌شوند. در این بین روش جبهه‌کار طولانی با طبیعت لایه‌های زغال‌سنگ اقصی نقاط جهان تطابق بسیار خوبی داشته و از

لحاظ نرخ تولید و هزینه‌ها قدرت رقابت با روش‌های سطحی را دارا است. علاوه بر این، امکان مکانیزاسیون آن نیز بیشتر از روش اتاق و پایه است. بر این اساس این روش به طور گسترده‌ای در کشورهای مختلف مورد استفاده قرار می‌گیرد؛ به طوری که امروزه در تمام معادن زغال‌سنگ زیرزمینی لهستان، آلمان و بریتانیا استفاده می‌شود. همچنین این روش به طور گسترده‌ای در استرالیا، چین، روسیه، اوکراین و دیگر کشورهای استقلال یافته از اتحاد جماهیر شوروی سابق به کار می‌رود. در ایالات متحده آمریکا نیز بیش از نیمی از تولیدات معادن زیرزمینی زغال‌سنگ حاصل از این روش است.

روش استخراج جبهه‌کار طولانی (LW)¹ از جمله روش‌های تخریبی است که در معادن زغال و گاهی در معادن فلزی یا غیرفلزی و به طور کلی در کانسارهای لایه‌ای با شیب و ضخامت کم (ضخامت به‌طور معمول برابر ۱ تا ۵ متر) به کار می‌رود. استفاده از روش جبهه‌کار طولانی در قرن هفدهم در معادن زغال‌سنگ اروپا آغاز و به سرعت در تمام کشورهای تولیدکننده زغال‌سنگ به استثنای آمریکا به کار برده شد. تنها از دهه ۱۹۶۰ که تجهیزات نگهداری متحرک هیدرولیک ابداع شدند، این روش به نحو موفقیت‌آمیز و گسترده‌ای در ایالات متحده کاربرد یافت. روش جبهه‌کار طولانی در زمره روش‌های بزرگ مقیاس از نظر بهره‌برداری و یکی از ارزان‌ترین روش‌های استخراج زیرزمینی است. در این روش در مقایسه با هر روش استخراج دیگر به ازای آماده‌سازی مشخص، تناژ استخراجی بالاتری به دست می‌آید (عطایی، ۱۳۹۰- الف).

۲-۱ بیان مسئله

در روش استخراج جبهه‌کار طولانی، فرایند تخریب لایه‌های سقف در منطقه تخریب مهم‌ترین مرحله این روش محسوب می‌شود. این فرایند دینامیکی پیچیده از زمان معرفی روش جبهه‌کار طولانی، هسته مرکزی مسائل و چالش‌های متعددی بوده است. دلیل اهمیت این مرحله را در تأثیر آن بر کل عملیات می‌توان جستجو کرد به نحوی که عملیات تخریب مناسب، ضامن موفقیت این روش است. امروزه این اهمیت در صنعت استخراج زیرزمینی زغال‌سنگ به دلیل کاربرد وسیع روش جبهه‌کار طولانی دوچندان شده است.

اولین دلیل اهمیت این مرحله در نقش آن برای ایجاد محیطی ایمن از طریق کاهش تنش روی تجهیزات نگهداری و پایه‌ها است. عدم تخریب به موقع سقف موجب پیشامدهایی مانند افزایش تنش در محیط، افزایش همگرایی سقف و کف در سینه‌کار، انفجار سنگ و انفجار هوا خواهد شد. این اثرات می‌توانند ایجاد خسارات مالی و جانی زیادی کنند. بنابراین پایداری کارگاه در حقیقت مرتبط با عملکرد تخریب و رفتار مواد حاصل از تخریب در زیر وزن لایه‌های روباره است. علاوه بر این در صورت عدم تخریب به موقع و مناسب سقف، یک فضای خالی در ناحیه استخراجی به وجود می‌آید. این فضا

¹ Longwall Mining Method

می‌تواند به یک محفظه ذخیره گاز متان تبدیل شود که یک منبع خطر بالقوه خواهد بود. بنابراین از این منظر نیز تخریب در ایمنی محیط استخراجی مؤثر است.

از سوی دیگر عدم تخریب به موقع سقف و هریک از اثرات آن می‌تواند باعث آسیب به تجهیزات و مسدود شدن فضای کارگاه شده که راه‌اندازی مجدد کارگاه تخریب شده با اتلاف زیاد زغال و صرف زمان همراه خواهد بود. این موضوع باعث کاهش ضریب بهره‌وری استخراج می‌شود. بنابراین پس از برآورده کردن الزامات ایمنی، تخریب به موقع و مناسب کارگاه باعث تداوم عملیات می‌شود و به طور مستقیم بر روی تولید و بازده کلی عملیات مؤثر است.

از طرفی چگونگی و کیفیت این عملیات تعریف کننده فاصله اولین ریزش و ریزش دوره‌ای و نیز فشارهای وارده طی این مراحل به سیستم نگهداری است. همچنین مقدار نشست سطح زمین و در نتیجه مسائل برنامه‌ریزی و مکان‌یابی فضاهای آماده‌سازی سطحی و ساختمان‌ها و پایداری آن‌ها به چگونگی تخریب وابسته است.

به طور خلاصه مسائلی که در ارتباط مستقیم با فرایند تخریب هستند را این‌گونه می‌توان بیان کرد:

- پایداری سینه‌کار، راهروها و دیگر فضاهای مرتبط
- حفظ پیوستگی عملیات و میزان تولید
- فاصله‌ی اولین ریزش، ریزش دوره‌ای و شدت آن‌ها
- چگونگی نوسانات تنشی، توزیع تنش در محیط، نحوه اعمال بار به تجهیزات نگهداری
- انتخاب و تعیین ظرفیت تجهیزات نگهداری
- برآورد نشست سطح زمین
- ابعاد کارگاه استخراج شامل طول جبهه‌کار، ابعاد پایه‌ها و لنگه‌های حفاظتی
- آرایش پهنه‌ها و برنامه‌ریزی آماده‌سازی و استخراج آن‌ها
- تخریب لایه زغال‌سنگ باقی‌مانده در سقف در روش استخراج جبهه‌کار طولانی تخریب لایه زغال‌سنگ بالایی^۱

به همین دلیل پیش‌بینی رفتار لایه‌های سقف و درک چگونگی تأثیر عوامل مختلف بر روی آن و در نتیجه بر روی کیفیت تخریب مرحله‌ای بنیادین و اساسی در طراحی پروژه‌های جبهه‌کار طولانی و همچنین از مهم‌ترین مسائل در حین استخراج با این روش است. بدیهی است هرچقدر میزان پیش‌بینی رفتار سنگ سقف و قابلیت تخریب آن در کارگاه استخراج با دقت بیشتر و با استفاده از تئوری‌های کامل‌تری صورت پذیرد، ایمنی کارگاه، تداوم عملیات و بهره‌وری تولید بالاتر بوده و به

^۱ Longwall Top Coal Caving (LTCC)

طور کلی موفقیت روش بیشتر خواهد بود. بر این اساس ارائه مدلی که قابلیت تشریح خصوصیات و شرایط لایه‌های مختلف سقف و پیش‌بینی رفتار تخریبی آن‌ها را داشته باشد، رویکردی مهم برای تضمین موفقیت روش همراه با افزایش سطح تولید و ایمنی است. بنابراین در این تحقیق سعی خواهد شد تا مدلی برای پیش‌بینی و ارزیابی قابلیت تخریب لایه‌های سقف بلاواسطه ارائه شود.

۱-۳ سؤال‌های اصلی تحقیق

- ۱- کدام دسته از عوامل روی قابلیت تخریب لایه‌ها مؤثر هستند و کدام پارامترها در هر دسته از عوامل قرار می‌گیرند؟
- ۲- تأثیر هر یک از پارامترهای شناسایی شده روی قابلیت تخریب لایه‌های سقف چگونه و چقدر است و تغییرات آن‌ها چگونه بر قابلیت تخریب لایه‌ها اثر می‌گذارد؟ همچنین اندرکنش بین هر یک از آن‌ها با یکدیگر چگونه است؟
- ۳- آیا می‌توان تمامی پارامترهای مؤثر را به صورت یک اندیس برای ارزیابی کیفی پیش‌بینی قابلیت تخریب لایه‌های سقف ارائه کرد؟
- ۴- مناسب‌ترین روش برای ارائه یک سیستم طبقه‌بندی قابلیت تخریب با توجه به نواقص و شرایط موجود چه ویژگی‌هایی باید داشته باشد؟
- ۵- چگونه می‌توان نقش عدم قطعیت‌های پارامترها را در مدل لحاظ کرد؟
- ۶- بهترین روش تعیین گام تخریب اول که در حقیقت نمایش کمی قابلیت تخریب لایه‌های سقف است، چیست؟
- ۷- نقش هر یک از پارامترها و تغییرات آن‌ها در میزان گام تخریب اول چگونه است؟
- ۸- چگونه می‌توان مدلی برای ارزیابی گام تخریب اول ارائه کرد که در آن همه شرایط ممکن لحاظ شده و عدم قطعیت‌ها در آن در نظر گرفته شده باشد؟
- ۹- ارتباط میان مدل ارزیابی کیفی و مدل ارزیابی کمی چگونه است و آیا می‌توان با ادغام دو مدل به یک مدل جامع ارزیابی کیفی و کمی قابلیت تخریب لایه‌ها دست پیدا کرد؟
- ۱۰- آیا نتایج هر یک از مدل‌های ارائه شده قابل اطمینان هستند؟

۱-۴ ضرورت انجام تحقیق

طبق آمار اعلام شده ذخایر قطعی زغال‌سنگ در ایران ۱/۱ میلیارد تن است که سهم زغال‌سنگ کک‌شو ۷۲/۳٪ و برای ذخایر نوع حرارتی ۲۷/۷٪ است. علاوه بر این ذخایر احتمالی ۱/۷ میلیارد تن و میزان ذخایر زمین‌شناسی برابر با ۱۱ تا ۱۴ میلیارد تن برآورده شده است (وزارت نیرو، ۱۳۷۸). با وجود این حجم از ذخایر، ایران با اختصاص ۰/۱۲٪ از ذخایر کل جهان در زمره ضعیف‌ترین کشورها از این لحاظ قرار می‌گیرد که حتی با افزایش اکتشافات بازم شناسی را برای رقابت در بازار جهانی برای

آن نمی‌توان متصور بود. با این وجود افزایش اکتشافات، استخراج و کیفیت همراه با کاهش قیمت تمام شده زغال در کشور می‌تواند گامی اساسی در برآورده کردن نیاز داخلی کشور (اختلاف ۶۰۰ هزار تنی تولید داخل با مصرف فقط کارخانه ذوب‌آهن اصفهان) و متعاقب آن افزایش زمینه اشتغال باشد. همچنین اگرچه با توجه به ذخایر کشور شانس رقابت در بازارهای جهانی کم است اما از ظرفیت‌های صادرات این ماده به کشورهای همسایه مانند ترکیه (به دلیل قیمت کمتر هزینه‌های حمل و نقل) می‌توان در جهت رونق اقتصادی بهره برد. از این رو و با توجه به سیاست‌های کلی برنامه توسعه و مدنظر قرار دادن اولویت‌های علم و فناوری در نقشه جامع علمی کشور در بخش انرژی، صنعت و معدن و همچنین برای توسعه اقتصادی همسو با اقتصاد مقاومتی، این صنعت می‌تواند حوزه‌ای مهم و راهبردی برای پژوهش‌های کاربردی به منظور نیل به آن اهداف باشد.

مهم‌ترین روش استخراج زغال‌سنگ روش استخراج مکانیزه جبهه‌کار طولانی است که از لحاظ تولید و هزینه با روش‌های سطحی قابل مقایسه است. به طور مشخص مهم‌ترین گام برای موفقیت یک روش مطالعات امکان‌سنجی دقیق و طراحی صحیح است. فرایند تخریب به دلیل تأثیر مستقیم بر حفظ ایمنی محیط استخراجی از طریق کاهش تنش‌ها و نیز حفظ پیوستگی عملیات و نیز وابستگی مسائل متعددی به کیفیت آن، باید در مرحله طراحی با دقت مورد بررسی قرار گیرد. بنابراین پیش‌بینی قابلیت تخریب لایه‌های سقف مرحله‌ای اساسی و بنیادی در طراحی و پس از آن در استخراج است. با وجود مطالعات گسترده در این حوزه، مدل جامعی برای پیش‌بینی قابلیت تخریب لایه‌ها به صورت کیفی و کمی که دربرگیرنده بیشترین تعداد پارامترهای مهم و عدم قطعیت آن‌ها و همچنین پوشش دهنده شرایط مختلف باشد، وجود ندارد.

بنابراین هم از منظر اهمیت برای کشور و هم از لحاظ دیدی به وسعت فراگیری این روش در سراسر جهان، مطالعه در زمینه قابلیت تخریب لایه‌ها، امری ضروری به نظر می‌رسد. با توجه به این مطالب به طور خلاصه ضرورت انجام این تحقیق را می‌توان به صورت زیر بیان کرد:

- ۱- اهمیت زغال‌سنگ در حوزه انرژی و صنعت
- ۲- وجود ذخایر قابل توجه زغال‌سنگ در کشور و نیاز به افزایش ظرفیت‌ها و بومی‌سازی دانش و فناوری در این حوزه
- ۳- اهمیت بالای روش استخراج جبهه‌کار طولانی و نقش اساسی و بنیادین فرایند تخریب و پیش‌بینی قابلیت تخریب لایه‌های سقف در مراحل طراحی و استخراج
- ۴- عدم وجود یک مدل ارزیابی کیفی و کمی در برگیرنده تمامی پارامترهای مهم در زمینه قابلیت تخریب لایه‌های سقف
- ۵- عدم وجود مطالعات در ایران در زمینه قابلیت تخریب لایه‌های سقف در روش جبهه‌کار طولانی

۱-۵ اهداف تحقیق

هدف نهایی و کلی این تحقیق ارائه یک مدل ارزیابی جامع کیفی و کمی قابلیت تخریب لایه‌های سقف در استخراج جبهه کار طولانی مکانیزه زغال‌سنگ است. برای این منظور، در این پژوهش موارد زیر دنبال می‌شود:

- ۱- شناسایی دسته عوامل مؤثر بر قابلیت تخریب لایه‌ها و پارامترهای هر دسته و بررسی اندرکنش آن‌ها با یکدیگر و چگونگی تغییرات و تأثیرات آن‌ها بر قابلیت تخریب
- ۲- ارائه یک سیستم طبقه‌بندی بر اساس روش‌های علمی برای ارزیابی کیفی قابلیت تخریب با استفاده از بیشترین تعداد ممکن پارامترهای مؤثر برای پوشش تمام شرایط ممکن با در نظر گرفتن عدم قطعیت پارامترها
- ۳- توسعه مدلی کمی از طریق شبیه‌سازی عددی استخراج جبهه کار طولانی برای تعیین گام تخریب اول به عنوان شاخص کمی قابلیت تخریب با توجه به نقش پارامترهای مختلف و تأثیر تغییراتشان برای پوشش تمام شرایط ممکن و غلبه بر عدم قطعیت پارامترها
- ۴- بررسی ارتباط بین مدل کیفی و کمی به‌منظور ارائه مدل جامع ارزیابی کیفی و کمی قابلیت تخریب لایه‌ها
- ۵- اعتبارسنجی مدل‌های ارائه شده با استفاده از اطلاعات واقعی

۱-۶ مراحل انجام تحقیق

در این تحقیق مراحل زیر انجام خواهد شد:

مرحله اول: در ابتدا با استفاده از مطالعه منابع و بر اساس نظرات کارشناسان، گروه‌های مختلف عوامل مؤثر بر قابلیت تخریب مشخص می‌شوند. از این طریق با استفاده از یک روش نظام‌مند می‌توان پارامترهای هر گروه را به گونه‌ای که تمام پارامترهای مؤثر شناسایی شوند، مشخص کرد. پس از انتخاب پارامترهای مؤثر، بازه تغییرات هر یک از آن‌ها برای پوشش تمام شرایط تعیین می‌شود.

مرحله دوم: پس از شناسایی پارامترها به دلیل وجود اندرکنش بین آن‌ها باید مقدار و نحوه اثرگذاری آن‌ها بر روی یکدیگر مشخص شود. در این مرحله از روش آزمون تصمیم‌گیری و آزمایشگاه ارزیابی یا ^۱DEMATEL استفاده خواهد شد. از آنجایی که این روش بر مبنای نظرسنجی از کارشناسان است، بنابراین برای غلبه بر عدم قطعیت پاسخ‌ها از منطق فازی در روش DEMATEL استفاده می‌شود.

مرحله سوم: وزن هر یک از پارامترها و دسته عوامل آن‌ها با استفاده از روش تحلیل شبکه‌ای ^۲ANP بر اساس نظرات خبرگان در این مرحله تعیین می‌شود. از آنجایی که برای محاسبه ارتباط داخلی میان

^۱ Decision Making Trial and Evaluation Laboratory (DEMATEL)

^۲ Analytical Network Process

عناصر در این روش، تعداد زیادی ماتریس مقایسه زوجی نیاز است؛ این امر منجر به پیچیدگی و صرف زمان زیاد برای حل مسئله می‌شود. در برخورد با این محدودیت، از نتایج روش DEMATEL استفاده خواهد شد. در این مرحله نیز با توجه به وجود عدم قطعیت در پاسخ‌های کارشناسان، حالت فازی روش ANP مورد استفاده قرار می‌گیرد.

مرحله چهارم: در این مرحله با مشخص شدن وزن هر یک از معیارها، دو سیستم طبقه‌بندی برای ارزیابی کیفی قابلیت تخریب لایه‌ها با دو رویکرد مختلف ارائه خواهد شد. خروجی این سیستم‌های طبقه‌بندی شاخصی است که بر اساس آن توصیف کیفی قابلیت تخریب ارائه خواهد شد.

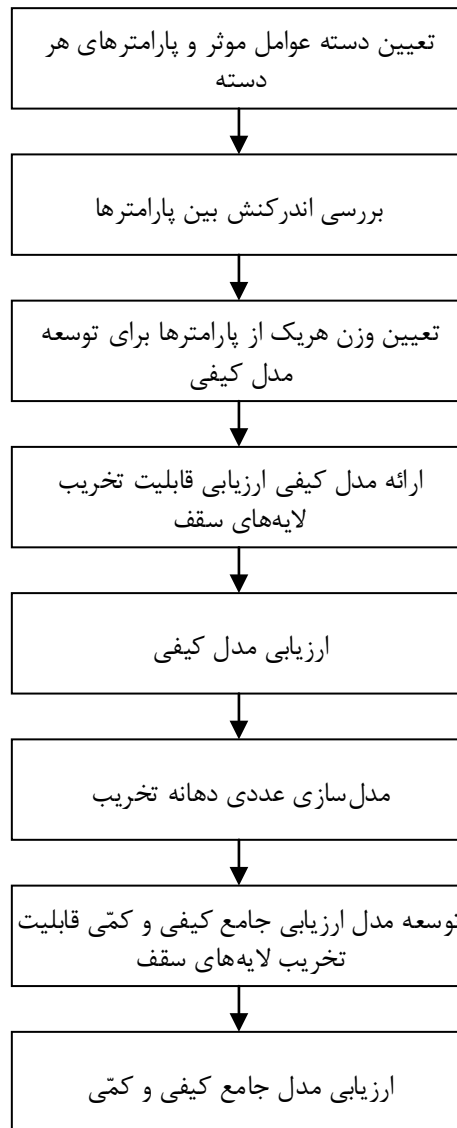
مرحله پنجم: در این مرحله سیستم‌های طبقه‌بندی ارائه شده با استفاده از داده‌های واقعی مورد ارزیابی قرار می‌گیرد.

مرحله ششم: در این مرحله با استفاده از مدل‌سازی عددی گسسته با نرم‌افزار UDEC، استخراج جبهه‌کار طولانی و فرایند تخریب شبیه‌سازی می‌شود. در این راستا با ایجاد یک پایگاه داده و توسعه آن، حدود تغییرات گام تخریب اول برای بازه‌های مختلف شاخص کیفی ارائه می‌شود.

مرحله هفتم: در این مرحله به بررسی ارتباط بین شاخص کیفی ارائه شده و مقادیر کمی مدل‌سازی شده پرداخته می‌شود. بر این اساس می‌توان پس از تعیین شاخص کیفی قابلیت تخریب لایه‌های سقف با استفاده از سیستم طبقه‌بندی برای توصیف شرایط تخریب، فاصله گام تخریب اول را نیز به صورت کمی و قابل اطمینانی ارزیابی کرد.

مرحله هشتم: مدل حاصل شده از مرحله قبل در این مرحله با استفاده از داده‌های واقعی مورد ارزیابی قرار می‌گیرد.

مراحل ذکر شده در روندنمای شکل ۱-۳ نمایش داده شده است.



شکل ۱-۱: روندنمای مراحل انجام تحقیق

۷-۱ ساختار رساله

در فصل اول که فصل جاری است به کلیات رساله پرداخته شده است. در این فصل پس از بیان مسئله رساله، سؤال‌های تحقیق، ضرورت و اهداف آن تشریح و روند اجرای آن تبیین شد.

در فصل دوم فرایند تخریب و رفتار لایه‌ها در طی آن به صورت کامل تشریح شده است. ادامه این فصل پارامترهای اساسی مؤثر بر فرایند تخریب تبیین شده‌اند. پس از آن سابقه علمی موضوع رساله به صورت کامل مرور شده و در قسمت انتهایی فصل مطالعات قبلی مورد بررسی و نقد قرار گرفته‌اند.

فصل سوم این رساله دارای دو بخش اصلی است. در بخش اول تمامی روش‌های به کار رفته در این رساله شامل روش‌های تصمیم‌گیری چندمعیاره و مدل‌سازی عددی توضیح داده شده‌اند. بخش دوم این فصل نیز پایگاه داده فراهم شده برای این رساله را ارائه می‌کند.

در فصل چهارم به عنوان فصل کلیدی رساله، مراحل ارائه مدل‌های کیفی، کمی و مدل جامع همراه با ارزیابی آن‌ها به تفصیل و به صورت گام‌به‌گام تشریح شده است.

فصل پنجم رساله به بررسی نتایج حاصل شده، مزایا و معایب مدل ارائه شده و ارائه پیشنهادهایی برای مطالعات آینده اختصاص یافته است.

فصل ۲ : فرایند تخریب سقف و سازه علمی آن

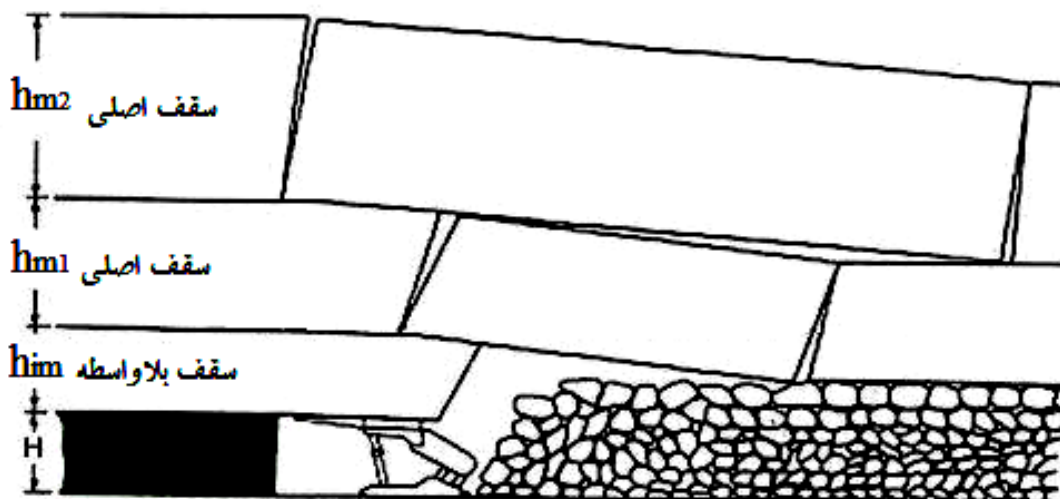
۱-۲ مقدمه

در این فصل در ابتدا فرایند تخریب در لایه‌های سقف مورد بررسی قرار گرفته و رفتار لایه‌ها در حین آن تشریح شده است. پس از آن عوامل و پارامترهای موثر بر این فرایند تبیین شده‌اند. در قسمت بعد سابقه علمی موضوع رساله به صورت جامع ارائه و مرور شده است. قسمت پایانی فصل نیز به بررسی و نقد مطالعات گذشته اختصاص دارد.

۲-۲ فرایند تخریب و رفتار لایه‌های سقف

۱-۲-۲ ساختار لایه‌های سقف

سقف معادن زغال‌سنگ را مطابق شکل ۱-۲ به دو سقف می‌توان تقسیم کرد: سقف بلاواسطه^۱، سقف اصلی^۲.



شکل ۱-۲: نمایی از کارگاه استخراج جبهه کار طولانی و انواع سقف‌ها (Peng and Chiang, 1984)

سقف بلاواسطه: آن قسمت از طبقات پوششی که بدون واسطه بر روی لایه زغال و در بالای سقف قرار داشته و بلافاصله پس از پیشروی جبهه‌کار به داخل فضای کارگاه ریزش می‌کند، سقف بلاواسطه نامیده می‌شود. به دلیل شکسته شدن و ریزش این سقف در محل تخریب، این قسمت سقف قادر به انتقال نیروهای افقی در امتداد پیشروی نبوده و وزن آن می‌بایست توسط وسیله نگهداری تحمل شود. در بعضی مواقع ریزش سقف بلاواسطه تمام فضای تخریب را پر نمی‌کند، در این حالت امکان تخریب سقف اصلی در مساحت زیاد (ضربه سقف) وجود دارد (Peng, 1986). البته باید در نظر داشت که این سقف در صورت ضعیف و نازک بودن و یا به شدت لایه‌ای بودن، پس از پیشروی وسایل نگهداری

¹ Immediate roof

² Main roof

تمایل به تخریب دارد. اگر این سقف مقاوم باشد و سخت تخریب شود، به صورت یک تیر معلق با طول زیاد در پشت تجهیزات نگهداری باقی می ماند که این رویداد نقش اصلی را در بارگذاری روی تجهیزات نگهداری سینه کار بازی می کند. سقف بلاواسطه را به دو نوع «سقف بلاواسطه» و «سقف بلاواسطه تخریبی» می توان تقسیم کرد که دارای دو مفهوم و عملکرد متفاوت هستند. سقف بلاواسطه همان حالت اول تخریب آسان است؛ یعنی زمانی که لایه های سقف ضعیف، نازک و متورق هستند. اما در حالت دوم، زمانی که لایه های بلاواسطه ضخیم و مقاوم هستند، سقف بلاواسطه تخریبی تنها قسمتی از کل سقف بلاواسطه است که در طی پیشروی سینه کار، در فضای خالی تخریب می شود. بنابراین در شرایط تخریب مشکل، ضخامت سقف بلاواسطه تخریبی حتی ممکن است برابر با صفر باشد. در برخی از موارد که لایه ی ضخیمی از زغال استخراج می شود، قسمتی از زغال در سقف باقی گذاشته می شود. ضخامت زغال باقی مانده در سقف به دلیل خصوصیات که تخریبش را ساده می کند، می تواند به عنوان «سقف بلاواسطه تخریبی» عمل کند (Sing and Sing, 2009).

سقف اصلی: به قسمتی از طبقات که بالای سقف بلاواسطه قرار می گیرند، سقف اصلی می گویند. این سقف ممکن است شامل یک یا چند لایه باشد که در تخریب تدریجی ممکن است از یکدیگر جدا شوند. طبقات مربوط به این سقف گرچه شکسته می شوند ولی تماس بین قطعات شکسته شده برقرار است، در نتیجه این قطعات قادر به انتقال نیروهای افقی می باشند و طبقات بالایی سقف اصلی تأثیری بر پایداری سقف جلوی جبهه کار ندارند. قسمت انتهایی این قطعات در بخش تخریب قرار می گیرد. قسمت انتهایی معمولاً پایین تر از قسمت جلویی آن که بر روی وسیله نگه دارنده تکیه دارد، قرار دارد. این سقف معمولاً در طول جهت پیشروی و موازی با جبهه کار شکسته شده و باعث تأثیر وزنی سقف^۱ به صورت دوره ای بر روی ناحیه کارگاه می شود، بنابراین موضوع مهم در مورد این سقف کنترل ضربه ای است که هنگام شکستن و افتادن به سیستم نگهداری وارد می شود (Peng, 1986).

قابل ذکر است که لایه های سقف در معادن زغال سنگ وابسته به طبیعت، ضخامت، ویژگی های فیزیکی و مکانیکی، صفحات شکستگی و غیره، یا در تعدادی لایه ترکیبی^۲ مجتمع شده اند یا به عنوان یک لایه واحد سنگی در نظر گرفته می شوند. با این وجود در این نوشتار برای هر دو نوع یعنی لایه های ترکیبی یا لایه های واحد، اصطلاح مشترک لایه به کار رفته است.

۲-۲-۲ فرایند تخریب

تخریب سقف که به طور معمول از پایین ترین لایه سقف بلاواسطه آغاز شده و به سمت بالا گسترش پیدا می کند یک فرایند دینامیکی پیچیده شامل شکستگی^۳، از دست دادن ساختار^۴ و حرکت^۵ سنگ

¹ Roof weighting effect

² Composite layer

³ Fracturing

⁴ Disintegration

⁵ Movement

است (Shabanimashcool et al., 2014). در فرایند تخریب بر اثر استخراج زغال و پیشروی سینه‌کار و وسایل نگهداری، قسمتی از روباره نگهداری طبیعی خود را از دست می‌دهد. در این حالت سقف زمانی که به یک دهانه بدون پایداری مشخص می‌رسد، دچار شکستگی و ریزش می‌شود. 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 تخریب 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. منطقه تخریب‌شده را فضای تخریب^۱ می‌نامند. تجربه نشان می‌دهد این نشست لایه‌های بالایی موجب فشردگی 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 سینه‌کار می‌شود. پس از این مرحله نیز با پیشروی سینه‌کار، این فرایند تا استخراج کامل پهنه به صورت دوره‌ای تکرار می‌شود (Salomon, 1990). بنابراین در روش استخراج زغال سنگ تخریب در اصل به معنای فروریختن^۲ یا ریزش^۳ است. در نتیجه قابلیت تخریب لایه‌های سقف^۴ شاخصی ذاتی برای توصیف سطح توانایی لایه‌های سقف بلاواسطه به تخریب شدن پس از حرکت تجهیزات نگهداری است.

در روش جبهه‌کار طولانی با پیشروی جبهه‌کار دو مرحله مشخص جابجایی روباره دیده می‌شود. مرحله اول جابجایی، شامل فاصله دوپل آماده‌سازی تا محلی است که در آن سقف بلاواسطه کاملاً شکسته و ریزش می‌کند. طی این مرحله حداکثر فشار به جبهه‌کار و وسایل نگهداری وارد می‌شود. این رویداد اولین تأثیر وزنی^۵ نام دارد و به فاصله ذکر شده، گام تخریب اول یا فاصله اولین تأثیر وزنی^۶ گفته می‌شود. این فاصله بحرانی در شکل ۲-۲ با l_p نمایش داده شده است. دومین مرحله جابجایی سقف که پس از اولین تأثیر وزنی روی داده و تا استخراج کامل پهنه زغالی به‌طور مکرر اتفاق می‌افتد و طی این مرحله فشار سقف در جبهه‌کار به صورت دوره‌ای کم و زیاد می‌شود، تأثیر وزنی دوره‌ای سقف^۷ نام دارد. حداکثر فشار در هر تناوب را فشار وزنی دوره‌ای گویند (عطایی، ۱۳۹۰-الف). بر این اساس فاصله دو تأثیر وزنی متوالی سقف را گام تخریب دوره‌ای یا تأثیر وزنی دوره‌ای سقف^۸ می‌نامند. این فاصله بحرانی در شکل ۲-۲ با l_p نمایش داده شده است. فاصله و تنش اعمالی به تجهیزات نگهداری در اولین گام تخریب از گام تخریب دوره‌ای بزرگ‌تر است (عطایی، ۱۳۹۰-الف؛ Peng and Chiang, 1984; Peng, 1986).

¹ Gob area

² Collapsing

³ Falling

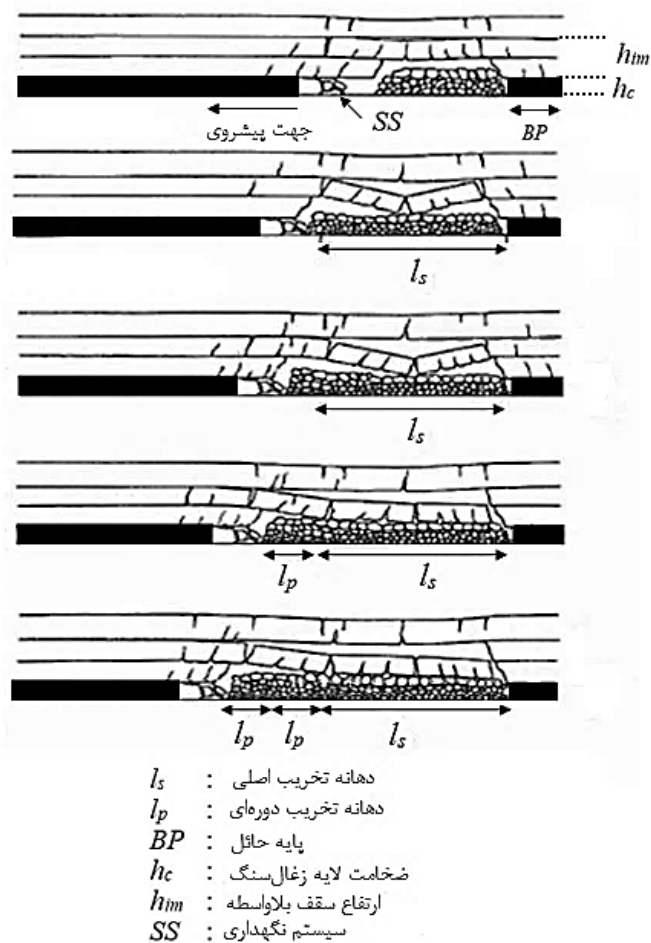
⁴ Cavability of roof strata

⁵ First weighting effect

⁶ First weighting interval

⁷ Periodic roof weighting effect

⁸ Periodic roof weighting interval



شکل ۲-۲: فرایند تخریب تدریجی (Peng and Chiang, 1984)

قابلیت تخریب سقف یک پهنه با طول‌های بحرانی l_p و l_s همبسته است و در حقیقت قابلیت تخریب لایه‌های سقف را به صورت کمی نشان می‌دهند. مقادیر بزرگ l_p و l_s می‌توانند منجر به تخریب‌های شدید و آزاد شدن مقادیر زیادی از انرژی در اثر تخریب شوند که این موضوع برای پایداری کارگاه خطرناک است.

رویداد اولین تخریب در یک پهنه شامل فرایندهای شکستگی برشی در جلوی سینه‌کار، خمش و جدایش لایه‌ای^۱ در بالای فضای استخراج‌شده و نهایتاً ریزش تیرهای قوسی^۲ است. ریزش تیرهای قوسی موجب پر شدن فضای زیرین آن‌ها می‌شود. تخریب دوره‌ای نیز شامل شکستگی برشی و جدایش لایه‌های سقف است اما بجای ریزش تیرهای قوسی، تیر طره‌ها^۳ (تیر یک سر گیردار) با هر دوره تخریب ریزش می‌کنند.

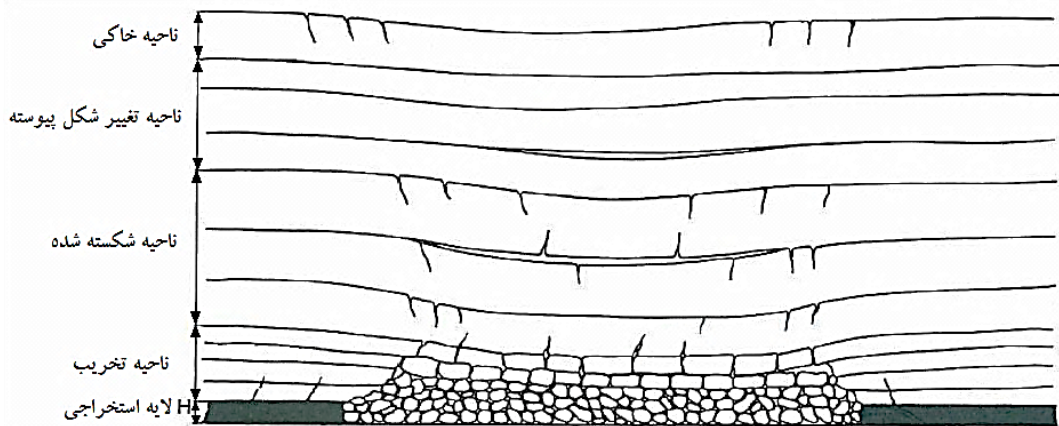
با توجه به تغییرات ناشی از تخریب که گستره‌ای از لایه زغال تا سطح زمین را دربر می‌گیرد می‌توان نواحی صدمه دیده را از لایه زغال تا سطح زمین به چهار قسمت تقسیم کرد که در شکل ۲-۳

¹ Bed separation

² Voussior Beam

³ Cantilever Beam

نشان داده شده‌اند. این چهار ناحیه عبارت‌اند از: ناحیه تخریب^۱، ناحیه شکسته شده^۲، ناحیه تغییر شکل پیوسته^۳ و ناحیه خاکی^۴.



شکل ۲-۳: نواحی مختلف به وجود آمده در اثر استخراج جبهه کار طولانی زغال (Peng and Chiang, 1984)

ناحیه تخریب در نتیجه پیشروی جبهه کار و ریزش سقف بلاواسطه در فضای خالی حاصل از استخراج و پرکردن آن به وجود می‌آید. ناحیه تخریب که در واقع همان سقف بلاواسطه است، دارای گسترشی حدود ۲ تا ۸ برابر ضخامت لایه استخراجی به سمت بالا است. این ناحیه توسط قطعات سنگی نامنظم که ممکن است دارای چرخشی نسبت به مکان اولیه خود باشند و منجر به نسبت بالای پوکی^۵ و نفوذپذیری^۶ نسبی بالا شوند، مشخص می‌شود. سنگ‌های ریزش کرده در فضای خالی ناشی از استخراج توسط وزن روباره بازتحکیم^۷ می‌شوند. میزان این بازتحکیم به عمق روباره و مقاومت مواد شکسته شده و ریزش کرده وابسته است (Peng and Chiang, 1984). با وجود این بازتحکیم، سنگ‌های تخریب شده دارای حجمی بیشتر از حالت برجای خود هستند یعنی در اثر ریزش دچار انبساط می‌شوند. مقدار این انبساط حجم را توسط ضریب تورم یا ضریب انبساط حجمی^۸ محاسبه می‌کنند (عطایی، ۱۳۹۰- الف).

ناحیه شکسته شده در بالا و اطراف ناحیه تخریب قرار دارد و توسط شکستگی‌های قائم و نزدیک به قائم و برش صفحات لایه‌بندی مشخص می‌شود. در این ناحیه جدایش لایه و در نتیجه ترک‌های افقی ناشی از آن رخ می‌دهد. در اثر وجود این شکستگی‌ها و ترک‌های قائم و افقی، لایه‌ها به صورت بلوکی شکسته می‌شوند. در اثر وجود نیروهای افقی این بلوک‌ها در هم قفل شده و باعث می‌شود که بلوک‌ها نتوانند بدون تأثیر نسبت به بلوک‌های مجاور بلغزند. بنابراین لایه به صورت یک تیر انتقال نیرو^۹ عمل

¹ Caving zone

² Fractured zone

³ Continuous deformation zone

⁴ Soil zone

⁵ Void ratio

⁶ Permeability

⁷ Reconsolidation

⁸ Bulking factor

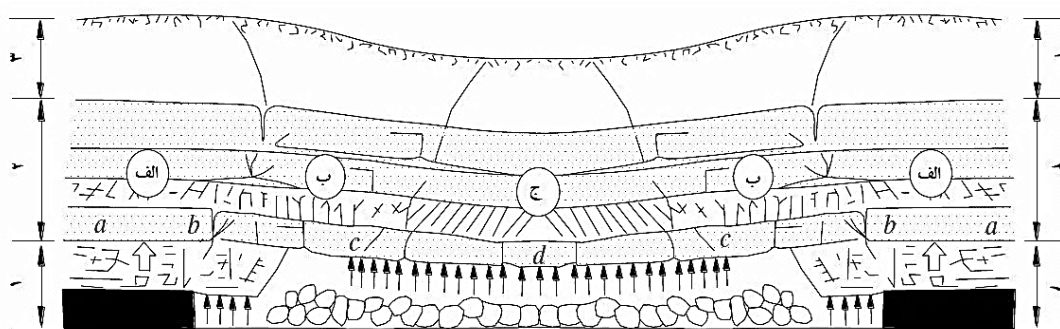
⁹ Force transmitting beam

می‌کند. ضخامت این ناحیه ۲۸ تا ۴۲ برابر ضخامت لایه استخراجی است. بنابراین مجموع ضخامت ناحیه تخریب و ناحیه شکستگی در حدود ۳۰ تا ۵۰ برابر ضخامت کارگاه استخراجی است (عطایی، ۱۳۹۰-الف).

در بالای ناحیه شکسته شده ناحیه تغییر شکل پیوسته قرار دارد. اساساً سنگ‌های موجود در این ناحیه دچار شکستگی نشده اما گاهی دچار برش در امتداد صفحات لایه‌بندی خود شده‌اند (Peng and Chiang, 1984). بنابراین اگرچه لایه‌ها بدون ترک دچار تغییر شکل می‌شوند اما به صورت یک ناحیه پیوسته عمل می‌کنند. ناحیه تغییر شکل پیوسته شامل دو ناحیه می‌شود: ناحیه فعال لرزه‌ای^۱ و ناحیه تغییر شکل الاستیک. ناحیه فعال لرزه‌ای بلافاصله در بالای ناحیه شکستگی قرار دارد که در آن فعالیت‌های لرزه‌ای خفیف^۲ در صفحات لایه‌بندی و دیگر انواع ناپیوستگی‌ها روی می‌دهد. ناحیه تغییر شکل الاستیک نیز به سنگ‌های باقیمانده در بالای ناحیه فعال لرزه‌ای که به صورت الاستیک رفتار می‌کنند اشاره دارد (Shabanimashcool, 2012).

در سطح زمین ناحیه خاکی وجود دارد که ارتفاع آن نسبت به مکان اندازه‌گیری متغیر است. در این ناحیه ترک‌ها همزمان با تغییر مکان سینه‌کار استخراجی باز و بسته می‌شوند (Peng and Chiang, 1984). البته در برخی از منابع از ناحیه خاکی صرف‌نظر شده و بنابراین نواحی صدمه دیده به صورت سه ناحیه تخریب، شکسته شده و تغییر شکل پیوسته تعریف شده است. تقسیم‌بندی تشریح شده در این قسمت، در جهت عمودی می‌باشد.

کیان^۳ و همکارانش بر اساس نظریه‌های تیر قوسی و لایه کلیدی^۴ نوع حرکت لایه‌ها را به صورت افقی و در جهت معدن‌کاری به سه ناحیه توده سنگ محکم^۵، ناحیه جدایش لایه‌ای و ناحیه بازتحکیم سنگ‌های شکسته شده تقسیم کرده است (Wu et al., 2014). این نواحی در شکل ۲-۴ نمایش داده شده است.



شکل ۲-۴: نواحی مختلف از دیدگاه حرکت افقی لایه‌ها: الف) ناحیه توده سنگ محکم (a-b)؛ ب) ناحیه جدایش لایه‌ها (b-c)؛ ج) ناحیه بازتحکیم مواد شکسته شده (c-d) (Wu et al., 2014)

¹ Seismic active zone

² Microseismic

³ Qian

⁴ Key strata theory

⁵ Solid rock mass

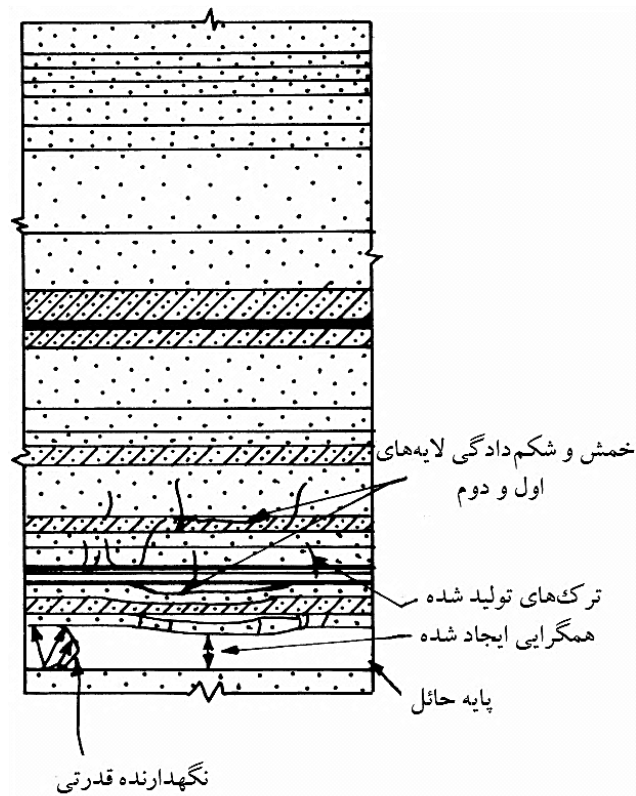
۲-۳ رفتار لایه‌های سقف در حین تخریب

در قسمت قبل به فرایند تخریب در اثر استخراج لایه زغال و پیشروی سینه‌کار و تجهیزات نگهداری پرداخته شد. در حین این فرایند تغییراتی در لایه‌ها رخ می‌دهد که موجبات این فرایند را فراهم می‌آورد. در این بخش به تشریح رفتار لایه‌ها در حین فرایند تخریب که به عنوان مکانیک لایه‌ها مطرح می‌شود پرداخته شده است.

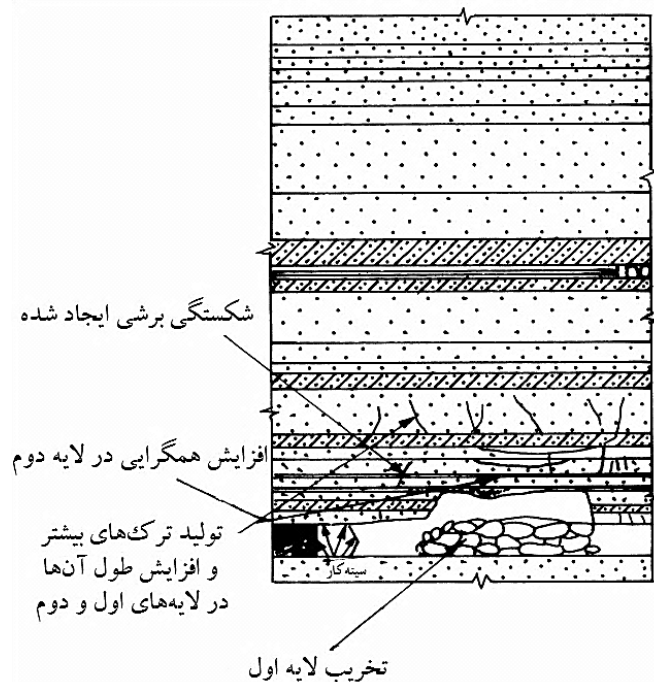
با شروع عملیات استخراج و ادامه یافتن آن، سقف فضای خالی ایجاد شده در اثر استخراج و پیشروی، از ابتدای پایه حائل تا کنار تجهیزات نگهداری، بدون نگهداری باقی می‌ماند. با افزایش طول این دهانه اولین لایه سقف بلاواسطه در میانه طول خود، از لایه دوم جدا شده و شروع به خمش و شکم دادن به سمت پایین (جدایش رو به پایین)^۱ می‌کند (البته در لایه دوم نیز پدیده خمش و شکم‌دادگی پس از رخ دادن این پدیده‌ها برای لایه اول و کمی پیشروی، با مقدار بسیار کم روی می‌دهد). در این شرایط در اولین و دومین لایه سقف ترک‌های برشی منحنی شکل به صورت غیرمنظم تولید می‌شود. این رویدادها در شکل ۲-۵ 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^۲ رفتار می‌کنند؛ اما با افزایش طول دهانه تا مقدار حدی آن، ترک‌های برشی تولید شده به سمت فضای خالی ایجاد شده در اثر جدایش لایه اول از لایه دوم گسترش می‌یابند. سپس این ترک‌ها به‌طور کامل لایه اول را قطع نموده و تیر دوسرگیردار یک تیر قوسی را تشکیل می‌دهد. با پیشروی سینه‌کار، این تیر قوسی نگهداری خود را از دست داده و ریزش می‌کند. این مرحله مطابق با رویداد اولین تخریب است که در بخش قبل به آن اشاره شد. با تخریب لایه اول، لایه دوم شروع به خمش و شکم‌دادگی می‌کند. این فرایند در جهت عمودی ادامه می‌یابد تا در سطح زمین به‌صورت نشست بروز کند (Das, 2000; Oraee and Rostami, 2008). شکل ۲-۶ روند تخریب لایه اول و همچنین خمش و شکم‌دادگی لایه دوم را نمایش می‌دهد.

¹ Bend and sag

² Fixed ended beam



شکل ۲-۵: خمش و شکم‌دادگی لایه‌های اول و دوم در میانه طول خود، تولید ترک در لایه‌های بالاتر (Das, 2000)



شکل ۲-۶: ریزش لایه اول و تغییرات به وجود آمده در دیگر لایه‌ها (Das, 2000)

پدیده ایجاد ترک در لایه، خمش، شکم‌دادگی و جدایش رو به پایین آن که معمولاً در ناحیه شکستگی رخ می‌دهد در شکل ۲-۷ به صورت جزئی نشان داده شده است. همان‌طور که در این شکل

مشاهده می‌شود با حرکت به سمت بالا، مقدار ایجاد ترک، خمش و شکم‌دادگی لایه‌ها کاهش می‌یابد. این فرایند به صورت تکراری برای دیگر لایه‌ها روی می‌دهد تا زمانی که فضای خالی ایجاد شده در اثر استخراج زغال از مواد تخریب شده پر شود و لایه‌های سقف با سطح بالایی توده حاصل از تخریب تماس پیدا کنند. در شکل ۲-۸ فرایند تدریجی گسترش تخریب برای دیگر لایه‌ها با جزییات بیشتر نمایش داده شده است.

بر اساس قابلیت تخریب و اعمال بار روی تجهیزات نگهداری، در کمربالا سه ناحیه مجزا را مانند آنچه در شکل ۲-۸-الف نمایش داده شده است به صورت «ناحیه تخریب»، «ناحیه تأثیر وزنی»^۱ و «ناحیه سقف بالایی پایدار»^۲ می‌توان مشاهده کرد. این سه ناحیه توسط دو منحنی سهمی‌گون درجه چهارم^۳ (یک منحنی شامل دو سهمی‌گون درجه دوم که شعاع آن‌ها تابعی از طول منحنی است) از یکدیگر تفکیک شده‌اند (Das, 2000).

در بالای منحنی سهمی‌گون درجه چهارم خارجی (منحنی قرارگرفته در بالا) توده سنگ پایدار و بکر است و هیچ نقشی را (به جز در موارد غیرطبیعی) در تخریب و بارگذاری بازی نمی‌کند. این ناحیه با عنوان «سقف بالایی پایدار» نامیده می‌شود. «ناحیه تخریب» در زیر پایین‌ترین منحنی سهمی‌گون درجه چهارم داخلی قرار گرفته و هیچ‌گونه اعمال وزنی بر روی تجهیزات نگهداری نمی‌کند. فرایند تخریب و تولید ترک‌های برشی در «ناحیه تأثیر وزنی» که در میان دو منحنی قرار گرفته آغاز می‌شود. در این ناحیه توده سنگ فعال است و اساساً موجب اعمال بار به سینه‌کار استخراجی می‌شود. قابل ذکر است که به‌طور کلی تیرهای به وجود آمده توسط سنگ‌های ضعیف تا متوسط همواره در پشت ناحیه تأثیر وزنی می‌شکنند و بنابراین در این حالت وزن سقف به تجهیزات نگهداری سینه‌کار اعمال نمی‌شود. تجهیزات نگهداری سینه‌کار توسط ناحیه وزنی بار ناشی از موارد زیر را تحمل می‌کنند (Das, 2000; Oraee and Rostami, 2008):

الف- بار ناشی از خمش لایه‌ها، تنها در صورتی که لایه‌های سقف بلاواسطه ضخیم و بسیار پایدار باشند.

ب- ترکیبی از بار ناشی از توده سنگ جداشده پایین‌ترین لایه و بار ناشی از خمش لایه بالایی.

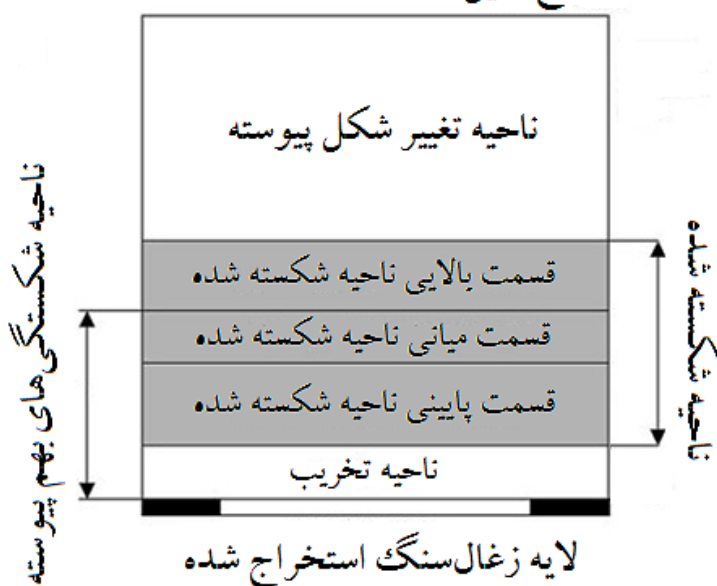
ج- بار مجموع اعمالی توسط توده سنگ جداشده، اگر لایه‌های سقف بسیار ضعیف و ناپایدار باشند. از آنجایی که شکل منحنی‌ها به مقاومت لایه‌ها، تعداد لایه‌ها، صفحات شکستگی، شرایط آب و اغتشاشات زمین‌شناسی بستگی دارد، بنابراین بار اعمالی توسط لایه‌های بلاواسطه بالایی روی سینه‌کار منحصراً به شرایط محل وابسته است. از این رو ظرفیت تجهیزات نگهدارنده قدرتی باید پس از مطالعات کامل ویژگی‌های فیزیکی و مکانیکی توده سنگ سقف، سنگ‌شناسی منطقه، زمین‌شناسی، محیط تکتونیکی محل و ... تعیین شود (Das, 2000).

¹ Weighting zone

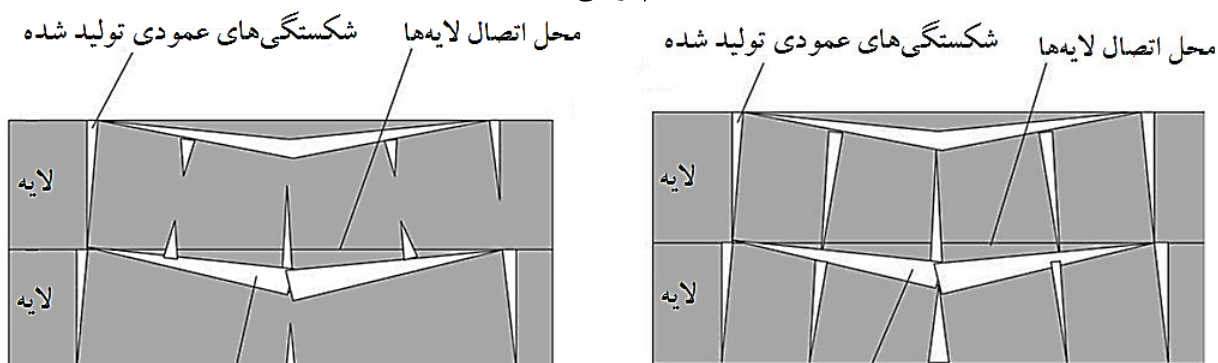
² Stable superincumbent roof zone

³ The fourth degree parabola

سطح زمین



الف-تمام نواحی صدمه دیده



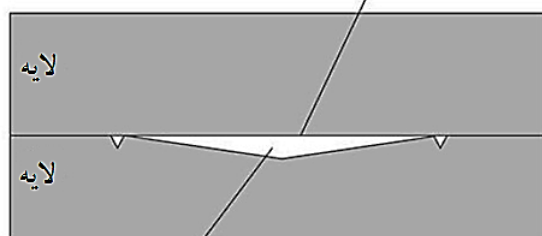
شکستگی های افقی، خمش و جدایش لایه

شکستگی های افقی، خمش و جدایش لایه

ج- قسمت میانی ناحیه شکسته شده- گسترش ترک ها

ب- قسمت پایینی ناحیه شکسته شده- ایجاد بلوک های سنگی

محل اتصال لایه ها

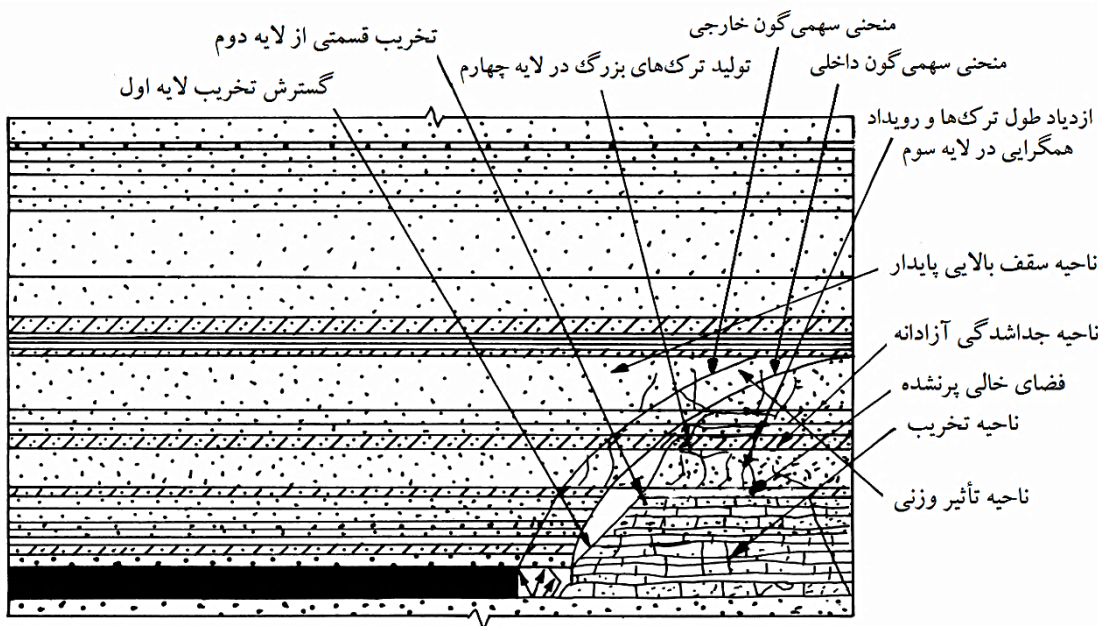


شکستگی های افقی، خمش و جدایش لایه

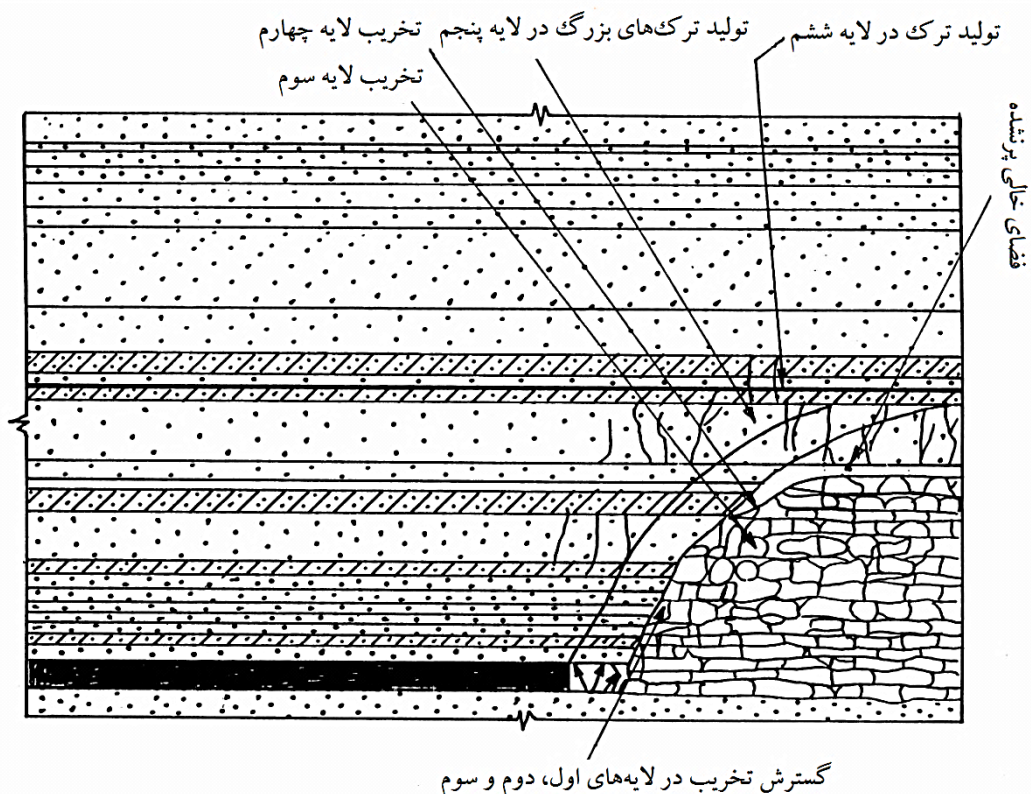
د- قسمت بالایی ناحیه شکسته شده- شکم دادگی لایه ها

شکل ۲-۷: نواحی مختلف صدمه دیده و نحوه ایجاد شکستگی ها، خمش، شکم دادگی و جدایش در لایه ها

(<http://www.ide.iitkgp.ernet.in/>)



الف- گسترش تخریب لایه اول؛ شروع تخریب لایه دوم؛ افزایش تعداد و طول ترک‌های لایه سوم؛ ایجاد ترک در لایه چهارم

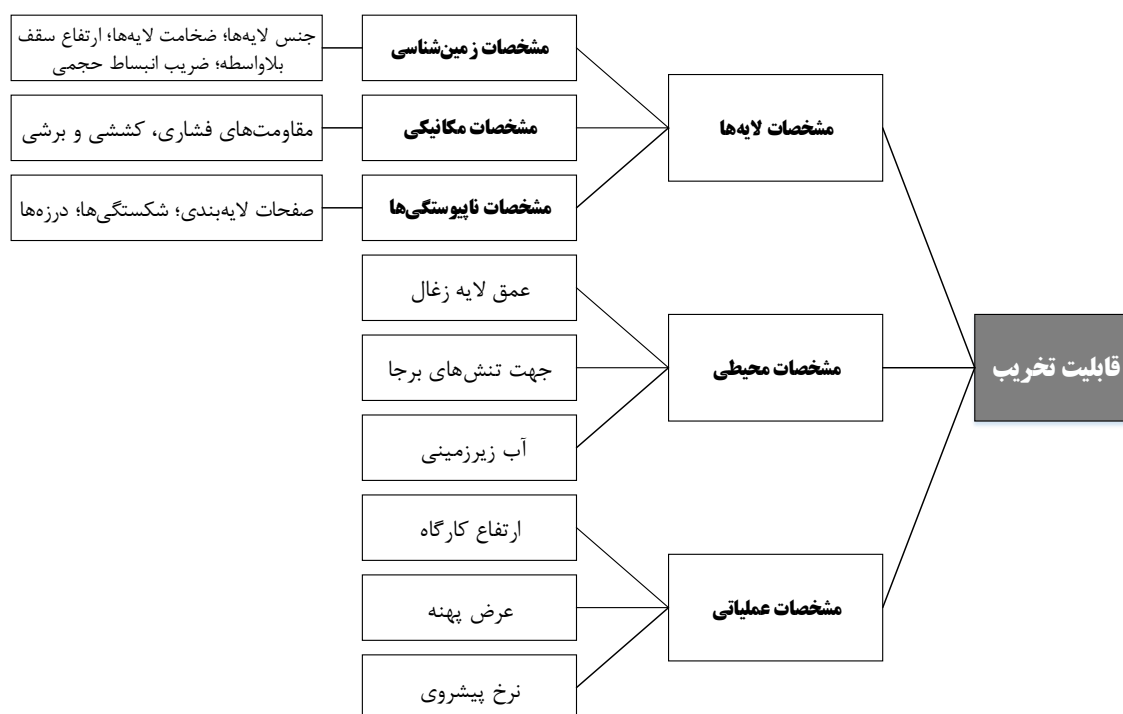


ب- گسترش تخریب لایه اول، دوم و سوم؛ شروع تخریب لایه چهارم، افزایش تعداد و طول ترک‌های لایه پنجم؛ ایجاد ترک در لایه ششم

شکل ۸-۲: روند تدریجی تخریب و رفتار لایه‌ها (Das, 2000)

۳-۲ عوامل مؤثر در فرایند تخریب لایه‌های سقف

به‌طور کلی در فرایند تخریب لایه‌های سقف سه دسته عوامل شامل مشخصات لایه‌ها، مشخصات برجای محیط و مشخصات عملیاتی دخیل هستند. از این میان، مشخصات لایه‌ها و مشخصات برجای محیط را می‌توان به عنوان عوامل غیر قابل کنترل و پارامترهای عملیاتی را به عنوان پارامترهای قابل کنترل در فرایند تخریب لایه‌های سقف در نظر گرفت. این عوامل علاوه بر تاثیر روی فرایند تخریب، با یکدیگر در ارتباط هستند. شکل ۲-۹ عوامل مؤثر در فرایند تخریب لایه‌های سقف را به طور خلاصه نشان می‌دهد.



شکل ۲-۹: عوامل مؤثر در فرایند تخریب لایه‌های سقف

۱-۳-۲ مشخصات لایه‌ها

خصوصیات لایه‌های سقف مهم‌ترین عامل در نحوه تخریب و کیفیت آن محسوب می‌شود. این مشخصات شامل مشخصات زمین‌شناسی، مشخصات مکانیکی و مشخصات ناپیوستگی‌ها است.

۱-۱-۳-۲ مشخصات زمین‌شناسی

این گروه از عوامل شامل پارامترهای متعددی مانند جنس لایه‌ها، ضخامت لایه‌ها، ارتفاع سقف بلاواسطه و ضریب انبساط حجمی است.

الف- جنس لایه‌ها: موضوع منحصر به فرد در سنگ‌های رسوبی لایه‌ای با وضعیت افقی، وجود چند لایه با خواص مهندسی متفاوت در ساختار سقف معادن این تشکیلات است (عطایی، ۱۳۹۰-ب). علاوه بر این، لایه‌ها نسبت به اینکه از یک نوع سنگ تشکیل شده‌اند و یا اینکه به صورت ترکیبی هستند دارای خواص رفتاری و تخریبی متفاوتی هستند. از سوی دیگر نوع سنگ موجود در لایه مشخص‌کننده بسیاری از خواص دیگر لایه از جمله وجود ناپیوستگی‌ها مانند تورق و خواص مکانیکی است. در صورت وجود لایه‌های مستحکم و مقاوم مانند ماسه‌سنگ، لایه در فاصله دهانه بیشتری دچار شکست و ریزش می‌شود که در این حالت ریزش به شکل بلوک‌های بزرگی است که فضای خالی را پر نمی‌کنند. در این حالت مقدار بار اعمالی از تیر سنگی به تجهیزات نگهداری سینه‌کار بیشتر از تیرهای تشکیل‌شده از سنگ‌های ضعیف‌تر است. بنابراین در صورت وجود چنین لایه‌هایی که سقف حاصل از آن‌ها به راحتی تخریب نمی‌شود ممکن است تخریب به وسیله دیگر روش‌ها مانند آتش‌کاری و یا شکست هیدرولیکی ایجاد شود (Das, 2000; Oraee and Rostami, 2008).

ب- ضخامت لایه‌ها: این پارامتر دارای تأثیر در طول تعلیق لایه‌های سقف و ابعاد ذرات سنگ‌های خردشده و ریزش کرده سقف و نتیجتاً بر ضریب انبساط حجمی است. در حالتی که لایه‌های سقف بلاواسطه نازک باشند، در طی فرایند تخریب این لایه‌ها در زمان کوتاهی خمیده شده و ریزش می‌کنند. بنابراین حالت تعلیق رخ نمی‌دهد و یا طول آن بسیار کم است. از سوی دیگر در این حالت ابعاد ذرات سنگ سقف تخریب‌شده کوچک است و ضریب انبساط برای پرکردن فضای خالی ناشی از استخراج لایه زغال به اندازه کافی زیاد است (Oraee and Rostmai, 2008). علاوه بر این دو تأثیر، ضخامت کلی یا ارتفاع ناحیه تخریب مجموع ضخامت لایه‌ها است و از این لحاظ نیز ضخامت لایه دارای اهمیت است.

افزایش در ضخامت لایه‌ها به کاهش تعداد ترک‌های برشی، افزایش طول تعلیق و زمان پایداری کارگاه و کاهش ضریب انبساط منجر خواهد شد (Oraee and Rostami, 2008). لایه‌ای که دارای بسترهای نازک‌تر باشد، ترک‌های بیشتری هم در خود دارد. به دلیل وجود صفحات جدایش ضعیف بیشتر، در این حالت طول حالت معلق صفر و یا بسیار ناچیز خواهد بود و در نتیجه تخریب آسان‌تر و بهتر رخ می‌دهد. این نوع از لایه‌ها به طور کلی به جز بار مرده توده سنگ جدا شده خود و بار اعمالی ناشی از خمش، توانایی اعمال بار اضافه‌ای را بر روی تجهیزات نگهداری ندارند (Das, 2000).

ج- ارتفاع سقف بلاواسطه (ارتفاع تخریب): همان طور که قبلاً اشاره شده است، ارتفاع سقف بلاواسطه برابر با ارتفاع ناحیه تخریب است. ارتفاع تخریب به صورت (۱-۲) محاسبه می‌شود (عطایی، ۱۳۹۰-الف):

$$m-d = h_{im}(K-1) \quad d < d_0 \quad (1-2)$$

در این رابطه h_{im} ارتفاع تخریب یا ارتفاع سقف بلاواسطه برحسب متر، m ضخامت لایه زغال یا ارتفاع معدنکاری برحسب متر، K ضریب انبساط حجمی سنگ شکسته شده، d میزان شکم‌دادگی پایین‌ترین

طبقه تخریب نشده برحسب متر و d_0 حداکثر شکم‌دادگی بدون شکسته شدن پایین‌ترین لایه تخریب نشده است. بنابراین ارتفاع تخریب یا ارتفاع سقف بلاواسطه برابر است با:

$$h_{im} = \frac{m-d}{K-1} \quad (2-2)$$

شرط $d < d_0$ بسیار مهم است زیرا اگر $d = d_0 = m$ باشد، در آن صورت ارتفاع ضخامت بلافاصله صفر می‌شود؛ یعنی تخریب صورت نمی‌گیرد و سقف تا رسیدن به کف شکم می‌دهد. در این حالت که کمربالا قابلیت خمش زیادی دارد و به جای عملیات تخریب، سقف و کف به هم می‌رسند، اصطلاح خوابیدن کمربالا^۱ اطلاق می‌شود. اگر $d = d_0 = 0$ باشد، رابطه فوق به صورت رابطه (۲-۳) خواهد بود که بیانگر حداکثر ارتفاع سقف بلاواسطه است:

$$h_{im} = \frac{m}{K-1} \quad (3-2)$$

مقدار شکم‌دادگی (d) با توجه به مطالعات صحرایی به ارتفاع استخراج بستگی دارد و از رابطه (۲-۴) محاسبه می‌شود:

$$d = c.m \quad (4-2)$$

که در این رابطه c نسبت شکم‌دادگی لایه قبل از شکسته شدن بوده که مقدار آن برای سنگ‌های مختلف در جدول ۱-۲ درج شده است:

جدول ۱-۲: مقدار نسبت شکم‌دادگی لایه قبل از شکسته شدن برای سنگ‌های مختلف (عطایی، ۱۳۹۰- الف)

نوع سنگ	نسبت شکم‌دادگی لایه قبل از شکسته شدن
ماسه‌سنگ بسیار مستحکم	۰/۱۵ - ۰/۱
ماسه‌سنگ ریزدانه متوسط	۰/۲۵ - ۰/۱۵
شیل ماسه‌ای	۰/۴ - ۰/۳۵
شیل و مارن	۰/۵ - ۰/۴
سنگ‌آهک بسیار درزه‌دار	بزرگ‌تر مساوی ۱

د- ضریب انبساط حجمی: نسبت حجم سنگ پس از شکسته شدن به حجم سنگ برجا بوده و مقدار آن از ۱/۱ تا ۱/۵ تغییر می‌کند. ضریب انبساط حجمی به جنس سنگ، شکل و ابعاد قطعات تخریب‌شده، چگونگی انباشت قطعات روی هم و فشار مؤثر بر آن‌ها بستگی دارد (عطایی، ۱۳۹۰- الف).

اگرچه تعیین و تخمین ضریب انبساط حجمی در منطقه استخراج‌شده (عمدتاً به دلیل عدم دسترسی به مواد در ناحیه تخریب) مشکل است اما آزمایش‌های آزمایشگاهی و برجا فایول^۲ نشان داده‌اند که ضریب انبساط حجمی به اندازه ذرات و فشار وارده بستگی دارد. به‌طورکلی ضریب انبساط

¹ Closure

² Fayol

حجمی با ابعاد ذرات رابطه مستقیم و با فشار وارده رابطه عکس دارد که این دو موضوع در جدول‌های ۲-۲ و ۳-۲ به ترتیب درج شده است (عطایی، ۱۳۹۰-الف).

جدول ۲-۲: رابطه ضریب انبساط حجمی با ابعاد ذرات (عطایی، ۱۳۹۰-الف)

نوع سنگ	ابعاد قطعات				
	شکسته نشده	پودر شده	۲-۳ (mm)	۱۰-۱۵ (mm)	۱۵-۲۰ (mm)
رس	۱	۱/۹۶	۲/۰۹	۲/۲۶	۲/۲۵
شیل	۱	۲/۱۳	۲/۱	۲/۲۱	۲/۲۴
ماسه‌سنگ	۱	۲/۱۹	۲/۱۴	۲/۱۱	۳/۱
زغال‌سنگ	۱	۲/۰۷	۲/۲۴	۱/۹۹	۲/۲۳

جدول ۳-۲: رابطه ضریب انبساط حجمی با فشار وارده (عطایی، ۱۳۹۰-الف)

نوع سنگ	فشار وارده (lb/in ²)			
	شکسته نشده (بدون فشار)	۱۴۲۲	۲۸۴۴	۷۱۱۰
رس	۱	۱	۰/۹۸	۰/۷۵
شیل	۱	۱/۲۸	۱/۱۶	۱/۱۰
ماسه‌سنگ	۱	۱/۳۶	۱/۲۵	۱/۲۰
زغال‌سنگ	۱	۱/۳۰	۱/۲۵	۱/۱۸

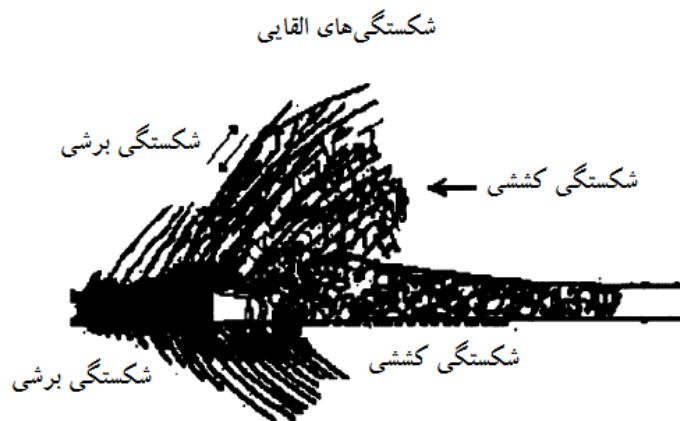
این پارامتر علاوه بر نقش تعیین‌کننده در کیفیت تخریب، از دیگر پارامترهای مؤثر در تخریب و در نتیجه چگونگی تخریب تأثیر می‌پذیرد و بنابراین دارای رابطه‌ای دو طرفه و پیچیده با فرایند تخریب است. جدول ۴-۲- مقادیر معمول ضریب انبساط حجمی سنگ‌های ساختارهای زغال‌سنگی را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۲: مقادیر معمول ضریب انبساط حجمی سنگ‌های ساختارهای زغال‌سنگ (Sweby, 1997)

جنس	ضریب انبساط حجمی
زغال‌سنگ	۱/۳
لای سنگ / گل سنگ	۱/۱
شیل کربنی	۱/۱۵
شیل	۱/۲
شیل شنی	۱/۲۵
ماسه‌سنگ شیلی	۱/۳
ماسه‌سنگ درشت دانه	۱/۴
ماسه‌سنگ ریزدانه	۱/۵

۲-۱-۳-۲ مشخصات مکانیکی

این دسته از عوامل که شامل انواع مقاومت‌های فشاری، کششی و برشی سنگ بکر است نقشی کلیدی را در تخریب بازی می‌کنند. بررسی‌ها در معادن زغال کشور انگلستان نشان دادند که رفتار ژئومکانیکی سنگ‌های لایه‌ای اطراف لایه‌های زغال در یک معدن زیرزمینی تابعی از تأثیر متقابل مابین توده سنگ، تنش منطقه‌ای بالا ناشی از عمق زیاد و نوسانات حاصل از عملیات معدنکاری به روش جبهه-کارطولانی است (عطایی، ۱۳۹۰-ب). بنابراین انواع مقاومت‌ها بیانگر رفتار سقف در مواجهه با تنش‌ها و نوسانات است. لایه‌های با مقاومت بالا به راحتی تخریب نمی‌شوند و دلیل ایجاد طول‌های تعلیق بزرگ و تخریب به صورت بلوک‌های بزرگ هستند (Oraee and Rostami, 2008). در شکل ۲-۱۰ محل انواع شکستگی‌ها را در اثر استخراج جبهه‌کارطولانی نمایش می‌دهد.



شکل ۲-۱۰: محل انواع شکستگی‌های القایی در اثر استخراج جبهه‌کارطولانی (Peng and Chiang, 1984)

الف-مقاومت فشاری تک محوری: تقریباً در تمام روش‌های رده‌بندی سقف معادن زغال چه با هدف رده‌بندی از لحاظ تخریب و چه به دلایل دیگر، مقاومت فشاری تک محوری سنگ بکر، پارامتر ثابت روش‌هاست. برای مثال در روش CMC^1 برای تعیین مهم‌ترین پارامترهای مؤثر در رفتار سنگ‌های لایه‌ای با بررسی بیش از ۲۵۷ مقاله منتشرشده در این مورد ۱۰ پارامتر به عنوان پارامترهای مؤثر انتخاب شده است که مقاومت فشاری تک محوری یکی از آنهاست. در روش مهم دیگر رده‌بندی سقف معادن زغال یعنی $CMRR^2$ نیز مقاومت فشاری تک محوری سنگ بکر به دلیل نقش چندگانه در مقاومت سقف در برابر تخریب یکی از پارامترها می‌باشد. البته در این روش مقدار این پارامتر به دلیل سهولت با استفاده از شاخص بار نقطه‌ای تعیین می‌شود (عطایی، ۱۳۹۰-ب).

علت اهمیت این پارامتر را می‌توان در نقش آن در مقاومت کلی سقف بیان کرد. همچنین مقاومت فشاری بر اساس جداول ۱-۱ و ۲-۱ در گسترش ارتفاع تخریب نقش دارد. علاوه بر این یکی از انواع

¹ Coal Measure Classification

² Coal Mine Roof Rating

شکست‌های اولیه تیرهای قوسی شکل، شکست فشاری است که مقاومت فشاری سنگ‌ها در نحوه این رویداد مؤثر است (Diederichs and Kaiser, 1999).

ب- مقاومت کششی: سنگ‌ها همواره در برابر کشش، به دلیل مقاومت کششی پایین‌تر راحت‌تر دچار شکست می‌شوند. در سقف بلاواسطه، در طی فرایند تخریب که لایه‌ها در پشت تجهیزات نگهداری مانند تیر عمل می‌کنند، در اثر تنش‌های وارده لایه‌ها دچار شکستگی کششی می‌شوند که منجر به جدایش سطوح لایه‌بندی می‌گردد. همچنین سقف اصلی با پیشروی استخراج زغال زمانی که به حد مقاومت کششی خود می‌رسد، شروع به شکستن می‌کند (Shabanimashcool, 2012). بنابراین مقدار این مقاومت در پیش‌بینی تخریب دارای اهمیت است.

ج- مقاومت برشی: مقاومت برشی سنگ‌ها به دلیل اینکه شدیدترین بار اعمال‌شده به سقف معادن زغال نیروهای جانبی می‌باشند که در اثر تنش‌های افقی حاصل می‌شوند، در فرایند تخریب نقشی اساسی ایفا می‌کنند (عطایی، ۱۳۹۰-ب). برای مثال، هم در رویداد اولین تخریب و هم در تخریب دوره‌ای، فرایند شکستگی برشی جلوی سینه‌کار اولین اتفاق در به وقوع پیوستن فرایند تخریب است (Shabanimashcool, 2012).

۳-۱-۳-۲ مشخصات ناپیوستگی‌ها

مقاومت ساختاری سنگ سقف معادن زغال قبل از هر چیز تحت تأثیر صفحات لایه‌بندی یا سایر ناپیوستگی‌هایی است که باعث تضعیف ساختار سنگ می‌شوند. به عبارت دیگر یکپارچگی سقف در یک معدن زغال عمدتاً از ضعف‌های طبیعی شامل سطوح لایه‌بندی، شکستگی‌ها (ترک‌های برشی، درزه‌ها) و گسل‌های کوچک تأثیر می‌پذیرد (عطایی، ۱۳۹۰-ب). بنابراین وجود فاکتورهای زمین‌شناسی در مقاومت لایه‌های سقف مؤثر است؛ چرا که وجود شکستگی‌ها مقاومت توده سنگ لایه سقف را کاهش می‌دهد و بنابراین تحت وزن (بار) این لایه‌ها نسبت به دیگر لایه‌ها آسان‌تر تخریب می‌شوند (Oraee and Rostami, 2008). فاصله‌داری و مقاومت برشی دو مشخصه مهم هستند که بر قابلیت تخریب تأثیر می‌گذارند.

الف- سطوح لایه‌بندی: موضوع لایه‌بندی یکی از مسائل عمده‌ای است که سبب مشکلاتی در پایداری سقف معادن زغال می‌شود. معمول‌ترین مثال‌ها در این خصوص تورق ضعیف در شیل و ماسه‌سنگ میان لایه‌ای ضخیم است. سطوح لایه‌بندی نه تنها باعث ایجاد فاصله می‌شوند، بلکه همچنین به صورت بسیار ضعیف عمل می‌کنند تا جایی که بعضی از محققین عقیده دارند که برخلاف انتظار شیل توده‌ای و فاقد سطح لایه‌بندی یکی از پایدارترین انواع سقف‌ها است. بدیهی است هرچه فاصله سطوح لایه‌بندی کمتر باشد، اثر ضعیف‌شدگی بر روی ماده سنگ افزایش خواهد یافت. همچنین افزایش مقاومت برشی سطوح لایه‌بندی، موجب افزایش پایداری سطوح لایه‌بندی می‌شود (عطایی، ۱۳۹۰-ب).

ب- درزه‌ها: وجود دسته‌درزه‌های متقاطع در لایه‌های سنگی موجب کاهش مقاومت آن شده و عملیات تخریب را تسهیل می‌کند. خصوصیات مختلف درزه‌ها مانند فاصله‌داری، زاویه شیب، زاویه اصطکاک و چسبندگی و مقاومت برشی آن‌ها بر روی مقدار تأثیر بر کاهش مقاومت سنگ‌های سقف و در نتیجه عملیات تخریب مؤثر هستند.

فاصله‌داری درزه‌ها ابعاد بلوک‌های ایجادشده در توده سنگ را تعیین می‌کند. با افزایش فاصله‌داری درزه‌ها، میل به پایداری افزایش یافته و قابلیت تخریب کاهش پیدا می‌کند. یکی دیگر از خصوصیات هندسی درزه‌ها زاویه شیب آن‌ها است. مشخص شده است که با افزایش زاویه شیب درزه‌ها از افق به قائم، قابلیت تخریب کاهش پیدا می‌کند. همان‌طور که قبلاً هم اشاره شد مقاومت برشی ناپیوستگی‌ها از جمله درزه‌ها، عامل بسیار مهمی در تعیین مقاومت و پایداری آن‌ها محسوب می‌شود. چسبندگی و زاویه اصطکاک دو پارامتری هستند که مقاومت برشی توسط آن‌ها توصیف می‌شود. بررسی‌ها نشان می‌دهد که افزایش زاویه اصطکاک سبب افزایش کیفیت ناپیوستگی‌ها و مقاومت برشی آن‌ها شده و قابلیت تخریب را کاهش می‌دهد. همچنین افزایش چسبندگی درزه نیز سبب افزایش مقاومت برشی درزه‌ها شده و در نتیجه از این طریق قابلیت تخریب کاهش پیدا می‌کند (Jabinpoor et al., 2013).

ج- شکستگی‌ها: ترک‌ها همیشه در داخل تیرهای سنگی موجود هستند. همچنین ترک‌های بیشتری در طی فرایند خمش تیرهای سنگی، در آن‌ها تولید می‌شوند که گسترش آن‌ها از موجبات شکست تیرها است. بنابراین وجود ترک‌ها نیز مانند دیگر ناپیوستگی‌ها کاهش مقاومت سنگ در برابر تخریب را به همراه دارد. برای ترک‌ها نیز چگالی آن‌ها در سطح عاملی برای نشان دادن تأثیر آن‌ها بر روی کاهش مقاومت توده سنگ است.

۲-۳-۲ مشخصات محیطی

این دسته از عوامل مربوط به محل و محیط معدن زیرزمینی زغال هستند و شامل تنش‌های برجا، آب زیرزمینی و عمق لایه استخراجی می‌شود.

۲-۳-۲-۱ عمق

تأثیر عمق لایه زغال را در چند مورد می‌توان بیان کرد. اول اینکه مقدار تنش‌های برجا به طور مستقیم با عمق ارتباط دارد. علاوه بر این نحوه بازتوزیع تنش پس از استخراج لایه زغال نیز در ارتباط با عمق لایه استخراجی است. در حالت‌های عمیق فشار پایه‌ای^۱ بسیار بالا است و بنابراین طول حالت معلق بسیار پایین خواهد بود. همچنین با کاهش عمق، فشار پایه‌ای نیز کاهش خواهد یافت اما ابعاد ذرات سنگ سقف تخریب شده افزایش می‌یابد (Oraee and Rostami, 2008).

^۱ Abutment pressure

۲-۲-۳-۲ جهت تنش‌های برجا

جهت تنش‌های برجا از عوامل تأثیرگذار بر روی قابلیت تخریب است. تنش‌های برجا همچنان که می‌توانند در افزایش قابلیت تخریب نقش داشته باشند گاهی در شرایطی مانند تنش‌های محدودکننده بالا، موجب محدودیت تخریب می‌شوند. همچنین بر اساس اینکه تنش غالب در منطقه دارای چه جهتی است نوع شکست تیرهای سنگی می‌تواند تغییر کند. برای مثال اگر تنش غالب به صورت قائم باشد، در تیر سنگی خمش به وجود می‌آید و اگر تنش غالب در جهت افقی باشد، تیر دچار برش می‌شود (Gao et al., 2014).

۳-۲-۳-۲ آب زیرزمینی

حضور آب در منطقه باعث کاهش اصطکاک بین درزه‌ها یا افزایش فشار آب منفذی می‌شود که در روند تخریب مؤثر و قابلیت تخریب را افزایش می‌دهد (Brown, 2003). علاوه بر این، یکی از خصوصیات مهم لایه‌ها مقدار حساسیت آن‌ها به رطوبت است. به عنوان مثال دو سقف شیلی در ابتدا ممکن است خواص مشابهی داشته باشند، اما سقف شیلی نامقاوم در برابر رطوبت، زمانی که در معرض آب زیرزمینی یا حتی رطوبت هوای معدن قرار می‌گیرد، کاملاً از هم پاشیده می‌شود. وجود گل‌سنگ^۱ حساس نسبت به رطوبت در سقف ممکن است فقط کمی در دسرساز شود، یا وجود این‌گونه لایه‌ها به شدت باعث کاهش مقاومت سنگ و در نتیجه صدمه سقف شوند (عطایی، ۱۳۹۰ - ب).

۳-۳-۲ مشخصات عملیاتی

مشخصات عملیاتی به‌عنوان پارامترهای قابل کنترل شامل ارتفاع کارگاه، عرض پهنه و نرخ پیشروی می‌شود.

۱-۳-۳-۲ ارتفاع کارگاه

در استخراج جبهه کار طولانی، معمولاً ارتفاع کارگاه استخراج معادل ضخامت لایه است. این ارتفاع تعیین کننده حجم فضای خالی برای تخریب است و بنابراین بر روی کیفیت و ارتفاع تخریب (با توجه به رابطه ۱-۲) مؤثر است. علاوه بر این، ارتفاع کارگاه تعیین کننده ارتفاع سقوط تیرها است و بنابراین بر روی مقدار خردشدگی نیز مؤثر است.

۲-۳-۳-۲ عرض پهنه

عرض پهنه استخراجی یا طول جبهه کار با قابلیت تخریب لایه‌های سقف ارتباط مستقیم دارد. عرض پهنه تأثیر زیادی بر فشار روباره در پشت جبهه کار و در فضای تخریب شده دارد. با افزایش عرض

¹ Mudrock

محیط کاری، فشار پایه‌ای نیز افزایش خواهد یافت و بنابراین ترک‌های برشی زودتر ظاهر خواهند شد و در نتیجه، خمش و نهایتاً تخریب نیز زودتر رخ خواهد داد (Oraee and Rostami, 2008). از طرفی پهنه‌های عریض‌تر خمش بیشتری را در میانه‌ی پهنه از خود نشان می‌دهند و ممکن است موجب شکست‌های با شدت نسبی بیشتری نسبت به پهنه‌های با عرض کمتر شوند. شکست‌های با شدت بیشتر موجب ایجاد فشارهای ناگهانی بیشتر به تجهیزات نگهداری می‌شود. در یک مطالعه برای مدل‌های با عرض‌های مختلف، همگرایی گوه پیش‌بینی شده است. بر این اساس همگرایی گوه‌ها به سبب افزایش در عرض سینه‌کار از ۱۵۰ متر به ۲۰۰ متر حدود ۵۰٪ افزایش می‌یابد. همچنین زمانی که سینه‌کار تا عرض ۲۵۰ متر افزایش پیدا می‌کند این افزایش همگرایی حدود بیش از ۳۰٪ افزایش پیدا می‌کند، (Khanal et al., 2012). بنابراین تغییرات عرض بر روی سرعت پیشروی و تنش‌ها تأثیر گذاشته و از این طریق بر روی تخریب مؤثر است.

۲-۳-۳-۳ سرعت پیشروی

عامل زمان یکی از پارامترهای مهم در پایداری یا خودایستایی فضاهای زیرزمینی است. از این رو سرعت پیشروی به دلیل تأثیر در مدت زمان بدون نگهداری قرار گرفتن تیرهای سنگی، بر روی تخریب آن‌ها مؤثر است.

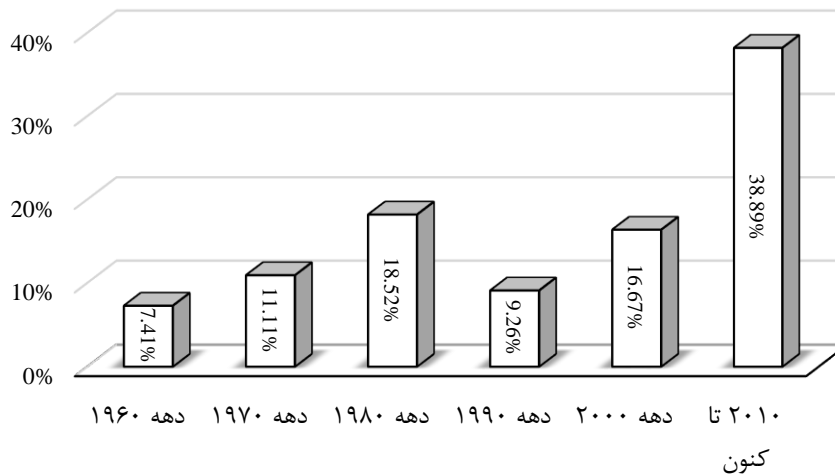
۲-۴ سابقه علمی بررسی فرایند تخریب

از زمان معرفی روش استخراج جبهه‌کار طولانی در استخراج زیرزمینی زغال‌سنگ، بررسی فرایند تخریب لایه‌های سقف پس از استخراج زغال و پیشروی سینه‌کار و تجهیزات نگهداری همواره یکی از مسائل پیچیده این روش بوده است. عمده دلیل این پیچیدگی را می‌توان در تعدد پارامترهای مؤثر بر این فرایند دانست. علاوه بر این، عدم دسترسی به منطقه تخریب (چه در قبل از وقوع و چه پس از آن) یکی دیگر از دلایل چالش‌انگیز بودن این مسئله است. با وجود این پیچیدگی‌ها، تحقیقات زیادی در حوزه بررسی شرایط سقف و مکانیک لایه‌ها به منظور بررسی رفتار تخریبی لایه‌های سقف انجام شده است.

در بررسی سابقه علمی موضوع قابلیت تخریب لایه‌های سقف در روش استخراج جبهه‌کار طولانی باید در نظر داشت که در کنار مطالعاتی که به طور مستقیم با موضوع قابلیت تخریب لایه‌های سقف و همچنین بررسی رفتار و مکانیک آن‌ها مرتبط است، حوزه‌های مطالعاتی دیگر نیز می‌تواند شامل این موضوعات باشد. این حوزه‌ها شامل موضوع قابلیت تخریب برای چندین روش استخراج زیرزمینی، مطالعات پایداری سقف در فضاهای زیرزمینی، رفتار سیستم‌های نگهداری در روش جبهه‌کار طولانی و بررسی شرایط سقف معادن زغال‌سنگ مانند روش‌های CMRR و CMC است. از این رو برای رسیدن

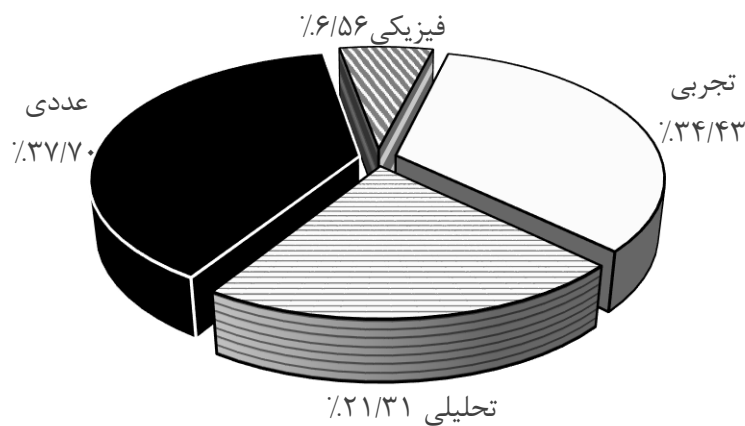
به منابع مطالعاتی فرایند تخریب و قابلیت تخریب لایه‌های سقف علاوه بر منابع مستقیماً در این رابطه، باید فصل مشترک حوزه‌های نام برده با این موضوع را نیز در نظر گرفت.

با توجه به مسائل ذکر شده، در این بررسی ۵۳ پژوهش منتشر شده در این زمینه مورد مطالعه قرار گرفته است. در شکل ۲-۱۱ فراوانی این تحقیقات در دوره‌های مختلف زمانی نمایش داده شده است. همان‌طور که ملاحظه می‌شود از دهه ۱۹۶۰ میلادی تا ۱۹۸۰ میلادی تعداد پژوهش‌ها در هر دهه افزایش یافته به طوری که تعداد این پژوهش‌ها در دهه ۱۹۸۰ میلادی تقریباً برابر با مجموع دو دهه ابتدایی است. تعداد کمتر مطالعات در دو دهه ابتدایی به دلیل شروع گسترش استفاده از این روش در سراسر جهان به خصوص آمریکا می‌باشد. با گسترش روش و مشخص شدن چالش‌ها و نیازهای طراحی آن، تعداد پژوهش‌ها در دهه ۱۹۸۰ میلادی افزایش قابل توجهی داشته است. پس از این دهه تعداد پژوهش‌ها با افت چشمگیری مواجه شده است. شاید دلیل این موضوع را در تغییرات وسیع فناوری در حوزه دستگاه‌های مورد استفاده در این روش و تمرکز پژوهش‌ها بر آن حوزه بتوان جستجو کرد؛ اما از همین دهه ۱۹۹۰ میلادی دوباره تعداد پژوهش‌ها با سرعت زیادی افزایش یافته به طوری که از سال ۲۰۱۰ تا ۲۰۱۵ تعداد پژوهش‌ها بیش از چهار برابر دهه ۱۹۹۰ و بیش از دو و نیم برابر دهه ۲۰۰۰ است. البته از سال ۲۰۰۰ به بعد این رشد چشمگیر را می‌توان مرهون پیشرفت‌های صورت گرفته در حوزه کامپیوتر دانست. پیشرفت این ابزار محاسباتی و مدل‌سازی، تأثیر بسزایی در درک بهتر رفتار لایه‌ها داشته است.



شکل ۲-۱۱: فراوانی مطالعات فرایند تخریب در روش جبهه‌کار طولانی

در مطالعه فرایند تخریب روش‌های به‌کار رفته را می‌توان به چهار دسته تقسیم کرد: روش‌های تجربی، روش‌های تحلیلی، مدل‌سازی عددی و مدل‌سازی فیزیکی. در شکل ۲-۱۲ سهم هریک از این روش‌ها در منابع مطالعه شده آورده شده است. در اینجا ذکر این نکته ضروری است که در ۸ پژوهش از چند روش مختلف استفاده شده است که در این موارد هر روش به طور مجزا در دسته خود تقسیم‌بندی شده است.



شکل ۲-۱۲: سهم هریک از روش‌ها در منابع مطالعاتی

همان‌طور که در شکل مذکور مشاهده می‌شود روش‌های عددی در بین تمام روش‌ها از اقبال بیشتری برخوردار بوده‌اند. دلیل این امر را می‌توان قدرت بالای آن‌ها برای شبیه‌سازی فرایندهای پیچیده در حین تخریب دانست. بعد از روش مدل‌سازی عددی، روش‌های تجربی بیشترین سهم را دارند. اگرچه این روش‌ها به دلیل داده‌محور بودن حیطه‌ی کاربردی محدود به همان حوزه اطلاعاتی را دارند، اما استفاده از آن‌ها به دلیل کم بودن تعداد پارامترها ساده است. پس از این دو روش، دسته روش‌های تحلیلی قرار دارد. اگرچه این روش‌ها دارای مبانی محاسباتی ریاضیاتی و مکانیکی هستند، اما به دلیل استفاده از فرض‌های ساده‌کننده هیچ‌گاه نمی‌توانند شرایط واقعی فرایند تخریب را توصیف کنند. در کنار روش‌های ذکرشده، مدل‌سازی فیزیکی کمترین کاربرد را دارد. دلیل این امر نیاز به صرف زمان زیاد و هزینه بالای این‌گونه مدل‌سازی‌ها است. در ادامه مطالعات قبلی صورت گرفته با استفاده از هریک از روش‌ها به صورت مجزا مورد بررسی قرار می‌گیرد.

۲-۴-۱ مدل‌های تجربی

مدل‌های تجربی متعددی بر اساس مفاهیم مکانیک سنگی و یا تجربیات میدانی برای ارزیابی فرایند تخریب توسعه یافته‌اند. بعضی از این رویکردها یک طبقه‌بندی برای ارزیابی کیفی رفتار سقف به هنگام تخریب پیشنهاد نموده‌اند. برخی دیگر از این مدل‌ها یک رابطه کمی برای پیش‌بینی گام تخریب اول یا دوره‌ای ارائه کرده‌اند. تعدادی از مدل‌ها نیز به صورت تلفیقی از هر دو رویکرد ارزیابی کیفی تخریب سقف و ارزیابی کمی دهانه تخریب هستند. به این موارد، باید معدود تلاش‌های صورت گرفته که مشاهدات میدانی را مبنای قضاوت قرار می‌دهند، اضافه کرد. در منابع بررسی‌شده ۹ مدل کیفی، ۱ مدل کمی، ۸ مدل ترکیبی کیفی و کمی و ۳ مدل مشاهده‌ای وجود داشته است. همان‌طور که ملاحظه می‌شود بیشترین سهم به روش‌های تجربی که هر دو نوع ارزیابی کیفی و کمی را دارا هستند تعلق می‌گیرد. در جدول ۲-۵ مطالعات صورت گرفته با این روش آورده شده است.

جدول ۲-۵: پژوهش‌های صورت گرفته در زمینه فرایند تخریب به روش تجربی

نوع روش	توضیحات	محقق (محققان)	سال
مشاهده‌ای	استفاده از روش‌های مشاهده میدانی برای بررسی اولیه رفتار لایه‌ها در حین پیشروی سینه‌کار و تخریب و حل تحلیلی نرخ جابجایی	Shadrin and Baukov	۱۹۶۶
کیفی-کمی	ارائه شاخص کیفیت سنگ	Pawlowicz	۱۹۶۷
مشاهده‌ای	استفاده از روش‌های مشاهده‌ای در ارزیابی تخریب و تعریف معیارهایی برای این منظور	Kenny	۱۹۶۹
کیفی	تقسیم‌بندی سقف بر اساس میانگین طول نشکسته مغزه	Zamarski	۱۹۷۰
کیفی	طبقه‌بندی انواع سقف با قابلیت تخریب متفاوت بر اساس معیار ساختمان زمین‌شناسی	Proyavkin et al.	۱۹۷۳
کیفی-کمی	بهبود شاخص کیفیت سنگ	Bilinski and Konopko	۱۹۷۳
کیفی-کمی	تقسیم‌بندی سقف بر اساس چکش اشمیت	Kidybinski et al.	۱۹۷۷
کیفی	تقسیم‌بندی سقف بر اساس مقاومت جدایش لایه‌ای	Kidybinski et al.	۱۹۷۹
			۱۹۸۲
کیفی-کمی	ارائه شاخص کیفیت سنگ	Unrug and Szwilski	۱۹۸۲
کیفی-کمی	طبقه‌بندی سقف بر اساس شاخص پایداری و تخمین دهانه ریزش اصلی و تخریب دوره‌ای با استفاده از آن	Singh and Singh	۱۹۸۲
کیفی	تقسیم‌بندی سقف بلاواسطه به سه دسته پایدار، نیمه پایدار و ناپایدار	Peng	۱۹۸۴
کیفی-کمی	ارائه مدل طبقه‌بندی سقف بلاواسطه از لحاظ قابلیت تخریب با استفاده از منطق فازی و محاسبه دهانه معدل ریزش با استفاده از آن	Ghose and Dutta	۱۹۸۷
مشاهده‌ای	بررسی تجربی بر اساس داده‌های ثبت‌شده و مشاهده‌ای برای تخمین عملکرد سیستم نگهدار، طول تأثیر وزنی و تأثیر بر سیستم نگهداری	Peng	۱۹۸۷
کیفی	طبقه‌بندی سقف بلاواسطه با استفاده از ۶ پارامتر و مرتبط کردن شرایط سقف با طراحی ظرفیت نگهداری	Peng et al.	۱۹۸۹
کیفی-کمی	تقسیم‌بندی سقف بر اساس شاخص مقاومت و تعیین فاصله اولین تخریب	Zhao hongzhu	۱۹۹۶
کیفی-کمی	ارائه شاخص قابلیت تخریب سقف و محاسبه دهانه ریزش اصلی و تخریب دوره‌ای	CMRI	۱۹۹۸
کیفی	ارائه مدلی برای طبقه‌بندی سقف از لحاظ تخریب با استفاده از ۴ پارامتر و امتیازدهی به آن‌ها و سپس توصیف خصوصیات هر یک از دسته‌ها بر اساس امتیاز حاصل‌شده	Dass	۲۰۰۰
کمی	ارائه مدلی تجربی برای محاسبه دهانه ریزش اصلی و تخریب دوره‌ای	Sing et al.	۲۰۰۴
کیفی	ارائه مدلی فازی برای طبقه‌بندی کیفیت تخریب کمربالا	Oraee and Rostami	۲۰۰۸
کیفی	ارائه یک سیستم رده‌بندی برای پیش‌بینی رفتار سنگ سقف بر اساس شرایط معادن حوزه البرز شرقی	جوانشیر	۲۰۰۹
کیفی	پیش‌بینی درجه تخریبی بودن سقف با استفاده از تفکیک‌کننده بی‌زین	Yongkui et al.	۲۰۱۵

شادرین^۱ و بوکف^۲ در سال ۱۹۶۶ برای بررسی اولیه رفتار لایه‌ها در حین استخراج جبهه کارطولانی شامل پیشروی سینه کار و تخریب، روش‌های مشاهده میدانی را پیشنهاد می‌کنند. آن‌ها سپس بر اساس این مشاهدات و روش‌های تحلیلی به تعیین توزیع تنش و نرخ جابجایی سقف نسبت به نرخ پیشروی پرداخته و نگهداری مؤثر سینه کار را بر این اساس تعیین کردند (Shadrin and Baukov, 1966).

در سال ۱۹۶۷ پاولویچ^۳ لهستانی، شاخص کیفیت سنگ^۴ (L) را برای ارزیابی رفتار تخریب لایه‌ها به صورت رابطه (۵-۲) توسعه داده‌اند (Pawlowicz, 1967):

$$L = 0.016C_s d \quad (5-2)$$

که C_s مقاومت فشاری برجای سنگ سقف (kg/cm^3) و d میانگین ضخامت قابل تشخیص لایه‌های سقف بلاواسطه (cm) است.

بیلینسکی^۵ و کونوپکو^۶ در ۱۹۷۳ رابطه (۵-۲) را به وسیله ارتباط بین نتایج آزمایش مقاومت برجا با نتایج آزمایشگاهی UCS و همچنین ایجاد یک رابطه تجربی بین UCS آزمایشگاهی سنگ سقف و میانگین ضخامت قابل تشخیص سقف بلاواسطه، بهبود دادند. بر این اساس مقاومت فشاری برجای سنگ سقف (C_s) به صورت رابطه (۶-۲) ارائه شده است (Bilinski and Konopko, 1973):

$$C_s = CK_1 K_2 K_3 \quad (6-2)$$

که C مقاومت فشاری تک محوری نمونه سنگ سقف در حالت خشک در آزمایشگاه (kg/cm^2)، K_1 ضریب مقاومت برجا، K_2 ضریب خزش و K_3 ضریب آب محتوی یا ضریب رطوبت است. مقادیر این ضرایب در جدول ۶-۲ آورده شده است. رابطه تجربی بین مقاومت فشاری سنگ در آزمایشگاه و میانگین ضخامت سقف بلاواسطه نیز به صورت رابطه (۷-۲) عنوان شده است:

$$d = 0.4C^{1.7} \quad (7-2)$$

ضخامت سقف بلاواسطه (d) نیز از رابطه زیر قابل محاسبه است:

$$d = \frac{m}{k-1} \quad (8-2)$$

¹ Shadrin

² Baukov

³ Pawlowicz

⁴ Rock Quality Index

⁵ Bilinski

⁶ Konopko

که در این رابطه m ارتفاع معدنکاری (cm) و K ضریب تورم سنگ سقف است که از $1/3$ تا $1/5$ تغییر می‌کند. در نهایت، با جایگذاری معادله‌های (۲-۶) و (۲-۷) در معادله (۲-۵)، رابطه نهایی به صورت زیر ارائه شده است:

$$L = 0.0064C^{1.7} K_1 K_2 K_3 \quad (۹-۲)$$

جدول ۲-۶: ضرایب مقاومت برجا، خزش و رطوبت سنگ سقف (Bilinski and Konopko, 1973)

نوع سنگ	ماسه سنگ	گل سنگ	لای سنگ و رس سنگ
K ₁	۰/۳۳	۰/۴۲	۰/۵
K ₂	۰/۷	۰/۶	۰/۶
K ₃	۰/۶	۰/۴	۰/۴

با توجه به شاخص کیفیت سنگ سقف مطابق جدول ۲-۷ سنگ سقف به شش دسته مختلف با ناحیه مجاز بدون نگهداری تقسیم شده است.

جدول ۲-۷: طبقه‌بندی سقف بلاواسطه بر اساس شاخص کیفیت سقف (عطایی، ۱۳۹۰ ب؛ Bise, 2013)

کلاس	توصیف	L (Kg/cm)	توضیح	ناحیه مجاز بدون نگهداری سقف (m ²)
۱	خیلی ضعیف	۰ - ۱۸	ریزش بلافاصله سقف پس از بدن نگهداری شدن- نیاز به باقی گذاشتن زغال در بالا برای نگهداری سقف	۱
۲	کمی پایدار	۱۸ - ۳۵	کنترل سقف بسیار مشکل- سقف پر از درزه و شکاف	۱ - ۲
۳	نیمه پایدار	۳۵ - ۶۰	تخریب آسان	۲ - ۵
۴	پایدار	۶۰ - ۱۳۰	سقف خوب با تخریب عالی (مقدار کم L) تا تخریب سخت (مقدار بالای L)	۵ - ۸
۵	خیلی محکم	۱۳۰ - ۲۵۰	بسیار پایدار- ضرورت انجام تخریب مصنوعی	>۸
۶	فوق‌العاده محکم	>۲۵۰	نامناسب برای تخریب	>۸

از کاربردهای شاخص کیفیت سنگ علاوه بر طبقه‌بندی از لحاظ کیفیت تخریب و ناحیه مجاز بدون نگهداری سقف، می‌توان به موارد زیر اشاره کرد (عطایی، ۱۳۹۰-ب):

الف- محاسبه مقدار پیشروی لازم جبهه‌کار (R) برای وقوع اولین تأثیر وزنی سقف یا دهانه ریزش اصلی:

$$R = 4.47L^{0.4} \quad (۱۰-۲)$$

ب- محاسبه حداکثر دهانه سقف فضای کار بدون نگهداری (S) در جبهه‌کار زغال:

$$S = 0.05h'L^{0.3}$$

که h' ارتفاعی از سقف است که پتانسیل ریزش دارد و با استفاده از تجربیات کاری معادن رابطه آن با شرایط سقف از جدول ۲-۸ به دست می‌آید.

جدول ۲-۸: محاسبه ارتفاعی از سقف که دارای پتانسیل ریزش است با توجه به شرایط سقف (عطایی، ۱۳۹۰-ب)

شرایط سقف	ارتفاعی از سقف که پتانسیل ریزش دارد (سانتیمتر)
عادی	کوچک‌تر یا مساوی ۱۰
مشکل	۱۰ تا ۳۰
خطرناک	بزرگ‌تر یا مساوی ۳۰

در سال ۱۹۶۹ کنی^۱ برای مطالعه تخریب و ارزیابی آن روش‌های مشاهده‌ای و معیارهایی را بیان کرد. او برای این منظور در ابتدا تعاریفی مانند ناحیه تخریب فعال، زاویه تخریب، حد تخریب و غیره را ارائه داد. سپس راهکارهایی را برای تعیین ویژگی‌های تخریب از طریق مشاهده مانند تقسیم‌بندی شکل توده حاصل از تخریب پیشنهاد کرد. در پایان بر اساس مطالعه تخریب از این طریق، پیشنهادهایی کاربردی را برای تعیین روش نگهداری، تجهیزات نگهداری و ظرفیت آن‌ها ارائه داده است (Kenny, 1969).

زامارسکی^۲ در چکسلواکی سابق در سال ۱۹۷۰ برای طبقه‌بندی قابلیت تخریب ساختارهای حاوی زغال‌سنگ در آن کشور، میانگین طول نشکسته مغزه را برای دسته‌بندی سقف در سه نوع در نظر گرفت. بر اساس این تقسیم‌بندی تخریب منظم لایه‌ها زمانی که طول مغزه سالم کمتر از ۱۰/۵ سانتیمتر باشد (دسته دوم) حاصل می‌شود (Zamarski, 1970).

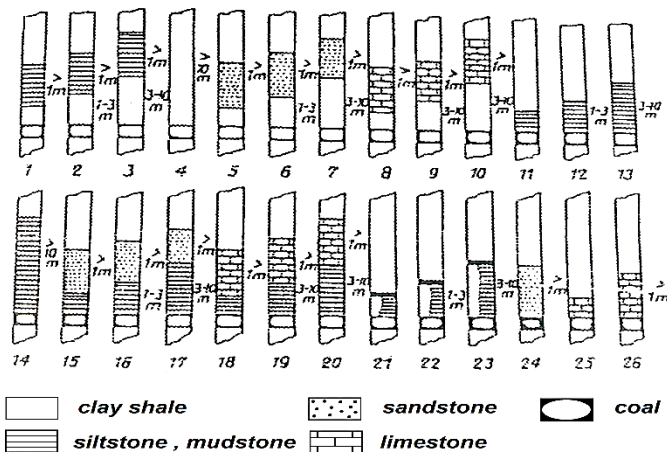
یکی از معیارهای کیفی برای طبقه‌بندی انواع سقف با قابلیت تخریب متفاوت، معیار زمین‌شناسی آن‌هاست. بر اساس شرایط زمین‌شناسی منطقه زغالی دونتس^۳ شوروی سابق (اوکراین کنونی) پرویاوکین^۴ و همکارانش در سال ۱۹۷۳ این طبقه‌بندی کیفی را ارائه دادند. در این تقسیم‌بندی حالات مختلف تناوب چینه‌ها از حالتی که سقف بلاواسطه پس از پیشروی استخراج بلافاصله ریزش کرده (حالت اول) تا حالتی که سقف در قسمت عقب کارگاه به حالت معلق یا طره‌ای درمی‌آید (حالت آخر) و نیاز به تخریب‌های القایی دارد، به ۲۶ حالت تقسیم شده است (شکل ۲-۳) (عطایی، ۱۳۹۰-ب).

¹ Kenny

² Zamarski

³ Donets

⁴ Proyavkin



شکل ۲-۱۳: طبقه‌بندی سقف بر اساس جنس و ضخامت لایه‌ها (عطایی، ۱۳۹۰ ب)

روش تقسیم‌بندی سقف با استفاده از چکش اشمیت بر اساس آزمایش‌های انجام‌شده در معادن زغال سیلسیان بالایی^۱ واقع در کشور لهستان توسط کیدیبنسکی^۲ در سال ۱۹۷۷ ارائه شد. در این نوع طبقه‌بندی، کیفیت سقف بلاواسطه با استفاده از چکش اشمیت نوع N مورد ارزیابی قرار گرفته است. در ارزیابی آزمایش‌های انجام‌شده در این منطقه، یک ارتباط تجربی بین میانگین اعداد انعکاسی حاصل از چکش اشمیت و کیفیت سقف به دست آمد (جدول ۲-۹). این آزمایش‌ها با چکش اشمیت در نزدیکی جبهه کار در سه ردیف موازی و در سقف کارگاه صورت گرفته و هر آزمایش شامل ۲۰ ضربه با فاصله ۲۰ سانتیمتر از هم بوده است. ضمناً این روش در ۷۳ کارگاه جبهه کار طولانی که ۳۵ کارگاه با تخریب طبیعی و ۳۷ کارگاه به طریقه هیدرولیکی پر می‌شده‌اند، پیاده شد. چهار معیار اصلی در نظر گرفته شده عبارت بوده‌اند از: وضعیت سقف، همگرایی، حداکثر وسعت سقف بدون نگهداری و میانگین حجم قطعات سنگ‌های تخریب‌شده. از معیارهای فوق معیار اول کیفی و سه معیار دیگر کمی هستند. بر اساس مقادیر عملی این پارامترها بدون توجه به جنس سنگ، طبقات سقف به چهار کلاس خیلی خوب، خوب، متوسط و مشکل‌ساز تقسیم شده است. مقادیر این پارامترها در جدول ۲-۹ آمده است (عطایی، ۱۳۹۰ - ب).

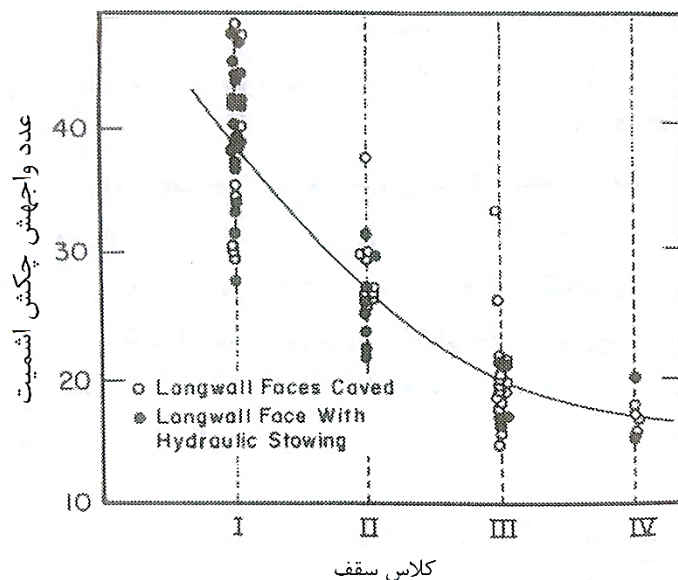
اگرچه نمی‌توان رابطه خطی مستقیمی بین اعداد انعکاسی و هرکدام از پارامترها به‌تنهایی برقرار کرد ولی با وجود این یک منحنی کلی به دست آمده که در شکل ۲-۱۴ نشان داده شده است. با استفاده از این نمودار می‌توان از روی اعداد واجهش چکش اشمیت و نیز با توجه به جدول ۲-۹ رده سنگ را تعیین کرد (عطایی، ۱۳۹۰ - ب).

¹ Upper Silesian

² Kidybinski

جدول ۲-۹: رابطه بین کلاس سقف و برخی ویژگی‌های کیفی و کمی سقف (عطایی، ۱۳۹۰-ب)

کلاس سقف	ویژگی‌های کمی و کیفی مربوط به سقف بلاواسطه			حجم کل قطعات سنگی ایجاد شده به ازای یک مترمربع از سطح سقف به سانتی‌متر مربع
	توصیف وضعیت سقف بلاواسطه	همگرایی سانتیمتر بر متر بر اساس عرض کارگاه در حالتی که ارتفاع کار ۲ متر باشد	حداکثر مساحت سقف بدون نگهداری به مترمربع	
۱	سقف قوی بدون شکست، فضای بدون نگهداری بزرگ	< ۲	> ۷	< ۲
۲	سقف یکنواخت با شکستگی کم	۲ - ۴	۴ - ۷	۲ - ۱۱
۳	شکست زیاد، همگرایی قابل توجه، ریزش تقریباً زیاد	۴ - ۶	۰/۵ - ۴	۱۱ - ۲۰
۴	ریزش تقریباً زیاد، حفاری مشکل	> ۶	< ۰/۵	> ۲۰

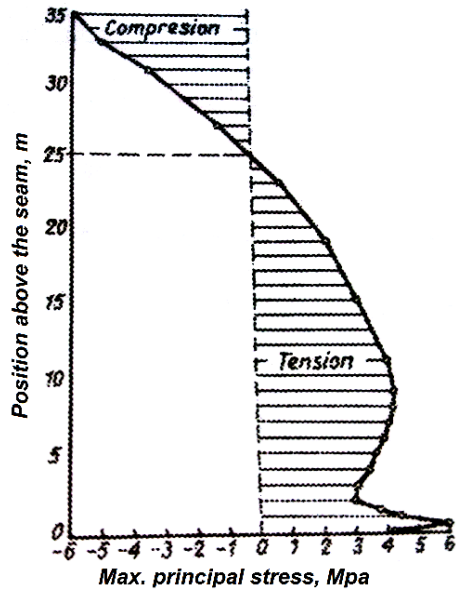


شکل ۲-۱۴: رابطه میان مقادیر به دست آمده از چکش اشमित و کلاس سقف (عطایی، ۱۳۹۰-ب)

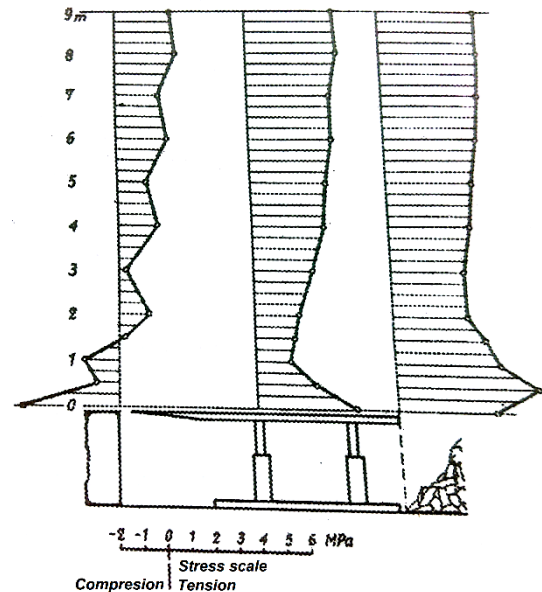
روش تقسیم‌بندی سقف بر اساس مقاومت جدایش لایه‌ای در سال ۱۹۷۹ توسط کیدیبینسکی پیشنهاد شده است. در این روش ابتدا آزمایش‌هایی توسط وی صورت گرفت. نتایج آزمایش‌های انجام شده بر روی مغزه‌های حفاری نشان داد که سنگ‌ها در مقابل تنش‌های کششی از کمترین مقاومت برخوردارند. تحلیل‌های آماری انجام شده با روش المان‌های محدود توسط ایشان نشان داد که تنش اصلی حداکثر در لایه سقف یک کارگاه جبهه کار طولانی غالباً کششی است (شکل ۲-۱۵-الف) (عطایی، ۱۳۹۰-ب).

مقدار این تنش از بالای سقف جبهه کار به سمت فضای تخریب زیاد و در جهت عمودی و به طرف بالای سقف کم و در فاصله ۲۵ متری بالای سطح سقف کارگاه استخراج ناپدید و در این ارتفاع به تنش فشاری تبدیل می‌شود (شکل ۲-۱۵-ب). در این صورت مقاومت سنگ سقف در مقابل کشش

در جهت عمودی و به سمت پایین که به وسیله نیروی ثقل ایجاد می‌شود، می‌تواند مبنای مناسبی برای طبقه‌بندی قابلیت تخریب سنگ باشد (عطایی، ۱۳۹۰-ب).



ب- تنش کششی حداکثر در لایه‌های سقف کارگاه
جبهه کار طولانی



الف- توزیع تنش اصلی حداکثر در طبقات سقف کارگاه
جبهه کار طولانی

شکل ۲-۱۵: تحلیل‌های آماری انجام شده با روش المان محدود توسط کیدیبینسکی (عطایی، ۱۳۹۰-ب)

در این روش طبقه‌بندی از دو مفهوم زیر استفاده می‌شود (عطایی، ۱۳۹۰-ب):

الف- چینه‌های سقف در امتداد صفحات لایه‌بندی جدا و تخریب می‌شوند؛ بنابراین طبقه‌بندی سقف بر اساس مقاومت جدایش لایه‌ای نشان دهنده قابلیت تخریب چینه‌ها است.

ب- قابلیت تخریب چینه‌ها با فاصله رو به بالای لایه از سقف نسبت معکوس دارد. با استفاده از نفوذ سنج گمانه‌ای^۱ (بر اساس تزریق روغن تحت فشار به داخل گمانه و مقاومی که لایه‌ها در مقابل آن از خود نشان می‌دهند)، می‌توان مقاومت لایه‌های سقف را در مقابل جدایش لایه‌ای اندازه‌گیری و بر اساس ملاحظات زیر و با استفاده از جدول ۲-۱۰ رفتار سنگ‌های سقف را پیش‌بینی کرد:

- **سقف ریزشی:** در فاصله صفر تا ۰/۵ متر بالای سقف جبهه کار طولانی، سنگ دارای شکستگی‌های افقی و عمودی زیاد، کاملاً خرد شده و فاقد توان خود نگهداری است. به منظور محافظت سقف در مقابل ریزش، تحمل وزن این منطقه توسط سیستم نگهداری الزامی است.

- **سقف شکسته:** در فاصله ۰/۵ تا ۱/۵ متری بالای سقف جبهه کار طولانی، سنگ دارای شکستگی‌های عمودی زیاد اما شکستگی‌های افقی کم و به طور موضعی خرد شده است. توان خود

^۱ Borehole penetrometer

نگهداری سنگ کم و به منظور جلوگیری از همگرایی بیش از حد فضای کار لازم است که وزن این منطقه توسط سیستم نگهداری تحمل شود.

- **سقف مقاوم:** در فاصله ۱/۵ تا ۳ متر بالای سقف جبهه کار طولانی که با شکستگی‌های کم مشخص می‌شود، سقف خود نگهدار بوده و فشار فعال سیستم نگهداری باعث کاهش همگرایی و شرایط حفاظت از محیط کار را بهبود می‌بخشد.

جدول ۲-۱۰: قابلیت تخریب سقف بر اساس مقاومت جدایش لایه‌ای (عطایی، ۱۳۹۰-ب)

کلاس سنگ	مقاومت جدایش لایه‌ای	قابلیت تخریب
۱	۰ - ۰/۵	سنگ‌های سقف، بلافاصله پس از استخراج زغال تخریب می‌شود.
۲	۰/۵ - ۱/۵	سنگ‌ها در حالت خود نگهدار ضعیف بوده و به‌سادگی تخریب می‌شوند.
۳	۱/۵ - ۳	سنگ‌ها دارای شکستگی هستند و تا حدودی قسمت‌هایی از آن به‌صورت خود نگهدار بوده ولی به‌راحتی تخریب می‌شوند.
۴	۳ - ۴/۵	سنگ‌ها به‌صورت خود نگهدارند ولی تا حدودی تخریب می‌شوند.
۵	۴/۵ - ۶	سنگ‌ها به‌صورت خود نگهدارند و کمتر تخریب می‌شوند.
۶	>۶	سنگ‌ها بسیار محکم هستند و خیلی کم تخریب می‌شوند.

سینگ^۱ و سینگ در سال ۱۹۸۲ به‌منظور تعیین رابطه‌ای برای طراحی سیستم نگهداری جبهه‌کار، شاخص پایداری سقف (N) را به‌صورت زیر تعریف کرده‌اند (Singh and Singh, 1982):

$$N = K\sigma_b R t \quad (12-2)$$

که در این رابطه σ_b مقاومت خمشی سنگ (ton/m^2)، t ضخامت لایه مؤثر (m)، R درجه چسبندگی و درزه‌داری در سنگ و به‌صورت $RQD/100$ و K ضریب کاهش مقاومت است که مقداری بین ۰/۱ تا ۰/۷ و به‌طور متوسط ۰/۶ دارد و به‌صورت زیر محاسبه می‌شود:

$$K = K_1 K_2 \quad (12-2)$$

K_1 و K_2 در این رابطه، به ترتیب ضرایب پرشدگی درزه و فاصله‌داری درزه هستند. بر اساس شاخص پایداری سقف به چهار دسته مطابق جدول ۲-۱۱ تقسیم شده است. با استفاده از این شاخص همچنین می‌توان دهانه ریزش اصلی و دوره‌ای را محاسبه کرد:

$$L_o = \left(\frac{2tN}{\gamma h} \right)^{0.5} \quad (13-2)$$

¹ Singh

$$L_p = \left(\frac{Nt}{3\gamma h} \right)^{0.5} \quad (14-2)$$

که در این روابط h ضخامت سقف بلاواسطه (m) و γ وزن مخصوص سنگ (ton/m^3) است.

جدول ۱۱-۲: طبقه‌بندی سقف بر اساس شاخص پایداری (Singh and Singh, 1982)

شاخص پایداری N	کلاس سقف
< ۱۰۰	ضعیف
۱۰۰ - ۳۰۰	متوسط
۳۰۰ - ۸۰۰	خوب
> ۸۰۰	قوی

تقسیم‌بندی سقف بلاواسطه در سال ۱۹۸۴ توسط پنگ و چیانگ بر اساس جنس و ضخامت سقف صورت گرفت. در این روش سه دسته سقف بلاواسطه ناپایدار، نیمه پایدار و پایدار تعریف شده است. البته سقف بلاواسطه پایدار در این تقسیم‌بندی خود به سه دسته مختلف دیگر تفکیک می‌شود. مشخصات هر یک از این دسته‌ها در جدول ۱۲-۲ آورده شده است.

استفاده از منطق فازی برای طبقه‌بندی سقف بلاواسطه به منظور پیش‌بینی قابلیت تخریب در این حوزه مطالعاتی برای اولین بار در سال ۱۹۸۷ و توسط کوش^۱ و داتا^۲ ارائه شد و نتیجه گرفتند که قابلیت تخریب سنگ‌های سقف دارای ارتباطی با عملکرد سه عامل مقاومت مکانیکی لایه‌ها، شرایط ساختاری لایه‌ها و شرایط تنشی است. برای این منظور آن‌ها سه عامل ذکر شده را با استفاده از چهار پارامتر مقاومت فشاری تک محوری، میانگین اندازه مغزه^۳ (طولی از مغزه که در آن بازیابی مغزه ۵۰٪ است)، ضخامت لایه و عمق آن بیان کردند. بر این اساس مقاومت مکانیکی لایه‌ها شامل پارامترهای مقاومت فشاری تک محوری و ضخامت لایه، شرایط ساختاری لایه شامل میانگین اندازه مغزه و ضخامت لایه و شرایط تنشی شامل عمق لایه است (Ghose and Dutta, 1987). طبقه‌بندی این پارامترها در جدول ۱۳-۲ آورده شده است.

آن‌ها برای محاسبه قابلیت تخریب هر لایه از سقف، یک برنامه کامپیوتری توسعه دادند که با استفاده از شماره لایه (از پایین به سمت بالا) و مقادیر پارامترها، با محاسبه امتیاز تصمیم، درجه عضویت و اوزان، عدد قابلیت تخریب را محاسبه می‌کند. قابلیت تخریب سقف بلاواسطه بر اساس این روش به صورت جدول ۱۴-۲ ارائه شده است.

¹ Dutta

² Ghose

³ Average core size (ACS)

جدول ۲-۱۲: توصیف سقف بلاواسطه در روش پنگ و چیانگ (عطایی، ۱۳۹۰-ب؛ Bise, 2013)

نوع سقف بلاواسطه	مشخصات سقف بلاواسطه
ناپایدار	<p>* سقف بلاواسطه متشکل از شیل کربونیزه نرم و ضعیف، شیل سیاه یا شیل ماسه‌ای درزه‌دار یا شکسته است.</p> <p>* اگر بلافاصله پس از برش زغال تجهیزات نگهداری پیشروی نکنند، در زمان کمتر از ۱۰ دقیقه سقف نگهداری نشده در داخل سینه‌کار و بیرون لبه آسمانه ریزش می‌کند.</p> <p>* سقف در منطقه تخریب به صورت معلق باقی نمی‌ماند و قطعات تخریب‌شده کوچک هستند.</p>
نیمه پایدار	<p>* جنس سقف از شیل سخت، سیل ماسه‌ای یا ماسه‌سنگ ضعیف است. درزه و ترک به‌خوبی در سقف دیده نمی‌شود.</p> <p>* معمولاً سقف در زمان کوتاهی پس از پیشروی سیستم نگهداری تخریب می‌شود و قطعات تخریب‌شده دارای ابعاد بزرگ‌تری نسبت به سقف ناپایدار هستند.</p> <p>* بارگذاری به صورت یکنواخت‌تری بین قسمت‌های عقبی و جلویی سیستم نگهداری توزیع شده است.</p> <p>* خط تخریب رست در پشت خط فشار حاصل از سیستم نگهداری یا کمی عقب‌تر از آن است.</p>
پایدار ۱	<p>* سقف از جنس شیل ماسه‌ای قوی و ضخیم یا ماسه‌سنگ است.</p> <p>* سقف می‌تواند برای مدتی بین ۵-۸ ساعت بدون هیچ‌گونه وسیله نگهداری و عارضه‌ای در آن باقی بماند.</p> <p>* سقف در قسمت عقب وسایل نگهداری به صورت طره‌ای یا معلق درآمده و قطعات حاصل از تخریب ابعاد نسبتاً بزرگی دارند.</p>
۲	<p>* سقف بلاواسطه از جنس ماسه‌سنگ سخت و ضخیم یا کنگلومرا است.</p> <p>* سقف می‌تواند در یک ناحیه وسیع و در مدت‌زمان طولانی به‌صورت معلق باقی بماند.</p> <p>* سقف در هنگام تخریب بار ضربه‌ای شدیدی تولید می‌کند و صدمه زیادی به سیستم نگهداری وارد می‌کند.</p> <p>* برای چنین سقف‌هایی ضروری است که تخریب‌های مصنوعی مناسب ترتیب داده شود.</p>
۳	<p>* جنس سقف بلاواسطه سنگ‌آهک سخت یا ماسه‌سنگ است.</p> <p>* درزه‌ها و شکستگی‌ها به‌صورت مطلوبی در سقف عمل کرده و باعث تشکیل صفحات ضعیفی که در طول آن‌ها سنگ می‌شکند، می‌شوند.</p> <p>* ضخامت سقف بیشتر از ارتفاع معدنکاری است.</p> <p>* با پیشرفت جبهه‌کار سقف به تدریج شکم داده و به‌صورت بلوک‌هایی شکسته می‌شود. شکم‌دادگی و نشست بیشتر باعث تشکیل یک نیم قوس توسط این بلوک‌ها می‌شود. این نیم قوس تدریجاً روی منطقه تخریب می‌خوابد.</p>

جدول ۲-۱۳: جدول پارامترها و طبقه‌بندی آن‌ها (Ghose and Dutta, 1987)

پارامتر	مقادیر پارامتریک برای گروه‌های پنج‌گانه*				
	۵	۴	۳	۲	۱
مقاومت فشاری تک محوری (Mpa)	۹۰ - ۱۲۵	۶۰ - ۹۰	۳۰ - ۶۰	۱۰ - ۳۰	۰ - ۱۰
میانگین اندازه مغزه (mm)	۱۶۰ - ۲۰۰	۱۳۰ - ۱۶۰	۹۰ - ۱۳۰	۵۰ - ۹۰	۰ - ۵۰
ضخامت (m)	۳ - ۶	۲ - ۳	۱ - ۲	۰/۵ - ۱	۰ - ۰/۵
عمق (m)	۸۰ - ۰	۲۴۰ - ۸۰	۴۸۰ - ۲۴۰	۷۲۰ - ۴۸۰	۱۰۰۰ - ۷۲۰

* از گروه ۱ به سمت ۵ مقدار قابلیت تخریب افزایش می‌یابد (قابلیت تخریب مشکل‌تر می‌شود)

جدول ۲-۱۴: طبقه‌بندی قابلیت تخریب لایه‌های سقف (Ghose and Dutta, 1987)

کلاس	قابلیت تخریب	امتیاز قابلیت تخریب	رفتار تخریبی و راهنمای نگهداری تجربی
۱	بسیار زیاد	۰ - ۳۰	لایه‌ها بسیار ضعیف هستند و به راحتی تخریب می‌شوند. تخریب توسط ضریب انبساط حجمی کنترل می‌شود. نصب سریع نگهداری در نزدیکی جبهه کار نیاز است. تجهیزات سپر یا سپر گوه‌ای برای جلوگیری از وارد شدن مواد ناحیه تخریب.
۲	زیاد	۳۱ - ۴۵	تخریب ساده لایه‌ها. تخریب توسط ضریب انبساط حجمی کنترل می‌شود. از پایه‌ها می‌توان تا ارتفاع حداکثر ۲/۵ متری استفاده کرد.
۳	متوسط	۴۶ - ۶۰	تخریب متوسط لایه‌ها. تخریب ضعیف و به صورت بلوک‌های بزرگ است. تأثیر وزنی دوره‌ای ممکن است به دلیل حالت معلق بودن لایه‌ها رخ دهد. ترجیحاً نگهدارنده‌های قدرتی باید استفاده شوند.
۴	کم	۶۱ - ۷۰	تخریب مشکل سقف که حالت معلق بودن با طول زیادی رخ می‌دهد. در مقادیر بالاتر قابلیت تخریب، ممکن است تأثیر وزنی شدیدی روی دهد. تخریب با استفاده از انفجار ممکن است قبل از اولین تأثیر وزنی نیاز باشد. سپرهای با ظرفیت بالا نیاز است.
۵	بسیار کم	۷۱ - ۱۰۰	سقف با قابلیت تخریب به شدت مشکل. حالت معلق با طول زیاد و تأثیر وزنی شدید. نیاز سپر با ظرفیت بالا و شاید همراه با سیستم سوپاپ عملکرد سریع.

سپس مدل مورد نظر با استفاده از داده‌های ۱۰ معدن جبهه کار طولانی هندوستان ارزیابی شده است. برای این منظور با استفاده از اطلاعات آن معادن رابطه‌ای رگرسیونی بین مقدار قابلیت تخریب (r) و دهانه معادل ریزش (ریزش اصلی) به صورت رابطه (۲-۱۵) تعیین شد.

$$S_{eq} = -10.1496 + 0.870338r \quad (2-15)$$

که S_{eq} دهانه معادل تخریب است. ضریب همبستگی بالای این رابطه (برابر با ۰/۹۴۴) بیانگر نتایج رضایت‌بخش مدل تعیین قابلیت تخریب بوده است.

پنگ در ۱۹۸۷ با استفاده از اطلاعات جمع‌آوری شده از ۷ معدن بین سال‌های ۱۹۸۰ تا ۱۹۸۴ تلاش کرد تا به سؤالاتی در مورد قوانین اصلی در رفتار سقف در سینه‌کارهای نگهداری شده توسط نگهدارنده‌های قدرتی، اندرکنش بین سیستم نگهداری و سقف و کف، شرایط اتصال آسمانه با سقف و توزیع تنش روی آن، وجود تأثیر وزنی دوره‌ای و نحوه اثر آن بر روی سینه‌کار پاسخ داده و معیاری برای انتخاب سیستم نگهداری بر اساس شرایط زمین‌شناسی توسعه دهد. وی عملکرد سیستم نگهداری را در طی مراحل مختلف عملیات بررسی کرد و با استفاده از رگرسیون خطی روابطی را برای مقادیر مختلف فشار در هر مرحله ارائه نمود. همچنین با استفاده از اطلاعات به دست آمده فشار ناشی از تأثیر وزنی دوره‌ای را محاسبه کرد و نتیجه گرفت که بیشینه مقدار این تنش به فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای به صورت رابطه (۲-۱۶) بستگی دارد (Peng, 1987):

$$P_{im} = a + bL \quad (16-2)$$

که در این رابطه P_{im} بیشینه تنش تأثیر وزنی دوره‌ای (ton)، L فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای (ft)، a ثابتی وابسته به لایه‌های سقف اصلی و شرایط کپه حاصل از تخریب و b ثابتی وابسته به فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای است. البته این رابطه تنها برای حد مشخصی از L معتبر است و با افزایش L از آن حد، رابطه به دلیل اندرکنش بین قطعات خردشده سنگ و شرایط کپه تخریبی در ناحیه تخریب، تغییر می‌کند. جدول ۲-۱۵ رابطه به دست آمده برای ۷ پهنه را ارائه می‌کند (Peng, 1987):

جدول ۲-۱۵: تعیین بیشینه مقاومت در برابر تأثیر وزنی دوره‌ای برحسب فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای (Peng, 1987)

$P_{im} = a + bL$	پهنه
$P_{im} = 426.5 + 1.3L$	۱
$P_{im} = 172.5 + 10.7L$	۲
$P_{im} = 297 + 0.86L$	۳
$P_{im} = 301.1 + 0.73L$	۴
$P_{im} = 351.1 + 1.02L$	۵
$P_{im} = 246.2 + 3.43L$	۶
$P_{im} = 5.4 + 21.7L$	۷

پنگ و همکاران در ۱۹۸۹ برای نمایش خصوصیات اندرکنش بین سقف بلاواسطه و سیستم نگهداری دو پارامتر ثابت a و c را برای انواع سقف بلاواسطه توسعه دادند. شرایط مختلف سقف در این روش با شش پارامتر ضخامت سقف بلاواسطه، نسبت ارتفاع سقف بلاواسطه به ارتفاع معدنکاری، مقاومت فشاری تک محوری سنگ‌های سقف بلاواسطه، ضخامت سقف اصلی و مقاومت کششی سقف اصلی توصیف شده است. طبقه‌بندی سقف بلاواسطه بر اساس تحلیل تأثیرات این پارامترها روی ۱۳ مطالعه موردی صورت گرفته که سقف بلاواسطه را به ۵ نوع طبقه‌بندی می‌کند. این روش رویکردی برای برقراری ارتباط بین شرایط سقف و ظرفیت طراحی شده نگهداری بوده است (Peng et al., 1989).

طبقه‌بندی سقف بر اساس شاخص مقاومت با استفاده از مطالعات انجام شده در معادن زغال چین توسط هونگژو^۱ در سال ۱۹۹۶ ارائه شد. در این تقسیم‌بندی فاکتور مورد استفاده برای طبقه‌بندی سقف بلاواسطه شاخص مقاومت (σ_1) است که مقدار آن از رابطه (۲-۱۷) به دست می‌آید (Hongzhu, 1996):

$$\sigma_1 = C_{oim} C_1 C_2 \quad (17-2)$$

که در این رابطه C_{oim} مقاومت فشاری تک محوری سقف بلاواسطه برحسب مگا پاسکال، C_1 ضریب تأثیر فاصله‌داری درزه و C_2 ضریب تأثیر ضخامت لایه است. مقدار ضرایب C_1 و C_2 از جدول ۲-۱۶ به

¹ Hongzhu

دست می‌آیند. پس از محاسبه مقدار شاخص مقاومت با استفاده از جدول ۲-۱۷ می‌توان وضعیت پایداری و نیز حداکثر گام پیشروی قبل از وقوع اولین تخریب را به دست آورد (Hongzhu, 1996).

جدول ۲-۱۶: مقدار ضرایب C1 و C2 به ازای مقادیر مختلف فاصله‌داری درزه‌ها (Hongzhu, 1996)

متوسط فاصله‌داری درزه‌ها (سانتیمتر)	ضریب تأثیر فاصله‌داری (C1)	ضریب تأثیر ضخامت لایه (C2)
۱۰	۰/۳۰	۰/۲۴
۲۰	۰/۳۲	۰/۲۵
۳۰	۰/۳۴	۰/۲۷
۴۰	۰/۳۷	۰/۲۹
۵۰	۰/۳۹	۰/۳۰
۶۰	۰/۴۱	۰/۳۲
۷۰	۰/۴۳	۰/۳۳
۸۰	۰/۴۶	۰/۳۵
۹۰	۰/۴۸	۰/۳۶
۱۰۰	۰/۵۰	۰/۳۸
۱۱۰	۰/۵۲	۰/۳۹
۱۲۰	۰/۵۵	۰/۴۱

جدول ۲-۱۷: طبقه‌بندی سقف بلاواسطه بر اساس مقادیر شاخص مقاومت (Hongzhu, 1996)

کلاس سقف	۱	۲	۳	۴
شاخص مقاومت (MPa)	< ۳	۳ - ۷	۷ - ۱۲	> ۱۲
وضعیت پایداری	ناپایدار	نیمه پایدار	پایدار	محکم
حداکثر گام پیشروی قبل از وقوع اولین تخریب (m)	< ۸	۸ - ۱۸	۱۸ - ۲۵	> ۲۵

در سال ۱۹۹۸، انستیتوی مرکزی تحقیقات معدنی و سوخت هندوستان^۱ (CMRI سابق) روشی آماری را برای ارزیابی قابلیت تخریب لایه‌ها ارائه کرده است. در این روش قابلیت تخریب لایه‌ها توسط شاخص تخریب (I) متعلق به قوی‌ترین لایه موجود در ناحیه فعال تخریب ارزیابی شده است (Singh, 2015):

$$I = \frac{\sigma_c L_c^n t_b^{0.5}}{5} \quad (2-18)$$

که σ_c مقاومت فشاری تک محوری (kg/cm^2)، L_c میانگین طول مغزه حفاری (cm)، t_b ضخامت لایه (cm) و n ثابتی وابسته به شاخص کیفیت توده سنگ (RQD) و بین ۱ تا ۱/۲ است. با استفاده از شاخص کیفیت توده سنگ، طول مغزه حفاری از رابطه (۲-۱۹) قابل محاسبه است:

$$L_c = \frac{RQD - 26.75}{3.03} \quad (2-19)$$

¹ Central Institute of Mining and Fuel Research

با استفاده از این شاخص، قابلیت و طبیعت تخریب سقف مطابق جدول ۲-۱۸ به پنج گروه تقسیم‌بندی شده است. دهانه ریزش اصلی (L_o) و دوره‌ای (L_p) مطابق روابط (۲-۲۰) و (۲-۲۱) قابل تخمین است:

$$L_o = 0.72I^{0.51} \quad (2-20)$$

$$L_p = 3.05 + 0.25L_o \quad (2-21)$$

جدول ۲-۱۸: طبقه‌بندی سقف بر اساس شاخص تخریب مستحکم‌ترین لایه (Singh, 2015)

توصیف	شاخص تخریب	کلاس طبقه
تخریب‌پذیری ساده سقف	$I \leq 2000$	۱
تخریب‌پذیری متوسط سقف	$2000 < I \leq 5000$	۲
تخریب‌پذیری با سختی سقف	$5000 < I \leq 10000$	۳
تخریب‌پذیری با سختی قابل توجه	$10000 < I \leq 14000$	۴
تخریب‌پذیری با سختی شدید	$I > 14000$	۵

داس^۱ در سال ۲۰۰۰ با مطالعه‌ی گسترده خصوصیات زمین‌شناسی، فیزیکی و مکانیکی سنگ‌های سقف ۱۱ پهنه از ۷ معدن زیرزمینی زغال‌سنگ هند سیستم طبقه‌بندی سقف بر اساس تخریب را ارائه کرد. پارامترهای در نظر گرفته‌شده شامل میانگین وزنی مقاومت فشاری تک محوری، شاخص کیفیت توده سنگ، نوع سنگ‌ها، وجود ناپیوستگی‌ها مانند ترک‌ها، صفحات جدایش، وجود آب و ضخامت لایه است. بر اساس این پارامترها سقف مطابق جدول ۲-۱۹ به ۶ دسته تقسیم شد. بر اساس امتیاز هریک از پارامترها و دسته‌ها، خصوصیات این طبقه‌بندی در جدول ۲-۲۰ نمایش داده شده است (Das, 2000).

¹ Das

جدول ۱۹-۲: طبقه‌بندی سنگ سقف و امتیازدهی مربوطه برای ساختارهای حاوی زغال سنگ هندوستان در پهنه‌های جبهه کار طولانی (Das, 2000)

کلاس						پارامتر
۶	۵	۴	۳	۲	۱	
>۸۰۰	۵۰۰-۸۰۰	۳۰۰-۵۰۰	۲۰۰-۳۰۰	۱۰۰-۲۰۰	۰-۱۰۰	میانگین وزن دار UCS (Kg/cm ²)
۲۴/۹-۲۵	۱۵-۲۴/۹	۹-۱۵	۶-۹	۳-۶	۰-۳	امتیاز
۸۵-۱۰۰	۷۰-۸۵	۵۰-۷۰	۴۰-۵۰	۳۰-۴۰	۰-۳۰	میانگین وزن دار RQD (%)
۲۰/۵-۲۵	۱۶-۲۰/۵	۱۰/۵-۱۶	۸-۱۰/۵	۶-۸	۰-۶	امتیاز
شیل ماسه‌ای بسیار قوی، ماسه‌سنگ ریزدانه با تورق شیلی، ماسه‌سنگ توده‌ای ضخیم، دولریت و غیره.	شیل ماسه‌سنگ بسیار قوی، شیل سخت و غیره.	شیل سخت، ماسه‌سنگ با مقاومت متوسط و غیره.	انواع جنس‌های شیل، ماسه‌سنگ ضعیف. لایه‌های متناوب سنگ‌های مختلف در یک توالی نزدیک. میان‌لایه‌های ماسه‌سنگ و شیل.	شیل ماسه‌ای، سنگ‌های شکاف‌پذیر، شیل کربندار نرم و ضعیف، میان‌لایه‌های بسیار نرم و شکسته زغال و غیره.	شیل کربندار نرم و ضعیف، شیل متورق در ماسه‌سنگ آرژیلیتی، میان‌لایه‌های بسیار نرم و شکسته، خرده شیل و غیره.	جنس سنگ‌ها
۹/۵-۱۰	۸/۵-۹/۵	۷/۵-۸/۵	۵/۵-۷/۵	۳-۵/۵	۰-۳	امتیاز
هیچ‌گونه ترک و شکستگی وجود ندارد.	ترک‌های ناچیزی ممکن است وجود داشته باشد اگر طبقات شکاف‌پذیر از ماسه‌سنگ بسیار ریزدانه با ضخامت متغیر بین ۰/۶-۰/۳ وجود داشته باشد.	ممکن است ترک‌ها وجود داشته باشد اما تأثیر مخرب ندارند. اگر به‌طور متوسط طبقات شکاف‌پذیر ماسه‌سنگ بسیار ریزدانه وجود داشته باشد، ضخامت آن‌ها در بازه ۰/۱-۰/۳ متر متغیر است.	وجود ترک‌های متوسط، طبقات قابل شکافت مانند مواد کربندار و غیره	وجود ترک‌های متوسط، طبقات قابل شکافت مانند مواد کربندار ضخیم‌تر از ۰/۱ متر، سنگ‌های رسی، ناحیه نزدیک گسل‌های جزئی و کوچک	وجود ترک‌ها با چگالی بسیار بالا، ماسه‌سنگ درشت‌دانه با میان‌لایه کربندار با ضخامت حدود ۰/۰۸-۰/۰۵ متر یا کمتر و در لایه ماسه شکاف‌پذیر با ضخامت کمتر از ۰/۱۵ متر، ناحیه گسل‌های جزئی و کوچک.	وجود ترک‌های شدید، طبقات شکافت، تورق، صفحات لغزش و غیره.*
۹/۵-۱۰	۸/۵-۹/۵	۷/۵-۸/۵	۵/۵-۷/۵	۳-۵/۵	۰-۳	امتیاز
کاملاً خشک	تقریباً کاملاً خشک	فقط وجود نم	آب با فشار پایین	آب با فشار متوسط	مشکلات عمده آب	وجود آب زیرزمینی
۹-۱۰	۸-۹	۷-۸	۶-۷	۴-۶	۰-۴	امتیاز
بیش از ۴	۳-۴	۲-۳	۱-۲	۰/۳۵-۱	۰-۰/۳۵	ضخامت لایه غالب (m)
۱۹/۹-۲۰	۱۰/۵-۹/۹	۱۰/۵-۱۶	۵-۱۰/۵	۱/۵-۵	۰-۱/۵	امتیاز
۹۳/۳-۱۰۰	۷۲-۹۳/۳	۵۲-۷۲	۳۶-۵۲	۲۰/۵-۳۶	۰-۲۰/۵	مجموع امتیازات

* وجود گسل‌های جزئی و کوچک بیش از ۰/۵ متر که از پهنه جبهه کار طولانی در حالتی که ضخامت لایه بیش از ۲ متر است باید در نظر گرفته نشود. در لایه با ضخامت کمتر از ۲ متر احتمالاً هیچ گسلی وجود ندارد.

جدول ۲-۲۰: رفتار لایه‌های سقف بلاواسطه در پهنه‌های جبهه‌کار طولانی (طول سینه‌کار ۱۵۰-۱۰۰ متر) (Das, 2000)

کلاس						پارامتر
۶	۵	۴	۳	۲	۱	
خصوصیت پایداری	ناپایداری خیلی خوب	پایداری خوب	پایدار	ناپایداری زیاد	ناپایداری بسیار زیاد	خصوصیت پایداری
خصوصیت تخریبی	تخریب‌پذیری ضعیف	تخریب‌پذیری خوب	تخریب‌پذیری خیلی خوب	تخریب‌پذیری زیاد	تخریب‌پذیری بسیار زیاد	خصوصیت تخریبی
زاویه تخریب	۳۵° - ۵۰°	۵۰° - ۶۵°	۶۵° - ۷۵°	۷۵° - ۸۵°	۸۵° - ۹۰°	زاویه تخریب
طول حالت معلق (m)	۳ - ۶	۱/۵ - ۳	۰/۵ - ۱/۵	۰ - ۰/۵	۰	طول حالت معلق (m)
سیستم مطلوب	تخریب القایی یا روش پرکردن	سیستم تخریب (نیاز به انفجار در برخی مواقع برای تخریب اولیه)	سیستم تخریب	سیستم تخریب	سیستم تخریب	سیستم جبهه‌کار طولانی مطلوب
الزامات نگهداری	عدم جدا شدن مناسب لایه(ها) از گوشه سینه‌کار ممکن است فشار بالایی را به ردیف جلویی پایه‌ها نگرانداده قدرتی اعمال کند. سیستم نگهداری حالت کار I.F.S (در موارد لایه‌نازک) و I.F.S همراه با پیش‌لوله‌گذاری قدرتی در بقیه موارد انتخاب شود. تمام پایه‌های سیستم نگهداری قدرتی سپر گوه‌ای یا باید به صورت آرایش V شکل باشند یا شیب کمی به سمت سینه‌کار داشته باشند.	عدم جدا شدن مناسب لایه(ها)ی توده سنگ بار کم‌وبیش متعادل به سیستم نگهداری قدرتی اعمال خواهند کرد. سیستم نگهداری حالت کار I.F.S (در موارد لایه‌نازک) و ترکیب حالت کار معمول و I.F.S همراه با پیش‌لوله‌گذاری قدرتی در بقیه موارد انتخاب شود. تمام پایه‌های سیستم نگهداری قدرتی سپر گوه‌ای یا باید به صورت آرایش V شکل باشند یا شیب کمی به سمت سینه‌کار داشته باشند.	عدم جدا شدن مناسب لایه(ها) از گوشه سینه‌کار ممکن است فشار بالایی را به ردیف جلویی پایه‌ها نگرانداده قدرتی اعمال کند. سیستم نگهداری حالت کار I.F.S (در موارد لایه‌نازک) و ترکیب حالت کار معمول و I.F.S همراه با پیش‌لوله‌گذاری قدرتی در بقیه موارد انتخاب شود. تمام پایه‌های سیستم نگهداری قدرتی سپر گوه‌ای یا باید به صورت آرایش V شکل باشند یا شیب کمی به سمت سینه‌کار داشته باشند.	عدم جدا شدن مناسب لایه(ها) از گوشه سینه‌کار ممکن است فشار بالایی را به ردیف جلویی پایه‌ها نگرانداده قدرتی اعمال کند. سیستم نگهداری حالت کار I.F.S (در موارد لایه‌نازک) و ترکیب حالت کار معمول و I.F.S همراه با پیش‌لوله‌گذاری قدرتی در بقیه موارد انتخاب شود. تمام پایه‌های سیستم نگهداری قدرتی سپر گوه‌ای یا باید به صورت آرایش V شکل باشند یا شیب کمی به سمت سینه‌کار داشته باشند.	عدم جدا شدن مناسب لایه(ها) از گوشه سینه‌کار ممکن است فشار بالایی را به ردیف جلویی پایه‌ها نگرانداده قدرتی اعمال کند. سیستم نگهداری حالت کار I.F.S (در موارد لایه‌نازک) و ترکیب حالت کار معمول و I.F.S همراه با پیش‌لوله‌گذاری قدرتی در بقیه موارد انتخاب شود. تمام پایه‌های سیستم نگهداری قدرتی سپر گوه‌ای یا باید به صورت آرایش V شکل باشند یا شیب کمی به سمت سینه‌کار داشته باشند.	الزامات نگهداری
مقدار بار فوق‌العاده‌ای توسط لایه‌های سقف در زمان شکست تولید خواهد شد در حالت استفاده از سیستم تخریب که ممکن است به مراتب فراتر از بالاترین ظرفیت سیستم نگهداری قدرتی که تاکنون در بازار ارائه شده است. روش جبهه‌کار طولانی می‌تواند همراه با روش پرکردن به کار رود.	برای تخریب منظم سقف بلاواسطه روش‌های القایی شکست سقف مانند انفجار و غیره ممکن است بکار رود که نه تنها با صرف زمان و هزینه، دست و پاگیر بودن و تولید کمتر همراه است بلکه هیچ‌گونه تضمینی برای تخریب لایه‌های بالایی که ممکن است موجب بارهای شدیدی روی سیستم نگهداری شوند، نمی‌دهند. فشار بالایی در ردیف عقبی سپر گوه‌ای نگهداری تولید خواهد شد. طراحی بسیار فشرده معمول سپر گوه‌ای ۴ پایه با شیب پایه‌ها به سمت ناحیه تخریب باید بکار رود. ظرفیت سیستم نگهداری قدرتی تا حد امکان عملیاتی باید بالا باشد. تک-پایه‌های با ارتفاع متغیر باید به کار رود. با این حال روش پرکردن در این حالت بهترین انتخاب خواهد بود.	لایه(ها)ی توده سنگ شرایط بار بیشتری را به سمت عقب نگرانداده‌های قدرتی بخصوص آن‌هایی که در میانه سینه‌کار نصب شده‌اند اعمال می‌کند. در دیگر حالات فشار بالاتری روی پایه‌های ردیف‌های عقبی به دلیل طول معلق بیشتر اعمال می‌کند. سیستم نگهداری حالت کار I.F.S (در موارد لایه‌نازک) و ترکیب حالت کار معمول و I.F.S همراه با پیش‌لوله‌گذاری قدرتی در بقیه موارد انتخاب شود. تمام پایه‌های سیستم نگهداری قدرتی سپر گوه‌ای یا باید به صورت آرایش V شکل باشند یا شیب کمی به سمت سینه‌کار داشته باشند.	لایه(ها)ی توده سنگ شرایط بار بیشتری را به سمت عقب نگرانداده‌های قدرتی بخصوص آن‌هایی که در میانه سینه‌کار نصب شده‌اند اعمال می‌کند. در دیگر حالات فشار بالاتری روی پایه‌های ردیف‌های عقبی به دلیل طول معلق بیشتر اعمال می‌کند. سیستم نگهداری حالت کار I.F.S (در موارد لایه‌نازک) و ترکیب حالت کار معمول و I.F.S همراه با پیش‌لوله‌گذاری قدرتی در بقیه موارد انتخاب شود. تمام پایه‌های سیستم نگهداری قدرتی سپر گوه‌ای یا باید به صورت آرایش V شکل باشند یا شیب کمی به سمت سینه‌کار داشته باشند.	عدم جدا شدن مناسب لایه(ها) از گوشه سینه‌کار ممکن است فشار بالایی را به ردیف جلویی پایه‌ها نگرانداده قدرتی اعمال کند. سیستم نگهداری حالت کار I.F.S (در موارد لایه‌نازک) و ترکیب حالت کار معمول و I.F.S همراه با پیش‌لوله‌گذاری قدرتی در بقیه موارد انتخاب شود. تمام پایه‌های سیستم نگهداری قدرتی سپر گوه‌ای یا باید به صورت آرایش V شکل باشند یا شیب کمی به سمت سینه‌کار داشته باشند.	عدم جدا شدن مناسب لایه(ها) از گوشه سینه‌کار ممکن است فشار بالایی را به ردیف جلویی پایه‌ها نگرانداده قدرتی اعمال کند. سیستم نگهداری حالت کار I.F.S (در موارد لایه‌نازک) و ترکیب حالت کار معمول و I.F.S همراه با پیش‌لوله‌گذاری قدرتی در بقیه موارد انتخاب شود. تمام پایه‌های سیستم نگهداری قدرتی سپر گوه‌ای یا باید به صورت آرایش V شکل باشند یا شیب کمی به سمت سینه‌کار داشته باشند.	

برای تخمین دهانه ریزش اصلی و تخریب دوره‌ای در استخراج جبهه کار طولانی سینگ و همکاران در سال ۲۰۰۴ مدلی تجربی را با استفاده از داده‌های ۱۵ پهنه‌ی جبهه کار طولانی و بر اساس نظریه صفحه، تیر و تیر طره به صورت زیر ارائه کردند (Singh, 2015):

$$L_m = 2.71\sigma_m^{0.5} t_m^{0.51} \gamma_e^{-0.32} \quad (22-2)$$

$$L_p = 1.10\sigma_p^{0.51} t_m^{0.45} \gamma_e^{-0.32} \quad (23-2)$$

که در این روابط:

$$\sigma_m = \frac{\sigma_t + \sigma_h}{100} RQD \quad (24-2)$$

$$\sigma_p = \frac{RQD\sigma_t}{100} \quad (25-2)$$

که L_m پیشروی معادل برای ریزش اصلی (m)، t_m ضخامت سقف اصلی (m) و σ_m مقاومت کششی مؤثر سقف اصلی (MPa) که باید برای تخمین دهانه ریزش اصلی در نظر گرفته شود. σ_h میانگین تنش افقی برجا برحسب (Mpa) است که با استفاده از مدل ترموالاستیک^۱ پوسته زمین تخمین زده شده و هیچ تأثیری بر شکست لایه‌های به صورت تیر طره در طی تخریب دوره‌ای ندارد؛ بنابراین تأثیر مقاومت کششی مؤثر سقف اصلی برای تخمین دهانه ریزش دوره‌ای در نظر گرفته نشده است.

به منظور به دست آوردن دهانه ریزش اصلی از لحاظ پیشروی سینه کار برای شکست سقف اصلی، L_m با استفاده از رابطه (۲۶-۲) برای مقادیر فرضی مختلفی از پیشروی سینه کار برای یک طول مشخص سینه کار با استفاده از آزمون و خطا محاسبه شده است.

$$L_m = 3.46a\beta^{0.5} \quad (26-2)$$

که a و β ضرایب تجربی هستند. نتایج این رابطه مشابه مقادیر حاصل شده از رابطه (۱۸-۲) بوده است.

اورعی و رستمی در سال ۲۰۰۸ یک سیستم طبقه‌بندی فازی را برای ارزیابی کیفیت تخریب ارائه کردند. در این مدل چهار پارامتر ضخامت لایه‌های سقف، عمق لایه‌های سقف، ارتفاع معدنکاری و مقاومت لایه‌های سقف که به صورت مجموعه‌های فازی بوده مطابق جدول ۲-۲۱ به عنوان ورودی مدل انتخاب شده است. پایگاه قوانین مدل شامل ۲۲۰ قانون اگر-آنگاه بوده است. خروجی مدل با نام کیفیت تخریب^۲ عنوان شده که بر اساس شاخص‌های تخریب یعنی ضریب انبساط حجمی و طول آویزانی مطابق جدول ۲-۲۲ به ۵ مجموعه فازی تقسیم شده است. برای اعتبار سنجی این مدل از

¹ Thermo-elastic model

² Caving quality (CQ)

داده‌های معدن زغال‌سنگ ۵ پرورده طبس استفاده گردیده است. نتایج مدل نشان داده است که کیفیت تخریب در این معدن کم تا متوسط بوده و دارای تطابق خوبی با مشاهدات میدانی است (Oraee and Rostami, 2008).

جدول ۲-۲۱: مجموعه‌های فازی پارامترهای ورودی مدل (Oraee and Rostami, 2008)

پارامتر	طبقه‌بندی				
ضخامت (m)	۰ - ۰/۵	۰/۵ - ۱	۱ - ۲	۲ - ۴	> ۴
کلاس	خیلی نازک	نازک	متوسط	ضخیم	خیلی ضخیم
مقاومت (MPa)	۰ - ۱۵	۱۵ - ۳۰	۳۰ - ۷۰	۷۰ - ۱۲۰	> ۱۲۰
کلاس	خیلی ضعیف	ضعیف	متوسط	زیاد	خیلی زیاد
عمق (m)	۰ - ۷۰		۷۰ - ۲۵۰		۲۵۰ - ۶۵۰
کلاس	کم		متوسط		زیاد
ارتفاع معدنکاری (m)	۰ - ۰/۷۵		۰/۷۵ - ۲		۲ - ۵
کلاس	کم		متوسط		زیاد

جدول ۲-۲۲: طبقه‌بندی کیفیت تخریب (CQ) (Oraee and Rostami, 2008)

کلاس	کیفیت تخریب (CQ)	۰ - ۲۰	۲۰ - ۴۰	۴۰ - ۶۰	۶۰ - ۸۰	۸۰ - ۱۰۰
کلاس	خیلی کم	کم	متوسط	زیاد	خیلی زیاد	

در سال ۱۳۸۷ (۲۰۰۹) جوانشیر برای پیش‌بینی رفتار سقف معادن زغالی بر اساس شرایط معادن حوزه البرز شرقی (شامل ۶ معدن) یک سیستم رده‌بندی ارائه کرد. در این رده‌بندی ۱۱ پارامتر مقاومت فشاری تک محوری، جنس سنگ، اندازه دانه‌ها، ماتریکس سنگ، فاصله‌داری سطوح لایه‌بندی (ضخامت لایه‌ها)، تعداد دسته درزه‌ها، فاصله‌داری و تداوم درزه‌ها، زبری درزه‌ها، جهت درزه‌ها و حساسیت نسبت به رطوبت در نظر گرفته شده و بر اساس اهمیت هر یک وزنی به آن‌ها تخصیص داده شده است. بر اساس جداول تنظیم شده برای هر پارامتر و امتیازهای تعیین شده، سنگ سقف یک کارگاه جبهه‌کار طولانی امتیازی بین ۱۵/۵ تا ۱۰۰ کسب می‌کند و بر این اساس می‌تواند در یکی از رده‌های بسیارناپایدار، ناپایدار، متوسط، پایدار و خیلی پایدار قرار گیرد. بر این اساس هر قدر امتیاز مربوط به لایه‌های سنگی تشکیل دهنده یک سقف بیشتر باشد، آن سقف از پایداری بیشتری برخوردار است (جوانشیر گیو، ۱۳۸۷).

یونگکوی^۱ و همکارانش در سال ۲۰۱۵ روشی را برای پیش‌بینی درجه تخریبی بودن سقف در معادن زیرزمینی زغال‌سنگ چین ارائه کردند. ورودی‌های این مدل ارتفاع معدنکاری، عمق لایه، شیب لایه و ضریب تناسب سنگ‌شناسی سنگ سخت (که به‌طور مشخص تعریف نشده است) است. در این تحقیق برای پیش‌بینی درجه تخریبی بودن سقف بلاواسطه از روش تفکیک‌کننده نیو بیزین^۲ استفاده

¹ Yongkuy

² Naive Bayesian classifier

شده است. بر این اساس سقف از لحاظ درجه تخریبی بودن به سه دسته کوچک، متوسط و بزرگ تقسیم‌بندی گردیده است. مدل مورد بحث با استفاده از تعداد ۲۲ سری داده آموزشی، نتیجه را برای ۸ مورد پیش‌بینی کرده و نتایج با مقادیر واقعی مقایسه شده است. در هر ۸ مورد نتایج پیش‌بینی برابر با نتایج واقعی است (Yongkui et al., 2015).

۲-۴-۲ مدل‌های تحلیلی

روش‌های تحلیلی در مطالعات فرایند تخریب لایه‌های سقف در اثر استخراج برای پیش‌بینی دهانه ریزش (تخریب) اصلی و یا دهانه تخریب دوره‌ای به کار می‌روند. این روش‌ها که معمولاً بر اساس نظریه‌های تیر و صفحه و گشتاور خمشی بنا شده‌اند، با وجود برخورداری از مبانی ریاضیاتی و مکانیکی، به دلیل فرض‌های ساده‌سازی که در خود دارند، نمی‌توانند شرایط واقعی را مدل کنند و به همین دلیل دارای انحرافات از مقادیر واقعی هستند. در جدول ۲-۲۳ تحقیقات صورت گرفته با استفاده از این روش‌ها آورده شده است.

جدول ۲-۲۳: پژوهش‌های صورت گرفته در زمینه فرایند تخریب به روش تحلیلی

سال	محقق (محققان)	توضیحات
۱۹۶۶	Shadrin and Baukov	استفاده از روش‌های مشاهده میدانی برای بررسی اولیه رفتار لایه‌ها در حین پیشروی سینه‌کار و تخریب و حل تحلیلی نرخ جابجایی
۱۹۶۷	Obert and Duval	مدل تیر و صفحه
۱۹۷۳	Kuznetsov et al.	محاسبه طول بحرانی تیر طره از استخراج زغال‌سنگ و تعیین توزیع تنش روی آن
۱۹۸۰	Korovkin	ارائه مدل تحلیلی محاسبه فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای سقف بلاواسطه
۱۹۸۴	Peng and Chiang	تعیین دهانه ریزش اصلی و ریزش دوره‌ای
۱۹۹۵	Singh and Dubey	ارائه مدل تحلیلی محاسبه فاصله تأثیر وزنی اول با در نظر گرفتن تأثیرات درزه‌ها به وسیله یک فاکتور ضریب ضعف
۲۰۰۳	Mukhrejee	مدل تیر طره
۲۰۱۱	Wang et al.	ارائه یک مدل طبقه‌بندی سقف سینه‌کار در استخراج لایه‌های ضخیم و تعیین ارتفاع ناحیه تخریب در این نوع لایه‌ها با استفاده از مدل‌سازی فیزیکی و حل تحلیلی
۲۰۱۲	Noroozi et al	ارائه مدل تحلیلی محاسبه فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای سقف بلاواسطه شیب‌دار و مقایسه با نتایج واقعی و عددی
۲۰۱۲	Shabanimashcool	مدل‌سازی عددی فرایند تخریب و حل تحلیلی دهانه اولین تخریب
۲۰۱۲	Manteghi et al.	تخمین فاصله تأثیر وزنی اول با استفاده از روش‌های تحلیلی و عددی
۲۰۱۵	Fan et al.	مدل‌سازی فیزیکی، عددی و تحلیلی فرایند تخریب و مقدار ضربه سقف در استخراج جبهه کار طولانی زغال در زیر آبکندهای سطحی
۲۰۱۵	Hao et al.	تعیین مقدار فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای و ظرفیت نگهداری با استفاده از روش ترکیبی تحلیلی-محاسبات برگشتی

اوبرت^۱ و دووال^۲ در سال ۱۹۶۷ بر اساس نظریه صفحات^۳ 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 جبهه‌کار طولانی و بیشینه تنش کششی در هنگام شکست را محاسبه می‌کند. در این روش لایه‌های سقف بلاواسطه به صورت یک صفحه در نظر گرفته شده‌اند. بر این اساس رابطه بیشینه تنش کششی به صورت رابطه (۲۷-۲) به دست آمده است (Obert and Duvall, 1967):

$$\sigma_{\max} = \frac{6\beta\gamma_e a^2}{t} \quad (27-2)$$

که σ_{\max} بیشینه تنش کششی (MPa)، β ثابتی تجربی بر اساس نسبت ابعاد b/a (جدول ۲-۲۴)، b بعد افقی بزرگ‌تر صفحه (طول لایه) (m)، a بعد افقی کوچک‌تر صفحه (عرض لایه) (m)، t ضخامت صفحه (m) و γ_e وزن مخصوص مؤثر سنگ (MPa/m) است که از رابطه (۲۸-۲) به دست می‌آید:

$$\gamma_e = \frac{E_1 t_1^2 \sum_{i=1}^n \gamma_i t_i}{\sum_{i=1}^n E_i t_i^3} \quad (28-2)$$

که در این رابطه E_i مدول یانگ سنگ لایه i ام، γ_i وزن مخصوص سنگ لایه i ام و t_i ضخامت لایه i ام سقف و n تعداد کل لایه‌ها است. رابطه (۲۷-۲) به منظور بارگذاری اضافی بر وزن لایه سقف زمانی که ضخامت لایه بالایی کمتر از لایه پایینی است؛ یعنی:

$$t_1 > t_2 > \dots > t_n$$

در این حالت شماره‌گذاری لایه‌ها از لایه پایین آغاز می‌شود.

جدول ۲-۲۴: مقدار ضریب تجربی β (Obert and Duvall, 1967)

نسبت b/a	مقدار ثابت تجربی β
۱	۰/۰۵۱۳
۱/۲۵	۰/۰۶۶۵
۱/۵	۰/۰۷۵۷
۱/۷۵	۰/۰۸۰۶
۲	۰/۰۸۲۹
>۲	۰/۰۸۳۳

^۱ Duvall

^۲ Obert

^۳ Theory of plates

زمانی که مقدار $b/a > 2$ باشد، تأثیر بعد افقی کوچک‌تر قابل چشم‌پوشی است. در این حالت می‌توان از فرمول تیر ارائه شده توسط اوبرت و دووال برای محاسبه دهانه شکست به صورت رابطه (۲-۲۹) استفاده کرد:

$$L_b = \sqrt{\frac{2\sigma_t t}{\gamma_e}} \quad (۲-۲۹)$$

که L_b دهانه شکست تیر یا فاصله ریزش اصلی سقف (m) و σ_t مقاومت کششی سنگ (MPa) است. کوزنتسوف^۱ و همکارانش در سال ۱۹۷۳ رابطه (۲-۳۰) را برای یافتن طول بحرانی تخریب دوره‌ای بلوک پیشنهاد کردند (Kuznetsov et al., 1973):

$$\left(\frac{L_s}{h_s}\right)^2 = \frac{2\sigma_t}{3\gamma H_0} \quad (۲-۳۰)$$

که L_s و h_s به ترتیب طول و ضخامت لایه و H_0 ضخامت روباره است. گزارش شده است که نتایج محاسبات با استفاده از این رابطه، در اتحاد جماهیر شوروی سابق دارای تخمین خوبی از تخریب سقف اصلی با اختلاف ۱۵ تا ۲۰ درصدی با مقادیر اندازه‌گیری شده واقعی بوده است.

بر اساس روش ابعادی صحیح، در سال ۱۹۸۴ پنگ و چیانگ رابطه (۲-۳۱) را برای تخمین دهانه ریزش اصلی (L_0) ارائه کرده‌اند (Peng and Chiang, 1984):

$$L_0 = k \sqrt{\frac{h\sigma_{cf}}{\gamma}} \quad (۲-۳۱)$$

که h ضخامت طبقه بلاواسطه یا اصلی، σ_{cf} مقدار آزمایشگاهی مقاومت فشاری یک محوری، γ میانگین وزن مخصوص طبقه و k ثابتی حدوداً برابر با ۰/۲۵ است. دهانه تخریب دوره‌ای (L_p) به صورت نصف مقدار دهانه ریزش اصلی تخمین زده شده است؛ یعنی:

$$L_p = 0.5L_0 \quad (۲-۳۲)$$

مؤخرجی^۲ در سال ۲۰۰۳ رابطه‌ی (۲-۳۳) را برای گشتاور خمشی یک تیر طره به‌منظور محاسبه دهانه شکست تیر طره (شرایط ریزش سقف در طی تأثیر وزنی دوره‌ای) ارائه کرد (Mukherjee, 2003):

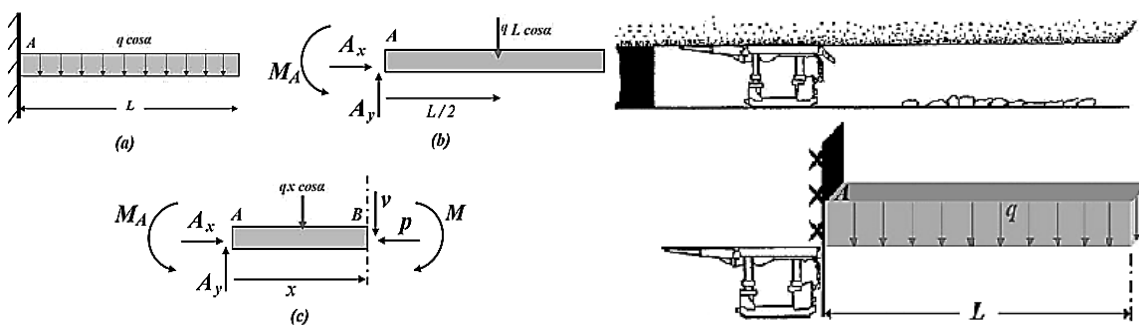
$$L_p = \sqrt{\frac{\sigma_t t}{3\gamma}} \quad (۲-۳۳)$$

در این رابطه L_p دهانه تأثیر وزنی دوره‌ای (فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای) (m)، t_b ضخامت طبقه (لایه) (m) و γ وزن مخصوص سنگ (MPa) است.

¹ Kuznetsov

² Mukherjee

نوروزی و همکارانش در سال ۲۰۱۲ با استفاده از تئوری تیر پنگ (ارائه شده در ۱۹۸۷) که رفتار سقف بلاواسطه را در حین تأثیر وزنی دوره‌ای مانند یک تیر یک سر گیردار می‌داند، رابطه‌ای تحلیلی را برای محاسبه فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای ارائه نمودند. بر اساس مطالعه آن‌ها سقف بلاواسطه در حین تأثیر وزنی دوره‌ای را می‌توان به صورت شکل ۲-۱۶-الف مدل کرد. همان‌طور که ملاحظه می‌شود در این حالت سقف بلاواسطه در حالت افقی قرار دارد. با توجه به این موضوع که معمولاً لایه زغال در نتیجه سقف بلاواسطه دارای زاویه‌ای با افق هستند، می‌توان مدل در نظر گرفته را مطابق شکل ۲-۱۶-ب دانست. در شکل ۲-۱۶-ب عملکرد و تحلیل نیروها بر روی مدل تیر مورد بحث نیز نمایش داده شده است (Noroozi et al., 2012).



ب- مدل تیر متناظر با سقف بلاواسطه و تحلیل نیروها در حالت شیب‌دار

الف- مدل ساده سقف بلاواسطه در حین تأثیر وزنی دوره‌ای در حالت افقی

شکل ۲-۱۶: مدل سقف بلاواسطه در حین تأثیر وزنی دوره‌ای در حالت افقی و شیب‌دار (Noroozi et al., 2012)

بر اساس مدل ارائه شده و با استفاده از تحلیل نیروها، بیشینه طول تیر مطابق با رابطه (۲-۳۴) است:

$$L = \sqrt{\frac{\sigma_t h^2}{3q \cos \alpha}} \quad (2-34)$$

در این رابطه L طول تیر (m)، σ_t مقاومت کششی تیر (MPa)، α زاویه شیب تیر نسبت به افق و q توزیع یکنواخت بار روی واحد طول تیر به صورت رابطه (۲-۳۵) است:

$$q = \gamma h \quad (2-35)$$

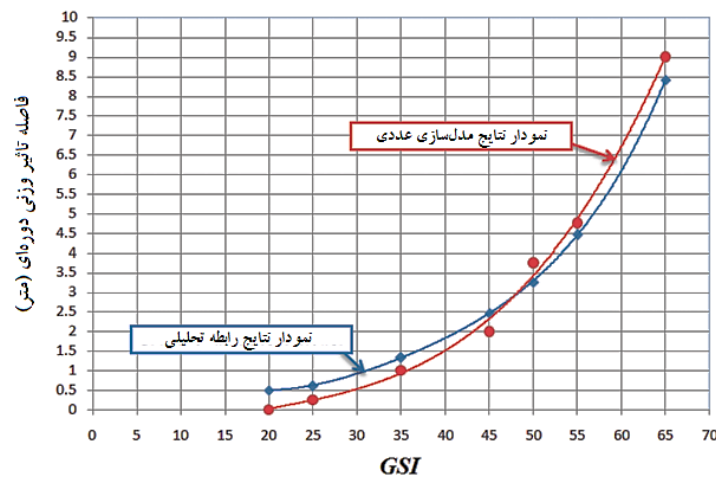
در این رابطه h ضخامت تیر (سقف بلاواسطه) (m) و γ وزن مخصوص تیر (سقف بلاواسطه) (MN/m³) است. بر این اساس رابطه (۲-۳۶) رابطه نهایی را ارائه می‌دهد:

$$L = \sqrt{\frac{\sigma_t h}{3\gamma \cos \alpha}} \quad (2-36)$$

سپس رابطه نهایی فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای بر اساس معیار شکست هوک- براون نسخه ۲۰۰۲ به شکل رابطه (۲-۳۷) ارائه شد:

$$L = \sqrt{\frac{\exp\left(\frac{GSI-100}{9}\right)h\sigma_{ci}}{3\gamma m_i \exp\left(\frac{GSI-100}{28}\right)\cos\alpha}} \quad (37-2)$$

در رابطه (۳۷-۲)، L فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای (m)، σ_{ci} مقاومت فشاری یک محوری سنگ بکر (MPa)، h ضخامت سقف بلاواسطه (m)، GSI شاخص مقاومت زمین‌شناسی، γ وزن مخصوص سقف بلاواسطه (MN/m^3)، m_i ثابت سنگ بکر و α زاویه شیب سقف بلاواسطه برحسب درجه است. ایشان سپس با مدل‌سازی عددی و شبیه‌سازی فرآیند تخریب با استفاده از متوسط مقادیر واقعی عملیات استخراج جبهه کار طولانی، فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای را برای مقادیر مختلف GSI محاسبه و مقادیر حاصل را با مقادیر رابطه تحلیلی مطابق شکل ۲-۱۷ مقایسه کردند (Noroozi et al., 2012).



شکل ۲-۱۷: مقایسه نتایج تحلیلی و عددی در تعیین فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای (Noroozi et al., 2012)

نتایج، تطابق خوبی را بین رابطه تحلیلی و مدل‌سازی عددی نشان داده است. علاوه بر این مقایسه، مقدار فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای با استفاده از رابطه تحلیلی برای سه معدن (پرورده ۱ طبس، پابدانا اصلی و مونیديه^۱ هندوستان) و مقادیر واقعی با یکدیگر مقایسه شده است. نتایج مقایسه هر سه معدن متوسط اختلاف ۱۳/۱۶۷٪ را نشان داده است (Noroozi et al., 2012).

در سال ۲۰۱۲ منطقی و همکارانش در یک مطالعه موردی به تعیین مقدار فاصله اولین تأثیر وزنی در معدن زغال‌سنگ پرورده ۱ طبس پرداختند. مقدار این فاصله بر اساس روش تحلیلی ۱۰/۹ متر، با استفاده از مدل‌سازی عددی ۱۱/۲۵ متر و بر اساس مشاهدات واقعی ۱۲ متر بوده است. علاوه بر این پارامتر، آن‌ها تغییرات بار عمودی را تا قبل از رویداد ریزش اصلی (اولین تأثیر وزنی) با استفاده از روش‌های ترزاقی، قوس فشار و نظریه تیر محاسبه کردند (Manteghi et al., 2012).

¹ Moonidih coal mine

نحوه تخریب سقف در معادن زغال سنگ جبهه کار طولانی توسط فان^۱ و همکارانش در سال ۲۰۱۵ مورد مطالعه قرار گرفت. ایشان برای این منظور از سه روش مدل سازی فیزیکی، مدل سازی عددی و روش تحلیلی استفاده کردند و بر این اساس نحوه تخریب لایه ها، مسیر آن ها و در نهایت مقدار ضربه سقف ناشی از این رویداد را بررسی نمودند (Fan et al., 2015).

در سال ۲۰۱۵ هائو^۲ و همکارانش با استفاده از یک روش ترکیبی به تعیین فاصله دوره های سقف و ظرفیت نگهداری بهینه در روش استخراج جبهه کار طولانی پرداخته و نتیجه گرفتند که تعیین فاصله دوره های سقف به دو پارامتر مقاومت و بار حاصله و مقدار ظرفیت نگهداری به پارامتر ضریب انبساط حجمی سنگ وابسته است. از آنجایی که تعیین دقیق این سه پارامتر به دلیل تعدد پارامترهای مؤثر بر آن ها و محدودیت های دستگاه های ثبت داده مشکل است، متعاقباً تعیین فاصله تأثیر دوره های سقف و ظرفیت نگهداری نیز قبل از استخراج مشکل است. ایشان برای این منظور در ابتدا به وسیله روابط تحلیلی به تعیین فاصله تأثیر وزنی دوره های و ظرفیت نگهداری پرداخته و سپس با استفاده از تحلیل برگشتی و طرح یک مسئله بهینه سازی که در آن هدف کمینه کردن اختلاف بین مقادیر سه پارامتر مقاومت، بار و ضریب انبساط حجمی بوده فاصله تأثیر وزنی و ظرفیت نگهداری را محاسبه کردند. این روش پیشنهادی با استفاده از اطلاعات واقعی یک معدن زغال سنگ اعتبار سنجی شد که نتیجه بیانگر کارآمدی روش پیشنهادی بوده است (Hao et al., 2015).

۲-۴-۳ روش مدل سازی عددی

پیشرفت های پرشتاب فناوری کامپیوترها در دو دهه اخیر باعث تبدیل شدن روش های مدل سازی عددی به ابزاری بسیار قدرتمند و کارآمد برای تحلیل و طراحی انواع سیستم های مهندسی با عوامل دخیل پیچیده شده است که قبل از آن حل آن ها یا امکان ناپذیر بوده و یا کاربرد روش های معمول که بر اساس حل بسته هستند، ناکارآمد بوده اند. روش های تحلیلی در حل مسائل کاربردی مکانیک سنگ عموماً گسترش کمی یافته اند و دلیل این امر را شاید بتوان مربوط به خصوصیات غیریکنواخت توده سنگ، ناپوستگی های موجود در آن ها، رفتار غیرخطی ساختارهای سنگی، شرایط مرزی و غیره دانست. چنین پیچیدگی هایی در توده سنگ ها باعث لزوم استفاده از روش های عددی می شود. روش های عددی به طور گسترده در حل مسائل مربوط به مقدار تنش ها و تغییر شکل های مرزی در معادنی که روش های تحلیلی قادر به انجام آن نیستند، مورد استفاده قرار گرفته اند. این حالت زمانی اتفاق می افتد که شرایط مرزها از جمله مشکلات هندسی به وسیله فرمول های ریاضی قابل توصیف نباشند. این مشکلات از معادلات مشتق جزئی مرتبه دوم و وجود محیط های ناهمگن که با معادلات و تحلیل های ریاضی قابل حل نیستند یا بسیار پیچیده هستند، ناشی می شوند (Brown, 1987).

¹ Fan

² Hao

روش‌های عددی به سه دسته روش‌های پیوسته^۱، گسسته^۲ و ترکیبی^۳ تقسیم می‌شوند. نحوه انتخاب این روش‌ها به شرایط فنی و زمین‌شناسی طرح و نیز تجربه مهندسی بستگی دارد.

در روش‌های پیوسته، محیط توده سنگ به صورت پیوسته در نظر گرفته می‌شود و بر اساس این فرض که رفتار آن تحت تأثیر ناپیوستگی‌ها قرار نمی‌گیرد استوار است. این روش‌ها شامل روش المان مرزی^۴ (BEM)، روش المان محدود^۵ (FEM) و روش تفاضل محدود^۶ (FDM) هستند. مهم‌ترین نرم‌افزارهای این نوع مدل در زمینه معدنی نیز شامل نرم‌افزار تفاضل محدود^{۲D} و^{3D} FLAC و نرم‌افزار المان محدود Phase2 است. روش‌های گسسته نیز که توانایی مدل کردن ناپیوستگی‌های توده سنگ را دارا هستند شامل روش‌های اجزای مجزا^۷ (DEM)، روش‌های شبکه شکستگی مجزا^۸ (DFN)، روش‌های مودال^۹، تحلیل تغییر شکل گسسته^{۱۰} (DDA) و روش تبادل اندازه حرکت^{۱۱} می‌باشند. از جمله مهم‌ترین نرم‌افزارهای این حوزه می‌توان به نرم‌افزار المان مجزای UDEC و 3DEC اشاره کرد. روش‌های ترکیبی نیز شامل روش‌هایی مانند FEM/BEM، DEM/DEM، FEM/DEM و دیگر روش‌ها می‌شوند (Jing, 2003).

در مدل‌سازی فرایند تخریب در اثر استخراج جبهه کار طولانی تا کنون روش‌های پیوسته بیشترین کاربرد را داشته‌اند به طوری که از بین ۲۳ منبع مطالعاتی، در ۲۰ منبع از روش‌های پیوسته استفاده شده است. از آن میان نرم‌افزار FLAC در ۱۳ منبع، نرم‌افزار Phase2 در ۳ منبع و کدها و نرم‌افزارهای دیگر در ۴ منبع به کار رفته است. نکته قابل ذکر دیگر این است که تنها در ۵ مورد از مدل‌سازی‌های عددی پیوسته، مدل‌سازی به صورت سه بعدی بوده است. از میان منابع مطالعاتی تنها سه منبع مطالعاتی از روش مدل‌سازی عددی المان مجزا با استفاده از نرم‌افزار UDEC بهره برده‌اند که همگی مدل‌سازی خود را به صورت دو بعدی انجام داده‌اند.

در جدول ۲-۲۵ تحقیقات انجام شده بر روی فرایند تخریب با روش مدل‌سازی عددی همراه جزئیات آورده شده است. نکته قابل ذکر این است که در بسیار از موارد هدف مستقیم بررسی فرایند تخریب نبوده است و مدل‌سازی عددی با هدف مطالعه سیستم نگهداری و تنش‌ها صورت گرفته است؛ اما به دلیل تأثیر تخریب، این فرایند نیز الزاماً شبیه‌سازی شده است.

¹ Continuum methods

² Discontinuum methods

³ Hybrid continuum/discontinuum models

⁴ Boundary Element Method

⁵ Finite Element Method

⁶ Finite Difference Method

⁷ Distinct Element Method

⁸ Discrete Fracture Network

⁹ Modal Methods

¹⁰ Discontinuous Deformation Analysis

¹¹ Momentum-Exchange Method

جدول ۲-۲۵: پژوهش‌های صورت گرفته در زمینه فرایند تخریب به روش مدل‌سازی عددی

سال	محقق (محققان)	توضیحات	روش
۱۹۸۲	Peng and Hsiung	بررسی تأثیر خواص فیزیکی و مکانیکی لایه‌های سقف بلاواسطه بر روی فرایند تخریب و پایداری کلی پهنه جبهه‌کار طولانی با استفاده از مدل‌سازی عددی	پیوسته (المان محدود) کد نویسی ۳ بعدی
۱۹۹۳	Lee	مدل‌سازی عددی اندرکنش سیستم نگهداری و لایه‌ها برای شرایط مختلف سقف و شبیه‌سازی فرایند شکست سنگ در سقف	پیوسته (المان محدود) NASTRAN ۲ بعدی
۱۹۹۸	Gale and Nemcik	مدل‌سازی فرایند تخریب به‌منظور تعیین سیستم نگهداری پهنه برای شرایط مختلف سقف	پیوسته FLAC ^{2D}
۲۰۰۶	Konak et al	تعیین ارتفاع سقف بلاواسطه از طریق مدل‌سازی عددی و تحلیل برگشتی	پیوسته Phase2
۲۰۰۷	Singh	ارزیابی رفتار تخریبی لایه‌ها و پیش‌بینی بار وارد بر تجهیزات نگهداری از طریق مدل‌سازی عددی	پیوسته FLAC ^{2D}
۲۰۰۸	Kwasniewski	مدل‌سازی عددی رفتار لایه‌ها در اثر استخراج جبهه‌کار طولانی	گسسته UDEC
۲۰۰۹	Singh and Singh	مدل‌سازی رفتار تخریبی لایه‌ها و عملکرد سیستم نگهداری	پیوسته FLAC ^{2D}
۲۰۱۰	Vakili et al.	مقایسه عملکرد دو روش مدل‌سازی عددی تفاضل محدود و المان رزی در مدل‌سازی سکانس استخراجی جبهه‌کار طولانی در حالت مقیاس کامل و بررسی تغییرات تنش و حجم مواد تخریب‌شده	پیوسته FLAC ^{3D} و MAP3D
۲۰۱۰	Singh and Singh	تخمین رفتار تخریبی لایه‌ها در شرایط تخریب منظم و ناگهانی و انتخاب ظرفیت پهنه سیستم نگهداری بر این اساس	پیوسته FLAC ^{3D}
۲۰۱۰	Singh and Singh	بررسی تأثیر ۷ پارامتر بحرانی روی رفتار تخریبی لایه‌ها و عملکرد سیستم نگهداری	پیوسته FLAC ^{2D}
۲۰۱۰	نجفی و همکاران	تعیین مقدار و نحوه توزیع تنش روی پایه‌ها در اثر استخراج و تخریب جبهه‌کار طولانی با استفاده از مدل‌سازی عددی	پیوسته FLAC ^{3D}
۲۰۱۱	Khanal et al.	مدل‌سازی عددی فرآیند استخراج و تخریب در جبهه‌کار طولانی و بررسی تغییرات خواص ماسه‌سنگ در روباره و عرض پهنه و لایه‌های نازک یا متراکم روی رفتار تخریبی لایه‌ها و ارزیابی ظرفیت گوه	پیوسته (المان محدود همراه با تغییر شکل تنش و جریان فاز سیال) COSFLOW 3D
۲۰۱۲	Noroozi et al	ارائه مدل تحلیلی محاسبه فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای سقف بلاواسطه شیب‌دار و مقایسه با نتایج واقعی و عددی	پیوسته Phase2
۲۰۱۲	Singh and Singh	بررسی تأثیر خصوصیات لایه‌های روباره بر روی رفتار تخریبی و عملکرد سیستم نگهداری با مدل‌سازی عددی	پیوسته FLAC ^{2D}
۲۰۱۲	Shabanimashcool	مدل‌سازی عددی فرایند تخریب و حل تحلیلی دهانه اولین تخریب	پیوسته FLAC ^{3D} و گسسته UDEC
۲۰۱۲	Manteghi et al.	تخمین فاصله تأثیر وزنی اول با استفاده از روش‌های تحلیلی و عددی	پیوسته FLAC ^{3D}

ادامه جدول ۲-۲۵

مدل‌سازی عددی فرآیند استخراج و تخریب در جبهه‌کار طولانی و پیوسته (المان محدود)	Khanal et al.	۲۰۱۱
بررسی تغییرات خواص ماسه‌سنگ در روباره و عرض پهنه و همراه با تغییر شکل لایه‌های نازک یا متراکم روی رفتار تخریبی لایه‌ها و ارزیابی تنش‌ی و جریان فاز سیال)		۲۰۱۲
COSFLOW 3D طرفیت گوه		
تعیین فاصله تأثیر وزنی اول و فرایند تخریب و اثرات آن با پیوسته FLAC ^{3D}	نورعلی و همکاران	۲۰۱۲
استفاده از مدل‌سازی عددی		
تعیین توزیع تنش بر روی پهنه استخراجی و ناحیه تخریب با پیوسته FLAC ^{3D}	نجفی و همکاران	۲۰۱۲
استفاده از مدل‌سازی عددی		
تعیین قابلیت تخریب سقف درزه‌دار بر اساس یک سیستم گسسته UDEC	Jabinpoor et al.	۲۰۱۳
امتیازدهی و ابعاد دهانه با استفاده از مدل‌سازی عددی		
مدل‌سازی عددی فرآیند استخراج و تعیین فاصله تأثیر وزنی پیوسته Phase2	Hosseini et al.	۲۰۱۴
دوره‌ای و برقراری رابطه بین این فاصله و GSI سقف بلاواسطه		
مدل‌سازی عددی فرآیند شکست سقف بلاواسطه ضخیم در اثر پیوسته RFPA 2D	Kong et al.	۲۰۱۴
استخراج جبهه‌کار طولانی و تأثیر بر جابجایی، نشست و مقدار و محل وقوع انواع تنش‌ها		
مدل‌سازی عددی گسسته تخریب در اثر استخراج گسسته UDEC	Gao et al.	۲۰۱۴
جبهه‌کار طولانی با مدل کردن بلوک‌های سنگی به صورت مثلثی و در نظر گرفتن صفحات لایه‌بندی و درزه‌ها در مدل		
مدل‌سازی فیزیکی، عددی و تحلیلی فرآیند تخریب و مقدار ضربه پیوسته FLAC ^{2D}	Fan et al.	۲۰۱۵
سقف در استخراج جبهه‌کار طولانی زغال در زیر آبکندهای سطحی		

پنگ و سیونگ^۱ در سال ۱۹۸۲ با استفاده از روش مدل‌سازی عددی سه‌بعدی المان محدود، تأثیر خواص فیزیکی و مکانیکی سقف بلاواسطه روی توزیع تنش، فرایند تخریب (فاصله اولین تخریب در شش مدل، فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای در چهار مدل) و پایداری کلی پهنه استخراج جبهه‌کار طولانی را بررسی نمودند. آن‌ها بر اساس نتایج به‌دست‌آمده تصریح کردند که فاصله اولین تخریب همواره (به‌خصوص در لایه‌های ضخیم و ضعیف) از فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای بیشتر است. بنابراین تأثیر اولین تخریب دارای رابطه تنگاتنگ‌تری با پایداری فضای کاری بوده و به همین دلیل تخمین فاصله اولین تخریب برای انتخاب صحیح نوع و ظرفیت سیستم نگهداری ضروری است. ایشان معتقدند که از طریق داشتن مقادیر مقاومت کششی سقف و خصوصیات تنش‌ی کششی القایی در طی پیشروی سینه‌کار، طولی که سقف در آن شروع به شکست می‌کند قابل تخمین است. از دیگر نتایج به دست آمده این است که تأثیر وزنی دوره‌ای تنها بر روی پایداری سینه‌کار مؤثر بوده و دارای تأثیری قابل چشم‌پوشی بر روی فشار پایه‌ای کناری است (Peng and Hsiung, 1982).

¹ Hsiung

در سال ۱۹۹۳ یکی از جامع‌ترین و مهم‌ترین پژوهش‌ها در حوزه مدل‌سازی عددی اندرکنش بین سیستم نگهداری و لایه‌های سقف توسط لی^۱ صورت پذیرفت. مهم بودن کار لی از لحاظ فائق آمدن بر دو محدودیت مهم دسترسی به کامپیوترهای با ظرفیت بیش‌تر و نیز دارای سرعت بالاتر نسبت به قبل و در نتیجه افزایش حوزه مطالعاتی برای شرایط مختلف است.

گیل^۲ و نمچیک^۳ در سال ۱۹۹۸ با استفاده از مدل‌سازی عددی هندسه شکستگی‌ها، چگالی آن‌ها در طی فرایند تخریب و مقادیر تنش ایجاد شده روی سیستم نگهداری را محاسبه و با مقادیر حاصل از روش پایش لرزه‌سنجی^۴ و اندازه‌گیری‌های میدانی مقایسه کردند. آن‌ها نتیجه گرفتند که مدل‌سازی کامپیوتری، تخمینی صحیح از رفتار لایه‌ها در پهنه استخراجی جبهه کار طولانی را دارا است و استفاده از این تخمین در طراحی، موجب افزایش سطح ایمنی و تولید می‌شود (Gale and Nemcik, 1998).

مطالعه اهمیت ارتفاع سقف بلاواسطه در مقدار و نوع توزیع بار روی سیستم نگهداری و همگرایی کارگاه در سال ۲۰۰۶ توسط کوناک^۵ و همکارانش در یکی از معادن زغال‌سنگ زیرزمینی ترکیه انجام شد. آن‌ها نتیجه گرفتند که در آن معدن ارتفاع سقف بلاواسطه $3/5$ برابر ارتفاع سینه‌کار است و زمانی که ارتفاع معدنکاری برابر با ۶ متر در نظر گرفته می‌شود، ارتفاع سقف بلاواسطه $2/5$ برابر آن است (Konak et al., 2006).

کواشنیوسکی^۶ در سال ۲۰۰۸ به بررسی رفتار لایه‌ها در نزدیکی پهنه جبهه کار طولانی در اثر استخراج و تخریب با استفاده از مدل‌سازی عددی گسسته با نرم‌افزار UDEC پرداخت. وی با استفاده از این روش محل اولین ریزش، ابعاد و تعداد بلوک‌های ریزش کرده در هر مرحله و محل رویداد تخریب کامل را تعیین کرد. بر این اساس، فرایند تخریب لایه‌ها (شامل خمش و جدایش لایه‌ها)، نوع حرکت بلوک‌های سنگی، گسترش ناحیه تخریب و همچنین تغییرات، نوع و مقدار تنش‌ها در هر مرحله از پیشروی، برای هر دو نوع سقف مدل شده، بررسی گردیده است (Kwaśniewski, 2008).

در سال ۲۰۰۹ سینگ^۷ و سینگ^۸، مدل‌سازی عددی پیوسته خود را برای شبیه‌سازی فرایند تخریب لایه‌ها و عملکرد سیستم نگهداری قدرتی هیدرولیکی را توسعه دادند. آن‌ها موارد مختلفی مانند مقدار بار اعمالی در طی این فرایند روی سیستم نگهداری، دهانه ریزش اصلی، دهانه تخریب دوره‌ای و همگرایی در سینه‌کار را برای ۲۳ پهنه از معادن زیرزمینی زغال‌سنگ هندوستان با این روش محاسبه و با مقادیر واقعی مقایسه کردند. در شکل ۲-۱۸ نتایج این مقایسه برای گام تخریب اول و دوره‌ای نمایش داده شده است. همان‌طور که در شکل ملاحظه می‌شود نتایج دارای انطباق خوبی با

¹ Lee

² Gale

³ Nemcik

⁴ Microseismic monitoring

⁵ Konak

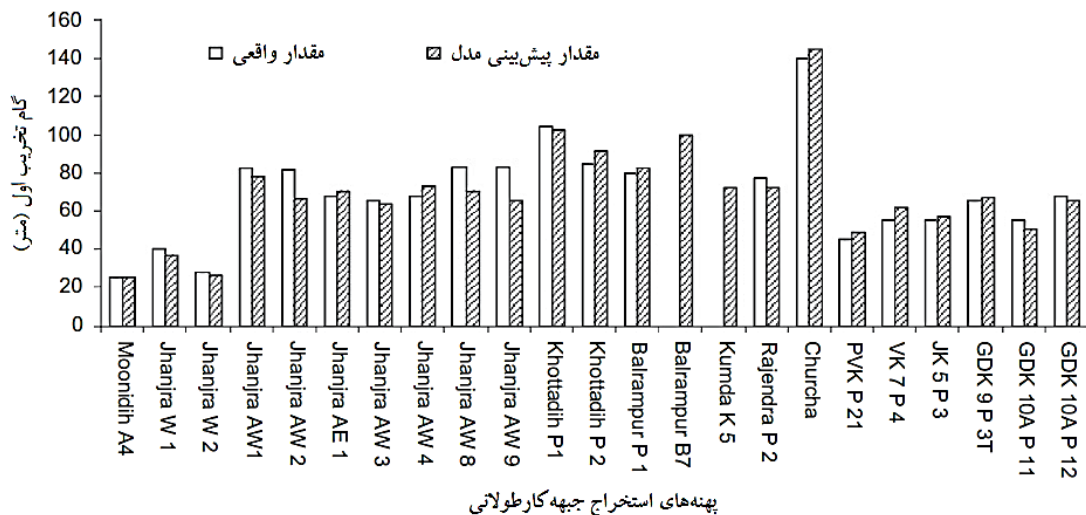
⁶ Kwaśniewski

⁷ G.S.P. Singh

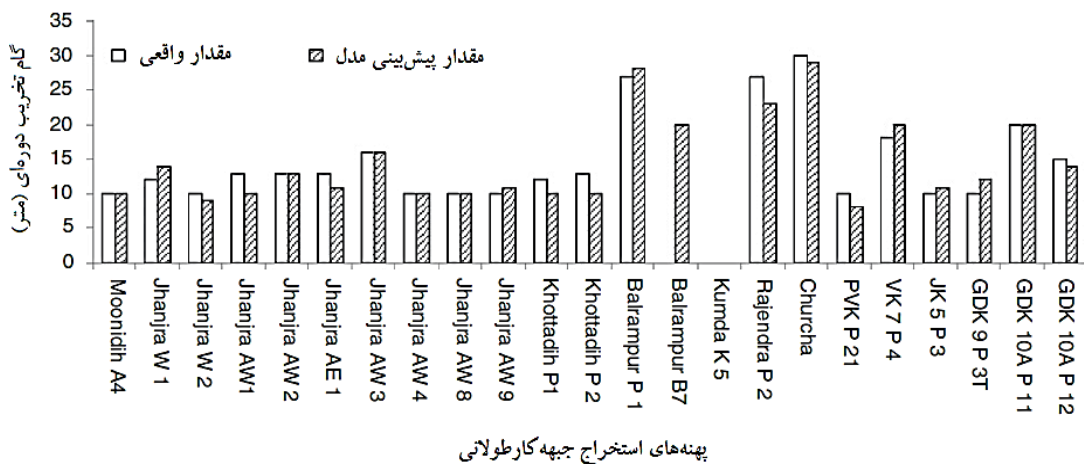
⁸ U.K. Singh

یکدیگر هستند. در مورد بقیه پارامترهای مقایسه شده نیز این انطباق مناسب وجود دارد (Singh and Singh, 2009).

در ادامه سینگ و سینگ، در سال ۲۰۱۰ نقش پارامترهای بحرانی عمق معدن کاری، ارتفاع معدن کاری، تنش افقی، ضخامت سقف بلاواسطه، مقاومت سقف بلاواسطه، ضخامت سقف اصلی و مقاومت سقف اصلی روی رفتار تخریبی لایه‌ها و عملکرد سیستم نگهداری را به صورت پارامتری بررسی کردند که در شکل ۲-۱۹ نتایج آن‌ها برای دهانه اولین ریزش محلی و ریزش اصلی (گام تخریب اول) آورده شده است (Singh and Singh, 2010a).



الف- مقایسه نتایج مدل با مقادیر واقعی دهانه ریزش اصلی

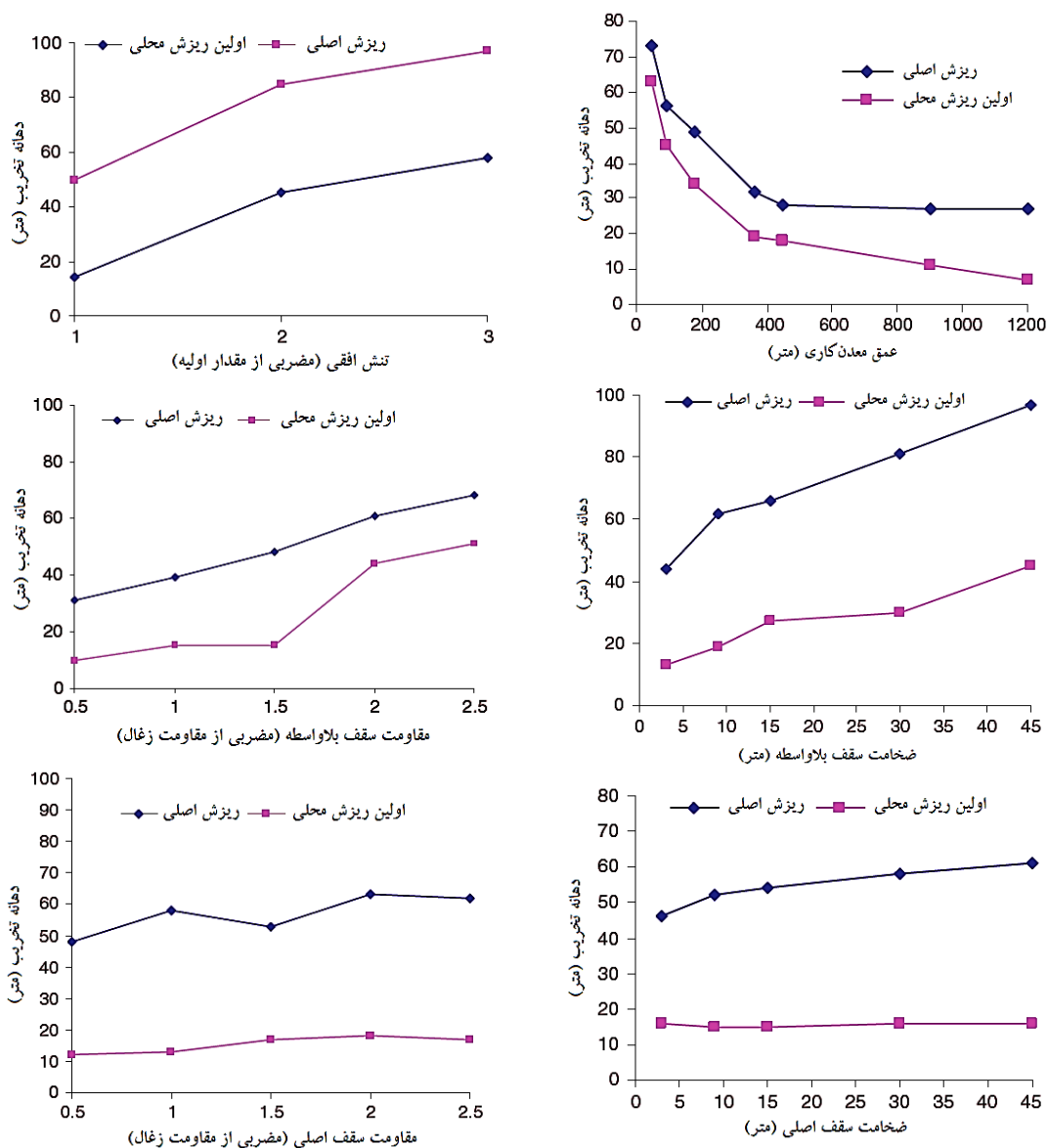


ب- مقایسه نتایج مدل با مقادیر واقعی دهانه تخریب دورهای

شکل ۲-۱۸: مقایسه نتایج مدل و مقدار واقعی دهانه ریزش اصلی و تخریب دورهای (Singh and Singh, 2009)

در پژوهشی دیگر که در سال ۲۰۱۰ توسط این دو منتشر شد، ایشان با بهره‌گیری از مدل‌سازی عددی، روشی ترکیبی را برای پیش‌بینی رفتار تخریبی و ظرفیت بهینه نگهداری در شرایط مشخص استخراجی توسعه دادند. آن‌ها از نتایج مدل ارزیابی تخریب و شرایط مختلف بارگذاری برای تهیه یک معیار به‌منظور انتخاب سیستم نگهداری بهره بردند. بر این اساس مدل‌سازی برای دو نوع از شرایط

لایه‌ها شامل تخریب منظم (حالت بارگذاری استاتیک) و شکست‌های غیرقابل کنترل (منجر به ایجاد بار دینامیکی) با استفاده از اطلاعات یکی از معادن زغال‌سنگ هندوستان دارای هر دو شرایط، صورت پذیرفته است. نتایج مدل‌سازی عددی در این مطالعه دارای تطابق خوبی با تجربیات واقعی بوده است (Singh and Singh, 2010b).



شکل ۲-۱۹: مطالعه پارامتری تأثیر عوامل مختلف بر دهانه اولین ریزش محلی و دهانه ریزش اصلی (Singh and Singh, 2010a)

وکیلی و همکاران در سال ۲۰۱۰ از دو روش مدل‌سازی عددی به صورت مقیاس کامل، به منظور بررسی عملکرد آن‌ها در مدل کردن شرایط استخراجی جبهه کار طولانی و فرایند تخریب در آن و متعاقباً اثرات دیگر آن‌ها استفاده کردند. بر این اساس آن‌ها روش‌های پیوسته المان مرزی و تفاضل محدود را به ترتیب با استفاده از نرم‌افزارهای MAP3D و FLAC^{3D} برای شش جنس مختلف لایه‌ها به کار بردند. برای مقایسه این دو روش، دو جنبه کلی و فنی در این مطالعه مدنظر قرار گرفته است.

جنبه کلی شامل الزامات مدل‌سازی و جنبه فنی شامل توانایی هریک از روش‌ها در مدل کردن نشست و پایداری پایه‌ها و در نتیجه راهروها و پهنه بوده است. از این طریق مزایا و معایب هر روش با توجه به موارد ذکر شده عنوان شده است (Vakili et al., 2010).

در سال‌های ۱۳۸۹ و ۱۳۹۱ نجفی و همکاران به ترتیب برای بررسی توزیع تنش بر روی پایه‌های زنجیری و پهنه‌ی استخراجی به مدل‌سازی استخراج جبهه‌کار طولانی و فرایند تخریب مواد در آن پرداختند. با بهره‌گیری از این مدل‌سازی عددی آن‌ها مقادیر تنشی و نحوه توزیع آن‌ها را بر روی پایه‌ها و همچنین پهنه مورد بررسی که بر اساس اطلاعات معدن زغال‌سنگ طبس بوده است، مورد مطالعه قرار دادند (نجفی و همکاران، ۱۳۸۹؛ ۱۳۹۱).

خانال^۱ و همکاران با استفاده از یک الگوریتم متفاوت در مدل‌سازی عددی در سال‌های ۲۰۱۱ و ۲۰۱۲، یک معدن زیرزمینی استخراج جبهه‌کار طولانی را به صورت مقیاس کامل مدل کرده و بر این اساس ظرفیت گوه‌ها و فرایند تخریب را مورد بررسی قرار دادند. روش مدل‌سازی آن‌ها به ترکیب روش پیوسته‌المان محدود همراه با تغییرات تنشی و همچنین جریان فاز سیال بوده که برای مدل‌سازی سه بعدی از کد COSFLOW استفاده کردند. آن‌ها تغییرات خواص ماسه‌سنگ در لایه‌های روباره، عرض پهنه و وجود لایه‌های نازک یا متراکم را بر روی همگرایی گوه‌ها با ظرفیت‌های مختلف و رفتار تغییر شکلی لایه‌های تخریبی بررسی کردند. (Khanal et al., 2011; 2012).

تأثیر خصوصیات لایه‌های روباره بر روی رفتار تخریبی آن‌ها و عملکرد سیستم نگهداری در سال ۲۰۱۲ توسط سینگ و سینگ بررسی شد. برای این منظور سه مدل بر اساس خصوصیات مربوط به پهنه‌های مختلف یک معدن زغال‌سنگ زیرزمینی در هندوستان با شرایط سقف مختلف مطالعه شده است. مدل اول شامل سقف بلاواسطه با ارتفاع ۷ متر و متشکل از ۴ متر شیل و ۳ متر زغال بوده است. در این مدل سقف اصلی با ارتفاع ۲۴/۴ متر و از جنس ماسه‌سنگ سخت مدل شده است. در مدل دوم نیز سقف بلاواسطه دارای ضخامت ۷ متر و تماماً از جنس شیل سخت با مقاومت فشاری ۴۰/۱ مگا پاسکال انتخاب گردیده است. مدل سوم بدون سقف بلاواسطه بوده و لایه زغال به‌طور مستقیم در زیر ماسه‌سنگ ضخیم قرار گرفته است. در پایان نتایج حاصل از مدل‌سازی عددی با مقادیر واقعی ثبت‌شده مورد مقایسه قرار گرفته است (Singh and Singh, 2012).

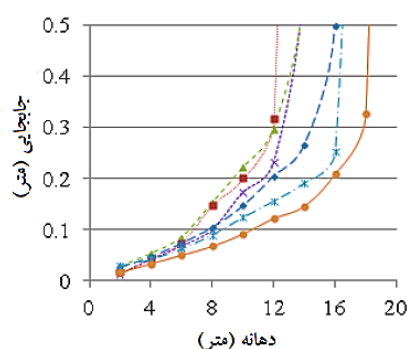
در سال ۲۰۱۲ شعبانی مشکول در رساله دکتری، به بررسی تخریب تدریجی و شکست لایه‌های سقف، تحکیم و فشرده‌سازی مواد تخریب شده، تغییرات تنشی در اثر این فرایندها و تحلیل پایداری پهنه، راهروها و انواع پایه‌ها در روش جبهه‌کار طولانی پرداخت. برای این منظور وی از روش مدل‌سازی عددی هم به صورت پیوسته و هم ناپیوسته (برای مطالعه دقیق فرایند تخریب) استفاده کرد. وی تمام نتایج حاصل‌شده از روش عددی و تحلیلی را با یکدیگر و با مقادیر واقعی یکی از معادن زغال‌سنگ نروژ مقایسه کرده است. نتایج این مقایسه بیانگر عملکرد خوب روش‌های مورد بررسی در شبیه‌سازی

¹ Khanal

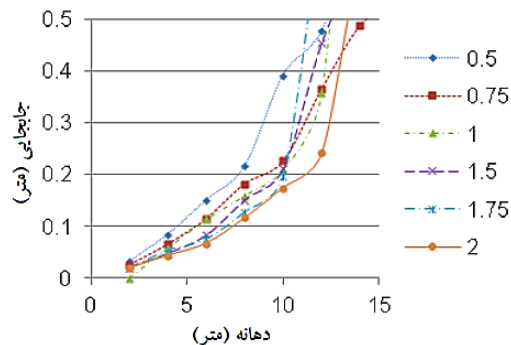
فرایند تخریب و پیش‌بینی تأثیرات آن در حوزه‌های مختلف بوده است. (Shabanimashcool, 2012).
 نتایج مطالعه وی به صورت مقالات مختلفی تا کنون چاپ شده که از آن جمله می‌توان به مقاله ۲۰۱۴
 درباره روش مدل‌سازی عددی فرایند تخریب اشاره کرد (Shabanimashcool, 2014).

نورعلی و همکاران برای تعیین فاصله اولین تخریب در سال ۱۳۹۱ (۲۰۱۲) از روش مدل‌سازی
 عددی استفاده کردند. آن‌ها برای این منظور بر اساس مقادیر واقعی معدن زغال‌سنگ پرورده ۱ طبس
 مدلی را ایجاد کرده و با استفاده از تغییرات تنش و نحوه بارگذاری و باربرداری بر روی سیستم
 نگهداری در هر مرحله از پیشروی سینه‌کار، فاصله اولین تخریب و ظرفیت مورد نیاز نگهداری را
 تعیین نمودند (نورعلی و همکاران، ۱۳۹۱).

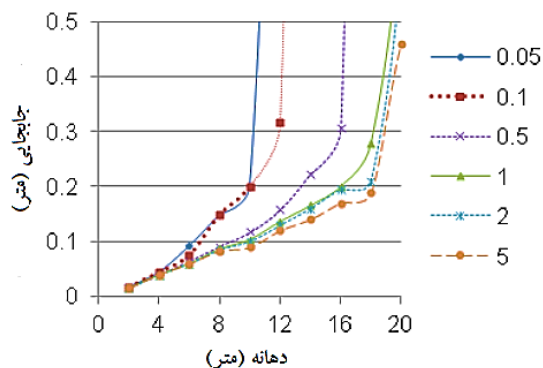
نمودار پیش‌بینی قابلیت تخریب سقف در استخراج جبهه کار طولانی با استفاده از مدل‌سازی عددی
 گسسته توسط جبین پور و همکاران در سال ۲۰۱۳ ارائه شد. آن‌ها تأثیر چهار پارامتر ساختاری
 درزه‌ها یعنی فاصله‌داری، زاویه شیب، زاویه اصطکاک و چسبندگی درزه (دو پارامتر آخر تعیین‌کننده
 مقاومت برشی درزه هستند) را بر روی قابلیت تخریب بررسی و از تأثیر پارامترهای عمق و تنش
 صرف‌نظر کردند. شکل ۲-۲۰ تأثیر تغییرات این چهار پارامتر را روی قابلیت تخریب بر اثر گام‌های
 پیشروی ۲ متری را نشان می‌دهد. آن‌ها برای دخیل کردن همزمان تأثیرات این پارامترها روی قابلیت
 تخریب پنج نوع سیستم امتیازدهی را مطابق جدول ۲-۲۶ ارائه کردند. (Jabinpoor et al., 2013).



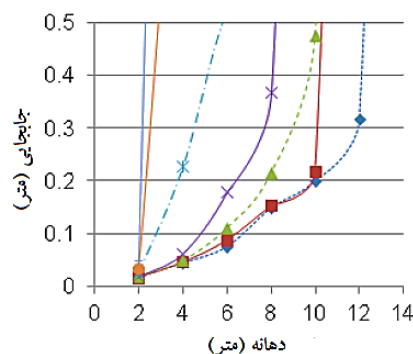
ب- تغییرات شیب درزه



الف- تغییرات فاصله‌داری درزه



د- تغییرات چسبندگی درزه



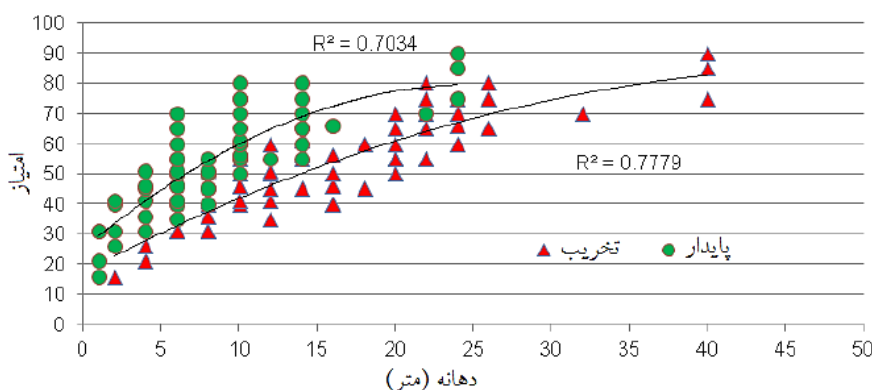
ج- تغییرات زاویه اصطکاک درزه

شکل ۲-۲۰: تأثیر تغییرات پارامترهای درزه‌ای بر روی قابلیت تخریب (Jabinpoor et al., 2013)

جدول ۲-۲۶: روش‌های مختلف امتیازدهی به پارامترهای مورد مطالعه

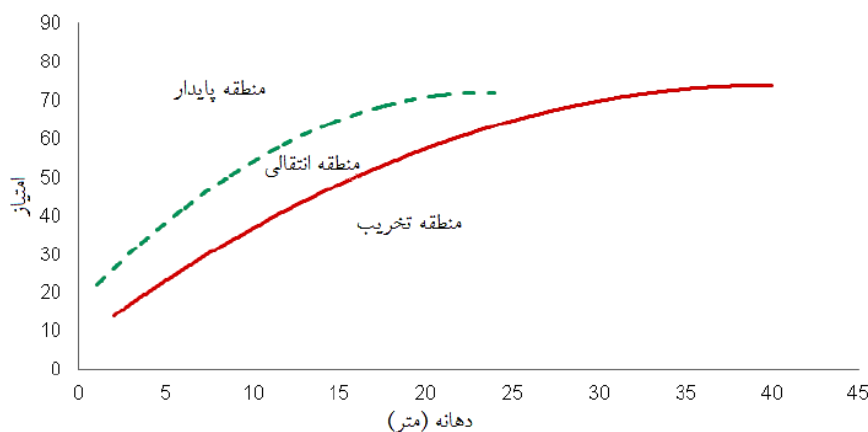
پارامتر	روش امتیازدهی				
	حالت اول	حالت دوم	حالت سوم	حالت چهارم	حالت پنجم
فاصله‌داری	۲۵	۳۰	۳۰	۴۰	۴۰
زاویه شیب	۲۵	۲۵	۲۰	۲۰	۲۵
زاویه اصطکاک	۲۵	۳۰	۳۰	۲۰	۲۰
چسبندگی	۲۵	۱۵	۲۰	۲۰	۱۵
امتیاز کلی	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰

بر اساس این سیستم‌های امتیازدهی، نمودار ارتباط این امتیازات و دهانه پایداری برای هر یک رسم شده است. برای مثال نمودار مربوط به حالت اول امتیازدهی در شکل ۲-۲۱ نمایش داده شده است.



شکل ۲-۲۱: نمودار تعیین قابلیت پایداری بر اساس روش امتیازدهی اول (Jabinpoor et al., 2013)

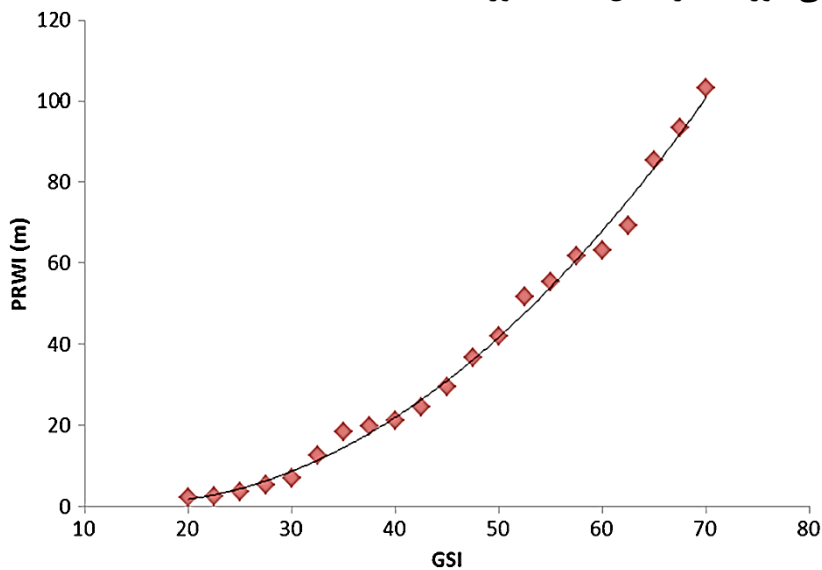
در پایان منحنی نهایی برای تعیین قابلیت تخریب به صورت شکل ۲-۲۲ توسط آن‌ها ارائه شده است.



شکل ۲-۲۲: نمودار نهایی تعیین قابلیت تخریب بر اساس مقدار دهانه (Jabinpoor et al., 2013)

مقدار بار ناشی از تأثیر وزنی و فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای در یک مطالعه موردی برای یکی از پهنه‌های معدن طیس در سال ۲۰۱۴ توسط حسینی و همکارانش با بهره‌گیری از مدل‌سازی عددی تعیین شد. آن‌ها با استفاده از تحلیل حساسیت تأثیر تغییرات در خصوصیات مکانیکی سقف بلاواسطه

بر روی مقدار این فاصله را مورد ارزیابی قرار دادند. برای این منظور از شاخص مقاومت زمین‌شناسی^۱ (GSI) سقف بلاواسطه استفاده شده است. تغییرات شاخص مقاومت زمین‌شناسی و متناظر با آن فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای در شکل ۲-۲۳ آورده شده است (Hosseini et al., 2014).



شکل ۲-۲۳: تغییرات فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای در برابر تغییرات GSI سقف بلاواسطه (Hosseini et al., 2014)

در شکل ۲-۲۳ ملاحظه می‌شود افزایش مقدار GSI و کیفیت سقف همراه با افزایش فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای است. بر اساس این مطالعه آن‌ها رابطه‌ی (۲-۳۸) را با ضریب تعیین بالا ($R^2 = 0.97$) بین مقدار این فاصله و GSI ارائه دادند:

$$PRWI = 0.0324(GSI)^2 - 0.9346(GSI) + 7.4688 \quad (2-38)$$

که در این رابطه $PRWI$ فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای (m) است.

کنگ^۲ و همکارانش در سال ۲۰۱۴ برای بررسی نحوه شکست لایه‌های روباره ضخیم از روش مدل‌سازی عددی استفاده کردند. آن‌ها برای این منظور از نرم‌افزار R2D2 (براساس روش عددی پیوسته) بهره بردند. بر این اساس تغییرات تنش، نوع تنش، همگرایی و تسلیم انواع لایه‌های قرار گرفته در یک توالی چینه‌شناسی توسط آن‌ها مطالعه شد (Kong et al., 2014).

یکی دیگر از مطالعات مدل‌سازی عددی گسسته توسط گائو^۳ و همکارانش در سال ۲۰۱۴ با استفاده از روشی جدیدی به نام UDEC مثلثی^۴ صورت گرفت. آن‌ها با استفاده از نرم‌افزار UDEC، سقف را به صورت مجموعه‌ای از بلوک‌های سنگی مثلثی که به یکدیگر متصل شده‌اند تعریف کرده و ناپیوستگی‌ها موجود در سنگ را قبل از شروع استخراج شامل صفحات لایه‌بندی و درزه‌های متقاطع

¹ Geological Strength Index

² Kong

³ Gao

⁴ UDEC trigon approach

که دارای تأثیر بسیار زیادی بر روی فرایند تخریب است، در مدل خود جای دادند. نتایج به دست آمده این مدل سازی دارای انطباق خوبی با مشاهدات ثبت شده از معدن بوده است. (Gao et al., 2014).

۲-۴-۴ روش مدل سازی فیزیکی

روش مدل سازی فیزیکی با توجه زمان بر و پرهزینه بودن، به صورت بسیار محدودی در این حوزه مورد استفاده قرار گرفته است. در جدول ۲-۲۷ تحقیقات انجام شده با استفاده از این روش درج شده است.

جدول ۲-۲۷: پژوهش های صورت گرفته در زمینه فرایند تخریب به روش مدل سازی فیزیکی

سال	محقق (محققان)	توضیحات
۱۹۷۳	Kuznetsov et al	تعیین توزیع تنش روی تیر طره حاصل از استخراج زغال سنگ
۲۰۱۱	Wang et al.	ارائه یک مدل طبقه بندی سقف سینه کار در استخراج لایه های ضخیم و تعیین ارتفاع ناحیه تخریب در این نوع لایه ها با استفاده از مدل سازی فیزیکی و حل تحلیلی
۲۰۱۴	Wu et al	تقسیم بندی نواحی مختلف لایه های سقف در طی فرآیند تخریب با استفاده از مدل فیزیکی
۲۰۱۵	Fan et al.	مدل سازی فیزیکی، عددی و تحلیلی فرآیند تخریب و مقدار ضربه سقف در استخراج جبهه کار طولانی زغال در زیر آبکندهای سطحی

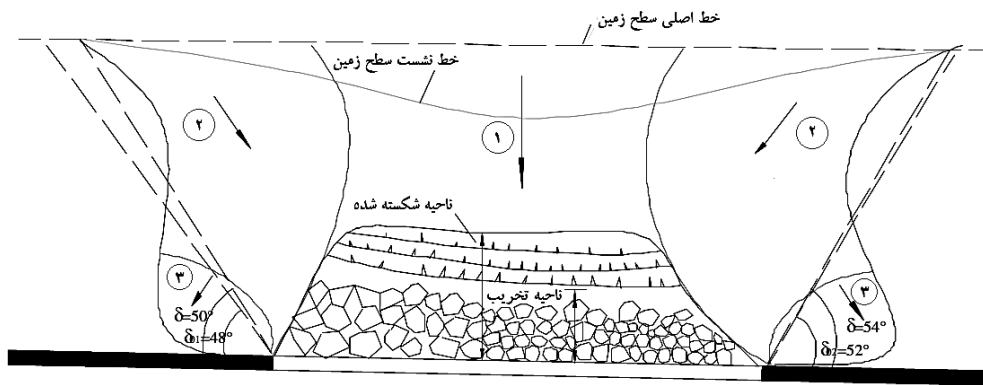
در جدول ۲-۲۷ ملاحظه می شود اکثراً پس از مدل سازی فیزیکی از روش های دیگر مانند تحلیلی و عددی نیز استفاده شده است. بنابراین از ۴ مرجع آورده شده، ۲ مرجع در قسمت های قبلی بررسی شده است و در اینجا به بررسی ۲ مرجع دیگر پرداخته می شود.

در سال ۲۰۱۱ وانگ^۱ و همکارانش با استفاده از مدل سازی فیزیکی استخراج جبهه کار طولانی لایه ضخیم زغال، تغییرات مقدار ارتفاع تخریب را مورد بررسی قرار دادند. سپس با استفاده از رابطه ای تحلیلی بر اساس مشاهدات مدل فیزیکی به تعیین ارتفاع تخریب و فشار ناشی از آن پرداخته و یک طبقه بندی محدود بر این اساس برای سقف این معادن ارائه کردند (Wang et al., 2011).

وو^۲ و همکارانش در سال ۲۰۱۴ با استفاده از یک مدل فیزیکی به بررسی نحوه حرکت دینامیکی در لایه ها در طی فرآیند تخریب پرداختند. بر اساس بردار حرکتی، نواحی مختلف در لایه ها مطابق شکل ۲-۲۴ به سه ناحیه تقسیم شده است: ۱- ناحیه ای با بردار حرکتی به صورت قائم و روبه پایین؛ ۲- ناحیه با بردار حرکتی به سمت ناحیه تخریب؛ ۳- ناحیه ای با بردار حرکتی به سمت پایه ها (Wu et al., 2014).

¹ Wang

² Wu



شکل ۲-۲۴: تحلیل کلی مسیرهای حرکت مواد در لایه‌ها (Wu et al., 2014)

۵-۲ نقد و بررسی مطالعات گذشته

از میان روش‌های ذکر شده، روش‌های تحلیلی و مدل‌سازی فیزیکی دارای کمترین کاربرد بوده‌اند. روش‌های تحلیلی از آنجایی که بر مبنای ریاضیات و قوانین مکانیکی توسعه یافته‌اند، بنابراین در منطق آن‌ها مشکلی وجود ندارد و تنها انتقادی که به این روش‌ها می‌توان داشت استفاده از فرض‌های ساده‌سازی است. در کنار این نقص باید این موضوع را نیز در نظر گرفت که در صورتی که تمام شرایط در روابط اعمال شود نهایتاً رابطه‌ای حاصل می‌شود که یا از لحاظ ریاضیاتی به طور صریح قابل محاسبه نیست و یا بسیار پیچیده است که در هر دو صورت استفاده کاربردی نخواهد داشت. بنابراین برای توسعه این‌گونه روش‌ها باید بسیار محتاطانه عمل کرد به گونه‌ای که علاوه بر پوشش حداکثری شرایط به صورت واقعی، رابطه حاصل شده نیز ساده و کاربردی باشد. در کنار این روش‌ها، مدل‌سازی‌های فیزیکی انجام شده بسیار محدود بوده‌اند. دلیل این امر را می‌توان در صرف زمان و هزینه بالای آن‌ها جستجو کرد.

در میان روش‌ها، مدل‌سازی عددی و روش‌های تجربی بیشترین سهم مطالعات (بیش از ۷۰٪) را داشته‌اند. اما با توجه به این گستردگی مطالعات، انتقاداتی جدی به آن‌ها وارد است که در زیر مورد بررسی قرار می‌گیرند.

روش‌های تجربی به دلیل اتکا به داده‌های ورودی همواره با محدودیت استفاده مواجه هستند. در روش‌های تجربی کیفی معمولاً سه نوع رویکرد وجود دارد:

- الف- در مواردی مانند تقسیم‌بندی سقف بلاواسطه توسط پنگ، طبقه‌بندی کاملاً توصیفی است.
- ب- برخی روش‌ها تنها به مقدار یک پارامتر اکتفا کرده‌اند مانند روش پرویووکین که تنها به معیار زمین‌شناسی اکتفا می‌کند و یا روش زامارسکی که تنها میانگین طول مغزه را در نظر می‌گیرد.
- ج- رویکرد دیگر در این حوزه به ارائه یک سیستم طبقه‌بندی منجر شده است مانند سیستم طبقه‌بندی بر اساس شاخص کیفیت سنگ و یا سیستم طبقه‌بندی ارائه شده توسط داس و یا سیستم اورعی و رستمی.

روش‌های تجربی کمی نیز بر اساس داده‌های یک منطقه و به‌صورت آماری حاصل شده‌اند که از آن جمله می‌توان به روش شاخص تخریب ارائه شده توسط CMRI و یا روش سینگ و همکاران در ۲۰۰۴ که بر اساس نظریه تیر و صفحه روابطی تجربی را ارائه کرده است اشاره کرد.

کاملاً واضح است که قابلیت تخریب لایه‌ها به عوامل متعددی وابسته است و بنابراین یک پارامتر به تنهایی گویای شرایط نخواهد بود. از سویی دیگر روش‌های تجربی برای کاربردی شدن نیاز به یک جامعه بالای آماری دارند، در غیر این صورت تنها به همان حوزه اطلاعاتی که بر اساس آن به وجود آمده‌اند محدود می‌شوند. سیستم‌های طبقه‌بندی که جزو روش‌های تجربی کیفی به حساب می‌آیند اگرچه داده محور نیستند اما به یک روش علمی برای توسعه نیازمندند. عدم استفاده از یک روش علمی باعث می‌شود نحوه امتیازدهی به پارامترها، اهمیت هریک از آن‌ها و اندرکنش آن‌ها با یکدیگر در نظر گرفته نشوند. علاوه بر این در ارائه یک سیستم طبقه‌بندی باید به این اصل توجه کرد که در عین سادگی مدل، بیشترین تعداد پارامتر ممکن باید در آن لحاظ شود. این پارامترها باید به‌گونه‌ای انتخاب شوند که دارای همپوشانی با یکدیگر نباشند.

اگرچه امروزه روش‌های مدل‌سازی عددی به دلیل توانای فنی کامپیوترها دارای استفاده‌ی گسترده‌ای هستند اما باز هم انتقاداتی جدی به روش‌هایی که تاکنون ارائه شده است وارد است. نکته اول استفاده بسیار کم و محدود از روش‌های گسسته در مدل‌سازی‌های عددی است. از آنجایی که توده سنگ همواره با ناپیوستگی همراه است، بنابراین بهترین روش مدل‌سازی عددی در مورد فرایند تخریب روش‌های گسسته است. علاوه بر این باید در نظر گرفت که نتایج روش‌های عددی نیز به ورودی‌های آن و شرایط اعمال شده بستگی دارد. در یک مدل‌سازی عددی زمانی می‌توان از نتایج مطمئن بود که تغییرات پارامترها بر روی خروجی مدل مطالعه شده باشد.

۲-۶ جمع‌بندی

در این فصل در ابتدا به بررسی فرایند تخریب و رفتار لایه‌ها در طی آن پرداخته شد. سپس نقش و اهمیت پارامترهای اساسی در این فرایند به تفصیل تشریح شد. در ادامه مرور سابقه علمی فرایند تخریب ارائه شد. بر اساس بررسی مطالعات گذشته، فقدان یک سیستم طبقه‌بندی جامع و علمی که در آن نحوه امتیازدهی به پارامترها و تعیین میزان اهمیت هریک بر اساس روش‌های علمی باشد، همراه با بیشترین تعداد پارامترها و در نظر گرفتن عدم قطعیت‌های آن‌ها کاملاً واضح است. علاوه بر این برای کامل کردن این سیستم طبقه‌بندی به کمی‌سازی آن نیز نیاز است. موردی که تاکنون در نظر گرفته نشده است استفاده از روش مدل‌سازی عددی برای بیان مقدار کمی قابلیت تخریب لایه‌های سقف یعنی گام تخریب اول است. این مدل‌سازی باید بتواند ناپیوستگی‌ها را نیز در نظر بگیرد و علاوه بر آن تغییرات تمام پارامترهای مؤثر بر روی خروجی آن بررسی شود.

فصل ۳ : روش شناسی و پایگاه داده‌ها

۳-۱ مقدمه

در این فصل به تشریح روش‌های به کار رفته در این رساله و همچنین معرفی پایگاه داده فراهم شده پرداخته می‌شود. بنابراین فصل دارای دو قسمت اصلی است. در قسمت اول که شامل روش‌شناسی است روش‌های به کار رفته در سه قسمت روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره، روش شبیه‌سازی عددی و روش تخمینی هوشمند توضیح داده شده‌اند. قسمت دوم فصل به پایگاه داده مورد استفاده در رساله تعلق دارد که در آن اطلاعات پهنه‌های مورد استفاده برای اعتبارسنجی مدل‌های ارائه شده معرفی می‌شوند.

۳-۲ روش‌شناسی

در این رساله روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره، شبیه‌سازی عددی و روش تخمینی هوشمند به عنوان ابزارهای ارائه مدل‌ها مورد استفاده قرار گرفته‌اند که در ادامه تشریح می‌شوند.

۳-۲-۱ روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره

در این رساله برای توسعه مدل کیفی، یک روش ترکیبی با استفاده از تلفیق روش‌های ANP فازی و DEMATEL فازی مورد استفاده قرار گرفته است که در ادامه هم روش‌ها و هم شیوه ترکیب آن‌ها تشریح شده است.

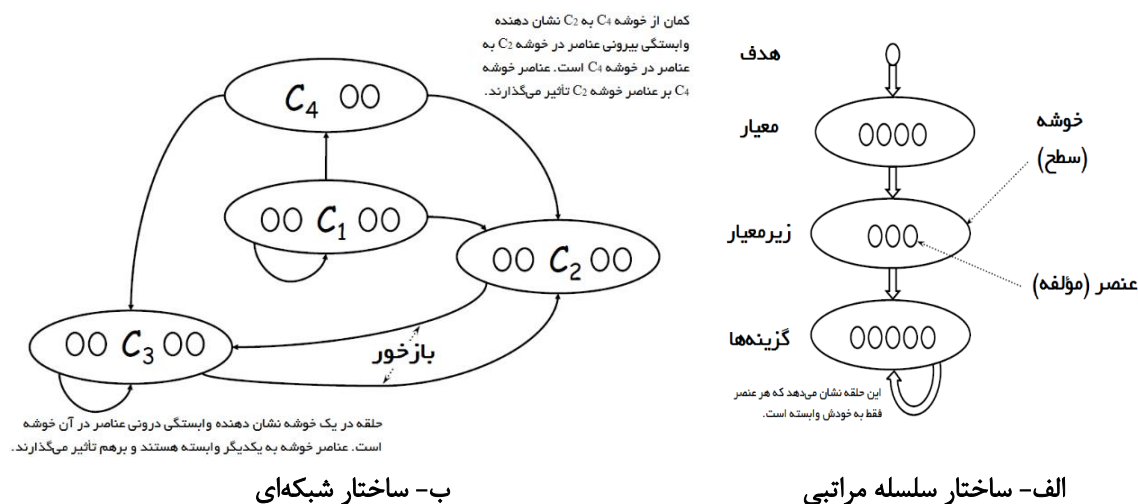
۳-۲-۱-۱ روش تحلیل شبکه (ANP)

روش تحلیل شبکه در سال ۱۹۹۶ توسط توماس ساعتی^۱ 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. در واقعیت معمولاً معیارهای تصمیم‌گیری با یکدیگر و با گزینه‌ها دارای ارتباط و وابستگی هستند و بر یکدیگر اثر می‌گذارند. به دلیل ضعف روش AHP و ساختار سلسله مراتبی آن در مواجهه با چنین مسائلی، روش ANP بر اساس ساختاری شبکه‌ای و نه سلسله مراتبی ارائه شد. روش تحلیل شبکه علاوه بر تمام ویژگی‌های مثبت تحلیل سلسله مراتبی از جمله برخورداری از مبانی تئوری قوی، سادگی، انعطاف‌پذیری، به‌کارگیری همزمان معیارهای کمی و کیفی، قابلیت بررسی سازگاری در قضاوت‌ها و

¹ Thomas Saaty

امکان رتبه‌بندی نهایی گزینه‌ها، می‌تواند بر محدودیت جدی آن یعنی در نظر نگرفتن وابستگی‌های متقابل بین عناصر تصمیم و فرض اینکه ارتباط بین عناصر تصمیم، سلسله مراتبی و یک‌طرفه است، فائق آمده و چارچوب مناسبی را برای تحلیل مسائل پیچیده فراهم آورد. علاوه بر این در روش ANP هدف از انجام مقایسه‌های زوجی بررسی میزان تأثیر پارامترها بر یکدیگر است و به همین خاطر تأثیرگذاری^۱ مفهومی اساسی در آن است (عطایی، ۱۳۹۵؛ Saaty, 1999).

شکل ۳-۱-الف ساختاری سلسله مراتبی و شکل ۳-۱-ب یک شبکه را نمایش می‌دهند. یک سلسله مراتب متشکل از یک هدف، سطوح عناصر و اتصال بین عناصر است که فقط به سمت عناصر سطوح پایین‌تر هستند. در سوی مقابل، یک شبکه شامل خوشه^۲های عناصر همراه با اتصال عناصر یک خوشه به عناصر خوشه دیگر (وابستگی بیرونی^۳) و یا به همان خوشه (وابستگی درونی^۴) است. از این رو می‌توان استدلال کرد که سلسله مراتب یک حالت خاص از شبکه است که اتصالات آن فقط به یکسو است. در یک شبکه وجود ارتباط دوطرفه میان دو خوشه مختلف بازخور^۵ نامیده می‌شود (Saaty and Vargus, 2013).



شکل ۳-۱: مقایسه ساختارهای سلسله مراتبی و شبکه‌ای (Saaty and Vargus, 2013)

روش تحلیل شبکه تاکنون برای حل مسائل مختلفی از جمله ارزیابی و رتبه‌بندی گزینه‌های مورد توجه یک مسئله، تجزیه و تحلیل معیارهای دخیل در یک مسئله و پیش‌بینی مقدار یک پارامتر در حوزه‌های مختلف با موفقیت مورد استفاده قرار گرفته است و استفاده از آن به جای AHP در اغلب زمینه‌ها افزایش پیدا کرده است. حالت معمول این روش به صورت قطعی است اما به دلیل وجود

¹ Influence
² Cluster
³ Outer dependence
⁴ Inner dependence
⁵ Feedback

مقیاس نامتوازن در قضاوت‌ها، وجود عدم قطعیت و نادقیق بودن مقایسه‌ها حالت‌های غیرقطعی آن با استفاده از نظریه مجموعه‌های فازی و یا تحلیل رابطه خاکستری به کار می‌رود.

بر اساس بررسی انجام شده در ارتباط با ۱۰۸۱ مقاله منتشر شده در مجلات از سال ۱۹۹۴ تا ۲۰۱۴ درباره استفاده از روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره در حالت قطعی و فازی، مشخص شده است که در ۳۸ مقاله چاپ شده برابر با ۳/۵۲٪ از روش ANP در حالت قطعی و در ۲۶ مقاله یعنی ۲/۴۱٪ حالت فازی آن مورد استفاده قرار گرفته است (Mardani et al., 2015).

به طور کلی حل مسئله با روش تحلیل شبکه‌ای شامل ۳ مرحله اصلی به صورت مشخص کردن شبکه مسئله، ایجاد سوپرماتریس و محاسبه توزیع مانا سوپرماتریس است.

مرحله ۱: تعیین ساختار شبکه‌ای مسئله: در این مرحله نیاز است تا پس از تشریح و تبیین مسئله، ساختار شبکه‌ای آن شامل وابستگی بیرونی و درونی تعیین و ترسیم شود. برای این منظور می‌توان از روش‌های متفاوتی مانند نظرات کارشناسان، طوفانی ذهنی و یا روش‌هایی مانند DEMATEL استفاده کرد.

مرحله ۲: ایجاد سوپرماتریس مسئله: سوپرماتریس در حقیقت ماتریسی از روابط بین اجزای شبکه است که از بردارهای اولویت این روابط به دست می‌آید. این ماتریس چارچوبی برای مشخص کردن اهمیت نسبی گزینه‌ها پس از انجام مقایسه‌های زوجی در اختیار قرار می‌دهد. از این رو برای ایجاد سوپرماتریس مسئله نیاز است مشابه روش تحلیل سلسله مراتبی، ماتریس‌های مقایسه زوجی تأثیر معیارها و زیرمعیارها با در نظر گرفتن سطوح بالاتر و بر اساس ساختار شبکه‌ای مسئله تشکیل شود تا بتوان به کمک آن‌ها وزن عناصر را به دست آورد. این وزن‌ها بر اساس تعریف ساعتی از ۱ (اهمیت یکسان) تا ۹ (اهمیت مطلق) تغییر می‌کنند (عطایی، ۱۳۹۵). به منظور محاسبه بردارهای وزن در روش تحلیل شبکه، فرایند محاسباتی همانند روش تحلیل سلسله مراتبی است. این محاسبات می‌توانند هم در حالت قطعی و هم در حالت فازی صورت بگیرند. در حالت کلی سوپرماتریس به صورت شکل ۲-۳ است.

$$\begin{array}{c}
 C_1 \quad C_2 \quad \dots \quad C_m \\
 e_{11} \dots e_{1n_1} \quad e_{21} \dots e_{2n_2} \quad \dots \quad e_{m1} \dots e_{mn_m} \\
 \\
 \begin{array}{c}
 e_{11} \\
 e_{12} \\
 C_1 \quad \vdots \\
 e_{1n_1} \\
 e_{21} \\
 e_{22} \\
 C_2 \quad \vdots \\
 e_{2n_2} \\
 \vdots \\
 e_{m1} \\
 C_m \quad e_{m2} \\
 \vdots \\
 e_{mn_m}
 \end{array}
 \begin{bmatrix}
 W_{11} & W_{12} & \dots & W_{1m} \\
 \\
 W_{21} & W_{22} & \dots & W_{2m} \\
 \\
 \vdots & \vdots & & \vdots \\
 \\
 W_{m1} & W_{m2} & \dots & W_{mm}
 \end{bmatrix}
 \end{array}$$

شکل ۳-۲: ساختار کلی سوپرماتریس در روش تحلیل شبکه (Saaty and Vargas, 2013)

در شکل ۳-۲، C_m نشان دهنده خوشه m ام، e_m نشان دهنده عنصر n ام در خوشه m ام و ماتریس‌های W_{ij} بردار ویژه حاصل از مقایسات زوجی است. این سوپرماتریس برای یک مسئله دارای سطوح هدف (G)، معیارها (C)، زیر معیارها (SC) و گزینه‌ها (A) در ساده‌ترین حالت به صورت شکل ۳-۳ است.

$$\begin{array}{c}
 G \quad C \quad SC \quad A \\
 \\
 \begin{array}{c}
 Goal (G) \\
 Criteria (C) \\
 Sub-criteria (SC) \\
 Alternatives (A)
 \end{array}
 \begin{bmatrix}
 0 & 0 & 0 & 0 \\
 W_{21} & W_{22} & 0 & 0 \\
 0 & W_{32} & W_{33} & 0 \\
 0 & 0 & W_{43} & I
 \end{bmatrix}
 \end{array}$$

شکل ۳-۳: حالت ساده شده سوپرماتریس روش تحلیل شبکه

مرحله ۳: محاسبه توزیع مانا سوپرماتریس: ماتریس به دست آمده از مرحله قبل به عنوان ماتریس غیر موزون^۱ است. با نرمال کردن ماتریس مرحله قبل به صورتی که جمع درایه‌های روی ستون‌ها برابر با ۱ شود، سوپرماتریس موزون^۲ مسئله حاصل می‌شود. خروجی نهایی روش تحلیل شبکه توزیع مانا سوپرماتریس و به نام سوپرماتریس حدی^۳ است که مشابه روش مارکوف با به توان رساندن سوپرماتریس موزون به دست می‌آید. در سوپرماتریس حدی، اوزان پارامترها و اولویت‌بندی گزینه‌ها مشخص می‌شود.

¹ Unweighted supermatrix

² Weighted supermatrix

³ Limited supermatrix

۲-۱-۲-۳ روش آزمایشگاه ارزیابی و آزمون تصمیم‌گیری (DEMATEL)

روش آزمایشگاه ارزیابی و آزمون تصمیم‌گیری یا DEMATEL از جمله روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره بر اساس مقایسه‌های زوجی است که بین سال‌های ۱۹۷۲ تا ۱۹۷۶ توسط فونتلا^۱ و گابوس^۲ طی برنامه علوم بشر موسسه بتل مموریال^۳ در پروژه اجرا شده مرکز تحقیقاتی ژنو^۴، توسعه یافته است (Fontela and Gabus, 1972; 1974; 1976; Gabus and Fontela, 1973). این روش ابزاری عملی و مفید به خصوص برای نمایش ساختار پیچیده روابط علت و معلولی به وسیله نمودار و یا ماتریس است که در آن با بهره‌گیری از نظرات خبرگان، عناصر یک سیستم و وابستگی آن‌ها ساختاری نظام‌مند پیدا می‌کنند. 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^۵ مشخص می‌شود. این گراف‌های جهت‌دار رابطه میان عناصر یک سیستم را به تصویر می‌کشند به طوری که اعداد روی آن‌ها، بیانگر شدت تأثیر یک عنصر بر عنصر دیگر است (اصغرپور، ۱۳۸۹؛ Tseng, 2009; Tzeng et al., 2007; Wu, 2008; Falatoonitoosi et al., 2013). از برتری‌های این روش نسبت به سایر روش‌های تصمیم‌گیری بر پایه مقایسه‌های زوجی، پذیرش بازخورد^۶ روابط است. یعنی در ساختار سلسله مراتبی حاصل، هر عنصر می‌تواند بر کلیه عناصر هم سطح، سطح بالاتر یا سطح پایین‌تر از خود تأثیر گذاشته و به صورت متقابل از تک‌تک آن‌ها تأثیر بپذیرد.

بر اساس بررسی انجام شده در ارتباط با ۱۰۸۱ مقاله منتشر شده در مجلات از سال ۱۹۹۴ تا ۲۰۱۴ درباره استفاده از روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره در حالت قطعی و فازی، مشخص شده است که روش DEMATEL قطعی در ۳۰ مقاله یعنی ۲/۷۸٪ و حالت فازی آن در ۹ مقاله یعنی ۰/۸۳٪ استفاده شده است. (Mardani et al., 2015).

روش DEMATEL هم به صورت قطعی و هم به صورت فازی قابل استفاده است. با توجه به این که در این رساله از حالت فازی آن استفاده شده است، در ادامه مطابق با مراحل ذکر شده در شکل ۳-۴، نحوه اجرای روش DEMATEL در حالت فازی تشریح می‌شود (Jassbi et al., 2011; Sou et al., 2012; Sangaiah et al., 2017).

¹ Fontela

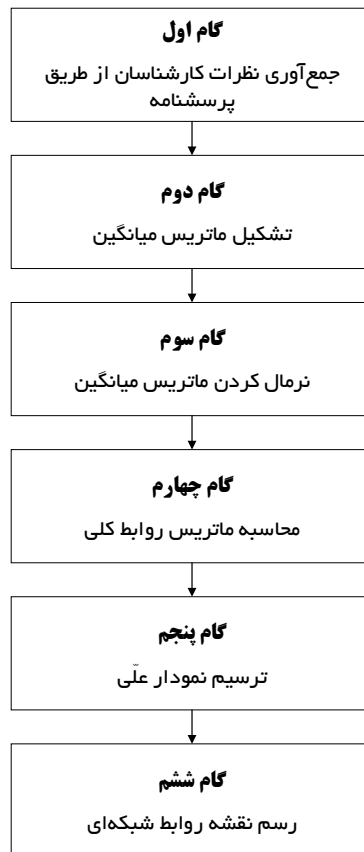
² Gabus

³ Battelle Memorial Institute

⁴ Geneva Research Center

⁵ Diagraph

⁶ Feedback

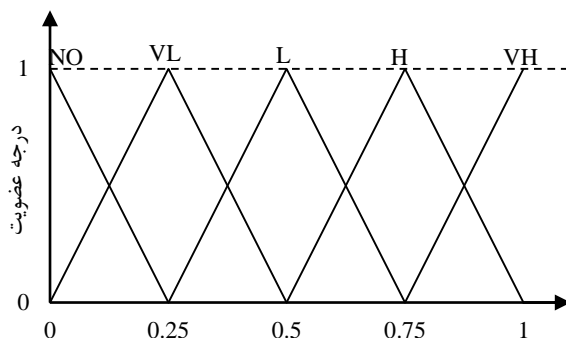


شکل ۳-۴: مراحل روش DEMATEL

گام اول: جمع‌آوری نظرات کارشناسان: در این حالت برای تعیین شدت اثرگذاری پارامترها بر روی یکدیگر در ماتریس‌های نظرسنجی از اعداد فازی استفاده می‌شود. معمول‌ترین روش در این حالت استفاده از اعداد فازی مثلثی است. رایج‌ترین اعداد فازی مثلثی که به متغیرهای زبانی تخصیص داده می‌شود مطابق با جدول ۱-۳ و شکل ۳-۵ است.

جدول ۱-۳: اعداد فازی مثلثی متناظر با متغیرهای زبانی برای تعیین شدت اثرگذاری (عطایی، ۱۳۸۹)

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)



شکل ۳-۵: توابع عضویت متغیرهای فازی (عطایی، ۱۳۸۹)

بنابراین هر کارشناس یک ماتریس $n \times n$ غیر منفی \tilde{X}^k را (عنوان ماتریس اولیه روابط مستقیم) به وجود می‌آورد که در آن k بیان‌کننده شماره کارشناس است. درایه‌های این ماتریس به صورت $\tilde{X}_{ij}^k = (l_{ij}, m_{ij}, u_{ij})$ است که در آن l اولین، m دومین و u سومین عضو نشانگر حد پایین، حد وسط و حد بالای عدد فازی مثلثی است. این درایه به معنای تأثیر پارامتر i بر روی پارامتر j بر اساس نظر کارشناس k ام است.

گام دوم: محاسبه ماتریس میانگین: ماتریس میانگین روابط مستقیم \tilde{A} از طریق میانگین‌گیری از تمام ماتریس‌های کارشناسان و بر اساس رابطه (۳-۱) در این مرحله محاسبه می‌شود:

$$\tilde{A} = \frac{(\tilde{Z}^1 \oplus \tilde{Z}^2 \oplus \dots \oplus \tilde{Z}^h)}{h} \quad (۱-۳)$$

گام سوم: نرمال کردن ماتریس میانگین: ماتریس نرمال شده روابط مستقیم \tilde{D} از طریق نرمال کردن ماتریس میانگین مرحله قبل به صورت رابطه (۳-۲) تعیین می‌شود:

$$\tilde{D} = \frac{\tilde{A}}{r} \quad (۲-۳)$$

که در آن r به صورت رابطه (۳-۳) محاسبه می‌شود:

$$r = \max[\max_{1 \leq i \leq n} \sum_{j=1}^n u_{ij}, \max_{1 \leq j \leq n} \sum_{i=1}^n u_{ij}], \quad i, j = 1, 2, \dots, n. \quad (۳-۳)$$

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

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

گام چهارم: محاسبه ماتریس روابط کلی: پس از تعیین ماتریس نرمال شده روابط مستقیم، ماتریس روابط کلی از طریق رابطه (۳-۴) قابل محاسبه است که در آن I ماتریس یکه است:

$$\tilde{T} = \tilde{D}(\mathbf{I} - \tilde{D})^{-1} \quad (4-3)$$

اعضای ماتریس \tilde{T} به صورت $\tilde{t}_{ij} = (l_{ij}^{\prime\prime}, m_{ij}^{\prime\prime}, u_{ij}^{\prime\prime})$ هستند. بنابراین بر اساس شرایط قطعی، هریک از ماتریس‌های قطعی ماتریس روابط کلی به صورت زیر و به طور جداگانه محاسبه می‌شوند و پس از آن با ادغام آن‌ها با یکدیگر ماتریس فازی روابط مستقیم حاصل می‌شود.

$$T_l = [l_{ij}^{\prime\prime}] = D_l(\mathbf{I} - D_l)^{-1}; \quad T_m = [m_{ij}^{\prime\prime}] = D_m(\mathbf{I} - D_m)^{-1}; \quad T_u = [u_{ij}^{\prime\prime}] = D_u(\mathbf{I} - D_u)^{-1}$$

مقادیر جمع سطر و ستونی به صورت زیر قابل محاسبه است:

$$[\tilde{r}]_{n \times 1} = \left(\sum_{j=1}^n l_{ij}, \sum_{j=1}^n m_{ij}, \sum_{j=1}^n u_{ij} \right), \quad i, j = 1, 2, \dots, n \quad (5-3)$$

$$[\tilde{c}]_{1 \times n} = \left(\sum_{i=1}^n l_{ij}, \sum_{i=1}^n m_{ij}, \sum_{i=1}^n u_{ij} \right), \quad i, j = 1, 2, \dots, n \quad (6-3)$$

در حقیقت $[\tilde{r}]_{n \times 1}$ (که یک ماتریس ستونی است) شامل مجموع درایه‌های واقع بر هر سطر ماتریس \tilde{T} و نشان دهنده تأثیر کلی (هر دو نوع تأثیر مستقیم و غیرمستقیم) پارامتر واقع در سطر بر روی دیگر پارامترهاست. به همین صورت، $[\tilde{c}]_{1 \times n}$ (که یک ماتریس سطری است) حاوی مجموع درایه‌های واقع بر روی هر ستون ماتریس \tilde{T} و نشان دهنده تأثیر کلی (هر دو نوع تأثیر مستقیم و غیرمستقیم) گرفته شده از دیگر پارامترها توسط پارامتر واقع در ستون است. بر این اساس \tilde{r}_i بیانگر تأثیر کلی پارامتر i ام بر روی دیگر پارامترها و \tilde{c}_j بیانگر مقدار تأثیر کلی گرفته شده توسط پارامتر i ام از دیگر پارامترها است. بنابراین زمانی که $i=j$ است مقدار $(\tilde{r}_i + \tilde{c}_j)$ شاخصی است که مجموع تأثیر گذاشته و گرفته شده توسط پارامتر i را نشان می‌دهد. به عبارت دیگر $(\tilde{r}_i + \tilde{c}_j)$ نشان دهنده درجه اهمیتی (مجموع تأثیر گذاشته شده و گرفته شده) است که پارامتر i در سیستم دارد و هرچه مقدار آن برای پارامتری بیشتر باشد، آن عامل تعامل بیشتری با سایر عوامل سیستم دارد. این مقدار را برتری^۱ می‌نامند. مقدار $(\tilde{r}_i - \tilde{c}_j)$ نشان دهنده تأثیر خالصی است که پارامتر i در سیستم به اشتراک گذاشته و با آن در تعامل است. اگر مقدار $(\tilde{r}_i - \tilde{c}_j)$ مثبت باشد، پارامتر i به عنوان تأثیرگذار قطعی و یک متغیر علت است. زمانی که این مقدار منفی باشد، متغیر به عنوان یک تأثیرپذیر قطعی و معلول است. این مقدار ارتباط^۲ نامیده می‌شود.

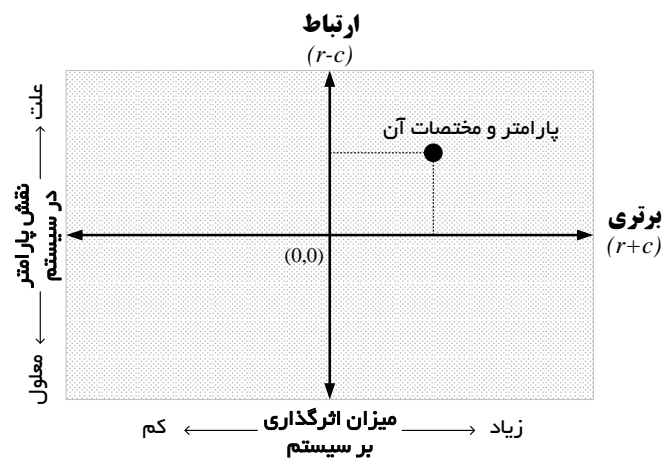
گام پنجم: ترسیم نمودار علی^۳: در این قسمت نموداری در یک دستگاه مختصات دکارتی ترسیم می‌شود که در آن محور طولی مقدار برتری $(r_i + c_j)$ و محور عرضی بر اساس مقدار رابطه $(r_i - c_j)$ است؛ بنابراین موقعیت هر عامل با نقطه‌ای به مختصات $(r+c, r-c)$ در دستگاه معین می‌شود. نمونه‌ای از این

¹ Prominence

² Relation

³ Casual diagram

نمودار در شکل ۳-۶ مشاهده می‌شود. به دلیل مشخص شدن پارامترها در این نمودار از جنبه علت و معلولی، آن را نمودار علی می‌نامند.



شکل ۳-۶: نمودار علی

گام ششم: رسم نقشه روابط شبکه‌ای^۱: با استفاده از اطلاعات ماتریس T می‌توان روابط ساختار میان پارامترها را نشان داد. این ساختار به صورت یک نقشه روابط شبکه‌ای است که در آن ارتباط میان پارامتر با گراف‌های جهت‌دار مشخص می‌شود. این ساختار را می‌توان در نمودار علی گنجانده و یا به صورت مجزا ترسیم کرد. بر اساس ماتریس T هر یک از درایه‌های t_{ij} در آن اطلاعاتی را درباره اینکه پارامتر i چگونه بر j تأثیر می‌گذارد فراهم می‌کند. اگر همه اطلاعات حاصل از ماتریس T در نمودار آورده شود، شلوغی و پیچیدگی حاصل شده، نمایش اطلاعات ضروری را برای تصمیم‌گیرنده سخت خواهد کرد. از این رو برای حصول یک شکل مفید، باید یک مقدار حد آستانه^۲ برای سطح تأثیرات در نظر گرفته شود. در این صورت تنها روابطی که دارای سطح تأثیری بیش از این حد آستانه باشند در گراف آورده خواهند شد؛ بنابراین، تعیین یک مقدار حد آستانه برای جلوگیری از نمایش تأثیرات واضحی که توسط عناصر ماتریس T تبیین می‌شود برای توضیح ساختار عناصر لازم است.

انتخاب این حد آستانه یکی از چالش‌های روش DEMATEL است که تاکنون روش‌های مختلفی برای تعیین آن پیشنهاد شده است. این مقدار می‌تواند توسط تصمیم‌گیرنده و یا از طریق نظرسنجی از خبرگان تعیین شود. راه دیگر استفاده از میانگین مقدار درایه‌های ماتریس T است. به هر حال اگر این مقدار بسیار کم انتخاب شود، گراف برای نمایش اطلاعات ضروری بسیار شلوغ و پیچیده خواهد بود. از طرف دیگر اگر این مقدار بسیار بزرگ انتخاب شود، بسیاری از عوامل به صورت مستقل نمایش داده می‌شوند و در نتیجه روابط آن‌ها با دیگر پارامترها نشان داده نمی‌شود. از این رو انتخاب یک مقدار معقول برای حد آستانه می‌تواند متضمن نمایش اطلاعات ضروری در عین سادگی گراف باشد.

¹ Network Relationship Map (NRM)

² Threshold value

به منظور اجرای گام پنجم و ششم که به ترتیب ترسیم نمودار علی و نقشه روابط شبکه‌ای است نیاز است تا مقادیر حاصل شده تا این مرحله به صورت غیر فازی باشند. بنابراین برای غیرفازی کردن مقادیر فازی در هر مرحله می‌توان از روش بهترین عملکرد غیر فازی^۱ به صورت رابطه (۳-۱۶) استفاده کرد:

$$BNP = l + \frac{(u-l) + (m-l)}{3} \quad (7-3)$$

۳-۱-۲-۳ ترکیب دو روش ANP و DEMATEL

روش‌های DEMATEL و ANP هر یک 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.

در سال‌های اخیر این دو روش با اهداف مختلفی به صورت ترکیبی بکار برده شده‌اند. در بررسی انجام شده بر روی ۹۵ مقاله منتشر شده در این زمینه، کاربردهای مختلف روش DEMATEL در ترکیب با روش ANP در ۴ گروه نمایش داده شده در جدول ۳-۲ طبقه‌بندی شده است (Golcuk and Baykasoglu, 2015):

جدول ۳-۲: مقایسه روش‌های ترکیبی ANP و DEMATEL (Golcuk and Baykasoglu, 2015)

گروه	تعیین ساختار	محاسبه ارتباطات داخلی	محاسبه ارتباطات خارجی	خوشه‌بندی وزن‌دار
۱- ترسیم نقشه روابط شبکه‌ای (NRM) در ANP	DEMATEL	ANP	ANP	ANP
۲- محاسبه ارتباطات داخلی در ANP	نظرات خبرگان / DEMATEL	DEMATEL	ANP	ANP
۳- خوشه‌بندی وزن‌دار ^۲ ANP	DEMATEL	ANP	ANP	DEMATEL
۴- ANP مبتنی بر DEMATEL (DANP)	DEMATEL	DEMATEL	DEMATEL	DEMATEL

در دسته اول از روش DEMATEL فقط برای تعیین نقشه روابط شبکه‌ای مسئله استفاده شده است. در این دسته بررسی ارتباطات داخلی و خارجی و سپس تشکیل سوپرماتریس وزن‌دار توسط ANP و بر اساس مراحل تشریح شده در بخش ۳-۲-۱-۱ انجام شده است. در دسته دوم بررسی ارتباطات

^۱ Best Non-fuzzy Performance (BNP)

^۲ Cluster-Weighted

داخلی معیارها از طریق DEMATEL صورت پذیرفته است. در این دسته تعیین ساختار مسئله به صورت معمول با استفاده از نظرات خبرگان و یا از طریق روش DEMATEL حاصل می‌شود. پس از این مراحل تعیین ارتباطات بیرونی و وزن‌دهی خوشه‌ها توسط ANP انجام می‌گیرد. سختی انجام مقایسات زوجی در روش ANP انگیزه اصلی این نوع از کاربرد DEMATEL در ترکیب با ANP بوده است. مقالات دسته سوم از DEMATEL برای وزن‌دهی خوشه‌ها و ترسیم NRM استفاده کرده‌اند. در حقیقت، همان ماتریس روابط کلی برای ساختار بندی مسئله و وزن‌دهی مورد استفاده قرار می‌گیرد. در این دسته انگیزه اصلی از ترکیب این دو روش دخیل کردن تأثیر اوزان مختلف خوشه‌ها در ساختار سوپرماتریس است. نهایتاً مقالات دسته چهارم روش DEMATEL را بر مبنای مراحل ANP برای تمامی اهداف تعیین ساختار، محاسبه ارتباطات داخلی و بیرونی و وزن‌دهی به خوشه‌ها تطبیق داده‌اند (Golcuk and Baykasoglu, 2015).

در این رساله از دسته دوم برای ایجاد مدل ترکیبی استفاده شده است. برای این منظور در ابتدا ساختار مسئله بر اساس نتایج به دست آمده از نقشه روابط شبکه‌ای میان خوشه‌ها تشکیل می‌شود. سپس بر اساس اینکه عناصر هر خوشه فقط با خود و یا با عناصر دیگر خوشه‌ها دارای ارتباط هستند، ارتباطات درونی کل عناصر مورد بررسی قرار می‌گیرد. در این مرحله ماتریس‌های روابط کلی میان خوشه‌ها و کل عناصر در سوپرماتریس غیر موزون قرار گرفته و مراحل مربوطه برای پیدا کردن اوزان پارامترها طی می‌شود.

۳-۲-۲-۲-۳ شبیه‌سازی عددی گسسته

روش‌های پیوسته‌ی عددی در شبیه‌سازی محیط‌های ناپیوسته، به هنگام تعریف ناپیوستگی‌ها و رفتار معرف سنگ درزه‌دار محدودیت‌هایی شامل تعداد درزه‌ها، گستره و وسعت درزه‌های متقاطع، مقدار جابجایی و عدم کارایی محاسباتی ناشی از رفتار پیوسته دارند (Gao, 2013). این محدودیت‌ها در شبیه‌سازی فرایند تخریب به صورت عدم توانایی در مدل کردن انواع ناپیوستگی‌های از قبل موجود در ساختارها مانند لایه‌بندی و درزه‌ها در سنگ، فرایند شکستگی و گسترش آن، خردایش، تغییر شکل‌های بزرگ مواد و همچنین جریان مواد در طی فرایند تخریب بروز پیدا می‌کنند (Karekal et al., 2011; Gao et al., 2014). از همین رو روش‌های گسسته برای شبیه‌سازی استخراج جبهه‌کار طولانی و فرایند تخریب مناسب‌تر هستند (Gao et al., 2014). بنابراین در این رساله نیز شبیه‌سازی عددی گسسته مدنظر قرار گرفته است.

۳-۲-۲-۳-۱ روش اجزای مجزا

یکی از روش‌های عددی که برای ارزیابی پایداری و بررسی تغییر شکل و شکست محیط‌های ناپیوسته به کار می‌رود، روش اجزای مجزا است که در سال ۱۹۷۹ توسط کندال ارائه شد و استفاده از آن به طور وسیعی در محیط‌های ناپیوسته مورد توجه قرار گرفته است. به طور خلاصه الگوریتم اجزای مجزا

بر پایه‌ی دو دسته محاسبات که در هر گام زمانی^۱ انجام می‌گیرد استوار است. ابتدا معادلات حرکت به‌روز می‌شوند و سپس با در نظر گرفتن مدل رفتاری^۲ مورد نظر، نیروها و تنش‌ها محاسبه می‌شوند (Lak et al., 2017).

۳-۲-۲-۲ نرم‌افزار UDEC

نرم‌افزار UDEC در سال ۱۹۸۰ توسط کندال معرفی شد. این برنامه در محیط دو بعدی و به روش اجزای مجزا عمل می‌کند. UDEC می‌تواند محیط‌های ناپیوسته‌ای مانند توده سنگ درزه‌دار را تحت بارهای استاتیکی و دینامیکی مدل‌سازی کند. در این نرم‌افزار، محیط ناپیوسته مانند بلوک‌هایی مجزا ولی در کنار یکدیگر مدل می‌شود که در آن هرگونه جابجایی و یا دوران بزرگ مجاز است. بلوک‌ها می‌توانند صلب و یا تغییرشکل‌پذیر باشند. هرکدام از بلوک‌های تغییرشکل‌پذیر، به المان‌های تفاضل محدودی تقسیم می‌شوند که هر المان می‌تواند رفتاری خطی یا غیرخطی داشته باشد. حرکت ناپیوستگی‌ها توسط رفتار نیرو-جابجایی خطی و یا غیرخطی در جهت عمود بر ناپیوستگی و در جهت برشی کنترل می‌شود. UDEC دارای چندین مدل رفتاری برای تعیین چگونگی رفتار بلوک‌ها و ناپیوستگی‌ها است تا بتوان مواد تشکیل‌دهنده‌ی زمین و ناپیوستگی‌های آن را به خوبی مدل کرد. UDEC قابلیت این را دارد که هم به طور خودکار و هم به صورت دستی هرگونه ناپیوستگی اعم از تک درزه، دسته‌درزه، گسل و لایه‌بندی را در دو بعد ایجاد کند. همچنین تعداد ناپیوستگی‌های زیادی را می‌توان در یک مدل به وجود آورد. فرمول‌بندی UDEC در دو بعد و بر پایه‌ی کرنش صفحه‌ای است. این شرایط برای سازه‌ها و حفاری‌های طویل با مقطع ثابت مناسب است. بنابراین ناپیوستگی‌ها در مدل به صورت صفحاتی عمود بر صفحه‌ی مدل ساخته می‌شوند. همچنین، UDEC برای شرایطی که تنش عمود بر صفحه‌ی مدل غیر صفر باشد، قابلیت تنش صفحه‌ای را نیز دارد (Itasca, 2016).

۳-۲-۳ روش تخمین‌گر هوشمند

یکی از پرکاربردترین روش‌های هوشمند از مجموعه روش‌های محاسبات نرم^۳ روش ماشین بردار پشتیبان^۴ است. این روش دارای سه کاربرد تخمین یا پیش‌بینی^۵، دسته‌بندی^۶ و خوشه‌بندی^۷ است که امروزه در حوزه مسائل فنی و مهندسی به صورت موفقیت‌آمیزی به کار می‌روند. مبنای الگوریتم SVM در سال ۱۹۹۵ توسط وپنیک^۸ و کورتس^۹ بر پایه تئوری یادگیری آماری پیشنهاد شد. مبنای

¹ Time Domain

² Constitutive Model

³ Soft Computing

⁴ Support Vector Machine (SVM)

⁵ Prediction

⁶ Classification

⁷ Clustering

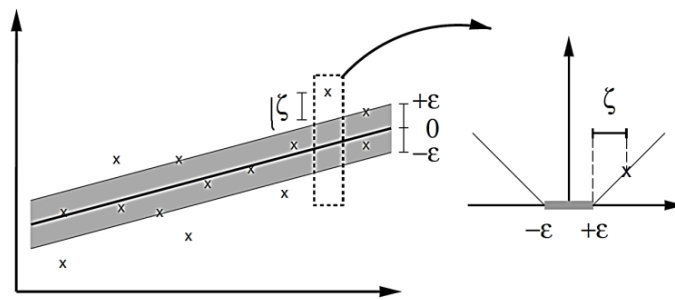
⁸ Vapnik

⁹ Cortes

اصلی این روش بر اساس کمینه سازی ریسک ساختاری^۱ (SRM) است که موجب کنترل بیش برآزش^۲ در تخمین می‌شود و از این رو نسبت به شبکه‌های عصبی دارای عملکرد غالباً بهتری است (Vapni, 2013). در ادامه مبانی نظری روش ماشین بردار پشتیبان برای تخمین که به عنوان ماشین بردار پشتیبان رگرسیونی (SVR) شناخته می‌شود به صورت خلاصه ارائه شده است.

۱-۳-۲-۳ مبانی نظری SVR

اگر مجموعه داده‌ی آموزش به صورت زوج مرتب $\{(x_1, t_1), \dots, (x_n, t_n)\}$ در نظر گرفته شود که در آن برداری $x_i \in R^n$ است که فضای ورودی‌های مدل را نشان می‌دهد و $t_i \in R^1$ به عنوان خروجی مدل است، بنابراین هدف در SVR پیدا کردن تابع $f(x)$ برای محاسبه y_i بر اساس بردار ورودی است به طوری که دارای حداقل اختلاف از مقدار واقعی t_i باشد. این اختلاف (ε) توسط تابع زیان^۳ معرفی می‌شود. وپنیک تابع زیان “ ε -insensitive” را مطابق شکل ۷-۳ پیشنهاد کرده است (Vapnik, 2013).



شکل ۷-۳: تابع زیان “ ε -insensitive” (Vapnik, 2013)

بنابراین بر اساس تابع زیان تنها نمونه‌هایی که خارج از مرز سایه زده شده در شکل ۸-۳ قرار می‌گیرند دارای متغیر شناور^۴ غیر صفر خواهند بود. نتیجتاً اگر مقدار خروجی تخمین زده شده در این حاشیه قرار گیرد مقدار زیان برابر صفر و در غیر این صورت برابر با اختلاف مقدار پیش‌بینی شده از شعاع ناحیه سایه زده شده خواهد بود. نحوه محاسبه این مقدار بر اساس تابع “ ε -insensitive” به صورت رابطه (۸-۳) است (Vapnik, 2013):

$$L_{\varepsilon}(\xi) = \begin{cases} 0 & \text{if } |\xi| \leq \varepsilon \\ |\xi| - \varepsilon & \text{otherwise} \end{cases} \quad (8-3)$$

یک رابطه رگرسیون خطی معمولاً به صورت رابطه (۹-۳) ارائه می‌شود:

$$f(x) = (w \cdot x) + b \quad (9-3)$$

¹ Structural Risk Minimization

² Over-fitting

³ Loss Function

⁴ Slack variable

که در آن w ماتریس وزن‌ها، x بردار ورودی‌ها و b مقدار ثابت یا بایاس است.

با توجه به مطالب عنوان شده، در روش SVR هدف پیدا کردن تابع رابطه (۲-۱۸) است به طوری که مقدار خطای کل پیش‌بینی بر اساس تابع "ε-insensitive" مقدار کمینه باشد. بر این اساس، مسئله به یک مسئله بهینه‌سازی به صورت رابطه (۳-۱۰) تبدیل می‌شود:

$$\text{Minimize } L(w, \xi_i, \xi'_i) = \frac{1}{2} \|w\|^2 + C \sum_{i=1}^N (\xi_i + \xi'_i) \quad (10-3)$$

که در آن محدودیت‌ها به صورت زیر است:

$$\begin{cases} y_i - w^T x - b \leq \xi_i + \varepsilon \\ y_i + w^T x + b \leq \xi'_i + \varepsilon \\ \xi_i, \xi'_i, x_i \geq 0 \end{cases}$$

که در آن y_i خروجی مدل، C مقدار جریمه در نظر گرفته شده برای حداقل‌سازی خطا و بیشینه‌سازی حاشیه و مقادیر ξ_i و ξ'_i نشان دهنده فاصله بین نقاط پیش‌بینی شده تا خط رگرسیون است که با نام خطای رگرسیون معرفی می‌شوند. از آنجایی که حل این مسئله بهینه‌سازی از طریق دوگان آن حاصل می‌شود، لذا با معرفی ضرایب لاگرانژی، رابطه (۳-۱۰) به صورت رابطه (۳-۱۱) حاصل می‌شود:

$$\begin{aligned} \text{Maximize } L(\alpha_i, \alpha'_i) = & \frac{1}{2} \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N (\alpha_i - \alpha'_i) x_i^T x_j (\alpha_i - \alpha'_i) \\ & + \sum_{i=1}^N ((\alpha_i - \alpha'_i) y_i - (\alpha_i + \alpha'_i) \varepsilon) \end{aligned} \quad (11-3)$$

که در آن محدودیت‌ها این گونه است:

$$\sum_{i=1}^N (\alpha_i - \alpha'_i) = 0 \quad \text{and} \quad 0 \leq (\alpha_i - \alpha'_i) \leq C$$

که در این روابط (α_i, α'_i) ضرایب لاگرانژی هستند.

در SVR به منظور تبدیل فضای n -بعدی ورودی‌ها در حالت ضرب داخلی از روش زیر استفاده می‌شود:

$$x_i \cdot x_j \rightarrow \varphi(x_i) \cdot \varphi(x_j)$$

شکل تابع در یک مسئله غیرخطی توسط توابع هسته کرنل^۱ مشخص می‌شوند. بر این اساس شکل تابع رگرسیونی در چنین مسائلی به صورت رابطه (۳-۱۲) حاصل می‌شود:

$$y_i = \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N (\alpha_i - \alpha'_i) K(x_i, x_j) + b \quad (12-3)$$

که در آن $K(x_i, x_j)$ تابع کرنل است.

^۱ Kernel trick

توابع کرنل مختلفی برای حل مسائل گوناگون وجود دارد که از میان آن‌ها تابع گوسین دارای عملکردی عالی در تخمین است و از این رو در این رساله از این نوع تابع به صورت رابطه (۳-۱۳) استفاده شده است:

$$K(x_i, x_j) = \exp\left(-\frac{\|x_i - x_j\|^2}{2\sigma^2}\right) \quad (۳-۱۳)$$

که در این رابطه σ مقدار ثابت این تابع است.

همان‌طور که تاکنون بیان شده است، هدف از SVR پیدا کردن تابعی است که شرایط بهینه‌سازی مسئله را اقلان کند. برای این منظور تاکنون سه مقدار ثابت ϵ ، C و σ معرفی شده است. چالش اصلی در این روش پیدا کردن مقدار بهینه این سه مقدار است به طوری که مقدار خطای مرحله آموزش این روش کمینه شود. از این رو در این رساله به منظور تعیین مقدار بهینه این سه پارامتر از الگوریتم بهینه‌سازی فاخته^۱ استفاده شده است. در قسمت بعدی بهینه‌سازی مدل SVR با استفاده از COA تشریح شده است.

۳-۲-۲-۳ بهینه‌سازی SVR با COA

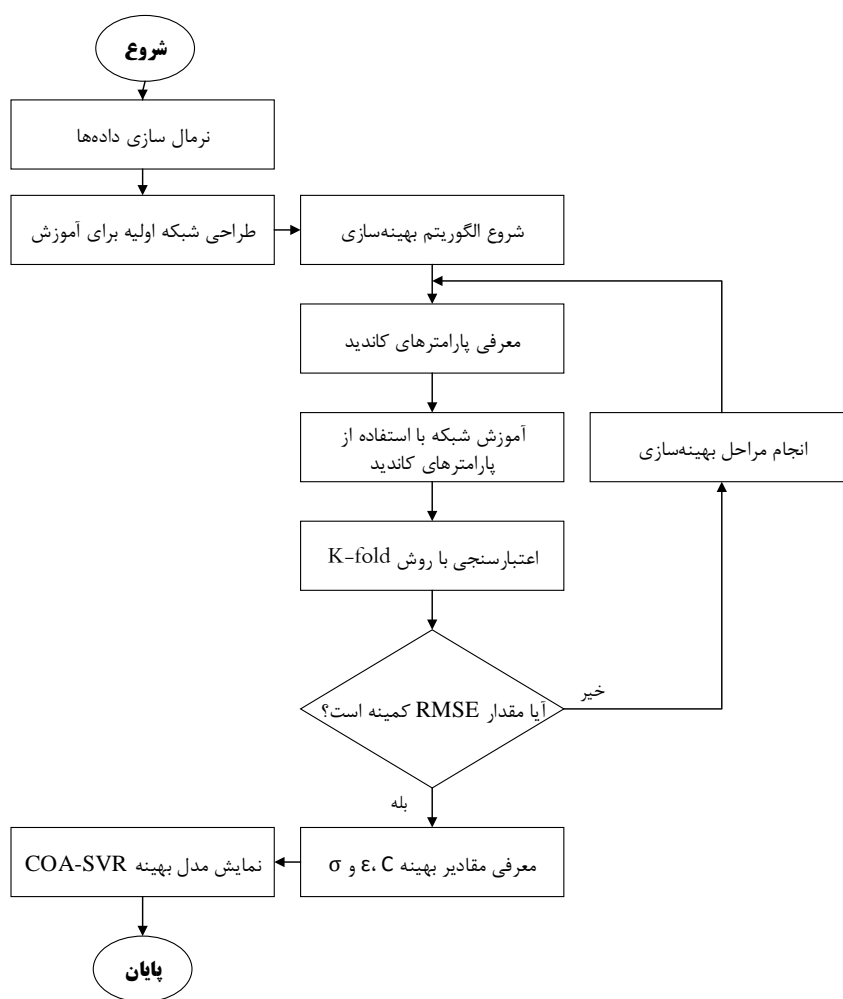
COA یکی از روش‌های بهینه‌سازی فراابتکاری است که با الهام از زندگی پرنده فاخته در سال ۲۰۱۱ توسط رجبیون ارائه شد. سبک زندگی منحصر به فرد این پرنده و ویژگی‌های آن در تخم‌گذاری و تولید مثل ایده اصلی ارائه این الگوریتم بوده است. از جمله ویژگی‌های این الگوریتم نسبت به دیگر الگوریتم‌های پرکاربرد از جمله الگوریتم ژنتیک و الگوریتم ازدحام ذرات همگرایی سریع‌تر این الگوریتم و رسیدن به نقطه بهینه جهانی آن است (Rajabioun, 2011). از این رو برای تعیین پارامترهای بهینه مدل SVR در این رساله از الگوریتم COA استفاده شده است. روندنمای این فرایند که به صورت روش COA-SVR نامیده می‌شود در شکل ۳-۸ نمایش داده شده است.

در این روش برای تعیین پارامترهای مدل، عملیات بهینه‌سازی با هدف کمینه کردن RMSE مرحله آموزش انجام می‌شود. در این رساله از روش اعتبارسنجی ضربدردی^۲ یا گردشی نیز برای حصول اطمینان از عملکرد مناسب مدل استفاده شده است. این رویکرد یک روش ارزیابی است که مشخص می‌کند نتایج یک تحلیل آماری بر روی یک مجموعه داده تا چه اندازه قابل تعمیم و مستقل از داده‌های آموزشی است. به‌طور کلی یک دور از اعتبارسنجی ضربدردی شامل افراز داده‌ها به دو زیرمجموعه مکمل، انجام تحلیل بر روی یکی از آن زیرمجموعه‌ها (داده‌های آموزشی) و اعتبارسنجی تحلیل با استفاده از داده‌های مجموعه دیگر (داده‌های اعتبارسنجی یا تست) است. برای کاهش پراکندگی، عمل اعتبارسنجی چندین بار با افرازهای مختلف انجام و از نتایج اعتبارسنجی‌ها میانگین گرفته می‌شود. یکی از انواع این رویکرد، استفاده از روش K-Fold است. در این روش، داده‌ها به K

^۱ Cuckoo Optimization Algorithm (COA)

^۲ Cross validation

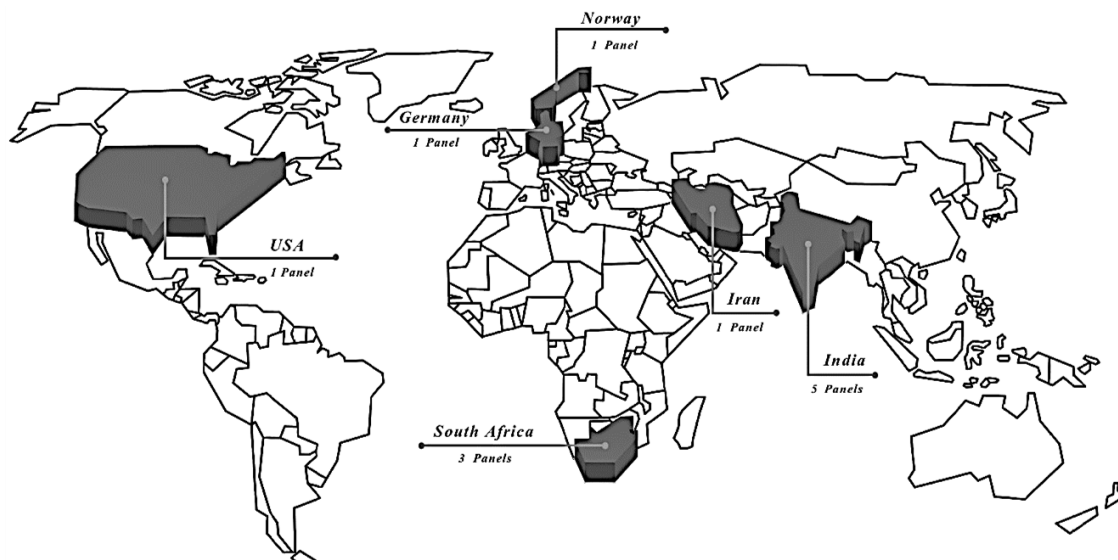
زیرمجموعه افزاز می‌شوند. از این K زیرمجموعه، هر بار یکی برای اعتبارسنجی و K-1 زیرمجموعه باقی مانده برای آموزش بکار می‌روند. این روال K بار تکرار می‌شود و همه داده‌ها دقیقاً یک‌بار برای آموزش و یک‌بار برای اعتبارسنجی بکار می‌روند. در نهایت میانگین نتیجه این K بار اعتبارسنجی به عنوان یک تخمین نهایی برگزیده می‌شود (Langford, 2005).



شکل ۳-۸: روندنمای روش COA-SVR

۳-۳ پایگاه داده

پایگاه داده مورد استفاده در این رساله شامل ۱۲ پهنه استخراج شده با روش جبهه‌کار طولانی از سراسر جهان است. 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 ۳-۹ پراکندگی این پهنه‌ها در جهان را نشان می‌دهد. نام و اطلاعات معدن هریک از این پهنه‌ها در جدول ۳-۳ درج شده است.



شکل ۳-۹: پراکندگی پهنه‌های پایگاه داده‌ها در سراسر جهان

جدول ۳-۳: مشخصات پهنه‌های پایگاه داده‌ها

ردیف	قاره	کشور	معدن / حوزه زغالی	پهنه	مرجع
۱		ایران	پروده ۱ (طبس)	E0	جمع‌آوری حضوری
۲		هند	GDK 10A Incline mine	3D2	(Kumar, 2014)
۳	آسیا	هند	GDK 10A Incline mine	No.14	(Maharana, 2013)
۴	هند	هند	GDK 10A Incline mine	3A	(Banerjee et al., 2016)
۵	هند	هند	Moonidih	A4	(Singh and Singh, 2009)
۶	هند	هند	PVK 5	21	(Singh and Singh, 2009)
۷	آلمان	آلمان	Ruhr mining district	-	(Gao et al., 2014)
۸	اروپا	نروژ	Svea Nord	C6	(Shabanimashcool and Jing 2014)
۹	آفریقای جنوبی	آفریقای جنوبی	Highveld Coalfield	-	(Sweby, 1997)
۱۰	آفریقا	آفریقای جنوبی	Malta Colliery	No.1	(Sweby, 1997)
۱۱	آفریقای جنوبی	آفریقای جنوبی	New Denmark Colliery	No.509	(Sweby, 1997)
۱۲	آمریکا	آمریکا	CONSOL Central Appalachian	8-R	(Akinkugbe et al., 2007)

۳-۴ جمع‌بندی

در این فصل روش‌ها و داده‌های استفاده شده در این رساله ارائه شد. برای این منظور روش‌ها در سه قسمت مجزا روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره، روش شبیه‌سازی عددی گسسته و روش هوشمند COA-SVR تشریح شد. در قسمت انتهایی نیز اطلاعات پایگاه داده‌ای مورد استفاده قرار گرفته ارائه شد.

فصل ۴ : ارائه مدل جامع ارزیابی کیفی و کمی

۴-۱ مقدمه

در این فصل مدل کیفی و کمی ارزیابی قابلیت تخریب لایه‌های سقف ارائه شده است. برای این منظور، در ابتدا پارامترهای مؤثر در فرایند تخریب تعیین می‌شود. سپس مدل کیفی در قالب سیستم طبقه‌بندی با دو رویکرد مختلف توسعه داده می‌شود که خروجی آن‌ها شاخص کیفی برای ارزیابی قابلیت تخریب است. دو سیستم طبقه‌بندی در مرحله بعد با داده‌های واقعی اعتبار سنجی می‌شود. همچنین قابلیت عملیاتی آن‌ها از طریق توسعه مدل‌های پیش‌بینی کننده گام تخریب اول بررسی شده است. در مرحله بعد با استفاده از مدل‌سازی عددی یک پایگاه داده اولیه برای تعیین گام تخریب اول ایجاد می‌شود. پس از آن برای توسعه پایگاه داده اولیه از روش COA-SVR استفاده و پایگاه داده‌ای اصلی که دارای تعداد بیشتری مجموعه داده است ایجاد می‌شود. در انتها با ترکیب مقادیر گام تخریب اول با میزان شاخص قابلیت تخریب لایه‌های سقف، مدل جامع کیفی و کمی ارائه و با داده‌های واقعی مورد ارزیابی قرار می‌گیرد.

۴-۲ تعیین پارامترهای مؤثر

به منظور تعیین پارامترهای مؤثر در ارزیابی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه، مدل‌های مختلف تجربی و تحلیلی ارائه شده در این زمینه مورد بررسی قرار گرفتند. بر این اساس در جدول ۴-۱ و ۴-۲ پارامترهای در نظر گرفته شده به ترتیب در مدل‌های تحلیلی و تجربی درج شده است.

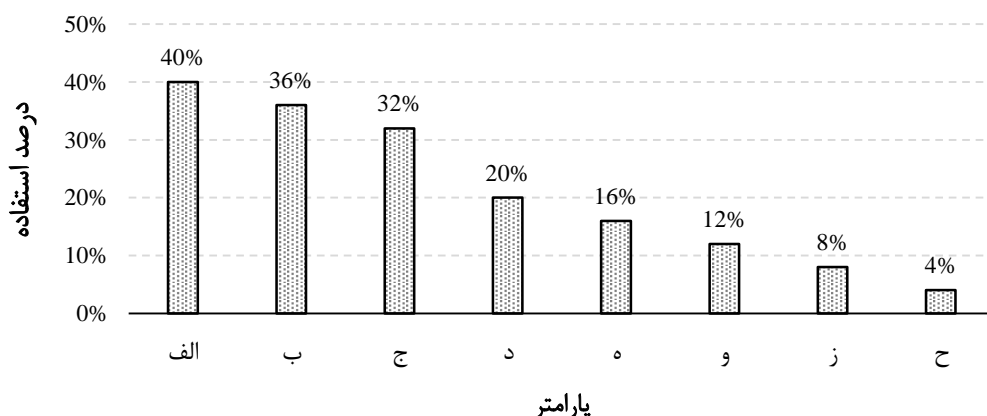
جدول ۴-۱: پارامترهای مطرح شده در مدل‌های تحلیلی

محقق	سال	ارتفاع سقف بلاواسطه	ارتفاع سقف اصلی	وزن سقف اصلی	ضخامت روباره	ضخامت لایه	طول لایه	وزن مخصوص سنگ	مقاومت فشاری تک‌محوری آزمایشگاهی	مقاومت کششی سقف بلاواسطه	مقاومت کششی سقف اصلی	شاخص مقاومت زمین‌شناسی (GSI)	مدول یانگ	شیب لایه زغال	ارتفاع سقف بلاواسطه
Obert & Duvall	۱۹۶۷	✓				✓		✓		✓			✓		
Kuznetsov et al.	۱۹۷۳				✓	✓	✓	✓		✓					
Peng & Chiang	۱۹۸۴	✓						✓	✓						
Mukherjee	۲۰۰۳					✓		✓		✓					
Noroozi et al.	۲۰۱۲	✓						✓	✓	✓		✓		✓	
Manteghi et al.	۲۰۱۲	✓						✓		✓					
Hao et al.	۲۰۱۵		✓	✓											

جدول ۴-۲: پارامترهای مطرح شده در مدل‌های تجربی

شیب لایه زغال	ضخامت لایه زغال	تنش افقی برج	عمق لایه زغال	وجود رطوبت یا آب	توجیه فضایی درزه‌ها و امتداد کارگاه	مشخصات درزه‌ها	وجود انواع ناپوستگی‌ها	چکش اشمیت	مقاومت جدایش لایه‌ای	مقاومت خمشی سقف	مقاومت کششی سقف اصلی	مقاومت فشاری تک‌محوری سقف	اطلاعات مغزه	RQD	وزن مخصوص سنگ	ماتریکس سنگ	اندازه دانه‌ها	جنس سقف	تناوب چینه‌شناسی	ضخامت هر نوع لایه	ارتفاع سقف اصلی	ارتفاع سقف بلاواسطه	سال	محقق
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۱۹۶۶	Shadrin & Baukov
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۱۹۶۷	Pawlowicz
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۱۹۷۰	Zamarski
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۱۹۷۳	Proyavkin
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۱۹۷۷	Kidybinski et al.
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۱۹۷۹	Kidybinski et al.
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۱۹۸۲	Singh & Singh
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۱۹۸۴	Peng & Chiang
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۱۹۸۷	Ghose & Dutta
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۱۹۸۹	Peng et al.
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۱۹۹۶	Hongzhu
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۱۹۹۸	CMRI
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۲۰۰۰	Das
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۲۰۰۴	Singh et al.
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۲۰۰۸	Oraee & Rostami
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۲۰۰۹	جوانشیر
✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	۲۰۱۵	Yongkuy et al.

با در نظر گرفتن تعداد مدل‌های بررسی شده در جدول‌های ۱-۴ و ۲-۴، درصد به کارگیری هریک از پارامترها در مدل‌های تحلیلی و تجربی در نمودار شکل ۱-۴ آورده شده است. همان‌طور که ملاحظه می‌شود مقاومت فشاری تک محوری دارای بیشترین درصد استفاده در انواع مدل‌های تجربی و تحلیلی بوده است. پس از آن و در رده دوم، ضخامت لایه‌های سقف بلاواسطه قرار گرفته است. ارتفاع و وزن مخصوص سقف بلاواسطه نیز رده سوم درصد کاربرد را دارا هستند. از این تحلیل‌ها می‌توان نتیجه گرفت که برخی پارامترهای تأثیرگذار اساسی مانند ناپیوستگی‌های سقف بلاواسطه در بین پارامترهای با درصد استفاده بالا قرار نگرفته‌اند و این موضوع نشان دهنده استفاده از آن‌ها در مدل‌های محدودی است.



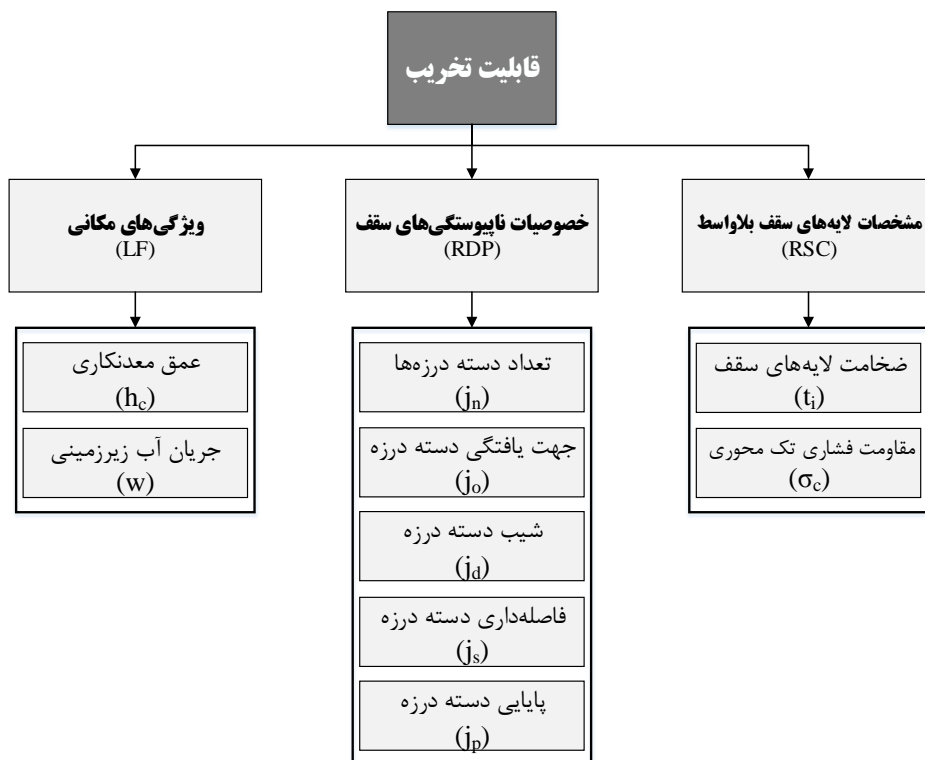
الف: مقاومت فشاری تک محوری؛ ب: ضخامت لایه‌ها؛ ج: ارتفاع سقف بلاواسطه، وزن مخصوص سقف؛ د: مقاومت کششی سقف بلاواسطه، RQD؛ ه: ضخامت لایه زغال، عمق لایه زغال؛ و: جنس سقف، اطلاعات مغزه، ضخامت سقف اصلی، مقاومت کششی سقف اصلی؛ ز: آب زیرزمینی، شیب لایه زغال؛ ح: دیگر پارامترها

شکل ۱-۴: درصد استفاده هریک از پارامترها در مدل‌های تجربی و تحلیلی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه

در این رساله انتخاب پارامترهای مؤثر بر اساس اولویت‌های زیر صورت گرفته است:

- درصد استفاده در مدل‌های قبلی (بر اساس درصد بکارگیری حاصل از جداول ۱-۴ و ۲-۴ و شکل ۱-۴)
- 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 ۲-۴ برای توسعه مدل کیفی ارزیابی قابلیت تخریب انتخاب شدند.



شکل ۴-۲: پارامترهای انتخاب شده برای توسعه مدل کیفی

پارامترهای در نظر گرفته شده در شکل ۴-۲ همه از نوع ذاتی و غیرقابل کنترل هستند. دلیل این امر این است که قابلیت تخریب را باید ویژگی ذاتی ثانویه دانست. قابلیت تخریب ذاتی است چرا که مشخصه‌ای از یک کیفیت محیطی است و ثانویه است زیرا از تجمیع و تأثیر پارامترهای ذاتی اصلی محیط نشأت می‌گیرد. پارامترهای عملیاتی تغییری در این توانایی ندارند و تنها در کیفیت بروز آن تأثیرگذار هستند. با توجه به اینکه ایجاد یک شاخص برای بررسی این توانایی محیطی در این قسمت مدنظر بوده است، تنها پارامترهای ذاتی محیط در نظر گرفته شده‌اند. البته اگر هدف صرفاً بررسی نظام‌مند پارامترهای دخیل در قابلیت تخریب باشد، باید پارامترهای عملیاتی را نیز همراه با پارامترهای ذاتی در تحلیل‌ها دخیل کرد که همان‌طور که اشاره شد، چنین تحلیلی هدف این قسمت از رساله نیست.

۳-۴ توسعه مدل کیفی

به منظور توسعه مدل کیفی از ترکیب روش Fuzzy ANP با روش Fuzzy DEMATEL استفاده شده است. در این راستا روش Fuzzy DEMATEL با هدف تعیین ساختار و شبکه مسئله و همچنین 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 هر یک از پارامترها محاسبه

شده است. در مرحله بعد با بازبندی هریک از پارامترها، شاخص قابلیت تخریب لایه‌های سقف^۱ (RSCi) در غالب سیستم طبقه‌بندی برای ارزیابی کیفی قابلیت تخریب ارائه شده است. هریک از مراحل عنوان شده در ادامه تشریح شده است. از آنجایی که توسعه مدل کیفی با استفاده از روش تصمیم‌گیری چند معیاره صورت گرفته است، بنابراین برای دریافت نظرات کارشناسان از پرسشنامه‌هایی استفاده 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. ۱۷ پرسشنامه مورد استفاده قرار گرفته در پیوست ۱ درج شده است.

۱-۳-۴ پیاده‌سازی روش Fuzzy DEMATEL برای دسته پارامترها

در این قسمت کارشناسان شدت اثرگذاری دسته پارامترها بر یکدیگر را بر اساس جدول ۳-۱ مشخص کردند. پس از تبدیل نظرات قطعی کارشناسان بر اساس جدول ۳-۲ به مقادیر فازی، در گام اول ماتریس میانگین نظرات طبق رابطه ۳-۱۰ محاسبه و در جدول ۳-۴ درج شده است.

جدول ۳-۴: ماتریس میانگین نظرات برای دسته پارامترها

\tilde{A}	RSC	RDP	LF
RSC	(0.000, 0.000, 0.250)	(0.350, 0.583, 0.833)	(0.100, 0.183, 0.433)
RDP	(0.367, 0.617, 0.800)	(0.000, 0.000, 0.250)	(0.050, 0.117, 0.350)
LF	(0.100, 0.200, 0.433)	(0.167, 0.300, 0.550)	(0.000, 0.000, 0.250)

بیشینه مقدار جمع سطری و ستونی مؤلفه سوم که مقدار r در رابطه ۳-۱۲ است بر اساس جدول ۳-۴ برابر با $1/633$ به دست آمده است؛ بنابراین ماتریس روابط مستقیم نرمال شده \tilde{D} با استفاده از رابطه ۳-۱۱ محاسبه و در جدول ۴-۴ آورده شده است.

جدول ۴-۴: ماتریس روابط مستقیم نرمال شده برای دسته پارامترها

\tilde{D}	RSC	RDP	LF
RSC	(0.000, 0.000, 0.153)	(0.214, 0.357, 0.510)	(0.061, 0.112, 0.265)
RDP	(0.224, 0.378, 0.490)	(0.000, 0.000, 0.153)	(0.031, 0.071, 0.214)
LF	(0.061, 0.122, 0.265)	(0.102, 0.184, 0.337)	(0.000, 0.000, 0.153)

در گام نهایی ماتریس روابط کلی \tilde{T} با استفاده از رابطه ۳-۱۳ محاسبه و در جدول ۴-۵ درج شده است.

جدول ۴-۵: ماتریس روابط کلی برای دسته پارامترها

\tilde{T}	RSC	RDP	LF
RSC	(0.057, 0.193, 2.188)	(0.234, 0.457, 2.577)	(0.072, 0.166, 1.651)
RDP	(0.240, 0.467, 2.331)	(0.056, 0.192, 2.197)	(0.047, 0.138, 1.539)
LF	(0.089, 0.232, 1.925)	(0.122, 0.275, 2.078)	(0.009, 0.046, 1.310)

¹ Roof Strata Cavability index

با غیرفازی کردن ماتریس روابط کلی نمایش داده شده با استفاده از رابطه (۳-۷)، در حقیقت ماتریس روابط درونی دسته پارامترها برای قرارگیری در سوپر ماتریس روش ANP حاصل می‌شود؛ بنابراین ماتریس روابط کلی دسته پارامترها در حالت قطعی با استفاده از رابطه ۳-۱۶ به صورت جدول ۴-۶ محاسبه شده است.

جدول ۴-۶: ماتریس غیرفازی شده روابط کلی دسته پارامترها

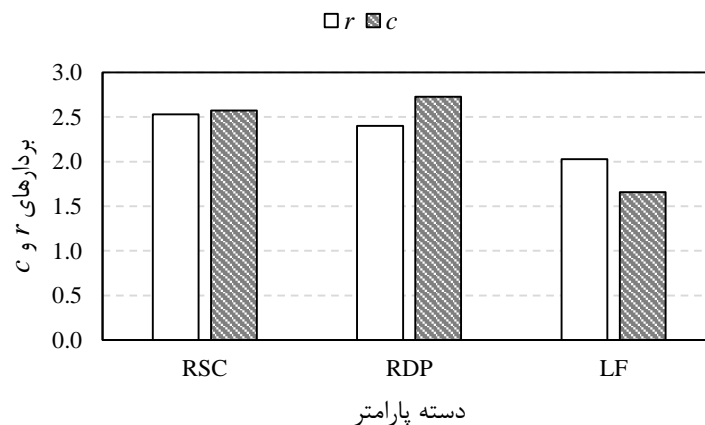
<i>T</i>	RSC	RDP	LF
RSC	0.812	1.089	0.630
RDP	1.013	0.815	0.574
LF	0.749	0.825	0.455

مقادیر تأثیر گذاشته و گرفته شده هر دسته پارامتر و همچنین مقادیر برتری و ارتباط آن‌ها بر اساس ماتریس روابط کلی محاسبه و در جدول ۴-۷ درج شده است.

جدول ۴-۷: بردارهای تأثیر گذاشته شده، تأثیر گرفته شده، برتری و ارتباط برای دسته پارامترها

دسته پارامتر	<i>r</i>	<i>c</i>	<i>r+c</i>	<i>r-c</i>
RSC	۲/۵۳۱	۲/۵۷۴	۵/۱۰۵	-۰/۰۴۳
RDP	۲/۴۰۲	۲/۷۲۹	۵/۱۳۱	-۰/۳۲۷
LF	۲/۰۲۹	۱/۶۵۹	۳/۶۸۷	۰/۳۷۰

شکل ۴-۳ نمودار بردارهای تأثیرگذاری و تأثیرپذیری دسته پارامترها را نمایش می‌دهد.

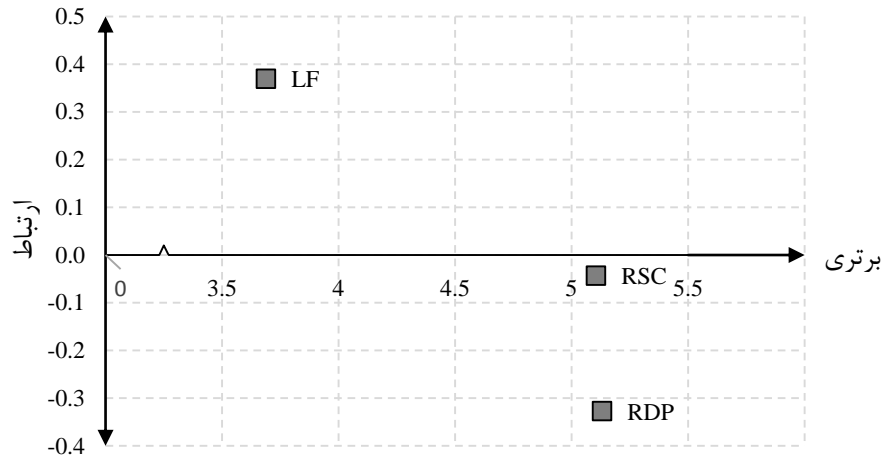


شکل ۴-۳: نمودار بردارهای تأثیر گذاشته و گرفته شده توسط دسته پارامترها

نتایج حاصل از شکل ۴-۳ را می‌توان به این صورت بیان کرد:

- ✓ مشخصات لایه‌های سقف بیشترین و ویژگی‌های مکانی کمترین تأثیرگذاری را دارا هستند.
- ✓ خصوصیات ناپیوستگی‌ها بیشترین تأثیرپذیری و ویژگی‌های مکانی کمترین تأثیرپذیری را دارند.

نمودار علی پارامترهای مؤثر بر قابلیت تخریب بر اساس جدول ۴-۷ در شکل ۴-۴ ترسیم شده است.



شکل ۴-۴: نمودار علی دسته پارامترهای مؤثر بر قابلیت تخریب لایه‌های سقف

نتایج زیر از شکل ۴-۴ به دست می‌آید:

- ✓ خصوصیات ناپیوستگی‌های سقف بیشترین برتری و ویژگی‌های مکانی کمترین برتری را دارا هستند.
- ✓ ویژگی‌های مکانی بیشترین ارتباط و خصوصیات ناپیوستگی‌های سقف دارای کمترین ارتباط هستند.
- ✓ ویژگی‌های مکانی به عنوان علت و دو دسته دیگر به عنوان معلول شناسایی شدند.

۴-۳-۲ پیاده‌سازی روش Fuzzy DEMATEL برای تمام پارامترها

در این قسمت کارشناسان شدت اثرگذاری تمامی پارامترها بر یکدیگر را بر اساس جدول ۳-۱ مشخص کردند. با تبدیل نظرات کارشناسان به حالت فازی با استفاده از جدول ۳-۲ ماتریس میانگین نظرات کارشناسان به صورت جدول ۴-۸ محاسبه شده است.

جدول ۴-۸: ماتریس میانگین نظرات برای تمام پارامترها

\tilde{A}	t_i	σ_c	j_n
t_i	(0.000, 0.000, 0.250)	(0.074, 0.162, 0.412)	(0.162, 0.324, 0.574)
σ_c	(0.147, 0.265, 0.515)	(0.000, 0.000, 0.250)	(0.250, 0.426, 0.662)
j_n	(0.029, 0.074, 0.324)	(0.324, 0.500, 0.721)	(0.000, 0.000, 0.250)
j_o	(0.000, 0.044, 0.294)	(0.132, 0.265, 0.515)	(0.074, 0.176, 0.426)
j_d	(0.000, 0.044, 0.294)	(0.147, 0.265, 0.515)	(0.074, 0.176, 0.426)
j_s	(0.015, 0.059, 0.309)	(0.191, 0.368, 0.618)	(0.206, 0.394, 0.632)
j_p	(0.000, 0.044, 0.294)	(0.162, 0.338, 0.588)	(0.132, 0.324, 0.574)
h_c	(0.235, 0.368, 0.574)	(0.279, 0.485, 0.721)	(0.221, 0.412, 0.662)
w	(0.000, 0.044, 0.294)	(0.265, 0.441, 0.632)	(0.132, 0.250, 0.500)

ادامه جدول ۴-۸

	j_o	j_d	j_s
t_i	(0.059, 0.132, 0.368)	(0.044, 0.118, 0.353)	(0.074, 0.176, 0.426)
σ_c	(0.118, 0.235, 0.485)	(0.088, 0.206, 0.456)	(0.235, 0.382, 0.618)
j_n	(0.103, 0.235, 0.485)	(0.074, 0.221, 0.471)	(0.279, 0.471, 0.691)
j_o	(0.000, 0.000, 0.250)	(0.132, 0.324, 0.559)	(0.147, 0.309, 0.544)
j_d	(0.162, 0.324, 0.574)	(0.000, 0.000, 0.250)	(0.088, 0.250, 0.500)
j_s	(0.059, 0.191, 0.441)	(0.044, 0.176, 0.426)	(0.000, 0.000, 0.250)
j_p	(0.059, 0.191, 0.441)	(0.029, 0.174, 0.397)	(0.176, 0.397, 0.632)
h_c	(0.044, 0.147, 0.397)	(0.044, 0.147, 0.397)	(0.132, 0.250, 0.500)
w	(0.074, 0.162, 0.412)	(0.059, 0.162, 0.412)	(0.074, 0.221, 0.471)

	j_p	h_c	w
t_i	(0.088, 0.235, 0.485)	(0.132, 0.221, 0.456)	(0.147, 0.338, 0.588)
σ_c	(0.147, 0.309, 0.559)	(0.103, 0.162, 0.397)	(0.176, 0.309, 0.559)
j_n	(0.221, 0.426, 0.647)	(0.044, 0.103, 0.353)	(0.471, 0.691, 0.853)
j_o	(0.103, 0.279, 0.529)	(0.015, 0.074, 0.324)	(0.250, 0.412, 0.662)
j_d	(0.088, 0.279, 0.529)	(0.000, 0.059, 0.309)	(0.279, 0.471, 0.706)
j_s	(0.235, 0.441, 0.676)	(0.044, 0.118, 0.368)	(0.368, 0.588, 0.809)
j_p	(0.000, 0.000, 0.250)	(0.029, 0.103, 0.353)	(0.353, 0.574, 0.779)
h_c	(0.103, 0.235, 0.485)	(0.000, 0.000, 0.250)	(0.250, 0.471, 0.706)
w	(0.088, 0.221, 0.456)	(0.000, 0.059, 0.309)	(0.000, 0.000, 0.250)

بر اساس رابطه ۳-۱۱ ماتریس روابط مستقیم نرمال شده به صورت جدول ۴-۹ محاسبه شده است. قابل ذکر است که مقدار r در رابطه مذکور برابر با $5/859$ بوده است.

جدول ۴-۹: ماتریس روابط مستقیم نرمال شده برای تمام پارامترها

\tilde{D}	t_i	σ_c	j_n
t_i	(0.000, 0.000, 0.043)	(0.013, 0.029, 0.072)	(0.029, 0.056, 0.099)
σ_c	(0.027, 0.048, 0.091)	(0.000, 0.000, 0.043)	(0.043, 0.072, 0.112)
j_n	(0.005, 0.013, 0.056)	(0.059, 0.091, 0.128)	(0.000, 0.000, 0.043)
j_o	(0.000, 0.008, 0.051)	(0.024, 0.048, 0.091)	(0.013, 0.032, 0.075)
j_d	(0.000, 0.008, 0.051)	(0.027, 0.048, 0.091)	(0.013, 0.032, 0.075)
j_s	(0.003, 0.011, 0.053)	(0.035, 0.067, 0.109)	(0.037, 0.072, 0.112)
j_p	(0.000, 0.008, 0.051)	(0.029, 0.061, 0.104)	(0.024, 0.059, 0.101)
h_c	(0.043, 0.067, 0.101)	(0.045, 0.080, 0.120)	(0.035, 0.067, 0.109)
w	(0.000, 0.008, 0.051)	(0.048, 0.077, 0.109)	(0.024, 0.043, 0.085)

	j_o	j_d	j_s
t_i	(0.011, 0.024, 0.064)	(0.008, 0.021, 0.061)	(0.011, 0.027, 0.069)
σ_c	(0.021, 0.043, 0.085)	(0.016, 0.037, 0.080)	(0.040, 0.064, 0.104)
j_n	(0.019, 0.043, 0.085)	(0.013, 0.040, 0.083)	(0.051, 0.085, 0.123)
j_o	(0.000, 0.000, 0.043)	(0.024, 0.059, 0.099)	(0.027, 0.056, 0.096)
j_d	(0.029, 0.059, 0.101)	(0.000, 0.000, 0.043)	(0.016, 0.045, 0.088)
j_s	(0.011, 0.035, 0.077)	(0.008, 0.032, 0.075)	(0.000, 0.000, 0.043)
j_p	(0.011, 0.035, 0.077)	(0.005, 0.027, 0.069)	(0.032, 0.069, 0.109)
h_c	(0.008, 0.024, 0.067)	(0.008, 0.024, 0.067)	(0.019, 0.037, 0.080)
w	(0.013, 0.029, 0.072)	(0.011, 0.029, 0.072)	(0.013, 0.037, 0.080)

	j_p	h_c	w
t_i	(0.016, 0.040, 0.083)	(0.024, 0.040, 0.080)	(0.027, 0.059, 0.101)
σ_c	(0.027, 0.053, 0.096)	(0.019, 0.029, 0.069)	(0.032, 0.056, 0.099)
j_n	(0.040, 0.075, 0.112)	(0.008, 0.019, 0.061)	(0.077, 0.115, 0.144)
j_o	(0.019, 0.051, 0.093)	(0.003, 0.013, 0.056)	(0.040, 0.067, 0.109)
j_d	(0.016, 0.051, 0.093)	(0.000, 0.011, 0.053)	(0.045, 0.077, 0.117)
j_s	(0.043, 0.077, 0.117)	(0.008, 0.021, 0.064)	(0.059, 0.096, 0.136)
j_p	(0.000, 0.000, 0.043)	(0.005, 0.019, 0.061)	(0.056, 0.093, 0.131)
h_c	(0.016, 0.037, 0.080)	(0.000, 0.000, 0.043)	(0.043, 0.080, 0.120)
w	(0.016, 0.037, 0.077)	(0.000, 0.011, 0.053)	(0.000, 0.000, 0.043)

ماتریس روابط کلی پارامترهای مؤثر در قابلیت تخریب لایه‌های سقف بر اساس رابطه ۳-۱۳ محاسبه و در جدول ۴-۱۰ آورده شده است. در نهایت ماتریس روابط کلی فازی با استفاده از روش BNP به ماتریس روابط کلی قطعی تبدیل شده و در جدول ۴-۱۱ ارائه شده است. سپس با استفاده از ماتریس روابط کلی قطعی، بردارهای تأثیرگذاری، تأثیرپذیری، برتری و ارتباط محاسبه و در جدول ۴-۱۲ درج شده است.

جدول ۴-۱۰: ماتریس روابط کلی برای دسته پارامترها

\tilde{T}	t_i	σ_c	j_n
t_i	(0.002, 0.009, 0.201)	(0.020, 0.058, 0.325)	(0.033, 0.078, 0.332)
σ_c	(0.028, 0.057, 0.270)	(0.010, 0.039, 0.335)	(0.049, 0.101, 0.380)
j_n	(0.008, 0.027, 0.250)	(0.068, 0.131, 0.435)	(0.009, 0.039, 0.333)
j_o	(0.001, 0.017, 0.216)	(0.030, 0.078, 0.356)	(0.018, 0.058, 0.322)
j_d	(0.001, 0.017, 0.216)	(0.032, 0.078, 0.355)	(0.018, 0.057, 0.321)
j_s	(0.004, 0.022, 0.237)	(0.043, 0.104, 0.402)	(0.043, 0.101, 0.383)
j_p	(0.002, 0.019, 0.225)	(0.036, 0.095, 0.383)	(0.029, 0.086, 0.360)
h_c	(0.044, 0.077, 0.284)	(0.053, 0.115, 0.410)	(0.041, 0.097, 0.381)
w	(0.002, 0.017, 0.203)	(0.052, 0.100, 0.349)	(0.028, 0.064, 0.310)
	j_o	j_d	j_s
t_i	(0.013, 0.040, 0.261)	(0.010, 0.036, 0.251)	(0.015, 0.051, 0.302)
σ_c	(0.025, 0.063, 0.311)	(0.019, 0.057, 0.299)	(0.046, 0.094, 0.370)
j_n	(0.023, 0.068, 0.327)	(0.017, 0.063, 0.316)	(0.058, 0.119, 0.405)
j_o	(0.003, 0.019, 0.252)	(0.026, 0.074, 0.297)	(0.031, 0.081, 0.339)
j_d	(0.032, 0.075, 0.307)	(0.002, 0.018, 0.244)	(0.020, 0.071, 0.332)
j_s	(0.014, 0.057, 0.306)	(0.011, 0.053, 0.296)	(0.007, 0.035, 0.316)
j_p	(0.014, 0.055, 0.295)	(0.008, 0.046, 0.280)	(0.037, 0.097, 0.365)
h_c	(0.012, 0.046, 0.296)	(0.011, 0.045, 0.288)	(0.025, 0.070, 0.350)
w	(0.016, 0.045, 0.262)	(0.013, 0.044, 0.255)	(0.018, 0.060, 0.304)
	j_p	h_c	w
t_i	(0.020, 0.062, 0.313)	(0.025, 0.048, 0.236)	(0.034, 0.091, 0.386)
σ_c	(0.033, 0.084, 0.362)	(0.021, 0.041, 0.250)	(0.044, 0.102, 0.429)
j_n	(0.047, 0.109, 0.394)	(0.010, 0.032, 0.254)	(0.089, 0.162, 0.491)
j_o	(0.023, 0.075, 0.336)	(0.004, 0.023, 0.221)	(0.047, 0.102, 0.409)
j_d	(0.020, 0.075, 0.335)	(0.001, 0.020, 0.218)	(0.051, 0.111, 0.416)
j_s	(0.048, 0.106, 0.384)	(0.010, 0.033, 0.246)	(0.068, 0.138, 0.465)
j_p	(0.005, 0.031, 0.301)	(0.007, 0.029, 0.235)	(0.063, 0.131, 0.444)
h_c	(0.022, 0.069, 0.349)	(0.003, 0.013, 0.226)	(0.053, 0.123, 0.450)
w	(0.020, 0.059, 0.300)	(0.002, 0.019, 0.205)	(0.007, 0.033, 0.320)

جدول ۴-۱۱: ماتریس غیرفازی شده روابط کلی تمام پارامترها

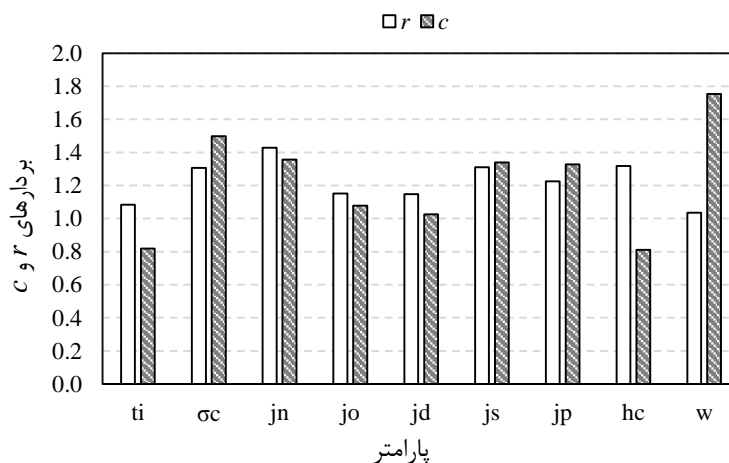
T	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	0.071	0.134	0.147	0.104	0.099	0.123	0.132	0.103	0.170
σ_c	0.119	0.128	0.177	0.133	0.125	0.170	0.160	0.104	0.192
j_n	0.095	0.211	0.127	0.139	0.132	0.194	0.183	0.099	0.247
j_o	0.078	0.155	0.132	0.091	0.132	0.150	0.145	0.083	0.186
j_d	0.078	0.155	0.132	0.138	0.088	0.141	0.143	0.080	0.193
j_s	0.088	0.183	0.176	0.126	0.120	0.119	0.179	0.096	0.224
j_p	0.082	0.171	0.158	0.121	0.111	0.166	0.112	0.090	0.213
h_c	0.135	0.193	0.173	0.118	0.114	0.148	0.147	0.081	0.208
w	0.074	0.167	0.134	0.107	0.104	0.127	0.126	0.075	0.120

با استفاده از ماتریس روابط کلی قطعی، بردارهای تأثیرگذاری، تأثیرپذیری، برتری و ارتباط محاسبه و در جدول ۴-۱۲ درج شده است.

جدول ۴-۱۲: بردارهای تأثیر گذاشته شده، تأثیر گرفته شده، برتری و ارتباط برای تمام پارامترها

پارامتر	r	c	r+c	r-c
t_i	۱/۰۸۴	۰/۸۱۹	۱/۹۰۲	۰/۲۶۵
σ_c	۱/۳۰۷	۱/۴۹۸	۲/۸۰۴	-۰/۱۹۱
j_n	۱/۴۲۹	۱/۳۵۷	۲/۷۸۵	۰/۰۷۲
j_o	۱/۱۵۲	۱/۰۷۸	۲/۲۳۱	۰/۰۷۴
j_d	۱/۱۴۷	۱/۰۲۵	۲/۱۷۳	۰/۱۲۲
j_s	۱/۳۱۰	۱/۳۳۹	۲/۶۴۹	-۰/۰۲۸
j_p	۱/۲۲۵	۱/۳۲۷	۲/۵۵۳	-۰/۱۰۲
h_c	۱/۳۱۷	۰/۸۱۱	۲/۱۲۸	۰/۵۰۷
w	۱/۰۳۵	۱/۷۵۳	۲/۷۸۸	-۰/۷۱۸

شکل ۴-۵ نمودار بردارهای تأثیرگذاری و تأثیرپذیری پارامترها را نمایش می‌دهد.



شکل ۴-۵: نمودار بردارهای تأثیر گذاشته و گرفته شده توسط پارامترها

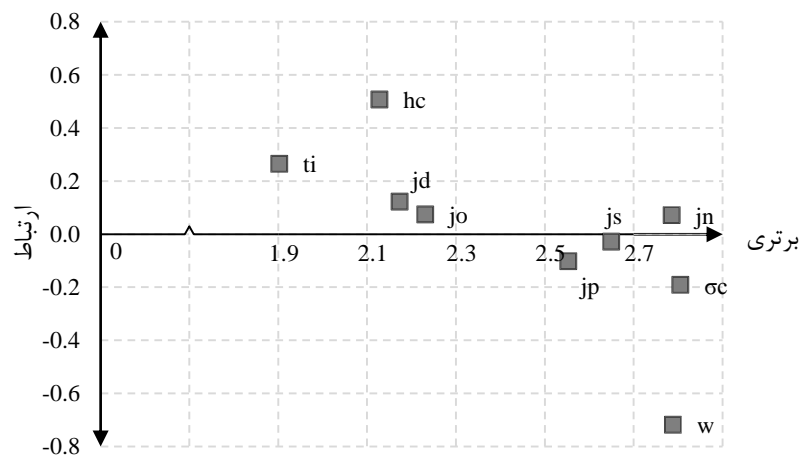
بر اساس شکل ۴-۵ نتایج زیر حاصل می‌شود:

- ✓ تعداد دسته درزه‌ها دارای بیشترین میزان تأثیرگذاری بر روی دیگر پارامترها است. عمق معدنکاری پارامتر بعدی از این لحاظ است. فاصله‌داری دسته درزه‌ها در رده سوم اثرگذاری بر دیگر پارامترها قرار می‌گیرد.
- ✓ جریان آب دارای کمترین میزان اثرگذاری بر روی دیگر پارامترها است. پس از جریان آب دو پارامتر ضخامت لایه‌های سقف و شیب دسته درزه‌ها دارای کمترین میزان اثرگذاری بر روی دیگر پارامترها هستند.

✓ در این سیستم پارامتری، جریان آب دارای بیشترین میزان اثرپذیری است. مقاومت فشاری تک محوری بعد از جریان آب در رده دوم قرار می‌گیرد. تعداد دسته درزه‌ها نیز پارامتری است که از این نظر در رده سوم قرار گرفته است.

✓ عمق معدنکاری دارای کمترین تأثیرپذیری از دیگر پارامترها است. پس از آن، ضخامت لایه‌های سقف کمترین اثر را دریافت می‌کند. شیب دسته درزه‌ها نیز رده سوم دریافت کمترین میزان اثر دریافتی از دیگر پارامترها قرار می‌گیرد.

نمودار علی پارامترهای مؤثر بر قابلیت تخریب بر اساس جدول ۴-۱۲ در شکل ۴-۴ ترسیم شده است.



شکل ۴-۶: نمودار علی پارامترهای مؤثر بر قابلیت تخریب لایه‌های سقف

نتایج زیر از شکل ۴-۶ حاصل می‌شود:

✓ بیشترین میزان برتری متعلق به پارامتر مقاومت فشاری تک محوری لایه‌های سقف است. در حقیقت بررسی سیستم پارامترهای مؤثر بر قابلیت تخریب لایه‌های سقف نشان می‌دهد که مقاومت فشاری تک محوری دارای بیشترین میزان اهمیت است. جریان آب زیرزمینی دومین پارامتر دارای برتری بر اساس این نمودار است. تعداد دسته درزه‌ها نیز در رده سوم بیشترین میزان برتری قرار گرفته است. در حقیقت این سه پارامتر دارای بیشترین مجموع اثر گذاشته شده از دیگر پارامتر و اثر گرفته شده از آن‌ها را دارا هستند.

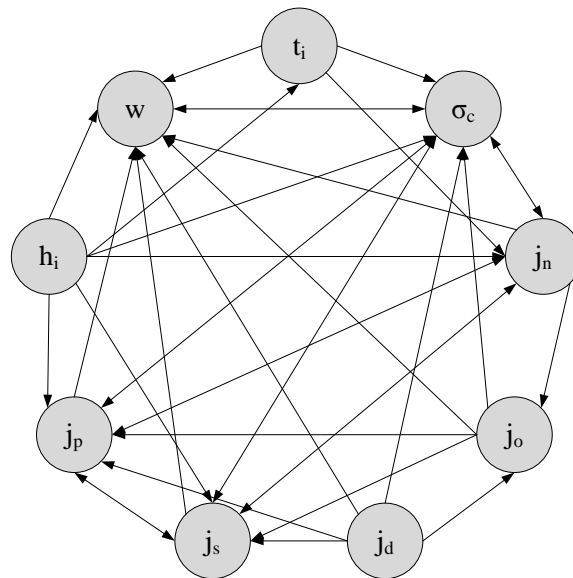
✓ ضخامت لایه‌های سقف کمترین میزان برتری را دارا است. عمق معدنکاری و شیب دسته درزه‌ها از این لحاظ در رده‌های بعدی قرار می‌گیرند.

✓ بیشترین میزان ارتباط در میان پارامترهای انتخابی متعلق به عمق معدنکاری است. در حقیقت این پارامتر دارای بیشترین میزان اختلاف بین اثر گذاشته شده بر دیگر پارامترها و میزان اثر گرفته شده از آن‌ها است. بر اساس تعریف روش DEMATEL این پارامتر سهم بیشتری از اثرگذاری را با سیستم به اشتراک می‌گذارد. از این جنبه دو پارامتر ضخامت لایه‌های سقف و همچنین شیب دسته درزه‌ها در رده‌های بعدی قرار می‌گیرند.

✓ جریان آب زیرزمینی دارای کمترین میزان ارتباط است. در حقیقت میزان اثرگذاری آن از میزان اثرپذیری آن نسبت به دیگر پارامترها کمتر است. مقاومت فشاری تک محوری و تداوم دسته درزه‌ها از این حیث در رتبه‌های بعدی قرار می‌گیرند.

✓ بر اساس تعریف روش DEMATEL پارامترهای جریان آب زیرزمینی، مقاومت فشاری تک محوری لایه‌های سقف، تداوم دسته درزه‌ها و فاصله‌داری آن‌ها به دلیل داشتن میزان ارتباط منفی در این سیستم پارامتری به عنوان پارامترهای معلول شناخته می‌شوند و دیگر پارامترها به عنوان پارامترهای علت معرفی می‌شوند.

در بخش نهایی استفاده از این روش، نقشه روابط شبکه‌ای پارامترهای انتخاب شده به منظور نمایش ساختار میان آن‌ها ترسیم شده است. برای این منظور حد آستانه ارتباط کلی آن‌ها بر اساس مقدار میانگین ارتباط کلی همه پارامترها برابر با $0/134$ (مقدار میانگین تمام درایه‌های ماتریس T در جدول ۴-۱۱) در نظر گرفته شده است. این بدان معنا است که یال‌های جهت‌دار این شبکه دارای مجموع تأثیرهای مستقیم و غیرمستقیم بیش از $0/134$ از رأس مبدأ به رأس مقصد است. شکل ۴-۷ نقشه روابط شبکه‌ای پارامترهای ذاتی مؤثر بر قابلیت تخریب لایه‌های سقف را به منظور تبیین ساختار داخلی آن‌ها نمایش می‌دهد.



شکل ۴-۷: نقشه روابط شبکه‌ای پارامترهای مؤثر بر قابلیت تخریب لایه‌های سقف

بر اساس شکل ۴-۷ نتایج زیر قابل دریافت است:

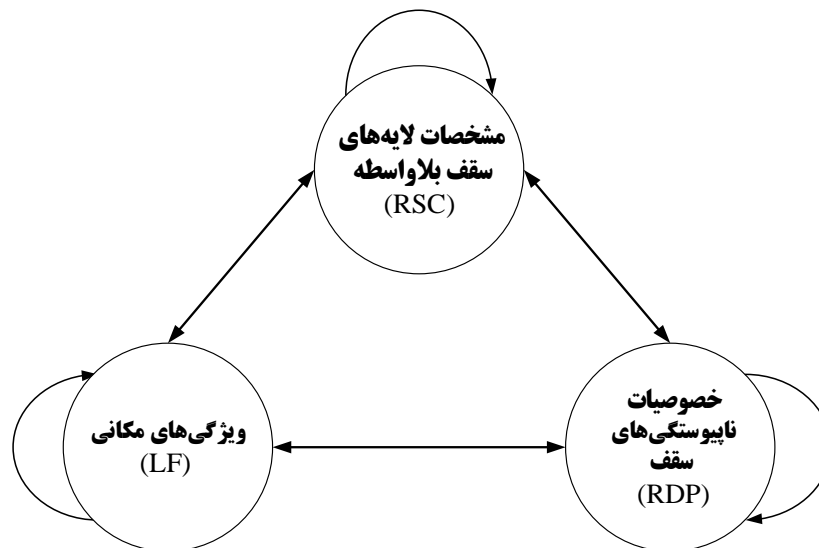
- ✓ بیشترین تأثیر گذاشته شده (بیشترین یال خروجی) متعلق به عمق معدنکاری است؛ یعنی تغییرات عمق منجر به تغییرات در تعداد بیشتری پارامتر خواهد شد.
- ✓ کمترین تأثیر گذاشته شده نیز متعلق به جریان آب زیرزمینی است؛ یعنی تغییرات این پارامتر کمتر باعث ایجاد تغییرات در دیگر پارامترها خواهد شد.

- ✓ بیشترین تأثیر دریافت شده (بیشترین یال ورودی) متعلق به مقاومت فشاری تک محوری لایه‌های سقف و جریان آب زیرزمینی است. این یعنی تغییرات تعداد بیشتری از پارامترها منجر به تغییرات در این دو پارامتر خواهد شد.
- ✓ کمترین تأثیر گرفته شده مربوط به عمق معدنکاری است. از آنجایی که هیچ یالی به این رأس وارد نشده یعنی تغییرات هیچ پارامتری موجب ایجاد تغییرات در عمق نخواهد.

۳-۳-۴ پیاده‌سازی روش Fuzzy ANP

در این قسمت اوزان پارامترهای تأثیرگذار بر قابلیت تخریب به منظور ارائه شاخص قابلیت تخریب به وسیله روش Fuzzy ANP محاسبه شده است. اولین مرحله برای تحقق این امر تبیین ساختار مسئله و تشکیل شبکه آن است. در قسمت قبل اشاره شد که یکی از اهداف استفاده از روش DEMATEL تعیین ساختار و شبکه مسئله برای روش تحلیل شبکه‌ای است.

به منظور ایجاد شبکه مسئله باید دو نکته را در نظر گرفت. نکته اول این است که اگر فقط دو پارامتر از یک خوشه با یکدیگر در ارتباط باشند، باید برای خوشه مورد نظر وابستگی درونی ترسیم کرد. نکته دوم در ارتباط با وابستگی‌های میان خوشه‌ها است که اگر حداقل یک پارامتر از خوشه‌ای با یک پارامتر از خوشه دیگر دارای ارتباط باشد، بین این دو خوشه وابستگی بیرونی وجود دارد. با توجه به این دو نکته ساختار مسئله بر اساس نقشه روابط شبکه‌ای پارامترهای مؤثر در قابلیت تخریب که با روش Fuzzy DEMATEL حاصل شده به صورت شکل ۴-۸ ترسیم شده است.



شکل ۴-۸: شبکه ایجاد شده برای مسئله

در شکل ۴-۸ ملاحظه می‌شود که تمامی خوشه‌ها دارای وابستگی درونی هستند. همچنین ارتباط میان هر دو خوشه در این ساختار به صورت بازخورد است. چنین ساختاری بیانگر بیشترین پیچیدگی ممکن یک مسئله است. بر اساس این ساختار، سوپرماتریس مسئله به صورت زیر تشکیل می‌شود:

	قابلیت تخریب (هدف)	دسته پارامترها	پارامترها
قابلیت تخریب (هدف)	0	0	0
دسته پارامترها	W_{21}	W_{22}	0
پارامترها	0	W_{32}	W_{33}

پس از تعیین ساختار مسئله باید مقایسه‌های زوجی بر مبنای معیارهای کنترلی صورت بگیرد. در این مسئله مقایسه‌های زوجی شامل موارد زیر است:

- 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 هریک از خوشه‌ها (W_{32})
- مقایسه زوجی وابستگی درونی پارامترها (W_{33})

مقایسه‌های زوجی وابستگی‌های درونی از طریق روش Fuzzy DEMATEL در مرحله قبل انجام شد. بر این اساس ماتریس روابط کلی جدول ۴-۶ بیانگر ماتریس W_{22} و ماتریس روابط کلی جدول ۴-۱۱ متناظر با ماتریس W_{33} است که در سوپر ماتریس غیرموزون جایگذاری می‌شوند. بنابراین در این قسمت نیاز است تا مقایسه‌های زوجی خوشه‌ها نسبت به هدف و پارامترها نسبت به خوشه‌ها (ماتریس‌های W_{21} و W_{32}) محاسبه شوند.

پس از دریافت نظرات متخصصین در رابطه با مقایسه زوجی خوشه‌ها با معیار کنترلی قابلیت تخریب لایه‌های سقف، ماتریس مقایسه زوجی متعلق به هر یک از آن‌ها تشکیل شده و بر این اساس ماتریس مقایسه زوجی فازی (\tilde{A}) به صورت جدول ۴-۱۳ حاصل شده است.

جدول ۴-۱۳: ماتریس مقایسه زوجی دسته پارامترها نسبت به هدف

\tilde{A}	RSC	RDP	LF
RSC	(1, 1, 1)	(0.556, 0.995, 1.286)	(0.714, 1.442, 3.000)
RDP	(0.778, 1.005, 1.800)	(1, 1, 1)	(1.000, 1.449, 3.000)
LF	(0.333, 0.694, 1.400)	(0.333, 0.690, 1.000)	(1, 1, 1)

پس از تعیین ماتریس مقایسه زوجی باید نرخ ناسازگاری آن بررسی شود. در حالت فازی از روش گوگوس و بوچر برای این منظور استفاده می‌شود (Gogus & Boucher, 1998). نتایج این روش برای ماتریس نمایش داده شده در جدول ۴-۱۳ بیانگر وجود سازگاری در ماتریس مربوطه است. پس از انجام محاسبات مربوطه، بردار وزن اولیه و در نهایت بردار وزن نهایی دسته پارامترها به صورت جدول ۴-۱۴ به دست آمده است.

جدول ۴-۱۴: بردار وزن نهایی دسته پارامترها

خوشه	وزن فازی	وزن نهایی
مشخصات لایه‌های سقف بلاواسطه (RSC)	۰/۹۹۷	۰/۳۶۵
خصوصیات ناپیوستگی‌های سقف (RDP)	۱	۰/۳۶۶
ویژگی‌های مکانی (LF)	۰/۷۳۲	۰/۲۶۸

بر این اساس ماتریس W_{21} برای قرارگیری در سوپرماتریس به صورت زیر است:

$$W_{21} = \begin{bmatrix} 0.365 \\ 0.366 \\ 0.268 \end{bmatrix}$$

نتیجه مقایسه‌های زوجی پارامترهای هر دسته با معیار کنترلی همان خوشه در نهایت منجر به شکل‌گیری ماتریس W_{32} می‌شود که در آن در هر ستون وزن نهایی به دست آمده قرار می‌گیرد و دیگر درایه‌های ستون برابر با صفر است. از این رو در این قسمت سه مقایسه زوجی مجزا صورت گرفته است.

ماتریس مقایسه زوجی پارامترهای خوشه مشخصات لایه‌های سقف بلاواسطه به صورت جدول ۱۵-۴ حاصل شده است.

جدول ۱۵-۴: ماتریس مقایسه زوجی پارامترهای مشخصات لایه‌های سقف بلاواسطه

\tilde{A}	t_i	σ_c
t_i	(1, 1, 1)	(0.429, 0.919, 1.800)
σ_c	(0.556, 1.088, 2.333)	(1, 1, 1)

بررسی نرخ ناسازگاری ماتریس جدول ۱۵-۴ بیانگر وجود سازگاری در ماتریس است. بر اساس روند محاسباتی انجام شده، وزن فازی و نهایی پارامترها به صورت جدول ۱۶-۴ به دست آمده است.

جدول ۱۶-۴: بردار وزن پارامترهای مشخصات لایه‌های سقف بلاواسطه

پارامتر	وزن فازی	وزن نهایی
ضخامت لایه‌های سقف بلاواسطه (t_i)	۰/۹۴۲	۰/۴۸۵
مقاومت فشاری تک محوری لایه‌های سقف (σ_c)	۱	۰/۵۱۵

ماتریس مقایسه زوجی پارامترهای خوشه خصوصیات ناپیوستگی‌های سقف به صورت جدول ۱۷-۴ است.

جدول ۱۷-۴: ماتریس مقایسه زوجی پارامترهای خصوصیات ناپیوستگی‌های سقف

\tilde{A}	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p
j_n	(1, 1, 1)	(0.778, 1.120, 1.800)	(0.778, 1.126, 1.286)	(0.600, 1.035, 1.400)	(0.429, 1.224, 3.000)
j_o	(0.556, 0.893, 1.286)	(1, 1, 1)	(0.714, 1.005, 1.286)	(0.556, 0.924, 1.400)	(0.429, 1.093, 2.333)
j_d	(0.778, 0.888, 1.286)	(0.778, 0.995, 1.400)	(1, 1, 1)	(0.600, 0.919, 1.400)	(0.429, 1.088, 2.333)
j_s	(0.714, 0.966, 1.667)	(0.714, 1.083, 1.800)	(0.714, 1.088, 1.667)	(1, 1, 1)	(0.714, 1.183, 3.000)
j_p	(0.333, 0.817, 2.333)	(0.429, 0.915, 2.333)	(0.429, 0.919, 2.333)	(0.333, 0.845, 1.400)	(1, 1, 1)

بررسی نرخ ناسازگاری ماتریس مقایسه زوجی جدول ۱۷-۴ نشان دهنده وجود سازگاری در ماتریس است. مقادیر وزن فازی و نهایی این پارامترها در جدول ۱۸-۴ درج شده است.

جدول ۴-۱۸: بردار وزن پارامترهای خصوصیات ناپیوستگی‌های سقف

پارامتر	وزن فازی	وزن نهایی
تعداد دسته درزه‌ها (j_n)	۱	۰/۲۰۹
جهت یافتگی دسته درزه (j_o)	۰/۹۳۷	۰/۱۹۶
شیب دسته درزه (j_d)	۰/۹۳۶	۰/۱۹۶
فاصله‌داری دسته درزه (j_s)	۰/۹۸۴	۰/۲۰۶
تداوم دسته درزه (j_p)	۰/۹۲۲	۰/۱۹۳

ماتریس مقایسه زوجی پارامترهای خوشه ویژگی‌های مکانی در جدول ۴-۱۹ نمایش داده شده است.

جدول ۴-۱۹: ماتریس مقایسه زوجی پارامترهای ویژگی‌های مکانی

\tilde{A}	h_c	w
h_c	(1, 1, 1)	(0.556, 0.981, 2.333)
w	(0.429, 1.019, 1.8000)	(1, 1, 1)

نرخ ناسازگاری ماتریس جدول ۴-۱۹ مؤید وجود سازگاری در قضاوت‌ها است. بردارهای وزن فازی و نهایی پارامترهای این خوشه به صورت جدول ۴-۲۰ به دست آمده است.

جدول ۴-۲۰: بردار وزن پارامترهای ویژگی‌های مکانی

پارامتر	وزن فازی	وزن نهایی
عمق معدنکاری (h_c)	۰/۹۸۹	۰/۴۹۷
جریان آب زیرزمینی (w)	۱	۰/۵۰۳

بر اساس بردارهای وزن این سه ماتریس مقایسه زوجی، ماتریس W_{32} به منظور قرارگیری در سوپرماتریس به صورت زیر حاصل می‌شود:

$$W_{32} = \begin{bmatrix} 0.485 & 0 & 0 \\ 0.515 & 0 & 0 \\ 0 & 0.209 & 0 \\ 0 & 0.196 & 0 \\ 0 & 0.196 & 0 \\ 0 & 0.206 & 0 \\ 0 & 0.193 & 0 \\ 0 & 0 & 0.497 \\ 0 & 0 & 0.503 \end{bmatrix}$$

بر اساس ماتریس‌های به دست آمده در مراحل قبل، سوپرماتریس غیر موزون به صورت جدول ۴-۲۱ حاصل شده است. در مرحله بعد ماتریس غیرموزون به وسیله نرمال‌سازی ستونی به ماتریس موزون نمایش داده شده در جدول ۴-۲۲ تبدیل شده است. در نهایت سوپرماتریس حدی به صورت جدول ۴-۲۳ حاصل شده است.

جدول ۴-۲۱: سوپرماتریس غیرموزون

	Goal	RSC	RDP	LF	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
Goal	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
RSC	0.365	0.812	1.089	0.630	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
RDP	0.366	1.013	0.815	0.574	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
LF	0.268	0.749	0.825	0.455	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
t_i	0.000	0.485	0.000	0.000	0.071	0.134	0.147	0.104	0.099	0.123	0.132	0.103	0.170
σ_c	0.000	0.515	0.000	0.000	0.119	0.128	0.177	0.133	0.125	0.170	0.160	0.104	0.192
j_n	0.000	0.000	0.209	0.000	0.095	0.211	0.127	0.139	0.132	0.194	0.183	0.099	0.247
j_o	0.000	0.000	0.196	0.000	0.078	0.155	0.132	0.091	0.132	0.150	0.145	0.083	0.186
j_d	0.000	0.000	0.196	0.000	0.078	0.155	0.132	0.138	0.088	0.141	0.143	0.080	0.193
j_s	0.000	0.000	0.206	0.000	0.088	0.183	0.176	0.126	0.120	0.119	0.179	0.096	0.224
j_p	0.000	0.000	0.193	0.000	0.082	0.171	0.158	0.121	0.111	0.166	0.112	0.090	0.213
h_c	0.000	0.000	0.000	0.497	0.135	0.193	0.173	0.118	0.114	0.148	0.147	0.081	0.208
w	0.000	0.000	0.000	0.503	0.074	0.167	0.134	0.107	0.104	0.127	0.126	0.075	0.120

جدول ۴-۲۲: سوپرماتریس موزون

	Goal	RSC	RDP	LF	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
Goal	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
RSC	0.365	0.227	0.292	0.237	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
RDP	0.366	0.283	0.219	0.216	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
LF	0.268	0.210	0.221	0.171	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
t_i	0.000	0.136	0.000	0.000	0.086	0.090	0.109	0.097	0.097	0.092	0.099	0.127	0.097
σ_c	0.000	0.144	0.000	0.000	0.145	0.086	0.130	0.124	0.122	0.127	0.120	0.128	0.109
j_n	0.000	0.000	0.056	0.000	0.116	0.141	0.094	0.129	0.129	0.145	0.138	0.122	0.141
j_o	0.000	0.000	0.053	0.000	0.095	0.103	0.098	0.085	0.129	0.112	0.109	0.102	0.106
j_d	0.000	0.000	0.053	0.000	0.095	0.104	0.097	0.128	0.086	0.105	0.108	0.098	0.110
j_s	0.000	0.000	0.055	0.000	0.107	0.122	0.129	0.117	0.117	0.089	0.135	0.119	0.128
j_p	0.000	0.000	0.052	0.000	0.100	0.114	0.117	0.112	0.108	0.124	0.085	0.111	0.121
h_c	0.000	0.000	0.000	0.187	0.165	0.129	0.128	0.109	0.112	0.111	0.110	0.100	0.119
w	0.000	0.000	0.000	0.189	0.090	0.111	0.099	0.100	0.101	0.095	0.095	0.093	0.068

جدول ۴-۲۳: سوپرماتریس حدی

	Goal	RSC	RDP	LF	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
Goal	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
RSC	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
RDP	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
LF	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
t_i	0.120	0.120	0.120	0.120	0.120	0.120	0.120	0.120	0.120	0.120	0.120	0.120	0.120
σ_c	0.131	0.131	0.131	0.131	0.131	0.131	0.131	0.131	0.131	0.131	0.131	0.131	0.131
j_n	0.118	0.118	0.118	0.118	0.118	0.118	0.118	0.118	0.118	0.118	0.118	0.118	0.118
j_o	0.104	0.104	0.104	0.104	0.104	0.104	0.104	0.104	0.104	0.104	0.104	0.104	0.104
j_d	0.103	0.103	0.103	0.103	0.103	0.103	0.103	0.103	0.103	0.103	0.103	0.103	0.103
j_s	0.108	0.108	0.108	0.108	0.108	0.108	0.108	0.108	0.108	0.108	0.108	0.108	0.108
j_p	0.101	0.101	0.101	0.101	0.101	0.101	0.101	0.101	0.101	0.101	0.101	0.101	0.101
h_c	0.110	0.110	0.110	0.110	0.110	0.110	0.110	0.110	0.110	0.110	0.110	0.110	0.110
w	0.105	0.105	0.105	0.105	0.105	0.105	0.105	0.105	0.105	0.105	0.105	0.105	0.105

در نهایت وزن هریک از پارامترهای مؤثر در نظر گرفته شده در قابلیت تخریب لایه‌های سقف بلاواسطه بر اساس روش ترکیبی FANP-FDEMATEL به صورت جدول ۴-۲۴ حاصل شده است.

جدول ۴-۲۴: وزن پارامترهای مؤثر در قابلیت تخریب لایه‌های سقف بلاواسطه

دسته پارامتر	پارامتر	وزن پارامتر	وزن دسته
مشخصات لایه‌های سقف	ضخامت لایه‌های سقف	۱۲	۲۵
	مقاومت فشاری تک‌محوری لایه‌های سقف	۱۳	
	تعداد دسته درزه	۱۲	
مشخصات ناپیوستگی‌های سقف	جهت یافتگی دسته درزه بحرانی	۱۰	۵۳
	شیب دسته درزه بحرانی	۱۰	
	فاصله‌داری دسته درزه بحرانی	۱۱	
	پایایی دسته درزه بحرانی	۱۰	
	عمق معدنکاری	۱۱	
ویژگی‌های محلی لایه زغال	جریان آب زیرزمینی	۱۱	۲۲

۴-۳-۴ ارائه مدل کیفی ارزیابی قابلیت تخریب لایه‌های سقف

به منظور ارائه سیستم طبقه‌بندی و متعاقب آن RSC_i باید هریک از پارامترها بازه‌بندی شده و میزان مشخصی از وزن کل پارامتر به هریک از بازه‌های آن اختصاص داده شود. برای این هدف دو سیستم طبقه‌بندی با دو رویکرد متفاوت پیشنهاد شده است. در رویکرد اول هدف ارائه یک سیستم طبقه‌بندی با حداکثر دقت و در رویکرد دوم ارائه سیستم طبقه‌بندی با بیشترین میزان سهولت بوده است. برای این منظور در سیستم طبقه‌بندی اول سعی شده است تا بازه‌بندی پیوسته برای پارامترهای دارای این قابلیت بر اساس مطالعات پیشین و تحلیل‌های پارامتری صورت بگیرد. همچنین وجود لایه‌های مختلف در سقف بلاواسطه نیز با ارائه یک روش جدید در نظر گرفته شده است. در رویکرد دوم تمام بازه‌های پارامترها به صورت گسسته و مطابق با یک جدول ارائه شده است. علاوه بر این، وجود لایه‌های مختلف در سقف بلاواسطه به ساده‌ترین حالت ممکن مدنظر قرار گرفته است. در ادامه این دو نوع سیستم طبقه‌بندی پیشنهادی تشریح شده است.

۴-۳-۴-۱ سیستم طبقه‌بندی رویکرد اول

شاخص قابلیت تخریب لایه‌های سقف در این رویکرد به صورت زیر تعریف شده است:

$$RSC_i = Rate_{RSC} + Rate_{RDP} + Rate_{LF} \quad (1-4)$$

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 ویژگی‌های مکانی است. نحوه تعیین هریک از این امتیازها یا در واقع سیستم طبقه‌بندی این رویکرد در ادامه تشریح می‌شود.

الف- محاسبه امتیاز مشخصات لایه‌های سقف

در معادن زغال‌سنگ سقف بلاواسطه معمولاً شامل چند لایه با ضخامت‌ها و خواص مختلف است. در این رساله 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 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. در روش CMRR لایه‌هایی که در طول پیچ سنگ نصب شده در سقف قرار می‌گیرند مدنظر قرار می‌گیرند؛ اما در این حالت ممکن است طول پیچ سنگ تمام لایه‌های قرار گرفته در سقف بلاواسطه را پوشش ندهد. در رابطه ۲-۲ این ارتفاع به میزان شکم‌دادگی و ضریب انبساط حجمی وابسته است؛ اما این دو مقدار برای کل سقف بلاواسطه یکسان در نظر گرفته می‌شوند در حالی که عموماً سقف معادن زغالی متشکل از چندلایه با خواص متفاوت است. بر اساس نظر پنگ و چیانگ ارتفاع ناحیه تخریب برابر با سقف بلاواسطه و حدود ۲ تا ۸ برابر ضخامت لایه استخراجی است. این مقدار به دلیل وجود بازه عدم اطمینان قابلیت کاربردی کمی در یک سیستم طبقه‌بندی دارد. 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 رساله 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 زیر نیز بیان کرد:

$$BF = \frac{h_c + h_{caving}}{h_{caving}} \quad (2-4)$$

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.

در فصل دوم اشاره شد ضریب انبساط حجمی به دو پارامتر جنس سنگ و فشار وارد بر آن بستگی دارد. 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 (۲-۴) به صورت رابطه (۳-۴) نوشته می‌شود. 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 در تمام متن به کار خواهد رفت.

¹ Equivalent Immediate Roof Strength (EIRS)

$$BF \times h_{im} = h_c + h_{im} \quad (3-4)$$

در اکثر معادن زغال سنگ سقف بلاواسطه از چندین لایه تشکیل شده است؛ یعنی:

$$h_{im} = \sum_{i=1}^n t_i \quad (4-4)$$

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 هریک از آن‌ها وابسته است. بر این اساس رابطه (3-4) به صورت رابطه (4-5) نوشته می‌شود:

$$\sum_{i=1}^n BF_i \times t_i = h_c + \sum_{i=1}^n t_i \quad (5-4)$$

بسط رابطه (4-5) به صورت رابطه (4-6) است:

$$BF_1 \times t_1 + BF_2 \times t_2 + \dots + BF_n \times t_n = h_c + t_1 + t_2 + \dots + t_n \quad (6-4)$$

رابطه (4-6) با ساده‌سازی به صورت رابطه (4-7) درمی‌آید:

$$\begin{aligned} h_c &= BF_1 \times t_1 + BF_2 \times t_2 + \dots + BF_n \times t_n - t_1 - t_2 - \dots - t_n \\ h_c &= BF_1 \times t_1 - t_1 + BF_2 \times t_2 - t_2 + \dots + BF_n \times t_n - t_n \\ h_c &= t_1(BF_1 - 1) + t_2(BF_2 - 1) + \dots + t_n(BF_n - 1) \end{aligned} \quad (7-4)$$

بر این اساس تعداد لایه‌هایی که رابطه (4-7) را برقرار می‌کنند تشکیل دهنده سقف بلاواسطه هستند و مجموع ضخامت آن‌ها ارتفاع سقف بلاواسطه و ناحیه تخریب است. این روش بازه عدم اطمینان روش پنگ و چیانگ را ندارد و مانند دیگر روش‌ها میزان ضریب انبساط حجمی را ثابت در نظر نمی‌گیرد. تنها فرض ساده‌سازی در این روش در نظر نگرفتن فشار وارد بر قطعات خرد شده برای تعیین ضریب انبساط حجمی آن‌ها است؛ یعنی ضریب انبساط حجمی فقط به نوع سنگ مربوط شده است. بنابراین برای محاسبه مقاومت معادل سقف بلاواسطه در این قسمت باید ضخامت و مقاومت فشاری تک محوری لایه‌هایی را مدنظر قرار داد که شرایط رابطه (4-7) را برقرار می‌کنند.

پس از تعیین ارتفاع ناحیه تخریب و متعاقباً لایه‌هایی که امتیاز مقاومت فشاری تک محوری و ضخامت برای آن‌ها محاسبه می‌شود، باید نحوه محاسبه مقاومت معادل سقف بلاواسطه را مشخص کرد. در روش CMRR، برای این منظور از میانگین وزن دار ضخامت¹ استفاده می‌شود. در حقیقت در این روش ضخامت لایه‌ها به عنوان ضریب وزنی بوده و از لایه‌ها بر این اساس میانگین وزنی گرفته می‌شود. در این حالت میزان دوری و نزدیکی لایه‌های سقف به لایه زغال سنگ یا به عبارتی دیگر تناوب آن‌ها مورد توجه قرار نمی‌گیرد. این در حالی است که توالی و ترتیب لایه‌ها در سقف بلاواسطه دارای اهمیت بالایی است. بنابراین در این رساله علاوه بر در نظر گرفتن ضخامت لایه، میزان دوری و نزدیکی آن‌ها به لایه زغال نیز از طریق معرفی یک شاخص در نظر گرفته شده است و بر این اساس

¹ Thickness-Weighted Average (RRW)

ضریب لایه^۱ معرفی شده است. در ادامه ابتدا نحوه محاسبه EIRS و سپس مقدار ضریب لایه تشریح شده است.

مقدار مقاومت معادل سقف بلاواسطه به صورت زیر محاسبه می‌شود:

$$EIRS = \frac{\sum_{i=1}^n S_{c_i} \times UCS_i}{\sum_{i=1}^n S_{c_i}} \quad (۸-۴)$$

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 n ام) است. ضریب لایه در حقیقت ضریب وزنی مقاومت فشاری تک محوری هر لایه از سقف بلاواسطه است.

چنان که عنوان شد ضریب لایه متشکل از دو عامل ضخامت لایه و میزان دوری و نزدیکی لایه نسبت به لایه زغال سنگ است. ضریب لایه به صورت زیر تعریف می‌شود:

$$S_{c_i} = t_i \times PF_i \quad (۹-۴)$$

که در این رابطه t_i ضخامت لایه i ام و PF ضریب نزدیکی لایه^۲ به لایه زغال سنگ است. مقدار PF_i به صورت زیر تعیین می‌شود:

$$PF_i = RCT_{n+1-i} \quad (۱۰-۴)$$

در این رابطه RCT نسبت تجمعی ضخامت لایه است و به صورت زیر محاسبه می‌شود:

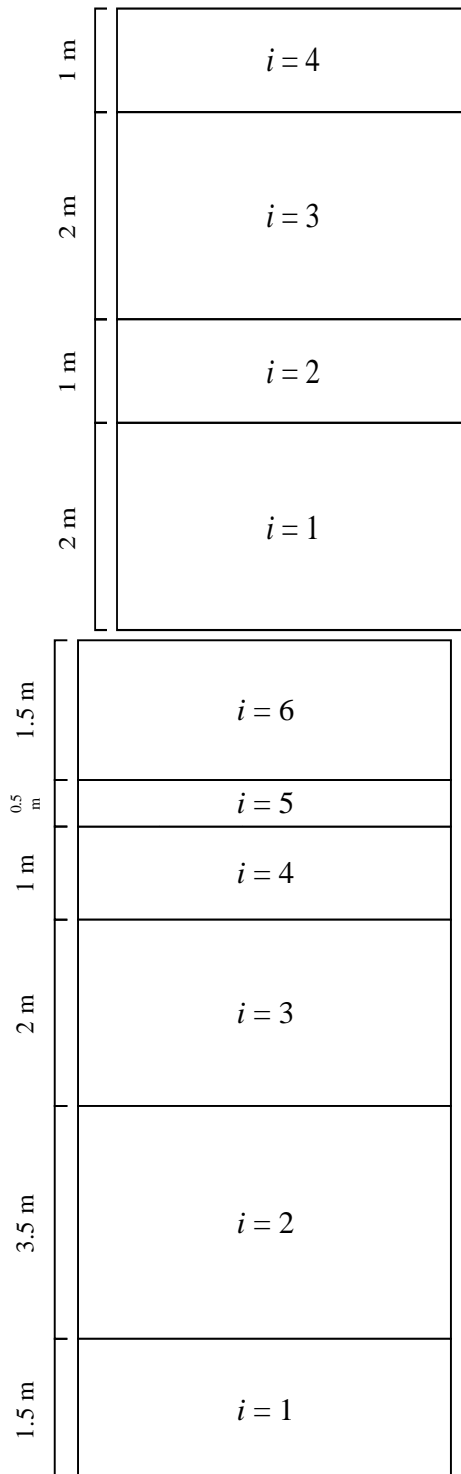
$$RCT_i = \frac{\sum_{i=1}^i t_i}{\sum_{i=1}^n t_i} \quad (۱۱-۴)$$

مقدار RCT_i در حقیقت نسبت ضخامت تجمعی لایه‌ها تا لایه i ام به ضخامت کل لایه‌ها (ارتفاع سقف بلاواسطه) است؛ بنابراین RCT_n برابر با ۱ خواهد بود.

طبق رابطه (۱۰-۴) 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_1 برابر با RCT_n و در نتیجه برابر با ۱ است. نحوه محاسبه ضریب لایه برای دو توالی مختلف سقف بلاواسطه در شکل ۹-۴ تشریح شده است.

¹ Stratum Coefficient

² Proximity Factor



	<i>i</i>			
	1	2	3	4
Thickness (m)	2	1	2	1
<i>RCT</i>	2/6	3/6	5/6	6/6=1
<i>PF</i>	1	5/6	3/6	2/6
<i>S_c</i>	1 × 2	5/6 × 1	3/6 × 2	2/6 × 1

$$\sum_{i=1}^4 t_i = 2 + 1 + 2 + 1 = 6$$

$$\sum_{i=1}^4 S_{c_i} = 1 \times 2 + \frac{5}{6} \times 1 + \frac{3}{6} \times 2 + \frac{2}{6} \times 1 = \frac{25}{6}$$

	<i>i</i>					
	1	2	3	4	5	6
Thickness (m)	1.5	3.5	2	1	0.5	1.5
<i>RCT</i>	1.5/10	5/10	7/10	8/10	8.5/10	10/10=1
<i>PF</i>	1	8.5/10	8/10	7/10	5/10	1.5/10
<i>S_c</i>	1 × 1.5	8.5/10 × 3.5	8/10 × 2	7/10 × 1	5/10 × 0.5	1.5/10 × 1.5

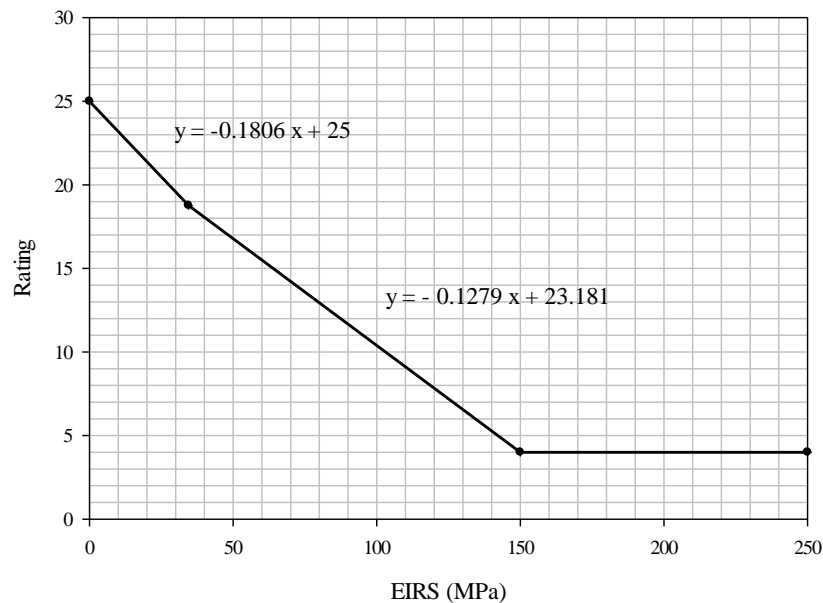
$$\sum_{i=1}^6 t_i = 1.5 + 3.5 + 2 + 1 + 0.5 + 1.5 = 10$$

$$\sum_{i=1}^6 S_{c_i} = 1 \times 1.5 + \frac{8.5}{10} \times 3.5 + \frac{8}{10} \times 2 + \frac{7}{10} \times 1 + \frac{5}{10} \times 0.5 + \frac{1.5}{10} \times 1.5 = 7.25$$

شکل ۴-۹: نحوه محاسبه ضریب نزدیکی لایه و ضریب لایه برای دو توالی مختلف لایه‌بندی

برای امتیازدهی به مقاومت معادل سقف بلاواسطه از هم مقیاس کردن نمودار ارائه شده در روش CMRR برای مقدار وزن برابر با ۲۵ (مجموع وزن ضخامت لایه و مقاومت فشاری تک محوری لایه)

استفاده شده است. نمودار ارائه شده در شکل ۴-۱۰ و ضابطه (۴-۱۱) برای امتیازدهی به EIRS ارائه شده است.



شکل ۴-۱۰: نمودار محاسبه امتیاز EIRS سقف بلاواسطه

$$rating = \begin{cases} -0.1806 \times ERIS + 25 & ERIS \leq 34.5 \\ -0.1279 \times ERIS + 23.181 & 34.5 < ERIS_i < 150 \\ 4 & ERIS \geq 150 \end{cases} \quad (4-11)$$

ب- محاسبه امتیاز خصوصیات ناپیوستگی‌های سقف

امتیاز ویژگی‌های ناپیوستگی‌های سقف شامل سه قسمت و به صورت زیر است:

$$Rate_{RDP} = rate_{number} + rate_{dip \& \ orientation} + rate_{spacing \& \ persistence} \quad (4-12)$$

که در آن $rate_{number}$ امتیاز مربوط به تعداد دسته درزه‌ها، $rate_{dip \& \ orientation}$ امتیاز شیب و جهت یافتگی و $rate_{spacing \& \ persistence}$ 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 هریک از ویژگی‌ها تشریح می‌شود.

▪ محاسبه امتیاز تعداد دسته درزه‌ها

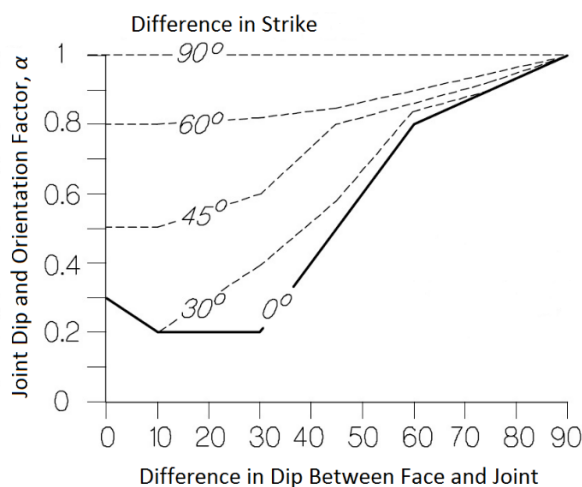
در این رساله صفحات لایه‌بندی و دسته درزه‌ها به عنوان ناپیوستگی‌های سقف در نظر گرفته شده‌اند. جدول ۴-۲۵ رده‌بندی ارائه شده را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۲۵: مقیاس تعیین امتیاز برای 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

▪ 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^۱ (Mathews et al., 1981) استفاده کرد. 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 این جا عملکردی دقیقاً عکس قابلیت تخریب دارد. بر این اساس برای کاربرد این نمودار باید فاکتور مقدار شیب و جهت یافتگی دسته درزه‌ها (α) از نمودار شکل ۴-۱۱ را در رابطه (۴-۱۳) قرار داد تا امتیاز مربوطه حاصل شود.



شکل ۴-۱۱: نمودار تعیین فاکتور شیب و جهت یافتگی دسته درزه‌ها (اصلاح شده از Suorineni, 2010)

$$rate_{dip \& \ orientation} = (-\alpha + 1.2) \times 20 \quad (4-13)$$

▪ محاسبه امتیاز فاصله‌داری و پایایی دسته درزه‌ها

برای تعیین رده‌بندی امتیازدهی به فاصله‌داری و تداوم دسته درزه از جدول ارائه شده در روش CMRR استفاده شده است. در روش CMRR مقیاس ۹ تا ۳۵ برای این دو ویژگی در نظر گرفته شده است. در اینجا علاوه بر تغییر این مقیاس به مقیاس قابلیت تخریب یعنی ۰ تا ۲۱، باید این نکته را مدنظر قرار داد که در روش CMRR هدف بررسی پایداری است و تخریب دقیقاً نقطه مقابل آن است.

¹ Stability graph method

با توجه به این دو نکته، جدول ۴-۲۶ رده‌بندی ارائه شده برای امتیازدهی به فاصله‌داری و تداوم دسته درزه ارائه می‌کند.

جدول ۴-۲۶: مقیاس تعیین امتیاز برای فاصله‌داری و تداوم دسته درزه

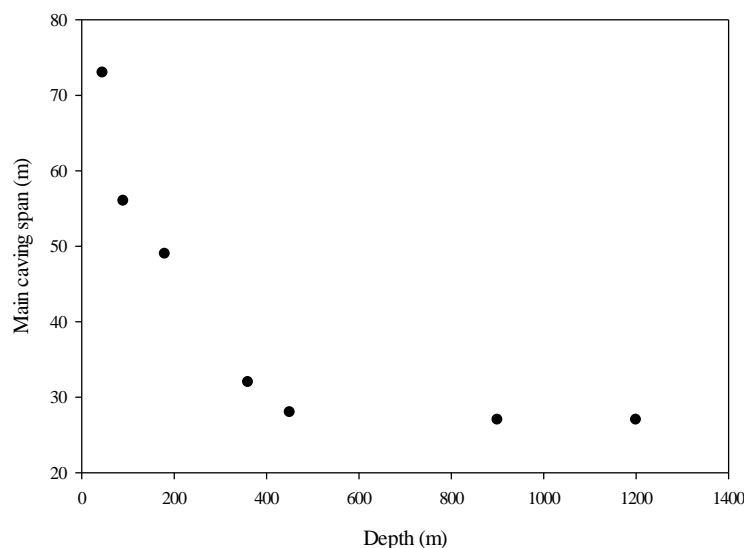
پایایی	فاصله‌داری				
	$(mm) < 60$	$(mm) 60 - 200$	$(m) 0.2 - 0.6$	$(m) 0.6 - 1/8$	$(m) > 1/8$
۱ - ۰ (m)	۲۱	۱۶	۱۲	۸	۵
۳ - ۱ (m)	۲۱	۱۷	۱۴	۱۰	۷
۳ (m) >	۲۱	۱۹	۱۵	۱۱	۸

ج- 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 رده‌بندی مربوط به عمق و جریان آب زیرزمینی تشریح می‌شود.

▪ محاسبه امتیاز عمق معدنکاری

برای رده‌بندی امتیاز مربوط به عمق معدنکاری از مطالعه عددی سینگ و سینگ (2010a) استفاده شده است. آن‌ها 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 کردند. نتیجه بررسی آن‌ها به صورت شکل ۴-۱۲ ارائه شده است.



شکل ۴-۱۲: ارتباط عمق با گام تخریب اول (اقتباس از Singh & Singh, 2010)

برای پیدا کردن رابطه بین گام تخریب و عمق معدنکاری، بهترین خط برازش بر روی این نمودار با ضریب تعیین (R^2) ۰/۹۳۶۱ به صورت رابطه زیر حاصل شده است:

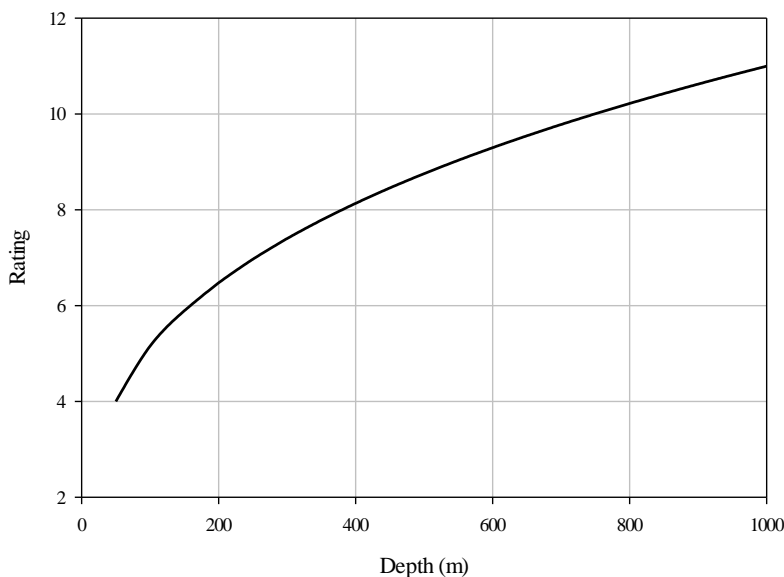
$$L = 246.93 \times H^{-0.329} \quad (14-4)$$

که در این رابطه L گام تخریب اول و H عمق معدنکاری است.

بر اساس نتایج شکل ۴-۱۲ 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 شکل ۴-۱۰ 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 از رابطه (۴-۱۵) باید استفاده کرد.

$$rating = 1.133 \times H^{0.329} \quad (15-4)$$

با استفاده از رابطه (۴-۱۵) شکل ۴-۱۳ برای امتیازدهی به عمق معدنکاری ارائه شده است.



شکل ۴-۱۳: نمودار محاسبه امتیاز عمق معدنکاری

▪ محاسبه امتیاز جریان آب زیرزمینی

در تعیین رده‌بندی امتیازدهی به جریان آب زیرزمینی از جدول ارائه شده در روش CMC (Whittles et al., 2007) استفاده شده است. 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 جدول ۴-۲۷ ارائه شده است.

جدول ۴-۲۷: مقیاس تعیین امتیاز برای جریان آب زیرزمینی

امتیاز	مشاهده وضعیت جریان	مقدار جریان آب	سطح ناپیوستگی	سطح سنگ
۰	وجود ندارد	ناچیز	خشک	خشک
۲	مشهود نیست	خیلی کم	مرطوب	خشک
۶	تراوش قطره‌ای	کم	مرطوب	مرطوب
۹	تراوش مداوم (جریانی)	متوسط	مرطوب	مرطوب
۱۱	ریزش زیاد	زیاد	مرطوب	مرطوب

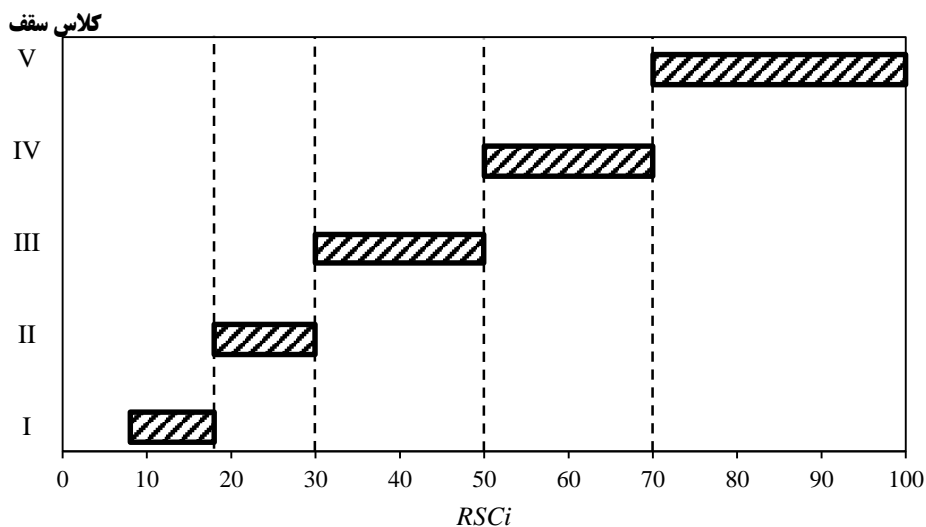
د- رده‌بندی قابلیت تخریب

مقدار RSCi بیانگر سطح قابلیت تخریب لایه‌های سقف است به طوری که مقادیر بالاتر این شاخص نشان دهنده قابلیت تخریب بالاتر (پتانسیل بالاتر برای تخریب) و مقادیر پایین‌تر آن بیانگر سقف‌های مستحکم‌تر در برابر تخریب است. فرایند محاسبه RSCi در این رویکرد مشخص می‌کند که این شاخص در بازه ۸ تا ۱۰۰ متغیر است. از بررسی و تحلیل مقادیر مختلف RSCi نتیجه گرفته می‌شود که روند صعودی بین این شاخص و سطح قابلیت تخریب برای مقادیر کمتر شاخص دارای شیب بیشتر است و با افزایش مقدار شاخص این شیب کاهش پیدا می‌کند. چنین رابطه‌ای را می‌توان توسط تابع رشد لگاریتمی^۱ بیان کرد. با این استدلال، طبقه‌بندی سقف بلاواسطه و توصیف قابلیت تخریب آن بر اساس RSCi در جدول ۴-۲۸ و شکل ۴-۱۴ نمایش داده شده است. به منظور تأیید طبقه‌بندی صورت گرفته، تابع رشد لگاریتمی بر روی مراکز طبقه‌بندی RSCi برازش شده است. ضریب تعیین حاصل از این برازش نشان می‌دهد ارتباط تحلیلی عنوان شده بین شاخص و سطح قابلیت تخریب در طبقه‌بندی ارائه شده به خوبی رعایت شده است. این برازش در شکل ۴-۱۵ نمایش داده شده است.

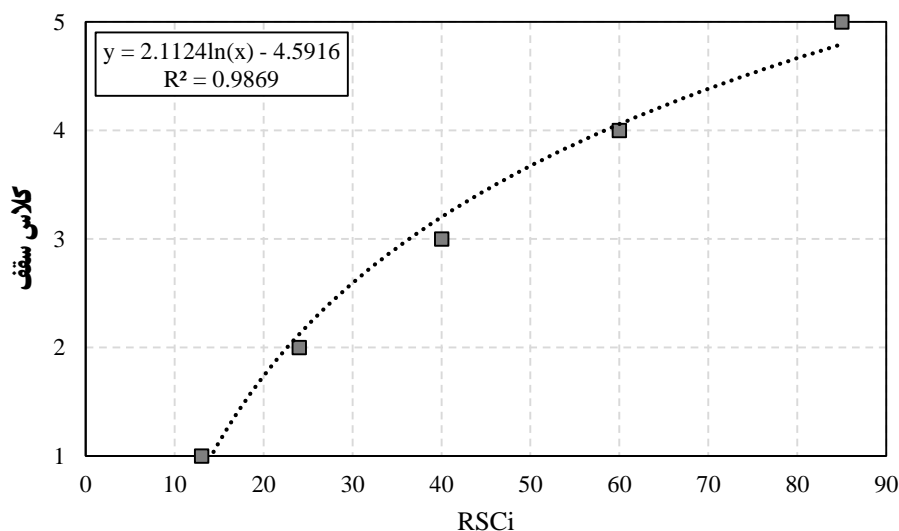
جدول ۴-۲۸: رده‌بندی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه بر اساس RSCi رویکرد اول

توصیف قابلیت تخریب	RSCi	کلاس سقف بلاواسطه
غیرقابل تخریب	۸ - ۱۸	I
قابلیت تخریب ضعیف	۱۸ - ۳۰	II
قابلیت تخریب متوسط	۳۰ - ۵۰	III
قابلیت تخریب خوب	۵۰ - ۷۰	IV
قابلیت تخریب عالی	۷۰ - ۱۰۰	V

^۱ Logarithmic growth



شکل ۴-۱۴: رده‌بندی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه بر اساس RSCi رویکرد اول



شکل ۴-۱۵: برازش منحنی لگاریتمی بر روی مراکز طبقه‌بندی ارائه شده رویکرد اول

۴-۳-۲-۴ سیستم طبقه‌بندی رویکرد دوم

در سیستم طبقه‌بندی پیشنهاد شده برای تمام پارامترها به جز تداوم درزه ۵ بازه و برای پارامتر تداوم درزه ۳ بازه پیشنهاد شده و به هریک از بازه‌ها یک امتیاز بین ۰ تا ۴ تخصیص داده شده است. تعریف حدود بازه‌ها بر مبنای استانداردهای موجود و یا طبقه‌بندی‌های ارائه شده قبلی و تخصیص امتیاز هریک با توجه به نقش هر پارامتر در قابلیت تخریب صورت گرفته است. جدول ۴-۲۹ سیستم طبقه‌بندی پیشنهادی را نمایش می‌دهد. در این سیستم طبقه‌بندی برای در نظر گرفتن وجود چند لایه در سقف بلاواسطه، پارامتر مقاومت معادل سقف بلاواسطه بر مبنای دو پارامتر اساسی مقاومت فشاری تک محوری و ضخامت لایه‌ها مشابه با روش CMRR با رابطه (۴-۱۶) تعریف شده است:

$$EIRS = \frac{\sum_{i=1}^n t_i \times \sigma_{c_i}}{\sum_{i=1}^n t_i} \quad (16-4)$$

که در این رابطه $EIRS$ مقاومت معادل سقف (MPa)، t_i ضخامت لایه نام (m)، σ_{c_i} مقاومت فشاری تک محوری لایه نام (MPa) و n تعداد لایه‌های سقف بلاواسطه است.

جدول ۴-۲۹: سیستم طبقه‌بندی قابلیت تخریب لایه‌های سقف بلاواسطه

ردیف	پارامتر	امتیاز				
		۴	۳	۲	۱	۰
۱	EIRS (MPa)	< ۲۵	۵۰-۲۵	۱۰۰-۵۰	۲۵۰-۱۰۰	۲۵۰ <
۲	تعداد سته درزه‌ها	به شدت شکسته	۳	۲	۱	بکر
۳	امتداد و شیب دسته درزه	بسیار مناسب	مناسب	معمولی	نامناسب	بسیار نامناسب
۴	فاصله‌داری دسته درزه (m)	< ۰/۶۰	۰/۲-۰/۰۶	۰/۶-۰/۱۲	۱/۸-۰/۱۶	۱/۸ <
۵	پایایی دسته درزه (m)	۳ <	۱-۳	۰-۱		
۶	عمق معدنکاری (m)	> ۱۰۰۰	۶۰۰-۱۰۰۰	۳۰۰-۶۰۰	۱۰۰-۳۰۰	< ۱۰۰
۷	جریان آب زیرزمینی	ریزش زیاد	تراوش مداوم (جریانی)	تراوش قطره‌ای	مشهود نیست	وجود ندارد

تأثیر شیب و جهت یافتگی دسته درزه در جدول ۴-۲۹ بر اساس جدول ۴-۳۰ تعیین می‌شود.

جدول ۴-۳۰: تعیین شرایط شیب و جهت یافتگی دسته درزه‌ها

بدون توجه به امتداد	امتداد موازی جبهه کار	امتداد عمود بر جبهه کار				
		پیشروی در جهت شیب		پیشروی در خلاف شیب		
شیب ۰°-۲۰°	شیب ۲۰°-۴۵°	شیب ۴۵°-۹۰°	شیب ۲۰°-۴۵°	شیب ۴۵°-۹۰°	شیب ۲۰°-۴۵°	شیب ۴۵°-۹۰°
معمولی	مناسب	بسیار مناسب	مناسب	معمولی	نامناسب	بسیار نامناسب

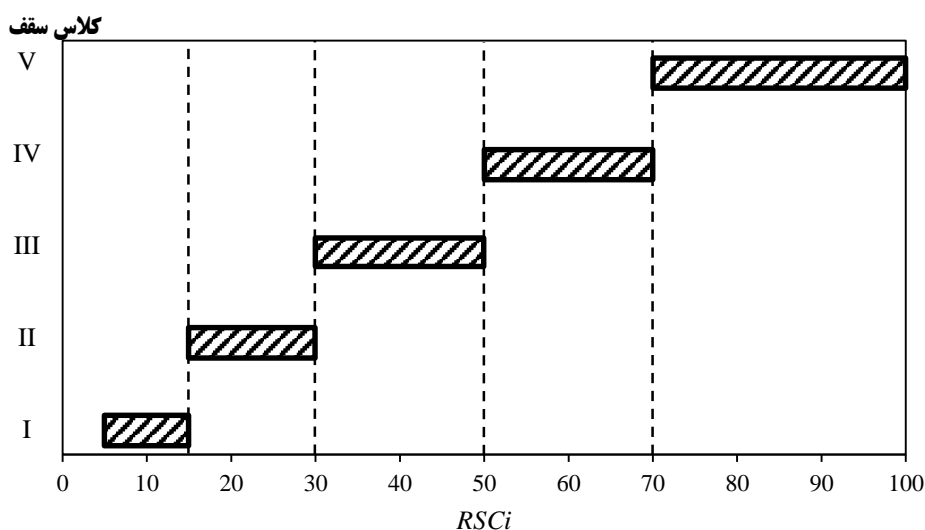
با استفاده از سیستم طبقه‌بندی پیشنهاد شده، RSC_i به صورت رابطه (۴-۱۷) تعریف شده است:

$$RSC_i = \sum_{i=1}^7 w_i \times \frac{P_i}{P_{max}} \quad (17-4)$$

در این رابطه w_i وزن پارامتر نام، P_i امتیاز مربوط به پارامتر نام و P_{max} بیشینه امتیاز ممکن پارامتر نام (۴) برای تمام پارامترها به جز پایایی دسته درزه که ۳ است) است. بر این اساس مقدار RSC_i بین ۵ تا ۱۰۰ خواهد بود که مطابق با جدول ۴-۳۱ و شکل ۴-۱۶ سطح قابلیت تخریب سقف را به ۵ کلاس از بسیار غیرقابل تخریب تا بسیار قابل تخریب طبقه‌بندی می‌کند.

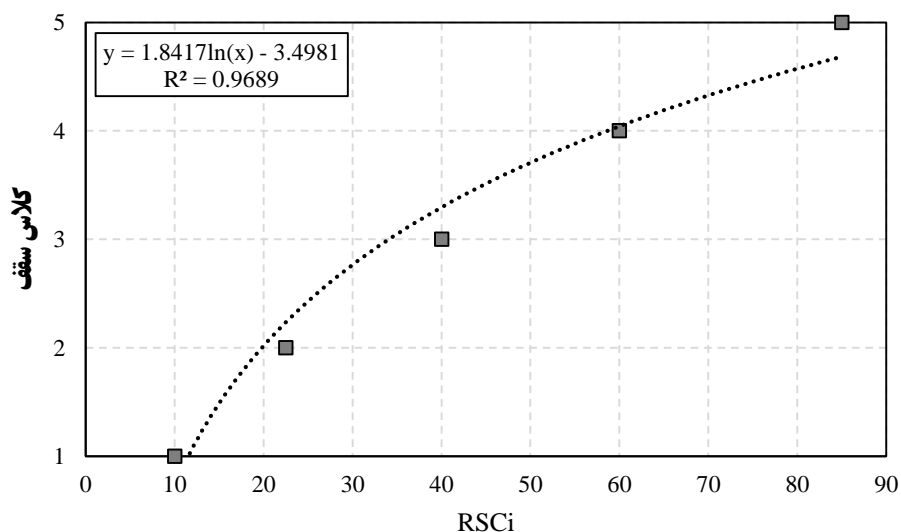
جدول ۴-۳۱: رده‌بندی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه بر اساس RSCi رویکرد دوم

توصیف قابلیت تخریب	RSCi	کلاس سقف بلاواسطه
غیرقابل تخریب	۵ - ۱۵	I
قابلیت تخریب ضعیف	۱۵ - ۳۰	II
قابلیت تخریب متوسط	۳۰ - ۵۰	III
قابلیت تخریب خوب	۵۰ - ۷۰	IV
قابلیت تخریب عالی	۷۰ - ۱۰۰	V



شکل ۴-۱۶: رده‌بندی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه بر اساس RSCi رویکرد دوم

در این رویکرد نیز رابطه کلاس سقف با RSCi به صورت تابع رشد لگاریتمی بیان شده است. ضریب تعیین حاصل از این برازش (شکل ۴-۱۷) نشان می‌دهد ارتباط تحلیلی عنوان شده بین شاخص و سطح قابلیت تخریب در طبقه‌بندی ارائه شده به خوبی رعایت شده است.



شکل ۴-۱۷: برازش منحنی لگاریتمی بر روی مراکز طبقه‌بندی ارائه شده رویکرد دوم

۴-۴ اعتبار سنجی و کاربرد مدل کیفی

در این قسمت اول اعتبار مدل‌های کیفی ارائه شده با استفاده از پایگاه داده بررسی شده و سپس کاربرد این مدل‌ها در تخمین گام تخریب اول مورد مطالعه قرار گرفته است.

۴-۴-۱ اعتبار سنجی مدل

به منظور اعتبار سنجی مدل کیفی ارائه شده، قابلیت تخریب ۱۲ پهنه پایگاه داده‌ها ارزیابی شده که در جدول ۴-۳۲ درج شده است. مقدار $RSCi$ محاسبه شده برای این پهنه‌ها بر اساس رویکرد اول بین ۱۶/۶۰ و ۷۶/۶۹ و بر اساس رویکرد دوم بین ۱۴/۵ و ۷۴/۵ بوده است.

جدول ۴-۳۲: ارزیابی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه پهنه‌های پایگاه داده‌ها

ردیف	$RSCi_1$	توصیف قابلیت تخریب	$RSCi_2$	توصیف قابلیت تخریب
۱	۶۹/۸۹	قابلیت تخریب خوب	۷۴/۵	قابلیت تخریب عالی
۲	۲۸/۳۵	قابلیت تخریب ضعیف	۲۹/۵	قابلیت تخریب ضعیف
۳	۵۱/۹۹	قابلیت تخریب خوب	۴۵	قابلیت تخریب متوسط
۴	۳۹/۷۱	قابلیت تخریب متوسط	۴۶/۸۳	قابلیت تخریب متوسط
۵	۶۹/۸	قابلیت تخریب خوب	۶۱/۶۷	قابلیت تخریب خوب
۶	۵۳/۱۵	قابلیت تخریب خوب	۵۲/۹۲	قابلیت تخریب خوب
۷	۳۷/۸۶	قابلیت تخریب متوسط	۴۳/۲۵	قابلیت تخریب متوسط
۸	۴۹/۷۱	قابلیت تخریب متوسط	۴۶/۷۵	قابلیت تخریب متوسط
۹	۵۸/۴	قابلیت تخریب خوب	۵۸/۲۵	قابلیت تخریب خوب
۱۰	۶۵/۲۷	قابلیت تخریب خوب	۵۹	قابلیت تخریب خوب
۱۱	۷۶/۶۹	بسیار قابل تخریب	۶۷/۵	قابلیت تخریب خوب
۱۲	۱۶/۶	بسیار غیرقابل تخریب	۱۴/۵	غیرقابل تخریب

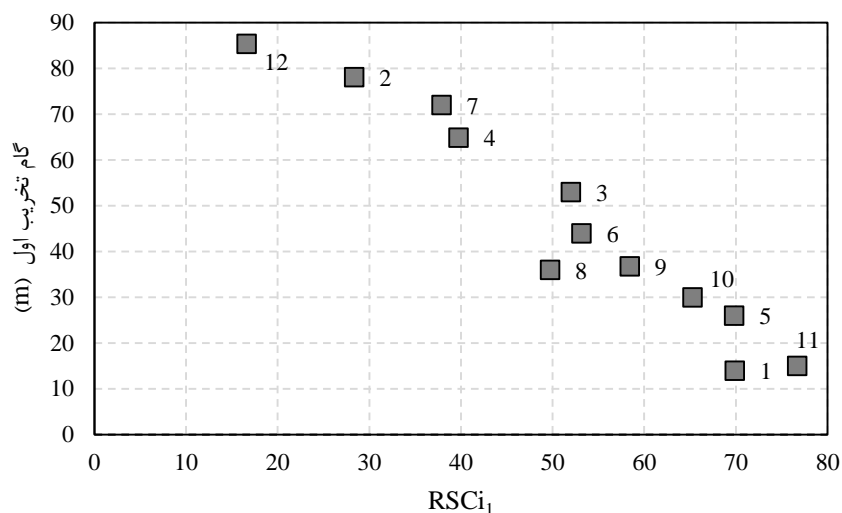
$RSCi_1$: شاخص قابلیت تخریب حاصل از رویکرد اول

$RSCi_2$: شاخص قابلیت تخریب حاصل از رویکرد دوم

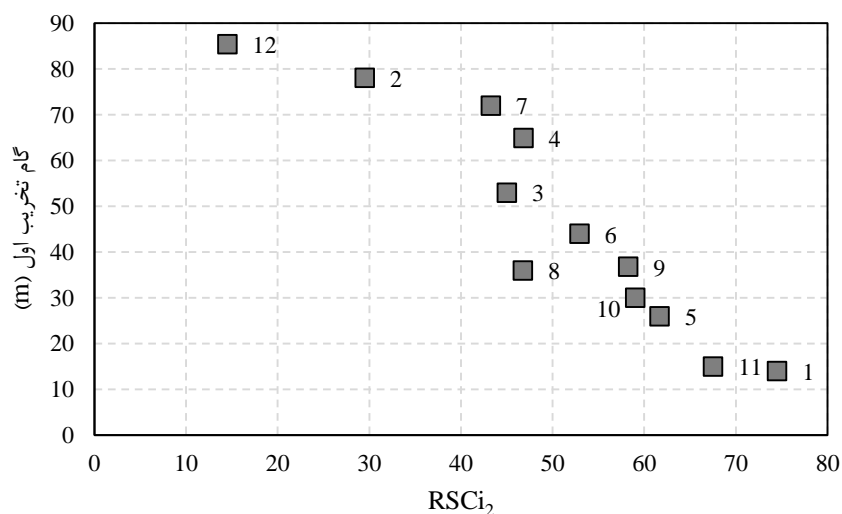
از جدول ۴-۳۲ این نتایج حاصل می‌شود:

- ✓ بر اساس رویکرد اول یک سقف در کلاس I، یک سقف در کلاس II، سه سقف در کلاس III، شش سقف در کلاس IV و یک سقف در کلاس V بوده است.
- ✓ بر اساس رویکرد دوم یک سقف در کلاس I، یک سقف در کلاس II، چهار سقف در کلاس III، پنج سقف در کلاس IV و یک سقف در کلاس V بوده است.
- ✓ در هشت مورد کلاس سقف حاصل از دو رویکرد مشابه است که متعلق به کلاس‌های III و IV است.

تغییرات گام تخریب اول نسبت به $RSCi$ حاصل از دو رویکرد در شکل ۴-۱۸ نمایش داده شده است. از این شکل می‌توان نتیجه گرفت که همان‌طور که قابل پیش‌بینی بود افزایش قابلیت تخریب منجر به کاهش گام تخریب اول شده است و این موضوع برای هر دو رویکرد صدق می‌کند.



الف- تغییرات گام تخریب اول نسبت به $RSCi_1$



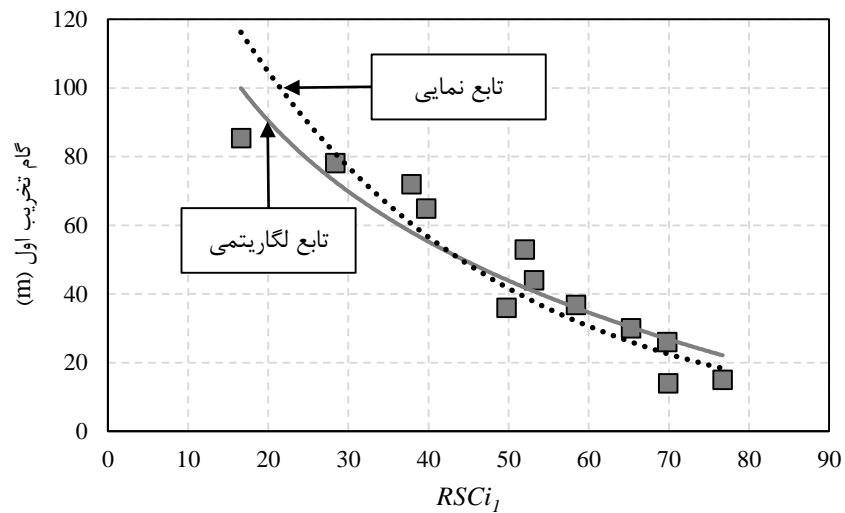
ب- تغییرات گام تخریب اول نسبت به $RSCi_2$

شکل ۴-۱۸: نمودار تغییرات گام تخریب اول پهناهای پایگاه داده‌ها نسبت به $RSCi$

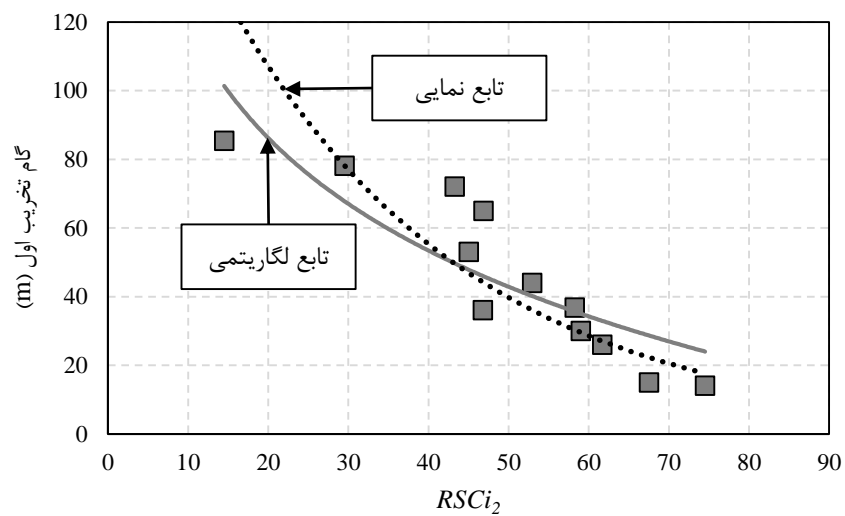
همان‌طور که عنوان شد رابطه بین شاخص و قابلیت تخریب به صورت رشد لگاریتمی است. از آنجایی که قابلیت تخریب با گام تخریب رابطه معکوس دارد، بنابراین رابطه بین شاخص و گام تخریب دارای روند نزولی قابل تعریف با توابع لگاریتمی منفی یا کاهش نمایی^۱ است. برای بررسی این موضوع،

^۱ Exponential decay

این دو تابع مطابق شکل ۴-۱۹ بر روی داده‌ها برازش شده و نتایج آن‌ها در جدول ۴-۳۳ درج شده است.



الف- برازش توابع بر اساس $RSCi_1$



ب- برازش توابع بر اساس $RSCi_2$

شکل ۴-۱۹: برازش توابع نمایی و لگاریتمی بر روی داده‌ها

جدول ۴-۳۳: نتایج برازش توابع نمایی و لگاریتمی بر روی داده‌ها

شاخص	تابع	رابطه	R^2
$RSCi_1$	نمایی	$l_s = 193.66 \times \exp(-0.031 \times RSCi_1)$	۰/۸۵
	لگاریتمی	$l_s = -50.84 \times \ln(RSCi_1) + 242.77$	۰/۸۶
$RSCi_2$	نمایی	$l_s = 207.19 \times \exp(-0.033 \times RSCi_2)$	۰/۸۰
	لگاریتمی	$l_s = -47.27 \times \ln(RSCi_2) + 227.77$	۰/۷۴

در جدول ۴-۳۳ ملاحظه می‌شود تابع لگاریتمی برای شاخص رویکرد اول و تابع نمایی برای شاخص رویکرد دوم دارای بهترین برازش بوده است. نتایج درج شده در این جدول نشان می‌دهد که RSCi رویکرد اول دارای همبستگی بالاتری با گام تخریب اول است. این موضوع مؤید دقت بیشتر آن است که در توسعه رویکردها مورد توجه بوده است.

۲-۴-۴ تخمین گام تخریب اول

در این قسمت مدل پیش‌بینی کننده گام تخریب اول بر مبنای شاخص قابلیت تخریب لایه‌های سقف توسعه یافته است. چنانکه قبلاً اشاره شد، RSCi تنها دربرگیرنده پارامترهای ذاتی است؛ بنابراین به منظور توسعه مدل پیش‌بینی کننده باید از این شاخص همراه با پارامترهای عملیاتی استفاده کرد. برای این منظور پارامتر شعاع هیدرولیکی (HR)^۱ ناشی از ارتفاع کارگاه و عرض پهنه به صورت زیر تعریف شده است:

$$HR = \frac{W \times h}{2(W + h)} \quad ۱۸-۴$$

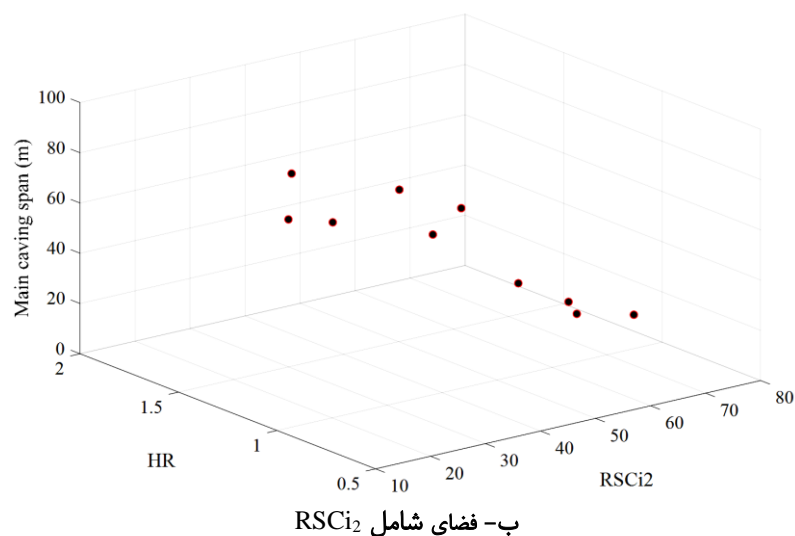
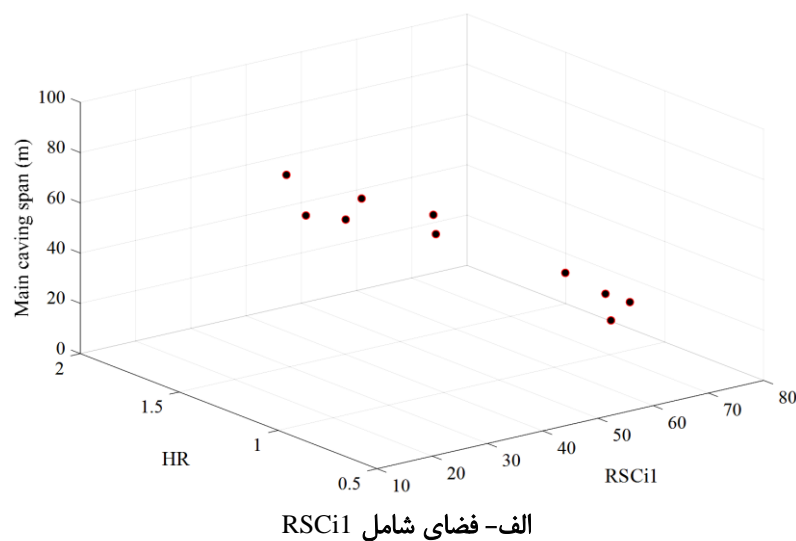
در این رابطه W عرض پهنه یا طول جبهه کار و h ارتفاع کارگاه استخراج است. این رابطه نسبت مساحت به محیط فضای استخراج شده است که به صورت زیربرش برای فرایند تخریب عمل می‌کند. جدول ۴-۳۴ اطلاعات لازم برای توسعه مدل‌های پیش‌بینی کننده را نمایش می‌دهد.

جدول ۴-۳۴: اطلاعات پهنه‌ها به منظور توسعه مدل‌های پیش‌بینی کننده گام تخریب اول

ردیف	RSCi ₁	RSCi ₂	HR	گام تخریب اول (m)
۱	۶۹/۸۹	۷۴/۵	۰/۹۸۹۹	۱۴
۲	۲۸/۳۵	۲۹/۵	۱/۴۷۰۶	۷۸
۳	۵۱/۹۹	۴۵	۱/۴۷۰۶	۵۳
۴	۳۹/۷۱	۴۶/۸۳	۱/۴۷۰۶	۶۵
۵	۶۹/۸	۶۱/۶۷	۱/۲۱۸	۲۶
۶	۵۳/۱۵	۵۲/۹۲	۱/۴۷۰۶	۴۴
۷	۳۷/۸۶	۴۳/۲۵	۰/۹۹۳۴	۷۲
۸	۴۹/۷۱	۴۶/۷۵	۱/۹۶۸۵	۳۶
۹	۵۸/۴	۵۸/۲۵	۱/۱۸۵۸	۳۷
۱۰	۶۵/۲۷	۵۹	۰/۸۸۸۶	۳۰
۱۱	۷۶/۶۹	۶۷/۵	۱/۰۸۴۱	۱۵
۱۲	۱۶/۶	۱۴/۵	۰/۸۴۲۸	۸۵/۵

^۱ Hydraulic Radius

در این قسمت نیز مدل‌ها به صورت جداگانه بر اساس RSCi حاصل از دو رویکرد توسعه یافته و عملکرد آن‌ها در تخمین گام تخریب بررسی و با یکدیگر مقایسه شده است. برای این هدف در مدل‌ها دو پارامتر RSCi و HR به عنوان متغیرهای مستقل و گام تخریب اول به عنوان متغیر وابسته در نظر گرفته شده است. به منظور توسعه مدل‌ها از اطلاعات ۱۰ پهنه استفاده شده و از دو پهنه‌ی دیگر (شماره ۳ و ۹) به عنوان داده‌های آزمون استفاده شده است. شکل ۴-۲۰ پراکندگی داده‌های مورد استفاده در فضای سه‌بعدی را نمایش می‌دهد.

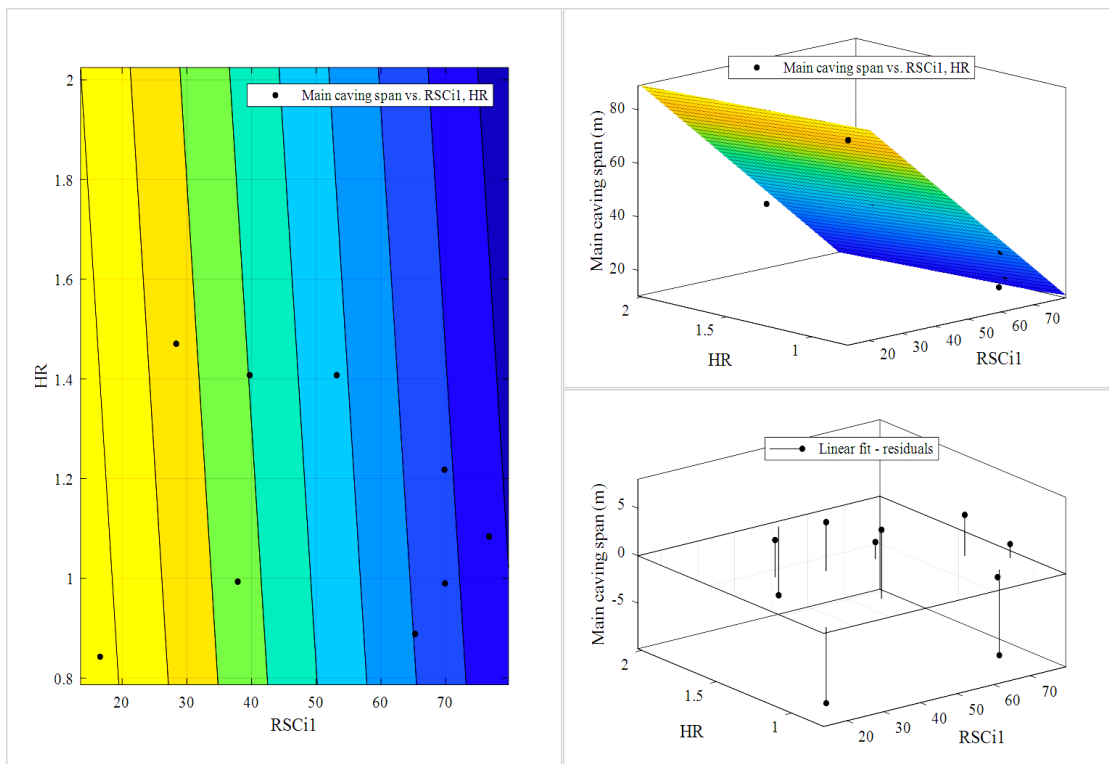


شکل ۴-۲۰: پراکندگی داده‌ها در فضای سه‌بعدی

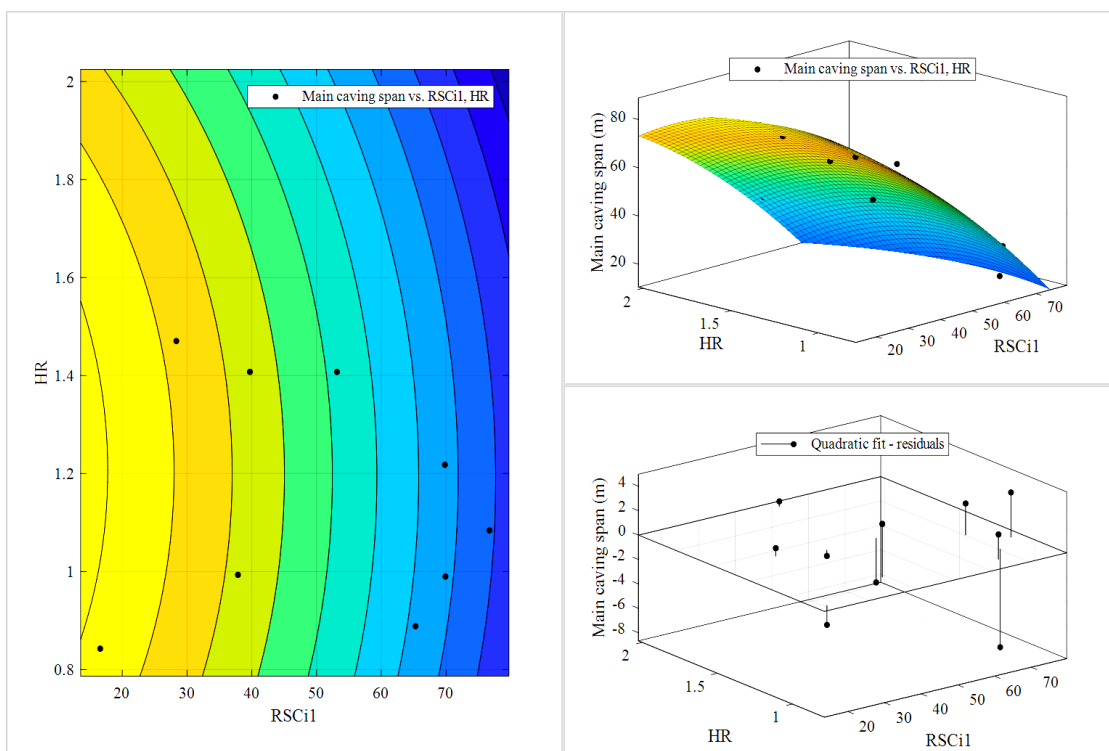
به منظور توسعه مدل‌های پیش‌بینی کننده انواع توابع بر روی داده‌ها برازش شد که بر مبنای دو شاخص RMSE و R^2 توابع خطی و غیرخطی درجه دو^۱ برای هر دو رویکرد بهترین توابع بودند.

^۱ Quadratic polynomial degree 2

نمودارهای مربوط به هر یک در شکل‌های ۴-۲۱ و ۴-۲۲ نمایش داده شده و نتایج آن‌ها در جدول ۴-۳۵ درج شده است.

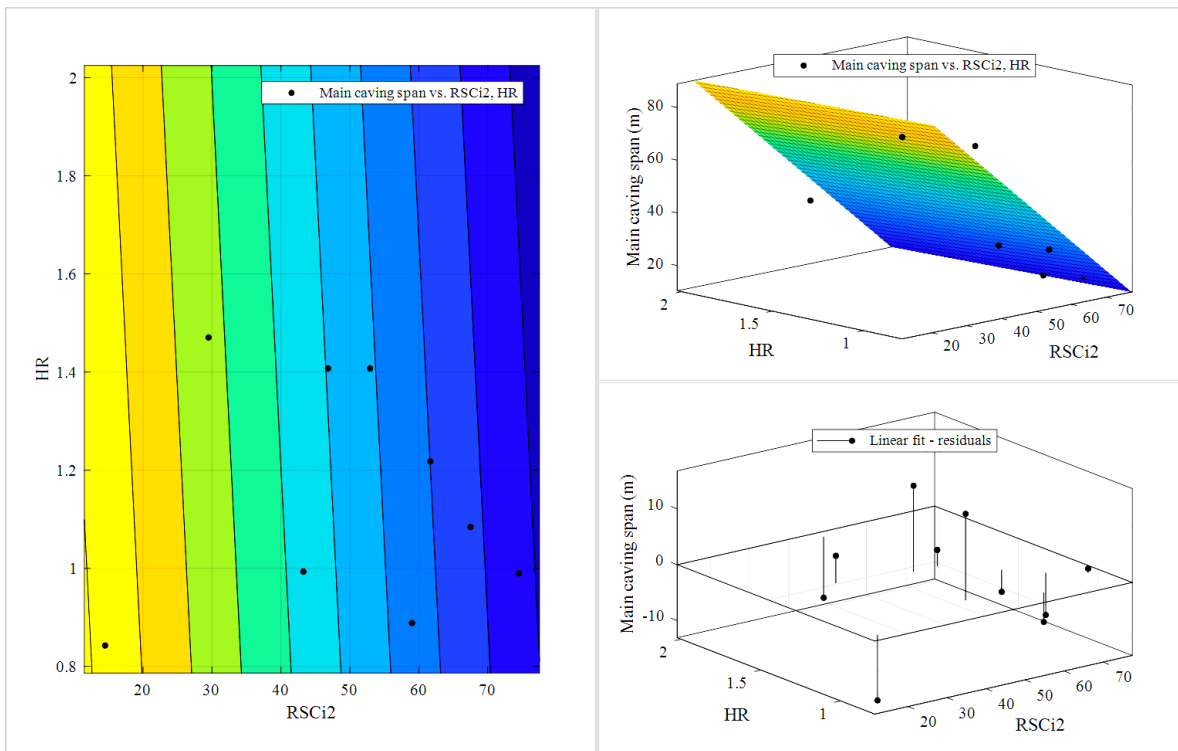


الف- تابع خطی

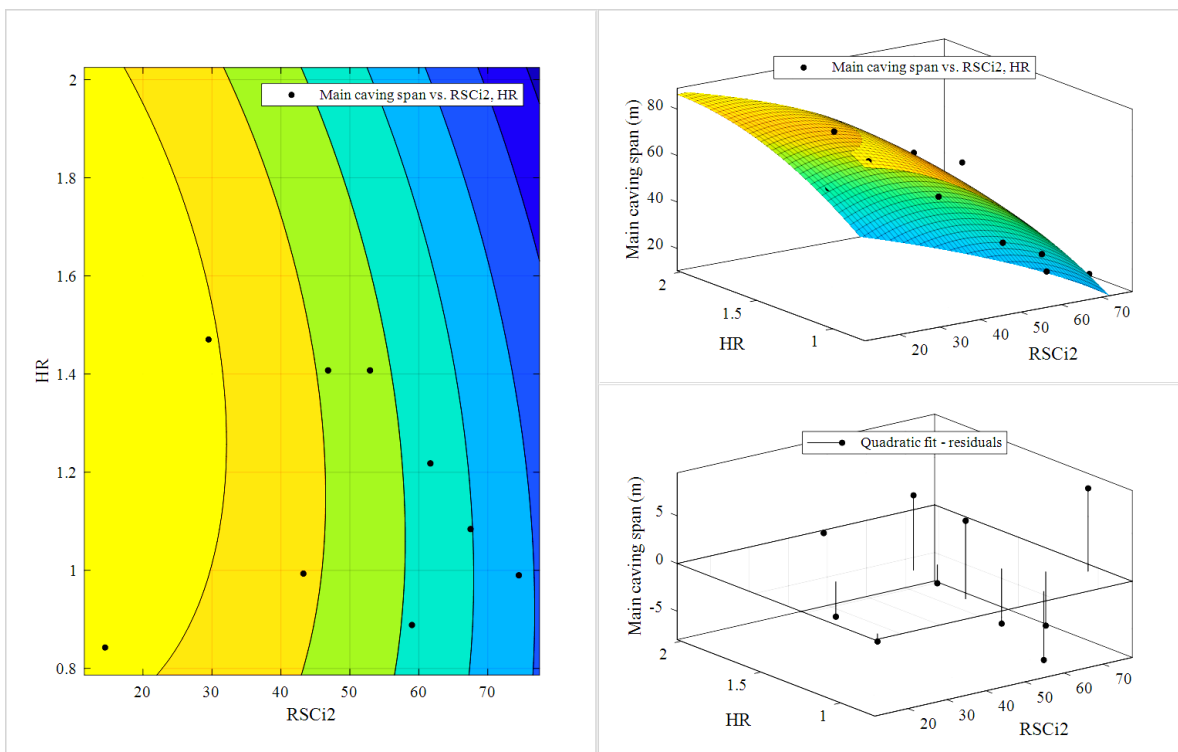


ب- تابع غیرخطی درجه دو

شکل ۴-۲۱: توابع برازش شده بر روی داده‌ها بر اساس $RSCi_1$



الف- تابع خطی



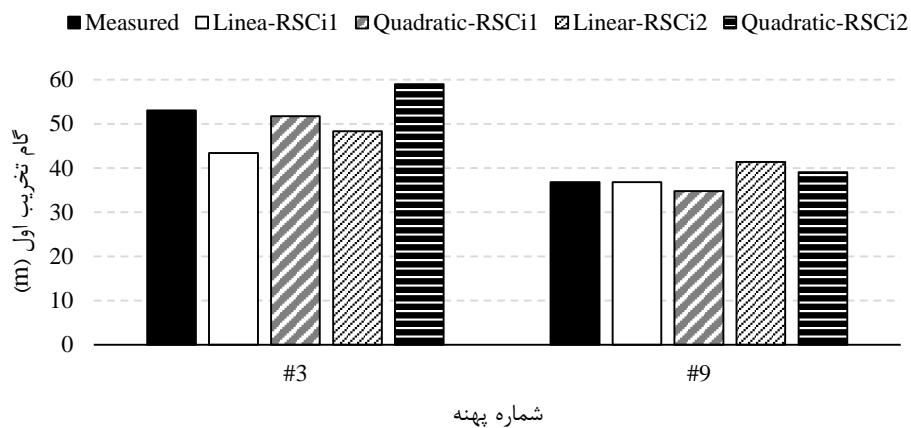
ب- تابع غیرخطی درجه دو

شکل ۴-۲۲: توابع برازش شده بر روی داده‌ها بر اساس $RSCi_2$

جدول ۴-۳۵: اطلاعات مدل‌های توسعه یافته برای پیش‌بینی گام تخریب اول

شاخص تابع	رابطه	R ²	RMSE
RSCi ₁	خطی	۰/۹۴۸۳	۵/۶۲
	غیرخطی	۰/۹۸۰۱	۳/۵۳
RSCi ₂	خطی	۰/۸۴۸۱	۹/۲۹
	غیرخطی	۰/۹۴۴۲	۵/۸۳

با استفاده از مدل‌های حاصل شده، مقدار گام تخریب اول برای پهنه‌های شماره ۳ و ۹ (که در توسعه مدل‌ها منظور نشده بودند) پیش‌بینی شده و با مقادیر اصلی مطابق شکل ۴-۲۳ مقایسه شد.



شکل ۴-۲۳: مقایسه نتایج تخمین توسط مدل‌ها با مقادیر واقعی

به منظور بررسی عملکرد هریک از مدل‌ها در تخمین گام تخریب اول از ۲ معیار خطا RMSE و R² استفاده شده که نتایج حاصل در جدول ۴-۳۶ درج شده است.

جدول ۴-۳۶: مقادیر خطای مدل‌های توسعه یافته

شاخص	مدل	RMSE	R ²
RSCi ₁	خطی	۶/۲۸	۰/۳۸۲
	غیرخطی	۱/۶۸	۰/۹۹۳۹
RSCi ₂	خطی	۴/۶۲	۰/۶۹۹
	غیرخطی	۴/۵۱	۰/۹۸۷۸

بر اساس شکل ۴-۲۳ و جدول ۴-۳۶ مشخص می‌شود که مدل‌های مبتنی بر RSCi رویکرد اول به طور کلی دارای عملکرد بهتری نسبت به مدل‌های مبتنی بر RSCi رویکرد دوم بوده‌اند. همچنین مدل غیرخطی مبتنی بر RSCi رویکرد اول دارای بهترین عملکرد در تخمین گام تخریب اول بوده است.

۴-۵ توسعه مدل کمی

هدف از این قسمت تعیین گام تخریب اول برای شرایط مختلف استخراج جبهه کار طولانی است. برای این منظور شبیه‌سازی استخراج جبهه کار طولانی برای مقادیر مختلف RSCi انجام شده است. قابل ذکر است که در این قسمت مقدار RSCi حاصل از رویکرد اول که دارای دقت بالاتری بوده مورد استفاده قرار گرفته است. از آنجایی که گام تخریب اول شاخص کمی نشان دهنده قابلیت تخریب لایه‌های سقف تحت شرایط عملیاتی است، بنابراین در مدل‌سازی آن باید علاوه بر پارامترهای ذاتی که در RSCi گنجانده شده‌اند، پارامترهای ذاتی در نظر گرفته نشده (نسبت تنش‌های برجا و کیفیت سنگ سقف) و پارامترهای عملیاتی (ارتفاع کارگاه استخراج و نرخ پیشروی) را نیز مدنظر قرار داد.

برای این منظور این قسمت به سه بخش اصلی تقسیم شده است. در بخش اول ساختار و نحوه شبیه‌سازی صورت گرفته از جنبه هندسه مدل‌ها، شرایط مرزی، مدل‌های رفتاری، خواص تخصیص داده شده و فرایند شبیه‌سازی تشریح شده است. در بخش دوم نقش هفت پارامتر اساسی در گام تخریب اول بررسی شده است. این بخش با دو هدف اصلی انجام شده است. هدف اول تعیین نقش پارامترهای خارج از RSCi بوده است که در بالا اشاره شد. هدف دوم در حقیقت به صورت مطالعه اعتبار سنجی بوده است؛ به این صورت که نقش برخی پارامترهای موجود در RSCi و یا پارامترهایی که نقش آن‌ها به صورت واضح در گام تخریب اول مشخص است توسط شبیه‌سازی عددی بررسی شده است تا تأییدی بر شبیه‌سازی صحیح استخراج جبهه کار طولانی و مدل‌سازی گام تخریب باشد. در بخش سوم این قسمت، گام تخریب اول برای مقادیر مختلف RSCi و عوامل تعیین شده در بخش اول مدل‌سازی شده است.

۴-۵-۱ ساختار مدل‌ها

چنانکه قبلاً توضیح داده شد شبیه‌سازی پیوسته برای مدل‌سازی تخریب در روش جبهه کار طولانی با دو محدودیت عمده مواجه است (Gao et al., 2014):

- تولید و توسعه شکستگی‌ها به‌طور واضح قابل تشخیص نیستند و بنابراین ناحیه تخریب و شکستگی به صورت مستقیم تعیین و شناسایی نمی‌شوند و باید از طریق فرض‌های مبتنی بر جابجایی و کرنش پلاستیک در مورد آن‌ها تصمیم‌گیری کرد.
- در نظر گرفتن مستقیم ناپیوستگی‌های از قبل موجود در مدل شامل صفحات لایه‌بندی و سیستم درزه‌ها با جزئیات مورد نیاز مشکل است.

از این روش‌های گسسته برای شبیه‌سازی تخریب تدریجی لایه‌ها در اثر استخراج جبهه کار طولانی مناسب‌تر هستند. یکی از پرکاربردترین نرم‌افزارهای شبیه‌سازی گسسته UDEC است. کولتارد^۱ از UDEC برای مطالعه نشست حاصل از استخراج جبهه کار طولانی استفاده کرد. او پیشنهاد می‌کند که

¹ Coulthard

مدل‌های UDEC نسبت به مدل‌های پیوسته تخمین‌های نزدیک‌تری را به مکانیک واقعی سیستم فراهم می‌کند (Coultherd, 1999). با این وجود این روش‌ها نیز دارای یک محدودیت عمده هستند. در این روش‌ها شکستگی‌ها فقط می‌توانند در طول ناپیوستگی‌های از قبل موجود در مدل توسعه پیدا کنند. البته این مشکل در نرم‌افزار UDEC از طریق ابزارهایی که سقف را به مجموعه‌ای از بلوک‌های به هم متصل تقسیم می‌کند برطرف شده است اما مشکل موجود در این حالت نیاز به کالیبراسیون مدل برای تعیین خواص میان این بلوک‌ها است؛ بنابراین کاربرد این ابزارها برای مدل‌های کلی به شدت کاهش یافته و بیشتر مناسب مدل‌هایی هستند که به صورت ویژه برای یک مطالعه موردی ساخته می‌شوند. با توجه به مطالب عنوان شده در این رساله نیز از نرم‌افزار UDEC برای شبیه‌سازی فرایند تخریب در استخراج جبهه‌کار طولانی استفاده شده است. قابل ذکر است که با توجه به هدف رساله که ساخت مدل‌های کلی بوده و مدل‌سازی برای یک معدن مشخص صورت نگرفته است، لذا از روش‌های گسسته‌سازی بلوک‌های سنگی عنوان شده استفاده نشده است.

در یک شبیه‌سازی عددی، تعیین هندسه، ساختار و شرایط مرزی مدل‌ها، مدل‌های رفتاری^۱ و خواص مواد مهم‌ترین مسائلی هستند که باید با دقت مشخص شوند. باید ذکر شود که ساختار کلی مدل‌های ساخته شده در این رساله یکسان بوده که اطلاعات آن‌ها در ادامه ارائه شده است.

۴-۱-۵-۱-۱ هندسه، ساختار و شرایط مرزی

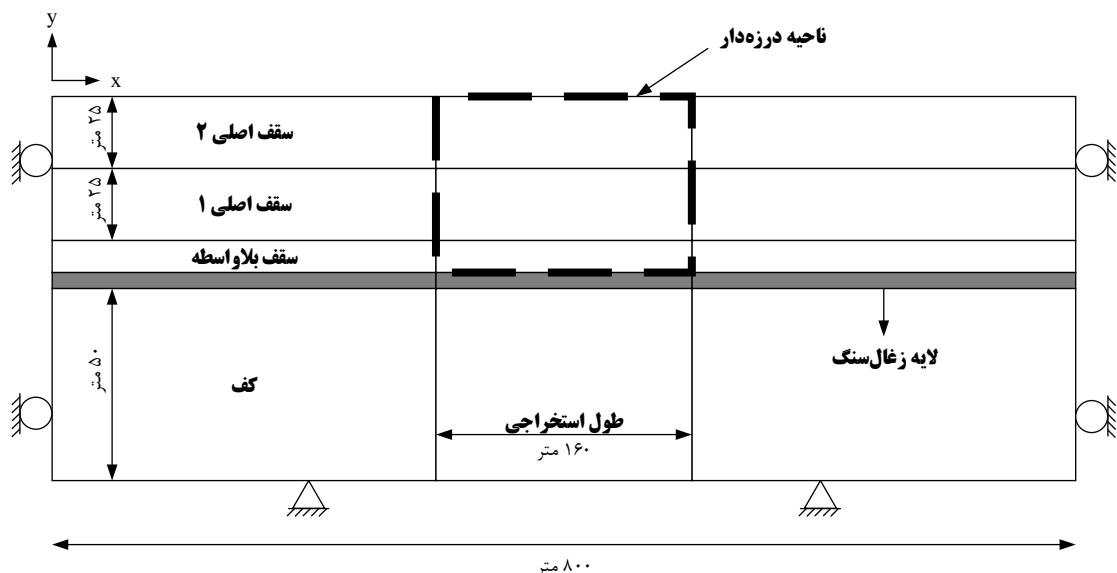
همه مدل‌های ساخته شده دارای پنج قسمت کف، لایه زغال، سقف بلاواسطه، سقف اصلی اول و سقف اصلی دوم بوده‌اند. برای تمام مدل‌ها ضخامت کف برابر با ۵۰ متر و ضخامت هریک از سقف‌های اصلی برابر با ۲۵ متر در نظر گرفته شده است. مقدار ارتفاع سقف بلاواسطه نیز بر اساس استدلال شعبانی مشکول (Shabanimashcool, 2012) برای تمام مدل‌ها ۲/۵ برابر ضخامت لایه استخراجی در نظر گرفته شده است. قابل ذکر است که در مدل‌ها ارتفاع کارگاه دقیقاً برابر با ضخامت لایه زغال‌سنگ فرض شده است. درزه‌داری و لایه‌بندی سقف‌های اصلی در تمام مدل‌ها برابر بوده به طوری که فاصله لایه‌بندی در سقف اصلی اول و دوم به ترتیب ۱ و ۲ متر و فاصله‌داری درزه‌های متقاطع به ترتیب برابر با ۲ و ۴ متر منظور شده است.

بر اساس نظر سینگ و سینگ (Singh & Singh, 2009) ابعاد افقی مدل‌ها باید به گونه‌ای انتخاب شوند که تنش‌های مرزی مدل در اثر استخراج پهنه بدون تغییر باقی بمانند. آن‌ها پیشنهاد می‌کنند که برای طول استخراجی a ، مرزهای راست و چپ مدل به فاصله ۲/۵ برابر a از مرکز ناحیه موردنظر برای استخراج در نظر گرفته شوند. برای این منظور باید اندازه پایه حائل را نیز به طول استخراجی موردنظر در پهنه اضافه کرد. با در نظر گرفتن ابعاد برنامه‌ریزی شده برای استخراج برابر با ۱۳۰ متر برای هدف رساله و ابعاد پایه حائل برابر با ۳۰ متر، ابعاد کلی ناحیه موردنظر برای استخراج برابر با

¹ Constitutive Models

۱۶۰ متر است. این یعنی ابعاد مدل در راست و چپ باید به اندازه ۴۰۰ متر از مرکز ۱۶۰ متری گسترش پیدا کند. با در نظر گرفتن مرکز مختصات در راستای افقی در ابتدای پایه حائل و در راستای عمودی در ابتدای سقف بلاواسطه، گسترش افقی مدل از ۳۲۰- تا ۴۸۰+ بوده است.

مرز پایینی مدل (کف مدل) در دو راستای افقی و قائم و مرزهای چپ و راست مدل فقط در راستای افقی ثابت شده‌اند تا در این راستاها اجازه جابجایی نداشته باشند. از آنجایی که نقش تنش برجا افقی خارج از صفحه در شبیه‌سازی ۲ بعدی قابل شناسایی نیست (Gao et al., 2014) بنابراین مقدار تنش‌های برجا افقی بیشینه و کمینه برابر با یکدیگر در نظر گرفته شده است. در این حالت تنش‌های برجا افقی با مقدار یکسان و در دو حالت عمود و موازی با سینه‌کار بر مدل اعمال شده‌اند. ابعاد مش‌بندی مدل برای لایه زغال و سقف بلاواسطه برابر با ۱ متر بوده و با دور شدن از ناحیه مورد مطالعه این ابعاد برای کارایی و سرعت بیشتر مدل افزایش یافته است. شکل ۴-۲۴ هندسه کلی مدل را به صورت شماتیک نمایش می‌دهد. ذکر این نکته ضروری است که تمامی مدل‌های شبیه‌سازی شده در این بخش در حالت خشک فرض شده‌اند.



شکل ۴-۲۴: طرح شماتیک هندسه و شرایط مرزی مدل‌های ساخته شده

۴-۵-۱-۲ مدل‌های رفتاری

در شبیه‌سازی گسسته استخراج جبهه کار طولانی و فرایند تخریب در آن به سه مدل رفتاری مجزا برای بلوک‌های سنگی، مواد خرد شده در ناحیه تخریب و درزه‌ها نیاز است.

مدل رفتاری مناسب برای بلوک‌های سنگی در حالت تخریب تدریجی بر اساس مطالعات گذشته (Kwaśniewski, 2008; Singh & Singh, 2009; Gao et al., 2014) و همچنین پیشنهاد شرکت Itasca (Itasca, 2016) مدل کرنش سخت شونده- نرم شونده^۱ است. از این‌رو این مدل برای بلوک‌های

¹ Strain-hardening/softening model

سنگی در این رساله انتخاب شده است. مدل کرنش سخت شونده- نرم شونده رفتار غیرخطی سخت شونده یا نرم شونده مواد را بر اساس تغییر خواص مدل موهر-کلمب (شامل چسبندگی، زاویه اصطکاک داخلی، اتساع و مقاومت کششی) از حالت بیشینه^۱ به شرایط پسماند^۲ تعریف می‌کند در حالی که در مدل اصلی موهر-کلمب این مقادیر ثابت هستند. در این مدل، تغییرات پارامترهای چسبندگی، زاویه اصطکاک داخلی و اتساع از حالت بیشینه به پسماند هم در حالت سخت شونده و هم نرم شونده تابعی از کرنش برشی پلاستیک و برای مقاومت کششی در حالت نرم شونده تابعی از کرنش کششی پلاستیک است. این انعطاف‌پذیری باعث کاربرد مدل در شبیه‌سازی شرایط پساخشست^۳ (مانند ریزش تدریجی، تسلیم پایه‌ها و تخریب تدریجی) می‌شود. تحقیقات قبلی نشان می‌دهد که حساسیت نتایج شبیه‌سازی با این مدل نسبت به تغییرات مقادیر بیشینه پارامترها بیش‌تر از حساسیت آن نسبت به تغییرات مقادیر پسماند است. چالش اصلی در کاربرد این مدل تعیین مقدار کرنش پلاستیکی است که در آن مواد به بیشینه خواص مقاومتی خود می‌رسند و پس از آن خواص آن‌ها در حالت پسماند است. از این‌رو تعیین دقیق مقادیر بیشینه، پسماند و میزان کرنشی که در آن خواص از حالت بیشینه به حالت پسماند تغییر می‌کنند مهم‌ترین مسئله این روش است (Itasca, 2016; Gao 2013).

مدل رفتاری مناسب برای تمام ناپیوستگی‌ها بر اساس مطالعات پیشین (Itasca, 2016; Kwaśniewski, 2008; Shabanimashcool et al., 2014) در چنین شبیه‌سازی مدل مور-کولمب است؛ بنابراین در این رساله مدل مور-کولمب برای ناپیوستگی‌ها انتخاب شده است.

بررسی بیشینه شبیه‌سازی فرایند تخریب نشان می‌دهد که مدل‌سازی رفتار سنگ‌های خرد شده در ناحیه تخریب شده^۴ زمانی الزامی است که حداقل چند تخریب دوره‌ای با پیشروی طولانی در مدل‌سازی مدنظر قرار گیرد. از سوی دیگر، بازتحکیم مواد تخریب شده زمانی مدنظر قرار می‌گیرد که مطالعه نشست یا طراحی پایه‌ها مورد بحث باشد. از این‌رو، تعدادی از پژوهشگران رفتار مواد تخریب شده را در شبیه‌سازی فرایند تخریب برای پیشروی محدود در نظر نگرفته‌اند. بازتحکیم مواد ناحیه تخریب و در نتیجه مقاومت و رفتار آن‌ها در مواجهه با تنش‌های القایی در طی ریزش محلی یا تخریب اصلی بر اثر پیشروی تدریجی جبهه کار روی نمی‌دهد. این بازتحکیم در فاصله‌ای دور از جبهه کار فقط طی مرحله تخریب دوره‌ای رخ می‌دهد (Singh & Singh, 2009)؛ بنابراین در این رساله که شبیه‌سازی فقط تا زمان تخریب اصلی صورت گرفته است نیازی به شبیه‌سازی رفتار مواد خرد شده در ناحیه تخریب که تحت شرایط بازتحکیم هستند نبوده است.

¹ Peak

² Residual

³ Post-failure

⁴ Goaf or gob area

۴-۵-۱-۳ خواص مواد

تعیین خواص مواد در حالت ساخت مدل‌های کلی و مفهومی^۱ از مهم‌ترین و چالشی‌ترین مراحل شبیه‌سازی است. در این حالت باید مقادیری معمول را برای مواد انتخاب کرد و پس از آن تغییرات آن‌ها را بر روی نتایج بررسی کرد. در این رساله مقادیر مقاومتی سنگ‌های در نظر گرفته شده بر اساس مقادیر پیشنهادی مراجع انتخاب شده است و تغییرات آن‌ها بر روی گام تخریب مورد مطالعه قرار گرفته است. بر این اساس چهار نوع سنگ شامل سیلتستون، شیل، ماسه‌سنگ ریزدانه و ماسه‌سنگ درشت‌دانه با مقادیر مقاومت فشاری تک محوری ۱۰، ۳۶، ۷۵ و ۱۵۰ (MPa) مدنظر قرار گرفته است. از آنجایی که مقدار مدول الاستیک سنگ‌ها با مقدار مقاومت فشاری تک محوری سنگ‌ها همبسته است، لذا تعیین مقدار آن‌ها تنها از روی مقادیر استاندارد و بدون در نظر گرفتن مقادیر مقاومتی فرض شده امکان‌پذیر نیست. از این‌رو از رابطه تجربی ارائه شده برای سنگ‌های ساختارهای زغال‌سنگی به صورت زیر استفاده شده است (Singh & Singh, 2009):

$$E = 0.31\sigma_c \quad (۴-۱۹)$$

که در این رابطه E مدول الاستیک یا ننگ (GPa) و σ_c مقاومت فشاری تک محوری (MPa) است. سایر مشخصات این سنگ‌ها برای شرایط مختلف سقف که توسط مقادیر مختلف اندیس مقاومت زمین‌شناسی تعریف شده توسط نرم‌افزار RocLab V 1.010 محاسبه و در پیوست ۲ درج شده است. تعیین مقادیر پسماند خواص مقاومتی سنگ‌ها نیز به صورت زیر محاسبه شده است (Kwaśniewski, 2008; Singh & Singh, 2009; Shabanimashcool, 2012):

$$C_r = 0.1 C_p$$

$$\varphi_r = \frac{2}{3} \varphi_p$$

$$\psi_r = \frac{2}{3} \psi_p$$

$$\sigma_{t_r} = 0$$

در این روابط C چسبندگی، φ زاویه اصطکاک داخلی، ψ زاویه اتساع و σ_t مقاومت کششی، اندیس r نشان‌دهنده مقدار پسماند و اندیس P نشان‌دهنده مقدار بیشینه است.

مقدار کرنش برشی پلاستیک بحرانی برای تغییر حالت خواص چسبندگی، زاویه اصطکاک داخلی و اتساع مواد از بیشینه به پسماند برابر با ۰/۱٪ و مقدار کرنش کششی پلاستیک بحرانی برای تغییر حالت مقاومت کششی از حالت بیشینه به پسماند برابر با ۰/۵٪ در نظر گرفته شده است (Kwaśniewski, 2008; Shabanimashcool, 2012).

¹ Conceptual models

خواص درزه‌ها طبق مقادیر پیشنهاد شده در مطالعات پیشین برای ساختارهای زغال‌سنگی تعیین شده (Shabanimashcool, 2012; Gao, 2013) و در پیوست ۲ درج شده است.

۴-۱-۵-۴ شبیه‌سازی استخراج

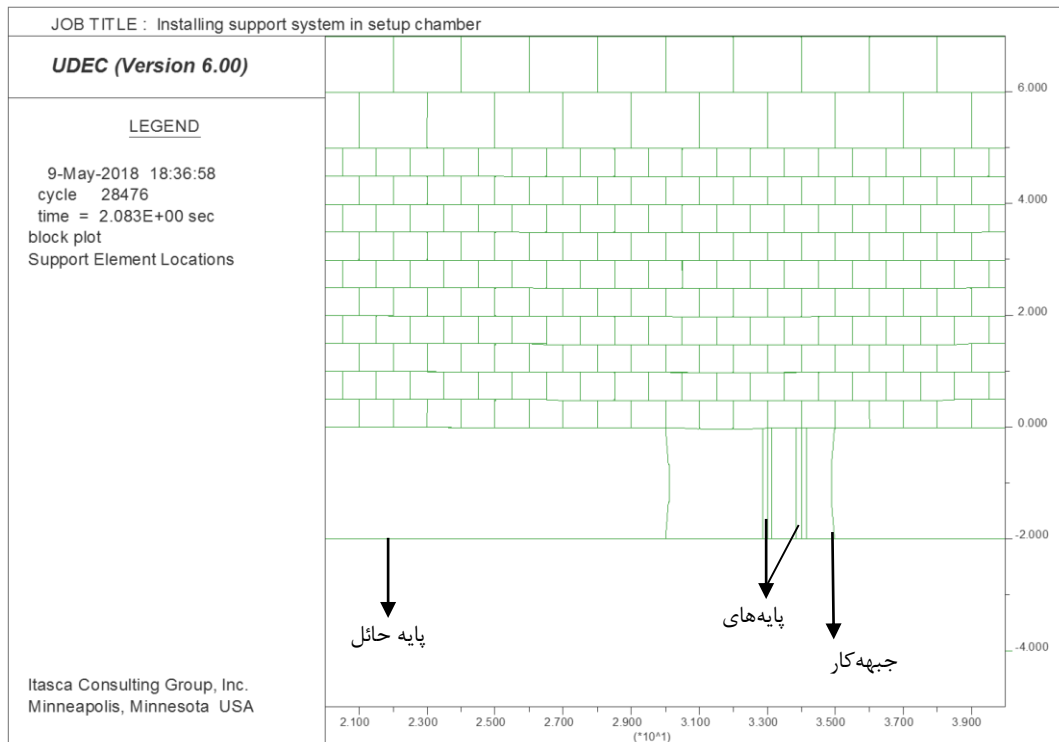
استخراج هر پهنه به صورت پس‌رو از سمت چپ مدل و از ابتدای پایه حائل شروع می‌شود. برای استخراج، بدون در نظر گرفتن نرخ پیشروی مدنظر در هر مدل، در ابتدا ۵ متر از لایه زغال به عنوان اتاقک نصب تجهیزات استخراج شده و پس از آن سیستم نگهداری قدرتی در آن نصب می‌شود. پس از این مرحله لایه زغال سنگ با توجه به نرخ پیشروی در نظر گرفته شده در هر مرحله استخراج می‌شود. سیستم نگهداری در نظر گرفته شده در جبهه کار شامل دو ردیف پایه هیدرولیکی است که سقف و کف را به یکدیگر متصل می‌کنند. تعیین ظرفیت و خواص سیستم‌های نگهداری در هر معدن متناسب با شرایط خاص آن صورت می‌گیرد؛ با این وجود برای تعیین مقدار معمول^۱ این خواص در حالت کلی که هدف این رساله است از استانداردهای موجود و مطالعات قبلی استفاده شده است. (<http://longwall.miningst.com/>; <http://undergroundcoal.com.au>; Singh & Singh, 2010b; Shabanimashcool, 2012).

نکته قابل توجه در این بخش ثابت در نظر گرفتن این مقادیر برای تمامی مدل‌ها است. بر این اساس سفتی^۲ در نظر گرفته شده برای این پایه‌ها برابر با ۳۰ (MN/m) با ظرفیت ۷/۵ (MN) بوده است. ابعاد پایه‌ها برابر با ۳۰ سانتی‌متر و جانمایی آن‌ها نسبت به سینه کار و یکدیگر برابر با ۱ متر بوده است. همچنین فاصله خارج از صفحه آن‌ها در مدل‌ها برابر با ۱ متر فرض شده است. شکل ۴-۲۵ جانمایی این پایه‌ها را در جبهه کار نمایش می‌دهد.

به‌منظور شبیه‌سازی فرایند استخراج، پس از اعمال شرایط مرزی تعادل مدل بررسی شده و در صورت به تعادل رسیدن، عملیات استخراج آغاز می‌شود. یک مدل عددی وقتی به تعادل می‌رسد که نیروی نامتعادل کننده در مقایسه با سایر نیروهای موجود در مدل به مقدار بسیار کمی برسد. از آنجاییکه نیروی نامتعادل کننده برای یک مدل عددی هیچ‌گاه دقیقاً برابر صفر نمی‌شود، بنابراین در این رساله مقدار نیروی نامتعادل کننده 10^{-5} به عنوان شرایط به تعادل رسیدن در نظر گرفته شده است. پس از هر گام استخراج، تعادل مدل بررسی می‌شود و در صورت به تعادل رسیدن گام بعدی استخراج صورت گرفته در غیر این صورت باید جابجایی رخ داده در میانه دهانه بدون نگهداری بررسی شود. معیار تخریب در این رساله جابجایی‌های بیش از ۵۰ سانتی‌متر همراه با جدا شدن بلوک‌های سنگی و همچنین گسترش شکست سنگ‌ها در لایه‌ها تا انتهای سقف بلاواسطه است.

¹ Typic value

² Stiffness



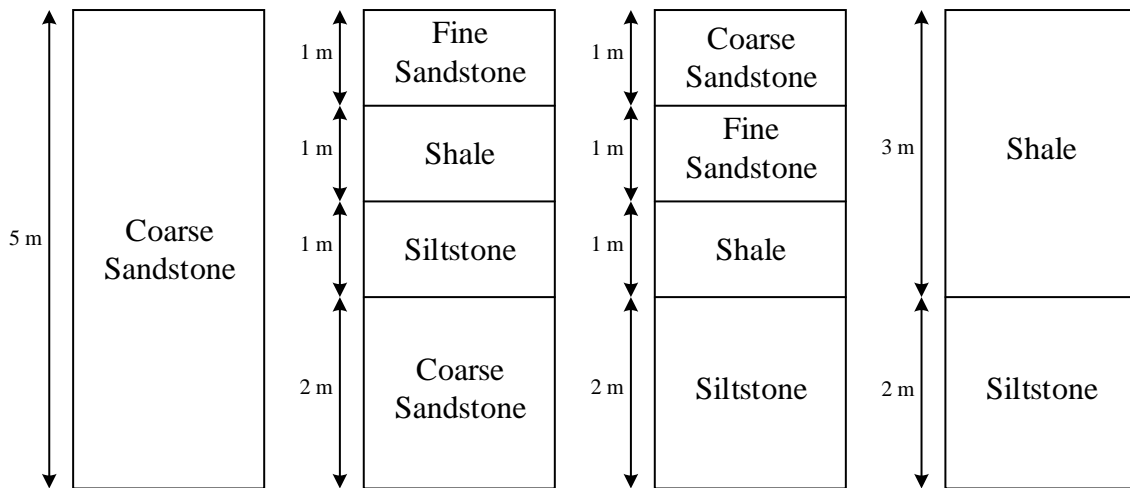
شکل ۴-۲۵: نصب سیستم نگهداری قدرتی در اتاقک نصب تجهیزات

۴-۵-۲ بررسی نقش پارامترهای اساسی در تخریب

در این قسمت برای بررسی نقش پارامترهای اساسی در قابلیت تخریب، مطالعه پارامتری صورت گرفته است. برای این منظور نقش هفت پارامتر شامل مقاومت معادل سقف، کیفیت سنگ سقف، فاصله لایه بندی، عمق معدنکاری، ارتفاع کارگاه استخراج، نسبت تنش های برجا در منطقه و نرخ پیشروی استخراج از طریق شبیه سازی فرایند تخریب در مدل سازی گام تخریب بررسی شده است. برای این هدف در ابتدا شرایط پایه (که برای تمام مدل ها یکسان است) تعریف شده و سپس در هر مرحله برای بررسی نقش هر پارامتر فقط مقدار آن پارامتر متغیر بوده و دیگر پارامترها در شرایط پایه ثابت نگه داشته شده اند. بر این اساس تعداد ۷۲ مدل مختلف برای این مطالعه پارامتری شبیه سازی شده است. جدول ۴-۳۷ اطلاعات مدل پایه را ارائه می دهد. برای افزایش جامعیت و دقت این مطالعه، چهار نوع سقف بلاواسطه دارای لیتولوژی و مقاومت های مختلف به صورت شکل ۴-۲۶ مدنظر قرار گرفته است.

جدول ۴-۳۷: مشخصات پایه مدل‌ها در مطالعه پارامتری

پارامتر	مقدار
ضخامت لایه زغال (ارتفاع کارگاه استخراج)	۲ متر
ارتفاع سقف بلاواسطه	۵ متر
عمق معدنکاری	۳۰۰ متر
شاخص مقاومت زمین‌شناسی سقف (GSI)	۶۵
نسبت تنش‌ها برجا	۱
نرخ پیشروی روزانه	۵ متر
فاصله لایه‌بندی	۰/۵ متر
تعداد دسته درزه‌های متقاطع	۱
شیب درزه	۹۰
جهت‌یافتگی درزه	موازی سینه‌کار
فاصله‌داری درزه	۱ متر
امتداد درزه	۰/۵ متر



د- سقف ۴

ج- سقف ۳

ب- سقف ۲

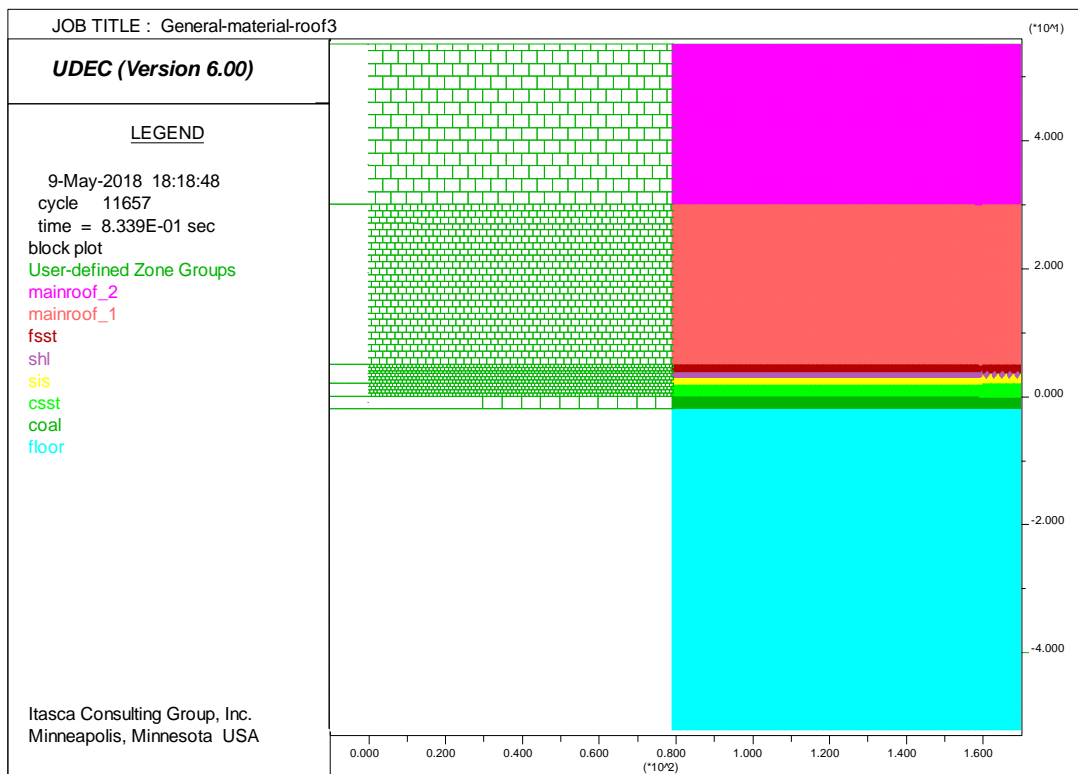
الف- سقف ۱

شکل ۴-۲۶: چهار نوع سقف مورد مطالعه در شرایط پایه

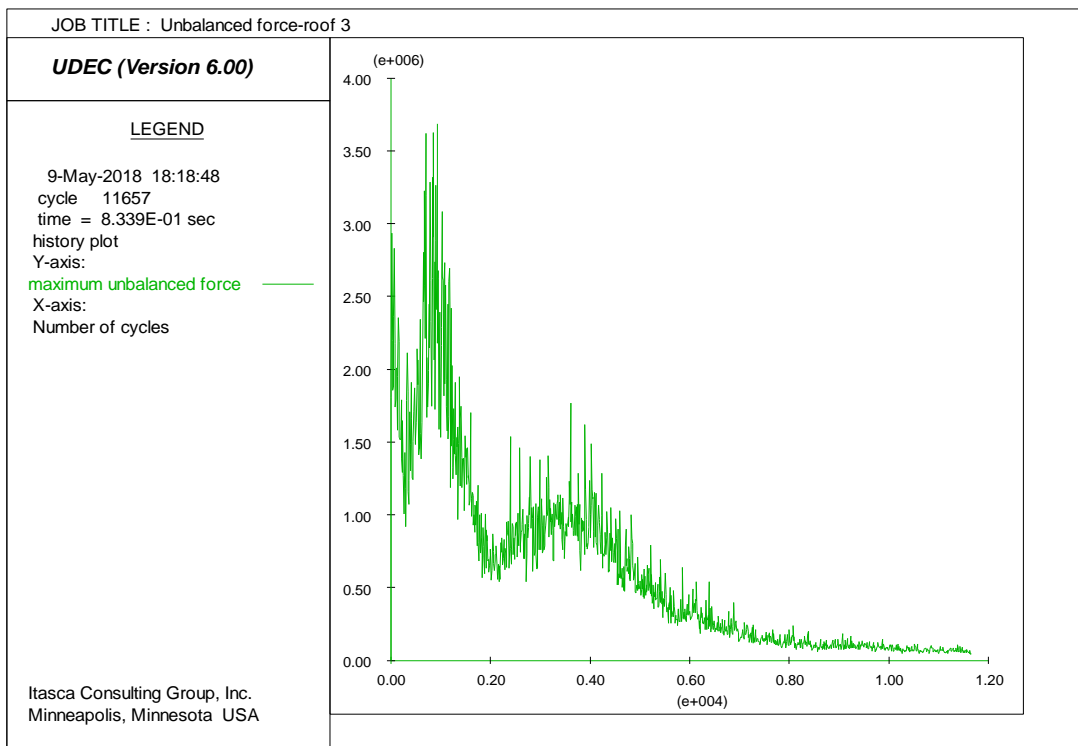
۴-۵-۲-۱ تأثیر مقاومت معادل سقف

تأثیر مقاومت معادل سقف در اندازه گام تخریب اول از طریق شبیه‌سازی چهار نوع سقف شکل ۴-۲۶ صورت گرفته است. مقدار مقاومت معادل سقف در هریک از آن‌ها با استفاده از رابطه (۴-۸) به ترتیب برابر با ۱۹/۷۵، ۴۰/۴۷، ۹۴/۶۳ و ۱۵۰ (MPa) محاسبه شده است. شبیه‌سازی استخراج جبهه‌کار طولانی و فرایند تخریب برای هریک از سقف‌ها مطابق با شرایط پایه انجام شده است. شکل‌های ۴-۲۷ تا ۴-۳۳ به ترتیب ساختار و هندسه کلی مدل، تعادل اولیه مدل، جابجایی قائم از ابتدای استخراج تا زمان تخریب اصلی، تنش‌های عمودی ایجاد شده در مدل از ابتدای استخراج تا زمان تخریب اصلی، میزان

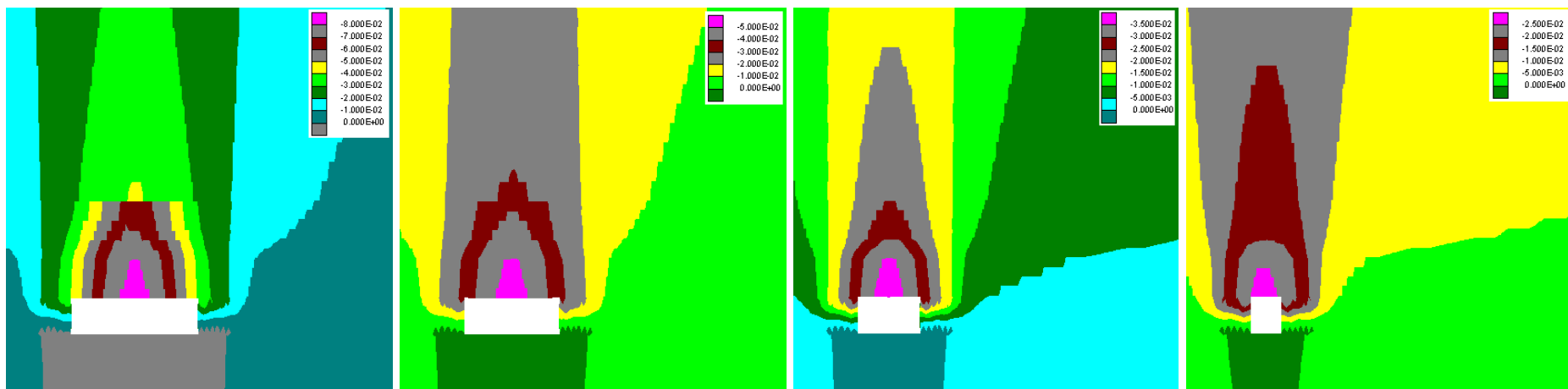
جابجایی سقف در زمان تخریب و گستردگی ناحیه تخریب در زمان تخریب اصلی را برای سقف ۳ به عنوان نمونه نمایش می‌دهند.



شکل ۴-۲۷: هندسه و ساختار کلی مدل ساخته شده برای سقف ۳



شکل ۴-۲۸: نمودار نیروی نامتعادل کننده در تعادل اولیه مدل

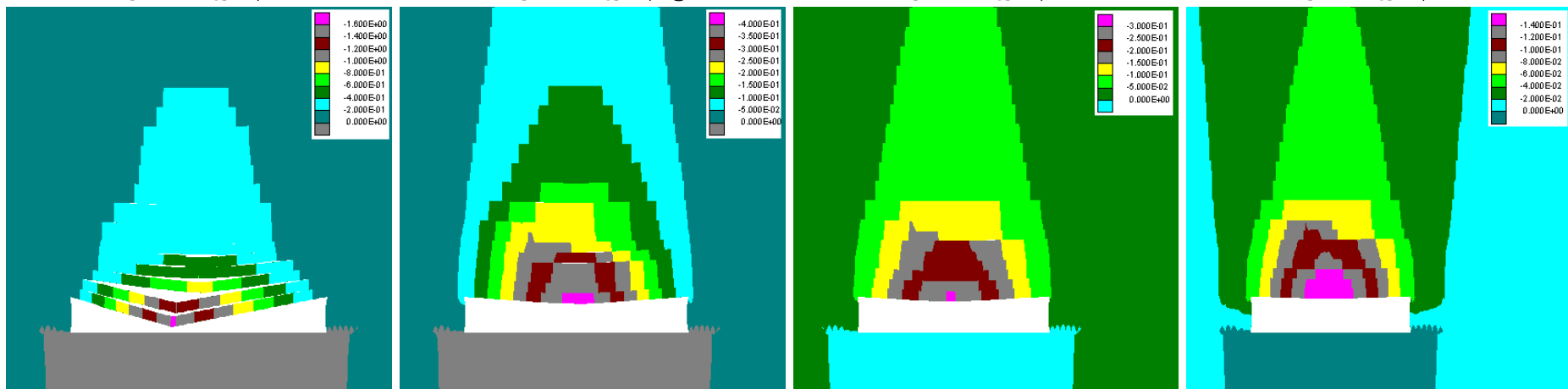


د- پیشروی ۲۰ متر

ج- پیشروی ۱۵ متر

ب- پیشروی ۱۰ متر

الف- پیشروی ۵ متر



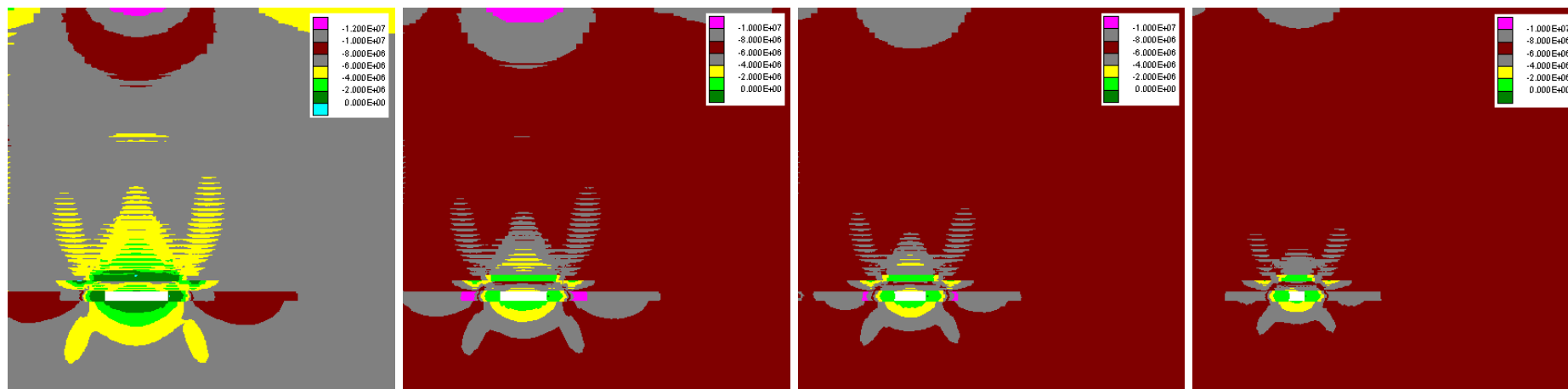
ح- پیشروی ۴۰ متر

ز- پیشروی ۳۵ متر

و- پیشروی ۳۰ متر

ه- پیشروی ۲۵ متر

شکل ۴-۲۹: جابجایی عمودی در سقف از زمان استخراج تا تخریب اصلی در پیشروی ۴۰ متر

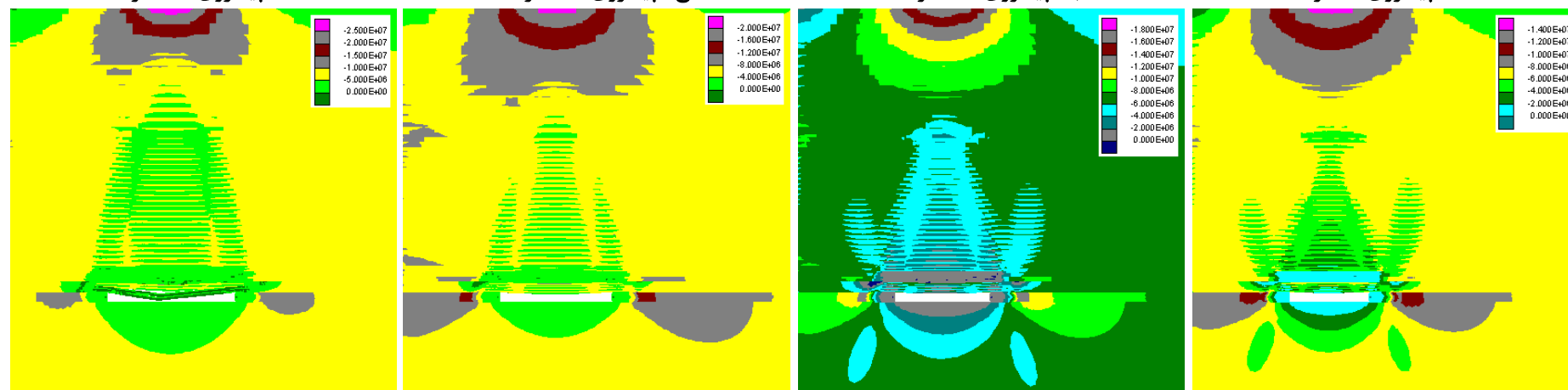


د- پیشروی ۲۰ متر

ج- پیشروی ۱۵ متر

ب- پیشروی ۱۰ متر

الف- پیشروی ۵ متر



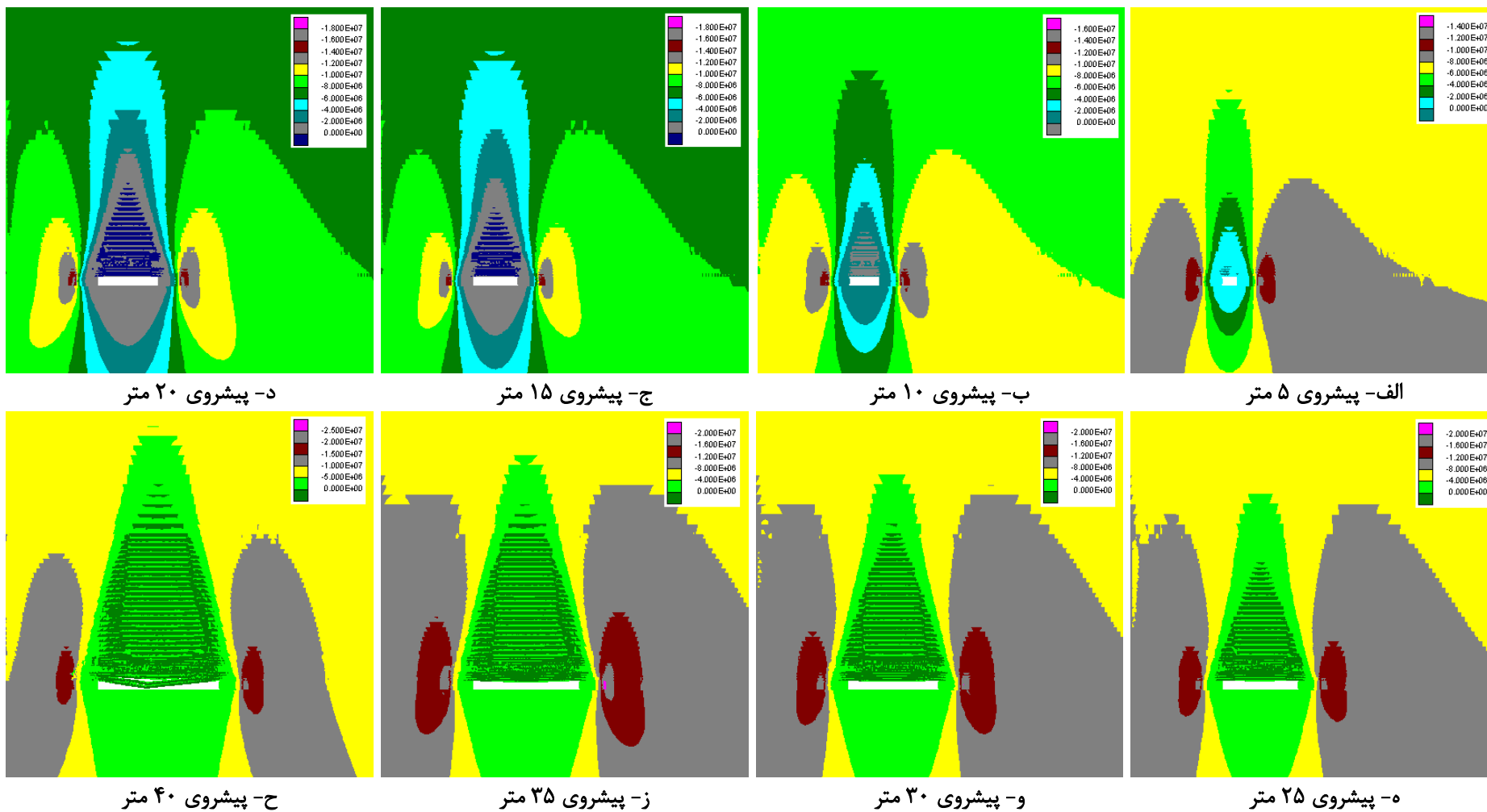
ح- پیشروی ۴۰ متر

ز- پیشروی ۳۵ متر

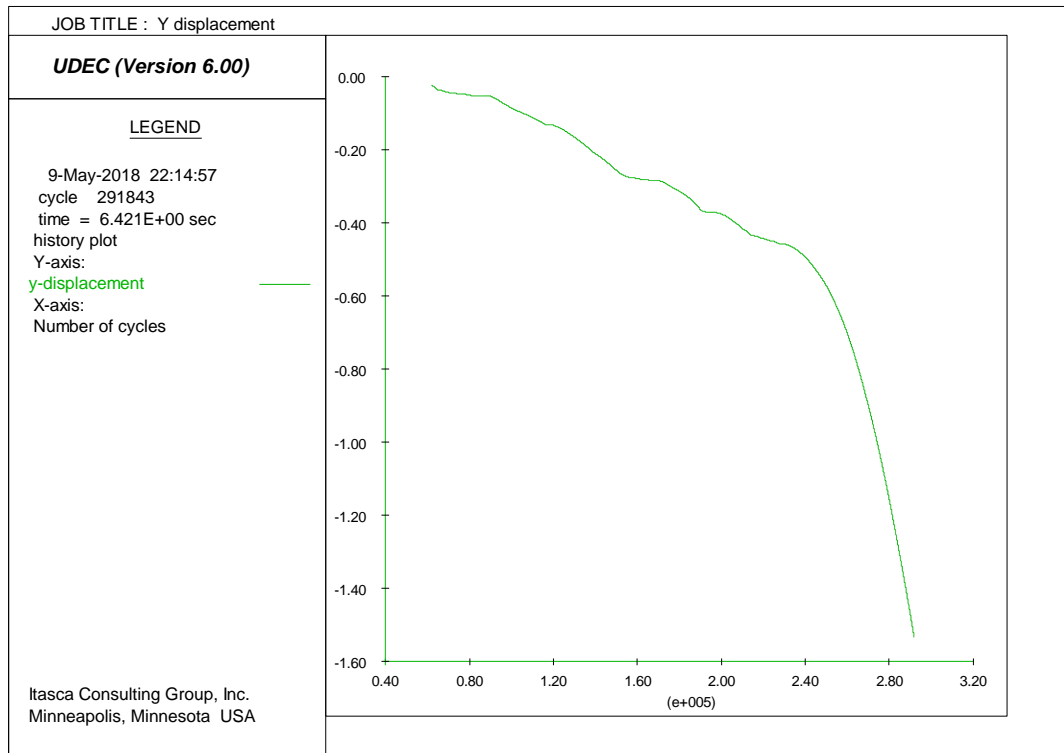
و- پیشروی ۳۰ متر

ه- پیشروی ۲۵ متر

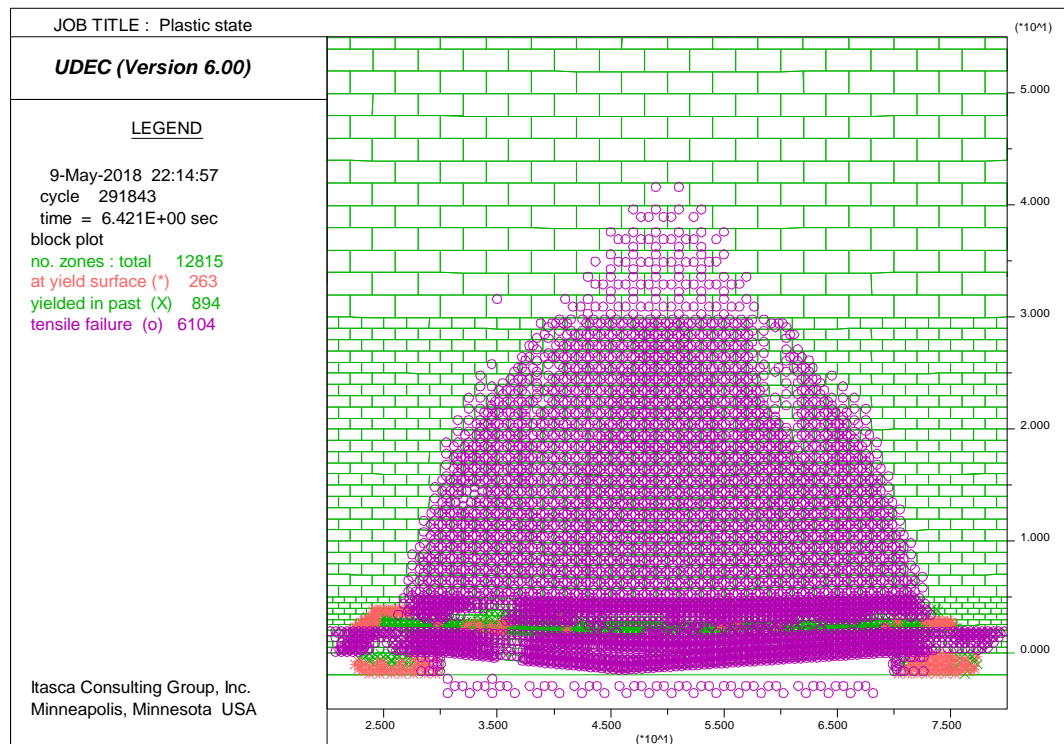
شکل ۴-۳۰: تنش‌های افقی ایجاد شده در مدل از زمان استخراج تا تخریب اصلی در پیشروی ۴۰ متر



شکل ۴-۳۱: تنش‌های افقی ایجاد شده در مدل از زمان استخراج تا تخریب اصلی در پیشروی ۴۰ متر

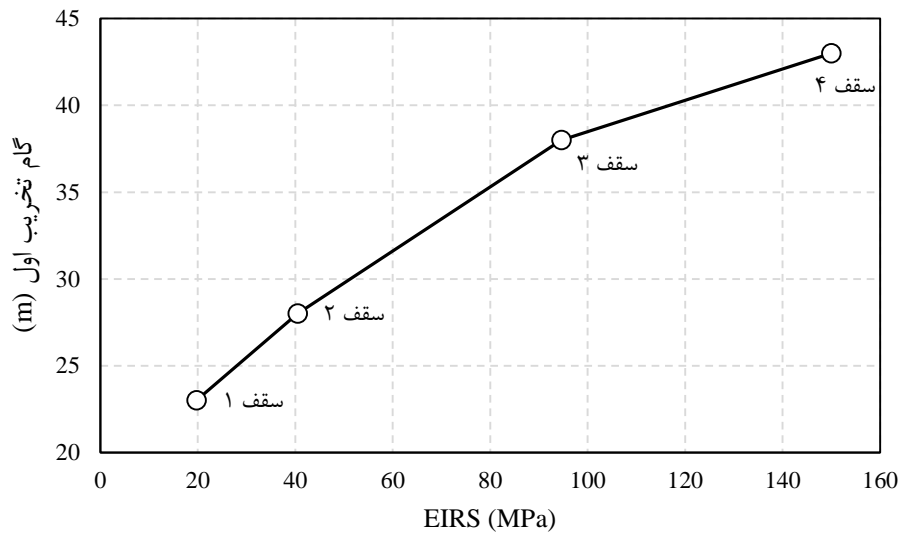


شکل ۴-۳۲: میزان جابجایی سقف در وسط دهانه بدون نگهداری در زمان تخریب اصلی



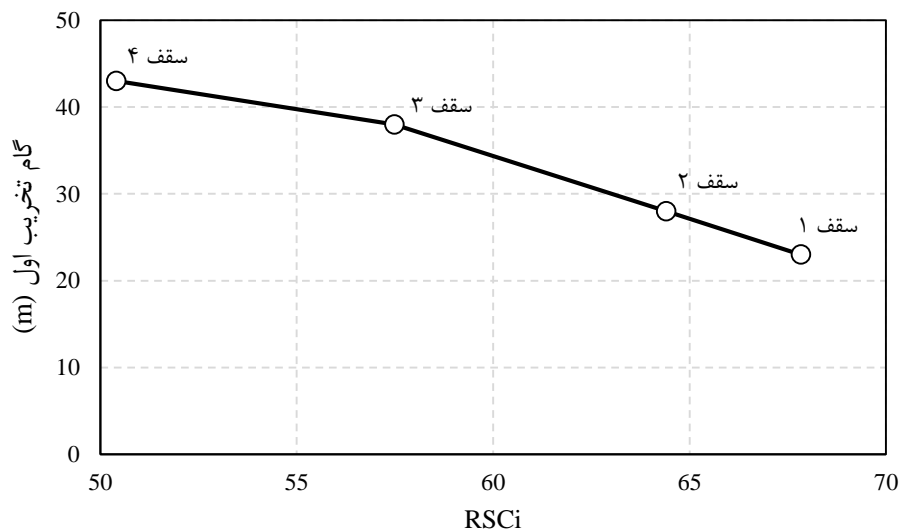
شکل ۴-۳۳: گسترش نواحی تخریب و شکستگی در زمان تخریب اصلی

شکل ۴-۳۴ نتایج مدل‌سازی گام تخریب اول برای چهار سقف با EIRS مختلف را نمایش می‌دهد.



شکل ۴-۳۴: تغییرات گام تخریب اول نسبت به EIRS

در شکل ۴-۳۴ مشاهده می‌شود که افزایش مقاومت معادل سقف بلاواسطه باعث افزایش اندازه گام تخریب اول می‌شود. شکل ۴-۳۵ ارتباط قابلیت تخریب (RSCi) سقف‌ها به ترتیب برابر با ۶۷/۸۳، ۶۴/۴، ۵۷/۴۸ و ۵۰/۴) و گام تخریب اول را نشان می‌دهد.

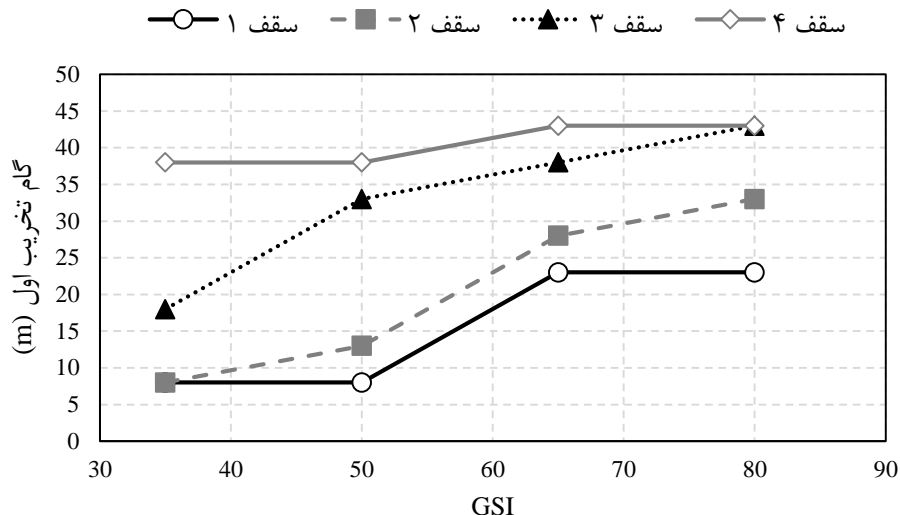


شکل ۴-۳۵: تغییرات گام تخریب اول نسبت به RSCi

در شکل ۴-۳۵ رابطه قابلیت تخریب یعنی RSCi با گام تخریب اول به درستی به صورت معکوس حاصل شده است.

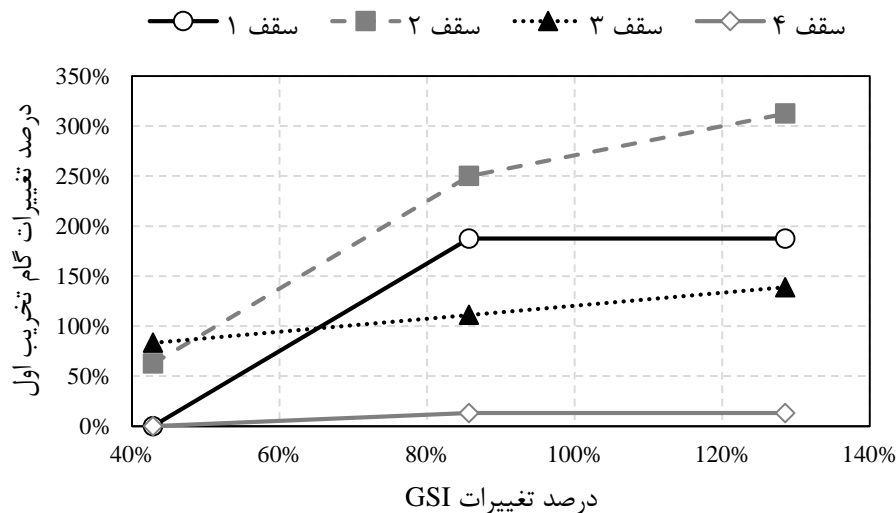
۲-۲-۵-۴ تأثیر شاخص مقاومت زمین‌شناسی (GSI) سقف

برای بررسی نقش GSI بر روی اندازه گام تخریب اول، تخریب چهار سقف مورد مطالعه در چهار مقدار مختلف GSI یعنی ۳۵، ۵۰، ۶۵ و ۸۰ مدل‌سازی شده و نتایج آن در شکل ۴-۳۶ ارائه شده است.



شکل ۴-۳۶: تغییرات گام تخریب اول نسبت به GSI سقف

در شکل ۴-۳۶ ملاحظه می‌شود، به طور کلی افزایش GSI سقف باعث افزایش گام تخریب اول می‌شود. درصد تغییرات گام تخریب اول نسبت به درصد تغییرات GSI در شکل ۴-۳۷ نمایش داده شده است.



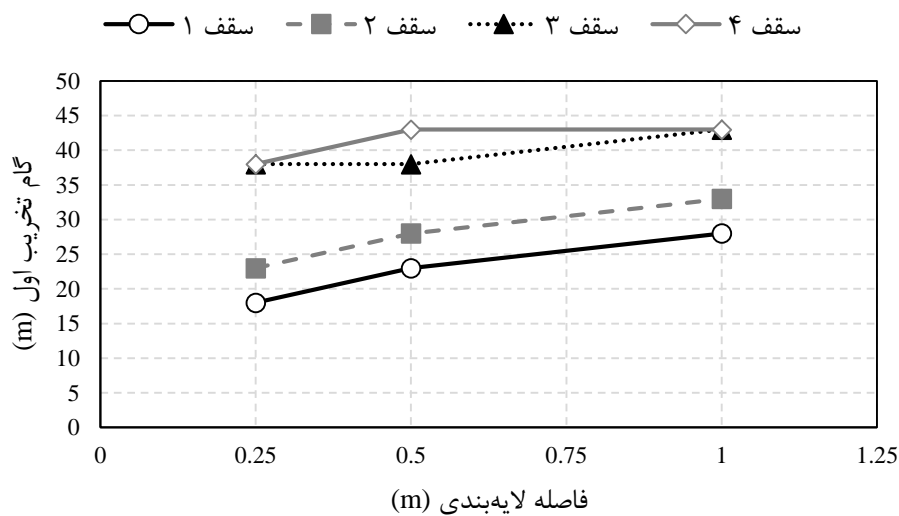
شکل ۴-۳۷: درصد تغییرات گام تخریب اول نسبت به درصد تغییرات GSI سقف

از شکل ۴-۳۷ می‌توان نتیجه گرفت که تغییرات GSI بر روی سقف‌های ضعیف‌تر دارای تأثیر بیشتری در گام تخریب اول است. همچنین وجود لایه‌هایی با جنس‌های مختلف باعث افزایش تأثیر تغییرات GSI در تغییرات گام تخریب می‌شود به طوری که نرخ تغییرات در سقف‌های ۱، ۲ و ۳ که همگی از

چند نوع سنگ تشکیل شده‌اند بیشتر از تغییرات در سقف ۴ است که تنها متشکل از یک نوع سنگ بوده است.

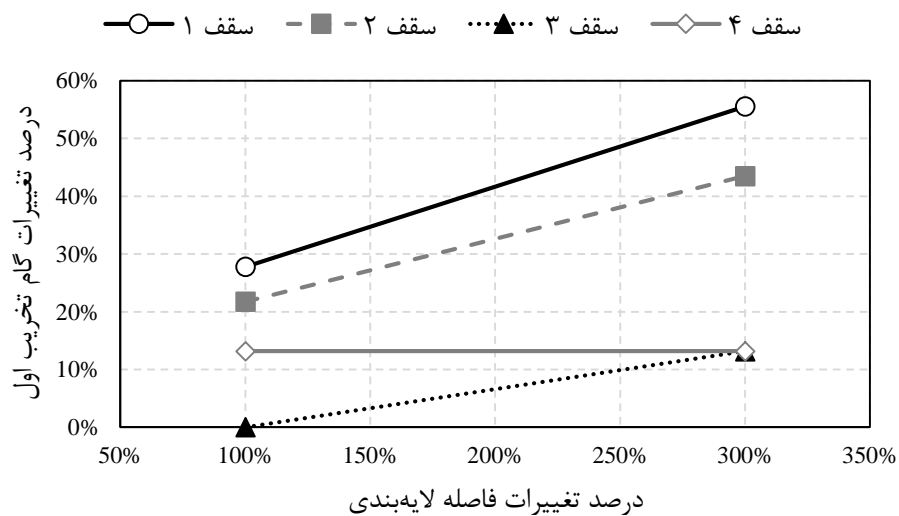
۳-۲-۵-۴ تأثیر فاصله لایه‌بندی

برای مطالعه نقش فاصله لایه‌بندی‌های موجود در سقف بلاواسطه بر روی گام تخریب اول، سه مقدار مختلف فاصله لایه‌بندی ۰/۲۵، ۰/۵ و ۱ متری در مدل‌سازی گام تخریب بررسی و نتایج آن در شکل ۳۸-۴ ارائه شده است.



شکل ۳۸-۴: تغییرات گام تخریب اول نسبت به تغییرات فاصله لایه‌بندی سقف

از شکل ۳۸-۴ نتیجه گرفته می‌شود که افزایش فاصله لایه‌بندی بوده موجب افزایش گام تخریب اول می‌شود. نرخ تغییرات گام تخریب اول نسبت به تغییرات فاصله لایه‌بندی در شکل ۳۹-۴ نمایش داده شده است.

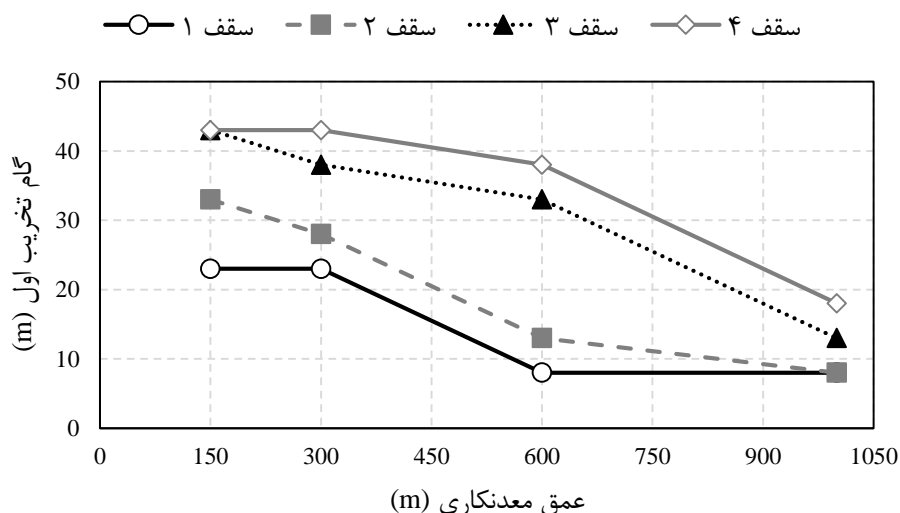


شکل ۳۹-۴: درصد تغییرات گام تخریب اول نسبت به درصد تغییرات فاصله لایه‌بندی سقف

در شکل ۴-۳۹ مشاهده می‌شود که به طور کلی افزایش فاصله لایه‌بندی باعث افزایش گام تخریب اول می‌شود. این درصد افزایش برای سقف‌های ضعیف بیش‌تر از سقف‌های مستحکم است.

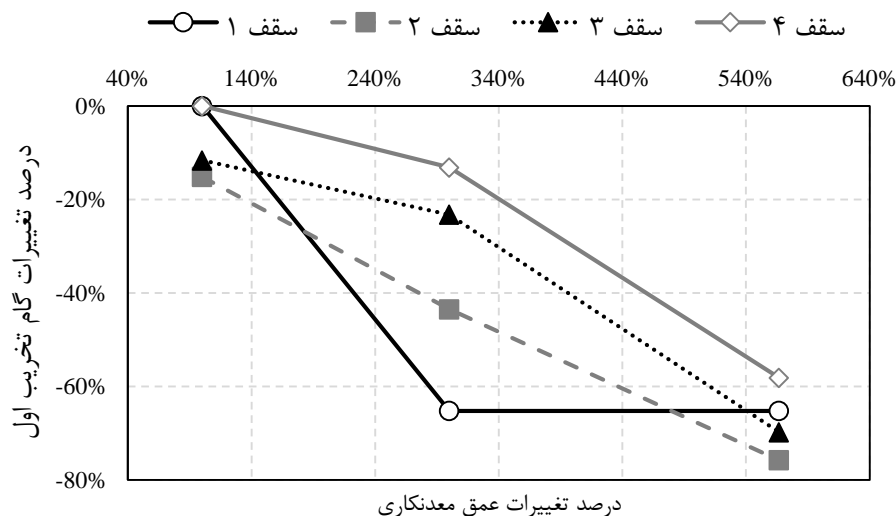
۴-۲-۵-۴ تأثیر عمق معدنکاری

تأثیر عمق معدنکاری بر روی اندازه گام تخریب اول با استفاده از شبیه‌سازی استخراج در چهار عمق ۱۵۰، ۳۰۰، ۶۰۰ و ۱۰۰۰ متری بررسی شده است. شکل ۴-۴۰ نتایج این بخش را ارائه می‌کند.



شکل ۴-۴۰: تغییرات گام تخریب اول نسبت به عمق معدنکاری

در شکل ۴-۴۰ ملاحظه می‌شود که افزایش عمق معدنکاری باعث کاهش گام تخریب اول می‌شود. این نتیجه با نتایج ارائه شده توسط سینگ و سینگ (Singh & Singh, 2010a) مطابقت دارد. به منظور تعیین میزان نقش عمق بر روی هر یک از انواع سقف‌ها، درصد تغییرات گام تخریب اول نسبت به درصد تغییرات عمق معدنکاری در نمودار شکل ۴-۴۱ ترسیم شده است.

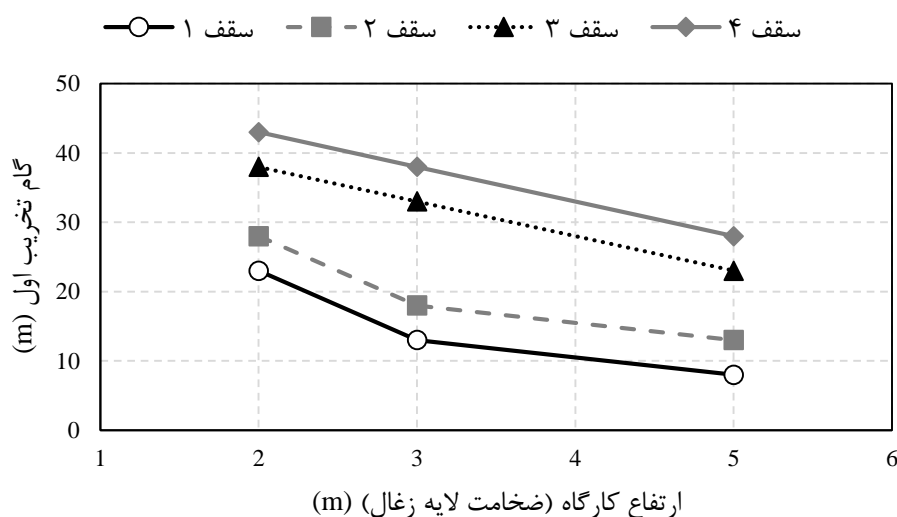


شکل ۴-۴۱: درصد تغییرات گام تخریب اول نسبت به درصد تغییرات عمق معدنکاری

در شکل ۴-۴۱ مشاهده می‌شود که نرخ تغییرات برای سقف‌های ۲، ۳ و ۴ تقریباً برابر و مشابه یکدیگر بوده است در حالی که این نرخ برای سقف ۱ که دارای کمترین مقاومت معادل است تا عمق ۶۰۰ متری بیشتر از دیگر سقف‌ها بوده است. برای این سقف از عمق ۶۰۰ متری به بعد افزایش عمق که منجر به افزایش تنش عمودی می‌شود تأثیری در گام تخریب اول ندارد چرا که در عمق ۶۰۰ متری سقف در کمترین اندازه گام تخریب (۸ متری که شامل ۵ متر اتاقک تجهیزات و یک پیش‌روی ۵ متری است) با کم کردن ۲ متر فاصله سیستم‌های نگهداری از جبهه کار، به صورت کامل تخریب شده و مقدار کمتر از این امکان‌پذیر نیست.

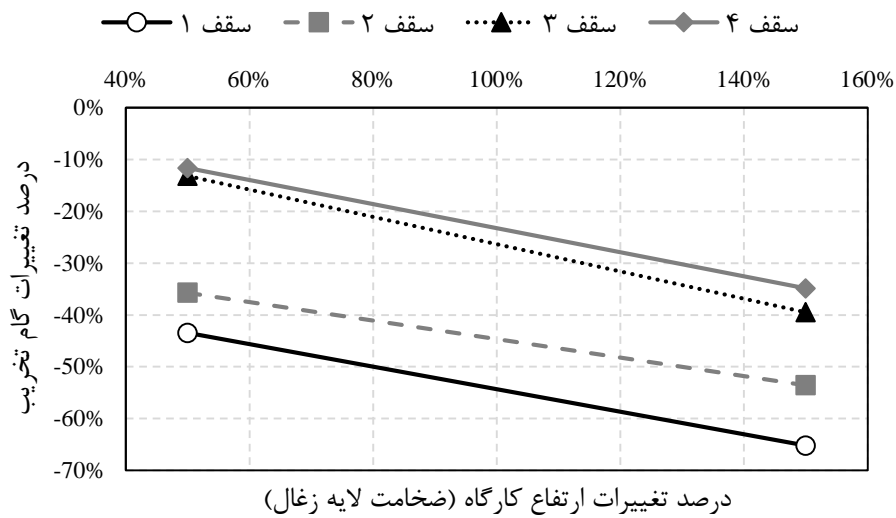
۴-۵-۲-۵ تأثیر ارتفاع کارگاه استخراج

برای بررسی تأثیر ارتفاع کارگاه استخراج (که در اینجا برابر با ضخامت لایه زغال سنگ فرض شده) بر گام تخریب اول، سه ارتفاع ۲، ۳ و ۵ متری شبیه‌سازی و نتایج آن در شکل ۴-۴۲ ارائه شده است.



شکل ۴-۴۲: تغییرات گام تخریب اول نسبت به تغییرات ارتفاع کارگاه

در شکل ۴-۴۲ ملاحظه می‌شود که افزایش ارتفاع کارگاه استخراج باعث کاهش گام تخریب اول برای هر چهار سقف می‌شود. شکل ۴-۴۳ نرخ تغییرات گام تخریب اول را در برابر درصد تغییرات ارتفاع کارگاه نشان می‌دهد.

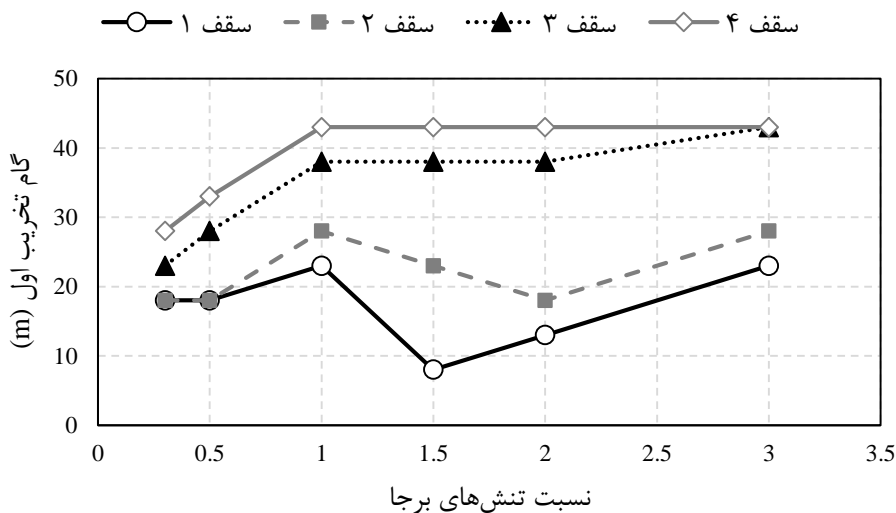


شکل ۴-۴۳: درصد تغییرات گام تخریب اول نسبت به درصد تغییرات ارتفاع کارگاه استخراج

از شکل ۴-۴۳ نتیجه گرفته می‌شود که افزایش ارتفاع کارگاه استخراج بدون در نظر گرفتن مقاومت و جنس سقف بلاواسطه، باعث کاهش گام تخریب اول می‌شود.

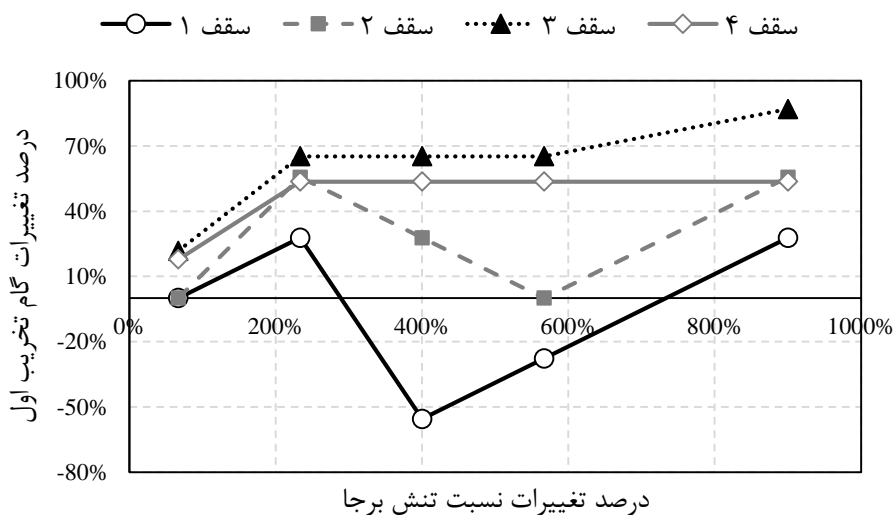
۶-۲-۵-۴ تأثیر نسبت تنش‌های برجا

نقش نسبت تنش‌های برجا (K) که به صورت مقدار تنش برجای افقی به تنش برجای عمودی تعریف می‌شود برای شش مقدار ۰/۳، ۰/۵، ۱، ۱/۵، ۲ و ۳ در مدل‌سازی گام تخریب اول بررسی شده است. شکل ۴-۴۴ نتایج این بررسی را نشان می‌دهد.



شکل ۴-۴۴: تغییرات گام تخریب اول نسبت به تغییرات K

در شکل ۴-۴۴، چهار الگوی تأثیرگذاری مقدار K بر روی گام تخریب اول قابل شناسایی است. در الگوی اول که برای مقدار K از $0/3$ تا 1 (شرایط هیدرو استاتیک) است، به طور کلی افزایش نسبت تنش‌های برجا همراه با افزایش اندازه گام تخریب اول است. در الگوی دوم یعنی برای K از 1 تا $1/5$ ، در سقف‌های ضعیف‌تر (سقف‌های 1 و 2) دارای ارتباط عکس با گام تخریب اول است در حالی که تغییرات K در سقف‌های مستحکم‌تر (سقف‌های 3 و 4) تغییری در اندازه گام تخریب اول ایجاد نمی‌کند. الگوی چهارم مربوط به فاصله K از $1/5$ تا 2 است که سه رفتار مختلف کاهش گام تخریب (سقف 2)، افزایش گام تخریب (سقف 1) و عدم تغییر در گام تخریب (سقف‌های 3 و 4) را شامل می‌شود. در الگوی چهارم که در فاصله K از 2 تا 3 رخ می‌دهد گام تخریب برای سه سقف افزایش و فقط برای سقف 4 بدون تغییر باقی می‌ماند. ملاحظه می‌شود که الگوی تغییرات گام تخریب نسبت به K بسیار متنوع است. درصد تغییرات گام تخریب اول نسبت به درصد تغییرات K برای چهار سقف مورد مطالعه در شکل ۴-۴۵ ارائه شده است.

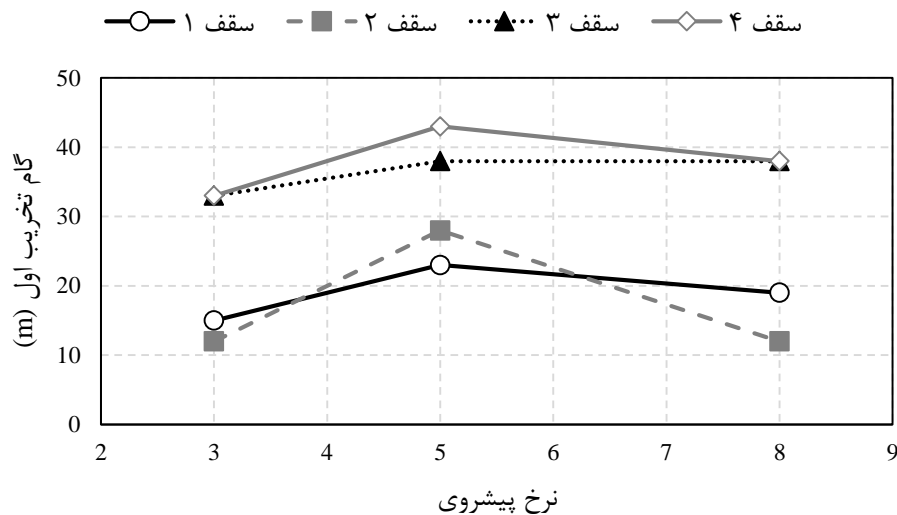


شکل ۴-۴۵: درصد تغییرات گام تخریب اول نسبت به درصد تغییرات K

تنوع الگوی تغییرات گام تخریب نسبت به تغییرات K به خوبی در شکل ۴-۴۵ ملاحظه می‌شود. نکته حائز اهمیت این است که در سقف 4 که فقط یک جنس لایه وجود داشته است تغییرات K از فاصله 1 تا 3 تغییری را در گام تخریب اول ایجاد نکرده است. بنابراین می‌توان این‌گونه نتیجه گرفت که برای مقادیر K کمتر از 1 ، افزایش این نسبت همراه با افزایش گام تخریب است. از سوی دیگر گام تخریب اول برای مقادیر K بزرگ‌تر از 1 ، در سقف‌های دارای تنوع جنس سنگ به دلیل دارا بودن رفتار مکانیکی پیچیده، از الگوهای رفتاری مختلف تبعیت می‌کند. این در حالی است که در سقف‌های با یک نوع سنگ، تغییرات K برای مقادیر بیش‌تر از 1 ، تغییر محسوسی را در گام تخریب اول ایجاد نمی‌کند.

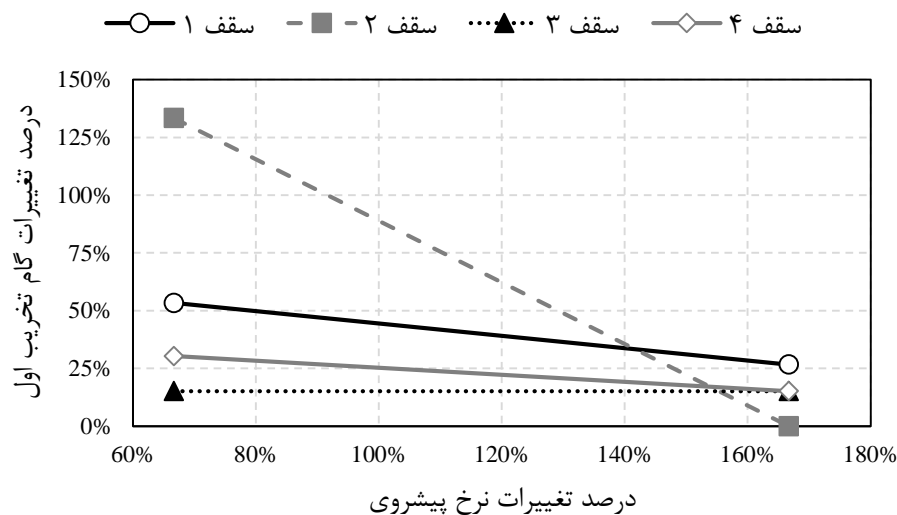
۷-۲-۵-۴ تأثیر نرخ پیشروی

برای بررسی نقش نرخ پیشروی بر روی گام تخریب اول سه نرخ پیشروی روزانه ۳، ۵ و ۸ متر در شبیه‌سازی‌ها مدنظر قرار گرفت که شکل ۴-۴۶ نتایج آن‌ها را نمایش می‌دهد.



شکل ۴-۴۶: تغییرات گام تخریب اول نسبت نرخ پیشروی

در شکل ۴-۴۶ مشخص است که برای هر چهار سقف بیشترین اندازه گام تخریب در نرخ پیشروی روزانه ۵ متر به دست آمده است. شکل ۴-۴۷ درصد تغییرات گام تخریب اول را نسبت به درصد تغییرات نرخ پیشروی نشان می‌دهد.



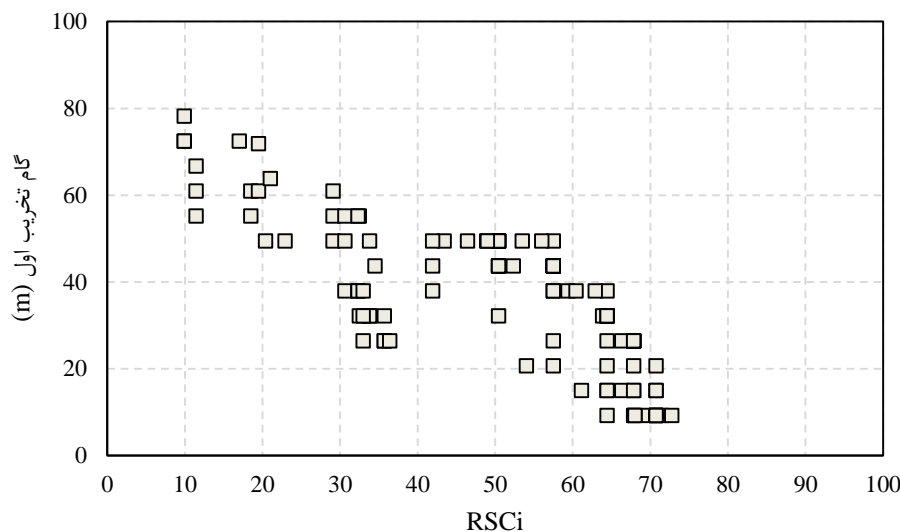
شکل ۴-۴۷: درصد تغییرات گام تخریب اول نسبت درصد تغییرات نرخ پیشروی

در شکل ۴-۴۷ ملاحظه می‌شود که افزایش نرخ پیشروی در سقف‌های ۱، ۲ و ۴ باعث کاهش گام تخریب شده که نرخ آن در سقف ۲ بیشتر است؛ این در حال است که افزایش نرخ پیشروی تقریباً تغییر محسوسی در گام تخریب مدل سقف ۳ ایجاد نکرده است. با توجه به شکل‌های ۴-۴۶ و ۴-۴۷

می‌توان نتیجه گرفت که تغییرات گام تخریب نتایج مشخص و قابل‌تحلیلی را ارائه نمی‌کند. نکته قابل ذکر در این بخش این است که از آنجایی که بررسی شرایط تخریب به ازای هر نرخ پیشروی صورت می‌گیرد، بنابراین مقدار گام تخریب همیشه وابسته به نرخ پیشروی خواهد بود. برای کاهش این اثرگذاری، باید نرخ پیشروی و فاصله بررسی مدل‌ها را تا حد امکان کاهش داد که البته این موضوع باعث افزایش بسیار زیاد زمان محاسبات خواهد شد. بنابراین باید در نظر داشت در حالتی که مطالعه موردی صورت می‌گیرد، بررسی شرایط تخریب باید در دوره‌هایی صورت گیرد که برابر با فاصله جابجایی کل تجهیزات استخراجی شامل شیرر، نوار نقاله AFC و سیستم نگهداری قدرتی است.

۳-۵-۴ مدل‌سازی گام تخریب

نتایج مرحله مطالعه پارامتری نشان می‌دهد به‌جز مقدار $RSCi$ باید دو پارامتر ارتفاع کارگاه استخراج و شاخص مقاومت زمین‌شناسی سقف GSI در تعیین حدود گام تخریب اول لحاظ شود. از این رو به منظور توسعه مدل کمی، تعداد ۹۳ مدل (۴۴ مدل از مرحله مطالعه پارامتری) با مقادیر مختلف $RSCi$ ، ارتفاع کارگاه و GSI با استفاده از UDEC شبیه‌سازی شده است. در شکل ۴-۴۸ مقادیر گام تخریب حاصل شده برای مقادیر مختلف $RSCi$ را در این مدل‌ها نشان داده شده است.



شکل ۴-۴۸: نتایج شبیه‌سازی‌های انجام شده برای مدل‌سازی گام تخریب

در شکل ۴-۴۶ ملاحظه می‌شود که روند نزولی گام تخریب اول نسبت به افزایش $RSCi$ قابل تشخیص است. به منظور بررسی این روند دو تابع لگاریتمی منفی و نمایی کاهشی بر روی داده‌ها برازش شده است که جدول ۴-۳۸ نتایج حاصل شده را نمایش می‌دهد.

جدول ۴-۳۸: نتایج برازش توابع بر روی داده‌های حاصل از مدل‌سازی گام تخریب

تابع	رابطه	R^2
نمایی	$l_s = 101.27 \times \exp(-0.025 \times RSCi)$	۰/۵۷
لگاریتمی	$l_s = -26.72 \times \ln(RSCi) + 137.07$	۰/۶۱

جدول ۴-۳۸ نشان می‌دهد تابع لگاریتمی دارای برآزش بهتری است. دلیل مقدار نسبتاً کم ضریب تعیین در این نمودار این است که برای یک مقدار RSCi چندین گام تخریب با توجه به مقادیر مختلف ارتفاع کارگاه استخراج و GSI به دست آمده است.

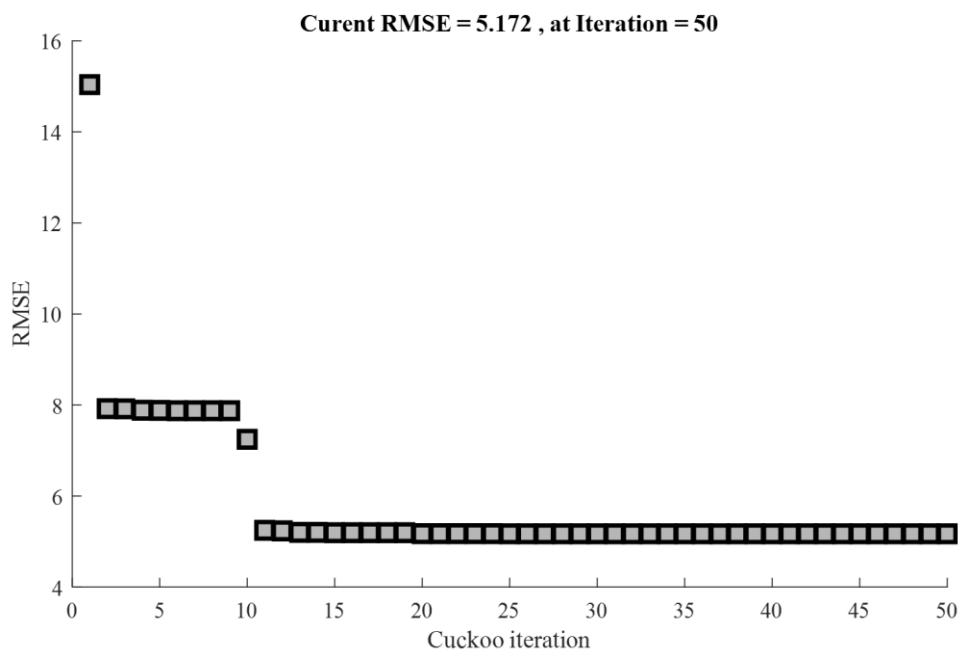
۴-۶ ایجاد و توسعه پایگاه داده

با استفاده از داده‌های مرحله قبل پایگاه داده اولیه برای ایجاد مدل کمی تشکیل شده است. سپس به منظور افزایش جامعیت پایگاه داده، دو مرحله توسعه پایگاه صورت گرفته است. در مرحله اول از آنجایی که شبیه‌سازی عددی همواره دارای مقداری خطا نسبت به مقادیر واقعی است، بر اساس تجارب حاصل شده و مطالعات گذشته مقدار خطای ۱۵٪ چه به صورت مثبت^۱ و چه منفی^۲ در مقادیر پایگاه داده اولیه اعمال شده است. سپس پایگاه داده جدید مجدداً توسط روش‌های هوشمند توسعه یافته است. انتخاب روش‌های هوشمند در این مرحله تجارب حاصل شده از عملکرد بهتر آن‌ها در فضای داده‌ای غیرخطی نسبت به روش‌های رگرسیونی است.

به منظور توسعه پایگاه داده با مدل COA-SVR، در ابتدا با استفاده از داده‌های پایگاه توسعه یافته مرحله اول، پارامترهای بهینه مدل انتخاب شده‌اند. برای این هدف، در مرحله آموزش از روش اعتبار سنجی ضربدری استفاده شده است. در این راستا برای اینکه در هر دور از آموزش ۲۰٪ داده‌ها برای آزمون مورد استفاده قرار گیرند، مقدار K در روش K-fold برابر با ۵ منظور شده است. با توجه به اینکه الگوریتم بهینه‌سازی دارای خاصیت تصادفی است و از سوی دیگر نقطه بهینه به صورت یکتا نیست، لذا برای تعیین بهترین پارامترهای هر یک از مدل‌ها، فرایند بهینه‌سازی و تعیین پارامتر ۵ مرتبه صورت گرفت. بر این اساس مقدار RMSE مرحله آموزش به صورت میانگین برابر با ۵/۱۷۳۵ به دست آمده است که بیانگر آموزش خوب مدل مورد نظر است. شکل ۴-۴۹ همگرایی RMSE فرایند بهینه‌سازی مدل SVR را برای یکی از اجراهای آموزش مدل نشان می‌دهد. همچنین شکل ۴-۵۰ نتیجه نهایی آموزش مدل COA-SVR را نمایش می‌دهد.

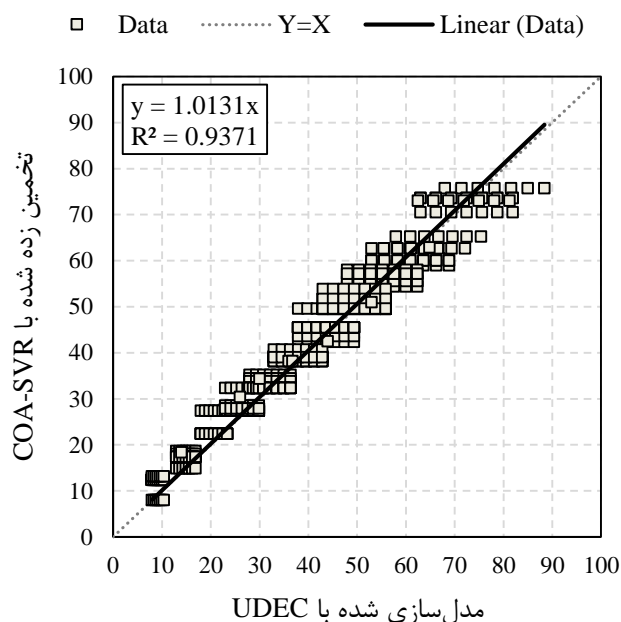
^۱ Overestimate

^۲ Underestimate

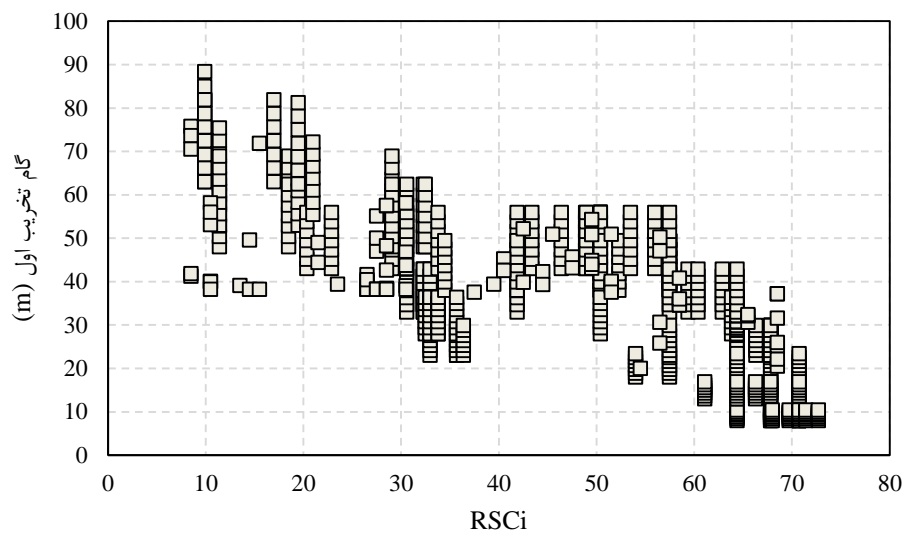


شکل ۴-۴۹: همگرایی مقدار RMSE در مرحله بهینه‌سازی فرایند آموزش مدل SVR

پس از ایجاد مدل COA-SVR، از این مدل برای تخمین گام تخریب اول برای مقادیری از RSC_i که در پایگاه داده توسعه یافته مرحله اول وجود نداشته استفاده شده است. بر این اساس پایگاه داده‌ای نهایی شامل ۷۳۸ سری داده شده است. شکل ۴-۵۱ پراکندگی گام تخریب پایگاه داده نهایی را نمایش می‌دهد.

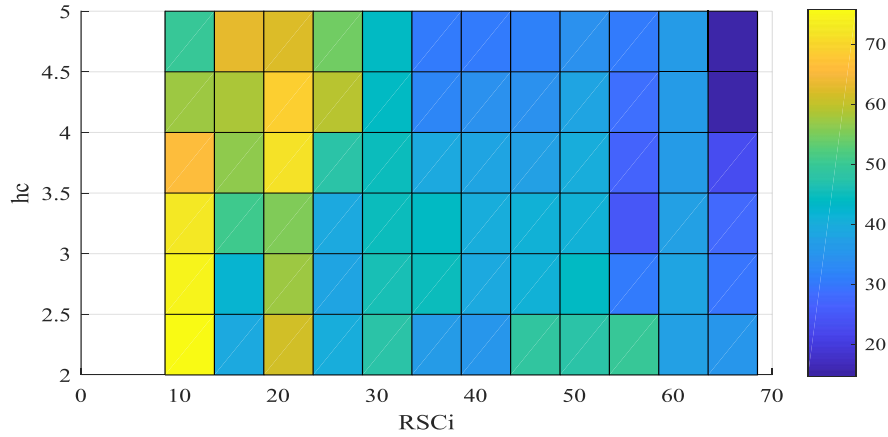


شکل ۴-۵۰: نتیجه نهایی آموزش مدل COA-SVR

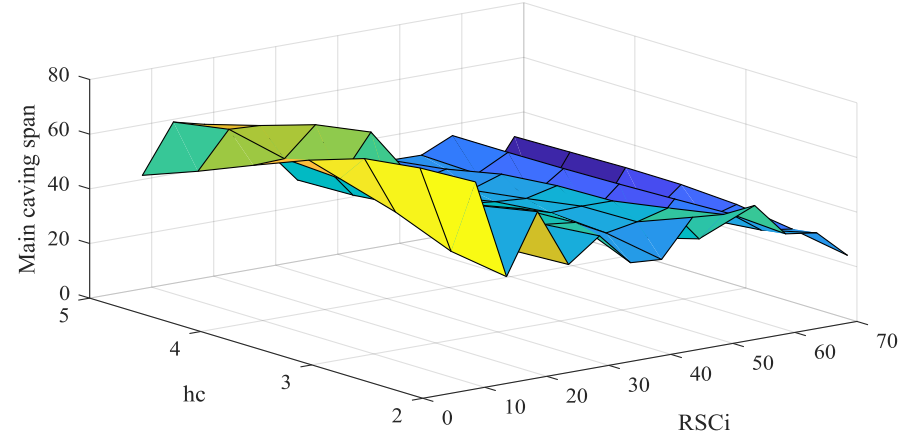


شکل ۴-۵۱: پراکندگی مقادیر مختلف گام تخریب نسبت به RSCi در پایگاه داده نهایی

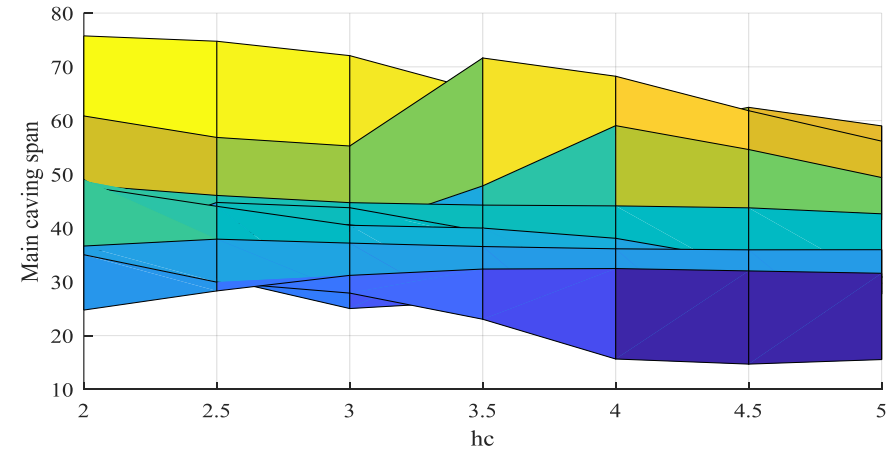
برای نمایش بهتر تغییرات گام تخریب نسبت به RSCi، ارتفاع کارگاه و GSI، نمودارهای سه‌بعدی مربوط به هر یک در دو دسته نمودار مطابق شکل‌های ۴-۵۲ و ۴-۵۳ ترسیم شده است. در این نمودارها متغیر وابسته گام تخریب و متغیرهای مستقل در شکل ۴-۵۲ RSCi و ارتفاع کارگاه و در شکل ۴-۵۳ RSCi و GSI هستند. ملاحظه می‌شود که رابطه گام تخریب به درستی با RSCi و ارتفاع کارگاه به صورت معکوس و با GSI به صورت مستقیم نمایش داده شده است.



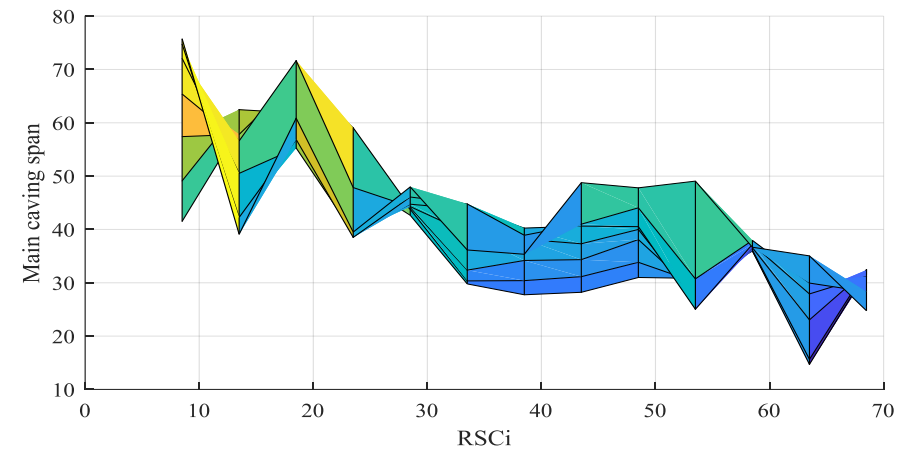
ب- نمای قائم



الف- نمای سه بعدی

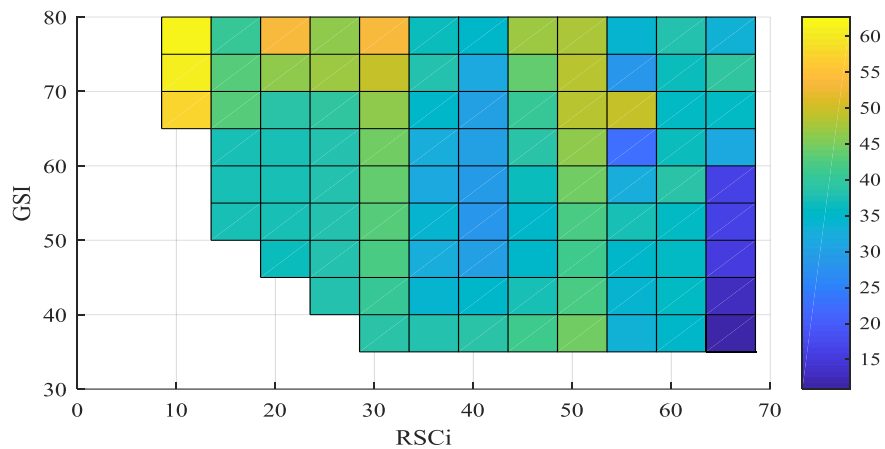


د- تغییرات گام تخریب اول نسبت به hc

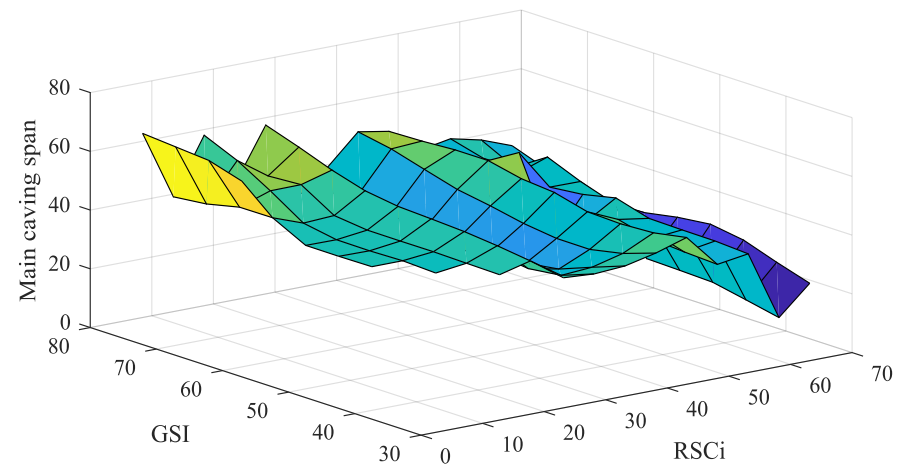


ج- تغییرات گام تخریب اول نسبت به RSCi

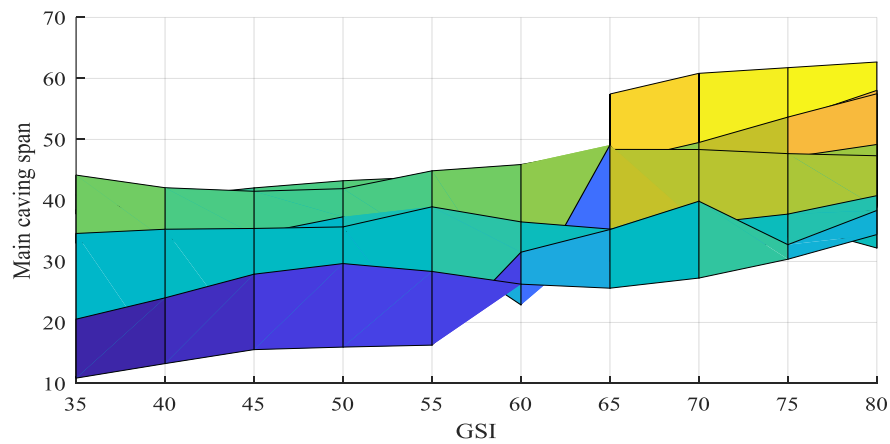
شکل ۴-۵۲: نمایش سه بعدی تغییرات گام تخریب اول نسبت به RSCi و hc



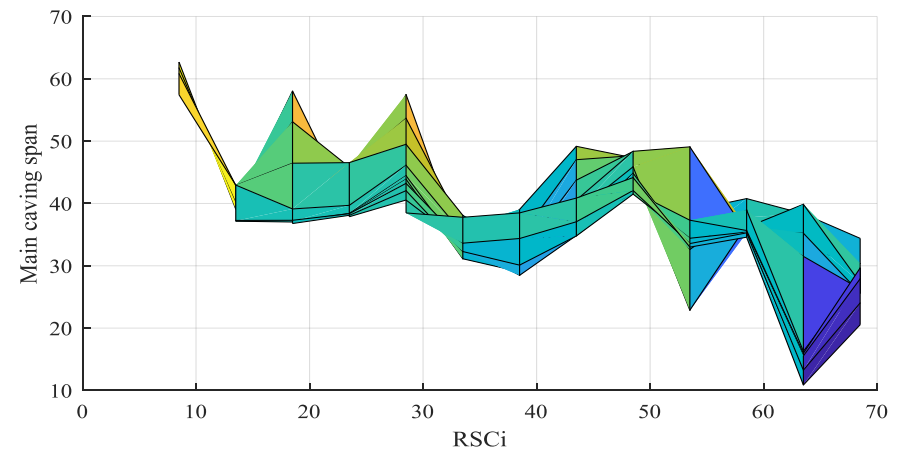
ب- نمای قائم



الف- نمای سه بعدی



د- تغییرات گام تخریب اول نسبت به GSI



ج- تغییرات گام تخریب اول نسبت به RSCi

شکل ۴-۵۳: نمایش سه بعدی تغییرات گام تخریب اول نسبت به RSCi و GSI

۷-۴ ارائه مدل کیفی و کمی

در این قسمت برای ارائه مدل جامع ارزیابی قابلیت تخریب لایه‌های سقف، با تحلیل پایگاه داده نهایی ارزیابی کمی به مدل کیفی حاصل از رویکرد اول افزوده شده است. اگرچه در هر بازه از کلاس‌های جدول ۴-۲۸، افزایش RSCi همراه با کاهش گام تخریب اول است، اما از آنجایی که به ازای هر مقدار از RSCi با توجه به شرایط دیگر مقادیر مختلفی از گام تخریب ممکن است به وجود بیاید، بنابراین بیان آماری ابعاد گام تخریب در هر کلاس به طوری که توزیع احتمال هر کلاس مشخص باشد راه حلی عملی برای ارزیابی کمی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه است. برای رسیدن به این هدف، برای هر کلاس از جدول ۴-۲۸، بهترین تابع توزیع بر اساس شاخص کولموگوروف-اسمیرنف^۱ در نرم‌افزار EasyFit تعیین و بر اساس آن تابع چگالی احتمال^۲، تابع توزیع تجمعی^۳ و شاخص‌های آماری اندازه گام تخریب در کلاس مربوطه ارائه شده است.

سپس به منظور تعیین حدود بازه گام تخریب به صورت احتمالاتی از قضیه نامساوی چبیشف^۴ استفاده شده است. نامساوی چبیشف در هر توزیع احتمال دلخواهی، احتمال قرارگیری داده‌ها در فاصله k برابر انحراف از معیار نسبت به میانگین را به صورت زیر بیان می‌کند (Atherya and Lahiri, 2006):

$$P(\mu - k\sigma < X < \mu + k\sigma) \geq 1 - \frac{1}{k^2} \quad (۲۰-۴)$$

در این رابطه μ میانگین و σ انحراف از معیار است. بر این اساس برای k برابر با ۲ احتمال اینکه داده‌ها در محدوده ۲ برابر از میانگین قرار بگیرند بیش از ۷۵٪ خواهد بود. در این رساله نیز حدود بازه گام تخریب هر کلاس با استفاده از مقدار میانگین و انحراف معیار به دست آمده از تابع چگالی احتمال برازش یافته، برای احتمال بیش از ۷۵٪ تعیین شده است.

۷-۴-۱ توابع احتمال کلاس I سقف بلاواسطه

نتایج آزمون K-S نشان می‌دهد بهترین تابع چگالی احتمال برای کلاس I توزیع Gumbel Min^۵ می‌باشد. شکل ۴-۵۴ توابع چگالی احتمال و توزیع تجمعی این کلاس را نمایش می‌دهد. شکل ۴-۵۴ به خوبی چولگی منفی یا چولگی به چپ توزیع احتمال داده‌ها را نمایش می‌دهد. روابط (۲۱-۴) و (۲۲-۴) تابع چگالی احتمال و تابع توزیع تجمعی کلاس I است.

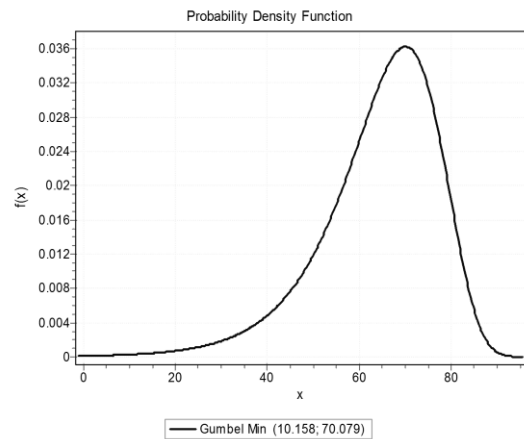
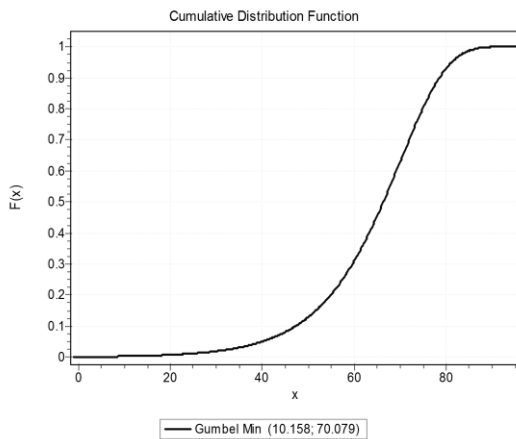
¹ Kolmogorov-Smirnov test (K-S)

² Probability density function (PDF)

³ Cumulative distribution function (CDF)

⁴ Chebyshev's inequality

⁵ Gumbel Min (Minimum Extreme Value Type 1) Distribution



ب- تابع توزیع تجمعی

الف- تابع چگالی احتمال

شکل ۴-۵۴: بهترین تابع توزیع برازش یافته برای داده‌های کلاس I

$$f(x) = \frac{1}{10.158} \exp\left(\frac{x-10.158}{70.079} - \exp\left(\frac{x-10.158}{70.079}\right)\right) \quad (۲۱-۴)$$

$$F(x) = 1 - \exp\left(-\exp\left(\frac{x-10.158}{70.079}\right)\right) \quad (۲۲-۴)$$

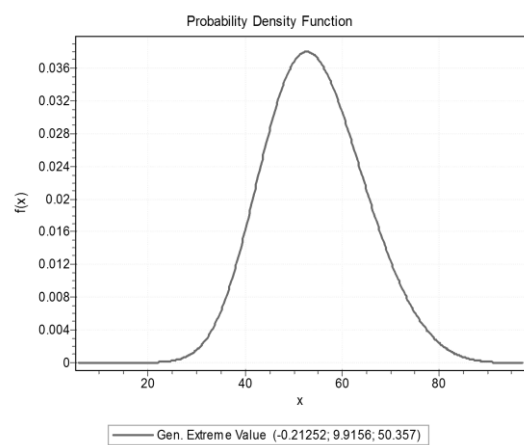
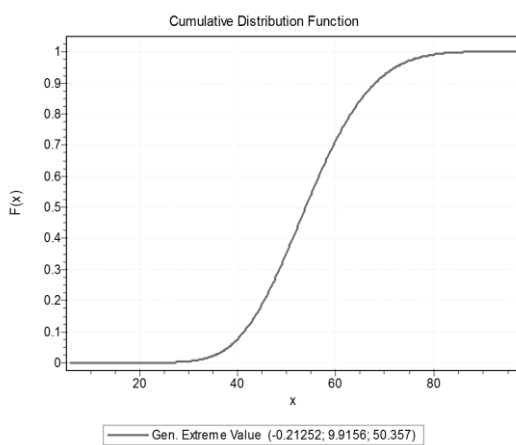
مقادیر شاخص‌های آماری و حدود بازه گام تخریب با احتمال بیش از ۷۵٪ در کلاس I به صورت جدول ۴-۳۹ ارائه شده است.

جدول ۴-۳۹: شاخص‌های آماری و بازه گام تخریب در کلاس I

شاخص	مد	میانگین	میانه	انحراف از معیار	بازه با احتمال بیش از ۷۵٪
مقدار	۷۰/۰۷۹	۶۴/۲۱۶	۶۶/۳۵۶	۱۳/۰۲۸	۳۸ - ۹۰

۴-۷-۲ توابع احتمال کلاس II سقف بلاواسطه

نتایج آزمون K-S نشان می‌دهد بهترین تابع چگالی احتمال برای کلاس II توزیع Generalized Extreme Value است. شکل ۴-۵۵ شکل تابع برازش شده بر روی داده‌های این کلاس را نمایش می‌دهد.



ب- تابع توزیع تجمعی

الف- تابع چگالی احتمال

شکل ۴-۵۵: بهترین تابع توزیع برازش یافته برای داده‌های کلاس II

بر اساس پارامترهای به دست آمده برای این تابع، روابط (۲۳-۴) و (۲۴-۴) به ترتیب تابع چگالی احتمال و تابع توزیع تجمعی کلاس II را نشان می‌دهند:

$$f(x) = \frac{1}{9.9156} \exp\left(-\left(1 - 0.21252 \frac{x - 50.357}{9.9156}\right)^{0.2152}\right) \left(1 - 0.21252 \frac{x - 50.357}{9.9156}\right)^{\frac{1}{0.2152} - 1} \quad (23-4)$$

$$F(x) = \exp\left(-\left(1 - 0.21252 \frac{x - 50.357}{9.9156}\right)^{0.2152}\right) \quad (24-4)$$

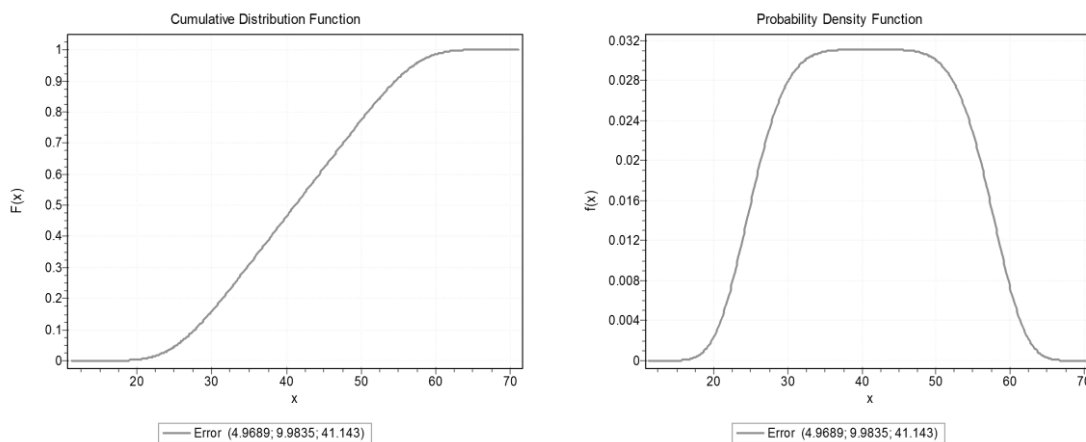
جدول ۴-۴۰ شاخص‌های آماری این کلاس و حدود گام تخریب آن را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۴۰: شاخص‌های آماری و بازه گام تخریب در کلاس II

شاخص	مد	میانگین	میانه	انحراف از معیار	بازه با احتمال بیش از ۷۵٪
مقدار	۵۲/۶۶۷	۵۴/۳۲۶	۵۳/۸۵۳	۱۰/۳۳۵	۳۴ - ۷۵

۳-۷-۴ توابع احتمال کلاس III سقف بلاواسطه

نتایج آزمون K-S نشان می‌دهد بهترین تابع چگالی احتمال برای کلاس III توزیع Error می‌باشد. شکل ۴-۵۶ شکل تابع برازش شده بر روی داده‌های این کلاس را نمایش می‌دهد.



ب- تابع توزیع تجمعی

الف- تابع چگالی احتمال

شکل ۴-۵۶: بهترین تابع توزیع برازش یافته برای داده‌های کلاس III

بر اساس پارامترهای به دست آمده برای این تابع، روابط (۲۵-۴) و (۲۶-۴) به ترتیب تابع چگالی احتمال و تابع توزیع تجمعی کلاس III را نشان می‌دهند. شاخص‌های آماری این کلاس و بازه گام تخریب در جدول ۴-۴۱ درج شده است.

$$f(x) = c_1 9.9835^{-1} \exp\left(-\left|c_0 \frac{x - 41.143}{9.9835}\right|^{4.9689}\right) \quad (25-4)$$

$$F(x) = \begin{cases} 0.5(1 + \frac{\Gamma(\frac{1}{4.9689})}{\Gamma(\frac{1}{4.9689})} \frac{c_0 \frac{x-41.143}{9.9835}^{4.9689}}{\Gamma(\frac{1}{4.9689})}) & x \geq 41.143 \\ 0.5(1 - \frac{\Gamma(\frac{1}{4.9689})}{\Gamma(\frac{1}{4.9689})} \frac{c_0 \frac{x-41.143}{9.9835}^{4.9689}}{\Gamma(\frac{1}{4.9689})}) & x < 41.143 \end{cases} \quad (26-4)$$

در این روابط c_0 و c_1 به صورت زیر محاسبه می‌شوند:

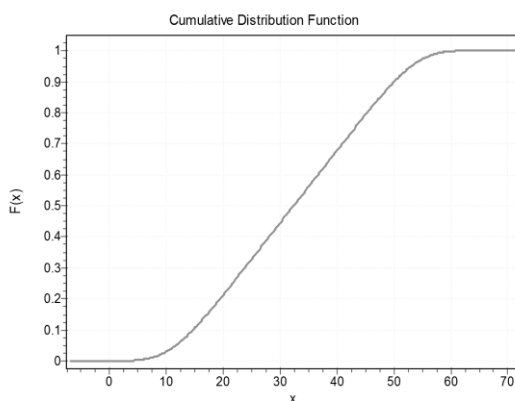
$$c_0 = \left(\frac{\Gamma(\frac{3}{4.9689})}{\Gamma(\frac{1}{4.9689})}\right)^{0.5}, \quad c_1 = \frac{4.9689c_0}{2\Gamma(\frac{1}{4.9689})}$$

جدول ۴-۴: شاخص‌های آماری و بازه گام تخریب در کلاس III

شاخص	مد	میانگین	میانه	انحراف از معیار	بازه با احتمال بیش از ۷۵٪
مقدار	۴۱/۱۴۳	۴۱/۱۴۳	۴۱/۱۴۳	۹/۹۸۳۵	۲۱ - ۶۱

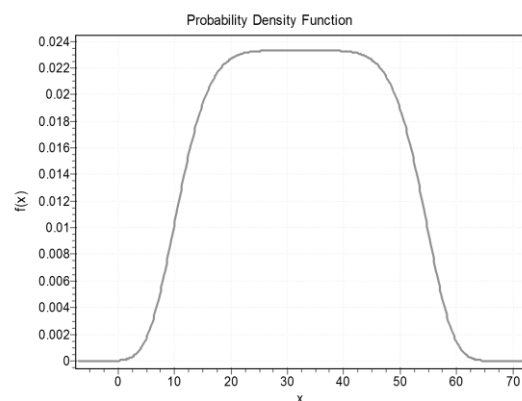
۴-۷-۴ توابع احتمال کلاس IV سقف بلاواسطه

نتایج آزمون K-S نشان می‌دهد بهترین تابع چگالی احتمال برای کلاس IV توزیع Error می‌باشد. شکل ۴-۵۷ شکل تابع برازش شده بر روی داده‌های این کلاس را نمایش می‌دهد. بر اساس پارامترهای به دست آمده برای این تابع، روابط (۴-۲۷) و (۴-۲۸) به ترتیب تابع چگالی احتمال و تابع توزیع تجمعی کلاس IV را نشان می‌دهند. شاخص‌های آماری این کلاس و بازه گام تخریب در آن در جدول ۴-۴۲ درج شده است.



— Error (5.7881; 13.097; 32.332)

ب- تابع توزیع تجمعی



— Error (5.7881; 13.097; 32.332)

الف- تابع چگالی احتمال

شکل ۴-۵۷: بهترین تابع توزیع برازش یافته برای داده‌های کلاس IV

$$f(x) = c_1 13.097^{-1} \exp\left(-c_0 \frac{x-32.332}{13.097}\right)^{5.7881} \quad (27-4)$$

$$F(x) = \begin{cases} 0.5(1 + \frac{\Gamma(\frac{1}{5.7881})}{\Gamma(\frac{x-32.332}{13.097})^{5.7881}}) & x \geq 32.332 \\ 0.5(1 - \frac{\Gamma(\frac{1}{5.7881})}{\Gamma(\frac{x-32.332}{13.097})^{5.7881}}) & x < 32.332 \end{cases} \quad (28-4)$$

در این روابط c_0 و c_1 به صورت زیر محاسبه می‌شوند:

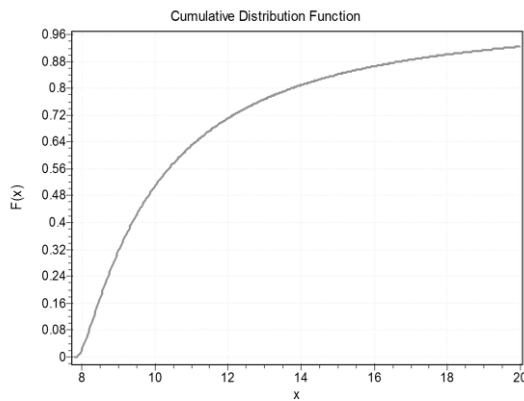
$$c_0 = \left(\frac{\Gamma(\frac{3}{5.7881})}{\Gamma(\frac{1}{5.7881})}\right)^{0.5}, \quad c_1 = \frac{5.7881 c_0}{2\Gamma(\frac{1}{5.7881})}$$

جدول ۴-۴۲: شاخص‌های آماری و بازه گام تخریب در کلاس IV

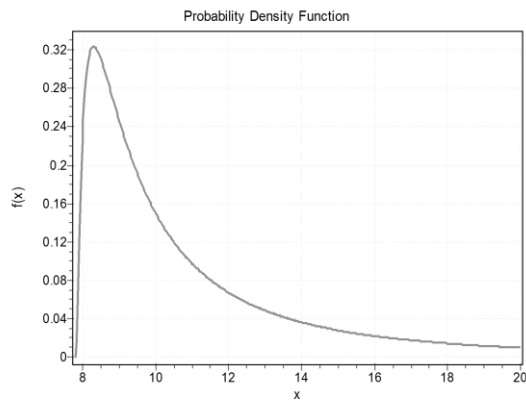
شاخص	مد	میانگین	میانه	انحراف از معیار	بازه با احتمال بیش از ۷۵٪
مقدار	۳۲/۳۳۲	۳۲/۳۳۲	۳۲/۳۳۲	۱۳/۰۹۷	۶ - ۵۸

۴-۷-۵ توابع احتمال کلاس V سقف بلاواسطه

نتایج آزمون K-S نشان می‌دهد بهترین تابع چگالی احتمال برای کلاس V توزیع Lognormal (3P) بوده است. شکل ۴-۵۸ شکل تابع برازش شده بر روی داده‌های این کلاس را نمایش می‌دهد.



ب- تابع توزیع تجمعی



الف- تابع چگالی احتمال

شکل ۴-۵۸: بهترین تابع توزیع برازش یافته برای داده‌های کلاس V

بر اساس پارامترهای به دست آمده برای این تابع، روابط (۴-۲۹) و (۴-۳۰) به ترتیب تابع چگالی احتمال و تابع توزیع تجمعی کلاس V را نشان می‌دهند.

$$f(x) = \frac{\exp(-0.5(\frac{\ln(x-7.814)-0.7547}{1.2195})^2)}{(x-7.814)1.2195\sqrt{2\pi}} \quad (29-4)$$

$$F(x) = \Phi(\frac{\ln(x-7.814)-0.7547}{1.2195}) \quad (30-4)$$

شاخص‌های آماری این کلاس و بازه گام تخریب آن در جدول ۴-۴۳ درج شده است.

جدول ۴-۴۳: شاخص‌های آماری و بازه گام تخریب در کلاس V

شاخص	مد	میانگین	میان	انحراف از معیار	بازه با احتمال بیش از ۷۵٪
مقدار	۸/۲۹۴۷	۱۲/۲۸۸	۹/۹۴۰۹	۸/۲۷۹۷	< ۲۹

۴-۷-۶ مدل جامع کیفی و کمی

مدل جامع ارزیابی کیفی و کمی قابلیت تخریب لایه‌های سقف بلاواسطه معادن زغال‌سنگ در طی استخراج جبهه کار طولانی مکانیزه در جدول ۴-۴۴ ارائه شده است. در این جدول کلاس سقف بلاواسطه از نظر قابلیت تخریب بر اساس شاخص قابلیت تخریب لایه‌های سقف RSCi مشخص شده و توصیف کیفی سطح قابلیت تخریب آن ارائه شده است. ارزیابی کمی قابلیت تخریب هر کلاس از سقف بلاواسطه در این جدول از طریق پیشنهاد توابع چگالی احتمال و توزیع تجمعی احتمال، میانگین و انحراف از معیار اندازه گام تخریب اول و همچنین حدود تغییرات آن با احتمال بیش از ۷۵٪ حاصل می‌شود.

جدول ۴-۴: مدل جامع ارزیابی کیفی و کمی قابلیت تخریب لایه‌های سقف بلاواسطه معادن زغال‌سنگ در استخراج جبهه‌کار طولانی مکانیزه

بازه گام تخریب اول با احتمال بیش از ۷۵٪	انحراف از معیار	میانگین گام تخریب اول (m)	توابع چگالی و توزیع تجمعی احتمال گام تخریب اول	توصیف قابلیت تخریب	RSCi	کلاس سقف بلاواسطه
۳۸ - ۹۰	۱۳/۰۳	۶۴/۲۲	$f(x) = \frac{1}{10.158} \exp\left(\frac{x-10.158}{70.079} - \exp\left(\frac{x-10.158}{70.079}\right)\right)$ $F(x) = 1 - \exp\left(-\exp\left(\frac{x-10.158}{70.079}\right)\right)$	بسیار غیرقابل تخریب	۸ - ۱۸	I
۳۴ - ۷۵	۱۰/۳۴	۵۴/۳۳	$f(x) = \frac{1}{9.9156} \exp\left(-\left(1 - 0.21252 \frac{x-50.357}{9.9156}\right)^{0.2152} \frac{1}{9.9156}\right)$ $F(x) = \exp\left(-\left(1 - 0.21252 \frac{x-50.357}{9.9156}\right)^{0.2152} \frac{1}{9.9156}\right)$	قابلیت تخریب ضعیف	۱۸ - ۳۰	II
۲۱ - ۶۱	۹/۹۸	۴۱/۱۴	$f(x) = c_1 9.9835^{-1} \exp\left(-\left c_0 \frac{x-41.143}{9.9835}\right ^{4.9689}\right)$ $F(x) = \begin{cases} 0.5\left(1 + \frac{\Gamma\left(\frac{x-41.143}{9.9835}\right)^{4.9689} \left(\frac{1}{4.9689}\right)}{\Gamma\left(\frac{1}{4.9689}\right)}\right) & x \geq 41.143 \\ 0.5\left(1 - \frac{\Gamma\left(\frac{x-41.143}{9.9835}\right)^{4.9689} \left(\frac{1}{4.9689}\right)}{\Gamma\left(\frac{1}{4.9689}\right)}\right) & x < 41.143 \end{cases}$	قابلیت تخریب متوسط	۳۰ - ۵۰	III

ادامه جدول ۴-۴

بازه گام تخریب اول با احتمال بیش از ۷۵٪	انحراف از معیار	میانگین گام تخریب اول (m)	توابع چگالی و توزیع تجمعی احتمال گام تخریب اول	توصیف قابلیت تخریب	RSCi	کلاس سقف بلاواسطه
۶ - ۵۹	۱۳/۱۰	۳۲/۳۳	$f(x) = c_1 13.097^{-1} \exp\left(-\left c_0 \frac{x-32.332}{13.097}\right ^{5.7881}\right)$ $F(x) = \begin{cases} 0.5(1 + \frac{\Gamma(\frac{1}{5.7881})}{\Gamma(\frac{1}{5.7881})} \left(\frac{1}{5.7881}\right)^{5.7881} \left c_0 \frac{x-32.332}{13.097}\right ^{5.7881}) & x \geq 32.332 \\ 0.5(1 - \frac{\Gamma(\frac{1}{5.7881})}{\Gamma(\frac{1}{5.7881})} \left(\frac{1}{5.7881}\right)^{5.7881} \left c_0 \frac{x-32.332}{13.097}\right ^{5.7881}) & x < 32.332 \end{cases}$	قابلیت تخریب خوب	۵۰ - ۷۰	IV
< ۲۹	۸/۲۸	۱۲/۲۹	$f(x) = \frac{\exp(-0.5(\frac{\ln(x-7.814)-0.7547}{1.2195})^2)}{(x-7.814)1.2195\sqrt{2\pi}}$ $F(x) = \Phi\left(\frac{\ln(x-7.814)-0.7547}{1.2195}\right)$	بسیار قابل تخریب	۷۰ - ۱۰۰	V

مقادیر c_0 و c_1 کلاس III: $c_1 = \frac{4.9689c_0}{2\Gamma(\frac{1}{4.9689})}$; $c_0 = \left(\frac{\Gamma(\frac{3}{4.9689})}{\Gamma(\frac{1}{4.9689})}\right)^{0.5}$ ، مقادیر c_0 و c_1 کلاس IV: $c_1 = \frac{5.7881c_0}{2\Gamma(\frac{1}{5.7881})}$; $c_0 = \left(\frac{\Gamma(\frac{3}{5.7881})}{\Gamma(\frac{1}{5.7881})}\right)^{0.5}$

۸-۴ اعتبار سنجی مدل ارزیابی کیفی و کمی

در این قسمت نیز برای اعتبارسنجی مدل ارزیابی کیفی و کمی قابلیت تخریب لایه‌های سقف بلاواسطه از اطلاعات دوازده پهنه معرفی شده در جدول ۳-۴ استفاده شده است. برای این منظور جدول ۴-۴ کلاس هریک از پهنه‌ها و بررسی قرارگیری گام تخریب اول رخ داده در بازه پیشنهادی جدول ۴-۴ را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۴: ارزیابی قابلیت تخریب سقف بلاواسطه پهنه‌های پایگاه داده‌های اعتبارسنجی

ردیف	RSCi ₁	توصیف قابلیت تخریب	گام تخریب رخ داده (m)	قرارگیری در بازه پیشنهادی
۱	۶۹/۸۹	قابلیت تخریب خوب	۱۴	✓
۲	۲۸/۳۵	قابلیت تخریب ضعیف	۷۸	x
۳	۵۱/۹۹	قابلیت تخریب خوب	۵۳	✓
۴	۳۹/۷۱	قابلیت تخریب متوسط	۶۵	x
۵	۶۹/۸	قابلیت تخریب خوب	۲۶	✓
۶	۵۳/۱۵	قابلیت تخریب خوب	۴۴	✓
۷	۳۷/۸۶	قابلیت تخریب متوسط	۷۲	x
۸	۴۹/۷۱	قابلیت تخریب متوسط	۳۶	✓
۹	۵۸/۴	قابلیت تخریب خوب	۳۷	✓
۱۰	۶۵/۲۷	قابلیت تخریب خوب	۳۰	✓
۱۱	۷۶/۶۹	بسیار قابل تخریب	۱۵	✓
۱۲	۱۶/۶	بسیار غیرقابل تخریب	۸۵/۵	✓

در جدول ۴-۴ ملاحظه می‌شود که تعداد نه پهنه دارای اندازه گام تخریب اول در بازه پیشنهادی مدل پیشنهادی بوده و گام تخریب سه پهنه در بازه پیشنهادی قرار نگرفته است. این یعنی مدل ۷۵٪ دارای صحت پیش‌بینی بوده است.

RSCi₁ پهنه‌هایی که در بازه پیشنهادی قرار نگرفته‌اند نشان می‌دهد مورد ۲ در کلاس II و موارد ۴ و ۷ در کلاس III قرار دارند. بر این اساس گام تخریب مورد ۲ مقدار ۳ متر بیش از حد بالای بازه، در مورد ۴ گام تخریب روی داده ۴ متر بیش از حد بالای پیشنهادی کلاس و در مورد ۷ این اختلاف برابر با ۱۱ متر است. این موضوع نشان می‌دهد برای موارد ۲ و ۴ با وجود عدم قرارگیری گام تخریب در بازه پیشنهادی، مقدار اختلاف بسیار ناچیز و قابل اغماض است و تنها در مورد ۷ این اختلاف چشمگیر است. این نتایج کارایی بالای مدل پیشنهادی را نشان می‌دهد.

۴-۹ بحث و نتیجه‌گیری

در این فصل مدل ارزیابی جامع کیفی و کمی قابلیت تخریب لایه‌های سقف بلاواسطه معادن زغال‌سنگ ارائه و مورد بررسی قرار گرفت. نتایج بررسی مدل‌های ارائه شده نشان می‌دهد مدل کیفی ارائه کننده شاخص قابل اطمینانی است که بر مبنای آن و با استفاده از داده‌های تجربی می‌توان رابطه تعیین گام تخریب اصلی را پیشنهاد کرد. البته در این حالت قابلیت اطمینان رابطه حاصل شده به پایگاه داده مورد استفاده بستگی دارد. مدل جامع نیز با اطمینان قابل قبولی توانایی ارزیابی سطح قابلیت تخریب و همچنین پیشنهاد گام تخریب اصلی را دارا است. نکته قابل تأمل در مدل جامع حدود تغییرات زیاد گام تخریب اصلی پیشنهادی برای هر کلاس است. دلیل این موضوع این است که بر اساس منابع، گام تخریب اصلی به تنهایی به عنوان شاخص کمی قابلیت تخریب مد نظر قرار گرفته است. قبلاً عنوان شده است که شاخص قابلیت تخریب تنها بیانگر پتانسیل بالقوه تخریب‌پذیری سقف است و آن چیزی که این پتانسیل بالقوه را به حالت بالفعل تبدیل می‌کند پارامترهای عملیاتی است. بر این اساس تنها در نظر گرفتن گام تخریب به عنوان شاخص کمی باعث ایجاد بازه‌های با تغییرات زیاد می‌شود. بر این اساس باید حجم فضای استخراج شده (حاصلضرب سه عامل گام تخریب اصلی، ارتفاع کارگاه و عرض پهنه) که عملکردی مانند زیربرش برای تخریب سقف دارد را به عنوان شاخص کمی قابلیت تخریب مد نظر قرار داد. بنابراین سقف‌های با قابلیت تخریب بالا نسبت به سقف‌های با قابلیت تخریب پایین، به حجم زیربرش کمتری برای تخریب نیاز دارند. در این حالت برای ارتفاع کارگاه و عرض پهنه ثابت، سقف‌های با قابلیت تخریب بیشتر دارای گام تخریب کوچکتری نسبت به سقف‌های با قابلیت تخریب پایینتر خواهند بود.

به طور کلی نقاط قوت و ضعف مدل پیشنهادی این رساله را می‌توان به صورت زیر بیان کرد:

الف- نقاط قوت:

- مدل ارائه شده قابلیت تخریب را به صورت کیفی و کمی ارزیابی می‌کند. بر این اساس کیفیت سقف از نظر تخریب‌پذیری و اندازه گام تخریب مورد انتظار برای آن قابل ارزیابی و پیش‌بینی است.
- پارامترهای مدل به راحتی چه در زمان امکان‌سنجی و طراحی روش و چه پس از اکتشافات تفصیلی قابل اندازه‌گیری هستند و از این رو مدل برای کاربرد در این مراحل نیز قابل استفاده است.
- در ارائه مدل کیفی از یک روش علمی استفاده شده که در آن به منظور کاهش عدم قطعیت نظرات کارشناسان اعداد فازی به کار برده شده است. سیستم طبقه‌بندی رویکرد اول نیز دارای رده‌های امتیازدهی پیوسته‌ای است که موجب کاهش عدم قطعیت بازه‌بندی پارامترها می‌شود. رویکرد دوم نیز ارزیابی کیفی را به ساده‌ترین حالت ممکن برای سقف فراهم می‌کند.
- برای تعریف ارتفاع سقف بلاواسطه راهکاری ساده و علمی ارائه شده است.

- در تعریف RSCi پارامتر مقاومت معادل سقف بلاواسطه (EIRS) بر مبنای UCS لایه‌های سقف، ضخامت لایه‌ها و همچنین اهمیت تناوب لایه‌ها نسبت به سقف معرفی شده است.
- شاخص کیفی ارائه شده (RSCi) می‌تواند در ترکیب با پارامترهای دیگر برای ساخت مدل پیش‌بینی کننده گام تخریب بر اساس داده‌های یک منطقه مورد استفاده قرار گیرد. این انعطاف‌پذیری باعث قابلیت بالای به‌روزرسانی مدل‌هایی از این دست مبتنی بر RSCi می‌شود.
- در ارائه مدل کمی از توابع احتمالاتی برای بیان کمی تغییرات گام تخریب استفاده شده است که نسبت به مقادیر قطعی دارای قابلیت اطمینان بالاتری است.
- مدل کمی بر اساس شبیه‌سازی عددی گسسته توسعه یافته است که بهترین روش در مدل‌سازی سیستم‌های مهندسی سنگ پیچیده است.
- مدل ارائه شده به صورت دانش‌محور است و بر خلاف مدل‌های داده‌محور عملکرد آن برای شرایط خاصی تعریف نشده و برای تمام معادن زغال‌سنگ قابل کاربرد است.

ب- نقاط ضعف:

- تأثیر پارامترهای عملیاتی در اندازه گام تخریب یا در نظر گرفته نشده و یا به صورت ثابت فرض شده است.
- در شبیه‌سازی عددی ایجاد و توسعه شکستگی‌ها فقط در راستای درزه‌های موجود امکان‌پذیر بوده است در حالی که در واقعیت شکستگی‌های القایی می‌توانند در سنگ ایجاد شده و توسعه یابند.
- تأثیر وجود آب زیرزمینی در شبیه‌سازی عددی مدنظر قرار نگرفته است.
- مدل ارزیابی و تحلیلی از گام تخریب دوره‌ای و تنش‌های وارد شده در طی گام تخریب اصلی و دوره‌ای ارائه نمی‌دهد.
- مدل فقط گام تخریب اصلی را به عنوان شاخص کمی بیانگر قابلیت تخریب در نظر گرفته است در حالیکه حجم فضای استخراج شده تا زمان تخریب اول که به صورت ضرب گام تخریب اصلی در ارتفاع کارگاه در عرض پهنه است بیانگر قابلیت تخریب سقف به صورت کمی است.

فصل ۵ : نتیجہ گیری و پیشہادہ

۵-۱ مقدمه

هدف اصلی این رساله ارائه مدلی جامع برای ارزیابی کیفی و کمی قابلیت تخریب لایه‌های سقف بلاواسطه معادن زغال‌سنگ در روش استخراج جبهه‌کار طولانی بوده است. بر همین اساس رساله دارای سه قسمت اصلی ارائه مدل کیفی، ارائه مدل کمی و تلفیق دو مدل برای پیشنهاد مدل جامع ارزیابی کیفی و کمی بوده است. در ادامه نتایج حاصل شده از رساله و پیشنهادهایی برای مطالعات آینده ارائه شده است.

۵-۲ نتیجه‌گیری

نتایج حاصل از این رساله به شرح زیر است:

- ✓ نتایج روش DEMATEL برای بررسی اندرکنش بین پارامترهای انتخابی نشان داد که تعداد دسته درزه‌ها دارای بیشترین میزان تأثیرگذاری و جریان آب دارای کمترین میزان اثرگذاری، جریان آب دارای بیشترین میزان اثرپذیری و عمق لایه زغال دارای کمترین تأثیرپذیری، بیشترین میزان برتری متعلق به پارامتر مقاومت فشاری تک محوری لایه‌های سقف و ضخامت لایه‌های سقف دارای کمترین میزان برتری و در نهایت عمق لایه زغال دارای بیشترین میزان ارتباط و جریان آب زیرزمینی دارای کمترین میزان ارتباط است.
- ✓ مقدار $RSCi$ محاسبه شده برای پهنه‌های واقعی مورد استفاده بر اساس رویکرد اول بین $۱۶/۶۰$ و $۷۶/۶۹$ و بر اساس رویکرد دوم بین $۱۴/۵$ و $۷۴/۵$ بوده است.
- ✓ وابستگی بین دهانه تخریب اصلی و $RSCi$ برای داده‌های واقعی در رویکرد اول با تابع لگاریتمی با R^2 برابر با $۰/۸۶$ و در رویکرد دوم با تابع نمایی با R^2 برابر $۰/۸۰$ قابل بیان است.
- ✓ برای تخمین دهانه تخریب اصلی مبتنی بر $RSCi$ و شعاع هیدرولیکی (HR)، به طور کلی مدل‌های مبتنی بر شاخص رویکرد اول دارای عملکرد بهتری نسبت به مدل‌های مبتنی بر $RSCi$ رویکرد دوم بوده‌اند. همچنین مدل غیرخطی مبتنی بر $RSCi$ رویکرد اول با مقدار $RMSE$ و R^2 به ترتیب برابر با $۱/۶۸$ و $۰/۹۹۳۹$ برای داده‌های آزمون دارای بهترین عملکرد در تخمین دهانه تخریب اصلی بوده است.
- ✓ مطالعه پارامتری انجام شده با UDEC نشان داد دهانه تخریب اصلی دارای رابطه مستقیم با مقاومت معادل سقف (EIRS)، کیفیت سنگ سقف (GSI) و فاصله لایه‌بندی، دارای رابطه معکوس با عمق معدنکاری و ارتفاع کارگاه استخراج و بدون رابطه کلی مشخص با نسبت تنش‌ها برجا و نرخ پیشروی است.

✓ بررسی مدل جامع ارزیابی کیفی و کمی قابلیت تخریب نشان داد که تعداد نه پهنه دارای دهانه تخریب در بازه پیشنهادی مدل بوده و دهانه تخریب سه پهنه در بازه پیشنهادی قرار نگرفته است. این یعنی مدل ۷۵٪ دارای صحت پیش‌بینی است.

۳-۵ پیشنهادها

- بر اساس نتایج این رساله، پیشنهادهای زیر برای مطالعات بیشتر در آینده ارائه می‌شود:
- حجم استخراج شده تا لحظه تخریب که شامل ضرب ارتفاع کارگاه، عرض پهنه و گام تخریب اول است به عنوان معیار کمی قابلیت تخریب در نظر گرفته شده و مدل بر این اساس اصلاح شود.
 - شبیه‌سازی گسسته در حالت سه‌بعدی و بر مبنای امکان ایجاد و توسعه شکستگی‌ها در بلوک‌های سنگی مورد استفاده قرار گیرد (برای مثال استفاده از ابزارهای موجود در 3DEC و یا استفاده از نرم‌افزار PFC 3D).
 - ارزیابی تنش‌ها و اندازه دهانه تخریب دوره‌ای به مدل افزوده شود.
 - از داده‌های واقعی بیشتری همراه با جزئیات بیشتر برای ارزیابی عملکرد مدل استفاده شود.
 - استفاده از روش‌ها تحلیلی و مدل‌سازی فیزیکی می‌تواند منجر به افزایش قابلیت اطمینان مدل شود.

منابع و مراجع

مراجع فارسی

- اصغری‌پور، م. ج.، (۱۳۸۹) "تصمیم‌گیری گروهی و نظریه بازی‌ها با نگرش «تحقیق در عملیات»"، چاپ دوم، انتشارات دانشگاه تهران.
- جوانشیر، گیو م.، (۱۳۸۷) رساله دکتری: "رفتار سنگ سقف در معادن زغال و ارائه یک سیستم رده‌بندی برای آن بر اساس شرایط معادن حوزه البرز شرقی"، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- عطایی، م.، (۱۳۸۹) "تصمیم‌گیری چند معیاره فازی"، چاپ اول، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود.
- عطایی، م.، (۱۳۹۰- الف) "معدن‌کاری زیرزمینی: روش‌های با نگهداری، روش‌های تخریبی"، جلد دوم، چاپ سوم، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود.
- عطایی، م.، (۱۳۹۰- ب) "معدن‌کاری زیرزمینی: مباحث ویژه"، جلد سوم، چاپ سوم، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود.
- عطایی، م.، (۱۳۹۵) "تصمیم‌گیری چند معیاره"، چاپ چهارم، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود.
- نجفی، م.، جلالی، س.م.ا.، سرشکی، ف.، و یاراحمدی بافقی، ع. (۱۳۸۹) "برآورد چگونگی توزیع بار در پایه‌های زنجیری کارگاه‌های استخراج جبهه کار بلند مکانیزه در معدن زغال‌سنگ طبس با استفاده از روش عددی"، نشریه علمی-پژوهشی/انجمن مهندسی معدن، سال پنجم، شماره ۹، ص ۴۷ تا ۵۸.
- نجفی، م.، جلالی، س.م.ا.، سرشکی، ف.، و یاراحمدی بافقی، ع. (۱۳۹۱) "مدلسازی عددی توزیع تنش بر روی پهنه‌های استخراجی و منطقه تخریب شده روش جبهه کار بلند مکانیزه، مطالعه موردی: معدن زغال‌سنگ طبس"، چهارمین کنفرانس مهندسی معدن، ص ۳۲ تا ۳۸، دانشگاه تهران، تهران.
- نورعلی، ح.ر.، عطایی، م.، اسداللهی طهرانی، ع.، و جمشیدی، م.، (۱۳۹۱) "بررسی چگونگی تخریب سقف و تعیین طول اولین تخریب در کارگاه استخراج معدن مرکزی پرورده ۱ زغال‌سنگ طبس با رویکرد مدلسازی عددی"، اولین کنگره ملی زغال سنگ، ص ۱ تا ۱۶، دانشگاه صنعتی شاهرود، شاهرود.
- وزارت نیرو، معاونت امور برق و انرژی، دفتر برنامه‌ریزی کلان برق و انرژی، (۱۳۷۸) "آمار و نمودارهای ایران و جهان، ۲۰۰۸"، صفحه ۱۱۱.

- Akinkugbe Y., Su D., Hasenfus G., Morris T. J., and 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.
- Athreya K. B., and Lahiri S. N. (2006) "Measure theory and probability theory", New York: Springer Science & Business Media.
- 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", In: Proc, Conference on Recent Advances in Rock Engineering, 301-308.
- Bilinski A., and Konopko W. (1973) "Criteria for choice and use of powered supports", In: Proceedings of the symposium on protection against roof falls, Paper No. IV-1.
- Bise C. J. (2013) "Modern American Coal Mining: Methods and Applications". SME.
- Brown E. T., and Bray J. (1987) "Analytical and computational methods in engineering rock mechanics", Boston: Allen & Unwin.
- Brown E. (2003) "Block Caving Geomechanics", Australia: Julius Kruttschnitt Mineral Research center.
- Coulthard M. A. (1999) "Applications of numerical modelling in underground mining and construction", *Geotechnical and Geological Engineering*, 17, 373–385.
- 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.
- Diederichs M. S., and Kaiser P. K. (1999) "Stability of large excavation in laminated hard rock masses: the voussoir analogue revisited", *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 36, pp. 97–117
- Fan G., Zhang D., and Wang X. (2015) "Mechanism of Roof Shock in Longwall Coal Mining under Surface Gully", *Shock and Vibration*, Article ID 803071.
- Falatoonitoosi E., Leman Z., Sorooshian S., and Salimi M. (2013) "Decision-making trial and evaluation laboratory", *Research Journal of Applied Sciences, Engineering and Technology*, 5, 13, pp. 3476-3480.
- Fontela E., and Gabus A. (1972) "World Problems an Invitation to Further Thought within the Framework of DEMATEL", Battelle Geneva Research Centre, Switzerland, Geneva.
- Fontela E., and Gabus A. (1974) "DEMATEL, innovative methods, Report no. 2", Structural analysis of the world problematique. Battelle Geneva Research Institute.
- Fontela E., and Gabus A. (1976) "The DEMATEL observer", Battelle Institute, Geneva Research Center.
- Gabus A., and Fontela E. (1973) "Perceptions of the world problematique: communication procedure, communicating with those bearing collective responsibility (DEMATEL Report no.1)", Battelle Geneva Research Centre, Geneva, Switzerland.

- Gales W. J., and Nemick J. A. (1998) "Prediction of strata caving characteristics and its impact on longwall operation", In: Coal Operators' Conference, 156-166, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- Gao F. (2013) PhD. Theses, "Simulation of failure mechanisms around underground coal mine openings using discrete element modelling, Faculty of Science, Simon Fraser University, Burnaby, British Columbia, Canada.
- Gao F., Stead D., and Coggan J. (2014) "Evaluation of coal longwall caving characteristics using an innovative UDEC Trigon approach", *Computers and Geotechnics*, 55, pp. 448-460.
- 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.
- Gogus O., and Boucher T. O. (1998) "Strong transitivity, rationality and weak monotonicity in fuzzy pairwise comparisons", *Fuzzy Sets and Systems*, 94, 1, pp. 133-144.
- 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.
- Goodman R. (1988) "Introduction to stochastic models", Monlo Park: Courier Corporation, Benjamin / Cummings Publishing Company.
- Hao X., Fan W., Shan Z., and Liu P. (2015), "An Integrated Approach for the Prediction of Underground-Induced Strata Movement over Longwall Coal Mining Panels", *Geotechnical and Geological Engineering*, 33, 3, pp. 681-692.
- Hongzhu Z. (1996) "Ground Pressure Characteristic and Selection of Hydraulic Supports in Fully Mechanized Longwall Face in China", In; Second Nat. Conf. on Ground Control in Mining, 57-78.
- 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.
- Internet website, (2015), Address: <http://www.ide.iitkgp.ernet.in/>
- Internet website, (2018), Address: <http://longwall.miningst.com/>
- Internet website, (2018), Address: <http://undergroundcoal.com.au/>
- Itasca Consulting Group, Inc, (2016) "(UDEC) Universal Distinct Element Code (Version 6.0) User's Guide", Minneapolis, Minnesota.
- Jabinpoor A., Jafari A., and Yavari Shahreza M. (2013) "Estimation of rock cavability in jointed roof in longwall mining", In; 13th Coal Operators' Conference, 68-73, University of Wollongong, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy & Mine Managers Association of Australia.
- Jassbi J., Mohamadnejad F., and Nasrollahzadeh H. (2011) "A Fuzzy DEMATEL framework for modeling cause and effect relationships of strategy map", *Expert systems with Applications*, 38, 5, pp. 5967-5973.

- Jing L. (2003) "A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering", *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 40, 3, pp. 283-353.
- Karekal S., Das R., Mosse L., and Cleary P. W. (2011) "Application of a mesh-free continuum method for simulation of rock caving processes", *International Journal of Rock mechanics and mining sciences*, 48, 5, pp. 703-711.
- Kenny P. (1969) "The caving of the waste on longwall faces", *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 6, 6, pp. 541-555.
- Khanal M., Adhikary D., and Balusu R. (2011) "Effect of strata properties and panel widths on chock performance", *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 3, pp. 407-14.
- Khanal M., Adhikary D., and Balusu R. (2012) "Assessment of chock capacity and strata caving for a longwall mine", *Geotechnical and Geological Engineering*, 30, 2, pp. 395-405.
- Konak G., Onargan T., Aksoy C. O., Kose H., Tatar C., and Pamukcu C. (2006) "Determination of immediate roof at mines of the Kutahya-Omerler coal basin, Turkey", *Journal of Mining Science*, 42, 2, pp. 157-170.
- Kong H., Shi L., and Wang L. (2014) "Analysis on Broken Form of Overlying Thick Stratum in Longwall Mining", *Electrical Journal of Geotechnical Engineering (EJGE)*, 19, pp. 2839 – 2848.
- Kumar C. (2014) Bachelor thesis, "Behaviour of Shield Support in Longwall Mining", Department of Mining Engineering, National Institute of Technology, Rourkela, India.
- Kuznetsov S. T., Pekarskii D. G., and Korovkin V. T. (1973) "Determining the normal stresses in a uniform bent beam cantilever", *Soviet Mining Science*, 9, 5, pp. 478-482.
- Kwaśniewski 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 Modeling in Geo-Engineering*, Hart, Detournay & Cundall (eds.), Itasca Consulting Group, Inc., Minneapolis, Paper: 07-08.
- Lak M., Baghbanan A., and Hashemolhoseini H. (2017) "Effect of seismic waves on the hydro-mechanical properties of fractured rock masses", *Earthquake Engineering and Engineering Vibration*, 16, 3, pp. 525-536.
- Langford J. (2005) "The cross validation problem", In: *International Conference on Computational Learning Theory*, 687-688, Springer, Berlin, Heidelberg.
- Lee S. M. (1993) Ph.D. thesis, "Analysis of interaction between longwall face supports and overburden strata", University of Alabama, Tuscaloosa, AL, USA.
- Maharana A. K. (2013) Bachelor thesis, "Study of Strata and Support Behaviour of a Longwall Mine", Department of Mining Engineering, National Institute of Technology, Rourkela, India.

- Manteghi H., Shahriar K., and Torabi R. (2012) "Numerical modelling for estimation of first weighting distance in longwall coal mining – A case study", In: 12th Coal Operators' Conference, 60-68, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- Mardani A., Jusoh A., and Zavadskas E. K. (2015) "Fuzzy multiple criteria decision-making techniques and applications—Two decades review from 1994 to 2014", *Expert Systems with Applications*, 42, 8, pp. 4126-4148.
- Mathews K. E., Hoek E., Wyllie D. C., and 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.
- Molinda G. M., and Mark C. (1994) "Coal Mine Roof Rating (CMRR): A practical rock mass classification for coal mines", USBM IC 9387, Bureau of Mines, Pittsburgh, PA.
- Mukherjee S. N. (2003) "Mechanised longwall mining in India e a status review", *Journal of Institution of Engineers (India)*, 81, pp. 5-10.
- Noroozi A., Oraee K., Javadi M., Goshtasbi K., and Khodadady H. (2012) "A model for determining the breaking characteristics of immediate roof in longwall mines", *Yerbilimleri/Hacettepe Üniversitesi Yerbilimleri Uygulama ve Araştırma Merkezi Dergisi*, 33, 2, pp. 141-168.
- Obert L., and Duvall W. I. (1967) "Rock mechanics and the design of structures in rock", New York: John Wiley and Sons, Inc.
- Oraee K., and 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.
- Papoulis A., and Pillai S. U. (2002) "Probability, random variables, and stochastic processes", New York: Tata McGraw-Hill Education.
- Pawlowicz K. (1967) "Classification of rock cavability of coal measure strata in upper Silesia coalfield", Prace GIG, Komunikat, No. 429, Katowice.
- Peng S. S., and Chiang H. S. (1984) "Longwall mining", New York: John Wiley.
- Peng S. S., Zhu D. R., and Jiang Y. M. (1989) "Roof classification and determination of the support capacity for the fully mechanized longwall faces", *journal of mines, metals and fuels*, Special number for longwall mining developments, pp. 289-296.
- Peng S. S. (1986) "Coal mine ground control", 2nd edition. New York: Wiley.
- Peng S. S. (1987) "Support capacity and roof behaviour at longwall faces with shield supports", *International Journal of Mining and Geological Engineering*, 5, 1, pp. 29-57.
- Peng S. S. and Hsiung S. M. (1982) "Development of Roof Control Criteria for Longwall Mining-Parametric Modelling", In: Proceedings of the Symposium on Strata Mechanics, pp. 51-58.
- Peng, S.S. (2006) "Longwall Mining", 3rd edition. Morgantown, WV: West Virginia University, Department of Mining Engineering.

- Rajabioun R. (2011) "Cuckoo optimization algorithm", *Applied soft computing*, 11, 8: pp. 5508-5518.
- Saaty T. L. (1996) "The analytical network process-decision making with dependence and feedback", Pittsburgh, Pa: RWS Publication.
- Saaty T., and Vargas L. (2013) "Decision making with the analytic network process – economic, political, social and technological applications with benefits, opportunities, costs and risks", 2nd ed. New York: Springer.
- Salamon M. D. G. (1990) "Mechanism of caving in longwall mining", In; Proceedings of the 31st US Symposium on Rock mechanics contributions and challenges, 161–168, Golden. Colorado.
- Sangaiah A. K., Gopal J., Basu A., and Subramaniam P. R. (2017) "An integrated fuzzy DEMATEL, TOPSIS, and ELECTRE approach for evaluating knowledge transfer effectiveness with reference to GSD project outcome", *Neural Computing and Applications*, 28, 1, pp. 111-123.
- Shabanimashcool M. (2012) PhD. Thesis, "Numerical modelling of the longwall mining and the stress state in Svea Nord Coal Mine", Faculty of Engineering Science and Technology , Norwegian University of Science and Technology (NTNU), Trondheim, Norway.
- Shabanimashcool M., Jing L., and 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.
- Shadrin A. G., and Baukov V. M. (1966) "Preliminary analysis of roof behavior in longwalls", *Journal of Mining Science*, 2, 6, pp. 563-567.
- Singh G. S. P. (2015) "Conventional approaches for assessment of caving behaviour and support requirement with regard to strata control experiences in longwall workings", *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 7, 3, pp. 291–297
- 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, 145-150, Organized by Society of Mining Engineers, New York.
- Singh G. S. P., 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", *Computers and Geotechnics*, 36, 7, pp. 1142-1156.
- Singh G. S. P., and Singh, U. K. (2010a) "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.
- Singh G. S. P., and Singh, U. K. (2010b) "Prediction of caving behavior of strata and optimum rating of hydraulic powered support for longwall workings", *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 47, 1, pp. 1-16.

- Singh G. S. P., and 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, pp. 11-19.
- Singh T. N., and Dubey B. K. (1995) "Cavability study of a competent roof-a case study", *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts*, 8. 32.
- Smola A. J., and Schölkopf B. (2004) "A tutorial on support vector regression", *Statistics and computing*, 14, 3, pp. 199-222.
- Suo W. L., Feng B., and Fan Z. P. (2012) "Extension of the DEMATEL method in an uncertain linguistic environment", *Soft Computing*, 16, 3, pp. 471-483.
- 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.
- 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.
- Tseng M. L. (2009) "A causal and effect decision making model of service quality expectation using grey-fuzzy DEMATEL approach", *Expert systems with applications*, 36, 4, pp. 7738-7748.
- Vakili A., Albrecht J., and Gibson, W. (2010) "Mine-scale numerical modelling of longwall operations", In; 10th Underground Coal Operators' Conference, 115-124, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- Vapnik V. (2013) "The nature of statistical learning theory", 2nd edition, New York: Springer science & business media.
- Wang Z. Q., Yang H., Chang Y. B., and Wang, P. (2011) "Research on the Height of Caving Zone and Roof Classification of Mining Whole Height at One Times in Thick Coal Seam", *Applied Mechanics and Materials*, 99, pp. 207-212.
- Whittles D. N., Reddish D. J., and Lowndes I. S. (2007) "The development of a coal measure classification (CMC) and its use for prediction of geomechanical parameters", *International journal of rock mechanics and mining sciences*, 44, 4, pp. 496-513.
- Wu W. W. (2008) "Choosing knowledge management strategies by using a combined ANP and DEMATEL approach", *Expert Systems with Applications*, 35, 3, pp. 828-835.
- Wu K., Cheng G. L., and Zhou, D. W. (2014) "Experimental research on dynamic movement in strata overlying coal mines using similar material modeling", *Arabian Journal of Geosciences*, 8, 9, pp. 6521-6534.
- Yongkui S., Pengrui L., Ying W., Jingyu Z., and Meijie L. (2015) "The Prediction of the Caving Degree of Coal Seam Roof Based on the Naive Bayes Classifier", *Electrical Journal of Geotechnical Engineering (EJGE)*, 20, 9, pp. 3775-3784.
- Zamarski B. (1970) "Control of roof in longwall faces of Ostrava-Karvina Coal Basin", Report of Coal Research Institute, Ostrava, No. 11.

پوست ۱: فرم های نظرسنجی

جدول پ ۱-۱: ماتریس دسته پارامترها در روش DEMATEL

کارشناس ۲	RS	RD	C	کارشناس ۱	RS	RD	C
RS	۰	۰	۰	RS	۰	۳	۱
RD	۴	۰	۰	RD	۴	۰	۰
C	۲	۲	۰	C	۲	۲	۰
کارشناس ۴	RS	RD	C	کارشناس ۳	RS	RD	C
RS	۰	۳	۰	RS	۰	۳	۰
RD	۳	۰	۰	RD	۴	۰	۰
C	۱	۱	۰	C	۲	۱	۰
کارشناس ۶	RS	RD	C	کارشناس ۵	RS	RD	C
RS	۰	۳	۲	RS	۰	۳	۲
RD	۱	۰	۱	RD	۱	۰	۱
C	۰	۳	۰	C	۰	۳	۰
کارشناس ۸	RS	RD	C	کارشناس ۷	RS	RD	C
RS	۰	۳	۳	RS	۰	۳	۳
RD	۴	۰	۴	RD	۲	۰	۱
C	۴	۳	۰	C	۱	۳	۰
کارشناس ۱۰	RS	RD	C	کارشناس ۹	RS	RD	C
RS	۰	۳	۳	RS	۰	۲	۰
RD	۴	۰	۱	RD	۲	۰	۰
C	۳	۱	۰	C	۰	۰	۰
کارشناس ۱۲	RS	RD	C	کارشناس ۱۱	RS	RD	C
RS	۰	۳	۲	RS	۰	۴	۲
RD	۳	۰	۳	RD	۴	۰	۱
C	۲	۳	۰	C	۳	۲	۰
کارشناس ۱۴	RS	RD	C	کارشناس ۱۳	RS	RD	C
RS	۰	۱	۳	RS	۰	۴	۳
RD	۱	۰	۱	RD	۳	۰	۰
C	۲	۰	۰	C	۳	۲	۰
کارشناس ۱۶	RS	RD	C	کارشناس ۱۵	RS	RD	C
RS	۰	۳	۳	RS	۰	۳	۲
RD	۳	۰	۳	RD	۳	۰	۲
C	۱	۱	۰	C	۱	۱	۰

ادامه جدول پ ۱-۱

	کارشناس ۱۷	RS	RD	C
	RS	۰	۲	۰
	RD	۰	۰	۳
	C	۲	۲	۰

جدول پ ۱-۲: ماتریس پارامترها در روش DEMATEL

کارشناس ۱	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۰	۲	۰	۰	۰	۰	۰	۲
σ_c	۳	۰	۲	۰	۰	۰	۰	۰	۰
j_n	۰	۳	۰	۱	۱	۲	۲	۰	۳
j_o	۰	۱	۰	۰	۲	۲	۱	۰	۲
j_d	۰	۰	۰	۱	۰	۱	۱	۰	۲
j_s	۰	۲	۱	۰	۰	۰	۳	۰	۳
j_p	۰	۲	۱	۰	۰	۲	۰	۰	۳
h_c	۰	۰	۳	۰	۰	۰	۰	۰	۱
w	۰	۳	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
کارشناس ۲	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱
σ_c	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۲
j_n	۰	۲	۰	۰	۱	۲	۲	۰	۲
j_o	۰	۱	۱	۰	۱	۱	۲	۰	۲
j_d	۰	۰	۱	۲	۰	۱	۱	۰	۲
j_s	۰	۱	۱	۱	۱	۰	۱	۰	۲
j_p	۰	۱	۱	۱	۱	۱	۰	۰	۱
h_c	۰	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۰	۲
w	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
کارشناس ۳	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۰	۳	۱	۱	۲	۲	۰	۱
σ_c	۲	۰	۲	۰	۰	۳	۲	۰	۰
j_n	۰	۰	۰	۰	۰	۲	۱	۰	۴
j_o	۰	۰	۰	۰	۲	۲	۱	۰	۲
j_d	۰	۰	۰	۱	۰	۱	۱	۰	۳
j_s	۰	۰	۱	۰	۰	۰	۰	۰	۳
j_p	۰	۰	۱	۰	۰	۱	۰	۰	۳
h_c	۴	۳	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱
w	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰

ادامہ جدول پ ۱-۲

کارشناس ۴	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۰	۲	۰	۰	۰	۱	۲	۲
σ_c	۰	۰	۱	۰	۰	۰	۱	۰	۰
j_n	۰	۰	۰	۰	۰	۳	۱	۰	۳
j_o	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۳
j_d	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۴
j_s	۰	۰	۴	۰	۰	۰	۰	۰	۳
j_p	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۰	۴
h_c	۰	۲	۱	۰	۰	۰	۰	۰	۱
w	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
کارشناس ۵	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۱	۱	۲	۱	۱	۱	۲	۲
σ_c	۱	۰	۳	۲	۲	۳	۲	۳	۳
j_n	۱	۲	۰	۲	۱	۲	۲	۱	۳
j_o	۱	۲	۱	۰	۱	۱	۱	۱	۰
j_d	۱	۲	۱	۲	۰	۱	۱	۱	۱
j_s	۲	۲	۲	۱	۲	۰	۲	۲	۱
j_p	۱	۲	۲	۲	۱	۲	۰	۲	۳
h_c	۱	۱	۲	۰	۰	۰	۰	۰	۱
w	۱	۱	۳	۲	۱	۱	۱	۱	۰
کارشناس ۶	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۲	۲	۱	۱	۱	۱	۳	۲
σ_c	۲	۰	۳	۳	۲	۳	۲	۰	۳
j_n	۰	۰	۰	۰	۲	۲	۳	۰	۳
j_o	۰	۰	۰	۰	۳	۳	۳	۰	۳
j_d	۰	۰	۰	۲	۰	۲	۲	۰	۳
j_s	۰	۰	۲	۱	۱	۰	۳	۲	۳
j_p	۰	۰	۱	۱	۱	۰	۰	۲	۲
h_c	۴	۳	۳	۲	۲	۲	۲	۰	۳
w	۰	۴	۰	۰	۱	۲	۱	۰	۰

ادامہ جدول پ ۱-۲

کارشناس ۷	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۱	۱	۰	۰	۰	۰	۴	۱
σ_c	۲	۰	۳	۲	۲	۲	۲	۴	۳
j_n	۱	۲	۰	۲	۱	۱	۱	۱	۲
j_o	۱	۱	۱	۰	۱	۰	۰	۱	۰
j_d	۱	۲	۱	۲	۰	۰	۱	۰	۰
j_s	۱	۲	۲	۱	۱	۰	۲	۲	۲
j_p	۰	۲	۱	۱	۱	۱	۰	۱	۲
h_c	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
w	۰	۰	۳	۲	۲	۲	۲	۱	۰
کارشناس ۸	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۲	۳	۴	۴	۳	۳	۳	۳
σ_c	۲	۰	۳	۲	۲	۳	۲	۳	۲
j_n	۳	۲	۰	۲	۳	۲	۱	۲	۲
j_o	۱	۲	۱	۰	۱	۲	۲	۲	۲
j_d	۱	۱	۲	۱	۰	۱	۱	۱	۱
j_s	۱	۱	۱	۱	۱	۰	۱	۱	۲
j_p	۱	۱	۲	۱	۱	۲	۰	۱	۲
h_c	۱	۲	۱	۱	۱	۲	۲	۰	۲
w	۱	۱	۲	۱	۲	۱	۱	۱	۰
کارشناس ۹	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۲	۰	۳
σ_c	۰	۰	۴	۲	۱	۴	۳	۰	۲
j_n	۰	۳	۰	۱	۱	۴	۴	۰	۴
j_o	۰	۲	۰	۰	۴	۴	۲	۰	۰
j_d	۰	۳	۰	۰	۰	۳	۳	۰	۰
j_s	۰	۳	۳	۲	۱	۰	۳	۰	۲
j_p	۰	۲	۲	۰	۰	۳	۰	۰	۲
h_c	۳	۳	۳	۰	۰	۳	۳	۰	۴
w	۰	۲	۳	۲	۱	۱	۴	۰	۰

ادامہ جدول پ ۱-۲

کارشناس ۱۰	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
σ_c	۰	۰	۲	۲	۲	۲	۲	۰	۲
j_n	۰	۳	۰	۳	۲	۳	۳	۰	۴
j_o	۰	۳	۳	۰	۲	۲	۲	۰	۳
j_d	۰	۳	۳	۳	۰	۳	۲	۰	۳
j_s	۰	۳	۳	۲	۲	۰	۲	۰	۳
j_p	۰	۳	۲	۲	۲	۲	۰	۰	۳
h_c	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۰	۳
w	۱	۴	۲	۲	۲	۲	۲	۰	۰
کارشناس ۱۱	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
σ_c	۰	۰	۱	۱	۱	۱	۱	۰	۲
j_n	۰	۳	۰	۲	۲	۳	۳	۰	۴
j_o	۰	۳	۳	۰	۲	۲	۲	۰	۳
j_d	۰	۲	۳	۳	۰	۲	۲	۰	۳
j_s	۰	۳	۲	۲	۲	۰	۲	۰	۳
j_p	۰	۳	۲	۲	۲	۲	۰	۰	۱
h_c	۳	۳	۲	۱	۱	۱	۱	۰	۳
w	۰	۳	۱	۲	۲	۲	۲	۱	۰
کارشناس ۱۲	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۲	۲	۱	۱	۲	۲	۱	۲
σ_c	۳	۰	۳	۲	۲	۳	۳	۱	۲
j_n	۰	۴	۰	۱	۱	۴	۴	۳	۴
j_o	۰	۰	۲	۰	۱	۱	۱	۱	۳
j_d	۰	۰	۱	۳	۰	۱	۱	۱	۳
j_s	۰	۲	۲	۰	۰	۰	۳	۱	۴
j_p	۰	۲	۲	۰	۰	۳	۰	۱	۴
h_c	۳	۲	۳	۱	۱	۰	۰	۰	۳
w	۰	۴	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰

ادامہ جدول پ ۱-۲

کارشناس ۱۳	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۳	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۲
σ_c	۳	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
j_n	۰	۴	۰	۲	۰	۲	۱	۰	۲
j_o	۰	۳	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
j_d	۰	۳	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
j_s	۰	۳	۰	۰	۰	۰	۴	۰	۰
j_p	۰	۲	۳	۲	۰	۴	۰	۰	۰
h_c	۰	۴	۲	۰	۰	۲	۱	۰	۰
w	۰	۲	۲	۰	۰	۲	۱	۰	۰
کارشناس ۱۴	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۰	۲	۰	۰	۰	۲	۰	۰
σ_c	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
j_n	۰	۳	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
j_o	۰	۰	۰	۰	۱	۱	۱	۰	۰
j_d	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۰
j_s	۰	۲	۳	۰	۰	۰	۰	۰	۰
j_p	۱	۲	۲	۰	۰	۱	۰	۰	۰
h_c	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱
w	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
کارشناس ۱۵	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۰	۳	۰	۰	۱	۱	۰	۱
σ_c	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
j_n	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۳
j_o	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۱	۰	۲
j_d	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱
j_s	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۲
j_p	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۲
h_c	۴	۱	۱	۰	۰	۰	۱	۰	۳
w	۰	۱	۰	۰	۰	۱	۰	۰	۰

ادامہ جدول پ ۱-۲

کارشناس ۱۶	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
σ_c	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
j_n	۰	۳	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
j_o	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
j_d	۰	۲	۰	۲	۰	۱	۲	۱	۳
j_s	۰	۱	۰	۲	۱	۰	۲	۰	۳
j_p	۰	۱	۰	۱	۱	۱	۰	۰	۳
h_c	۰	۲	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۲
w	۰	۴	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
کارشناس ۱۷	t_i	σ_c	j_n	j_o	j_d	j_s	j_p	h_c	w
t_i	۰	۰	۱	۰	۰	۲	۱	۰	۱
σ_c	۰	۰	۲	۰	۰	۲	۱	۰	۰
j_n	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۴
j_o	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۳
j_d	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۳
j_s	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۴
j_p	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۰	۴
h_c	۰	۳	۳	۱	۱	۳	۲	۰	۲
w	۰	۱	۱	۰	۰	۱	۱	۰	۰

پوست ۲: مقادیر ورودی نرم افزار

جدول پ ۱-۲: خصوصیات مواد

	Parameters	σ_{ci} (MPa)	E (GPa)	C (MPa)	ϕ (°)	ψ (°)	K (GPa)	G (GPa)	C_r (MPa)	ϕ_r (°)	ψ_r (°)
GSI=80 & D=0	Siltstone	10.00	3.10	0.90	35.64	5	2.07	1.24	0.09	23.76	3.33
	Shale	36.00	11.16	3.23	34.16	5	7.44	4.46	0.32	22.77	3.33
	F-Sandstone	75.00	23.25	7.24	43.83	5	15.50	9.30	0.72	29.22	3.33
	C-Sandstone	150.00	46.50	14.47	43.83	5	31.00	18.60	1.45	29.22	3.33
GSI=65 & D=0	Siltstone	10.00	3.10	0.60	31.76	5	2.07	1.24	0.06	21.17	3.33
	Shale	36.00	11.16	2.08	30.41	5	7.44	4.46	0.21	20.27	3.33
	F-Sandstone	75.00	23.25	5.47	39.57	5	15.50	9.30	0.55	26.38	3.33
	C-Sandstone	150.00	46.50	10.94	39.57	5	31.00	18.60	1.09	26.38	3.33
GSI=50 & D=0	Siltstone	10.00	3.10	0.45	27.53	5	2.07	1.24	0.04	18.35	3.33
	Shale	36.00	11.16	1.54	26.28	5	7.44	4.46	0.15	17.52	3.33
	F-Sandstone	75.00	23.25	4.39	35.08	5	15.50	9.30	0.44	23.39	3.33
	C-Sandstone	150.00	46.50	8.77	35.08	5	31.00	18.60	0.88	23.39	3.33
GSI=35 & D=0	Siltstone	10.00	3.10	0.34	23.26	5	2.07	1.24	0.03	15.51	3.33
	Shale	36.00	11.16	1.17	22.09	5	7.44	4.46	0.12	14.73	3.33
	F-Sandstone	75.00	23.25	3.49	30.54	5	15.50	9.30	0.35	20.36	3.33
	C-Sandstone	150.00	46.50	6.97	30.54	5	31.00	18.60	0.70	20.36	3.33
GSI=50 & D=0	Floor & main roofs	120.00	37.20	7.02	35.08	5	24.80	14.88	0.70	23.39	3.33
	Coal	15.00	2.00	0.59	23.99	2	3.33	0.71	0.06	15.99	1.33

GSI: شاخص مقاومت زمین‌شناسی، D: فاکتور اغتشاش، σ_{ci} : مقاومت فشاری تک محوری ماده سنگ، E: مدول الاستیسیته، C: چسبندگی، ϕ : زاویه اصطکاک داخلی، ψ : زاویه اتساع، K: مدول حجمی، G: مدول برشی، C_r : چسبندگی پسماند، ϕ_r : زاویه اصطکاک داخلی پسماند، ψ_r : زاویه اتساع پسماند

جدول پ ۲-۲: خصوصیات ناپیوستگی‌ها

Parameters	C (Mpa)	φ ($^{\circ}$)	σ_t (Mpa)	K_n (GPa/m)	K_s (GPa/m)
value	0	30	0	20	4

C: چسبندگی، φ : زاویه اصطکاک داخلی، σ_t : مقاومت کششی، K_n : سختی نرمال، K_s : سختی برشی

Abstract

In mechanized longwall mining proper caving of immediate roof guarantees the success of operation while delayed or poor caving will lead to severe consequences which results in reduction of safety and productivity. Therefore, a reliable evaluation of strata caving potential and prediction of the main caving span is imperative in the planning stage of longwall projects. The aim of this thesis is to present a qualitative and quantitative model to evaluate immediate roof strata cavability and prediction of the main caving span. For this purpose, nine inherent parameters were chosen as significant affecting factors on strata cavability. A fuzzy hybrid multi criteria decision making (MCDM) was used by combining fuzzy analytic network process (ANP) technique and fuzzy decision making trial and evaluation laboratory method (DEMATEL) to develop a new classification system. Subsequently, Roof Strata Cavability index (RSCi) was defined which qualitatively categorizes cavability level into five classes from uncavable to highly cavable. The qualitative model was developed in two forms based on two different approaches including high accuracy and easiness of the application. Validation of RSCi with the use of twelve actual cases of worldwide longwall panel showed logarithmic and exponential functions delineate relationship between the main caving span and RSCi of first and second approach, respectively. In addition, capabilities of RSCi was investigated to predict and model the main caving span. The results showed that the linear model based on RSCi of the first approach and hydraulic radius (HR) width possesses a higher performance in the prediction of the main caving span in actual cases when compared to the other models. In order to develop quantitative model, discrete numerical simulation incorporating distinct element code UDEC software was applied. To that end, at first, parametric study was conducted to investigate the role of seven significant parameters in the main caving span value. The results showed that the main caving span has direct relationship with equivalent immediate roof strength (EIRS) and GSI, has inverse relationship with lamination spacing, mining depth and extraction height and does not has a clear relationship with in situ stress ratio and advance rate. In order to establish an initial database, the main caving span was modeled for different values of RSCi, extraction height and GSI. Accordingly, initial database was extended to 738 datasets with considering 15% overestimate and underestimate in numerical modelling as well as a COA-SVR method. The value of the main caving span for each class of RSCi was analyzed probabilistically and probability density function (PDF), cumulative distribution function (CDF) and statistical indices was found out. Subsequently, the comprehensive model was proposed as a table in which the range of the main caving span for each RSCi class was proposed in 75% confidence interval. The results of model validation show that 75% of actual cases have the main caving span in the proposed range. It was concluded that proposed models are simple and efficient tools to evaluate the cavability of immediate roof and to predict the main caving span in mechanized longwall mining.

Keywords: Coal, Mechanized longwall mining, Cavability, Main caving span, Multi criteria decision making, Discrete numerical simulation



Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics Engineering

Ph.D. Thesis in Mineral Exploitation

Presentation of a qualitative and quantitative model to evaluate cavability of roof strata in mechanized longwall coal mining

By: Sadjad Mohammadi

Supervisor:

Dr. Mohammad Ataei

Dr. Reza Khalokakaie

Advisor:

Dr. Ali Mirzaghobanali

(University of Southern Queensland)

July, 2017