

هَذَا مِنْ فَضْلِ اللَّهِ
بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ
إِنِّي أَسْأَلُكَ بِرَبِّكَ
وَبِأَنَّكَ تَعْلَمُ السِّرَّ



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

رساله دکتری استخراج مواد معدنی

اثر ارتعاشات ناشی از آتشکاری تونل‌های پیشروی بر پایداری سقف کارگاه
و گام تخریب در استخراج لایه‌های زغالی به روش جبهه کار طولانی

نگارنده: سید احمد ابوالقاسمی فر

اساتید راهنما

دکتر محمد عطائی

دکتر سید رحمان ترابی

استاد مشاور:

دکتر مجید نیکخواه

تیر ۱۳۹۷

شماره: ۹۷۴۲۶
تاریخ: ۹۷/۴/۲۷
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 سید احمد ابوالقاسمی فر دانشجوی دکتری رشته مهندسی استخراج معدن به شماره دانشجویی ۹۲۳۳۲۷۵ ورودی شهریور ماه سال ۱۳۹۲ در تاریخ ۹۷/۴/۲۶ از رساله نظری / عملی خود با عنوان: اثر ارتعاشات ناشی از آتشکاری تونل های پیشروی بر پایداری سقف کارگاه و گام تخریب در استخراج لایه های زغالی به روش جبهه کار طولانی دفاع و با اخذ نمره ۱۸/۲۵ به درجه بسیار خوب نائل گردید.

<input checked="" type="checkbox"/> الف) درجه عالی: نمره ۱۹-۲۰	<input 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	مرتبیه علمی	امضاء
۱	دکتر محمد عطایی	استاد راهنما	استاد	
۲	دکتر سید رحمان ترابی	استاد راهنما	استاد	
۳	دکتر مجید نیکخواه	مشاور	استادیار	
۴	دکتر کوروش شهریار	استاد مدعو خارجی	استاد	
۵	دکتر رضا خالوکاکی	استاد مدعو خارجی	استاد	
۶	دکتر فرهنگ سرشکی	استاد مدعو داخلی	استاد	
۷	دکتر ابوالقاسم کلکار 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 سید احمد ابوالقاسمی به عمل آید.

نام و نام خانوادگی رئیس دانشکده: دکتر محمد عطایی
تاریخ و امضاء و مهر دانشکده:



تقدیم به خانواده‌ام کہ همیشه یاور من بوده‌اند

تقدیر و تشکر

تشکر و قدردانی از دکتر محمد عطائی و دکتر سید رحمان ترابی به عنوان اساتید راهنما که با راهنمایی‌های دلسوزانه‌شان و تشویق‌های آنان سبب گردید که بتوانم این رساله را به پایان برسانم و از دکتر مجید نیکخواه که با راهنمایی‌های خود من را در تکمیل این رساله یاری نمودند، کمال تشکر دارم.

از دوستان و همکاران عزیز شرکت زغالسنگ البرز شرقی شاهرود به ویژه آقایان مهندس فریدی، زینتی، حسینی، رجبی، سعدی، رحیمیان، روشنائی، که در انجام آزمایشات لرزه نگاری با اینجانب همکاری صمیمانه داشتند کمال تشکر را دارم همچنین از آقای مهندس علی دیان‌تی که در جلسات متعدد و بحث‌های انجام شده، راهگشای مسائل مطرح شده در این رساله بودند، کمال تشکر را دارم.

تعهدنامه

اینجانب سید احمد ابوالقاسمی فر دانشجوی دوره دکتری رشته مهندسی استخراج معدن دانشکده مهندسی

معدن و نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه " اثر ارتعاشات ناشی از آتشکاری

تونل‌های پیشروی بر پایداری سقف کارگاه و گام تخریب در استخراج لایه‌های زغالی به روش

جبهه کار طولانی " تحت راهنمایی آقایان دکتر محمد عطایی و دکتر سید رحمان ترابی متعهد می‌شوم :

- تحقیقات در این پایان نامه 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 پایان نامه 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 پایان نامه تأثیرگذار بوده‌اند در مقالات مستخرج از پایان نامه رعایت می‌گردد.
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه ، در مواردی که از موجود زنده (یا بافتهای آنها) استفاده شده است ضوابط و اصول اخلاقی رعایت شده است .
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه، 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 ، برنامه‌های رایانه‌ای ، نرم افزارها 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 پایان نامه بدون ذکر مرجع مجاز نمی‌باشد.

چکیده:

استخراج از لایه‌های زغال سنگ با شیب متوسط و تند و بررسی‌های امکان‌سنجی جبهه کارهای مایل به واسطه کاهش منابع زغال ضرورت دارد. اندازه‌گیری لرزش‌های ناشی از انفجار به لحاظ کنترل و رفع خسارات احتمالی بسیار حائز اهمیت است. با استفاده از تحلیل‌های آزمایشگاهی و بهره‌گیری از داده‌های میدانی در مطالعه حاضر به شبیه‌سازی عددی فرآیند معدنکاری در جبهه کار طولانی شیب‌دار K12 البرز شرقی اقدام شده است. بخش موردنظر در مطالعه حاضر در عمق تقریبی ۴۱۰ تا ۴۸۰ متر و ضخامت متوسط لایه زغال در حدود ۰/۸۶ متر و زاویه شیب ۴۳ درجه می‌باشد. آزمون‌های چکش اشمیت، التراسونیک، مقاومت فشاری تک‌محوره و سه محوره بر روی نمونه سنگ موردنظر برای برآورد پارامترهای معیارهای شکست معمول انجام شد. در تحلیل میدانی، نتایج لرزش‌های ثبت شده ناشی از انفجار تونل‌های پیشروی نشان داد که مطابق انتظار، معادله ریشه سوم خرج مصرفی همخوانی بیشتری با داده‌های موجود دارد. معادله دیگری بر مبنای توان متغیر فاصله و خرج مصرفی و با استفاده از روش رگرسیون غیرخطی چند متغیره پیشنهاد شد که از دقت بسیار مناسبی در تخمین لرزش‌های زمین برخوردار است و لذا می‌تواند در سازندهای مشابه با پارامترهای ژئوتکنیکی مشابه استفاده شود. در بخش مدل عددی تفاضل محدود، بطور کلی الگوی بازتوزیع تنش‌ها و جابجایی‌ها با کارهای تحقیقاتی موجود مطابقت دارد. به منظور ارزیابی سیستم نگهداری از معیار جابجایی بحرانی و کرنش برشی ساکورایی برای فضاهای زیرزمینی در ناحیه کارگاه و تونل‌های پیشروی استفاده شد و نگهداری بخش پایینی کارگاه و تونل‌های حائز اهمیت تشخیص داده شد. در بخش پایینی، شبیه‌سازی عددی فرآیند انفجار در جبهه کار K12 با استفاده از فرمول تجربی و ترکیب تجربی-عددی تحلیل شد. موج تنش ناشی از انفجار درون چال از فرمول تجربی بسیار پرکاربرد استارفیلد حاصل شد. نتایج مدل عددی نشان داد که ترکیب روش تجربی-عددی در مدل‌سازی یک انفجار مقیاس متوسط در فضای زیرزمینی مناسب است. نتایج نشان داد که مقادیر جابجایی ذره‌ای حداکثر بسیار ناچیز بوده و بر گام تخریب کارگاه استخراج تأثیرگذار نمی‌باشد.

کلیدواژه‌ها: جبهه کار طولانی، مدل عددی، لایه شیب دار، توزیع تنش، لرزش ناشی از انفجار، آزمون

آزمایشگاهی

فهرست مطالب

فصل اول کلیات	۱
۱-۱ مقدمه	۲
۲-۱ ضرورت انجام تحقیق	۲
۳-۱ اهداف تحقیق	۴
۴-۱ ساختار رساله	۴
فصل دوم مبانی نظری و سابقه علمی موضوع	۹
۱-۲ مقدمه	۱۰
۲-۲ روش جبهه کار طولانی	۱۱
۱-۲-۲ آماده‌سازی	۱۱
۲-۲-۲ روش استخراج	۱۲
۳-۲ انواع سقف در کارگاه‌های جبهه کار طولانی	۱۵
۱-۳-۲ سقف اصلی	۱۶
۲-۳-۲ سقف بلافاصله	۱۷
۴-۲ توزیع تنش در اطراف کارگاه استخراج جبهه کار طولانی	۱۷
۵-۲ پیشینه تحقیقات مرتبط با توزیع تنش در کارگاه استخراج	۲۱
۶-۲ عوامل مؤثر بر توزیع تنش در کارگاه استخراج جبهه کار طولانی	۲۴
۱-۶-۲ ضخامت طبقات فوقانی	۲۴
۲-۶-۲ ارتفاع سقف بلاواسطه	۲۵
۳-۶-۲ فاکتور تورم	۲۷
۴-۶-۲ مقاومت فشاری تک‌محوری	۲۹
۵-۶-۲ تنش‌های برجا	۳۱
۶-۶-۲ عمق لایه	۳۲
۷-۶-۲ ارتفاع کارگاه	۳۲
۸-۶-۲ عرض پهنه	۳۳
۹-۶-۲ شیب لایه	۳۴
۷-۲ تنش-کرنش در کارگاه استخراج	۴۶
۸-۲ تحلیل فاصله تعادلی فشار برجا	۴۷
۹-۲ دینامیک انفجار سنگ	۴۹
۱۰-۲ پیشینه تحقیقات مرتبط با لرزه‌نگاری انفجار	۴۹
۱۱-۲ لرزش‌های ناشی از انفجار در معادن	۵۹
۱۲-۲ پارامترهای مهم در ارزیابی ارتعاشات	۶۰

۶۵	پارامترهای انفجاری مؤثر در سطح لرزش‌ها.....
۷۴	اندیس‌های ارزیابی خسارت.....
۷۷	پیشینه تحقیقات مرتبط با مدل‌سازی انفجار.....
۸۸	جمع‌بندی.....
۸۹	فصل سوم معرفی منطقه و مطالعات آزمایشگاهی.....
۹۰	۱-۳ مقدمه.....
۹۰	۲-۳ منطقه طزره.....
۹۱	۳-۳ زمین‌شناسی منطقه مورد مطالعه.....
۹۴	۴-۳ تکتونیک در منطقه طزره.....
۹۴	۵-۳ نوع زغال سنگ.....
۹۵	۶-۳ مختصری درباره لایه K12 مورد مطالعه.....
۹۷	۷-۳ مطالعات آزمایشگاهی.....
۹۸	۸-۳ آزمون‌های غیر مخرب.....
۹۸	۱-۸-۳ چکش اشمیت.....
۹۹	۲-۸-۳ آزمون تعیین سرعت عبور امواج التراسونیک.....
۱۰۱	۹-۳ آزمون‌های مخرب.....
۱۰۱	۱-۹-۳ مقاومت فشاری تک‌محوره (نامحصور).....
۱۰۳	۲-۹-۳ آزمون مقاومت فشاری سه محوری سنگ.....
۱۰۵	۱۰-۳ تحلیل آزمایشگاهی.....
۱۰۹	۱۱-۳ جمع‌بندی.....
۱۱۱	فصل چهارم مطالعات لرزه‌نگاری.....
۱۱۲	۱-۴ مقدمه.....
۱۱۲	۲-۴ فرآیند مطالعاتی.....
۱۱۷	۳-۴ تحلیل لرزه‌ای.....
۱۱۷	۴-۴ مدل‌های تجربی پیش‌بینی لرزش زمین.....
۱۲۰	۵-۴ مدل‌های ریاضی.....
۱۲۳	۶-۴ سرعت ذره‌ای مجاز.....
۱۲۵	۷-۴ تحلیل محتوای فرکانس.....
۱۲۶	۸-۴ جمع‌بندی.....
۱۲۷	فصل پنجم مدل‌سازی عددی.....
۱۲۸	۱-۵ مقدمه.....
۱۲۸	۲-۵ مدل عددی.....
۱۳۳	۳-۵ تحلیل فاصله تعادلی فشار برجا.....

۱۳۴	۴-۵ تحلیل جابجایی تونل‌ها و کارگاه
۱۳۸	۵-۵ تحلیل تنش‌ها در کارگاه و تونل‌ها
۱۴۵	۶-۵ مدل دینامیک
۱۴۹	۱-۶-۵ بارگذاری دینامیک و شرایط مرزی
۱۵۰	۲-۶-۵ میرایی مکانیکی
۱۵۱	۳-۶-۵ انتشار موج
۱۵۳	۷-۵ پاسخ دینامیک
۱۶۰	۸-۵ جمع‌بندی
۱۶۱	فصل ششم نتیجه‌گیری و پیشنهادات
۱۶۲	۱-۶ نتیجه‌گیری و پیشنهادات
۱۶۶	منابع و مراجع

فهرست شکل‌ها

- شکل ۱-۲ پایه‌های باقیمانده در روش جبهه کار طولانی ۱۳
- شکل ۲-۲ قسمت‌های مختلف یک کارگاه جبهه کار طولانی ۱۴
- شکل ۳-۲ تفاوت سقف اصلی و سقف بلافاصله در کارگاه جبهه کار طولانی ۱۶
- شکل ۴-۲ توزیع تنش در اطراف پهنه جبهه کار طولانی ۱۹
- شکل ۵-۲ توزیع فشار در محدوده جبهه کار ۲۰
- شکل ۶-۲ فشارهای تکیه‌گاهی در اطراف یک پهنه جبهه کار طولانی ۲۱
- شکل ۷-۲ عوامل موثر بر توزیع تنش در کارگاه استخراج جبهه کار طولانی ۲۴
- شکل ۸-۲ تغییرات تنش تکیه‌گاهی جلویی برای طول‌های مختلف ۳۴
- شکل ۹-۲ تخریب نامتقارن به دلیل شیب لایه‌های سقف ۳۵
- شکل ۱۰-۲ رابطه نگهداری سقف و سنگ‌های اطراف ۳۷
- شکل ۱۱-۲ پارامترهای جابجایی سقف در جهت شیب ۳۸
- شکل ۱۲-۲ رابطه نگهداری سنگ‌های اطراف و امتداد جبهه کار استخراجی ۳۹
- شکل ۱۳-۲ توزیع تنش و جابجایی مدل عددی در کارگاه استخراج و تونل‌ها ۵۴
- شکل ۱۴-۲ تغییر شکل زمین در حین پیشروی کارگاه استخراج ۴۸
- شکل ۱۵-۲ پارامترهای رابطه هولمبرگ ۶۲
- شکل ۱۶-۲ محدوده‌های وابسته به فرکانس-سرعت ذرات برای اجتناب از خسارت سازه طبق استاندارد USBM ۶۵
- شکل ۱۷-۲ میرایی امواج با عمق برای ماسه سنگ متراکم غیراشباع ۶۶
- شکل ۱۸-۲ تأثیر خرج کل بر روی لرزش زمین با حداکثر خرج تأخیری یکسان در فواصل مختلف رفتارنگاری ۶۹
- شکل ۱۹-۲ تأثیر وقفه تأخیری بر روی لرزش زمین ۶۹
- شکل ۲۰-۲ تأثیر نوع ماده منفجره بر تغییرات PPV ۷۱
- شکل ۲۱-۲ اثر ماده منفجره بر لرزش زمین در منطقه زغالی WCL هند ۷۲
- شکل ۲۲-۲ تأثیر سطح آزاد بر سرعت حداکثر ذرات ۷۲
- شکل ۲۳-۲ فشار چال مثلثی اعمال شده در مدل عددی ۷۹
- شکل ۲۴-۲ تاریخچه زمانی معمول فشار درون چال ناشی از انفجار ۷۹
- شکل ۲۵-۲ اثر فشار انفجار بر شکست چال‌های ردیفی ۸۳

- شکل ۲-۲۶ مدل اتوداین و نقاط رفتارنگاری ۸۴
- شکل ۲-۲۷ الگوی آتشکاری به همراه شماره تأخیرها ۸۷
- شکل ۲-۲۸ شرایط مرزی اعمال شده بر دیواره چال‌ها بر اساس طول خرج گذاری (تأخیر ۰/۵ ثانیه) ۸۷
- شکل ۲-۲۹ (A) تاریخچه انفجار حاصله از تک چال در AUTODYN و (B) موج تنش اعمالی بر دیواره چال‌ها در طی ۱۰ تأخیر ۸۸
- شکل ۳-۱ تصویر ماهواره‌ای منطقه طزره ۹۳
- شکل ۳-۲ نقشه زمین‌شناسی منطقه طزره ۹۳
- شکل ۳-۳ وضعیت قرارگیری لایه K12 و دو گسل اصلی قطع کننده آن و نیز گمانه حفر شده ۹۶
- شکل ۳-۴ موقعیت تونل‌های پیشروی و کارگاه‌های استخراج در لایه K12 البرز شرقی ۹۶
- شکل ۳-۵ چکش اشمیت به همراه یکی از بلوک‌های مورد آزمون ۹۹
- شکل ۳-۶ تجهیزات انجام آزمایش تعیین سرعت صوت ۱۰۱
- شکل ۳-۷ تعیین مقاومت تک‌محوره سنگ (مغزه تحت اعمال نیرو) ۱۰۲
- شکل ۳-۸ هشت نمونه آزمون شده در آزمایش مقاومت فشاری سه محوری ۱۰۴
- شکل ۳-۹ دستگاه آزمایش مقاومت فشاری سه محوری ۱۰۴
- شکل ۳-۱۰ نتایج آزمون سه محوره بر روی ماسه‌سنگ کمربالای لایه زغالی K12 ۱۰۹
- شکل ۴-۱ الگوی آتشکاری و آرایش معمول چال‌ها در تونل‌های پیشروی K12 ۱۱۴
- شکل ۴-۲ ابزار رفتارنگاری لرزش‌های انفجار و ژئوفون نصب شده در سقف کارگاه ۱۱۵
- شکل ۴-۳ نمونه‌ای از هیستوگرام سرعت ذره‌ای سه مؤلفه‌ای و شدت صوت برای داده شماره ۱۲ از جدول ۴-۱ ۱۱۵
- شکل ۴-۴ مقایسه سرعت ذره‌ای اندازه‌گیری شده و محاسبه شده از مدل‌های تجربی و پیشنهادی ۱۲۲
- شکل ۴-۵ نمودار مقایسه‌ای PPV محاسبه شده توسط رابطه تجربی، رابطه‌ی پیشنهادی، مقادیر اندازه‌گیری در محل ۱۲۳ ۱۲۳
- شکل ۴-۶ نواحی خسارت ناشی از آتشکاری در حفاریات زیرزمینی ۱۲۴
- شکل ۴-۷ تحلیل فرکانس‌های برداشت شده بر اساس استاندارد USBM ۱۲۶
- شکل ۵-۱ نمای مدل عددی مورد استفاده در مطالعه حاضر ۱۳۰
- شکل ۵-۲ مدل عددی به همراه توپوگرافی ۱۳۱
- شکل ۵-۳ نتایج آزمون مقاومت فشاری در نرم‌افزار FLAC3D بر روی سنگ‌های منطقه تخریب ۱۳۲
- شکل ۵-۴ تغییرات چسبندگی و اصطکاک با کرنش پلاستیک اعمال شده در مدل عددی ۱۳۳

- شکل ۵-۵ الف) رابطه کرنش بحرانی و مقاومت فشاری ساکورایی، ب) رابطه کرنش بحرانی و مدول الاستیک ساکورایی برای تونل‌ها..... ۱۳۵
- شکل ۵-۶ همگرایی قائم نهایی تونل‌ها بعد از ۲۱۰ متر پیشروی ۱۳۶
- شکل ۵-۷ کرنش برشی نهایی تاج تونل‌ها بعد از ۲۱۰ متر پیشروی ۱۳۶
- شکل ۵-۸ تغییرات جابجایی حقیقی سقف کارگاه در امتداد عرضی (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)..... ۱۳۷
- شکل ۵-۹ تغییرات کرنش برشی سقف کارگاه استخراج در راستای عرضی (پیشروی کارگاه ۱۹۸ متر)..... ۱۳۷
- شکل ۵-۱۰ جابجایی قائم نهایی در مدل (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)..... ۱۳۸
- شکل ۵-۱۱ تغییرات تنش‌های قائم در تاج تونل‌ها (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)..... ۱۳۹
- شکل ۵-۱۲ تغییرات تنش‌های قائم در دیواره تونل‌ها (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری) ... ۱۴۰
- شکل ۵-۱۳ تنش‌های قائم در بالا، مرکز و پایین کارگاه استخراج (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)..... ۱۴۱
- شکل ۵-۱۴ تنش‌های قائم در بالا، مرکز و پایین کارگاه استخراج- مدل هوک-براون (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)..... ۱۴۱
- شکل ۵-۱۵ تحلیل تنش‌ها در کارگاه جبهه کار طولانی شیب‌دار ۱۴۲
- شکل ۵-۱۶ تنش‌های قائم نهایی در مدل (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)..... ۱۴۲
- شکل ۵-۱۷ تغییرات تنش قائم در راستای عرض پهنه جبهه کار طولانی در فواصل مختلف از جبهه کار (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)..... ۱۴۳
- شکل ۵-۱۸ تنش‌های افقی در بالا، مرکز و پایین کارگاه استخراج بعد از ۱۹۸ متر پیشروی (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)..... ۱۴۳
- شکل ۵-۱۹ تنش‌های قائم در پایه‌های زغال بالا و پایین (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متر)..... ۱۴۴
- شکل ۵-۲۰ وضعیت بلوکی در مدل هوک-براون ۱۴۵
- شکل ۵-۲۱ نمای مدل عددی و نواحی حفاری شامل تونل‌ها و کارگاه..... ۱۴۷
- شکل ۵-۲۲ مقطع و الگوی آتشکاری معمول در سینه کارهای سنگی K12..... ۱۴۸
- شکل ۵-۲۳ شرایط مرزی اعمال شده بر دیواره چال‌ها در مدل ۱۴۹
- شکل ۵-۲۴ موج استارفیلد به عنوان شرایط مرزی چال‌های انفجاری..... ۱۵۰
- شکل ۵-۲۵ تغییرات نسبت میرایی بحرانی با فرکانس زاویه‌ای..... ۱۵۱

- شکل ۵-۲۶ سرعت ذره‌ای نقطه‌ای در جبهه کار تونل (محل انفجار)..... ۱۵۴
- شکل ۵-۲۷ سرعت ذره‌ای نقطه‌ای در کف تونل در فاصله ۲۸ متر از محل انفجار..... ۱۵۵
- شکل ۵-۲۸ سرعت ذره‌ای نقطه‌ای در سقف کارگاه به فاصله ۴۵ متری از محل انفجار..... ۱۵۵
- شکل ۵-۲۹ سرعت ذره‌ای نقطه‌ای در کف تونل در فاصله ۲۲ متری از محل انفجار..... ۱۵۶
- شکل ۵-۳۰ مقایسه سرعت ذره‌ای حداکثر PPV از فرمول تجربی، روش تجربی-عددی و مقادیر اندازه‌گیری..... ۱۵۷
- شکل ۵-۳۱ تنش قائم در دیواره تونل پس از انفجار (جبهه کار تونل در موقعیت $X=63$)..... ۱۵۸
- شکل ۵-۳۲ همگرایی تونل پس از انفجار (جبهه کار تونل در موقعیت $X=63$)..... ۱۵۸
- شکل ۵-۳۳ کرنش برشی در تاج تونل پس از انفجار (جبهه کار تونل در موقعیت $X=63$)..... ۱۵۹
- شکل ۵-۳۴ کرنش برشی حداکثر در نیمه بالایی کارگاه پس از انفجار (جبهه کار کارگاه در موقعیت $X=18$)..... ۱۵۹

فهرست جداول

- جدول ۱-۲ مقدار نسبت شکم دادگی لایه قبل از شکسته شدن برای سنگ‌های مختلف..... ۲۷
- جدول ۲-۲ رابطه فاکتور تورم با ابعاد ذرات..... ۲۸
- جدول ۳-۲ رابطه فاکتور تورم با فشار وارده..... ۲۹
- جدول ۴-۲ ضرایب محاسبه ارتفاع متوسط ناحیه تخریب..... ۳۰
- جدول ۵-۲ ضرایب محاسبه ارتفاع متوسط ناحیه شکسته شده..... ۳۰
- جدول ۶-۲ مروری بر تحقیقات مؤلفین مختلف در زمینه توزیع تنش و تحلیل طبقات سقف کارگاه..... ۴۴
- جدول ۷-۲ مروری بر کارهای تحقیقاتی مرتبط با ارزیابی اثرات زمین ناشی از آتشکاری روباز و زیرزمینی..... ۵۰
- جدول ۸-۲ اندیس خسارت انفجار و نوع خسارت..... ۷۶
- جدول ۹-۲ حد آستانه BDF و مقدار متناظر PPV برای دو سایت معدنی..... ۷۷
- جدول ۱۰-۲ مروری بر کارهای تحقیقاتی مرتبط با مدل‌سازی آسیب‌های ناشی از انفجار..... ۸۶
- جدول ۱-۳ لایه های زغالی قابل کار و اقتصادی (به روش‌های سنتی) در معدن زغال‌سنگ طزره..... ۹۵
- جدول ۲-۳ مشخصات ژئوتکنیکی توده سنگ (محیط انتشار موج)..... ۹۷
- جدول ۳-۳ اعداد ثبت شده توسط چکش اشمیت..... ۹۸
- جدول ۴-۳ نتایج آزمون التراسونیک (سرعت موج)..... ۱۰۰
- جدول ۵-۳ مشخصات نمونه‌ها و نتایج آزمون تک‌محوره..... ۱۰۲
- جدول ۶-۳ نتایج آزمون مقاومت فشاری سه محوره..... ۱۰۵
- جدول ۷-۳ کیفیت توده سنگ در سیستم طبقه‌بندی مختلف..... ۱۰۵
- جدول ۸-۳ مقایسه دقت روش‌های مختلف در تخمین UCS..... ۱۰۶
- جدول ۹-۳ پارامترهای محاسبه شده هوک-براون..... ۱۰۷
- جدول ۱۰-۳ پارامترهای مقاومتی در تحلیل توده سنگ موردنظر..... ۱۰۸
- جدول ۱-۴ داده‌های ثبت شده از رفتارنگاری لرزه‌ای منطقه مطالعاتی..... ۱۱۶
- جدول ۲-۴ معیارهای پیش‌بینی لرزش زمین مورد استفاده در این پژوهش..... ۱۱۹
- جدول ۳-۴ ضریب همبستگی (R^2)، متوسط مربعات خطا ($RMSE$)، نسبت واریانس (VAF)..... ۱۲۲
- جدول ۴-۴ مقدار آستانه PPV برای ایمنی کارهای زیرزمینی..... ۱۲۵
- جدول ۱-۵ پارامترهای مکانیکی توده سنگ و زغال‌سنگ..... ۱۳۰

- جدول ۲-۵ پارامترهای مقاومتی ناحیه تخریب..... ۱۳۱
- جدول ۳-۵ مشخصات سیستم نگهداری تونل‌ها و کارگاه مورداستفاده در این مطالعه..... ۱۳۳
- جدول ۴-۵ مقایسه مسافت پیشروی کارگاه استخراج برای دستیابی به تنش برجا در دو روش..... ۱۳۳
- جدول ۵-۵ بیشینه جابجایی نهایی قائم سقف اصلی کارگاه استخراج در سه مدل مختلف..... ۱۳۴
- جدول ۶-۵ کرنش و کرنش برشی مجاز بر طبق معیار ساکورایی..... ۱۳۵
- جدول ۷-۵ مقادیر همگرایی و کرنش بحرانی تونل‌ها و کارگاه استخراج..... ۱۳۸
- جدول ۸-۵ وضعیت دسته‌درزه استفاده شده در مدل عددی..... ۱۴۷
- جدول ۹-۵ توزیع خرج چال‌های انفجاری در سینه کارهای سنگی K12..... ۱۴۸
- جدول ۱۰-۵ پارامترهای موردنیاز در محاسبه فشار استارفیلد..... ۱۴۹
- جدول ۱۱-۵ مقایسه داده‌های ثبت شده از رفتارنگاری لرزه‌ای و مدل عددی برای تونل و کارگاه..... ۱۵۴

فصل اول

کلیات

۱-۱ مقدمه

در طی عملیات استخراج جبهه کار طولانی، پایداری لایه‌های سقف و پیش‌بینی گام تخریب مناسب پس از استخراج زغال و پیشروی سینه‌کار و دستگاه‌های نگهدارنده، مهم‌ترین مرحله این روش محسوب می‌شود. دلیل اهمیت این مرحله در نقش آن برای ایجاد محیطی ایمن از طریق کاهش تنش روی دستگاه‌های نگهداری و پایه‌ها و همچنین حفظ تداوم عملیات است. عدم شناسایی و برآورد صحیح نیروهای مؤثر در پایداری سقف و گام تخریب، موجب پیشامدهایی مانند افزایش تنش در محیط، افزایش همگرایی سقف و کف در سینه‌کار، تخریب سنگ سقف و انفجار هوا خواهد شد. از این رو پایداری و تخریب به‌موقع و مناسب سقف در این روش را می‌توان یکی از عوامل موفقیت روش دانست؛ بنابراین در نظر گرفتن تمام نیروهای مؤثر در پایداری لایه‌های سقف و درک چگونگی تأثیر عوامل مختلف بر روی آن‌ها از گام‌های اساسی و اولیه در طراحی روش جبهه کار طولانی و مراحل استخراج است. بر این اساس ارائه مدلی که قابلیت تشریح خصوصیات و شرایط نیروهای وارده و خصوصاً "نیروهای دینامیکی ناشی از ارتعاشات آتشکاری در جبهه کارهای پیشروی بر لایه‌های مختلف سقف و پیش‌بینی رفتار آن‌ها را داشته باشد، رویکردی مهم برای تضمین موفقیت روش همراه با افزایش سطح تولید و ایمنی است.

در این تحقیق سعی شده است تا در ابتدا منابع مختلف و پژوهش‌های انجام‌شده تاکنون، مورد بررسی قرار گیرد و سپس با استفاده از نکات پیشنهادی آن‌ها و به حداقل رساندن نواقص موجود، پایداری سقف کارگاه استخراج و گام تخریب در روش جبهه کار طولانی با منظور نمودن همه نیروها و درعین حال ساده، بر اساس روش‌های علمی مورد بررسی قرار خواهد گرفت.

۱-۲ ضرورت انجام تحقیق

مهم‌ترین روش استخراج زغال سنگ در ایران روش استخراج غیرمکانیزه جبهه کار طولانی است که از لحاظ هزینه با روش‌های سطحی قابل مقایسه است. به‌طور مشخص مهم‌ترین گام برای موفقیت یک روش مطالعات امکان‌سنجی دقیق و طراحی صحیح است. فرایند پایداری سقف 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 تمامی نیروهای مؤثر بر پایداری لایه‌های سقف مرحله‌ای اساسی و بنیادی در طراحی و پس از آن در استخراج است. با توجه به بررسی‌های انجام‌شده مشخص است که پدیده لرزش زمین در عملیات استخراج معادن خصوصاً زمانی که عملیات آتشکاری انجام می‌شود یک امر معمول است. از این‌رو با مطالعه آنچه گذشت در میان عوامل مؤثر در پایداری سقف که تاکنون ارائه شده است، فقدان اثر نیروهای ناشی از آتشکاری که در معادن زیرزمینی، در جبهه کارهای پیشروی صورت می‌گیرد به‌خوبی احساس می‌شود. لذا بررسی اثر تمامی نیروهای مؤثر بر پایداری سقف و تعیین اهمیت آن‌ها بر اساس روش‌های علمی و همراه با اندازه‌گیری این نیروها با ابزار و وسایل موجود کاملاً ضروری است. لرزش زمین در اثر آتشکاری در معادن زیرزمینی از مشکلات اساسی در صنعت معدنکاری است و پیش‌بینی آن نقش مهمی در کم کردن خسارت وارده به محیط بازی می‌کند. تحقیقاتی که در این زمینه وجود دارد اثر آتشکاری در معادن سطحی، روی معادن زیرزمینی و یا معادن سطحی لحاظ شده است و تأثیر آتشکاری ناشی از فعالیت‌های زیرزمینی بر روی پایداری سقف کارگاه کمتر دیده شده و به همین دلیل بررسی آن در این تحقیق ضرورت دارد. با توجه به این مطالب به‌طور خلاصه ضرورت انجام این تحقیق را می‌توان به‌صورت زیر بیان کرد:

- ۱- اهمیت زغال‌سنگ در حوزه انرژی و صنعت.
- ۲- وجود ذخایر زغال‌سنگی قابل توجه در کشور ضمن اینکه برای استخراج این ذخایر از روش‌های کارگر بر و سنتی استفاده می‌شود و به‌صورت غیرمکانیزه استخراج صورت می‌گیرد و در کارهای آماده‌سازی هم‌زمان با استخراج از حفاری و آتشکاری استفاده می‌شود.
- ۳- اهمیت بالای روش استخراج جبهه‌کار طولانی غیرمکانیزه در ذخایر زغالی و نقش اساسی فرایند آتشکاری بر روی پایداری کارگاه در مراحل طراحی و استخراج.
- ۴- گستردگی و پراکندگی مطالعات بر روی پایداری کارگاه و عدم مطالعه در مورد اثر ارتعاشات ناشی از

آتشکاری بر روی پایداری سقف کارگاه.

۱-۳ اهداف تحقیق

هدف اصلی این تحقیق بررسی اثر ارتعاشات ناشی از آتشکاری بر پایداری سقف کارگاه و گام تخریب در جبهه کارهای استخراج در روش استخراج جبهه کار طولانی در لایه‌های زغالی است. برای نیل به این هدف، در این پژوهش موارد زیر دنبال می‌شود.

۱- با به‌کارگیری روش‌های اندازه‌گیری به کمک دستگاه‌های رفتار نگاری لرزه‌ای آتشکاری در قسمت‌های مختلف تونل‌های پیشروی و کارگاه استخراج، امواج تولیدی ناشی از آتشکاری در سینه کارهای پیشروی اندازه‌گیری خواهد شد.

۲- با اندازه‌گیری جابجایی‌ها در کارگاه استخراج و با لحاظ نمودن کلیه عواملی که در پایداری سقف کارگاه مؤثرند، می‌توان تاثیر انفجار برگام تخریب را بررسی نمود که به تبع آن ایمنی کارگاه افزایش پیدا خواهد کرد.

۳- تحلیل پایداری سقف کارگاه استخراج جبهه کار طولانی به روش عددی و مقایسه نتایج حاصل از آن با اندازه‌گیری‌های برجا برای اعتبار سنجی انجام خواهد شد.

۴- بر اساس اطلاعات حاصل از تمرکز تنش و جابجایی‌ها در کارگاه استخراج و بر اساس داده‌های دینامیکی پایش شده ناشی از آتشکاری، تحلیل پایداری سقف کارگاه با ضریب ایمنی بالاتر انجام خواهد شد.

۵- کاهش توقف در عملیات استخراج با پایش رفتار سقف و در نتیجه افزایش تولید.

۱-۴ ساختار رساله

رساله حاضر نتایج یک کار تحقیقاتی پیرامون تأثیر انفجار در تونل‌های پیشروی بر خود تونل و کارگاه استخراج شیب‌دار لایه K12 زغال‌سنگ البرز شرقی می‌باشد و می‌تواند به رفتار و اثرات ناشی از انفجار در فضاهای زیرزمینی تعمیم داده شود. انتظار می‌رود که کار تحقیقاتی ارائه‌شده در این رساله در فهم

رفتار مکانیکی آسیب‌های ناشی از انفجار پیرامون فضاهای زیرزمینی در سنگ متوسط مفید واقع شود. فرآیند مطالعاتی رساله و تدوین نتایج آن به‌طور خلاصه مراحل زیر را شامل می‌شود:

فصل اول: در فصل اول به شرح مقدمه و کلیات موضوع، ضرورت انجام تحقیق و اهداف مدنظر پرداخته شد. اهمیت روش جبهه کار طولانی و فرآیند انفجار در تونل‌های پیشروی و به‌تبع آن پدیده لرزش زمین در عملیات استخراج، الهام‌بخش موضوع رساله فعلی بوده است.

فصل دوم: در این فصل در ابتدا روش استخراج جبهه کار طولانی و نحوه آماده‌سازی کارگاه شرح داده می‌شود. سپس انواع سقف در این روش توضیح داده می‌شود. توزیع تنش‌ها پیرامون کارگاه استخراج و عوامل متعددی که بر آن تأثیرگذار هستند، بخش دیگری از این رساله را تشکیل می‌دهد. سابقه تحقیقات مرتبط با توزیع تنش‌ها و رفتار طبقات سقف در اطراف کارگاه جبهه کار طولانی در بخش بعدی شرح داده شده است. در قسمت بعدی دینامیک انفجار سنگ و مقالات مرتبط با این موضوع گردآوری شده‌اند. در این بخش به موضوعات مهمی مانند لرزش زمین ناشی از انفجار پارامترهای قابل ثبت از قبیل سرعت ماکزیمم ذرات و فرکانس و نیز عوامل مؤثر بر این لرزش‌ها شامل دو دسته پارامترهای اصلی طراحی انفجار و پارامترهای کیفی توده سنگ شرح داده شده است و اندیس‌های خسارت مربوطه آورده شده است. در تحلیل امواج لرزه‌ای ناشی از انفجار و آسیب وارده بر فضاهای زیرزمینی تحقیقات گسترده‌ای تاکنون انجام شده است که برخی از این تحقیقات به‌عنوان نمونه در انتهای این فصل گردآوری شده است. این فصل به لحاظ اهمیت موضوع بخش عمده‌ای از رساله حاضر را به خود اختصاص می‌دهد هرچند به علت پیچیدگی فرآیند انفجار علی‌رغم تحقیقات گسترده ماهیت آن به علت تعدد پارامترهای مؤثر و نیز تداخل امواج باهم، همچنان ناشناخته است. کارهای عددی انجام شده تاکنون به علت زمان‌بر بودن حل این نوع از مسائل عمدتاً به انواع دوبعدی محدود شده است.

فصل سوم: اطلاعات کاملی از وضعیت زمین‌شناسی، شرایط ساختاری و تکتونیک و موقعیت پهنه‌های استخراجی در این فصل آمده است. لایه K12 مورد مطالعه در پژوهش حاضر نیز به‌اختصار توضیح داده شده

است. تمامی پارامترهای مورد استفاده در سرتاسر رساله حاضر با نمونه برداری از معدن و انجام آزمون‌های آزمایشگاهی حاصل شده‌اند. در بخش بعدی نتایج آزمایش‌های مربوطه شامل آزمون چکش اشمیت، آزمون مقاومت تک‌محوره، آزمون سرعت امواج التراسونیک و آزمون مقاومت فشاری سه محوره درج شده‌اند و در ادامه به تحلیل این آزمون‌ها و حصول پارامترهای مشخص که ورودی مدل عددی مطالعه حاضر را تشکیل می‌دهند اقدام شده است.

فصل چهارم: برداشت‌های لرزه‌نگاری در محدوده کارگاه استخراج و تونل‌های لایه K12 در این فصل شرح داده شده است. تعداد ۲۹ رکورد ۳ مؤلفه‌ای (در مجموع ۸۷ داده) که اندازه‌گیری پارامترهای ناشی از آشکارسازی در سینه کارهای پیشروی شامل سرعت حداکثر محلی ذرات PPV، شتاب حداکثر ذرات PPA، جابجایی محلی ذرات PPD، لرزش هوا و فرکانس ارتعاش متناظر با آن‌ها می‌باشد توسط دستگاه ۴ کانال Blastmate ثبت شده است. معادلات متداول پیش‌بینی کننده لرزش زمین در این بخش مورد بحث و بررسی قرار می‌گیرد. به لحاظ عدم همبستگی بالای معادلات تجربی، تحلیل دیگری بر مبنای توان متغیر فاصله و خرج مصرفی و با استفاده از روش رگرسیون غیرخطی چند متغیره انجام و ارائه شد. تعداد ۹ داده از ۲۹ داده موجود به منظور صحت‌سنجی مدل ریاضی مورد نظر استفاده شد. مقایسه شاخص‌های مختلف نشان از ضریب اطمینان بالای معادله پیشنهادی دارد. تحلیل حداکثر سرعت ذره‌ای مجاز و تحلیل محتوای فرکانس طبق استاندارد USBM بخش‌های پایانی این فصل را تشکیل می‌دهند.

فصل پنجم: استخراج پهنه جبهه کار طولانی منجر به حرکت رو به پایین طبقات سقف و تغییر تنش‌های طبیعی برجا می‌شود. رفتار طبقات سقف به عواملی از قبیل ضخامت روباره، مقاومت و ضخامت لایه‌های سنگی سقف، طول و عرض پهنه و ارتفاع لایه زغال قابل استخراج بستگی دارد. امروزه روش‌های عددی به دلیل قابلیت انعطاف‌پذیری بالا و امکان تحلیل سریع در بررسی رفتار توده سنگ کاربرد ویژه‌ای پیدا کرده‌اند لذا در این پژوهش، از روش عددی تفاضل محدود و نرم‌افزار FLAC^{3D} برای مدل‌سازی کارگاه استخراج جبهه کار طولانی استفاده می‌شود. روند مدل‌سازی عددی، انتخاب ابعاد هندسی مدل، بررسی تعادل اولیه و عدم

تأثیرپذیری مرزها، انتخاب گام پیشروی، انتخاب مشخصه‌های ناحیه تخریب از جمله موارد مورد بحث در این فصل است. بررسی جابجایی کارگاه و تونل‌ها و مقایسه با مقادیر مجاز از معیار ساکورایی و نیز بررسی تنش‌ها در کارگاه و تونل‌ها از بخش‌های دیگر این فصل هستند. در بخش بعدی تحلیل لرزه‌ای انفجار در تونل‌های پیشروی و ارزیابی لرزش‌ها در محدوده کارگاه بررسی می‌شود.

فصل ششم : در این فصل نتایج کلی هر بخش به اختصار ذکر می‌شود. به‌طور کلی در رساله حاضر پس از مرور نوشتار تحقیقاتی مرتبط موجود، به شرح سایت معدنی مورد مطالعه و آزمون‌های آزمایشگاهی پرداخته و در بخش بعدی مطالعات میدانی لرزه سنجی در اثر انفجار بررسی می‌شود. بخش پایانی مطالعات حاضر به شبیه‌سازی عددی و تحلیل نتایج آن اختصاص دارد.

فصل دوم

مبانی نظری و سابقه علمی موضوع

۱-۲ مقدمه

روش استخراج جبهه کار طولانی^۱ از جمله روش‌هایی است که ابداع آن به قرن هفدهم در اروپا برمی‌گردد. این روش اولین بار در معادن زغال‌سنگ انگلستان مورداستفاده قرار گرفت و سپس در تمام کشورهای تولیدکننده زغال به‌استثنای آمریکا به‌کار برده شد. به‌طور کلی این روش در کنسارهای لایه‌ای در معادن زغال‌سنگ، معادن فلزی و معادن غیرفلزی که دارای شیب و ضخامت کم هستند مورداستفاده قرار می‌گیرد.

روش جبهه کار طولانی در زمره روش‌های بزرگ‌مقیاس 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).

روش جبهه کار طولانی به دو روش سنتی و مکانیزه انجام می‌شود. با توجه به نیاز بالا و درخواست جهانی برای زغال‌سنگ در حال و آینده و نیز مسئله قیمت تمام‌شده، پایداری تولید و ایمنی، روش مکانیزه از اقبال بیشتری برای استفاده در کشورهای مختلف برخوردار است. این در حالی است که نمی‌توان از سهم روش سنتی در استخراج زغال‌سنگ در برخی کشورها که دارای نیروی انسانی فراوان و نیز در لایه‌های با شرایط زمین‌شناسی خاص صرف‌نظر نمود. روش جبهه کار طولانی به‌صورت مکانیزه و غیرمکانیزه با توجه به شرایط لایه زغالی قابل انجام است که در آن، روش مکانیزه به‌عنوان یک روش توانمند و با نرخ تولید بالا در میان متخصصان معدنکاری به‌عنوان نماد پیشرفت و فناوری روز معدنکاری شناخته می‌شود (حسینی، ۱۳۹۰).

این روش دارای مزیت‌های زیادی است که به چند مورد آن اشاره می‌شود

(Peng and Chiang, 1984).

(۱) پیوستگی عملیات.

(۲) افزایش ایمنی به علت نگهداری کامل سقف کارگاه استخراج و جابجایی اندک تجهیزات.

^۱Longwall

- ۳) نرخ استخراج بالا و در نتیجه به استفاده بهتر از ذخیره.
 - ۴) انعطاف پذیری زیاد در شرایط متغیر سقف و عمق لایه.
 - ۵) امکان کنترل بیشتر نشست زمین.
 - ۶) عدم نیاز به نصب پیچ سنگ در کارگاه و صرف نظر از هزینه‌های آن.
- البته در کنار مزایای فوق همانند هر روش دیگر دارای معایبی نیز هست که می‌توان به موارد زیر اشاره کرد.

- ۱- هزینه سرمایه‌گذاری زیاد برای خرید تجهیزات.
- ۲- صرف زمان زیاد برای نصب تجهیزات در نتیجه زمان زیاد آماده‌سازی.
- ۳- هزینه‌های زیاد انتقال و جابجایی تجهیزات.
- ۴- محدودیت کاربرد روش مکانیزه در مواردی که لایه دارای ضخامت و شیب متغیر است.
- ۵- محدودیت کاربرد روش در مواردی که سنگ سقف خیلی نرم باشد.

۲-۲ روش جبهه کار طولانی

۱-۲-۲ آماده‌سازی

آماده‌سازی کارگاه استخراج روش جبهه کار طولانی در لایه‌ها با شیب کم با تقسیم‌بندی قطعه معدن^۱ به قطعات کوچک‌تر به صورت پهنه‌ای^۲ صورت می‌گیرد و در لایه‌ها با شیب متوسط و زیاد به صورت طبقاتی^۳ به قطعات کوچک‌تر تقسیم می‌شود. در نوع پهنه‌ای یک راهروی اصلی^۴ در داخل ماده معدنی و تقریباً در وسط پهنه حفر می‌شود و از این راهرو، راهروهای پهنه‌ای^۵ به صورت متعامد منشعب می‌شوند. این راهروها در انتها به راهروهای شریانی (مرزی)^۶ متصل می‌شوند. راهروهای شریانی به منظور برگشت هوای آلوده به مسیرهای هوای برگشتی اصلی متصل هستند. به منظور حفظ

¹ Mine field

² panel

³ Level

⁴ Main entries

⁵ Panel entries

⁶ Bleeder entries

راهروهای اصلی و شریانی در دو انتهای پهنه پایه‌های که به پایه‌های حائل^۱ مشهورند باقی گذاشته می‌شوند. به پایه‌های باقیمانده از ماده معدنی در راهروهای طرفین هر پهنه پایه‌های زنجیری^۲ گفته می‌شود. در شکل ۱-۲ موقعیت پایه‌های حائل و زنجیری در پهنه‌های روش جبهه کار طولانی نشان داده شده است (عطایی، ۱۳۹۰- الف)

در لایه‌ها با شیب متوسط تا زیاد که اکثر ذخایر زغالی ایران و از جمله ذخایر زغالی البرز شرقی از این دسته می‌باشند، تقسیم‌بندی به صورت طبقاتی است و قطعه معدن به یک سری طبقه تقسیم می‌شود و در واقع یک طبقه قسمتی از قطعه معدن است که از بالا به تونل تهویه و از پائین به تونل اصلی محدود می‌شود تونل‌ها ممکن است داخل لایه حفر شوند و یا موازی لایه که در هر صورت جهت حفر آن‌ها نیاز به حفاری و آتشکاری است. در طرح طبقاتی برای حفظ راهروی اصلی پایه‌هایی به عرض ۴ تا ۸ متر باقی گذاشته می‌شود و جهت حفظ راهروی تهویه نیز پایه‌های از ماده معدنی به عرض ۴ تا ۶ متر از ماده معدنی باقی گذاشته می‌شود این مقدار ممکن است بسته به شرایط لایه از نظر عمق، شیب، ضخامت و مقاومت ماده معدنی و همچنین مقاومت و شرایط سنگ کمربالای لایه زغال سنگ تغییر نماید.

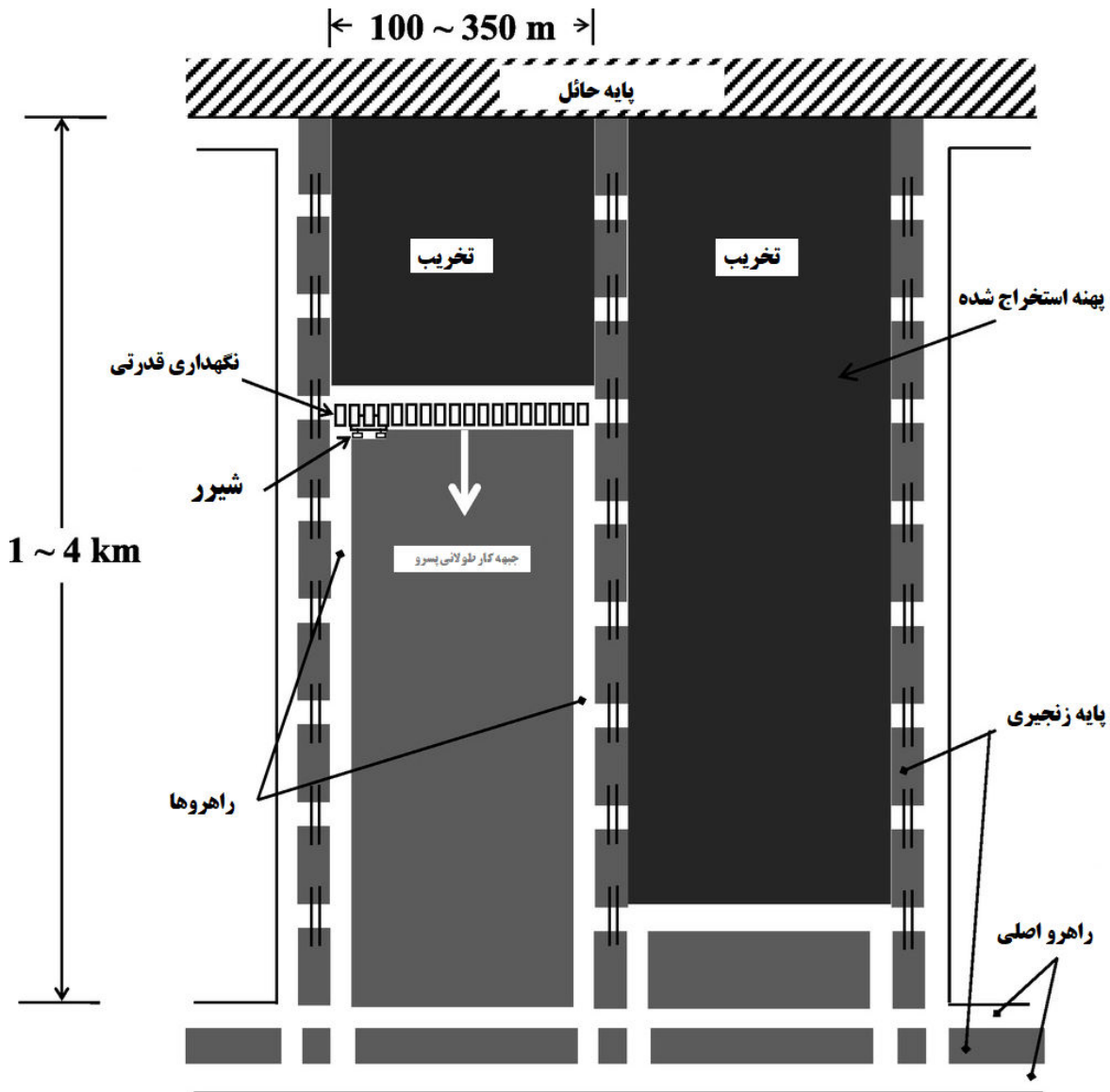
۲-۲-۲ روش استخراج

استخراج در روش جبهه کار طولانی به صورت پیشرو و یا پس‌رو انجام می‌شود در روش پیشرو پس از حفر راهروی اصلی راهروهای نصب تجهیزات به موازات راهروهای اصلی و در پشت پایه حائل حفر می‌شود و در داخل آن تجهیزات کارگاه شامل سیستم کندن وسایل نگهداری و حمل و نقل نصب می‌شود. پس از آماده‌سازی کارگاه، مواد معدنی به صورت برش‌هایی در طول کارگاه، استخراج می‌شود. در روش پس‌رو ابتدا راهروی نصب تجهیزات به موازات راهروی اصلی تا انتهای پهنه حفر شده سپس آماده‌سازی و استخراج انجام می‌شود. برای کندن ماده معدنی از چال زنی و آتشکاری و یا ماشین‌های

¹ Barrier pillar

² Chain pillar

زغال کن استفاده می‌شود. مواد کنده شده یا بر روی ناو مجاور جبهه کار ریخته شده و توسط آن به نقاله اصلی منتقل می‌شود. در دستگاه‌های مکانیزه حمل و نقل زغال داخل کارگاه استخراج توسط ناو زنجیری و یا ناوهای AFC¹ انجام می‌شود.



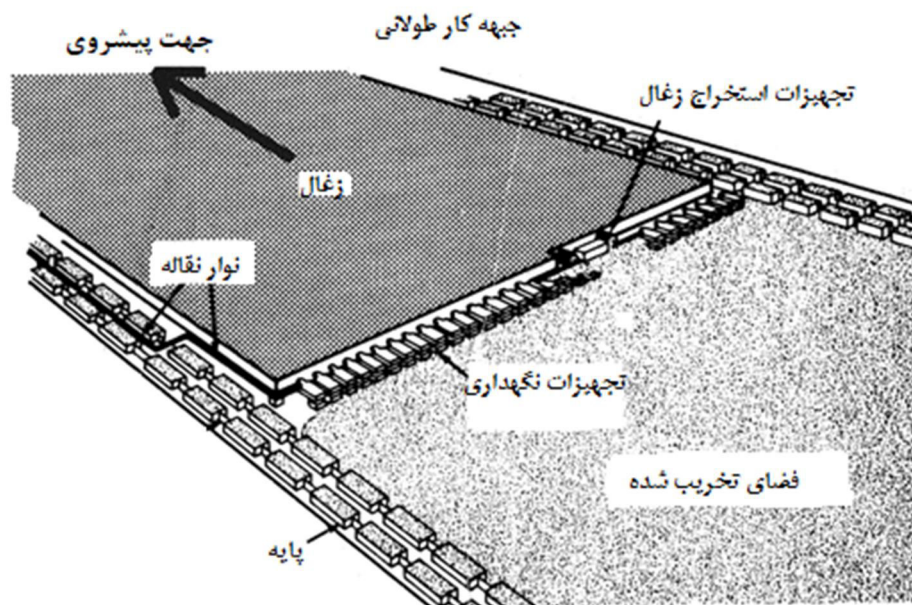
شکل ۱-۲ پایه‌های باقیمانده در روش جبهه کار طولانی (Verma and Deb, 2013)

سقف جبهه کار به وسیله پایه‌های چوبی، تک پایه‌های فلزی^۲ پایه‌های اصطکاکی، جک‌های هیدرولیکی و یا توسط وسایل نگهداری قابل انعطاف قدرتی^۱ که توان تحمل بار زیادی دارند و از پایه و سپر

¹ Armored face conveyor

² Prop

تشکیل شده‌اند، نگهداری می‌شود. با پیشروی جبهه کار ناو مخصوص جبهه کار و تجهیزات نگهداری با یک برنامه معین به سمت جلو حرکت می‌کنند و به سنگ‌های سقف در پشت تجهیزات نگهداری، امکان تخریب داده می‌شود. تخریب در واقع باعث کنترل فشار سقف می‌شود. به منطقه تخریب شده فضای تخریب گفته می‌شود (عطایی، ۱۳۹۰- الف). در شکل ۲-۲ نمایی از این روش استخراج نشان داده شده است.



شکل ۲-۲ قسمت‌های مختلف یک کارگاه جبهه کار طولانی (عطایی، ۱۳۹۰- الف).

در کارگاه‌های استخراج که به دلیل شیب زیاد به‌عنوان یکی از پارامترهای مؤثر در انتخاب روش استخراج امکان کار به‌صورت مکانیزه وجود ندارد و به‌صورت غیرمکانیزه و دستی کار انجام می‌شود. کندن زغال به کندی صورت می‌پذیرد و با گسترش جبهه کار به‌صورت مایل امکان فعالیت چند سری نیرو کاری به‌طور هم‌زمان فراهم می‌شود و در لایه‌های شیب‌دار یا پرشیب اگر ساختمان لایه اجازه دهد زغال را می‌توان بدون احتیاج به شیار دادن، با ماشین‌های برشی با حداکثر هوای فشرده استخراج نمود. در شیب زیاد احتمال جدا شدن و افتادن قطعات زغال سنگ زیاد بوده و غلتیدن آن‌ها بر روی کف کارگاه خطری برای افراد و وسایل به وجود می‌آورد و در طول جبهه کار به قطعاتی تقسیم‌شده و

¹ Flexible powered support

کارگاه استخراج زغال به ترتیب از پایین‌ترین قطعه آغاز می‌شود و با اختلاف فاصله‌ای قطعات بالاتر نسبت به قطعات پایین‌تر قرار می‌گیرند به نحوی که به شکل یک پلکان معکوس درآمد و به ترتیب کارگرانی که در زیر عرض پلکان مشغول کار هستند از خطرات ناشی از غلتیدن زغال و سنگ در محل کار آن‌ها مصون می‌باشند.

زغال کنده شده از جبهه کار روی کف کارگاه لغزیده و مستقیماً به قسمت‌های پایین‌تر رفته و در پایین‌ترین قسمت از طریق خروجی وارد واگن‌ها در راهروی اصلی باربری می‌شود. فضای خالی شده ناشی از استخراج ممکن است به‌طور کامل یا به‌طور جزئی پر شود یا در مواردی تخریب شود. نگهداری جبهه کار توسط ستون‌های عمود بر کف و سقف لایه که در ردیف‌های موازی در امتداد شیب لایه نصب می‌شوند انجام می‌گیرد و روی ستون‌ها در زیر سقف سرلا و در امتداد شیب لایه قرار می‌گیرد. در لایه‌های پرشیب علاوه بر ستون و سرلا از جرز هم به‌خصوص برای استفاده از روش تخریبی به‌عنوان خط تخریب در کارگاه‌هایی که به‌صورت پله معکوس درآمد استفاده می‌شود. فاصله بین جرزها به مقاومت سنگ کمربالا بستگی دارد. معمولاً آن‌ها را در ردیف‌هایی در امتداد شیب لایه به فاصله ۲-۴ متر قرار می‌دهند و فاصله بین جرزها در هر ردیف ممکن است ۳-۶ متر باشد (عطایی، ۱۳۹۰- الف).

۲-۳ انواع سقف در کارگاه‌های جبهه کار طولانی

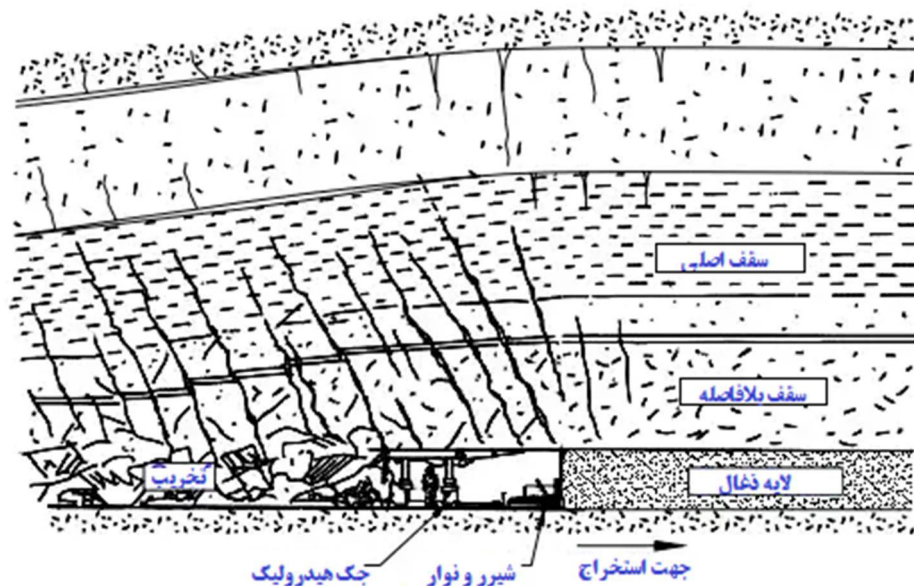
به‌طور خلاصه دو نوع سقف در کارگاه‌های جبهه کار طولانی شناسایی شده است. لایه‌های سنگی روباره که مستقیماً بر روی لایه زغال سنگ قرار دارند را سقف بلافاصله^۱ می‌گویند (Peng, 2006). از سوی دیگر لایه‌های سنگی بالای سقف بلافاصله و در پایین‌ترین بخش شکسته شده قرار می‌گیرند، سقف اصلی^۲ را تشکیل می‌دهند (شکل ۲-۳).

^۱ Immediate roof

^۲ Main roof

۲-۳-۱ سقف اصلی

همان‌طور که در شکل ۲-۳ مشاهده می‌شود، لایه‌های سنگی بالای سقف بلافاصله که در قسمت زیرین زون شکست قرار دارند، سقف اصلی را تشکیل می‌دهند. با بررسی ستون چینه‌شناسی در بالای لایه زغال‌سنگ می‌توان ضخامت سقف اصلی را تعیین نمود. به‌طور کلی سقف اصلی همان لایه‌های قسمت پایینی زون شکست بوده که هرچند اندکی شکسته شده‌اند اما تخریب نمی‌شوند. به‌عبارت‌دیگر لایه‌های سنگی سقف اصلی دچار شکست شده ولی تخریب نمی‌شوند و بنابراین قادر به انتقال نیروهای افقی می‌باشند. البته میزان نیروهای انتقالی در قسمت انتهایی (منطقه تخریب) لایه‌ها کمتر از جلوی آن‌ها (بالای جبهه کار و سیستم نگهداری) است.



شکل ۲-۳ تفاوت سقف اصلی و سقف بلافاصله در کارگاه جبهه کار طولانی (Peng, 2006).

سقف اصلی معمولاً در جهت پیشروی جبهه کار در فواصل منظم دچار شکست شده و در نتیجه باعث اعمال بار ناشی از وزن لایه‌های سنگی سقف بر کارگاه استخراج خواهد شد. سقف اصلی بسته به مشخصات توالی لایه‌های سنگی و فاصله بین لایه‌های منطقه، ممکن است از یک لایه سنگی تشکیل شده باشد. حرکت لایه‌های سنگی در سقف اصلی تأثیر زیادی بر روی پایداری سقف بلافاصله و به تبع آن پایداری سیستم نگهداری درون کارگاه استخراج خواهد گذاشت. لازم به ذکر است که

حرکت لایه‌های سنگی بالای سقف اصلی تأثیر قابل توجهی بر روی پایداری جبهه کار نخواهد داشت (Peng, 2006).

۲-۳-۲ سقف بلافاصله

همان‌طور که در شکل ۲-۳ مشاهده می‌شود، به ناحیه‌ای از لایه‌های سنگی روباره که مستقیماً بر روی لایه زغال سنگ واقع شده و ضخامت آن حدود ۲ تا ۸ برابر ضخامت لایه زغال سنگ است، سقف بلافاصله گفته می‌شود. چون لایه‌ها در فضای تخریب شکسته و تخریب می‌شوند، قادر به انتقال نیروی افقی در جهت استخراج نمی‌باشند، بنابراین وزن سقف بلافاصله باید به‌طور کامل توسط سیستم نگهداری قدرتی، تحمل شود. طبقه‌بندی‌های مختلفی برای سقف بلافاصله ارائه شده است. بر اساس طبقه‌بندی پنگ و چیانگ^۱ (Peng and Chiang, 1984)، سقف بلافاصله به سه گروه (الف) ناپایدار، (ب) پایداری متوسط و (ج) پایدار تقسیم می‌شود.

۲-۴ توزیع تنش در اطراف کارگاه استخراج جبهه کار طولانی

با اندازه‌گیری فشارهای وارده بر توده سنگ برجا در اطراف کارگاه‌های جبهه کار طولانی مشاهده شده است که از یک عمق مشخص به بعد (۳۰۰ تا ۴۰۰ متر)، نصب یک سیستم نگهداری با ظرفیت تحمل بار ۲۰ تا ۵۰ تن به ازای هر مترمربع از سقف کارگاه، برای تأمین پایداری کارگاه استخراج کافی است. این موضوع حتی در اعماق بیشتر از ۱۴۰۰ متر هم در اروپا ثابت شده است. بدیهی است در این حالت ظرفیت سیستم نگهداری در مقایسه با وزن لایه‌های روباره خیلی کم است و از ۱ تا ۲ درصد وزن روباره تجاوز نمی‌کند (Bieniawski, 1987). از این پدیده گاهی موارد به‌عنوان معجزه معدن یاد می‌شود. برای تشریح این موضوع فرض می‌شود که وزن لایه‌های روباره به جلو، عقب و دو طرف کارگاه استخراج انتقال داده می‌شود. تئوری‌های مختلفی برای تشریح این پدیده ارائه شده است که از بین آن‌ها تئوری موسوم به انتقال بخش قابل توجهی از بار ناشی از وزن لایه‌ها به جلوی جبهه کار

^۱ Peng and Chiang

مقبولیت بیشتری پیدا کرده است. به عبارت دیگر بار ناشی از وزن لایه‌ها، سبب ایجاد یک زون پرفشار در جلوی کارگاه استخراج شده و با پیشروی جبهه کار حرکت می‌کند (Bieniawski, 1987). این پدیده سبب ایجاد یک پل در بالای کارگاه استخراج می‌شود که یک پایه آن بر روی زغال سنگ استخراج نشده و پایه دیگر آن در فضای تخریب واقع شده است. هر دو پایه این پل تحت فشار بوده و در نتیجه سیستم نگهداری تنها بار ناشی از لایه‌های سنگی با ضخامت خیلی کم (حدود ۱۰ تا ۱۵ متر) را تحمل می‌کند. در شکل ۲-۴ تغییرات فشار تکیه‌گاهی در اطراف پهنه جبهه کار طولانی نمایش داده شده است. با استخراج لایه زغال سنگ شرایط تعادل تنش‌های برجا تغییر کرده و توزیع مجدد تنش‌های برجا در محدوده کارگاه استخراج جبهه کار طولانی منجر به افزایش تمرکز تنش در نقاط مختلف اطراف کارگاه می‌شود. در این رابطه سه نوع فشار تکیه‌گاهی ایجاد خواهد شد که عبارت‌اند از (Peng and Chiang, 1984):

- ۱) فشار تکیه‌گاهی جلویی^۱
- ۲) فشار تکیه‌گاهی جانبی^۲
- ۳) فشار تکیه‌گاهی عقبی^۳

فشار تکیه‌گاهی جلویی معمولاً در فاصله ۱ تا ۳ متری جلوی جبهه کار، به حداکثر مقدار خود یعنی حدود ۵ برابر فشار اولیه روباره افزایش می‌یابد. این افزایش فشار در جلوی جبهه کار حتی بدون در نظر گرفتن برهم‌نهی تنش‌های ناشی از استخراج پهنه مجاور قبلی، سبب ایجاد مشکلات قابل توجه مربوط به کنترل لایه‌ها در هر دو تونل ورودی و خروجی می‌شود.

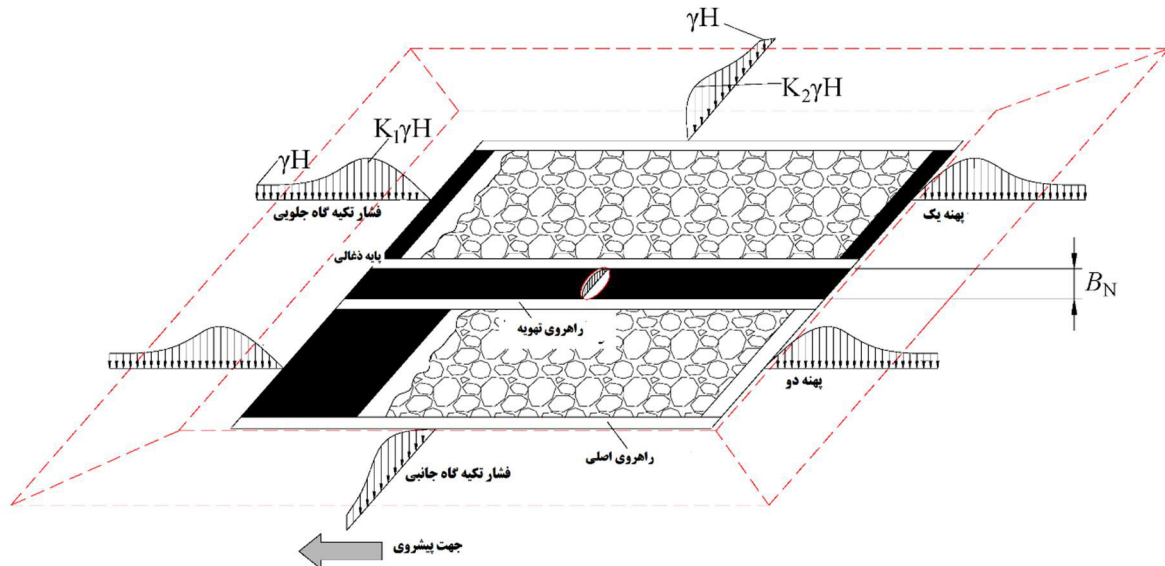
در صورتی که برهم‌نهی تنش‌های ناشی از استخراج پهنه مجاور در نظر گرفته شود، تونل خروجی بیشتر از تونل ورودی تحت فشار قرار خواهد گرفت. این موضوع به خاطر برهم‌نهی فشار در پهنه قبلی است. به عبارت دیگر فشار تکیه‌گاهی جانبی در پهنه‌ای که قبلاً استخراج شده است با فشارهای

¹ Front abutment pressure

² Side abutment pressure

³ Rear abutment pressure

تکیه‌گاهی جانبی و جلویی پهنه‌ای که هم‌اکنون در حال استخراج است، جمع می‌شود. معمولاً ناپایداری متداول در تونل خروجی پهنه جبهه کار طولانی از نوع شکست برشی^۱ است (عطایی، ۱۳۹۰- الف).



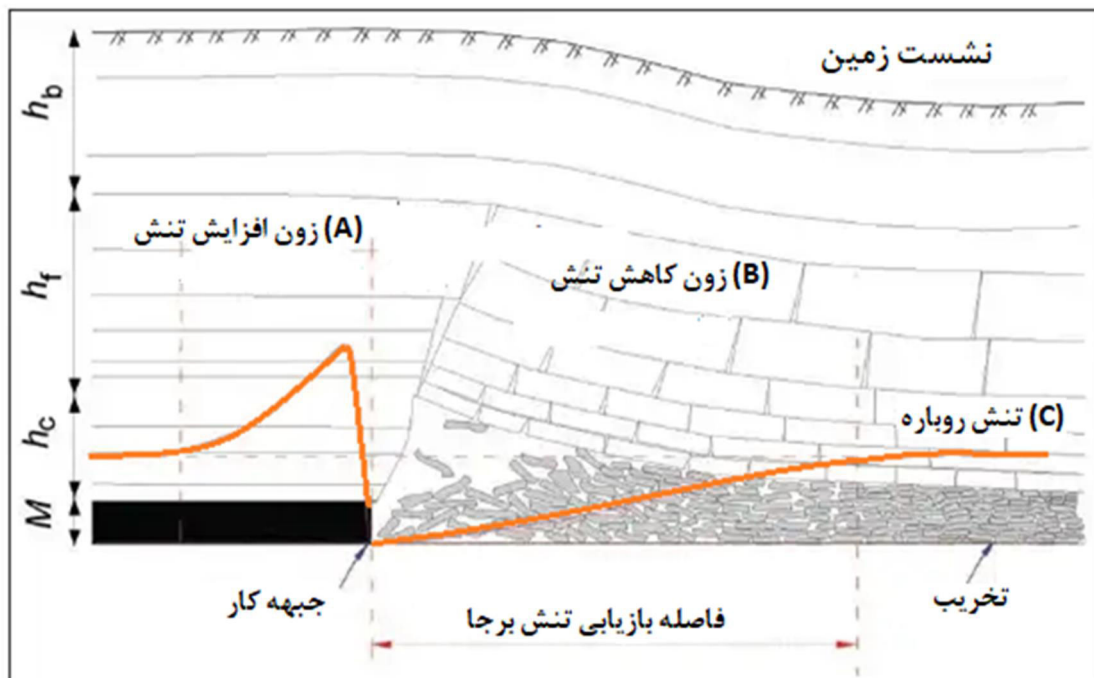
شکل ۲-۴ توزیع تنش در اطراف پهنه جبهه کار طولانی (Gao et al, 2017)

در شکل ۲-۵ نحوه توزیع مجدد تنش در اطراف کارگاه استخراج جبهه کار طولانی نشان داده شده است. در زون A از حدود ۱۰۰ متری جلوی جبهه کار، مؤلفه عمودی تنش از مقدار اولیه (فشار روباره) شروع به افزایش می‌کند. به این ترتیب که در ابتدا به صورت آهسته و سپس با یک نرخ جهشی تا رسیدن به حداکثر مقدار خود افزایش می‌یابد. زون B یک زون کاهش تنش^۲ است که در آن بار وارد بر سقف خیلی کمتر از فشار روباره است. پس از آن که بار وارده بر سقف به حداقل مقدار ممکن رسید، به صورت آهسته افزایش می‌یابد و به همین ترتیب در زون C در فاصله چند صد متری پشت کارگاه (منطقه تخریب) به افزایش ادامه می‌دهد تا به حالت تعادل (فشار روباره) برسد.

^۱ Cutter-type failure

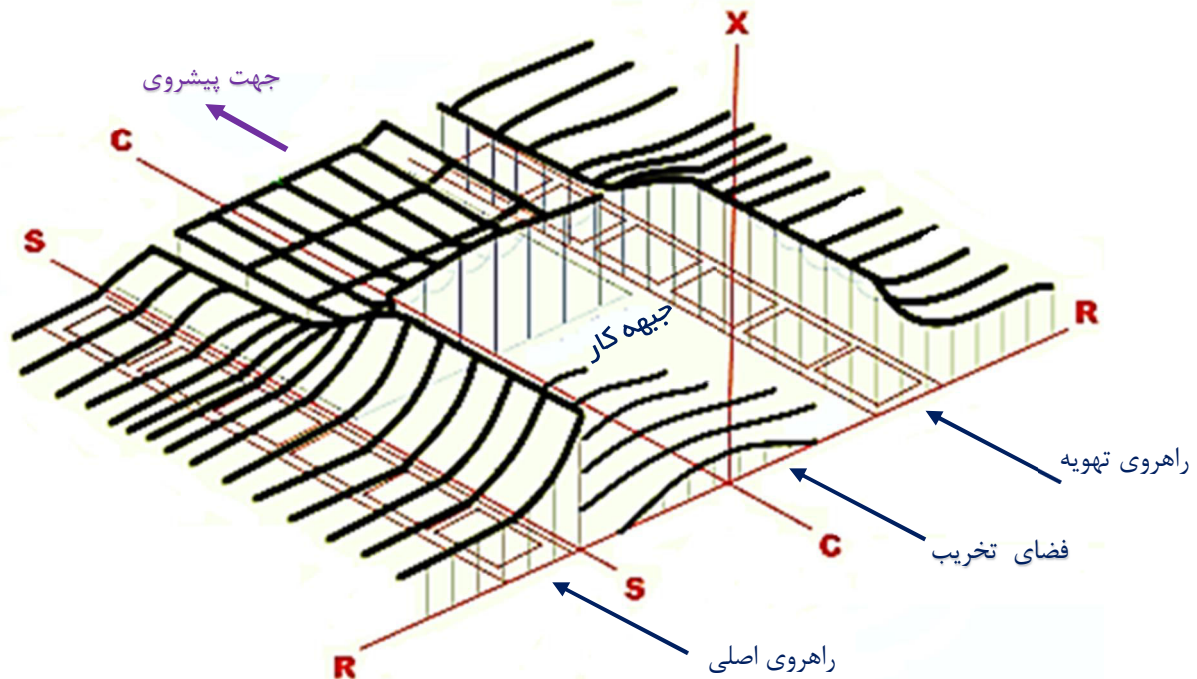
^۲ Distressed zone

موقعیت حداکثر فشار تکیه‌گاهی جلویی از محلی به محل دیگر به علت تغییر خصوصیات لایه‌ها تغییر می‌کند. حداکثر فشار تکیه‌گاهی جلویی در لایه‌های زغال‌سنگ انگلستان تقریباً نزدیک جبهه کار و در فاصله ۱ تا ۳ متری جلوی خط جبهه کار مشاهده شده است (Bieniawski, 1987). در مطالعات اندازه‌گیری‌های برج‌ها در کارگاه‌های جبهه کار طولانی معدن شماره یک اوگلا^۱ در ایالات ویرجینیای غربی مشاهده شده است که حداکثر فشار تکیه‌گاهی جلویی در فاصله حدود ۵ تا ۹ متری در جلوی خط جبهه کار رخ می‌دهد (Peng and Chiang, 1984). وضعیت عمومی فشار تکیه‌گاهی جلویی و جانبی در کارگاه زغال‌سنگ جبهه کار طولانی به صورت سه‌بعدی در شکل ۲-۶ نشان داده شده است. لازم به ذکر است که پروفیل‌های فشار در شرایط مختلف ممکن است کمی متفاوت باشد. این تفاوت ناشی از ضرورت حفاری گالری‌های ورودی و خروجی به صورت چند ورودی و همچنین ایجاد پایه‌های اطمینان برای نگهداری تونل تهویه است که سبب تغییر توزیع تنش می‌شوند (Yavuz, 2004).



شکل ۲-۵ توزیع فشار در محدوده جبهه کار (Yavuz, 2004)

¹ Olga one



شکل ۲-۶ فشارهای تکیه‌گاهی در اطراف یک پهنه جبهه کار طولانی (Peng 1986).

۲-۵ پیشینه تحقیقات مرتبط با توزیع تنش در کارگاه استخراج

از زمان معرفی روش استخراج جبهه کار طولانی در استخراج زیرزمینی زغال سنگ، بررسی فرایند پایداری لایه های سقف پس از استخراج زغال و پیشروی سینه کار و تجهیزات نگهداری همواره یکی از مسائل پیچیده این روش بوده است. بر اساس مطالعات انجام شده در آمریکا (Peng, 1986)، فشار تکیه‌گاهی جلویی در فاصله ۳۰ متری جلوی جبهه کار، به سرعت افزایش یافته و در فاصله ۱ تا ۶ متری جلوی جبهه کار به حداکثر مقدار خود که معادل $1/2$ تا ۶ برابر فشار روباره است، خواهد رسید. به علت برهم‌نهی فشارهای تکیه‌گاهی جلویی و جانبی، مقدار فشار تکیه‌گاهی جلویی در امتداد جبهه کار غیریکنواخت است. به این ترتیب که معمولاً در دو انتهای جبهه کار مقدار تکیه‌گاهی جلویی بیشتر بوده و در فاصله ۱۰ تا ۲۳ متری از طرفین به سمت مرکز به سرعت کاهش یافته و پس از آن به یک حالت ثابت و یکنواخت می‌رسد. در محدوده کارگاه استخراج، فشار قائم نسبت به فشار روباره به مقدار زیادی کاهش خواهد یافت. فشار تکیه‌گاهی جانبی که در طرفین پهنه و در امتداد منطقه تخریب رخ می‌دهد، در

کنارهای پهنه به بیشترین مقدار خود می‌رسد. حداکثر مقدار فشار تکیه‌گاهی جانبی به فاصله ۳ تا ۱۰ متر از طرفین جبهه کار رخ داده و با فاصله از دیواره‌ها به مقدار یک‌چهارم تا یک‌سوم برابر ضخامت روباره یا ۶۰ متر برای کارگاه‌های تک پهنه‌ای، به‌طور نمایی کاهش می‌یابد و درنهایت به حالت تعادل (فشار روباره) خواهد رسید. حداکثر فشار تکیه‌گاهی جانبی برای روباره‌ای با متوسط ضخامت ۲۴۴ متر، معادل ۱۸ مگا پاسکال اندازه‌گیری شده است (Peng, 1986).

به‌طور کلی برای کارگاه‌های چند ورودی، مقدار تغییرات فشار تکیه‌گاهی جانبی در اولین ردیف پایه‌های زنجیری از ۰/۴ تا ۳/۵ برابر فشار روباره بسته به محل قرارگیری نقاط اندازه‌گیری و سطح مقطع پایه متغیر است. همچنین بسته به عرض کلی پایه و زون تأثیر تکیه‌گاهی جانبی، تغییرات تنش در پایه وقتی که جبهه کار پهنه دوم نیز در حال پیشروی باشد، ممکن است به بیش از ۷ برابر زمانی که پهنه اول در حال استخراج است، برسد (Bieniawski, 1987). مقدار فشار تکیه‌گاهی جانبی در اثر استخراج پهنه دوم حدود ۱/۶ تا ۱۰ برابر تنش‌های اولیه است. به‌رحال با پیشروی بیشتر جبهه کار، دیواره‌های تونل در ناحیه تخریب تسلیم‌شده و محل حداکثر تکیه‌گاهی جانبی با یک فاصله تقریبی ۰/۱۵ برابر ارتفاع روباره به سمت بیرون حرکت می‌کند. یادآوری می‌شود که در محدوده جبهه کار، فشارهای تکیه‌گاهی جانبی و جلویی با یکدیگر جمع شده و سبب افزایش فشار می‌شوند. همچنین در منطقه تخریب حداکثر فشار از فشار روباره تجاوز نخواهد کرد. همچنین از حیث موقعیت مکانی، حداکثر فشار تکیه‌گاهی در لایه زغال‌سنگ و حداکثر فشار تکیه‌گاهی در سقف الزاماً در یک صفحه قائم واقع نخواهد شد و بسته به صلبیت^۱ نسبی لایه‌های سقف بلاواسطه و لایه زغال‌سنگ ممکن است هر دو از صفحه قائم منحرف شوند.

رفتارنگاری برجای تنش و جابجایی در فضای تخریب و سقف بلافصل به‌واسطه عدم دسترسی همواره مشکل بوده است. لذا نوشتار محققین در گذشته فرض‌هایی را مطرح کرده است که بر مبنای روش غیرمستقیم مدل‌سازی و یا تحلیلی بوده تا اندازه‌گیری برجا. توزیع تنش‌ها در ناحیه تخریب و فاصله

¹ Rigidity

تعادلی تنش برجا در کارگاه افقی به تفصیل توسط یاووز (Yavuz, 2004) بررسی شده است. یاووز رابطه تنش- کرنش سنگ‌های تخریبی را با پارامترهای مؤثر آن یعنی عمق کارگاه، ضخامت لایه، فاکتور تورم و مقاومت سنگ مطالعه و بر اساس بررسی‌های میدانی و آزمایشگاهی قبلی روابطی را در این زمینه ارائه نمود و سپس با ارائه یک مدل عددی مورد اعتبارسنجی قرار داد. وانگ و همکاران (Wang et al, 2017) با مرور کارهای تحقیقاتی قبلی، مدلی تحلیلی بر اساس مشخصه‌های تنش- کرنش سنگ تخریبی برای فاصله تثبیت تنش برجا و به فرم لگاریتمی ارائه نمودند که با مدل آزمایشگاهی آن‌ها مورد تأیید قرار گرفت. دانگ‌فنگ و همکاران (Dongfeng et al., 2017) رفتار طبقات در معدنکاری جبهه کار طولانی تخریب طبقات فوقانی در یک لایه زغالی شیب‌دار و ضخامت بالا را بررسی کردند. نتایج نشان داد که تغییرات فشار طبقات در راستای امتدادی چندان قابل توجه نیست درحالی‌که از پایین به بالا در راستای شیبی فشار نگهداری ثبت شده روند افزایشی دارد. رضایی (Rezaei, 2018) مدل تحلیلی بلندمدت را برای تحلیل پایداری زون تنش‌زدایی در بالای پهنه استخراج شده جبهه کار طولانی ارائه و بر اساس نتایج آنالیز حساسیت، تأثیرگذارترین پارامترها را شناسایی کرد. یوها و شوکان (Yuehua and Shouqan, 2014) با استفاده از مدل عددی وضعیت تنش‌ها و جابجایی را اطراف کارگاه جبهه کار طولانی شیب‌دار بررسی کردند. آنان دریافتند که رفتار حرکتی سقف کارگاه شیب‌دار با انواع افقی آن کاملاً متفاوت است و فشار نگهداری در پایین کارگاه ممکن است سبب تخریب جدی و جدایش سقف بلافاصله شود. تنش قائم در توده سنگ در دیواره‌های تونل‌ها متمرکز بوده درحالی‌که نواحی کاهش یافته تنش واضحی در پیرامون آن رؤیت شده است. با پیشروی جبهه کار، بیشترین تنش‌های افقی و قائم در اطراف تونل باربری بوده که به ترتیب افزایش حدوداً ۶ و ۹ درصدی را نشان داده است. همچنین نتایج بیانگر افزایش ۵ Mpa تنش قائم از بالا به پایین کارگاه استخراج است. بای و السورث (Bai and Elsworth, 1990) روابط تجربی را به هدف تعیین وسعت زون تخریب و شکسته در شرایط معدنکاری شیب‌دار پیشنهاد نمودند. زنیو و همکاران (Zhenyu et al, 2016) تحقیقاتی را بر روی ارتفاع زون تخریب و شکست با ترکیبی از روش عددی

تفاضل محدود و فرمول‌های تجربی ارائه کردند. ژانگ و همکاران (Zhang et al., 2017) رفتار راهروها بعد از پیشروی در شرایط مختلف سقف را بررسی کردند.

۲-۶ عوامل مؤثر بر توزیع تنش در کارگاه استخراج جبهه کار طولانی

عوامل مؤثر در جابجایی و توزیع تنش‌ها در کارگاه استخراج جبهه کار طولانی را می‌توان همانند شکل ۲-۷ به ۹ گروه کلی تقسیم کرد که در ادامه به شرح آن‌ها پرداخته می‌شود. ارتفاع کارگاه، عمق کارگاه، مقاومت توده سنگ و فاکتور تورم از مهم‌ترین پارامترهای تأثیرگذار بر فشار روباره‌اند (Yavuz, 2004).

عوامل مؤثر بر توزیع تنش‌ها در کارگاه



شکل ۲-۷ عوامل مؤثر بر توزیع تنش در کارگاه استخراج جبهه کار طولانی (Yavuz, 2004)

۲-۶-۱ ضخامت طبقات فوقانی

این پارامتر بر طول تعلیق لایه‌های سقف و ابعاد قطعات سنگ‌های خردشده و ریزش کرده سقف و فاکتور تورم اثر می‌گذارد و از این طریق بر توزیع تنش‌های سقف کارگاه تأثیرگذار است. در حالتی که لایه‌های سقف بلا واسطه نازک هستند، 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 سویی دیگر در این حالت ابعاد قطعات سنگ سقف تخریب‌شده کوچک است و ضریب انبساط برای پر کردن فضای خالی ناشی از استخراج لایه زغال به‌اندازه کافی زیاد است. 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

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

۲-۶-۲ ارتفاع سقف بلاواسطه

ارتفاع سقف بلاواسطه و فاکتور تورم ارتباط تنگاتنگ دارند و به‌این‌ترتیب نقش اساسی در تنش‌های کارگاه استخراج ایفا می‌نماید. آن قسمت از طبقات پوششی که بدون واسطه بر روی لایه زغال و در بالای سقف قرار داشته و بلاواسطه پس از پیشروی جبهه کار به داخل فضای کارگاه ریزش می‌کند، سقف بلا واسطه 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 به‌شدت لایه‌ای بودن، پس از پیشروی وسایل نگهداری تمایل به تخریب دارد. اگر این سقف مقاوم باشد و سخت تخریب شود، به‌صورت یک تیر معلق با طول زیاد در پشت تجهیزات نگهداری باقی می‌ماند که این رویداد نقش اصلی را در بارگذاری روی تجهیزات نگهداری سینه کار بازی می‌کند. سقف بلاواسطه را به دو نوع «سقف بلاواسطه» و «سقف بلاواسطه تخریبی» می‌توان تقسیم کرد که دارای دو مفهوم و عملکرد متفاوت هستند. سقف بلاواسطه همان حالت اول تخریب آسان است؛ یعنی زمانی که لایه‌های سقف ضعیف،

نازک و متورق هستند؛ اما در حالت دوم، زمانی که لایه‌های 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 می‌شود؛ بنابراین در شرایط تخریب مشکل، ضخامت سقف بلاواسطه تخریبی حتی ممکن است برابر با صفر باشد. در برخی از موارد که لایه ضخیمی از زغال استخراج می‌شود، قسمتی از زغال در سقف باقی گذاشته می‌شود. ضخامت زغال باقی‌مانده در سقف به دلیل خصوصیات که تخریبش را ساده می‌کند، می‌تواند به‌عنوان «سقف بلاواسطه تخریبی» عمل کند (Singh and Singh, 2009). در رابطه با سقف بلاواسطه مطالعات زیادی صورت گرفته است که رضایی و همکاران (Rezaei et al., 2015) در مقاله خود تعدادی از آن‌ها را ذکر نموده‌اند.

ارتفاع سقف بلا واسطه برابر با ارتفاع ناحیه تخریب است. ارتفاع تخریب به‌صورت زیر محاسبه می‌شود (Ma et al., 2015b):

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

در این رابطه h_{im} ارتفاع تخریب یا ارتفاع سقف بلا واسطه برحسب متر، m ضخامت لایه زغال یا ارتفاع معدنکاری برحسب متر، K فاکتور تورم 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 بلا واسطه 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 به‌جای عملیات تخریب، سقف و کف به هم می‌رسند، اصطلاح خوابیدن^۱ کمربالا اطلاق می‌شود. اگر $d = d_0 = 0$ باشد، رابطه فوق به‌صورت زیر خواهد بود که بیانگر حداکثر ارتفاع سقف بلا واسطه است:

^۱ Closure

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

مقدار شکم‌دادگی (d) با توجه به مطالعات صحرایی به ارتفاع استخراج بستگی دارد و از رابطه زیر 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	۰/۱ - ۰/۱۵
ماسه‌سنگ ریزدانه متوسط	۰/۱۵ - ۰/۲۵
شیل ماسه‌ای	۰/۳۵ - ۰/۴
شیل و مارن	۰/۴ - ۰/۵
سنگ‌آهک بسیار درزه‌دار	بزرگ‌تر مساوی ۱

برای محاسبه ارتفاع تخریب در مواردی که لایه‌ها شیب‌دار می‌باشند از رابطه زیر می‌توان استفاده نمود (Ma et al., 2015b):

$$h_k = \frac{M}{(K_K-1) \cos \alpha} \quad (5-2)$$

در رابطه فوق h_k ارتفاع سقف بلا واسطه، M ضخامت لایه زغال، α زاویه شیب لایه زغال و k_k فاکتور تورم زغال می‌باشد.

۳-۶-۲ فاکتور تورم

نسبت حجم سنگ پس از شکسته شدن به حجم سنگ برجا بوده و مقدار آن از ۱/۱ تا ۱/۵ تغییر می‌کند. فاکتور تورم به جنس سنگ، شکل و ابعاد قطعات تخریب‌شده، چگونگی انباشت قطعات روی هم و فشار مؤثر بر آن‌ها بستگی دارد (Oraee and Rostami, 2008 ; Fayol, 1885).

ابعاد قطعات تخریب‌شده و وضعیت قرارگیری قطعات به ارتفاع تخریب بستگی دارد. اگر ارتفاع تخریب زیاد باشد، ابعاد قطعات تخریب‌شده کوچک‌تر بوده و وضعیت قرارگیری آن‌ها بی‌قاعده خواهد بود. برعکس اگر ارتفاع تخریب کم باشد، ابعاد قطعات تخریب‌شده بزرگ‌تر بوده و وضعیت قرارگیری آن‌ها بسیار منظم و یکنواخت خواهد بود. در صورتی که قطعات تخریب‌شده دارای توزیع منظمی باشند، فاکتور تورم کوچک‌تر خواهد بود و برعکس در صورتی که قطعات تخریب‌شده دارای توزیع غیرمنظم باشند، فاکتور تورم بزرگ‌تر خواهد بود. در صورت توزیع یکنواخت قطعات تخریب‌شده، سنگ‌های سخت‌تر دارای فاکتور تورم کمتری نسبت به سنگ‌های نرم‌تر هستند زیرا سنگ‌های سخت در ابعاد بزرگ‌تری می‌شکنند. در صورت توزیع غیریکنواخت قطعات تخریب‌شده، سنگ‌های سخت‌تر دارای فاکتور تورم بزرگ‌تری نسبت به سنگ‌های نرم‌تر هستند (Oraee and Rostami, 2008).

اگرچه تعیین و تخمین فاکتور تورم در منطقه استخراج شده (عمدتاً به دلیل عدم دسترسی به مواد در ناحیه تخریب) مشکل است اما تجربیات آزمایشگاهی و برجای فایول (Fayol, 1885) نشان داده‌اند که فاکتور تورم به اندازه ذرات و فشار وارده بستگی دارد. به‌طور کلی فاکتور تورم 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. 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 دوطرفه و پیچیده با فرایند تخریب است.

جدول ۲-۲ رابطه فاکتور تورم با ابعاد ذرات (Fayol, 1885)

مخلوطی از ابعاد	ابعاد قطعات					نوع سنگ
	۱۵-۲۰ (mm)	۱۰-۱۵ (mm)	۲-۳ (mm)	پودر شده	شکسته نشده	
۲/۱۶	۲/۲۵	۲/۲۶	۲/۰۹	۱/۹۶	۱	رس
۲/۲۹	۲/۲۴	۲/۲۱	۲/۱	۲/۱۳	۱	شیل
۲/۱۴	۳/۱	۲/۱۱	۲/۱۴	۲/۱۹	۱	ماسه‌سنگ
۲/۰۲	۲/۲۳	۱/۹۹	۲/۲۴	۲/۰۷	۱	زغال‌سنگ

جدول ۲-۳ رابطه فاکتور تورم با فشار وارده (Fayol, 1885)

فشار وارده (lb/in ²)					
نوع سنگ	شکسته نشده (بدون فشار)	۱۴۲۲	۲۸۴۴	۷۱۱۰	۱۴۲۲۰
رس	۱	۱	۰/۹۸	۰/۷۵	۰/۷
شیل	۱	۱/۲۸	۱/۱۶	۱/۱۰	۰/۹۷
ماسه‌سنگ	۱	۱/۳۶	۱/۲۵	۱/۲۰	۱/۰۵
زغال‌سنگ	۱	۱/۳۰	۱/۲۵	۱/۱۸	۱/۰۹

۲-۶-۴ مقاومت فشاری تک‌محوری

مقاومت‌های فشاری سنگ بکر نقشی کلیدی در پایداری سقف 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 بالای ناشی از عمق زیاد و نوسانات حاصل از عملیات معدنکاری به روش جبهه‌کار طولانی است؛ بنابراین انواع مقاومت‌ها بیانگر رفتار سقف در مواجهه با تنش‌ها 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).

تقریباً در تمام روش‌های رده‌بندی سقف معادن زغال چه با هدف بررسی پایداری سقف و یا رده‌بندی از لحاظ تخریب و چه به دلایل دیگر، مقاومت فشاری تک‌محوری سنگ بکر، پارامتر ثابت روش‌هاست. علت اهمیت این پارامتر را می‌توان در نقش آن در مقاومت کلی سقف بیان کرد. همچنین مقاومت فشاری بر اساس جداول ۲-۴ و ۲-۵ در گسترش ارتفاع تخریب نقش دارد.

جدول ۲-۴ ضرایب محاسبه ارتفاع متوسط ناحیه تخریب (Bai et al, 1995)

سنگ‌شناسی لایه	مقاومت فشاری (MPa)	ضریب c_1	ضریب c_2
مقاوم و سخت	بزرگ‌تر از ۴۰	۲/۱	۱۶
مقاومت متوسط	۲۰ - ۴۰	۴/۷	۱۹
نرم و ضعیف	کمتر از ۲۰	۶/۲	۳۲
هوازده	-	۷	۶۳

جدول ۲-۵ ضرایب محاسبه ارتفاع متوسط ناحیه شکسته شده (Bai et al, 1995)

سنگ‌شناسی لایه	مقاومت فشاری (MPa)	ضریب c_3	ضریب c_4
مقاوم و سخت	بزرگ‌تر از ۴۰	۲/۱	۲
مقاومت متوسط	۲۰ - ۴۰	۱/۶	۳/۶
نرم و ضعیف	کمتر از ۲۰	۳/۱	۵
هوازده	-	۵	۸

از داده‌های متنوع در محیط‌های معدنی با مشخصه‌های زمین‌شناسی و لیتولوژی متفاوت، یک معیار تجربی پیش‌بینی ارتفاع تخریب در چین توسعه داده شد. برای لایه‌های مسطح یا تقریباً مسطح که روش معدنکاری جبهه کار طولانی با تخریب کامل برای آن‌ها به کار می‌رود ارتفاع متوسط سقف تخریبی با معادله ۲-۶ تعیین می‌شود (Bai et al, 1995):

$$H_c = \frac{100 h}{c_1 h + c_2} \quad (۶-۲)$$

همین‌طور بر اساس داده‌های صحرایی گردآوری شده در معادن زغال چین در شرایط تخریب تثبیت‌شده نهایی، معادله ۲-۷ می‌تواند برای تخمین ارتفاع زون شکستگی برای سنگ‌های ضعیف و نرم، متوسط و سخت و قوی بکار رود:

$$H_f = \frac{100 h}{c_3 h + c_4} \quad (۷-۲)$$

در معادلات فوق h ارتفاع کارگاه یا ضخامت لایه H_c و H_f به ترتیب ارتفاع تخریب و شکستگی و c_3 و c_4 ضرایب وابسته به لیتولوژی طبقات است.

۲-۶-۵ تنش‌های برجا

شدت و جهت تنش‌های برجا از عوامل تأثیرگذار بر روی قابلیت تخریب و پایداری سقف کارگاه استخراج 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). با پیشروی جبهه کار طولانی، تنش‌های افقی توده سنگ در انتهای جبهه کار، باربرداری بزرگی روی دیواره زغالی را نشان نمی‌دهد اما به صورت لحظه‌ای سقوط کرده و تنش‌های کششی در سمت تخریب‌شده ایجاد می‌شود. همچنین تنش‌های قائم در مرکز راهروها به طور قابل ملاحظه‌ای تقریباً تا صفر سقوط می‌کند (Yang et al., 2015).

بهترین راه تعیین تنش‌های برجا استفاده از روش‌های موجود در اندازه‌گیری میدانی است؛ اما از آنجاکه معمولاً این نوع از اطلاعات در معادن محدود است می‌توان از روش‌های تحلیلی نیز در تعیین آن‌ها بهره برد. با پیشروی جبهه کار در یک پهنه جبهه کار طولانی، دو مرحله متفاوت در حرکت لایه‌های سنگی روباره ایجاد می‌شود. مرحله اول حرکت روباره از فاصله گالری نصب تجهیزات تا نقطه‌ای است که سقف اصلی برای اولین بار شروع به شکست می‌کند، یا اگر سقف بلافاصله بعد از پیشروی سیستم نگهداری فوراً تخریب نشود، حداکثر فاصله‌ای که با یک تخریب بزرگ مقیاس سقف بلافاصله شروع می‌شود و تا شکست کامل لایه‌های بالایی در سقف اصلی ادامه خواهد داشت. در این فاصله حداکثر فشاری که به سقف کارگاه استخراج اعمال می‌شود، اولین بارگذاری ناشی از وزن لایه‌های روباره گفته می‌شود (Peng, 2006).

۲-۶-۶ عمق لایه

تأثیر عمق لایه زغال را در چند مورد می‌توان بیان کرد. اول اینکه مقدار تنش‌های برجا به‌طور مستقیم با عمق ارتباط دارد. علاوه بر این نحوه توزیع 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 تخریب‌شده افزایش می‌یابد (Oraee and Rostami, 2008).

ژین و همکاران (Jin et al., 2015) با بهره‌گیری از شبیه‌سازی عددی نشان دادند که با افزایش عمق معدنکاری، محدوده مؤثر فشار پایه پیشروی^۲، فاصله بین فشار حداکثر^۳ تا جبهه کار و ضریب تمرکز تنش، همگی روند افزایشی دارند. در عمق معدنکاری ۴۰۰ تا ۶۰۰ متر مقدار این افزایش کمتر قابل توجه بوده اما در اعماق بیش از ۶۰۰ متر مقدار این افزایش کاملاً قابل ملاحظه است. اعماق متجاوز از ۶۰۰ متر در حیطه معدنکاری عمیق طبقه‌بندی شده و ظهور فشار در جبهه کار شدیدتر می‌باشد. تحقیقات در معادن پلاتی بوک کلیف^۴ نشان می‌دهد تنش‌ها در اعماق ۶۰۰ تا ۷۵۰ متری به مقادیر نسبتاً بالایی می‌رسد اگرچه در عمق ۳۶۵ متر نیز این تنش‌های بالا مشاهده شده است (Singh, 2012)

۲-۶-۷ ارتفاع کارگاه

در استخراج جبهه کار طولانی، معمولاً ارتفاع کارگاه استخراج معادل ضخامت لایه است. افزایش ارتفاع کارگاه جبهه کار طولانی، گستره مؤثر فشار پایه‌ای و ضریب تمرکز تنش را افزایش می‌دهد. ضخامت‌های لایه‌ای بیش از ۳/۵ متر در محدوده ضخامت استخراجی بالا طبقه‌بندی شده و ظهور فشار معدنکاری در مقایسه با شرایط معمول شدیدتر است (Jin et al., 2015). این نوع لایه‌های ضخامت بالا

^۱ Abutment pressure

^۲ Advancing Abutment Pressure

^۳ Peak Pressure

^۴ Plateau-book Cleaffs

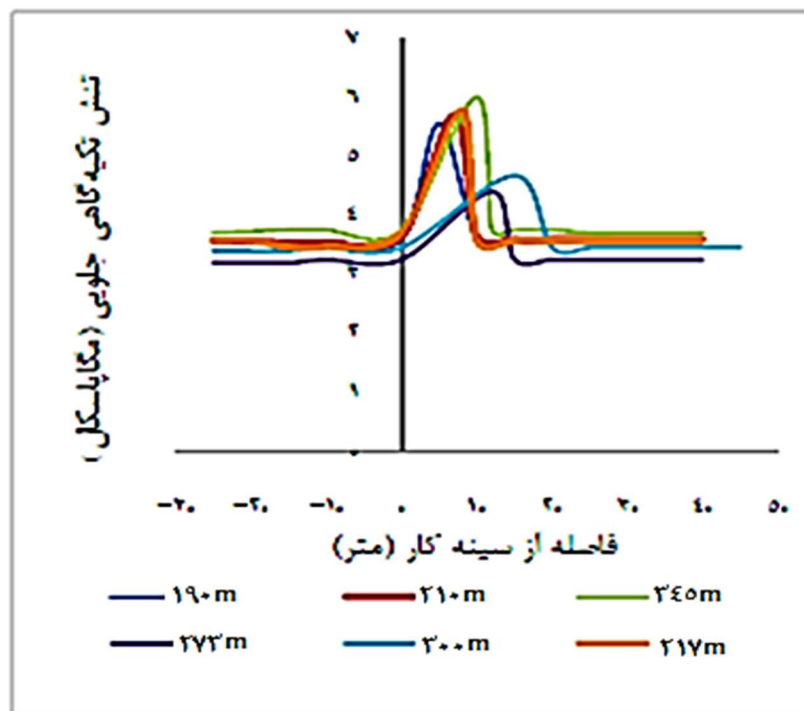
بیش از ۴۰٪ تولید سالانه چین را تشکیل می‌دهند (Song and Yang, 2015).

۲-۶-۸ عرض پهنه

عرض پهنه یا طول جبهه کار تأثیر زیادی بر فشار روباره در پشت جبهه کار و در فضای تخریب‌شده دارد. با افزایش عرض 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 پیش‌بینی‌شده است. بر این اساس همگرایی 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 ۳۰٪ افزایش پیدا می‌کند، (Khanal et al., 2012).

مطالعات صورت گرفته توسط عبدالله زاده و همکاران در سال ۱۳۹۳ (عبدالله زاده و همکاران، ۱۳۹۳)، برای بررسی تأثیر طول کارگاه استخراج بر توزیع تنش‌ها در معدن زغال‌سنگ شماره یک پروده طبس، نشان می‌دهد که طول کارگاه تأثیر غیرخطی بر توزیع تنش تکیه‌گاهی جلویی در کارگاه استخراج دارد به نحوی که با افزایش ۳۰ درصدی طول کارگاه از ۱۹۰ به ۲۴۵ متر، تنش در سقف به میزان ۱۰٪ (از ۵/۵۵ به ۶ مگا پاسکال) افزایش می‌یابد. برای طول‌های بیشتر از ۲۴۵ متر تا ۳۰۰ متر با افزایش ۲۰ درصدی طول کارگاه، تنش در سقف به میزان ۲۷ درصد (از ۶ به ۴/۴ مگا پاسکال) کاهش می‌یابد (شکل ۲-۸). دلیل این رفتار غیرخطی را می‌توان در بروز دو پدیده متعارض دانست که هم‌زمان با افزایش طول کارگاه رخ می‌دهد در اثر حفر کارگاه استخراج، طول کارگاه همانند یک تیر دوسرگیردار عمل می‌کند. در طول‌های کمتر به علت کوتاه‌تر بودن این تیر، فشار وارد بر سقف کارگاه استخراج

کمتر است و با افزایش طول کارگاه نیز روند افزایشی پیدا می‌کند. از سوی دیگر هرچه طول کارگاه بیشتر باشد، حجم بیشتری از طبقات سقف در ناحیه تخریب فروریخته و به‌این‌ترتیب از شدت تنش‌های تکیه‌گاهی در اطراف کارگاه کاسته می‌شود. این تأثیر دوگانه از طول کارگاه سبب می‌شود که تنش‌های تکیه‌گاهی جلویی به ازای یک طول مشخص از کارگاه به حداکثر مقدار خود برسد. نتایج به‌دست‌آمده از مدل‌سازی عددی کارگاه نشان می‌دهد که این طول مشخص حدود ۲۴۰ متر است. با تغییر طول کارگاه از ۱۹۰ تا ۳۰۰ متر، فاصله موقعیت حداکثر تنش از ۵ به ۱۵ متری سینه کار انتقال می‌یابد. به‌عبارت‌دیگر با افزایش طول کارگاه، نقطه حداکثر تنش تکیه‌گاهی جلویی از سینه کار فاصله می‌گیرد (عبدالله زاده و همکاران، ۱۳۹۳).



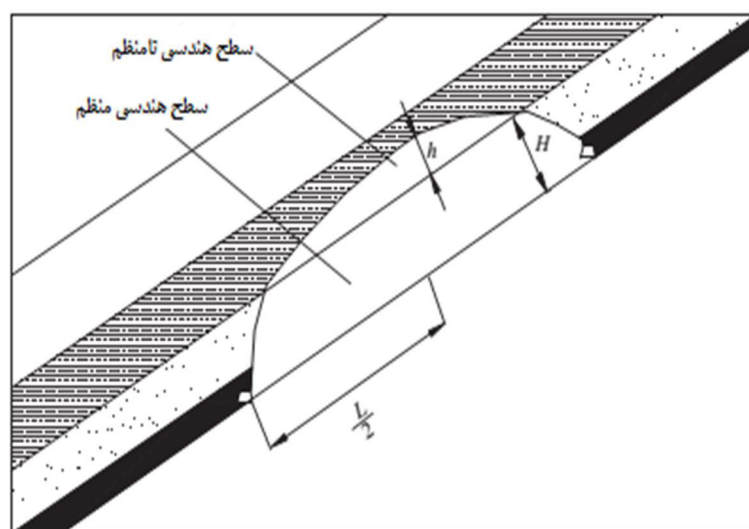
شکل ۲-۸ تغییرات تنش تکیه‌گاهی جلویی برای طول‌های مختلف (عبدالله زاده و همکاران، ۱۳۹۳).

۲-۶-۹ شیب لایه

معدنکاری در لایه‌های شیب‌دار به‌واسطه سختی در کنترل پایداری سقف، کف و تجهیزات جبهه کار زغال، محیط کاری سخت برای کارگران، حوادث مکرر و نرخ استخراج پایین چالش‌برانگیز است. به‌طورکلی پایداری نگهداری جبهه کار به دلیل تأثیر زاویه شیب، ضعیف می‌شود. شیب لایه نیز در هر

دو جهت شیب و امتداد در این پایداری تأثیرگذار است.

یوجن و همکاران (Yajun et al., 2015) در مطالعه‌ای که به منظور تحلیل مشخصه‌های جابجایی سقف در لایه زغال شیب‌دار انجام دادند مدل مکانیکی پایداری نگهداری سنگ اطراف را در این لایه شیب‌دار با محاسبات عددی و نیز مشاهدات صحرایی به‌دقت بررسی نمودند. این محققین دریافتند که در معدنکاری زغال شیب‌دار جبهه کار طولانی، ارتفاع تخریب بیشتر و به تبع آن ناپایداری سقف بیشتر، در نیمه بالایی جبهه کار رخ می‌دهد. با استخراج زغال سنگ، فضایی بین سقف و نگهداری ظاهر می‌شود. در این لحظه نگهداری‌های ناپایدار شده که باعث می‌شود تا سقف جبهه کار شکسته، چرخیده و سپس جابجایی نامتعادل ایجاد شود. شکستگی سقف اولاً در نیمه بالایی جبهه کار رخ داده و در امتداد جبهه کار ظاهر شده که به راحتی باعث ناپایداری ساختار سقف می‌شود. به واسطه تأثیر مؤلفه نیروی امتدادی سقف شکسته، سنگ‌های شکسته تمایل به لغزش داشته که باعث فروپاشی کامل و جزئی به ترتیب سقف جبهه کار بالا و پایین می‌شود. شکل شکسته سقف بلا واسطه به زون‌های تخریب چهارضلعی منظم و مثلث نامنظم تقسیم شده که در نهایت قوس تخریب نامتقارن را تشکیل می‌دهند (شکل ۲-۹).



شکل ۲-۹ تخریب نامتقارن به دلیل شیب لایه‌های سقف (Yajun et al., 2015).

در ابتدا به تحلیل پایداری نگهداری و سنگ اطراف در جهت شیب جبهه کار پرداخته می‌شود. به‌منظور ساده‌سازی مدل و دسترسی آسان به راه‌حل، فرض شده است که نگهداری‌های منفرد^۱ ظرفیت بار یکسانی داشته و به‌صورت خطی چیده شده‌اند این نگهداری‌ها برای سادگی به نگهداری‌های بالایی و پایینی تقسیم می‌شوند و نیروی متمرکز سقف شکسته، در مرکز جبهه کار است. با فرض M (انتهای بالایی) به‌عنوان نقطه اتکا^۲ (شکل ۲-۱۰) مدل به فرم معادله ۲-۸ نوشته می‌شود:

$$Q_1 \cos \alpha \cdot L_3 = P_1 (L_0 + L_2) + P_2 L_2 \quad (۸-۲)$$

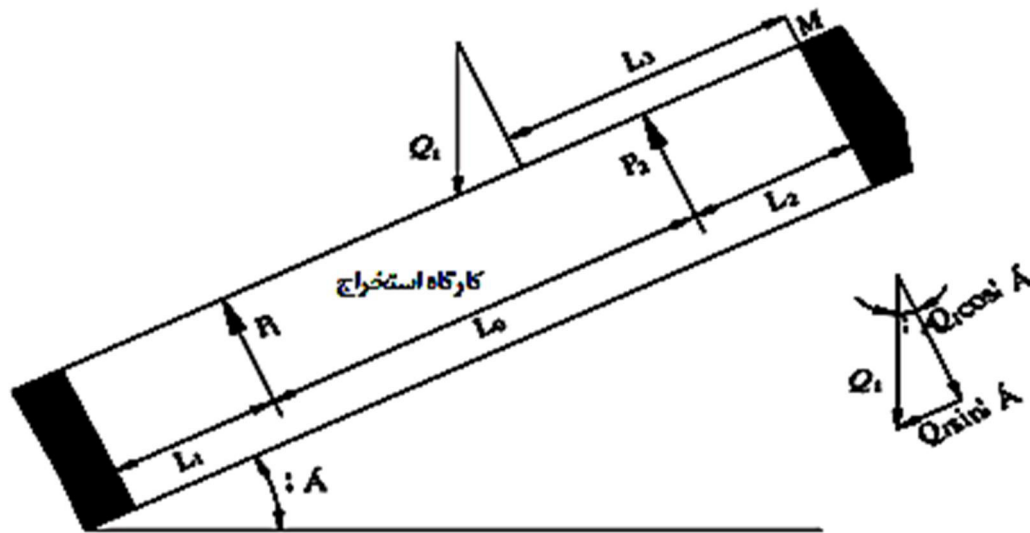
$$Q_1 \cos \alpha = P_1 + P_2 \quad (۹-۲)$$

$$L_1 = L_2 < \frac{L_0 + L_1 + L_2}{2} \quad (۱۰-۲)$$

$$L_3 < \frac{L_0}{2} + L_2 \quad (۱۱-۲)$$

که در آن Q_1 نیروی ساده متمرکز ناشی از وزن طبقات روباره ((KN، α شیب لایه (درجه)، P_1 مقاومت کاری نگهداری پایینی (KN)، P_2 مقاومت کاری نگهداری بالایی (KN)، L_1 فاصله بین P_1 و انتهای پایینی (m)، L_2 فاصله بین P_2 و انتهای بالایی (m)، L_3 فاصله بین انتهای بالایی و نیروی مؤلفه سقف عمودی Q_1 (m) و L_0 فاصله بین P_1 و P_2 .

^۱ Single support
^۲ Bearing point



شکل ۲-۱۰ رابطه نگهداری سقف و سنگ‌های اطراف (Yajun et al., 2015).

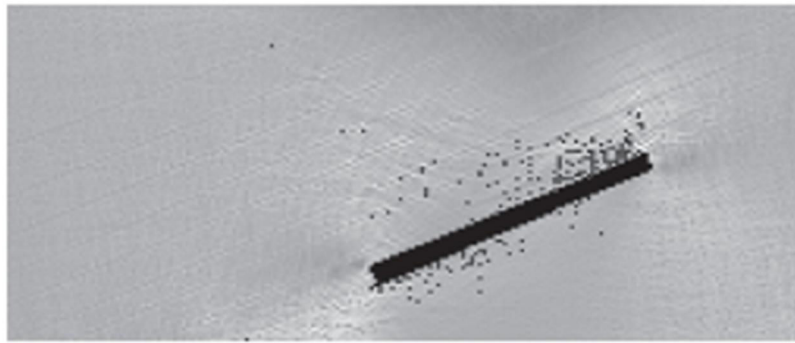
بعد از حل معادلات فوق، P_1 و P_2 به دست می‌آیند:

$$P_1 = \frac{L_3 - L_2}{L_0} Q_1 \cdot \cos \alpha \quad (12-2)$$

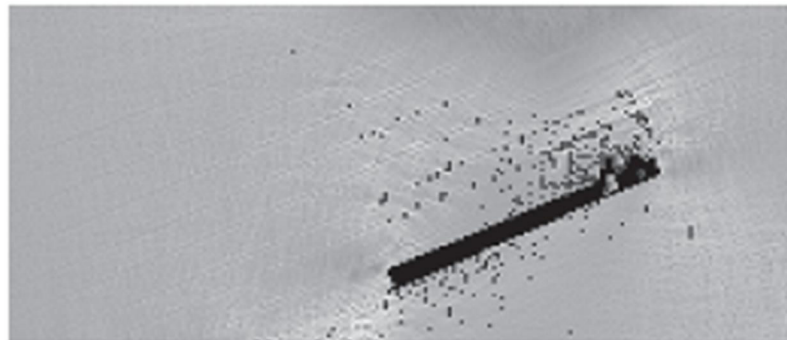
$$P_2 = \frac{L_0 - L_3 + L_2}{L_0} Q_1 \cdot \cos \alpha \quad (13-2)$$

$$P_1 < P_2 \quad (14-2)$$

بر طبق تحلیل عددی یوجن و همکاران (Yajun et al., 2015) در جهت شیب جبهه کار، با پیشرفت جبهه کار حفاری، تنش نامتعادل در بالای سقف متمرکز شده و نیروی برشی کششی در نیمه بالایی سقف افزایش می‌یابد؛ بنابراین شکستگی‌ها شروع به توسعه در سقف نیمه بالایی می‌نمایند. به دلیل اثر نیروی برشی روی سقف پایینی، چند شکستگی در این ناحیه محتمل است. شکستگی‌های کل سقف یک توزیع قوس مانند نامنظم را نشان می‌دهند (شکل ۲-۱۱ الف). با گسترش شکستگی‌ها در سقف نیمه بالایی، شکستگی مثلی نامنظم در زون تمرکز تنش سقف نیمه بالایی پدیدار شده و باعث ناپایداری کل سقف می‌گردد (شکل ۲-۱۱ ب).



الف) آغاز شکست



ب) شکست کامل

شکل ۱۱-۲ پارامترهای جابجایی سقف در جهت شیب (Yajun et al., 2015)

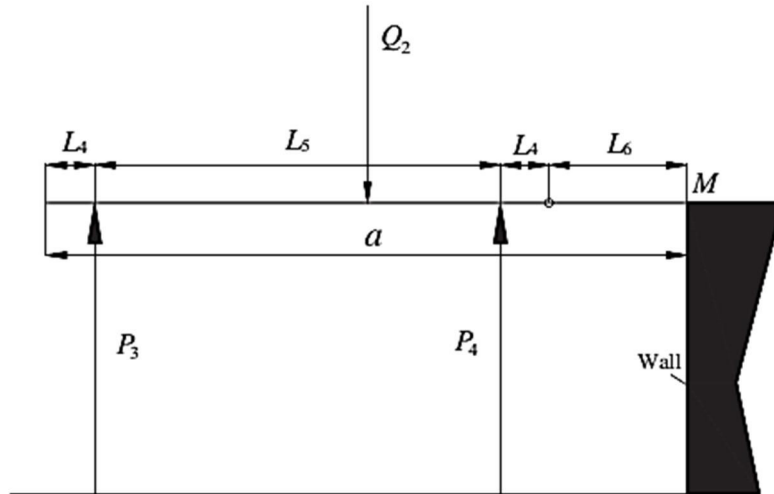
در ادامه به تحلیل پایداری نگهداری و سنگ اطراف در جهت امتداد جبهه کار پرداخته می‌شود. یوجن و همکاران (Yajun et al., 2015)، نگهداری تکی در امتداد جبهه کار را که متشکل از دوپایه جلویی و عقبی است را تحلیل نموده و با فرض M (انتهای بالایی) به‌عنوان نقطه اتکا (شکل ۲-۱۲) مدل به شرح معادلات ۱۵-۲ و ۱۶-۲ است:

$$Q_2 \left(L_4 + \frac{L_5 + L_6}{2} \right) = P_3 (L_4 + L_5 + L_6) + P_4 (L_4 + L_6) \quad (15-2)$$

$$Q_2 = P_3 + P_4 \quad (16-2)$$

که در آن Q_2 نیروی متمرکز روی نگهداری تکی (KN)، P_3 مقاومت کاری پایه عقبی نگهداری (KN)، P_4 مقاومت کاری پایه جلویی نگهداری (KN)، L_4 فاصله خط مرکز پایه عقبی نگهداری تا انتهای سر

تیر عقبی یا از خط مرکز پایه جلویی تا انتهای سر تیر جلویی (m)، L_5 فاصله پایه جلویی و عقبی (m)، L_6 طول میله فورپولینگ^۱ (طاق چتری) نگهداری (m) است.



شکل ۲-۱۲ رابطه نگهداری سنگ‌های اطراف و امتداد جبهه کار استخراجی (Yajun et al., 2015).

با در نظر گرفتن ناپایداری نگهداری، Q_2 به صورت معادله ۲-۱۷ است:

$$Q_2 = a \cdot b (h_0 \cdot \gamma_0 + h_1 \cdot \gamma + h \cdot \gamma) \cos \alpha \quad (17-2)$$

که در آن b عرض نگهداری است (m). بعد از حل معادلات ۲-۱۵ و ۲-۱۶، P_3 و P_4 به صورت معادله ۲-۱۸ هستند:

$$P_3 = \frac{1}{2} \left(1 - \frac{L_6}{L_5} \right) Q_2 \quad (18-2)$$

$$P_4 = \frac{1}{2} \left(1 + \frac{L_6}{L_5} \right) Q_2 \quad (19-2)$$

$$P_3 < P_4 \quad (20-2)$$

بر طبق تحلیل فوق، مقاومت عملیاتی نگهداری بالایی بیش از پایینی و مقاومت عملیاتی پایه جلویی بیشتر از پایه عقبی می‌باشد. به‌هرحال در ناحیه تخریب، توزیع نهایی تنش‌ها عکس این حالت بوده و بر طبق مدل تحلیلی ژو و همکاران (Xu et al, 2014) و همین‌طور مدل عددی یوها و شوکان

^۱ Forepoling

(Yuehua and shoqan, 2014) و همین‌طور مدل عددی مطالعه حاضر، حداکثر فشار سقف در پایین کارگاه متمرکز شده درحالی‌که بخش بالایی کارگاه تنش‌های بسیار محدودی را تجربه می‌کند. ژو و همکاران همچنین به روش تحلیلی رابطه‌ای برای محاسبه ارتفاع سقف بلافاصله در کارگاه شیب‌دار پیشنهاد نمودند اما به لحاظ تعدد پارامترهای مورد استفاده چندان مناسب نیست.

توده سنگ سقف شکسته، مؤلفه نیرویی در امتداد جهت شیب ایجاد کرده و این مؤلفه نیرو منجر به لغزش و ناپایداری نگهداری می‌شود؛ بنابراین نیروی عملیاتی نگهداری مستقیماً بر روی پایداری سقف تأثیر داشته و کنترل نگهداری بالایی به جهت حفظ پایداری نگهداری سنگ اطراف سودمند است. همچنین مشاهدات صحرایی یوجن و همکاران (Yajun et al., 2015) در جبهه کار معدن شماره ده هبی چین توسط تعدادی مانومتر مستقر بر روی نگهداری ایستگاه شماره یک در جبهه کار نیمه پایینی و نگهداری ایستگاه شماره ۲ در جبهه کار نیمه بالایی، نتایج مدل مکانیکی و عددی را کاملاً تأیید می‌نماید.

مکانیسم پایداری نگهداری در جهت شیب جبهه کار مکانیزه با شیب بالا با در نظر گرفتن شیب امتدادی توسط ما و همکاران (Ma et al, 2015a) و با تحلیل مدل‌های مکانیکی در وضعیت آزاد^۱، وضعیت عملیاتی^۲ و وضعیت خاص^۳ مورد مطالعه قرار گرفت و زوایای لغزش و واژگونی بحرانی نگهداری تعیین شد. لایه زغالی با شیب بالا به لایه‌ای با شیب ۳۵ تا ۵۵ درجه اطلاق می‌شود که بیش از ۵۰٪ معادن در غرب چین از این نوع‌اند. وضعیت خاص در شرایط ریزش سقف، گسل عرضی و یا بارگذاری وزنی رخ می‌دهد. در این شرایط، بخش فوقانی نگهداری با یک نیروی جانبی نسبتاً بالا تحت تنش قرار گرفته و این موضوع بر پایداری نگهداری تأثیر می‌گذارد. نتایج نشان می‌دهد که با افزایش زاویه شیب جبهه کار، مقاومت نگهداری بحرانی برای جلوگیری از لغزش یا واژگونی نگهداری، افزایش می‌یابد. در این تحلیل با اعمال زاویه شیب جبهه کار بیش از ۳۹ درجه، مقاومت کاری نگهداری

^۱ Free State

^۲ Operating State

^۳ Special State

بیشتر از مقاومت نگهداری اسمی شده و نگهداری دچار لغزش شد. زوایای لغزش بحرانی نگهداری در وضعیت آزاد بسیار کمتر از وضعیت خاص بوده و مقاومت نگهداری بحرانی برای جلوگیری از لغزش/ واژگونی نگهداری به ترتیب ۴۸۵۵ و ۶۵۹۱ کیلو نیوتن در زاویه شیب ۴۸ درجه محاسبه شد. شکل کامل تر تحلیل فوق توسط ما و همکاران (Ma et al, 2015 b)، مورد مطالعه قرار گرفت که در آن مکانیسم پایداری سیستم نگهداری در لایه زغالی که در هر دو جهت شیبی و امتدادی زاویه دار است بررسی شد. این نوع از ذخایر زغال به جبهه کارهایی اشاره دارد که شیب امتدادی بالارو یا پایین رو زیاد داشته و نیز خود لایه هم شیب دار است. برای اطمینان از تولید ایمن در این شرایط، ملزومات سخت تر و دقیق تری برای حصول پایداری نگهداری و کنترل سقف مورد نیاز است. در این تحلیل مقاومت نگهداری بحرانی برای اجتناب از واژگونی در طی استخراج بالارو و پایین رو به ترتیب ۱۷۱۴ و ۳۷۲۳ کیلو نیوتن محاسبه شد. همین طور مقاومت نگهداری بحرانی برای اجتناب از لغزش ۶۶۰۶ و ۷۴۰۵ کیلو نیوتن به ترتیب در شرایط بالارو و پایین رو تعیین شد. نهایتاً انتخاب سیستم نگهداری هیدرولیکی نوع ZZ7600/18/38 برای این منظور مناسب تشخیص داده شد و تدابیری برای جلوگیری از لغزش پیشنهاد شد.

چنگ و همکاران (Cheng et al., 2014) مشخصه‌های جابجایی طبقات فوقانی در پهنه جبهه کار طولانی بالارو و پایین رو در لایه زغال شیب دار را با شبیه سازی مدل فیزیکی مورد مطالعه قرار دادند. نتایج نشان می دهد که در طی استخراج رو به بالا و پایین، دهانه شکستگی اصلی^۱ برای توسعه ترک در سنگ فوقانی به طور چشمگیری متفاوت است. در طی استخراج پایین رو، ترک های قائم داخلی تمایل به بسته شدن داشته در حالی که توسعه ترک های قائم در مرحله استخراج بالارو وضعیت را بدتر می نماید. علاوه بر آن، دهانه شکستگی اصلی در مرحله استخراج بالارو به طور واضحی کمتر از مقدار متناظر آن در استخراج پایین رو است.

ژین و همکاران (Jin et al., 2015)، در تحلیل عددی خود به این نتیجه رسیدند که افزایش زاویه شیب

¹ Main Breakage Span

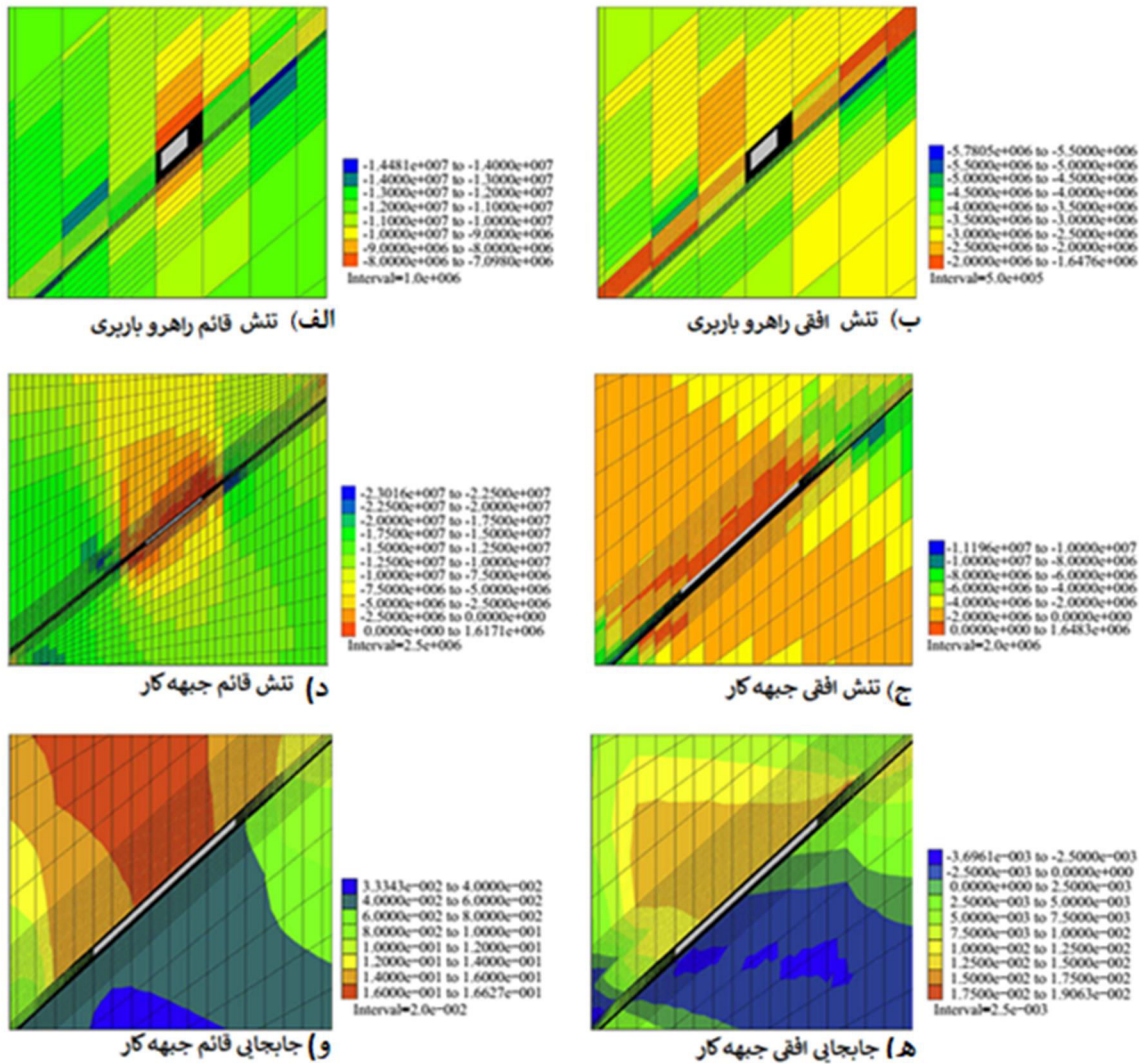
بالارو لایه زغال هم فاصله بین مقدار حداکثر فشار پایه پیشروی و جبهه کار و هم ضریب تمرکز تنش را افزایش داده اما محدوده مؤثر فشار نگهداری به تدریج کاهش می‌یابد. فاصله بین مقدار حداکثر فشار و جبهه کار و محدوده مؤثر فشار نگهداری با افزایش شیب پایین‌رو روند تدریجی افزایشی داشته لیکن ضریب تمرکز تنش تغییر قابل‌ملاحظه‌ای را نشان نمی‌دهد.

بررسی نوشتار تحقیقاتی موجود نشان می‌دهد که پیرامون مدل‌سازی عددی کارگاه استخراج جبهه کار طولانی شیب‌دار، مطالعات بسیار اندک بوده است. یوهوا و شوکان (Yuehua and shoqan, 2014) فرآیند استخراج جبهه کار طولانی کاملاً مکانیزه رگه زغال شیب‌دار را به شیوه عددی مدل‌سازی نمودند. فرآیند تنش و تغییر شکل طبقات سقف مورد تحلیل قرار گرفت و با تجربیات مشاهدات میدانی تلفیق شد. در این تحقیق رفتار حرکتی و ساختار سقف کارگاه شیب‌دار متفاوت از انواع افقی آن تشخیص داده شد. بلوک‌های سنگی سقف جبهه کار در امتداد شیب لغزیده و نیمه بالایی تخریب در معرض آسیب برشی و کششی و نیمه پایینی آسیب برشی قرار دارد. تنش قائم زون پایینی سقف جبهه کار بیشترین مقدار است. با حفر و پیشروی جبهه کار استخراج توزیع مجدد تنش‌های اولیه در سنگ اطراف رخ می‌دهد. تنش‌های قائم در سنگ اطراف به سمت کنج دیواره تونل‌ها متمرکز شده درحالی‌که در مجاورت آن، نواحی کاهش تنش واضحی تشکیل می‌شود. به دلیل انتقال بار به دیواره‌ها، تنش‌ها در سقف تونل‌ها کمتر از دیواره است که منجر به افزایش تنش در هر دو طرف سقف می‌شود. تنش افقی در دیواره تونل کمی کمتر از سقف است (شکل ب ۲-۱۳). با ادامه عملیات حفاری، تنش به تدریج افزایش یافته و بالاترین تنش قائم و افقی در سنگ اطراف در نزدیکی راهروی باربری با مقادیر به ترتیب ۲۳/۱ و ۱۱/۲ مگا پاسکال است که افزایش به ترتیب ۵/۸۹ و ۹/۳۷ درصدی را نسبت به وضعیت اولیه نشان می‌دهد (شکل الف ۲-۱۳). تنش قائم در سقف در امتداد جبهه کار شیب‌دار که عمدتاً در پیرامون این فضا متمرکز شده از انتهای بالایی به انتهای پایینی به تدریج از مقدار ۲/۵ به ۷/۵ مگا پاسکال افزایش می‌یابد (شکل ج، د ۲-۱۳). شبیه‌سازی جابجایی سنگ اطراف (شکل ه ۲-

۱۳) نشان می‌دهد که پس از حفاری، مجاله شدگی^۱ ناحیه تخریب کارگاه نیمه بالایی بیش از نیمه پایینی بوده لذا یک برآمدگی کف شیب-مانند ظاهر می‌شود. جابجایی افقی نیمه پایینی کمی بیشتر از مقادیر متناظر بالایی است. با ادامه حفاری جابجایی در سقف تخریب و جبهه کار به تدریج افزایش یافته و جابجایی سطحی در راهروی باربری نسبت به راهروی تهویه دستخوش تغییرات واضح‌تری شده است. سقف بالایی در امتداد جبهه کار شیب‌دار تا ماکزیمم ۱۶۶ میلی‌متر به‌طور قائم و سقف مرکزی جبهه کار ۱۹ میلی‌متر به‌طور افقی جابجا شد لیکن جابجایی افقی و قائم در کف ناچیز بوده و کف بالایی جبهه کار کمی بیش از کف پایینی جابجا شده است (شکل و، ه ۲-۱۳). از این تحقیق نتیجه‌گیری شد که موفقیت عملیات به نگهداری ایمن راهروی باربری بستگی دارد.

با بررسی تحقیقات متعدد در زمینه عوامل مؤثر بر پایداری سقف در روش جبهه کار طولانی (جدول ۲-۶)، ملاحظه می‌شود که رفتار طبقات روباره بیشتر بر اساس مشاهدات میدانی و مدل فیزیکی مورد مطالعه قرار گرفته است. لذا تلفیق این اطلاعات با نتایج مدل عددی می‌تواند بسیار مفید و سودمند باشد. گذشته از این موضوع، مطالعات انجام شده بر روی زغال شیب‌دار که به شیوه غیرمکانیزه کار می‌شود بسیار محدود بوده و گستره این مطالعات عمدتاً بر روی وضعیت‌های مختلف پایداری سیستم نگهداری قدرتی متمرکز است. مطالعات فوق در حالی است که در اکثر ذخایر زغالی ایران استخراج به‌صورت سنتی و دستی صورت گرفته و علاوه بر آن، این ذخایر شیب نسبتاً بالایی دارند لذا استفاده از روش‌های عددی و به‌کارگیری آن در شرایطی مطابق شرایط زغالی ایران لازم و ضروری است.

^۱ Squeeze



شکل ۲-۱۳ توزیع تنش و جابجایی مدل عددی در کارگاه استخراج و تونل ها (Yuehua and Shoqan, 2014)

جدول ۲-۶ مروری بر تحقیقات مؤلفین مختلف در زمینه توزیع تنش و تحلیل طبقات سقف کارگاه

مرجع	موضوع	روش ارزیابی
Peng and Chiang, 1984	روش جبهه کار طولانی، توزیع تنش‌ها و طبقات تشکیل‌دهنده سقف کارگاه	تجربی و تحلیلی
Peng, 1986	کنترل سقف در معدن زغال و تحلیل طبقات فوقانی	تجربی و تحلیلی
Bai and Elsworth, 1990	روابط تجربی محاسبه ارتفاع زون تخریب/شکستگی در کارگاه شیب‌دار	تجربی
Bai et al, 1990	بررسی ارتفاع زون شکستگی و تخریب در کارگاه استخراج	تحلیلی
Salamon, 1990	رفتار تنش-کرنش ناحیه تخریب	تجربی

مرجع	موضوع	روش ارزیابی
Barczak, 1992	تقسیم‌بندی رفتار طبقات فوقانی کارگاه در ارتباط با شیلد	تجربی
Das, 2000	طبقه‌بندی رفتار لایه‌های سقف پهنه جبهه کار طولانی	تجربی
Yavuz, 2004	بررسی توزیع تنش و جابجایی در ناحیه تخریب	تجربی و عددی
Singh et al, 2004	ارزیابی قابلیت تخریب طبقات فوقانی جبهه کار طولانی	مدل فیزیکی
Peng, 2006	روش جبهه کار طولانی، رفتار طبقات تشکیل‌دهنده سقف کارگاه	تجربی و تحلیلی
Khanal et al, 2012	تحلیل عددی و ارزیابی ژئوتکنیکی از همگرایی طبقات سقف کارگاه	تجربی و عددی
Singh, 2012	مطالعه رفتار طبقات فوقانی جبهه کار طولانی در اعماق زیاد	تجربی و عددی
Jabinpoor et al, 2013	برآورد تخریب پذیری طبقات فوقانی درزه‌دار	تجربی
Feng-hai et al., 2013	تحلیل عددی رفتار طبقات سنگی روباره زغال شیب‌دار تحت جابجایی گسل	تجربی و عددی
Jinfeng-ju et al, 2013	مشخصه‌های رفتاری لایه کلیدی در جبهه کار طولانی مکانیزه	تحلیلی و مدل فیزیکی
Tao et al, 2013	مدل عددی زون شکستگی پیرامون فضاهای زیرزمینی	مدل عددی
Cheng et al, 2014	مطالعه جابجایی طبقات فوقانی در جبهه کار طولانی بالارو و پایین‌رو	تجربی و مدل فیزیکی
Yuehua and Shoqan, 2014	بررسی توزیع تنش و جابجایی کارگاه و تونل‌ها در روش جبهه کار طولانی	مدل عددی
Ma et al, 2015a	تحلیل پایداری سیستم نگهداری در جهت شیب لایه زغال	تحلیلی
Ma et al, 2015b	تحلیل پایداری سیستم نگهداری در جهت شیب و امتداد لایه زغال	تحلیلی و تجربی
Yajun et al, 2015	تحلیل پایداری نگهداری-سنگ اطراف در لایه زغال شیب‌دار	تجربی، تحلیلی و عددی
Jin et al, 2015	مطالعه تأثیر عمق، ضخامت و شیب لایه بر توزیع تنش‌های تکیه‌گاهی	مدل عددی
Song and Yang, 2015	برآورد ارتفاع زون تخریب و شکستگی از تحلیل تئوری و مدل فیزیکی	تحلیلی و مدل فیزیکی
Rezaei et al., 2015	بهره‌گیری از مدل انرژی به‌منظور تعیین ارتفاع زون‌های تخریب و شکستگی	تحلیلی
Zhenyu et al, 2016	ارتفاع زون شکست/تخریب بر اساس مدل عددی و روابط تجربی	تجربی و عددی
Zhang et al., 2017	بررسی رفتار تونل‌ها در شرایط مختلف سقف	عددی
Wang et al., 2017	تحلیل تنش-کرنش در ناحیه تخریب	تحلیلی و مدل فیزیکی
Dongfeng et al., 2017	بررسی توزیع فشار سقف کارگاه استخراج شیب‌دار	تحلیلی و عددی
Rezaei et al, 1018	توزیع تنش بلندمدت در کارگاه استخراج جبهه کار طولانی	تحلیلی

۷-۲ تنش-کرنش در کارگاه استخراج

در روش معدنکاری جبهه کار طولانی به طبقات پشت جبهه کار استخراج و به طبقات فوقانی اجازه فروریزش داده می‌شود. با پیشروی کافی جبهه کار در فاصله‌ای بسته به شرایط زمین‌شناسی دچار فروریزش کامل می‌شود. نواحی آشفته در بالای یک پهنه حفرشده در واکنش به معدنکاری جبهه کار طولانی به سه منطقه تخریب، شکسته و تغییر شکل پیوسته به ترتیب صعودی از خط سقف تقسیم می‌شود. فاکتور تورم مواد ریزشی، ارتفاع منطقه تخریب را تعیین می‌کند. هنگامی که مواد تخریب تحت تنش قرار می‌گیرد دو پارامتر اصلی فاکتور تورم اولیه و مقاومت خرده‌های سنگ، فرآیند تراکم را کنترل می‌کند. گزارش‌های منتشرشده نشان می‌دهد که فاکتور تورم با افزایش اندازه، دانه‌بندی و نظم هندسی خرده‌سنگ‌ها کاهش می‌یابد (Kenny, 1969). سنگ‌های سخت‌تر و قوی‌تر به دلیل تشکیل خرده‌سنگ‌های بزرگ‌تر منتج به فاکتور تورم کمتری می‌شود. تراکم اولیه مواد حجیم در مرحله بارگذاری اولیه بیشتر خواهد بود. افزایش بار سبب تراکم بیشتر و در نتیجه مواد سخت‌تر و مدول الاستیک آن‌ها افزایش می‌یابد. سالامون (Salamon, 1990) با ارائه معادلات تراکم در فشار بی‌نهایت و در نظر گرفتن مشخصه‌های سنگ‌های تخریبی معادله ۲-۱۲ را برای توصیف رفتار تنش-کرنش منطقه تخریب ارائه داد:

$$\sigma = \frac{E_0 \varepsilon}{1 - \varepsilon / \varepsilon_m} \quad (2-21)$$

که در آن σ و ε به ترتیب تنش اعمالی بر روی مواد و کرنش متناظر تحت تنش اعمالی و E_0 و ε_m بیشینه کرنش احتمالی سنگ‌های تخریبی و مدول تانژانت اولیه هستند. تعیین دو پارامتر E_0 و ε_m در توصیف منحنی کامل تنش-کرنش برای سنگ‌های تخریبی خاص سایت ضروری است. ε_m صرفاً به فاکتور تورم اولیه b بستگی داشته و از رابطه ۲-۲۲ تعیین می‌شود:

$$\varepsilon_m = \frac{b-1}{b} \quad (2-22)$$

مدول تانژانت اولیه E_0 به شدت به فاکتور تورم و مقاومت خرده‌سنگ‌ها بستگی دارد. تعیین مقدار برجای این پارامتر برای مقاومت‌ها و فاکتور تورم‌های مختلف مشکل بوده اما این مقدار از آزمون فشاری مدل آزمایشگاهی سنگ‌های تخریبی قابل تخمین است. با استفاده از منحنی‌های تنش-کرنش برای انواع مختلف سنگ به دست آمده توسط پاپاس و مارک (Pappas and Mark, 1993) در مطالعه حاضر استفاده شده است. در نتیجه تحلیل برازش سه‌بعدی، بهترین منحنی برازش شده بر داده‌ها را می‌توان به صورت معادله ۲-۲۳ ارائه کرد:

$$E_0 = \frac{10.39 \sigma_c^{1.042}}{b^{7.7}} \quad (2-23)$$

در رابطه فوق، b فاکتور تورم سنگ‌های تخریبی، σ_c مقاومت فشاری خرده‌سنگ‌ها است. بر طبق این معادله افزایش مقاومت تکه‌های سنگی و یا کاهش فاکتور تورم به افزایش قابل توجه مدول تانژانتی مواد تخریبی منجر می‌شود.

روش دیگر مدل‌سازی منطقه تخریب آن است که با افزایش کرنش، مدول حجمی منطقه تخریب هم سو با افزایش فاصله جبهه کار از مواد تخریب شده افزایش می‌یابد. این روش را روش به‌روزرسانی مدول حجمی می‌نامند. در این روش حداکثر همگرایی منطقه تخریب برابر با نصف ارتفاع لایه استخراجی است (Salamon, 1990).

۲-۸ تحلیل فاصله تعادلی فشار برجا

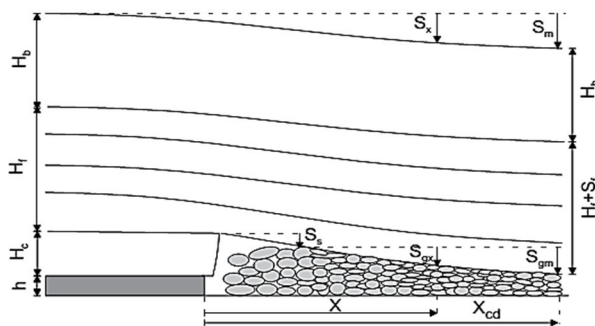
برخی محققین به بررسی ماهیت گسترش سطحی جابجایی زمین برای پهنه‌های زغالی در طی فرآیند تخریبی جبهه کار طولانی پرداخته‌اند. همان‌گونه که از شکل ۲-۱۴ استنباط می‌شود این تغییر شکل‌های منتج به نشست در سطح زمین را می‌توان در سه گروه جا داد: ۱- تغییر شکل مواد تخریبی ۲- شکم دادن یا به عبارت دیگر خمش طبقات پایین‌ترین طبقات تخریب نشده و ۳- گسترش قائم زون شکسته. تغییر شکل مواد تخریبی در فاصله فشار روباره به صورت:

$$S_{gm} = S_m + S_f + S_s \quad (24-2)$$

می‌باشد که S_{gm} تغییر شکل مواد تخریبی در فاصله فشار روباره X_{cd} ، S_m نشست سطحی در فاصله X_{cd} ، S_f گسترش قائم ناحیه شکسته و S_s خمش پایین‌ترین طبقه تخریب نشده است. نشست در فاصله فشار روباره پس از بررسی‌های تحلیلی به صورت ۲-۲۵ حاصل شده است (Yavuz, 2004):

$$S_m = \frac{\gamma H b^{7.7} (hb - 0.05 h^{1.2})}{10.39 \sigma_c^{1.042} (b-1) + \gamma H b^{7.7}} - \frac{0.4 h}{c_3 + c_4} + 0.05 h^{1.2} \quad (25-2)$$

$$X_{cd} = 0.2 H^{0.9} 6^{S_m/h} \quad (26-2)$$



شکل ۲-۱۴ تغییر شکل زمین در حین پیشروی کارگاه استخراج (Yavuz, 2004)

در معادلات فوق S_m نشست نهایی، X_{cd} فاصله تعادلی تنش برجا، h ضخامت لایه، H عمق لایه (شکل ۲-۱۴)، b فاکتور تورم، c_3 و c_4 پارامترهای ثابت می‌باشند که از جداول مربوطه تعیین می‌شوند. در صورتی که لایه استخراجی ضخیم نباشد و سنگ‌های تشکیل‌دهنده سقف اصلی ضعیف باشند می‌توان از گسترش قائم طبقات در ناحیه شکسته و خمش لایه‌ها چشم‌پوشی کرد. در این مورد نشست سطحی تنها با خواص سنگ تخریبی کنترل می‌شود. معادله دوم از تحلیل بهترین برآزش سه‌بعدی نمودارهای به‌دست‌آمده از لایه‌هایی با ضخامت و فاکتور تورم متنوع به‌دست‌آمده است (Yavuz, 2004). بایستی توجه داشت که فاصله فشار روباره با عمق کارگاه و یا فاکتور تورم روند قوی مستقیم دارد. همچنین فاصله فشار روباره به‌شدت به ضخامت لایه بستگی داشته و با افزایش آن افزایش می‌یابد.

۲-۹ دینامیک انفجار سنگ

فرآیند انفجار در سنگ توسط مواد منفجره یک پدیده پیچیده است که توسط پارامترهای گوناگون کنترل می‌شود. گنجاندن همه این پارامترها در یک روش تحلیل در حال حاضر ممکن نیست به‌ویژه اینکه بعضی از این عوامل هنوز ناشناخته‌اند. در گذشته روش‌های تجربی برای طراحی انفجار و پیش‌بینی خردایش سنگ توسط ماده منفجره استفاده شده است. عیب این روش‌ها این است که برای یک نوع سنگ خاص و شرایط انفجار خاص محل، بنیان گذاشته شده و به راحتی نمی‌توان آن‌ها را عمومیت داد.

لرزش زمین در اثر انفجار سنگ در معادن زیرزمینی از مشکلات اساسی در صنعت معدنکاری است و پیش‌بینی آن نقش مهمی در کم کردن خسارت وارده به محیط بازی می‌کند. به همین منظور آزمایش‌های زیادی در مقیاس کوچک انجام شده است که با استفاده از نتایج حاصله، به مکانیسم خردایش سنگ توسط مواد منفجره پی می‌برند (Dehghani et al., 2011). علیرغم اینکه از آزمایش‌ها در بعضی موارد اطلاعات سودمندی حاصل شده است در بعضی موارد نیز باعث گمراهی و سردرگمی شده‌اند. از طرف دیگر آزمایش‌ها در مقیاس بزرگ نیز معمولاً مقذور نبوده و اگر هم بوده پیچیدگی محیط‌های سنگی و پارامترهای آن باعث پراکندگی بسیار زیاد در اطلاعات حاصله شده و عملاً نتیجه‌گیری روشن و مشخصی از این مطالعات ارائه نشده است.

۲-۱۰ پیشینه تحقیقات مرتبط با لرزه‌نگاری انفجار

لرزش زمین یکی از اثرات جانبی اجتناب‌ناپذیر و یکی از مشکلات محیط زیستی عمده در معدنکاری زیرزمینی و سطحی است. به‌منظور کنترل و مدیریت این اثرات، آگاهی عمیق‌تری از اثرات آتشفکری در معادن روباز و زیرزمینی بر روی خود معدن و سازه‌های مجاور سطحی و زیرزمینی و آشنایی با معادلات پیش‌بینی کننده انتشار موج، ضروری است. پژوهش‌های انجام شده در این زمینه به‌طور خلاصه در جدول ۲-۷ گردآوری شده است که در ادامه به‌مرور آن‌ها می‌پردازیم.

جدول ۲-۷ مروری بر کارهای تحقیقاتی مرتبط با ارزیابی اثرات زمین ناشی از آتشکاری روباز و زیرزمینی

موضوع	توضیحات	مرجع
انفجارات سطحی	ارزیابی خسارت به معدن زیرزمینی زغال در اثر انفجارات سطحی	Fourier and Green, 1993
انفجارات سطحی	اثر آتشکاری در ۷ معدن سطحی زغال بر پایداری سقف و پایه راهروهای زیرزمینی	Singh, 2002
انفجارات سطحی	تأثیر مد انفجار و نوع ماده منفجره بر روی لرزش‌های زمین	Hossaini and Sen, 2006
انفجارات سطحی	ارزیابی اختلاف PPV سطحی و زیرزمینی ناشی از آتشکاری سطحی	WV OEB, 2007
انفجارات سطحی	ارزیابی روابط پیش‌بینی کننده لرزش زمین	Khandelwal and Singh, 2007
انفجارات سطحی	تأثیر مد انفجار بر روی لرزش زمین در معدن زغال	Dey and Pal, 2008
انفجارات سطحی	اثر عملیات انفجار روی سازه‌های بتنی زیرسطحی در سد گتوند علیا	Soltani-Mohammadi et al., 2012
انفجارات سطحی	مقایسه روابط پیش‌بینی کننده لرزش زمین در معدن روباز	Gorgulu et al., 2012
انفجارات سطحی	برداشت‌های فرکانس و PPV به منظور ارزیابی خسارت به سازه‌های مجاور	Hossaini and Baghikhani, 2013
انفجارات سطحی	برآورد خسارت معدن زیرزمینی زغال در اثر انفجارات سطحی	Jiha and Deb, 2015
انفجارات زیرزمینی	اندازه‌گیری‌های شتاب و سرعت لرزه‌ای در ۴ معدن زیرزمینی	Snodgrass and Siskind, 1974
انفجارات سطحی و زیرزمینی	تحلیل محتوای فرکانس و جمع برداری از انفجارت زغال سطحی و زیرزمینی	Stagg, M.S., Engler A.J., 1980
انفجارات زیرزمینی	پیش‌بینی لرزش‌های سطحی در اثر انفجارات زیرزمینی زغال	Brinkmann, 1987
انفجارات زیرزمینی	مطالعه لرزش‌های ناشی از انفجار در ۴ معدن زیرزمینی زغال و ارزیابی خسارت	Dey and Murthy, 2001
انفجارات زیرزمینی	اثر آتشکاری زیرزمینی بر پایداری سازه‌های مسکونی بالای معدن	Gad and Wilson, 2001
انفجارات زیرزمینی	پیش‌بینی خسارت نزدیک-فاصله ناشی از انفجارات زیرزمینی	Murthy et al, 2003
انفجارات زیرزمینی	ارزیابی عددی خسارات ناشی از انفجار در اطراف تونل‌ها با نرم افزار FLAC	Saiang and Nordlund, 2005
انفجارات زیرزمینی	ارزیابی اثرات روش جدید آتشکاری بر پایداری پایه‌ها در معدنکاری اتاق و پایه	Sabanov et al., 2008
انفجارات سطحی و زیرزمینی	رفتار سنجی و مدل‌سازی انتشار موج در توده سنگ با نرم‌افزار FLAC3D	Resende, 2010
انفجارات زیرزمینی	تأثیر فضای تخریب‌شده بر انتشار امواج لرزه‌ای جبهه کار طولانی	Cao et al., 2012
انفجارات زیرزمینی	تحلیل پیچیدگی لرزش‌های ناشی از انفجار در معدن زیرزمینی	Cardu et al., 2012
انفجارات زیرزمینی	اثر انفجارات تنش‌زدایی در روش جبهه کار طولانی زغال مستعد راک برست	Konicek et al, 2014
انفجارات زیرزمینی	تحلیل عددی و رفتار سنجی محتوای فرکانس انفجارات تمام مقطع	Yang et al, 2016
پایش ریز لرزه‌ها	پایش ریز لرزه‌ها به منظور شناسایی طبقات مستعد شکست	Iannacchione et al, 2004
پایش ریز لرزه‌ها	پایش ریز لرزه‌های ناشی از معدنکاری مرتبط با ریزش و تخریب سقف	Iannacchione et al, 2005
پایش ریز لرزه‌ها	پایش ریز لرزه‌ها به منظور شناسایی مناطق مستعد ریزش سقف	Bajpayee et al., 2008

لرزش‌های ناشی از انفجار در ۴ معدن زیرزمینی توسط اداره معادن آمریکا (Snodgrass and Siskind, 1974) به‌منظور تعیین اثرگذاری عواملی از قبیل نوع ماده منفجره، انفجار تأخیری، وزن خرج و زمین‌شناسی منطقه انجام شد. فاصله مقیاس شده ریشه دوم می‌تواند برای دو تا از این معدن‌ها و با خطای کوچکی برای ۲ معدن دیگر نیز بکار رود. مقایسه معادلات انتشار موج نشان می‌دهد که علی‌رغم مشخصه‌های متفاوت سایت‌های مورد مطالعه، ترکیب داده‌ها می‌تواند به‌عنوان مبنا در برآورد مهندسی دامنه ارتعاشات انفجار زیرسطحی در سنگ‌های کاملاً متفاوت بکار رود. ثبت شتاب لرزه‌ای با فرض حرکت هماهنگ ساده روش مناسب و تقریب معقولی را برای سرعت ذرات فراهم می‌نماید. به‌رحال، در حالتی که حفظ شکل موج ضرورت داشته باشد تبدیل الکترونیک یا پردازش دیجیتال ممکن است ضروری باشد.

لرزش زمین ناشی از انفجار معدن زغال سطحی، کواری، توسط استگ و انگلر (Stagg and Engler, 1980) اندازه‌گیری و از لحاظ مشخصه‌های محتوای فرکانس و مدت، مورد تحلیل قرار گرفت. ۱۸ سیستم اندازه‌گیری لرزش زمین موجود در صحرا و آزمایشگاه به لحاظ دقت و عدم تداخل مورد ارزیابی قرار گرفت. روش‌های جاگذاری مبدل^۱ سطحی، مدفون و کیسه‌شنی و همین‌طور اندازه‌گیری‌های فرکانس پیک و مجموع برداری باهم مقایسه شد. گستره فرکانس دستگاه از ۲ تا ۱۵۰ هرتز برای انفجارت معدن زغال و کواری، ۵ تا ۲۰۰ هرتز برای اکثر آشکاری‌های پایش شده مناسب تشخیص داده شد. هرچند در موارد خاص ممکن است نیاز باشد که این گستره فرکانس به لحاظ پوشش رویدادهای غیرمعمول توسعه یابد. این محققین، ثبت اشکال موج را در هر سه جهت مؤلفه انتشار را به دلیل تفاوت فرکانس و دامنه پیک در این سه مؤلفه توصیه نمودند. در هنگام جمع برداری این سه مؤلفه باید دقت نمود که جمع برداری حقیقی (TVS)^۲ با جمع برداری کاذب (PVS)^۳ که مقادیر پیک مستقل از زمان ثبت می‌شوند کاملاً متفاوت هستند. مقادیر جمع برداری در این

¹ Transducer

² True Vector Sum

³ Peusedo Vector Sum

مطالعه از ۰ تا ۶۰٪ مقدار پیک سه مؤلفه تجاوز می‌نماید. در سطح شتاب حدود $g \frac{0}{2}$ بسته مبدل باید به وسیله سیخ‌های زمینی^۱ به زمین متصل شود. در شتاب‌های بالاتر از $g 1$ ، بسته مبدل باید در خاک تحکیم یافته که وزن مخصوص آن نزدیک به وزن مخصوص بسته مبدل است مدفون گردد. اثر آتشکاری زیرزمینی زغال‌سنگ بر روی سازه‌های سطحی توسط برینکمن (Brinkmann, 1987) بررسی شد. در این مطالعه با فرض منبع کروی خرج‌های استوانه‌ای در دوردست، معادله پیش‌بینی کننده لرزش زمین بر مبنای توان سوم خرج مصرفی محاسبه شد. فرکانس غالب اندازه‌گیری شده در این مطالعه 50 Hz بوده و بر اساس استاندارد USBM حد آستانه خسارت لرزش 50 mm/s تعیین شد. براساس معادله پیش‌بینی کننده لرزش زمین، این حد از لرزش در سطح اطمینان $99/7\%$ تنها در ضخامت روباره کمتر از 45 متر و یا سه جبهه پیشروی با 10 چال در هرکدام (بیشینه خرج انفجاری 24 kg) امکان وقوع دارد که شرایط این معدن را شامل نشده و احتمال خسارت به سازه‌های سطحی در این مطالعه منتفی است.

فوریه و گرین (Fourie and Green, 1993)، لرزش زمین در کارگاه استخراج زیرزمینی زغال‌سنگ در آفریقای جنوبی در اثر انفجارت سطحی را به دقت پایش نموده و هم‌زمان خسارت‌های احتمالی را ثبت نمودند. آن‌ها با اذعان به عدم وجود داده‌های کافی برای تعیین یک معیار خسارت قطعی، در نهایت به این نتیجه رسیدند که محدود کردن PPV به زیر 110 mm/s فاکتور ایمنی بالایی در مقابل خسارت ایجاد کرده حتی اگر پارامترهای انفجار به صورت ناخواسته تغییر نماید. همچنین اظهار نمودند که قانون مقیاس ریشه سوم برای این داده‌های صحرائی برآزش بهتری را نسبت به قانون معمول ریشه دوم (USBM) ارائه می‌دهد.

طی یک برنامه رفتار سنجی توسط عماد و ویلسون (Emad and Wilson, 2001) اثر لرزش‌های ناشی از 44 انفجار بر روی یک سازه مسکونی در بالای یک معدن زغال زیرزمینی در طی یک سال مورد

¹ Ground Spikes

رفتار سنجی قرار گرفت. مطالعات بر روی این سازه قبل و بعد از انفجار نشان می‌دهد که برای PPV های کمتر از 75 mm/s هیچ‌گونه خسارت آشکاری مشاهده نشد.

دی و مورتی (Dey and Murthy, 2001)، اثر لرزش‌های ناشی از انفجار در ۴ معدن زغال زیرزمینی در هند را بر روی پایداری راهروها بررسی کردند. حد آستانه PPV برای سه زون پیشنهادی خسارت سنگ یعنی زون خردشده، زون بیش شکست و زون ترک‌خوردگی (شامل شروع ترک و توسعه ترک) مشخص شد. حدود PPV برای زون خردشده از ۱۲۰۰ تا ۲۰۶۰ میلی‌متر بر ثانیه، زون بیش شکست از ۹۸۰ تا ۱۸۹۰ میلی‌متر بر ثانیه و در زون ترک‌خوردگی این مقادیر در گستره ۶۵۰ تا ۱۰۳۰ میلی‌متر بر ثانیه قرار دارند. در این تحلیل مشخص شد که اندازه گالری، RMR سقف، مقاومت زغال، حضور باندهای سخت، وزن مخصوص خرد در چال پیرامونی و فاصله چال پیرامونی از سقف بر روی پایداری سقف تأثیرگذارند. این محققین نتیجه گرفتند که از میان این عوامل، گستره PPV برای ارزیابی خسارت از معدنی به معدن دیگر بر اساس تغییرات RMR تغییر می‌نماید. در نتیجه‌گیری مشابهی (Singh, 2002) توصیه شده است که حد آستانه لرزش کارگاه زیرزمینی بر اساس مقدار RMR توده سنگ تعیین شود. همچنین ملاحظه شد که اگرچه خسارت آشکار قابل‌ملاحظه بلافاصله پس از انفجار رخ می‌دهد لیکن مشاهده شده است که ارتفاع ریزش سقف نسبت به زمان، افزایش قابل‌توجهی دارد.

از آنجاکه گستره معمول ژئوفون‌های اندازه‌گیری PPV حداکثر تا 254 mm/s است، به‌منظور مطالعه رفتار توده سنگ در نزدیکی چال انفجاری اغلب از رفتار سنجی لرزه‌ای دوردست و برونمایی اطلاعات آن به میدان نزدیک استفاده می‌شود. نتایج مطالعات مورتی و همکاران (Murthy et al, 2003)، نشان می‌دهد که PPV اندازه‌گیری شده دوردست در هنگام برونمایی قادر به تعیین دقیق حد آستانه خسارت نیست. در این مورد خاص، شتاب سنج‌های موجود گزینه مناسبی می‌توانند باشند زیرا حد آستانه خسارت را با دقت بهتری تعیین می‌کنند.

. سایانگ و نوردلاندر (Saiang and Nordlund, 2005)، خسارات وارد بر توده سنگ اطراف تونل ناشی از آتشکاری را به روش مدل‌سازی عددی و با استفاده از نرم‌افزار FLAC2D مورد مطالعه قرار داده و تأثیر پارامترهای مقاومتی توده سنگ را بررسی نمودند. نتایج نشان می‌دهد که مقادیر انتخابی مقاومت سنگ ورودی نرم‌افزار، مشخصه‌های تسلیم توده سنگ اطراف تونل را به‌طور چشمگیری تحت تأثیر قرار می‌دهد و مقاومت کششی مهم‌ترین پارامتر مقاومتی توده سنگ در ارزیابی خسارت ناشی از آتشکاری پیرامون تونل‌ها می‌باشد.

تحقیقات متعددی (Iannacchione et al, 2004; 2005; Bajpayee et al., 2008, Shen et al., 2008)، به استفاده از اطلاعات رفتار سنجی ریز لرزه‌ها به‌منظور شناسایی فرآیند ریزش سقف و ارزیابی پتانسیل آن برای هشدار شرایط ریزش سقف پرداخته‌اند. ثابت شده است که ناپایداری‌های سقف همانند رویدادهای ریزش سقف و تخریب سقف به‌سختی قابل پیش‌بینی هستند و این موضوع ریسک کاری معدن‌کاران در محیط‌های ماهیتاً خطرناک معدن را دوچندان می‌نماید. یان‌اچ‌یون و همکاران (Iannacchione et al, 2005)، با پایش ریز لرزه‌ها در سه معدن زیرزمینی جبهه کار طولانی و اتاق و پایه سه نوع فرآیند شکست سنگ شامل پیشرفته، مقطعی و ادامه‌دار را در این معادن شناسایی کردند. تمامی تحقیقات ذکر شده در بالا و موارد متعدد دیگر اثبات می‌نماید که اطلاعات ریز لرزه‌ها، ارزیابی مفیدی از پایداری سنگ سقف فراهم می‌نماید. پتانسیل عظیمی برای کاربرد این فناوری به‌منظور ارزیابی شرایط پایداری سازه‌های زیرزمینی وجود دارد.

حسینی و سن (Hosseini and Sen, 2006) تغییرات شدت لرزش زمین به‌واسطه سه موقعیت متفاوت قرارگیری ژئوفون‌ها نسبت به جبهه کار استخراجی و دو ماده منفجره متفاوت را مورد مطالعه قرار دادند. از نظر مد انفجار، بر اساس آزمون‌های صحرائی انجام شده، انفجار سپری یا محصور^۱، شدت لرزش زمین را حدود ۲/۵ برابر آتشکاری استاندارد و انفجار سطح آزاد^۲، شدت لرزش زمین را در حدود ۹/۵ برابر وضعیت معمول و استاندارد در شرایط زمین‌شناسی یکسان کاهش می‌دهد. این نرخ کاهش

¹ Buffered blasting

² Free face blasting

لرزش با افزایش فاصله مقیاس شده کاهش می‌یابد. همچنین اثبات شد که پارامتر K در معادله پیش‌بینی کننده لرزش، شدیداً به وضعیت قرارگیری ژئوفون‌ها (استاندارد، سطح آزاد و دیوار حائل^۱) و ضریب β به نوع ماده منفجره و به مقدار کم به روش انفجار بستگی دارد.

اداره آتشکاری و مواد منفجره ویرجینای غربی (WV OEB, 2007) با مطالعه بر روی داده‌های میدانی معدن جنی^۲، بر روی تفاوت PPV های اندازه‌گیری شده در موقعیت‌های سطحی و زیرزمینی ناشی از آتشکاری سطحی مطالعاتی را انجام داد. ژئوفون‌های لرزه سنجی در سقف معدن زغال زیرزمینی نصب‌شده و ژئوفون‌های جداگانه‌ای مستقیماً در بالا و روی سطح زمین جاگذاری شدند. فرض بر این بود که این اطلاعات می‌تواند به برآورد لرزش سقف زیرزمینی بر اساس اندازه‌گیری‌های لرزه‌های سطحی کمک کند. تعداد ۱۰۷ انفجار با اندازه‌گیری‌های لرزه‌های سطحی و زیرزمینی متناظر با آن ثبت شد. تحلیل داده‌های لرزه‌های ثبت‌شده نشان داد که نسبت PPV های سطحی به زیرزمینی از ۲ تا ۹/۷ متغیر است و ۹۰٪ انفجارت نسبتی بین ۲ تا ۶ دارند. این تحقیق نشان می‌دهد که فرمول فاصله مقیاس شده USBM مورد استفاده برای سازه‌های سطحی، برای پیش‌بینی اثر انفجارهای سطحی بر روی سقف فضاهای خالی زیرزمینی عموماً کاربرد ندارد. مطالعات معدن جنی نشان داد که بیشینه لرزش ۱۷/۵ psi ظاهراً تأثیری بر پایداری سقف معدن زیرزمینی ندارد. USBM در گزارش دیگری قید می‌نماید که PPV برای حد آستانه خسارت تقریباً ۲/۰ psi بسته به ساختار زمین‌شناسی و مقاومت سقف، کف و پایه‌های معدن می‌باشد. بیشینه لرزش زیرزمینی ثبت‌شده در طی تحقیقات OEB^۳، ۲/۲۲ اینچ بر ثانیه بوده و هیچ‌گونه اثر مخربی در سقف معدن مشاهده نگردیده است.

کاندل وال و سینگ (Khandelwal and Singh, 2007)، معادلات پیش‌بینی کننده لرزش زمین را با ثبت ۱۵۰ سری داده انفجاری در معدن روباز منیزیت در فواصل مختلف مورد مطالعه قراردادند. نتایج این معادلات با ۲۰ سری داده انفجاری پایش شده جدید مورد اعتبارسنجی قرار گرفت و در نهایت با

¹ Buffered blasting

² Jenny Mine

³ Office of Explosives and Blastings

نتایج شبکه‌های عصبی مصنوعی مقایسه شد. این مطالعه نشان می‌دهد که معادلات پیش‌بینی کننده لرزش در این پژوهش، میزان خرج انفجاری برای حفظ PPV در زیر محدوده‌ایمن را کم یا زیاد برآورد می‌نمایند لیکن رویکرد شبکه‌های عصبی مصنوعی به نظر می‌رسد که انتخاب بهتری برای پیش‌بینی دقیق و مناسب PPV به لحاظ حفاظت از محیط و سازه‌های اطراف محل انفجار باشد.

دی و پال (Dey and Pal, 2008) لرزش زمین ناشی از انفجارت چال به چال و ردیفی در یک معدن زغال سطحی را مورد مطالعه قرار دادند. نتایج این تحقیق نشان می‌دهد که برای یک فاصله مقیاس شده یکسان، لرزش ناشی از انفجارت ردیف به ردیف کمتر از انفجارت چال به چال است.

سابانف و همکاران (Sabanov et al., 2008) پایداری سقف بلا واسطه یک معدن زغال که به روش اتاق و پایه استخراج می‌شود را با استفاده از معیار تغییر شکل برای یک فناوری آتشکاری جدید مورد مطالعه قرار دادند و به پیش‌بینی خسارت زمین‌لرزه‌های معمول منطقه با جاگذاری PPV معادل آن‌ها در رابطه پیش‌بینی کننده لرزش زمین پرداختند.

ریسنده (Resende, 2010) در بخشی از رساله خود مدل‌سازی عددی تفاضل محدود FLAC3D و اندازه‌گیری صحرایی لرزش‌های ناشی از انفجارت زیرزمینی را به انجام رسانده که تحلیل کلی نتایج آن، کار تحقیقاتی چا او و همکاران (Cao et al., 2012) را تأیید کرده و نشان می‌دهد که مسیر سیر امواج (حتی در محیط کنترل شده) علت اصلی پراکندگی بالای مقادیر PPV است. نتایج نشان می‌دهد که لرزش‌ها به‌طور چشمگیری به فضای حفاری وابسته است. از این‌رو تا حد امکان این لرزش‌ها در سطح فضای حفاری و داخل توده سنگ در بیرون از ناحیه تأثیر نیز باید اندازه‌گیری شوند. شکل فضای حفاری به‌طور محسوسی بر انتشار امواج تأثیر داشته و جانمایی مناسب سنسورها از این منظر باید مدنظر قرار گیرند.

به‌منظور برآورد لرزش زمین ناشی از انفجار و پیشگیری از وقوع خسارت در محل، محققین مختلف رویکردهای متفاوتی را ارائه داده‌اند که پایه و اساس آن‌ها را انرژی انفجار (بیشینه خرج مصرفی) و اثر جذب (فاصله نقطه انفجار و نقطه اندازه‌گیری) تشکیل می‌دهد. گورگولو و همکاران (Gorgulu et al,

(2012)، در یک کار تحقیقاتی لرزش‌های زمین ناشی از انفجار در یک معدن روباز را مورد رفتار سنجی قرارداد و از تعداد ۳۶ فعالیت انفجاری ۲۶۹ داده لرزش شامل مؤلفه‌های سه جهتی PPV را اندازه‌گیری نمودند. از مقایسه ۱۱ روش پیش‌بینی PPV موجود در تحقیقات مختلف این‌طور نتیجه‌گیری کردند که هیچ‌کدام از روش‌ها به‌منظور پیش‌بینی و کنترل لرزش زمین به‌طور کامل، مناسب نیست و ضرورت دارد که روشی که بالاترین برآزش را نشان می‌دهد برای این هدف انتخاب شود.

اثرات مخرب امواج لرزه‌ای بر روی سنگ پیرامون راهروها در معدنکاری زیرزمینی نه‌تنها متأثر از مد شکست و انتشار انرژی منبع است بلکه به پیچیدگی ساختار توده سنگ زغال نیز وابسته است. در این زمینه چا او و همکاران (Cao et al., 2012) اثرات لرزه‌ای انتشار امواج در لایه زغال را به‌وسیله آزمون‌های آتشکاری برجا و پایش هم‌زمان لرزش‌ها مورد مطالعه قراردادند. نتایج نشان می‌دهد که با توسعه فضای تخریب و تضعیف طبقات فوقانی در طی فرایند معدنکاری، سرعت متوسط موج P، مقادیر متوسط دامنه و فرکانس اولین ورودی‌ها همگی کاهش می‌یابند. شکست کامل سقف می‌تواند پارامترهای مذکور را به ترتیب 60% ، $69/8\%$ ، $92/2\%$ کاهش دهد. اثرات میرایی امواج لرزه‌ای و آزاد شدن انرژی مرتبط با گسترش فضای تخریب از عوامل ذکر شده مرتبط با این پدیده هستند

از آنجاکه آتشکاری در شرایط محیطی با عدم قطعیت‌های بالا (درزه‌های طبیعی، گسل‌ها، فضا‌های خالی و تغییر نگاهانی ساختارهای زمین‌شناسی) انجام می‌شود دسترسی به یک الگوی بهینه آتشکاری و انفجار می‌تواند مشکل باشد. تحلیل پیچیدگی ارائه‌شده توسط کاردو و همکاران (Cardu et al., 2012) یک رویکرد ابداعی برای تحلیل پیچیدگی سیستم انفجار و تعیین میزان بحرانی بودن هر کدام از متغیرها است. نتایج این تحلیل در یک معدن زیرزمینی اتاق و پایه اجرا و منتهی به یک‌راه حل معتبر یعنی کاهش خرج تأخیری و ازاین‌رو کاهش اثر لرزش زمین روی سازه‌های مجاور شده است.

سلطانی محمدی و همکاران (Soltani-Mohammadi et al., 2012)، اثرات لرزش ناشی از انفجار در سد گتوند علیا را بر روی سازه بتنی زیرزمینی با ثبت ۱۶ مؤلفه سه جهتی (در مجموع ۴۸ داده) از ۴

انفجار مورد مطالعه قراردادند. از طریق برازش داده‌ها، ضرایب معادله پیش‌بینی کننده لرزش زمین با فرض استفاده از ریشه سوم خرج مصرفی تعیین شد. سپس با در نظر گرفتن فاصله متوسط محل انفجار تا سازه زیرزمینی و PPV مجاز برای بتن، بیشینه خرج تأخیری در هر بار انفجار محاسبه و تعیین شد.

حسینی و باقی خانی (Hossaini and Baghikhani, 2013)، لرزش‌های ناشی از ۷۸ رویداد انفجار در معدن روباز الوند قلی را مورد مطالعه قرار دادند و اثرات آن بر روی سازه‌های مجاور را بررسی نمودند. پیش‌بینی لرزش زمین توسط معادله USBM یعنی ریشه دوم خرج تأخیری که بالاترین ضریب همبستگی را نشان می‌دهد انجام شد. بیشینه فرکانس‌های ثبت‌شده در این مطالعه ۴۰ Hz بوده و نمایش اطلاعات PPV و فرکانس‌های برداشت‌شده بر روی نمودارهای استاندارد USBM و DIN نشان می‌دهد که تمامی رویدادهای ثبت‌شده در زیر محدوده‌ایمن خسارت سازه‌ای قرار دارند.

آتشکاری تنش‌زدایی در جلوی کارگاه جبهه کار طولانی یکی از تدابیر پیشگیری از شکست سنگ در طبقات زغال سخت و عمیق است که سطوح بالایی از انرژی الاستیک را در خود ذخیره می‌کنند. کونیچک و همکاران (Konicek et al., 2014)، تغییرات تنش در اثر این انفجارت تنش‌زدایی در روش جبهه کار طولانی را با روش برجای بیش مغزه گیری اندازه‌گیری کردند. از مقایسه این مقادیر با مدل عددی به این نتیجه رسیدند که این انفجارت در فاصله ۳۰ تا ۱۰۰ متری جلوی جبهه کار پیشروی بیشترین کارایی را داشته و تقلیل اثرات لرزه‌ای ناشی از این تنش‌زدایی در رده خوب و بسیار خوب قرار می‌گیرد.

در تحقیق مشابهی، جیها و دب (Jha and Deb, 2015)، اثر آتشکاری در معدن روباز زغال‌سنگ را بر روی معدن زیرزمینی لاجکورا در هند مورد مطالعه قراردادند. آن‌ها خسارات ناشی از آتشکاری در این معدن زیرزمینی را به سه دسته شدید، متوسط و شدت کم تقسیم نمودند. یافته‌ها حاکی از خسارت شدید در PPV، ۵۴/۰۴ میلی‌متر بر ثانیه است. خسارت متوسط محدوده PPV بین ۴۴/۸۶ و ۵۴/۰۴ و حالت بدون خسارت زمانی اتفاق خواهد افتاد که این مقدار کمتر از ۲۰ میلی‌متر بر ثانیه باشد. آن‌ها

همچنین نتیجه گرفتند که فاصله مقیاس شده بر اساس ریشه دوم خرج تأخیری عموماً در زمان اندازه‌گیری لرزش در نقاط سطحی کاربرد دارد و ممکن است برای پیش‌بینی PPV در موقعیت‌های زیرسطحی چندان مناسب نباشد لذا توان متغیر خرج مصرفی به لحاظ برآورد بهتر لرزش زمین ناشی از انفجار برای هر نوع معدنی، کارایی بیشتری دارد.

عکس‌العمل و خسارت سازه‌ها در معرض لرزش‌های آتشکاری نه‌تنها به PPV بلکه به محتوای فرکانس ارتعاشات بستگی دارد. در مطالعه‌ای که توسط یانگ و همکاران (Yang et al., 2016) انجام شد مشخصه‌های فرکانس برای انفجارت تأخیری تمام مقطع در حفاری زیرزمینی با آزمون‌های انفجاری و شبیه‌سازی عددی بررسی شد. نتایج نشان می‌دهد که در صورت ثابت بودن هندسه چال‌ها و ساختار خرج در هر انفجار، فرکانس‌های سیگنال‌های ارتعاشات با افزایش ابعاد منبع انفجاری، کاهش می‌یابد. اولین چال‌های انفجاری برشی^۱ داخلی استثنا بوده و فرکانس لرزش آن‌ها کمتر از مقادیر متناظر در انفجار تخریبی^۲ است. فرکانس‌های ارتعاش از انفجار در حالت سطح آزاد بیشتر از انفجار در فضای بسته بوده و بنابراین لرزش‌های انفجار برشی به لحاظ آسیب به ساختارهای مجاور زیان‌بارتر از انفجارهای تخریبی است.

۲-۱۱ لرزش‌های ناشی از انفجار در معادن

یکی از مسائل آزاردهنده و مشکل‌ساز در صنایع معدنکاری و ساخت‌وساز، مسئله لرزش و یا لرزش زمین ناشی از عملیات انفجار است. بعد از انفجار در داخل چال، حرکت موج ضربه باعث خردایش کامل محدوده اطراف چال شده و امواج پلاستیک و الاستیک به داخل محیط انتشار می‌یابند. انتشار این امواج باعث لرزش نقاط محیط حول نقطه سکون آن‌ها (شبیه یک سیستم فنر-وزنه) می‌شوند. در این حالت هیچ‌گونه حرکت انتقالی و یا تغییر شکل زیاد در محیط انجام نمی‌شود.

^۱ Cutting blast

^۲ Breaking blast

۲-۱۲ پارامترهای مهم در ارزیابی ارتعاشات

مهم‌ترین پارامترهایی که باید در ارزیابی ارتعاشات ناشی از انفجار در نظر گرفته شوند عبارت است از سرعت حداکثر ذرات و فرکانس اصلی سیستم (Cao et al., 2012).

الف- سرعت حداکثر ذرات

با توجه به مطالعات مختلف انجام‌شده، پارامترهای مختلفی در ارزیابی ارتعاش برای تعیین یک محدوده‌ایمن آتشکاری استفاده می‌شود. از سال ۱۹۸۰ به بعد سرعت ماکزیمم ذرات (PPV) به‌عنوان یکی از معیارهای اصلی برای ارزیابی تخریب وارده بر سازه موردقبول واقع شده است (Gorgulu et al., 2011).

مقیاس بندی فاصله از کارهای ضروری در پیش‌بینی سرعت ماکزیمم ذرات است. معمول‌ترین روش‌های مقیاس بندی، مقیاس بندی بر اساس ریشه دوم و ریشه سوم خرج مصرفی باشد. در این دو روش، PPV به‌عنوان تابعی از $\frac{R}{W^{1/2}}$ یا $\frac{R}{W^{1/3}}$ می‌شود که R عبارت است از فاصله از محل انفجار بر حسب متر و W وزن ماده منفجره مصرفی بر حسب کیلوگرم در هر فاصله زمانی ۸ میلی‌ثانیه است. مقیاس بندی بر اساس ریشه سوم بیشتر برای خرج‌های کروی و مقیاس بندی بر اساس ریشه دوم بیشتر برای خرج‌های استوانه‌ای استفاده می‌شود. مقیاس بندی بر اساس ریشه سوم محافظه‌کارانه‌تر عمل می‌کند رابطه کلی بین PPV و فاصله مقیاس شده را می‌توان به صورت ۲-۲۷ و ۲-۲۸ نشان داد (مرتضوی، ۱۳۹۴).

$$PPV = K_1 \left(\frac{R}{W^{1/3}} \right)^{-\beta_1} \quad (2-27)$$

$$PPV = K_2 \left(\frac{R}{W^{1/2}} \right)^{-\beta_2} \quad (2-28)$$

که در روابط بالا:

R: فاصله محل اندازه‌گیری از نقطه انفجار (متر)

W: وزن خرج مصرفی در هر تأخیر (کیلوگرم)

K & β : ثابت‌های میرایی زمین

مقادیر ثابت نشان داده شده در روابط بالا ثابت‌های مربوط به محل آزمایش‌اند و برای یک سایت، ثابت می‌باشند. این ثابت‌ها را می‌توان با استفاده از رسم مقادیر PPV با توجه به فاصله مقیاس شده به دست آورد. روابط موردنیاز را می‌توان به شکل معادلات ۲-۲۹ و ۲-۳۰ نوشت:

$$\log(PPV) = \log(K_1) - \beta_1 \log\left(\frac{R}{W^{1/3}}\right) \quad (2-29)$$

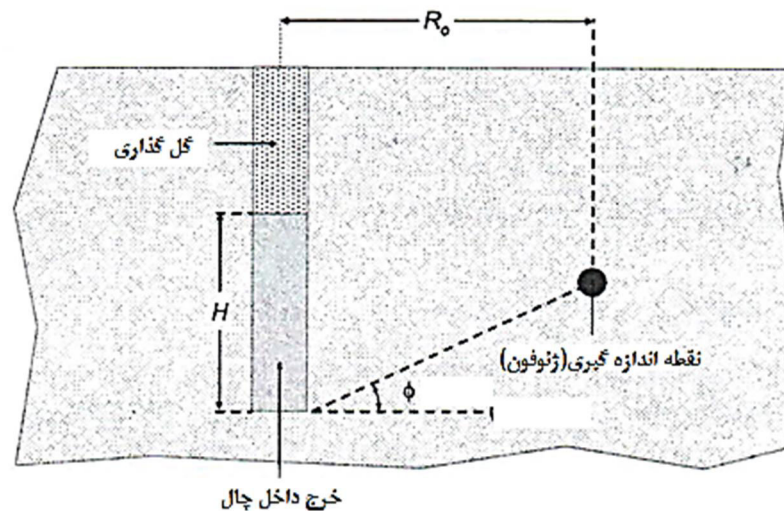
$$\log(PPV) = \log(K_2) - \beta_2 \log\left(\frac{R}{W^{1/2}}\right) \quad (2-30)$$

که رابطه اول برای خرج‌های کروی و رابطه دوم برای خرج‌های استوانه‌ای بکار می‌رود، بنابراین با استفاده از روابط ۲-۱۶ و ۲-۱۷ می‌توان مقادیر K و β را با استفاده از روش حداقل مربعات و ... به دست آورد. مقادیر K و β بستگی به نوع سنگ، توزیع ناپیوستگی‌ها در سنگ و ماده منفجره دارد. این مقادیر باید برای هر سایت با انجام چند انفجار آزمایشی به دست آورده شوند. در عمل پراکندگی زیادی در اطلاعات ثبت شده ارتعاش به چشم می‌خورد. علت این امر ناهمگنی زمین و تعداد و ماهیت ناپیوستگی‌ها است که انتشار موج را تحت تأثیر قرار می‌دهد، بنابراین در شروع هر پروژه انفجاری و همچنین زمانی که شرایط زمین‌شناسی تغییرات فراوانی داشته باشد باید چند آزمایش انفجاری انجام شود تا پارامترهای میرایی زمین به دست آید.

علاوه بر پارامترهای مذکور، آرایش انفجار نیز تأثیر مهمی روی انتشار موج دارد. به‌عنوان مثال در یک انفجار با بارسنگ بزرگ ممکن است ضریب β ثابت (در مقایسه با بارسنگ کوچک) به دست آید اما لزوماً محل تقاطع منحنی که مشخص‌کننده مقادیر K است یکسان نباشد. لذا شرایط انفجارهای آزمایشی باید حتی‌الامکان شبیه انفجارهایی باشد که در طول پروژه انجام خواهد شد. روابط ۲-۳۶ و ۲-۳۷ برای ارزیابی PPV و خواص میرایی محیط در فاصله دور از انفجار است. برای محاسبه PPV و ارزیابی میرایی محیط در نزدیکی محل انفجار، هولمبرگ (Holmberg and Persson, 1979) رابطه ۲-۳۱ را پیشنهاد کرده است:

$$PPV = k \left(\frac{L}{R_0} \right)^{-\beta/2} \times \left(\phi - \text{ArcTan} \left[\frac{R_0 \tan \phi - H}{R_0} \right] \right)^{-\beta/2} \quad (2-31)$$

در رابطه فوق PPV سرعت حداکثر ذرات برحسب میلی‌متر بر ثانیه، L فاصله مایل خرج تا محل اندازه‌گیری برحسب متر، R فاصله افقی بین خرج و محل اندازه‌گیری، K و β ثابت‌های میرایی محیط‌اند و ϕ زاویه استقرار ژئوفون با انتهای چال نسبت به افق می‌باشد. پارامترهای رابطه بالا را می‌توان به صورت شماتیک در شکل ۲-۱۵ نشان داد. بررسی‌های صورت گرفته بر روی نتایج حاصل از انفجار در معادن سطحی نشان می‌دهد که ضریب k در رابطه محاسبه PPV، شدیداً به وضعیت قرارگیری ژئوفون‌ها (استاندارد، سطح آزاد^۱ و دیوار حائل^۲) و ضریب β به نوع ماده منفجره و به مقدار کم به روش انفجار بستگی دارد (Hossaini and Sen., 2006).



شکل ۲-۱۵ پارامترهای رابطه هولمبرگ (Holmberg and Persson, 1979)

برای کاهش اثرات ناشی از آتشکاری بر روی سازه‌های زیرزمینی و سطحی که در مجاورت چال‌های آتشکاری قرار دارند اندازه‌گیری PPV به‌عنوان یک پارامتر ضروری معرفی می‌شود (Nateghi, 2011). انتخاب PPV به‌عنوان یک حدمرز برای مشخص کردن میزان و کیفیت خسارت به وجود آمده ناشی از آتشکاری انتخاب درستی نیست اگرچه در بعضی از معادن زغالی مرز ۵۰ میلی‌متر بر ثانیه

¹ Free face blasting

² Buffered blasting

معرفی شده، لیکن نتایج اندازه‌گیری‌ها در معادن مختلف تا حدودی متفاوت است، حتی تا مرز ۱۱۰ میلی‌متر بر ثانیه با خسارت کم روبه‌رو بوده ولی در مرز ۹۰ خسارت جدی به سازه‌ها وارد کرده است. بنابراین مشخصات محیط و مشخصات پارامترهای آتشکاری نیز باید مدنظر قرار گیرد (Brinkmann, 1987).

علاوه بر مطالب فوق که نقش عوامل مختلف را در تعیین مقدار PPV بیان می‌کند، باید متذکر شد که روابط متعدد دیگری برای محاسبه PPV ارائه شده است و بر اساس هر کدام از روابط، یک حد آستانه را برای انفجار ایمن معرفی می‌کنند، لیکن آنچه مسلم است اینکه هیچ‌کدام از روش‌ها برتری زیادی نسبت به دیگری نداشته و هیچ‌کدام از روش‌ها به‌طور کامل تمام شرایط در آن لحاظ شده باشد نمی‌تواند مقدار PPV را مشخص نماید. بهتر است به خاطر اطمینان بیشتر پس از ثبت داده‌ها و رسم نمودار ناشی از آن نموداری که بیشترین ضریب همبستگی را می‌دهد ملاک قرار گیرد (Gorgulu et al, 2011).

الف - فرکانس

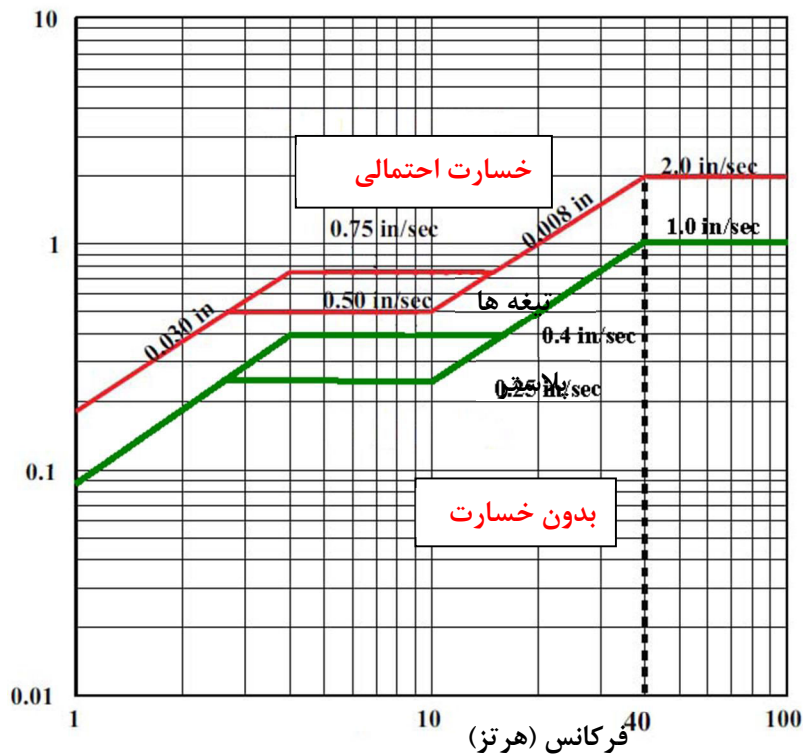
فرکانس موج یکی از مهم‌ترین پارامترها در ارزیابی حرکت و انتشار امواج است. رابطه بین دامنه موج و فرکانس موج در واقع مشخصه تأثیر ارتعاش روی محیط است و باعث ایجاد تخریب در محیط می‌شود. یکی از مهم‌ترین مؤلفه‌های تحلیل ارتعاش، آنالیز و ارزیابی محتوای فرکانس سیگنال‌های ثبت شده است. برای انجام این کارها باید، با انجام عملیات ریاضی، از میدان زمان که مقدار دامنه ارتعاش برحسب زمان را بیان می‌کند، به میدان فرکانس که در آن مقدار دامنه ارتعاش برحسب فرکانس ارزیابی می‌شود برسیم.

در اثر انفجار در سازه‌های مختلف و به دنبال آن تولید ارتعاشات، سطح ارتعاشات محاسبه شده براساس سرعت ماکزیمم ذرات PPV می‌تواند کاهش یابد که با کاهش آن فرکانس افزایش پیدا کرده و در نتیجه میزان خسارت به سازه کاهش پیدا خواهد نمود (Kuhnow, 2013).

بر اساس نتایج به دست آمده در معادن آفریقای جنوبی به لحاظ میزان خسارت وارده از استخراج زیرزمینی به سازه‌های سطح زمین، اگر فرکانس حاصله کمتر از ۵۰ هرتز باشد ماکزیمم سرعت ذرات در آستانه خسارت ۵۰ میلی‌متر بر ثانیه است (شکل ۲-۱۶) و در صورتی که فاصله انفجار از سازه یا به عبارتی ضخامت روبراه کمتر از ۵۰ متر نباشد هیچ خسارتی به سازه مذکور وارد نمی‌شود و در یک سرعت ذره‌ای مشخص با افزایش فرکانس، از اثرات مخرب امواج لرزه‌ای بر روی سازه کاسته خواهد شد (Brinkmann, 1987). بر اساس نتایج به دست آمده در معادن زغال استرالیا به جهت بررسی مؤلفه‌های لرزه‌ای انفجار، با انفجارهای مختلف و ثبت نتایج به دست آمده مشخص گردید که با افزایش فاصله انفجارهای صورت گرفته در جبهه کارهای استخراجی از ژئوفون‌های ثبت امواج، دامنه امواج کاهش پیدا خواهد کرد (Cao et al., 2012).

مطالعات صورت گرفته روی معدن آهک الوند قلی شرکت سیمان کردستان و ثبت لرزش‌های ناشی از انفجار به منظور کنترل خسارت‌های محیطی به مناطق اطراف معدن بر اساس استاندارد USBM^۱ نشان داده است که فرکانس‌های زیر سطح ۴۰ هرتز هیچ‌گونه خسارتی را ایجاد نمی‌نماید (Hosseini and Baghikhani., 2013). نتایج تحلیل ادیکاری و همکاران (Adhikari et al, 2005) نشان داد که فرکانس غالب در طبقات متشکل از زغال، نسبتاً پایین ($< 8 \text{ Hz}$) بوده و از این رو سرعت حداکثر ذرات بر طبق استاندارد رایج USBM حدود 7 mm/s می‌باشد. با در نظر گرفتن این حد پایین، معادن زغال در مجاورت سازه‌های مسکونی از محدودیت‌هایی برخوردارند.

¹ United States Bureau of Mines



شکل ۲-۱۶ محدوده‌های وابسته به فرکانس-سرعت ذرات برای اجتناب از خسارت سازه طبق استاندارد USBM (Brinkmann, 1987)

۲-۱۳ پارامترهای انفجاری مؤثر در سطح لرزش‌ها

پارامترهای طراحی انفجار نیز می‌توانند تأثیر قابل‌ملاحظه‌ای روی حد ارتعاشات حاصله از انفجار داشته باشند. اثر این پارامترها در ذیل به‌طور خلاصه ارائه شده است.

الف- فاصله نقطه انفجار تا محل رفتارنگاری

فاصله از محل انفجار تأثیر مهمی روی مقدار لرزش دارد. با افزایش فاصله از محل انفجار میزان لرزش کاهش پیدا می‌کند سرعت ذرات به‌صورت رابطه ۲-۳۲ با فاصله کم می‌شود:

$$V \propto \frac{1}{D^b} \quad (2-32)$$

که در رابطه بالا D فاصله از محل آشکارسازی و مقدار b بر اساس مطالعات USBM حدود ۱/۶ است (Singh, 2002). با افزایش فاصله، فرکانس‌های بالا توسط محیط میرا می‌شوند و فقط فرکانس‌های

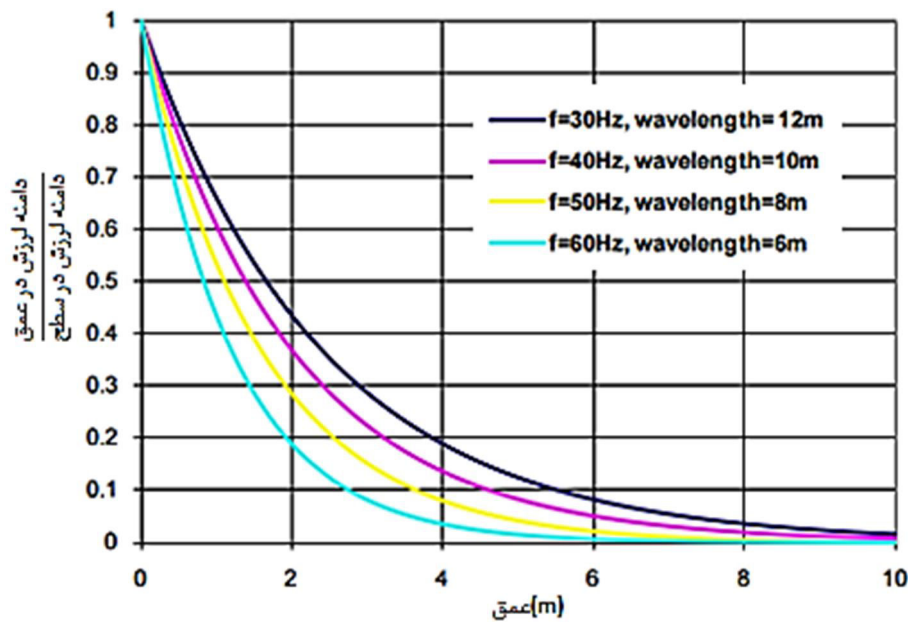
پایین عبور کرده و حاوی انرژی هستند.

ب- تأثیر عمق

تأثیر این پارامتر بر روی سرعت انتشار امواج تقریباً شناخته شده است. سرعت انتشار امواج عموماً به دلیل کاهش تعداد درزه‌ها، با افزایش عمق افزایش می‌یابد. در واقع سرعت انتشار موج معرف غیرمستقیم خواص سنگ بوده که بر زوال PPV و همین‌طور طول موج تأثیرگذار است. دامنه نوسان امواج نیز با عمق به صورت نمایی کاهش می‌یابد. عمق نفوذ امواج تقریباً معادل با طول موج آن است. زوال دامنه موج با عمق با رابطه ۲-۳۳ نشان داده می‌شود:

$$A(z) = A_0 e^{\left(\frac{-z}{z_0}\right)} \quad (۲-۳۳)$$

که در آن $A(z)$ دامنه موج در عمق Z ، A_0 دامنه در سطح و Z_0 عمق نفوذ شاخص که متناسب با طول موج است. شکل ۲-۱۷ زوال امواج با عمق و فرکانس برای یک سرعت موج 380 m/s (سرعت تیپیک ماسه‌سنگ غیراشباع متراکم) را نشان می‌دهد. همان‌طور که ملاحظه می‌شود زوال امواج با عمق با افزایش فرکانس موج، شدت پیدا می‌کند (Jackson et al, 2007).



شکل ۲-۱۷ میرایی امواج با عمق برای ماسه‌سنگ متراکم غیراشباع (Jackson et al, 2007).

در طی یک برنامه رفتارنگاری که توسط برچ و وایت (Birch and white, 2013) انجام شد اثرات انفجار در یک معدن کواری بر روی تونل راه‌آهن زیرزمینی مورد بررسی قرار گرفت. موقعیت نقاط رفتارنگاری از سطح زمین تا عمق تونل قرار دارد. روش تحلیل برازش مرسوم نشان داد که برای یک فاصله مقیاس شده یکسان، کاهش تصاعدی در لرزش‌ها از سطح زمین تا تراز سقف و کف تونل وجود دارد.

ج - خرج کل، وزن خرج مصرفی در هر تأخیر و وقفه تأخیری

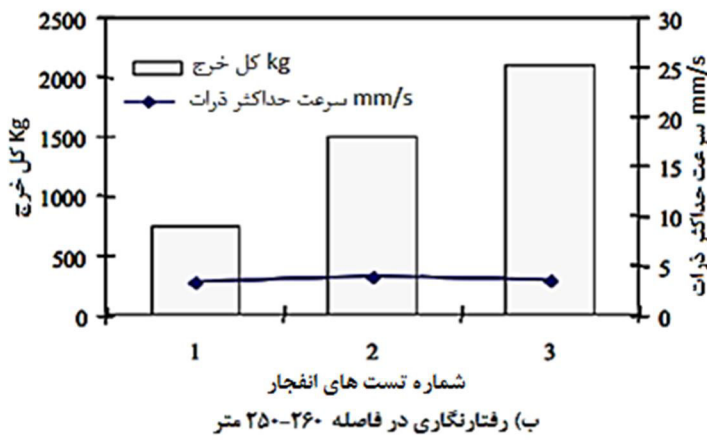
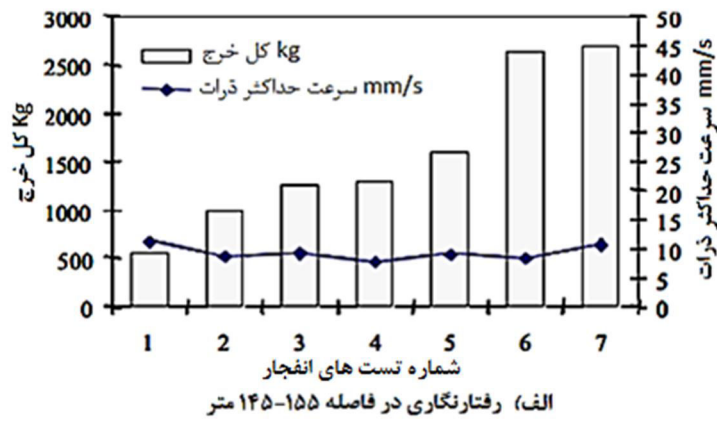
بر اساس مطالعات سینگ^۱ (Singh, 2002)، مقدار و لرزش در هر نقطه بستگی به خرج مصرفی و همچنین فاصله از محل انفجار دارد. در انفجارهایی که بیش از یک سری چاشنی با تأخیرهای متفاوت استفاده می‌شود، بیشترین خرج مصرفی در یک فاصله تأخیر^۲ نقش اصلی را در ارتعاش داشته و نه مجموع خرج مصرفی به شرط اینکه فاصله تأخیرها به حدی زیاد باشد که سیگنال‌های ایجادشده با یکدیگر تداخل سازنده نداشته باشند. شکل ۲-۱۸، PPV ثبت شده در فاصله ۱۴۵-۱۵۵ متر و ۲۶۰-۲۵۰ متر و کل خرج متناظر با آن برای تعدادی انفجار که حداکثر خرج تأخیری ۵۰ کیلوگرم دارند را نشان می‌دهد. اگرچه در PPV های فاصله نزدیک، اختلاف جزئی مشاهده می‌شود در فواصل دور، پارامتر خرج کل قابل چشم‌پوشی است. اگر در یک انفجار با چال‌های دارای چاشنی مختلف، چاشنی‌ها دارای تأخیر اسمی یکسان باشند، مقدار ماکزیمم خرج مصرفی برای هر تأخیر عمدتاً کمتر از مقدار متوسط است و علت آن یکسان نبودن عملکرد چاشنی‌هاست. ادیکاری و همکاران (Adhikari et al, 2005) نیز دو عامل حداکثر خرج تأخیری و وقفه تأخیری را مهم‌ترین پارامترهای طراحی انفجاری می‌دانند که می‌توانند لرزش‌های زمین را کنترل کنند. به‌طور کلی رابطه بین میزان لرزش و خرج مصرفی را می‌توان به فرم ۲-۳۴ بیان کرد:

$$V \propto Q^a \quad (۳۴-۲)$$

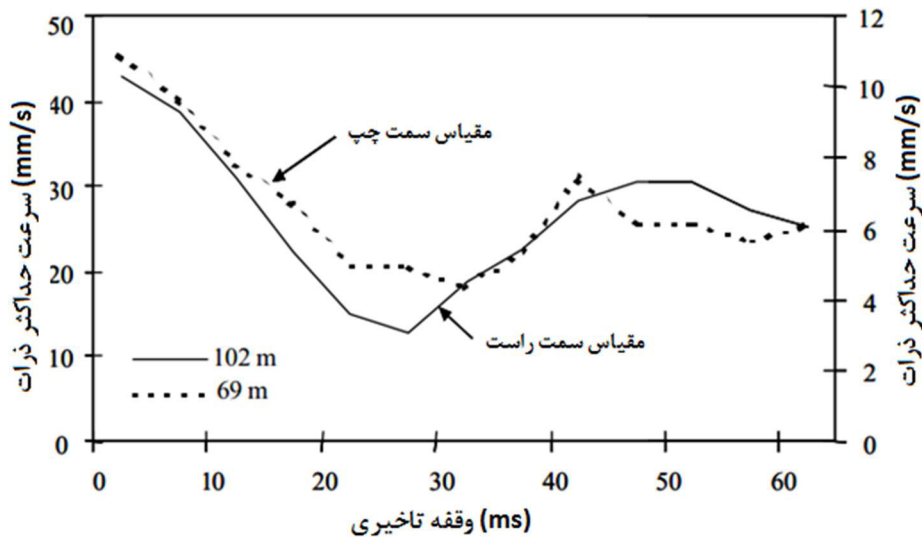
^۱ Singh

^۲ Charge weight per delay

در رابطه فوق V سرعت ذرات و Q میزان خرج مصرفی برای هر تأخیر و a مقدار ثابت است. بر اساس مطالعات انجام شده توسط USBM مقدار a حدود $0/8$ است. نتایج مدل سازی عددی ادیکاری و همکاران (Adhikari et al, 2005) در منطقه زغالی SCCL هند، نشان داد که وقفه تأخیری 35 ms- 25 کمترین لرزش را ایجاد می نماید (شکل ۲-۱۹). از آنجا که زمان بندی تأخیری که کمترین PPV را می دهد در فواصل مختلف رفتارنگاری متفاوت است لذا به منظور کنترل مؤثر PPV، امواج بایستی در فاصله موردنظر ثبت شوند. در گزارشی از اداره معادن امریکا (Kopp and Siskind, 1986) استفاده از تأخیرهای میلی ثانیه ای در طراحی انفجار و اثرات آن بر لرزش زمین مورد مطالعه قرار گرفت. تعداد 52 انفجار تولیدی با وقفه های تأخیری متفاوت در داخل ردیف ها (از 42 ms تا 17) و بین ردیف ها (از 100 تا 30 ms) در یک معدن زغال مورد رفتارسنجی قرار گرفت. تأخیرهای درون ردیفی، انفجار هوا را 6 dB و تأخیرهای بین ردیفی دامنه لرزش زمین را کاهش داد. به منظور کاهش لرزشها تا حد امکان از لحاظ عملی باید زمان کافی برای آزادسازی فاصله عرضی در هر ردیف فراهم شود.



شکل ۱۸-۲ تأثیر خرج کل بر روی لرزش زمین با حداکثر خرج تأخیری یکسان در فواصل مختلف رفتارنگاری (Adhikari et al. 2005)



شکل ۱۹-۲ تأثیر وقفه تاخیری بر روی لرزش زمین (Adhikari et al, 2005)

ج - روش نصب لرزه‌نگار

اگرچه از رفتارنگاری لرزش زمین چندین دهه می‌گذرد هنوز یک روش نصب قابل قبول و رارسان^۱ در مقیاس جهانی وجود ندارد. تأثیر روش‌های مختلف نصب و رارسان بر روی اندازه‌گیری‌های لرزش در معدن زغال در هند بررسی شد (Adhikari et al, 2005). برای نیل به این هدف، و رارسان اول آزادانه روی سطح افقی جاگذاری شد. و رارسان دوم و سوم به ترتیب با کیسه شنی و سیخ‌های زمینی در زمین جاگذاری شد. و رارسان چهارم نیز کاملاً در زمین مدفون شد. نتیجه ۱۴ آزمون انفجاری نشان داد که بیشترین احتمال عدم جفت‌شدگی^۲ در و رارسان سطحی وجود دارد هرچند و رارسان‌های کیسه شنی و سیخ زمینی نیز مستعد عدم جفت‌شدگی هستند که این پدیده منجر به برآورد لرزش زمین کمتر یا بیشتر خواهد شد؛ بنابراین بر طبق این پژوهش، مدفون کردن و رارسان در خاک در هر صورت باید ترجیح داده شود.

د - مد انفجار و نوع ماده منفجره

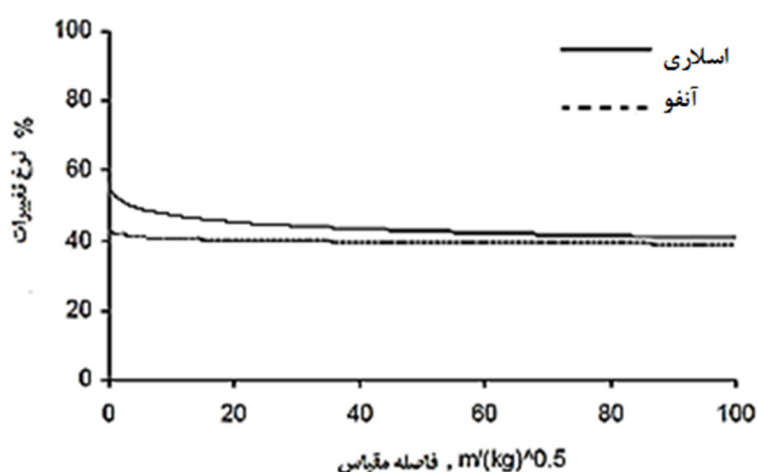
رابطه سیستماتیکی بین سرعت ذرات و کرنش القاء شده به سنگ وجود دارد و ثابت (ضریب) این رابطه در واقع امپدانس سنگ را نشان می‌دهد. در عمل ثابت شده است که ماده منفجره‌ای که فشار احتراق کمتری ایجاد می‌کند لرزش کمتری ایجاد و به محیط القاء می‌کند. مواد منفجره مانند آنفو عموماً دارای دانسیته و سرعت سوختن ماده منفجره^۳ پایین هستند. اگر مقدار یکسان آنفو با مواد اسلاری و یا حاوی ژل آلومینیوم مقایسه شود شدت ارتعاشات حاصله به ترتیب حدود ۲ و ۴ برابر کمتر خواهد بود. لذا با توجه به مطالعات انجام شده (Hossaini and Sen, 2006) اگر در یک انفجار مواد منفجره متفاوت استفاده شود لرزش زمین به‌طور قابل توجهی تغییر می‌کند که این تغییرات در گستره فاصله مقیاس شده پایین، بیشتر است و در فواصل بیشتر، این کاهش تغییرات در لرزش زمین خیلی کمتر خواهد شد تا نهایتاً به یک حد ثابت می‌رسد. نتایج مقایسه صورت گرفته بین مواد اسلاری

¹ Transducer

² Decoupling

³ Velocity of Detonation(VOD)

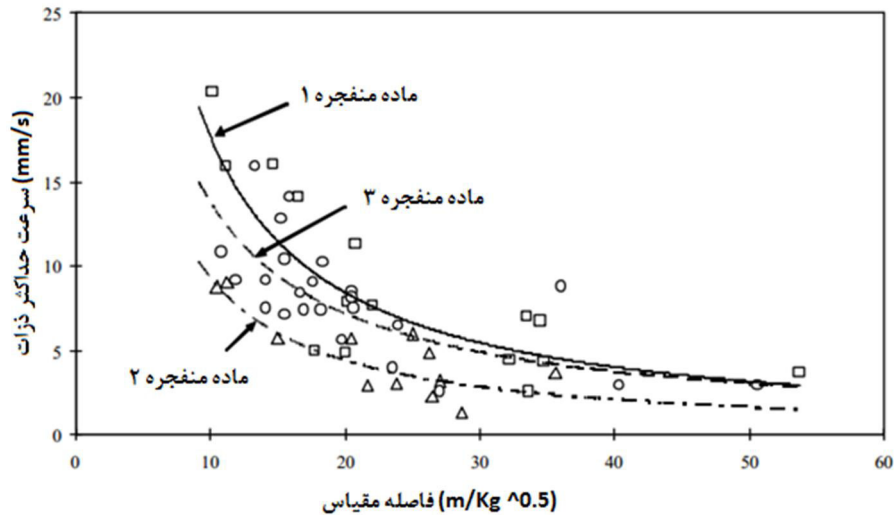
و آنفو در شکل ۲-۲۰ نشان داده شده است. در میان ترکیبات مختلف آزمون شده، هانتر و همکاران (Hunter et al, 1993) یافتند که مواد منفجره با دانسیته و سرعت سوختن پایین تر سطوح لرزش زمین پایین تری را ایجاد می کنند. تأثیر نوع ماده منفجره بر لرزشها، توسط محققین مختلف (Adhikari et al., 2005; Rosenhaim et al, 2012) تأیید شده است (شکل ۲-۲۰ و ۲-۲۱). ادیکاری و همکاران (Adhikari et al, 2005) تأثیر سطح آزاد را بر روی لرزشهای زمین، بسیار بالا توصیف کرده اند (شکل ۲-۲۲). از نظر مد انفجار، بر اساس آزمونهای صحرایی انجام شده، انفجار سپری یا محصور^۱، شدت لرزش زمین را حدود ۲/۵ برابر آتشکاری استاندارد و انفجار سطح آزاد^۲، شدت لرزش زمین را در حدود ۹/۵ برابر وضعیت معمول و استاندارد در شرایط زمین شناسی یکسان کاهش می دهد. این نرخ کاهش لرزش با افزایش فاصله مقیاس شده کاهش می یابد. همچنین اثبات شده است که پارامتر K در معادله پیش بینی کننده لرزش، شدیداً به وضعیت قرارگیری ژئوفونها (استاندارد، سطح آزاد یا سپری) و ضریب β به نوع ماده منفجره و به مقدار کم به روش انفجار بستگی دارد. علاوه بر بهینه سازی پارامترهای طراحی انفجار، در شرایط بحرانی، احداث ترانشه در حدفاصل نقطه انفجار و سازه می تواند لرزشهای زمین را تا ۵۵٪ کاهش دهد و این درصد کاهش به نسبت عمق ترانشه به عمق چال آتشیاری بستگی دارد (Adhikari et al, 2005).



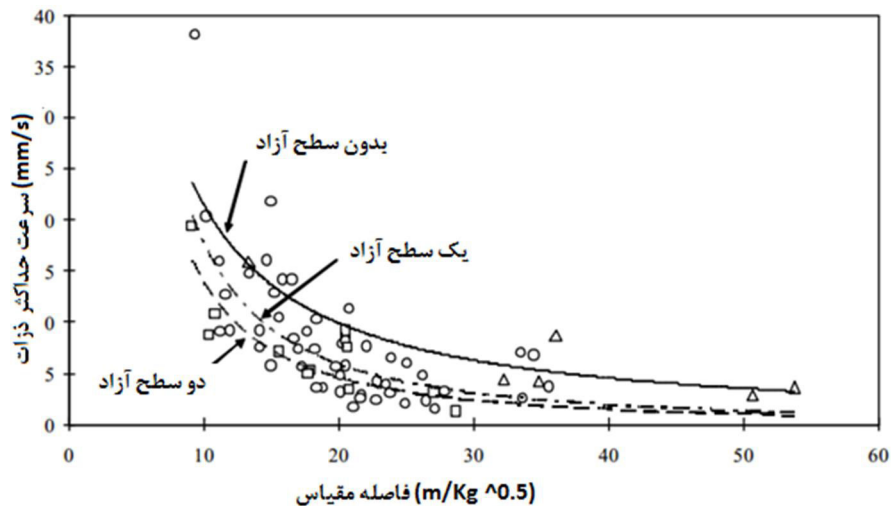
شکل ۲-۲۰ تأثیر نوع ماده منفجره بر تغییرات PPV (Hossaini and Sen., 2006).

¹ Buffered blasting

² Free face blasting



شکل ۲-۲۱ اثر ماده منفجره بر لرزش زمین در منطقه زغالی WCL هند (Adhikari et al, 2005)



شکل ۲-۲۲ تأثیر سطح آزاد بر سرعت حداکثر ذرات (Adhikari et al, 2005)

ذ - پارامترهای توده سنگ

پارامترهای توده سنگ در مسیر انتقال موج و یا محیط انتشار موج یکی از پارامترهای تأثیرگذار در لرزش زمین است. در طی انتقال امواج لرزه‌ای ناشی از انفجار در زغال و توده سنگ اطراف همان‌طور که از برداشتها و مطالعات مختلف نتیجه‌گیری می‌شود، فرکانس، دامنه و سرعت انتشار امواج لرزه‌ای را می‌توان به‌عنوان پارامترهای اصلی مؤثر در نتایج آتشکاری و تأثیر آن در محیط به‌شمار آورد، لیکن همان‌طور که در بخش سرعت لرزه‌ای نیز گفته شد نقش محیط انتشار امواج را نیز نباید نادیده گرفت.

نتایج برداشت‌های مختلف در پی انفجار در جبهه کارهای استخراجی نشان می‌دهد که ناپیوستگی‌ها تأثیر بسزایی در پارامترهای انفجار و اثرات آن‌ها در محیط دارند (Feng-hai et al., 2011). به‌طور مثال با پایش و بررسی انتشار موج طولی در فضای تخریبی کارگاه شماره ۷۰۴ زغال‌سنگ استرالیا توسط چاو و همکارانش (Cao et al., 2012) مشاهده گردید که به مقدار قابل‌ملاحظه‌ای از سرعت موج به دلیل فضاهای خالی ناشی از تخریب کاسته شد. خصوصیات مکانیکی سقف و یا سازه‌ای که در معرض امواج لرزه‌ای قرار می‌گیرد در میزان خسارت وارده به سازه تأثیر بسزایی دارد (Singh, 2002). بر طبق دی و مورتی (Dey and Murthy, 2001) RMR سقف و نیز وجود باندهای سخت، تأثیر قابل‌توجهی بر روی خسارت سقف ناشی از انفجار دارد. به عقیده آن‌ها، گستره PPV برای تعیین زون‌های خسارت‌دیده از معدنی به معدن دیگر بر اساس تغییرات RMR تغییر می‌نماید و حداکثر خرج انفجاری تأخیری به‌منظور افزایش تولید و ایمنی، می‌بایست بر اساس همین پارامتر تعیین شود. فرکانس لرزش زمین تماماً وابسته به خصوصیات زمین است و با اصلاح پارامترهای طراحی انفجار تغییر نمی‌یابد (Adhikari et al., 2005; Kopp and Siskind, 1986).

همان‌گونه که قبلاً ذکر شد روابط ارائه‌شده پیش‌بینی لرزش در اثر انفجار، فقط اثر فاصله مقیاس شده را لحاظ می‌کنند و قادر نیستند که تغییر در پارامترهای سنگ و عدم قطعیت در شرایط برجا را در نظر بگیرند. به هدف غلبه بر این مشکل، کومار و همکاران (Kumar et al, 2016) تعداد ۱۰۸۹ داده از انفجارهای سطحی و نزدیک سطح انجام شده در معادن مختلف برحسب PPV و فاصله مقیاس شده را در نوشتارهای موجود گردآوری نموده و پارامترهای مهندسی سنگ مؤثر بر انتشار امواج لرزه‌ای را به این مجموعه داده‌ها اختصاص دادند. در نهایت معادلات تجربی به‌صورت زیر برای برآورد PPV با لحاظ کردن پارامترهای مهندسی سنگ از قبیل دانسیته و UCS/RQD/GSI ارائه نمودند که طبق این گزارش تا فاصله مقیاس شده $80\text{m/kg}^{0.5}$ معتبر است. مزیت مدل پیشنهادی این است که در تخمین پارامترهای لرزش زمین برای انواع مختلف سنگ با خواص مهندسی متفاوت می‌تواند بسیار مفید واقع شود.

در مطالعه‌ای دیگر، ارشد نژاد و همکاران (Arshadnejad et al, 2013)، اثر شرایط توده سنگ را بر روی PPV با یک مدل تجربی و با احتساب میرایی مواد بررسی کردند. آن‌ها رابطه تجربی ۲-۳۵ را برای پیش‌بینی PPV که کیفیت توده سنگ را نیز شامل می‌شود پیشنهاد کردند. لحاظ کردن RMR و اثر میرایی، ضریب همبستگی بیشتر و پراکندگی کمتر داده‌ها و در نتیجه پیش‌بینی بهتری از PPV را ارائه می‌دهد.

$$PPV = 542 RMR^{0.717} \left(\frac{D^{1.073}}{W^{0.158}} \right)^{-2} \times e^{-0.0012D} \quad (2-35)$$

همچنین از آنجاکه در این مطالعه نتایج برازش مستقیم RMR و PPV همبستگی کمی را نشان می‌دهد لذا RMR به‌عنوان یک متغیر مستقل به‌تنهایی نمی‌تواند پیش‌بینی صحیحی از لرزش زمین ارائه دهد.

۲-۱۴ اندیس‌های ارزیابی خسارت

به‌طور کلی ۳ عامل، شامل فاکتور طراحی انفجار (نوع خرج، خرج انفجاری در هر تأخیر)، فاکتورهای توده سنگ (مقاومت دینامیک، سرعت امواج، اندیس مقاومت زمین‌شناسی طبقات سنگی بین معدن سطحی و زیرزمینی) و فاکتورهای معدنی (ابعاد پایه‌ها و پهنه‌ها، فاصله محل انفجار تا نقطه رفتارسنجی) بر میزان خسارت سازه زیرزمینی به‌واسطه انفجار سطحی تأثیرگذار است. معیارهای برآورد خسارت متنوعی در نوشتارهای مختلف پیشنهاد شده است. پاونتی و همکاران (Paventi et al., 1996) به معرفی اندیس خسارت ذاتی سنگ^۱ (D_I) با اندازه‌گیری خسارت توده سنگ پیش از انفجار بر اساس ارزیابی مقاومت سنگ، بافت و ساخت در مقیاس مزو و ماکرو پرداختند. آن‌ها در ادامه از اندیس خسارت ناشی از انفجار (D_M) به‌منظور برآورد خسارت پس از انفجار تحمیل شده بر توده سنگ استفاده کردند. رابطه بین این دو اندیس به‌صورت نموداری و بر اساس مشاهدات صحرائی به‌منظور

¹ Inherent Rock Damage

پیش‌بینی خسارت ناشی از انفجار در توده سنگ‌های مختلف ارائه شده است. یو و ونگپایسال (Yu and Vongpaisal, 1996) در سال ۱۹۹۶ بر اساس مقاومت کششی دینامیک، سرعت موج فشاری (موج p)، دانسیته توده سنگ و سرعت حداکثر ذرات ناشی از انفجار، معیار خسارت انفجار جدیدی را پیشنهاد کردند. معیار خسارت پیشنهادی به شرح معادلات ۲-۳۶ و ۲-۳۷ است:

$$BDI = \frac{V \times \rho_T \times C_P}{K_T \times DTS} \quad (۳۶-۲)$$

$$K_T = (RMR - GSA)/100 \quad (۳۷-۲)$$

که در آن‌ها:

BDI^۱: اندیس خسارت انفجار

V: مجموع برداری سرعت حداکثر ذرات (m/s)

ρ_T : دانسیته سنگ (g/cm^3)

C_P : سرعت موج فشاری (Km/s)

K_T : ثابت کیفیت سایت (۰-۱)

GSA: تعدیل نگهداری زمینی^۲

DTS: مقاومت کششی دینامیک

بر اساس اندیس خسارت انفجار، سنگ‌ها به انواع دسته‌بندی شده در جدول ۲-۸ تقسیم‌بندی می‌شوند. محققین مختلف، حدودی را برای این اندیس گزارش داده‌اند. ابزاربندی زیرزمینی و رفتارسنجی لرزش‌های دوردست و ارزیابی خسارت سقف معدن زیرزمینی به‌واسطه انفجار سطحی نشان داده است که مقادیر BDI کمتر از یک به شرایط بدون خسارت و مقدار BDI بیشتر از ۲ به شرایط خسارت شدید اشاره دارد درحالی‌که مقدار BDI بین ۱ تا ۲ بیانگر وضعیت خسارت جزئی است (Sitharam, 2012).

^۱ Blasting Damage Index

^۲ Ground Support Adjustment

جدول ۲-۸ اندیس خسارت انفجار و نوع خسارت (Yu and Vongpaisal, 1996)

نوع خسارت	BDI
بدون خسارت به حفريات زیرزمینی	$\leq 0/125$
بدون خسارت قابل توجه	$0/25$
اثر جزئی و پوسته‌ی مجزا	$0/5$
اثر متوسط و خسارت پوسته‌ای پیوسته	$0/75$
شکست عمده و پوسته پیوسته	$1/0$
خسارت شدید	$1/5$
تخریب عمده	$\geq 2/0$

مفهوم جدیدی به نام فاکتور خسارت انفجار^۱ (BDF) توسط جیها و دب (Jha and Deb, 2015) به منظور ارزیابی خسارت سازه‌های زیرزمینی با استفاده از تابع تفکیکی خطی معرفی شد. BDF برحسب تنش القایی و مقاومت در برابر خسارت که با هم فاکتور مقاومت را می‌سازند و نیز فاکتور معدنکاری تعریف شده و شاخص بی‌بعد خسارت است:

$$BDF = \left[\frac{\text{تنش القایی}}{\text{مقاومت در برابر خسارت}} \right] \left[\frac{\text{ارتفاع پایه}}{\text{عرض پایه}} \right] = \left[\frac{PVS \times \rho \times C_p}{GSI \times \sigma_{dts}} \right] \left[\frac{h}{W_p} \right] \quad (2-38)$$

که در آن PVS مجموع برداری PPV (mm/s)، ρ دانسیته توده سنگ (kg/m³)، C_p سرعت موج P به m/s، σ_{dts} مقاومت کششی دینامیک توده سنگ (N/m²)، GSI اندیس مقاومت زمین‌شناسی توده سنگ و h و W_p به ترتیب ارتفاع و عرض پایه‌های معدنی می‌باشد. با دقت در معادله بالا درمی‌یابیم که BDF در واقع عکس فاکتور ایمنی است. برای یک شرایط معدنی خاص در صورت یکسان بودن سنگ سقف، متغیرهای ρ ، C_p ، σ_{dts} و GSI که خصوصیات ژئوتکنیکی توده سنگ را تشکیل می‌دهند تقریباً ثابت بوده و BDF مستقیماً به PVS وابسته است.

¹ Blasting Damage Factor

$$BDF = f(PVS) \quad (۳۹-۲)$$

$$PVS = f(D, Q) \quad (۴۰-۲)$$

این دو تابع به صورت آماری از سری داده‌های صحرایی قابل تعیین است. جیها و دب در پایان نمودارهایی که نشان‌دهنده رابطه بین Q و D برای مقادیر مختلف PPV و BDF هستند را ارائه نمودند که این رابطه می‌تواند به عنوان یک راهنما برای انجام یک عملیات انفجار ایمن با برآورد خرج انفجاری تأخیری در هر فاصله مشخص در محدوده عدم خسارت سازه زیرزمینی بکار رود. مقادیر حد آستانه خسارت در دو محدوده معدنی، مطابق جدول ۹-۲ گزارش شده است.

جدول ۹-۲ حد آستانه BDF و مقدار متناظر PPV برای دو سایت معدنی

مرجع	خسارت شدید	خسارت متوسط	بدون خسارت		
Jha and Deb, 2015	۵۴/۰۴	۴۴/۶۸	۲۰	PPV (mm/s)	مقادیر حد آستانه خسارت
	۶/۷۲	۵/۵۵	۲/۴۹	BDF	
Jha, 2015	۵۰/۹۷	۲۳/۶۸	۵/۱۹	PPV (mm/s)	مقادیر حد آستانه خسارت
	۳/۸۵	۱/۷۹	۰/۳۹	BDF	

۱۵-۲ پیشینه تحقیقات مرتبط با مدل سازی انفجار

در فضاهای زیرزمینی معدنی که با روش حفاری و انفجار پیشروی می‌کنند پیش‌بینی آسیب‌های احتمالی ناشی از انفجار به منظور پایداری بلندمدت ضروری است. از آنجاکه فرایند خردایش سنگ تحت انفجار فرایند سریع می‌باشد لذا مطالعه مکانیسم شکست سنگ در این شرایط بی‌نهایت دشوار است. نتایج مطالعات اخیر نشان می‌دهد که موج تنش مسئول شروع زون خردشدگی و شکاف‌های شعاعی پیرامونی می‌باشد؛ بنابراین مدل‌سازی انتشار موج تنش می‌تواند پیش‌بینی معقولی از عکس‌العمل توده سنگ نسبت به بار انفجاری بدهد. به منظور مدل‌سازی انفجار در ابتدا برآورد فشار دیواره چال انفجار ضروری است. با نگاهی به نوشتارهای موجود درمی‌یابیم که تحقیقات متعددی به این موضوع اختصاص یافته‌اند. در این تحقیقات، موج انفجار ورودی به مدل عددی از دو شیوه کلی

حاصل شده‌اند. در روش تجربی از مهم‌ترین روابطی که در این زمینه ارائه شده‌اند می‌توان به رابطه استارفیلد (Starfield et al, 1968) و یون و ژیون (Yoon and Jeon, 2010) برای محیط سنگی و فرمول انجمن مهندسی ارتش آمریکا (Leong et al, 2007) معروف به TM5-855-1 برای انواع مختلف خاک رسی و ماسه‌ای اشاره کرد. در بین روش‌های عددی محاسبه موج انفجار، مدل اجزا محدود AUTODYN و LS-DYNA از شرکت ANSYS از محبوبیت بیشتری نسبت به سایرین برخوردارند. همچنین مدل‌سازی آسیب‌های لرزه‌ای تونل‌ها ناشی از انفجار با نرم‌افزارهای UDEC و FLAC از شرکت Itasca امکان‌پذیر است.

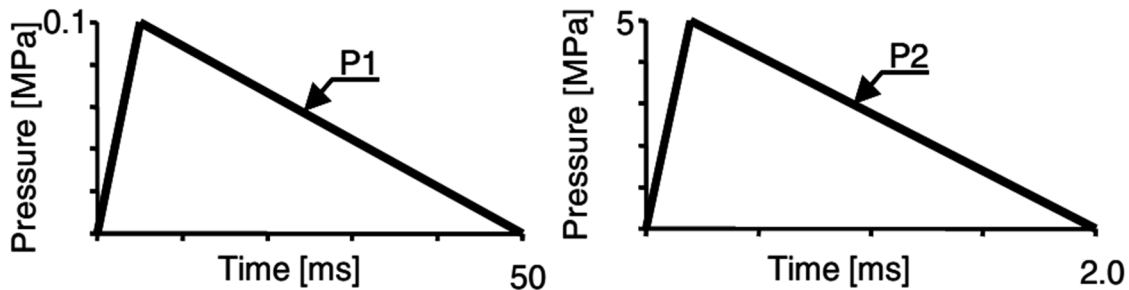
چن و ژائو (Chen and Zhao, 1998) اثر ناپیوستگی را در انفجار تک چال به‌وسیله مدل ترکیبی AUTODYN-UDEC دوبعدی بررسی کردند و نتایج میرایی موج در اثر عبور از ناپیوستگی را نمایان ساخت. درزه‌هایی با سختی بالاتر، میرایی موج به‌مراتب بالاتری ایجاد می‌کنند.

روزنگرن و همکاران (Rosengren et al, 2003) نتایج یک تحقیق در اداره راه سوئد (SNRA) به‌عنوان نمونه‌ای از تحلیل طراحی برای تونل با استفاده از مدل عددی را ارائه نمودند. برای ورودی دینامیک در این مطالعه از ۲ موج مثلثی P1 و P2 (شکل ۲-۲۳) استفاده شد. زمان خیز در هر دو ۱۰٪ کل زمان دینامیک و فشار حداکثر ۰/۴ و ۵۰ مگا پاسکال در نظر گرفته شده است. حداکثر اندازه زون‌ها به‌منظور انتشار دقیق موج باید محاسبه شود:

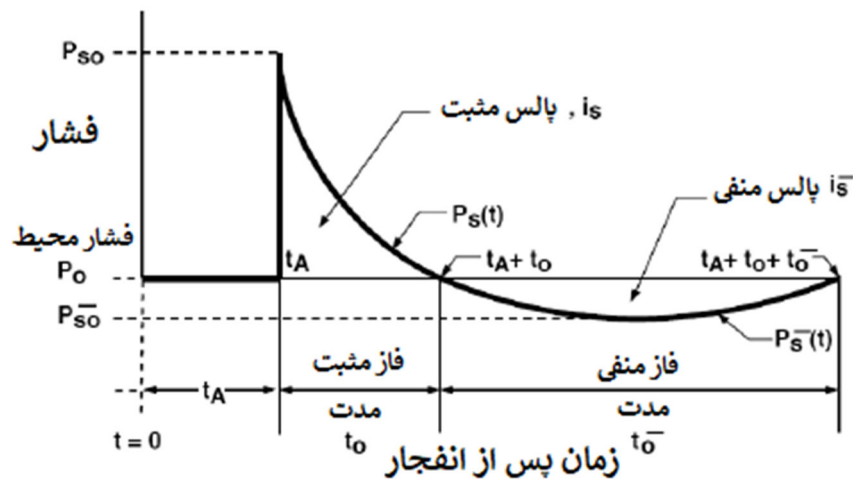
$$\Delta L \leq \frac{c}{10 f_{max}} \quad (41-2)$$

که در آن C سرعت موج طولی در محیط و f_{max} حداکثر فرکانس موج ورودی است. بر اساس تحلیل فوریه موج مثلثی و فیلتر کردن موج، محتوای موج با فرکانس بالا و توان کم حذف شد. آسیب به سیستم‌های نگهداری شامل شاتکریت و راک بولت در این مطالعه تحلیل شد. تاریخچه زمانی فشار

"معمول" انفجار در حالت تئوری در شکل ۲-۲۴ نشان داده شده است که شامل یک فشار حداکثر در زمان t_A و دو فاز موج مثبت و موج منفی است.



شکل ۲-۲۳ فشار چال مثلثی اعمال شده در مدل عددی (Rosengren et al, 2003)



شکل ۲-۲۴ تاریخچه زمانی معمول فشار درون چال ناشی از انفجار (UFC, 2008)

وی و ژائو (Wei and Zhao, 2008) مدل عددی را برای بررسی عکس‌العمل مغار سنگی در معرض انفجار زیرزمینی ارائه کردند. اثر چگالی خرج گذاری و خواص توده سنگ بر روی بار انفجار حاصله در دیواره چال بررسی شد. چگالی خرج گذاری تأثیر عمده بر فشار انفجار داشته درحالی که خواص توده سنگ تأثیر بسیار کمی بر آن دارد.

وانگ و کونیتزکی (Wang and Konitzky, 2009) تأثیر پارامترهای درزه، چگالی بارگذاری و میدان تنش را بر روی رفتار چال انفجاری بررسی کردند.

یون و ژيون (Yoon and Jeon, 2010) در مدل‌سازی نحوه شکست سنگ در یک تونل جاده‌ای برای کنترل آسیب‌های ناشی از انفجار چال‌های محیطی از نرم‌افزار PFC2D استفاده کرده و رابطه بارگذاری دینامیکی موج ضربه حاصل از انفجار را به صورت رابطه ۲-۴۲ پیشنهاد کردند:

$$P(t) = P_h \frac{e \cdot t}{t_r} \times e^{\left(-\frac{t}{t_r}\right)} \quad (42-2)$$

که P_h فشار اعمال‌شده به دیواره چال، e عدد نپر، t_r زمان خیز و t زمان اعمال فرآیند بارگذاری دینامیکی موج ضربه ناشی از انفجار هستند. به منظور برآورد حداکثر فشار اعمال‌شده به دیواره چال انفجاری می‌توان از رابطه نیمه تجربی ليو و تیدمان (Liu and Tidman, 1995) استفاده کرد:

$$P_{max} = 1.62 \times (\rho_e \times VOD^2) \times \left(\frac{\rho_r \times V_p}{\rho_e \times VOD}\right) \quad (43-2)$$

که P_r و P_e به ترتیب چگالی ماده منفجره و سنگ (kg/cm^3)، VOD سرعت انفجار ماده منفجره (km/s)، V_p سرعت موج طولی در سنگ (km/s) و P_{max} حداکثر فشار دینامیکی اعمال‌شده به دیواره چال انفجاری (Kbar) است. با توجه به اینکه قطر چال و ماده منفجره ممکن است یکسان نباشد این مقدار فشار باید با استفاده از رابطه ۲-۵۷ به مقدار واقعی آن تصحیح شود.

ریتیکا و همکاران (Ritika et al., 2011) تأثیر بار انفجار بر پایداری شیب حاوی خط لوله را در نرم‌افزار FLAC2D بررسی کردند. نتایج نشان داد که برای رس بار انفجار در تحلیل لرزه‌ای باید لحاظ شود لیکن در مورد ماسه ضرورتی ندارد. همین‌طور در خاک رس، خط لوله نزدیک به سطح شیب قرار گیرد.

ایلماز و ائلو (Yilmaz and Unlu, 2013) رفتار توده سنگ در معرض بار انفجاری را به وسیله مدل عددی تفاضل محدود سه‌بعدی بررسی کردند. تنش عمل‌کننده بر روی مرز چال با یک تابع نمایی تجربی که در یک دوره کوتاه به ماکزیمم می‌رسد و سپس در یک دوره قابل‌ملاحظه به صفر سقوط می‌کند شبیه‌سازی شد. نتایج نشان داد که کارآمدترین انفجارات در سنگ دارای محتوای فرکانس کم و فشار

دیواره چال به اندازه کافی بالاست. همچنین تأیید شد که جهت و اندازه تنش اصلی بزرگ‌تر بر توسعه زون ترک در اطراف چال تأثیرگذار است.

علی آبادیان و همکاران (Aliabadian et al, 2013) به بررسی مکانیسم رشد ترک ناشی از چال انفجاری به کمک مدل ۲ بعدی اجزا مجزا UDEC پرداختند. موج ورودی به مدل را از فرمول تجربی پرکاربرد استارفیلد (Starfield and Pugliese, 1968) محاسبه نمودند. نتایج مدل عددی نشان داد که در سه زون شکست متفاوت در اطراف یک چال انفجاری (زون خردشده، خیلی شکسته و ترک اولیه) نقش تنش متفاوت است و هر نوع تنش، روند و نقش متفاوتی در توده سنگ دارد.

المو و میتلمن (Mitelman and Elmu, 2014) در یک کار تحقیقاتی اثر انفجار سطحی بر تونل را به کمک تلفیق UDEC-DUTODYN با داده‌های متعدد صحرایی بررسی کردند تأثیر مقاومت سنگ بر روی دوام تونل در مقابل بار انفجار نشان داد که سنگ با مقاومت بالاتر مقاومت تونل را افزایش داده لیکن میرایی موج را کاهش می‌دهد؛ بنابراین نتایج تحت شرایط معین برای توده سنگ ضعیف و قوی یکسان است

دنگ و همکاران (Deng et al., 2014) تأثیر راستای درزه‌ها و تنش‌های برجا را بر آسیب‌های تونل ناشی از انفجار بررسی کردند. نتایج نشان داد که جهت درزه‌ها تأثیر زیادی بر آسیب تونل دارد درحالی‌که تنش‌های اولیه تأثیر نسبتاً کمی بر این آسیب‌ها دارد.

شرفی صفا و همکاران (Sharafisafa et al., 2014) اثر انفجار پیش شکافی بر ایجاد دیواره صاف در توده سنگ درزه‌دار و بدون درزه در معدن روباز را بررسی کردند. مدل اجزا محدود دوبعدی UDEC برای شبیه‌سازی این فرآیند در شیب سنگی استفاده شد. تاریخچه بار انفجاری به‌عنوان تابعی از زمان به دیواره داخلی هر چال انفجاری وارد شد. پارامترهای مهم لحاظ شده در تحلیل شامل الگوی شکست و تانسور تنش بودند. به‌منظور تعیین فشار خرج می‌توان از روابط تجربی بهره برد. بزرگی فشار شوک

انفجار تابعی از سرعت انفجار، وزن مخصوص و محتویات خرج است. اگرچه این رابطه کمی پیچیده است اما فرمول ۴۴-۲ می‌تواند بار انفجاری را تخمین بزند (Lopez and Lopez, 1995):

$$P_D = 432 \times 10^{-6} \frac{\rho_e \cdot VOD^2}{1+0.8 \rho_e} \quad (44-2)$$

که در آن P_D فشار انفجار برحسب MPa، ρ_e وزن مخصوص خرج (g/cm³)، VOD سرعت انفجار (m/s) است. فشار عملیاتی گاز معمولاً به‌عنوان نیمی از فشار انفجار تلقی می‌شود.

$$P_E = \frac{1}{2} P_D \quad (45-2)$$

اگر قطر ماده منفجره برابر با قطر چال انفجاری باشد بنابراین فضای خالی بین این دو نیست. در غیر این صورت فشار مربوطه باید از رابطه ۴۶-۲ محاسبه شود:

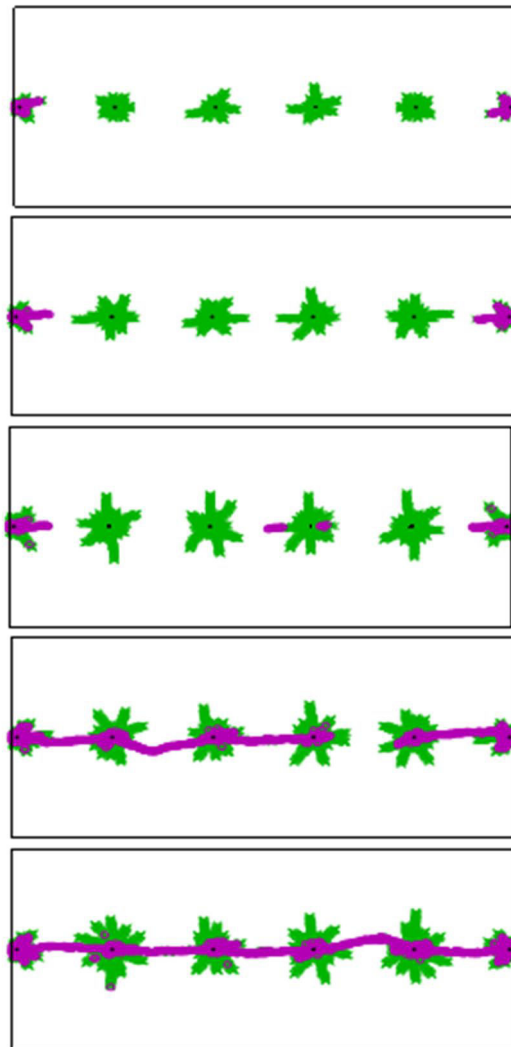
$$P_W = P_E \cdot \left(\frac{r_h}{b}\right)^{-qk} \quad (46-2)$$

که در آن r_h شعاع چال (mm)، b شعاع ماده منفجره (mm)، k ضریب گرمایی ویژه و q فاکتور شکل ماده منفجره (۲ برای خرج دایره‌ای و ۳ برای خرج کروی). از طرف دیگر فشار دینامیک اعمالی به دیواره چال به دلیل اندرکنش بین سنگ و موج شوک تولیدی، تابعی از زمان است. معادلات تجربی زیادی برای محاسبه این پارامتر ارائه شده‌اند، اما معادله پیشنهادی استارفیلد، پاگلیس و دوآل (Starfield et al, 1968) پرکاربردترین آن‌هاست. بر طبق این معادله فشار تولیدی موج در دیواره چال $P(t)$ تابعی از دانسیته سنگ P_r دانسیته ماده منفجره P_e ، سرعت موج طولی C_p ، سرعت انفجار VOD و P_w است.

$$P(t) = P_W \cdot \frac{8 \rho_r \cdot C_p}{\rho_r \cdot C_p + VOD \cdot \rho_e} \left[e^{\left(\frac{-Bt}{\sqrt{2}}\right)} - e^{(-\sqrt{2}Bt)} \right] \quad \& \quad B = 16338 \quad (47-2)$$

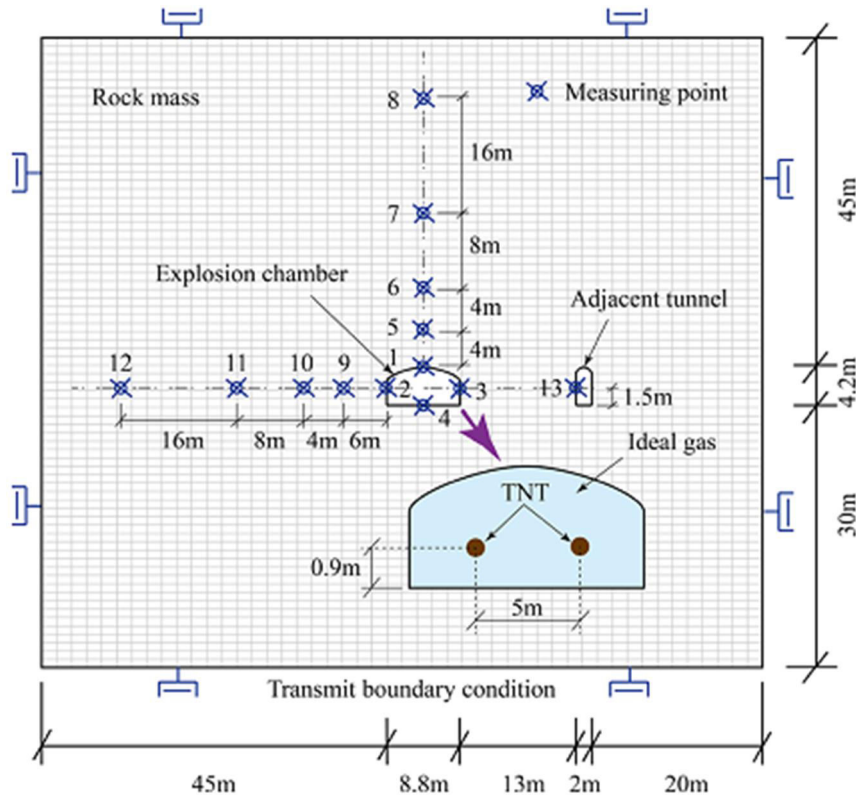
اندازه بار انفجاری، فاصله‌داری چال‌ها و الگوی درزه‌داری در نتایج نهایی خیلی مهم ارزیابی شدند. نتایج نشان داد که فاصله‌داری درزه‌ها مهم‌ترین عامل در کنترل شکل صفحه شکست نهایی است.

نتایج مدل عددی نشان داد که افزایش بار انفجار اعمالی منجر به تشکیل شکاف‌های ادامه‌دار می‌شود اما بار انفجاری پایین قادر به اتصال شکاف‌های ایجادشده بین چال‌ها نیست (شکل ۲-۲۵). در نهایت نتایج نشان داد که در انفجار پیش شکافی در محیط درزه‌دار دقت بیشتری باید لحاظ شود. طراحی و کنترل درست انفجار به تعیین دقیق پارامترهای کنترل‌شده از قبیل قطر چال، فاصله چال‌ها، وزن خرج (بار انفجار) و همین‌طور اندازه‌گیری دقیق پارامترهای مکانیکی و فیزیکی درزه‌ها شامل فاصله‌داری، شیب و جهت شیب توزیع فضایی و پارامترهای سطح درزه بستگی دارد.



شکل ۲-۲۵ اثر فشار انفجار بر شکست چال‌های ردیفی (ماکزیمم پالس فشاری از بالا به پایین به ترتیب ۳۰۰، ۴۰۰، ۵۰۰، ۶۰۰ و ۷۰۰ مگا پاسکال) (Sharafisafa et al., 2014)

دنگ و همکاران (Deng et al, 2015) به مدل‌سازی ترکیبی UDEC-AUTODYN یک آزمون انفجار زیرزمینی پرداختند (شکل ۲-۲۶). نتایج نشان داد ترکیب این دو مدل مطابقت خوبی با داده‌های صحرایی دارد در حالی که فرمول تجربی و مدل AUTODYN به تنهایی به ترتیب مقادیر PPV کمتر و بیشتری از اندازه‌گیری‌های صحرایی ارائه می‌نمایند.



شکل ۲-۲۶ مدل اتوداین و نقاط رفتارنگاری (Deng et al, 2015)

میتلمن (Mitelman, 2015) در رساله خود به بررسی اثر انفجار خارجی بر تونل‌ها به روش ترکیبی UDEC-AUTODYN پرداخت و نتایج با یک سری آزمون‌های صحرایی مقایسه نمود. نتایج مدل با پارامترهای توده سنگ مختلف نشان داد که به واسطه اثر متمایز مقاومت سنگ (مقاومت کششی و میرایی موج)، عکس‌العمل تونل نسبت به یک بار انفجاری در سنگ ضعیف و قوی مشابه است.

همچنین نتایج مدل ثابت کرد که تحت خردشدگی شدید^۱، یک لایه حائل بین سنگ و لاینر (پوشش) به منظور پیشگیری از شکستگی لاینینگ تونل ضروری است.

مبارکی و واقفی (Mobaraki and Vaghefi, 2015) به ارزیابی عکس‌العمل دینامیک تونل مدفون در اعماق مختلف نسبت به انفجار سطحی ۱۰۰۰ کیلوگرم TNT در خاک ماسه‌ای پرداختند. نتایج نشان داد که تونل‌هایی با مقطع دایره و نعل اسبی نسبت به تونل مربعی مقاومت کمتری در برابر انفجار دارند. تونل شبه بیضی دارای بیشترین مقاومت است.

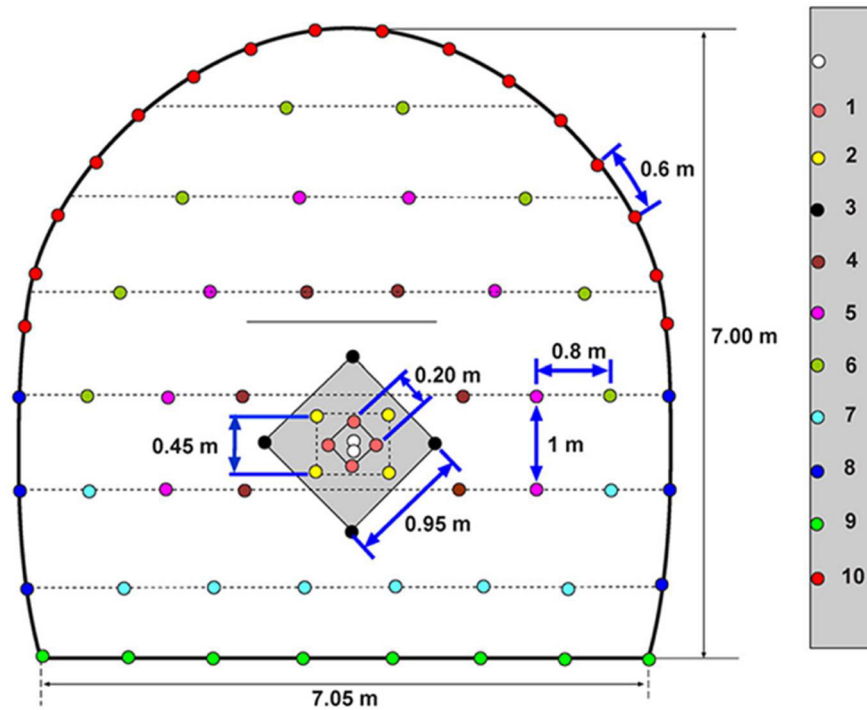
اسلامی و گشتاسبی (Eslami and Goshtasbi, 2017) به پیش‌بینی خسارات ناشی از انفجار در یکی از تونل‌های سد سیاه‌بیشه پرداختند. از AUTODYN 3D به منظور مدل‌سازی فرآیند انفجار در چال انفجاری و نیز از 3DEC برای مدل‌سازی محیط انفجار و همین‌طور چال انفجاری استفاده شد. تحلیل خسارت بر اساس پارامتر کلیدی PPV انجام شد. نتایج مدل عددی با داده‌های ثبت شده توسط سیزموگراف Blastmate مقایسه شد. در نهایت نتایج نشان داد که ترکیب AUTODYN-3DEC برای تحلیل چنین مسائلی می‌تواند کاملاً مناسب باشد. الگوی آتشکاری در این تونل متشکل از چندین ردیف با تعداد چال متفاوت و زمان تأخیر کوتاه می‌باشد (شکل ۲-۲۷). آرایش چال‌ها در سه گروه عمده چال‌های برشی، چال‌های میانی و چال‌های کناری تقسیم می‌شود. علاوه بر این‌ها یک چال خالی در مرکز مقطع حفر می‌شود. طول و قطر چال‌ها به ترتیب ۴ متر و ۵ سانتیمتر است. طول خرج (وزن خرج) در هر کدام از تأخیرها متفاوت بوده و مطابق با شکل ۲-۲۸ می‌باشد. زمان تأخیر در این انفجار ۵۰۰ میلی‌ثانیه می‌باشد اما از آنجاکه موج انفجاری در زمان ۱ میلی‌ثانیه میرا می‌شود بنابراین زمان تأخیر اعمالی در مدل ۱ ms در نظر گرفته شده و بدین طریق زمان حل دینامیک تا حد زیادی بهبود پیدا کرده است. شکل ۲-۲۹ موج انفجاری حاصل از تک چال و تاریخچه موج اعمالی در ۱۰

^۱ Heavy Spalling

شماره تأخیر را نشان می‌دهد. در جدول ۲-۱۰ کارهای تحقیقاتی که در این فصل ذکر شد آورده شده است.

جدول ۲-۱۰ مروری بر کارهای تحقیقاتی مرتبط با مدل‌سازی آسیب‌های ناشی از انفجار

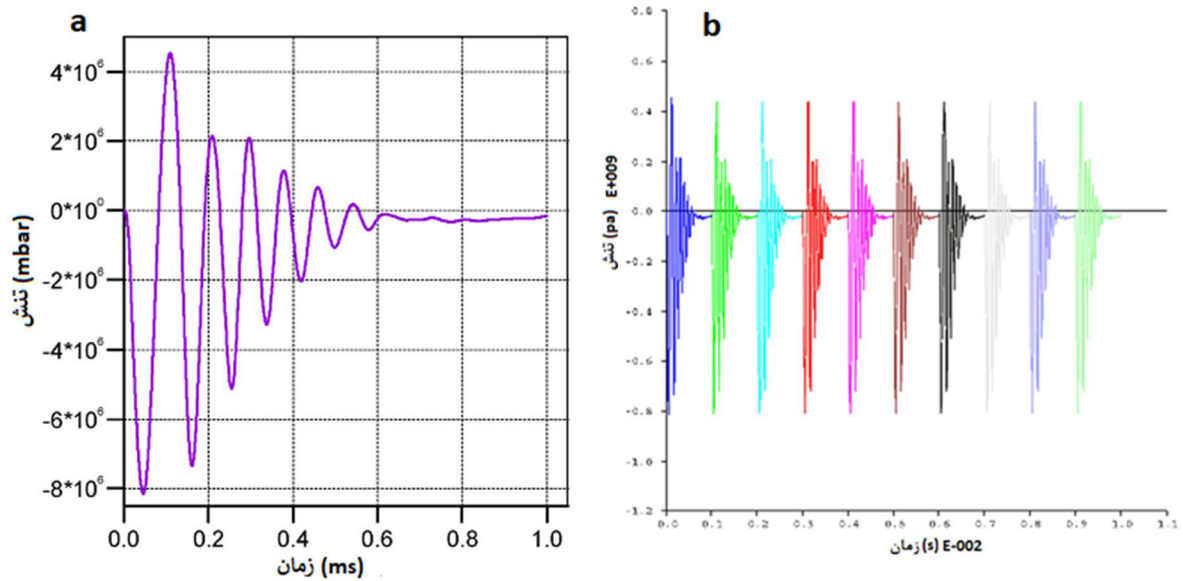
مرجع	موضوع	ورودی دینامیک	مدل عددی
Chen and Zhao, 1998	مدل‌سازی عددی انفجار و بررسی تأثیر درزه‌ها	AUTODYN	UDEC
Rosengren et al, 2003	مدل‌سازی انفجارهای تصادفی در تونل‌ها	Triangle Pulse	FLAC2D
Jingbo et al., 2008	مدل‌سازی انفجار تک چال در تونل	LS-DYNA	-
Saiang, 2008	بررسی زون آسیب ناشی از انفجار در حفاریات زیرزمینی	TM5-855-1	FLAC-PFC
Wei and Zhao, 2008	تأثیر بار انفجار بر مغار زیرزمینی	LS-DYNA	-
Wang and Kontzky, 2009	مدل‌سازی عددی شکاف‌ها چال در اثر انفجار	LS-DYNA	UDEC
Yang et al., 2010	عکس‌العمل تونل مترو کم‌عمق نسبت به انفجار	LS-DYNA TM5-855-1	-
Ritika et al, 2011	مدل‌سازی تأثیر انفجار بر پایداری شیب	TM5-855-1	FLAC2D
Yilmaz and Unlu, 2013	مدل‌سازی عددی انفجار و بررسی ترک‌ها اطراف چال	Starfield Modified	FLAC3D
AliAbadian et al, 2013	بررسی رشد ترک و شکاف اطراف تک چال انفجاری	Starfield	UDEC
Sharafisafa et al., 2014	اثر پارامترهای مختلف در انفجار پیش شکافی بر توده سنگ	Starfield	UDEC
Mitelman and Elmu, 2014	مدل ترکیبی اثر انفجار سطحی بر تونل	AUTODYN	UDEC
Li et al., 2014	مدل عددی تأثیر انفجار بر رشد ترک مغار زیرزمینی	AUTODYN	-
Deng et al., 2014	تأثیر راستای درزه‌ها و تنش اولیه بر آسیب تونل ناشی از انفجار	AUTODYN	UDEC
Mitelman, 2015	مدل‌سازی عددی اثر انفجار بر پوشش تونل‌ها	AUTODYN	UDEC
Mobaraki and Vaghefi, 2015	تأثیر عمق و مقطع تونل در آسیب ناشی از انفجار سطحی	LS-DYNA TM5-855-1	-
Deng et al. 2015	مدل‌سازی انفجار زیرزمینی ۱۰ تن TNT	AUTODYN	UDEC
Yi et al., 2016	تأثیر نقطه شروع و ساختار خرج انفجاری بر آسیب تونل	LS-DYNA	-
Shenglong et al., 2016	شبیه‌سازی عددی اثر انفجار بر تونل انحراف آب	LS-DYNA	-
Eslami and Goshtasbi, 2017	بررسی آسیب‌های انفجاری در تونل	AUTODYN	3DEC



شکل ۲-۲۷ الگوی آتشکاری به همراه شماره تأخیرها (Eslami and Goshtasbi, 2017)

شرایط مرزی در دیواره چال بکار رفته در 3DEC	زمان تأخیر (ms)	وضعیت چال ها
خروج گذاری ۲/۸ متر طول چال ۴ متر	۱-۲-۳	چال های برشی
خروج گذاری ۲/۴ متر طول چال ۴ متر	۴-۵-۶-۷-۸-۹	چال های وسط
خروج گذاری ۱/۲ متر طول چال ۴ متر	۱۰	چال های کناری

شکل ۲-۲۸ شرایط مرزی اعمال شده بر دیواره چال ها بر اساس طول خروج گذاری (تأخیر ۰/۵ ثانیه) (Eslami and Goshtasbi, 2017)



شکل ۲-۲۹ (a) تاریخچه انفجار حاصله از تک چال در AUTODYN و (b) موج تنش اعمالی بر دیواره چالها در طی ۱۰ تأخیر (Eslami and Goshtasbi, 2017)

۲-۱۶ جمع‌بندی

در این فصل در بخش اول، تحقیقات مرتبط با توزیع تنش‌ها در کارگاه استخراج جبهه کار طولانی و در بخش دوم تحقیقات مرتبط با اثرات انفجار و مدل‌سازی آن شرح داده شد. با وجود پیچیدگی پارامترهای انفجار و ناشناخته بودن ماهیت موج انفجار تاکنون تلاش‌هایی به‌منظور درک این فرآیند انجام شده است و در سال‌های اخیر تمرکز بیشتری بر کارهای عددی معطوف بوده است. تمامی موارد بحث شده در این بخش، قابلیت بالای روش‌های عددی به همراه روش‌های تحلیلی و تجربی در تحلیل آسیب‌های ناشی از انفجار را نشان می‌دهد.

فصل سوم

معرفی منطقه و مطالعات آزمایشگاهی

۳-۱ مقدمه

دنباله سلسله جبال البرز در منطقه شاهرود- دامغان، سازند شمشک با گسترش حدود ۴۰ Km با تناوبی از لایه‌های زغالی، ماسه‌سنگ، سیلت استون و شیل می‌باشد که مربوطه به دوران دوم دوره‌های تریاس بالایی تا ژوراسیک میانی است. به علت گستردگی این سازند به چند منطقه کوچک‌تر تقسیم گردیده که از شرق به غرب عبارت‌اند از: ۱- منطقه دهملا ۲- منطقه ممدویه و ۳- منطقه طزره که شامل سه معدن بزرگ بنام‌های رزمجا - پشکلات (معدن بزرگ) و کلاریز می‌باشد. سازند شمشک در منطقه طزره بخشی از یال جنوبی یک ناودیس بزرگ به نام ژئوسینکینال میاناب است که امتداد شرقی- غربی داشته و به سمت غرب پلانژ دار است و بین ۹۰۰ الی ۳۰۰۰ متر گسترش دارد. منشأ آن اتوکتونی (برجا) می‌باشد. ضخامت لایه‌های این ناحیه بین ۱۵۰-۱۵ سانتی‌متر و شیب لایه‌ها از شرق به غرب از ۲۵-۶۰ درجه متغیر است. گسترده‌ترین لایه‌های زغالی این منطقه، لایه‌های K19, K23 و P10 است و لایه P10 حدود ۵۰ درصد ذخایر این منطقه را در بر می‌گیرد. مارکهای زغالی این منطقه کک شو، کک شو چرب با خاکستر متوسط ۴۵٪ است که ذخیره آن ۱۱ میلیون تن برآورده شده و تاکنون ۳/۸ میلیون تن آن استخراج شده است. استخراج روزانه در این ناحیه، حدود ۱۰۰۰ تن می‌باشد (عطایی، ۱۳۸۶). در این فصل به معرفی محدوده مورد مطالعه و ویژگی‌های زمین‌شناسی پرداخته شده است و سپس، آزمون‌های آزمایشگاهی برای حصول پارامترهای مقاومتی انجام شده شرح داده می‌شود.

۳-۲ منطقه طزره

منطقه طزره در مناطق سردسیر و کوهستانی جنوب رشته‌کوه‌های البرز واقع شده است. متوسط ارتفاع منطقه ۲۲۰۰ متر می‌باشد و هوای سرد، پوشش گیاهی فقیر و محدودیت منابع انسانی و انرژی از ویژگی‌های خاص این منطقه بوده است. این منطقه خود شامل چهار معدن اصلی کلاریز، مجموعه مادر، کلمدر برناکی و رزمجا در کنار معادن خصوصی دیگر می‌باشد. عملیات معدنی در این منطقه با

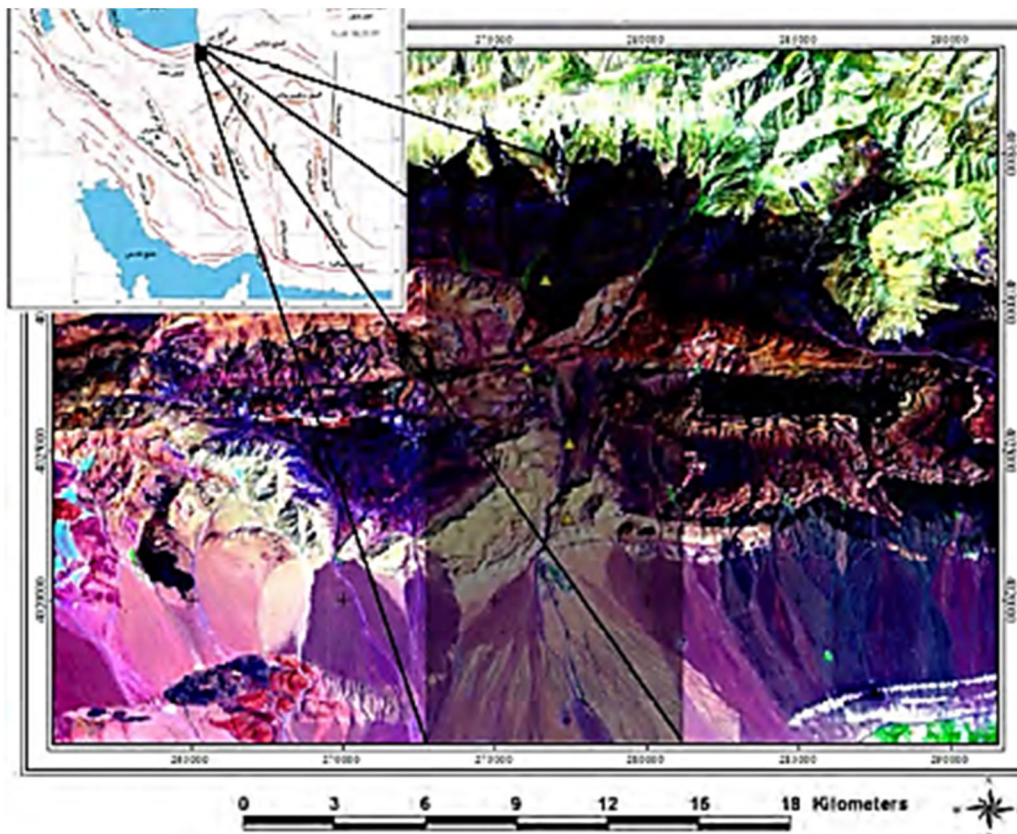
عملیات اکتشافی در محدوده تونل مادر در سال ۱۳۴۸ آغاز شد. استخراج زغال سنگ در مجموعه نیز از سال ۱۳۵۲ با بهره‌برداری از تونل مادر شروع شده و همچنان ادامه دارد. تعداد سه دهانه تونل فعال در مجموعه مادر توان تولید سالانه ۳۵ هزار تن زغال سنگ خام را دارا می‌باشد و تعداد کارکنان این مجموعه به ۱۸۰ نفر می‌رسد. توان تولید سه مجموعه کلاریز، کلمدر برناکی و رزمجا هر کدام به ۳۰ هزار تن در سال می‌رسد. بدین ترتیب توان تولید مجموعه طزره ۱۲۵ هزار تن در سال می‌باشد که این تولید حاصل تلاش ۸۰۰ نفر نیروی شاغل در این مجموعه می‌باشد. گرچه خاکستر زغال سنگ خام مجموعه طزره نسبتاً بالاست، ولی گوگرد پایین و کک دهی مطلوب از ویژگی‌های درخور توجه ذخیره این مجموعه می‌باشد (عطایی ۱۳۹۰ الف). پیشروی در معادن این منطقه با روش انفجاری و سیستم استخراج در لایه‌های کم شیب به روش جبهه کار طولانی و در لایه‌های پرشیب به روش پلکانی معکوس انجام می‌گیرد.

۳-۳ زمین‌شناسی منطقه مورد مطالعه

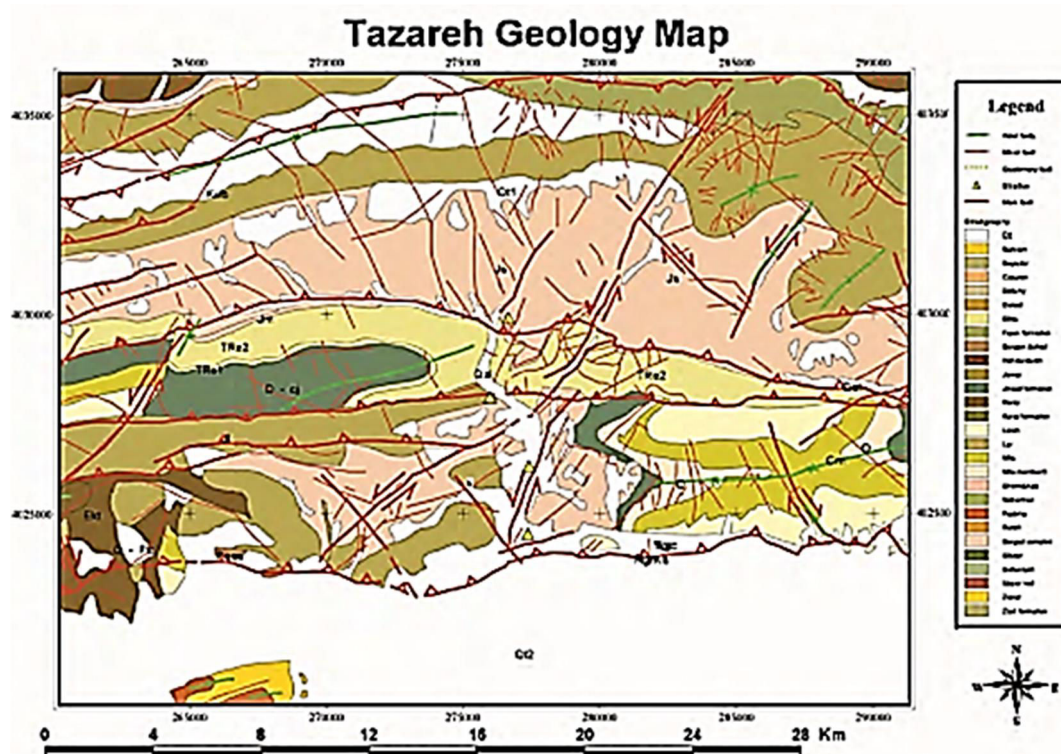
منطقه مورد نظر در استان سمنان در مرز جنوبی رشته کوه البرز با ایران مرکزی واقع شده است و با مشاهده نقشه زمین‌شناسی و تصویر ماهواره‌ای شاهرود و دامغان قابل مشاهده است (شکل‌های ۱-۳ و ۲-۳). عمده رخنمون‌های منطقه مورد مطالعه متعلق به بخش شرقی رشته کوه‌های البرز است. این رشته کوه‌ها با روند شرقی - غربی با پیچیدگی‌های ساختاری متعدد در شمال ایران و جنوب دریاچه خزر قرار دارد. این رشته کوه‌ها خود جزئی از بخش شمالی کوه زاد آلپ - هیمالیا در آسیای باختری به شمار می‌آید که از شمال به بلوک فرورفته خزر و از جنوب به فلات ایران مرکزی محدود می‌شوند. اگرچه به لحاظ عملکرد نسبتاً شدید راندگی‌ها، توالی‌های سنگی نظم اولیه خود را از دست داده‌اند. واحدهای چینه - زمین ساختی البرز، در منطقه به‌طور نامنظم برون زاد دارد. این رشته کوه‌ها در حاشیه جنوبی خود نه تنها از نظر ساختمان زمین‌شناسی بلکه از نظر چینه‌شناسی نیز با ایران مرکزی شباهت زیادی دارد و در نقشه‌های مختلفی تاکنون ارائه شده است. در حالی که دامنه شمالی آن با دامنه

جنوبی دارای اختلاف بارز زمین‌شناسی و چینه‌شناسی است. چینه‌شناسی منطقه مورد مطالعه سازندهای البرز از سنگ‌های نئو پروتروزوئیک پسین تا ائوسن تشکیل شده که دارای نبوده‌های چینه‌شناسی متعددی‌اند از طرفی در قسمت‌های جنوبی منطقه مورد مطالعه (مربوط به ایالت ساختاری ایران مرکزی) در اثر عملکرد گسل‌های راندگی بریده و به سمت جنوب جابجا شده‌اند و ساختمان‌های طاق‌دیسی، چین‌های جناغی در آن قابل مشاهده می‌باشد و در مجموع ایران مرکزی در منطقه مورد مطالعه رخنمون محدودی را داشته و توسط رسوبات عهد حاضر پوشیده شده است. توالی‌های پرکامبرین پسین - تریاس میانی انباشته‌های قاره‌ای دریاهای کم‌ژرفایی هستند که محیط‌های قاره‌ای و پلتفرمی را تداعی می‌کنند. سنگ‌های یادشده (پر کامبرین پسین - تریاس میانی) که بیشتر از نوع سنگ‌آهک، دولومیت، سیلت سنگ، ماسه‌سنگ، شیل هستند توالی کاملی از سنگ‌های این زمان نمی‌باشند. ولی پیوستگی چینه‌ای آن‌ها کم بوده و می‌توان گفت که ناپیوستگی‌های رسوبی مورد نظر به‌طور عموم از نوع دگر شیبی‌های موازی و معرف حرکت‌های خشکی‌زایی است. سنگ‌های تریاس بالایی - ژوراسیک میانی از نوع شیل و ماسه‌سنگ‌های زغال‌دار (سازند شمشک) اند که به‌ویژه در نواحی دامغان تا شاهرود و به‌خصوص منطقه زغال‌سنگی طزره رخنمون دارند. این رسوب‌های زغال‌دار معرف حوضه‌های رسوبی کم‌ژرفایی هستند که به‌صورت باتلاق و مرداب در پیش بوم ارتفاعات انباشته‌شده‌اند. سنگ‌های ژوراسیک میانی - کرتاسه بالایی بیشتر از جنس سنگ‌آهک گاهی مارن هستند که به‌ویژه بخش‌های کربناته آن ستیغ‌های مرتفعی را از شمال سمنان تا شمال دامغان تشکیل می‌دهند. در این مجموعه نیز چندین ایست رسوبی وجود دارد که معرف تأثیر حرکات تکتونیکی بر توالی دریایی ژوراسیک میانی - کرتاسه بالایی است (آقا نباتی،

(۱۳۸۳)



شکل ۱-۳ تصویر ماهواره‌ای منطقه طزره (صفری و غلامی، ۱۳۸۹)



شکل ۲-۳ نقشه زمین‌شناسی منطقه طزره (صفری و غلامی، ۱۳۸۹)

۳-۴ تکتونیک در منطقه طزره

تشکیلات رسوبی طزره یال جنوبی یک سنکلینال بزرگ به نام سنکلینال میاناب را تشکیل می‌دهد که این ناودیس خود جزئی از چین‌خوردگی البرز است که در اواخر مزوزوئیک و در دوران سوم زمین‌شناسی اتفاق افتاده است. محور این ناودیس در ناحیه طزره افقی و امتداد آن تقریباً شرقی غربی و شیب متوسط آن ۱۰ درجه و در غرب تا ۴۳ درجه نیز می‌باشد؛ و به‌طور محلی یال جنوبی ناودیس میاناب به طول ۵۵ کیلومتر و یال شمالی آن به طول ۵۰ کیلومتر گسترش یافته است.

گسل‌های زیادی از نوع گسل‌های نرمال و معکوس، همچنین گسل‌های هم‌شیب در منطقه مشاهده می‌گردد که رسوبات زغال دار در بخش بزرگی از منطقه توسط گسل‌ها قطع شده‌اند در گسل‌های هم‌شیب امتداد گسل و امتداد طبقات یکی است و اندازه‌گیری جابجایی در این نوع گسل‌ها در بسیاری از موارد ممکن نیست، همچنین گسل‌های دیگری در جهت شیب طبقات مشاهده می‌گردد که عوارض آن علاوه بر سطح، در تکرار طبقات مشاهده می‌گردد. (گزارش اکتشافات البرز شرقی، ۱۳۴۸). با توجه به درزه و گسل، زغال را به ۳ دسته تقسیم می‌کنند:

(۱) درزه و شکاف و گسل نداشته باشد یا خیلی کم باشد: زغال درجه یک

(۲) درزه و شکاف و گسل کم تا متوسط باشد: زغال درجه دو

(۳) درزه، شکاف و گسل زیاد داشته باشد: زغال درجه ۳

زغال سنگ این ناحیه (درواقع زغال سنگ این معدن) از نوع درجه سوم است طوری که همواره امکان برخورد به گسل یا درزه یا مانند آن وجود دارد (عطایی ۱۳۸۶).

۳-۵ نوع زغال سنگ

مطالعات پتروگرافی زغال‌های منطقه پشکلات روی لایه‌های زغالی زیر بخش کلاریز و زیر بخش آلاشت نشان می‌دهند که اجزاء تشکیل‌دهنده و درجه متامورفیسم زغال در حدود منطقه همیشه ثابت نمی‌ماند بدین ترتیب که زغال لایه‌های زیربخش کلاریز از برخی جهات شبیه یکدیگر هستند ولی با زغال

لایه‌های زیربخش آلاشت تفاوت دارند.

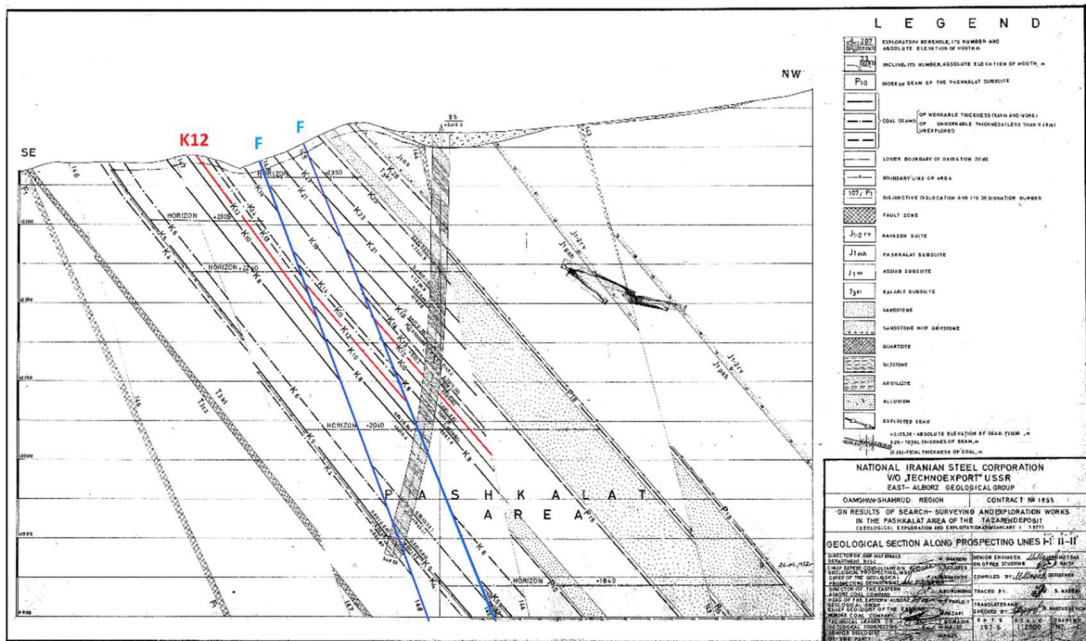
جدول ۳-۱ لایه‌های زغالی قابل کار و اقتصادی (به روش‌های سنتی) در معدن زغال‌سنگ طزره (گزارش اکتشافات البرز شرقی، ۱۳۴۸).													
نام لایه	P13	P10	P7	K25	K24	K23	K21	K19	K15	K12	K10	K8	K5
ضخامت متوسط	۰/۵	۱/۱	۰/۸	۰/۵	۰/۵۵	۰/۵۵	۰/۸	۲/۳۵	۰/۶	۰/۷۵	۲/۱۸	۰/۸	۰/۷
فاصله از لایه زیرین	۶۰	۱۱	۳۵	۸	۷	۲۰	۲۴	۱۵	۱۵	۲۰	۱۵	۹۰	-

۳-۶ مختصری درباره لایه K12 مورد مطالعه

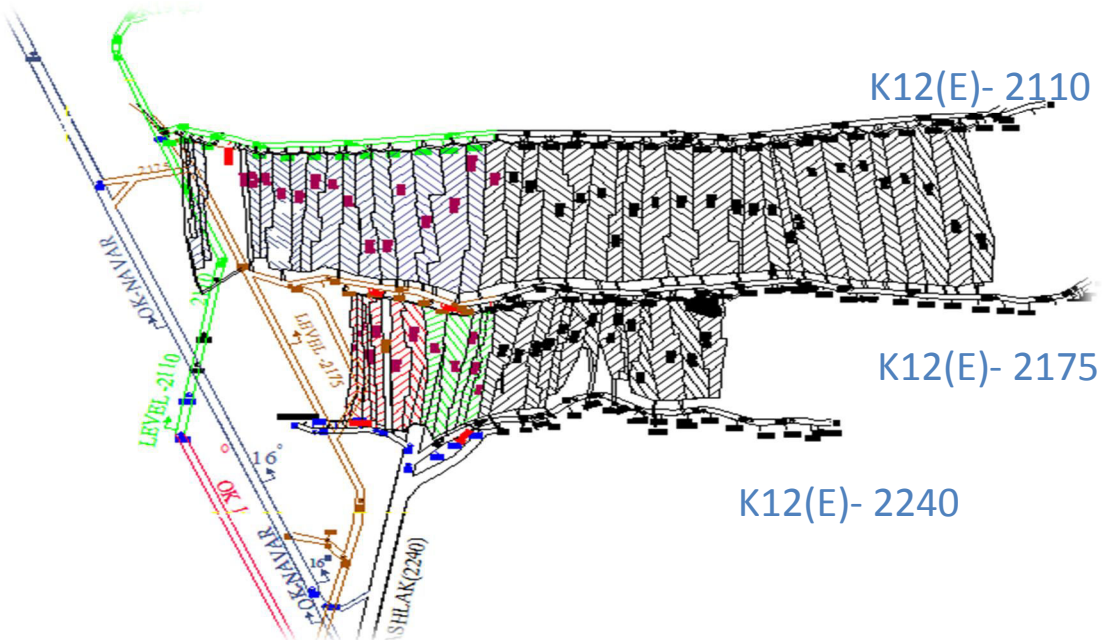
این لایه در ۸ متری لایه زغالی K13 قرار گرفته است که توسط ۴۳ حفاری اکتشافی و ۶۴ ترانسه سطحی و تونل‌های شماره ۱ و ۲ و ۱۰ اکتشاف گردیده است. در مجموع لایه در ۱۱۱ نقطه اکتشاف گردیده که ۵۹ نقطه آن دارای ضخامت قابل استخراج می‌باشد. لایه در چاه‌های شماره ۶۹-۲۴-۴۰-۲-۵۳-۹۵ توسط حفاری ژئوفیزیک مشاهده نگردیده است و در حفاری‌های ۲۲-۳۶-۷-۳۱ از زغال آرژیلیتی تشکیل شده و در چاه‌های ۱۸ و ۲۲۴ لایه در زون گسلی واقع شده است.

لایه K12 در فاصله ۶۳۹ متری از مبدأ تونل قرار گرفته و ضخامت کل ۱/۲ متر و ضخامت زغال خالص آن ۷۶ سانتیمتر است. طبق اطلاعات به دست آمده از کارهای اکتشافی و معدنی ضخامت این لایه از ۰/۰۹ تا ۱/۰۷ متر متغیر و به طور متوسط ۰/۴۵ متر و در قسمت‌هایی که احتساب ذخیره زغالی صورت گرفته ضخامت از ۰/۰۴ تا ۱/۰۷ در نوسان بوده و به طور متوسط ۰/۵۸ متر می‌باشد. بین لایه K12 تا لایه قابل استخراج بعدی یعنی K19 تعداد ۷ لایه زغال با ضخامت از ۱۴ تا ۳۵ سانتیمتر قرار دارد. لایه دارای ساختمان پیچیده و چند شعبه‌ای بوده (دو و سه شعبه‌ای) و در بعضی از نقاط چهار شعبه‌ای که جنس لایه‌های مجزا کننده زغال بیشتر از آرژیلیت و آرژیلیت زغالی تشکیل شده است که ضخامتی تا ۳۹ سانتیمتر را دارا هستند. کمربالا و کمربالین K12 از ماسه‌سنگ تشکیل شده است. شیب لایه‌ها به طور کلی در حدود ۴۲ درجه می‌باشد. قسمت شرقی منطقه دارای زغال قابل استخراج

بوده و لایه دارای ضخامت کمتری است. این لایه دارای سه تراز اصلی بوده که اطلاعات و برداشت‌های پژوهش حاضر عمدتاً از ترازهای ۲۲۴۰ و ۲۱۷۵ اخذ شده است (شکل ۳-۳) (گزارش اکتشافات البرز شرقی، ۱۳۴۸). شکل ۴-۳ طرح تونل‌های پیشروی و پهنه‌های استخراج را نشان می‌دهد.



شکل ۳-۳ وضعیت قرارگیری لایه K12 و دو گسل اصلی قطع کننده آن و نیز گمانه حفر شده (غفاری، ۱۳۹۴)



شکل ۴-۳ موقعیت تونل‌های پیشروی و کارگاه‌های استخراج در لایه K12 البرز شرقی (غفاری، ۱۳۹۴)

۷-۳ مطالعات آزمایشگاهی

آزمایش‌های بسیار متنوع مکانیک سنگ که امروزه توسط انجمن بین‌المللی مکانیک سنگ (ISRM) به صورت استاندارد شده برای تعیین خصوصیات استاتیکی و دینامیکی و فیزیکی و مکانیکی سنگ‌ها و توده‌های سنگی به منظور انتخاب مصالح ساختمانی مناسب، انتخاب ساخت گاه مناسب احداث پروژه‌ها، تحلیل پایداری، طراحی عملیات آتشیاری، طراحی سیستم نگهداری، طراحی عملیات شکست هیدرولیکی و غیره بکار می‌روند جزء اولین قدم‌ها در علم مکانیک سنگ محسوب می‌شوند. در اکثر منابع، آزمون‌های مکانیک سنگ به دو دسته کلی آزمون‌های مخرب ۲ و آزمون‌های غیر مخرب تقسیم‌بندی می‌شوند. در پژوهش حاضر، آزمون‌های مکانیک سنگ در آزمایشگاه‌های مکانیک سنگ دانشگاه آزاد اسلامی شاهرود، آزمایشگاه مکانیک سنگ دانشگاه تهران و موسسه ژئوفیزیک دانشگاه تهران به هر دو روش مخرب و غیر مخرب انجام و در نهایت تفسیر نتایج حاصله انجام شد. آزمایش‌های موردنظر بر روی ۴ سری نمونه از ترازهای مختلف لایه K12 البرز شرقی انجام شده است. خصوصیات سنگ دربرگیرنده در این سه تراز تقریباً مشابه است (جدول ۳-۲). در این جدول مقادیر RQD از روابط تجربی موجود تخمین زده شده است و RMR از مجموع امتیازهای توده سنگ حاصل شد.

جدول ۳-۲ مشخصات ژئوتکنیکی توده سنگ (محیط انتشار موج)

RMR	RQD (%)	UCS (MPa)	وضعیت	جنس کمربالا	تراز
۵۲	۵۸	۵۳/۲	مرطوب	ماسه سنگ	۲۱۱۰
۵۰	۵۴	۵۱/۴	نیمه مرطوب	ماسه سنگ	۲۱۷۵
۵۴	۵۰	۴۸/۸	خشک	ماسه سنگ	۲۲۴۰

¹ International Society of Rock Mechanics² Destructive Tests

۸-۳ آزمون‌های غیر مخرب

۳-۸-۱ چکش اشمیت

در این آزمایش بر روی سطح بلوک موردنظر حداقل ۲۰ نقطه مشخص گردید (مطابق شکل ۳-۵) و آزمایش از این نقاط به عمل آمد که پس از قرائت و یادداشت، ۵ عدد قرائت‌شده با بالاترین مقدار و همچنین ۵ عدد قرائت‌شده با کمترین مقدار حذف گردید و از ۱۰ قرائت باقیمانده میانگین گرفته شد (جدول ۳-۳). آزمایش بر روی چهار نمونه از بلوک‌های ارسالی به آزمایشگاه انجام گردید میانگین این داده‌ها به‌عنوان مبنای محاسبات در نظر گرفته شد.

جدول ۳-۳ اعداد ثبت شده توسط چکش اشمیت

میانگین	۱۰ قرائت میانی چکش اشمیت RL										شماره نمونه
۵۳/۹	۵۳	۵۶	۵۲	۵۶	۵۴	۵۲	۵۲	۵۲	۵۶	۵۶	۱
۵۶/۳	۵۵	۵۸	۵۶	۵۶	۵۶	۵۵	۵۶	۵۸	۵۸	۵۵	۲
۵۳/۹	۵۵	۵۳	۵۲	۵۳	۵۲	۵۵	۵۶	۵۴	۵۵	۵۴	۳
۵۵/۴	۵۲	۵۲	۵۹	۵۶	۵۹	۵۲	۵۷	۵۹	۵۲	۵۶	۴



شکل ۳-۵ چکش اشمیت به همراه یکی از بلوک های مورد آزمون

۳-۸-۲ آزمون تعیین سرعت عبور امواج التراسونیک

برای دستیابی به این هدف از نمونه مورد مطالعه، توسط دستگاه مغزه گیر، مغزه‌هایی با قطر NX (۵۴/۷۴ میلی‌متر) تهیه شد. طول نمونه‌ها طوری انتخاب شد که حداقل ۲/۵ برابر قطر آن‌ها باشد تا در مرحله آزمایش مقاومت فشاری تک‌محوری نیز از این نمونه‌ها بتوان استفاده کرد. تسطیح سطوح انتهایی باعث اتصال بهتر و یکنواخت‌تر و رارسان‌های دستگاه التراسونیک به نمونه‌ها می‌شود. برای به حداقل رساندن صدمات مکانیکی باید در مغزه‌گیری، برش، حمل و نقل، ساییدن و پرداخت کردن نمونه دقت کافی صورت گیرد. به پیشنهاد استاندارد ASTM^۱ (ASTM, 1990) نمونه‌ها باید در گرمخانه با دمای ۴۵ درجه سانتی‌گراد و سپس داخل دسیکاتور و با حضور مواد جاذب رطوبت خشک شوند.

در آزمایش تعیین سرعت عبور امواج برشی نیز از همان نمونه مغزه‌های NX مورد استفاده در اندازه‌گیری سرعت موج فشاری استفاده شده است. برای اندازه‌گیری سرعت موج برشی از دستگاه

^۱ American Society for Testing and Materials

التراسونیک آزمایشگاه فیزیک سنگ موسسه ژئوفیزیک دانشگاه تهران، ساخت شرکت OYO ژاپن استفاده شده است. قبل از شروع اندازه‌گیری ابتدا برای تعیین زمان صفر دستگاه، وارسان‌ها با فشار یک گیره روی یکدیگر قرار می‌گیرد و با چرخش پیچ تنظیم، شروع موج سینوسی مشاهده شده و در صفحه اسیلوسکوپ بر روی محور قائم تنظیم می‌شود (شکل ۳-۶). با این عمل زمان صفر دستگاه در حالتی که هیچ نمونه‌ای بین وارسان‌های دستگاه وجود ندارد تعیین می‌شود. سپس هر یک از نمونه‌ها به همراه وارسان‌ها بین دو فک گیره قرار داده شده تا با اعمال فشاری حدود ۲۰ نیوتن، از اتصال کامل وارسان‌ها و سطوح انتهایی نمونه‌ها اطمینان حاصل شود. با ارسال موج برشی داخل نمونه و دریافت تصویر موج مربوطه در صفحه اسیلوسکوپ، زمان گذر موج در نمونه برحسب میکروثانیه اندازه‌گیری می‌شود. نتایج آزمون التراسونیک بر روی این نمونه ماسه‌سنگ در جدول ۳-۴ نشان داده شده است. سرعت پایین امواج طولی و عرضی در این نمونه ماسه‌سنگ که کمتر از مقدار متوسط آن یعنی $VP=5000 \text{ m/s}$ (U.S.EPA Report, 2015) است احتمالاً بیانگر تخلخل بالای آن می‌باشد.

جدول ۳-۴ نتایج آزمون التراسونیک (سرعت موج)

پارامترهای اندازه‌گیری شده							
چگالی خشک (gr/cm ³)	طول نمونه (mm)	قطر نمونه (mm)	سرعت موج طولی VP (m/s)	سرعت موج عرضی VS (m/s)	مدول یانگ دینامیکی (GPa)	مدول برشی دینامیکی (GPa)	ضریب پواسون
۲/۶۷	۱۳۶/۱۵	۵۴/۴	۳۴۳۷	۱۸۹۲	۲۴/۵	۹/۵۸	۰/۲۸



شکل ۳-۶ تجهیزات انجام آزمایش تعیین سرعت صوت شامل ژنراتور مولد پالس و اسیلوسکوپ نمایش موج و رارسان‌ها، کابل‌های رابط و نمونه کامپوزیتی

۳-۹-۹ آزمون‌های مخرب

۳-۹-۱-۱ مقاومت فشاری تک‌محوره (نامحصور)

برای این منظور از نمونه اصلی گرفته‌شده از لایه مدنظر، با دقت بسیار زیاد مغزه‌هایی به قطر ۵/۴ (NX) میلی‌متر و نسبت طول به قطر ۲/۵ گرفته می‌شود (شکل ۳-۷). یکی از پارامترهای تأثیرگذار بر مقاومت فشاری تک‌محوره سنگ نسبت طول به قطر (L/D) نمونه است. (ASTM, 2000) ASTM نسبت بین ۲ تا ۲/۵ و ISRM (ISRM, 2007) ISRM نسبت بین ۳-۲/۵ را برای این منظور پیشنهاد می‌کنند. تحقیقات نشان داده است که نسبت‌های کمتر از ۲ مقادیر UCS بالا و نسبت ۲-۲/۵ مقادیر UCS^۱ با اختلاف جزئی و برای نسبت‌های بیشتر از ۲/۵ ثابت باقی می‌ماند (Tuncay and Hasancebi, 2009).

^۱ Uniaxial Compressive Strength

از این رو در این تحقیق، نسبت (l/D=2.5) مناسب تشخیص داده شد و آزمون‌ها بر همین اساس انجام گردید. چنانچه این نسبت در نمونه‌ها رعایت نشود مقدار UCS به دست آمده از آزمون از طریق رابطه ۱-۵ اصلاح می‌شود (ASTM, 1986):

$$UCS = \frac{UCS_a}{0.88+0.24 D/L} \quad (1-5)$$

که در آن UCS مقاومت فشاری معادل برای نمونه با L/D=2 و UCSa مقاومت تک‌محوره نمونه مورد آزمایش با نسبت L/D کمتر از ۲ می‌باشد. برای انجام این آزمایش از سنگ مورد نظر باید حداقل ۵ نمونه (مغزه) تهیه شود. نرخ بارگذاری ۶/۵ مگا پاسکال بر ثانیه و از دستگاه جک بتن شکن ۲۰۰۰ کیلو نیوتنی استفاده شده است. (جدول ۳-۵).

جدول ۳-۵ مشخصات نمونه‌ها و نتایج آزمون تک‌محوره

پارامترهای آزمون تک‌محوره							شماره نمونه
UCS میانگین (MPa)	ماکزیمم بار (MPa)	نیرو (KN)	طول به قطر	قطر نمونه (mm)	طول نمونه (mm)	وزن (gr)	
	۴۸/۷۶۵	۱۱۴/۱۷۸	۲/۵	۵۴/۵	۱۳۶/۲۵	۸۳۸	۱
	۵۹/۹۵۷	۱۳۹/۸۶۷	۲/۵	۵۴/۶	۱۳۶/۵	۸۴۲	۲
۴۸/۶۴	۴۹/۵۵۳	۱۱۵/۵۹۶	۲/۵	۵۴/۵	۱۳۶/۲۵	۸۴۵	۳
	۴۱/۴۲۷	۹۶/۹۹۸	۲/۵	۵۴/۶	۱۳۶/۵	۸۴۷	۴
	۴۳/۵۱۰	۱۰۱/۵۰۱	۲/۳۲	۵۴/۵	۱۲۶/۷	۷۸۵	۵



شکل ۳-۷ تعیین مقاومت تک‌محوره سنگ (مغزه تحت اعمال نیرو)

۲-۹-۳ آزمون مقاومت فشاری سه محوری سنگ

هدف از آزمایش مقاومت فشاری سه محوری، تعیین مقاومت فشاری یک نمونه سنگ استوانه‌ای شکل تحت فشار (بارگذاری) سه محوری می‌باشد. نتیجه آزمایش‌ها، ترسیم پوش مقاومت سنگ را ممکن ساخته و سرانجام زاویه اصطکاک داخلی و چسبندگی ظاهری قابل محاسبه خواهد بود. برای انجام آزمایش مقاومت فشاری سه محوری، سه روش پیشنهاد شده که تفاوت اصلی آن‌ها در چگونگی به دست آوردن پوش مقاومت سنگ است. در روش الف (آزمایش منفرد) مقاومت نهایی چند نمونه از یک سنگ، تعیین‌کننده پوش مقاومت است در حالی که در روش‌های ب (آزمایش شکست چندمرحله‌ای) و ج (آزمایش شکست پیوسته)، پوش مقاومت، از آزمایش روی یک نمونه به دست می‌آید (فهمی فر و سروش، ۱۳۸۳). مجموعه ابزار آزمایش شامل دستگاه آزمایش فشار سه محوری، سامانه اعمال و کنترل فشار جانبی و سامانه بارگذاری جانبی می‌باشد. اهمیت و موارد استفاده از این آزمایش به شرح زیر است:

- تعیین پارامترهای مقاومتی سنگ با شبیه‌سازی شرایط واقعی آن در محل،

- تعیین مقاومت فشاری سنگ در فشارهای جانبی متفاوت،

- تعیین پارامترهای کشسانی سنگ،

- تعیین مقاومت برشی سنگ در فشارهای عمودی متفاوت.

شکل‌های ۳-۸ و ۳-۹ دستگاه و نمونه‌های مورد آزمون در آزمون مقاومت فشاری سه محوری را نشان می‌دهد. نتیجه آزمون سه محوره انجام شده بر روی نمونه ماسه‌سنگ برداشت شده از کمربالای لایه K12 به شرح جدول ۳-۶ می‌باشد. آزمون در ۸ مقدار تنش جانبی مختلف انجام شده است.



شکل ۳-۸ هشت نمونه آزمون شده در آزمایش مقاومت فشاری سه محوری



شکل ۳-۹ دستگاه آزمایش مقاومت فشاری سه محوری

جدول ۳-۶ نتایج آزمون مقاومت فشاری سه محوره

تنش‌ها در آزمون سه محوره (MPa)								
۱۵	۱۳	۱۱	۹	۷	۵	۳	۲	σ_3
۸۵	۸۲	۷۸	۷۵	۷۲	۶۶	۵۰	۴۴	σ_1

۳-۱۰ تحلیل آزمایشگاهی

پس از انجام آزمایش‌های مقاومت فشاری تک‌محوره، سختی اشیمیت و التراسونیک بر روی نمونه‌های مورد مطالعه که بر اساس استانداردهای انجمن بین‌المللی مکانیک سنگ انجام شد خصوصیات فیزیکی و مکانیکی توده سنگ تعیین و نتایج این آزمایش‌ها در جداول ۳-۲ تا ۳-۶ آورده شد. به منظور بررسی میزان ارتباط پارامترهای مقاومت برشی به دست آمده از روش‌های مختلف با یکدیگر ابتدا پارامترهای ورودی تحلیل شامل GSI , σ_{ci} , m_i , D , E_i تعیین و از روی آن‌ها ثابت‌های هوک-براون a , s , m_b محاسبه شدند. سپس از روش تحلیل برازش خطی بر داده‌های موجود و روابط تحلیلی دیگر استفاده شد.

همان‌گونه که قبلاً ذکر شد در پژوهش حاضر مقدار مقاومت فشاری تک‌محوره از میانگین ۵ اندازه‌گیری، $48/64$ MPa به دست آمده است. کیفیت توده سنگ بر طبق رده‌بندی دیر و میلر (Deere and Miller, 1966) (جدول ۳-۷) در رده "ضعیف تا نسبتاً متوسط" ارزیابی می‌شود.

جدول ۳-۷ کیفیت توده سنگ در سیستم طبقه‌بندی مختلف

سیستم طبقه‌بندی		
GSI	UCS (MPa)	کیفیت سنگ
$20 >$	۱-۲۵	خیلی ضعیف
۲۱-۳۵	۲۵-۵۰	ضعیف
۳۶-۵۵	۵۰-۱۰۰	متوسط
۵۶-۷۵	۱۰۰-۲۰۰	خوب
۷۶-۹۵	$200 <$	خیلی خوب
Hoek, 1994	Deere and Miller, 1966	مرجع

مطابق جدول ۳-۸ نتایج حاصل از آزمایش تک‌محوره با روش‌های غیرمستقیم محاسبه UCS از جمله چکش اشمیت و التراسونیک مورد مقایسه قرار گرفت. دو معادله ارائه شده توسط قهرمان (Kahraman, 2001) که از آزمایش بر روی بیش از ۲۷ نمونه سنگ مختلف ارائه شده است برای این منظور در نظر گرفته شد. نتایج نشان می‌دهد که آزمون التراسونیک نسبت به چکش اشمیت، تخمین بهتری از UCS ارائه می‌دهد.

جدول ۳-۸ مقایسه دقت روش‌های مختلف در تخمین UCS

مقایسه دقت آزمون‌ها			
نام آزمون	معادله ارائه شده	مرجع	UCS (MPa)
چکش اشمیت R_L	$UCS = 6.97 e^{0.014 R_p}$	Kahraman, 2001	۴۱/۵۶
التراسونیک V_p	$UCS = 9.95 V_p^{1.21}$	Kahraman, 2001	۴۴/۳۲

در حال حاضر یک معیار بسیار پرکاربرد برای تخمین مقاومت توده سنگ معیار شکست هوک-براون غیرخطی کلی است زیرا قادر به تخمین مقاومت برشی انواع مختلف سنگ سالم و توده سنگ می‌باشد (Priest, 2005). نقایص و کاستی‌های این معیار در نسخه‌های اولیه، بارها با اصلاحات مجدد مورد بروز رسانی قرار گرفته است. شکل کلی معیار شکست غیرخطی هوک-براون به صورت رابطه ۳-۱ است:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (1-3)$$

که در آن σ'_1 و σ'_3 تنش‌های اصلی مؤثر حداکثر و حداقل در لحظه شکست، σ_{ci} مقاومت فشاری تک‌محوره سنگ سالم و m_b و s و a ثابت‌های مواد برای توده سنگ هستند. هوک و براون (Hoek and Brown, 1988) تأکید دارند که تعیین مقاومت فشاری سنگ سالم σ_{ci} و ثابت هوک-براون m_i باید از طریق آزمون سه محوره و به روش پیشنهادی آن‌ها انجام شود. آزمون باید دربرگیرنده گستره‌ای از تنش محصورکننده از صفر تا نصف مقاومت فشاری تک‌محوره باشد. حداقل ۵ نقطه داده در این آزمون موردنیاز است. در صورتی که انجام آزمون مقاومت فشاری سه محوره میسر نباشد باید

این آزمون به روش پیشنهادی هوک-براون شبیه‌سازی شود. همین‌طور در صورتی که امکان انجام آزمون‌های دقیق آزمایشگاهی میسر نباشد در مرحله طراحی می‌توان مقادیر m_i و σ_{ci} را از جداول مربوطه بر اساس جنس سنگ و ساختار آن تعیین کرد (وزارت صنایع و معادن، ۱۳۸۹). در این پژوهش بر اساس توصیه هوک (Marinos and Hoek, 2000) طبقه‌بندی توصیفی به‌منظور تعیین GSI به‌صورت کیفی بکار گرفته شد. به‌این‌ترتیب بر طبق مشاهدات صحرایی نمونه‌های مختلف از این ماسه‌سنگ در لایه K12 البرز شرقی، کیفیت سطح توده سنگ در رده "متوسط" و ساختار آن "خیلی بلوکی" تشخیص داده شد. لذا عدد $GSI=50$ برای این توده سنگ در نظر گرفته شد. پارامترهای هوک-براون s ، a و m_b از معادلات ارائه شده هوک براون محاسبه و در جدول ۳-۹ ارائه شده‌اند.

جدول ۳-۹ پارامترهای محاسبه‌شده هوک-براون

پارامترهای هوک-براون			
S_3max (MPa)	m_b	s	a
۱۵	۱/۰۳۲	۰/۰۰۳۹	۰/۵۰۶

Hoek-Brown, 2002

با وجود کاربرد گسترده معیار هوک-براون، اغلب محاسبات طراحی ژئوتکنیکی بر اساس معیار شکست موهر-کلمب انجام شده و بنابراین محاسبه زاویه اصطکاک معادل توده سنگ و مقاومت چسبندگی از پارامترهای هوک-براون ضروری است. مقادیر C' و ϕ' به‌دست‌آمده از این تحلیل به گستره مقادیر تنش اصلی حداقل σ'_3 استفاده شده در تحلیل، حساس است. هوک و براون بر اساس آزمون‌وخطا دریافته‌اند که بهترین نتایج زمانی به دست می‌آید که در حالت کلی ۸ مقدار σ'_3 با فواصل مساوی در گستره تعریف‌شده رابطه ۳-۲ استفاده شوند:

$$0 < \sigma'_3 < 0.25 \sigma_{ci} \quad (2-3)$$

شرایط پژوهش حاضر ایجاب می‌نماید که از بازه پیشنهادی هوک-براون برای تونل در عمق ۴۵۰ متری استفاده شود (Hoek et al, 2002):

$$\frac{\sigma'_{3m}}{\sigma'_{cm}} = 0.47 \left(\frac{\sigma'_{cm}}{\gamma \times H} \right)^{-0.94} \quad (4-3)$$

که γ دانسیته توده سنگ و H عمق معدن زیرزمینی σ'_{cm} مقاومت کلی توده سنگ برای گستره تنش $\sigma_t < \sigma'_3 < \sigma_{ci}$ بوده و با معادله ۳-۵ محاسبه می‌شود:

$$\sigma'_{cm} = \sigma_{ci} \left[\frac{(m_b + 4s - a(m_b - 8s))(m_b/4 + s)^{a-1}}{2 \times (1+a)(2+a)} \right] \quad (5-3)$$

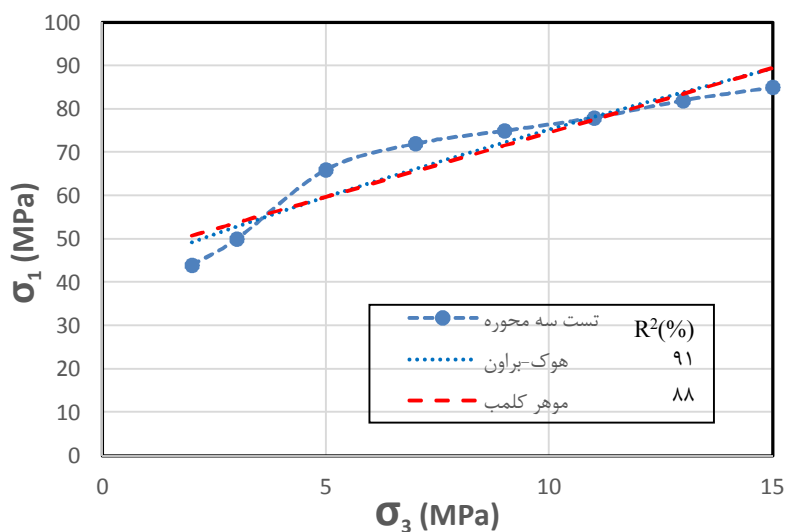
مدول تغییر شکل پذیری توده سنگ نیز از رابطه ۳-۶ محاسبه می‌شود (Hoek et al, 2002):

$$E_m = \left(1 - \frac{D}{2} \right) \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} \times 10^{\left(\frac{GSI - 10}{40} \right)} \quad (6-3)$$

در این رابطه اگر σ_{ci} برحسب MPa بیان شود E_m برحسب GPa به دست می‌آید. نهایتاً از روابط فوق پارامترهای مقاومتی سنگ مطابق جدول ۳-۱۰ حاصل می‌شود. نتایج ۸ مقدار آزمون سه محوره در شکل ۳-۱۰ نشان داده شده است. مقادیر ضریب همبستگی به دست آمده از برازش داده‌ها نشان می‌دهد که رفتار توده سنگ در مطالعه حاضر با معیار هوک-براون تا حدودی سازگاری بیشتری دارد.

جدول ۳-۱۰ پارامترهای مقاومتی در تحلیل توده سنگ موردنظر

Em (MPa)	σ_t (MPa)	σ_{cm} (MPa)	φ (Deg)	C (MPa)
۶۹۲۸	-۰/۱۸	۶/۶۷۶	۳۲/۶۶	۱/۳



شکل ۳-۱۰ نتایج آزمون سه محوره بر روی ماسه سنگ کمربالای لایه زغالی K12

۱۱-۳ جمع بندی

در این فصل مشخصات زمین شناسی منطقه مورد مطالعه ارائه شد و سپس آزمون های آزمایشگاهی انجام شده بر روی تعدادی از نمونه های برداشت شده از معدن شرح داده شد. در نهایت ویژگی های توده سنگ از این آزمون ها حاصل شد. نتایج نشان می دهد که توده سنگ از لحاظ کیفی نسبتاً متوسط بوده و رفتار مقاومتی آن با معیار شکست هوک-براون مطابقت بیشتری دارد.

فصل چهارم

مطالعات لرزه‌نگاری

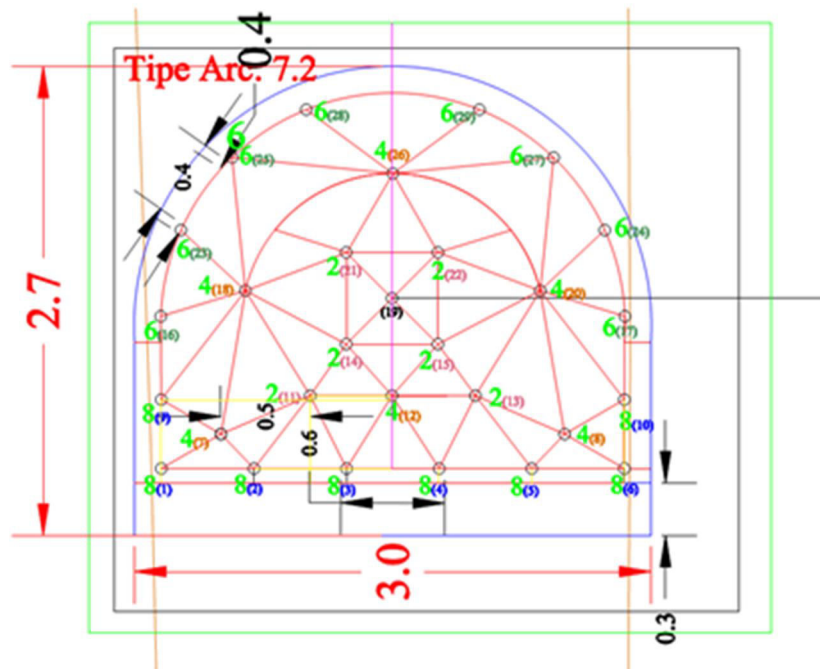
۴-۱ مقدمه

در سینه کارهای پیشروی معادن زغال سنگ معمولاً از آتشکاری استفاده می‌شود. لرزش زمین، انفجار هوا، پرتاب سنگ، عقب زدگی ایجاد شده به وسیله انفجار اجتناب‌ناپذیر بوده و به‌طور کامل قابل حذف شدن نیست اما می‌تواند تا یک سطح مجاز به‌منظور اجتناب از خسارت به محیط اطراف تقلیل داده شود. در میان تمام این آثار نامطلوب، لرزش زمین نگرانی اصلی طراحان و کارکنان آتشکاری بوده است. تعدادی از محققین روش‌های مختلفی را برای تقلیل سطح لرزش زمین در طی آتشکاری پیشنهاد نموده‌اند. لرزش زمین مستقیماً با مقدار خرج مصرفی و فاصله بین سینه کار پیشروی تا نقطه رفتارنگاری یا همان کارگاه استخراج و همین‌طور شرایط زمین‌شناسی و ژئوتکنیکی واحد سنگی در ناحیه حفاری در ارتباط است. شرایط زمین‌شناسی غیرقابل کنترل بوده اما فاصله از محل آتشکاری و میزان خرج در هر تأخیر از جمله عوامل قابل کنترل هستند. تاکنون روابط تجربی متعددی برای پیش‌بینی حداکثر سرعت ذره‌ای (PPV) برحسب عوامل قابل کنترل (فاصله از محل آتشکاری و خرج مصرفی در هر تأخیر) ارائه شده است. این روابط بر اساس فاصله مقیاس شده (فاصله از محل آتشکاری بخش بر توانی از حداکثر خرج تأخیری) ارائه شده‌اند. ریشه دوم و سوم خرج تأخیری از جمله مهم‌ترین روابط متداول در نوشتارهای تحقیقاتی موجود است. در این تحقیق ابتدا ۲۹ داده برداشت شده‌است، سپس کارایی روابط تجربی موجود به‌منظور پیش‌بینی لرزش زمین با استفاده از ۲۰ داده مورد بررسی قرار گرفته و بهترین رابطه پیشنهاد شده‌است. سپس با استفاده از برازش غیرخطی چند متغیره، معادله‌ای با ضریب همبستگی بالاتر ارائه شد. پس از آن با استفاده از ۹ داده باقی‌مانده برای مقایسه عملکرد روابط تجربی، اندازه‌گیری شده و رابطه پیشنهادی ارائه شده استفاده شده است.

۴-۲ فرآیند مطالعاتی

سایت مطالعاتی این پژوهش، لایه k12 معدن زغال سنگ طزره می‌باشد. عملیات آتشکاری در سه تراز از این لایه یعنی افق‌های ۲۱۱۰، ۲۱۷۵ و ۲۲۴۰ که شامل کارگاه‌های فعال است صورت گرفته است.

خصوصیات سنگ دربرگیرنده در این سه تراز تقریباً مشابه است. استخراج به روش جبهه کار طولانی پیشرو بوده و شیب لایه زغالی در حدود ۴۰ تا ۴۵ درجه است. در سینه کارهای پیشروی از حفاری و انفجار استفاده می‌شود، ماده منفجره مصرفی در سینه کار تونل‌های پیشروی، امولایت، انفجار به صورت تأخیری و برای تأخیر از چاشنی‌های الکتریکی مسی استفاده می‌شود. الگوی انفجاری از مرکز به سمت دیواره بوده و یک چال خالی در مرکز سینه کار ایجاد می‌شود. چال‌های وسط با عمق یک متر و به صورت عمود بر سینه کار و چال‌های مشرف به کف و دیواره به صورت متمایل به سمت کف و دیواره حفر می‌شوند. تعداد چال‌ها و میزان خرج کل مصرفی در هر مرحله از انفجار برای حفر یک مقطع کامل بسته به شرایط و طراحی انفجار متفاوت است. الگوی آتشکاری معمول، متشکل از ۲۵ چال و ۴ تأخیر ۰/۵ ثانیه‌ای بوده که در شکل ۴-۱ نشان داده شده است. چال مرکزی مستقیم و در سینه کار زده شده و خرج گذاری نمی‌شود چال‌های شماره ۱ کمی متمایل به چال مرکزی زده شده و چال پیش برش آتشباری خوانده می‌شوند. چال‌های شماره ۲ چال‌های میانی و چال‌های شماره ۳ و ۴ چال‌های کف و سقف می‌باشند. سرعت ذره‌ای حداکثر، معیار اصلی ارزیابی میزان خسارت ایجاد شده توسط لرزش انفجار است. در این مطالعه ۲۹ رکورد ۳ مؤلفه‌ای (طولی، عرضی و قائم) ایجاد شده از ۲۹ رویداد انفجار برداشت و یک سری تحلیل‌های آماری بر روی آن‌ها انجام شده است.



شکل ۴-۱ الگوی آتشکاری و آرایش معمول چال‌ها در تونل‌های پیشروی K12 دستگانه مورد استفاده در این پژوهش Minimate Plus می‌باشد که قابلیت پایش پیشرفته لرزش زمین در سه جهت را امکان پذیر می‌سازد. برای این منظور در نقاط مشخص سقف کارگاه دستگانه لرزه‌نگار به سنگ سقف ثابت شده است. پس از ثبت داده‌ها، تحلیل داده‌ها به کمک نرم‌افزار همراه آن یعنی Blast Ware III انجام می‌شود. نوع استاندارد این دستگانه متشکل از ۴ کانال ثابت و یک مبدل^۱ داخلی است. نصب این دستگانه بسته به شرایط، به وسیله سیخ‌های زمینی، مدفون کردن در زمین نرم، نصب در سقف و یا کیسه‌شنی (برای ثبت سرعت لرزش‌های پایین) انجام می‌شود. گیرنده‌های امواج هم‌راستا با جهت انتشار موج نصب شده و تراز می‌شوند. دستگانه لرزه‌نگار می‌تواند ثبت امواج را به صورت ثبت تکی، ثبت پیوسته و ثبت دستی انجام دهد. هنگامی که یک رویداد از سطح تحریک^۲ تعریف شده برای دستگانه بالاتر رود ثبت به‌طور خودکار انجام می‌شود. دو گستره اندازه‌گیری ژئوفون شامل $31/8 \text{ mm/s}$ و 254 mm/s بسته به نزدیکی مبدل به رویداد و سرعت لرزش مورد انتظار، قابل انتخاب است. نرخ نمونه‌گیری^۳ دستگانه از 1024 در ثانیه تا 16384 در ثانیه برای هر کانال می‌باشد. در پایش نزدیک میدان با افزایش نرخ نمونه‌گیری می‌توان دقت ثبت امواج را بالا برد.

¹ Transducer

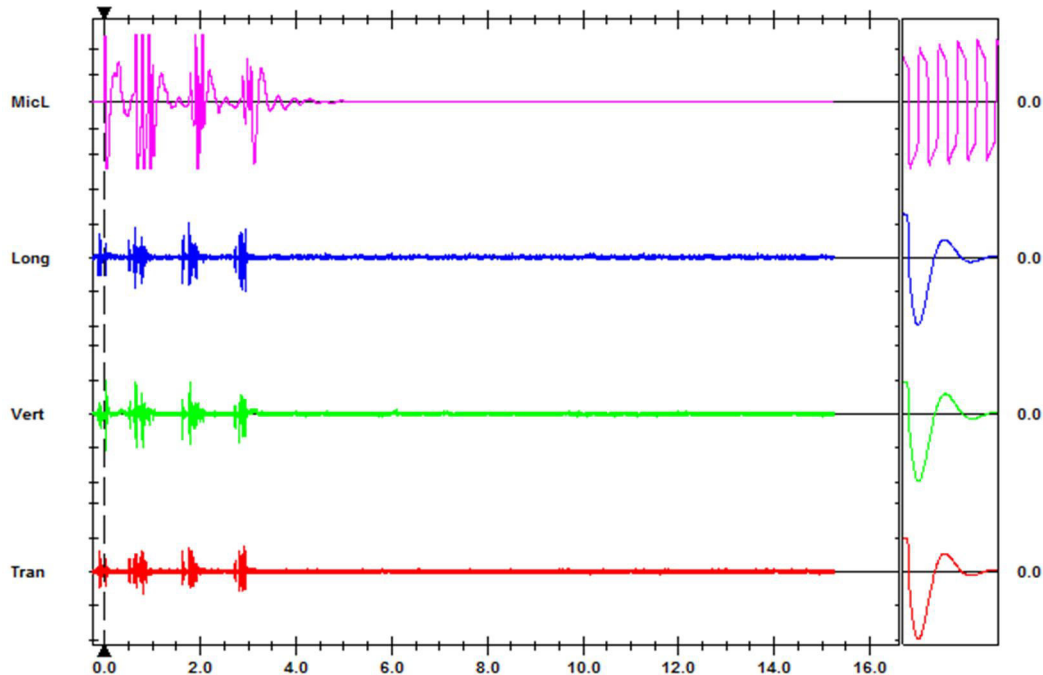
² Trigger Level

³ Sample Rate

پاسخ فرکانس دستگاه از ۲ تا ۳۰۰ هرتز و مستقل از زمان ثبت امواج است. شتاب و جابجایی ذرات به ترتیب با مشتق و انتگرال گیری از داده‌های سرعت و بر اساس کل شکل موج و نه مقادیر پیک در شکل موج‌های تکی، محاسبه می‌شود (Minimate plus manual, 2013). معیار پیش‌بینی کننده لرزش زمین بر اساس داده‌های حاصل از این پایش، تعیین شده و با چند نقطه آتشکاری جدید مورد اعتبارسنجی قرار می‌گیرد. ابزار رفتارنگاری لرزه‌ای در شکل ۲-۴ و مؤلفه‌های سرعت ذره‌ای ثبت شده و مقادیر فرکانس متناظر آن‌ها در جدول ۱-۴ نشان داده شده است. شکل ۳-۴ تاریخچه زمانی سرعت ذره‌ای و لرزش هوا را برای یکی از داده‌های ثبت شده نشان می‌دهد. تعداد ۴ تأخیر انفجاری در این شکل کاملاً واضح است.



شکل ۲-۴ ابزار رفتارنگاری لرزش‌های انفجاری و ژئوفون نصب شده در سقف کارگاه



شکل ۳-۴ نمونه‌ای از هیستوگرام سرعت ذره‌ای سه مؤلفه‌ای و شدت صوت برای داده شماره ۱۲ از جدول ۱-۴

جدول ۴-۱ داده‌های ثبت شده از رفتارنگاری لرزه‌ای منطقه مطالعاتی

شماره	فاصله (m)	وزن خرج (kg)	عرضی		قائم		طولی	
			PPV (mm/s)	F(Hz)	PPV (mm/s)	F(Hz)	PPV (mm/s)	F(Hz)
۱	۲۰/۵	۴/۲	۵/۸۴	۸۵	۱۵/۶۱	۵۷	۹/۶۵	۳۹
۲	۲۲/۰	۵/۰	۴/۶۲	۱۷۱	۴/۶۷	۱۴۶	۴/۲۹	۱۴۶
۳	۲۸/۰	۴/۸	۲/۲۹	۸۵	۴/۴۴	۱۴۶	۲/۴۱	۱۴۶
۴	۲۷/۹	۳/۶	۲/۱۶	۷۳	۱/۶۵	۸۵	۱/۷۸	۹۳
۵	۳۲/۵	۴/۰	۴/۲۱	۱۳۵	۷/۰۴	۶۵	۳/۲۱	۱۲۰
۶	۳۵/۰	۳/۰	۱/۴۴	۱۴۱	۲/۱۴	۱۱۸	۳/۳۶	۱۱۲
۷	۳۷/۲	۳/۲	۱/۷۷	۸۵	۲/۱۵	۱۱۲	۱/۸۲	۱۲۸
۸	۴۰/۸	۳/۰	۱/۶۶	۱۴۱	۲/۰۹	۱۱۴	۱/۸۵	۱۵۱
۹	۵۰/۰	۴/۸	۳/۳۸	۷۳	۵/۰۱	۸۵	۲/۹۷	۱۰۸
۱۰	۴۵/۴	۳/۲	۰/۵۶	۱۲۶	۱/۳۲	۱۱۷	۰/۸۱	۸۵
۱۱	۴۸/۱	۲/۸	۱/۱۷	۱۷۴	۱/۸۵	۱۵۶	۱/۲۶	۷۳
۱۲	۶۰/۰	۴/۴	۰/۳۶	۱۱۰	۰/۵۴	۲۴	۰/۵۲	۸۵
۱۳	۵۰/۰	۲/۴	۰/۶۲	۱۳۱	۱/۱۹	۱۰۹	۱/۱۳	۸۵
۱۴	۵۳/۵	۲/۶	۰/۴۶	۲۰۹	۰/۵۶	۹۴	۰/۷۳	۱۱۰
۱۵	۴۹/۰	۲/۰	۱/۰۵	۱۷۱	۰/۹۸	۷۹	۰/۴۹	۱۰۲
۱۶	۵۴/۴	۲/۴	۰/۸۹	۲۸	۱/۶۵	۳۰	۱/۰۲	۱۰۵
۱۷	۵۹/۴	۳/۰	۱/۵۱	۱۷۱	۱/۰۱	۱۲۸	۰/۸۱	۱۲۸
۱۸	۵۵/۰	۲/۲	۰/۱۵	۲۰۰	۰/۲۹	۲۰۵	۰/۵۴	۱۷۱
۱۹	۶۰/۰	۲/۰	۰/۴۸	۱۷۱	۰/۵۶	۱۰۲	۰/۹۷	۱۲۸
۲۰	۷۴/۸	۲/۴	۰/۷۳	۱۷۱	۰/۵۱	۱۲۸	۰/۵۷	۱۱۴
۲۱	۳۶/۰	۴/۶	۲/۱۰	۱۶۶	۴/۲۱	۱۰۹	۳/۱۲	۱۳۲
۲۲	۲۶/۵	۴/۰	۲/۳۴	۱۷۴	۶/۷۶	۱۴۶	۴/۲۳	۱۵۶
۲۳	۵۰/۰	۲/۲	۰/۶۷	۱۹۴	۱/۱۹	۹۸	۰/۸۸	۸۸
۲۴	۵۲/۰	۱/۸	۰/۵۸	۱۲۱	۰/۶۶	۷۹	۰/۷۶	۸۵
۲۵	۴۸/۸	۲/۶	۱/۲۰	۱۳۵	۱/۷۹	۱۱۸	۱/۲۸	۹۲
۲۶	۵۵/۲	۲/۲	۰/۷۸	۱۸۷	۱/۱۹	۱۲۴	۰/۸۵	۱۰۵
۲۷	۵۶/۵	۳/۴	۱/۳۱	۹۸	۲/۴۵	۱۰۸	۱/۶۲	۱۱۵
۲۸	۶۲/۰	۲/۰	۰/۵۵	۱۳۱	۰/۶۸	۳۷	۰/۶۱	۷۶
۲۹	۳۶/۵	۳/۴	۰/۹۶	۲۰۰	۲/۲۲	۱۲۴	۱/۸۱	۱۴۳

۳-۴ تحلیل لرزه‌ای

تأثیر لرزش‌های ناشی از آتشکاری بر ایمنی و پایداری معادن زغال زیرزمینی به‌عنوان یک حقیقت غیرقابل انکار شناخته شده است. آشفته‌گی‌های لرزه‌ای ناشی از آتشکاری به‌کل انرژی انفجاری آزاد شده در طی آتشکاری و نزدیکی کارگاه استخراج به سینه کار پیشروی بستگی دارد. همچنین کیفیت توده سنگی که مجموعه کارگاه در آن قرار دارد اثر قابل ملاحظه‌ای بر میزان خسارات آتشباری دارد. سرعت ذره‌ای حداکثر، معیار اصلی ارزیابی میزان خسارت ایجاد شده توسط لرزش انفجار است. پژوهش حاضر معادلات معمول پیش‌بینی کننده لرزش زمین را مورد تحلیل و ارزیابی قرار داده است. بر اساس نوشتارهای موجود، معیار پیش‌بینی لرزش‌ها بر مبنای ریشه سوم خرج مصرفی در معادن زیرزمینی پیش‌بینی بهتری از لرزش‌ها ارائه می‌نماید. تحقیقات نشان داده است که فاصله مقیاس شده بر اساس ریشه دوم یا سوم خرج تأخیری، ممکن است برای پیش‌بینی PPV در موقعیت‌های زیرسطحی چندان مناسب نباشد. بر این اساس در پژوهش حاضر، تحلیل دیگری بر مبنای برازش چند متغیره انجام شده است. در پایان یک معادله حداکثر سرعت ذره‌ای با ضریب همبستگی مناسب برای پیش‌بینی لرزش زمین در این منطقه مطالعاتی، پیشنهاد شده است.

۴-۴ مدل‌های تجربی پیش‌بینی لرزش زمین

به‌منظور پیش‌بینی لرزش زمین ناشی از انفجار ابتدا از مدل‌های متداول تجربی موجود استفاده شده است. بر این اساس فرمول‌های تجربی ارائه شده در جدول ۴-۲ برای داده‌های برداشت شده مورد استفاده قرار گرفت و نتایج حاصل از برازش فرمول‌های تجربی در این جدول آورده شده است. در این معادلات، PPV حداکثر سرعت ذره‌ای برحسب $D, \text{mm/s}$ فاصله بین سینه کار پیشروی و نقطه رفتارنگاری برحسب متر، Q_{max} ماکزیمم خرج در هر تأخیر برحسب کیلوگرم و K و β ثابت‌های محل هستند که از تحلیل برازش حاصل می‌شوند و α پارامتر مربوط به میرایی (جذب) غیر الاستیک است. در برازش داده‌ها از نرم افزار SPSS برای تجزیه و تحلیل آماری استفاده شده است. ورود داده

های خام، انتخاب برازش آماری مناسب و در نهایت بررسی خروجی از مراحل کار با این نرم افزار است. همان گونه که از جدول ۴-۲ ملاحظه می شود برازش توانی و نمایی بیشترین ضریب همبستگی را دارا می باشند. کارهای تحقیقاتی متنوعی در حیطه تخمین لرزش زمین ناشی از انفجار و برآورد سرعت ذره‌ای حداکثر وابسته به فاصله مقیاس در نوشتارها موجود است. صرف نظر از پارامتر α ، بهترین برازش داده‌ها در اینجا به معادله ریشه سوم خرج تأخیری (رابطه ۴-۱) تعلق دارد. کارهای تحقیقاتی زیادی وجود دارند که برتری ریشه سوم را برای حفريات زیرزمینی نشان می‌دهد (Fourier & Green 1993, Nateghi 2011, WV OEB 2007) که معادله کلی آن به صورت ۴-۱ است:

$$PPV = K \left(\frac{D}{\sqrt[3]{Q_{max}}} \right)^{\beta} \quad (1-4)$$

در هر صورت این معادلات، به همبستگی بالاتر از ۶۹/۶۸ منجر نمی‌شوند. لحاظ کردن اثر میرایی α ، ضریب همبستگی را تا حدی تغییر می‌دهد. اثرات مخرب امواج لرزه‌ای بر روی سنگ پیرامون راهروها در معدنکاری زیرزمینی نه تنها متأثر از مد شکست و انتشار انرژی منبع است بلکه به پیچیدگی ساختار توده سنگ نیز وابسته است (Cao et al, 2012, Resende 2010, Saiang and Nordlund, 2005). کیفیت توده سنگ از پارامترهای تأثیرگذار بر PPV است که در اینجا به علت فقدان داده‌های کافی، امکان ارائه معادله‌ای بر مبنای مشخصه‌های کیفی توده سنگ وجود ندارد. اثر شرایط توده سنگ بر روی PPV با یک مدل تجربی و با احتساب میرایی مواد قابل بررسی است. ضریب همبستگی بالای برازش و دقت بالا در پیش‌بینی لرزش زمین از امتیازات این مدل‌ها است. در برگرفتن حجم وسیعی از سنگ‌ها با خواص زمین‌شناسی متفاوت و برآورد پارامترهای لرزش ناشی از انفجار برای سنگ‌های مختلف با خواص مهندسی سنگ متفاوت، از امتیازات دیگر این مدل‌ها است. از سوی دیگر، تغییرپذیری شرایط انفجار یک مشخصه ذاتی عملیات آتشفباری است؛ بنابراین اپراتور آتشفباری باید از

پتانسیل این تغییرات در شدت انفجار به واسطه شرایط انفجار و عملکرد آن در کنترل لرزشها آگاه باشد.

جدول ۲-۴ معیارهای پیش‌بینی لرزش زمین مورد استفاده در این پژوهش

مرجع	R ²	α	β	K	معادله پیش‌بینی کننده
USBM (Duvall and Fogelson, 1962)	۶۹/۶۰	-	-۱/۶۱۷	۳۳۰/۶۷	$PPV = K \left(\frac{D}{\sqrt{Q_{max}}} \right)^\beta$
Ambraseys-Hendron, 1968	۶۹/۶۸	-	-۱/۷۵۸	۷۱۳/۲۷	$PPV = K \left(\frac{D}{\sqrt[3]{Q_{max}}} \right)^\beta$
Indian Standard, 1973	۶۴/۸۳	-	۲/۹۹۶۲	۱۴/۷۸۴	$PPV = K \left(\sqrt{\frac{Q_{max}}{D^{2/3}}} \right)^\beta$
Longefors and Kihlstrom, 1973	۵۷/۷۰	-	۲/۰۱۵	۲۰۲/۹۴۲	$PPV = K \left(\sqrt{\frac{Q_{max}}{D^{3/2}}} \right)^\beta$
Ghosh and Daemon, 1983	۶۰/۱۰	-۰/۰۴۸	-۰/۵۷۴	۹۹/۵۳۲	$PPV = K \left(\frac{D}{\sqrt{Q_{max}}} \right)^\beta e^{\alpha \times D}$
Ghosh and Daemon, 1983	۶۱/۰۰	-۰/۰۰۸	-۱/۶۶۰	۷۷۴/۵۲۲	$PPV = K \left(\frac{D}{\sqrt[3]{Q_{max}}} \right)^\beta e^{\alpha \times D}$
Birch and Chaffer, 1983	۶۹/۰۰	-۳/۶۸۷	-۱/۷۱۹	۱/۱×۱۰ ^۷	$PPV = K \times R^\alpha \times Q_{max}^\beta$
Gupta et al, 1987	۵۹/۷۰	۰/۰۰۱۸	۰/۳۹۷۶	۱۴۹/۸۵	$PPV = K \left(\frac{Q_{max}}{D^{3/2}} \right)^\beta e^{\alpha \times D}$
Gupta et al, 1987	۶۰/۱۰	-۰/۱۲۱	-۰/۸۲۱	۲۴/۰۴۹	$PPV = K \left(\frac{Q_{max}^{2/3}}{D} \right)^\beta e^{\alpha \times D}$
Gupta et al, 1988	۵۹/۴۰	۰/۹۱۵	-۰/۹۹۵	۷۳۶/۵۰	$PPV = K \left(\frac{D}{\sqrt{Q_{max}}} \right)^\beta e^{\alpha \times \frac{D}{Q_{max}}}$

Roy P.P., 1991	۵۹/۱۰	-	-۲/۶۳۲	۱۴۷/۲۶۳	$PPV = K \left(\frac{D}{\sqrt[3]{Q_{max}}} \right)^{-1} + \beta$
CMRI, 1993	۵۸/۴۰	-	-۲/۱۵۲	۱۱۰/۳۱۹	$PPV = K \left(\frac{D}{\sqrt{Q_{max}}} \right)^{-1} + \beta$
Rai and Singh, 2004	۵۸/۳۰	۵/۳۲۵	-۱/۷۶۹	۲/۳۰۵	$PPV = K \times D^\beta \times Q_{max} \times e^\alpha$
Rai et al, 2005	۸/۰۰	-	۰/۱۷۰	۰/۸۰۶	$Q_{max} = K (PPV \times D^2)^\beta$

۴-۵ مدل های ریاضی

معادلات متداول تجربی موجود به منظور پیش بینی لرزش زمین در بخش قبل مورد بررسی قرار گرفت؛ اما همواره عوامل غیرقابل کنترلی در هر منطقه وجود دارند که باعث می شوند تا این معادلات از دقت مناسبی در تخمین لرزش ها برخوردار نباشند. تحقیقات نشان داده است که فاصله مقیاس شده بر اساس ریشه دوم یا سوم خرج تأخیری، ممکن است برای پیش بینی PPV در موقعیت های زیرسطحی چندان مناسب نباشد. بر این اساس در پژوهش حاضر، تحلیل دیگری بر مبنای توان متغیر فاصله و خرج مصرفی و با استفاده از روش رگرسیون غیرخطی چند متغیره انجام و به ترتیب زیر ارائه شده است.

$$y = c + a_1 x_1 + a_2 x_2 + \dots a_n x_n \quad (۲-۴)$$

$$y = c * (x_1^{a_1}) * (x_2^{a_2}) * \dots (x_n^{a_n}) \quad (۳-۴)$$

$$\log y = \log c + a_1 \log x_1 + a_2 \log x_2 + \dots a_n \log x_n \quad (۵-۴)$$

$$y^* = c^* + a_1 x_1^* + a_2 x_2^* + \dots a_n x_n^* \quad (۶-۴)$$

$$y = 10^c * x_1^{a_1} * x_2^{a_2} * \dots x_n^{a_n} \quad (۷-۴)$$

$$y^* = c_{constant} * a_1 D^* * a_2 W^* \quad (۸-۴)$$

$$y = 10^{constant} * D^{a_1} * W^{a_2} \quad (۹-۴)$$

با توجه به روابط فوق و استفاده از نرم افزار SPSS و انجام رگرسیون خطی بین مقادیر لگاریتمی ۲۰ داده اول جدول ۴-۱ ثبت شده رابطه ۴-۱۰ برای پیش‌بینی حداکثر سرعت ذره‌ای به ترتیب زیر حاصل می‌شود:

$$PPV = 452.89 \times D^{-1.636} \times W^{0.725} \quad (10-4)$$

برای بررسی عملکرد رابطه اخیر از ۴ معیار سنجش عملکرد شامل ضریب همبستگی (R^2)، متوسط مربعات خطا ($RMSE$)، نسبت واریانس (VAF)، میانگین درصد خطا مطلق ($MAPE$)، براساس روابط ۴-۱۱ تا ۴-۱۴ استفاده شده است.

$$R^2 = 100 \left[\frac{(\sum_{i=1}^N (y_{meas} - \bar{y}_{meas})(y_{pred} - \bar{y}_{pred}))^2}{\sum_{i=1}^N (y_{meas} - \bar{y}_{meas})^2 \sum_{i=1}^N (y_{pred} - \bar{y}_{pred})^2} \right] \quad (11-4)$$

$$RMSE = \sqrt{\left(\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N (y_{meas} - y_{pred})^2 \right)} \quad (12-4)$$

$$VAF = 100 \left[1 - \frac{var(y_{meas} - y_{pred})}{var(y_{meas})} \right] \quad (13-4)$$

$$MAPE = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N \left| \frac{y_{meas} - y_{pred}}{y_{meas}} \right| \times 100 \quad (14-4)$$

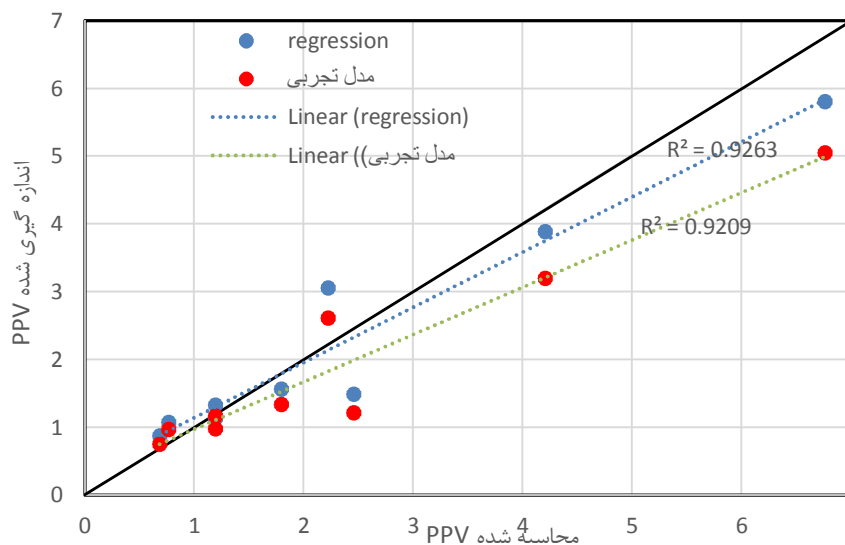
از میان ۲۹ داده لرزه‌ای ثبت شده ۹ داده پایانی به‌عنوان داده آزمون انتخاب می‌شود؛ بنابراین بر اساس این ۹ داده پارامترهای فوق را یک بار برای رابطه انتخاب‌شده از روابط تجربی موجود محاسبه کرده و بار دیگر برای رابطه‌ای که ارائه شده است محاسبه می‌شود و بدین ترتیب برتری رابطه به‌دست‌آمده تایید می‌شود. برازش داده‌ها نتایج زیر را به دنبال خواهد داشت.

همان‌طور که از نمودار مقایسه‌ای شکل ۴-۴ سرعت ذره‌ای اندازه‌گیری شده و محاسبه‌شده از مدل‌های تجربی و پیشنهادی برای مقدار ضریب همبستگی به‌دست‌آمده است رابطه پیشنهادی دارای ضریب ۹۲/۶۳ و رابطه به‌دست‌آمده از روابط تجربی دارای ضریب ۹۲/۰۹ است که این مقایسه برتری رابطه پیشنهادی را ثابت می‌کند. با توجه به مقدار محاسبه‌شده برای شاخص مربع متوسط خطا، این

مقدار برای رابطه پیشنهادی ۰/۵۶۰۲۱ و رابطه به دست آمده از روابط تجربی ۰/۸۰۷۳۵۶ است (جدول ۳-۴) و با توجه به این مطلب که هرچقدر این شاخص کمتر باشد بهتر است، از این نظر نیز رابطه پیشنهادی برتری دارد. از نظر مقدار محاسبه شده برای شاخص میانگین درصد خطا، این مقدار برای رابطه پیشنهادی ۲۲/۰۱۷۸۱ و رابطه به دست آمده از روابط تجربی ۲۲/۲۶۴۹۵ است (جدول ۳-۴) و با توجه به این مطلب که هرچقدر این شاخص نیز کمتر باشد بهتر است از این نظر نیز رابطه پیشنهادی برتری دارد. از نظر مقدار محاسبه شده برای شاخص نسبت واریانس، این مقدار برای رابطه ۹۱/۳۰۲۲۹ و رابطه به دست آمده از روابط تجربی ۸۶/۶۹۹۲۱ است (جدول ۳-۴) و با توجه به این مطلب که هرچقدر این شاخص بیشتر باشد بهتر است از این نظر نیز رابطه پیشنهادی برتری دارد.

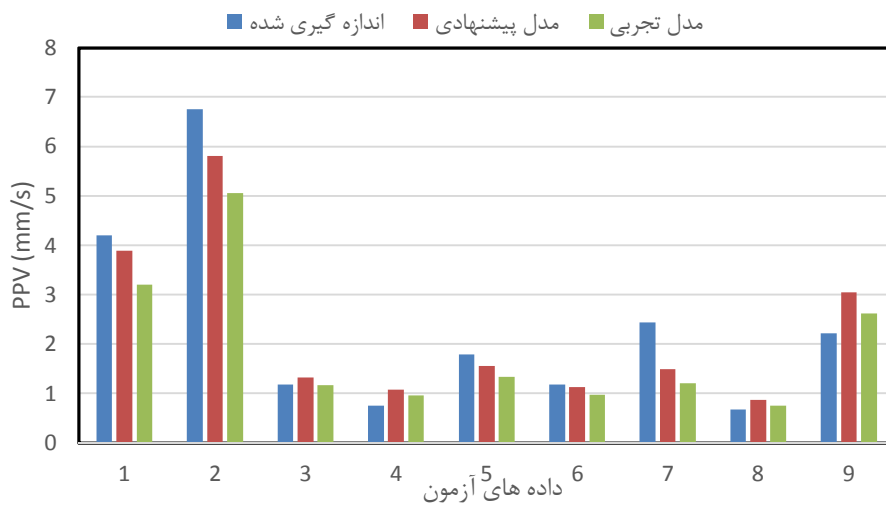
جدول ۳-۴ ضریب همبستگی (R^2)، متوسط مربعات خطا ($RMSE$)، نسبت واریانس (VAF)، مینگین درصد خطا مطلق ($MAPE$) اندازه گیری شده توسط رابطه تجربی و رابطه پیشنهادی

معيار سنجش	PPV از رابطه پیشنهادی	PPV از رابطه تجربی
R2	۹۲/۶۳	۹۲/۰۹
RMSE	۰/۵۶۰۲۱	۰/۸۰۷۳۵۶
MAPE	۲۲/۰۱۷۸۱	۲۲/۲۶۴۹۵
VAF	۹۱/۳۰۲۲۹	۸۶/۶۹۹۲۱



شکل ۴-۴ مقایسه سرعت ذره‌ای اندازه‌گیری شده و محاسبه شده از مدل‌های تجربی و پیشنهادی

در شکل ۴-۵ نمودار مقایسه‌ای PPV محاسبه‌شده توسط رابطه‌ی تجربی، رابطه‌ی پیشنهادی، مقادیر اندازه‌گیری در محل به‌صورت ستونی باهم مقایسه شده است که از مقایسه مقادیر به‌دست‌آمده از داده‌های اندازه‌گیری در محل با مقادیر به‌دست‌آمده برای حداکثر سرعت ذره‌ای با استفاده از رابطه تجربی و رابطه پیشنهادی، نزدیکی مقادیر به‌دست‌آمده توسط رابطه پیشنهادی به مقادیر اندازه‌گیری نسبت به مقادیر به‌دست‌آمده از رابطه تجربی اثبات می‌شود.

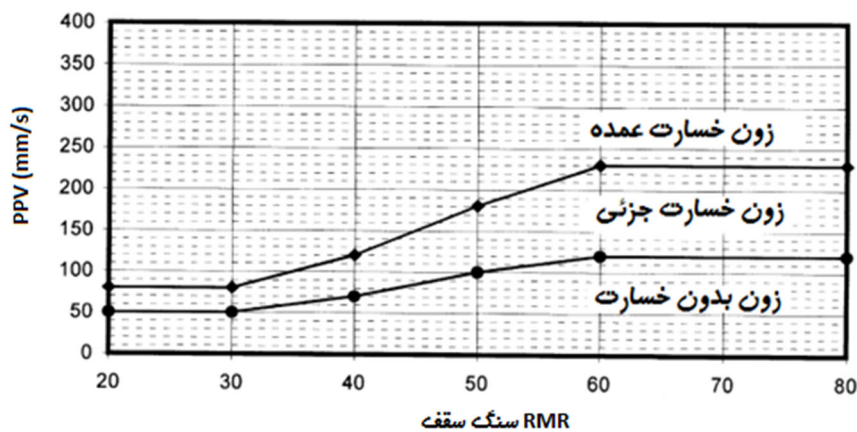


شکل ۴-۵ نمودار مقایسه‌ای PPV محاسبه‌شده توسط رابطه‌ی تجربی، رابطه‌ی پیشنهادی، مقادیر اندازه‌گیری در محل

۴-۶ سرعت ذره‌ای مجاز

هنگامی که لرزش حاصل از انفجار در یک معدن روباز به سمت یک فضای زیرزمینی هدایت می‌شود انتقال انرژی، بیشتر توسط امواج درونی، مخصوصاً امواج اولیه انجام می‌گیرد. به این ترتیب، ذرات سنگ در مسیر طول خط حرکت این امواج به سمت جلو و عقب حرکت می‌کنند. کیفیت توده سنگ در یک فضای کارگاه استخراج زیرزمینی بر میزان خسارت ناشی از انفجار تونل‌های پیشروی مجاور آن، مؤثر است. از مجموعه کارهای تحقیقاتی استنباط می‌شود که تعیین حداکثر سرعت ذره‌ای مجاز بر اساس کیفیت توده سنگ یک موضوع کاملاً تأیید شده است (Dey and Murthy, 2001; Singh, 2002). بر این اساس در پژوهش حاضر، میزان لرزش مجاز در کارگاه استخراج تابعی از کیفیت توده سنگ در

نظر گرفته شده است. سینگ (Singh, 2002) از تجربیات لرزه نگاری در معادن زغال سنگ زیرزمینی به این نتیجه رسید که سطوح خسارت فضای زیرزمینی از RMR سنگ سقف تأثیر می پذیرد. سینگ بر این اساس معیار خسارتی را برای حفاریات زیرزمینی زغال سنگ پیشنهاد داده است. موارد ضخامت لایه، مشخصه های ساختاری، هوازدگی سنگ، مقاومت سنگ سقف و تراوش آب زیرزمینی در این مطالعه لحاظ شده است. خسارات مشاهده شده به این صورت طبقه بندی شدند: (۱) خسارت عمده: ریزش سنگ/بلوک های زغال از سقف و یا پایه ها (۲) خسارت جزئی: جدایش قطعات شل شده از سقف یا پایه ها (۳) بدون خسارت: عدم وقوع خسارت قابل مشاهده، بزرگی لرزش های انفجاری مورد نیاز برای شروع خسارت جزئی و عمده در سنگ ها با مقادیر RMR متفاوت در شکل ۴-۶ و معیار خسارت انفجار برای حفاریات زیرزمینی در جدول ۴-۴ ارائه شده است. طراحی انفجار را می توان بر اساس کیفیت توده سنگ اصلاح نموده تا لرزش های انفجار در زیر سطح مطلوب قرار گیرند. همان گونه که از شکل ۴-۶ و جدول ۴-۴ ملاحظه می شود با توجه به مقدار RMR بین ۵۰ تا ۵۴ سنگ کمربالا در این کارگاه استخراج، محدوده سرعت ذره های ۱۰۸-۱۰۰ mm/s را می توان به عنوان حد آستانه خسارت در نظر گرفت.



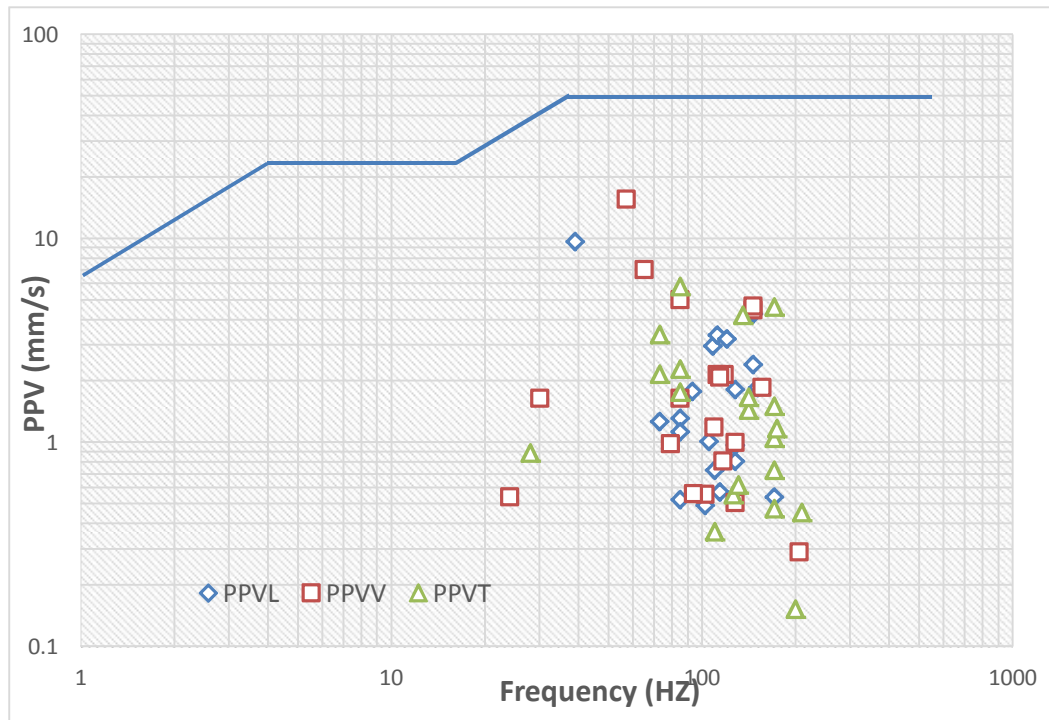
شکل ۴-۶ نواحی خسارت ناشی از آتشکاری در حفاریات زیرزمینی (Singh, 2002)

جدول ۴-۴ مقدار آستانه PPV برای ایمنی کارهای زیرزمینی (Singh, 2002)

حد آستانه PPV (mm/s)	RMR سنگ سقف
۵۰	۲۰-۳۰
۵۰-۷۰	۳۰-۴۰
۷۰-۱۰۰	۴۰-۵۰
۱۰۰-۱۲۰	۵۰-۶۰
۱۲۰	۶۰-۸۰

۴-۷ تحلیل محتوای فرکانس

عکس‌العمل و خسارت سازه‌ها در معرض لرزش‌های آتشفکاری نه‌تنها به PPV بلکه به محتوای فرکانس ارتعاشات بستگی دارد. از فرکانس همراه با حداکثر سرعت ذره برای تعیین معیار خسارت استفاده می‌شود. فرکانس موج یکی از مهم‌ترین پارامترها در ارزیابی حرکت و انتشار امواج است. رابطه بین دامنه موج و فرکانس موج در واقع مشخصه تأثیر ارتعاش روی محیط است و باعث ایجاد تخریب در محیط می‌شود. یکی از مهم‌ترین مؤلفه‌های تحلیل ارتعاش، آنالیز و ارزیابی محتوای فرکانس سیگنال‌های ثبت شده است. در شکل ۴-۷ هر سه مؤلفه سرعت ذره‌ای ارتعاشات برداشت‌شده در کارگاه استخراج به همراه مقادیر متناظر فرکانس آن‌ها با استاندارد اداره معادن آمریکا USBM مقایسه شده است. مطالعات صورت گرفته روی معدن زغال‌سنگ البرز شرقی نشان می‌دهد که گستره فرکانس غالب ۷۰ تا ۲۰۰ هرتز بوده و در این بازه فرکانسی، هیچ‌گونه خسارتی گزارش نشده است. لیکن مطابق این استاندارد، در این بازه فرکانس، لرزش‌های بالاتر از ۵۰ mm/s می‌تواند به سازه‌های مجاور در صورت وجود آسیب وارد نماید.



شکل ۴-۷ تحلیل فرکانس‌های برداشت‌شده بر اساس استاندارد USBM

۴-۸ جمع‌بندی

تعداد ۲۹ داده برداشت‌شده با دستگاه لرزه‌نگار با روابط تجربی موجود در نوشتار تحقیقاتی موجود مطابقت داده شد. مطابق انتظار معادلات پیش‌بینی لرزش زمین بر اساس ریشه سوم خرج مصرفی نسبت به ریشه دوم در اینجا برتری دارد اما در مجموع ضرایب همبستگی معادلات چندان رضایت‌بخش نیست، لذا در معادله‌ای دیگر بر اساس توان متغیر فاصله مقیاس شده، رابطه جدیدی ارائه و مقدار ضریب همبستگی بهبود یافت. ۴ شاخص آماری اعتبار بالای مدل پیشنهادی را تأیید می‌کنند. در نهایت، سرعت و فرکانس داده‌های برداشتی تحلیل و در محدوده مجاز تشخیص داده شد.

فصل پنجم

مدل سازی عددی

۵-۱ مقدمه

توزیع تنش‌ها و روش‌های تخمین فاصله تعادلی تنش برجا در منطقه تخریب کارگاه استخراج همواره یکی از مباحث چالش‌برانگیز به لحاظ غیرقابل دسترس بودن این منطقه بوده است. در هنگام استخراج پهنه‌های زغالی به روش جبهه کار طولانی، طبقات روباره با شدت متفاوت از سقف بلافصل به سمت سطح زمین تحت تأثیر قرار می‌گیرند. بسته به ویژگی‌های سنگ، ضخامت منطقه تخریب و نوع و ماهیت طبقات، سقف بلافصل در پشت جبهه کار تا فاصله‌ای دچار فروریزش می‌شود. تلاش‌های گسترده‌ای برای توجیه وضعیت تنش‌ها و جابه‌جایی منطقه تخریب و منطقه شکست در لایه‌های افقی زغال سنگ صورت گرفته اما تاکنون تحقیقات بسیار اندکی راجع به لایه‌های شیب‌دار گزارش شده است. در پژوهش حاضر به تخمین بازتوزیع تنش‌ها و فاصله بازگشت تنش برجا، جابه‌جایی‌ها و شکل سقف بلافصل در فضای تخریب پهنه جبهه کار طولانی شیب‌دار با شیب حدوداً ۴۳ درجه به روش تفاضل محدود پرداخته شده و نتایج با نوشتار تحقیقاتی موجود مقایسه شده است. عمق، ضخامت لایه، فاکتور تورم و مقاومت خرده‌سنگ‌ها از پارامترهای تأثیرگذار بر فاصله تعادلی فشار روباره‌اند. به‌منظور ارزیابی سیستم نگهداری از معیار جابجایی بحرانی و کرنش برشی ساکورایی برای فضاهای زیرزمینی در ناحیه کارگاه و تونل‌های پیشروی استفاده شده است.

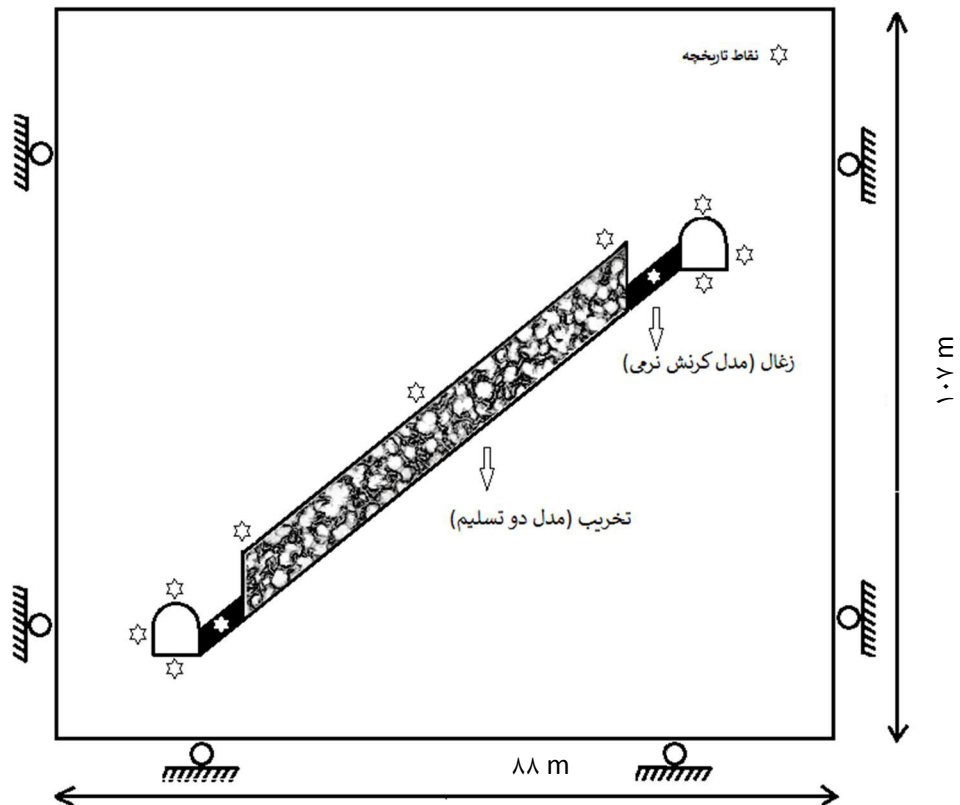
۵-۲ مدل عددی

در مطالعه حاضر تحلیل توزیع تنش‌ها پیرامون لایه زغالی شیب‌دار و بررسی رفتار آن ایجاب می‌نماید که از شبیه‌سازی عددی سه‌بعدی استفاده شود. در همین زمینه نرم‌افزار تفاضل محدود FLAC3D در نوشتار متعددی از جمله کار تحقیقاتی یوهوا و شوکان (Yueuha and Shoquan, 2014) استفاده شده است. این نرم‌افزار امکان اعمال ۱۱ نوع مدل ساختاری مواد را فراهم می‌نماید. این نرم‌افزار حرفه‌ای امکان شبیه‌سازی غیرخطی جابجایی طبقات سقف کارگاه در شرایط لیتولوژی متفاوت در طی و بعد از عملیات استخراج را امکان‌پذیر می‌سازد. مطابق شکل ۵-۱، ابعاد مدل ۸۸×۱۰۷ متر بوده و در جهت

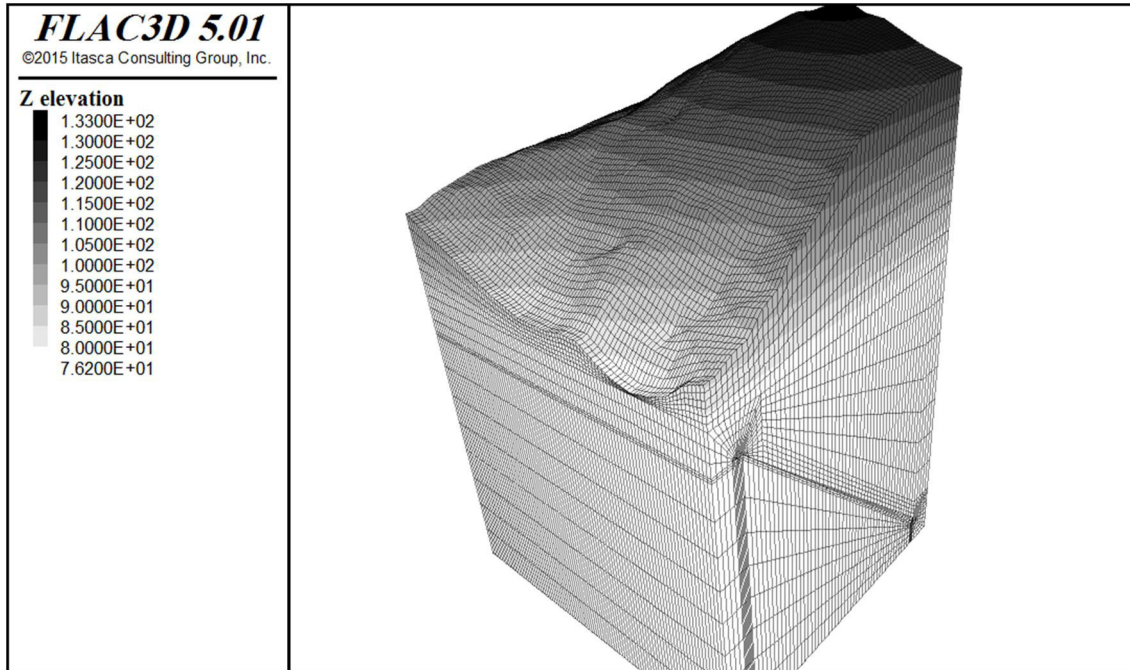
طولی ۲۵۰ متر گسترش دارد. شرایط مرز ثابت در طرفین و کف مدل اعمال شد و نیز فاصله‌های جانبی به لحاظ شعاع تأثیر تونل‌ها رعایت شده است. تنش‌های برجا به مدل تخصیص داده شد و فشار روباره به صورت توزیع شده در سطح اعمال شد. مختصات توپوگرافی سطح زمین نیز از نقشه خطوط تراز ارتفاعی معدن برداشت و به مجموعه مدل اضافه شده است (شکل ۵-۲). بیشترین اختلاف ارتفاع به سبب توپوگرافی در حدود ۵۵ متر می‌باشد. به منظور شبیه‌سازی شرایط واقعی فرآیند استخراج از مدل‌های کرنش نرمی و دو تسلیم به ترتیب برای لایه زغالی و فضای تخریب استفاده شده است. به جهت مقایسه از مدل‌های الاستیک، موهركلمب و هوک براون برای توده سنگ استفاده شده است. فرآیند پیشروی بر طبق شرایط جبهه کار طولانی K12 و به صورت مرحله‌ای با گام‌های حفاری یک متر مدل شد سپس سیستم نگهداری چوبی و قاب فلزی در کارگاه و تونل‌ها نصب شد. فضای پیشروی ایمن کارگاه براساس تجربیات عملی در کارگاه K12 برابر ۶ متر و مدل تخریب بعد از این فاصله تا ارتفاع سقف بلافاصله اعمال شد. فاصله جبهه کار تونل‌های تهویه و ترابری از کارگاه فعال در حدود ۴۵ متر می‌باشد. لایه‌بندی در راستای شیب کارگاه بوده و درزه تأثیرگذاری در این ناحیه مشاهده نمی‌شود. طبقات بالا متشکل از ماسه سنگ با کیفیت نسبتاً متوسط و کمی عدسی‌های پراکنده زغال است. پارامترهای مقاومتی توده سنگ کمربالا و پایین مشابه بوده و در جدول ۵-۱ آورده شده است. پس از انجام آزمون‌های آزمایشگاهی، پارامترهای توده سنگ به ترتیبی که در فصل ۳ شرح داده شد حاصل شده‌اند.

جدول ۵-۱ پارامترهای مکانیکی توده سنگ و زغال سنگ

زغال سنگ	ماسه سنگ	
۱۶۰۰	۲۶۷۰	وزن مخصوص (kg/m^3)
۱/۱	۵/۲۵	مدول بالک (GPa)
۰/۷	۲/۷	مدول برشی (GPa)
-	۴۸/۶	مقاومت فشاری تک محوره (MPa)
-	۶/۹	مدول یانگ (GPa)
۳۵	۳۲/۶	زاویه اصطکاک (درجه)
۱/۱۳	۱/۳	چسبندگی (MPa)
۰/۰۱	۰/۱۸	مقاومت کششی (MPa)
شکل ۴-۵	-	ارتباط چسبندگی و اصطکاک با کرنش



شکل ۵-۱ نمای مدل عددی مورد استفاده در مطالعه حاضر

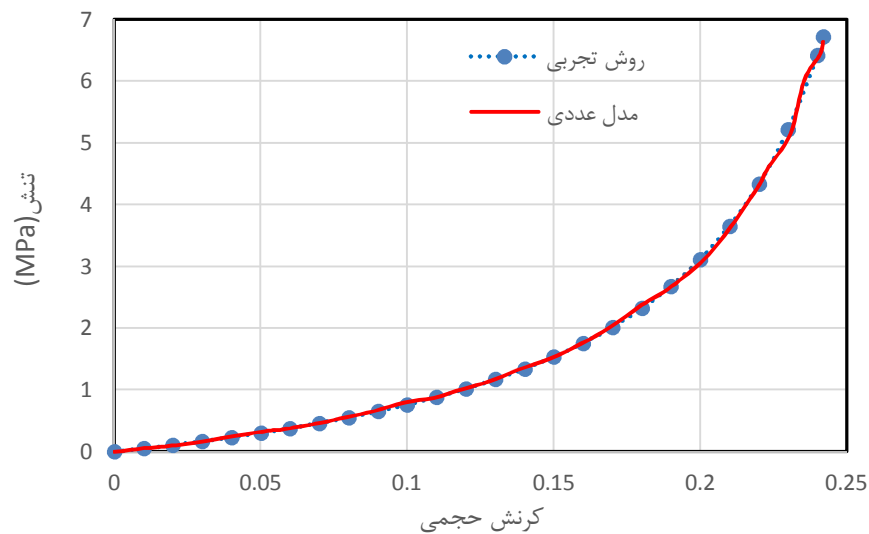


شکل ۲-۵ مدل عددی به همراه توپوگرافی

پارامترهای ناحیه تخریب مورد استفاده در مطالعه حاضر در جدول ۲-۵ برگرفته از مدل عددی یاووز (Yavuz, 2004) می باشد. همان گونه که ملاحظه می شود پارامترهای مقاومتی بسیار ضعیف همراه با مدول حجمی بالا از مشخصه های اصلی این ناحیه است. پارامترهای *mul* و *cptable* به ترتیب ضریب خط باربرداری و رابطه فشار-کرنش حجمی است. نمودار شکل ۳-۵ نتایج آزمون مقاومت فشاری انجام شده بر روی یک بلوک سنگی با مشخصات سنگ فضای تخریب (جدول ۲-۵) است که با فرمول تجربی ارائه شده توسط یاووز (۳-۲) مطابقت کامل دارد و بدین وسیله از مدل عددی اطمینان حاصل می شود.

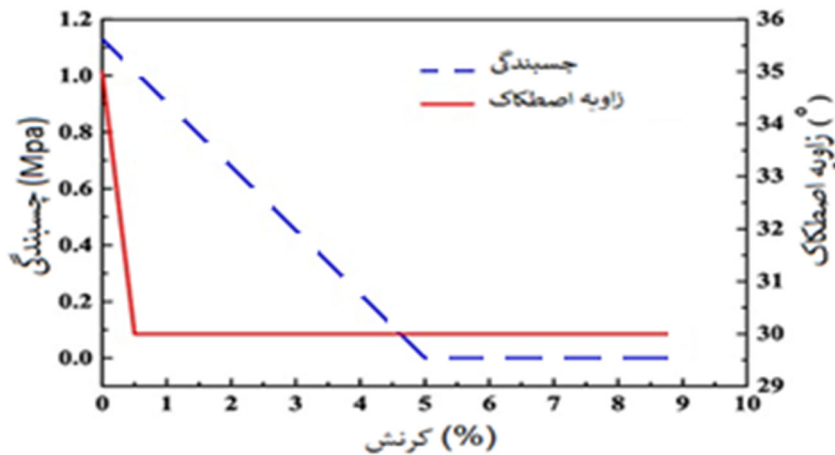
جدول ۲-۵ پارامترهای مقاومتی ناحیه تخریب

<i>cptable</i>	<i>mul</i>	مدول بالک (Gpa)	مدول برشی (GPa)	وزن مخصوص (kg/m ³)
شکل ۳-۵	۱۰	۱۳/۸۸۸	۰/۱۵	۱۷۰۰
-	چسبندگی (MPa)	زاویه اصطکاک (درجه)	مقاومت کششی (MPa)	مدل
-	۰/۰۰۱	۵	۰/۰	دو تسلیم



شکل ۳-۵ نتایج آزمون مقاومت فشاری در نرم افزار FLAC3D بر روی سنگ‌های منطقه تخریب و مقایسه با نتایج متناظر از فرمول تجربی

در مطالعه حاضر به سبب فشار مضاعفی که در حین پیشروی بر روی پایه‌های زغالی دو طرف کارگاه اعمال می‌شود مدل کرنش نرمی به منظور مدل‌سازی لایه زغالی در نظر گرفته شد. این نوع مدل، رفتار بعد از شکست را به گونه واقعی‌تری ارائه می‌نماید. در این مدل، چسبندگی، اصطکاک، اتساع و مقاومت کششی با شروع تسلیم پلاستیک و طبق یک تابع خطی تکه‌ای تعریف شده توسط کاربر همان‌گونه که در شکل ۴-۵ نشان داده شده می‌تواند تغییر کند. برای مواد شکننده مانند زغال، مقاومت و مکانیسم شکست وابسته به نرخ کرنش بوده و افزایش این پارامتر مقاومت را افزایش می‌دهد. اندیس مقاومت زغال نرخ کرنش-تابع (n) یک پارامتر دینامیک در نرخ کرنش‌های 10^{-1} تا 10^{-1} می‌باشد. پارامترهای مکانیکی مورد استفاده در شبیه‌سازی در جدول ۳-۵ آمده است. سیستم نگهداری در کارگاه جبهه کار طولانی متشکل از ستون، لارده و جرزبندی و در تونل‌ها از قاب فلزی به عرض ۳ متر و شعاع قوس $1/5$ متر استفاده شده است. مشخصات فنی در جدول ۳-۵ آورده شده است



شکل ۴-۵ تغییرات چسبندگی و اصطکاک با کرنش پلاستیک اعمال شده در مدل عددی (Zhao et al, 2014)

جدول ۳-۵ مشخصات سیستم نگهداری تونل‌ها و کارگاه مورد استفاده در این مطالعه

(صفری، ۱۳۸۹)

سیستم نگهداری	مدول الاستیک (GPa)	نسبت پواسون	سطح مقطع (cm ²)	ممان اینرسی (m ⁴) × E-7	ممان قطبی (m ⁴) × E-7	وزن (kg/m)
قاب فلزی V25	۲۰۰	۰/۲۵	۳۱/۷۹	۴۰/۱	۸۰/۲	۲۴/۹۵
جرز و ستون چوبی	۰/۰۲	۰/۲۹	۵۷۲	۲۶۰۸	۵۲۱۷	-

۳-۵ تحلیل فاصله تعادلی فشار برجا

برخی محققین، ماهیت گسترش سطحی جابجایی زمین برای پهنه‌های زغالی در طی فرآیند تخریبی جبهه کار طولانی پرداخته‌اند. در پژوهش حاضر از روش پیشنهادی یاووز (Yavuz, 2004) همان‌گونه که در فصل ۲ شرح داده شد استفاده می‌شود. با جای گذاری مقادیر جدول ۴-۵ در رابطه ۲۶ از فصل ۲، فاصله فشار برجا ۲۰۰ متر حاصل می‌شود که با نتایج مدل عددی در حدود یک‌سوم پایینی کارگاه جبهه کار طولانی مطابقت دارد (شکل ۵-۱۲). H , h به ترتیب ضخامت لایه زغال و عمق کارگاه، b فاکتور تورم، C_3 , C_4 ضرایب ثابت و X_{cd} فاصله تعادلی فشار برجا می باشد.

جدول ۴-۵ مقایسه مسافت پیشروی کارگاه استخراج برای دستیابی به تنش برجا در دو روش

روش تجربی	X_{cd} (m)	C_4	C_3	b	H (m)	h (m)
روش تجربی	۲۰۰	۵	۳/۱	۱/۴۲	۴۵۰	۰/۸۶
مدل عددی	۱۹۸	-	-	۱/۴۲	۴۵۰	۰/۸۶

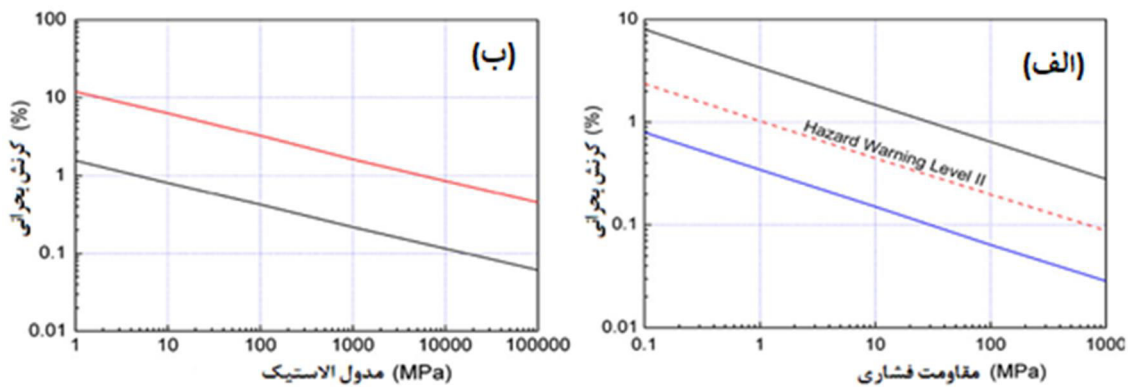
۵-۴ تحلیل جابجایی تونل‌ها و کارگاه

با حفر کارگاه و تونل‌ها مقادیر جابجایی در پشت جبهه کار دچار تغییراتی شده که در نهایت با طی مسافتی از جبهه کار به تدریج متعادل می‌شوند. به منظور مقایسه میزان جابجایی سقف اصلی کارگاه در بالای سقف بلافصل مشابه آنچه در مدل یاووز (Yavuz, 2004) بکار رفته از سه مدل کمک گرفته شده است. در مدل‌های موهرکلمب-دو تسلیم و هوک براون-دو تسلیم از مدل دو تسلیم برای فضای تخریب استفاده شده است. در مدل سالامون از روش بروز رسانی مدول حجمی سالامون (Salamon, 1990) مطابق با افزایش کرنش سقف استفاده شده است. مطابق جدول ۵-۵ نتایج معیار سالامون و هوک-براون به یکدیگر نزدیک‌تر است گرچه هر سه مقدار، تفاوت قابل‌ملاحظه‌ای ندارند. دلیل این امر ممکن است به همبستگی بیشتر رفتار توده سنگ با معیار هوک-براون مرتبط باشد. بر اساس مفهوم کرنش بحرانی، مقدار مناسبی را می‌توان به‌عنوان حد آستانه درصد کرنش اختصاص داد.

جدول ۵-۵ بیشینه جابجایی نهایی قائم سقف اصلی کارگاه استخراج در سه مدل مختلف

معیار	موهرکلمب/دو تسلیم	هوک براون/دو تسلیم	سالامون
بیشینه جابجایی سقف (سانتیمتر)	۴۵	۴۰	۳۹

ساکورایی (Sakurai, 1997) رابطه‌ای بین کرنش بحرانی با مدول یانگ و مقاومت تک‌محوره UCS ارائه و شکل ۵-۵ را به‌عنوان محدوده‌های مجاز در این روابط پیشنهاد نمود. ساکورایی نشان داد که نتایج کرنش بحرانی برای توده سنگ برجا نیز در این محدوده خطوط قرار می‌گیرد. جدول ۵-۶ گستره مقادیر کرنش بحرانی به‌دست‌آمده از حدود بالا و پایین در شکل ۵-۵ و سطح هشدار ۲ را نشان می‌دهد. سطوح هشدار خطر برای ارزیابی کرنش بحرانی و UCS در نمونه‌های آزمایشگاهی و سپس از طریق رفتارنگاری برجای جابجایی تائید شده است.



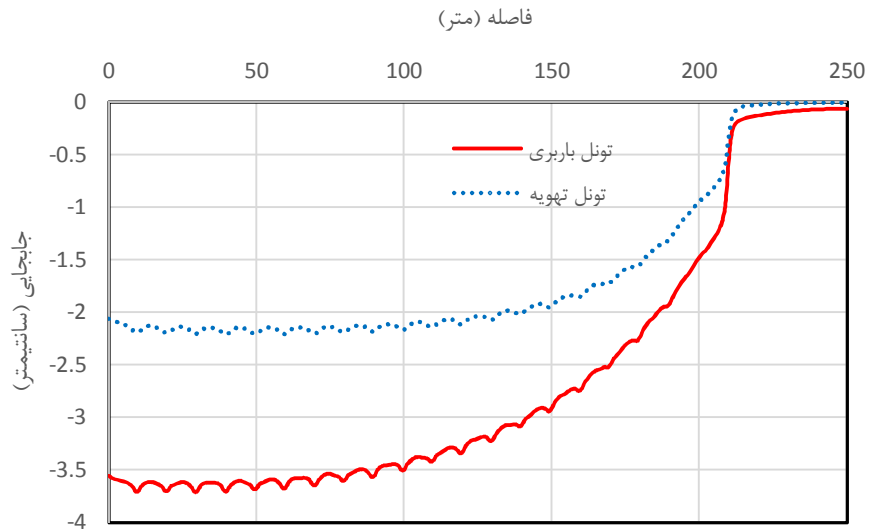
شکل ۵-۵ الف) رابطه کرنش بحرانی و مقاومت فشاری ساکورایی، ب) رابطه کرنش بحرانی و مدول الاستیک ساکورایی برای تونل‌ها (Sakurai, 1997)

جدول ۵-۶ کرنش و کرنش برشی مجاز بر طبق معیار ساکورایی

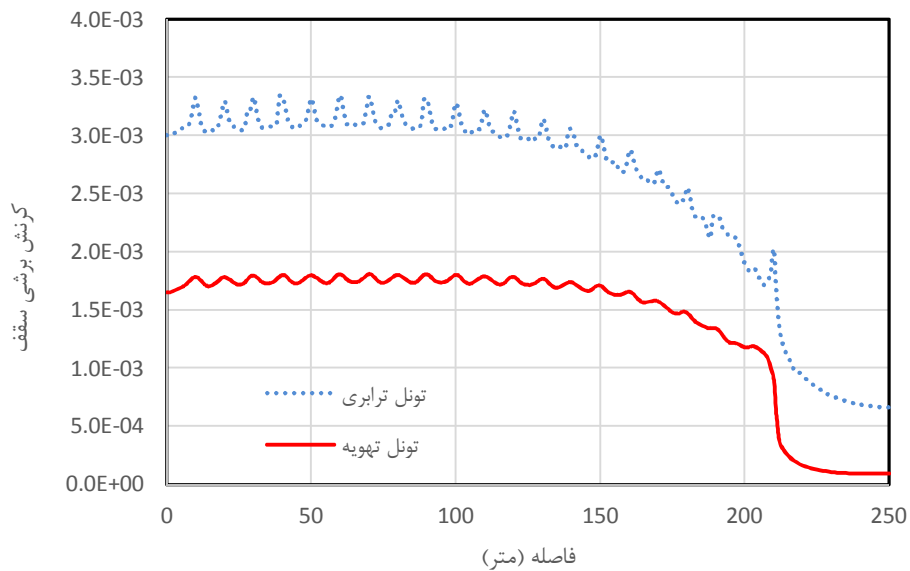
کرنش برشی بحرانی ($\gamma_c \times 10^3$)	کرنش بحرانی ε_c		
	سطح هشدار ۲	شکل ۵-۵ الف	شکل ۵-۵ ب
$(1 + \nu) \varepsilon_c$	۰/۷	۰/۱۷-۱/۵	۰/۱۵-۱
۸/۹۶			مقدار مجاز

سطح هشدار خطر ۲ با خط مرکز کرنش بحرانی در مقابل زون محدودکننده UCS مطابقت داشته و معرف تغییر وضعیت از تونل پایدار به ناپایدار است. شکل ۵-۶ تغییرات همگرایی قائم تونل‌ها در امتداد طولی را نشان می‌دهد. به سبب لغزش مواد تخریبی در امتداد شیب، مطابق انتظار مقادیر جابجایی در تونل باربری کمی بیشتر است. همچنین مقادیر جابجایی در تونل تهویه سریع‌تر به وضعیت تعادل رسیده است. همین‌طور مقادیر بالازدگی در هر دو تونل قابل توجه است. مقایسه این مقادیر با مقادیر مجاز مطابق جدول ۵-۷ نشان می‌دهد که جابجایی‌ها در تونل باربری از حد مجاز بیشتر است. لیکن مطابق شکل ۵-۷ مقادیر کرنش برشی در هر دو تونل در محدوده مجاز قرار دارد. شکل ۵-۸ تغییرات جابجایی حقیقی در امتداد پروفیل عرضی در فواصل مختلف از جبهه کار پیشروی را نشان می‌دهد. بیشینه مقادیر جابجایی نهایی در حدود ۱۷/۴ سانتیمتر بوده و در موقعیت مرکز متمایل به نیمه بالایی جبهه کار قرار دارد که با نتایج مدل یوهوا (Yuehua and Shouquan, 2014) و مشاهدات میدانی کارگاه K12 مطابقت دارد. بالآمدگی در کف کارگاه چندان قابل توجه نیست و

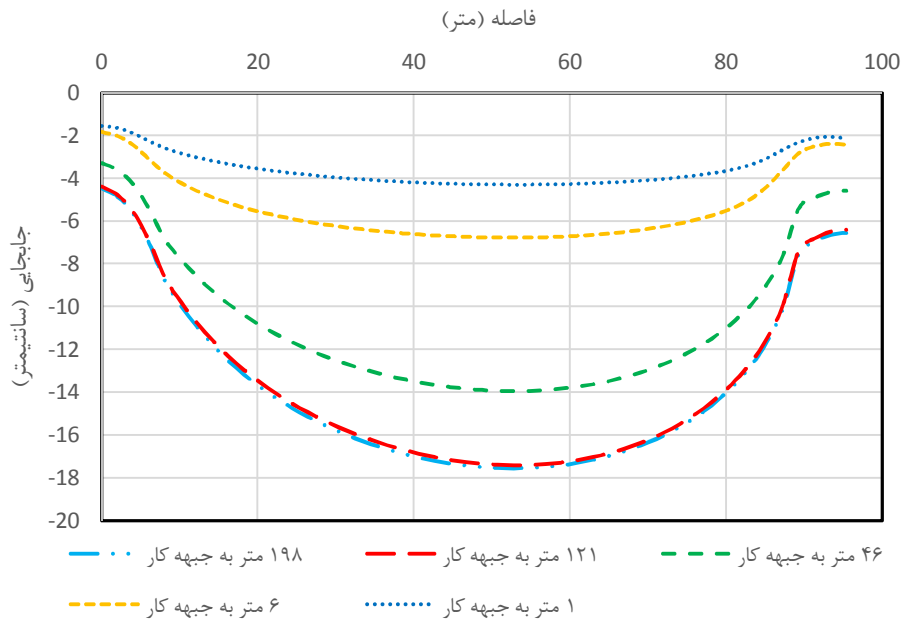
مقادیر عمده آن تقریباً در مرکز کارگاه متمرکز است (شکل ۵-۱۰). مقایسه مقادیر جابجایی کارگاه با مقادیر مجاز معیار ساکورایی نشان می‌دهد که همگرایی کارگاه کمی بیش از حد مجاز است اما در هر صورت مقادیر کرنش برشی از محدوده مجاز تجاوز نمی‌کند (شکل ۵-۱۱)



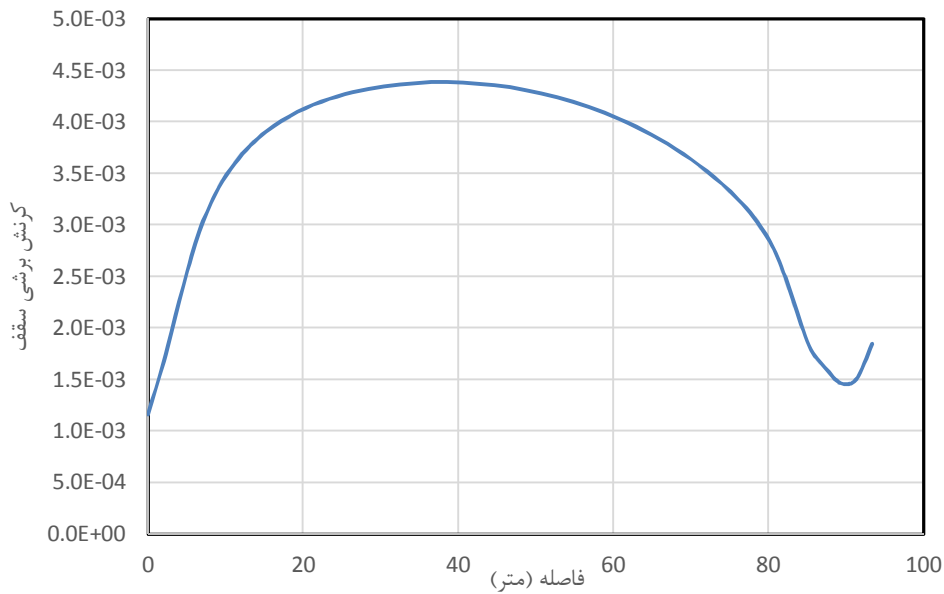
شکل ۵-۶ همگرایی قائم نهایی تونل‌ها بعد از ۲۱۰ متر پیشروی



شکل ۵-۷ کرنش برشی نهایی تاج تونل‌ها بعد از ۲۱۰ متر پیشروی



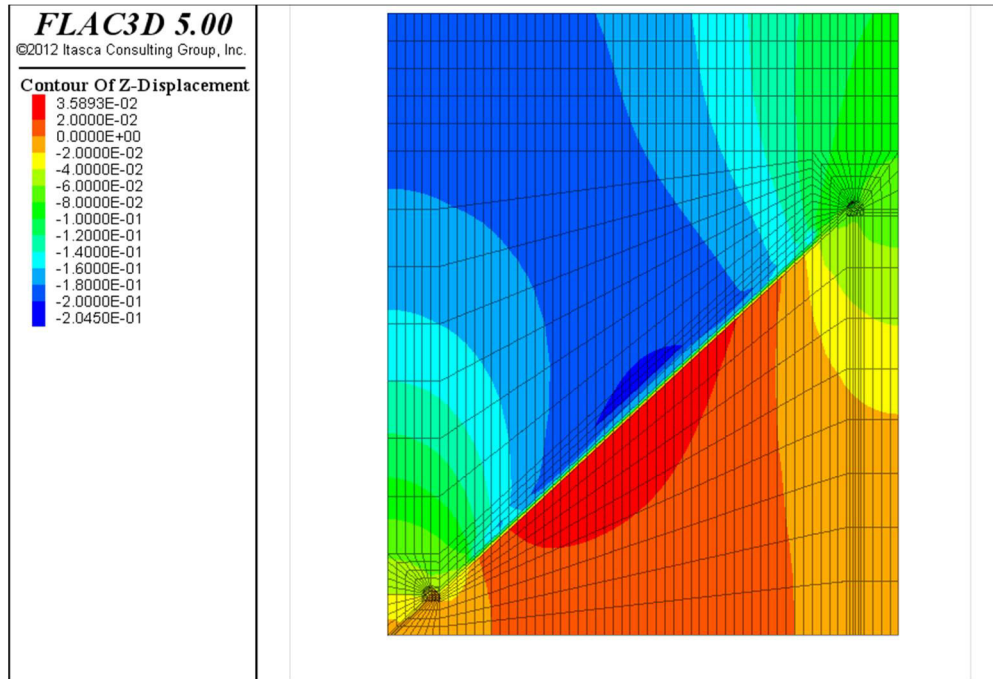
شکل ۵-۸ تغییرات جابجایی حقیقی سقف کارگاه در امتداد عرضی (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)



شکل ۵-۹ تغییرات گرنش برشی سقف کارگاه استخراج در راستای عرضی (پیشروی کارگاه ۱۹۸ متر)

جدول ۵-۷ مقادیر همگرایی و کرنش بحرانی تونل‌ها و کارگاه استخراج

تونل تهویه		تونل ترابری		کارگاه		
کرنش برشی	همگرایی (mm)	کرنش برشی	همگرایی (mm)	کرنش برشی	همگرایی (mm)	
۱/۸	۲۰/۳	۳/۲	۳۵/۱	۴/۴	۱۰/۴	قاب V25 و ستون چوبی
۸/۹۶	۲۱/۰	۸/۹۶	۲۱/۰	۸/۹۶	۸/۴	مقادیر مجاز

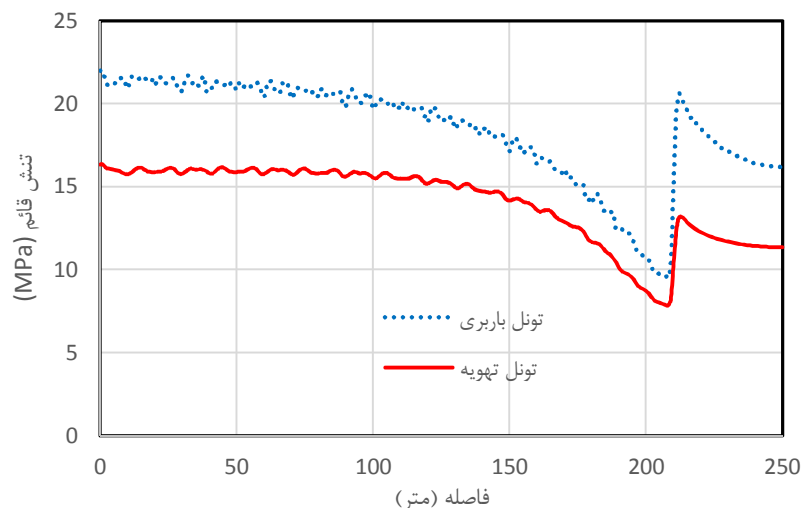


شکل ۵-۱۰ جابجایی قائم نهایی در مدل (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)

۵-۵ تحلیل تنش‌ها در کارگاه و تونل‌ها

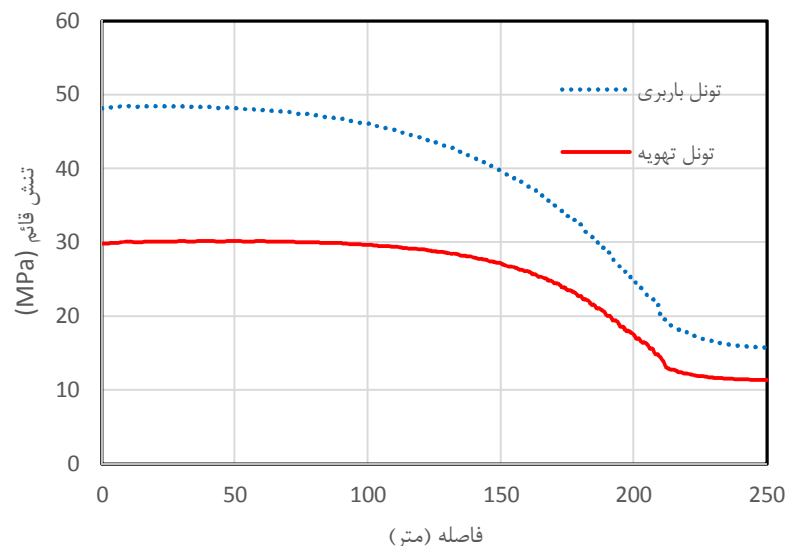
با حفر جبهه کار زغالی تنش‌های اولیه در سنگ‌های اطراف باز توزیع می‌شوند. فضای آزاد کارگاه موجب آزادسازی تنش‌ها در این ناحیه و انتقال آن به پایه‌ها و تونل‌های طرفین می‌شود. مطابق شکل ۵-۱۱ تنش قائم در محل جبهه کار این تونل با یک خیز و افت ناگهانی مواجه شده و به تدریج به تنش اولیه متمایل می‌شود. در نهایت هر دو تونل تهویه و باربری افزایش تنش حدوداً ۴۰ درصدی را تجربه می‌کنند. این افزایش در دیواره تونل‌ها به مراتب بیشتر است (شکل ۵-۱۲). نتایج در مطابقت کامل با یافته‌های مدل عددی مشابه یوها و شوکان (Yuehua and Shouquan, 2014) است. توجه شود که تثبیت تنش‌ها در تونل تهویه به سبب عمق کمتر آن نیاز به مسافت پیشروی زیادی ندارد.

مطابق شکل ۵-۱۳ توزیع تنش‌ها در راستای طول کارگاه مطابق انتظار یک خیز و افت ناگهانی در محدوده جبهه کار پیشروی را نشان می‌دهد که تا ۶۶٪ افزایش موقتی تنش را در این محدوده در پی دارد. لیکن روند عرضی باز توزیع تنش‌ها در کارگاه استخراج شیب‌دار با روندهای متداول در کارگاه افقی متفاوت است. در ابتدای فرآیند پیشروی، خرده‌سنگ‌ها در ناحیه تخریب تمایل به سرازیر شدن به سمت پایین و تجمع در این ناحیه دارند. پر شدن این ناحیه به سرعت انجام شده و لذا بازیابی تنش‌ها با مشکلی مواجه نیست. به منظور مقایسه نتایج حاصله مدل ساخته شده در این مطالعه مدلی با شرایط مشابه با آنچه یاووز (Yavuz, 2004) پیشنهاد نموده است در نظر گرفته شد و مدل دو تسلیم برای فضای تخریب در اینجا بکار رفته است. مسافت پیشروی برای بازیابی تنش برجا مطابق جدول ۴-۵ نتایج کار عددی را تأیید می‌نماید اما در نواحی بالاتر به دلایل ذکر شده اخیر بازیابی تنش‌ها ممکن است که با تأخیر انجام شود. تغییرات تنش در مدل هوک-براون (شکل ۵-۱۴) کمی بیشتر است و هر سه بخش سقف در پشت جبهه کار روند افزایشی در پیش گرفته‌اند. طول مدل در این حالت برای بازیابی تنش کافی نیست و به نظر می‌رسد در مسافت تقریبی ۳۵۰ متر دست کم بخش پایینی کارگاه به تعادل برسد.

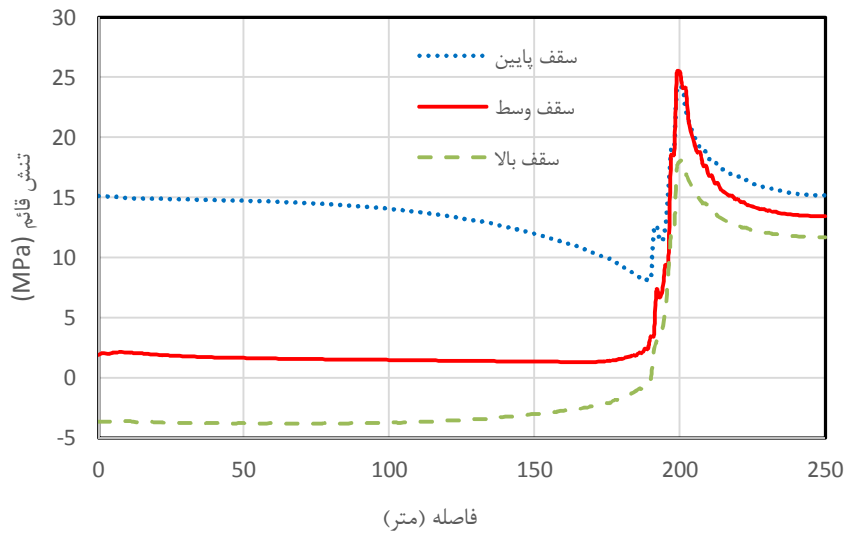


شکل ۵-۱۱ تغییرات تنش‌های قائم در تاج تونل‌ها (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)

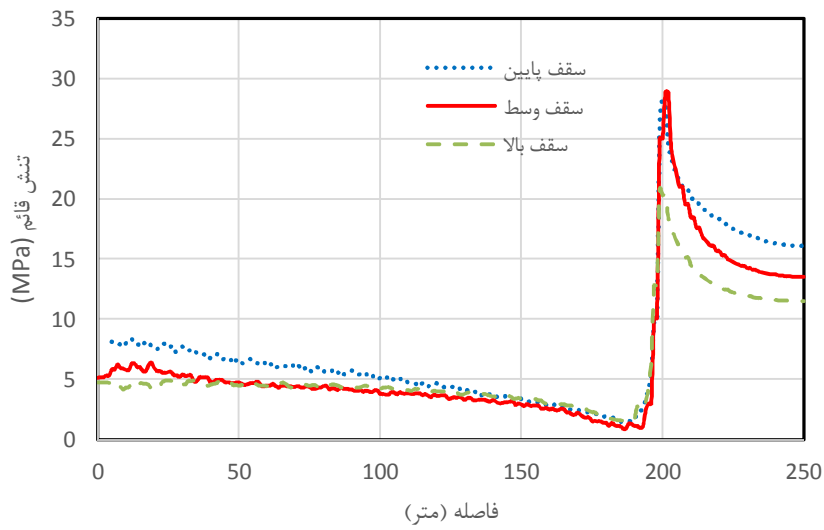
توزیع تنش‌های قائم در سقف جبهه کار طولانی در پژوهش حاضر (شکل ۵-۱۶) از الگوی مشابه الگوی تحلیلی ژو و همکاران (Xu et al., 2014) (شکل ۵-۱۵) پیروی می‌کند که در آن حداکثر فشار سقف در پایین کارگاه متمرکز شده درحالی‌که بخش بالایی کارگاه تنش‌های بسیار محدود و حتی مثبت (رو به بالایی) را تجربه می‌کند. لغزش خرده‌سنگ‌های ناحیه تخریب در اثر نیروی ثقلی به بخش پایینی کارگاه علت این موضوع است. شکل ۵-۱۷ تغییرات تنش قائم در مقطع عرضی کارگاه استخراج را نشان می‌دهد. دو طرف این مقطع، تنش بر روی پایه‌ها را نشان می‌دهد که افزایش چشمگیری یافته است در مقابل از شدت تنش‌ها بر روی کارگاه کاسته شده است. تنش‌ها از بالا به سمت پایین کارگاه روند افزایشی دارند که با مدل یوهوا (Yuehua and Shoquan, 2014) کاملاً مطابقت دارد. وضعیت تنش‌های افقی همانند تنش‌های قائم از بالا به پایین کارگاه روند افزایشی دارند (شکل ۵-۱۸) لیکن در اینجا نمودارها حاکی از ۲ برابری شدت تنش‌های افقی در پایین کارگاه است که رقم قابل توجهی است.



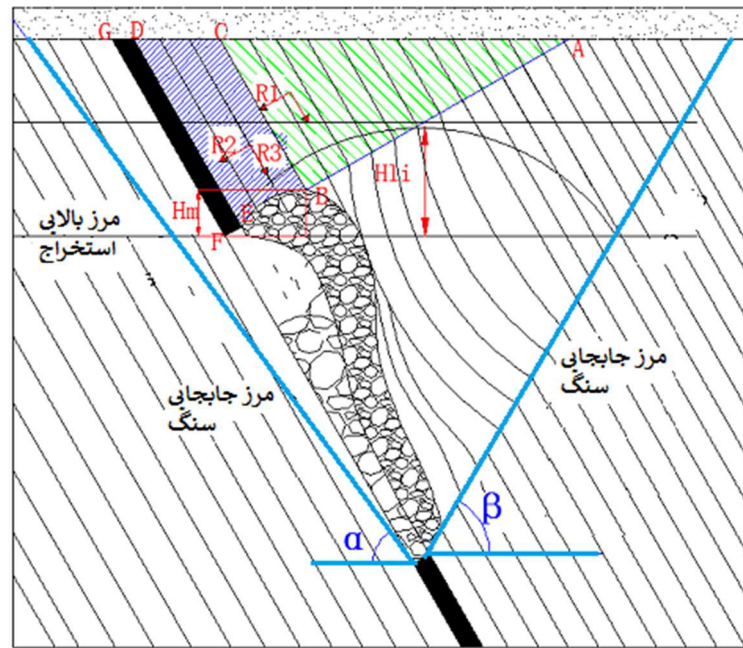
شکل ۵-۱۲ تغییرات تنش‌های قائم در دیواره تونل‌ها (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)



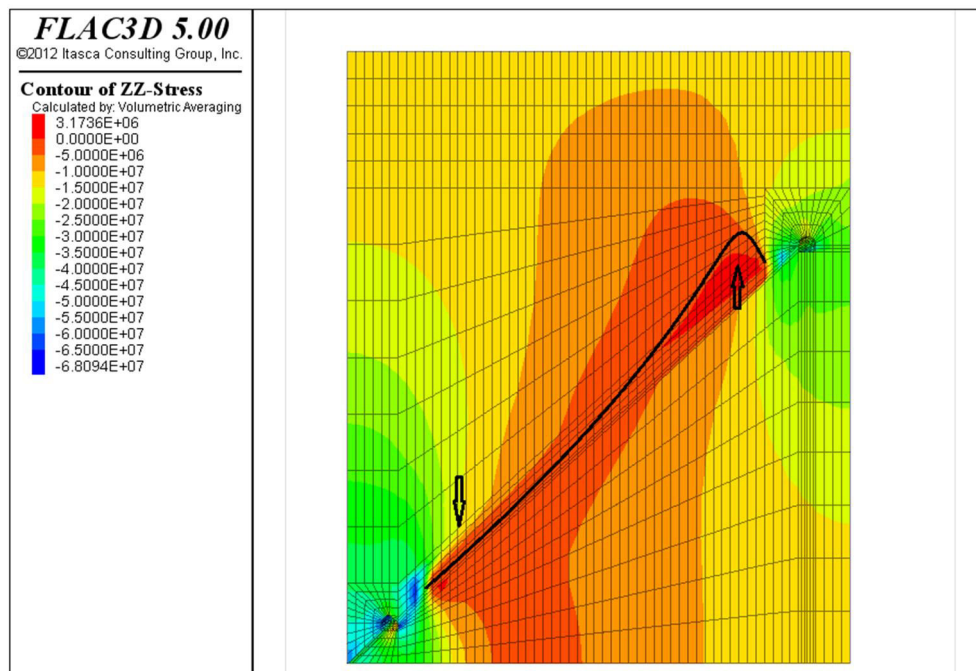
شکل ۵-۱۳ تنش‌های قائم در بالا، مرکز و پایین کارگاه استخراج (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)



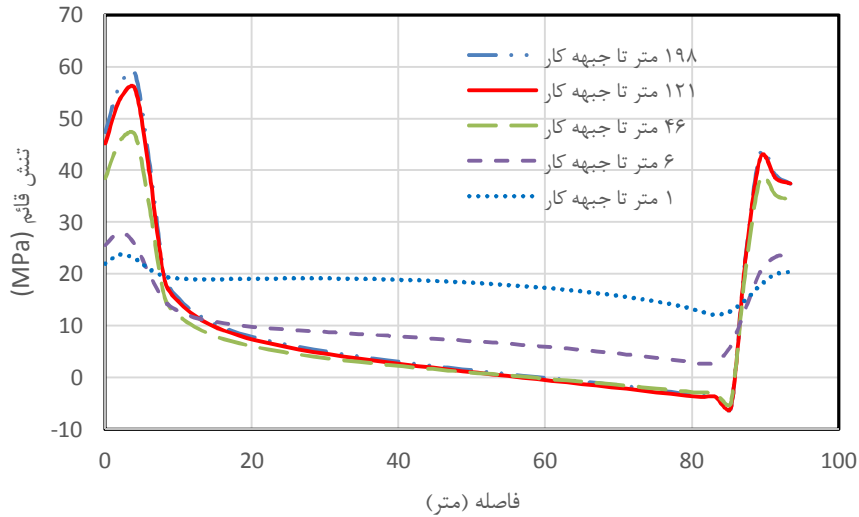
شکل ۵-۱۴ تنش‌های قائم در بالا، مرکز و پایین کارگاه استخراج-مدل هوک-براون (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)



شکل ۵-۱۵ تحلیل تنش‌ها در کارگاه جبهه کار طولانی شیب‌دار (Xu et al., 2014)

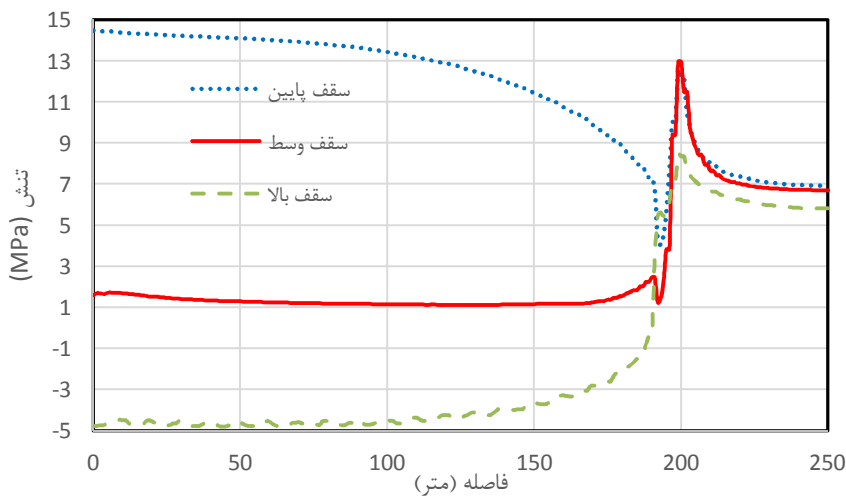


شکل ۵-۱۶ تنش‌های قائم نهایی در مدل (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)

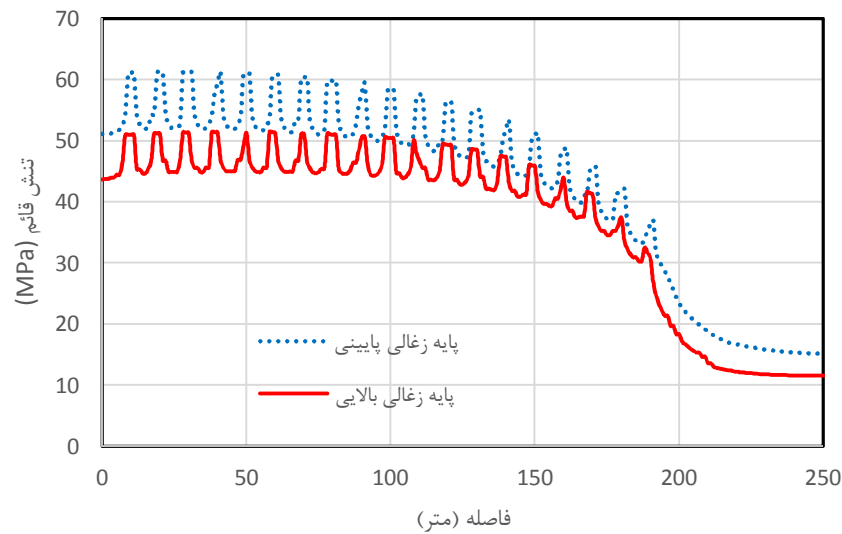


شکل ۵-۱۷ تغییرات تنش قائم در راستای عرض پهنه جبهه کار طولانی در فواصل مختلف از جبهه کار (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)

تنش در پایه‌های زغالی بالا و پایین کارگاه (شکل ۵-۱۹) به ترتیب از مقادیر برجای ۱۲ و ۱۵ مگا پاسکال در نهایت به ۴۳ و ۵۱ مگا پاسکال رسیده‌اند. قابل ذکر است که در عمل به لحاظ فشار بیشتر بر روی پایه پایینی به سبب عمق بیشتر و لغزش ثقلی مواد، عرض آن کمی بیشتر از پایه بالایی در نظر گرفته می‌شود. حفر دوپیل‌های دسترسی در هر ۱۰ متر از طول کارگاه باعث وضعیت نوسانی در نمودار شده است در این موقعیت‌ها تنش قائم کمی افت دارد.

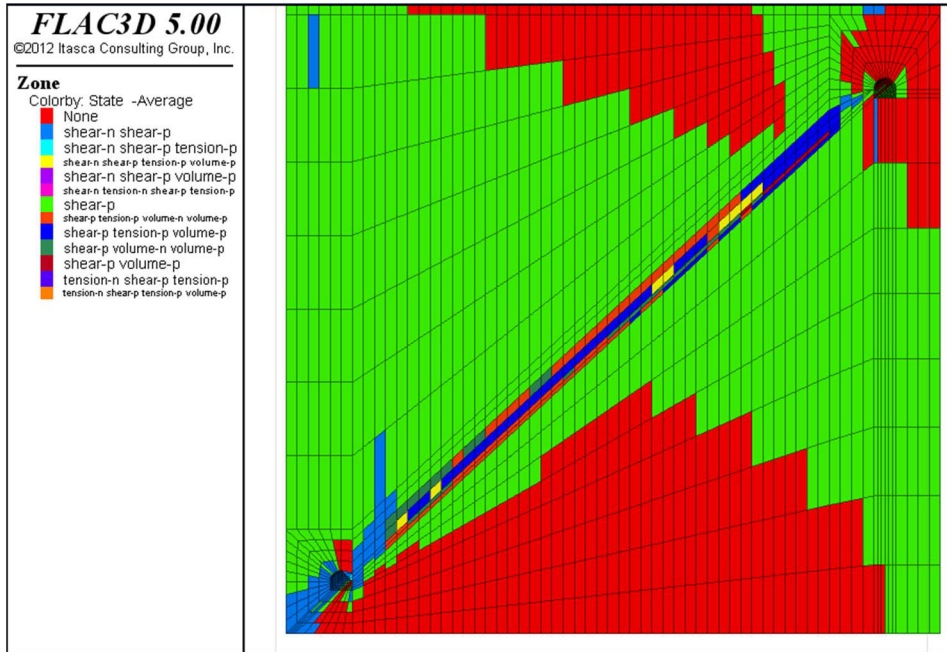


شکل ۵-۱۸ تنش‌های افقی در بالا، مرکز و پایین کارگاه استخراج بعد از ۱۹۸ متر پیشروی (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متری)



شکل ۵-۱۹ تنش‌های قائم در پایه‌های زغال بالا و پایین (کارگاه و تونل‌ها به ترتیب در موقعیت ۱۹۸ و ۲۱۰ متر)

شکل ۵-۲۰ وضعیت بلوکی پلاستیک در مدل هوک-براون را نشان می‌دهد. مطابق شکل شکست در سقف بالایی کارگاه عمدتاً تأثیر توأمان کشش و برش در طی پیشروی را نشان می‌دهد در حالی که در بخش پایینی کارگاه، گسیختگی‌ها ناشی از برش محض است که پایه پایینی و همین‌طور دیواره تونل باربری را تحت تأثیر قرار می‌دهد. این نتایج با یافته‌های یوهوا (Yuehua and Shoquan, 2014) مطابقت کامل دارد. مدل یوهوا شکست برشی و کششی را به ترتیب برای سقف بلافاصل و سقف اصلی تونل باربری پیش‌بینی می‌نماید لذا از آنجاکه در این پژوهش سقف اصلی جداگانه‌ای تعریف نشده است شکست در نواحی بالای کارگاه و تونل باربری از نوع برشی در طی پیشروی است



شکل ۵-۲۰ وضعیت بلوکی در مدل هوک-براون

۵-۶ مدل دینامیک

در میان روش‌های عددی موجود به‌منظور شبیه‌سازی انتشار امواج لرزه‌ای در یک مدل پیوسته، مدل‌های تفاضل محدود، جزء محبوب‌ترین‌ها هستند. نرم‌افزار تفاضل محدود FLAC3D یک نرم‌افزار نیرومند و باثبات عملی بالا بوده که در تحلیل‌های دینامیک متعددی کاربرد داشته است (Resende et al, 2011; Ritikia et al, 2015; Zheng et al 2005; Saiang and Nordlund 2005; 2010). الگوریتم صریح یکپارچه گام زمانی، این نرم‌افزار را به‌ویژه برای محاسبات دینامیک در حوزه زمان، مناسب می‌سازد. فرمولاسیون تفاضل محدود مستلزم تجمیع تعریف ریاضی مدل به‌عنوان یک ماتریس سختی همانند روش اجزا محدود نیست. این بدان معنی است که تغییرات خواص مدل در طی محاسبات مستقیماً و بدون صرف هزینه‌های محاسباتی به نقاط گره‌ای اعمال و در سیکل‌های محاسباتی بعدی، لحاظ می‌شود. پژوهش حاضر به مدل‌سازی فرایند انفجار در جبهه کار تونل تهویه در افق ۲۱۷۵ می‌پردازد. شکل ۵-۲۱ نمای مدل عددی و ساختار تونل‌ها و کارگاه فعال را نشان می‌دهد. بر اساس مشاهدات میدانی دسته‌درزه‌ای با مشخصات جدول ۵-۸ در مدل عددی لحاظ شده است. درزه‌های موجود در حدفاصل محل انفجار تا نقاط رفتارنگاری اکثراً قائم یا نزدیک به قائم بوده لذا در مدل عددی به‌صورت

قائم و با فاصله درزه‌داری ۰/۶ لحاظ شده‌اند. همان‌گونه که قبلاً ذکر شد درزه‌هایی که عمود بر راستای انتشار موج قرار دارند نقش عمده‌ای در اتلاف انرژی موج و میرایی آن دارند. در این جدول مقادیر K_n و K_s از روابط ۱-۵ و ۲-۵ حاصل شدند (FLAC3D 5.01 Manual, 2012):

$$K_n = \frac{E_e E_r}{s(E_r - E_e)} \quad (1-5)$$

$$K_s = \frac{G_e G_r}{s(G_r - G_e)} \quad (2-5)$$

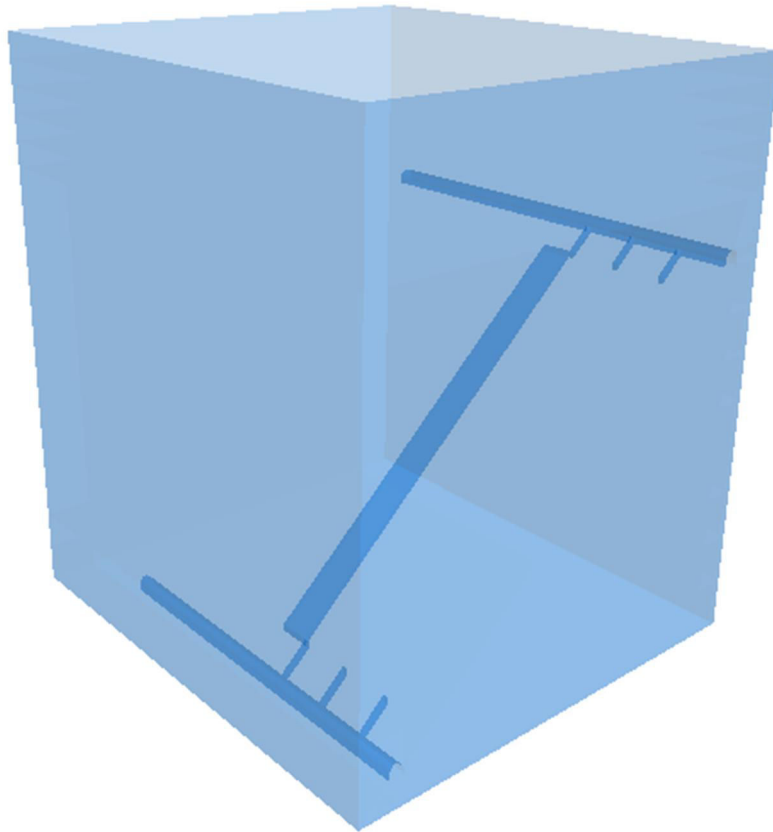
که در این روابط G_r و E_r به ترتیب مدول برشی و یانگ سنگ سالم، S فاصله‌داری و G_e و E_e به ترتیب مدول برشی و یانگ سنگ درزه‌دار معادل می‌باشد. بارتن (Barton, 1983) رابطه زیر را برای محاسبه E_e از امتیاز توده سنگ Q ارائه داد: ع

$$E_e = 25 \log Q \quad (3-5)$$

لادریان و عباسپور (Laderian and Abbaspour, 2012) از مطالعه آماری بیش از ۸۰۰ ایستگاه در ۱۴ سایت مختلف معدنی در ایران، رابطه زیر را با همبستگی ۰/۸۶ بین Q و RMR پیشنهاد نمودند:

$$RMR = 42.87 Q^{0.162} \quad (4-5)$$

در مطالعه حاضر مقدار متوسط RMR برابر با ۵۲ بوده که از رابطه فوق $Q=3/29$ حاصل می‌شود و پارامترهای درزه بدین طریق قابل محاسبه است.



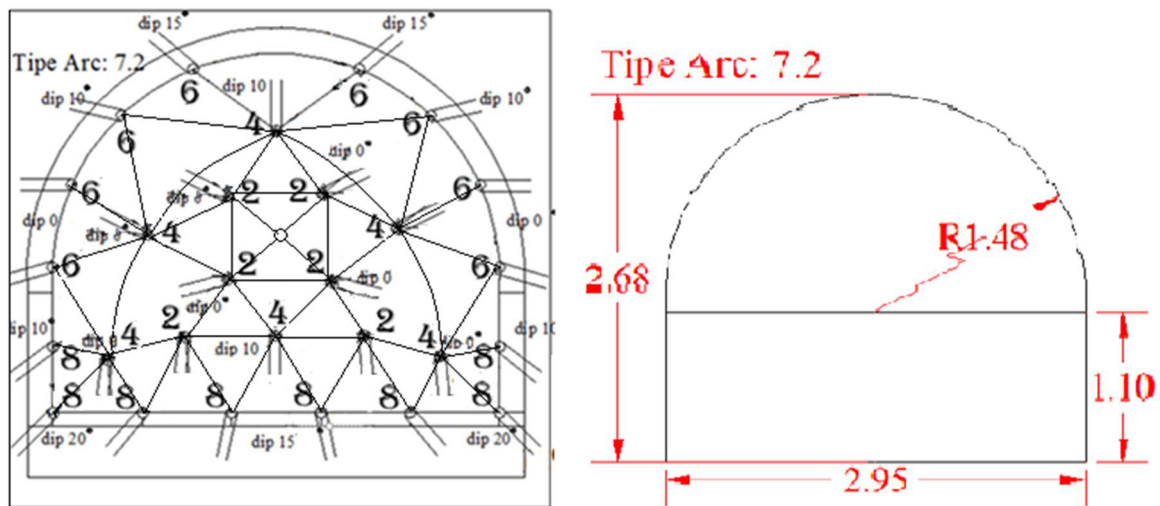
شکل ۵-۲۱ نمای مدل عددی و نواحی حفاری شامل تونل‌ها و کارگاه

جدول ۵-۸ وضعیت دسته‌درزه استفاده شده در مدل عددی

زاویه اصطکاک (درجه)	سختی برشی درزه K_s (GPa/m)	سختی نرمال درزه K_n (GPa/m)	فاصله‌داری (m)	راستای درزه	
				شیب	امتداد
۳۰	۱۹/۲	۴۶/۸	۰/۶	N-S	85 W

در جبهه کار K12 به صورت معمول تعداد ۲۸ (+۱ چال خالی در وسط) انفجار می‌شود (شکل ۵-۲۲). مطابق شکل، آرایش مذکور دارای ۴ تأخیر ۵۰۰ ms و توزیع خرج در چال‌ها ناهمگون و مطابق جدول ۵-۹ می‌باشد. نگاهی کوتاه به موج‌های انفجار ثبت شده دستگاه (برای مثال شکل ۴-۳) دو نکته مهم استنباط می‌شود. اول اینکه زمان تأخیر زیاد ۵۰۰ ms باعث می‌شود که موج انفجار پس از هر تأخیر کاملاً میرا شود و لذا روی تأخیر بعدی تأثیری ندارد و دوم همان‌گونه که از نتایج کار دیگر محققین

استنباط شد. پارامتر ماکزیمم خرج در هر تأخیر بر مقدار PPV تأثیرگذار بوده و خرج کل، عامل مؤثر نیست. از آنجاکه در مطالعه حاضر برای هر کدام از انفجارهای ثبت شده الگوی آتشکاری متفاوت بوده و آرایش چال‌ها و ماکزیمم خرج تأخیری متغیر است و لذا در مطالعه حاضر، تأخیر شماره ۴ با الگوی معمول شکل ۵-۲۲ که دارای بیشترین وزن خرج می‌باشد مدل می‌شود. هنگام آماده‌سازی مدل در تحلیل دینامیک باید مدل را از سه منظر (۱) بارگذاری دینامیک و شرایط مرزی (۲) میرایی مکانیکی و (۳) انتشار موج، بررسی نمود.



شکل ۵-۲۲ مقطع و الگوی آتشکاری معمول در سینه کارهای سنگی K12

جدول ۵-۹ توزیع خرج چال‌های انفجاری در سینه کارهای سنگی K12

شماره چال	تعداد چال	شماره چاشنی	تعداد فشنگ	مصرف امولایت (گرم)
چال مرکزی	۱	-	-	-
چال‌های شماره ۱	۶	۲	۲ فشنگ امولایت	$2 \times 6 \times 200 = 2400$
چال‌های شماره ۲	۶	۴	۳ فشنگ امولایت	$3 \times 6 \times 200 = 3600$
چال‌های شماره ۳	۸	۶	۲ فشنگ امولایت	$2 \times 8 \times 200 = 3200$
چال‌های شماره ۴	۸	۸	۲ فشنگ امولایت	$2 \times 8 \times 200 = 3200$
جمع	۲۹	-	-	۱۲۴۰۰

۵-۶-۱ بارگذاری دینامیک و شرایط مرزی

ورودی دینامیک مدل را می‌توان برحسب مؤلفه‌های تنش، نیرو و یا شتاب و سرعت به مدل وارد کرد. در این پژوهش، مدل‌سازی کارگاه استخراج در وضعیت دینامیک با در نظر گرفتن تاریخچه آتشکاری در تونل‌های جانبی و به‌صورت یک تابع موج به مدل اختصاص می‌یابد. ورودی دینامیک در اینجا به‌صورت فشار اعمال می‌شود. موج دینامیک به مدل عددی وارد و به‌صورت شرایط مرزی تنش روی دیواره چال‌های حفاری شده اعمال شد (شکل ۵-۲۳). چندین تاریخچه فشار انفجار تجربی در نوشتار تحقیقاتی مختلف موجود است. در مطالعه حاضر از تابع موج بسیار رایج استارفیلد (Starfield, 1968) استفاده شده است. پارامترهای بکار رفته در محاسبه فشار انفجار به‌صورت جدول ۵-۱۰ است. بر اساس اطلاعات بار انفجار Pd، فشار عملیاتی Pe و سپس فشار درون چال PW از روابط ۲-۴۴ تا ۲-۴۶ محاسبه و سپس تاریخچه زمانی فشار استارفیلد از رابطه ۲-۴۷ حاصل شد (شکل ۵-۲۴). فرض می‌شود که انفجار از نوع شوک و بیشتر انرژی آن به‌صورت موج تنش آزاد می‌شود. آزاد شدن انرژی انفجار در قالب فشار هوا می‌تواند میزان لرزش زمین را تا حدی کاهش دهد. آزاد شدن انرژی در اثر فشار هوا در محاسبه فشار عملیاتی انفجار لحاظ شده است. بدین ترتیب در محاسبه فشار عملیاتی Pe، فشار هوا^۱ از فشار کل انفجار کسر شده است.

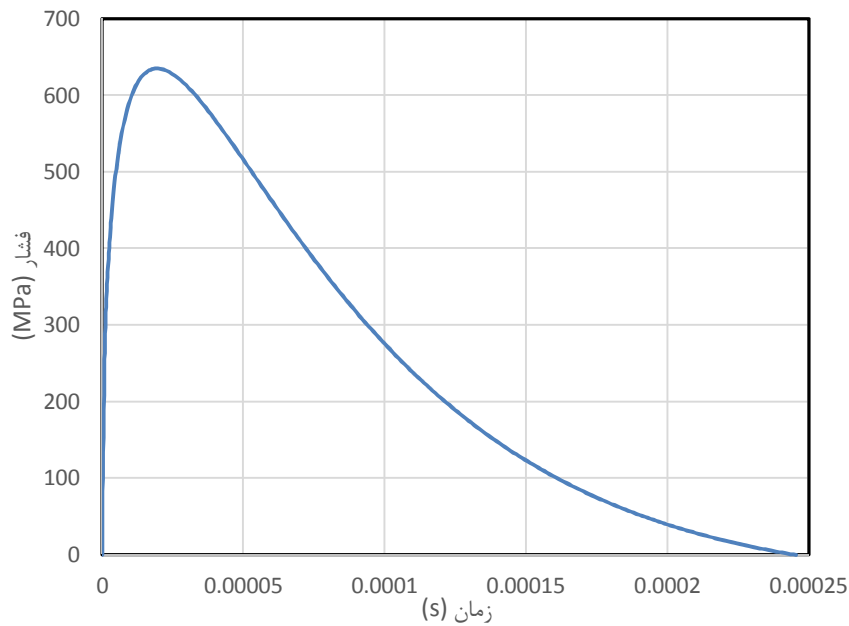
جدول ۵-۱۰ پارامترهای موردنیاز در محاسبه فشار استارفیلد

چگالی خرج (kg/m ³)	چگالی سنگ (kg/m ³)	سرعت انفجار (m/s) (VOD)	فشار انفجار PW (MPa)	قطر خرج / قطر چال
۱۴۵۰	۲۶۷۰	۳۰۰۰	۱۰۱۳	۰/۹



شکل ۵-۲۳ شرایط مرزی اعمال شده بر دیواره چال‌ها در مدل

^۱ Air blast



شکل ۵-۲۴ موج استارفیلد به عنوان شرایط مرزی چال‌های انفجاری

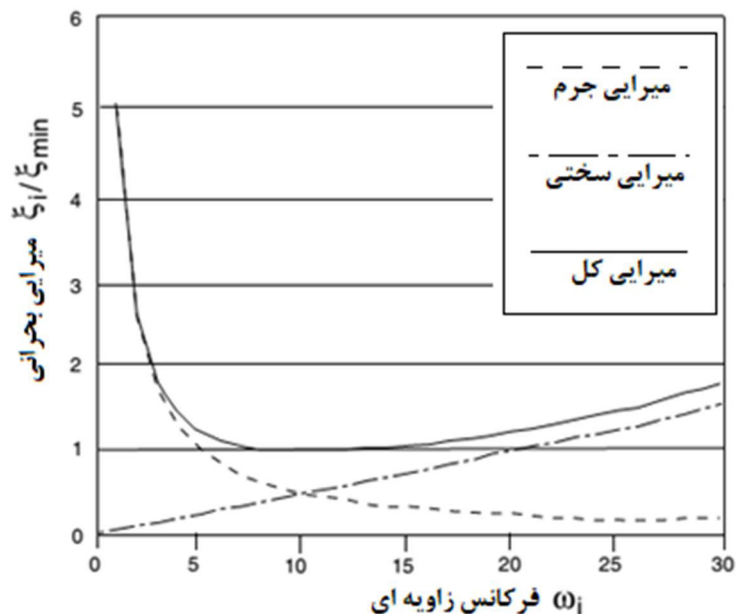
انعکاس امواج در مرزهای مدل می‌تواند با تخصیص شرایط مرزی میدان آزاد و آرام (ویسکوز) کنترل شود. در مدل فعلی با توجه به اینکه ورودی دینامیک در داخل مدل است اختصاص مرز آزاد ضرورتی نداشته و تنها مرز آرام در طرفین و کف مدل اعمال شده است.

۵-۶-۲ میرایی مکانیکی

سیستم‌های دینامیک طبیعی محتوی درجه‌ای از میرایی انرژی ارتعاش هستند، در غیر این صورت سیستم در معرض نیروهای رانشی تا بی‌نهایت نوسان خواهد داشت. در سنگ و خاک میرایی طبیعی از نوع مستقل از فرکانس است، لذا باید پس از تبدیل فوریه، آن محدوده فرکانسی از موج را که انرژی موج در آن مستقل از فرکانس بوده و نیز دارای بالاترین انرژی می‌باشد را در محاسبات لحاظ نمود. در امواج انفجار که دارای شدت (انرژی) بالا در مدت زمان بسیار محدود می‌باشند، نمودار طیف انرژی (بسط فوریه) نشان می‌دهد که در این نوع امواج، تغییرات انرژی نسبت به فرکانس با شیب نسبتاً تندی رخ می‌دهد. میرایی ویسکوزیته مصنوعی^۱

^۱ Artificial Viscosity

(AVISC) تعریف شده در نرم افزار می تواند در اینجا مناسب باشد. این نوع میرایی برای امواج شوک^۱ که در آنها تغییرات فشار نسبت به زمان بسیار سریع است مناسب می باشد (FLAC3D 5.01 Manual, 2012). میرایی رایلی نوع دیگری از میرایی است که متشکل از دو مؤلفه متناسب با جرم، متناسب با سختی و فرکانس طبیعی ارتعاش است. میرایی مصالح زمین شناسی معمولاً بین ۲ تا ۵٪ است اما وقوع جریان پلاستیک در مدل های ساختاری پلاستیک مانند موهر-کلمب و تحلیل های دینامیک کرنش بزرگ که با آزادسازی انرژی بالایی همراه است سبب می شود که یک درصد میرایی پایین در حدود ۰.۵٪ کفایت کند. در پژوهش حاضر، درصد میرایی بحرانی ۲ درصد نظر گرفته شده است که برای حل های دینامیک نسبتاً مناسب است. امواج انفجار معمولاً دارای فرکانس ارتعاش بالا بوده و لذا بر طبق شکل ۵-۲۵ میرایی رایلی متناسب با سختی می تواند در تحلیل های دینامیک مناسب باشد.



شکل ۵-۲۵ تغییرات نسبت میرایی بحرانی با فرکانس زاویه ای (FLAC3D 5.01 Manual, 2012)

۵-۶-۳ انتشار موج

انتشار موج با کیفیت و دقت بالا در مدل عددی ملزوماتی را ایجاب می کند که باید رعایت شود. حداکثر گام زمانی محاسباتی (timestep) در تحلیل دینامیک بر اساس سرعت موج و کمترین سایز زون ها تعیین

¹ Shock wave

می‌شود (FLAC3D 5.01 Manual, 2012):

$$\Delta t_{crit} = \min \left\{ \frac{v}{c_p A_{max}^f} \right\} \quad (5-5)$$

که در آن C_p سرعت موج طولی، v حجم زون مکعبی و A_{max}^f ماکزیمم سطح رویه مربوط به زون مکعبی می‌باشد. رابطه سایز المان‌ها به کوتاه‌ترین طول موج به منظور اطمینان از معرفی صحیح کیفیت انتشار موج در مدل دوبعدی و سه‌بعدی یکسان بوده و نسبت حداقلی طول موج به سایز المان‌ها بین ۶ تا ۱۰ می‌بایست رعایت شود (FLAC3D 5.01 Manual, 2012):

$$\Delta L \leq \lambda / 10 \quad (6-5)$$

$$l_{max} = \frac{c_p}{10 f_{max}} \quad (7-5)$$

که در آن‌ها ΔL بزرگ‌ترین ابعاد المان‌ها و λ طول موج، موج ورودی، l_{max} ماکزیمم ابعاد مش و f_{max} بزرگ‌ترین فرکانس که موج در آن دارای توان می‌باشد است. بزرگ‌ترین فرکانس بر اساس بسط فوریه موج ورودی قابل محاسبه است. تفاوت اصلی تحلیل‌های دینامیک در مسائل ژئوتکنیک موضوع زمان است. در تحلیل‌های انفجار به سبب فرکانس ارتعاشات بالا، ابعاد مش‌ها ریز انتخاب شده و این موضوع زمان حل دینامیک را به شدت بالا می‌برد. ابعاد المان‌ها در مطالعه حاضر از ۱ سانتیمتر در نزدیکی چال‌های انفجاری تا حداکثر ۰/۵ متر در نواحی مرزی مدل در نظر گرفته شده است. همچنین میرایی متناسب با سختی در فرکانس‌های زاویه‌ای بالا بر زمان حل دینامیک می‌افزاید. گام زمانی در مطالعه حاضر $10^{-6} \times 1/9$ بوده و لذا مدل‌سازی هر ۴ تأخیر در مطالعه حاضر با وقفه ۱ ثانیه‌ای یعنی در مجموع ۳ ثانیه به حدود $5/7 \times 10^6$ سیکل محاسباتی نیاز دارد که زمان بسیار زیادی طول می‌کشد. زمان ۳ ثانیه مذکور فقط مربوط به مدت زمان انفجار می‌باشد و زمان انتشار موج در محیط نیز باید به آن اضافه شود. مدل‌سازی تنها یک تأخیر در مطالعه حاضر زمان حل دینامیک را تا حدی کاهش می‌دهد.

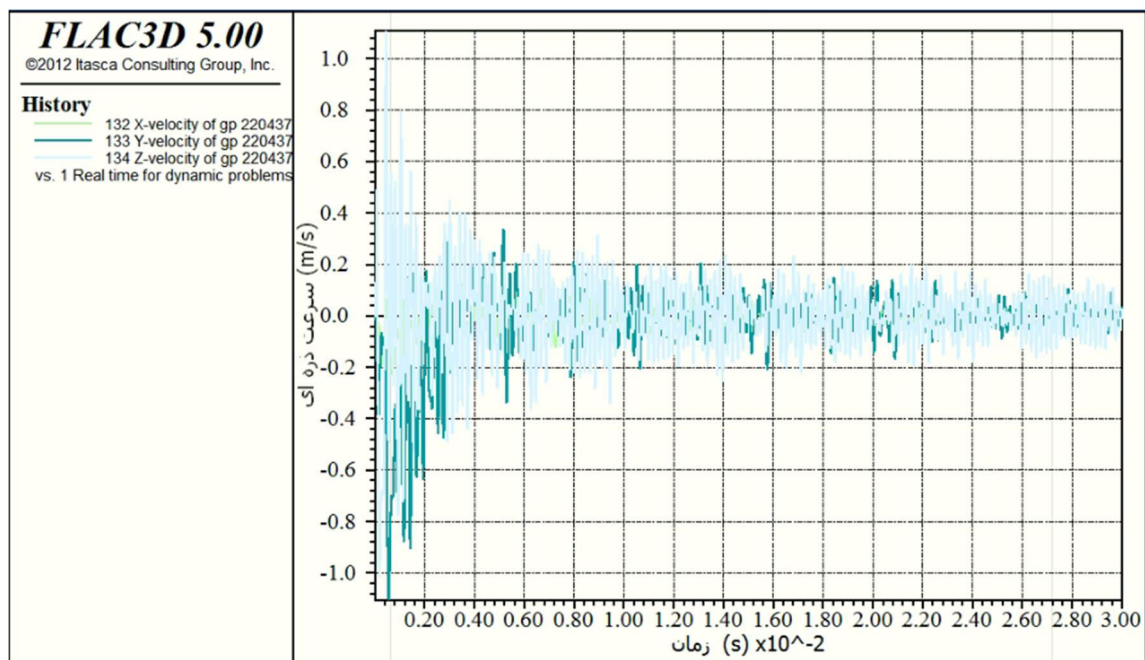
۵-۷ پاسخ دینامیک

در این بخش پاسخ دینامیک مدل در مواجهه با تحریک دینامیک ناشی از نیروهای آتشکاری به وسیله نقاط شاهد در نقاط مختلف تونل تهویه و کارگاه استخراج مورد پایش قرار گرفته و تغییرات تنش‌ها، کرنش و جابجایی‌ها به لحاظ کیفیت و کمیت به‌ویژه در نواحی بحرانی سقف نسبت به وضعیت استاتیک مقایسه شده و بدین ترتیب تأثیر لرزش‌های ناشی از انفجار مرتبط با پیشروی تونل پیرامون کارگاه بر روی خود کارگاه استخراج جبهه کار طولانی بررسی می‌شود. لازم به ذکر است که در این بخش منظور از تونل، تونل تهویه بوده که در آن انفجار انجام می‌شود. در ابتدا، پاسخ مدل با نتایج اندازه‌گیری‌های صحرائی مقایسه شده و صحت اطلاعات مدل عددی مورد راستی آزمایی قرار می‌گیرد. به منظور مقایسه نتایج مدل‌سازی با مقادیر ثبت شده، تعدادی نقاط تاریخچه در کف تونل و در همان موقعیت دستگاه Minimate Plus برای قرائت در سه جهت X, Y, Z در نظر گرفته شد. فاصله بین محل رویداد انفجار و نقطه ثبت، بسته به شرایط متغیر است. برای تحلیل میزان آسیب عملیات انفجار، پارامتر کلیدی PPV استفاده شد. شکل ۵-۲۶ تاریخچه سرعت ذره-ای در نقطه‌ای در محل انفجار (در جبهه کار تونل) را نشان می‌دهد. سرعت ذره‌ای حداکثر تا ۱ m/s بوده و در مدت کوتاهی میرا می‌شود. شکل ۵-۲۷ سرعت ذره‌ای سه مؤلفه‌ای در موقعیت ۲۸ متری نسبت به محل انفجار و در سمت راست کف تونل را نشان می‌دهد. سرعت ذره‌ای در نقطه‌ای در سقف کارگاه به فاصله عمودی ۴۵ متر از محل انفجار در شکل ۵-۲۸ نشان داده شده است. مطابق نمودار، سرعت ذره‌ای حداکثر در این موقعیت ۱/۸ میلی‌متر بر ثانیه می‌باشد. شکل ۵-۲۹ تغییرات سرعت ذره‌ای در نقطه‌ای در فاصله ۲۲ متری از محل انفجار را نشان می‌دهد در اینجا مدل عددی مقدار $PPV = 6/8 \text{ mm/s}$ را نشان می‌دهد. قابل ذکر است که دستگاه لرزه‌نگار همواره به‌گونه‌ای در سقف کارگاه نصب شده است که جهت طولی آن منطبق بر جهت انتشار موج و جهت عرضی عمود بر آن بوده لذا با جهت X و Y از مدل عددی ممکن است تفاوت جزئی داشته باشد و نیز علی‌رغم شیب‌دار بودن سقف کارگاه سعی بر آن بوده است که دستگاه به‌صورت افقی نصب شود زیرا شرایط نصب افقی دستگاه حتی بر روی یک دیواره قائم همواره باید رعایت شود (Minimate Plus Manual, 2013). به این ترتیب با محورهای مدل عددی تقریباً هم‌راستا می‌شود.

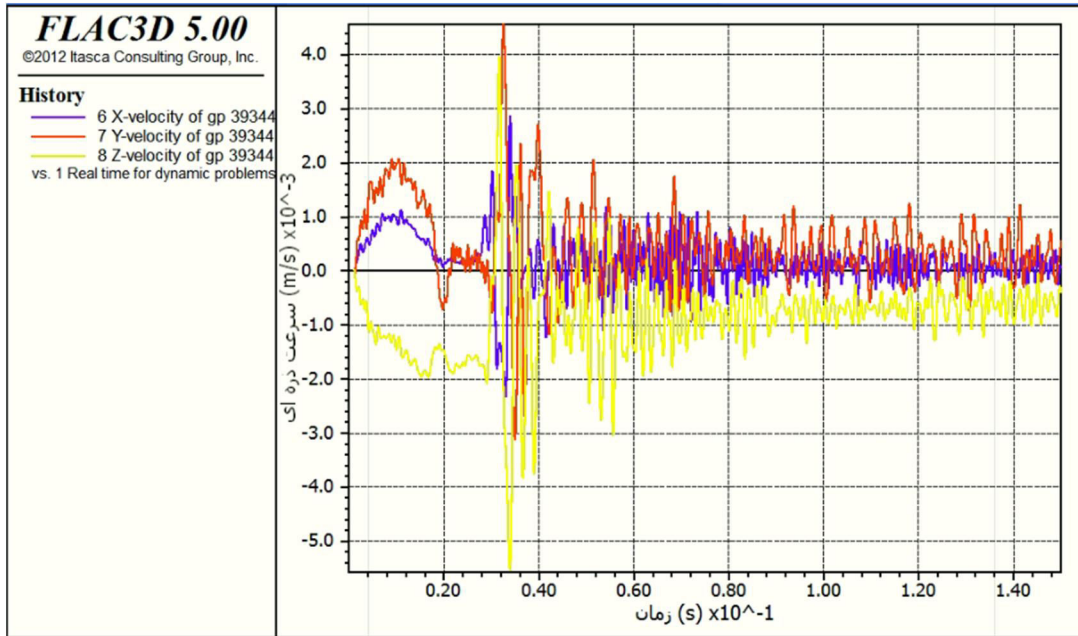
درمجموع از مقایسه مقادیر PPV اندازه‌گیری و عددی در جدول ۵-۱۰ نتایج نسبتاً نزدیکی حاصل می‌شود. مقادیر جابجایی ذره‌ای حداکثر PPD در تونل و کارگاه نشان می‌دهد که مقادیر جابجایی حداکثر سقف حتی در طی عملیات انفجار نیز بسیار ناچیز بوده و نمی‌تواند بر گام تخریب در کارگاه استخراج تأثیرگذار باشد. یافته‌های این تحقیق نزدیکی نتایج به‌دست‌آمده از مدل و نتایج ثبت شده دستگاه را نشان می‌دهد. ذکر این نکته ضروری است که هرکدام از داده‌های ثبت شده میدانی، از آرایش هندسی و تعداد چال‌های مختلف، وزن خرج (کل و تأخیری) متفاوت و نیز مسافت پیشروی متفاوت تونل و کارگاه به‌دست‌آمده‌اند لذا دو نقطه رفتارنگاری به‌عنوان نمونه در اینجا بررسی شده است.

جدول ۵-۱۱ مقایسه داده‌های ثبت شده از رفتارنگاری لرزه‌ای و مدل عددی برای تونل و کارگاه

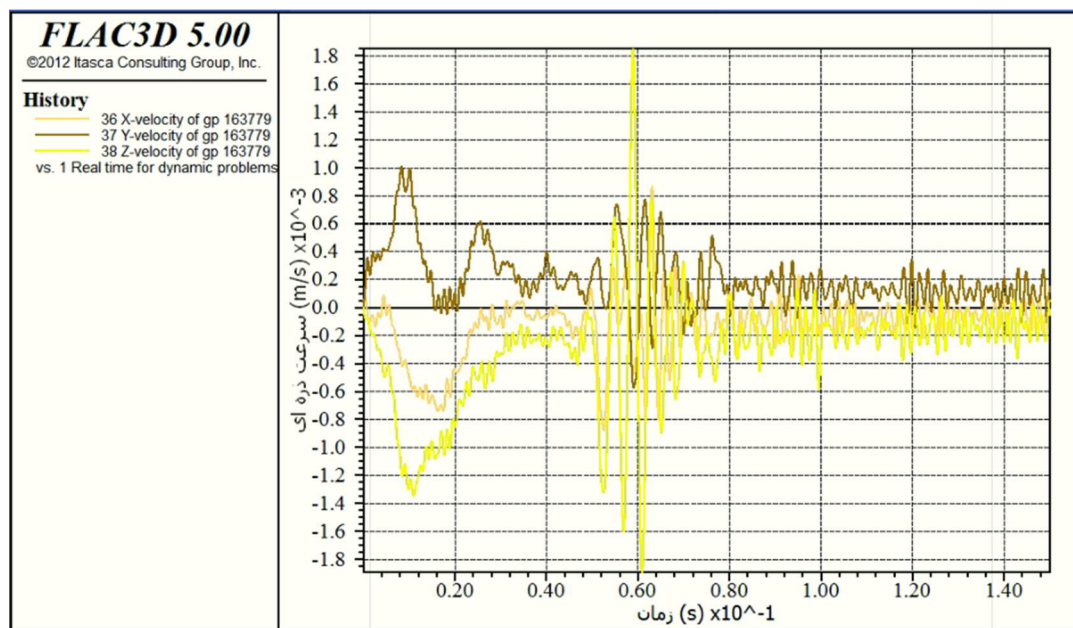
موقعیت	فاصله (m)	عرضی PPVt (mm/s)		قائم PPVv (mm/s)		طولی PPVI (mm/s)		PPD (mm)
		اندازه‌گیری	عددی	اندازه‌گیری	عددی	اندازه‌گیری	عددی	
تونل	۲۸	۲/۲۹	۲/۸	۴/۴۵	۵/۴	۲/۴۱	۴/۲	۰/۱۴
کارگاه	۴۵/۴	۰/۵۶	۰/۷۶	۱/۳۲	۱/۸	۰/۸۱	۰/۹۸	۰/۰۲



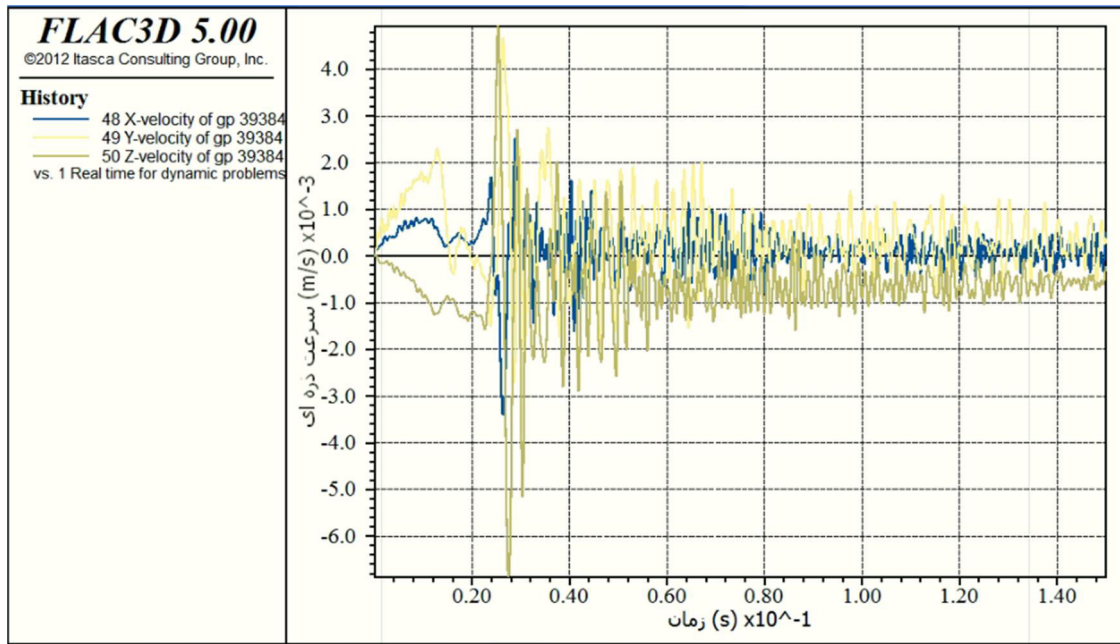
شکل ۵-۲۶ سرعت ذره‌ای نقطه‌ای در جبهه کار تونل (محل انفجار)



شکل ۵-۲۷ سرعت ذره‌ای نقطه‌ای در کف تونل در فاصله ۲۸ متر از محل انفجار



شکل ۵-۲۸ سرعت ذره‌ای نقطه‌ای در سقف کارگاه به فاصله ۴۵ متری از محل انفجار



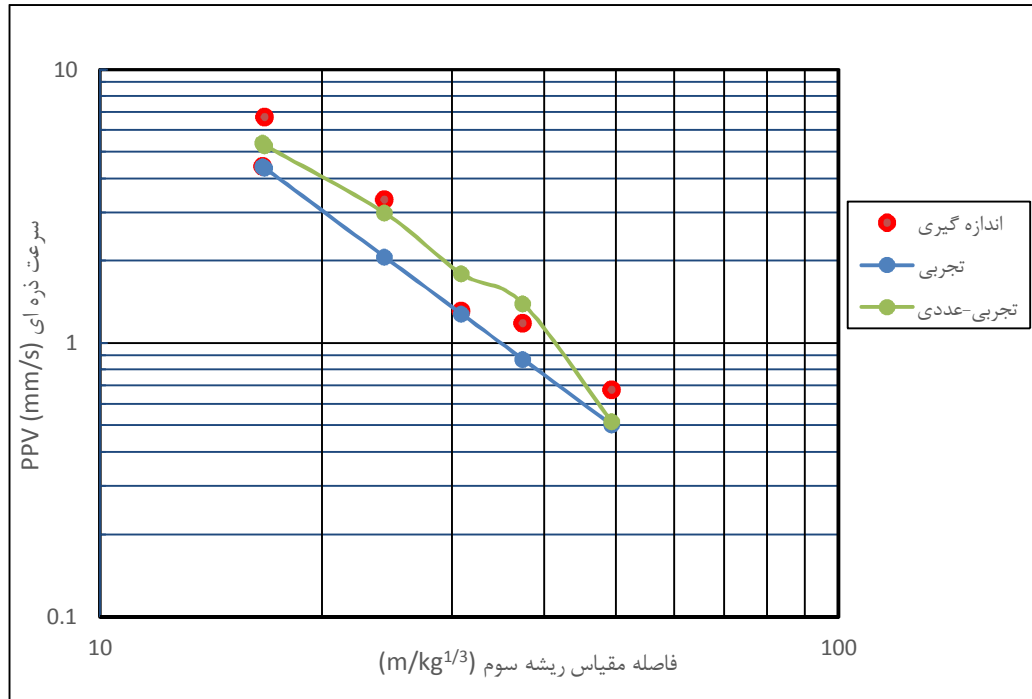
شکل ۵-۲۹ سرعت ذره‌ای نقطه‌ای در کف تونل در فاصله ۲۲ متری از محل انفجار

به‌منظور اعتبارسنجی روش ترکیبی تجربی-عددی، مقادیر PPV در نقاط اندازه‌گیری با برآوردهای تجربی در این نقاط مقایسه می‌شود. فرمول تجربی ارائه شده توسط ژو و جنسن (Zhou and Jenssen, 2009) برای محاسبه لرزش انفجار به‌صورت رابطه ۵-۸ است:

$$PPV = 0.025 \omega^{n/3} \frac{0.5 \times C^{2.17}}{\rho \times C} \left(\frac{d}{Q^{1/3}} \right)^{-n} \quad (۵-۸)$$

که در آن n ضریب میرایی و برای سنگ نرم ۲ فرض می‌شود، d فاصله از منبع انفجار، Q وزن خرج انفجار که در اینجا متغیر هستند. ρ و C و ω به ترتیب چگالی سنگ (۲۶۷۰ Kg/m^3) و سرعت انتشار موج و خرج ویژه می‌باشد. در شرایط انفجاری جفت‌شدگی کامل، عبارت مربوط به ω حذف می‌شود. شکل ۵-۳۰ مقدار PPV چند نقطه از مدل عددی، روش تجربی و داده‌های اندازه‌گیری را نشان می‌دهد. مطابق شکل، فرمول تجربی فوق مقادیر PPV را کمی کمتر از مقدار واقعی، محاسبه می‌کند. تلفیق فرمول تجربی استارفیلد و مدل عددی تا حدی پیش‌بینی‌ها را بهبود بخشیده است. این موضوع اثبات می‌نماید که ترکیب روش تجربی و مدل عددی در تحلیل مسائل لرزه‌ای ناشی از انفجار مناسب است. بنابراین به‌وسیله این دو روش، تحلیل فرآیندهای انفجار پیش از عملیات انفجار و

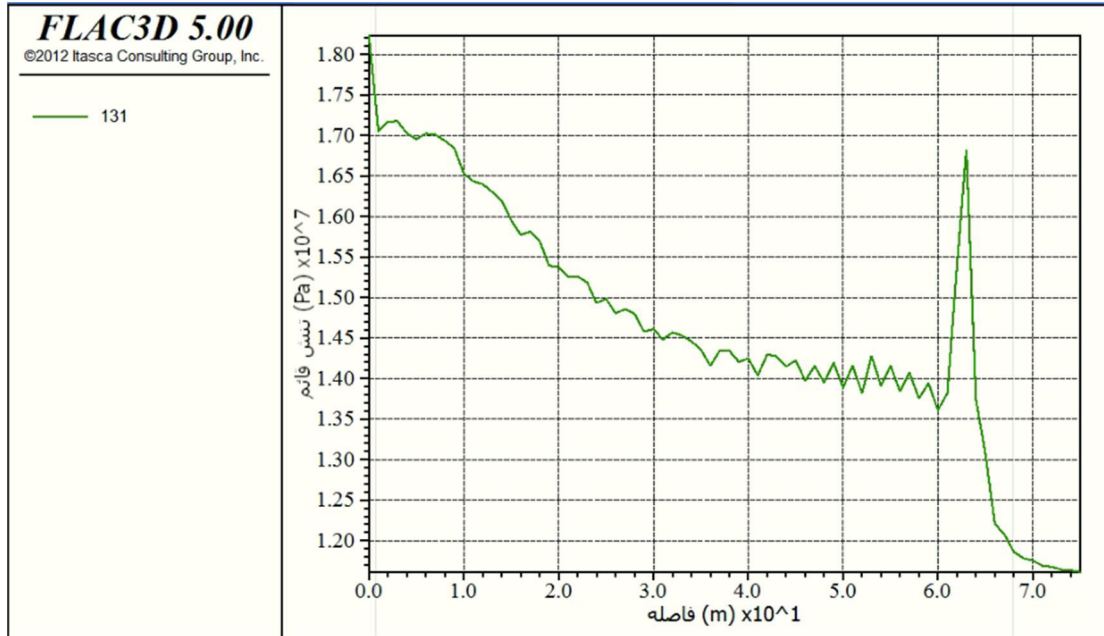
تخمین دقیق آسیب احتمالی منتج از این فرآیندها امکان‌پذیر است. تمامی مقادیر PPV ثبت شده در زیر حد آستانه خسارت فضاهای زیرزمینی 50 mm/s بوده و از این لحاظ لرزش‌های زمین مشکلی را ایجاد نمی‌نماید.



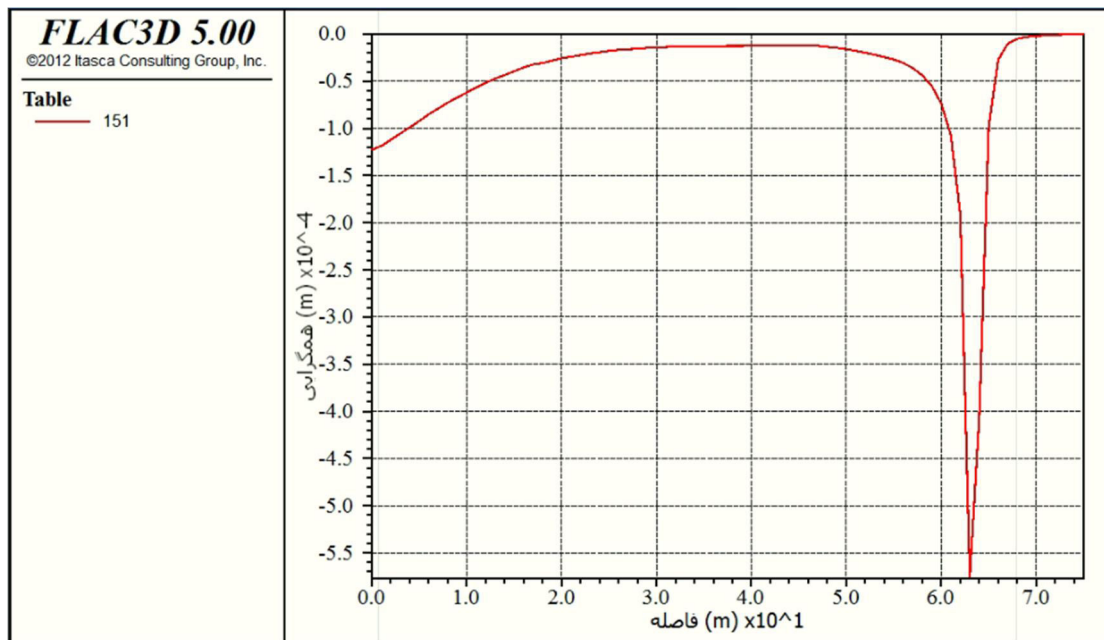
شکل ۵-۳۰ مقایسه سرعت ذره‌ای حداکثر PPV از فرمول تجربی، روش تجربی-عددی و مقادیر اندازه‌گیری

شکل ۵-۳۱ تنش قائم در دیواره تونل پس از انفجار را نشان می‌دهد. مطابق شکل تنش‌های برجا در حدود ۱۲ مگاپاسکال بوده، در موقعیت انفجار یک پیک واضح مشاهده شده و سپس تنش‌ها مطابق انتظار با نزدیک شدن به کارگاه استخراج روند افزایشی دارند. نمودار همگرایی نهایی سقف و کف تونل در پایان عملیات انفجار (شکل ۵-۳۲) یک پیک واضح در موقعیت انفجار نشان داده و همین‌طور مقدار کمتری همگرایی در ناحیه نزدیک به کارگاه قابل مشاهده است. قابل ذکر است که مقادیر همگرایی در اینجا تنها متأثر از انفجار می‌باشد. تغییرات کرنش برشی خالص از عملیات انفجار (شکل ۵-۳۳) نیز روند مشابهی داشته و پیک واضح در ناحیه انفجار قابل رؤیت است. مقدار کرنش برشی حداکثر در نیمه بالایی کارگاه در شکل ۵-۳۴ افزایش مقدار کرنش در این ناحیه را نشان می‌دهد. از مقایسه مقادیر

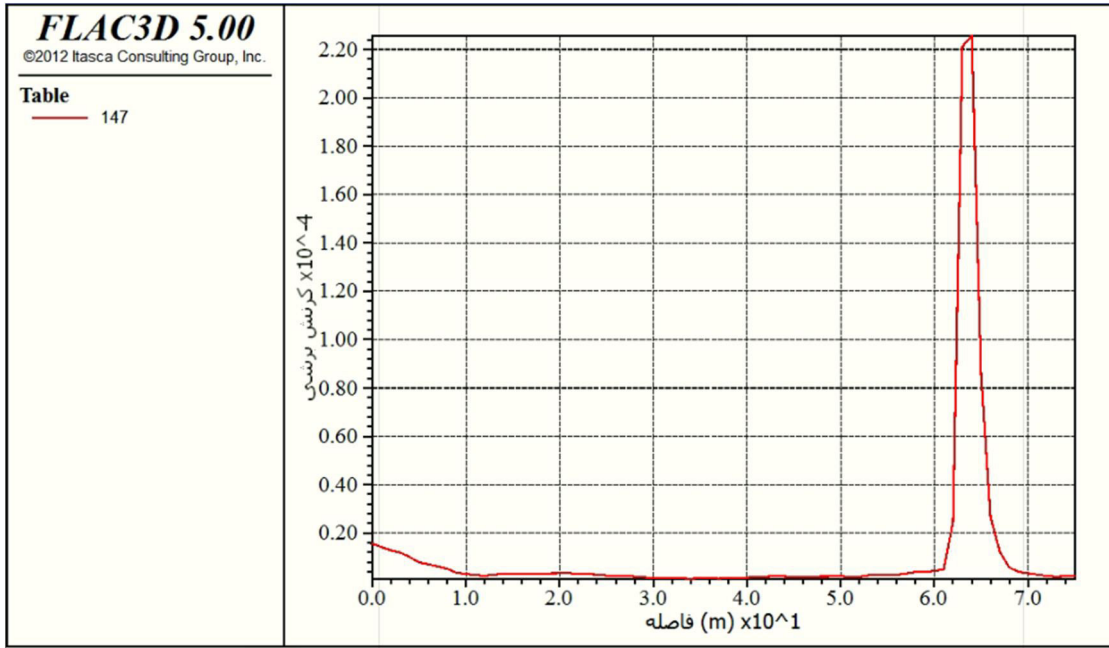
جابجایی و کرنش برشی با مقادیر مجاز ساکورایی (جدول ۵-۷) نتیجه می‌شود که تمامی مقادیر بسیار پایین‌تر از حد مجاز می‌باشند.



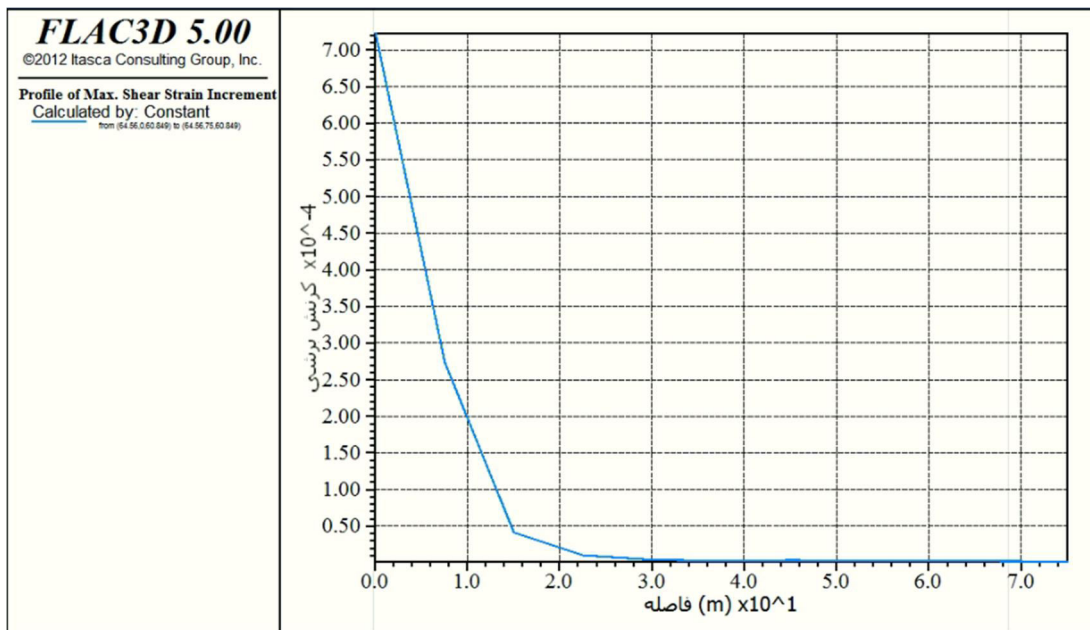
شکل ۵-۳۱ تنش قائم در دیواره تونل پس از انفجار (جبهه کار تونل در موقعیت $X=63$)



شکل ۵-۳۲ همگرایی تونل پس از انفجار (جبهه کار تونل در موقعیت $X=63$)



شکل ۵-۳۳ کرنش برشی در تاج تونل پس از انفجار (جبهه کار تونل در موقعیت $X=63$)



شکل ۵-۳۴ کرنش برشی حداکثر در نیمه بالایی کارگاه پس از انفجار (جبهه کار کارگاه در موقعیت $X=18$)

۵-۸ جمع‌بندی

در این فصل به مدل‌سازی مجموعه تونل‌ها و کارگاه شیب‌دار جبهه کار طولانی پرداخته شد. تنش‌ها، جابجایی‌ها و کرنش برشی در نقاط تاریخچه بررسی شد. رفتار کارگاه شیب‌دار به‌طور واضحی با انواع افقی آن متفاوت است. بیشترین فشار بر محدوده نیمه پایینی کارگاه، پایه زغالی و تونل ترابری متمرکز است. بیشترین همگرایی سقف حدوداً در وسط کارگاه و مقدار جزئی بالآمدگی کف در موقعیت وسط کارگاه ثبت شده است که با مشاهدات میدانی مطابقت دارد. در بخش دینامیک، فرآیند انفجار تأخیر شماره ۴ در جبهه کار تونل تهویه در افق ۲۱۷۵ شبیه‌سازی شد. به سبب عوامل متعددی که ذکر شد، گام زمانی در مدل دینامیک بیش از حالت استاتیک بوده و از این‌رو حل دینامیک، زمان نسبتاً زیادی طول می‌کشد. مقادیر PPV در تعدادی از نقاط در تونل و کارگاه ثبت و با مقادیر اندازه‌گیری میدانی مقایسه شد که مطابقت نسبتاً نزدیکی را نشان داد. مقایسه نتایج حاصله با یک فرمول تجربی متداول نشان داد که تلفیق فرمول تجربی استارفیلد و مدل عددی، پیش‌بینی‌های لرزش زمین را بهبود بخشیده است و از این‌رو در تحلیل لرزه‌ای انفجار می‌تواند کاملاً مفید باشد. موج انفجار اولاً تنش‌ها و جابجایی‌های محدوده انفجار و به مقدار جزئی ناحیه کارگاه و فضای آزاد تخریب را تحت تأثیر قرار می‌دهد. در مجموع، مقادیر ثبت شده عددی از محدوده مجاز تجاوز نمی‌نمایند.

فصل ششم

نتیجه گیری و پیشنهادات

۶-۱ نتیجه گیری و پیشنهادات

استخراج از لایه‌های زغال سنگ با شیب متوسط و تند و بررسی‌های امکان‌سنجی جبهه کارهای مایل به واسطه کاهش منابع زغال ضرورت دارد. گسیختگی در لایه‌های زغال با شیب تند در مقایسه با لایه‌های شیب ملایم به دلیل پیچیدگی شرایط و عدم مطالعات تئوریک کافی در ابهام است. عمده دلیل این پیچیدگی را می‌توان در تعدد پارامترهای مؤثر بر این فرآیند دانست. لرزش زمین ناشی از فعالیت‌های معدنی بخش دیگری از چالش‌های موجود است که ممکن است برسازه‌های مجاور تأثیرگذار باشد. از این‌رو اندازه‌گیری این لرزش‌ها به لحاظ کنترل و رفع این مشکلات بسیار حائز اهمیت است. با استفاده از تحلیل‌های تئوری و بهره‌گیری از تجربیات میدانی در مطالعه حاضر به شبیه‌سازی عددی فرآیند معدنکاری در جبهه کار طولانی شیب‌دار K12 البرز شرقی اقدام شد. بخش موردنظر در مطالعه حاضر در عمق تقریبی ۴۱۰ تا ۴۸۰ متر در حدفاصل افق‌های ۲۱۷۵ و ۲۲۴۰ واقع است. جبهه کار K12 به عرض ۹۶ متر، ضخامت متوسط لایه زغال در حدود ۰/۸۶ متر و زاویه شیب ۴۳ درجه می‌باشد که در رده لایه‌هایی با شیب متوسط قرار می‌گیرد. در مطالعه حاضر، نتایج تعدادی از لرزش‌های ثبت شده ناشی از انفجار تونل‌های پیشروی به منظور کنترل خسارت‌های محیطی به ناحیه کارگاه استخراج زغال سنگ البرز شرقی تحلیل شد. از بین روابط تجربی موجود همان‌گونه که پیش‌بینی می‌شد معادله ریشه سوم خرج مصرفی مطابقت نسبتاً بیشتری با داده‌های موجود دارد. ضریب همبستگی پایین این معادله سبب شد که تحلیل دیگری بر مبنای توان متغیر فاصله و خرج مصرفی و با استفاده از روش رگرسیون غیرخطی چند متغیره انجام شود که از دقت بسیار مناسبی در تخمین لرزش‌های زمین برخوردار است و لذا می‌تواند در سازندهای مشابه با پارامترهای ژئوتکنیکی مشابه استفاده شود. همچنین مطالعات صورت گرفته نشان می‌دهد که گستره فرکانس غالب ۷۰ تا ۲۰۰ هرتز بوده و در این بازه فرکانسی، هیچ‌گونه خسارتی گزارش نشده است. مطابق استاندارد USBM، در این بازه فرکانس، سطح لرزش‌های مجاز 50 mm/s می‌باشد که در مطالعه حاضر تمامی مقادیر در زیر این محدوده ثبت شده‌اند.

امروزه روش‌های عددی به دلیل قابلیت انعطاف‌پذیری بالا و امکان تحلیل سریع در بررسی رفتار توده سنگ کاربرد ویژه‌ای پیدا کرده‌اند لذا بر اساس اطلاعات کارگاه K12 البرز شرقی در پژوهش حاضر اقدام به ساخت یک مدل عددی تفاضل محدود سه‌بعدی شد. رفتار تنش- کرنش ناحیه تخریب بر اساس فرمول تجربی یاووز محاسبه و پس از انطباق با مدل عددی در مطالعه حاضر بکار گرفته شد. تنش‌ها و جابجایی‌ها سنگ‌های اطراف سقف کارگاه جبهه کار طولانی شیب‌دار در طی عملیات حفاری تحلیل و برخی موارد مانند توزیع فشار و جابجایی در تونل‌ها، کارگاه و پایه‌ها با مقادیر مجاز مقایسه گردید. به‌طور کلی الگوی باز توزیع تنش‌ها و جابجایی‌ها در مطالعه حاضر با کارهای تحقیقاتی موجود مطابقت دارد. با حفر کارگاه استخراج از میزان فشار بر سقف آن کاسته شده و سبب فشار مضاعف بر پایه‌ها و تونل‌های طرفین می‌شود که این فشار در پایه و تونل پایینی به‌وضوح بیشتر است. ساختار و رفتار حرکتی سقف در جبهه کار طولانی شیب‌دار با انواع افقی آن متفاوت است. در طی فرآیند پیشروی جبهه کار طولانی شیب‌دار در ابتدا فضای خالی در انتهای پایین باید پر شود. بلوک‌های سنگ تخریبی در جبهه کار در امتداد سطح لایه‌بندی به سمت پایین جابجا می‌شوند؛ بنابراین فضای خالی بزرگی در انتهای بالایی جبهه کار شکل گرفته که باطله سقف می‌تواند به آن وارد شود. حداکثر تنش‌های قائم در بخش پایینی جبهه کار متمرکز است. این درنهایت به ساختاری منجر می‌شود که در بخش بالا سست و آزاد و در نیمه پایین سخت و فشرده است. جابجایی‌ها در بخش میانی کارگاه و تونل باربری به ترتیب $10/4$ و $35/1$ میلی‌متر بوده که از حد مجاز ساکورایی بیشتر است لیکن کرنش برشی از محدوده مجاز تجاوز نمی‌نماید. تنش‌های افقی روند افزایشی را در محدوده پایینی جبهه کار نشان می‌دهند. همچنین پایه‌های کناری بالایی و پایینی افزایش تنش قائم بیش از ۳ برابری را متحمل می‌شوند. وضعیت بلوکی مدل حاکی از شکست توأمان کششی و برشی در سقف بالایی کارگاه در طی پیشروی و برش محض در سقف پایینی، پایه پایینی و دیواره تونل باربری است. فرمول تجربی یاووز مسافت پیشروی بازیابی تنش برجا را با توجه به پارامترهای این مطالعه ۲۰۰ متر پیش‌بینی می‌نماید که در مقایسه با فاصله تعادلی در بخش پایینی جبهه کار یعنی ۱۹۸ متر مطابقت خوبی

دارد. به طور کلی وضعیت تنش‌ها در نیمه پایینی جبهه کار و نیز تونل ترابری لزوم توجه بیشتر به این نواحی را ایجاب می‌نماید.

برنامه‌های عددی ابزارهای مفید برای ساخت مدل‌های دینامیک مسائل پیچیده که هندسه، شرایط مرزی و بارگذاری پیچیده دارند مفید است. روش‌های عددی پس از کالیبراسیون با تجربیات عملی و مشاهدات صحرایی می‌توانند در مطالعات پارامتری به هدف تحلیل اثر پارامترهای بحرانی بر عکس‌العمل سازه استفاده شوند. در پژوهش حاضر، یک مدل عددی به منظور تحلیل لرزش‌های ناشی از انفجار بر رفتار مجموعه تونل‌ها و کارگاه K12 حفاری شده به روش جبهه کار طولانی پس‌رو ساخته شد. شبیه‌سازی عددی شامل یک انفجار زیرزمینی در تونل با ترکیبی از روش‌های تجربی و کد عددی تحلیل شد. به منظور به دست آوردن موج تنش ناشی از انفجار درون چال از فرمول تجربی بسیار پرکاربرد استارفیلد برای چال‌های استوانه‌ای متمرکز (تقریباً کروی یا کروی در فواصل دور) استفاده شد و مدل FLAC3D بر انتشار موج شوک در توده سنگ پیرامون محیط انفجار متمرکز شد. نتایج مدل عددی با روش ترکیبی تجربی-FLAC3D با تخمین‌های صرفاً تجربی و همین‌طور داده‌های ثبت شده صحرایی مقایسه شد. یافته‌ها بر مبنای سرعت ذره‌ای حداکثر نشان داد که تخمین‌های تجربی کوچک‌تر از داده‌های اندازه‌گیری بوده در حالی که ترکیب نتایج تجربی-عددی مطابقت خوبی با داده‌های صحرایی دارد؛ بنابراین ترکیب تجربی-عددی در مدل‌سازی یک انفجار مقیاس متوسط در یک فضای زیرزمینی و شبیه‌سازی انتشار موج در توده سنگ مناسب است. نتایج نشان می‌دهد که مقادیر سرعت ذره‌ای حداکثر در طی عملیات انفجار و پیشروی همگی در زیر حد آستانه خسارت بوده و از این لحاظ مجموعه کارگاه و تونل پیشروی با مشکلی مواجه نخواهد شد. همچنین مقادیر جابجایی ذره‌ای حداکثر در محدوده‌ای است که بر گام تخریب کارگاه استخراج تأثیرگذار نمی‌باشد، لیکن گام تخریب بدون تغییر همانند وضعیت استاتیک ۶ متر در نظر گرفته می‌شود. از بررسی تغییرات تنش‌ها و جابجایی‌ها در محدوده مورد مطالعه یک پیک واضح در محل انفجار قابل‌رؤیت بوده و نیز عملیات انفجار به مقدار جزئی، فضای آزاد ناحیه کارگاه و فضای تخریب را متأثر می‌سازد. از آنجا که در

پژوهش حاضر تنها یک تاخیر انفجاری با بیشترین وزخ خرج مدل شد پیشنهاد می شود که در مطالعات آتی، مدل سازی برای کل تاخیرها تکرار و از بسط فوریه، فرکانس غالب موج خروجی با داده های صحرایی مقایسه شود. همچنین پیشنهاد می شود ورودی دینامیک توسط مدل AUTODYN محاسبه و نتایج آن با موج استارفیلد مقایسه شود.

منابع و مراجع:

- آقا نباتی سید علی (۱۳۸۳)، *زمین‌شناسی ساختمانی*، سازمان زمین‌شناسی کشوری
- حسینی سید هادی (۱۳۹۰)، *مدل‌سازی و شبیه‌سازی قابلیت اطمینان شیرر*، مطالعه موردی: معدن زغال‌سنگ طبس، رساله دکتری، دانشکده مهندسی معدن نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود
- صفری حجت ا...، غلامی مجید، (۱۳۸۹)، *بررسی ساختارهای زمین‌شناسی منطقه زغال‌سنگی طزره با استفاده از محیط GIS*، انتشارات دانشگاه گلستان
- گزارش پایانی اکتشافات شرکت البرز شرقی، (۱۳۴۸)، دفتر مرکزی معدن طزره (مجموعه تونل مادر)
- عطایی محمد (۱۳۸۶)، *معدن کاری زیرزمینی (جلد اول)*، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود، چاپ دوم، شابک ۹۷۸۹۶۴۸۹۰۳۶۹۰
- عطایی محمد، (۱۳۹۰- الف)، *معدنکاری زیرزمینی: روش‌های با نگهداری، روش‌های تخریبی*، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود، جلد دوم، چاپ سوم، شابک ۹۷۹۹۶۴۷۶۳۷۰۶۹
- عطایی محمد، (۱۳۹۰- ب)، *معدنکاری زیرزمینی: مباحث ویژه*، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود، جلد سوم، چاپ سوم
- عبدالله زاده محمود، خادمی حمیدی جعفر، منجزی مسعود، (۱۳۹۳)، *مدل‌سازی تأثیر طول کارگاه استخراج جبهه کار طولانی بر توزیع تنش‌ها*، نشریه علمی- پژوهشی مهندسی معدن، دوره نهم، شماره ۲۴، صفحه ۲۸-۲۸
- ۱۷
- غفاری محمدابراهیم، ارزیابی اثرات زیست‌محیطی بهره‌برداری از معادن زغال‌سنگ (مطالعه موردی معدن زغال‌سنگ وطن، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه آزاد شاهرود، ۱۳۹۴
- فهیمی فر احمد و سروش حامد، (۱۳۸۰)، *آزمایش‌های مکانیک سنگ مبانی نظری و استانداردها (جلد اول)*، شرکت سهامی آزمایشگاه فنی و مکانیک خاک و مرکز نشر پروفسور حسابی دانشگاه صنعتی امیرکبیر (واحد تفرش)، تهران.
- مرتضوی علی، (۱۳۹۴)، *دینامیک سنگ*، انتشارات دانشگاه صنعتی امیرکبیر. چاپ اول

Adhikari, G. R., Venkatesh, H. S., Theresraj, A. L., Roy, s., Blachander, R., Jain, N. K., Gupta, R. N., (2005)“[Role of blast design parameters on ground vibration and correlation of vibration level to blasting damage to surface structures](#)”, *S&T Project: MT/134/02*

Aliabadian, Z., Sharafisafa, M., Nazemi, M., (2013), [Simulation of Dynamic Fracturing of Continuum Rock in Open Pit Mining](#), *Geomaterials*, 2013, 3, 82-89

Arshadnejad, SH, Yan, W. M., Tham, L. G., Zhou, J., “[An empirical approach to introduce the relationship between blast-induced vibration and rock mass condition in tunneling](#)”, *Advances in Geotechnical Infrastructure Research Publishing*, 423-42 American Society for Testing and Materials

ASTM, (1986), “[Standard test method of confined compressive strength of intact rock core specimens](#)”, *D2938*: 390-391.

ASTM, (1990), “[Standard Test Method for Laboratory Determination of Pulse Velocities and Ultrasonic Elastic Constants of Rock](#)”, D 2845, *ASTM, 1990 and Standard Test Method for Rebound Number of Schmidt Hammer*, C805/C805M, ASTM.

ASTM, (2000), “[American Society for Testing and Materials](#)”. *Annual book of ASTM standards*, vol 04.08, Philadelphia, PA, USA

Bai, M., Elsworth, D., (1990), [Some aspects of mining under aquifers in China](#), *Mining science and Technology*, (10), p81-91

Bai, M., Kendorski, F., Van Roosendaal, D., (1995), [Chinese and North American high-extraction underground coal mining strata behaviour and water protection experience and guidelines](#). *Proceedings of the 14th International Conference on Ground Control in Mining*, Morgantown, 1995. p. 209–17.

Bajpayee, T. S., Lannacchione, A. T., and Schilling, S. R., (2008), “[Detecting strata fracturing and roof failures from a borehole based microseismic system](#)”, *27th International Conference on Ground Control in Mining*. Pp.111-123

Barczak, T. M., (1992) “[Examination of Design and Operation Practices for Longwall Shields](#)”. *U.S. Department Of The Interior, Bureau of Mines*, Information Circular/1992.

Barton, N., (1983) [Application of Q-system and index tests to estimate shear strength and deformability of rock masses](#). *In: Proceedings, international symposium on engineering geology and underground construction*, vol 2. Laboratorio Nacional de Engenharia Civil, Lisbon, Portugal, pp 51–70

- Bieniawski, Z. T., (1987), "Strata Control in Mineral Engineering", A.A. Balkema Publication Rotterdam, P212.
- Birch, W. J., White, T. J. (2013) "The development of a trivariate statistical blast vibration model that seeks to respect both the difference between types of seismic waves and their attenuation rates", *Rock Fragmentation by Blasting*, Taylor & Francis group, London.
- Brinkmann, J. R., (1987), "The control of ground vibration from colliery blasting during the undermining of residential areas", *J. S. Afr. Inst. Min. Metal*, Vol. 87, No. 2.
- Cao, A., Dou, L., Luo, X., (2012), "Seismic effort of blasting wave transmitted in Coal rock mass associated with mining operation", *J. Cent. South Univ*, Vol 19, PP.2604-2610.
- Cardu, M., Dompieri, M., Seccatore, J., (2012), "Mining Science and Technology. Complexity analysis of blast-induced vibrations in underground mining, a case study" 22, pp 125-131.
- Chen, S. G., Zhao, J., (1998), A Study of UDEC Modelling for Blast Wave Propagation in Jointed Rock Masses, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* Vol. 35, No. 1, pp. 93-99, 1998
- Cheng, J., Zhang, y., Zhang, P., (2014), "Research on the characteristics of overlying strata movement in downward and upward mining longwall panel in steeply inclined seam by similar physical simulation", *Computer Modeling & New Technologies*, 18(12A) 446-452
- Das, S. K., (2000), "Observations and classification of roof strata behavior over long wall coal mining panels india", *International Journal of Rock Mechanics*, Min Sci. 37: 585 – 597.
- Dehghani, H., Ataee-Pour, M., (2011), "Development of a model to predict peak particle velocity in a blasting operation", *Journal of rock mechanics and mining science* , 48, 51-58
- Deng, X. F., Chen, S. G., Zhu, J. B., Zhou, Y. X., Zhao, Z. Y., Zhao, J.,(2015), UDEC–AUTODYN Hybrid Modeling of a Large-Scale Underground Explosion Test, *Rock Mech Rock Eng* (2015) 48:737–747
- Deng, X. F., Zhu, J. B., Chen, S. G., Zhao, Z. Y., Zhou, Y. X., Zhao, J., (2014), Numerical study on tunnel damage subject to blast-induced shock wave in jointed rock masses, *Tunnelling and Underground Space Technology* 43 (2014) 88–100
- Dey, K., and Pal, B. K., "Ground Vibration --- Unique Case Studies In Indian Coal Mines" (2008), *International Conference on Case Histories in Geotechnical Engineering*, P6.

Dey, K., Murthy, V. M. S. R., (2001), "Blast-Induced Damage Assessment for Increased Roadway Stability in Underground Coal Drivages", *National Seminar on Ventilation, Safety and Environment*, PP.387-399

Dongfeng,,Y., Zhua, L., Wendong, C., Zhendong, F., Dongfang, W., Yuanhao, Z., (2017), Monitoring strata behavior due to multi-slicing top coal caving longwall mining in steeply dipping extra thick coal seam, *International Journal of Mining Science and Technology*, Volume 27, Issue 1, January 2017, Pages 179-184

Eberhardt, E., (2012), "The hoek-Brown failure criterion", *Rock Mech and Rock Eng*, 45:981-988..

Eslami, M., Goshtasbi, K., (2017), Blasting Damage Predictions by Numerical Modeling in Siahbishe Pumped Storage Powerhouse, *J. Inst. Eng. India Ser. D*, 2017

Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3 Dimensions (FLAC3D) version 5.01 Manual (2012), *Itasca Consulting group*, 2012.

Fayol, M.,(1885). "in *Revue de l'Industrie Minerale*", *France*, Vol. 14, 1885.

Feng-hai, M. A., Dun, L., Li. S., (2011)," Numerical simulation analysis of covering rock strata as mining steep-inclined coal seam under fault movement", *Trans. Nonferrous Met. Soc. China*, Vol. 21, PP. 556-561.

Follington, I. L., and Isaac, A. K. (1990), "Failure zone development above longwall panels", *Mining Science and Technology* 10: 103-116.

Fourie, A. B., Green, R.W., (1993), "Damage to underground coal mine caused by surface blasting", *International Journal of Surface Mining and Reclamation*, Vol.7, No.1, Netherlands, PP.11-16.

Gad, E. F., Wilson, J. L.,(2001), "Field investigation on the effect of blast vibrations on residential structures", *Journal of Earthquake Engineering and Analysis*. Pp90-96.

Gao, F., Stead, D., Coggan J., (2014), "Evaluation of coal longwall caving characteristics using an innovative UDEC Trigon approach", *Computers and Geotechnics*, Vol. 55, pp. 448-460.

Gao, y., Liu, D., Zhang, X., He, M., (2017), [Analysis and Optimization of Entry Stability in Underground Longwall Mining](#), *Sustainability* 2017, 9(11), 2079

Görgülü, K., Arpaz, E., Uysal, Ö., Duruturk, Y. S., Demirci, A., Dilmaç, M.K., Koçaslan, A.,(2012), ["Comparison Of Blast-Induced Ground Vibration Predictors In Case Of TuluPlain Open Pit Colemanite Mine Of Eti Mine"](#), *Proceedings of the 21st International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES 2012)*, 231-237, New Delhi, India.

Hoek, E., Carranza-Torres, C., Corkum, B., (2002), [Hoek-Brown failure criterion](#), *Proceedings of the NARMS-TAC Conference*, Toronto (2002), pp. 267-273

Hoek, E., Brown, E. T. (1980), ["Underground Excavations in Rock"](#),. *London, Instu Min. Metall.* p.527

Holmberg, R, Persson, P. A., (1979),. ["Swedish approach to contour blasting"](#), *Proceedings of Fourth Conference on explosive and blasting techniques*, pp. 113-127.

Hosseini, M., Seifi Baghikhani, M., (2013), ["Analysing the Ground Vibration Due to Blasting at AlvandQoly Limestone Mine"](#), *International Journal of Mining Engineering and Mineral Processing*, Vol 2, PP.17-23.

Hossaini, S. M. F, SEN, G. C., (2006), ["A Study of the influence of different blasting modes and explosive types on ground vibrations"](#), *Iranian Journal of Science & Technology*, Transaction B, Engineering, Vol. 30, No.3.

Hunter, C., Fedak, K. and Todoeschuck, J. P., (1993) ["Development of low density explosives with wall control applications"](#), *Proc.19th Annual Conf. Explosives and Blasting Techniques* , Jan, 31- Feb. 4, San Diego, California, USA, ISEE, pp. 549 -555.

ISRM, (2007), ["The complete ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring: 1974–2006"](#). In: *Ulusay R, Hudson JA (eds) Suggested methods prepared by the commission on testing methods*, ISRM, Compilation arranged by the ISRM Turkish National Group, Kozan ofset, Ankara

Kenny, P., [The caving of the waste on longwall faces](#). *Int J Rock Mech Min Sci Geomech Abstr* 1969;6:541–55.

- Laderian, A., Abaspour, M. A., (2012), [The correlation between RMR and Qsystems in parts of Iran](#), *Tunnelling and Underground Space Technology* 27 (2012) 149–158
- Iannacchione, A. T., Batchler, T. J., Marshal, T. E., (2004), [“Mapping hazards with microseismic technology to anticipate roof falls – A case study”](#), *Proceedings of 23th International Conference on Ground Control in Mining*, Morgantown, WV, pp.327-333.
- Iannacchione, A. T., Esterhuizen, G. S., Bajpayee, T. S., Swanson, P. L., Chapman, M. C., 2005b. [“Characteristics of Mining-Induced Seismicity Associated with Roof Falls and Roof Caving Events”](#). *Proceedings of the 40th U.S. Rock Mechanics Symposium*, Anchorage, AK, Alexandria, pp. 1-10.
- Jabinpoor, A., Jafari, A., Yavari Shahreza, M., (2013), ["Estimation of rock cavability in jointed roof in longwall mining"](#), *13th Coal Operators' Conference*, University of Wollongong, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy & Mine Managers Association of Australia, pp. 68-73.
- Jackson, N. M, Hammons, M.I., Walker, R., and Von Quintus, H., (2007) [“Use of nondestructive techniques to estimate the allowable vibratory compaction level during construction”](#). Research report FL/DOT/SMO/07-BDB-11. Florida, USA: *State Materials Office, Department of Transportation*, State of Florida Department of Transportation.
- Jha, A. K., (2015) [“Evolution of new damage criterion for estimating blast induced damage on underground mine structures due to surface blasting carried in neighboring mines”](#), *Global Journal of Advanced Engineering Technologies and Sciences*, 2(8), 24-40.
- Jha, A. K., Deb, D., (2015), [“Estimation of Damage in an Underground Mine Due to Effect of Surface Blasting”](#), *Journal of Geological Resource and Engineering*, Vol.4, PP. 203-212
- Jin, Z., Ma, L., Sun, Q. (2015), [“Impact Factors of the Distribution of Advancing Abutment Pressure at Comprehensive Mechanized Mining Face”](#), *The Electric Journal of Geotechnical Engineering*, Vol.20, Bund. 5.
- Jingbo, L., Quisgi, Y., Jun, W., (2008), [Analysis of Blast Wave Propagation Inside Tunnel](#), *Trans. Tianjin Univ.* 2008, 14: 358-362

- Jinfeng, J. U, and XU, J. L. (2013), "Structural characteristics of key strata and strata behaviour of a fully mechanized longwall face with 7.0 m height chocks", *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 58. pp. 46–54.
- Kahraman, S. (2001), "Evaluation of simple Methods for Assessing the Uniaxial Compressive Strength of Rock", *Int J Rock Mech Min Sci*, 38:981-994
- Khandelwal, M., Singh T. N., (2007), "Evaluation of blast induced ground vibration predictors". *Soil Dynamics and Earth Quake Engineering*, 27, pp. 116–125
- Khanal, M., Adhikary, D., Balusu, R., (2011), "Effect of strata properties and panel widths on choke performance" , *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 407-414
- Konicek, P.; Ptacek, J.; Stas, L., (2014), "Impact of destress blasting on stress field development ahead of a hardcoal longwall face", *Rock Engineering and Rock Mechanics: Structures in and on Rock Masses* Pages: 585-590.
- Kopp, J. W., Siskind, D. E., (1986), "Effects of Millisecond-Delay Intervals on Vibration and Airblast From Surface Coal Mine Blasting", *Bureau of Mines Report of Investigations* 9026.
- Kuhnow, F. B. (2013), "Vibration Effects on Underground Concrete Structures", MSc Thesis, University of Utah.
- Kumar, R., Choudhury, D., Bhargava, K., (2016) "Determination of blast-induced ground vibration equations for rocks using mechanical and geological properties", *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering* 8 (2016) 341e349
- Leong, E. C, Anand, S, Cheong, H. K.,. *Re-examination of peak stress and scaled distance due to ground shock. International Journal of Impact Engineering*, 2007, 34 (9): 1 487–1 499.
- Li, X., Huang, J., Luo, Y., Dong, Q., Li, Y., Wan, Y., Liu, T., (2014), Numerical simulation of blast vibration and crack forming effect of rock-anchored beam excavation in deep underground caverns, *Geomechanics and Geotechnical Engineering*, p121-127
- Liu, Q., and Tidman, P., 1995, Estimation of the dynamic pressure around a fully loaded blast hole. *CANMET/MRL Experimental Mine*, pp23-45
- Lopez, J. C, Lopez, J. E. *Drilling and blasting of rocks*. Rotterdam: A. A. Balkema; 1995.

Ma, L., Cao, X., Jia, J., (2015a), "The support stability mechanism in dip direction of fully mechanised working face with big dip angle considering the strike angle", *International Journal of Oil Gas and Coal Technology*, , Vol. 9, No. 1.

Ma, L., Zhang, Y., Zhang, D. S., Cao, X., Li, Q., Zhang, Y. B., (2015b), "Support stability mechanism in a coal face with large angles in both strike and dip", *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, , Vol.115.

Minimate Plus operator manual, (2013), *Instantel Inc.*, 716U0101 Rev 15

Mitelman, A., (2015), *Numerical analysis of the effects of the external blasts on tunnels*, *Universty of British Colombia*, June 2015

Mitelman, A., Elmu, D.,(2014), *Modelling of blast-induced damage in tunnels using a hybrid finite-discrete numerical approach*, *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering* 6 (2014) 565e573

Mobaraki, B., Vaghefi, M.,(2015), *Numerical study of the depth and cross-sectional shape of tunnel under surface explosion*, *Tunnelling and Underground Space Technology* 47 (2015) 114–122.

Murthy, V. M. S. R., Dey, K., Munshi, B., Kumar, S. (2003) "Predicting blast induced rock damage (bird) in burn cuts using acceleration measurements", *Second National Seminar on Rock Excavation Technique (ROCKEX2003)*, pp.13-19.

Nateghi, R., (2011), "Minimizing Negative Effects of Blasting on underground Structures", *First Asian and 9th Iranian Tunneling Symposium*, Nov.2011, Tehran.

Oraee, K., Rostami, M., (2008), "Qualitative and Quantitative Analysis of Hanging wall Caving in Longwall Mining Method Using a Fuzzy System", *21st International Mining Congress & Expo*, Kraków, Poland.

Pappas, D. M., Mark, C., (1993), *Behaviour of simulated longwall gob material*. *Report of Investigations, US Department of the Interior*. Bureau of Mines, RI-9458, p. 39

Paventi, M., Lizotte, Y., Scoble, M., Mohanty, B., (1996) "Measuring rock mass damage in drifting", *Rock fragmentation by blasting*, ISBN 905410824X

Peng, S. S., Chiang, H. S., (1984), "Longwall Mining", 2nd Edition., *New York: John Wiley & Sons*.

Peng, S. S., (2006), "Longwall Mining", 3rd edition. Morgantown, WV: *West Virginia University*, Department of Mining Engineering.

Peng, S. S., (1986), "Coal mine ground control", 2nd edition. *New York: John Wiley & Sons.*

Resende, R., (2010), "An Investigation of Stress Wave Propagation Through Rock Joints and Rock Masses", *Ph.D. Thesis*, Porto University, Portugal.

Rezaei, M., Hossaini, S. M. F., Majdi, A., (2015), "A time-independent energy model to determine the height of destressed zone above the mined panel in longwall coal mining", *Tunnelling and underground space technology*, 47, No.1: 81–92.

Rezaei, M., (2018), Long-term stability analysis of goaf area in longwall mining using minimum potential energy theory, *Journal of Mining & Environment*, Vol.9, No.1, 2018, 169-182.

Ritika, S., Kaustava, C., Deepankar, C., (2011), Effect of blast load on seismic slope stability using FLAC, *Proceedings of Indian Geotechnical Conference*, 2011, Kochi (Paper No. K-099), p639-642

Rosengren, L., Brandshaug, T., Andersson, P., Lundman, P., (2003), Modeling Effects of Accidental Explosions in Rock Tunnels, *ISRM 2003–Technology roadmap for rock mechanics*, South African Institute of Mining and Metallurgy.

Sabanov, S., Pastarus, J. R., Nikitin, O., Väli, E., (2008), "Risk assessment of seismic impact on the roof and pillars stability in Estonian underground", *Estonian Journal of Engineering*, 14, 4, 325–333.

Shen, B., King, A., Guo, H., (2008), "Displacement, stress and seismicity in roadway roofs during mining induced failure". *International Journal of Rock Mechanics*, Min Sci. 45: 672-688.

Shabanimashcool, M., (2012), "Numerical modelling of the longwall mining and the stress state in Svea Nord Coal Mine", *M.S. Thesis*, Norwegian University of Science and Technology (NTNU), Trondheim, Norway.

Saiang, D., Nordlund, E., "Blast-induced damage around tunnels-effects concerns and numerical assessment", (2005), *Geotechnical Engineering*, PP.23-37

Sakurai, S., (1997); "Lessons Learned from Field Measurements in Tunneling", *Tunneling and Underground Space Technology*, Vol. 12, NO. 4, pp. 453-460.

Saiang, D., (2008), Behaviour of Blast-Induced Damaged Zone Around Underground Excavations in Hard Rock Mass, *Doctral Thesis*, Luleå University of Technology, ISSN 1402-1544.

Salamon, M. D. G., [Mechanism of caving in longwall mining](#). *Rock Mechanics Contributions and Challenges: Proceedings of the 31st US Symposium*, Golden, 1990. p. 161–8.

Sharafisafa, M., Aliabadian, Z., Rezvan, A., Mortazavi, A., (2014), [Distinct element modelling of fracture plan control in continuum and jointed rock mass in presplitting method of surface mining](#), *International Journal of Mining Science and Technology* 24 (2014) 871–881

Shenglong, T., Lan, Q., Qingwen, L.,(2016), [Adopting the In-Situ Test and Numerical Simulation to the Design of Underwater Rock Plug Blasting](#), *EJGE Vol. 21 [2016]*, Bund. 19. P6359-6370.

Singh, G. S. P., 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*, 1142-1156.

Singh, G. S. P., Singh, U. K., Banerjee, G., (2004), ["Cavability assessment model for longwall working in India"](#), *Proceedings of the 3rd Asian rock mechanics symposium* (Organized by ISRM, Kyoto, Japan), pp. 295-300.

Singh, P. k., (2002), ["Blast vibration damage to underground coal mines from adjacent open pit blasting"](#) , *Int J. Rock Mech Min Sci* 39: 959-973.

Singh, D. R.,(2012), ["Starata behaviour in longwall mining at greater depths"](#), *BSc Thesis*, National Institute of Technology, Rourkela.

Singh, B., and Goel, R. K., (2006), ["Tunnelling in weak rocks"](#), *Amsterdam: Elsevier*. ISBN: 9780080449876, Pages 512.

Sitharam, T. G.,(2012) ["Geotechnical Applications for Earthquake Engineering"](#): *Research Advancements, Indian Institute of science*, ISBN 9781466609167

Snodgrass, J. J., Siskind, D. E. (1974), ["Vibrations from underground Blasting"](#), , *[Washington] U.S. Bureau of mines*. Report of Investigations 7937.

Soltani-Mohammadi, S., Bakhshandeh Amnieh, H., Bahadori, M., (2012), ["Investigating ground vibration to calculate the permissible charge weight for blasting operations of Gotvand-Olya dam underground structures"](#), *Mining Sciences* 57 (3), 687-697.

Song, G., Yang, S. (2015), ["Investigation into strata behaviour and fractured zone height in a high-seam longwall coal mine"](#). *J. S. Afr. Inst. Min. Metall.*, Vol.115, No.8, p.781-788. ISSN 0038-223X.

- Stagg, M. S., Engler, A. J., (1980), " [Measurement of Blast-Induced Ground Vibration and Seismograph Calibration](#)", *USBM Report of Investigation 8506*.
- Starfield, M., Pugliese J. M., " [Compressional Waves Generated in Rock by Cylindrical Explosive Charges: A Comparison between a Computer Model and Field Measurements](#)," *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Vol. 5, No. 1, 1968, pp. 65-77.
- Tao, M., Li, X., Wu, C., (2013) " [3D numerical model for dynamic loading-induced multiple fracture zones around cavity face](#)", *Computers and Geotechnics*, 33-45
- The U.S. Environmental Protection Agency (US.EPA Report), " [Acoustic Logging](#)". [Online], epa.gov. 2011-12-12. Retrieved 2015-02-03.
- Tuncay, E., Hasancebi, N., (2009), " [The effect of length to diameter ratio of test specimens on the uniaxial compressive strength of rock](#)", *Eng Geol Environ* (2009) 68: 491.
- Unified Facilities Criteria (UFC) [structures to resist the effects of accidental explosions](#), *US Army Corps of Engineer*, UFC 3-340-02, 2008.
- Verma, A. K., Deb, d., (2013), [Numerical Analysis of an Interaction between Hydraulic-Powered Support and Surrounding Rock Strata](#), *International Journal of Geomechanics*, Volume 13 Issue 2 - April 2013. P67-75
- Wang, W., Jiang T., Wang Z., Ren, M., (2017), [A analytical model for cover stress re-establishment in the goaf after longwall caving mining](#), *J. S. Afr. Inst.Min.Metall.* vol.117 n.7 Johannesburg Jul. 2017
- Wang, Z. L., Konietzky, H., (2009), [Modelling of blast induced fractures in jointed rock mass](#), *Engineering fracture mechanics*, 76 (2009) 1945-1955
- Wei, X., Zhao, Z.,(2008), [Response characteristics of underground rock cavern subjected to blast load](#), *World Tunnel Congress 2008 - Underground Facilities for Better Environment and Safety* – India, p665-673
- WV OEB, (2007), " [Report of relating surface coal mine scaled distances to deep mine roof peak particle velocities](#)", *West Virginia*, Dec 31.
- Xu, B., Yin, S., Zhang, X., Wu, J., (2014), [Research on the Stability of Waterproof Coal Pillar in Steep Seam under Aquifers](#), *An Interdisciplinary Response to Mine Water Challenges* - Sui, Sun & Wang (eds), China University of Mining and Technology Press, Xuzhou, ISBN 978-7-5646-2437-8, p248-251.

- Yajun, X., Fudong, G., Panfeng, G. (2014), “Analysis of stability of support and surrounding rock in mining top coal of inclined coal seam”, *Journal of China University of Mining & Technology*, Issue 1, p.63-68.
- Yang, J. H., Lu, W. B., Jiang, Q. H., Yao, C., Zhou, C. B., (2016), “Frequency comparison of blast-induced vibration per delay for the fullface millisecond delay blasting in underground opening excavation”, *Tunnelling and Underground Space Technology* 51, PP.189–201
- Yang, Y., Xie, X., Wang, R., (2010), Numerical simulation of dynamic response of operating metro tunnel induced by ground explosion, *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2010, 2 (4): 373–384
- Yang, H., Cao, S., Li, Y., Sun, C., Guo, P., (2015), “Soft Roof Failure Mechanism and Supporting Method for Gob-Side Entry Retaining.Minerals”, *Minerals, MDPI*, 5, p 707-722.
- Yavuz, H., (2004), An estimation method for cover pressure re-establishment distance and pressure distribution in the goaf of longwall coal mines, *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 41 (2004) 193–205
- Yi, C.P., Zhang, P., Nordlund, D., Shirzadegan, S., Nyberg, U., (2016), Numerical modelling of dynamic response of underground openings under blasting based on field tests, *Ground Support 2016* — E. Nordlund, T.H. Jones and A. Eitzenberger (eds)
- Yilmaz, O., Unlu, T.,(2013), Three dimensional numerical rock damage analysis under blasting load, *tunneling and underground space technology* 38, p266-278.
- Yong, y., Shishao, t., Xiaogang, Z., Bo, l., “Dynamic Effect and Control of Key Strata Break of Immediate Roof in Fully Mechanized Mining with Large Mining Height”, *Hindawi Publishing Corporation*, 2015, 11 pages
- Yuehua, D., Shouquan, W., (2014), Feasibility analysis of gob-side entry retaining on a working face in a steep coal seam, *International Journal of Mining Science and Technology*, 24 (2014) 499–503.
- Zhang, Z., Shimada, H., Sasaoka, T., Hamanak, A., (2017), Stability Control of Retained Goaf-Side Gateroad under Different Roof Conditions in Deep Underground Y Type Longwall Mining, *Sustainability 2017* (9), 1671, p1-19.

Zhao, Y., Liu, s., Zhao, G., Elsworth, D., Jiang, Y., (2014), [Failure mechanisms in coal: Dependence on strain rate and microstructure](#), *Journal of Geophysical research*, Volume 119, Issue 9, Pages 6924–6935

Zheng, X., Hua, J., Zhang, N., Feng, X., and Zhang, L., (2015) [“Simulation of the Load Evolution of an Anchoring System under a Blasting Impulse Load Using FLAC3D,”](#) *Shock and Vibration*, vol. 2015, Article ID 972720, 8

Abstract

Due to decrease in coal reserves, extraction from coal seams with a moderate and steep slope and feasibility studies of the steep coal stopes is necessary. Measuring blast-induced ground vibration is very important in terms of controlling and eliminating possible damages. Using laboratory and field data in the present study, numerical simulation of the mining process in longwall steep coal seam of K12 Eastern Alborz has been carried out. The section in the present study is at a depth of 410-480 meters and the average thickness of the coal layer is about 0.86 meters and the angle of inclination is 43 degrees.

Schmidt hammer tests, ultrasonic test, uniaxial and thiaxial compressive strength tests were performed on the rock specimen for estimating the parameters of the common failure criteria.

In field analysis, the results of the recorded vibrations caused by the roadways blast showed that, as expected, the cube root equation of charge weight is more consistent with existing data. Based on variable power of distance and charge weight, another equation was proposed using non-linear multi-variable regression method which has a very good accuracy in estimating ground vibrations and can therefore be used in similar formations with similar geotechnical parameters.

In finite difference model section, In general, deformation and stress redistribution pattern are in accordance with the previous research works. Support system evaluation was made by Sakurai's critical strain for underground excavations and tunnels and the stopping's lower part and the conveyance roadway were determined as critical locations.

In the final section, the numerical simulation of the explosion process at K12 working face was analyzed using empirical formulas and experimental-numerical combinations. Stress wave from explosion was derived from the widely-used empirical Starfield equation. The results of the numerical model showed that the combination of empirical-numerical method is suitable for modeling average-scale explosion in an underground space. The results showed that the maximum particle displacement values were very small and did not affect caving step of the excavation.

Keywords: Longwall, Numerical method, Steep coal seam, stress distribution, blast-induced vibration, laboratory test



Shahrood University of Technology
Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics Engineering
Ph.D. Thesis in Mineral Exploitation

**Roadway's blast-induced ground vibration effects on
roof stability and caving step in longwall coal mining**

By: Seyed Ahmad Abolqasemifar

Supervisors:

Dr. Mohammad Ataei

Dr. Seyed Rahman Torabi

Advisor:

Dr. Majid Nikkhah

July 2018