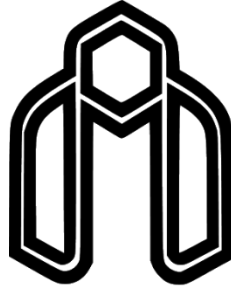


بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان نامه کارشناسی ارشد تونل و فضاهاى زیرزمینی

بررسی ناحیه آسیب ناشی از حفاری (EDZ) تونل‌ها

با روش مدل‌سازی عددی

نگارنده: محمد حسین امیری هزاوه

استاد راهنما :

دکتر شکرالله زارع

مهر ۱۳۹۹

شماره: ۹۹۹,۴۲۰۱
تاریخ: ۹۹۹,۳

باسم تعالی



فرم شماره (۳) صورتجلسه نهایی دفاع از پایان نامه دوره کارشناسی ارشد

با نام و یاد خداوند متعال، ارزیابی جلسه دفاع از پایان نامه کارشناسی ارشد آقای محمد حسین امیری هزاوه با شماره دانشجویی ۹۶۰۳۱۳۴ رشته معدن گرایش تونل و فضاهای زیرزمینی تحت عنوان بررسی ناحیه آسیب ناشی از حفاری (EDZ) تونل ها با روش مدل سازی عددی در تاریخ ۱۳۹۹/۷/۲۸ با حضور هیأت محترم داوران در دانشگاه صنعتی شاهرود برگزار گردید به شرح ذیل اعلام می گردد:

الف) درجه عالی: نمره ۱۹-۲۰ ☐ (ب) درجه خیلی خوب: نمره ۱۸-۱۹/۹۹ * ☒
 ج) درجه خوب: نمره ۱۶-۱۷/۹۹ ☐ (د) درجه متوسط: نمره ۱۴-۱۵/۹۹ ☐
 ه) کمتر از ۱۴ غیر قابل قبول و نیاز به دفاع مجدد دارد ☐
 نوع تحقیق: نظری * ☒ عملی ☐

عضو هیأت داوران	نام و نام خانوادگی	مرتبه علمی	امضاء
۱- استاد راهنمای اول	شکرالله زارع	دانشیار	
۲- استاد راهنمای دوم			
۳- استاد مشاور			
۴- نماینده تحصیلات تکمیلی	مرتضی جوادی	استادیار	
۵- استاد ممتحن اول	محمد اسماعیل جلالی	دانشیار	
۶- استاد ممتحن دوم	مجید نیکخواه	استادیار	

نام و نام خانوادگی رئیس دانشکده:

تاریخ و امضاء و مهر دانشکده:



تشکر و قدردانی:

سپاس فراوان از جناب دکتر زارع که بدون راهنمایی‌های ایشان نگارش این پایان نامه بسیار مشکل بود. و همچنین با سپاس از جناب مهندس دانیال شیرین برای یاری‌های فراوانشان.

تقدیم به :

مادرم، پدرم ، خواهرم و همسر عزیزم به پاس قدر دانی از قلبی آکنده از عشق و معرفت که محیطی سرشار از سلامت و امنیت و آرامش و آسایش برای من فراهم آورده اند.

تعهدنامه

اینجانب محمد حسین امیری هزاوه دانشجوی دوره کارشناسی ارشد تونل و فضاهاى زیرزمینی دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه بررسی ناحیه آسیب ناشی از حفاری (EDZ) تونل‌ها با روش مدل‌سازی عددی تحت راهنمایی دکتر شکرالله زارع متعهد می‌شوم.

- تحقیقات در این رساله 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 رساله 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 می باشد 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 بوده اند در مقالات مستخرج از رساله رعایت می گردد.
- 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، برنامه های رایانه ای، نرم افزار ها و تجهیزات ساخته شده است) متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می باشد. این مطلب باید به نحو مقتضی در تولیدات علمی مربوطه ذکر شود.
- استفاده از اطلاعات و نتایج موجود در رساله بدون ذکر مرجع مجاز نمی باشد.

چکیده

با توجه به اهمیت وجود تونل و فضاهای زیرزمینی در مباحث معدنی و عمرانی لازم است مطالعات گسترده‌ای درباره این موضوع و جوانب آن صورت پذیرد. دو روش کلی مکانیزه و سنتی (چال‌زنی و انفجار) برای حفر تونل وجود دارد. که روش چال‌زنی و انفجار در توده‌سنگ‌های مقاوم و سخت هنوز کاربردی‌ترین روش است. یکی از مخاطرات این روش آسیب ناشی از حفاری در اطراف محیط تونل است. به دلیل اثرات نامطلوب انفجار مانند افزایش هزینه‌های نگهداری، نرخ پیشرفت کم تونل، مسائل پایداری پیش‌بینی نشده، جریان آب و کاهش عمر تونل، هنوز هم از روش‌های اندازه‌گیری میزان آسیب ناشی از حفاری استفاده می‌شود. هدف از انجام این پایان‌نامه، بررسی تاثیر پارامترهای موثر بر شکست دینامیکی در توده‌سنگ اطراف تونل است. در ابتدا تئوری‌های انفجار و مکانیزم‌های آسیب ناشی از انفجار بیان شده است. در ادامه به بررسی روش‌های مختلف پیش‌بینی این آسیب‌ها پرداخته شده است. سپس با بیان مزایا، ویژگی‌ها و اصول روش مدل‌سازی عددی این روش برای پیش‌بینی ناحیه آسیب ناشی از حفاری انتخاب و پس از آن حالت‌های مختلف حفر تونل به وسیله نرم‌افزار UDEC شبیه‌سازی شده است. میزان ناحیه آسیب ناشی از حفاری به دست آمده با روش‌های تحلیلی مورد اعتبارسنجی قرار گرفته است. در ادامه تحلیل حساسیت نسبت به عوامل مختلف موثر بر ناحیه آسیب صورت پذیرفته است. مشخص شده است عواملی مانند چسبندگی ذاتی سنگ و فشار انفجار بیشترین نقش و زاویه اصطکاک داخلی سنگ کمترین نقش را در ناحیه آسیب بازی می‌کنند. در انتها نیز برای بررسی بیشتر و شبیه‌سازی شرایط توده‌سنگ اثر تغییرات شاخص مقاومت زمین‌شناسی (GSI) سنگ در شعاع ناحیه آسیب مورد بررسی قرار گرفته است.

کلمات کلیدی: تونل، مدل‌سازی عددی، EDZ، UDEC، GSI

فهرست مطالب

فصل اول : مقدمه و کلیات	۱
۱-۱ اهداف تحقیق	۳
۲-۱ روش تحقیق	۴
فصل دوم: تعاریف و مفاهیم	۷
۱-۲ انفجار	۸
۱-۱-۲ تئوری انفجار (CJ)	۹
۲-۱-۲ انفجار ایده آل	۱۰
۳-۱-۲ انفجار غیر ایده آل	۱۱
۴-۱-۲ پالس فشاری انفجار	۱۱
۲-۲ مکانیزم‌های شکست ناشی از انفجار	۱۲
۱-۲-۲ پودر شدن سنگ	۱۲
۲-۲-۲ تولید ترک شعاعی	۱۳
۳-۲-۲ شکستگی در اثر انعکاس	۱۴
۴-۲-۲ شکاف‌های حاصل از انبساط گازها	۱۵
۵-۲-۲ ایجاد شکاف در مرزهای تغییر جنس مواد	۱۶
۶-۲-۲ شکستگی در اثر برخورد سنگ‌ها با یکدیگر	۱۶
۳-۲ مراحل انفجار مواد منفجره	۱۶
۱-۳-۲ فرآیند دینامیکی	۱۷
۲-۳-۲ فرآیند شبه استاتیکی	۱۸
۴-۲ آسیب ناشی از حفاری (EDZ)	۱۸
۱-۴-۲ آسیب ناشی از انفجار (BID)	۲۰
۲-۴-۲ مکانیزم ایجاد BID در اثر انفجار	۲۱
۵-۲ روش‌های اندازه‌گیری EDZ	۲۳
۱-۵-۲ اندازه‌گیری به وسیله فاکتور پودر چال‌های محیطی	۲۴
۲-۵-۲ تخمین (BID)	۲۵
۳-۵-۲ پیش‌بینی (BID) با استفاده از ماکزیمم سرعت ذره‌ای	۲۶
۶-۲ مزایا و معایب BID	۲۶
فصل سوم: پیشینه مطالعاتی	۳۱

۳-۱	روش‌های اندازه‌گیری و تجربی	۳۲
۳-۲	روش عددی	۵۸
	فصل چهارم: اصول تحلیل دینامیکی	۷۷
۴-۱	اصول روش گام به گام زمانی	۷۸
۴-۲	مدل سازی دینامیکی با نرم افزار UDEC	۸۱
۴-۲-۱	بارگذاری دینامیکی	۸۱
۴-۲-۲	میرایی مکانیکی	۸۲
۴-۲-۳	شرایط مرزی برای تحلیل دینامیکی	۸۶
۴-۲-۴	حرکت موج	۸۷
	فصل پنجم: مدل سازی عددی	۸۹
۵-۱	مدل سازی استاتیکی	۹۰
۵-۱-۱	ایجاد هندسه کلی مدل	۹۰
۵-۱-۲	تعریف خواص و مدل رفتاری	۹۲
۵-۱-۳	شرایط مرزی و تنش‌های برجا	۹۲
۵-۲	حفر تونل و تحلیل دینامیکی	۹۳
۵-۲-۱	مدل سازی دینامیکی	۹۴
۵-۲-۲	خصوصیات دینامیکی سنگ	۹۴
۵-۲-۳	شرایط مرزی دینامیکی	۹۴
۵-۳	الگوی انفجار	۹۵
۵-۳-۱	فشار انفجار و اعمال آن به دیواره تونل	۹۶
۵-۳-۲	اعمال بار دینامیکی به صورت تاریخچه سرعت با تنش	۹۷
۵-۳-۳	میرایی مکانیکی	۱۰۰
۵-۳-۴	اندازه المان‌ها	۱۰۰
۵-۴	تحلیل استاتیکی و دینامیکی	۱۰۱
۵-۵	اعتبارسنجی مدل عددی	۱۰۸
۵-۶	تحلیل حساسیت	۱۱۱
۵-۶-۱	تحلیل حساسیت خصوصیات سنگ	۱۱۱
۵-۶-۲	تحلیل حساسیت مولفه‌های انفجار	۱۲۲
۵-۷	شعاع ناحیه آسیب در توده سنگ	۱۲۷
	فصل ششم: نتیجه‌گیری و ارائه پیشنهادات	۱۳۱
۶-۱	نتیجه‌گیری	۱۳۲

۶-۲ پیشنهادات ----- ۱۳۳

منابع ----- ۱۳۴

فهرست اشکال

- شکل ۱-۱: شکل شماتیک اثر حفاری سنگ در محیط اطراف ----- ۴
- شکل ۱-۲: شکل شماتیک انفجار و پارامترهای وابسته [۱] ----- ۹
- شکل ۲-۲: فرآیند انفجار ایده‌آل [۲] ----- ۱۰
- شکل ۳-۲: فرآیند انفجار غیر ایده‌آل [۲] ----- ۱۱
- شکل ۴-۲: منحنی فشار-زمان برای انفجار ایده‌آل و غیر ایده‌آل [۲] ----- ۱۲
- شکل ۵-۲: تولید ترک‌های شعاعی ناشی از انفجار [۳] ----- ۱۴
- شکل ۶-۲: تولید ترک‌های شعاعی و شکستگی در اثر انعکاس امواج کرنشی از ناپیوستگی [۳] ----- ۱۴
- شکل ۷-۲: فرآیند شکست در اطراف چال انفجاری بدون سطح آزاد [۳] ----- ۱۷
- شکل ۸-۲: نواحی مختلف اطراف فضای حفاری [۴] ----- ۲۰
- شکل ۹-۲: تفاوت پیش شکستگی و آسیب ناشی از انفجار [۷] ----- ۲۱
- شکل ۱۰-۲: نواحی مختلف آسیب در اثر انفجار (۸) [۸] ----- ۲۲
- شکل ۱۱-۲: سطح مقطع تونل پس از انفجار و اثرات آن بر دیواره تونل [۳] ----- ۲۴
- شکل ۱۲-۲: روش‌های اندازه‌گیری ناحیه آسیب ناشی از حفاری [۲] ----- ۲۵
- شکل ۱۳-۲: اندرکنش شاتکریت و توده‌سنگ آسیب دیده در اثر انفجار [۲] ----- ۲۸
- شکل ۱۴-۲: رفتار پارامترهای مختلف در دیواره تونل [۲] ----- ۲۸
- شکل ۱۵-۲: توزیع تنش در اطراف تونل (a) با ناحیه آسیب (b) بدون ناحیه آسیب [۲] ----- ۲۹
- شکل ۱-۳: شکل چال‌های انفجاری در یکی از دوره‌های انفجار [۱۱] ----- ۳۴
- شکل ۲-۳: سطح اسکن شده از تونل [۱۱] ----- ۳۴
- شکل ۳-۳: ردچال در یک تونل [۱۱] ----- ۳۴
- شکل ۴-۳: حجم عقب‌زدگی [۱۱] ----- ۳۵
- شکل ۵-۳: نقشه برداری از مقطع تونل [۱۱] ----- ۳۶
- شکل ۶-۳: نمونه‌ای از داده‌های GPR در دیواره تونل [۱۱] ----- ۳۶
- شکل ۷-۳: جنس و ساختار کلی نمونه‌های استوانه‌ای [۱۱] ----- ۳۷
- شکل ۸-۳: نمونه‌های استوانه‌ای از چال‌های شماره ۱۲، ۱۳، ۱۴ و ۱۸ [۱۱] ----- ۳۷
- شکل ۹-۳: آزمایش سرعت موج P روی نمونه‌های چال‌های ۱۲، ۱۳، ۱۴ و ۱۸ [۱۱] ----- ۳۸
- شکل ۱۰-۳: طرح کلی تونل KURT و وضعیت زمین‌شناسی اطراف سایت بررسی EDZ و موقعیت سایت - ۴۲
- شکل ۱۱-۳: مکان چال‌های مطالعاتی و آزمایش‌های صورت گرفته بر روی آن‌ها [۱۳] ----- ۴۳
- شکل ۱۲-۳: تغییرات مدول تغییر شکل پذیری توده سنگ در امتداد گمانه شماره ۸ [۱۳] ----- ۴۴
- شکل ۱۳-۳: تصاویر پردازش شده از نقشه بازتاب گمانه [۱۳] ----- ۴۵

- شکل ۳-۱۴: نتایج آزمایش نمونه‌ها [۱۳] ----- ۴۶
- شکل ۳-۱۵: تغییرات فاصله آسیب با شاخصه کیفیت توده سنگ [۱۴] ----- ۴۹
- شکل ۳-۱۶: تغییرات فاصله آسیب با بیشینه خرج‌گذاری در هر تاخیر [۱۴] ----- ۵۰
- شکل ۳-۱۷: تغییرات فاصله آسیب نسبت به پارامترهای طرح انفجار [۱۴] ----- ۵۰
- شکل ۳-۱۸: فاصله آسیب نسبت به پارامترهای انرژی ماده منفجره برای $Q < 1.67$ [۱۴] ----- ۵۲
- شکل ۳-۱۹: فاصله آسیب نسبت به پارامترهای انرژی ماده منفجره برای $Q > 1.67$ [۱۴] ----- ۵۲
- شکل ۳-۲۰: نمودار مقایسه فاکتور و آسیب اندازه‌گیری شده [۱۴] ----- ۵۳
- شکل ۳-۲۱: منحنی‌های تنش-کرنش برای آمفیبول، ماسه سنگ و شلیست [۱۵] ----- ۵۵
- شکل ۳-۲۲: PPV برای تک‌چال [۱۵] ----- ۵۷
- شکل ۳-۲۳: PPV مورد انتظار و بیشترین مقدار PPV [۱۵] ----- ۵۷
- شکل ۳-۲۴: شکل مفهومی یک مدل برای ناحیه آسیب ناشی از انفجار و مشخصه‌های مختلف در فاصله
مرزها [۸] ----- ۵۹
- شکل ۳-۲۵: شکل گرافیکی تئوری [۸] ----- ۶۰
- شکل ۳-۲۶: هندسه مدل سازی عددی [۸] ----- ۶۰
- شکل ۳-۲۷: بلوک مدل سازی عددی و محدوده مش‌بندی [۸] ----- ۶۱
- شکل ۳-۲۸: مشخص کردن پارامترهای تنش برشی [۸] ----- ۶۳
- شکل ۳-۲۹: مقاومت ناحیه سنگ آسیب دیده a مقاومت فشاری-تنش‌های اصلی b مقاومت برشی-تنش
نرمال [۸] ----- ۶۴
- شکل ۳-۳۰: اختلاف تنش برای حالات مختلف (a) اختلاف تنش در مرز تونل (b) اختلاف تنش در مرز ناحیه
آسیب [۸] ----- ۶۶
- شکل ۳-۳۱: یک تونل که به صورت تمام مقطع و با انفجار تاخیری میلی ثانیه حفاری شده است. [۱۶] - ۶۷
- شکل ۳-۳۲: مقایسه آسیب ناشی از انفجار با مدل‌سازی عددی و سایت نقشه‌برداری [۱۶] ----- ۶۸
- شکل ۳-۳۳: حالت‌های مختلف مدل‌سازی (a) انفجار یک‌باره تمام چال‌ها (b) انفجار چال‌های محیطی (c) حفاری
بدون انفجار [۱۷] ----- ۶۸
- شکل ۳-۳۴: طرح‌های مختلف انفجار (a) P-1 ، (b) P-2 ، (c) P-3 [۱۷] ----- ۶۹
- شکل ۳-۳۵: مقایسه بیشترین تنش وارد شده به تونل برای (a) حالت اول (b) حالت دوم (c) حالت سوم [۱۷] ----- ۷۰
- شکل ۳-۳۶: مقایسه جابجایی برای (a) حالت اول (b) حالت دوم (c) حالت سوم [۱۷] ----- ۷۱
- شکل ۳-۳۷: نمودار جابجایی برای حالت‌های مختلف [۱۷] ----- ۷۱

- شکل ۳-۳۸: مدل RHT، (a) توضیح شماتیک رابطه بین p-a (b) تنش‌های محدود کننده سطحی و طریقه بارگذاری [۱۸] ----- ۷۳
- شکل ۳-۳۹: منحنی رگرسیون برای فاکتور افزایش نرخ کرنش، (a) منحنی برای نرخ کرنش فشاری (b) منحنی برای نرخ کرنش کششی [۱۸] ----- ۷۴
- شکل ۳-۴۰: مقایسه بین آزمایش و مدل سازی عددی (a) ناحیه شکست فشار تحت موج‌های انفجار (b) شکست کششی تحت موج‌های تنش (c) شکست پوسته-پوسته شدن (d) طرح انتهایی شکست تحت موج‌های انفجاری و موج‌های تنشی، به دست آمده از مدل سازی عددی (e) طرح انتهایی شکست تحت موج‌های انفجاری و موج‌های تنشی، به دست آمده از آزمایش [۱۸] ----- ۷۶
- شکل ۴-۱: تغییرات ω_i با $\xi_{i\min}$ [۱۴] ----- ۸۵
- شکل ۴-۲: نمودار سرعت در مقابل فرکانس [۱۴] ----- ۸۵
- شکل ۵-۱: ابعاد مدل و مرزها برای تحلیلی استاتیکی ----- ۹۱
- شکل ۵-۲: بلوک ساخته شده به همراه مش بندی ----- ۹۱
- شکل ۵-۳: تعادل نیروهای نامتعادل کننده ----- ۹۳
- شکل ۵-۴: شرایط مرزی برای تحلیل دینامیکی ----- ۹۵
- شکل ۵-۵: الگوی انفجار [۲] ----- ۹۶
- شکل ۵-۶: نمودار فشار-زمان ----- ۹۷
- شکل ۵-۷: گسترش ناحیه پلاستیک در اثر انفجار تمام چال‌ها (مدل ۱) (خط پررنگ مرز تونل است) ----- ۱۰۲
- شکل ۵-۸: گسترش ناحیه پلاستیک در اثر انفجار چال‌های محیطی (مدل ۲) (خط پررنگ مرز تونل است) ----- ۱۰۳
- شکل ۵-۹: انتشار تنش‌های حاصل از انفجار مدل ۱ (خط پررنگ مرز تونل است) ----- ۱۰۳
- شکل ۵-۱۰: انتشار تنش‌های حاصل از انفجار مدل ۲ (خط پررنگ مرز تونل است) ----- ۱۰۴
- شکل ۵-۱۱: انتشار و جهت سرعت انفجار (مدل ۱) (خط پررنگ مرز تونل است) ----- ۱۰۴
- شکل ۵-۱۲: انتشار و جهت سرعت انفجار مدل (۲) (خط پررنگ مرز تونل است) ----- ۱۰۵
- شکل ۵-۱۳: بردار جابجایی (مدل ۱) (خط پررنگ مرز تونل است) ----- ۱۰۵
- شکل ۵-۱۴: بردار جابجایی (مدل ۲) (خط پررنگ مرز تونل است) ----- ۱۰۶
- شکل ۵-۱۵: کرنش در صفحه YY در اطراف تونل برای حالت بدون انفجار ----- ۱۰۶
- شکل ۵-۱۶: کرنش در صفحه XX در اطراف تونل برای حالت بدون انفجار ----- ۱۰۷
- شکل ۵-۱۷: بردار جابجایی برای حالت بدون انفجار (مدل ۳) ----- ۱۰۷
- شکل ۵-۱۸: تاثیر تراکم خرج بر روی ضخامت ناحیه آسیب در داده های تجربی [۲۰] ----- ۱۰۸
- شکل ۵-۱۹: محاسبه سرعت موج p ----- ۱۱۰
- شکل ۵-۲۰: گسترش ناحیه پلاستیک حالت اول ($\sigma_t = 0.25\sigma_t$) ----- ۱۱۲

- شکل ۵-۲۱ گسترش ناحیه پلاستیک حالت دوم ($\sigma t = 0.5\sigma t$)-----۱۱۲
- شکل ۵-۲۲ گسترش ناحیه پلاستیک حالت سوم ($\sigma t = 1.25\sigma t$)-----۱۱۳
- شکل ۵-۲۳ نمودار تغییرات شعاع ناحیه آسیب نسبت به تغییرات مقاومت کششی-----۱۱۳
- شکل ۵-۲۴ گسترش ناحیه پلاستیک $E = 0.25E$ -----۱۱۴
- شکل ۵-۲۵ گسترش ناحیه پلاستیک $E = 0.5E$ -----۱۱۵
- شکل ۵-۲۶ گسترش ناحیه پلاستیک $E = 1.25E$ -----۱۱۵
- شکل ۵-۲۷ تغییرات شعاع ناحیه آسیب نسبت به تغییرات مدول الاستیسته سنگ-----۱۱۶
- شکل ۵-۲۸ گسترش ناحیه پلاستیک $\varphi = 30$ -----۱۱۷
- شکل ۵-۲۹ گسترش ناحیه پلاستیک $\varphi = 35$ -----۱۱۷
- شکل ۵-۳۰ گسترش ناحیه پلاستیک $\varphi = 40$ -----۱۱۸
- شکل ۵-۳۱ گسترش ناحیه پلاستیک $\varphi = 45$ -----۱۱۸
- شکل ۵-۳۲ نمودار تغییرات ناحیه آسیب نسبت به تغییرات زاویه اصطکاک داخلی-----۱۱۹
- شکل ۵-۳۳ انتشار ناحیه آسیب برای $c = 0.25c$ -----۱۲۰
- شکل ۵-۳۴ انتشار ناحیه پلاستیک برای $c = 0.5c$ -----۱۲۰
- شکل ۵-۳۵ انتشار ناحیه پلاستیک برای $c = 1.25c$ -----۱۲۱
- شکل ۵-۳۶ نمودار تغییرات ناحیه آسیب نسبت به تغییرات چسبندگی ذاتی-----۱۲۱
- شکل ۵-۳۷ انتشار ناحیه پلاستیک برای قطر چال ۴۸ میلی متر-----۱۲۲
- شکل ۵-۳۸ انتشار ناحیه پلاستیک برای قطر ۵۱ میلی متر-----۱۲۳
- شکل ۵-۳۹ انتشار ناحیه پلاستیک برای قطر ۶۰ میلی متر-----۱۲۳
- شکل ۵-۴۰ تغییرات شعاع ناحیه آسیب نسبت به قطر چال انفجاری-----۱۲۴
- شکل ۵-۴۱ انتشار ناحیه پلاستیک برای فشار انفجار معادل ۰,۲۵ برابر فشار انفجار اولیه ماده منفجره-----۱۲۵
- شکل ۵-۴۲ انتشار ناحیه پلاستیک برای فشار انفجار معادل ۰,۵ برابر فشار انفجار اولیه ماده منفجره-----۱۲۵
- شکل ۵-۴۳ انتشار ناحیه پلاستیک برای فشار انفجار معادل ۱,۲۵ برابر فشار انفجار اولیه ماده منفجره-----۱۲۶
- شکل ۵-۴۴ انتشار ناحیه پلاستیک برای فشار انفجار معادل ۱,۵ برابر فشار انفجار اولیه ماده منفجره-----۱۲۶
- شکل ۵-۴۵ نمودار تغییرات ناحیه آسیب نسبت به تغییرات فشار انفجار ماده منفجره-----۱۲۷
- شکل ۵-۴۶ نسبت تنش عمودی به تنش برشی برای $GSI=45$ -----۱۲۸
- شکل ۵-۴۷ نسبت تنش عمودی به تنش برشی برای $GSI=65$ -----۱۲۹
- شکل ۵-۴۸ گسترش ناحیه پلاستیک $GSI=45$ -----۱۲۹
- شکل ۵-۴۹ گسترش ناحیه پلاستیک $GSI=65$ -----۱۳۰

فهرست جداول

جدول ۱-۲ مولفه های موثر بر BID [۹]	۲۳
جدول ۱-۳ اطلاعات حجمی [۱۱]	۳۵
جدول ۲-۳ مقایسه بین روش های اندازه گیری مختلف [۱۱]	۳۸
جدول ۳-۳ نتایج آزمایش روی نمونه های سنگی [۱۳]	۴۵
جدول ۴-۳ جزییات تونل های مورد بررسی [۱۴]	۴۷
جدول ۵-۳ خصوصیات مکانیکی توده سنگ [۱۴]	۴۷
جدول ۶-۳ مراحل پیشرفت مدل های محاسبه آسیب سنگ [۱۵]	۵۴
جدول ۷-۳ خصوصیات فیزیکی سنگ گرانیات در مطالعه سیسکیند [۱۵]	۵۶
جدول ۸-۳ مقایسه بین روش های مختلف [۱۵]	۵۸
جدول ۹-۳ بیشترین خرج گذاری مورد قبول برای انفجار در تونل و مغارهای زیرزمینی [۸]	۶۰
جدول ۱۰-۳ پارامترهای سنگ به منظور به دست آوردن پارامترهای توده سنگ [۸]	۶۱
جدول ۱۱-۳ پارامترهای توده سنگ به منظور اجرای مدل اساسی [۸]	۶۴
جدول ۱۲-۳ حالات مختلف اجرای مدل [۸]	۶۵
جدول ۱۳-۳ پارامتر های حفاری و انفجار [۱۶]	۶۷
جدول ۱۴-۳ مشخصات تونل مورد بررسی [۱۷]	۶۹
جدول ۱۵-۳ مشخصات ماده منفجره برای حالت های مختلف [۱۷]	۶۹
جدول ۱۶-۳ مشخصات توده سنگ برای حالت های مختلف [۱۷]	۶۹
جدول ۱۷-۳ داده های ورودی برای مدل RHT [۱۸]	۷۳
جدول ۱۸-۳ مولفه های مکانیکی سنگ تحت فشارهای محصور کننده مختلف [۱۸]	۷۵
جدول ۱-۵ خصوصیات مکانیکی سنگ آهک [۲]	۹۲
جدول ۲-۵ مشخصات الگوی انفجار [۲]	۹۵
جدول ۳-۵ خصوصیات خرج گذاری در چال های محیطی [۲]	۹۷

۱- فصل اول : مقدمه و کلیات

امروزه فضاهای زیرزمینی یک از مباحث مهم و در مواردی استراتژیک در میان کشورهای جهان است. فضاهای زیرزمینی می‌تواند بسته به نیازهای مختلف کاربردهای گوناگونی داشته باشد. به طور کلی می‌توان فضاهای زیرزمینی را به تونل‌های حمل‌ونقل، تونل‌های مترو، تونل‌های انتقال آب و فاضلاب، مغارهای ذخیره‌سازی، مغارهای دفن زباله‌های هسته‌ای و معادن زیرزمینی تقسیم بندی کرد. هر کدام از این انواع فضاهای زیرزمینی به فراخور کاربری و محیط پیرامون و هم‌چنین روش حفاری دارای حساسیت‌ها و شاخصه‌هایی است که می‌بایست در مرحله‌های طراحی و ساخت و پس از ساخت به آن توجه شود.

به منظور ساخت تونل دو روش کلی مکانیزه و مرسوم (سنتی) وجود دارد. در روش مکانیزه به کمک دستگاه تمام مقطع تونل زنی (TBM^1) حفاری صورت می‌پذیرد. در روش مرسوم یا سنتی تونل‌زنی با کمک چال‌زنی و انفجار انجام می‌گیرد. هر چند در بسیاری از مواد روش مکانیزه توانسته است جایگزین مناسبی برای روش‌های مرسوم باشد اما روش چال‌زنی و انفجار به دلیل مزیت‌هایی از جمله انعطاف‌پذیری روش، قیمت سرمایه‌گذاری پایین، قابلیت اجرای روش در شیب‌ها، انحنای مختلف تونل و توانایی حفر مقطع با ابعاد مختلف، هنوز جایگاه خود را حفظ کرده‌است.

خصوصیات ذاتی توده‌سنگ اطراف تونل پس از حفاری به دلیل تاثیر ناشی از انفجار و توزیع مجدد تنش تغییر می‌کند. مولفه‌های ناحیه آسیب یا اغتشاش ناشی از انفجار تابع عوامل مختلفی مانند شرایط زمین‌شناسی، روش حفاری و ابعاد تونل است یکی از موضوعات مهم در حفاری فضاهای زیرزمینی ناحیه آسیب ناشی از حفاری (EDZ^2) در محیط اطراف تونل است. این آسیب باعث عوامل مختلفی چون افزایش تراوایی محیط، کاهش مقاومت سنگ، نشست در سطح زمین و .. می‌شود. ناحیه

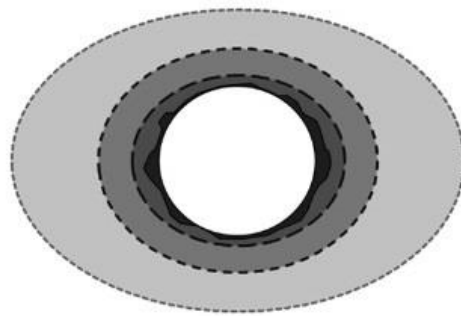
¹ Tunnel Boring Machine

² Excavation Damage Zone

آسیب می‌تواند حین، بلافاصله پس از حفاری و با فاصله زمانی زیادی پس از حفاری حادث شود. در عملیات حفاری به روش چال‌زنی و انفجار به دلیل رخ دادن پدیده انفجار در هر سیکل پیش روی سنگ میزبان در مقایسه با روش مکانیزه بیشتر در معرض آسیب قرار می‌گیرد. این آسیب می‌تواند به صورت تک‌چال یا سیکل انفجار مورد بررسی قرار گیرد. بررسی به صورت تک‌چال توسط پژوهشگران صورت گرفته است، اما از آن جهت که در عملیات‌های حفاری سیکل انفجاری شکل می‌گیرد، بررسی به این صورت، نتایج نزدیک‌تر به واقعیتی حاصل می‌شود.

۱-۱ اهداف تحقیق

یکی از چالش‌های پیش‌رو در فضا‌های زیرزمینی در محیط‌های سنگی، ناحیه آسیب ناشی از حفاری است. ناحیه آسیب‌دیده اطراف فضای زیرزمینی، ناحیه اغتشاش یا تخریب ناشی از انفجار ((Excavation Damage-Disturb Zone (EDZ)) نامیده می‌شود. در تونل‌های کم عمق این آسیب بیشتر وابسته به روش حفاری و در تونل‌های عمیق منشأ اصلی این آسیب تغییر میدان‌های تنش است. ناپایداری‌هایی که پس از حفر فضا‌های زیرزمینی اتفاق می‌افتد و پیش‌بینی ناحیه آسیب حین حفاری موضوعی اساسی در مطالعات طراحی و اجرای فضا‌های زیرزمینی است. آسیب محیط اطراف فضای زیرزمینی می‌تواند باعث افزایش نفوذپذیری محیط اطراف، نشست در سطح زمین و سست شدن سنگ دربرگیرنده تونل شود. در شکل ۱-۱ ناحیه‌های آسیب ناشی از حفاری مشاهده می‌شود. همان‌طور که مشخص است با فاصله گرفتن از مرزهای تونل میزان آسیب سنگ کاهش می‌یابد. پاسخ سنگ به حفاری یک محیط زیرزمینی را به طور کلی می‌توان به دو گونه تغییرات ذاتی سنگ و تغییرات در اثر روش حفاری تقسیم بندی کرد.



- EIZ – Excavation Influence Zone ناحیه تاثیر حفاری
- EDZ – Excavation Damage Zone ناحیه آسیب ناشی از حفاری
- HDZ – Highly Damaged Zone ناحیه آسیب شدید ناشی از حفاری
- CDZ – Construction Damage Zone ناحیه آسیب ناشی از عملیات ساخت

شکل ۱-۱ شکل شماتیک اثر حفاری سنگ در محیط اطراف

در تونل‌های شهری بحث نشست و سست شدن محیط اطراف از اصلی‌ترین چالش‌های طراحی و اجرای فضاهای زیرزمینی است. با توجه به هزینه بالا و مخاطرات حفر فضاهای زیرزمینی، هر چه طراحی یک فضای زیرزمینی جامع‌تر باشد، در مرحله اجرا این هزینه و خطرات کاهش پیدا می‌کند. از این رو تحلیل میزان و شعاع ناحیه آسیب ناشی از حفاری تونل راه کار مناسبی را برای طراحی و اجرای تونل در محیط‌های سنگی ارائه می‌دهد. این تجزیه و تحلیل می‌تواند به صورت اندازه‌گیری، تحلیلی و یا عددی باشد. پر واضح است اندازه‌گیری در محیط اطراف تونل امری پرهزینه و مشکل است، از این رو یک روش عددی مبتنی بر داده‌های صحیح و مقایسه نتایج آن با روش‌های تحلیلی و فرمول‌های تجربی معتبر می‌تواند راه حل مناسبی را جهت پیش بینی ناحیه آسیب ناشی از انفجار فراهم آورد. در این پژوهش ضمن بررسی روش‌های مختلف اندازه‌گیری ناحیه آسیب، مدل‌سازی عددی برای حفاری صورت می‌پذیرد و شعاع ناحیه آسیب و عوامل موثر بر آن مورد بررسی قرار می‌گیرد.

۲-۱ روش تحقیق

روش انجام تحقیق شامل مطالعات کتابخانه‌ای، سپس بررسی روش‌های برآورد ناحیه آسیب و تقسیم‌بندی این روش‌ها و سپس مدل‌سازی و در انتها اعتبارسنجی مدل و نتایج با استفاده از روابط

تجربی و تحلیلی است. پس از این مراحل می‌توان عوامل مهم و موثر بر ناحیه آسیب را برشمرد و در انتها نتایج را جمع‌بندی کرد. روش‌های مختلفی به منظور برآورد ناحیه آسیب ناشی از انفجار موجود است. هر چند ممکن است روش‌های اندازه‌گیری دقیق‌ترین روش برای برآورد این ناحیه باشد اما به دلیل هزینه‌ی بالای این روش به ویژه در فضاهای زیرزمینی روش متداولی نیست. روش‌های اندازه‌گیری ناحیه آسیب شامل موارد ذیل است: ۱) بیشینه سرعت ذرات (PPV^1)، ۲) جدول استاندارد انفجار ۳) زمان پوسته-پوسته شدن، ۴) اسکن سطح حفاری، ۵) رد چال، ۶) عکس برداری ۳ بعدی، ۷) تناژ بارگیری، ۸) رادار نفوذی زمین (GPR^2)، ۹) نمونه‌گیری، ۱۰) سرعت موج P.

در فصل ۲ به تعاریف و مفاهیمی که در این پژوهش مورد بررسی قرار می‌گیرند پرداخته شده است. پیش‌بینی ناحیه آسیب ناشی از انفجار علاوه بر روش‌های اندازه‌گیری با استفاده از روابط تجربی به دست آمده مربوط به محاسبه‌ی ناحیه خرد شده اطراف حفاری نیز امکان‌پذیر است. بررسی اجمالی از این روش‌ها در فصل ۳ صورت می‌پذیرد. در فصل ۴ اصول کلی یک مدل‌سازی و تحلیل دینامیکی بیان می‌شود و سپس در فصل ۵ روش‌های تحلیلی و عددی برای پیش‌بینی اثرات ناشی از حفاری فضای زیرزمینی در محیط پیوسته و ناپیوسته مورد مطالعه قرار می‌گیرد. سپس یک مدل دوبعدی در محیط سنگی انجام می‌شود و ناحیه آسیب ناشی از انفجار مورد بررسی قرار می‌گیرد. نتایج مدل‌سازی عددی بر اساس روابط تجربی ارائه شده در پژوهش‌های معتبر مقایسه و اعتبارسنجی می‌شود. سپس عوامل مختلف برشمرده و تاثیر آن بر گسترش این ناحیه بررسی می‌شود.

¹ Peak Particle Velocity

² Ground Penetration Radar

۲- فصل دوم: تعاریف و مفاهیم

یکی از مقرون به صرفه‌ترین روش‌ها برای حفاری تونل در توده‌سنگ‌های سخت و مقاوم، در حالتی که مقاومت فشاری تک محوری بیش از ۲۰۰ MPa باشد، روش چال‌زنی و انفجار است. این روش به دلیل انعطاف پذیری زیاد در محدوده وسیعی از شرایط زمین‌شناسی به کار می‌رود. با پیشرفت‌هایی که امروزه در زمینه تجهیزات حفاری و تولید مواد منفجره حاصل شده است، نرخ‌های پیشروی بالا غیر ممکن نبوده و طول پیشروی در حدود ۵ تا ۶ متر در هر سیکل انفجار امروزه دیگر دور از ذهن نیست. با این وجود، طول پیشروی زیاد مستلزم استفاده از خرج زیاد در هر چال و در هر تأخیر است، بنابراین سنگ دیواره تونل آسیب خواهد دید. پس مهم‌ترین مشکلی که در استفاده از این روش وجود دارد، آسیب و شکستگی‌های ناخواسته‌القایی به وسیله انفجار در خارج از محیط مطلوب تونل است. که این آسیب باعث افزایش در هزینه نگهداری مورد نیاز خواهد شد.

مفهوم و اهمیت این آسیب‌دیدگی توسط پژوهشگران بسیاری مورد بررسی قرار گرفته است. برای کاهش این آسیب، روش‌های انفجاری محیطی و کنترل شده در کنار نمودارها و جداول مربوط به آسیب انفجار به کار می‌رود. با وجود این اقدامات، آسیب‌های ناشی از انفجار اجتناب‌ناپذیر است و به عنوان اثرات نامطلوب مانند افزایش هزینه ساخت، مشکلات نگهداری و غیره بروز می‌کند.

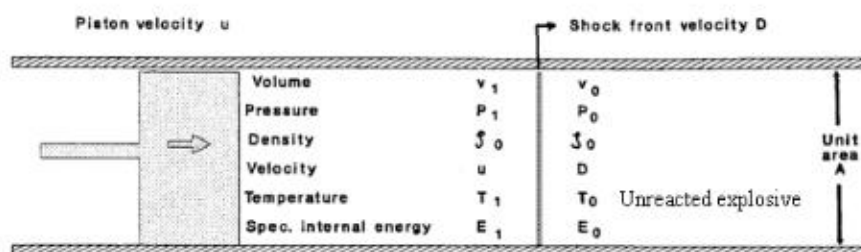
۱-۲ انفجار

به نیروهای وارد بر یک سازه که از نظر مقدار، جهت و موقعیت نسبت به زمان تغییر می‌یابند، نیروهای دینامیکی می‌گویند. بارهای دینامیکی متنوعی می‌توانند بر روی سنگ و سازه‌های حفر شده در سنگ یا ساخته شده بر سنگ، تاثیرگذار باشند. از جمله بارهای دینامیکی می‌توان به بارگذاری ناشی از زلزله، بارگذاری انفجاری، بارگذاری ناشی از حرکت قطار و انواع دیگر بارگذاری که متغیر با زمان باشند اشاره کرد. از مهم‌ترین بارهای دینامیکی وارده به مواد سنگی، بارگذاری انفجار است.

۲-۱-۱ تئوری انفجار (CJ)^۱

زمانی که یک خرج انفجاری محبوس شده در یک چال انفجاری منفجر می‌شود، ترکیبات فشرده و پایدار قبلی ماده منفجره به سرعت به محصولات گازی با دما و فشار بالا تبدیل می‌شود. واکنش شیمیایی یا انفجار در طول ستون ماده منفجره با سرعت ۷۰۰۰-۲۰۰۰ متر بر ثانیه حرکت می‌کند که سرعت انفجار نامیده می‌شود. واکنش انفجار ممکن است به عنوان یک واکنش گرماده در حالت سرعت پایدار انفجار مورد بررسی قرار گیرد. [۱]

انفجار در حالت عددی به وسیله یک مجموعه از معادلات بقا تعریف می‌شود. معادلات شامل قوانین بقای جرم، اندازه حرکت، معادله مکمل و مدل رفتاری مواد برای ماده منفجره، هوا و خاک است. یک معادله مکمل فرضیه طرز کار مناسب را بیان می‌کند و همچنین در اصطلاح تئوری انفجار نامیده می‌شود. ساده‌ترین تئوری انفجار به وسیله (CJ) ارائه شده است که به صورت معادله $D=u+c$ می‌باشد که در آن D سرعت جبهه موج انفجار، u سرعت ذرات و c سرعت صوت است. تئوری انفجار ایده آل CJ یک جریان آرام یک بعدی با واکنش شیمیایی آنی را توصیف می‌کند، که در آن حرکت موج ضربه در ماده منفجره صفحه‌ای است و در داخل ماده منفجره‌ای که واکنش نداده منتشر می‌شود. [۱]

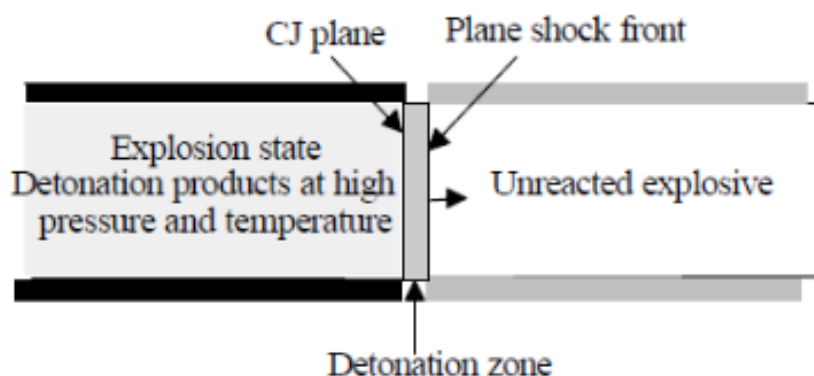


شکل ۲-۱ شکل شماتیک انفجار و پارامترهای وابسته [۱]

¹ Chapman-Jouguet

۲-۱-۲ انفجار ایده آل^۱

اصطلاح انفجار بیان گر این است که واکنش شیمیایی در داخل ماده منفجره با سرعت بیشتری از سرعت صوت حرکت می کند. در نتیجه یک حالت ضربه ایجاد می شود. اندکی پس از عبور موج ضربه، محصولات گازی انفجار در دما و فشار بالا که به اندازه حجم خرج انفجاری هستند تولید می شوند. در یک انفجار ایده آل، یک موج ضربه صفحه ای^۲ در داخل ماده منفجره حرکت می کند، گرما و علل واکنش شیمیایی است که موج ضربه را تولید می کند. سرعت موج ضربه در اصطلاح سرعت انفجار نامیده می شود. در این نوع انفجار ناحیه انفجار باریک و نازک است و از عقب به صفحه (CJ) و از جلو به وسیله موج ضربه محدود شده است. در انفجار ایده آل فرض می شود که تمام انرژی پتانسیل ماده منفجره تقریباً به صورت آنی در ناحیه انفجار باریک، آزاد می شود. در پشت صفحه CJ محصولات انفجار پایدار که بیشتر گازی هستند در دما و فشار بالا قرار دارند. [۲] ویژگی های مهم انفجار ایده آل یک خرج انفجاری در شکل ۲-۲ نشان داده شده است.



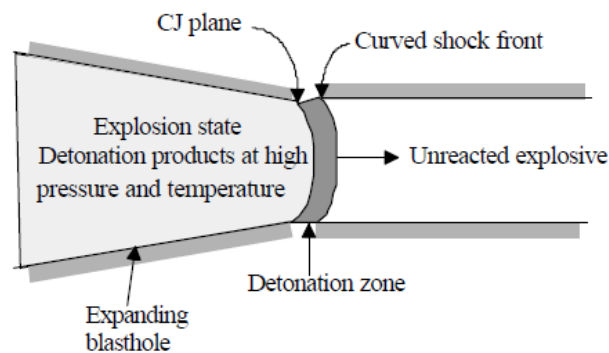
شکل ۲-۲: فرآیند انفجار ایده آل [۲]

¹ Ideal Detonation

² Plane Shock Wave

۳-۱-۲ انفجار غیر ایده‌آل^۱

در واقعیت، انفجار بیشتر مواد منفجره صنعتی غیر ایده‌آل است زیرا اندازه مهمی از واکنش شیمیایی پشت صفحه CJ اتفاق می‌افتد. جبهه موج ضربه^۲، صفحه‌ای نیست و در عوض به دلیل کاهش فشار و سرعت واکنش در کناره‌های انفجار منحنی است. مقدار انرژی‌ایی که در این ناحیه آزاد می‌شود برای مواد منفجره ایده‌آل زیاد است. به علاوه واکنش در ناحیه پشت سطح CJ، موج ضربه را حمایت نمی‌کند ولی در فرآیند خردایش سنگ شرکت می‌کند، چرا که گازهای انفجار در زمان آزاد شدن در اتمسفر کار انجام می‌دهند. [۲] فرآیند انفجار غیر ایده‌آل در شکل ۳-۲ مشاهده می‌شود.



شکل ۳-۲: فرآیند انفجار غیر ایده‌آل [۲]

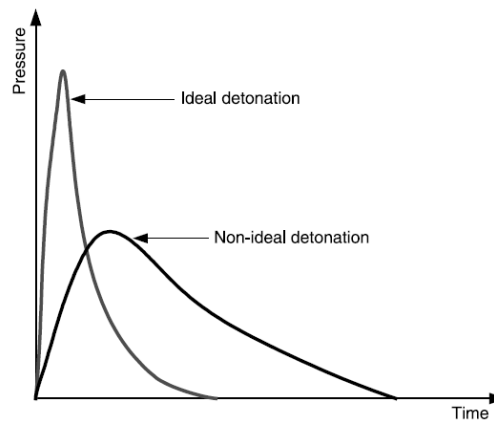
۴-۱-۲ پالس فشاری انفجار

منحنی‌های فشار-زمان برای دو نوع انفجار ایده‌آل و غیر ایده‌آل در شکل ۴-۲ مشاهده می‌شود. منحنی انفجار ایده‌آل مربوط به مواد منفجره امولسیون است که زمان خیز ماکزیمم فشار، خیلی کوتاهی دارد و قسمت افت فشار، دارای شیب تندی است. منحنی انفجار غیر ایده‌آل مربوط به

¹ Non-ideal Detonation

² Shock front

مواد منفجره نوع آنفو است که زمان خیز فشار ماکزیمم، طولانی‌تر است و افت فشار پس از فشار ماکزیمم بسیار آهسته‌تر از انواع امولسیون اتفاق می‌افتد.



شکل ۴-۲: منحنی فشار-زمان برای انفجار ایده‌آل و غیر ایده‌آل [۲]

۲-۲ مکانیزم‌های شکست ناشی از انفجار

در شکستن سنگ به وسیله مواد منفجره در تونل شش مکانیزم دخیل هستند که در ادامه به آنها پرداخته می‌شود.

۲-۲-۱ پودر شدن سنگ

در لحظه اول انفجار، مقدار فشار در جلوی موج کرنشی که به صورت استوانه‌ای در حال گسترش است، به اندازه‌ای می‌رسد که از حد مقاومت فشاری دینامیکی سنگ تجاوز می‌کند و ساختار بلورها و دانه‌های سنگ را تحت تاثیر قرار می‌دهد و ناحیه پودر شده را به وجود می‌آورد. ضخامت زون پودر شده با افزایش فشار انفجار و جفت شدگی بیشتر می‌شود. شعاع این زون در سنگ‌های متخلخل با مواد منفجره قوی می‌تواند به ۸ برابر قطر چال برسد ولی مقدار معمول آن بین ۲ تا ۴ برابر قطر چال است. [۲]

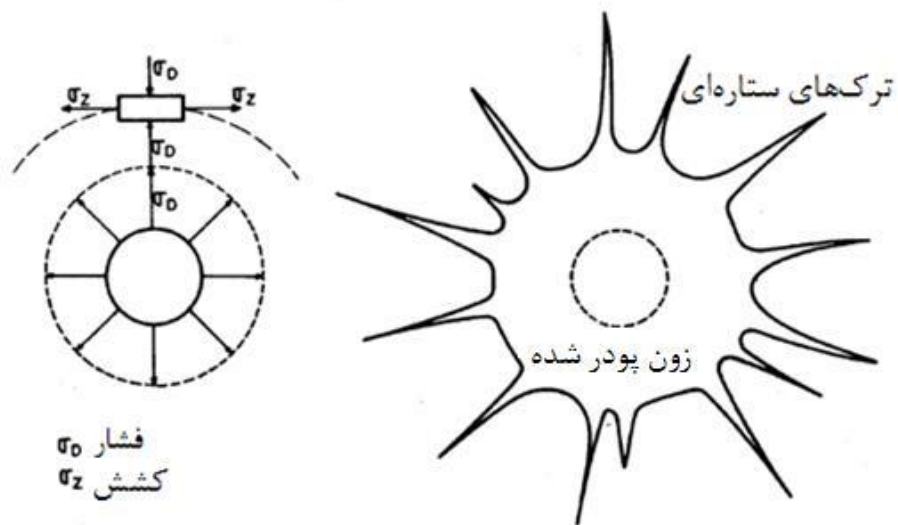
۲-۲-۲ تولید ترک شعاعی

در طول انتشار موج کرنشی، سنگ‌های اطراف چال متحمل فشار شدید شعاعی می‌شوند که نتیجه آن تولید یک سری تنش‌های کششی مماسی است. هنگامی که تنش‌های مماسی از مقاومت کششی دینامیکی سنگ تجاوز کند ترک‌های شعاعی در اطراف زون پودر شده پیرامون چال تشکیل می‌شود. (شکل ۲-۵) تعداد و طول این ترک‌ها با افزایش پارامترهای زیر بیشتر خواهد شد:

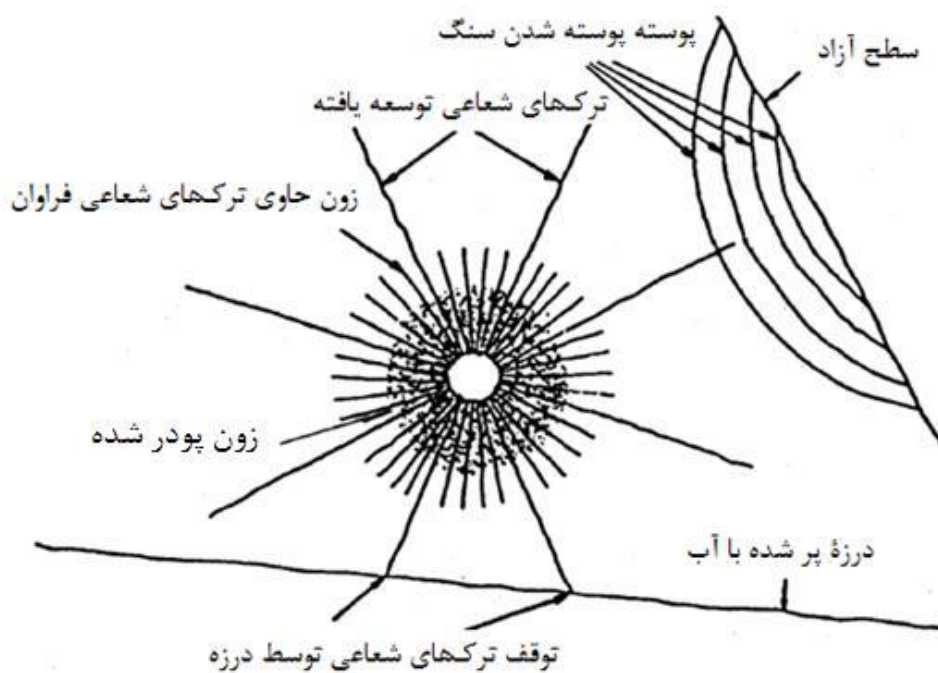
۱- شدت موج کرنشی بر روی دیواره چال با محدوده خارجی زون پودر شده

۲- کاهش مقاومت کششی دینامیکی سنگ و میرایی انرژی کرنشی

هنگامی که شکاف‌های اولیه در توده سنگ وجود داشته باشد، این ترک‌ها بیشتر در طول آن‌ها ایجاد خواهند شد. اگر ستون ماده منفجره با یک شکاف طبیعی به صورت طولی تقاطع داشته باشد، این شکاف در اثر موج کرنشی باز شده و گسترش ترک‌های شعاعی در سایر جهات محدود خواهد بود. شکاف‌های طبیعی که به موازات چال و با فاصله اندکی از آن قرار دارند، مانع گسترش ترک‌های شعاعی می‌شوند. [۳]



شکل ۵-۲ تولید ترک‌های شعاعی ناشی از انفجار [۳]



شکل ۶-۲ تولید ترک‌های شعاعی و شکستگی در اثر انعکاس امواج کرنشی از ناپیوستگی [۳]

۳-۲-۲ شکستگی در اثر انعکاس

هنگامی که موج کرنشی به یک سطح آزاد می‌رسد، دو موج کششی و برشی تولید می‌شود.

این امر در حالی رخ می‌دهد که ترک‌های شعاعی حداکثر تا فاصله یک‌سوم بین چال‌ها و سطح آزاد

تشکیل می‌شوند. اگر چه مقدار نسبی انرژی‌های این دو موج بستگی به زاویه‌ی برخورد موج کرنشی فشاری دارد، ولی معمولاً شکستگی سنگ در اثر موج کششی منعکس شده ایجاد می‌شود. اگر موج کششی به اندازه کافی قوی باشد تا بر مقاومت دینامیکی سنگ غلبه کند، توده‌سنگ در جهت عقب شکسته خواهد شد. [۳]

این مکانیزم در فرآیند شکستگی کلی سنگ دخالت ندارد و اگر قرار باشد توده سنگ در اثر موج انعکاسی شکسته شود، مقدار ماده‌ی منفجره‌ی مورد نیاز حدود هشت برابر بیشتر از حالت معمول خواهد بود. ولی به هر حال در ناپیوستگی‌های داخلی توده سنگ که در اطراف خرج وجود دارد (درفاصله کمتر از ۱۵ برابر قطر چال) و دارای پرشدگی نیستند، تاثیر موج انعکاسی به دلیل تفاوت امپدانس‌ها قابل توجه خواهد بود. [۳]

۲-۲-۴ شکاف‌های حاصل از انبساط گازها

بعد از عبور موج کرنشی، فشار گازها باعث ایجاد یک میدان تنش شبه استاتیک در اطراف چال می‌شود. هنگام یا بعد از ایجاد ترک‌های شعاعی که در اثر تنش‌های مماسی تشکیل می‌شوند، گازها شروع به انبساط نموده و در داخل این شکاف‌ها نفوذ می‌کنند. به این ترتیب این شکاف‌ها در اثر تمرکز تنش در نقاط تیز بزرگ‌تر می‌شوند. تعداد و طول ترک‌های باز شده و گسترش یافته در این حالت به شدت وابسته به فشار گازها است. بنابراین خرج زودتر از موعد گازها به علت کم بودن گل‌گذاری یا وجود صفحات ضعیف در سطح آزاد باعث افت شدید عملکرد انرژی ماده‌ی منفجره خواهد شد.

۲-۲-۵ ایجاد شکاف در مرزهای تغییر جنس مواد

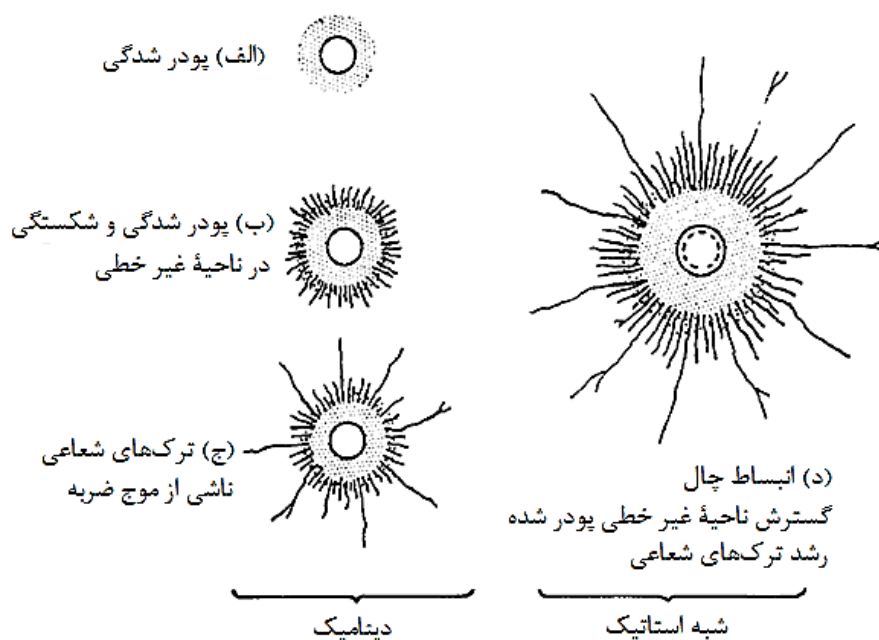
در تشکیلات رسوبی که لایه‌ها دارای مدول الاستیسیته و پارامترهای ژئومکانیکی مختلفی هستند، به هنگام عبور موج کرنشی از آن‌ها، مرز میان لایه‌ها به علت مساوی نبودن مقادیر کرنش دچار جدایش خواهند شد. [۴]

۲-۲-۶ شکستگی در اثر برخورد سنگ‌ها با یکدیگر

قطعات سنگ که به وسیله‌ی مکانیزم‌های ذکر شده ایجاد شده و در اثر گازهای حاصل از انفجار شتاب گرفته و در حال حرکت به سمت سطح آزاد هستند، در نتیجه برخورد با یکدیگر شکسته و به قطعات کوچک‌تری تقسیم می‌شوند. [۴]

۲-۳ مراحل انفجار مواد منفجره

در فرآیند گسترش و توسعه ترک در اطراف چال انفجاری چند بخش مجزا به وجود می‌آید که می‌توان آن‌ها را به صورت مناطق پودر شده و شکسته شده تقسیم کرد. ابتدا موج ضربه ناحیه پودر شده را توسعه داده، خارج این ناحیه ترک‌های ریز تشکیل می‌شود. با حرکت موج ضربه درون سنگ برخی از این ترک‌های ریز توسعه یافته و به صورت ترک‌های مجزا به طور شعاعی گسترش می‌یابند. فرآیند شکست تا این مرحله با سرعت بالایی انجام می‌شود و فرآیند کاملاً دینامیکی است. در مرحله بعدی فشار گاز اثر کرده و چال را به همراه منطقه پودر شده منبسط کرده و با نفوذ در ترک‌های شعاعی موجب افزایش طول ترک‌ها می‌شود. این مرحله با سرعت کمتری انجام می‌شود و حالت شبه استاتیک دارد. (شکل ۲-۹) [۳]



شکل ۲-۷ فرآیند شکست در اطراف چال انفجاری بدون سطح آزاد [۳]

۲-۳-۱ فرآیند دینامیکی

به طور کلی برای تعیین ابعاد چال و خرج گذاری آن، لازم است، دینامیک انفجار برای تعیین عوامل تاثیرگذار در نتایج حاصله شناخته شود. ویژگی ذاتی هر انفجار این است که مقدار زیادی انرژی به شکل امواج ضربه و گاز با فشار بسیار بالا در یک زمان بسیار کوتاه آزاد می شود. جبهه انفجار در سرتاسر ماده منفجره با سرعتی معادل چند هزار متر بر ثانیه (سرعت انفجار) و با حداکثر فشار دینامیک (بیشتر از ۱۰۰۰۰ مگاپاسکال) تشکیل می شود. سطح فشار در بخشی از موج بلافاصله در پشت جبهه ضربه قرار دارد تقریباً استاتیک و معادل ۱۰۰۰ مگاپاسکال است. همان طور که جبهه انفجار پیش می رود موج، ضربه ای به سنگ وارد می کند و فشار بیشینه برای پودر کردن و درهم شکست سنگ اطراف چال در فاصله ای تقریباً برابر با قطر چال، کافی است. پشت این منطقه، فشار به نحوی قابل ملاحظه ای کاهش می یابد، ولی تنش کششی عمود بر جهت موج ضربه هنوز در حدی است که شکاف های شعاعی در درزه های بسیار کوچک موجود در سنگ ایجاد کند. چینی شکاف هایی ممکن است در محدوده ای به شعاع ۴ تا ۶ برابر قطر خرج ایجاد شود. در فواصل بیشتر، شدت موج

ضربه تا جایی کاهش می‌یابد که با سرعت صوت و بدون این‌که موجب شکستگی شود، به سنگ منتقل می‌شود. رفتار سنگ در این منطقه الاستیک است و هر گونه تاثیری به صورت لرزشی در سطح پایین است. وقتی موج ضربه به سطح آزاد می‌رسد، به صورت امواج کششی در سنگ منعکس می‌شود و در صورتی که شدت این موج بزرگ‌تر از مقاومت کششی سنگ باشد، ممکن است شکاف‌هایی در جهت موازی سطح آزاد ایجاد کند. برای این‌که سنگ در نتیجه‌ی انعکاس موج ضربه بشکند، سطح آزاد باید در فاصله معینی از خرج باشد. این فاصله به نوع ماده منفجره و توده سنگ بستگی دارد و با قطر خرج در ارتباط است. برای حالتی که خرج جفت شده باشد، این فاصله کمتر یا مساوی ۵۰ برابر قطر چال است. [۳]

۲-۳-۲ فرآیند شبه استاتیکی

موج ضربه در سنگ شرایطی را فراهم می‌کند که گازهای ناشی از انفجار می‌توانند فرآیند انفجار را تکمیل کنند. بسته به میزان پودرشدگی و حالت پلاستیک سنگ در منطقه پودر شده، یک انبساط (یا ترک خوردگی) چال وجود دارد که ناشی از کار فشار استاتیک گازها در چال است. علاوه بر این شکاف‌های اطراف چال، سنگ را تضعیف کرده و مقاومت آن را کاهش می‌دهد تا گاز به داخل ترک‌ها و شکاف‌ها نفوذ کرده و به فرآیند شکستن سنگ کمک کند. [۳]

۲-۴ آسیب ناشی از حفاری (EDZ)

زمانی که یک سازه در داخل سنگ، چه با استفاده از چال زنی و انفجار و چه با روش‌های مکانیزه، حفر می‌شود، توده سنگ اطراف دچار آشفستگی می‌شود. این آشفستگی‌ها می‌تواند به صورت ایجاد ترک‌های جدید، باز و بسته شدن شکستگی‌های موجود و توزیع مجدد تنش باشد. در سنگ‌های کریستالی، این تغییرات می‌تواند منجر به تغییر شکل ترد و شکننده شده و بنابراین آسیب، به صورت تشکیل و رشد شکستگی‌ها و گسترش ترک‌های موجود شود. هندسه شکستگی‌ها به شدت و جهت مولفه تنش اعمالی بستگی دارد.

در طول این فرآیندها خصوصیات فیزیکی، هیدرولیکی و مکانیکی توده سنگ اطراف حفاری به طور قابل ملاحظه‌ای تحت تاثیر قرار می‌گیرد. ناحیه‌ای که در آن این تغییرات غیر قابل برگشت ایجاد شده است ناحیه آسیب دیده حفاری (EDZ) و یا ناحیه سنگ آسیب دیده^۱ (DRZ) نامیده می‌شود. این تعریف، ناحیه آسیب ناشی از انفجار راهم شامل می‌شود. به طور خلاصه، ایجاد EDZ به چندین پارامتر بستگی دارد که مهم ترین آنها عبارتند از: [۲]

- شرایط زمین شناسی
- میدان تنش
- روش حفاری
- هندسه تونل

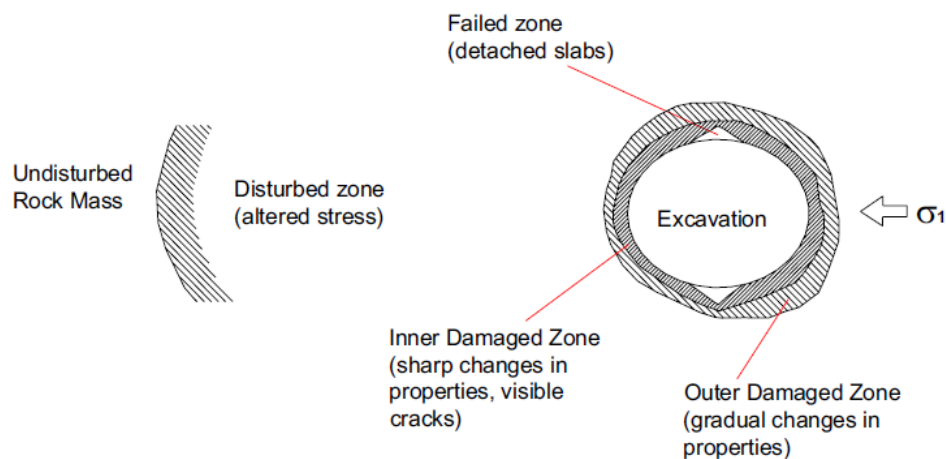
سه فرآیندی که در به وجود آمدن EDZ دخیل هستند شامل توزیع مجدد تنش، آسیب در اثر فرآیند حفاری و هوازدگی با اندرکنش و فعل و انفعالات بین سنگ و آب زیرزمینی هستند. براساس مطالعات انجام شده، اثبات شده است که توزیع مجدد تنش القایی نقش مهم تری نسبت به روش حفاری، در کنترل و گسترش ناحیه آسیب دیده بازی می‌کند. در سال ۲۰۰۳ مارتینو^۲ یک تقسیم بندی توصیفی از نواحی مختلف اطراف حفاری ارائه داد (شکل ۲-۱۰). با توجه به این تقسیم بندی دو ناحیه مهم آشفته^۳ و آسیب دیده^۴ در اطراف حفاری های زیرزمینی دیده می‌شود. در ناحیه آشفته فقط تنش ها دچار تغییر شده اند در حالی که در ناحیه آسیب دیده خصوصیات فیزیکی، هیدرولیکی و مکانیکی توده سنگ دگرگون شده اند.

¹ Damaged Rock Zone

² Martino

³ disturbed

⁴ Damaged



شکل ۲-۸ نواحی مختلف اطراف فضای حفاری [۴]

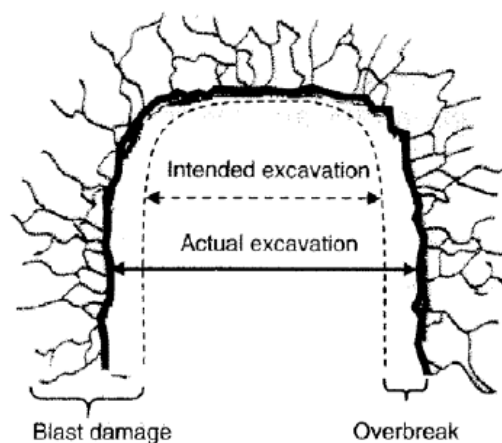
۲-۴-۱ آسیب ناشی از انفجار^۱ (BID)

آسیب‌های ناشی از انفجار در توده‌سنگ اطراف فضای زیرزمینی به عنوان بخشی از ناحیه EDZ محسوب می‌شوند که قابل کنترل بوده و می‌توان با تعدیل و اصلاح الگوی انفجار میزان آن را کاهش داد. برای مدت‌ها آسیب ناشی از انفجار در اطراف حفاری‌های زیرزمینی با اصطلاحاتی از قبیل: بیش‌شکستگی و کم‌شکستگی بیان شده است بدون اینکه به مفهوم و خصوصیات واقعی ناحیه آسیب توجه شود. در سال ۱۹۸۲ اوریاد [۵] و فورسیث و موس [۶] بیش‌شکستگی را به صورت شکستگی، جابه‌جایی و کاهش کیفیت توده سنگ در بیرون از محیط طراحی شده فضای حفاری تعریف کردند. موسسه ملی ایمنی و بهداشت شغلی^۲ (NIOSH) آسیب ثانویه نامطلوب و سست شدگی توده سنگ اطراف فضای حفاری زیرزمینی به وسیله انفجار را برای تعریف آسیب انفجار ارائه داده است. [۲]

در سال ۲۰۰۷ وارنک و همکاران [۷] تفاوت بیش‌شکستگی و آسیب ناشی از انفجار را به صورت شکل ۲-۱۱ نشان دادند.

^۱ Blast Induced Damage

^۲ National Institute for Occupational Safety and Health



شکل ۹-۲ تفاوت پیش شکستگی و آسیب ناشی از انفجار [۷]

روش های تجربی بسیاری مانند ماکزیمم سرعت ذره ای برای برآورد بیش شکستگی و گسترش آسیب ناشی از انفجار، توسط پژوهشگران ارائه شده است. دو روش از این روش های تجربی به طور خلاصه آورده شده است.

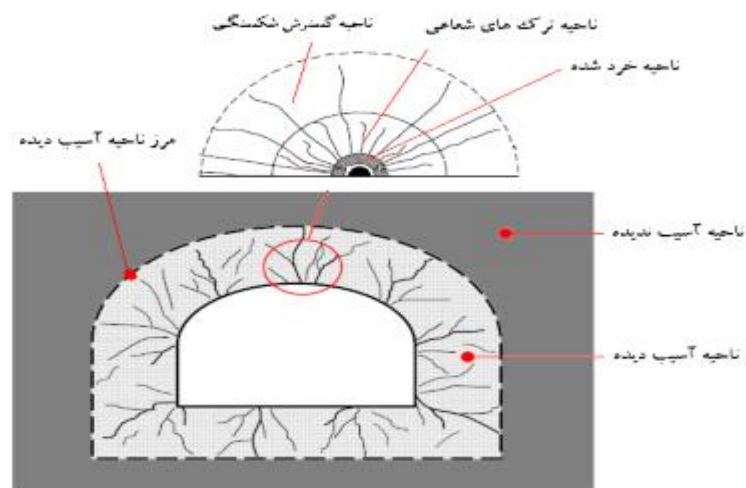
۲-۴-۲ مکانیزم ایجاد BID در اثر انفجار

انفجار ماده منفجره محبوس شده در چال حجم زیادی گاز با دما (۵۰۰۰-۲۰۰۰ درجه سلسیوس) و فشار زیاد تولید می کند. اعمال ناگهانی این فشار به دیواره چال تنش فشاری در سنگ به وجود می آورد، که ممکن است منشأ آسیب در ناحیه اطراف چال شود. زمانی که یک خرج انفجاری در داخل چال منفجر می شود در توده سنگ اطراف چندین ناحیه مختلف را می توان مشخص کرد:

- ناحیه خرد شده
- ناحیه ترک های شعاعی
- ناحیه گسترش شکستگی ها
- ناحیه الاستیک، جایی که هیچ ترکی ایجاد نشده است.

ناحیه آسیب ممکن است در ناحیه بعد از ناحیه الاستیک ایجاد شود. شکل ۲-۱۲ نواحی مختلف آسیب دیده در اثر انفجار را نشان می‌دهد.

حفاری فضاهای زیرزمینی به وسیله روش انفجار در نتیجه خردایش در یک حجم خاصی که نباید از محیط طراحی شده تجاوز کند، صورت می‌گیرد. انحراف این محیط از محدوده خارجی و داخلی طراحی شده به ترتیب بیش شکستگی و کم شکستگی نامیده می‌شود. زمانی که بیش شکستگی بیش از اندازه است آن را عقب زدگی می‌نامند. مفهوم عمومی تر EDZ برای توده سنگ شکسته و خرد شده که اطراف محل انفجار را احاطه کرده است به کار می‌رود. همچنین اصطلاح آسیب دیواره‌ی دهانه‌ی تونل^۱ (DOW) نیز برای این ناحیه رایج است.



شکل ۲-۱۰ نواحی مختلف آسیب در اثر انفجار (۸) [۸]

فاکتورهای موثر در اندازه و بزرگی BID را می‌توان به دو گروه تقسیم کرد: خصوصیات توده‌سنگ (فاکتورهای زمین شناسی) و ماده منفجره (فاکتورهای انفجاری)، فاکتورهای انفجاری عموماً از طراحی و با اجرای ضعیف انفجار ناشی می‌شوند. فاکتورهای موثر در بزرگی ناحیه آسیب ناشی از انفجار در جدول ۲-۱ مشخص شده است. طراحی نامناسب بخش محیطی طرح انفجار بدین

¹ Damage the Opening Wall

معنی است که چال‌های محیطی احتمالا منتج به آسیب دیدگی سنگ می‌شود. اما بخش مرکزی انفجار (برش) هم ممکن است باعث ایجاد شکست محیطی شود. حتی یک طراحی درست انفجار اگر به طور صحیح اجرا نشود می‌تواند نتایج نامطلوبی را در پی داشته باشد. علامت‌گذاری و حفاری دقیق چال‌های انفجاری از اهمیت ویژه‌ای برخوردار است. بیشترین بیش‌شکستگی در اثر همگرایی یا واگرایی چال‌های انفجاری، و چال‌هایی که در زمان تأخیر از پیش تعیین شده منفجر نمی‌شوند، بوجود می‌آید.

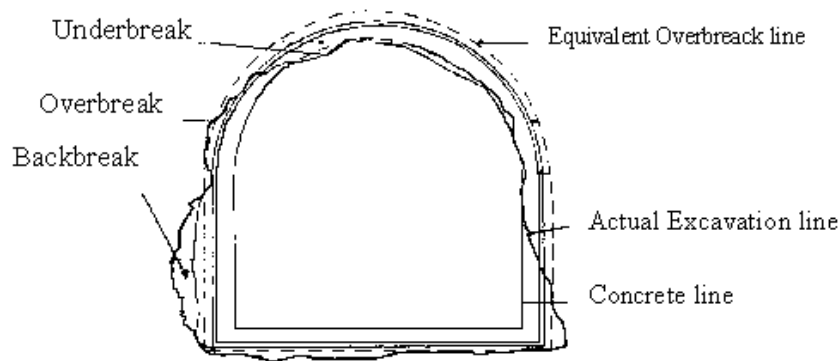
۵-۲ روش‌های اندازه‌گیری EDZ

روش‌های متداول برای اندازه‌گیری و پیش‌بینی میزان EDZ و BID در شکل ۲-۱۴ مشاهده می‌شود. سه روش متداول برای اندازه‌گیری سطح مقطع حفاری وجود دارد: روش‌های نقشه‌برداری، اعم از روش دستی با لیزری، روش مقطع‌بندی تصویر^۱ (LSM) روش آخر نسبت به روش‌های قبل دارای مزیت‌های زیادی است. اصول این روش بدین صورت است که نورهای شعاعی به محیط فضای زیرزمینی می‌تابانند و بنابراین اشعه‌های نور محیط فضا را قطع می‌کند. سپس تصویر این محیط به صورت دیجیتال ذخیره شده و تحلیل‌های بعدی با استفاده از کامپیوتر انجام می‌شود.

جدول ۱-۲ مولفه‌های موثر بر BID [۹]

فاکتورهای انفجار	فاکتورهای زمین‌شناسی
نوع ماده منفجره و فاکتور پودر	جهت یابی درزه‌ها
تمرکز خرج	فاصله‌داری درزه‌ها
زمان تأخیر	هوازدگی
الگوی چال‌های محیطی	مقاومت سنگ
انحرافات حفاری	تأثیر تنش زمین
طول و قطر چال‌های انفجاری و چال خطی	تأثیر آب زمین

¹ Photographic Light Sectioning Method



شکل ۱۱-۲ سطح مقطع تونل پس از انفجار و اثرات آن بر دیواره تونل [۳]

۲-۵-۱ اندازه گیری به وسیله فاکتور پودر چال های محیطی

۲-۵-۱-۱ تعریف پارامترهای انفجار

ارزیابی طراحی انفجار به وسیله پارامتر فاکتور پودر محیطی (PPF)^۱ (Kcal/m^3) با یک رابطه ساده به صورت انرژی ماده منفجره موجود در چال های محیطی و ردیف بعدی تقسیم بر حجم سنگ این ناحیه بیان می شود:

$$PPF = (P_c E_c) / V_r$$

رابطه ۱-۲

P_c وزن ماده منفجره چال های محیطی، E_c انرژی واحد وزن ماده منفجره (Kcal/Kg)، V_r حجم سنگ استخراج شده در این ناحیه (m^3). در اینجا به جای استفاده از فاکتور پودر مرسوم که شامل وزن کل ماده منفجره مصرفی در فضای زیرزمینی است از PPF استفاده می شود، به دلیل اینکه BID به مقدار خرج محیطی بستگی دارد و خرج های مرکزی تأثیر کمی در آن دارند.

¹ Perimeter Powder Factor

۲-۵-۲ تخمین (BID)

میزان بیش شکستگی و کم شکستگی دست کم تابع دو متغیر کیفیت توده سنگ (Q) و فاکتور پودر

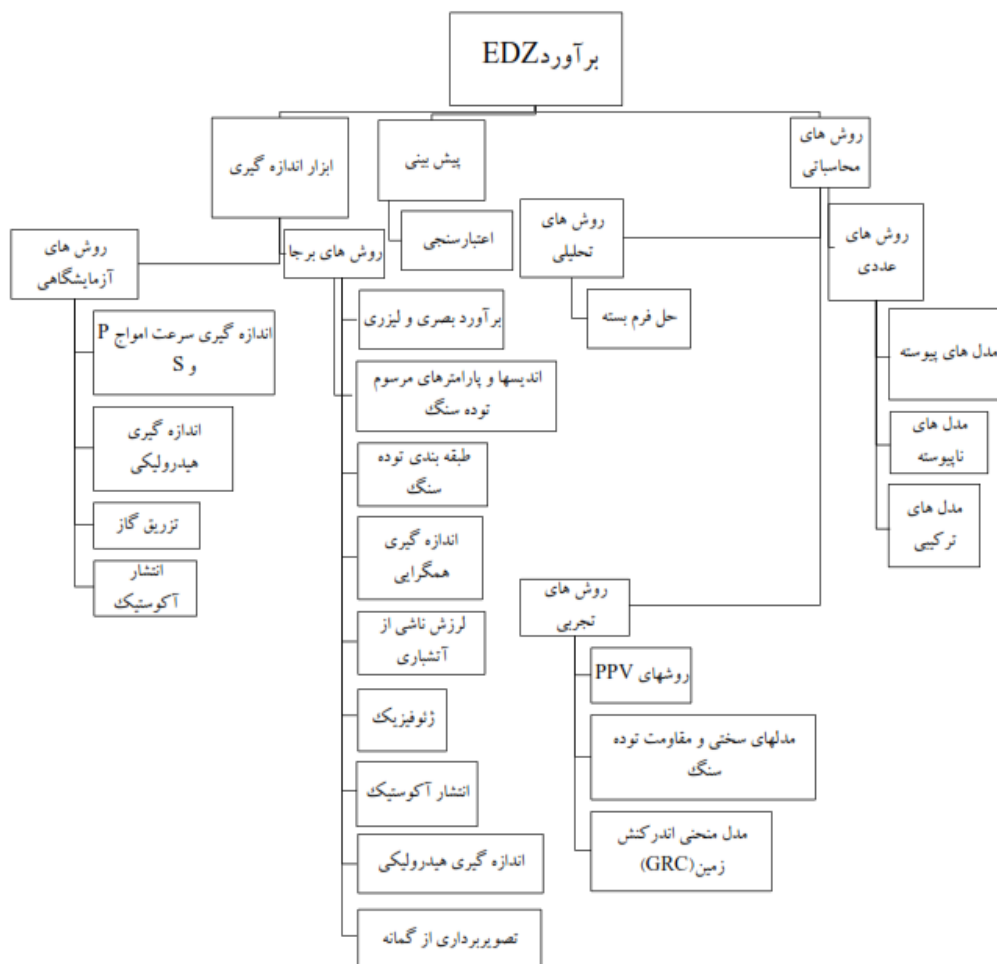
محیطی (PPF) است. روابط تجربی ۲-۲ و ۳-۲ نحوه ارتباط این سه پارامتر را نشان می‌دهد:

$$BID_o = \frac{(-a + b \times PPF - c \times \log Q)}{100}$$

رابطه ۲-۲

$$BID_u = \frac{a' - b' \times \bar{PPF} + c' \times \log Q}{100}$$

رابطه ۳-۲



شکل ۱۲-۲ روش های اندازه گیری ناحیه آسیب ناشی از حفاری [۲]

رابطه اول مقدار پیش شکستگی و رابطه دوم میزان کم شکستگی را محاسبه می کند و $a, b, c, \dot{a}$ ، $\dot{b}$ و ضرایبی هستند که به وسیله رگرسیون بین داده های Q و PPF و مقادیر مشاهده شده بیش شکستگی و کم شکستگی به دست می آید.

۲-۵-۳ پیش بینی (BID) با استفاده از ماکزیمم سرعت ذره ای

به منظور محاسبه شدت آسیب ناشی از انفجار برای توده سنگ اطراف فضای زیرزمینی هولمبرگ [۱۰] براساس ماکزیمم سرعت ذره ای رابطه ۲-۴ را ارائه کرده است :

$$V = aQ^b D^c$$

رابطه ۲-۴

a, b و c ضرایب ثابتی هستند که به زمین شناسی و فاکتورهای انفجاری وابسته است و با استفاده از روش های آماری از آزمایش های برجا تعیین می شوند. Q مقدار خرج انفجاری در هر تاخیر (kg) و D طول ناحیه آسیب دیده (m) در اثر انفجار است.

از سوی دیگر مقاومت کششی سنگ به وسیله رابطه ۲-۵ بیان می شود:

$$\sigma = \rho u V$$

رابطه ۲-۵

ρ چگالی توده سنگ، u سرعت انتشار امواج در سنگ و V ماکزیمم سرعت ذره ای است. با ترکیب در رابطه می توان طول ناحیه آسیب را از رابطه ۲-۶ محاسبه کرد:

$$D_d = \left[\frac{\sigma}{\rho u a Q^b} \right]^{1/c}$$

رابطه ۲-۶

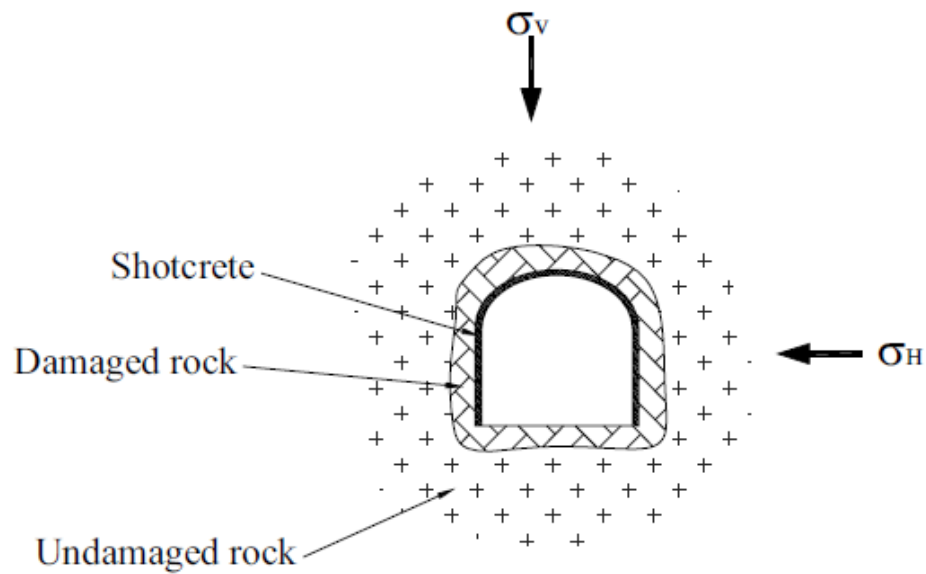
۲-۶ مزایا و معایب BID

وجود ناحیه آسیب دیده در اثر انفجار (BID) در اطراف حفاری، چالش مهمی در ایجاد سازه های سنگی است. وجود این ناحیه می تواند مشکلاتی را در رابطه با پایداری و تراوش و در نتیجه اختلال در عملکرد و کارایی فضای حفر شده به وجود آورد. در واقع، آنی ترین مشکل ایجاد شده به وسیله این

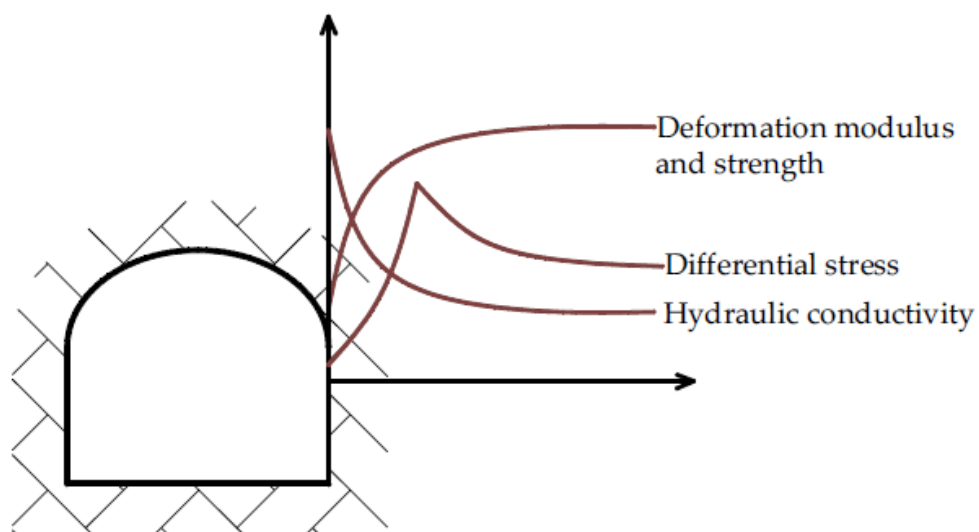
ناحیه مسائل مربوط به هزینه ها و ایمنی است. از این رو بسیاری از سازمان ها رویکردهایی برای کنترل و کاهش شدت آسیب ناشی از انفجار اتخاذ کرده اند.

وجود ناحیه آسیب دیده در اثر انفجار در زمان طراحی نگهداری باید لحاظ شود. به عنوان مثال، امروزه شاتکریت به عنوان رایج ترین و پرکاربردترین نوع نگهداری مطرح است که هدف اصلی از اعمال آن، جلوگیری از سقوط قطعات سست سنگ است. با توجه به این که بیشتر برهم کنش بین شاتکریت و سنگ در مرز میان شاتکریت و توده سنگ آسیب دیده اتفاق می افتد، بنابراین کارآیی شاتکریت به خصوصیات شاتکریت، توده سنگ آسیب دیده و خواص مرز بین این دو بستگی دارد. (شکل ۲-۱۳)

برای پایداری فضاهای زیرزمینی خصوصیات ذاتی ناحیه شکسته شده اهمیت ویژه ای دارد. برای مثال مقاومت و سختی توده سنگ شکسته شده یک پارامتر کلیدی برای ارزیابی قابلیت سنگ شکسته شده و در نتیجه پایداری و کارآیی یک فضای حفاری به شمار می رود. همینطور پارامترهای هیدرولیکی ناحیه آسیب دیده برای بررسی خصوصیات جریان در این ناحیه از اهمیت ویژه ای برخوردار است. در داخل ناحیه آسیب دیده این پارامترها به شدت تغییر می کند. تغییرات در بزرگی این پارامترها وابسته به شدت آسیب است که معمولاً در نزدیکی مرز فضای حفاری شدید و با افزایش فاصله از مرزها شدت آن کمتر است. شکل ۲-۱۴ رفتار فرضی پارامترهای مکانیکی و هیدرولیکی در مرز حفاری را نشان می دهد.



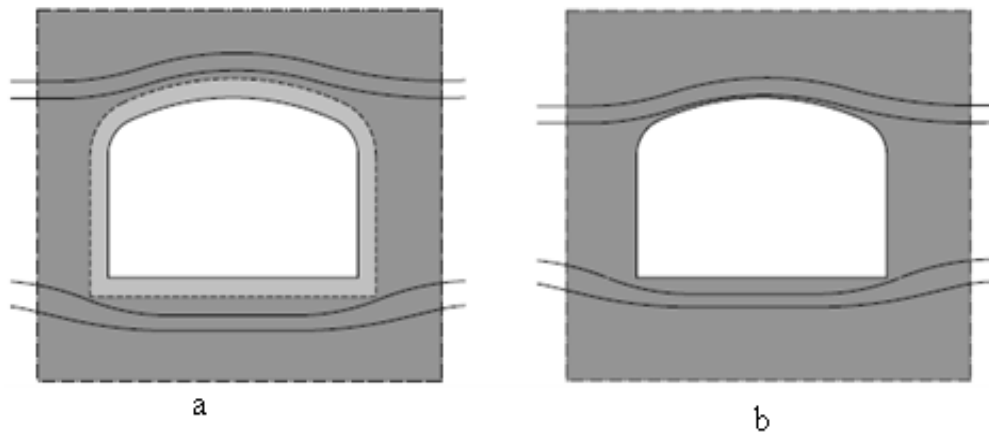
شکل ۲-۱۳ اندرکنش شاتکریت و توده سنگ آسیب دیده در اثر انفجار [۲]



شکل ۲-۱۴ رفتار پارامترهای مختلف در دیواره تونل [۲]

در شکل ۲-۱۵ تنش های القایی در اطراف تونل به دلیل وجود ناحیه آسیب به مرز بین ناحیه الاستیک و پلاستیک منتقل شده اند و همچنین به دلیل کاهش مقاومت توده سنگ اطراف تونل قابلیت تحمل تنش در این ناحیه کم شده است و توان تحمل تنش های بالا را ندارد. [۲]

علی‌رغم معایب و مشکلات فوق‌الذکر در مورد وجود ناحیه آسیب ناشی از انفجار، جنبه‌های مثبتی نیز برای این پدیده می‌توان نام برد. در توده‌سنگ‌های تحت تنش بالا، یکی از روش‌های کلیدی برای تنش‌زدایی در ناحیه اطراف فضای حفاری ایجاد ناحیه آسیب به وسیله انفجار است. در تنش‌زدایی، توده‌سنگ اطراف فضای حفاری به وسیله انفجار شکسته شده و باعث نرم شدن آن می‌شود که به نوبه خود باعث انتقال تنش از ناحیه بحرانی مانند مرز فضای حفاری می‌شود. در این شرایط مزایای آسیب ناشی از انفجار شامل: کاهش انفجار خود به خودی سنگ، بهبود پایداری فضای حفاری و افزایش ایمنی است. [۲]



شکل ۲-۱۵ توزیع تنش در اطراف تونل (a) با ناحیه آسیب (b) بدون ناحیه آسیب [۲]

۳- فصل سوم: پیشینه مطالعاتی

به دلیل اهمیت روش چال زنی و انفجار، به عنوان یک روش هم‌چنان گسترده و کاربردی در تونل‌زنی، اهمیت مطالعه روش و تاثیرات آن در محیط اطراف اجتناب‌ناپذیر است. این روش علاوه بر مزایای بسیار زیاد، دارای معایب و اثرات ناهنجاری مانند لرزش زمین است که در زمان حفر فضای زیرزمینی موجب ایجاد آسیب در محیط اطراف تونل شده و می‌تواند علاوه بر خسارات به محیط اطراف پایداری تونل را نیز به خطر اندازد. از این رو مطالعه اثرات انفجار بر روی سنگ میزبان از اهمیت ویژه‌ای برخوردار است. روش‌های مختلفی به منظور پیش‌بینی آسیب ناشی از انفجار و حفاری صورت گرفته است که به طور کلی به دو دسته روش اندازه‌گیری و تجربی و روش‌های تحلیلی و عددی تقسیم‌بندی می‌شوند. به دلیل محدود بودن و محصور بودن محیط تونل و فضاهای زیرزمینی روش اندازه‌گیری بسیار دشوار بوده و مطالعات در زمینه پیش‌بینی ناحیه آسیب بیشتر معطوف به روش‌های تجربی و عددی است. اگر روش‌های عددی اعتبارسنجی مناسبی داشته باشد و بتوان به نتایج آن اتکا کرد به دلیل گسترش علوم کامپیوتری و شبیه‌سازی و هم‌چنین هزینه و زمان کمتر این روش نسبت به روش‌های دیگر، استفاده از شبیه‌سازی و مدل‌سازی عددی مطلوب‌تر است. در این فصل، سوابق مطالعاتی از روش‌های موجود جهت مطالعه انفجار بر رفتار سنگ، مورد بررسی قرار می‌گیرد.

۳-۱ روش‌های اندازه‌گیری و تجربی

از آنجا که در انفجار سنگ، خردشدگی بیشتر توسط امواج اتفاق می‌افتد، اولین نکته در روش‌های اندازه‌گیری، اندازه‌گیری موج حاصل از انفجار است. از طرفی انفجار باعث حرکت و جابجایی فضای زیرزمینی می‌شود، از این رو سرعت این حرکت و جابجایی نیز مورد بحث و توجه است. هر چند با گسترش علوم کامپیوتری و شبیه‌سازی بسیاری از محاسبات مربوط به علوم ژئومکانیک معطوف به مدل‌سازی شده است، اما روش‌های تجربی جدای از آنکه پایه و اساس بسیاری از اصول علم مکانیک

سنگ است، می‌تواند نتایج گسترده‌ای را حاصل شود که هم در اعتبارسنجی و صحت‌سنجی مدل‌سازی‌های عددی و هم تکمیل‌کننده و هم تصدیق‌کننده روابط تجربی گذشته باشد. هر چند به دلیل آنکه رسیدن به یک معادله و رابطه تجربی نیاز به آزمایش‌هایی با جامعه آماری گسترده و نتایج مورد اعتماد دارد، روش‌های تجربی نسبتاً نیاز به هزینه و وقت زیاد دارد و همچنین عدم تکرارپذیری این روش، مطالعات در این زمینه را محدود کرده‌است.

هر کدام از روش‌های اندازه‌گیری و تجربی می‌تواند به عنوان مبحثی مستقل بیان شود، اما از آنجا که برای اجرای عموم روش‌های تجربی در مبحث پیش‌بینی ناحیه آسیب از انفجار، نیاز به آزمایش‌های میدانی یا آزمایش‌گاهی است، از این‌رو این دو روش در این موضوع بسیار در هم تنیده و مکمل هستند.

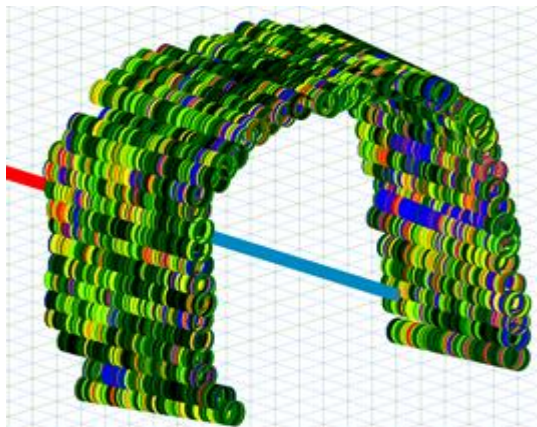
یکی از موضوعاتی که در این باره می‌توان به آن اشاره کرد بیشینه سرعت ذرات است که محققان زیادی از اندازه‌گیری این سرعت توانستند نتایج مطلوبی را به دست آورند.

ون‌الدرت [۱۱] در سال ۲۰۱۷ روش‌های اندازه‌گیری EDZ را شرح داد و آنها را به سه دسته مقدارسنجی غیرمستقیم، نیمه مستقیم و مستقیم، تقسیم بندی کرد. بیشینه سرعت ذرات (PPV) روش غیرمستقیمی است که کاربرد گسترده‌ای در محاسبات EDZ دارد. از روش‌های نیمه مستقیم و مستقیم نیز می‌توان به ردچال^۱، تناژ بارگیری، پایش (اسکن) مغار زیرزمینی^۲، تصویربرداری^۳ بعدی، نقشه برداری سطحی، رادار نفوذی زمین، نمونه برداری و اندازه‌گیری موج P اشاره کرد. در یک مطالعه موردی تونلی در استکهلم روش‌های اندازه‌گیری شامل ردچال، سامانه پایش حفره زیرزمینی (CMS)، نقشه‌برداری سطحی، روش راداری (GPR)، نمونه‌گیری و سرعت موج P، در دو رمپ تونل به انجام

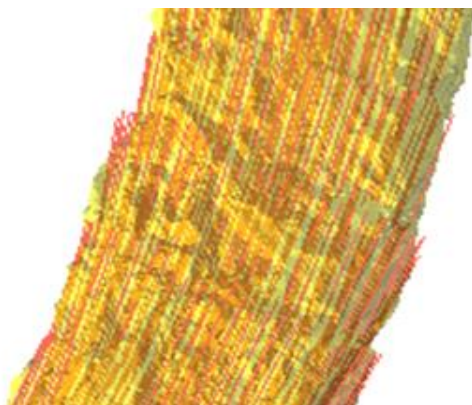
¹ Half cast factor (HCF)

² Cavity Monitoring Scanning (CMS)

رسید. سامانه پایش حفره زیرزمینی در هر ۲ یا ۳ دوره انفجار سطح دیواره‌ها را اسکن می‌کند و تصویر حاصل با طراحی، نقشه و گزارش‌های انفجار مقایسه شده‌است.



شکل ۳-۱: شکل چال‌های انفجاری در یکی از دوره‌های انفجار [۱۱]



شکل ۳-۲: سطح اسکن شده از تونل [۱۱]

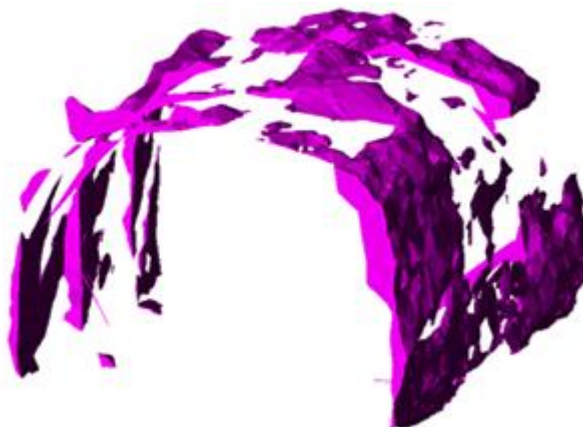


شکل ۳-۳: ردچال در یک تونل [۱۱]

شکل ۳-۴ و ۳-۵: اختلاف حجم استخراج شده در طراحی و اجرا را نشان می‌دهد.

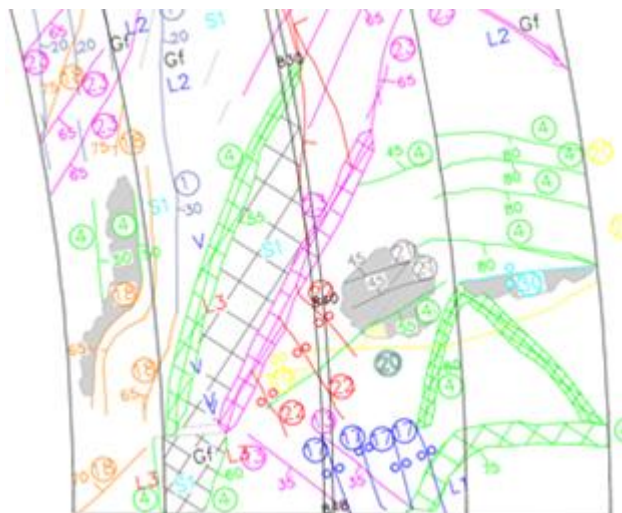
جدول ۱-۳ اطلاعات حجمی [۱۱]

	Volume	Design profile	Drill Plan	Pre-Blast
Design profile (Profile & length)	1577 m ³	-	-	-
Drill Plan (incl. bottom holes)	1656 m ³	79 m ³ (5.0 %)	-	-
Pre- Blast (excl. bottom holes)	1633 m ³	56 m ³ (3.6 %)	-23 m ³ (-1.4 %)	-
Post- Blast (excl. bottom holes)	1694 m ³	117 m ³ (6.6%)	38 m ³ (2.2 %)	61 m ³ (3.7%)



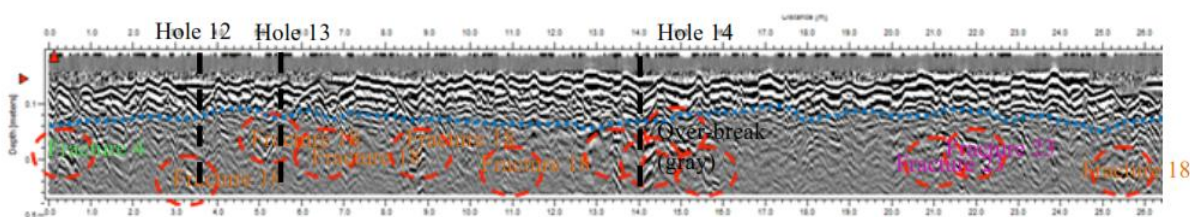
شکل ۳-۴ : حجم عقب‌زدگی [۱۱]

سپس نقشه‌برداری سطحی از تونل شکستگی‌ها و نقاط اغتشاش را نشان می‌دهد. شکل ۳-۵ نمونه‌ای از نقشه برداری از مقطع تونل را نشان می‌دهد که در آن قسمت خاکستری عقب‌زدگی، خط‌های رنگی شکستگی‌ها و مناطق رنگی ساختارهای زمین‌شناسی را نشان می‌دهد. عقب‌زدگی محاسبه شده در شکل ۳-۶ و شکل ۳-۵ انطباق مناسبی با هم دارد.



شکل ۳-۵: نقشه برداری از مقطع تونل [۱۱]

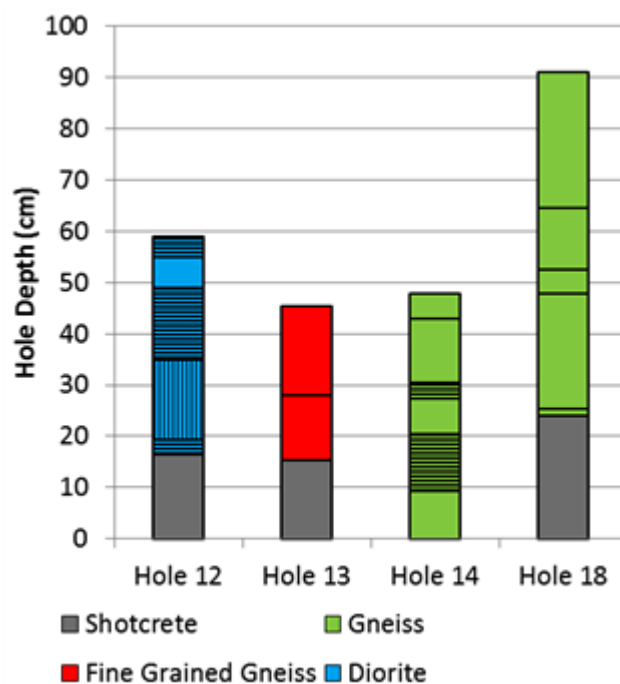
داده‌های GPR نیز در تونل ثبت شده است. شکل ۳-۶ نمونه‌ای از این داده‌ها را نشان می‌دهد. شکل ۳-۶ بیان می‌کند که بیشترین انرژی و آسیب ناشی از انفجار در عمق ۲۰ سانتی متر از توده سنگ اتفاق افتاده است. این ناحیه با خطوط آبی در شکل مشخص شده است. پس از ۲۰ سانتی متر نیز شکستگی‌هایی به طور پراکنده در توده سنگ اتفاق می‌افتد که می‌تواند در اثر وجود شکستگی‌های ذاتی در سنگ نیز باشد که این نقاط با دایره‌های قرمز در شکل مشخص شده است.



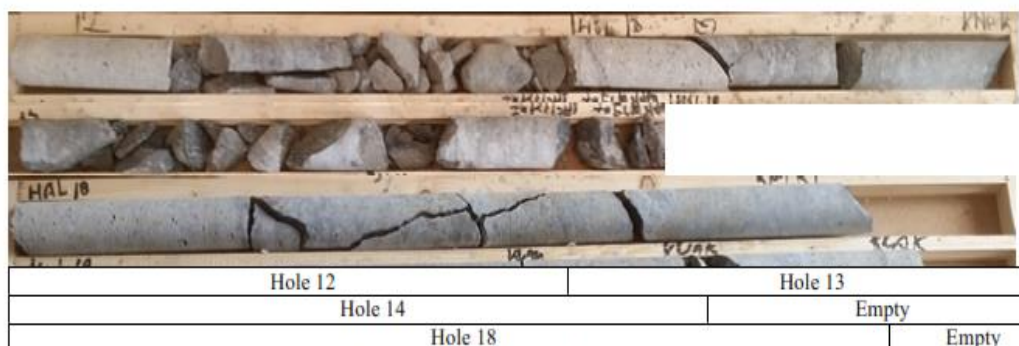
شکل ۳-۶: نمونه‌ای از داده‌های GPR در دیواره تونل [۱۱]

از چهار چال انفجاری نیز نمونه‌های استوانه‌ای برداشت شده است (چال ۱۲، ۱۳، ۱۴ و ۱۸). شکل ۳-۷ نوع سنگ و شکستگی‌ها را بر اساس عمق نمونه نشان می‌دهد. همانطور که مشخص است کیفیت سنگ در این نمونه‌ها بسیار متفاوت است. شکل ۳-۸ نیز خود نمونه‌های استوانه‌ای را نشان می‌دهد. بر اساس این آزمایش در ۳۰-۴۰ سانتی متر اول نمونه، نشانه‌های آسیب ناشی از حفاری و شکستگی به طور قابل محسوس مشاهده می‌شود.

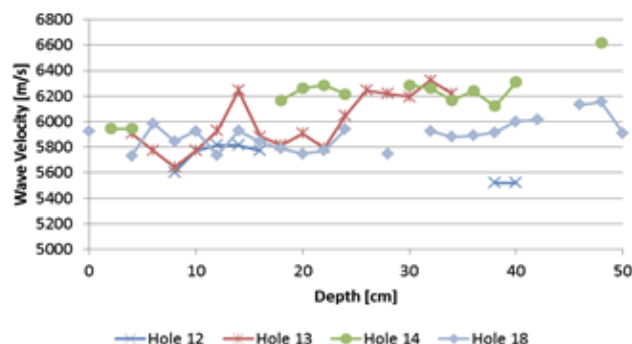
بر روی این نمونه های استوانه‌ای آزمایش سرعت موج P نیز انجام گرفته است. ثبت داده‌های روی نمونه در فاصله‌های ۲ سانتی‌متری و تحت زاویه ۹۰ درجه انجام شده است. شکل ۳-۹ نمودار حاصل از این آزمایش را نشان می‌دهد. این آزمایش نیز عمقی بین ۱۰ تا ۳۰ سانتی‌متر را برای منطقه آسیب (ناحیه‌ای که سرعت موج P در آن تقریباً ثابت می‌شود) نشان می‌دهد که همبستگی مناسبی با آزمایش‌های قبلی دارد.



شکل ۳-۷: جنس و ساختار کلی نمونه‌های استوانه‌ای [۱۱]



شکل ۳-۸: نمونه‌های استوانه‌ای از چال‌های شماره ۱۲، ۱۳، ۱۴ و ۱۸ [۱۱]



شکل ۳-۹: آزمایش سرعت موج P روی نمونه‌های چال‌های ۱۲، ۱۳، ۱۴ و ۱۸ [۱۱]

پس از انجام این آزمایش‌ها مقایسه‌ای بین این روش‌ها صورت گرفته است. در این مقایسه مسایلی مانند دقت و هزینه هر آزمایش مورد بحث است. نتایج مقایسه این روش‌ها و برخی روش‌های دیگر که در این مقاله به آن پرداخته نشده ولی از داده‌های مقالات دیگر بررسی شده است، در جدول ۲-۳ قابل مشاهده است.

جدول ۲-۳ مقایسه بین روش‌های اندازه‌گیری مختلف [۱۱]

Method	Benefits	Limitations
Peak Particle Velocity (PVV)	No production interruption, already recorded data (vibration)	Not a good picture, ignores many parameters, based on arbitrary relationships, site specific
Standardized Blasting Tables	No production interruption, predicting damage based on explosive charge	Based on PPV, based on arbitrary relationships, site specific
Half Cast Factor	Limited interruption, simple, very fast	Only surface data, minimal depth
Scaling time	No production interruption, already recorded data	Indication only, depending on operator quality and skill
Scanning	Accurate method, objective	Needs practical contour and drill hole location to establish over break and EDZ, time consuming (~45 minutes)
3D photogrammetry	Limited interruption, good indication,	Shadowing, needs practical contour and drill hole location to establish over break and EDZ
Loading tonnage	Clear tonnage of rock mass, production based data	Needs practical contour and drill hole location to establish over break and EDZ, needs accurate rock mass density and swell factor
Loading time	Indication on amount of rock mass, production data	Only indication, needs "loading tonnage", highly influenced by fragmentation and loading issues
Tunnel mapping	Clear picture of the surfaces, fracture orientation etc.	Only surface data, interruption of the production
Ground Penetrating Radar	Micro fractures can be detected, limited interruption, 3D picture, penetrated the rock mass	Not able to penetrate shotcrete, no difference in natural and blasting fractures, metal objects interfere, calibration and interpretation is needed
Core drilling	Fracture type and filling, penetrated the rock mass	Time consuming (interruption), sparse data collection
Rock Slicing	Fracture type and filling, penetrated the rock mass, 3D picture	Very expensive and time consuming (interruption)
P-wave velocity	Micro fractures can be detected, standardized method	Need drill cores or hole-to-hole data

امسلی و همکاران [۱۲] تحت عنوان پروژه‌ای به نام ZEDEX^۱ بررسی ناحیه آسیب ناشی از انفجار آرام^۲ و حفاری به وسیله TBM^۳ را به روش تجربی انجام داده‌اند. این اندازه‌گیری به وسیله ی روش انتشار آوایی^۴ و بررسی ترک اطراف ناحیه آسیب صورت گرفته‌است.

امسلی و همکاران بیان کرده اند که ناحیه اغتشاش و ناحیه آسیب که هر دو با عنوان EDZ شناخته می‌شوند، در متون علمی هم معنی هستند هرچند با هم تفاوت‌هایی نیز دارند. بررسی عوامل نشان می‌دهد ناحیه اغتشاش^۵ مربوط به روش حفر است و تغییرات خواص سنگ در آن اتفاق نمی‌افتد ولی ناحیه آسیب^۶ ناشی از حفاری مربوط به تغییرات در خصوصیات سنگ مانند توزیع مجدد تنش است.

اندازه‌گیری در سه زمان قبل، حین و پس از حفاری فضای زیرزمینی و در دو موقعیت مکان نزدیک به فضای زیرزمینی (ناحیه آسیب) و با فاصله زیاد از فضای زیرزمینی (ناحیه اغتشاش) انجام می‌پذیرد. در ناحیه اغتشاش آزمایش‌های زیر برای تعیین مشخصات EDZ صورت پذیرفته است :

۱. توموگرافی لرزه‌ای به منظور اندازه‌گیری سرعت موج P و موج S انجام پذیرفته است. این توموگرافی به منظور بررسی خصوصیات ناحیه الاستیک توده سنگ انجام می‌گرفت و تغییر سرعت موج‌ها در نقشه بیانگر وجود ناپیوستگی و یا دیگر ساختارهای توده سنگ است.

¹ Zone Of Excavation Disturbance Experiment

² Smooth Blasting

³ Tunnel Boring Machine

⁴ Acoustic Emission (AE) Monitoring

⁵ Disturb Zone

⁶ Damage Zone

۲. در فاصله ۱۵-۲۰ متری از ناحیه حفاری، تنش اندازه‌گیری شده است. پیش از آزمایش ZEDEX نزدیک‌ترین فاصله اندازه‌گیری تنش در فاصله ۱۰۰ متری از ناحیه حفاری بوده است.

۳. خصوصیات هیدرولیکی توده‌سنگ پیش و پس از حفاری مورد بررسی قرار گرفته است.

۴. اندازه‌گیری راداری یا آوایی به منظور دسترسی به نقشه‌ی شکستگی‌های موج و میانگین آب محتوی داخل توده‌سنگ صورت پذیرفته است.

۵. اندازه‌گیری لرزش یا شتاب زمین که حین حفاری صورت پذیرفته است و هدف از آن اطلاع از مقدار انرژی آزاد شده داخل سنگ در زمان حفاری است.

در ناحیه آسیب آزمایش‌های زیر پس از حفاری برای تعیین جزییات EDZ صورت پذیرفته است :

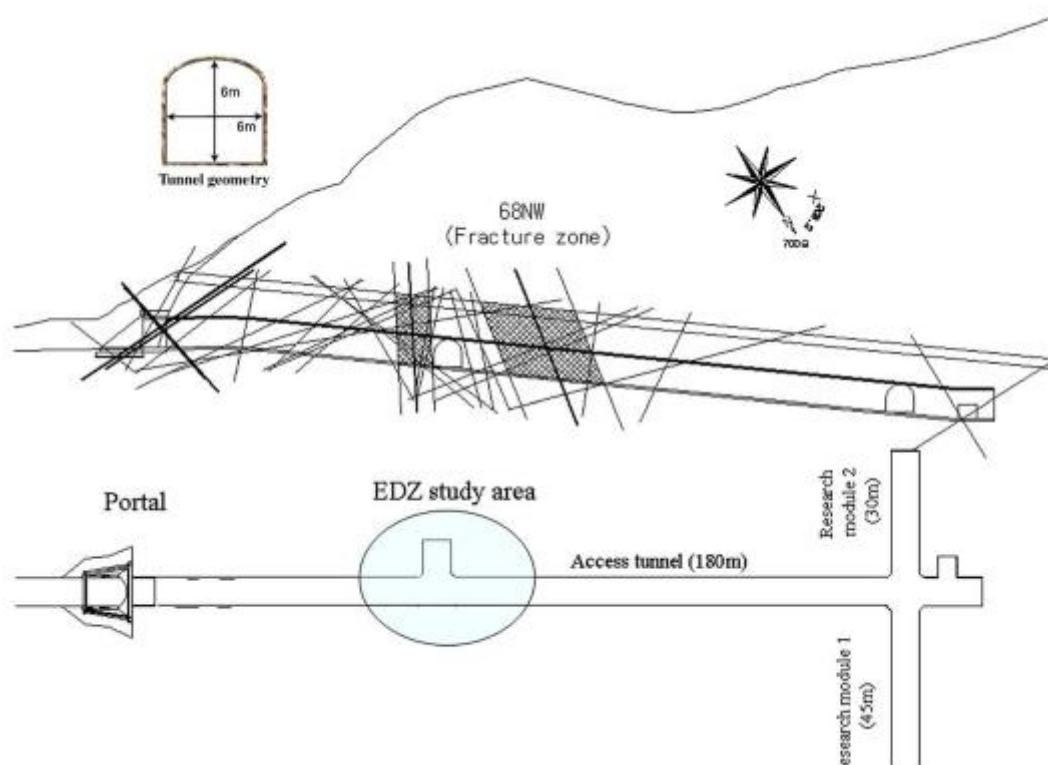
۱. اندازه‌گیری موج P و موج صوتی در چال‌های کم قطر
۲. مطالعات ناهمسانگردی سرعت لرزه‌ای
۳. اندازه‌گیری نفوذپذیری سنگ با دقت بالا در چال‌های کم قطر (در فواصل ۵۰ میلیمتری)
۴. نقشه‌برداری نمونه‌های سنگی^۱ از چال‌های کم‌قطر. متمایز کردن شکستگی‌های ذاتی توده‌سنگ و شکستگی‌های تحت تاثیر حفاری
۵. نقشه‌برداری ردچال
۶. مطالعات آزمایشگاهی جزییات نمونه‌های سنگی به دست آمده از چال‌های کم‌قطر

نتایج نشان می‌دهد ناحیه آسیب با روش چالزنی و انفجار تا حدود ۱ متر و در مقایسه با روش TBM بسیار بیشتر است.

¹ core

همچنین لی و همکاران [۱۳] برای تونل KAREI در کشور کره، مطالعاتی در زمینه محاسبه EDZ انجام دادند. این مطالعات شامل تست نمونه‌های استوانه‌ای و تست گودمن بود. همچنین یک مدل کامپیوتری برای آنالیز حساسیت ساخته شد. لی و همکاران بیان کرده‌اند، EDZ ۴ رفتار مکانیکی، هیدرولیکی، دمایی و شیمیایی توده‌سنگ را تغییر می‌دهد. EDZ در پایداری مکانیکی برای فضاهای زیرزمینی با عمق زیاد مانند مغارهای دفن زباله‌های هسته‌ای، که تنش برجا مقدار زیادی دارد، می‌تواند سنگ را دچار ضعف ساختاری کند و بالتبع می‌بایست در طراحی نگهداری این گونه فضاها، EDZ باید مورد بررسی قرار گیرد. همچنین گسترش و پیدایش ناپیوستگی‌ها در توده سنگ نفوذپذیری توده‌سنگ را افزایش می‌دهد که بر روی جریان آب‌های زیرزمینی تاثیر می‌گذارد. رفتار گرمایی توده سنگ نیز با تغییرات EDZ تغییر می‌کند. این امر آنجا اهمیت پیدا می‌کند که تغییرات دما می‌تواند در پوشش‌های سیستم نگهداری تاثیر بگذارد. به منظور بررسی EDZ یک تونل آزمایشی به نام تونل KURT^۱ در کشور کره در عمق ۵۰۰ متری زمین در محیط سنگ آذرین به عنوان مورد مطالعاتی مورد بررسی قرار گرفته است.

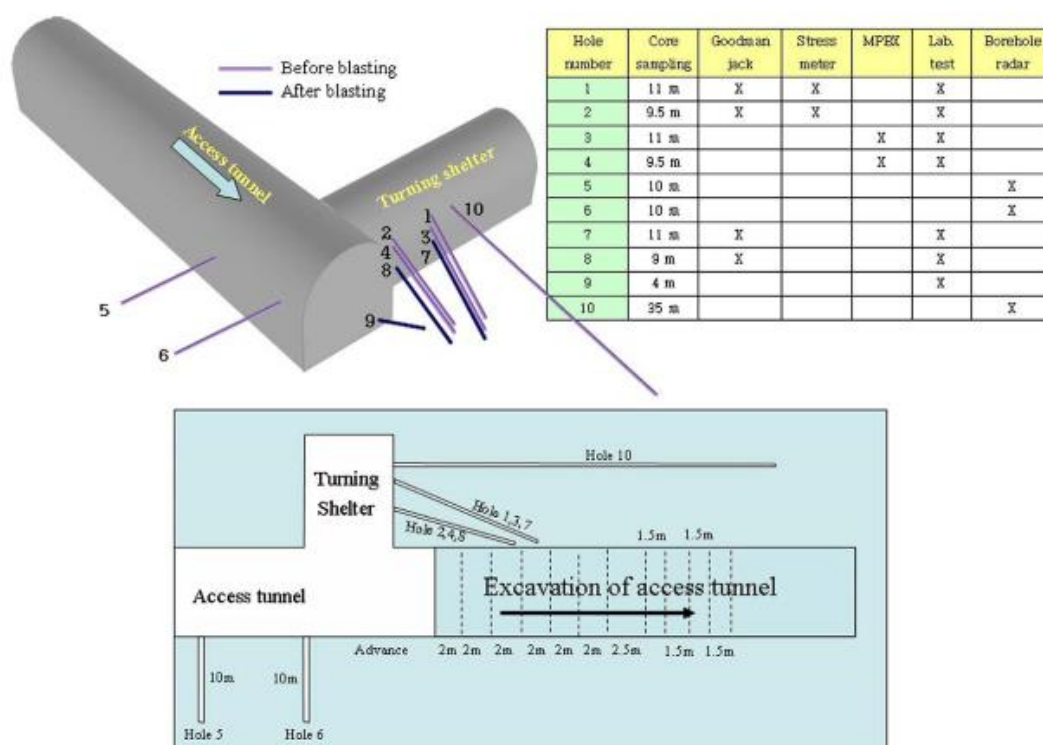
¹ Korea Atomic Energy Research Institute



شکل ۳-۱۰: طرح کلی تونل KURT و وضعیت زمین‌شناسی اطراف سایت بررسی EDZ و موقعیت سایت [۱۳]

انفجار در این مطالعه با امولایت، کینکس و نائل صورت گرفت. لرزش زمین به وسیله Blastmate III که در فاصله ۲۰۰ متری از ورودی تونل قرار گرفته است اندازه‌گیری شده‌است.

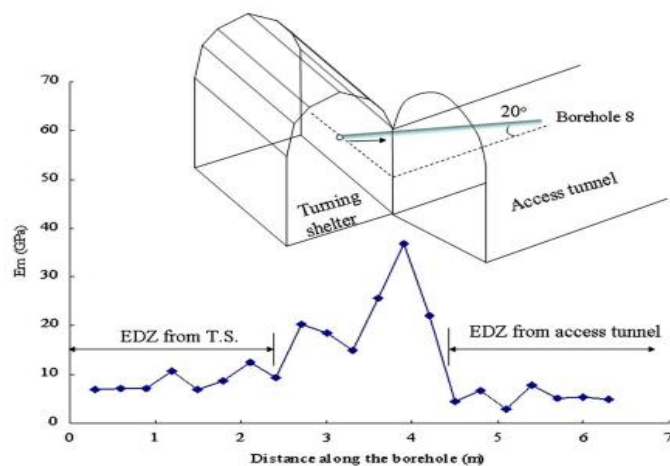
همچنین به منظور پیش‌بینی EDZ در تونل مطالعاتی KURT پس از ساخت جان‌پناه در دیواره تونل هفت چال گمانه‌ای حفر شد. کرنش‌سنج و MPBX در آن نصب و سپس حفاری تونل آغاز و تأثیرات آن روی توده‌سنگ اندازه‌گیری شده است. سه چال دیگر هم پس از عملیات حفاری تونل به منظور اندازه‌گیری تغییرات خصوصیات سنگ در اثر انفجار حفر شد.



شکل ۳-۱۱: مکان چال‌های مطالعاتی و آزمایش‌های صورت گرفته بر روی آن‌ها [۱۳]

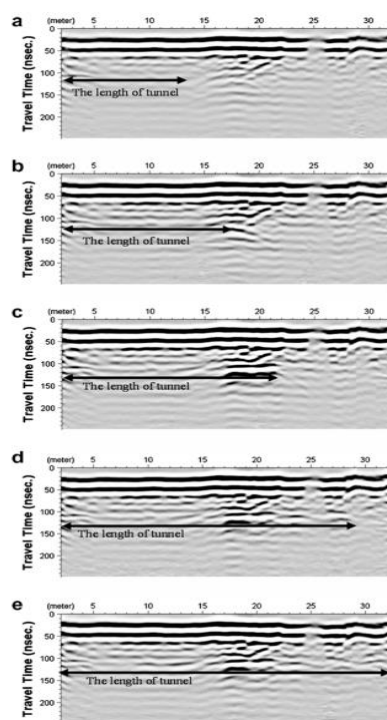
تست گودمن و آزمایش‌های آزمایشگاهی از جمله تست‌هایی است که روی نمونه‌ها صورت گرفته است. شکل ۳-۱۲ مدول تغییرپذیری توده‌سنگ را نشان می‌دهد که توسط آزمایش جک گودمن اندازه‌گیری شده است. (چال شماره ۸) در حالت کلی می‌توان بیان نمود تاثیر انفجار در توده سنگ باعث کاهش مدول تغییر شکل‌پذیری می‌شود.

یک نقشه از بازتاب راداری گمانه از چال شماره ۱۰ گرفته شده است. در این نقشه برداری یک فرستنده و گیرنده راداری در طول گمانه با فاصله ثابت نصب شده است و اندازه‌گیری‌ها در طول‌های ۱۰ سانتی‌متر در طول گمانه انجام گرفته است. از آنجا که تونل با انفجار حفر می‌شود نقشه گمانه‌ها ۵ بار در طول ۲-۳ روز تهیه می‌شود. شکل ۳-۱۳ نتایج را پس از پردازش داده‌های اندازه‌گیری شده نشان می‌دهد. منظور از "طول تونل" طول حفاری شده تونل دسترسی است. [۱۳]



شکل ۳-۱۲ تغییرات مدول تغییر شکل پذیری توده سنگ در امتداد گمانه شماره ۸ [۱۳]

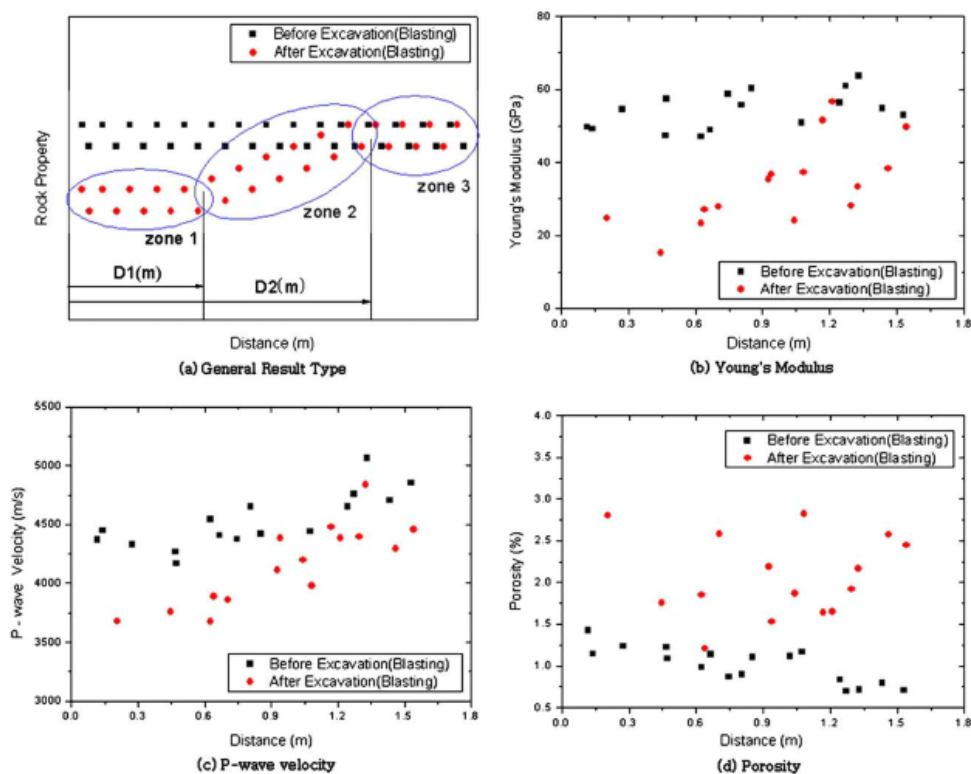
همچنین آزمایشات آزمایشگاهی به منظور بررسی خصوصیات سنگ قبل و پس از انفجار بر روی گمانه‌ها صورت گرفته است. جدول شماره ۳-۳ به طور خلاصه این خصوصیات را در نشان داده‌است. که در آن عمق به معنای فاصله از دیوار تونل است. (چال‌های شماره ۳ و ۸) همچنین جدول ۳-۳ و شکل ۳-۱۴ خصوصیات سنگ را بسته به فاصله از دیواره تونل نشان داده است. همانطور که مشاهده می‌شود هرچه از سمت دیواره فاصله افزایش می‌یابد مقادیر اندازه‌گیری قبل و پس از حفاری نزدیک به هم شده است. منظور از Zone 1، Zone 2 و Zone 3 در شکل ۳-۱۴ a به ترتیب ناحیه‌ای که تحت تاثیر انفجار است، ناحیه‌ای با تغییرات کمتر که حدفاصل ناحیه ۱ و ۳ است و ناحیه‌ای که در آن خصوصیات و شاخصه‌های ذاتی سنگ ثابت مانده است.



شکل ۳-۱۳: تصاویر پردازش شده از نقشه بازتاب گمانه [۱۳]

جدول ۳-۳ نتایج آزمایش روی نمونه‌های سنگی [۱۳]

	Depth (m)	Hole number	UCS (MPa)	E (GPa)	V_p (m/s)	V_s (m/s)	Porosity
Before blasting	0.12	1	105	50	4372	2075	1.43
	0.14	4	101	49	4448	2228	1.15
	0.27	1	105	54	4330	2007	1.24
	0.46	1	99	47	4269	2096	1.23
	0.47	3	101	57	4170	1730	1.09
	0.63	2	95	47	4544	2207	0.98
	0.67	1	104	49	4407	2101	1.14
	0.75	1	107	59	4375	2261	0.87
	0.81	2	108	56	4653	2257	0.9
	0.85	1	101	60	4420	2234	1.1
	1.07	1	94	51	4441	2026	1.17
	1.24	4	98	56	4653	2175	0.84
	1.27	1	111	61	4759	2167	0.7
	1.33	1	108	64	5064	2216	0.71
	1.43	2	94	55	4704	2017	0.8
After blasting	1.53	2	95	53	4852	2150	0.71
	0.21	7	81	25	3680	1800	2.8
	0.45	8	82	15	3758	1805	1.75
	0.63	9	96	23	3673	1705	1.85
	0.64	7	81	27	3888	1887	1.21
	0.7	7	97	28	3860	1880	2.58
	0.93	9	81	35	4110	2080	2.19
	1.0	7	89	24	4200	2080	1.87
	1.08	9	108	37	3980	1980	2.82
	1.17	7	95	51	4480	2052	1.64
	1.21	7	112	57	4386	1776	1.65
	1.33	7	109	33	4838	1894	2.17
	1.54	7	104	50	4458	1933	2.45



شکل ۳-۱۴ نتایج آزمایش نمونه‌ها [۱۳]

ورما و همکاران [۱۴] یک مطالعه موردی در ۵ تونل در هیمالیا انجام دادند و ۱۱۳ انفجار را بررسی کردند. بر اساس این مطالعه موردی رابطه‌ای تجربی برای محاسبه‌ی آسیب ناشی از انفجار در اطراف تونل بر اساس عوامل: Q سنگ، فاکتور خرج‌گذاری، بیشینه خرج‌گذاری در هر تاخیر، انرژی مخصوص، عرض تونل و طول چال خرج‌گذاری به دست آوردند و نتایج را آزمایش با اولتراسونیک اعتبارسنجی کردند. به این منظور تونل‌هایی را انتخاب کرده‌اند که عمق روباره کمتری داشته باشد، زیرا که بتوانند اثرات ناشی از تغییرات تنش را نادیده بگیرند. جدول ۳-۴ نوع سنگ، تعداد تست انفجار در هر تونل و محدوده تغییرات Q را برای هر تونل نشان داده است. [۱۴]

جدول ۳-۴ جزییات تونل های مورد بررسی [۱۴]

Sl. No	Project Site	Tunnel	Rock Type	Number of Test Data Set	Range of Q
1	Pump Storage Plant Project (PSP), Tehri	AA7R	Thinly bedded Phyllitic Quartzite (PQT)	27	0.8-1.1
2		AA10R	Massive Phyllitic Quartzite (PQM)	30	0.03-1.68
3	Singoli- Bhatwari Hydro Power Project (SBHEP), Rudraprayag	HRT	Quartz Biotite Schist	20	2.7-11.1
4	Tapovan Vishnugaad Hydro Power Project (TVHEP), Tapovan	HRT	Augen Gneiss	24	3.6-4.3
5		BPT	Quartzite	12	6.8-17.8

جدول ۳-۵ خصوصیات مکانیکی توده سنگ [۱۴]

Sl. No	Experimental Tunnel Site	Vibration Attenuation Equations	σ_t MPa	V_p m/s	E MPa	V_{cr} mm/s
1	HRT SBHEP	$V_{ppv} = 1825.1 \left(\frac{R}{W^{0.33}} \right)^{-1.20}$	6.71	3267	12600	1739.8
2	HRT TVHEP	$V_{ppv} = 1390.5 \left(\frac{R}{W^{0.33}} \right)^{-1.598}$	8.7	5400	27900	1683.8
3	BPT TVHEP	$V_{ppv} = 2079.1 \left(\frac{R}{W^{0.33}} \right)^{-1.334}$	12.4	6200	55500	1754.5
4	AA7 PSP	$V_{ppv} = 441.9 \left(\frac{R}{W^{0.33}} \right)^{-1.16}$	4.3	5400	10500	221.65
5	AA10R PSP	$V_{ppv} = 576.2 \left(\frac{R}{W^{0.33}} \right)^{-1.03}$	7.2	6000	12700	340.15

Notations: σ_t : Tensile strength, V_p : P-wave velocity, E: Young Modulus; V_{cr} : Critical peak particle velocity; SBHEP: Singoli-Bhatwari Hydroelectric Project; TVHEP: Tapovan Vishnugaad Hydroelectric Project, Tapovan; PSP: Pump Storage Plant Project, Tehri.

همچنین در جدول ۳-۵ مقاومت کششی، سرعت موج P و مدول یانگ برای توده سنگ مشخص شده است. برخی مولفه‌هایی که در بحث انفجار مورد بررسی قرار می‌گیرد مربوط به طرح انفجار است، مانند: عمق چال، فاصله‌داری چال‌ها^۱ و فاصله از محیط آزاد^۲، زمان تاخیر و توالی انفجار. برخی از مولفه‌ها نیز مربوط به پرشدن چال است مانند مقدار خرج نهایی در هر دوره انفجار (T)، بیشینه خرج در هر تاخیر (W)، پرشوندگی (P)، عمق چال (d)، که به طور مستقیم به دست می‌آیند و برخی از پارامترهای اساسی دیگر از این پارامترها محاسبه می‌شوند، مانند فاکتور پیشروی، فاکتور محیط خرج‌گذاری. [۱۴]

به منظور شناسایی خصوصیات توده سنگ از سیستم امتیاز توده سنگ، Q استفاده شده است. سیستم طبقه‌بندی Q که توسط بارتون پیشنهاد شده است، ۶ پارامتر را مورد بررسی قرار می‌دهد. کیفیت دسته درزه (RQD) و تعداد دسته درزه‌های (Jn) که به اندازه بلوک مربوط می‌شوند. زبری درزه‌ها (Jr) و عدد دگرسانی دسته درزه (Ja) که مربوط به مقاومت برشی بلوک است. عدد آب‌های موجود در

¹ Spacing

² Burden

دسته درزه‌ها (Jw) و فاکتور کاهش تنش (SRF) که تنش فعال توده سنگ را مورد بررسی قرار می‌دهد. [۱۴]

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n}\right) \left(\frac{J_r}{J_a}\right) \left(\frac{J_w}{SRF}\right) \quad \text{رابطه ۱-۳}$$

سیستم طبقه بندی Q به منظور تجزیه و تحلیل رفتار توده سنگ در محیط‌های زیرزمینی و همچنین طراحی سیستم نگهداری در تونل‌ها و مغارهای زیرزمینی کاربرد فراوانی دارد. در این مطالعه برای بررسی رفتار توده سنگ از سیستم Q استفاده شده است. به منظور تخمین و پیش‌بینی اثرات ناشی از لرزش، سیستم پایش لرزه‌نگاری در تونل استفاده می‌شود.

مطالعات فراوانی در زمینه پیش‌بینی لرزش حاصل از انفجار و روش‌های نرم‌افزاری و سیستمی آن شده است که مبنای بیشتر آنها سرعت بیشینه ذرات است. معادله مربوط به پیش‌بینی مدل لرزه‌ای به قرار زیر است :

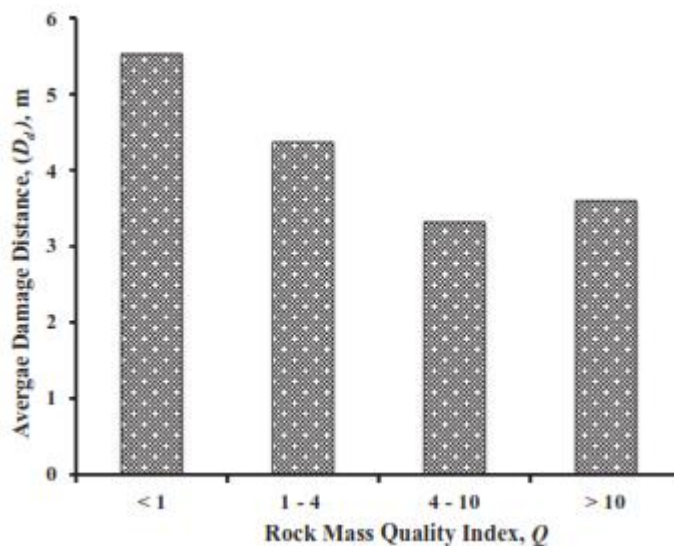
$$V_{ppv} = K \left(\frac{R}{\sqrt[3]{W}}\right)^{-\beta} \quad \text{رابطه ۲-۳}$$

که در آن V_{ppv} سرعت بیشینه ذرات بر حسب mm/s، K و β ثابت‌های مربوط به انتشار موج در محیط، R فاصله اندازه‌گیری بر حسب mm و W بیشینه خرج‌گذاری در هر تاخیر بر حسب kg است. مقادیر K و β از یک رگرسیون آماری از مطالعات موردی سایت آزمایش به دست می‌آیند. همچنین به منظور شناسایی محدوده تخریب توده سنگ اطراف تونل سرعت بحرانی بیشینه سرعت ذرات V_{cr} از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$V_{cr} = \frac{V_p \sigma_t}{E} \quad \text{رابطه ۳-۳}$$

که در آن V_p سرعت حرکت موج P در توده سنگ بر حسب m/s، σ_t مقاومت کششی سنگ بر حسب MPa و E مدول یانگ بر حسب MPa است.

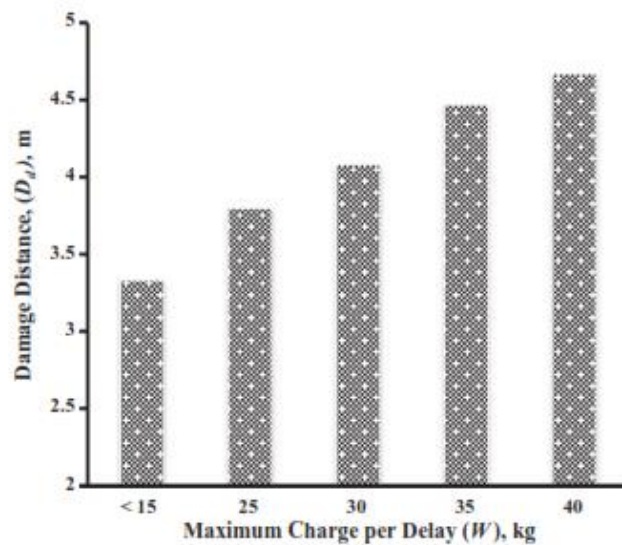
شکل ۳-۱۵ نشان دهنده رابطه Q و میزان آسیب ناشی از انفجار است. همانطور که مشاهده می‌شود با افزایش Q میزان اثرات ناشی از انفجار کاهش می‌یابد. آنطور که در شکل مشخص است تا $Q=4$ تغییرات آسیب ناشی از انفجار زیاد است. و هر چه کیفیت سنگ بهتر می‌شود این تغییرات کمتر می‌شود. این نکته بیان می‌کند که در کیفیت‌های بالای سنگ، تاثیر کیفیت توده‌سنگ در ناحیه آسیب قابل چشم پوشی است و پارامترهای دیگر، ناحیه آسیب ناشی از انفجار را تحت تاثیر قرار می‌دهند.



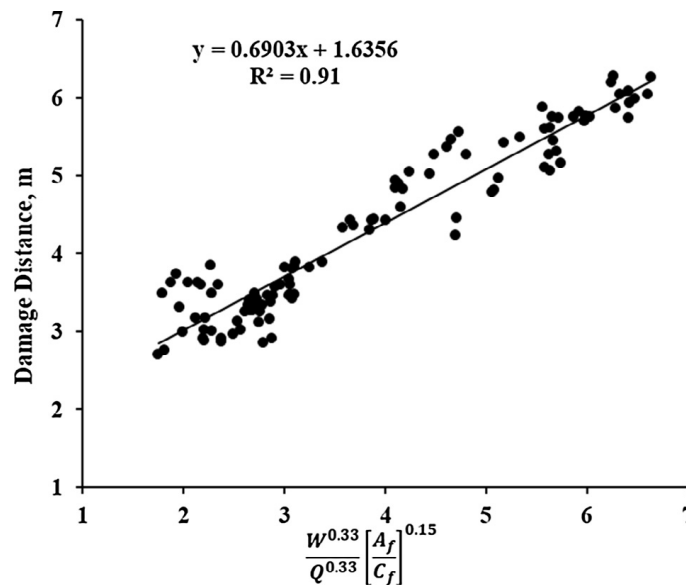
شکل ۳-۱۵: تغییرات فاصله آسیب با شاخصه کیفیت توده سنگ [۱۴]

در عملیات انفجارهای زیرزمینی، به دلیل افزایش سینه‌کار آزاد پس از هر انفجار طراحی تاخیر برای چال‌ها تغییر می‌کند. همانطور که از شکل ۳-۱۶ مشخص است و انتظار می‌رفت، افزایش بیشینه خرج‌گذاری باعث افزایش فاصله آسیب ناشی از انفجار می‌شود. هم‌چنین در مقایسه میزان یکسان از بیشینه خرج‌گذاری در کلاس‌های مختلف سنگ، مشاهده شده است که به عنوان مثال برای تونل‌های AA7 و AA10R که Q پایینی دارند، بیشینه سرعت ذرات کمتر از 500 mm/s است. در حالی در تونل دیگری که از کوارتزیت تشکیل شده است، بیشینه سرعت ذرات بیش از 1500 mm/s است.

شکل ۳-۱۷ رابطه‌ی بین اندازه آسیب با پارامترهای مربوط به طرح انفجار شامل عمق چال، پیشروی و بیشینه خرج گذاری در هر تاخیر را نشان می‌دهد. این پارامترها نسبت به کیفیت توده‌سنگ نرمال شده‌اند تا بشود داده‌ها را نسب به کیفیت‌های مختلف توده‌سنگ و ابعاد تونل مقایسه کرد. این مطالعه تجربی در محدوده تغییرات وسیع کیفیت توده‌سنگ (۰.۳-۱۷.۸) و ابعاد تونل (۹-۲۵.۸، ۶۷.۸ مترمربع) انجام گرفته است.



شکل ۳-۱۶: تغییرات فاصله آسیب با بیشینه خرج گذاری در هر تاخیر [۱۴]



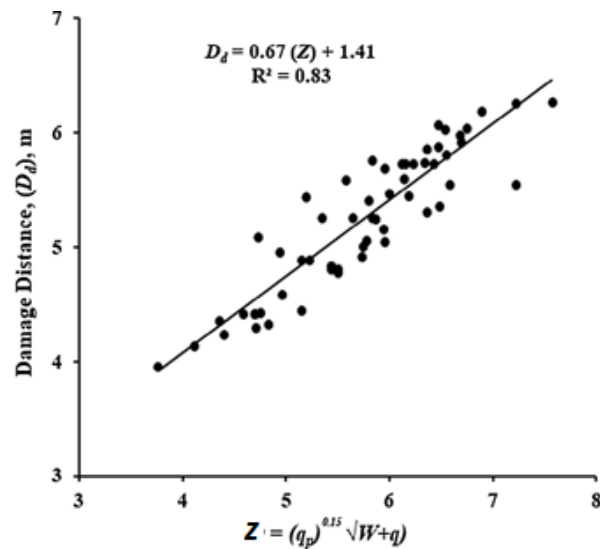
شکل ۳-۱۷: تغییرات فاصله آسیب نسبت به پارامترهای طرح انفجار [۱۴]

از آنجایی که پارامترهای طرح انفجار مانند عمق چال، نرخ پیشروی با کیفیت توده‌سنگ رابطه دارند، مولفه‌های توده‌سنگ و طرح انفجار به عنوان یک دسته و گروه برای تفسیر آسیب ناشی از انفجار استفاده می‌شود. به طور کلی ناحیه آسیب ناشی از انفجار با افزایش پارامترهای مربوط به پیشروی مانند خرج گذاری نهایی و بیشینه خرج گذاری در هر تاخیر افزایش می‌یابد. این بدین معنی است که پیشروی بیشتر و افزایش عمق و خرج چال باعث آسیب بیشتر به توده‌سنگ نیز می‌شود. به همین منظور باید به یک مقدار بهینه در رابطه با میزان خرج گذاری و عمق چال دست یافت. در عملیات انفجار، انرژی ماده منفجره سه گونه تفسیر می‌شود. بیشینه خرج گذاری در هر تاخیر، انرژی مخصوص و فاکتور محیط خرج گذاری. که بیشینه خرج گذاری در هر تاخیر تحت تاثیر توالی دوره انفجار و فاکتور محیط خرج گذاری و انرژی مخصوص تابعی از پیشروی دوره انفجار است. در یک مقدار ثابت از ماده منفجره، نرخ پیشروی بیشتر، فاکتور محیط خرج گذاری و انرژی مخصوص را کاهش می‌دهد. فاکتور Z تمام سه مولفه‌های انفجار را در خود گنجانده است.

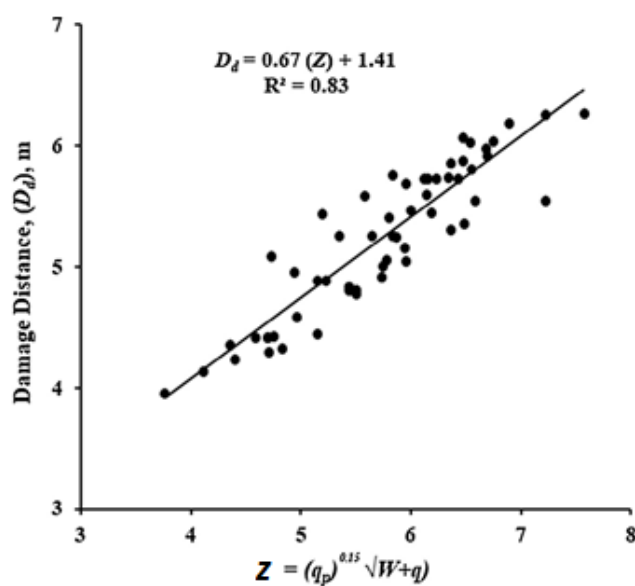
$$Z = q_p^{0.15} \sqrt{W + q}$$

رابطه ۴-۳

که در آن q_b فاکتور محیط چال، W بیشینه خرج گذاری در هر تاخیر (kg) و Q انرژی مخصوص است. از آنجایی که تونل‌های مطالعاتی کیفیت توده‌سنگ پائینی نسبت به بقیه تونل‌ها دارند، این تونل‌های به طور جداگانه مورد بررسی قرار می‌گیرند. از این سو بررسی به دو قسمت $Q < 1.67$ و $Q > 1.67$ تقسیم شده است. (شکل ۱۸-۳ و ۱۹-۳)



شکل ۳-۱۸: فاصله آسیب نسبت به پارامترهای انرژی ماده منفجره برای $Q < 1.67$ [۱۴]



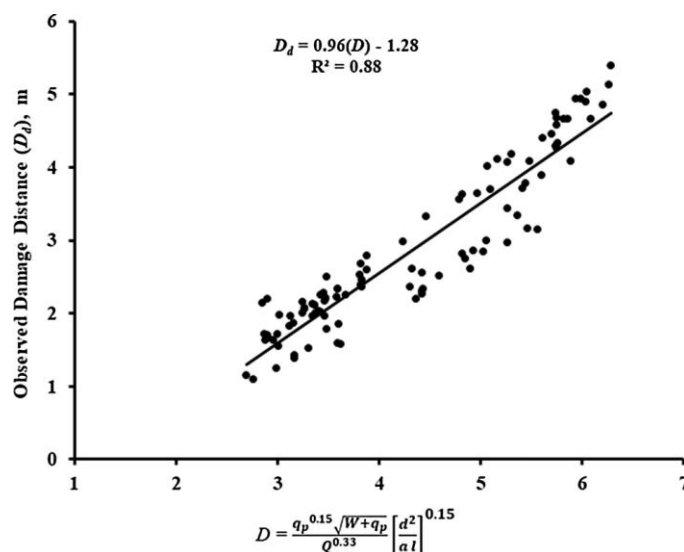
شکل ۳-۱۹: فاصله آسیب نسبت به پارامترهای انرژی ماده منفجره برای $Q > 1.67$ [۱۴]

یک بحث بسیار مهم در پیش‌بینی ناحیه آسیب ناشی از انفجار، به دست آوردن رابطه ای است که در آن پارامترهای اساسی طراحی انفجار و توده سنگ در نظر گرفته شود. پس از بررسی داده‌ها و رگرسیون خطی و غیرخطی آماری رابطه‌ی ذیل که اکثر پارامترهای اساسی را در نظر گرفته است پیشنهاد شده است :

$$D = \frac{q_p^{0.15} \sqrt{W+q}}{Q^{0.33}} \left(\frac{d^2}{al} \right)^{0.15}$$

رابطه ۵-۳

که در آن q_p فاکتور محیط خرج گذاری (kg/m^3)، W بیشینه خرج گذاری در هر تاخیر (kg)، q انرژی مخصوص (kg/m^3)، Q شاخصه کیفیت سنگ، d عمق چال (m)، l پیشروی (m)، و a مقطع تونل (m^2) است. هم چنین شکل ۳-۲۰ نمودار حاصل از این رابطه و بهترین خط همبستگی آن را نشان می‌دهد.



شکل ۳-۲۰: نمودار مقایسه فاکتور و آسیب اندازه گیری شده [۱۴]

سیلوا و همکاران [۱۵] نیز یک روش تجربی را برای محاسبه ناحیه آسیب ناشی از انفجار ارائه داده‌اند و به منظور بررسی اعتبار، نتایج حاصل از این روش را با روش‌های دیگر مقایسه کرده‌اند. اصول این روش نیز بر پایه بیشینه سرعت ذرات (PPV) است و با مقایسه داده‌های یک انفجار در سنگ گرانیتی در منطقه سیسکیند^۱ اعتبارسنجی شده است. ابتدا جدولی از تکامل مدل‌های عددی به منظور بررسی آسیب سنگ بیان شده است که به طور خلاصه روش محاسبه، مزایا و معایب هر کدام از روش‌های

¹ Siskind

گذشته در آن بیان شده است. آنها مطالعات خود را بر پایه مطالعات هولمبرگ و پرسن^۱، لیو^۲ و همکاران، و فورسیث^۳ انجام داده‌اند. بر این اساس ابتدا رابطه هولمبرگ و پرسن شرح داده شده است.

$$PPV = \frac{KQ^\alpha}{R^\beta}$$

رابطه ۶-۳

که در آن PPV بیشینه سرعت ذرات، K، α و β ثابت‌های سایت انفجار، Q انرژی ماده منفجره و R فاصله است

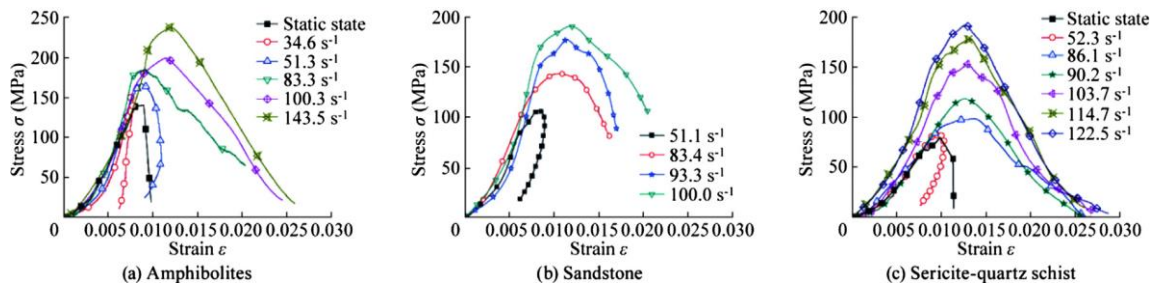
جدول ۶-۳ مراحل پیشرفت مدل‌های محاسبه آسیب سنگ [۱۵]

Model	Year	Procedure	Advantage	Disadvantage
Holmberg-Persson	1978	Calculate PPV to compare against PPV damage ranges	-Developed for cylindrical charges -Easy to use when all parameters are known	-Properties of explosive are not considered -Not strong theoretical support for its derivation -Parameters of the equation are established after several tests
Swedish Rock Engineering Research Organization (SevBeFo)	1996	Fractures mechanics theories. Calculates extent of damage zone around a borehole	-Uses gas pressures generated in the borehole -Explosive properties included Velocity of Detonation (VOD) and isentropic properties of the explosive	-Difficult to follow because the complexity of the formulation and the number of variables -Fracture toughness parameter from the rock needs lab testing -Too many "correction" factors in the final formulation
Colorado School of Mines (CSM)	1969	Calculate PPV to compare against PPV damage ranges	-Uses gas pressures generated in the borehole -Uses Poisson ratio, density of the rock and longitudinal wave speed of the rock	-Cylindrical charges divided into a chain of spherical charges -Number of field tests needed to be conducted to find inelastic coefficient
Hustrulid-Lu	2002	Calculate PPV to compare against PPV damage ranges. Improved from CSM approach	-Uses gas pressures generated in the borehole -Introduces attenuation formulations for the PPV	-Number of field tests needed to be conducted to find constant parameters (attenuation) in the equation
Modified ash	2010	Calculates extent of damage zone around a borehole using the explosive energy	-Uses basic properties of explosives -Uses ANFO as reference -Easy to use	-Only density of the rock is accounted as a rock variable
Rock constant approach	2010	Based on Holmber's approach for tunnels. Calculate extent of damage zone around a borehole	-Uses basic properties of explosives -Uses ANFO as reference -Easy to use	-No rock properties are included -Degree of hole confinement difficult to assess
Neiman hydrodynamic Approach		Based on hydrodynamic studies by Hustrulid. Calculate PPV to compare against PPV damage ranges	-Uses basic properties of explosives -Includes compressive strength of the rock as a variable -Easy to use	-Explosive energy parameter difficult to assess
Jang and Topal-artificial Neural Network Approach	2013	Based on Artificial neural network (ANN) and multiple regression	-Considers rock and rock mass parameters (UCS, RQD, RMR)	-Blasting parameters are not involved in the problem.
Mohammadi et al.-fuzzy Logic Approach	2015	Based on Fuzzy Logic techniques and linear multiple regressions	-Considers rock mass parameters (RMR). -Considers blasting parameters (powder factor, ratio of contour holes to total holes)	-A large data set of blasting parameters (202 data sets) are required to obtain a reliable model. -Applied in a site specific project (Alborz tunnel)

¹ Holmberg And Persson

² Liu

³ Forsyth



شکل ۳-۲۱: منحنی های تنش-کرنش برای آمفیبول، ماسه سنگ و شیست [۱۵]

بر اساس تحقیقات لیو بر روی سه نوع سنگ آمفیبول، ماسه سنگ و شیست خواص دینامیکی سنگ بر اساس نرخ کرنش های مختلف بررسی شده است. (شکل ۳-۲۱) بر این اساس اگر فاکتور افزایش مقاومت (η) به عنوان شاخصه شناسایی مقاومت سنگ تحت بار دینامیکی فرض شود، مقاومت دینامیکی توده سنگ را می توان از آزمایش استاتیکی به دست آورد. بر اساس گزارش لیو این فاکتور برای سنگ های مختلف بر اساس نرخ کرنش و متفاوت است.

$$\eta_{amp} = 0.44598 \times \dot{\epsilon}^{(1/3)} - 0.37798$$

رابطه ۳-۷

$$\eta_{sas} = 1.41039 \times \dot{\epsilon}^{(1/3)} - 3.58302$$

$$\eta_{sqs} = 2.09497 \times \dot{\epsilon}^{(1/3)} - 7.96242$$

به عنوان مثال اگر نرخ کرنش 100 s^{-1} باشد فاکتور افزایش برای آمفیبول و ماسه سنگ به ترتیب ۱,۶۹ و ۲,۹۶ است. فورسیث نیز رابطه ای بین PPV و خصوصیات سنگ به دست آورده است.

$$PPV_{max} = 0.1 \times UCS \frac{V_p}{E}$$

رابطه ۳-۸

که در آن PPV_{max} بیشینه سرعت ذرات (mm/s)، $0.1 UCS$ تنش کششی تک محوره است که ۱۰ درصد نیروی کششی تک محوره فرض شده است (MPa)، V_p سرعت موج P (mm/s) و E مدول یانگ (GPa) است.

سپس سیلوا و همکاران ۵ گام برای پیش‌بینی آسیب سنگ بیان کرده اند و به منظور اعتبارسنجی دقت نتایج از مطالعات سیسکیند استفاده شده است. سیسکیند یک مطالعه موردی روی طرح انفجاری انجام داده است. انفجار با آنفو و با چال‌های ۱ با قطر ۱۶۵ mm انجام گرفته است. در مطالعه موردی سیسکند که خصوصیات فیزیکی سنگ مورد مطالعه آن در جدول ۷-۳ آمده است، تا فاصله ۶۴ cm آسیب ناشی از انفجار بسیار زیاد، در فاصله ۶۴-۱۱۴ cm آسیب نسبتاً کم و پس از ۱۱۴ cm تقریباً اثری از آسیب در سنگ مشاهده نمی‌شود. [۱۵]

جدول ۷-۳ خصوصیات فیزیکی سنگ گرانیت در مطالعه سیسکیند [۱۵]

Parameter	Value
Specific gravity	2.63
Weight density (kg/m ³)	2630
Longitudinal propagation velocity, in situ (m/s)	5550
Longitudinal bar velocity (m/s)	2740
Tensile strength (N/m ²)	3.10×10^6
Compressive strength (N/m ²)	207×10^6
Modulus of rigidity (N/m ²)	10.3×10^9
Young's modulus (N/m ²)	20.7×10^9
Poisson's ratio in situ	0.26

پنج گام عبارتند از :

(۱) تعیین خواص استاتیکی توده‌سنگ مورد مطالعه مانند UCS، مدول یانگ و سرعت موج P

که بر اساس جدول ۷-۳ مقادیر UCS، $207 \times 10^6 \text{ N/m}^2$ و مدول یانگ $20.7 \times 10^9 \text{ N/m}^2$ است.

(۲) تعیین خواص دینامیکی توده‌سنگ بر اساس نرخ کرنش به دست آمده از انفجار

بر اساس رابطه ليو و مقدار $\eta = 3$ میزان مقاومت فشاری دینامیکی محاسبه می‌شود :

$$UCS_{dyna} = 3.0 \times UCS_{static}$$

$$UCS_{dyna} = 3.0 \times 207 \times 10^6 \text{ N/m}^2 = 621 \times 10^6 \text{ N/m}^2$$

۳) تعیین PPV، بر اساس رابطه فورسیث و خصوصیات دینامیکی توده سنگ

$$PPV_{max} = 0.1 \times UCS \frac{V_p}{E}$$

$$PPV_{max} = 0.1 \times 621 \frac{5550 \text{ m/sec}}{207 \text{ GPa}} = 16.65 \text{ m/sec}$$

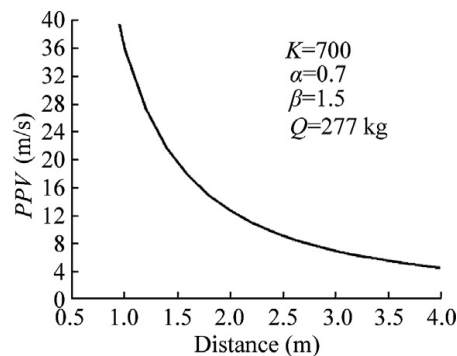
۴) استفاده از مدل آسیب ناشی از انفجار H-P، برای تعیین منحنی لرزش اطراف تک چال

انفجاری [۱۵]

برای به دست آوردن منحنی لرزش از معادله هولمبرگ - پرسن استفاده می شود که در آن

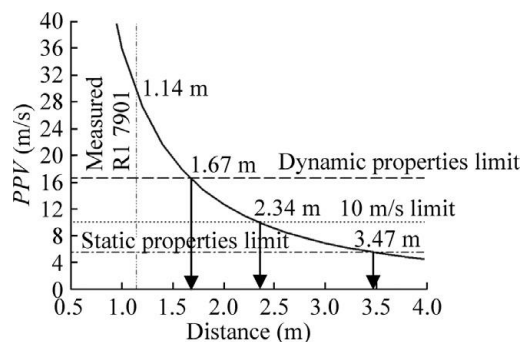
$K = 700$ ، $\alpha = 0.7$ و $\beta = 1.5$ است. میزان خرج گذاری در هر چال نیز ۲۷۷ کیلوگرم است.

شکل ۳-۲۲ مقدار PPV را برای قطر ۱۶۵ نشان می دهد.



شکل ۳-۲۲: PPV برای تک چال [۱۵]

۵) مقایسه نتایج گام ۳ با منحنی های گام ۴ شکل ۳-۲۳ این مقایسه را نشان می دهد.



شکل ۳-۲۳: PPV مورد انتظار و بیشترین مقدار PPV [۱۵]

جدول ۳-۸ مقایسه بین روش‌های مختلف را نشان می‌دهد. یکی از دلایل اختلاف بین نتایج نبود داده‌های سایت واقعی برای ثابت‌های مدل هولمبرگ - پرسن است. که این داده‌ها برای تحقیق انجام گرفته، در دسترس نبوده است.

جدول ۳-۸ مقایسه بین روش‌های مختلف [۱۵]

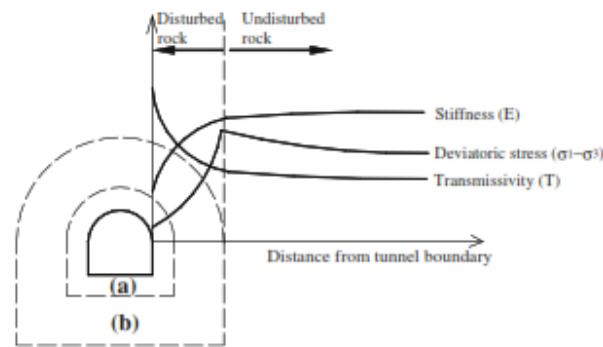
Parameter	Actual value (measured)	Methodology in use		
		Proposed methodology	Using 1000 mm/s criterion	Using static parameter
Damage extent (m)	1.14	1.67	2.34	3.47
Error (%)	0.0	46.5	105.3	204.4

۳-۲ روش عددی

هر چند روش‌های تجربی و اندازه‌گیری می‌تواند نتایج نزدیک به واقعیت را نشان دهد، اما عدم دقت، هزینه بالای این روش و نمونه‌گیری دشوار، محققان را به سمت روش‌های عددی ترغیب کرده است. در مطالعه EDZ روش عددی و مقایسه آن با نتایج آزمایش‌های تجربی نشان داده است که این روش می‌تواند پاسخ مناسبی برای پیش‌بینی ناحیه آسیب ناشی از حفاری دهد. از آنجا که انفجار یک پدیده دینامیکی است، می‌بایست از نرم افزارهایی برای مدل‌سازی استفاده شود که قابلیت اعمال بار دینامیکی را داشته باشند. علاوه بر این با توجه به اینکه محیط سنگ عموماً یک محیط ناپیوسته است، در انتخاب نرم افزارهای شبیه‌سازی می‌بایست به این زمینه نیز دقت شود تا نتایج حاصل از شبیه‌سازی مورد اطمینان بیشتری باشد. به منظور بررسی رفتار سنگ نرم‌افزارهای گروه Itasca به طور متداول بین محققان استفاده می‌شود. درباره روش‌های عددی و نرم‌افزار مربوطه در فصل ۴ توضیح داده می‌شود. هم‌چنین با توجه به اینکه انفجار یک رفتار دینامیکی و وابسته به زمان است، استفاده از نرم‌افزارهای شبیه‌سازی دینامیکی نیز توسط پژوهشگران مورد استفاده قرار می‌گیرد.

سایانگ و نوردلوند [۸] یک مدل‌سازی عددی برای بررسی تاثیر پارامترهای موثر بر ناحیه آسیب ناشی از انفجار در تونل انجام دادند. ابتدا مکانیزم ناحیه آسیب مورد بررسی قرار گرفته است. همانطور که از شکل ۳-۲۴ مشخص است ناحیه آسیب به طور تئوری به چند ناحیه با مشخصات

مختلف تقسیم می‌شود. در شکل ۳-۲۴ قسمت a که ناحیه آسیب است، شکستگی‌ها زیاد و اثرات ناشی از حفاری منجر به آسیب جدی سنگ می‌شود، در قسمت b که ناحیه اغتشاش است، توزیع مجدد تنش اتفاق می‌افتد و ترک و ناپیوستگی‌هایی به وجود می‌آید که به شدت ناحیه a نیست.



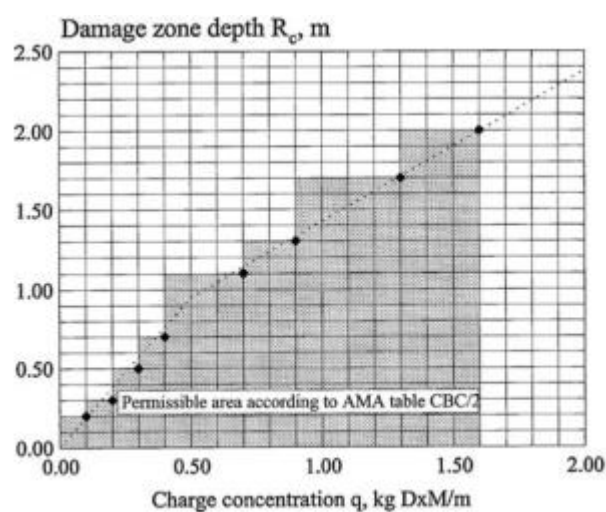
شکل ۳-۲۴: شکل مفهومی یک مدل برای ناحیه آسیب ناشی از انفجار و مشخصه‌های مختلف در فاصله مرزها [۸]

این مطالعه بر اساس داده‌های یک تونل راه در سوئد صورت گرفته است. به دلیل سنگی بودن زمین در سوئد و نیز کیفیت بالای سنگ در این کشور، بیشتر عملیات تونل‌سازی به وسیله چال‌زنی و انفجار انجام می‌شود. از این رو بررسی‌های زیادی برای پیش‌بینی ناحیه آسیب ناشی از انفجار در این کشور انجام گرفته است. یکی از این بررسی‌ها که مورد قبول مدیریت‌های عمرانی و تونل‌سازی این کشور است مدلی است که در سال ۲۰۰۱ توسط اوچترلونی^۱ و همکاران پیشنهاد شده است. همانطور که مشاهده می‌شود این مدل به طور کاربردی میزان خرج‌گذاری مورد قبول برای هر آسیب را پیش‌بینی کرده است. [۸]

¹ Ouchterlony

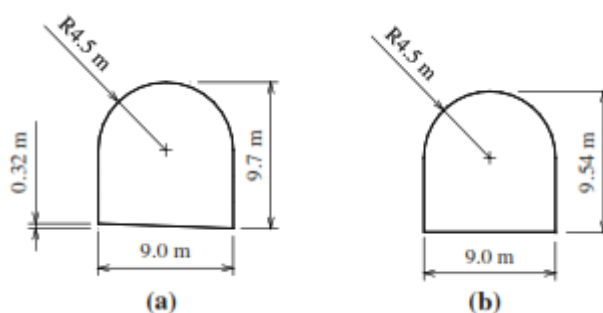
جدول ۹-۳ بیشترین خرج گذاری مورد قبول برای انفجار در تونل و مغارهای زیرزمینی [۸]

Theoretical damage zone depth (m) ^a according to figure CBC/1, max, in AnlægningsAMA-98	Charge concentration (kg/D × M/m), max
0.2	0.1
0.3	0.2
0.5	0.3
0.7	0.4
1.1	0.7
1.3	0.9
1.7	1.3
2.0	1.6



شکل ۳-۲۵: شکل گرافیکی تئوری [۸]

شکل ۳-۲۶ هندسه تونل شبیه سازی شده در این مقاله را نشان می دهد.



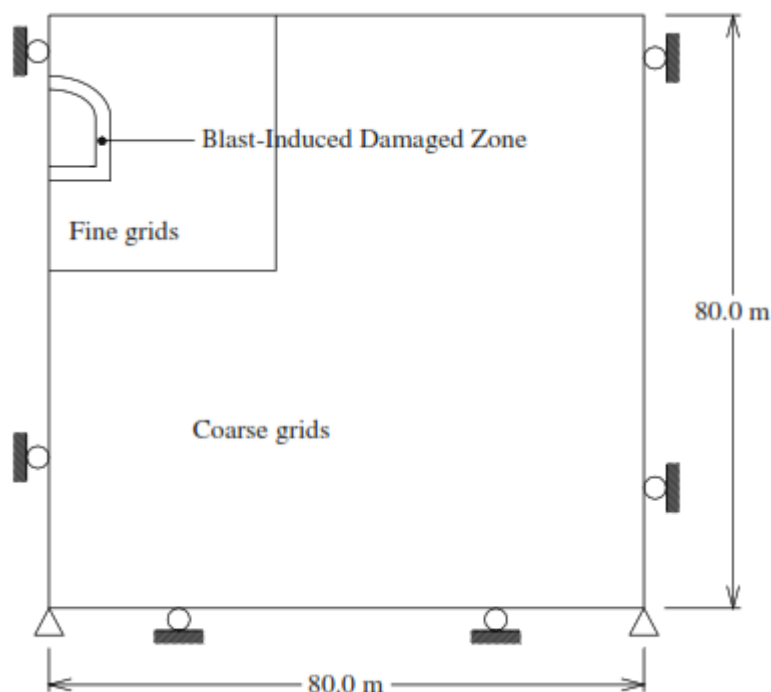
شکل ۳-۲۶: هندسه مدل سازی عددی [۸]

شکل ۳-۲۶ a مقطع اصلی تونل است که ۰,۳۲ متر در دو طرف دیواره به منظور آبکشی اختلاف ارتفاع وجود دارد. به منظور سهولت در مدل سازی عددی و متقارن کردن مقطع تونل ۰,۱۶ متر از سمت راست مقطع تونل کاهش و ۰,۱۶ به سمت چپ تونل اضافه شده است. (شکل ۳-۲۶)

شکل ۳-۲۷ هندسه کلی بلوک مدل سازی شده را نشان می دهد. به منظور بررسی بهتر ابعاد بلوک مورد نظر ۸۰ در ۸۰ متر مربع در نظر گرفته شده و مش بندی در اطراف تونل ریزتر و در فاصله دورتر از مرزهای تونل بزرگ تر در نظر گرفته شده است. مشخصه های سنگ به منظور مدل سازی در جدول ۳-۱۰ که در سوئد توسط لاندمن برای تونل های کم عمق پیشنهاد شده است استفاده می شود.

جدول ۳-۱۰ پارامترهای سنگ به منظور به دست آوردن پارامترهای توده سنگ [۸]

Parameter		Value
Intact compressive strength	σ_i	250 MPa
Geological strength index	GSI	60
Hoek-Brown rock constant	m_i	33



شکل ۳-۲۷: بلوک مدل سازی عددی و محدوده مش بندی [۸]

به منظور محاسبه مدول تغییر شکل پذیری بر اساس یک رابطه خطی پلکانی (نتیجه مدل سازی با نرم افزار FLAC) ابتدا مدول تغییر شکل پذیری در مرز تونل محاسبه می شود، و سپس بر اساس یک رابطه محاسبه می شود: [۸]

$$E_{d(ij)} = E_d + \frac{E_m - E_d}{L_d} L_{d(ij)} \quad \text{رابطه ۹-۳}$$

که در آن $E_{d(ij)}$ که مدول تغییر شکل پذیری در نقطه ij است، E_d مدول تغییر شکل پذیری در مرز تونل، E_m مدول تغییر شکل پذیری سنگ بکر، $L_{d(ij)}$ فاصله نقطه i و j از مرز تونل و L_d ضخامت لایه ناحیه آسیب است. هم چنین مدول بالک و برشی از روابط ذیل محاسبه می شود: [۸]

$$K_{d(ij)} = \frac{E_{d(ij)}}{3(1-2\nu)} \quad \text{رابطه ۱۰-۳}$$

$$G_{d(ij)} = \frac{E_{d(ij)}}{2(1+\nu)} \quad \text{رابطه ۱۱-۳}$$

که در آن ضریب پواسون ν مقدار ثابت ۰,۲۵ است. برای محاسبه E_m و E_d از رابطه تجربی هوک و براون استفاده می شود: [۸]

$$E = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \cdot 10^{\left(\frac{GSI-100}{40}\right)} \quad \text{for} \quad \sigma_i > 100 \text{ MPa} \quad \text{رابطه ۱۲-۳}$$

که D فاکتور اغتشاش است که برای ناحیه اغتشاش یافته بزرگتر از صفر و برای ناحیه بکر و اغتشاش نیافته معادل صفر است و GSI شاخصه مقاومت زمین شناسی است. D برای چال زنی و انفجار ۰,۷ است. در ادامه برای محاسبه پارامترهای مقاومت سنگ یک فرآیند سه مرحله ای پیشنهاد شده است. در مرحله اول از فرمول تجربی هوک و براون تنش محصور حداکثر به دست می آید. [۸]

$$\sigma_{3max} = 0.47 \sigma_m \left(\frac{\sigma_m}{\sigma_l}\right)^{-0.94} \quad \text{رابطه ۱۳-۳}$$

که در آن σ'_1 تنش بر جای حداکثر است و σ_m مقاومت فشاری تک محوره که از رابطه زیر به دست می آید:

$$\sigma_m = \frac{2c \cos \phi}{1 - \sin \phi}$$

رابطه ۳-۱۴

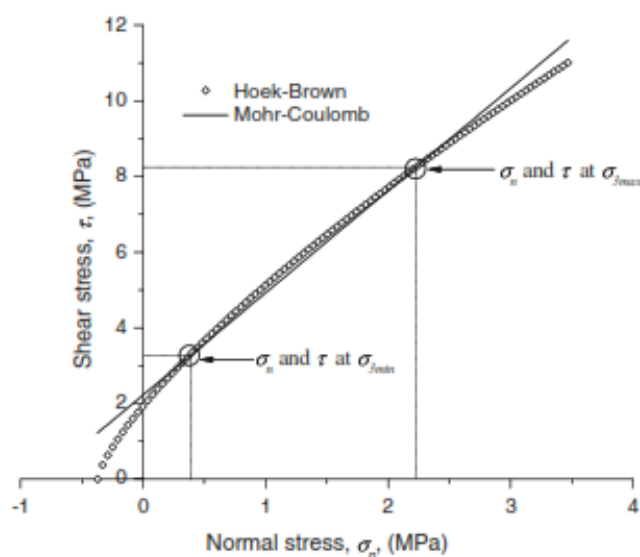
مرحله دوم برای به دست آوردن چسبندگی ذاتی c و زاویه شکست داخلی ϕ از نرم افزار RocLab که طریق نموداری تنش برشی-تنش عمود و بر اساس معیار هوک و براون زاویه شکست و چسبندگی را محاسبه می کند، استفاده می شود. (شکل ۳-۲۸)

در مرحله آخر به منظور مشخص کردن مقاومت توده سنگ تخریب شده می بایست حد بالا و پایین آن مشخص شود. به این منظور از شکل ۳-۲۸ که بر اساس یک مدل اولیه در مقالات مرجع اجرا شده است استفاده می شود. که بر اساس رابطه ذکر شده و با توجه به اینکه زاویه اصطکاک داخلی صفر است به صورت زیر محاسبه می شود: [۸]

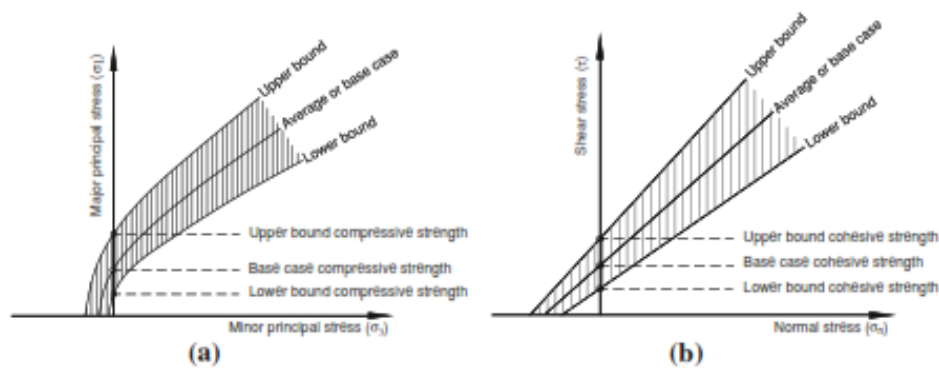
$$\text{for upper bound (UB): } \sigma_d^{UB} = 2c_d^{UB} = 26.8 \text{ Pa}$$

$$\text{for lower bound (LB): } \sigma_d^{LB} = 2c_d^{LB} = 8.8 \text{ Pa}$$

$$\text{for base case (BC): } \sigma_d^{BC} = 2c_d^{BC} = 12.7 \text{ Pa}$$



شکل ۳-۲۸: مشخص کردن پارامترهای تنش برشی [۸]



شکل ۳-۲۹: مقاومت ناحیه سنگ آسیب دیده a مقاومت فشاری-تنش های اصلی b مقاومت برشی-تنش نرمال [۸]

پس از به دست آوردن اطلاعات توده سنگ مدل با شرایط مختلف اجرا می شود.

مدل اساسی یا case 0 بر اساس اطلاعات تونل راه آهن سوئد اجرا شده است. که عمق روباره ۱۰ متر و

ضخامت ناحیه آسیب ۰٫۵ متر است. ورودی های مدل اساسی از جدول ۳-۱۱ دست آمده است. [۸]

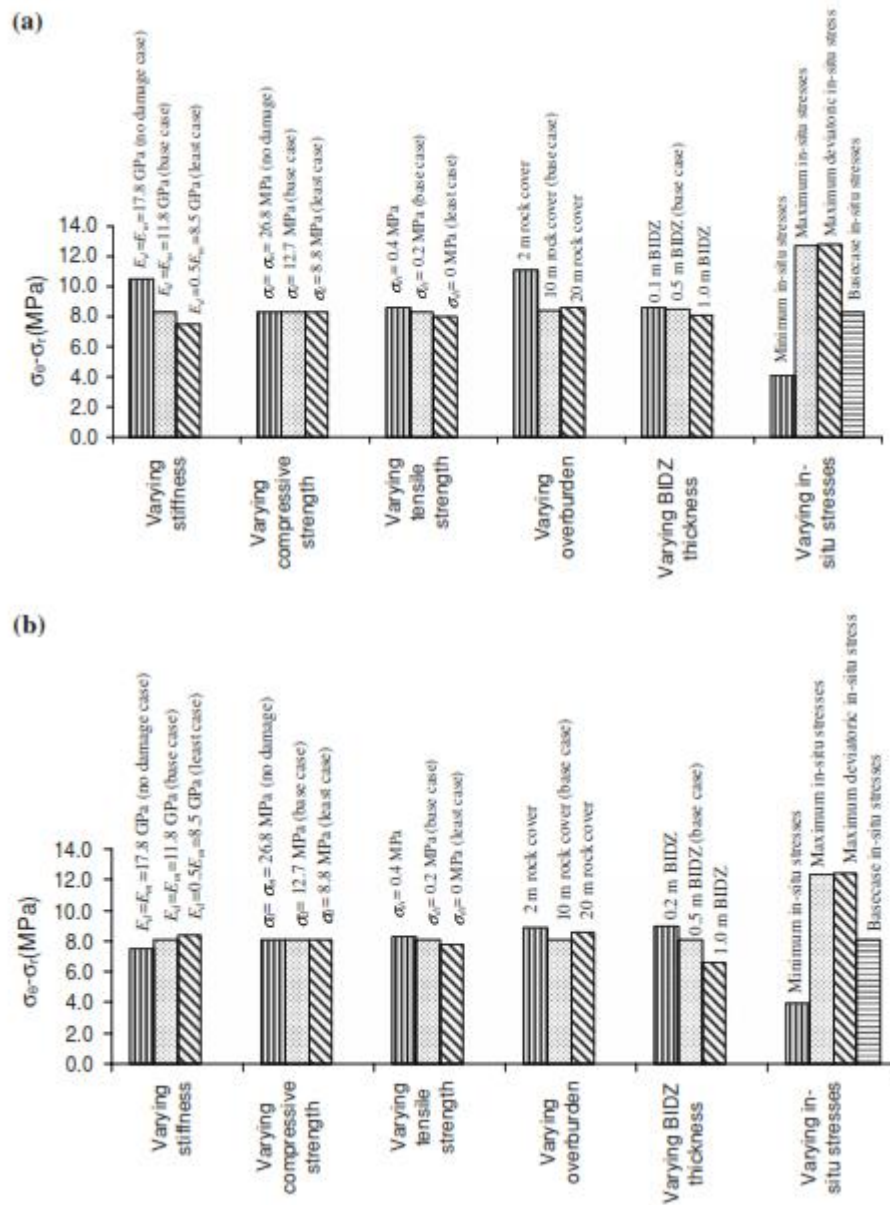
جدول ۳-۱۱ پارامترهای توده سنگ به منظور اجرای مدل اساسی [۸]

Parameter		Value
For undamaged rock		
Elastic parameters		
Deformation modulus	E_m	17.8 GPa
Poisson's ratio	ν_m	0.25
Plastic parameters		
Cohesion	c_m	2.6 MPa
Friction	ϕ_m	68°
Tensile strength	σ_{tm}	-0.4 MPa
For damaged rock		
Elastic parameters		
Deformation modulus	E_d	12.4 GPa
Poisson's ratio	ν_d	0.25
Plastic parameters		
Cohesion	c_d	1.4 MPa
Friction	ϕ_d	65°
Tensile strength	σ_{td}	-0.2 MPa

جدول ۳-۱۲ حالات مختلف اجرای مدل [۸]

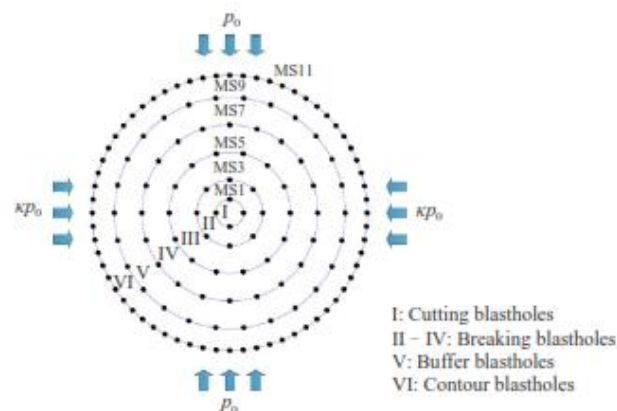
Case	Description
Case 0	Base case or standard model
Case 1	Undamaged or no BIDZ
Case 2	Varying Young's modulus of the BIDZ
Case 3	Varying compressive strength of the BIDZ
Case 4	Varying tensile strength of the BIDZ
Case 5	Varying thickness of the BIDZ
Case 6	Varying overburden thickness
Case 7	Varying in-situ stress

پس از اجرای حالت‌های مختلف مدل و به دست آوردن ناحیه آسیب ، در دو نقطه مدل یکی در مرز تونل و دیگری در مرز ناحیه آسیب دیده و بکر، پارامترهای اساسی سنگ مورد بررسی قرار گرفته است. که در شکل ۳-۳۰ مشاهده می‌شود.



شکل ۳-۳۰: اختلاف تنش برای حالات مختلف (a) اختلاف تنش در مرز تونل (b) اختلاف تنش در مرز ناحیه آسیب [۸]

یانگ و همکاران [۱۶] به روش مدل سازی عددی اثرات توزیع دینامیکی موج انفجار را با نرم افزار LS-DYNA به صورت ۲ بعدی شبیه سازی کردند. در این مدل سازی فشار حاصل از انفجار یک طرح انفجاری کامل بررسی شد؛ این فشار به سنگ اعمال و اثرات آن بررسی شد. به این منظور یک تونل با شعاع ۵ متر فرض شده که یک دوره انفجار تاخیری با تاخیر بین ۵۰ تا ۱۵۰ میلی ثانیه در آن صورت گرفته است. اطلاعات چال ها و مواد انفجاری در جدول ۳-۱۳ بیان شده است. [۱۶]



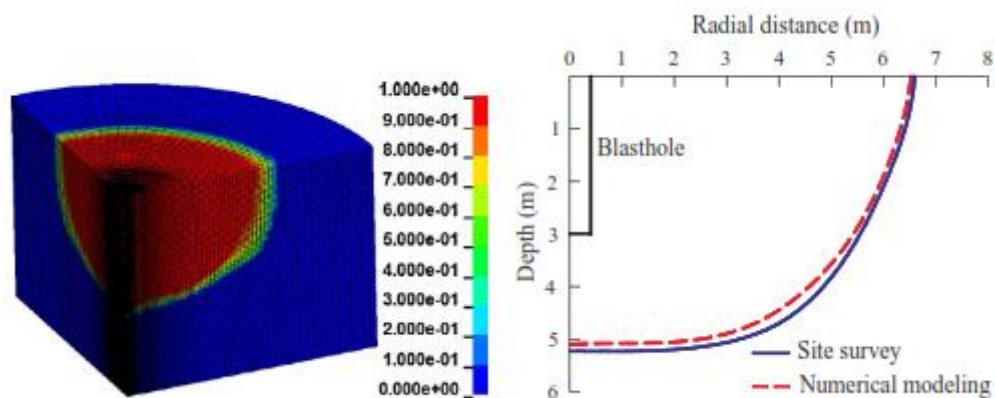
شکل ۳-۳۱: یک تونل که به صورت تمام مقطع و با انفجار تاخیری میلی ثانیه حفاری شده است. [۱۶]

جدول ۳-۱۳ پارامترهای حفاری و انفجار [۱۶]

Blasthole type	Cutting holes	Breaking holes				Buffer holes	Contour holes
Initiation sequence	I	II	III	IV	V	VI	
Detonator series	MS1	MS3	MS5	MS7	MS9	MS11	
Delay time (ms)	0	50	110	200	310	460	
Blasthole diameter (mm)	42.0	42.0	42.0	42.0	42.0	42.0	
Charge diameter (mm)	42.0	32.0	32.0	32.0	28.5 ^۱	25.0	
Spacing (m)	0.7	0.8	1.0	1.0	1.0	0.5	
Distance to the tunnel center (m)	0.5	1.2	2.2	3.2	4.2	5.0	

به منظور صحت‌سنجی مدل سازی عددی توسط LSDYNA نتایج اندازه‌گیری با سایت نقشه‌برداری مقایسه شده است. سایت یک نقشه‌برداری از چالی عمودی در پروژه هسته‌ای لیانو^۱ است که توسط لی و همکاران انجام گرفته است. [۱۶]

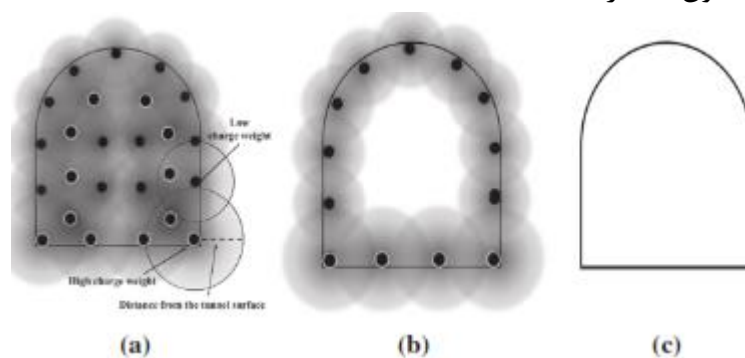
¹ Linao Nuclear Power Plant Project



شکل ۳-۳۲: مقایسه آسیب ناشی از انفجار با مدل سازی عددی و سایت نقشه برداری [۱۶]

پارک و همکاران [۱۷] برای یک تونل تحقیقاتی در کره که در سه کلاس مختلف سنگی با روش چالزنی و انفجار حفاری شده است، علاوه بر مطالعه آزمایش برجای جک گودمن و به دست آوردن روابط تجربی برای محاسبه ناحیه آسیب، مدل سازی عددی برای ۳ حالت مختلف حفاری انجام داده اند :

- حالت اول : انفجار تمام چال ها (Case A)
- حالت دوم : انفجار چال های محیطی (Case B)
- حالت سوم : حفاری بدون انفجار (Case C)

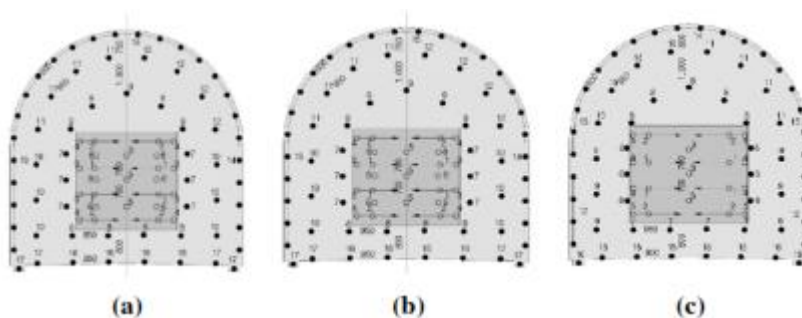


شکل ۳-۳۳: حالت های مختلف مدل سازی (a) انفجار یک باره تمام چال ها (b) انفجار چال های محیطی (c) حفاری بدون انفجار [۱۷]

جدول ۳-۱۳ خصوصیات تونل مورد بررسی را نشان می دهد. همچنین شکل ۳-۳۴ و جداول ۳-۱۴ و ۳-۱۵ کلاس های مختلف سنگ در این تونل و طرح های مختلف انفجاری را بیان می کند.

جدول ۳-۱۴ مشخصات تونل مورد بررسی [۱۷]

نوع سنگ	گرانیتی
طول تونل	۲۵۵ متر
ابعاد تونل	۶*۶ متر مربع
عمق تونل	۱۰۰ متر



شکل ۳-۳۴: طرح‌های مختلف انفجار (a) P-1، (b) P-2، (c) P-3 [۱۷]

همانطور که مشاهده می‌شود سه طرح انفجار مورد مطالعه قرار گرفته است. هر طرح انفجار

مربوط به یک توده سنگ است که از توده سنگ قوی تا ضعیف مورد بررسی قرار گرفته است. [۱۷]

جدول ۳-۱۵ مشخصات ماده منفجره برای حالت‌های مختلف [۱۷]

P-3	P-2	P-1	طرح انفجار
۴۷,۸۷	۹۱,۲۵	۹۱,۲۵	میزان امولسیون (kg)
۱۵,۶۵	۲۶,۱	۲۶,۱	کینکس (kg) (برای چال‌های محیطی)
۶۳,۵۲	۱۱۷,۳۵	۱۱۷,۳۵	میزان کل خرج گذاری (kg)

جدول ۳-۱۶ مشخصات توده سنگ برای حالت‌های مختلف [۱۷]

P-3	P-2	P-1	طرح انفجار
۴۸,۷	۶۸,۵	۸۰,۷	میانگین RMR
۵,۱	۳۲,۹	۹۳,۳	میانگین Q
۴,۱۴	۱۳,۶	۲۵,۳	مدول بالک (GPa)
۲,۴۸	۸,۲	۱۵,۱۶	مدول برشی (GPa)
۲۶۱۰	۲۶۱۰	۲۶۱۰	چگالی (kg/m^3)
۴,۶	۶,۴	۶,۷	چسبندگی ذاتی (MPa)
۳۶	۴۲	۴۶	زاویه اصطکاک داخلی (درجه)
۱,۳	۴,۲	۷,۸	مقاومت کششی (MPa)
۱,۵۸	۱,۵۸	۱,۵۸	نرخ تنش برجا
۴۲۰۷	۵۰۱۷	۵۴۶۹	سرعت موج P (m/sec)

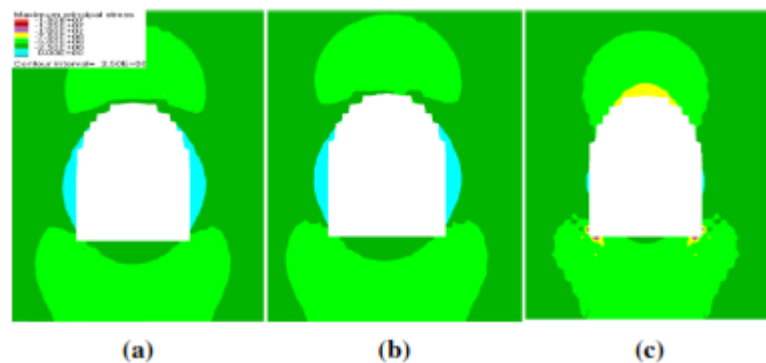
پس از انجام تست گودمن و مقایسه آن با فرمول تجربی به دست آمده پارک و همکاران مدل سازی عددی را با نرم افزار FLAC برای سه حالت مذکور انجام دادند. آنها از طریق فرمول تجربی یک ضریب کاهش به دست آورده اند که برای مدول بالک، مدول برشی، چسبندگی ذاتی و مقاومت کششی که ورودی های مدل سازی هستند، از این ضریب استفاده کرده اند. [۱۷]

$$D_{EDZ} = \left(\frac{77.42 E}{\sigma_t V_p} \right)^{\frac{1}{1.5}} \sqrt[3]{W} \quad \text{رابطه ۳-۱۵}$$

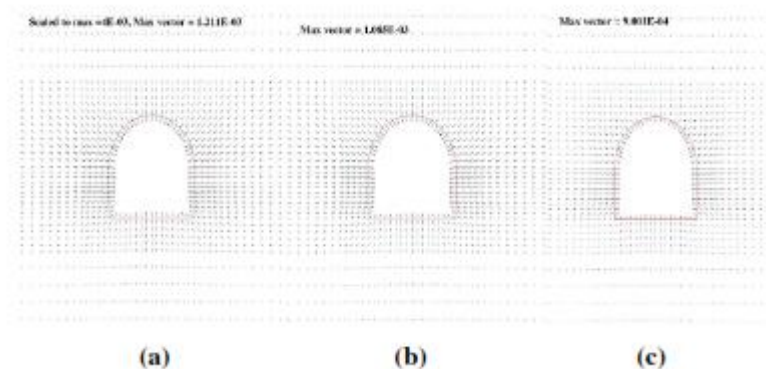
$$V_{EDZ} = 77.42 \left(\frac{D_{EDZ}}{\sqrt[3]{W}} \right)^{-1.5} \quad \text{رابطه ۳-۱۶}$$

$$\text{Reduction factor} = \left(1 - \log_a \frac{PPV}{V_{EDZ}} \right)^b \quad \text{رابطه ۳-۱۷}$$

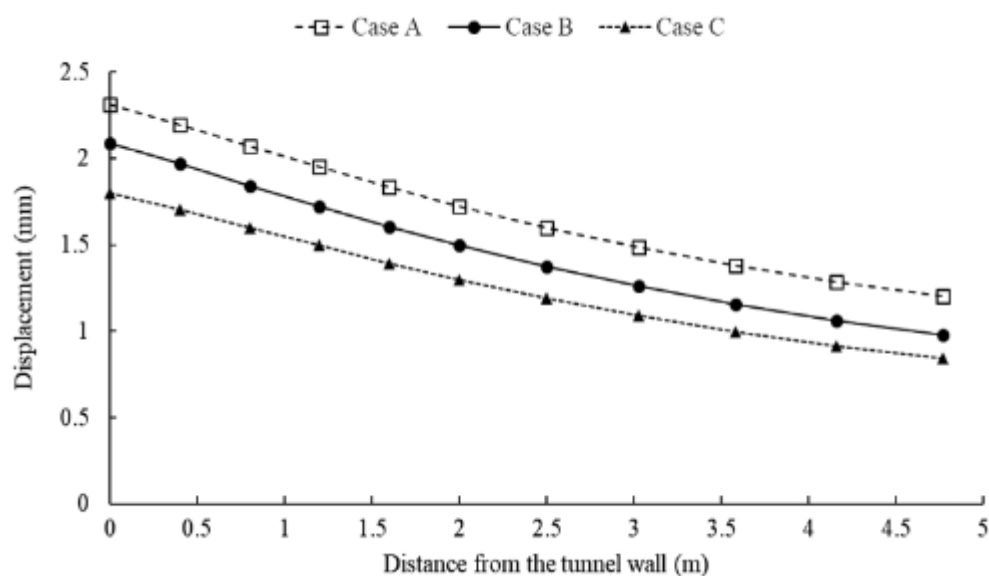
که در آن D_{EDZ} میزان ناحیه آسیب (m)، V_{EDZ} سرعت بحرانی (m/s)، E مدول الاستیسته (GPa)، σ_t مقاومت کششی (MPa)، PPV بیشینه سرعت ذرات (m/s)، V_p سرعت موج P (m/sec) و W مقدار نهایی خرج گذاری (kg) است. a و b ثابت های غیر خطی هستند.



شکل ۳-۳۵: مقایسه بیشترین تنش وارد شده به تونل برای (a) حالت اول (b) حالت دوم (c) حالت سوم [۱۷]



شکل ۳-۳۶: مقایسه جابجایی برای (a) حالت اول (b) حالت دوم (c) حالت سوم [۱۷]



شکل ۳-۳۷: نمودار جابجایی برای حالت های مختلف [۱۷]

ژی و همکاران [۱۸] بر اساس داده های یک انفجار واقعی یک مدل سازی عددی انجام دادند و نتایج حاصل را با انفجار واقعی مقایسه کردند. سپس این مدل برای شرایط تحت تنش هیدروستاتیک بالا تعمیم داده شد و در انتها طرح انفجار بهینه سازی شده برای یک تونل با کمترین مقدار آسیب به محیط اطراف به دست آورده شد. ابتدا بیان شده است که نرم افزار LSDYNA مدل تخریب سنگ را بر اساس ۳ مدل شبیه سازی می کند: مدل هولومکیوست-جانسنون-کوک

(HJC)^۱، مدل جانسون-هولومکیوست (JH)^۲ و مدل ریدل-هیرمایر-توما (RHT)^۳. مدل RHT بر خلاف دو مدل دیگر شاخصه‌های مقاومت سنگ را در فضای ۳ بعدی و هنگام تغییر شکل و تحت تنش‌های بالا بررسی می‌کند، به این منظور مدل مناسب‌تری برای بررسی رفتار توده سنگ در عمق است. مدل RHT علاوه بر بررسی فشار دینامیک و استاتیک به طور همزمان نرخ کرنش، فشار محصورکننده و سختی کرنش را نیز مورد بررسی قرار می‌دهد. همچنین بیان شده است به منظور بهینه سازی و تخمین عمق روباره چال‌های انفجاری مدل RHT مدل مناسب‌تری است. [۱۸]

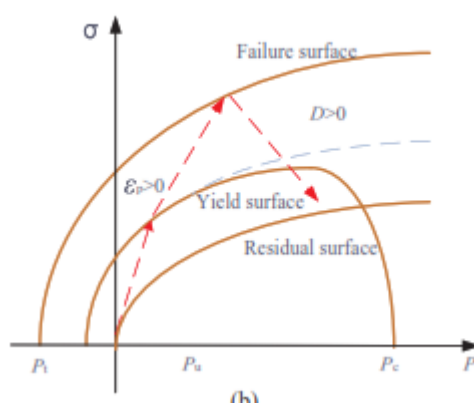
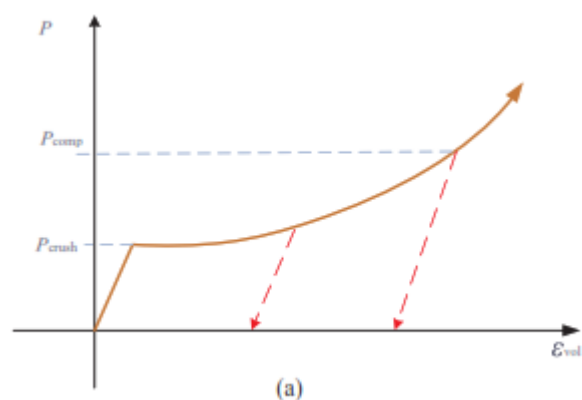
ابتدا پارامترهای مکانیکی سنگ از نتایج تجربی موجود انتخاب می‌شود. ابتدا نیاز است مدل RHT بر اساس داده‌های یک انفجار واقعی صحت‌سنجی شود. فشار در مدل RHT بر اساس منحنی چندجمله‌ای هوگونیوت و رابطه تراکم $p-\alpha$ به دست می‌آید. هنگامی که فشار از فشار منفذی خردشدگی کمتر باشد، مدل در حالت الاستیک است. هنگامی که فشار از فشار منفذی خردشدگی بیشتر شود، کاهش منافذ باعث کاهش سختی مواد می‌شود، در نتیجه اثر مدول بالک کاهش می‌یابد. تخلخل با افزایش فشار کاهش می‌یابد، در نتیجه بارگذاری برگشت ناپذیر می‌شود. وقتی که فشار به فشار منفذی خردشدگی و فشار تراکم برسد، α به ترتیب برابر ۰ و ۱ می‌شود. [۱۸]

۳۸ پارامتر نهایی در مدل RHT موجود است. که ۱۸ پارامتر آن به صورت تجربی به دست می‌آید. و بر اساس این پارامتر ها ۱۹ پارامتر دیگر محاسبه می‌شود. کرنش باقیمانده تخریبی از تست انفجار حاصل می‌شود. پارامتر های محاسبه شده به طور خلاصه در جدول ۳-۱۶ آمده است.

¹ Holomquist-Johnson-Cook

² Johnson-Holmquist

³ Riedel-Hiermaier-Thoma



شکل ۳-۳۸: مدل RHT، (a) توضیح شماییک رابطه بین p-a (b) تنش‌های محدود کننده سطحی و طریقه بارگذاری [۱۸]

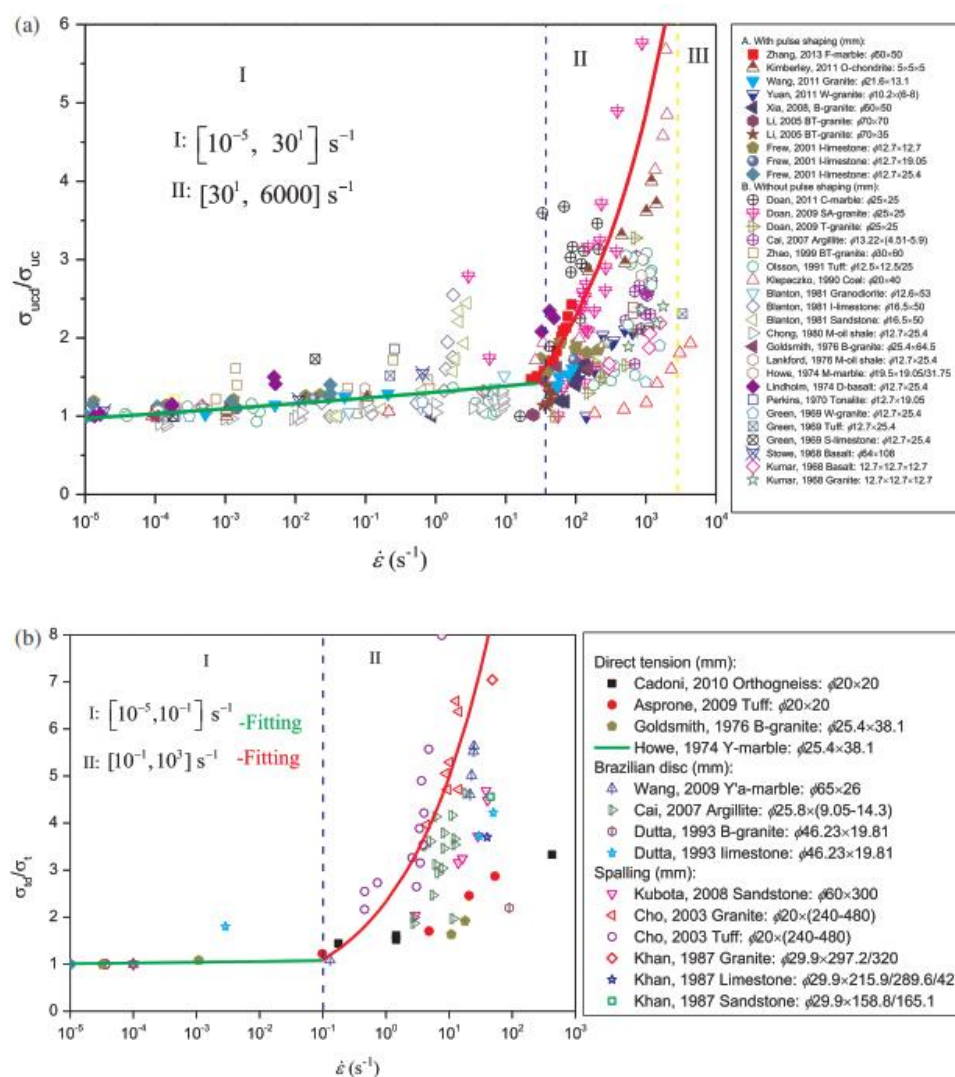
جدول ۳-۱۷ داده های ورودی برای مدل RHT [۱۸]

Parameter	Value	Parameter	Value
Mass density ρ_0 (kg/m ³)	2600	Porosity exponent NP	3.0
Initial porosity ALPHA	0	Reference compressive strain-rate EOC	3.E-5
Crush pressure FEL (MPa)	125	Reference tensile strain rate EOT	3.E-6
Compaction pressure PCO (GPa)	6.0	Break compressive strain rate EC	3.E+25
Hugoniot polynomial coefficient A ₁ (GPa)	25.7	Break tensile strain rate ET	3.E+25
Hugoniot polynomial coefficient A ₂ (GPa)	37.84	Compressive strain rate dependence exponent BETAC	0.026
Hugoniot polynomial coefficient A ₃ (GPa)	21.29	Tensile strain rate dependence exponent BETAT	0.007
Parameter for polynomial EOS B ₀	1.22	Volumetric plastic strain fraction in tension PTF	0.001
Parameter for polynomial EOS B ₁	1.22	Compressive yield surface parameter GC ²	0.33
Parameter for polynomial EOS T ₁ (GPa)	25.7	Tensile yield surface parameter GT ²	0.7
Parameter for polynomial EOS T ₂	0.0	Erosion plastic strain EPSF	2.0
Elastic shear modulus SHEAR (GPa)	21.9	Shear modulus reduction factor XI	0.5
Compressive strength FC (MPa)	167.8	Damage parameter D ₁	0.04
Relative tensile strength FT ²	0.04	Damage parameter D ₂	1.0
Relative shear strength FS ²	0.21	Minimum damaged residual strain EFM	0.015
Failure surface Parameter A	2.44	Residual surface parameter AF	0.25
Failure surface Parameter N	0.70	Residual surface parameter AN	0.62
Lode angle dependence factor QO	0.68	Gruneisen gamma GAMMA	0.0
Lode angle dependence factor B	0.05		

برای به دست آوردن ورودی‌های مدل RHT از روابط تجربی و رگرسیون‌های خطی و غیر خطی که توسط محققان به دست آمده استفاده می‌شود که در رابطه ۳-۱۸ الی ۳-۲۰ و شکل ۳-۳۹ به طور خلاصه به آن‌ها اشاره شده است. [۱۸]

$$F_I^L(\dot{\epsilon}_p) = \begin{cases} 2.4\dot{\epsilon}_p^{1/3} & \dot{\epsilon}_p > 10^{-1} \text{ s}^{-1} \\ (\dot{\epsilon}_p/\dot{\epsilon}_0^{1/3})^{0.007} & \dot{\epsilon}_p \leq 10^{-1} \text{ s}^{-1} \end{cases} \quad F_I^C(\dot{\epsilon}_p) = \begin{cases} 0.512\dot{\epsilon}_p^{1/3} & \dot{\epsilon}_p > 30 \text{ s}^{-1} \\ (\dot{\epsilon}_p/\dot{\epsilon}_0^{1/3})^{0.026} & \dot{\epsilon}_p \leq 30 \text{ s}^{-1} \end{cases}$$

رابطه ۳-۱۸ محاسبه نرخ کرنش [۱۸]



شکل ۳-۳۹: منحنی رگرسیون برای فاکتور افزایش نرخ کرنش، (a) منحنی برای نرخ کرنش فشاری (b) منحنی برای نرخ کرنش کششی [۱۸]

$$\sigma_1 = \sigma_3 + 167.1 \left(24 \frac{\sigma_3}{167.1} + 1 \right)^{1/2} \quad \tau = 1.32 \times 167.1 \left(\frac{\sigma_n - 6.93}{167.1} \right)^{0.57}$$

رابطه ۳-۱۹ محاسبه مولفه های مقاومت سنگ [۱۸]

$$P = A_{JWL} \left(1 - \frac{\omega}{R_1 v} \right) e^{-R_1 v} + B_{JWL} \left(1 - \frac{\omega}{R_2 v} \right) e^{-R_2 v} + \frac{\omega E}{v}$$

رابطه ۳-۲۰ رابطه جانز-ویکینز-لی (JWL) برای محاسبه فشار ماده منفجره [۱۸]

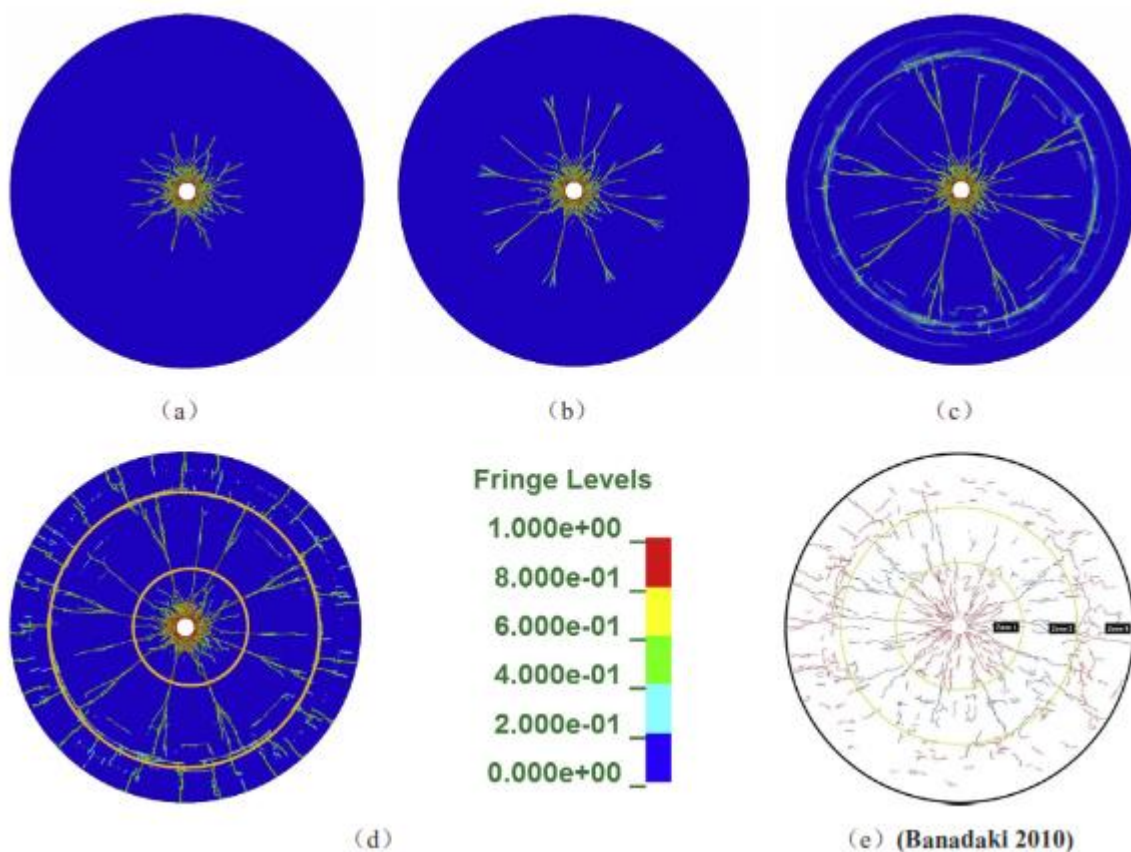
جدول ۳-۱۸ مولفه های مکانیکی سنگ تحت فشارهای محصور کننده مختلف [۱۸]

$\sigma_2 = \sigma_3 / \text{MPa}$	σ_1 / MPa	P / MPa	σ_f / MPa	$\sigma_{f-C} / \text{MPa}$	P^*	σ_f^*
0	6.93	-2.31	6.93	6.83	-0.01	0.04
0	167.1	56	167.1	167.8	0.34	1.00
5	224	78	219	219.9	0.47	1.31
10	271	97	261	262.0	0.58	1.56
50	528	209	478	480.0	1.25	2.86
100	735	318	655	657.6	1.90	3.92

پس از محاسبه ورودی های نرم افزار مقایسه ای بین شبیه سازی و آزمایش به منظور صحت سنجی صورت می گیرد. همانطور که در شکل ۳-۴۰ مشاهده می شود، پس از انفجار یک محیط تغییر شکل پلاستیک اطراف چال انفجاری تشکیل شده، که ترک های شعاعی در آن شروع به گسترش می کند. وقتی که تغییر شکل از معیار شکست فشاری بیشتر باشد، تخریب فشاری سنگ آغاز می شود. از آنجایی که مقاومت کششی سنگ نسبتاً پایین است، تغییر شکل کششی پلاستیک نیز اتفاق می افتد و باعث آسیب کششی می شود (شکل ۳-۴۰).

هنگامی که تغییرات پلاستیک از معیار تغییر شکل کششی بیشتر شود، پوسته پوسته شدن اتفاق می افتد. پس از پوسته پوسته شدن سرعت انتشار موج های برشی کمتر از موج های فشاری می شود. به این معنی که تنش های کششی در جهت مماسی باعث تغییر شکل بیشتر کششی می شود. در انتها آسیب های ترکی باعث ایجاد یک صفحه آزاد می شود. [۱۸]

شکل ۳-۴۰ e و d مقایسه بین مدل سازی عددی و نتایج یک آزمایش انفجار واقعی را نشان می دهد و همانطور که مشخص است شباهت و همبستگی مناسب و قابل قبولی بین این دو نوع روش وجود دارد که نشان می دهد مدل سازی عددی می تواند شکست و آسیب را با دقت خوبی شبیه سازی کند. [۱۸]



شکل ۳-۴۰ مقایسه بین آزمایش و مدل سازی عددی (a) ناحیه شکست فشار تحت موج های انفجار (b) شکست کششی تحت موج های تنش (c) شکست پوسته-پوسته شدن (d) طرح انتهایی شکست تحت موج های انفجاری و موج های تنشی، به دست آمده از مدل سازی عددی (e) طرح انتهایی شکست تحت موج های انفجاری و موج های تنشی، به دست آمده از آزمایش [۱۸]

در این پایان نامه تلاش شده است علاوه بر استفاده از مطالعات گذشته که بیشتر بر تک چال و اثرات تخریب آن تاکید دارد ، اثر انفجار را بر تمام تونل مورد بررسی قرار دهد. با این ویژگی که فشار انفجار با اعمال به دیواره های تونل مورد بررسی قرار نمی گیرد بلکه انفجار چال های انفجاری در یک دوره انفجار و تاثیرات آن مورد بررسی قرار می گیرد.

۴- فصل چہارم:

اصول تحلیل دینامیکی

دو روش اصلی برای تحلیل دینامیکی وجود دارد که عبارتند از: روش آنالیز مودال^۱ در حوزه فرکانسی^۲ و روش گام به گام در حوزه زمانی^۳. آنالیز مودال تنها سیستم‌های خالی را تحلیل می‌کند و در مقابل تحلیل گام به گام توانایی تحلیل سیستم‌های خطی و غیرخطی را دارد. و با توجه به این که مصالح و محیط‌های سنگی اغلب رفتار غیرخطی دارند، از این نقطه نظر، مناسب‌ترین روش عددی جهت تحلیل‌های استاتیکی و دینامیکی روش گام به گام در حوزه زمانی است. تحلیل دینامیکی برای انواع مسائل ژنوتکنیکی زیر انجام می‌شود: [۲]

- بارگذاری لرزه ای
 - بارگذاری انفجار
 - مسائل معدنکاری شامل: آزادسازی انرژی (انفجار خود به خودی سنگ)^۴
- بارهای وارد بر سازه‌ها در بعضی موارد از نظر مقدار، جهت و موقعیت تغییراتی نسبت به زمان دارند. به این نوع بارها در اصطلاح بارهای دینامیکی گفته می‌شود. در چنین حالتی رفتار سازه، میزان تغییرشکل‌ها و نیروهای داخلی و تنش‌ها نیز وابسته به زمان خواهند بود.

۴-۱ اصول روش گام به گام زمانی

شبیه‌سازی دینامیکی با هر روش عددی لزوماً شامل حل معادلات حرکت است. انتگرال‌گیری از معادلات حرکت در نرم افزار UDEC بر اساس یک الگوریتم صریح^۵ با استفاده از تفاضل محدود

¹ Modal

² Frequency Domain

³ Time Domain

⁴ Rock Burst

⁵ explicit

مرکزی صورت می گیرد. با فرض یک میدان جابه جایی خطی در هر ناحیه جرم ناحیه ها به گره ها منتقل می شود. معادله حرکت برای یک گره منفرد را می توان با رابطه ۱-۴ بیان کرد: [۲]

$$\frac{\partial}{\partial t} \dot{u}_i + \alpha \dot{u}_i = \frac{F_i}{m} + g_i \quad \text{رابطه ۱-۴}$$

$\dot{u}_i$ مولفه سرعت گره ، α ثابت میرایی ، m جرم گره ، F_i نیروهای گره و g_i مولفه شتاب ثقل هستند. نیروهای گره از رابطه ۲-۴ بدست می آید: [۲]

$$F_i = F_i^c + F_i^z + F_i^l + F_i^g \quad \text{رابطه ۲-۴}$$

F_i^l نیروی خارجی اعمالی به گره ، F_i^c نیروی تماسی ناشی از تماس بلوک هاست و فقط در نقاط گره ای واقع در مرز بین بلوک ها به وجود می آید و با روابط ۳-۴ و ۴-۴ محاسبه می شود: [۲]

$$\Delta F_n = K_n \Delta u_n \quad \text{رابطه ۳-۴}$$

$$\Delta F_s = K_s \Delta u_s \quad \text{رابطه ۴-۴}$$

K_s و K_n سختی نرمال و برشی سطح تماس هستند.

F_i^z از تنش های داخلی ناحیه اطراف گره به وجود می آید:

$$F_i^z = \int \sigma_{ij} n_j ds \quad \text{رابطه ۵-۴}$$

σ_{ij} تانسور تنش ناحیه ، n_j بردار نرمال یکه به سمت خارج از سطح است. F_i^g نیروی حجمی ناشی از نیروی ثقل:

$$F_i^g = m_i g \quad \text{رابطه ۶-۴۰}$$

یک تقریب برای مشتق نسبت به زمان برای معادله سرعت گره به روش تفاضل محدود را می توان به صورت رابطه ۷-۴ نوشت: [۲]

$$\frac{\partial}{\partial t} \dot{u}_i(t) = [\dot{u}_i(t + \frac{\Delta t}{2}) - \dot{u}_i(t - \frac{\Delta t}{2})] / \Delta t$$

رابطه ۷-۴

و سرعت در زمان t با رابطه ۸-۴ بیان می‌شود:

$$\dot{u}_i(t) = [\dot{u}_i(t + \frac{\Delta t}{2}) - \dot{u}_i(t - \frac{\Delta t}{2})] / 2$$

رابطه ۸-۴

با ترکیب رابطه ۱-۴ و رابطه ۲-۴ می‌توان مقدار $\dot{u}_i(t + \frac{\Delta t}{2})$ را با معلوم بودن $\dot{u}_i(t - \frac{\Delta t}{2})$ و بردار نیرو F_i در زمان t محاسبه کرد. در این روش سرعت در مرکز بازه زمانی ذخیره می‌شود در حالی که نیروها و جابه‌جایی‌ها در انتهای بازه زمانی محاسبه می‌شوند.

به طور خلاصه الگوریتم المان مجزا بر پایه دو دسته محاسبات که در هر گام زمانی انجام می‌گیرد، استوار است. ابتدا معادلات حرکت به روز شده و با اعمال مدل رفتاری نیروها و تنش‌ها محاسبه می‌شوند. این روش را می‌توان به صورت مراحل زیر خلاصه کرد:

۱. سرعت گره ($\dot{u}_i$) با استفاده از معادله حرکت به دست می‌آید.

۲. تغییرات جابه‌جایی با رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$\Delta u_i = \dot{u}_i \Delta t$$

رابطه ۹-۴

۳. محل مرزهای بلوک به روز شده و تغییرات جابه‌جایی در گره‌های واقع در مرز بلوک‌ها

محاسبه می‌شود.

۴. با بکارگیری روابط مدل رفتاری درزه‌ها نیروها و تنش‌های تماسی جدید محاسبه می‌شود.

۵. تغییرات کرنش به صورت زیر محاسبه می‌شود:

$$\Delta \varepsilon_{ij} = \frac{1}{2} \left(\frac{\partial \dot{u}_i}{\partial x_j} + \frac{\partial \dot{u}_j}{\partial x_i} \right) \Delta t$$

رابطه ۱۰-۴

۶. با استفاده از روابط مدل رفتار بلوک‌ها تنش‌های ایجاد شده در ناحیه به دست می‌آید.
۷. نیروهای تماسی، شش ناحیه‌ها و بارهای خارجی برای شروع گام زمانی بعدی جمع می‌شوند.

۲-۴ مدل سازی دینامیکی با نرم افزار UDEC

سه نکته مهم که برای تحلیل دینامیکی با استفاده از UDEC باید مورد توجه قرار گیرد عبارتند از:

- بارگذاری دینامیکی و شرایط مرزی
- میرایی مکانیکی
- حرکت موج در داخل مدل

۱-۲-۴ بارگذاری دینامیکی

بار دینامیکی اعمالی در نرم افزار UDEC به صورت زیر است :

- تاریخچه سرعت
 - تاریخچه تنش یا فشار
 - تاریخچه نیرو
 - تاریخچه فشار سیال در داخل درزه‌ها
- تاریخچه‌های زمانی با استفاده از دستور history و به اشکال زیر به نرم‌افزار وارد می‌شود :

- توابع هارمونیک که با sin یا cos تعریف می‌شوند.
 - تعریف جدول با Table
 - استفاده از دستور Boundary hread
 - تابع FISH
- امواج سینوسی و یا کسینوسی با یک فرکانس و زمان سیکل مشخص، تعریف می‌شوند.

با دستور table می توان مقادیر افزاینده^۱ و زمان مربوطه را به صورت زوج مرتب های جداگانه در یک جدول معین به نرم افزار وارد کرد.

با دستور Boundary hread می توان از تاریخچه های زمانی که از قبل ذخیره شده اند استفاده کرد. با دستور فوق نرم افزار تاریخچه ذخیره شده را می خواند و با دستور Bound history n تاریخچه n را به مرز مورد نظر اعمال می کند. تابع fish با استفاده از متغیر اسکالر dytime که زمان دینامیکی در UDEC است مقادیر متغیر افزاینده را محاسبه می کند.

در این پایان نامه اعمال بار به صورت تاریخچه تنش (فشار) صورت گرفته است و تابع fish با استفاده از متغیر dytime برای اعمال این تاریخچه استفاده شده است.

۴-۲-۲ میرایی مکانیکی

هر سیستم دینامیکی دارای میرایی داخلی است. در صورت عدم میرایی، ارتعاش یک سیستم مکانیکی در معرض نیروهای رانشی^۲، تا ابد ادامه می یابد. مقداری از میرایی به واسطه افت انرژی در اثر لغزش در طول سطوح تماس بلوک های درون سیستم و قسمتی نیز به واسطه افت اصطکاک درونی مواد بکر و مقاومت ایجاد شده به وسیله هوا با سیالات دربرگیرنده سازه صورت می گیرد. مدل ریاضی میرایی باید چنان انتخاب شود که انرژی مستهلک شده در محاسبات عددی، مشابه انرژی تلف شده در سیستم فیزیکی باشد، میرایی در سنگ ها و خاک ها به صورت وارفتگی^۳ بوده و به مسیر بارگذاری بستگی دارد از این رو مدل کردن آن به صورت عددی دشوار و تحلیل نتایج به دست آمده نیز آسان نیست. [۳]

¹ multiplier

² Driving

³ Hysteresis

سنگ و خاک در طول سیکل در تمام سطوح کرنش برشی انرژی را جذب کرده و باعث اتلاف آن می‌شوند. به عبارت دیگر، مدل های رفتاری فقط زمانی که کرنش ها از کرنش تسلیم فراتر روند انرژی را جذب می‌کنند. اتلاف انرژی در طول سیکل در محدوده کرنش های نسبتا کم توسط میرایی مواد انجام می‌گیرد، که در مورد مواد زمین (سنگ و خاک) بین ۲ تا ۵ درصد است. [۳]

برنامه UDEC به منظور حل مکانیکی (شبه استاتیکی و دینامیکی) از دو نوع میرایی متناسب با جرم^۱، α و متناسب با سختی^۲، β ، استفاده می‌کند که می‌توان هر یک را به صورت جداگانه یا با هم استفاده کرد. میرایی نوع ترکیبی را میرایی رایلی^۳ می‌نامند. این مدل، از روش المان محدود با فرض اینکه ماتریس میرایی یک ترکیب خطی از ماتریس جرم و ماتریس سختی است استفاده می‌کند. برای حل مسائل شبه استاتیکی یک روش میرایی ویسکوز خودکار که توسط کاندال در سال ۱۹۸۲ ارائه شده وجود دارد. [۲]

در مدل رایلی ماتریس ضریب میرایی (C)، طبق رابطه زیر با ماتریس های جرم و سختی ارتباط دارد:

$$C = \alpha M + \beta K \quad \text{رابطه ۴-۱۱}$$

که در آن α ضریب میرایی جرمی و β ضریب میرایی سختی است. برای یک سیستم خطی با n درجه آزادی ضریب میرای بحرانی (ξ_i) برای هر فرکانس زاویه ای ω_i عبارت است از:

$$\alpha + \beta \omega_i^2 = 2\omega_i \xi_i \quad \text{رابطه ۴-۱۲}$$

و یا

¹ Mass-proportional
² Stiffness proportional
³ Rayleigh Damping

$$\xi_i = \frac{1}{2} \left(\frac{\alpha}{\omega_i} + \beta \omega_i \right)$$

رابطه ۴-۱۳

این عبارت نشان می‌دهد که میرایی متناسب با جرم با افزایش فرکانس کاهش می‌یابد، در حالی که برای میرایی تابع سختی این روند معکوس است. شکل ۴-۱ را با $\frac{\xi_i}{\xi_{min}}$ نشان می‌دهد که در آن ξ_{min} حداقل مقدار ξ_i است. در این شکل به منحنی دیده می‌شود که برای وضعیت های میرایی متناسب با جرم، میرایی متناسب با سختی و مجموع آنها است. همچنان که مشاهده می‌شود، میرایی متناسب با جرم در ω_i های کوچک و میرایی متناسب با سختی در ω_i های بزرگ نقش عمده دارند از شکل استنباط می‌شود که منحنی ترکیبی، دارای نقطه حداقل ۱۴ و یا ۱۵ است: [۲]

$$\omega_{min} = \left(\frac{\alpha}{\beta} \right)^{1/2} \quad \xi_{min} = (\alpha\beta)^{1/2}$$

رابطه ۴-۱۴

$$\beta = \xi_{min} / \omega_{min} \quad \beta = \xi_{min} \times \omega_{min}$$

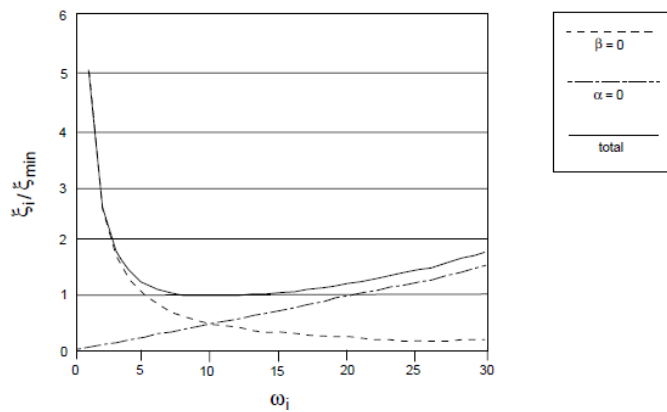
و یا رابطه ۴-۱۵

بنابراین می‌توان مقادیر α و β را با دانستن ξ_{min} و f_{min} (حداقل فرکانس ارتعاش) نیز محاسبه نمود.

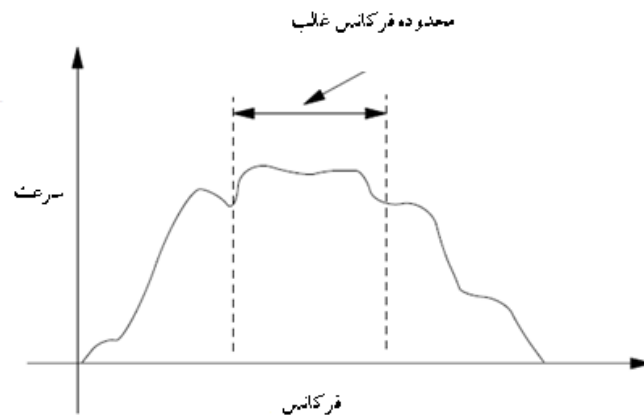
نکاتی درمورد میرایی Rayleigh

میرایی رایلی وابسته به فرکانس است، ولی در یک ناحیه یکنواخت که طول آن تقریباً ۳:۱ مستقل

از فرکانس است. (شکل ۴-۱)



شکل ۴-۱: تغییرات ω_i با $\frac{\xi_i}{\xi_{min}}$ [۱۴]



شکل ۴-۲: نمودار سرعت در مقابل فرکانس [۱۴]

اگر فرکانس غالب بزرگ‌تر، ۳ برابر فرکانس غالب کوچک‌تر باشد، در این صورت یک فاصله با طول ۳:۱ شامل بیش‌ترین انرژی دینامیکی به دست می‌آید. ایده اصلی در آنالیز دینامیکی، تنظیم و تعدیل f_{min} است که محدوده ۳:۱ آن با محدوده فرکانس‌های غالب در مسئله منطبق شود. ξ_{min} به طوری انتخاب می‌شود که به نسبت فرکانس فیزیکی منطبق شود. فرکانس‌های غالب نه فرکانس‌های ورودی و نه نوسانات طبیعی سیستم هستند، بلکه یک ترکیبی از این دو هستند. برای بسیاری مسائل، فرکانس‌های مهم مربوط به نوسانات طبیعی سیستم هستند. به عنوان مثال تحلیل لرزه‌ای سازه‌های سطحی مانند سدها و آنالیز دینامیکی حفاری‌های زیرزمینی جز این گونه مسائل هستند. برای

سازه‌های زیرزمینی عمیق، فرکانس، ترجیحا به وسیله امواج ورودی تعیین می‌شود در این شرایط، امواج ورودی شامل فرکانس های غالب هستند. [۱۴]

۴-۲-۳ شرایط مرزی برای تحلیل دینامیکی

۴-۲-۳-۱ مرزهای جذب کننده^۱

در مدل کردن مسائل مربوط به ژئوتکنیک، معمولا ناحیه مورد نظر به اندازه‌ای بزرگ است که می‌توان آن را از نظر محاسباتی بی‌نهایت فرض کرد از سوی دیگر در محاسبات عددی مربوط به تحلیل دینامیکی، مشکل مدل کردن یک ناحیه بی‌نهایت بزرگ وجود دارد. آنچه در عمل صورت می‌گیرد. در مسائل استاتیکی، در صورتی که مرزهای این محیط محدود، به اندازه کافی از مرکز اغتشاش دور باشد، نتایج تحلیل دارای تقریب خوبی خواهد بود. در تحلیل دینامیکی مسئله به این سادگی نیست .

وجود هر گونه مرز غیرواقعی در این گونه مسائل سبب می‌شود که اعوجاج ایجاد شده پس از برخورد به این مرزها به داخل محیط برگردد، در صورتی که در واقعیت این موج ها می‌توانند در داخل محیط بی‌نهایت منتشر و جذب گردند و به محیط محاسبانی برگشتی نداشته باشند. برای حل این مشکل محققان زیادی کار کرده اند. روشی که در نرم افزار UDEC به کار گرفته شده است، توسط لایسمر و کالمیر^۲ در سال ۱۹۶۹ ارائه شده است. این روش با اتصال میراگرهای^۳ مستقل در گره‌های مرزی سبب می‌شود تا انرژی موج حجمی ورودی، تقریبا به طور کامل جذب گردد و انعکاس صورت نگیرد. مرزهای ویسکوز معرفی شده توسط لایسمر و کالمیر، متشکل از میراگرهای مستقلی است که در هر

^۱ Absorbing Boundry

^۲ Lysmer and Kuhlemeyer

^۳ Dashpots

گره در جهات عمودی و برشی نصب می‌گردند. این میراگرها، نیروهای عمودی و برشی را مطابق روابط زیر بر گره‌های مرزی اعمال می‌کنند: [۳]

$$t_s = -\rho C_s V_s \quad t_n = -\rho C_p V_n \quad \text{رابطه ۴-۱۶}$$

که در این روابط V_s و V_n به ترتیب سرعت‌های عمودی و برشی گره در مرز، ρ دانسیته جرم و C_p و C_s سرعت موج‌های P و S هستند. در UDEC در هر گام محاسباتی، σ_n و σ_s فوق در هر گره که شرط مرزی جذب‌کننده دارد، محاسبه و بر آن گره شبیه سایر نیروهای مرزی اعمال می‌شود شرایط مرزی جذب‌کننده یا ویسکوز را می‌توان در جهات X و Y یا در جهات عمودی و برشی اعمال نمود.

۴-۲-۴ حرکت موج^۱

در حل عددی مسائل مرتبط با انتقال موج ممکن است مشکلات عددی بروز نماید. بروز این مشکلات بستگی به سرعت انتقال موج در محیط الاستیک و محتویات فرکانسی موج ورودی در مرزها و با فرکانس آزاد سیستم دارد. برای به دست آوردن حل صحیح انتقال موج به روش عددی، بعد هرالمان (Δl) در شبکه محاسباتی، باید کوچکتر از یک دهم تا یک هشتم طول موج مرتبط با بزرگ‌ترین فرکانس موج ورودی و با فرکانس حاکم در ارتعاش آزاد سیستم باشد، که بیان ریاضی آن به صورت رابطه ۴-۱۷ است: [۲]

$$\Delta l \leq \left(\frac{\lambda}{10} - \frac{\lambda}{8} \right) \quad \text{رابطه ۴-۱۷}$$

که در آن λ طول موج (m) مرتبط با بزرگ‌ترین فرکانس موج ورودی و یا فرکانس حاکم در ارتعاش آزاد سیستم است. مقدار λ از رابطه ۴-۱۸ به دست می‌آید.

¹ Wave Transmission

$$\lambda = \frac{c}{f}$$

که در آن C سرعت انتقال موج در محیط (m/s) و f فرکانس (Hz) است.

محدودیت Δl مذکور، در مسائلی است که به عنوان مثال، موج ورودی به صورت سرعت تعریف شده باشد و مدت اعمال آن نیز کوتاه باشد، که این امر سبب بزرگ شدن f شده و در نتیجه Δl خیلی کوچک می‌گردد. Δl کوچک باعث می‌شود که مدت زمان محاسبات عددی طولانی گردد. در چنین مواردی ممکن است موج ورودی، با توجه به این مطلب که قسمت اعظم انرژی ورودی در مولفه‌های با فرکانس پایین قرار دارد، فیلتر شود. به این ترتیب با فیلتر شدن موج ورودی و حذف مولفه‌های با فرکانس بالا می‌توان از یک شبکه عددی با ناحیه‌های بزرگ‌تر برای محاسبات استفاده شود. فیلتر شدن موج را می‌توان با به دست آوردن تبدیل فوریه موج ورودی و ترسیم دامنه موج هر فرکانس در برابر فرکانس و سپس حذف قسمت‌هایی که دارای فرکانس بالا ولی دامنه کوچک هستند به دست آورد. [۲]

در این پژوهش برای اعمال فشار حاصل از فرآیند دینامیکی انفجار به دیواره چال انفجاری از یک پالس مثلثی شامل ماکزیمم فشار انفجار، زمان خیز و زمان افت استفاده شده است. برای این منظور روابط و توابع مختلفی ارائه شده است که با توجه به تحقیقات محققین تابع فشار دینامیکی یون و ژئون در این مدل‌سازی استفاده شده است: [۳]

$$P(t) = P_e \frac{et}{t_r} e^{(-\frac{t}{t_r})}$$

که در آن P_e ماکزیمم فشار انفجار (Pa) است و t_r زمان خیز فشار (s) است بار دینامیکی به صورت شعاعی و عمود بر دیواره چال وارد شده است.

۵ - فصل پنجم: مدل سازی عددی

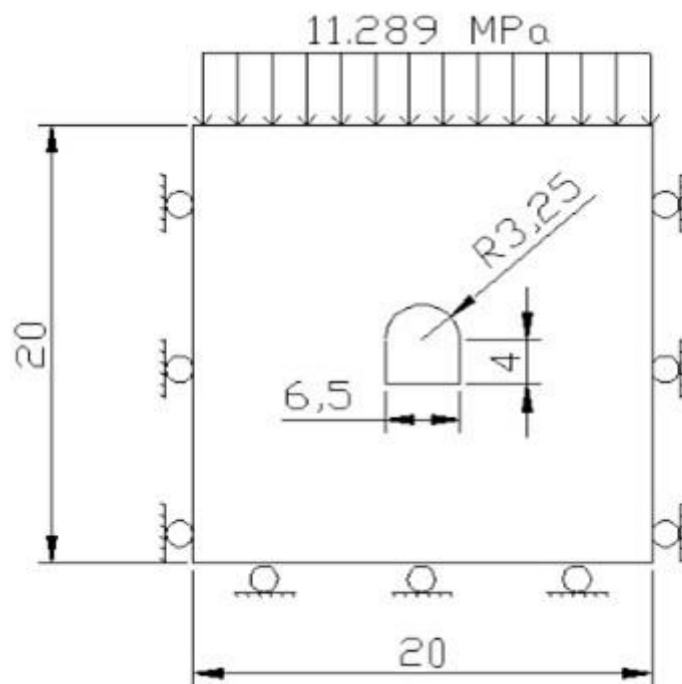
در این پایان نامه فرض شده است که طول پیشروی تونل برای چال‌های محیطی نسبت به ابعاد سطح مقطع تونل به اندازه کافی بزرگ است و می‌توان شرایط کرنش صفحه ای را در مورد آن اعمال و از نرم افزار دوبعدی UDEC برای مدل‌سازی عددی استفاده کرد. برای این منظور فرض شده است که پس از حفاری چال‌های پیشروی، اقدام به انفجار چال‌های محیطی می‌شود. در این بخش نحوه مدل‌سازی برای تحلیل‌های استاتیکی و دینامیکی بیان می‌شود که شامل مراحل مختلف ساخت هندسه مدل و اعمال شرایط مرزی و تنش‌های برجا به مدل‌ها است.

۱-۵ مدل سازی استاتیکی

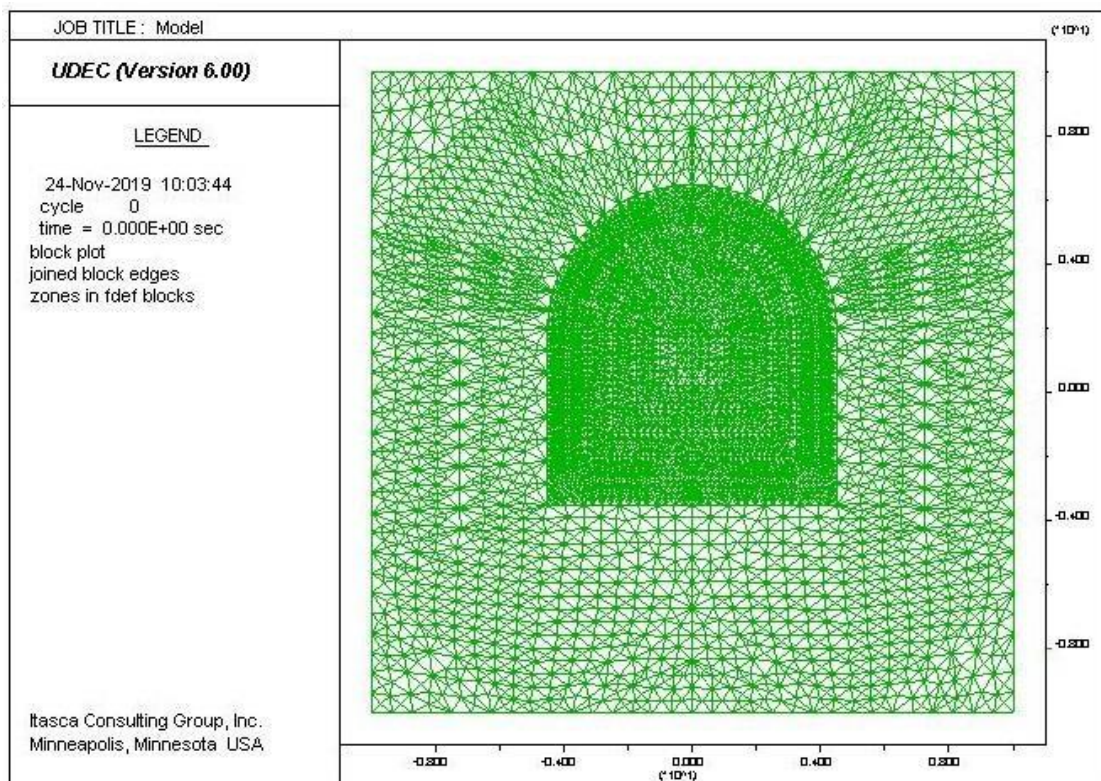
با استفاده از نرم‌افزار UDEC برای تحلیل استاتیکی مراحل زیر جهت ایجاد مدل انجام شده است .

۱-۱-۵ ایجاد هندسه کلی مدل

در این بخش ابعاد خارجی مدل به همراه مقطع تونل تعریف می‌شود. ابعاد مدل $20 * 20$ مترمربع بوده و بلوک‌ها نیز از نوع تغییرشکل‌پذیر هستند. تونل مورد بررسی در عمق 420 متری و در سازند آهکی واقع شده است. ابعاد مدل و تونل و همچنین شرایط مرزی برای تحلیل استاتیکی در شکل ۱-۵ نشان داده شده است. بلوک ساخته شده توسط نرم افزار و مقطع تونل نیز در شکل ۲-۵ آمده است.



شکل ۵-۱: ابعاد مدل و مرزها برای تحلیلی استاتیکی



شکل ۵-۲: بلوک ساخته شده به همراه مش بندی

۵-۱-۲ تعریف خواص و مدل رفتاری

در این بخش مدل رفتاری بلوک‌ها مشخص می‌شود و بر اساس نوع مدل تعیین شده، ویژگی‌های بلوک‌ها تعریف می‌شود. مدل رفتاری بلوک‌ها برای تحلیل استاتیکی به ترتیب مدل الاستیک و سپس موهر-کولمب انتخاب می‌شود. دلیل انتخاب مدل الاستیک برای بلوک‌ها کاهش زمان رسیدن به تعادل اولیه مدل است. جدول ۵-۱ نیز شامل پارامترهای مکانیکی سنگ بکر است.

جدول ۵-۱ خصوصیات مکانیکی سنگ آهک [۲]

نوع سنگ	دانسیته (Kg/m^3)	مدول الاستیک (GPa)	نسبت پواسون	مقاومت فشاری تک محوری (MPa)	مقاومت کششی (MPa)	چسبندگی (MPa)	زاویه اصطکاک (deg)
آهک	۲۷۴۰	۱۱	۰,۲۵	۶۳	۶,۳	۱۴,۶	۴۵

۵-۱-۳ شرایط مرزی و تنش‌های برجا

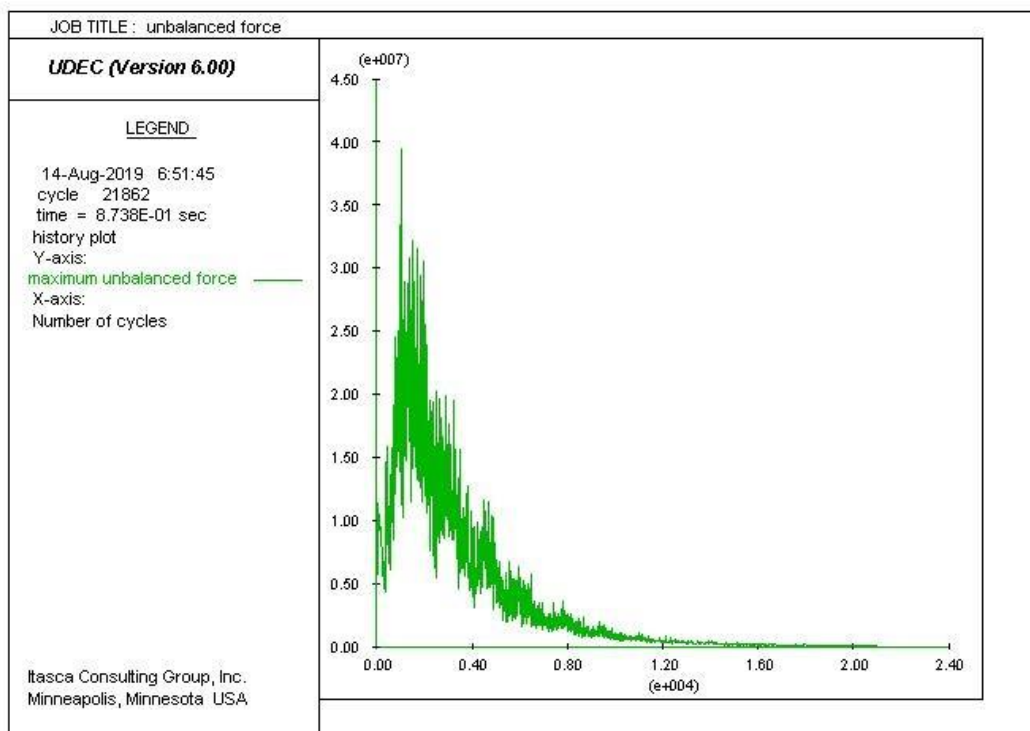
این بخش شامل تعریف وضعیت تنش‌های برجا، بارگذاری‌ها و اعمال شرایط مرزی است. به منظور به تعادل رسیدن مدل قبل از اعمال بار دینامیکی مرزهای مدل را در حالت ثابت (نه ویسکوز) فرض می‌شود. در مدل فرض شده است که تنش‌های برجا به طور خطی نسبت به عمق افزایش یافته و نسبت تنش افقی به عمودی ۰,۳۳ فرض شده است. پس از اعمال شرایط مرزی برنامه اجرا می‌شود تا به تعادل برسد. شکل ۵-۳ تاریخچه تعادل نیروهای نامتعادل کننده را نشان می‌دهد.

$$\sigma_v = \gamma h = 423 * 2740 * 9.81 = 11.3 \text{ MPa}$$

رابطه ۵-۱

$$k = \frac{\nu}{1-\nu} = 0.33$$

رابطه ۵-۲



شکل ۵-۳: تعادل نیروهای نامتعادل کننده

۵-۲ حفر تونل و تحلیل دینامیکی

پس از تحلیل استاتیکی تونل حفر می‌شود تا بارهای دینامیکی به محل چال‌ها و به صورت عمود بر دیواره وارد شود. پس از حفر تونل (برداشتن بلوک‌های داخل تونل) بلافاصله بارهای دینامیکی به محل چال‌ها اعمال می‌شود. برای تحلیل دینامیکی مدل رفتاری سنگ بکر موهر - کولمب انتخاب شده است. مدل‌های موهر - کولمب برای شرایط بارگذاری شبه استاتیک نتایج خوبی به دست می‌دهند، ولی برای شرایط دینامیکی چندان مناسب نیست. به دلیل عدم وجود مدل رفتاری مناسب برای شرایط دینامیکی در نرم افزار، از مدل موهر - کولمب که به مدل رفتاری توده سنگ نزدیک‌تر است استفاده شده است.

۵-۲-۱ مدل سازی دینامیکی

در مدل سازی دینامیکی باید به موارد زیر توجه نمود:

- در ارتباط با اندازه المان‌ها اطمینان حاصل شود که اعوجاج عددی ایجاد نمی‌شود.
- میرایی مناسب ایجاد شود.
- شرایط مرزی دینامیکی اعمال شود.

پس از اتمام اجرای مدل استاتیکی مراحل زیر جهت مدل سازی دینامیکی انجام شده است.

۵-۲-۲ خصوصیات دینامیکی سنگ

تخمین خصوصیات دینامیکی سنگ به دلیل رفتار سنگ اغلب فرآیندی پیچیده است. اما، در میان پارامترهای دینامیکی، مدول یانگ دینامیکی به طور گسترده مورد مطالعه قرار گرفته است: [۲]

$$v_s = 0.7v_d \quad \text{رابطه ۵-۳}$$

$$E_s = 0.74E_d - 0.82 \quad \text{رابطه ۵-۴} \quad \text{(سنگ‌های رسوبی)}$$

$$E_s = 1.26E_d - 22.5 \quad \text{رابطه ۵-۵} \quad \text{(سنگ‌های آذرین و دگرگونی)}$$

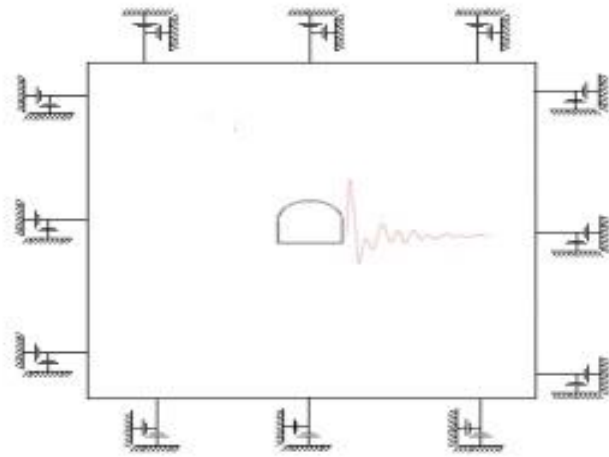
$$E_d = \frac{\rho v_s^2 (3v_p^2 - 4v_s^2)}{v_p^2 + v_s^2} \quad \text{رابطه ۵-۶}$$

که در آن E_d و E_s به ترتیب مدول یانگ دینامیکی و مدول یانگ استاتیکی و v_s و v_d به ترتیب ضریب پواسون استاتیکی و دینامیکی هستند. در این پایان نامه با توجه به روابط رابطه ۵-۳ الی رابطه ۵-۶ ضریب پواسون دینامیکی ۰,۳۶ و مدول یانگ دینامیکی سنگ بکر ۱۶ GPa انتخاب شده است.

۵-۲-۳ شرایط مرزی دینامیکی

در مورد سازه‌های زیرزمینی، محیط مورد نظر محیطی با مرزهای نامحدود است و در نتیجه برای جلوگیری از افزایش ابعاد مدل و همچنین برگشت امواج به داخل مدل از مرزهای ویسکوز استفاده شده است. در این مرحله از مدل سازی، تمام مرزهای خارجی مدل به صورت مرز غیر انعکاسی

(ویسکوز) تعریف شده تا از انعکاس موج جلوگیری به عمل آید . شرایط مرزی برای تحلیل دینامیکی در شکل ۴-۵ مشاهده می شود.



شکل ۴-۵ : شرایط مرزی برای تحلیل دینامیکی

۳-۵ الگوی انفجار

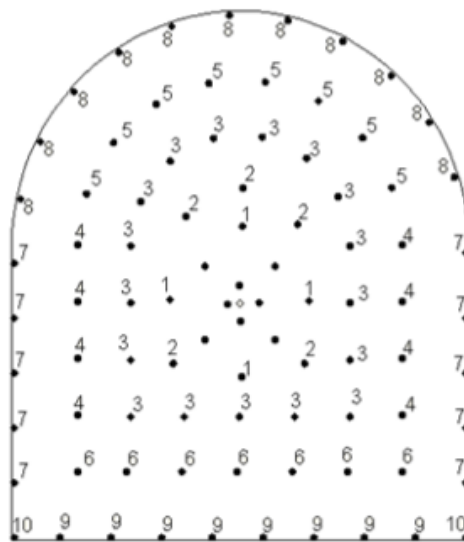
برای اعمال بار دینامیکی الگوی انفجار معمولی با توجه به سطح مقطع تونل و نوع سنگ مورد نظر، انتخاب شد. مشخصات مواد منفجره مصرفی و الگوی انفجار در ادامه آمده است.

جدول ۲-۵ مشخصات الگوی انفجار [۲]

بخش	بار سنگ (m)	فاصله ردیفی (m)	طول چال (m)	قطر چال (mm)	قطر خرج (mm)	تعداد چال	خرج ویژه (kg/m ³)
برش	-	-	۳,۲	۴۵	۴۵	۱+۸	۲۵
پیشروی	۰,۷۵	۰,۷۵	۳,۲	۴۵	۴۲	۴۹	۴
محیطی	۰,۹	۰,۷۵	۳,۲	۴۵	۳۰	۳۱	۲,۵

برای طراحی الگو از روش چال های موازی استفاده شده است و طول پیشروی ۹۵٪ طول چال است. برش انتخابی مربعی با سطح مقطع ۱ m² و هشت چال انفجاری و یک چال خالی در مرکز آن است.

مقادیر بارسنگ و فاصله ردیفی چال‌ها در انفجار در جدول ۲-۵ نشان داده شده است. الگوی انفجار به همراه زمان‌های تأخیر و همچنین پارامترهای هندسی به ترتیب در شکل ۵-۵ و جدول ۳-۵ آمده است.



شکل ۵-۵: الگوی انفجار [۲]

۵-۳-۱ فشار انفجار و اعمال آن به دیواره تونل

فشار انفجار ناشی از آزاد شدن ناگهانی گازها را می‌توان از رابطه ۷-۵ به دست آورد:

$$P_d = \frac{449.93 \times SG_e \times VOD^2}{1 + 0.8 SG_e} \quad \text{رابطه ۷-۵}$$

که در آن P_d فشار انفجار (Pa)، SG_e چگالی ماده منفجره (gr/cm^3)، VOD سرعت انفجار (m/s) است. برای در نظر گرفتن تأثیر جفت نشدگی بین ماده منفجره و چال می‌توان از رابطه ۸-۵ استفاده کرد:

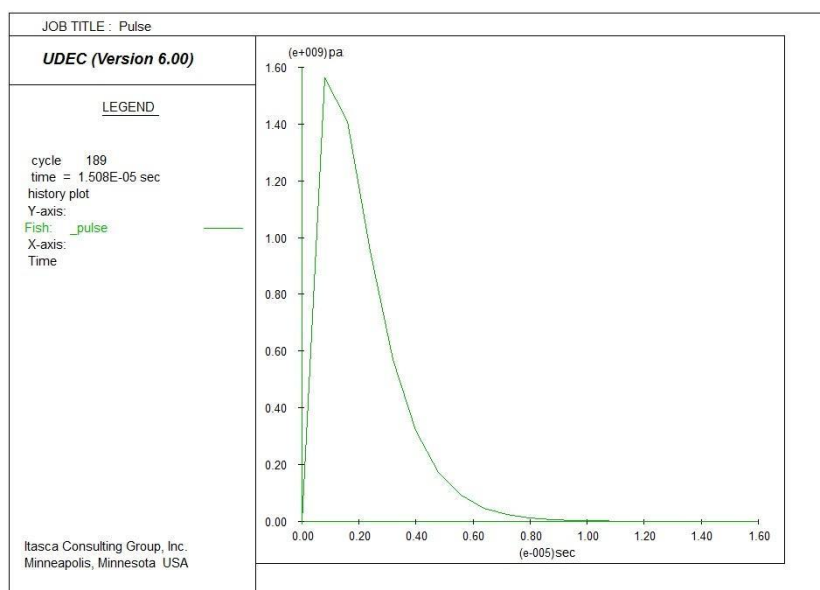
$$P_b = P_d \left(\frac{d_c}{d_h} \right)^2 \quad \text{رابطه ۸-۵}$$

که در آن P_b فشار انفجار اصلاح شده (Pa)، d_c قطر خرج (mm) و d_h قطر چال (mm) است.

جدول ۳-۵ خصوصیات خرج‌گذاری در چال‌های محیطی [۲]

۳۰	قطر ماده منفجره (mm)
۱,۴۵	چگالی ماده منفجره (gr/cm^3)
۷,۵۵	$P_d(\text{GPa})$
۲,۲۳۷	$P_b(\text{GPa})$
۵۰۰۰	سرعت انفجار (m/s)

با استفاده از رابطه یون و ژئون که در فصل ۴ اشاره شد، فشار به صورت یک رابطه مبتنی بر زمان به مدل وارد می‌شود. شکل ۵-۶ نمودار فشار-زمان مدل را نشان می‌دهد که در آن زمان خیز ۱ میکروثانیه و زمان افت ۹ میکروثانیه است.



شکل ۵-۶: نمودار فشار-زمان

۵-۳-۲ اعمال بار دینامیکی به صورت تاریخچه سرعت با تنش

به طور کلی شرایط مرزی را می‌توان به سه بخش زیر تقسیم بندی کرد:

- تعریف مرزها به صورت نیرو / تنش (PS)
- تعریف مرزها به صورت جابه‌جایی / سرعت (PV)

- تعریف مرزها به صورت ترکیبی از سرعت و تنش

مرزهای انعکاسی و غیر انعکاسی (ویسکوز) نیز در یکی از این بخش‌ها قرار می‌گیرند.

در تحلیل دینامیکی دو روش برای اعمال ورودی‌های دینامیکی به نام‌های VHI^1 (تاریخچه سرعت) و SHI^2 (تاریخچه تنش) وجود دارد. که به ترتیب مرزهای PV و PS هستند. در تحلیل به روش المان مجزا معادله اساسی حرکت به صورت زیر است :

$$\dot{u}_i^{(t+\frac{\Delta t}{2})} = \dot{u}_i^{(t-\frac{\Delta t}{2})} + \left\{ \sum F_i^{(t)} + \alpha \left| \sum F_i^{(t)} \right| \text{sign} \left(\dot{u}_i^{(t-\frac{\Delta t}{2})} \right) \right\} \frac{\Delta t}{m} \quad \text{رابطه ۹-۵}$$

در این رابطه $\dot{u}_i^{(t+\frac{\Delta t}{2})}$ و $\dot{u}_i^{(t-\frac{\Delta t}{2})}$ سرعت در گره i^3 در زمان $(t + \Delta t)$ و $(t - \Delta t)$ ، $F_i^{(t)}$ نیرو در گره i در زمان t ، α ضریب میرایی و m جرم گره i^4 است. متغیر اساسی در این رابطه سرعت است. بنابراین، زمانی که از روش SHI استفاده می‌شود، مرز مورد نظر از نوع PS بوده و در نتیجه محاسبات سر راست و آسان نیست. در این صورت ابتدا نیروی معادل در گره محاسبه می‌شود:

$$F_i^b = \sigma_{ij}^b n_j \Delta s \quad \text{رابطه ۱۰-۵}$$

در این رابطه n_j بردار نرمال بر سطح / قطعه مرز به سمت بیرون و Δs مساحت / طول، سطح قطعه مرز است که در آن تاریخچه تنش به صورت σ_{ij}^b اعمال می‌شود. سپس نیروی کل $\sum F_i$ اعمالی به مرز در گره i از مجموع نیروهای اعمالی که از تنش‌های داخلی بلوک‌ها و یا تنش بین بلوک‌ها ناشی می‌شود به دست می‌آید:

$$F_i = F_i^c + F_i^z + F_i^l + F_i^g \quad \text{رابطه ۱۱-۵}$$

سپس مقدار $\sum F_i$ در رابطه ۹-۵ قرار داده شده و سرعت در گره محاسبه می‌شود.

¹ Velocity History Input

² Stress History Input

³ Grid point

⁴ Nodal mass

از طرف دیگر، زمانی که از روش VHI استفاده می‌شود، محاسبات ساده شده است و لازم نیست که از رابطه ۵-۹ استفاده شود، چرا که متغیر اولیه سرعت است. سرعت در نقاط گره‌ای مرزها در هر گام زمانی می‌تواند مستقیم از داده‌های ورودی به دست آید :

$$\dot{u}_i^{(t+\frac{\Delta t}{2})} = \dot{U}_i^{(t+\frac{\Delta t}{2})} \quad \text{رابطه ۵-۱۲}$$

$\dot{U}_i^{(t+\frac{\Delta t}{2})}$ تاریخچه زمانی سرعت ورودی است که به صورت تابعی از زمان تعریف می‌شود.

با توجه به نتایج ارائه شده توسط ژانو و همکاران^۱ روش‌های SHI و VHI در محیط‌های همگن بدون درزه، معادل هم هستند. تنش و سرعت به وسیله رابطه ۵-۱۲ به یکدیگر تبدیل می‌شوند.

در روش VHI تاریخچه سرعت در مرز به صورت یک نوع قید جابه جایی اعمال و بنابراین مانع جابه جایی مرز می‌شود. تا زمانی که شرایط سرعت تعریف شده است حرکتی در مرز اتفاق نخواهد افتاد. اما در روش SHI تاریخچه سرعت معادل در مرز به وسیله رابطه ۵-۹ محاسبه می‌شود .

با توضیحات فوق در مورد بارهای اعمالی به مرزها در تحلیل دینامیکی، از تاریخچه سرعت در این مدل سازی به عنوان روش اعمال بار استفاده شده است. به دلیل این که توابع موج تعریف شده برای انفجار به صورت منحنی فشار - زمان است برای به دست آوردن تابع موج سرعت دو روش وجود دارد که عبارتند از:

- استفاده از روابط تبدیل تنش به سرعت

$$\sigma_n = 2(\rho C_p)V_n \quad \text{رابطه ۵-۱۳}$$

$$\sigma_s = 2(\rho C_s)V_s$$

¹ J.Zhao et. al

• اعمال بار به صورت تنش در یک محیط همگن و ثبت تاریخچه سرعت در نقاط مورد نظر

با توجه به اینکه سرعت ذرات محیط در اثر عبور موج به نوع ماده و همچنین به میرایی محیط وابسته است، نتایج حاصل از روش اول واقعی نبوده و در این تحقیق از روش دوم استفاده شده است. بدین منظور یک مدل بدون درزه و با همان ابعاد مدل اصلی ساخته شده و بار دینامیکی به دیواره چال‌ها وارد شده است.

۵-۳-۳ میرایی مکانیکی

دو دلیل برای اضافه کردن میرایی به مدل عبارتند از: جلوگیری از نوسانات مدل و ایجاد میرایی فیزیکی در سیستم. به دلیل اینکه میرایی در مواد زمین (سنگ و خاک) تابع فرکانس نیست، و همچنین با توجه به این که میرایی رایلی طوری عمل می‌کند که میرایی ایجاد شده در مدل مستقل از فرکانس باشد، به همین دلیل در این پایان‌نامه از این روش میرایی برای مدل‌سازی استفاده شده است برای تخمین فرکانس طبیعی می‌توان از منحنی جابه‌جایی قائم-زمان ناشی از برخورد یک بلوک منفرد با یک تکیه‌گاه صلب به وسیله اعمال ناگهانی نیروی ثقل استفاده کرد. در این تحقیق فرکانس طبیعی ۱۴٫۵ هرتز دست آمده است. نسبت میرایی بحرانی نیز بر طبق پیشنهاد ITASCA (2004) برای خاک و سنگ، بین ۲ تا ۵٪ است، و در این پژوهش ۳٪ انتخاب شده است. [۲]

۵-۳-۴ اندازه المان‌ها

از جمله تفاوت‌های عمده تحلیل دینامیکی با تحلیل استاتیکی، متغیر زمان است. زمان محاسبه در این تحلیل‌ها نیز وابسته به اندازه مش‌بندی یا المان است. با توجه به اینکه حداکثر سرعت ذرات در فاصله‌ای برابر یک هشتم طول موج ($1/8 \lambda$) رخ می‌دهد، بنابراین اندازه المان در این نوع تحلیل‌ها باید کمتر از این فاصله در نظر گرفته شود. برای تحلیل مناسب باید ابعاد مش‌بندی در حوالی تونل که انفجار در آن صورت می‌گیرد از این نسبت پیروی کند. با توجه به سرعت امواج طولی و عرضی در سنگ آهک و فرکانس بار انفجار حاصل شده از مدل‌سازی، کوچک‌ترین بعد برای مش‌بندی ۲۵

سانتی متر در نظر گرفته شده است . این بعد از مش بندی تا محدوده مشخصی از اطراف تونل اعمال شده است و پس از آن به منظور افزایش سرعت مدل سازی و از آن جهت که اثرات تخریب ناشی از انفجار کاهش پیدا می کند، ابعاد المان ها افزایش می یابد.

۴-۵ تحلیل استاتیکی و دینامیکی

مدت زمان انفجار در مدل ها ۱ ms در نظر گرفته شده است، لذا برای بررسی چگونگی و نحوه شکست توده سنگ اطراف تونل در اثر انفجار، برنامه به مدت ۱,۵ ms اجرا شده است. مدل به سه صورت اجرا شده است :

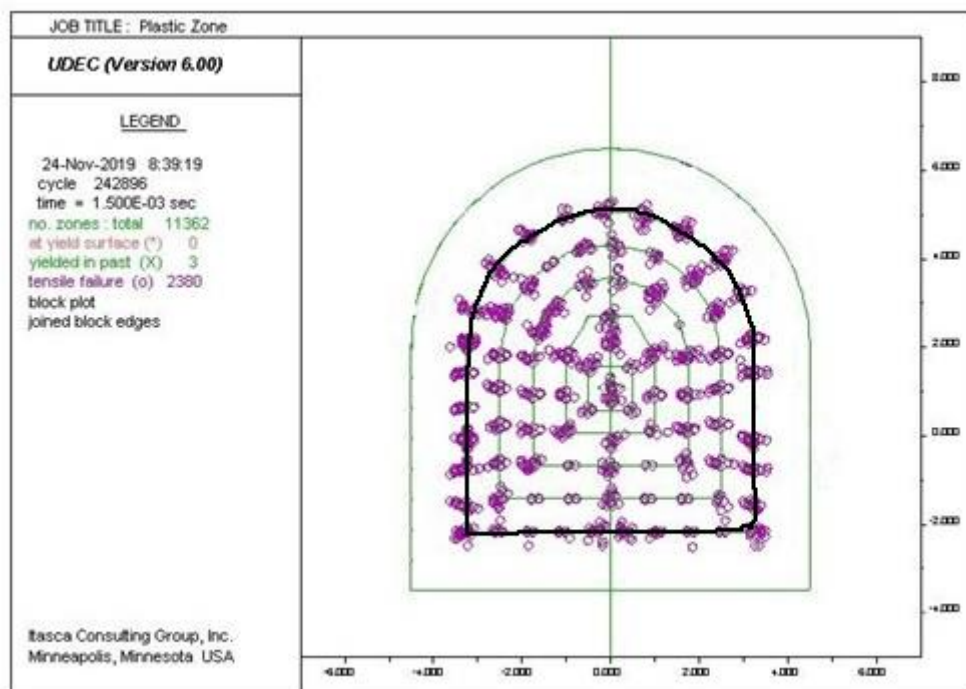
- حالت اول : انفجار تمام چال ها
- حالت دوم : انفجار چال های محیطی
- حالت سوم : تونل زنی بدون انفجار

همانطور که مشاهده می شود در میزان شعاع ناحیه آسیب تفاوت چندانی بین دو مدل اول دیده نمی شود. می توان این نتیجه را گرفت که شعاع آسیب ناشی از انفجار در اطراف تونل بیشتر مربوط به آخرین مرحله انفجار است، زیرا که مراحل قبلی بیشتر باعث خرد شدن توده سنگ در محدوده تونل و ایجاد سطح آزاد برای انفجارهای بعدی است . در مقایسه مدل ۱ و مدل ۲ به خاطر وجود سطح آزاد چگالی ناحیه خرد شده و پلاستیک افزایش یافته است . شکل ۵-۱۵ و ۵-۱۶ نیز حالت سوم و بدون انفجار را برای همان تونل نشان می دهد. مشخص است که ناحیه آسیب در این حالت نسبت به دو حالت دیگر کمتر است و جابجایی نقاط مختلف تونل نیز نسبت به دو حالت اول کمتر است.

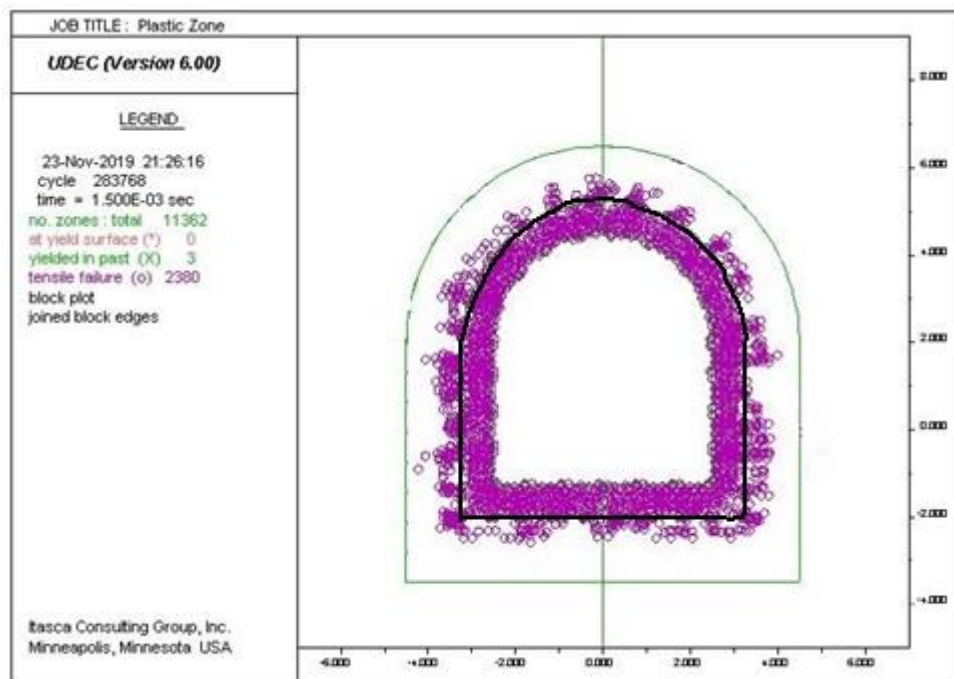
همانطور که مشاهده می شود در میزان شعاع ناحیه آسیب تفاوت چندانی بین دو مدل اول دیده نمی شود. می توان این نتیجه را گرفت که شعاع آسیب ناشی از انفجار در اطراف تونل بیشتر مربوط به آخرین مرحله انفجار است، زیرا که مراحل قبلی بیشتر باعث خرد شدن توده سنگ در محدوده تونل و

ایجاد سطح آزاد برای انفجارهای بعدی است. در مقایسه مدل ۱ و مدل ۲ به خاطر وجود سطح آزاد چگالی ناحیه خرد شده و پلاستیک افزایش یافته است. شکل ۵-۱۵ و ۵-۱۶ توزیع کرنش در صفحات XX و YY برای حالت بدون انفجار را نشان می‌دهد که بیشتر کرنش در تاج تونل و پایین دیوارها اتفاق افتاده است.

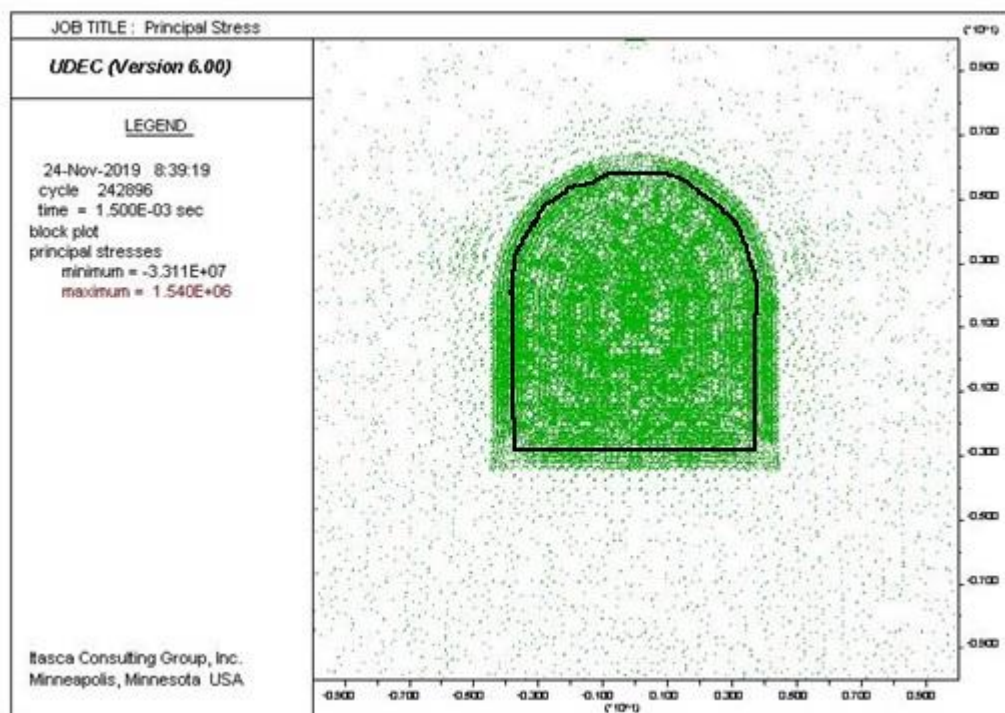
همچنین در شکل ۵-۹ و شکل ۵-۱۰ میزان تنش‌های انفجار نشان داده شده است. در انفجار مدل ۲ به دلیل وجود سطح آزاد تنش‌ها گسترش بیشتری یافته‌اند اما در مدل ۱ به دلیل انفجار یک‌باره چال‌ها این گسترش کمتر است.



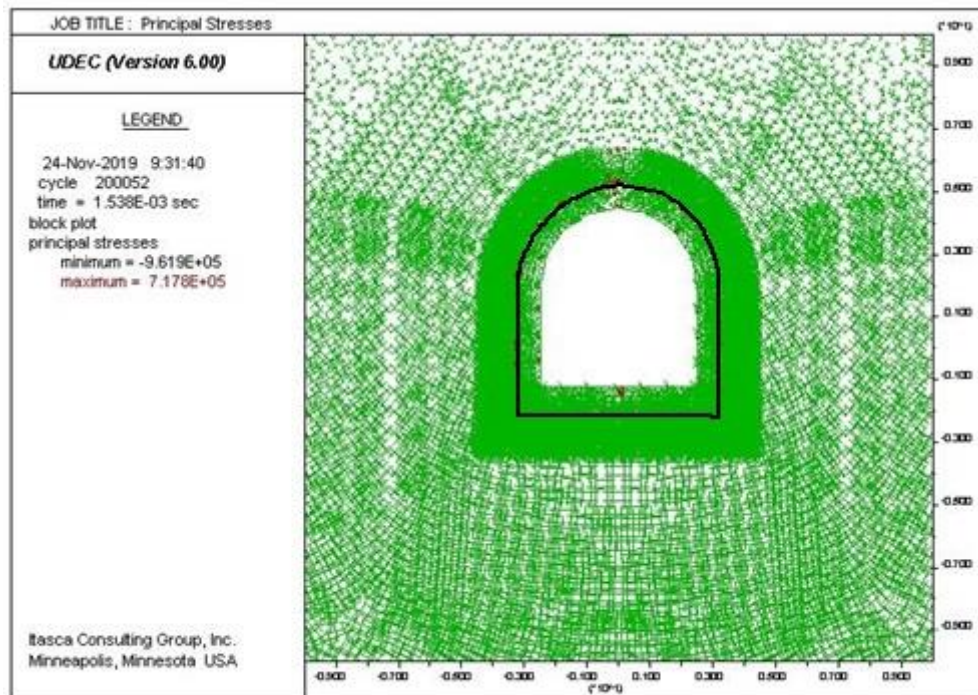
شکل ۵-۷ گسترش ناحیه پلاستیک در اثر انفجار تمام چال‌ها (مدل ۱) (خط پررنگ مرز تونل است)



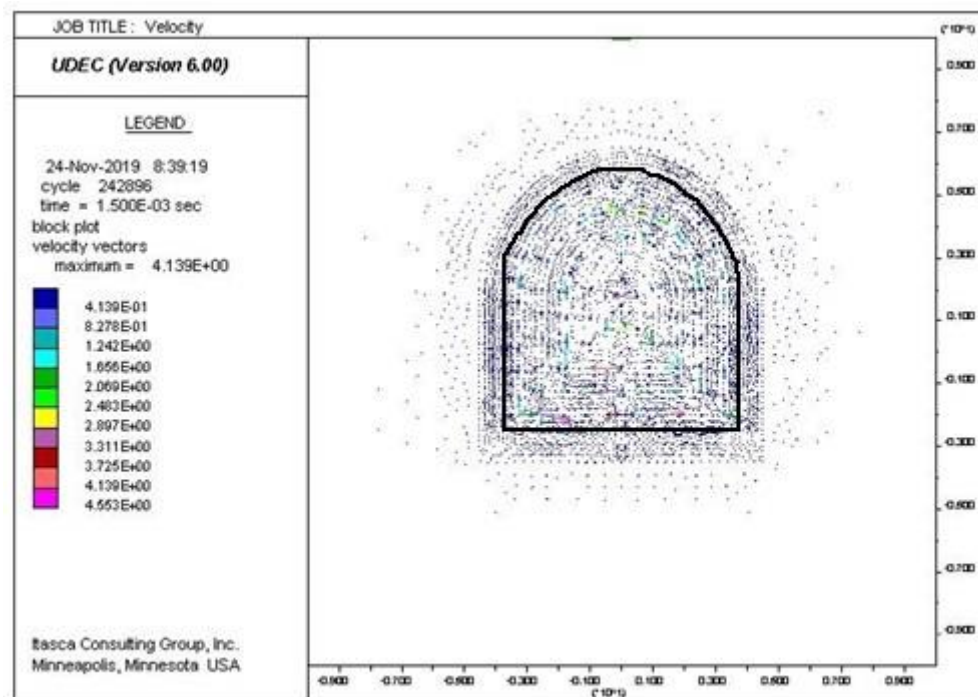
شکل ۵-۸ گسترش ناحیه پلاستیک در اثر انفجار چال‌های محیطی (مدل ۲) (خط پررنگ مرز تونل است)



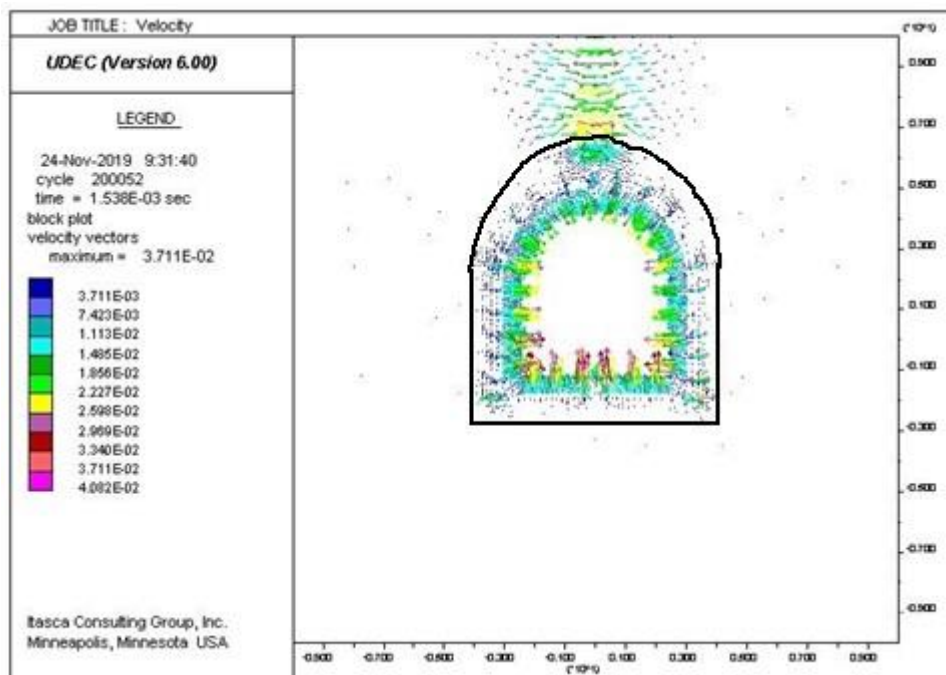
شکل ۵-۹ انتشار تنش‌های حاصل از انفجار مدل ۱ (خط پررنگ مرز تونل است)



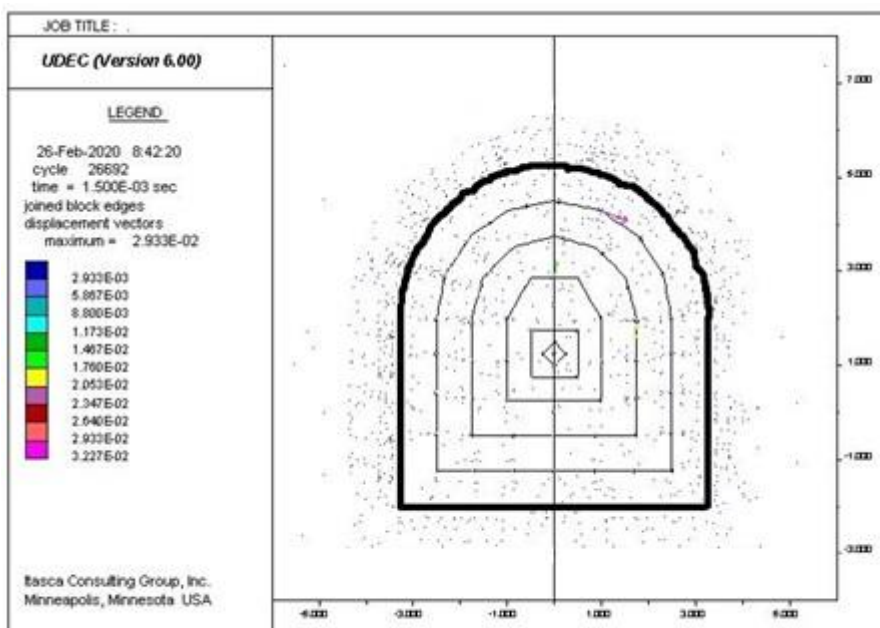
شکل ۵-۱۰ انتشار تنش‌های حاصل از انفجار مدل ۲ (خط پررنگ مرز تونل است)



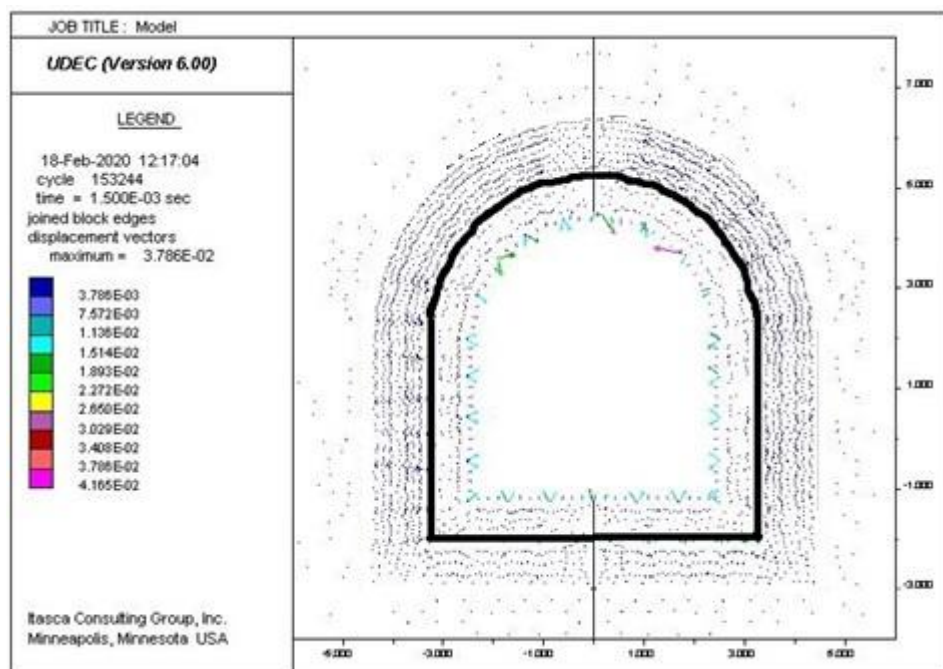
شکل ۵-۱۱ انتشار و جهت سرعت انفجار (مدل ۱) (خط پررنگ مرز تونل است)



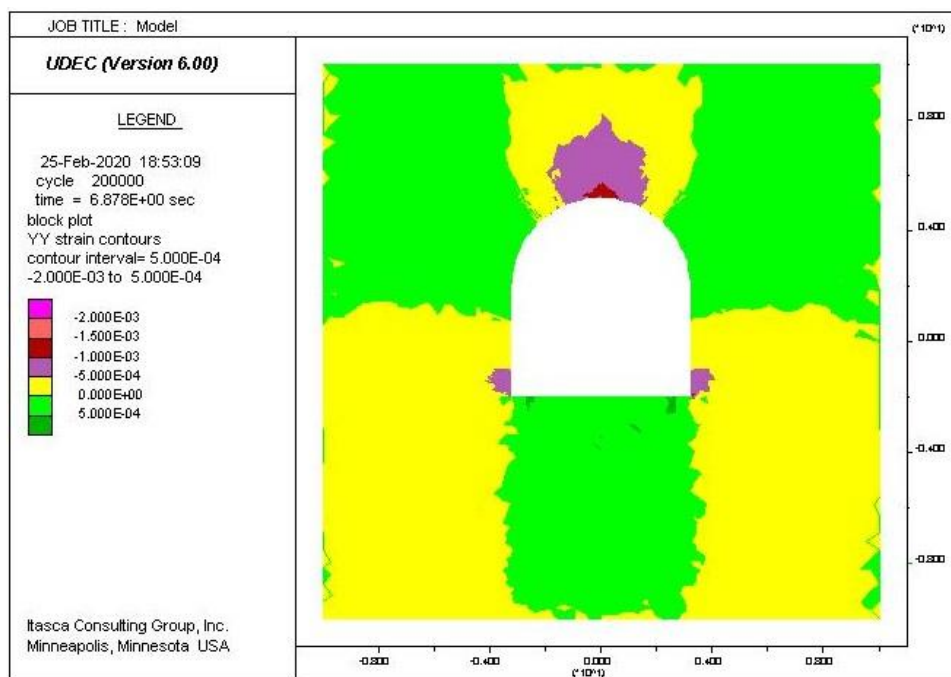
شکل ۵-۱۲ انتشار و جهت سرعت انفجار مدل (۲) (خط پررنگ مرز تونل است)



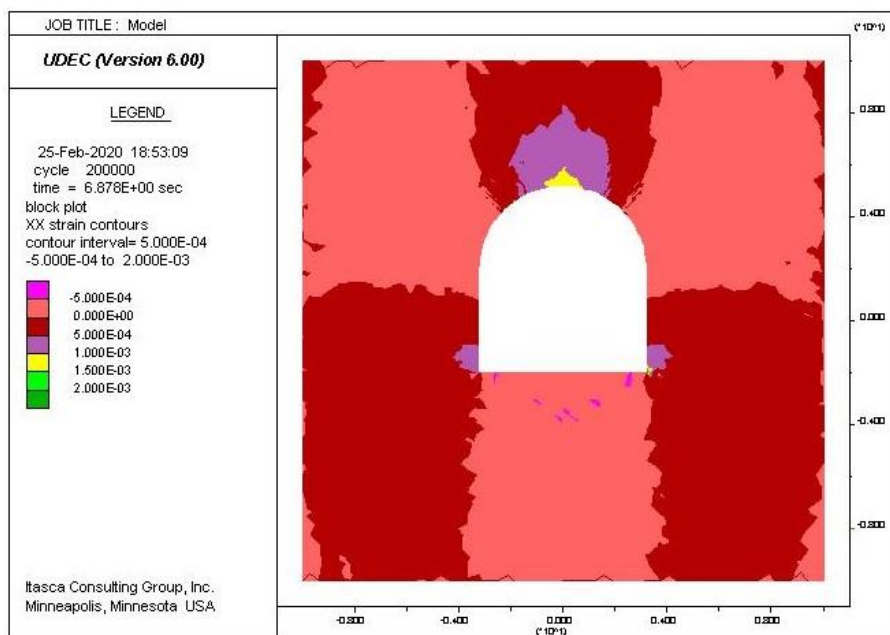
شکل ۵-۱۳ بردار جابجایی (مدل ۱) (خط پررنگ مرز تونل است)



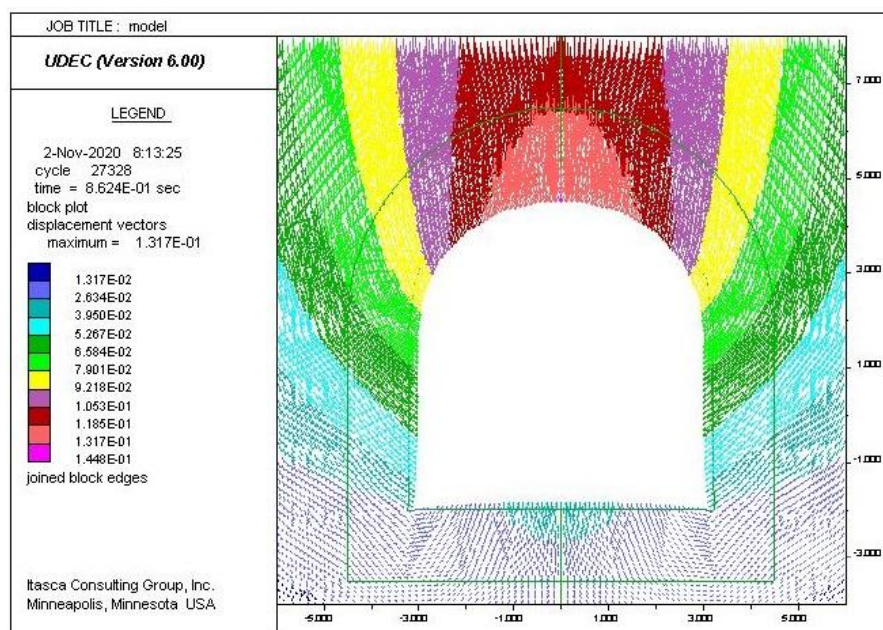
شکل ۵-۱۴ بردار جابجایی (مدل ۲) (خط پررنگ مرز تونل است)



شکل ۵-۱۵ کرنش در صفحه YY در اطراف تونل برای حالت بدون انفجار



شکل ۵-۱۶ کرنش در صفحه XX در اطراف تونل برای حالت بدون انفجار



شکل ۵-۱۷ بردار جابجایی برای حالت بدون انفجار (مدل ۳)

با توجه به شکل‌های ۵-۷ و ۵-۸ شعاع ناحیه آسیب ، حدود ۰,۵۵ متر به دست آمده است. که این میزان در دو مدل قابل مشاهده است اما در مدل شماره ۲ حجم خردشدگی بیشتر از مدل شماره ۱ است.

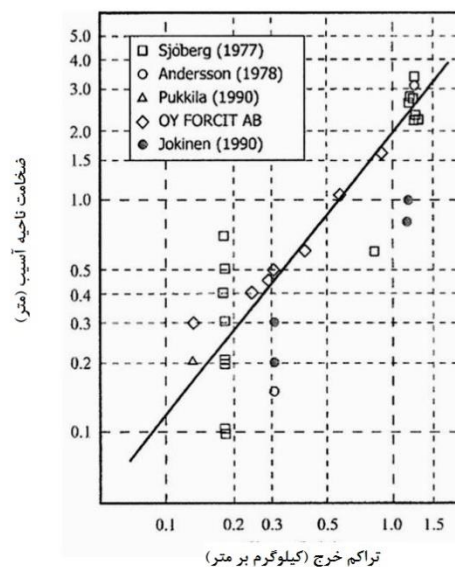
می‌توان در سه حالت ذکر شده ، با توجه به نکات بیان شده انفجار آخرین مرحله چال‌ها را بحرانی در نظر گرفت و بیان کرد که این حالت موثرترین حالت در بررسی شعاع ناشی از حفاری و انفجار است.

۵-۵ اعتبارسنجی مدل عددی

به منظور اعتبارسنجی مدل ، نتایج به دست آمده از مدل با روابط تجربی مقایسه شده است. روابط تجربی متعددی برای به دست آوردن ناحیه آسیب ناشی از انفجار موجود است که در فصل ۳ به برخی از این روابط اشاره شد . پوش و استانفور [۲۰] بر اساس داده‌های پیشین از آنالیز تاثیر انفجار که در محیط‌هایی با ویژگی‌ها و مواد منفجره مختلف صورت گرفته است منحنی شکل ۵-۱۸ ترسیم نموده‌اند . بر اساس این منحنی رابطه ۵-۱۴ پیشنهاد شده است :

$$S = 2.0 \times Q^{1.2}$$

رابطه ۵-۱۴



شکل ۵-۱۸: تاثیر تراکم خرج بر روی ضخامت ناحیه آسیب در داده های تجربی [۲۰]

بر طبق این رابطه S ضخامت ناحیه آسیب دیده بر حسب متر و Q تراکم خرج مصرفی بر حسب کیلوگرم بر متر است. با توجه به تراکم خرج مصرفی ۱,۰۷ است. ناحیه آسیب ناشی از انفجار حدود ۲ متر به دست می‌آید.

همانطور که مشاهده می‌شود این رابطه مستقل از محیط انفجار است و تنها به خصوصیات و میزان ماده منفجره مربوط است. به همین دلیل تمام شرایط انفجار را لحاظ نمی‌کند.

پارک و همکاران [۱۷] پژوهشی پیرامون ناحیه آسیب ناشی از انفجار انجام داده‌اند. در این پژوهش علاوه بر مدل‌سازی انفجار تونل با نرم افزار FLAC، پیش‌بینی گسترش ناحیه آسیب انفجار به وسیله روابط تجربی صورت گرفته است. در ابتدا از یک رابطه که از آزمایش‌های متعدد در تونل مطالعاتی KURT در کشور کره صورت گرفته، استفاده شده است. این رابطه نیز بر اساس PPV و خرج‌گذاری در هر تاخیر بوده و فارغ از محیط انفجار است :

$$PPV = 77.42 \left(\frac{D}{\sqrt[3]{W}} \right)^{-1.5} \quad \text{رابطه ۵-۱۵}$$

که در این رابطه D فاصله از انفجار بر حسب mm، W خرج‌گذاری در هر تاخیر بر حسب kg/delay و PPV سرعت بیشینه ذرات بر حسب mm/sec است.

سپس رابطه‌ی دیگر PPV را بیان کرده اند و با جایگذاری در رابطه ۵-۱۵، یک رابطه تجربی حاصل شده است که علاوه بر خصوصیات ماده منفجره، خصوصیات محیط انفجار را نیز در محاسبات لحاظ می‌کند :

$$PPV = \varepsilon_d \cdot V_p \quad \text{رابطه ۵-۱۶}$$

که در آن PPV بیشینه سرعت ذرات بر حسب mm/sec، V_p سرعت موج p در سنگ بر حسب mm/sec و ε_d کرنش دینامیکی القایی است. زمانی که کرنش دینامیکی القایی مساوی یا بزرگ‌تر از کرنش کششی بحرانی (ε_t) شود، آسیب سنگ را می‌توان از رابطه زیر حساب کرد :

$$\varepsilon_t = \frac{\sigma_t}{E} \quad \text{رابطه ۵-۱۷}$$

سپس با جایگذاری این رابطه در روابط ۵-۱۶ و ۵-۱۷ ناحیه آسیب ناشی از انفجار محاسبه می‌شود.

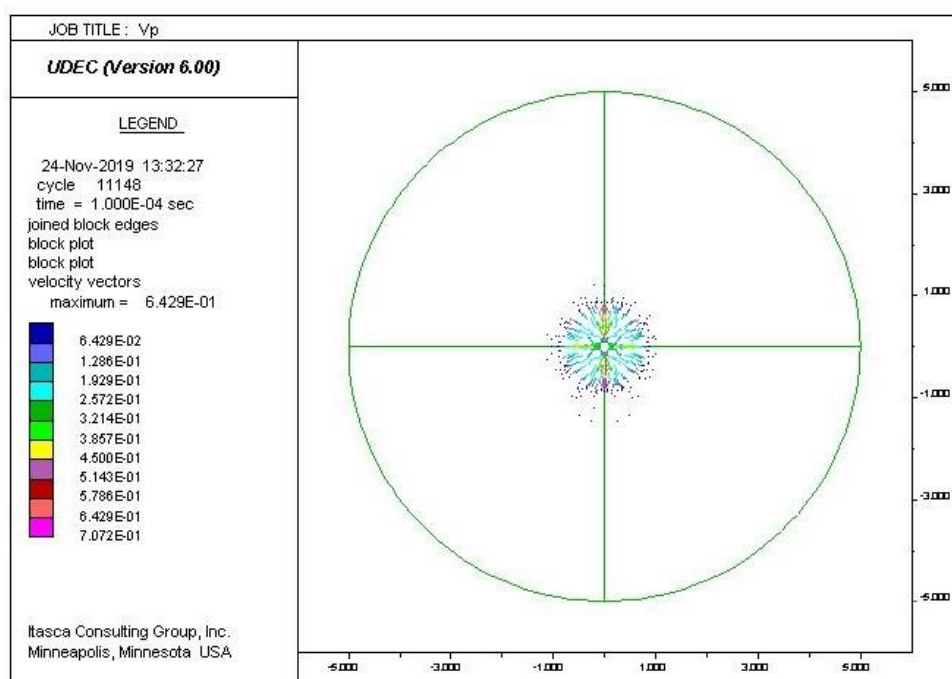
$$PPV = \frac{\sigma_t V_p}{E} \quad \text{رابطه ۵-۱۸}$$

$$\frac{\sigma_t V_p}{E} = 77.42 \left(\frac{D}{\sqrt[3]{W}} \right)^{-1.5} \quad \text{رابطه ۵-۱۹}$$

$$D_{EDZ} = \left(\frac{77.42 E}{\sigma_t V_p} \right)^{\frac{1}{1.5}} \sqrt[3]{W} \quad \text{رابطه ۵-۲۰}$$

در این رابطه σ_t مقاومت کششی سنگ بر حسب GPa و E مدول الاستیسته بر حسب GPa، هستند.

بر این اساس می‌بایست ابتدا سرعت موج p برای محیط انفجار به دست آید. به این منظور انفجار یک تک‌چال با خصوصیات محیط انفجار مدل شده است. همانطور که در شکل ۵-۱۹ مشاهده می‌شود یک بلوک دایره‌ای با قطر ۱۰ متر مدل شده است که در میانه‌ی آن چال انفجاری به قطر ۰٫۱ متر قرار گرفته است. پس از اجرای مدل سرعت انتشار موج ۶۵۰۰ m/s به دست آمده است.



شکل ۵-۱۹ محاسبه سرعت موج p

با جایگذاری این عدد در رابطه ۵-۲۰ میزان ناحیه آسیب (D_{EDZ}) برابر برابر ۰٫۶ متر می‌شود که این مقدار نزدیک به نتایج عددی است.

۵-۶ تحلیل حساسیت

همانطور که مشاهده شد، خصوصیات سنگ و خصوصیات ماده منفجره دو مولفه ای هستند که بر ناحیه آسیب ناشی از انفجار تاثیر می گذراند. ازین رو برای بررسی ناحیه آسیب ناشی از انفجار می بایست اثر این دو مولفه را مورد مطالعه قرار داد. پس از آنکه مشخص شد آخرین مرحله انفجار چال ها بیشترین تاثیر را در گسترش ناحیه آسیب دارد به منظور تحلیل حساسیت مولفه های مختلف مدل سازی بر اساس انفجار مرحله آخر انفجار صورت می گیرد.

۵-۶-۱ تحلیل حساسیت خصوصیات سنگ

مشخصات مکانیکی سنگ میزبان انفجار تاثیر بسزایی در گسترش ناحیه آسیب ناشی از انفجار دارد. مقاومت کششی، چسبندگی ذاتی، مدول الاستیسته و زاویه اصطکاک داخلی از جمله مولفه هایی است که تاثیر مستقیمی در مقاومت سنگ در برابر انفجار و بالتبع گسترش ناحیه ناشی از انفجار دارند. در این بخش مقایسه اثر تغییرات این عوامل بر EDZ مورد مطالعه و بررسی قرار گرفته است.

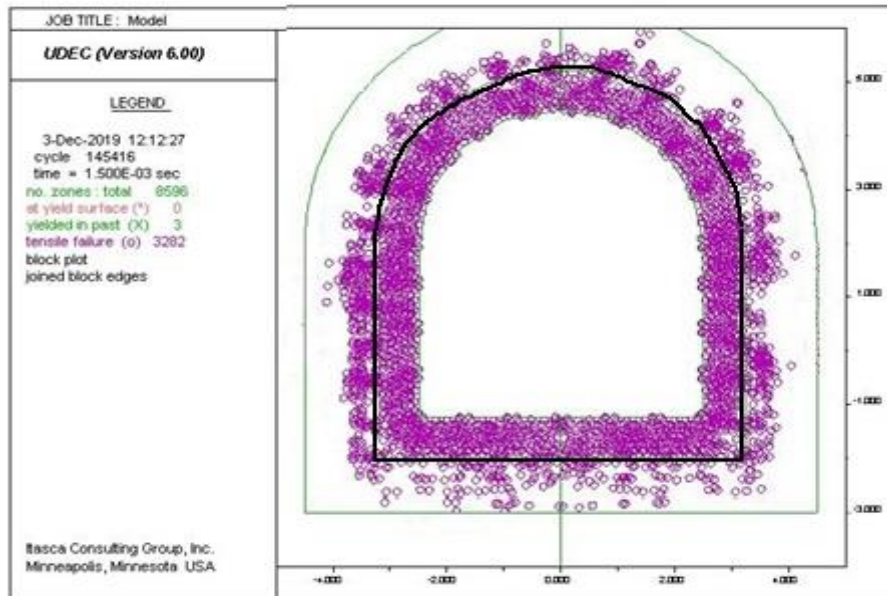
۵-۶-۱-۱ تحلیل حساسیت نسبت به مقاومت کششی (σ_t)

به منظور بررسی اثر مقاومت کششی، مدل با مقدارهای مختلف این مولفه اجرا شده است.

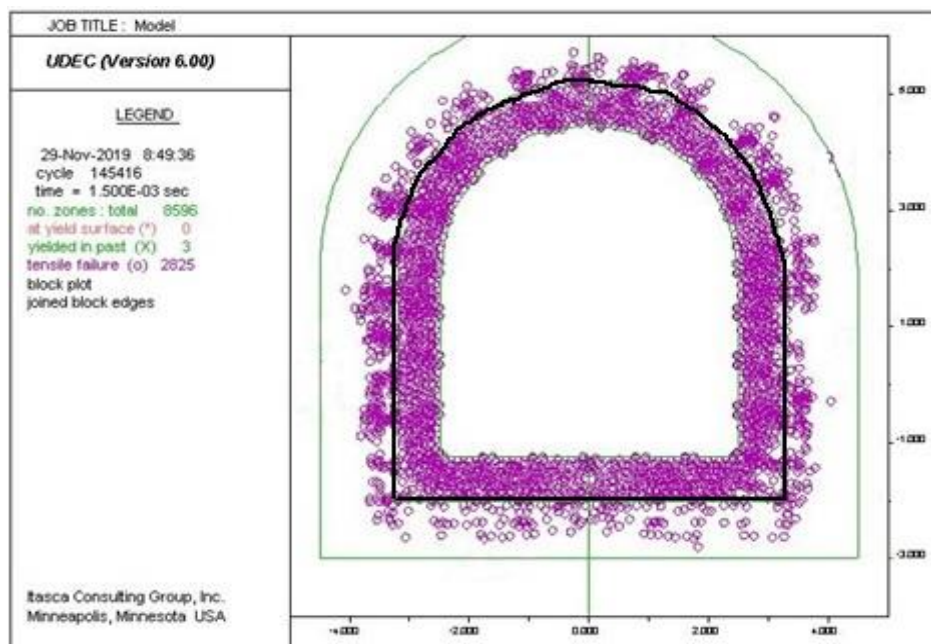
مدل برای مقاومت های کششی به مقدارهای :

- حالت اول : ۰,۲۵ برابر حالت اولیه
- حالت دوم : ۰,۵ برابر حالت اولیه
- حالت سوم : ۱,۲۵ برابر حالت اولیه

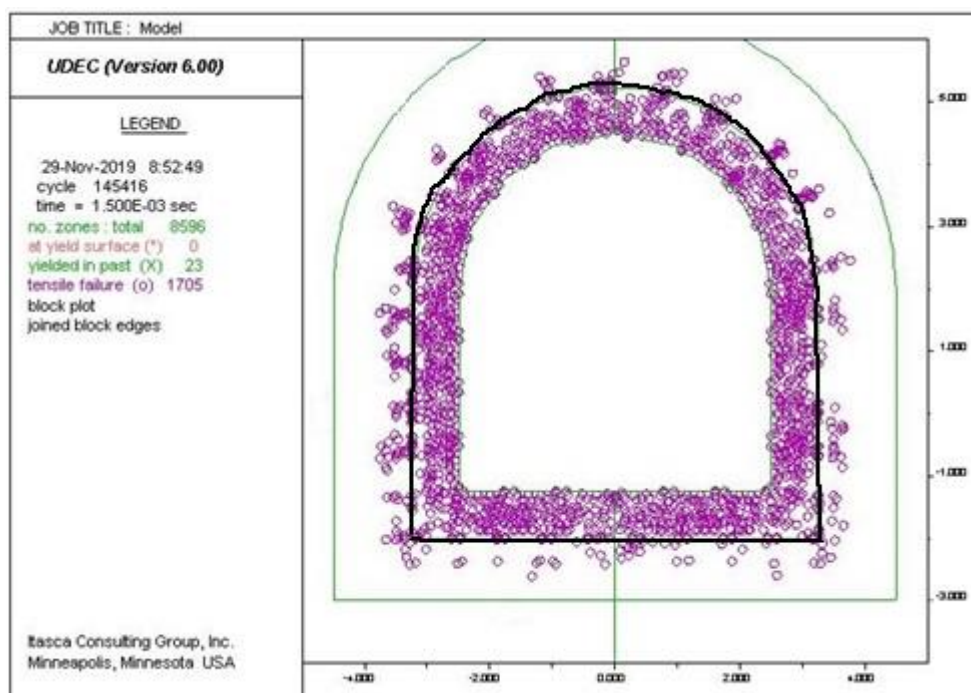
اجرا شده است . میزان گسترش ناحیه پلاستیک برای هر یک از حالات به ترتیب از شکل‌های ۵-۲۰ الی ۵-۲۲ مشخص شده است. هم‌چنین نمودار تاثیر تغییرات مقاومت کششی بر EDZ در شکل ۵-۲۳ مشاهده می‌شود.



شکل ۵-۲۰ گسترش ناحیه پلاستیک حالت اول ($\sigma_t = 0.25\sigma_t$)

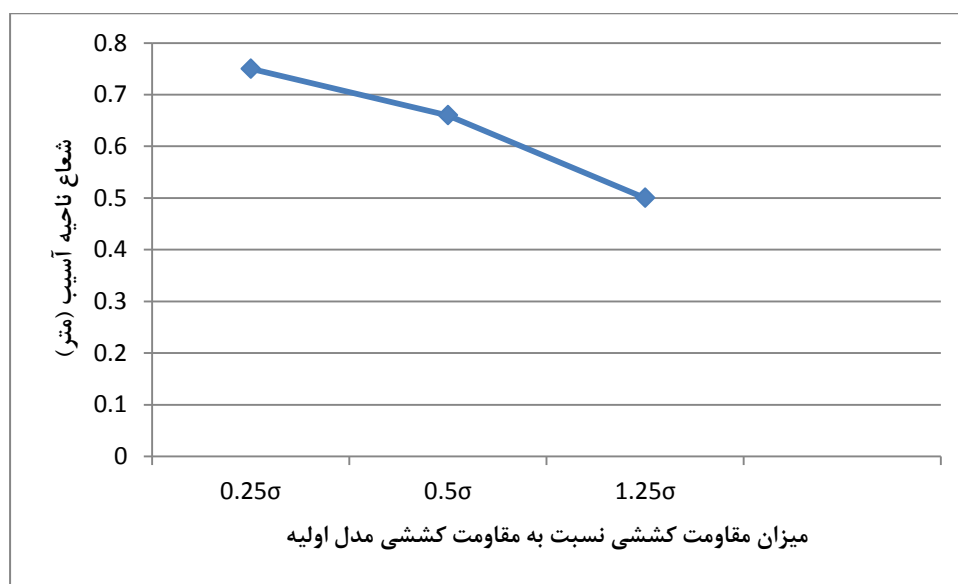


شکل ۵-۲۱ گسترش ناحیه پلاستیک حالت دوم ($\sigma_t = 0.5\sigma_t$)



شکل ۵-۲۲ گسترش ناحیه پلاستیک حالت سوم ($\sigma_t = 1.25\sigma_t$)

$\dot{\sigma}_t$ مقاومت کششی برای هر مدل است و σ_t مقاومت کششی اولیه مدل است.



شکل ۵-۲۳ نمودار تغییرات شعاع ناحیه آسیب نسبت به تغییرات مقاومت کششی

همانطور که قابل پیش بینی بود با افزایش مقاومت کششی سنگ میزان ناحیه آسیب کاهش می یابد و علاوه بر کاهش شعاع ناحیه آسیب ، حجم خردشدگی نیز به شدت کاهش یافته است.

۵-۶-۱-۲ تحلیل حساسیت مدل نسبت به مدول الاستیسیته (E)

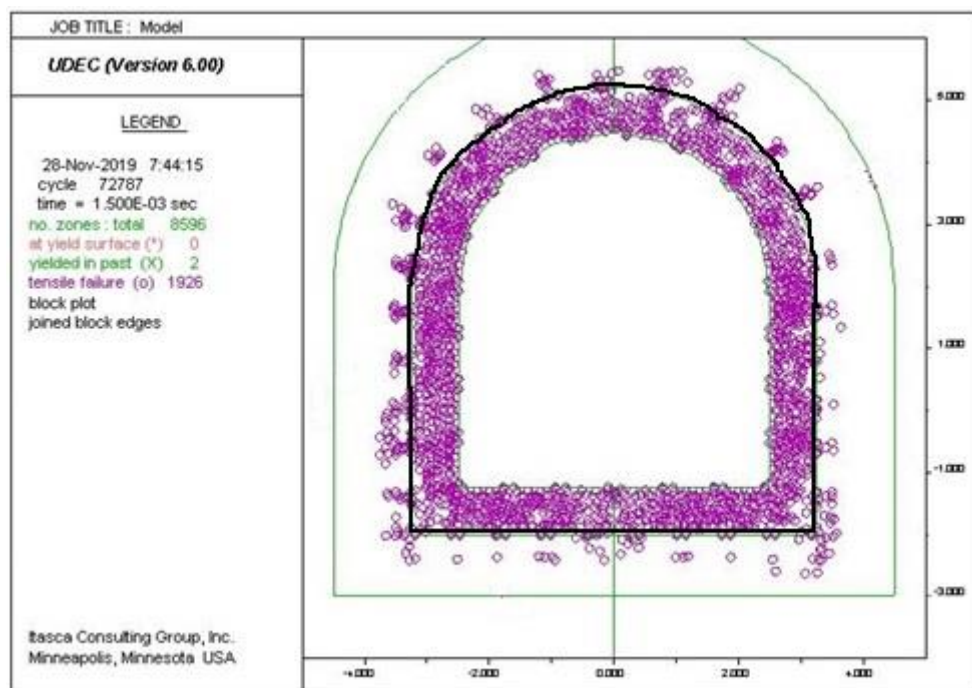
برای بررسی اثر مدول الاستیسته نیز با ثابت نگه داشتن دیگر پارامترها، میزان مدول

الاستیسته به ترتیب :

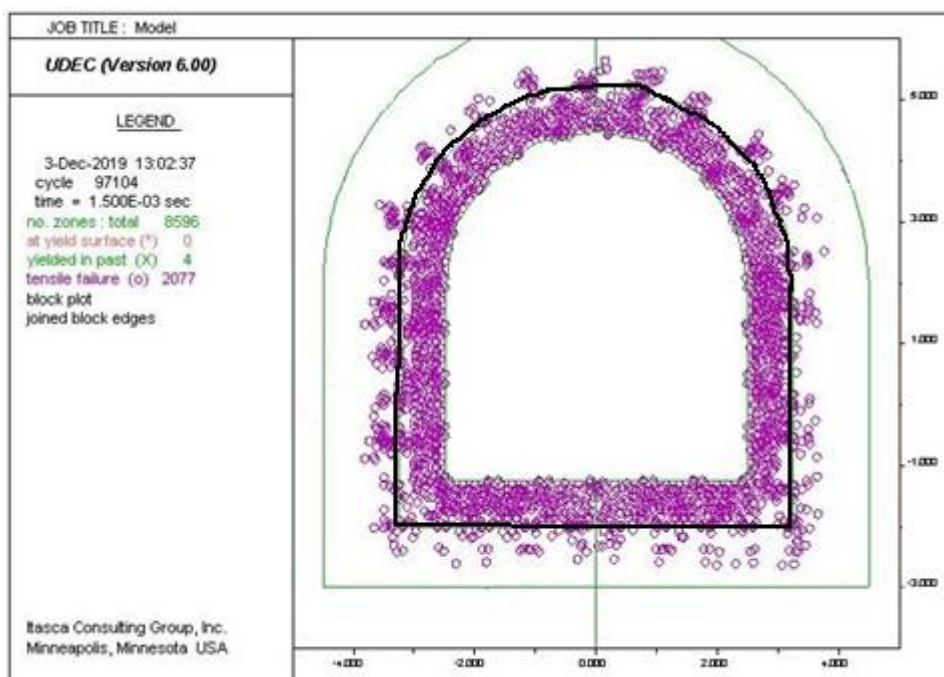
- حالت اول : ۰,۲۵ برابر حالت اولیه
- حالت دوم : ۰,۵ برابر حالت اولیه
- حالت سوم : ۱,۲۵ برابر حالت اولیه

شده است و تاثیرات آن بر گسترش ناحیه پلاستیک در شکل‌های ۵-۲۴ الی ۵-۲۶ قابل مشاهده

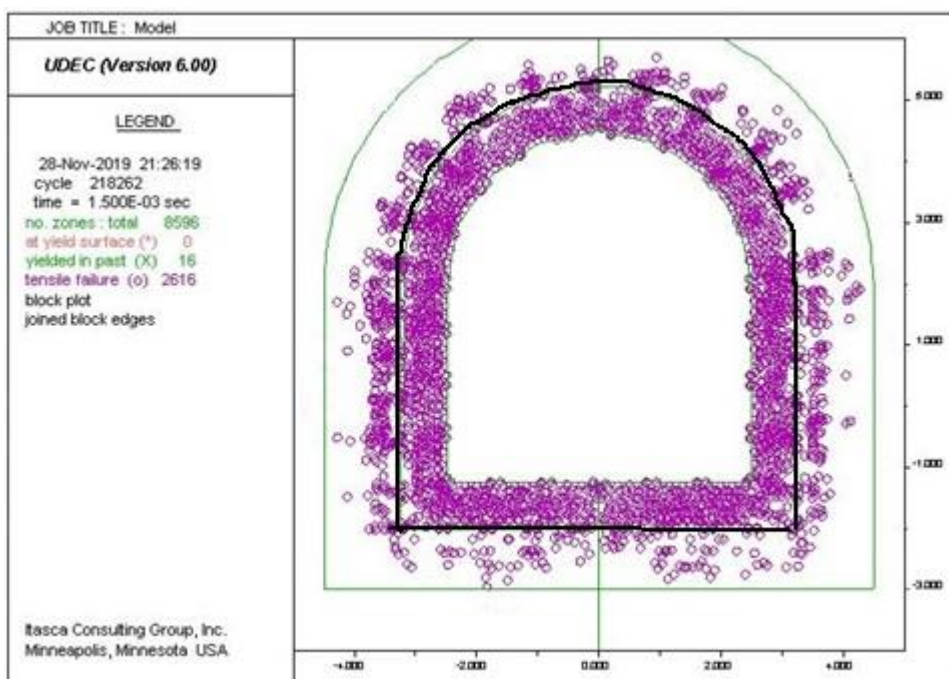
است. شکل ۵-۲۷ تاثیر تغییرات مدول الاستیسته بر EDZ را نشان می‌دهد.



شکل ۵-۲۴ گسترش ناحیه پلاستیک $\dot{E} = 0.25E$

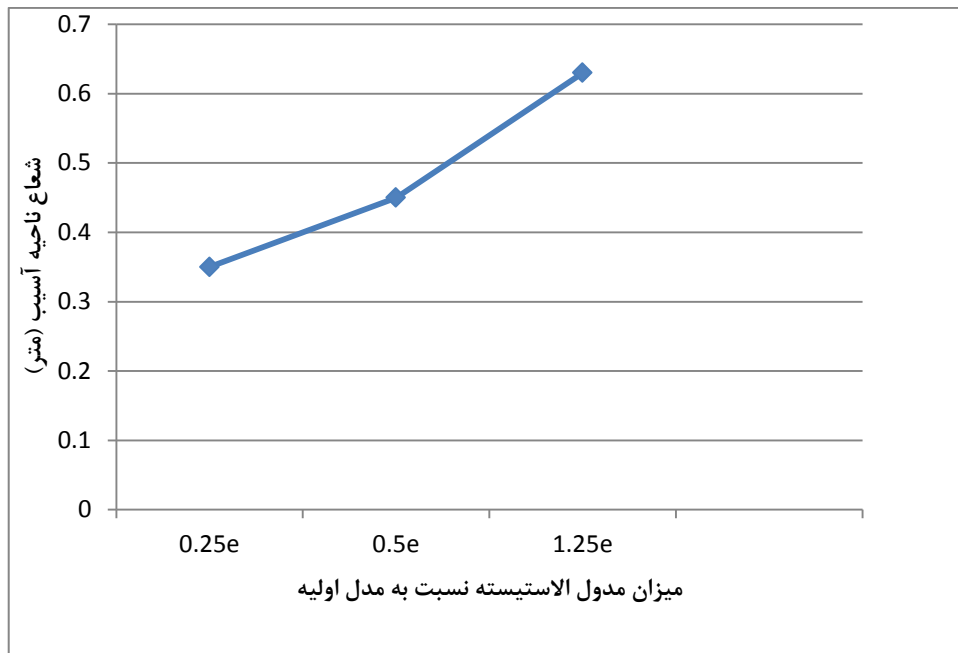


شکل ۵-۲۵ گسترش ناحیه پلاستیک $\dot{E} = 0.5E$



شکل ۵-۲۶ گسترش ناحیه پلاستیک $\dot{E} = 1.25E$

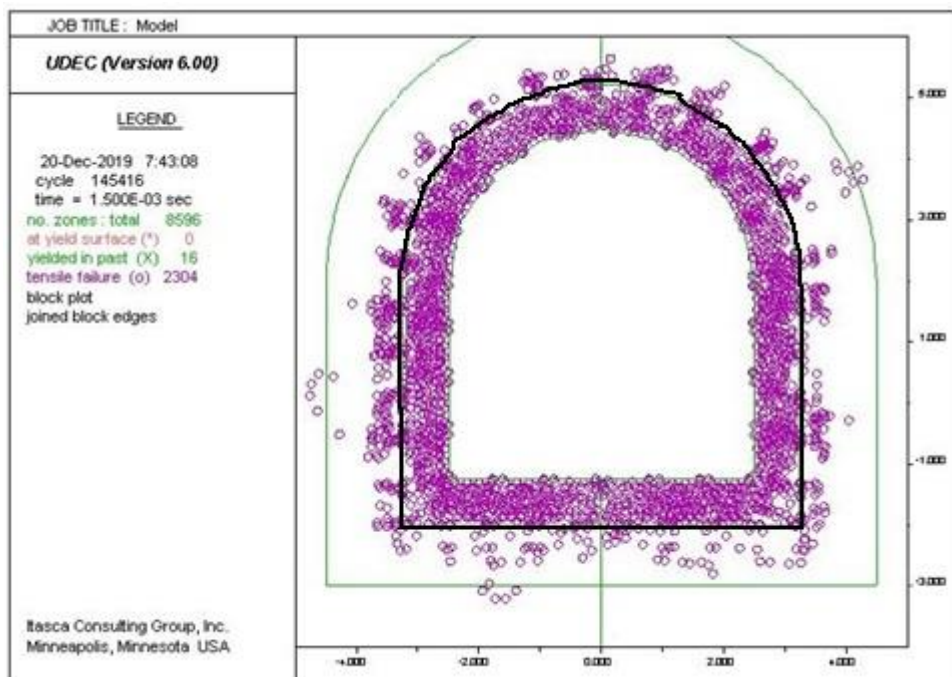
$\dot{E}$ مدول الاستیسیته برای هر مدل است و E مدول الاستیسیته اولیه مدل است.



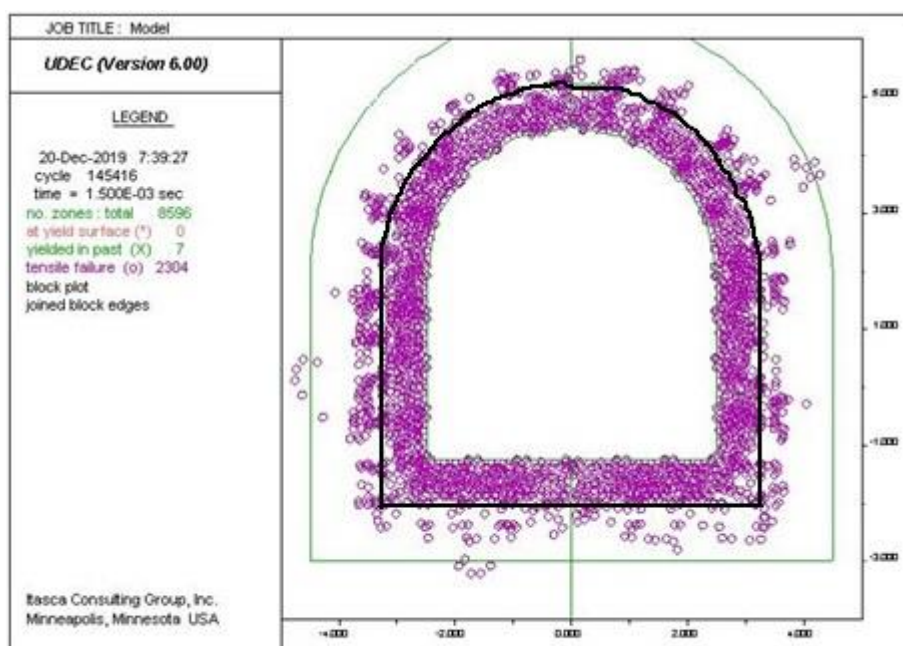
شکل ۵-۲۷ تغییرات شعاع ناحیه آسیب نسبت به تغییرات مدول الاستیسته سنگ

۵-۶-۱-۳ تحلیل حساسیت نسبت به زاویه اصطکاک داخلی (ϕ)

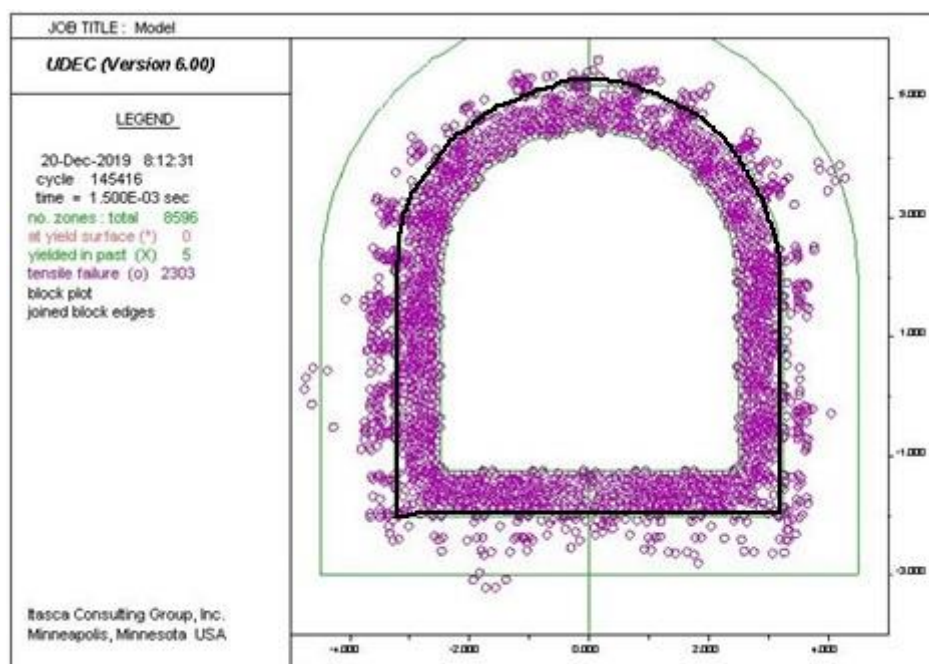
زاویه اصطکاک داخلی سنگ‌ها عموماً بین ۳۰ تا ۴۵ درجه است. مدل برای چهار زاویه اصطکاک داخلی ۳۰، ۳۵، ۴۰ و ۴۵ درجه اجرا شده است و تأثیرات آن بر ناحیه پلاستیک اطراف تونل در شکل‌های ۵-۲۸ الی ۵-۳۱ مشاهده می‌شود. شکل ۵-۳۲ تأثیرات زاویه اصطکاک داخلی را به صورت نموداری نشان داده است.



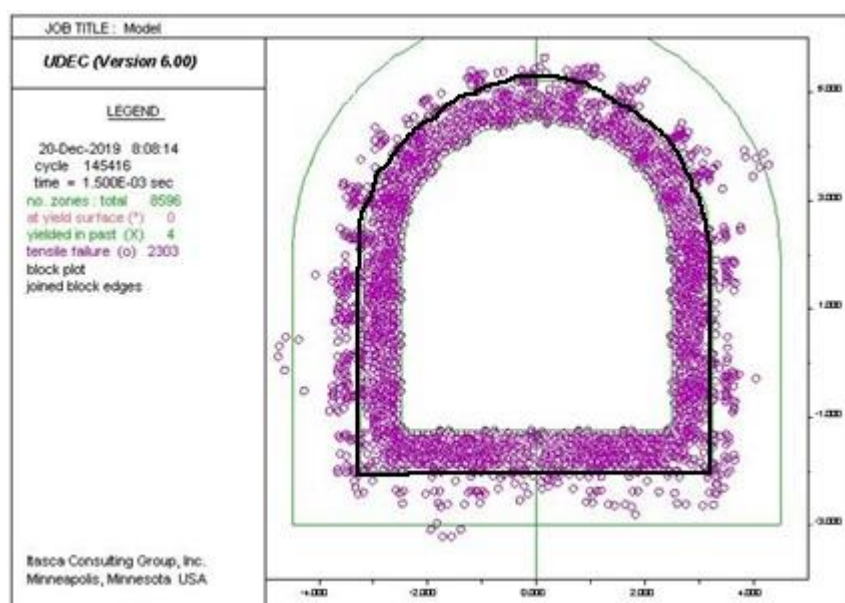
شکل ۵-۲۸ گسترش ناحیه پلاستیک $\varphi = 30$



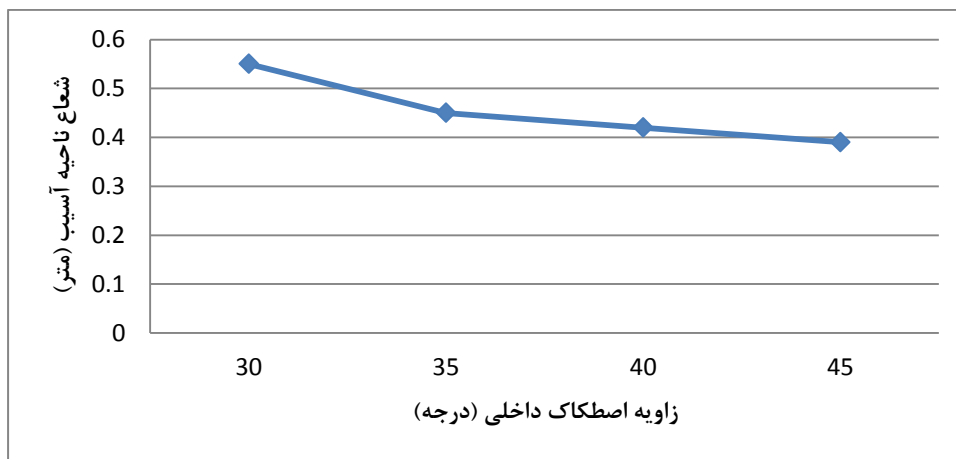
شکل ۵-۲۹ گسترش ناحیه پلاستیک $\varphi = 35$



شکل ۳۰-۵ گسترش ناحیه پلاستیک $\varphi = 40$



شکل ۳۱-۵ گسترش ناحیه پلاستیک $\varphi = 45$



شکل ۳۲-۵ نمودار تغییرات ناحیه آسیب نسبت به تغییرات زاویه اصطکاک داخلی

تغییرات شعاع ناحیه آسیب نسبت به تغییرات زاویه اصطکاک داخلی کم است که نشان می‌دهد نسبت به عوامل دیگر زاویه اصطکاک داخلی تاثیر کمتری بر روی افزایش شعاع ناحیه آسیب دارد.

۵-۶-۱-۴ تحلیل حساسیت نسبت به چسبندگی ذاتی (c)

چسبندگی ذاتی سنگ یکی دیگر از عوامل موثر بر EDZ است. به منظور بررسی تاثیر این

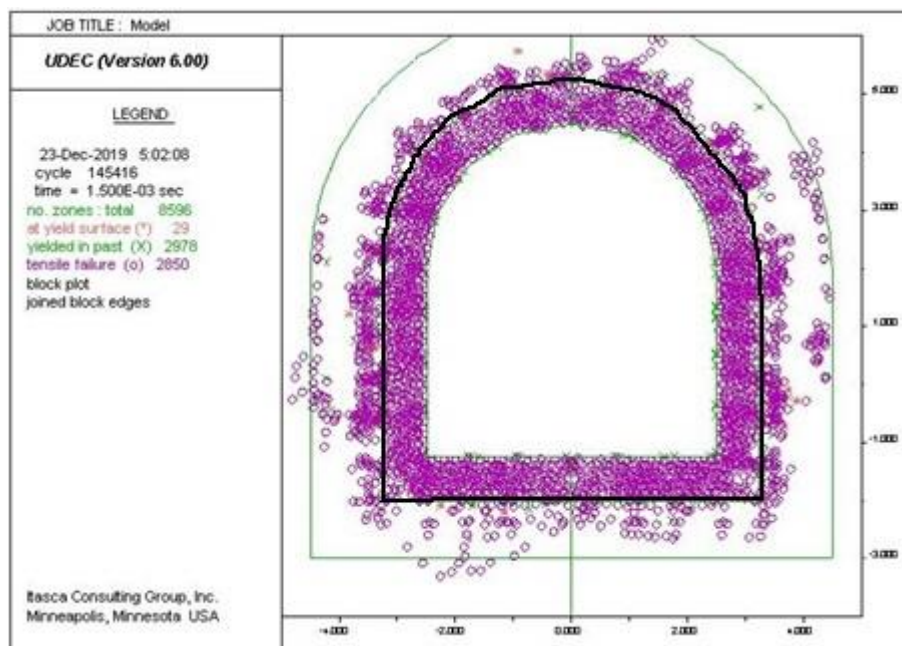
پارامتر، مدل برای مقادیر :

- حالت اول : ۰,۲۵ برابر حالت اولیه

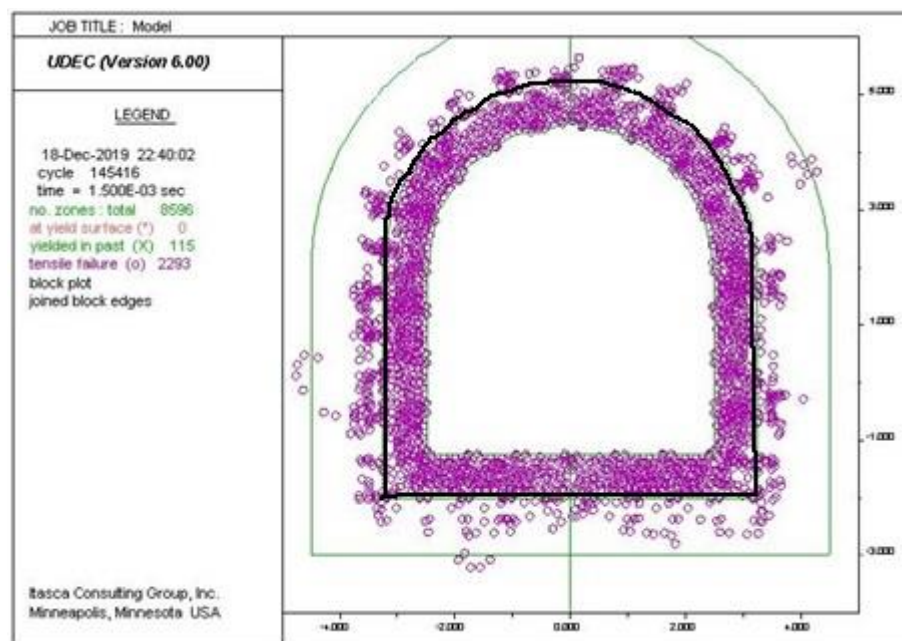
- حالت دوم : ۰,۵ برابر حالت اولیه

- حالت سوم : ۱,۲۵ برابر حالت اولیه

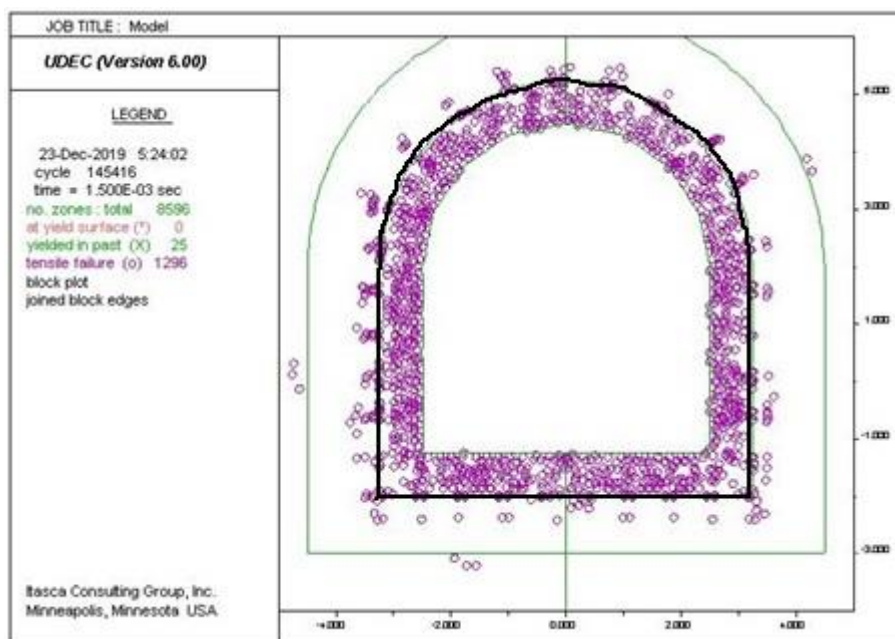
اجرا شده است و تاثیرات آن بر ناحیه آسیب در شکل‌های ۳۳-۵ الی ۳۵-۵ و همچنین بررسی نموداری نیز در شکل ۳۶-۵ آمده است.



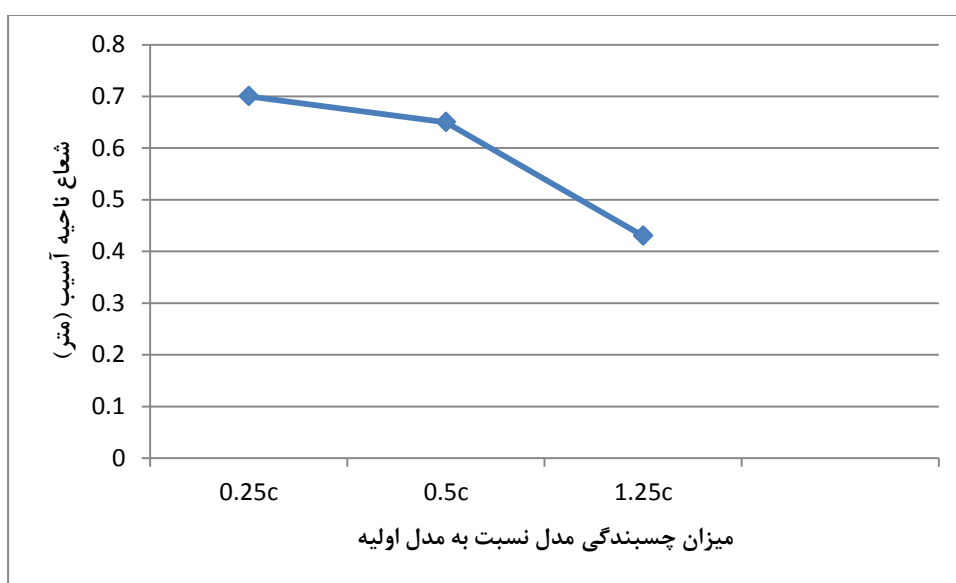
شکل ۳۳-۵ انتشار ناحیه آسیب برای $\dot{\epsilon} = 0.25c$



شکل ۳۴-۵ انتشار ناحیه پلاستیک برای $\dot{\epsilon} = 0.5c$



شکل ۳۵-۵ انتشار ناحیه پلاستیک برای $\dot{\epsilon} = 1.25c$



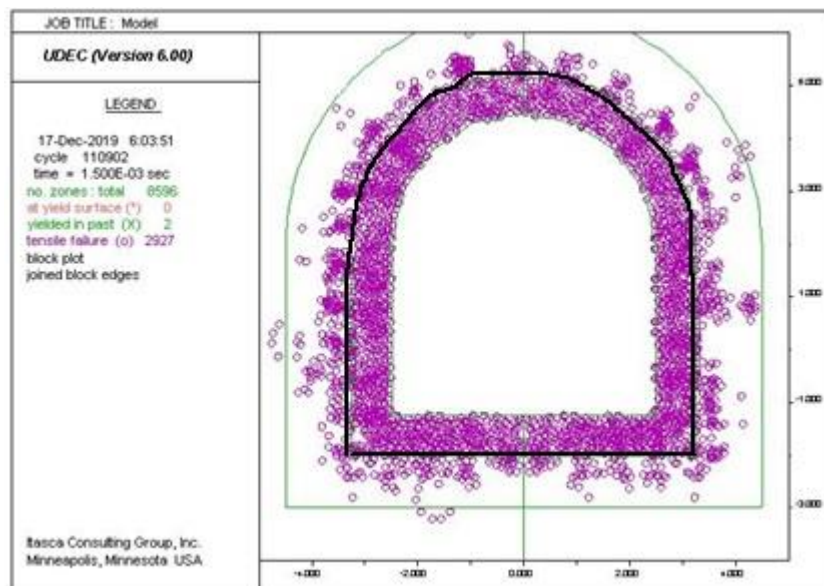
شکل ۳۶-۵ نمودار تغییرات ناحیه آسیب نسبت به تغییرات چسبندگی ذاتی

در بین عوامل مورد بررسی در این پژوهش بیشترین تغییرات شعاع ناحیه آسیب، مربوط به تغییرات چسبندگی ذاتی سنگ است که نشان از پراهمیت بودن این مولفه بر ناحیه آسیب ناشی از انفجار دارد. علاوه بر شعاع ناحیه آسیب، با کاهش میزان چسبندگی افزایش قابل توجهی در حجم خردشدگی اتفاق می‌افتد.

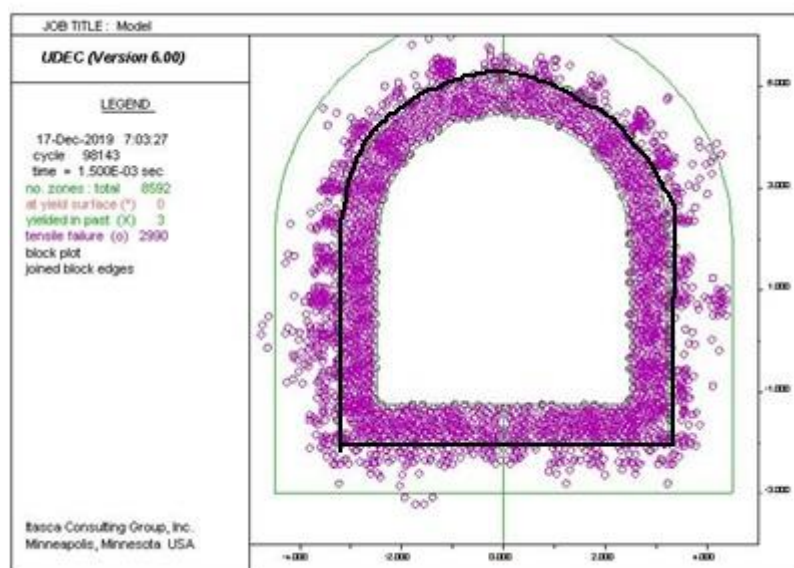
۵-۶-۲ تحلیل حساسیت مولفه های انفجار

۵-۶-۲-۱ تحلیل حساسیت مدل نسبت به قطر چال

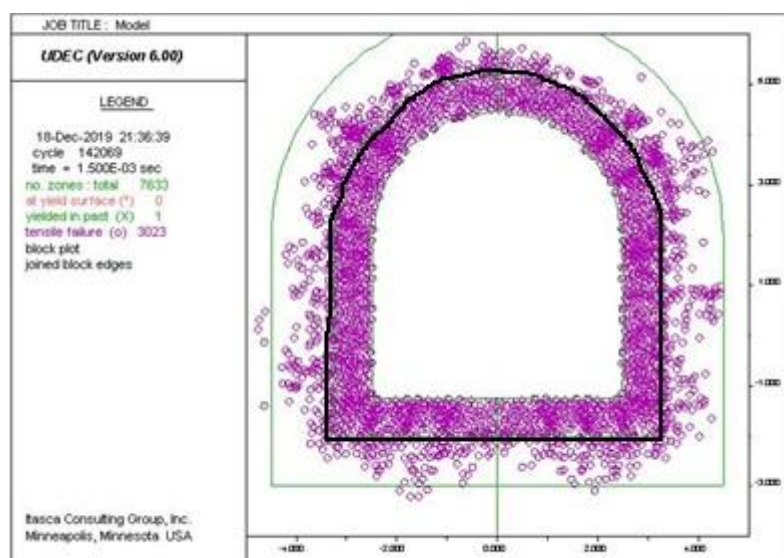
برای بررسی اثر قطر چال انفجاری بر ناحیه آسیب با ثابت نگه داشتن دیگر پارامترها، قطر چال انفجاری ۴۸، ۵۱ و ۶۴ میلی متر فرض شده است و تاثیرات آن بر گسترش ناحیه پلاستیک در شکل های ۳۷-۵ الی ۳۹-۵ قابل مشاهده است. همچنین شکل ۴۰-۵ تغییرات ناحیه آسیب را نسبت به قطر چال نشان می دهد.



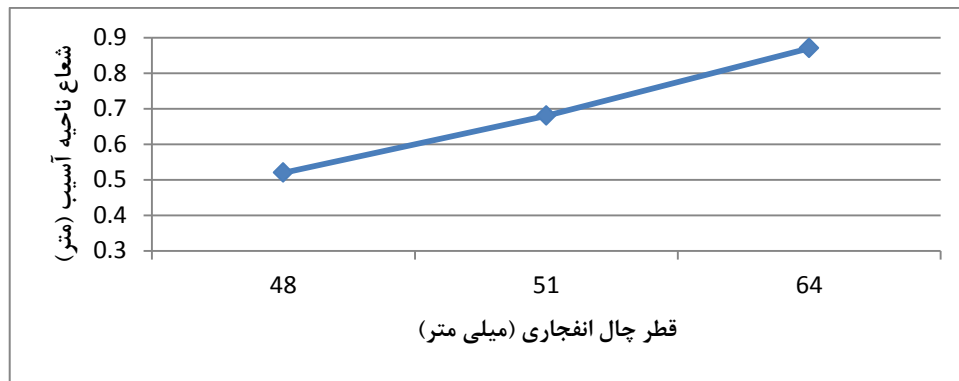
شکل ۳۷-۵ انتشار ناحیه پلاستیک برای قطر چال ۴۸ میلی متر



شکل ۵-۳۸ انتشار ناحیه پلاستیک برای قطر ۵۱ میلی‌متر



شکل ۵-۳۹ انتشار ناحیه پلاستیک برای قطر ۶۰ میلی‌متر



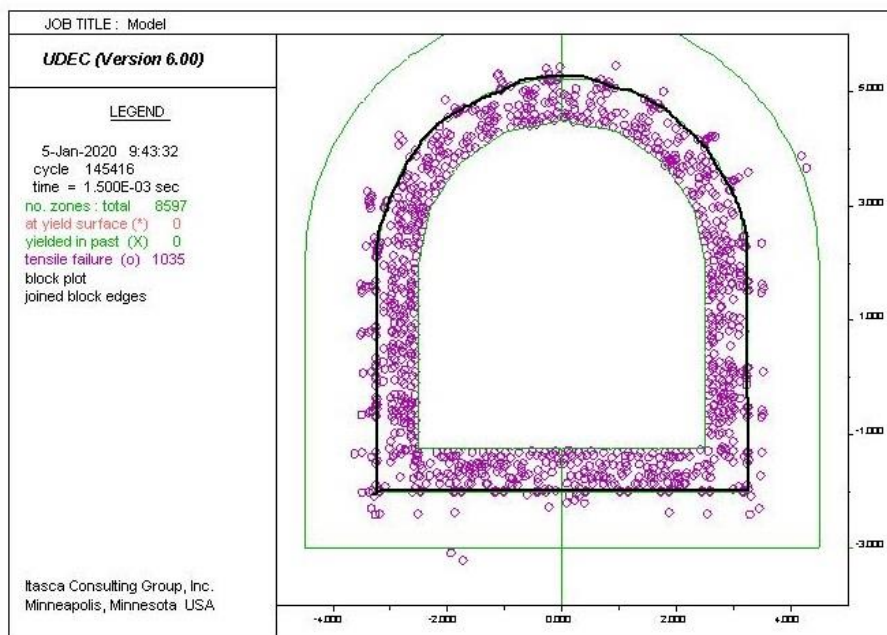
شکل ۴۰-۵ تغییرات شعاع ناحیه آسیب نسبت به قطر چال انفجاری

۵-۶-۲-۲ تحلیل حساسیت مدل نسبت به فشار انفجار

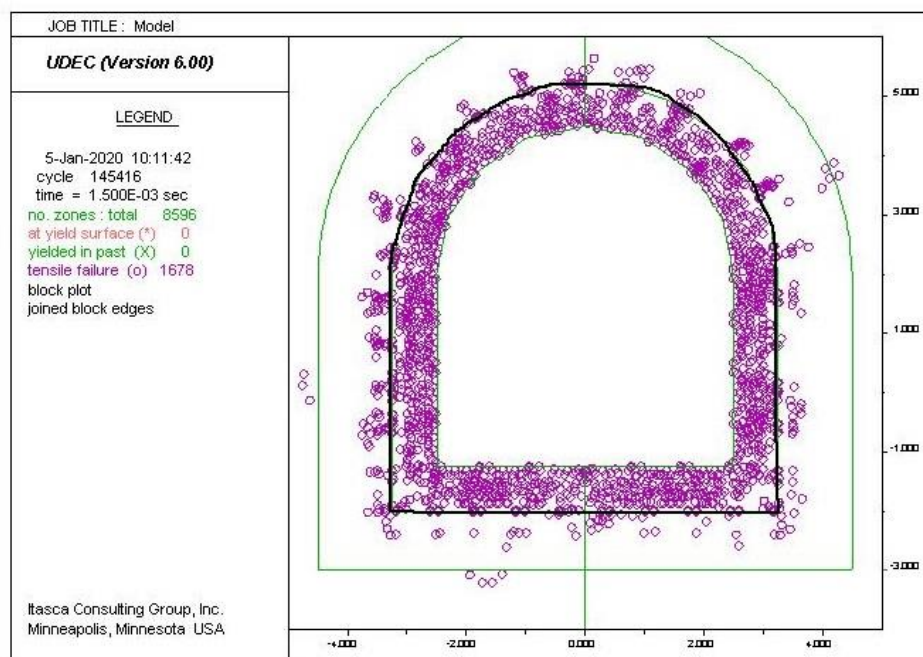
به منظور بررسی اثر فشار انفجار بر افزایش یا کاهش شعاع ناحیه آسیب، فشار حاصل از انفجار:

- حالت اول : ۰,۲۵ برابر حالت اولیه
- حالت دوم : ۰,۵ برابر حالت اولیه
- حالت سوم : ۱,۲۵ برابر حالت اولیه
- حالت چهارم : ۱,۵ برابر حالت اولیه

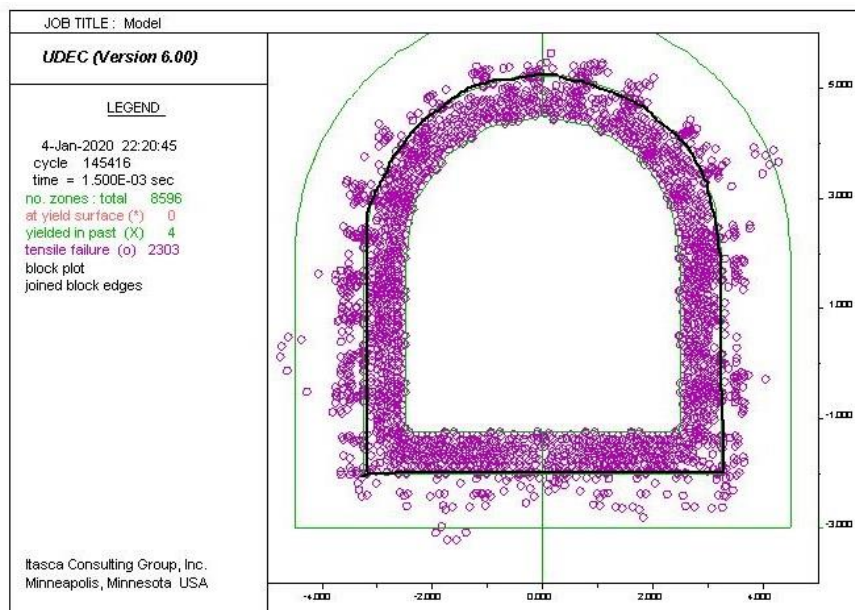
شده است و تاثیر آن مشاهده می شود. (شکل های ۴۱-۵ الی ۴۴-۵) هم چنین نمودار این تغییرات در شکل ۴۵-۵ مشاهده می شود.



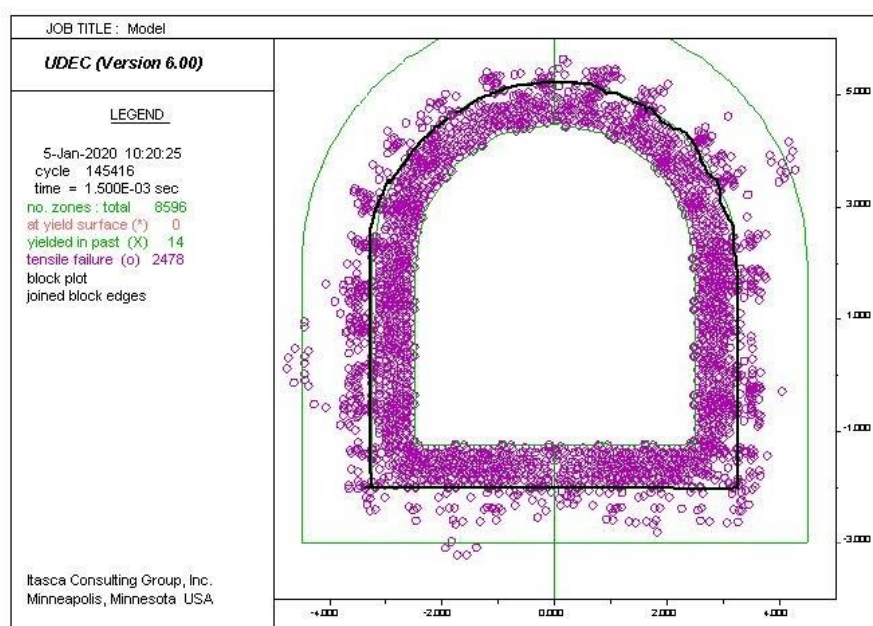
شکل ۴۱-۵ انتشار ناحیه پلاستیک برای فشار انفجار معادل ۰.۲۵ برابر فشار انفجار اولیه ماده منفجره



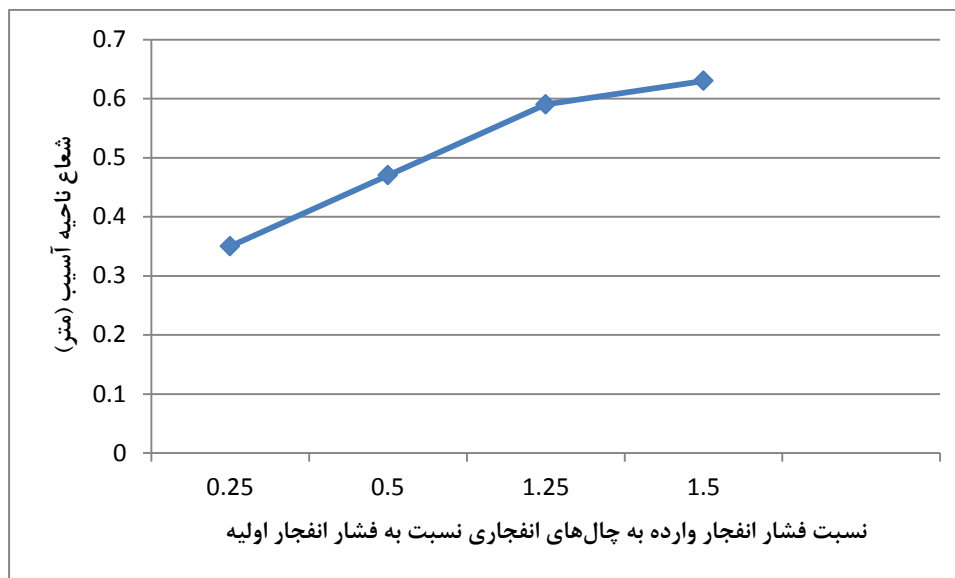
شکل ۴۲-۵ انتشار ناحیه پلاستیک برای فشار انفجار معادل ۰.۵ برابر فشار انفجار اولیه ماده منفجره



شکل ۴۳-۵ انتشار ناحیه پلاستیک برای فشار انفجار معادل ۱,۲۵ برابر فشار انفجار اولیه ماده منفجره



شکل ۴۴-۵ انتشار ناحیه پلاستیک برای فشار انفجار معادل ۱,۵ برابر فشار انفجار اولیه ماده منفجره



شکل ۴۵-۵ نمودار تغییرات ناحیه آسیب نسبت به تغییرات فشار انفجار ماده منفجره

۷-۵ شعاع ناحیه آسیب در توده سنگ

همانطور که بیان شد شرایط مورد بررسی برای شرایط بدون درزه و با خصوصیات سنگ بکر است. به منظور بررسی شرایطی نزدیک‌تر به واقعیت و شرایط توده سنگ با استفاده از خروجی نرم‌افزار Roclab مدل‌سازی برای توده سنگ معادل با دو حالت :

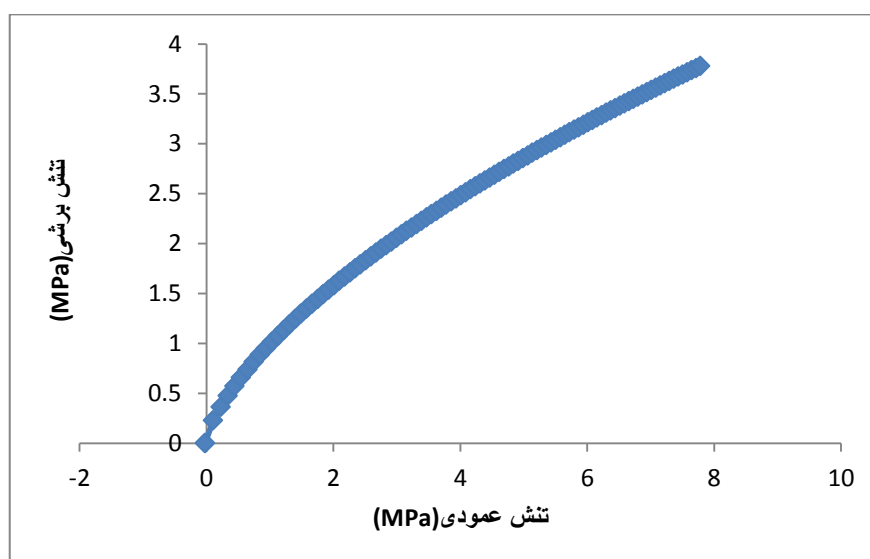
• GSI=45

• GSI=65

انجام گرفته است. واضح است که شبیه سازی شرایط توده سنگ با استفاده از خصوصیات سنگ بکر ، خصوصیات و ورودی‌های نرم‌افزار UDEC کاهش و بالتبع ناحیه آسیب ناشی از انفجار نیز افزایش پیدا می‌کند. به منظور تعیین خصوصیات توده سنگ به وسیله نرم‌افزار Roclab می‌بایست علاوه بر مدول

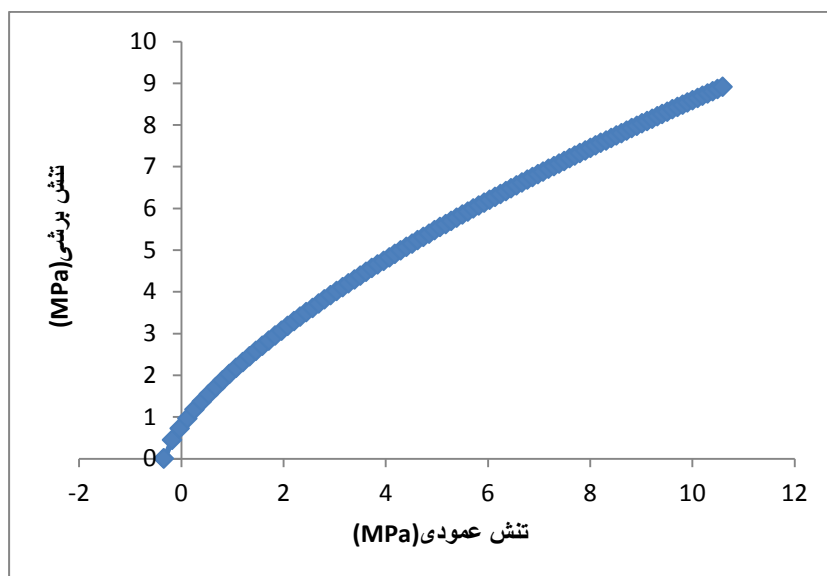
الاستیسته و تنش فشاری تک محوری، فاکتور اغتشاش^۱ (D) و m_i مشخص شود. بر طبق پیشنهاد نرم افزار برای شرایط سنگ آهک و چالزنی و انفجار معمولی در یک سنگ با مقاومت متوسط مقادیر $m_i=8$ و $D=0.7$ در نظر گرفته شده است. پس از تعیین این مشخصات خروجی های نرم افزار roclab به نرم افزار UDEC داده شده و مدل سازی انجام می گیرد.

شکل ۴۶-۵ و ۴۷-۵ نمودار تنش عمودی به برشی را برای دو حالت $GSI=45$ و $GSI=65$ را نشان می دهد.



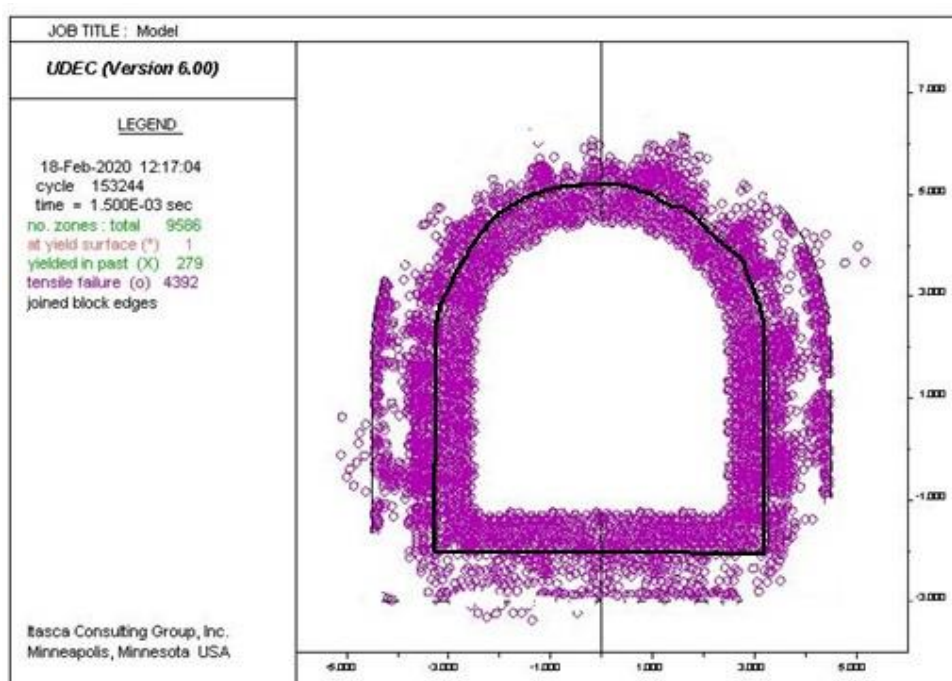
شکل ۴۶-۵ نسبت تنش عمودی به تنش برشی برای $GSI=45$

¹ Disturbance factor

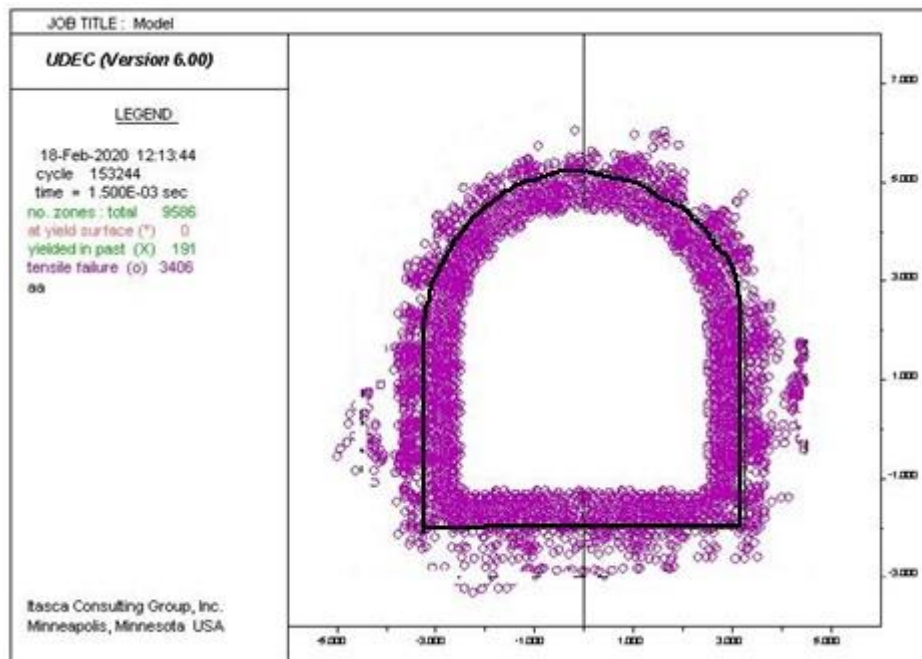


شکل ۵-۴۷ نسبت تنش عمودی به تنش برشی برای $GSI=65$

شکل ۵-۴۸ و ۵-۴۹ ناحیه آسیب ناشی از انفجار برای دو GSI ۴۵ و ۶۵ را نشان می‌دهد.



شکل ۵-۴۸ گسترش ناحیه پلاستیک $GSI=45$



شکل ۵-۴۹ گسترش ناحیه پلاستیک $GSI=65$

همانطور که انتظار می‌رفت با در نظر گرفتن توده سنگ معادل خصوصیات سنگ ضعیف می‌شود و گسترش ناحیه پلاستیک (آسیب) در اطراف تونل نسبت به حالت سنگ بکر افزایش پیدا می‌کند.

جمع بندی

در این فصل علاوه بر مدل سازی عددی برای یک تونل با الگوی انفجار مشخص و مدل سازی عددی برای حفر تونل بدون انفجار، تحلیل حساسیت شعاع ناحیه آسیب نسبت به خصوصیات سنگ و انفجار بررسی شد. مشخص شد چسبندگی ذاتی سنگ بیشترین تاثیر را در افزایش یا کاهش ناحیه آسیب ناشی از انفجار را دارد. همچنین با بررسی توده سنگ معادل برای دو GSI مختلف اثر انفجار مورد بررسی قرار گرفته است.

۶- فصل ششم : نتیجه گیری و ارائه پیشنهادات

هدف از انجام این پژوهش مطالعه شعاع ناحیه آسیب ناشی از حفاری به روش چالزنی و انفجار و بررسی پارامترهای موثر بر این ناحیه بوده است. این مطالعه به صورت مدل سازی عددی، به روش المان مجزا و با استفاده از نرم افزار UDEC انجام گردیده است.

۱-۶ نتیجه گیری

از مجموع تحلیل های عددی صورت گرفته و بررسی نتایج جاصل شده، می توان موارد کلی زیر را به عنوان جمع بندی و نتیجه گیری ارائه نمود :

۱. در این پایان نامه سعی شد تا میزان این ناحیه از طریق روش عددی محاسبه شود. این میزان برای تونلی نعل اسبی به عرض ۶,۵ متر و ارتفاع دیواره ی ۴ متر که در سنگ آهک و در عمق حدودا ۴۲۰ متری حفر شده است به میزان ۰,۵۵ متر بوده است.

۲. مدل به دو صورت مورد بررسی قرار گرفت. در یک حالت تمامی چال های انفجاری مدل شد و در حالت دیگر فقط چال های محیطی مورد بررسی قرار گرفت. نتایج نشان داد در گسترش شعاع ناحیه آسیب ناشی از انفجار چال های محیطی نقش اصلی را ایفا می کنند و چال های پیشروی تاثیر چندانی بر گسترش این ناحیه ندارند.

۳. علاوه بر مدل سازی عددی به منظور اعتبارسنجی مدل نتایج حاصل از مدل سازی با روش های تجربی مقایسه گردید که نتایج تقریبا نزدیک به هم از دو روش حاصل شد.

۴. پارامترهای موثر بر ناحیه آسیب مورد بررسی قرار گرفته است . این پارامترهای به دو دسته کلی پارامترهای مربوط به سنگ شامل مدول الاستیسته، مقاومت کششی، زاویه اصطکاک داخلی و چسبندگی ذاتی و پارامترهای مربوط به ماده منفجره شامل قطر چال و نیروی انفجار وارده به چال است. بررسی ها نشان داد بیشترین تاثیر مربوط به چسبندگی ذاتی و کمترین تاثیر مربوط به زاویه اصطکاک داخلی سنگ است.

۲-۶ پیشنهادات

با توجه به پژوهش صورت گرفته و نتایج، موارد زیر پیشنهاد می شود :

۱. در این پایان نامه محیط مورد بررسی بدون درزه و شکستگی بود. تاثیر شکستگی و درزه دار بودن محیط بر ناحیه آسیب می تواند در پژوهش های آینده مورد مطالعه قرار گیرد.
۲. یکی از محدودیت های موجود در مسئله این است که وضعیت سه بعدی به صورت دوبعدی تحلیل شده است و لذا توصیه می شود جهت مطالعه کامل ناحیه آسیب ناشی از حفر تونل تحلیل دینامیکی سه بعدی انجام شود.
۳. در این پایان نامه فرآیند انفجار مدل نشده، بلکه از منحنی های ارائه شده برای فشار انفجار به عنوان ورودی نرم افزار استفاده شده است. پیشنهاد می شود که فرآیند انفجار با استفاده از نرم افزار های LS-DYNA و یا AUTODYN مدل شده و ورودی های مدل از این طریق حاصل شود.

۷. منابع

1. **Persson, P., Lee j.** *Rock Blasting and Explosive Engineering*, s.l. : CR Press, 1993.
۲. **شاه‌حسینی، اکبر .** *تاثیر پارامترهای انفجار بر شکست دینامیک توده سنگ اطراف تونل با استفاده از روش‌های عددی*. اصفهان. 1392. s.n.,
۳. **شیرین، دانیال .** *بررسی اثر تک‌چال انفجاری در توسعه ترک‌ها و دامنه گسترش آن‌ها با روش عددی و تحلیل میدانی* : s.l. دانشگاه تهران. 1397 ,
4. **Jimeno, E.L., Jimino, C.L. and Cacedo, A.,** *Drilling and blasting of rocks..* s.l. : CRC Press, 1995.
5. **Oriad, L.L.** *Blasting effect and their control*. 1982.
6. **Forsyth, W.W. and Moss, A.E.,** *Investigation of Development Blasting Practices*. Canada : s.n., 1991.
7. **Warneke, J., Dwyer, J.G. and Orr, T.** *Use of a 3D scanning laser to quantify drift geometry and overbreak due to blast damage in underground manned entries*. London : Rock Mechanics: Meeting Society's Challenges and Demands, 2007.
8. **Saiang, D. and Nordlund, E.** *Numerical Analyses of the Influence of Blast-Induced Damaged Rock Around Shallow Tunnels in Brittle Rock*. 42, s.l. : Rock Mechanics And Rock Engineering, 2009.
9. **Dinis, D. A., Navarro Torres, C.** *Prediction of EDZ from explosive detonation in underground openings..* s.l. : ISRM international Symposium on Rock Engineering for Mountainous Regions, 2002.
10. **Holmberg, R.** *Charge calculation for tunneling*. [book auth.] W. Hustrulid. *Underground mining methods handbook*. s.l. : Society of Mining Metallurgy and Exploration, 1982.
11. **Eldert, J. van.** *Measuring of Over-Break and the Excavation Damage Zone in Conventional Tunneling*. 2017, Proceedings of the World Tunnel Congress 2017 – Surface challenges – Underground solutions. .
12. **Emsley S., Olsson O. , Stenberg L., Alheid, HJ. Falls, S.** *ZEDEX- A Study Of Damage And Disturbance From Tunnel Excavation By Blasting And Tunnel Boring*. Stockholm : s.n., 1997.
13. **Lee, C.S.** *An investigation of the excavation damaged zone at the KAERI underground research tunnel.,* 24, Seoul : Tunnelling and Underground Space Technology, 2009.

14. **Verma, H.K.** *Blast induced rock mass damage around tunnels*. 71, s.l. : Tunnelling and Underground Space Technology, 2018.

15. **Silva J., Worsey T., Lusk B.** *Practical assessment of rock damage due to blasting..* s.l. : International Journal of Mining Science and Technology, 2018.

16. **Yang J.H, Yao C., Jiang Q.H., Lu W.B., Jiang S.H.** *2D numerical analysis of rock damage induced by dynamic in-situ stress redistribution and blast loading in underground blasting excavation..* s.l. : Tunnelling and Underground Space Technology, 2017, Vol. 70.

17. **Park, S., Kim, J. and S, Kwon.** *Investigation of the development of an excavation damaged zone and its influence on the mechanical behaviors of a blasted tunnel.* s.l. : Geosystem Engineering, 2017.

18. **Xie L.X., Lu W.B, Zhang Q.B. , Jiang Q.H., Chen M., Zha J.** *Analysis of damage mechanisms and optimization of cut blasting design under high in-situ stresses.* s.l. : Tunnelling and Underground Space Technology, 2017, Vol. 66.

19. **Itasca Consulting Group.** s.l. : Univercal Distinct Element Code, User Manual, 2004.

20. **Pusch, R, Stanfors, R.** *The Zone of disturbance around blasted tunnels at depht.* s.l. : International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences , 1992, Vol. 29.

21. **Yilmaz O., Unlu T.** *Three dimensional numerical rock damage analysis under blasting load..* 38, s.l. : Tunnelling and Underground Space Technology, 2013.

22. **Stewart R.** *Vibration and air pressure monitoring of seismic sources.* Houston : CREWES Research Report, 2007, Vol. 19.

23. **Zhu, Z., Mohanty, B. Xie, H.** *Numerical investigation of blasting-induced crack initiation and propagation in rocks.* 3, s.l. : International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2007, Vol. 44.

۲۴. ع.ر، فاتیحی مرجی، م. حاجی باقرپور، s.l. . مدلسازی تحوه انتشار ترکها در اطراف چالهای انفجاری در آتشیاری کنترل شده، سومین کنفرانس مکانیک سنگ ایران. 1386 ,

25. **Hu, Y. , Lu, W., Chen, M., Yan, P., Zhang, Y.,.** *Numerical simulation of the complete rock blasting response by SPH-DAM-FEM approach.* 56, 2015, Vol. Simulation Modelling Practice and Theory.

۲۶. بوستان زرک، شهریار ح.، . تخمین مقاومت فشاری تک محوره و مدول الاستیسته مگنتیت معدن گل گهر با استفاده از پارمترهای دینامیکی

27. **Lopez C., Lopez E.,** *Drilling and blasting of rocks*. Netherland : Balkema, 1995.
28. **Dohyun, P., Byungkyu, j., seokwon, J.** *A numerical Study on the screening of Blast-induced Waves for reducing Ground Vibration*. s.l. : Rock mech Rock Eng, 2009.

Abstract

Due to the importance of tunnels and underground space in Mining and Civil engineering issues, it is necessary to do extensive studies on this issue and its characteristic. There are two general methods for tunneling: mechanized and traditional (Drilling and Blasting (D&B)). The method of D&B in hard rock is still the most practical method. One of the risks of this method is failure due to excavation surrounding the tunnel. Due to the undesirable effects of the blast, such as increased maintenance costs, low tunnel progress rates, unforeseen stability issues, water flow, and reduced tunnel life, excavation damage zone measurement methods are still used. The purpose of this thesis is to investigate the effect of parameters affecting the dynamic damage in the rock mass around the tunnel. First, the theories of explosion and the mechanisms of failure due to explosion are mentioned. In the following, different methods of predicting these fractures are explained. Then, by expressing the advantages, features and principles of numerical modeling method, this method is selected to predict the damage zone due to explosion and then different tunnel drilling modes are simulated by UDEC software. The extent of the damage zone has been validated by analytical methods. In the following, sensitivity analysis to various factors affecting the damage zone has been performed. Factors such as rock cohesion and blast pressure have been found to play the greatest role and the internal friction angle of the rock plays the least role in the damage zone. Finally, in order to further investigate and simulate the rock mass conditions, the effect of changes in the geological strength index (GSI) of the rock in the extent of the damage zone has been investigated.

Key words : Tunnel, Numerical method, EDZ, UDEC, GSI



Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics Engineering

M.Sc. Thesis in Tunnel and Underground Spaces

**Study Of Excavation Damage Zone (EDZ) of Tunnels
Using The Numerical Method**

By: Mohammad Hosein Amiri Hazaveh

Supervisor:

Dr. Shokrollah Zare

October 2020