

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان نامه کارشناسی ارشد گروه استخراج

مدل سازی عددی پدیده انفجار خود به خودی سنگ در معادن سنگ سخت عمیق

نگارنده:

محمد امیدی

اساتید راهنما

دکتر فرهنگ سرشکی

دکتر مهدی نوروزی

استاد مشاور

حسین جانجانی آورزمان

مهر ۱۴۰۰

در این صفحه صورت جلسه دفاع را قرار دهید. لازم است پس از صحافی این صفحه مجدداً توسط دانشکده مهر گردد و استاد راهنما با امضای خود اصلاحات پایان نامه را تایید کند.

تقدیم اثر

مقدس ترین واژه ها در لغت نامه دلم...

پدر و مادر مهربانم، که زندگی ام را مدیون مهر و عطوفت آن هامی دانم

برادرم، همراه همیشگی و پشتوانه زندگی ام

و همه کسانی که دوستشان دارم.....

شکر و قدردانی

در این پایان نامه از چه کسانی می توان شکر کرد بزرگانی که در ایجاد و جمع آوری آن نقش داشته اند.

قطعا انتخاب این دو استاد نه فقط از روی تکلیف بلکه از روی علاقه ای قلبی به آن دو بوده است.

شکر میکنم از دو استاد با دانش و با اخلاق آقای دکتر فرهنگ سریشی و آقای دکتر مهدی نوروزی که

تمام تلاش خود را برای به پایان رساندن این پایان نامه انجام دادند و از هیچ تلاشی مضایقه نکردند.

از خدای متعال پیشرفت روز افزونشان را خواستارم. همچنین از دکتر مهدی قاحی که نقش به سزایی در

تعلیم اینجانب داشته است.

تعمدنامه

اینجانب محمد امیدی دانشجوی دوره کارشناسی ارشد (دکتری) رشته استخراج معدن دانشکده معدن دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه مدل سازی عددی پدیده انفجار خود به خودی سنگ در معادن سنگ سخت عمیق تحت راهنمایی دکتر فرهنگ سرشکی و دکتر مهدی نوروزی متعهد می شوم.

- تحقیقات در این پایان نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است .
- در استفاده از نتایج پژوهش های محققان دیگر به مرجع مورد استفاده استناد شده است .
- مطالب مندرج در پایان نامه تاکنون توسط خود یا فرد دیگری برای دریافت هیچ نوع مدرک یا امتیازی در هیچ جا ارائه نشده است .
- کلیه حقوق معنوی این اثر متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود 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 پایان نامه 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 پایان نامه بدون ذکر مرجع مجاز نمی باشد.

چکیده

انفجار خود به خودی سنگ یکی از خطراتی است که با افزایش عمق معادن باعث آسیب به تاسیسات و نیروهای معدن می‌گردد. امروزه با توجه به افزایش عمق معادن، پیش‌بینی این پدیده و ارائه راه‌حل‌هایی برای پیشگیری از وقوع آن از مسائل مهم و مورد نیاز معادن بوده است.

تحقیقات گسترده‌ای با استفاده از نرم‌افزارهای المان محدود برای پیش‌بینی انفجار خود به خودی سنگ انجام شده است. در این تحقیق معدن بازالیت زیرزمینی که تحت لرزه قرار گرفته، با استفاده از نرم‌افزار Abaqus شبیه‌سازی شده است. معدن مورد مطالعه در سینه کار تونل و در محل برخورد تونل اصلی و دستک دچار انفجار خود به خودی سنگ شده است.

با توجه به اینکه این منطقه تحت تاثیر لرزه قرار گرفته، ابتدا باید ضرایب رایلی محیط که ضرایب میرا کننده موج هستند، تعیین گردد. این کار با یک روش ابتکاری در این تحقیق انجام شده است. همچنین با استفاده از آنالیز برگشتی اقدام به شناسایی موج منبع که در فاصله ۳۴۰ و ۶۳۰ متری توسط ژئوفون دریافت گردیده، شده است.

تحقیق پیش رو مناطق دارای بیشترین تمرکز تنش (σ_{33}) معدن را در سینه کار و دستک ۱ به ترتیب ۴۷/۴ و ۲۹ مگاپاسکال پیش‌بینی کرده است؛ زیرا مدل با استفاده از شناسایی این مناطق می‌تواند محل‌های مستعد این رویداد را پیش از ایجاد لرزه، شناسایی نماید. همچنین نتایج این مطالعه بیانگر این موضوع است که لرزه‌های ایجاد شده حاصل از گسل‌های اطراف باعث افزایش تنش به اندازه ۰/۲ و ۳/۲ مگاپاسکالی شده و به عنوان یک چاشنی در وقوع این پدیده تاثیر دارند. مقادیر تنش برشی τ_{12} و σ_{22} به ترتیب در سینه کار و تقاطع دستک ۱ دارای حداکثر مقدار خود (۱/۲ و ۱۰ مگاپاسکال) در تونل بودند که دلیلی بر مستعد بودن گوشه بالایی سینه کار و تقاطع دستک ۱ برای وقوع انفجار خود به خودی سنگ می‌باشد.

در پایان این مطالعه اقدام به انجام آنالیز حساسیت و ارائه راه‌حل‌هایی همچون کوچک کردن ابعاد تونل، حفر تونل بالاسری و حفاری مرحله‌ای برای کاهش خطر انفجار خود به خودی سنگ شده است. کاهش ۳۳ و ۵۰ درصدی ابعاد تونل باعث کاهش تنش به اندازه ۲۴/۹ و ۲۹/۴ درصدی سینه‌کار و ۲۹ و ۳۴/۴ درصدی دستک ۱، حفاری مرحله‌ای باعث کاهش ۲۱/۵ و ۱۷ درصد در سینه‌کار و دستک ۱، ایجاد تونل با قطر ۳ متر باعث کاهش تمرکز تنش به اندازه ۱۴/۷ و ۳۱ درصد در سینه‌کار و دستک ۱ و ایجاد تونل نعل اسبی باعث کاهش ۸/۶ و ۱۰ درصدی تمرکز تنش در سینه‌کار و دستک شد.

کلمات کلیدی: انفجار خود به خودی سنگ، Abaqus، لرزه، شبیه‌سازی عددی

فهرست مطالب

أ	فهرست مطالب
ج	فهرست جداول
د	فهرست اشكال
ز	فهرست علائم
۱	فصل ۱: کلیات
۲	۱-۱ مقدمه.....
۳	۲-۱ بیان مسئله.....
۵	۳-۱ اهمیت و ضرورت تحقیق.....
۵	۴-۱ اهداف پایان نامه و روش تحقیق.....
۶	۵-۱ ساختار پایان نامه.....
۷	فصل ۲: مبانی نظری و پیشینه مطالعات
۸	۱-۲ مقدمه.....
۸	۲-۲ وضعیت تنش در معادن عمیق.....
۱۴	۳-۲ انواع انفجار خودبه خودی سنگ.....
۱۶	۴-۲ مکانیزم های انفجار خود به خودی سنگ.....
۱۶	۵-۲ مکانیزم منشا.....
۱۸	۶-۲ مکانیزم آسیب.....
۱۸	۱-۶-۲ انفجار خود به خودی کرنش.....
۲۱	۲-۶-۲ کمانش.....
۲۲	۳-۶-۲ خروج سنگ.....

۲۳	۲-۶-۴ ریزش قوس.....
۲۵	۲-۷ راه‌های جلوگیری از انفجار خود به خودی سنگ.....
۳۶	۲-۸ پیشینه مطالعات.....
۵۰	۲-۹ آشنایی با نرم‌افزار.....
۵۱	فصل ۳: آشنایی با مشخصات منطقه مورد مطالعه و ایجاد مدل
۵۲	۳-۱ مقدمه.....
۵۳	۳-۲ معرفی منطقه مورد مطالعه.....
۵۶	۳-۳ مشخصات مصالح.....
۵۸	۳-۴ مدل رفتاری.....
۵۸	۳-۵ ابعاد مدل.....
۵۹	۳-۶ مراحل ساخت مدل در Abaqus.....
۸۱	فصل ۴: آنالیز نتایج
۸۲	۴-۱ مقدمه.....
۸۲	۴-۲ نتایج حاصل از آنالیز برگشتی.....
۸۸	۴-۳ نتایج حاصل از بررسی تنش در مدل.....
۹۱	۴-۴ اعتبارسنجی مدل.....
۹۶	۴-۵ آنالیز حساسیت.....
۱۰۹	۴-۶ جمع‌بندی آنالیز حساسیت.....
۱۱۱	فصل ۵: نتیجه‌گیری و پیشنهادات
۱۱۲	۵-۱ نتیجه‌گیری.....
۱۱۴	۵-۲ پیشنهادات.....
۱۱۵	مراجع

فهرست جداول

جدول ۱-۲	منشا رویدادهای لرزه‌ای	۱۷
جدول ۲-۲	شرایط شبیه‌سازی شده پارامترها	۲۶
جدول ۳-۲	پیشینه مطالعات	۳۶
جدول ۱-۳	مشخصات مکانیک سنگی سنگ بکر	۵۶
جدول ۲-۳	مشخصات مکانیک سنگی توده سنگ	۵۶
جدول ۳-۳	خواص پیچ سنگ fb-47	۵۷
جدول ۴-۳	نتایج حاصل از آنالیز مودال	۶۹
جدول ۵-۳	ضرایب میرایی	۷۰
جدول ۶-۳	میرایی حاصل از هر حالت	۷۱
جدول ۷-۳	مشخصات فنرهای الاستیک در مرزهای مدل	۷۶
جدول ۱-۴	بیشترین تمرکز تنش در حضور یک تونل بالای سقف تونل اصلی	۱۰۴
جدول ۲-۴	بیشترین تمرکز تنش در حضور یک تونل نعل اسبی بالای سقف تونل اصلی	۱۰۶
جدول ۳-۴	تنش در سینه کار و دستک ۱	۱۰۸
جدول ۴-۴	تغییرات تنش در عمق‌های مختلف تونل	۱۰۸
جدول ۵-۴	نتایج حاصل از آنالیز حساسیت	۱۰۹

فهرست اشکال

- شکل ۱-۲- شرایط عالی محیط حفاری بزرگ در عمق ۳۴۰۰ متری ۹
- شکل ۲-۲- (a) نمایی از دستک در عمق ۳۲۵۰ متری ۱۰
- شکل ۳-۲- فلس‌های نازک و بلند حاصل از ترک خوردگی کششی ۱۱
- شکل ۴-۲- نمایی از بالا، آوار ریخته شده از سقف تونل ۱۲
- شکل ۵-۲- نمای قسمتی از تونل باربری ۱۳
- شکل ۶-۲- نمایی از آسیبی در طول چندین تونل کوارتزیتی ۱۴
- شکل ۷-۲- انواع مکانیزم‌های آسیب، شدت آسیب و کارکرد سیستم نگهداری ۱۵
- شکل ۸-۲- انفجار خودبه‌خودی کرنش ۱۸
- شکل ۹-۲- تکه سنگ آندزیت بلند و کشیدگی و دارای لبه‌های تیز ترکیده از تونل ۱۸
- شکل ۱۰-۲- ترکیدن و خروج به بیرون شدید ورق‌های ضخیم ۲۱
- شکل ۱۱-۲- مکانیزم بیرون‌زدگی در انفجار خودبه‌خودی سنگ دریافت کریگ ۲۲
- شکل ۱۲-۲- ترکیدن خودبه‌خودی سنگ و بیرون‌زدگی از سنگ‌های درزه‌دار ۲۲
- شکل ۱۳-۲- خرد شدن سینه کار تونل ۲۳
- شکل ۱۴-۲- آسیب اساسی به دلیل ریزش رخ داده ۲۴
- شکل ۱۵-۲- ریزش قوس دریافت باربری در کوارتزیت ۲۴
- شکل ۱۶-۲- سه روش کاهش تنش در تونل‌های راه ۲۵
- شکل ۱۷-۲- چینش گمانه‌ها ۲۶
- شکل ۱۸-۲- توزیع جابجایی اطراف سنگ ۲۷
- شکل ۱۹-۲- تغییرات تنش حداکثری سنگ در اطراف سنگ ۲۷
- شکل ۲۰-۲- تنش اصلی ماکزیمم ۲۸
- شکل ۲۱-۲- تاثیر قطر گمانه بر نرخ کاهش تنش ۲۹
- شکل ۲۲-۲- تاثیر طول گمانه و فاصله‌داری گمانه‌ها بر نرخ کاهش تنش ۲۹
- شکل ۲۳-۲- نمایی از چال‌های مایل به همراه منطقه شکستگی ۳۰
- شکل ۲۴-۲- (۱) تغییرات تنش اصلی ماکزیمم قبل و بعد از آتشکاری ۳۱
- شکل ۲۵-۲- تغییرات تنش اصلی ماکزیمم در دیواره کناری ۳۱
- شکل ۲۶-۲- آنکراژ (۱) مهار (۲) پمپ فشار آب ۳۲
- شکل ۲۷-۲- زون پلاستیک در اطراف سنگ با ضخامت شاتکریت مختلف ۳۳
- شکل ۲۸-۲- زون شاتکریت آسیب دیده با ضخامت‌های متفاوت ۳۳
- شکل ۲۹-۲- نگهداری ترکیبی با نصب سریع ۳۵

شکل ۲-۳۰- مکانیزم‌های انفجار خود به خودی سنگ.....	۳۹
شکل ۳-۱- نمایی از معدن مورد بررسی.....	۵۳
شکل ۳-۲- نمایی از محل های انفجار خود به خود سنگ.....	۵۴
شکل ۳-۳- منطقه A.....	۵۵
شکل ۳-۴- منطقه B.....	۵۵
شکل ۳-۵- نمایی از نرم افزار rocklab.....	۵۷
شکل ۳-۸- نمایی از مدل ساخته شده.....	۵۹
شکل ۳-۹- تونل مدل سازی شده.....	۶۰
شکل ۳-۱۰- مقطع تونل مورد مطالعه.....	۶۱
شکل ۳-۱۱- مقطع دستک‌ها و تونل موازی تونل اصلی.....	۶۱
شکل ۳-۱۲- منحنی تغییرات نرخ میرایی به فرکانس طبیعی سیستم.....	۶۴
شکل ۳-۱۴- منحنی فرکانس- نرخ میرایی.....	۷۲
شکل ۳-۱۵- قرار دادن پیچ سنگ‌ها بر روی تونل.....	۷۳
شکل ۳-۱۶- نمایی از مدل المان محدود با مرز جاذب فنر.....	۷۵
شکل ۳-۱۷- اعمال مرز جاذب در دو طرف مرز مدل.....	۷۶
شکل ۳-۱۸- ثابت کردن مرزهای مدل در مازول لود.....	۷۷
شکل ۳-۱۹- صفحه‌ای که بار لرزه‌ای بر آن وارد می‌گردد.....	۷۸
شکل ۳-۲۰- نمونه‌ای از مش‌بندی مدل.....	۷۹
شکل ۳-۲۱- اندازه مش‌بندی تونل از نمای نزدیک.....	۷۹
شکل ۳-۲۲- مشخصات نوع المان و تعداد المان و نود.....	۸۰
شکل ۴-۱- میرا شدن دامنه موج.....	۸۳
شکل ۴-۴- محل ژئوفون‌ها و منبع موج.....	۸۵
شکل ۴-۶- برداشت نقاطی در طول یک پروفیل طولی.....	۸۶
شکل ۴-۷- نمودارهای گرفته شده از ۱۴ نود انتخاب شده از مدل.....	۸۷
شکل ۴-۹- نمایی بالا از سینه کار و تنش در المان‌های مختلف سینه کار.....	۸۹
شکل ۴-۱۰- تنش‌های ایجاد شده در تونل.....	۸۹
شکل ۴-۱۲- محل‌های وقوع انفجار خود به خودی سنگ.....	۹۰
شکل ۴-۱۳- نمایی برش داده شده از مدل.....	۹۱
شکل ۴-۱۴- نمایی از سینه کار و تنش σ_{33} در المان‌های مختلف سینه کار.....	۹۲
شکل ۴-۱۵- مقادیر تنش τ_{12} در تونل.....	۹۳
شکل ۴-۱۶- مقادیر تنش σ_{22} در تونل.....	۹۴
شکل ۴-۱۷- مقادیر جابجایی در مدل.....	۹۵

- شکل ۴-۱۸- مقادیر جابجایی در تونل ۹۵
- شکل ۴-۱۹- کرنش پلاستیک ۹۶
- شکل ۴-۲۰- وضعیت تنش هنگام استفاده از پیچ سنگ‌های ۵ متری ۹۷
- شکل ۴-۲۱- نمایی از ابعاد کوچک شده تونل ۹۸
- شکل ۴-۲۲- تنش های بوجود آمده در مدل ۹۸
- شکل ۴-۲۳- نمایی از ابعاد کوچک شده تونل ۹۹
- شکل ۴-۲۴- تنش های بوجود آمده در مدل ۱۰۰
- شکل ۴-۲۵- مراحل حفاری مرحله‌ای-پله‌ای ۱۰۱
- شکل ۴-۲۶- نمایی از حفاری مرحله‌ای در نرم‌افزار Abaqus ۱۰۱
- شکل ۴-۲۷- بیشترین تمرکز تنش در تونل بعد از حفاری مرحله‌ای ۱۰۲
- شکل ۴-۲۸- نمایی از ساخت تونل در فاصله ۲/۵ متری سقف تونل اصلی ۱۰۳
- شکل ۴-۲۹- انحراف تنش توسط تونل بالایی و کاهش تمرکز تنش در تونل پایین ۱۰۳
- شکل ۴-۳۰- مقطع تونل نعل اسبی ۱۰۵
- شکل ۴-۳۱- نمایی از ساخت تونل نعل اسبی در فاصله ۲/۵ متری سقف تونل اصلی ۱۰۵
- شکل ۴-۳۲- انحراف تنش توسط تونل بالایی و کاهش تمرکز تنش در تونل پایین ۱۰۶
- شکل ۴-۳۳- احداث تونلی با قطر ۱ متر در فاصله ۳/۵ متری سقف تونل اصلی ۱۰۷

فهرست علائم

c	چسبندگی
$\emptyset$	زاویه اصطکاک داخلی
u_{CS}	مقاومت فشاری تک محوره
σ	تنش نرمال
τ	تنش برشی
α	ضریب میرایی جرم
β	ضریب میرایی سختی
ω	فرکانس طبیعی
ε	میرایی بحرانی
k	ضریب الاستیک فنر
C_N	ضریب میرایی
r	فاصله موج منتشر شده تا مرز جاذب
c_p	سرعت موج فشاری
c_s	سرعت موج برشی
τ	مدول برشی
ρ	دانسیته
A	ضریب اصلاح شده با مقدار ۰/۸
B	ضریب اصلاح شده با مقدار ۱/۱
A_I	متوسط مساحت اطراف نود
μ	ضریب اول لم
λ	ضریب دوم لم
E	مدول الاستیسیته

فصل ۱ : کلیات

۱-۱ مقدمه

پدیده انفجار خود به خودی سنگ یک شکست ناگهانی سنگ و یکی از مشکلات خطر آفرین در معادن عمیق و تونل‌های عمرانی می‌باشد. انفجار خود به خودی سنگ، شکست ناگهانی سنگ در هنگام خروج و دفع ناگهانی سنگ‌های تسلیم شده در برابر تنش زیاد و القایی حاصل از معدنکاری است. این پدیده همراه با آزاد شدن مقدار زیادی انرژی می‌باشد. در بعضی معادن انفجار خود به خودی سنگ نتیجه‌ی معدن‌کاری و نه زلزله‌های طبیعی، تشخیص داده شده است [1]. مشکل انفجار خود به خودی سنگ با پیشروی فعالیت استخراجی افزایش پیدا می‌کند. برای مثال تعداد زیادی از معادن سنگ سخت عمیق در کانادا، آفریقای جنوبی، استرالیا و سوئد و تعدادی از تونل‌های عمرانی کشورهای سوئیس، چین و پرو مشکل انفجار خود به خودی سنگ را داشته‌اند [2]. انفجار خود به خودی سنگ خطر بزرگی برای ایمنی معدنکاری و سرمایه‌گذاران به شمار می‌رود [3].

تحقیقات زیادی برای شناسایی دلایل انفجار خود به خودی سنگ انجام شده است. امکان پیش‌بینی مکان‌هایی که محتمل انفجار خود به خودی سنگ هستند و همچنین میزان بزرگی بزرگی آن برای طراحی نگهداری سنگ بسیار با ارزش خواهد بود. پیش‌بینی انفجار خود به خودی سنگ امری بسیار دشوار می‌باشد که از مهمترین دلایل آن می‌توان دو دلیل را برشمرد؛ دلیل اول نبود ابزاری است که بتواند مکانیزم و خسارت انفجار خود به خودی سنگ را پیش‌بینی کند و دلیل دوم پیچیدگی پدیده انفجار خود به خودی سنگ پدیده است.

کایزر^۱ و کای^۲ به چهار فاکتور ژئوتکنیکی، زمین‌شناسی، معدنکاری و لرزه‌ای اشاره کرده‌اند که باعث انفجار خود به خودی سنگ می‌شود [2].

وایلز^۳ تحقیقی را بر روی فاکتورهای زمین‌شناسی انجام داده که شامل مطالعات زمین‌شناسی منطقه و تاثیر ساختارهای زمین‌شناسی است (برای مثال: تاثیر زون برشی بر روی رخداد انفجار خود به خودی

^۱ kaiser

^۲ cai

^۳ wiles

سنگ). با افزایش عمق شدت تنش روی بازکننده‌ها معمولاً افزایش می‌یابد و ساختارهای زمین‌شناسی تاثیر زیادی بر جهت‌گیری تنش‌های برجا دارند. توانایی شبیه‌سازی پاسخ لغزش گسل در برنامه‌های مدل‌سازی عددی برای چندین دهه در دسترس است، اما به ندرت مورد استفاده قرار می‌گیرد. به رغم اینکه این مؤلفه مهم در ارزیابی ثبات زمین می‌تواند مکانیسمی کلیدی در ایجاد شکست زمین باشد؛ اغلب نادیده گرفته می‌شود. دلیل این امر نه تنها مشکل در توصیف رفتار گسل، بلکه به دلیل مشکل در شناسایی محل دقیق و جهت‌گیری گسل است. کالیبراسیون می‌تواند یک فرایند زمان‌گیر باشد و پیامد اکثر تلاش‌ها در شبیه‌سازی لغزش گسل، گسل‌هایی است که به حدی قفل شده‌اند که هیچ واکنشی به استخراج معادن ندارند و یا گسل‌هایی که در یک حالت کنترل نشده بدون پیشروی معادن می‌لغزند. این رفتار کاهش اطمینان در نتایج این شبیه‌سازی‌ها را ایجاد می‌کند [4].

۲-۱ بیان مسئله

با توجه به اینکه پدیده انفجار خود به خودی سنگ تاثیرات تخریبی خطرناک و گسترده‌ای بر روی تاسیسات و نیروهای انسانی در هنگام معدنکاری در معادن عمیق می‌گذارد و می‌تواند هزینه‌های جانی و مالی گسترده‌ای را بر پروژه‌های معدنی وارد کند؛ بنابراین ارائه راه‌حلی برای پیش‌بینی این پدیده برای جلوگیری از خسارت‌های احتمالی امری ضروری است. یکی از راه‌های به صرفه از لحاظ زمانی و هزینه، استفاده از روش‌های عددی و مجموعه‌های نرم‌افزارهایی است که از این روش‌ها برای آنالیز و تحلیل کمک می‌گیرند.

فراوان‌ترین و در عین حال موثرترین پدیده‌ای که روی این انفجار خود به خودی سنگ موثر است گسل است. در مطالعه تحقیقات گذشته محققان، می‌توان تاثیر پدیده گسل را یافت. این که وجود یا عدم وجود گسل می‌تواند چه تاثیری بر انفجار خود به خودی سنگ داشته باشد همواره مورد توجه محققان بوده است. دلیل این توجه را می‌توان در دو علت جستجو کرد:

- افزایش عمق معادن زیرزمینی با توجه به نیاز روز افزون به مواد معدنی

- پیشرفت تکنولوژی و افزایش سرعت کامپیوترها و توسعه نرم افزارهای عددی و توان شبیه سازی پدیده های پیچیده به طوری که نزدیک به واقعیت باشد.
- برای اینکه بتوان تاثیر گسل را بر روی انفجار خود به خودی سنگ نشان داد نیاز به یک محاسبه گر با سرعت بالا و نرم افزارهای عددی است. حال اینکه این گسل چه تاثیری بر روی انفجار خود به خودی سنگ دارد را می توان از جهات مختلف بررسی کرد:
- اولاً وجود یا عدم وجود گسل چه نقشی بر انفجار خود به خودی سنگ دارد. دوما نقش مشخصات گسل مانند جهت یافتگی، طول و شیب و ... بر انفجار خود به خودی سنگ چیست؟
- یکی دیگر از مسائلی که می توان بررسی کرد، جابجایی صفحات گسل است که چه تاثیری بر روی وقوع انفجار خود به خودی سنگ دارد.
- مسئله دیگر شدت انفجار خود به خودی سنگ و ارتباط آن با فاصله گسل از جبهه کار تونل یا دیواره تونل و تاثیر آن بر افزایش تنش و یا تاثیر سایر پارامترهای تاثیر گذار گسل بر انفجار خود به خودی سنگ است.
- از این قبیل تحقیقات و موضوعات برای بررسی تاثیر گسل و امواج لرزه ای ایجاد شده توسط آن، بر پدیده انفجار خود به خودی سنگ زیاد است. هر چند بررسی تمامی این مسائل نیاز به زمانی طولانی برای تحقیق و آنالیز دارد، ولی بررسی یکی از این مسائل می تواند به درک ایجاد این پدیده خطرناک و یا تصدیق مطالعات گذشته کمک شایانی کند.
- این پایان نامه سعی بر آن دارد تا با بررسی یکی از دلایل ایجاد انفجار خود به خودی سنگ (بررسی تاثیر لرزه ایجاد شده حاصل از گسل بر تونل) و آنالیز آن به وسیله ی نرم افزار عددی Abaqus، سهم کوچکی در درک این پدیده پیچیده داشته باشد.

۳-۱ اهمیت و ضرورت تحقیق

با پیشرفت تکنولوژی و نیازمندی بیشتر افراد به مواد و محصولات معدنی، نیاز کشور به عمیق‌تر شدن معادن بیشتر می‌شود و به دنبال آن پدیده انفجار خود به خودی سنگ و خطرات آن در فرایندهای معدن کاری مشکل ساز خواهد شد. در معادن به دلیل استخراج کانسنگ و تغییر هندسه معدن، سطح تنش ممکن است بالا یا پایین رود. انفجارهای شدید خود به خودی سنگ بعضی وقت‌ها وابسته به این تغییرات هستند و می‌توانند آسیب‌های ناگواری را به پروژه تحمیل نمایند. برای جلوگیری از این آسیب‌ها بهترین راه حل پیشگیری از پدیده انفجار خود به خودی سنگ یا حداقل پیش‌بینی آن می‌باشد.

ماهیت انفجار خود به خودی سنگ، شکست سنگ است. بنابراین درک مکانیزم فرایند شکست سنگ یکی از کلیدی‌ترین کارها برای جلوگیری و کنترل خطر انفجار خود به خودی سنگ است. با توسعه دانش و افزایش سرعت کامپیوتر، شبیه‌سازی عددی یک راه ضروری مهم برای فهم بیشتر مکانیزم شکست انفجار خود به خودی سنگ است. در دهه گذشته، روش‌های عددی پیوسته و مجزا مورد استفاده قرار گرفته تا مکانیزم شکست را شبیه‌سازی کند.

۴-۱ اهداف پایان‌نامه و روش تحقیق

در این تحقیق تلاش بر آن است که با استفاده از داده‌های یکی از معادن سنگ سخت عمیق (با توجه به افزایش نسبت تنش‌های قائم نسبت به افقی در عمق‌های بیشتر از ۵۰۰ متر) همچون بازالت، و با استفاده از نرم‌افزار عددی Abaqus این پدیده را مدل‌سازی و راهکاری را برای پیش‌بینی آن ارائه نمود و از ایجاد خسارت‌ها و آسیب‌ها در آینده جلوگیری کرد.

مراحل انجام پروژه به صورت زیر است.

۱- مطالعات کتابخانه‌ای و بررسی پیشینه موضوع

۲- دریافت و تحلیل داده‌های یک مورد مطالعاتی و انتخاب نرم‌افزار مناسب بر اساس داده‌های

دریافتی

۳- مدل سازی عددی

۴- تحلیل حساسیت

۵- جمع بندی و نگارش پایان نامه

۱-۵ ساختار پایان نامه

فصل اول شامل مقدمه ای از موضوع، بیان مسئله، مروری بر مطالعات انجام شده، اهمیت و ضرورت تحقیق، اهداف پایان نامه و روش تحقیق بود.

فصل دوم شامل مبانی نظری و پیشینه مطالعات انجام شده است. در این فصل به بیان وضعیت تنش در معادن عمیق، انواع انفجار خود به خودی سنگ، مکانیزم های انفجار خود به خودی سنگ، مکانیزم های منشا و مکانیزم آسیب می پردازد.

فصل سوم شامل معایب و مزایای مشترک در روش های عددی، نکاتی راجع به استفاده از روش های عددی، معرفی نرم افزار Abaqus، مشخصات منطقه مورد مطالعه و ساخت مدل است.

فصل چهارم شامل نتایج تحلیل عددی و آنالیز این نتایج می باشد. نتایج آنالیز عددی شامل آنالیز برگشتی برای بدست آوردن موج منبع و تحلیل تنش، در تونل مدل سازی شده است.

فصل پنجم نیز یک نتیجه گیری کلی از کار انجام داده شده صورت پذیرفته و پیشنهادهایی برای تحقیقات آینده ارائه می دهد.

فصل ۲ : مبانی نظری و پیشینه مطالعات

۱-۲ مقدمه

این فصل به بیان مبانی نظری در ارتباط با انفجار خود به خودی سنگ می‌پردازد. ابتدا وضعیت تنش در معادن عمیق مورد بررسی قرار گرفته و سپس انواع انفجار خود به خودی سنگ معرفی می‌شود. در ادامه مکانیزم ایجاد انفجار خود به خودی سنگ توضیح داده شده و راه‌هایی که برای پیشگیری از این پدیده در معادن استفاده شده، مرور می‌شود. در آخر پیشینه‌ای از مطالعات محققان دیگر به طور خلاصه بیان می‌گردد.

۲-۲ وضعیت تنش در معادن عمیق

در معادن به دلیل استخراج کانسنگ و تغییر هندسه معدن، سطح تنش ممکن است بالا یا پایین رود. انفجارهای شدید خودبه‌خودی سنگ، بعضی وقت‌ها وابسته به این تغییرات هستند و می‌تواند آسیب‌های ناگواری را به پروژه تحمیل نماید. برای مثال شکل ۱-۲ نشان‌دهنده یک اتاقک بزرگ در عمق ۳۴۰۰ متری در توده‌سنگ کوارتزیت با مقاومت فشاری تک‌محوره ۲۵۰ مگاپاسکال است. کاملاً مشخص است که توجه خاصی به چال‌زنی و آتشکاری این اتاقک شده است ولی دلیل یکنواخت و صاف باقی ماندن محیط این اتاقک این است که چندین سال قبل، ۱۰۰ متر بالاتر از این اتاقک یک کانسنگ صفحه‌ای^۱ استخراج گشته و سطح تنش‌های اعمالی به این فضا به شکل چشمگیری کاهش یافته است. در سال ۱۹۷۰ که این اتاقک حفاری شد، روش‌های عددی برای محاسبه توزیع تنش جدید، به دلیل حذف بخشی از روباره فضا، در دسترس نبود و از طرف دیگر مفهوم کاهش تنش به دلیل استخراج بالاسری^۲ نیز کاملاً درک نشده بود. بعدها مشاهدات نشان دادند که حداکثر تنش فشاری در دیواره این اتاقک حدود ۴۰ مگاپاسکال است و پیچ سنگ‌های نشان داده‌شده در شکل به‌خوبی کار نگهداری دایمی را انجام می‌دهند. شکل ۲-۲ وضعیت یک دستک^۳ آزمایشی که در همان معدن در عمق حدود ۳۲۵۰ متری و در

^۱ Tabular

^۲ Over Stopping

^۳ Cross-Cut

نزدیکی اتاقک بوده است را نشان می‌دهد. فلس‌ها با فاصله بسیار کمی از سینه‌کار تشکیل می‌شوند. همان‌طور که مشاهده می‌شود این دستک سطح مقطع کوچکی دارد و در سنگ دربرگیرنده کوارتزیت بدون درزه و با مقاومت تک‌محوره ۳۵۰ مگاپاسکال حفاری شده است، ولی به دلیل عبور از پایه معدنی^۱ و ورود به منطقه‌ای که بالاسر آن قبلاً استخراج صورت نگرفته، به شدت آسیب‌دیده است. مدلسازی‌های عددی نشان داده است که تنش اصلی بیشینه حدود ۱۴۰ مگاپاسکال، در جهت تقریباً عمود بر دستک وارد می‌شود. با وجود این‌که روش آتشکاری آرام^۲ استفاده شده بود، به دلیل تنش‌های القایی به شدت زیاد، پدیده بیرون زدن فلس‌های از قبل موجود^۳ بلافاصله بعد از سینه‌کار اتفاق افتاده است. نمای نزدیک از دیواره چپ، فلس‌هایی که موازی سطح آزاد تشکیل شده را نشان می‌دهد. شکست پیشرونده تا جایی که به پایداری برسد (که در این دستک برابر عرض اولیه است) ادامه می‌یابد [5].

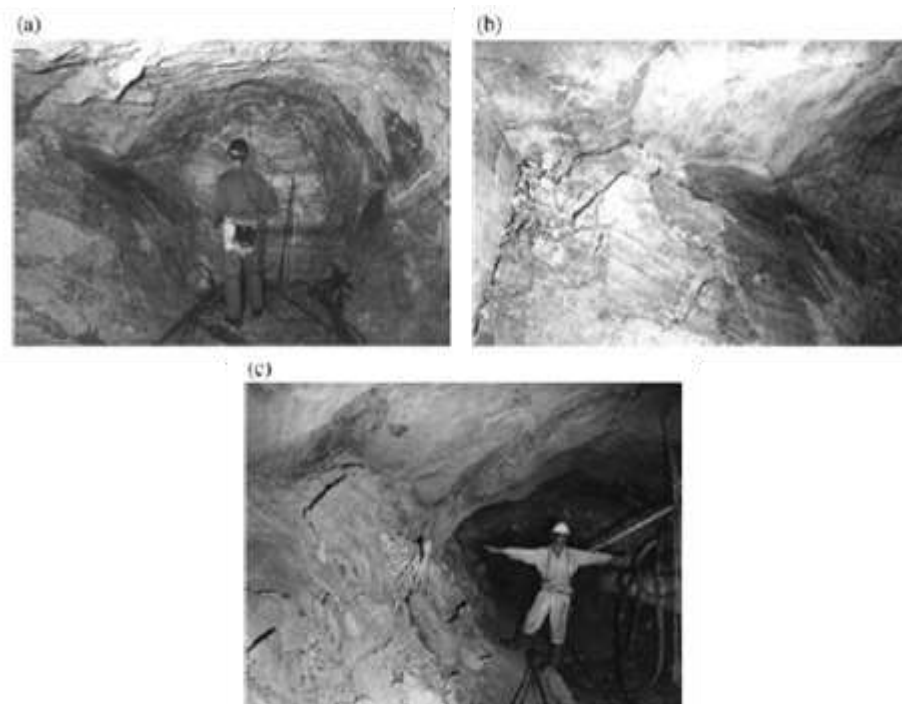


شکل ۱-۲- شرایط عالی محیط حفاری بزرگ در عمق ۳۴۰۰ متری [5]

^۱ Abutment

^۲ Smooth Blasting

^۳ Breakout



شکل ۲-۲- (a) نمایی از دستک در عمق ۳۲۵۰ متری (b) نمای نزدیک از دیواره چپ (C) شکست پیشرونده [5].

مکانیزم شکست پیشرونده مشاهده شده، نشان می‌دهد که یک ترک کششی کوچک منحنی شکل، در راستای یک تمرکز تنش کوچک اولیه (شاید بر اثر ناهمواری سطح حفاری یا عوامل دیگر) یا یک ساختار ضعیف، شکل گرفته است. زمانی که هر فلس از محیط حفاری، توسط کمانش یا وزن خود خارج می‌شود، تنش‌های بیشتری به سمت فرورفتگی جذب می‌شوند و این فرآیند تکرار می‌شود. معیار کرنش کششی که توسط استیسی (۱۹۸۱) ارائه شده است در پیش‌بینی شروع و پیش‌روی این فرآیند کمک شایانی می‌کند. این پدیده همان پدیده مشهور بیرون‌زدگی گمانه است که در گمانه‌های عمیق رخ می‌دهد و شکل به وجود آمده را از روی شباهت، همان‌طور که در تصویر مشخص است، گوش سگ (گوشواره سگ) می‌نامند. با پیش‌روی فرورفتگی، ترک‌های کششی بزرگتری ایجاد می‌شوند که از نوک فرورفتگی، موازی محیط حفاری گسترش پیدا می‌کنند. این فرآیند باعث به وجود آمدن ورق‌هایی می‌شود که بعضی اوقات می‌توانند به شکل قابل توجه‌ای بلند و نازک باشند. شکل ۲-۳ نشان‌دهنده‌ی نمونه‌ای از این ورق‌ها است [5].



شکل ۲-۳- فلس‌های نازک و بلند حاصل از ترک خوردگی کششی در عمق ۲۶۰۰ متر در کوارتزیت [5].

بعضی وقت‌ها کمانش که اصولاً یک پدیده سطحی است با چنان شدنی اتفاق می‌افتد که ورق‌ها با سرعت بالایی به بیرون پرت می‌شوند و حتی ممکن است عملاً پودر شوند. این ترکیدن خودبه‌خودی کرنش بعضی اوقات در سنگ‌های بلوری شده، در تونل‌های عمرانی بزرگ به خصوص در سپر اسکاندیناوی^۱ رخ می‌دهد و کلمه انفجار خودبه‌خودی سنگ برای توصیف آن بکار برده شده است.

شکل ۲-۴، آسیب بسیار شدید را در تونلی که در حدود ۸۰ متری و موازی یک گسل / دایک^۲ که در آن رویداد لرزه‌ای با مقیاس ۴ ریشتر در سال ۱۹۹۰ رخ داده است را نشان می‌دهد. تونل در کمرباطین کانسنگ قرار دارد و هدف آن ایجاد دسترسی به کارگاه جبهه کار بلند در عمق ۲۷۰۰ متری است. در این تونل نیز به دلیل استخراج بالاسری انجام شده، مؤلفه عمودی تنش بسیار کاهش یافته است [5].

^۱ Scandinavia

^۲ Dike



شکل ۲-۴- نمایی از بالا، آوار ریخته شده از سقف تونل که باید ۳/۵ متر ارتفاع می‌داشت. تکه‌های یک اندازه و تیز قابل توجه است [5].

در سال ۱۹۷۵ در کیلومتراژ ۱۵۰ تونل ذکر شده، انفجار خودبه‌خودی سنگی رخ داد که در شبکه ملی لرزه آفریقایی جنوبی با مقیاس ۴ ریشتر ثبت گشت. اگرچه آسیب، بسیار گسترده و در سینه‌کارها و تونل‌های زیادی تاثیرگذار بود ولی اوج آسیب در منطقه‌ای که در آن یک گسل / دایک با افت قائم حدوداً ۴۰ متری، در نزدیکی مکانی که تصویر شکل ۲-۵ گرفته شده تونل را قطع کرده است، اتفاق افتاد. تونل مذکور به دلیل تقاطع با گسل و عبور از پایه معدنی طبقات بالایی که کاملاً استخراج شده بودند، به شدت تحت نگهداری بود. همان‌طور که مشاهده می‌شود تونل به شدت آسیب دیده ولی هنوز باز است درحالی‌که تونل تقریباً همگرا شده است. این مطلب با وجودی که این دو تونل از نظر ساختگاه و مشخصات ژئومکانیکی احتمالاً شباهت‌های زیادی با هم دارند رخ داده و نشان می‌دهد که درک ما از پدیده انفجار خودبه‌خودی سنگ، هنوز به قدر کافی دقیق نمی‌باشد [5].



شکل ۵-۲- نمای قسمتی از تونل باربری که نزدیک گسل است پس از پدیده لرزه‌ای ۴ ریشتری [5]

یکی از خصوصیات انفجارهای خودبه‌خودی سنگ، پرتاب سنگ با سرعت قابل توجه است. تا به حال مطالعات زیادی روی سرعت پرتاب قطعات سنگ صورت نگرفته است ولی محاسبات نشان می‌دهد که قطعات سنگ می‌توانند سرعتی تا چندین متر بر ثانیه داشته باشد. این باور وجود دارد که قطعات کوچکتر که به‌صورت ناحیه‌ای توسط کمانش خارج می‌شوند می‌تواند ده‌ها متر بر ثانیه سرعت داشته باشد. در شکل ۶-۲ آسیب حاصل از پرتاب یک قطعه به نسبت بزرگ با سرعتی بین ۷-۱۰ متر بر ثانیه نشان داده شده است. تصویر متعلق به یک تونل در کوارتزیت با عمق ۲۵۰۰ متر است. سنگی که حدود چند صد کیلوگرم وزن داشته، با سرعت ذکر شده به صورت تقریباً افقی خارج شد و با لوله فولاد گالوانیزه تهویه در فاصله ۳ متری برخورد کرده است و آن را کاملاً شبیه یک ورق کرده است.



شکل ۲-۶- نمایی از آسیبی در طول چندین تونل کوارتزیتی در عمق ۲۵۰۰ متری رخ داده است به همراه لوله تهویه آسیب دیده توسط ترکیدن خودبه‌خودی سنگ [5].

۳-۲ انواع انفجار خودبه‌خودی سنگ

انفجار خودبه‌خودی سنگ به طور کلی به سه دسته زیر تقسیم می‌شود [6]:

۱- انفجار خودبه‌خودی کرنشی^۱

در این حالت که حاصل تمرکز تنش بسیار زیاد در دهانه حفاری است، هم ممکن است تکه‌سنگ‌های بسیار کوچک از محیط حفاری خارج شوند و هم ممکن است کل یک دیواره یا سقف فرو ریزد. در واقع دهانه حفاری به دنبال رسیدن به شکل پایدار می‌باشد.

۲- انفجار خودبه‌خودی پایه^۲

در این حالت ممکن است هزاران تن سنگ وارد دهانه حفاری شود. این نوع انفجار خودبه‌خودی سنگ معمولاً در مناطق به شدت معدن‌کاری شده رخ می‌دهد.

^۱Strain Burst

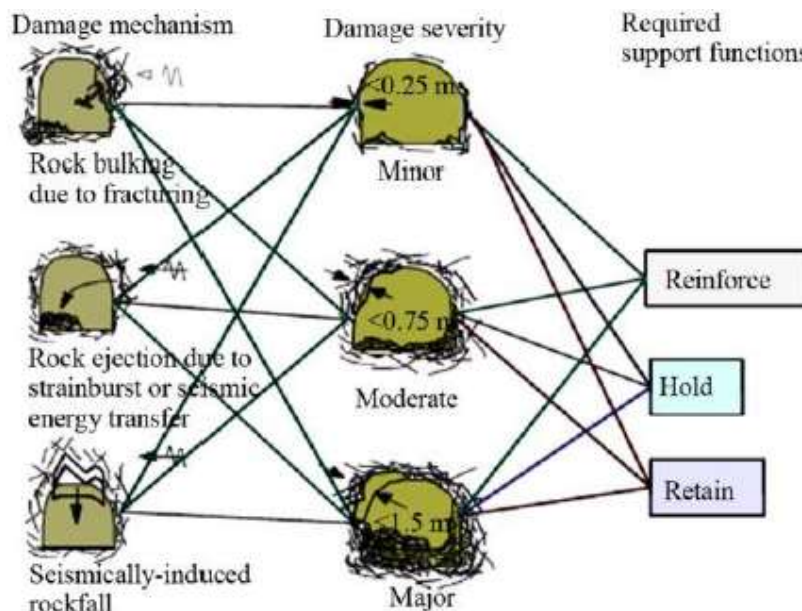
^۲Pillar Burst

۳- انفجار خودبه‌خودی لغزش گسل^۱

این حالت زمانی رخ می‌دهد که در یک صفحه ضعیف زمین‌شناسی، لغزش روی دهد. مکانیزم این نوع انفجار خودبه‌خودی سنگ مشابه زلزله است.

همان‌طور که در شکل ۷-۲ نشان داده شده است، انفجارهای خود به خودی سنگ می‌توانند حاصل کمانش سنگ درزه‌دار شده، خروج سنگ به دلیل رویداد لرزه‌ای و سقوط سنگ توسط لرزه‌ها باشند. هر مکانیزم می‌تواند سطح خاصی از آسیب را به حفاری تحمیل کند. شدت آسیب تابعی از شرایط زیر می‌باشد:

- پتانسیل شکست در اطراف دهانه حفاری
- کارایی سیستم نگهداری
- سختی محلی سنگ
- اندازه رویداد لرزه‌ای القا شده، شتاب یا سرعت سنگ
- هندسه دهانه حفاری، ابعاد و جهت‌گیری آن



شکل ۷-۲- انواع مکانیزم‌های آسیب، شدت آسیب و کارکرد سیستم نگهداری با توجه به دسته‌بندی کایزر [6].

^۱Fault Slip Burst

۲-۴ مکانیزم‌های انفجار خود به خودی سنگ

پدیده انفجار خودبه‌خودی سنگ در بسیاری از کشورها در تونل‌ها و چاه‌ها اتفاق می‌افتد. این پدیده خطرهای بسیار زیادی را برای تونل‌سازان به همراه دارد. در بسیاری از گزارش‌ها بیان شده است که این پدیده در تونل‌ها و چاه‌های اجراشده با ماشین‌های حفاری، به نسبت فضاهای حفرشده توسط روش چال‌زنی و آتش‌کاری، بیشتر مشاهده می‌شود [7]. درک مفهومی و عمومی از پدیده انفجار خودبه‌خود خودی سنگ بین محققان یکسان نیست. برای مثال پدیده انفجار خودبه‌خودی توصیف شده در تونل‌های نروژ توسط میرونک و گریمستاد^۱ در سال ۱۹۷۹ با پدیده توصیف شده در معادن عمیق توسط اورتلپ در سال ۱۹۷۹ بسیار متفاوت است. در واقع تنها نکته مشترک بین این دو تعریف خروج ناگهانی و غیرقابل کنترل سنگ است. در این پروژه واژه انفجار خودبه‌خودی سنگ به هرگونه آسیبی که توسط رویدادهای لرزه‌ای رخ داده باشند، بدون توجه به اندازه و نوع رویداد لرزه‌ای، اطلاق می‌شود.

۲-۵ مکانیزم منشا

مکانیزم‌های منشا، به ترتیب صعودی مقدار انرژی، را می‌توان به صورت زیر بیان کرد [7].

- انفجار خودبه‌خودی کرنش
- کمانش
- خرد شدن سینه کار
- برش بکر در توده سنگ
- برش دوباره فعال‌شده بر روی صفحه گسل یا ناپیوستگی موجود

طبیعت سه مکانیزم اول با دو مکانیزم دیگر متفاوت است. در واقع در سه مورد اول محل منشا و محل آسیب در یک مکان وجود دارند. مثلاً انفجار خودبه‌خودی کرنش دقیقاً روی محیط دهانه حفاری اتفاق می‌افتد و به شدت تحت تاثیر شکل مقطع و تنش‌های القایی آن است. کمانش و خردایش سینه کار نیز

^۱ Merong and Grimstad

تحت تاثیر شکل دهانه در اطراف آن‌ها هستند. در مقابل دو مکانیزم آخر، شکست برشی روی صفحه را بیان می‌کنند که این منطقه شکست می‌تواند در فاصله چند صد متری از محل معدن کاری باشد. این گونه مکانیزم‌ها معمولاً در فعالیت‌های بزرگ مقیاس معدنی اتفاق می‌افتد. در مهندسی عمران، معمولاً اکثر مکانیزم‌های منشا از مورد اول می‌باشد در حالی که در مهندسی معدن تمام این موارد می‌تواند مشاهده شود. جدول ۱-۲ منشا رویدادهای لرزه‌ای را نشان می‌دهد.

جدول ۱-۲- منشا رویدادهای لرزه‌ای

رویداد لرزه‌ای	مکانیزم منشا فرض شده	اولین حرکت از داده‌های لرزه‌ای	مقیاس ریشتر
انفجار خودبه‌خودی کرنش	پوسته پوسته شدن ظاهری و سطحی با خروج ناگهانی و شدید سنگ شکسته‌ها	معمولاً غیر محسوس با پتانسیل انفجاری بودن	۰ تا ۰/۲
کمانش	خروج و دفع ورق‌های از قبل موجود موازی دهانه حفاری	انفجاری ^۱	۰ تا ۱/۵
تخریب سینه‌کار ^۲	خروج و دفع ناگهانی سنگ از سینه‌کار تونل	انفجاری	۱ تا ۲/۵
گسیختگی برشی ^۳	گسترش شدید و ناگهانی ترک‌های برشی در ماده‌سنگ	برش کوپل دوگانه ^۴	۲ تا ۳/۵
لغزش گسل ^۵	حرکات جدید شدید و ناگهانی روی گسل موجود از قبل	برش کوپل دوگانه	۲/۵-۵

^۱ Implosive

^۲ Face Crush

^۳ Shear Rupture

^۴ Double-couple Shear

^۵ Fault Slip

۶-۲ مکانیزم آسیب

اورتلپ در مطالعات گسترده خود، مکانیزم‌های آسیب را مطابق آنچه در ادامه آمده است، دسته‌بندی نمود [7].

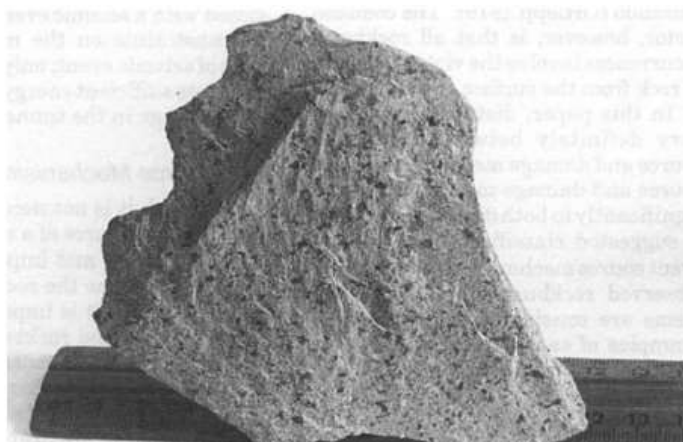
۱-۶-۲ انفجار خود به خودی کرنش

به دلیل شیوع بالای این نوع مکانیزم در کارهای مهندسی، به این مورد توجه بیشتری می‌شود. در شکل ۸-۲، شماتیک کلی این نوع مکانیزم نشان داده شده است.



شکل ۸-۲- انفجار خودبه‌خودی کرنش پوسته پوسته شدن شدید معلول تمرکز تنش محلی سطحی [7]

تکه‌های سنگ، معمولاً ورق‌های نازک بسیار تیزی هستند که به شدت به صورت موضعی به بیرون پرتاب می‌شوند. در شکل ۹-۲ یک نمونه از سنگ‌های پرتاب شده در پروژه تونل‌سازی برای نیروگاه برق آبی در شیلی نشان داده شده است.



شکل ۹-۲- تکه سنگ آندزیت بلند و کشیدگی و دارای لبه‌های تیز ترکیده از تونل [7].

به دلیل این لبه‌های تیز و خروج شدید قطعات، این مکانیزم به شدت خطرناک است. همچنین این قطعات می‌توانند بزرگ هم باشند. بررسی سطح آسیب دیده نشان می‌دهد که مکانیزم منشا از کمانش یک پوسته، غشا و یا ستون سنگی نازک در جداره حفاری است. استیسی (۱۹۸۹)، انفجار خودبه‌خودی سنگ در حفاری‌های مکانیزه در توده سنگ‌های بزرگ را از این مکانیزم می‌داند. همچنین بروچ و سورهایم^۱ (۱۹۸۴)، گریمستاد (۱۹۸۶) و میرونک و گریمستاد (۱۹۸۳)، انفجارهای خودبه‌خودی سنگ در اسکاندیناوی و بایندر^۲ (۱۹۷۸)، انفجارهای خودبه‌خودی سنگ در نیویورک را از این دسته مکانیزم برشمرده‌اند.

مکان این مکانیزم در محیط دهانه حفاری، می‌تواند تابع جهت‌گیری تنش‌های برجا و هندسه مقطع، متغیر باشد. با توجه به مطالعات اورتلپ، این مکانیزم در راستای محور تونل می‌تواند در فاصله نصف قطر تونل تا سه برابر قطر تونل از سینه‌کار اتفاق بیافتد. البته این مکانیزم می‌تواند در خود سینه‌کار هم اتفاق افتد. موارد زیر می‌توانند از مطالعات اورتلپ در مورد مکانیزم انفجار خودبه‌خودی کرنش استخراج شود [7]:

- انفجار خودبه‌خودی کرنش بیشتر در توده‌سنگ‌های دارای درزه و شکستگی، اتفاق می‌افتد. همچنین به نظر می‌آید احتمال وقوع این مکانیزم با افزایش مقاومت سنگ افزایش یابد.
- با توجه به مورد بالا، این مکانیزم بیشتر در تونل‌های حفرشده با روش‌های مکانیزه رخ می‌دهد تا در تونل‌های آتش‌کاری شده. استیسی و تامسون^۳ (۱۹۹۱) گزارش دادند که در تونل حفاری شده با رودهدر، ورق‌ورق‌شدن‌های شدیدی مشاهده شد، درحالی‌که در تونل مجاور آن که با روش چال‌زنی و آتش‌کاری حفاری شده هیچ پدیده‌ای مشاهده نشده است. در واقع پوسته‌ای از سنگ در مجاورت محیط حفاری که توسط انفجارها، درزه‌دار و شکسته شده است باعث کاهش چشمگیر انفجار خودبه‌خود خودی سنگ می‌شود.

¹ Broch, E. and Sørheim

² Scandinavia and Binder

³ Stacy and Thomson

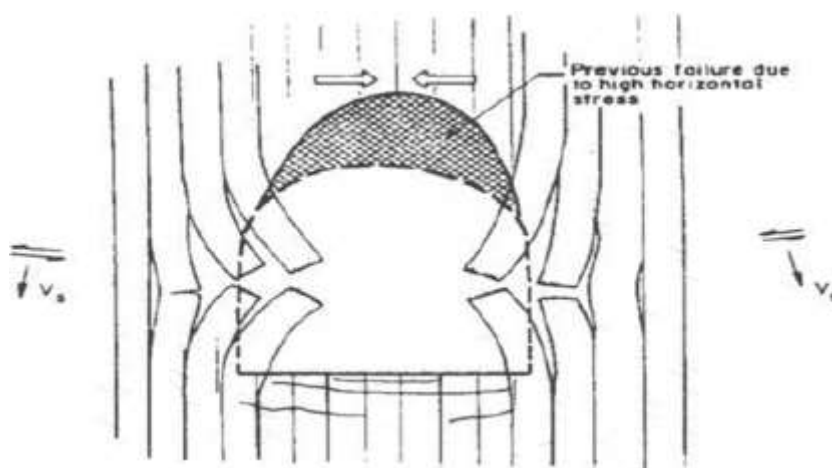
- انفجار خودبه‌خودی کرنش فقط در سنگ‌های ترد اتفاق نمی‌افتد (اگرچه در این نوع سنگ‌ها شدت بیشتری دارد) همانطور که سنگ توصیف شده توسط استیسی و تامسون (۱۹۹۱)، کیمبرلیت ترد نبود و همچنین سنگ توصیف شده توسط اسپری و هیور (۱۹۷۲) در تونل‌های نیویورک، ماسه‌سنگ، سیلت استون و شیل بود. شایان ذکر است اسپری و هیور در کارهای خود از واژه انفجار خودبه‌خودی سنگ استفاده نکردند، ولی ورق ورق شدن‌ها و پوسته پوسته شدن‌های خودبه‌خودی و ناگهانی که گزارش دادند، در واقع رفتاری است که در انفجار خودبه‌خودی کرنش اتفاق می‌افتد.
- تنش‌های بالا برای وقوع انفجار خودبه‌خودی کرنش نیاز نیست. استیسی (۱۹۸۹) تخمین زد که شروع ایجاد ترک در اطراف فضای زیرزمینی و در نتیجه پتانسیل ترکیدن خودبه‌خودی کرنش، می‌تواند در میدان تنشی کم به میزان ۱۵ درصد مقاومت تک‌محوره فشاری سنگ باشد.
- شکست ناگهانی سنگ در حفاری مکانیزه در محیط مستعد انفجار خودبه‌خودی کرنش، می‌تواند مشکلات بسیار شدید در حفاری ایجاد نماید. این مشکلات شامل استهلاک شدید ابزار برش، بسته شدن شوت‌های تخلیه مواد کنده شده ماشین حفار، فشرده شدن کله حفار و در نتیجه نیاز به گشتاور زیاد و لرزش‌های زیاد کله حفار شود. اگر ورق ورق شدن در جداره چاه، دوپل یا تونل قابل توجه باشد می‌تواند در عملکرد کفشک‌های^۱ دستگاه حفار اختلال ایجاد کنند.
- شرایط انفجار خودبه‌خودی کرنش می‌تواند سرعت پیشروی تونل را به شدت کاهش دهد. اسپری و هیور (۱۹۷۲) گزارش دادند که سرعت پیشروی می‌تواند تا کمتر از ۲۵ درصد سرعت عادی، در سنگ‌های مناسب نیز کاهش یابد. بایندر (۱۹۷۸) گزارش داده است که در

^۱ Grippers

شرایط مناسب، این مکانیزم سینه کار، در حین حفر چال‌های انفجاری به صورت خودبه‌خودی تخریب می‌شود. وی گزارش داده است که موادی که در این شرایط از تونل خارج می‌شود تا حدود ۲۵ درصد بیشتر از فرآیند چال‌زنی و آتش‌کاری معمولی است.

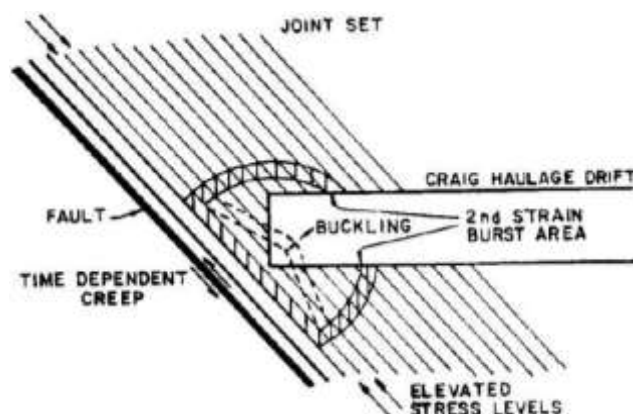
۲-۶-۲ کمانش

کلیات این نوع انفجار خودبه‌خودی سنگ در شکل ۲-۱۰ نشان داده شده است. این نوع مکانیزم بیشتر در محیط‌های لایه‌بندی شده (از لحاظ طولی ناهمسانگرد) شایع است. البته کمانش لزوماً در دیوارها رخ نمی‌دهد، بلکه در تمام محیط دهانه حفاری در صورتی که شرایط مهیا باشد، اتفاق می‌افتد.



شکل ۲-۱۰- ترکیدن و خروج به بیرون شدید ورق‌های ضخیم به دلیل کمانش صفحات لایه بندی در یک سنگ ناهمسانگرد [7].

انرژی منشا برای این مکانیزم معمولاً از انرژی کرنشی ذخیره شده در صفحات تحت کمانش حاصل می‌شود. اگرچه انرژی اضافه ممکن است از مؤلفه‌های برشی و فشاری موج رویداد لرزه‌ای که از نقاط نزدیک و دور در حرکت هستند، منتقل شود. در نتیجه مکان انرژی منشا اصلی و رویداد یکسان است. طبق مشاهدات سمادنی (۱۹۹۱)، انفجارهای خودبه‌خودی سنگ با مقیاس ۱/۸ تا ۲/۳ ریشتر در تونل باربری معدن استراتکونا در کانادا رخ داده است. حدود ۳۰۰ تن سنگ از سینه کار، دیوارها و سقف تونل در اولین انفجار وارد تونل شد و انفجار دوم، انفجار حدود ۶۰۰ تن سنگ را به همراه داشت. در شکل ۲-۱۱ شمای کلی تونل و زمین‌شناسی ساختمانی منطقه نشان داده شده است.

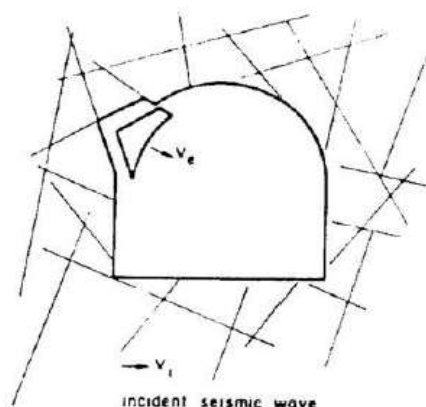


شکل ۱۱-۲- مکانیزم بیرون زدگی در انفجار خودبه خودی سنگ در یفت کریگ [7]

با توجه به تصویر، باور بر این است که خزش روی گسل، باعث افزایش تنش در محیط مجاور آن شده و پس از نزدیک شدن سینه کار تونل به گسل و افزایش تنش های القایی روی سنگ ها، صفحات با گستردگی و ضخامت مناسب، دچار کمانش گشتند که منجر به انفجار خودبه خودی شدید سنگ شده است [7].

۳-۶-۲ خروج سنگ

این نوع مکانیزم مربوط به خروج ناگهانی سنگ از دیواره، کف یا سقف تونل در راستای موج انرژی (موج ضربه) در مسیر تونل است. آزادی حرکت و شکل بلوک خارج شده، تحت تاثیر درزه بندی و شکستگی های القایی در محیط دهانه حفاری است. شمای کلی این مکانیزم در شکل ۱۲-۲ نشان داده شده است.



شکل ۱۲-۲- ترکیدن خودبه خودی سنگ و بیرون زدگی از سنگ های درزه دار [7]

منشا انرژی این مکانیزم، رویداد لرزه ای است که شاید در فاصله دوری اتفاق افتاده باشد و محل این

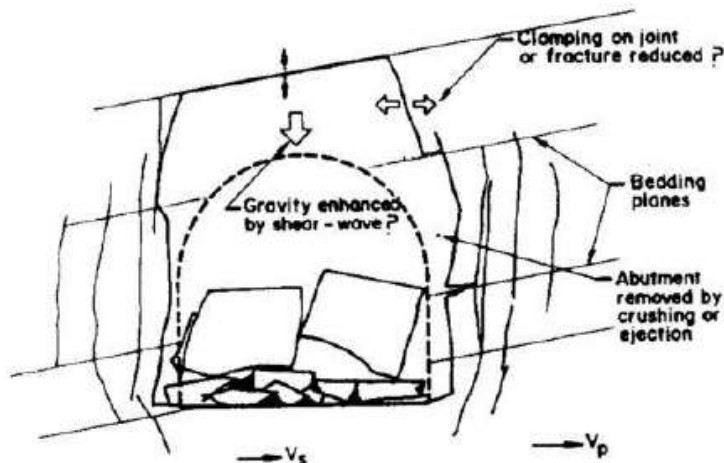
پدیده و محل منشا انرژی آن یکسان نیست. شدت این مکانیزم، تابع رویداد لرزه‌ای و فاصله آن با دهانه حفاری است. پیش‌بینی می‌شود در این مکانیزم، سرعت خروج سنگ حدود ۱۰ متر در ثانیه باشد. به دلیل اینکه منشا این مکانیزم، پدیده‌های لرزه‌ای است، رخداد آن در مهندسی عمران تقریباً غیرممکن است. در شکل ۲-۱۳ نمونه‌ای از آسیب وارده ناشی از این نوع انفجار خودبه‌خودی سنگ، در پی یک رویداد لرزه‌ای ۱/۸ ریشتری در فاصله ۴۰ متری از محل وقوع، که در تونلی با ابعاد ۳/۵ در ۳/۵ متر و در عمق ۳۱۰۰ متری رخ داده، مشاهده می‌شود.



شکل ۲-۱۳- خرد شدن سینه کار تونل در فاصله ۴۰ متر [7]

۲-۶-۴ ریزش قوس

ریزش قوس، معمولاً به صورت یک مکانیزم انفجار خودبه‌خودی سنگ بیان می‌شود و احتمالاً زیرمجموعه مکانیزم خروج ناگهانی سنگ است. شمایی از این مکانیزم در شکل ۲-۱۴ ارائه شده است. رخداد این مکانیزم، به وجود زمین‌شناسی خاص و یا شکستگی‌های القایی بستگی دارد.



شکل ۲-۱۴- آسیب اساسی به دلیل ریزش رخ داده بر اثر انفجار خودبه خودی سنگ و نیروی ثقل [7].

این امر باعث تسهیل حرکت‌های جنبشی بلوک‌ها و گوه‌های سنگی تحت نیروی جاذبه می‌شود. رویداد لرزه‌ای می‌تواند به عنوان یک کمک دهنده که شتاب کوچکی القا می‌کند تا بر مقاومت برشی سطوح غلبه شود، عمل کند. پس از وقوع این مکانیزم، مشاهده پیچ سنگ‌های گیوتین شده (قطع شده بر اثر حرکت گوه‌های سنگی سقف) بسیار محتمل است. شکل ۲-۱۵، نمونه‌ای از این مکانیزم در عمق ۲۷۰۰ متری در پی یک رویداد لرزه‌ای در تونل باربری در کوارتزیت را نشان می‌دهد [7].



شکل ۲-۱۵- ریزش قوس دریافت باربری در کوارتزیت در عمق ۲۷۰۰ متری بعد از یک رویداد لرزه‌ای [7].

۷-۲ راه‌های جلوگیری از انفجار خود به خودی سنگ

در معادن راه‌های مختلفی برای جلوگیری از انفجار خود به خودی سنگ وجود دارد که در ادامه مهمترین آن‌ها بحث شده است.

۱- کاهش تنش توده سنگ [8]

با توجه به شدت انفجار خود به خودی سنگ سه روش برای کاهش تنش توده سنگ ارائه شده است. که در شکل ۱۶-۲ مشاهده می‌کنید.



شکل ۱۶-۲- سه روش کاهش تنش در تونل‌های راه

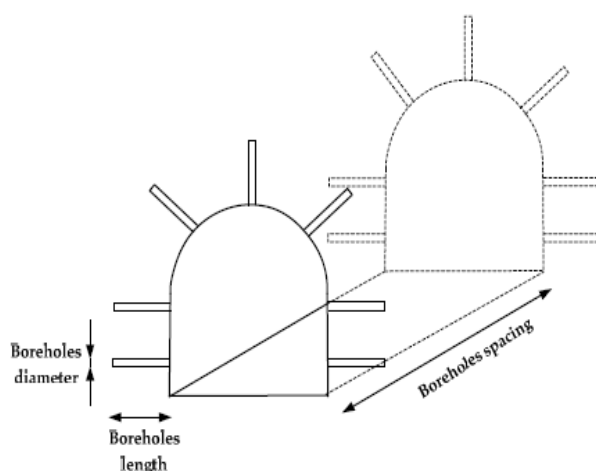
راه اصلی در کاهش تنش، پاشیدن آب به سینه کار تونل است. این روش در مواقعی به کار می‌رود که شدت انفجار خود به خودی سنگ کم باشد. در این روش باید آب بصورت همگن به سینه کار پاشیده شود تا از قرار گرفتن توده سنگ در معرض فشار بیشتر جلوگیری شود.

برای انفجار خود به خودی سنگ با شدت متوسط، ایجاد گمانه و تزریق آب به داخل گمانه استفاده می‌شود. معمولاً زمان تزریق بین ۱۰ تا ۳۰ دقیقه است. و فشار آب باید به صورتی تنظیم شود که ترک‌های بیشتری در سنگ تولید کند.

برای انفجار شدید خود به خودی سنگ نیز از انفجار در گمانه‌ها استفاده می‌شود.

۲- گمانه کاهش تنش^۱ [9]

گمانه باعث کاهش تنش مماسی اطراف سنگ می‌گردد که یک روش رایج برای کنترل انفجار خود به خودی سنگ است. تاثیر این روش به شدت به اندازه و طول و فضای طولی گمانه وابسته است. شکل ۱۷-۲ چینش گمانه‌ها را نشان می‌دهد.



شکل ۱۷-۲- چینش گمانه‌ها [9]

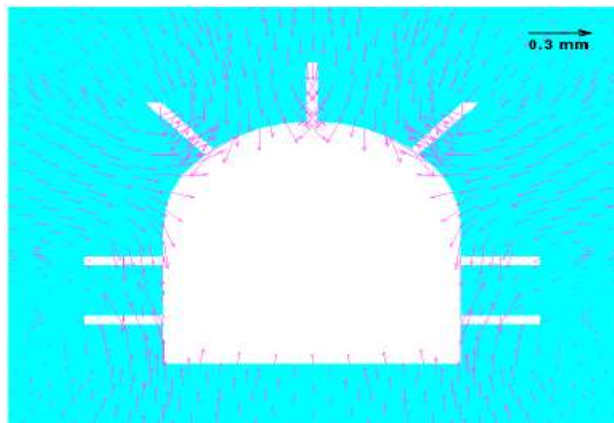
جدول ۲-۲ شرایط شبیه‌سازی پارامترها را نشان می‌دهد.

جدول ۲-۲- شرایط شبیه‌سازی شده پارامترها [9]

شماره	قطر گمانه (میلی متر)	طول گمانه (متر)	فاصله داری گمانه‌ها (متر)
۱	۵۰	۲	۲
۲	۱۰۰	۲	۲
۳	۱۵۰	۲	۲
۴	۲۰۰	۲	۲
۵	۱۰۰	۱	۲
۶	۱۰۰	۳	۲
۷	۱۰۰	۲	۱
۸	۱۰۰	۲	۳

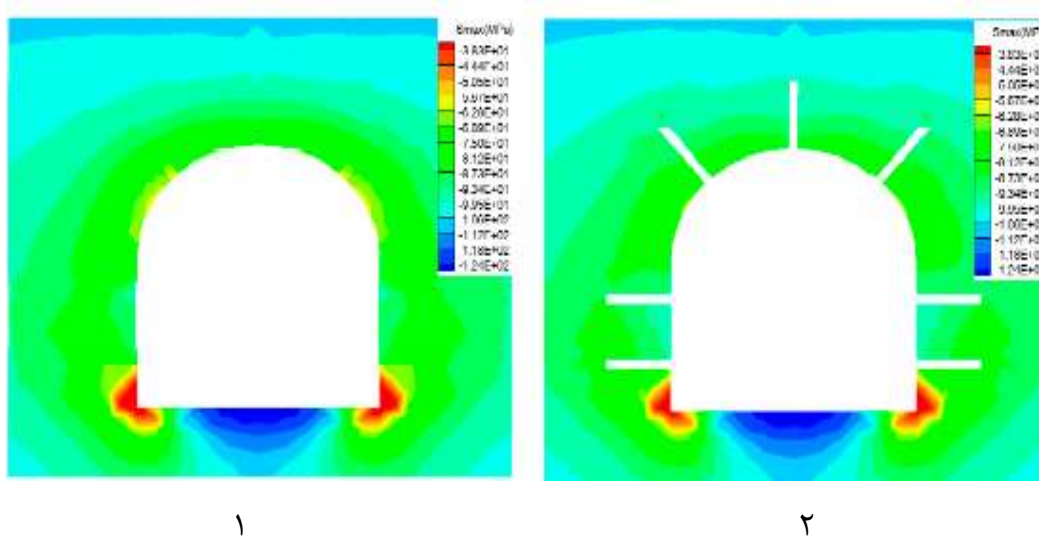
^۱ Stress Release Hole

در شکل ۱۸-۲ توزیع جابجایی اطراف سنگ بعد از حفاری گمانه نشان داده شده است. همگرایی گمانه‌ها، تغییر شکل شعاعی تونل را به تغییر شکل مماسی در اطراف گمانه تبدیل می‌کند.

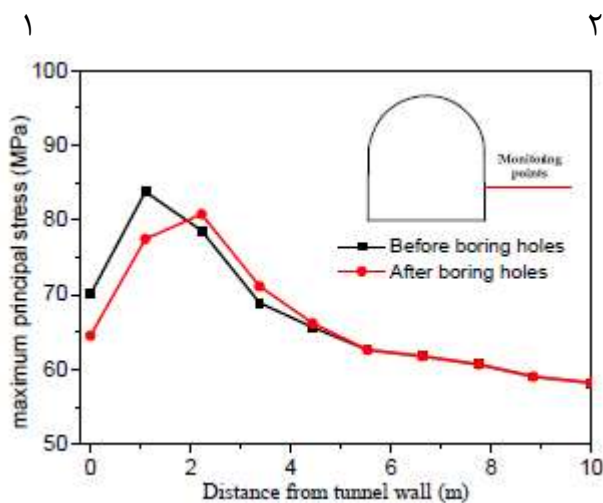
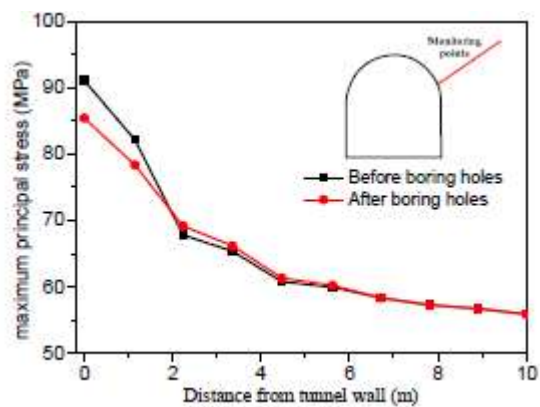
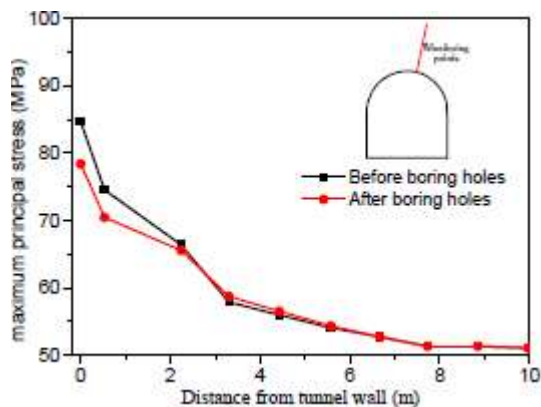


شکل ۱۸-۲- توزیع جابجایی اطراف سنگ [9]

شکل ۱۹-۲ توزیع تنش‌های اصلی ماکزیمم را قبل و بعد از حفاری گمانه نشان می‌دهد. بعد از حفر گمانه تنش اصلی ماکزیمم در دیواره تونل ۱۲ درصد کاهش پیدا کرده است و باعث کاهش ریسک انفجار خود به خودی سنگ می‌شود. شکل ۲۰-۲ نیز منحنی‌های تنش اصلی ماکزیمم را در وسط سقف، کناره سقف و دیواره نمایش می‌دهد.

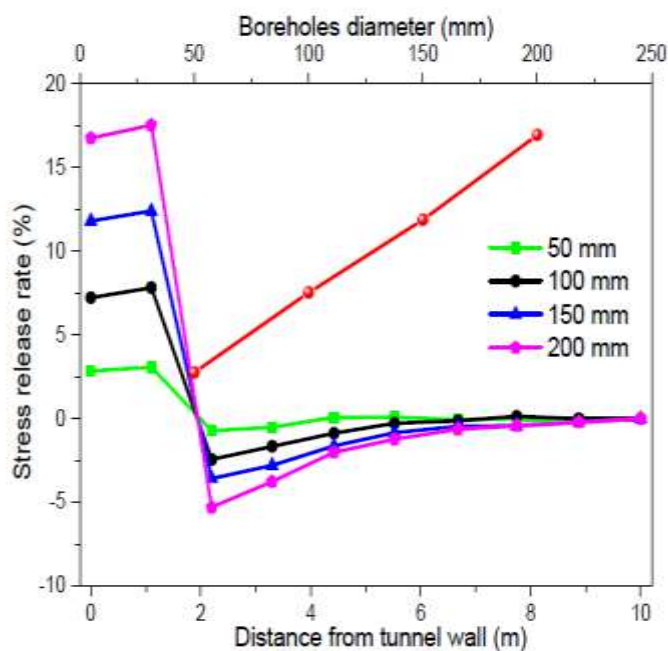


شکل ۱۹-۲- تغییرات تنش حداکثری سنگ در اطراف سنگ در موقعیت‌های مختلف (۱) قبل از ایجاد گمانه (۲) بعد از ایجاد گمانه [9].



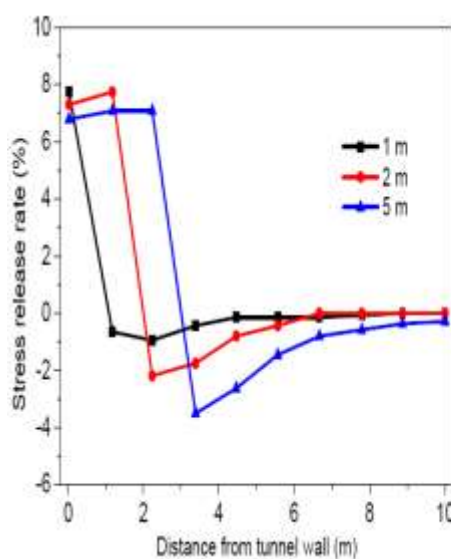
شکل ۲-۲۰- تنش اصلی ماکزیمم (۱) منحنی وسط سقف (۲) منحنی کناره سقف (۳) منحنی دیواره [9].

شکل ۲-۲۱ نیز تاثیر قطر گمانه در کاهش نرخ تنش را نشان می دهد. نرخ کاهش تنش با افزایش قطر گمانه افزایش می یابد. تنش در فاصله ۲ متری اطراف تونل کاهش می یابد ولی در داخل توده سنگ افزایش می یابد. این نکته که گمانه باعث انتقال تنش از اطراف تونل به داخل توده سنگ می شود مکانیزم کاهش تنش در ایجاد گمانه را نمایان می سازد.

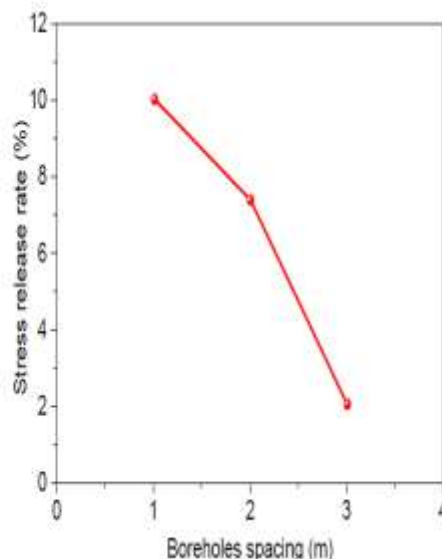


شکل ۲-۲۱- تاثیر قطر گمانه بر نرخ کاهش تنش [9].

همانطور که در شکل ۲-۲۲ دیده می‌شود طول حفاری گمانه بزرگتر باعث کاهش تنش بیشتری می‌شود اما نرخ کاهش تنش دیواره تونل تغییر چندانی نمی‌کند. این امر نشان می‌دهد افزایش طول گمانه تاثیر کمی در جلوگیری از انفجار خود به خودی سنگ دارد و همچنین فاصله‌داری کم گمانه‌ها نیز باعث افزایش نرخ کاهش تنش می‌گردد.



۱



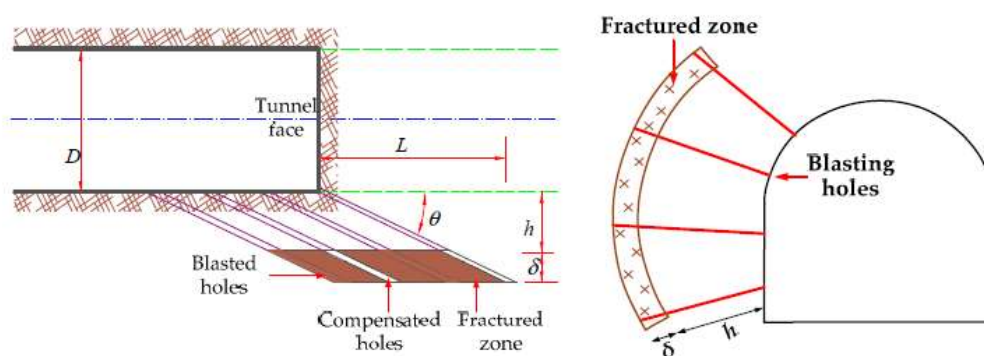
۲

شکل ۲-۲۲- تاثیر طول گمانه و فاصله‌داری گمانه‌ها بر نرخ کاهش تنش (۱) تاثیر طول گمانه (۲) فاصله‌داری گمانه [9]

۳- انفجار پیشرونده رفع تنش^۱ [9]

نرخ کاهش آزاد سازی تنش گمانه ۲۰ درصد است. به هر حال تحت انفجارهای خود به خودی سنگ قوی نمی‌تواند برای کنترل انفجار خود به خودی سنگ مناسب باشد.

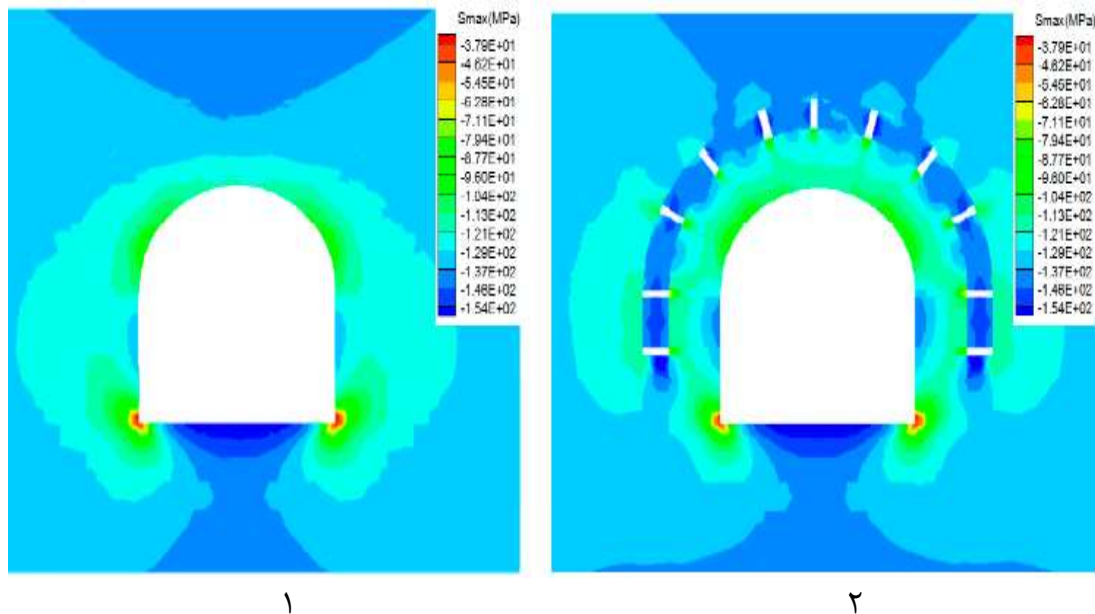
طبق این نکته، "انفجار پیش رونده آزادسازی تنش" بهترین انتخاب است. این روش باعث به وجود آمدن ترک‌هایی برای کاهش یکپارچگی و تجمع انرژی از طریق انفجار در مناطق با تنش بالا می‌گردد. در این روش تجمع انرژی می‌تواند آزاد شده و خطر انفجار خود به خودی سنگ ضعیف شود یا حتی از بین برود. زاویه بین چال انفجار و محور تونل θ می‌باشد. انفجار یک منطقه شکستگی با ضخامت δ اطراف سنگ می‌سازد. دیوار سطحی سنگ با ضخامت h می‌تواند به عنوان یک لایه محافظ استفاده شود. شکل ۲-۲۳ نمایی از چال‌های مایل به همراه منطقه شکستگی را نشان می‌دهد.



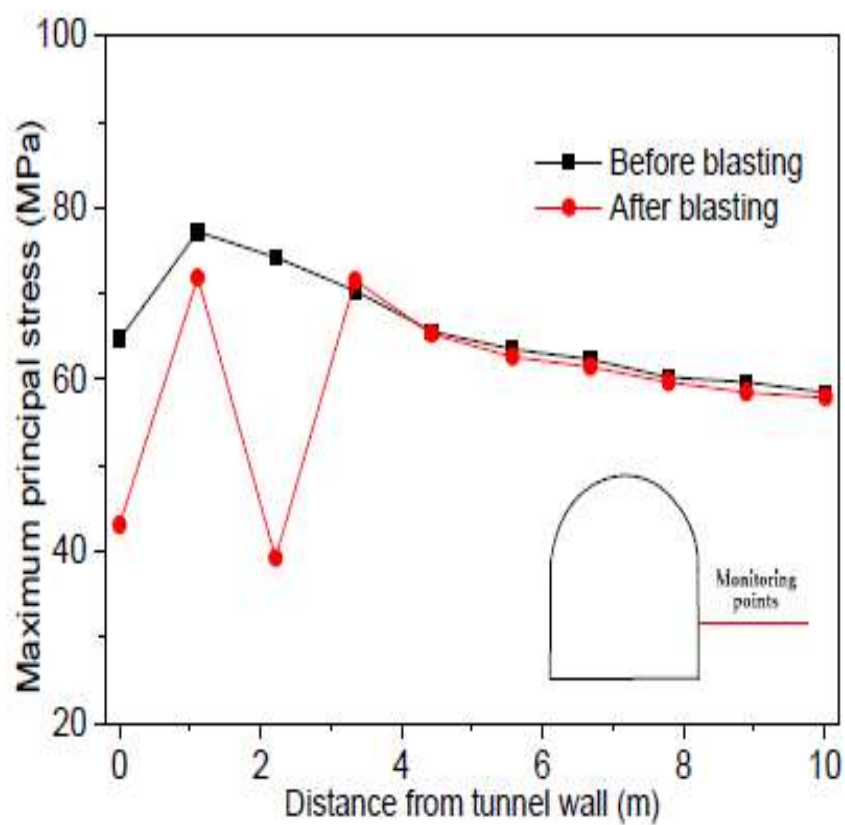
شکل ۲-۲۳- نمایی از چال‌های مایل به همراه منطقه شکستگی سمت چپ: دید از بالا سمت راست: دید از روبرو

در این شبیه‌سازی $\theta=25^\circ$ ، $h=2\text{m}$ و $\delta=1\text{m}$ است و تغییرات تنش اصلی ماکزیمم در اطراف سنگ قبل و بعد از انفجار در شکل ۲-۲۴ نشان داده شده است. بعد از انفجار یک منطقه آزادسازی تنش متمایز تشکیل شده است. تنش اصلی ماکزیمم در دیواره کناری تونل از ۶۳ مگاپاسکال به ۴۳ مگاپاسکال کاهش داده شده است و نرخ کاهش حدود ۳۳ درصد می‌باشد. شکل ۲-۲۵ تغییرات تنش اصلی ماکزیمم در منطقه دیواره کناری را نمایش می‌دهد.

^۱ Advanced Stress Relief Blasting



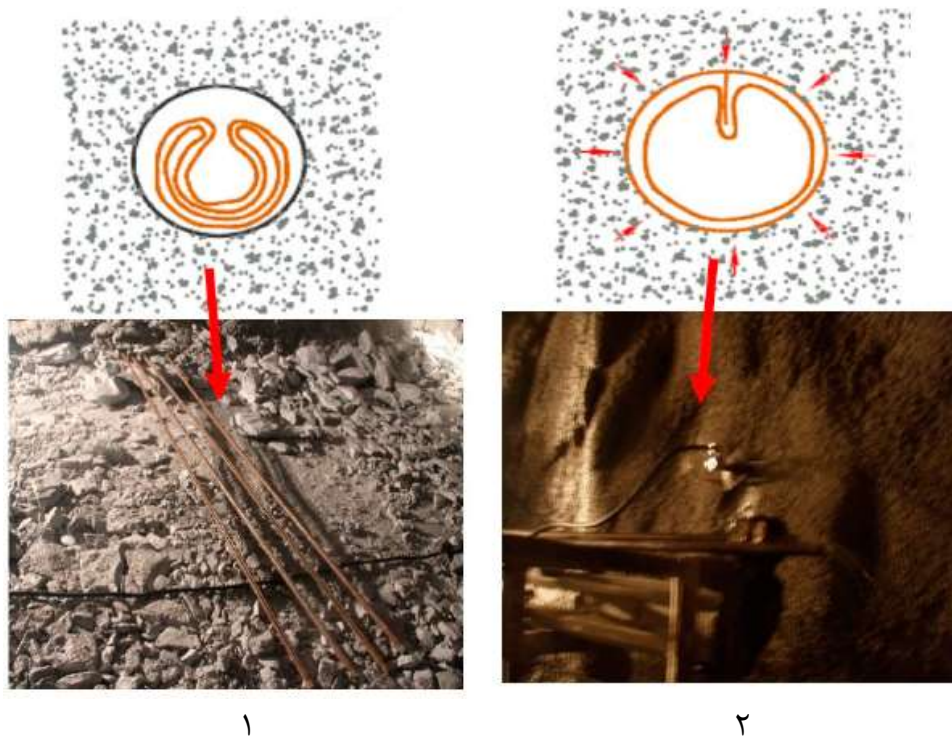
شکل ۲-۲۴ (۱) تغییرات تنش اصلی ماکزیمم قبل و بعد از آتشکاری (۱) قبل از انفجار (۲) بعد از انفجار [9]



شکل ۲-۲۵- تغییرات تنش اصلی ماکزیمم در دیواره کناری [9]

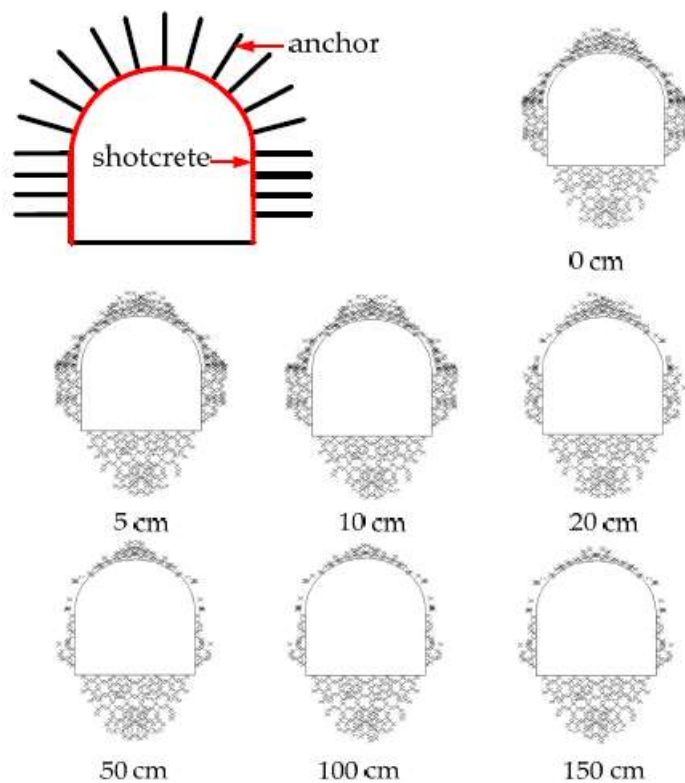
۴- آنکراژ^۱ [9]

آنکراژ، شامل یک مهار لوله ای فولادی، بازوی نصب فولادی و پمپ آب پنوماتیکی فشار بالاست. در طول انجام این فرایند، زمانی که فشار آب در مهار به محدوده مشخص می‌رسد، فشار بالای پمپ آب به صورت خودکار متوقف می‌شود. یک اتصال خوب ابتدا بین مهار و توده سنگ تشکیل می‌شود. سپس فرایند اتصال سریعاً انجام می‌گردد. شکل ۲-۲۶، نمایی از مهار متورم را نشان می‌دهد. همانطور که در شکل ۲۷-۲ می‌بینید زون پلاستیک در اطراف تونل با افزایش ضخامت شاتکریت کاهش پیدا کرده است. شکل ۲۸-۲ نیز منطقه شاتکریت آسیب دیده با ضخامت‌های مختلف را نشان می‌دهد.

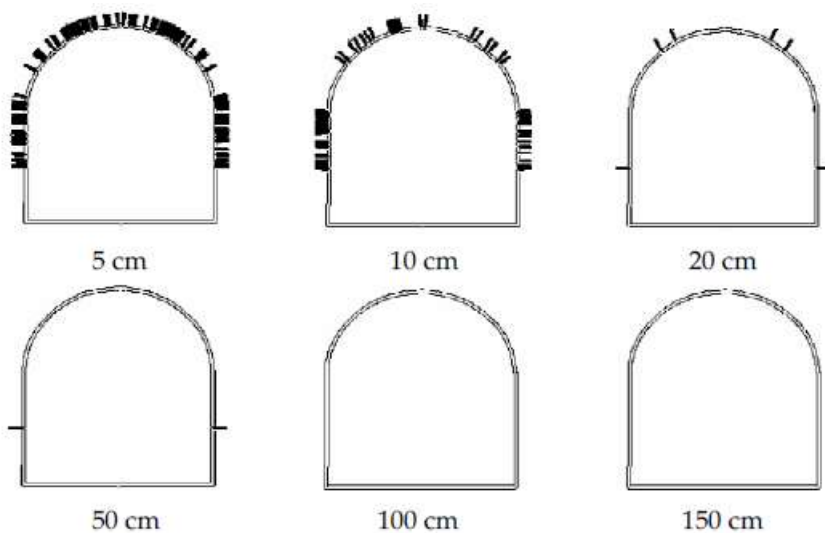


شکل ۲-۲۶- آنکراژ (۱) مهار (۲) پمپ فشار آب [9]

^۱ Water Swelling Anchor



شکل ۲-۲۷- زون پلاستیک در اطراف سنگ با ضخامت شاتکریت مختلف [9]



شکل ۲-۲۸- زون شاتکریت آسیب دیده با ضخامت‌های متفاوت [9]

در مقایسه با مهار معمولی، روش آنکراژ مزایای زیر را دارد:

- این روش می‌تواند به صورت دستی و نیز به صورت نیمه اتوماتیک و همچنین اتوماتیک

نصب گردد که باعث کیفیت بهتر این روش در نصب می‌شود.

- سرعت نصب آن بیشتر است (۵ برابر) و متوسط زمان نصب هر مهار ۲-۳ دقیقه است.
- در شرایط مختلف لایه بندی قابل استفاده است (از ماسه گرفته تا رس و گرانیت سخت)
- ظرفیت تحمل آن به درزه سنگ‌های اطراف بستگی ندارد اما مقاومت خمشی آن افزایش می‌یابد.

آنکراژ دارای معایبی نیز می‌باشد که شامل موارد زیر است:

- اگرچه نصب آن ارزان است ولی میل مهارها دارای قیمت بالایی هستند.
- مقاومت در مقابل خوردگی آن کم است و در محیط‌های آبی به صورت موقت استفاده می‌شود.

به منظور اطمینان از پایداری بلند مدت مهار، ۵۰ درصد از مهارها باید به صورت ملاتی-دوغابی گردند.

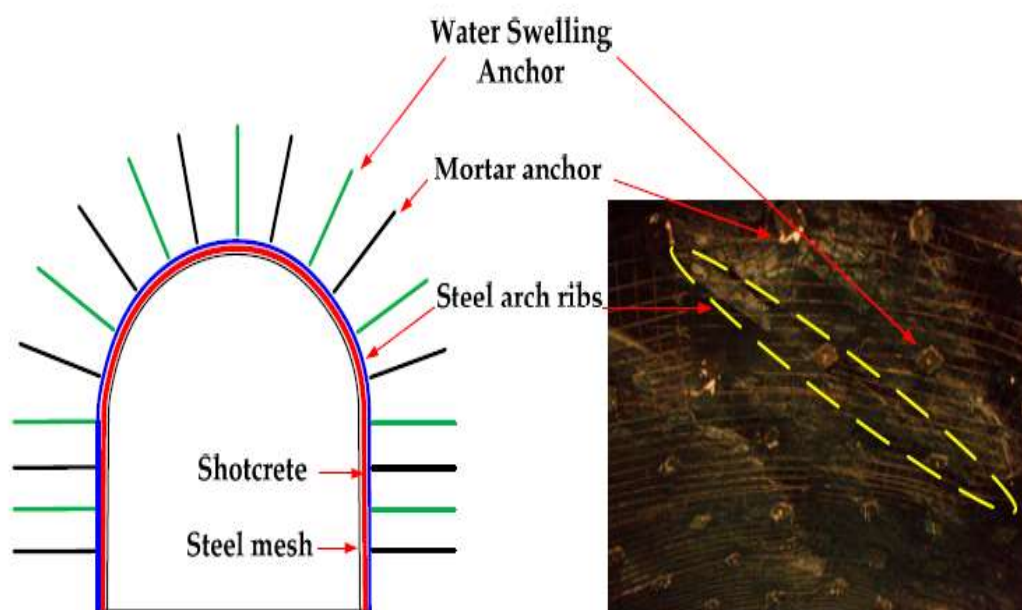
۵- ترکیب شاتکریت - نانو^۱ [9]

شاتکریت در مناطق انفجار خود به خودی سنگ نیاز به نصب، مقاومت سریع بالا و ضخامت اولیه ضخیم دارد.

به این منظور یک ماده جدید به نام نانوترکیب ساخته شده از ژئولیت با استفاده از آسیاب مکانیکی به آن اضافه شد که باعث کاهش در مصرف آب، تسریع در عمل کردن و مقاومت بیشتر شاتکریت می‌شود. محتوی مناسب نانو ترکیب ۸-۶ درصد وزنی می‌باشد. نانو ترکیب شاتکریت ضخامت حدود ۵۰-۳۰ سانتی متر دارد و در ۲ دقیقه قوام پیدا می‌کند و می‌تواند به مقاومت ۱ مگاپاسکال در ۲ ساعت برسد. در حالی که شاتکریت معمولی در ۱۰ ساعت به این مقاومت می‌رسد. نیروی چسبندگی این نوع شاتکریت ۷-۸ برابر شاتکریت معمولی است. کاهش مصرف آب آن ۳۰ درصد می‌باشد. نرخ اتلاف برابر با ۱۷ درصد است. ویسکوزیته را کاهش می‌دهد که می‌تواند به طور چشمگیری چسبندگی و جذب آب

^۱ Nano-Admixture Shotcrete

را بهبود بخشد. شکل ۲-۲۹ نمایی از نگهداری ترکیبی را نمایش می‌دهد.



شکل ۲-۲۹- نگهداری ترکیبی با نصب سریع [9]

۸-۲ پیشینه مطالعات

در این بخش به مروری بر مطالعات گذشته پرداخته می‌شود. جدول ۳-۲ خلاصه‌ای از مطالعات گذشته را نشان می‌دهد.

جدول ۳-۲- پیشینه مطالعات

محققان	موضوع
هیراتا و همکاران ۱۹۹۱ [10]	مطالعاتی بر روی رابطه بین تنش سنگ‌های محیط و میزان انتشار صوتی در محل‌های انفجار خود به خودی سنگ انجام دادند.
اورتلپ و استیسی ۱۹۹۴ [7]	اقدام به دسته بندی مکانیزم‌های مختلف منشا و آسیب انفجار خود به خودی سنگ کردند.
کوک و همکاران ۱۹۹۶ [11]	با استفاده از آزمایش‌های تجربی یک روش تحلیلی برای پیش‌بینی انفجار ارائه دادند.
کایزر و همکاران ۱۹۹۶ [12]	هندبوکی برای مطالعه انفجار خود به خودی سنگ از طریق انرژی و سیستم نگهداری برای مقابله با آن تالیف کردند.
قیاو و تیان ۱۹۹۸ [13]	به این نتیجه رسیدند که معیار تردی سنگ می‌تواند پیش‌بینی کننده انفجار خود به خودی سنگ باشد.
ونگ و همکاران ۱۹۹۸ [14]	با مطالعات آزمایشگاهی و تجربی بازه‌هایی برای بررسی احتمال انفجار خود به خودی سنگ با استفاده از نسبت تنش مماسی به مقاومت فشاری تک محوره ارائه دادند.
حاجی عبدالمجید و همکاران ۲۰۰۲ [15]	مدل عددی CWFS برای پیش‌بینی شکل فرورفتگی انفجار خود به خودی سنگ را ارائه دادند.
رد ۲۰۰۴ [16]	تاثیر حفاری در بدترین شرایط ممکن در محیط گرانیته بر انفجار خود به خودی سنگ مورد بررسی قرار گرفت.
سان و همکاران ۲۰۰۷ [17]	شرایط انفجار خود به خودی سنگ تحت باربرداری در یک تونل دایره‌ای مورد بررسی قرار گرفت.
کولی و همکاران ۲۰۱۰ [18]	نمونه‌هایی را در آزمون ۳ محوره مخصوص انفجار خود به خودی سنگ آزمایش کردند.
خانلری و همکاران ۲۰۱۳ [19]	پتانسیل انفجار خود به خودی سنگ در بخش دوم تونل آبرسانی تهران-کرج را با استفاده از روش‌های تجربی ارزیابی کردند.

ادامه جدول ۲-۳

کابوه و ونگ ۲۰۱۵ [6]	مطالعه‌ای اجمالی بر روی تئوری‌های انفجار خود به خودی سنگ و انواع سیستم‌های نگهداری مورد استفاده در معدن با شیوع انفجار خود به خودی سنگ انجام دادند.
فخیمی و همکاران ۲۰۱۶ [20]	کاری را تحت عنوان مطالعه عددی و فیزیکی انفجار کرنشی پایه‌های معدن ارائه دادند.
ژو و همکاران ۲۰۱۶ [21]	اقدام به بررسی عددی تاثیر امواج دینامیکی بر روی وقوع انفجار خود به خودی سنگ در یک فضای زیر زمینی کردند.
هی و همکاران ۲۰۱۶ [22]	مطالعه‌ای در مورد شبیه‌سازی عددی روی سقف سخت ضخیم که موجب انفجار خود به خودی سنگ در معدن زغال سنگ می‌شود انجام دادند.
منوچهریان و کای ۲۰۱۶ [23]	مطالعه و تحقیقی در مورد آنالیز انفجار خود به خودی سنگ در تونل‌های تحت بارگذاری استاتیک و دینامیک به پایان رساندند.
منوچهریان و کای ۲۰۱۷ [24]	نقش صفحات ضعیف اطراف تونل در پدیده انفجار خود به خودی سنگ و آسیب‌های حاصل از آن بررسی شده است.
ناجی و همکاران ۲۰۱۸ [25]	تاثیر زون برشی روی انفجار خود به خودی سنگ در تونل برق آبی با استفاده از مدل سازی عددی
کنگ و همکاران ۲۰۱۹ [26]	آنالیز عددی خطرات انفجار خود به خودی سنگ تحت بارگذاری های دینامیکی و استاتیکی
دوو و ونگ ۲۰۲۰ [27]	ارزیابی ریسک انفجار خود به خودی سنگ با استفاده از شبیه‌سازی عددی
ژانگ و همکاران ۲۰۲۰ [28]	مکانیزم آشکارسازی انفجار خود به خودی سنگ با استفاده از مدلسازی عددی و محاسبه انرژی
هو و همکاران ۲۰۲۱ [29]	آنالیز عددی و آزمایشگاهی گرایش به انفجار خود به خودی سنگ و مولفه‌های توسعه ترک در معدن گرانیت تیانهو
دنگ ۲۰۲۱ [30]	بررسی عددی و تحلیلی انفجار خود به خودی پایه القا شده توسط موج‌های انفجار مثلثی
یی و همکاران ۲۰۲۱ [31]	مدلسازی عددی برای آزمایش شبیه‌سازی انفجار خود به خودی سنگ به وسیله نرم‌افزار LS-DAYNA
ژئو و لیان ۲۰۲۱ [32]	پیش‌بینی انفجار خود به خودی سنگ و تحلیل مولفه‌های فعال در سنگ‌های اطراف بر پایه‌ی تصویرنگاری میکرولرزه‌ای و شبیه‌سازی عددی

در ادامه به بیان شرح مختصری از این مطالعات پرداخته شده است:

اولین انفجار خود به خودی سنگ گزارش شده، در قرن ۱۸ میلادی در معادن آفریقای جنوبی است ولی قبل از سال ۱۹۳۸ که در معادن زغال بریتانیا این پدیده رایج شد، کمتر مطالعاتی انجام شده است [33]. کایزر و همکاران در مطالعات خود، یکی از بهترین تعاریف برای انفجار خودبه خودی سنگ را ارائه دادند. پدیده آسیب‌زننده به یک حفاری که به حالت ناگهانی و غیر قابل کنترلی رخ می‌دهد و در ارتباط با پدیده‌های لرزه‌ای است [12].

کوک و همکاران^۱ با استفاده از آزمایش‌های تجربی یک روش تحلیلی برای پیش‌بینی انفجار خود به خودی سنگ ارائه دادند. این معیار بر این پایه بنا شد که تخریب ناگهانی زمانی اتفاق می‌افتد که پس از مقاومت نهایی، انرژی اضافه وجود داشته باشد [34]. بنیاووسکی (۱۹۸۷) با مطالعه بر روی انرژی لرزشی، یک معیار تجربی برای انفجار خود به خودی سنگ ارائه داد. معیار وی بر اساس محاسبه انرژی موجی بر مبنای شدت موج برشی و شدت موج طولی است. وی همچنین روابطی بین مقیاس ریشتر و فرکانس وقوع پدیده‌های موجی و انرژی موجی ارائه داده است [35].

هیراتا و همکاران (۱۹۹۱)، پیرو مطالعات کایزر، مطالعاتی بر روی رابطه بین تنش سنگ‌های محیط و میزان انتشار صوتی در محل‌های انفجار خود به خودی سنگ انجام دادند [10].

واسنیاوسکی و همکاران (۱۹۹۴)، پیشنهاد دادند که وقوع انفجار خود به خودی سنگ می‌تواند با انرژی پتانسیل الاستیک کرنش^۲ (PES) که در واقع انرژی کرنشی ذخیره شده در واحد حجم توده سنگ در آزمایش بارگذاری تک‌محوره در مرحله قبل از مقاومت نهایی است، رابطه داشته باشد. این معیار تجربی در معادن مختلف مورد آزمایش قرار گرفت و بازه‌های عددی آن مشخص شد [36].

اورتلپ و استیسی (۱۹۹۴)، اقدام به دسته‌بندی مکانیزم‌های مختلف منشا و آسیب انفجار خود به خودی سنگ کردند [7]. کایزر و همکاران (۱۹۹۶)، هند بوکی برای مطالعه انفجار خودبه خودی سنگ

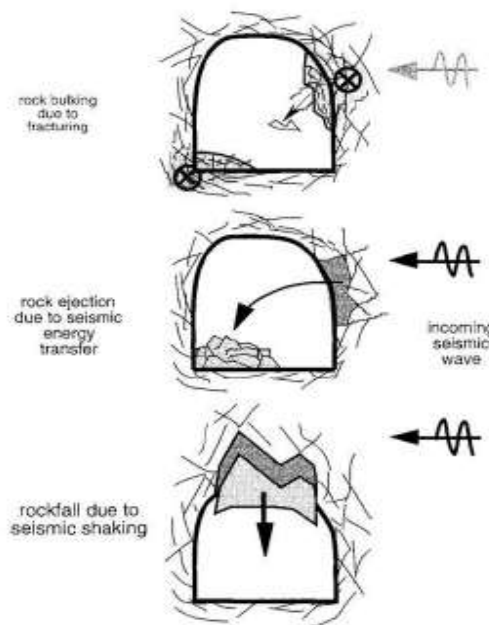
¹ Cook et al

² Potential Energy of Elastic Strain

از طریق انرژی و طراحی سیستم نگهداری برای مقابله با آن در معادن کانادا تالیف کردند. به عنوان بخشی از برنامه تحقیقاتی انفجار خود به خودی سنگ کانادا، در مرکز تحقیقات ژئومکانیک دانشگاه لورنشن^۱ در سادبری کانادا، یک برنامه تحقیقاتی پنج ساله برای طراحی نگهداری به منظور کنترل آسیب در انفجار خود به خودی سنگ تعریف شد. این تلاش‌ها به هندبوک نگهداری انفجار خود به خودی سنگ کانادا منجر شد که در آن طبیعت و عوامل ایجاد آسیب در انفجار خود به خودی سنگ در معادن کانادا و ابزارهای لازم برای طراحی سیستم نگهداری برای مقابله با آن تبیین شد [12].

به طور کلی، اکثر انفجارهای خود به خودی سنگ در کانادا، دارای مکانیزم‌های نشان داده شده در

شکل ۲-۳۰ می‌باشند.



شکل ۲-۳۰- مکانیزم‌های انفجار خود به خودی سنگ [12]

قیاوو و تیان (۱۹۹۸) پیشنهاد دادند که معیار تردی سنگ که حاصل تقسیم مقاومت فشاری به کششی است، می‌تواند پیش‌بینی کننده انفجار خود به خودی سنگ باشد. آن‌ها این معیار تجربی را در معادن مختلف مورد آزمایش قرار دادند [13].

ونگ و همکاران (۱۹۹۸) معیار تنش مماسی را عامل تاثیر گذار در پدیده انفجار خود به خودی

¹ Geomechanic Research Centre at Laurentian University

سنگ دانستند و پیرو مطالعات آزمایشگاهی و تجربی بازه‌هایی برای بررسی احتمال انفجار خود به خودی سنگ با استفاده از نسبت تنش مماسی به مقاومت تک محوره فشاری ارائه دادند [14]. در ادامه، ونگ و همکاران (۲۰۰۱) مطالعات جامعی درمورد پیش‌بینی انفجار خود به خودی سنگ با تحلیل انرژی انجام دادند. آن‌ها پس از معرفی چند معیار خاطر نشان کردند که بررسی انفجار خود به خودی سنگ از دیدگاه انرژی ضروری است و می‌تواند یکی از بهترین گزینه‌ها در مدلسازی عددی باشد [33].

حاجی عبدالمجید و همکاران (۲۰۰۲) در ادامه تحقیقات هوک و کایزر (۱۹۹۷) پیشنهاد دادند که شکست در اعماق کم، تابع ناپیوستگی‌ها است ولی در اعماق زیاد تابع شرایط تنش و مقاومت توده سنگ می‌باشد. آن‌ها بر این اساس مدل CWFS را که ریشه در معیار هایکل-اسیکمور-کولمب و هوک براون دارد را ارائه دادند و توانستند با دقت بالا شکل فرورفتگی انفجار خود به خودی سنگ را با روش‌های عددی پیش‌بینی کنند [15].

رد (۲۰۰۴) تجربیات ۲۰ سال تحقیق در آزمایشگاه مکانیک سنگ زیرزمینی سازمان انرژی اتمی کانادا را منتشر کرد. در سال‌های ۱۹۸۹-۱۹۹۵ در طبقه ۴۲۰ متری این آزمایشگاه طی آزمایشی به نام (ماین بای^۱) در سنگ گرانیت بکر یک تونل که از قبل و از طریق حفاری‌های مجاور توسط بهترین تجهیزات موجود ابزار بندی شده بود، در جهت σ_2 تونلی با قطر ۳/۵ متر حفاری شد تا تاثیر حفاری در بدترین شرایط ممکن بر محیط گرانیتی مورد بررسی قرار گیرد. در این تونل انفجارهای سنگ زیادی، در سطح مشاهده شد و مورد مطالعه قرار گرفت. این آزمایش اطلاعات بسیار مفید و قابل اطمینانی تولید کرد و جامعه علمی را در راستای فهم بهتر این پدیده بسیار یاری نمود [16].

سان و همکاران (۲۰۰۷) شرایط انفجار خود به خودی سنگ تحت باربرداری در یک تونل دایره‌ای شکل را مورد بررسی قرار دادند. آن‌ها روش کوپل DDA-FEM را پیشنهاد دادند تا ناپایداری کلی توسط روش المان محدود مشخص شود و سپس برای آن محل خاص، روش تغییر شکل ناپیوسته اجرا شود. آن‌ها همچنین تاثیر یک پیچ سنگ دوغ ابی را در مدل خود مورد بررسی قرار دادند [17].

^۱ Mine by

جیانگ و همکاران (۲۰۰۸) مدل الاستیک-ترد-پلاستیک را برای رفتارشناسی محیط‌های با احتمال انفجار خود به خودی سنگ پیشنهاد دادند. آن‌ها اشاره کردند که تمرکز تنش و باربرداری، یک شرایط متمرکز جدید ایجاد می‌کند که باعث شکست ترد یا انفجار خود به خودی سنگ در سنگ‌های سخت می‌شود. آنها این پدیده را زوال^۱ نامیدند [37].

کولی و همکاران (۲۰۱۰) پدیده انفجار خود به خودی سنگ در معدن مرمر کارارا در ایتالیا را مورد مطالعه قرار دادند. آن‌ها با همکاری پروفیسور هه‌از، نمونه‌هایی را در آزمون سه محوره مخصوصا انفجار خود به خودی سنگ، آزمایش کردند. نتیجه این آزمایش‌ها نشان داد که تعداد و دامنه گسیل‌های صوتی (AE) در نزدیکی لحظه انفجار، به شدت زیاد می‌شوند و پس از آن نمونه غیرقابل کنترل است [18].

خانلری و همکاران (۲۰۱۳) پتانسیل انفجار خود به خودی سنگ در بخش دوم تونل آبرسانی تهران -کرج را با استفاده از روش‌های تجربی ارزیابی کردند. حاصل تحقیقات آن‌ها نشان داد که چهار معیار انرژی موجی، تنش مماسی، تردی سنگ و معیار انرژی کرنش الاستیک می‌تواند پراکندگی جواب بسیار فاحشی داشته باشند [19].

در سال ۲۰۱۵ فخمی و همکاران کاری را تحت عنوان مطالعه عددی و فیزیکی انفجار کرنشی پایه های معدن ارائه داده‌اند. برای شبیه‌سازی انفجار فشار در آزمایشگاه، یک تیر فولادی طراحی شده و به دستگاه بارگیری فشاری متصل شد. تیر به عنوان یک جاذب انرژی عمل می‌کند و در تماس مستقیم با نمونه سنگ است، که تحت بارگیری فشاری یکنواخت است. پس از شکست نمونه، انرژی جذب شده در تیر به نمونه سنگ منتقل تا انفجار کرنش را در پایه های زیرزمینی شبیه‌سازی کند. بر اساس تست های فیزیکی، سرعت قطعه سنگ بیش از ۴ متر بر ثانیه با استفاده از دوربین با سرعت بالا اندازه گیری شد. تعامل میان تیر فولادی و سنگ، با استفاده از یک برنامه کامپیوتری المان محدود - مجزا ترکیبی، مدل سازی شد. اثر پارامترهای مختلف مانند طول و قطر پایه، ضریب اصطکاک بین پایه و سقف، استحکام فشاری پایه، رفتار تیر پس از پیک، سختی سقف و پایه و تراکم سنگ‌های سقف، در شدت

¹ Deterioration

انفجار کرنشی مورد مطالعه قرار گرفت [20].

کاب و هوونگ (۲۰۱۵) مطالعه اجمالی بر روی تئوری‌های انفجار خود به خودی سنگ و انواع سیستم‌های نگهداری مورد استفاده در معادن با شیوع انفجار خود به خودی سنگ انجام دادند. آن‌ها تأکید کردند که هر رویداد موجی، انفجار خود به خودی سنگ نیست. در واقع پدیده‌های موجی بسیار رایج هستند و حاصل به وجود آمدن ترک‌ها در پاسخ سنگ به حفاری و بارگذاری دوباره هستند ولی ذات ناگهانی و غیرقابل کنترل^۱ انفجار خود به خودی سنگ، مرز تشخیص این دو نوع پدیده است. آن‌ها انفجار خود به خودی سنگ را به سه دسته انفجار خودبه‌خودی کرنش، انفجار خودبه‌خودی ستون و انفجار خودبه‌خودی لغزش گسل تقسیم‌بندی کردند. بخش زیادی از مطالعه آن‌ها، بر روی پیچ سنگ‌های مناسب برای چنین فضاهایی است [6].

ژو و همکاران (۲۰۱۶) اقدام به بررسی عددی تاثیر امواج دینامیکی بر روی وقوع انفجار خود به خودی سنگ، در یک فضای زیرزمینی کردند. آن‌ها نشان دادند که تونلی که در اعماق مختلف و تحت تنش‌های عمودی و افقی متفاوت، پایدار است می‌تواند به راحتی توسط یک موج دینامیکی با دامنه و مدت زمان مشخص و رایج در معادن، دچار انفجار خود به خودی سنگ و ناپایداری شود [21].

در سال ۲۰۱۶ هی و همکاران مطالعه‌ای در مورد شبیه‌سازی عددی روی سقف سخت و ضخیم که موجب انفجار خود به خودی سنگ در معدن ذغال سنگ می‌شود، انجام داده‌اند. به منظور آشکار کردن فرایند دینامیکی انفجار خود به خودی القایی سنگ سقف، یکی از رایج‌ترین و قوی‌ترین بلایای دینامیکی در معادن زغال سنگ؛ شبیه‌سازی عددی برای بررسی اثر بارگذاری پویای لرزش سقف در سنگ‌های اطراف و همچنین تأثیر آن بر پایداری انجام شد [22].

در سال ۲۰۱۷ منوچهریان و کای مطالعه و تحقیقی را در مورد آنالیز انفجار خود به خودی سنگ در تونل‌های تحت بارگذاری استاتیک و دینامیک به پایان رسانده‌اند. در این مقاله، نقش ناپیوستگی در اطراف تونل در رخداد انفجار خود به خودی سنگ مورد مطالعه قرار گرفت. برای این منظور، نرم‌افزار

¹ Violent

Abaqus برای شبیه‌سازی شکست دینامیکی سنگ در تونل‌های عمیق مورد استفاده قرار گرفت. انفجار خود به خودی سنگ در نزدیکی مناطق گسل در تونل‌های عمیق تحت بارهای استاتیک و پویا مورد مطالعه قرار گرفت. چندین مدل تونل با و بدون گسل ساخته شد و بارهای استاتیک و پویا برای شبیه‌سازی شکست سنگ‌ها استفاده شد. سرعت و انرژی جنبشی سنگ‌های شکسته شده، ناحیه شکست در اطراف تونل و مش‌های تغییر شکل یافته برای شناسایی شکست‌های سنگ پایدار و ناپایدار اندازه‌گیری شد [24].

در سال ۲۰۱۸ توسط منوچهریان و کای نقش صفحات ضعیف اطراف تونل در پدیده انفجار خود به خودی سنگ و آسیب‌های حاصل از آن مطالعه شده است. نرم‌افزار Abaqus دو بعدی برای شبیه‌سازی شکست دینامیکی سنگ در تونل‌های عمیق استفاده شد. در مرحله اول، شکست سنگ در نزدیکی مرز حفاری یک تونل بدون هیچگونه مجاورت صفحه‌ی ضعیفی مدل‌سازی شد. سپس یک گسل با طول، خوابیدگی و فاصله‌های مختلف، به مدل تونل اضافه شد و اثر آن بر شکست سنگ‌ها شبیه‌سازی شد. سرعت و انرژی جنبشی سنگ‌های شکست خورده، ناحیه شکست در اطراف تونل و مش تغییر شکل یافته برای شناسایی شکست‌های پایدار و ناپایدار سنگ مورد مطالعه قرار گرفت. نتایج شبیه‌سازی نشان داد هنگامی که موقعیت و جهت‌گیری بگونه‌ای باشد که باعث افزایش بیش از حد تنش و کاهش سختی سیستم معدن گردد، وجود یک گسل در نزدیکی یک تونل می‌تواند موجب ایجاد پدیده انفجار خود به خودی سنگ شود. در نهایت انفجار خود به خودی سنگ اتفاق افتاده در تونل زهکشی جین پینگ شماره ۲ با یک گسل نزدیک مشاهده شده، شبیه‌سازی شد [38].

انفجار خود به خودی سنگ یک مشکل خطرناک در معادن زیرزمینی عمیق و تونل‌های عمرانی است. بسیاری از عوامل موثر بر آسیب انفجار خود به خودی سنگ مشخص شده‌اند. در میان آن‌ها، حضور ناپیوستگی‌های زمین‌شناسی، مانند گسل‌ها و برش‌ها، یک عامل کلیدی محسوب می‌شود، اما نقش آن‌ها در تأثیر بر وقوع و آسیب انفجار خود به خودی سنگ، به طور کامل درک نمی‌شود. درک درستی از نقش ساختارهای زمین‌شناسی بر وقوع و آسیب انفجار خود به خودی سنگ برای پیش‌بینی

و کنترل آن مهم است. در این مقاله، Abaqus دو بعدی با ویژگی های ناهمگونی مواد مورد مطالعه قرار گرفته است تا نقش صفحات ضعیف در وقوع و آسیب انفجار خود به خودی سنگ را مورد مطالعه قرار دهد. در مرحله اول، یک روش جدید برای شبیه سازی روند حفاری تونل در مدل های دو بعدی با استفاده از Abaqus ارائه شد. مدل های با و بدون صفحات گسل توسعه و شبیه سازی شده است. تأثیر طول صفحات ضعیف (l) و جهت گیری (θ) و همچنین موقعیت نسبی یک صفحه ضعیف به یک تونل (d) بر آسیب انفجار خود به خودی سنگ به صورت سیستماتیک مورد بررسی قرار گرفت. حداکثر سرعت متوسط مواد شکست خورده ($\bar{V}_{max}$)، حداکثر انرژی جنبشی مواد شکست خورده در واحد حجم (KE_{max})، ناحیه شکست، و مش تغییر شکل داده به دست آمده و مورد تجزیه و تحلیل قرار گرفته است. نشان داده شد که صفحات ضعیف در اطراف یک تونل ممکن است سختی سیستم بارگیری سنگ های شکست خورده را تغییر دهد و موجب ایجاد انفجار خود به خودی سنگ شود؛ زیرا زمانی که یک صفحه ضعیف در نزدیکی بازکننده زیرزمینی وجود دارد، حجم زیادی از سنگ قادر به حرکت آزادانه تر نسبت به زمانی است که صفحه ضعیفی وجود ندارد. همچنین نشان داده شده است که یک صفحه ضعیف باید در موقعیتی قرار بگیرد که باعث تقویت تنش در سنگی شود که در نهایت شکسته می شود. اگر شکست زمانی رخ دهد که یک گسل به صورت بحرانی قرار گرفته و جهت گیری کرده باشد، بیشتر انرژی ذخیره شده می تواند آزاد شود، که می تواند حالت شکست را از حالت پایدار به ناپایدار تغییر دهد. تنش زیاد، سیستم بارگیری نسبتاً نرم و سطح آزاد (پتانسیل تغییر شکل) شرایط لازم برای شکست سنگ ناپایدار است. نقش صفحه ضعیف در انفجار خود به خودی سنگ جین پینگ ۲ مورد مطالعه قرار گرفت. نتایج مدل سازی یک مدل بدون هیچگونه سطح ضعیفی، شکستی با مقادیر کم $\bar{V}_{max}$ و KE_{max} را نشان می دهد. از آنجا که یک گسل در نزدیکی تونل پس از رویداد انفجار خود به خودی سنگ جین پینگ ۲ مشاهده شد، این گسل در مدل های بعدی گنجانده شد که منجر به شکست نامتقارن اطراف تونل با مقادیر بالا $\bar{V}_{max}$ و KE_{max} شد. نتایج مدل سازی، ویژگی های مهم انفجار خود به خودی سنگ جین پینگ ۲ مانند الگوی شکست و شدت شکست سنگ ناپایدار را به دست می آورد. با توجه به عدم

اطمینان در خواص مکانیکی گسل و فاصله آن با تونل، میانگین سرعت پرتاب سنگ دیوار تونل راست در محدوده ۱/۵ تا ۶/۶ متر بر ثانیه محاسبه شده و انرژی جنبشی واحد بین ۳/۱ و ۵۱/۸ kJ/m^3 محاسبه شده است. اگر چه سرعت تخلیه محاسبه شده و انرژی جنبشی آزاد شده واحد را نمی‌توان با داده‌های اندازه گیری میدانی (بدون اطلاعات کمی در دسترس) تأیید کرد، این مقادیر به خوبی با مشاهدات پس از وقوع شرایط شکست میدانی منطبق است. این بدان معنی است که ابزار عددی اختیار شده برای مطالعه مشکلات شکست ناپایدار سنگ در حفاری‌های زیرزمینی مفید است. این تحقیق نشان می‌دهد که صفحات ضعیف در اطراف تونل های عمیق، ممکن است آسیب انفجار خود به خودی سنگ را اگر به صورت بحرانی قرار گرفته و یا جهت گیری کرده باشد تحت تاثیر قرار دهد [24].

از این رو، بررسی دقیق زمین شناسی قبل و در طول حفاری برای شناسایی این نوع از ناپیوستگی‌های زمین شناسی مهم است، زیرا اجازه ی شناسایی مناطق دارای پتانسیل متمایل به انفجار در طول تونل‌ها و اقدامات مناسب برای کنترل انفجار خود به خودی سنگ را می‌دهد. رویکرد ارائه شده در این مطالعه می‌تواند پاسخ دینامیکی توده سنگ را بدست آورد و به طور خاص، توانایی تخمین سرعت پرتاب و انرژی جنبشی آزاد شده و یک رویکرد جدید برای طراحی دینامیکی سنگ را فراهم می‌کند [24].

در سال ۲۰۱۸ ناجی و همکاران مطالعه‌ای تحت عنوان "تاثیر زون برشی روی انفجار خود به خودی سنگ در تونل برق آبی عمیق Neelum-Jhelum: روش مدل سازی عددی" انجام دادند که این پروژه در شرایط تنشی بالا در حوضچه‌های فعال تکتونیکی ساخته شده است. نرم افزار فلک سه بعدی زون برشی در تونل راست را شبیه سازی می‌کند که نشان می‌دهد تنش‌ها در نزدیکی منطقه برش متمرکز شده است، در حالی که هیچ غلظت تنش در تونل چپ وجود ندارد. توده سنگ نزدیک زون برشی جابجا شده است. نتایج مدل سازی نشان می‌دهد که حضور زون برش در دیوار جانبی تونل سمت راست تأثیر عمده‌ای بر وقوع رخداد انفجار خود به خودی سنگ دارد. لغزش برشی در طول این صفحه، مقدار بسیار زیادی از انرژی تجمیع شده را آزاد کرد که باعث تلفات انسانی و صدمه به تاسیسات شد. مقایسه شبیه سازی عددی با معیارهای تجربی انفجار خود به خودی سنگ، شرایط واقعی را اعتبارسنجی می‌کند

و به ما در درک پدیده غلظت تنش در نزدیکی منطقه برش و تأثیر آن در تونل زنی عمیق کمک می‌کند [25].

وقایع میکرولرزه‌ای معمولاً در حین حفاری پنل‌های جبهه کار طولانی اتفاق می‌افتد و اغلب هنگامی انفجار خود به خودی سنگ رخ می‌دهد که تحت تأثیر بارهای دینامیکی باشد. از نرم‌افزار فلک سه بعدی برای بررسی تغییر شکل و پتانسیل انفجار خود به خودی سنگ در جاده‌ها تحت بارهای دینامیکی و استاتیک مختلف استفاده شده است. نتایج نشان می‌دهد که هر چه بار دینامیکی بزرگتر باشد، در شرایط بارگیری استاتیک یکسان، تغییر شکل مسیر جاده افزایش می‌یابد. یک مسیر تحت بار استاتیکی بالا در صورت تحت تأثیر قرار گرفتن از بارهای دینامیکی، مستعد تغییر شکل و بی‌ثباتی است. در شرایط بارگیری استاتیک مختلف، پاسخ های دینامیکی توزیع تنش زمین در جاده متفاوت است. وقتی مسیر در عمق کمی باشد و بار دینامیکی آن اندک باشد، تنش و تراکم انرژی الاستیک ذغال سنگ در منطقه اوج تنش تکیه گاه پس از بار دینامیکی، بیشتر از محاسبات استاتیک است. بار دینامیکی ذخیره انرژی را برای ذغال سنگ در منطقه اوج تنش زمین‌های مجاور فراهم می‌کند. هنگامی که مسیر باربری عمیق است، یک بار دینامیکی کوچک هنوز هم می‌تواند باعث ایجاد تنش در ذغال سنگ و کاهش چگالی انرژی الاستیک در ناحیه اوج تنش تکیه گاه شود، و احتمالاً با ترکیبی از یک بار استاتیک بالا و یک بار دینامیکی ضعیف انفجار خود به خودی سنگ در یک جاده معدنی عمیق رخ دهد. وقتی بار دینامیکی زیاد باشد، هرچه عمق جاده بیشتر باشد، انرژی کشسانی آزاد شده توسط بار دینامیکی بیشتر است. اقدامات کنترلی برای منابع مختلف بار دینامیکی و استاتیک انفجار خود به خودی سنگ مورد بحث قرار گرفته است. نتایج، مرجعی برای کنترل انفجار خود به خودی سنگ تحت بارهای دینامیکی فراهم می‌کند [26].

کنگ و همکاران ۲۰۱۹ یک شبیه‌سازی عددی با استفاده از شبیه‌سازی المان محدود روی جبهه کار دارای ریسک بالای انفجار خود به خودی سنگ انجام دادند که توزیع تنش روی جبهه کار و جاده بررسی شده است. زون انفجار خود به خودی سنگ در پیشروی تعیین گردیده است. از طریق آزاد سازی

انفجار، وادارسازی به انفجار خود به خودی سنگ و آزاد کردن انرژی الاستیک از زغال سنگ، می‌توان جبهه کاری ایمن فراهم کرد. همچنین ثابت شده که شبیه‌سازی عددی معتبر می‌باشد [27].

ژانگ و همکاران یک روش محاسباتی جدید برای محاسبه مقدار انرژی الاستیک ذخیره‌سازی سنگ‌های اطراف بر اساس شبیه‌سازی عددی و محاسبه نظری ارائه دادند. با محاسبه مقدار مختلف انرژی تحت حالت‌های مختلف نیرو و مقایسه آن‌ها با سطح انرژی هنگام انفجار خود به خودی سنگ، مکانیسم انفجار خود به خودی سنگ بدست می‌آید: هنگامی که جاده‌ها و سنگ‌های اطراف، در شرایط میدان نیروی نسبت زیاد باشند، تنش تحریک کننده باعث آزاد شدن انبوه انرژی الاستیک سنگ‌های اطراف در اطراف مسیر می‌شود و هنگامی که انرژی به سطح مشخصی می‌رسد، انفجار خود به خودی سنگ رخ می‌دهد. همچنین شرایط خاص میدان نیرو و تحریک مقادیر تنش انفجار خود به خودی سنگ ارائه شده است که از اهمیت زیادی برای هدایت مکانیزم برای آشکار سازی، نظارت و کنترل ترکیدگی سنگ برخوردار است [28].

هو و همکاران یک آزمایش سه بعدی محوری انفجار خود به خودی سنگ و شبیه‌سازی عددی بر روی گرانیات تیانهو انجام داده‌اند تا گرایش به انفجار خود به خودی سنگ و ویژگی‌های گسترش ترک سنگ اطراف آن پس از حفاری بررسی شود. آزمایش و فرآیند شبیه‌سازی عددی مسیر تنش انفجار خود به خودی سنگ را کنترل می‌کند تا تنش انفجار خود به خودی سنگ تصویرسازی گردد. با توجه به قانون تکامل فرکانس و دامنه تصویر نگاری اکوستیک سنگ، مشخصات شکل قطعات انفجار خود به خودی سنگ تجزیه و تحلیل شده است. تجزیه و تحلیل شبیه‌سازی عددی انفجار خود به خودی سنگ توسط نرم‌افزار PFC انجام شده و قانون تکامل زمانی و مکانی ترک‌ها بدست آمده است. نتایج تحقیق نشان می‌دهد که آزمایش آزمایشگاهی و شبیه‌سازی عددی گرانیات تیانهو به ترتیب دارای مقاومت ۱۶۳،۴ و ۱۶۱ در برابر انفجار خود به خودی سنگ هستند و متوسط نسبت تنش انفجار خود به خودی سنگ ۸/۳۸ است، یعنی گرانیات تیانهو تمایل به انفجار خود به خودی سنگ کمی دارد. در حین انفجار خود به خودی سنگ، ایجاد ترک‌های کششی باعث ایجاد بقایای پوسته پوسته و ایجاد ترک‌های برشی

می‌شود. انفجار خود به خودی سنگ زمانی اتفاق خواهد افتاد که بار بیشتری نسبت به نرخ رشد ترک تخلیه شود. بنابراین، می‌توان آن را به عنوان یک سیگنال پیش‌ساز برای وقوع انفجار خود به خودی سنگ استفاده کرد [29].

جایان، مکانیزم انفجار پایه را به صورت تحلیلی و عددی، تحت تحریک امواج تنش مثلثی ناشی از انفجار زیرزمینی، مطالعه کرده است. انفجار خود به خودی سنگ به عنوان یک مشکل ناپایداری دینامیکی (یا کمانش دینامیکی) یک ستون در نظر گرفته می‌شود. برای فرمول سازی مسئله، یک معادله حاکم بر حرکت ایجاد شد که یک معادله دیفرانسیل مرتبه دوم با ضرایب متغیر از نوع ماتیو-هیل بود. یک روش تحلیلی برای بررسی اثرات عوامل مختلف بر روی مکانیسم انفجار پایه، مانند دامنه بارهای استاتیکی و مولفه های دینامیکی، فرکانس، شیب، مدت زمان، اوج گیری و فاصله زمانی بین دو بار دینامیکی ارائه شده است. سپس یک روش ماتریس عددی برای تأیید نتایج تحلیلی معرفی شد. مشخص شد که دامنه و فرکانس اختلالات دینامیکی نقش مهمی در وقوع انفجار خود به خودی سنگ دارد. فاصله زمانی طولانی تر بین مولفه بارهای دینامیکی به کاهش انفجار خود به خودی سنگ کمک می‌کند. در همین حال، شیب مثبت بارهای مثلثی همان تأثیر شیب منفی را دارد. بر اساس مکانیسم به دست آمده، اقداماتی برای کاهش خطر انفجار خود به خودی سنگ در حفاری‌های زیرزمینی پیشنهاد شده است [27].

یی و همکاران ۲۰۲۱: از سیستم نگهداری معمولاً برای کاهش پیامدهای احتمالی انفجار سنگ در معادن مستعد انفجار خود به خودی سنگ استفاده می‌شود. برای ارزیابی ظرفیت سیستم‌های نگهداری زمین هنگام بارگذاری دینامیکی، آزمایش‌های شبیه‌سازی انفجار سنگ با استفاده از انفجار در معدن کیرونا انجام شد. در این مطالعه، یک شبیه‌سازی عددی برای یکی از آزمایشات میدانی با استفاده از نرم‌افزار LS-DYNA برای بررسی پاسخ دینامیکی سیستم های نگهداری زمین از جمله شاتکریت و پیچ سنگ انجام شد. نتایج عددی الگوی مشابهی برای ارتعاش ذرات و ترک را با اندازه گیری‌های میدانی نشان داد. اثرات موقعیت چاشنی و نوع خرجگذاری در پاسخ دینامیکی سیستم های نگهداری زمین نیز

بحث گردید. نتایج عددی نشان داد که اوج ارتعاشات ذرات در صفحه آزمایش شده در امتداد جهت انتشار انفجار افزایش می‌یابد. برای بررسی تأثیر بارهای دینامیکی مختلف بر پاسخ دینامیکی سیستم‌های نگهداری، استفاده از خرج ویژه متفاوت در یک گمانه دشوار است. نتایج عددی همچنین نشان داد که مدل سازی عددی دو بعدی برای آزمایش های شبیه سازی انفجار خود به خودی سنگ می‌تواند پاسخ دینامیکی سیستم های نگهداری زمین را بیش از حد، ارزیابی کند [31].

در سال ۲۰۲۱ ژئو و لیان تحقیقی را تحت عنوان پیش‌بینی انفجار خود به خود سنگ و تحلیل مولفه‌های فعال در سنگ‌های اطراف بر پایه‌ی تصویرنگاری میکرو لرزه‌ای و شبیه‌سازی عددی انجام دادند. این تحقیق بر روی تونل دسترسی شائوزیانگ کو^۱ انجام شده است. تونل دسترسی در نیروگاه اصلی نیروگاه برق آبی -شوان جیان کو- در منطقه ای با تنش برجا زیاد و شرایط پیچیده زمین‌شناسی در جنوب غربی چین واقع شده است. انفجارهای خود به خودی سازه‌ای به طور مکرر اتفاق افتاده و تهدیدهای جدی برای ایمنی کارکنان و تجهیزات در حین حفاری تونل می‌باشد. حداکثر عمق شکست انفجار خود به خودی سنگ در دیواره سمت چپ تونل به ۱/۸ متر رسیده است. یک فناوری نظارت بر ریزلرزه سه بعدی (MS) برای نظارت بر ریزترک‌ها در داخل تونل اطراف سنگ ارائه شده است. با استفاده از نرم‌افزار متلب، مقادیر اصلی فرکانس سیگنال‌های MS استخراج شد. بر اساس نظارت بر MS، برخی از پارامترهای منبع به دست آمد. از سه پارامتر از جمله تنش آشکار، حجم آشکار و مقدار فرکانس اصلی، برای تجزیه و تحلیل وضعیت فعالیت در سنگ اطراف استفاده شد. این روش از وضوح زمانی بالایی برخوردار بوده و می‌تواند ساخت و سازهای موجود در محل را در زمان مناسب برنامه ریزی کند. ترکیبی از این سه پارامتر می‌تواند خصوصیات مختلف آسیب سنگ اطراف را در زمان واقعی بهتر توصیف کند. هنگامی که تنش آشکار و حجم آشکار برخی از وقایع نسبتاً زیاد بود و مقادیر اصلی فرکانس برخی وقایع نسبتاً کم بود، خطر انفجار سنگ نسبتاً زیاد می‌باشد. سرانجام، از یک نرم‌افزار شبیه‌سازی عددی سه بعدی (RFPA3D) برای محاسبه عددی استفاده شد تا مکانیسم های انفجار سنگ کرنشی را کشف

^۱ Shuangjiangkou

کند. منطقه ای که خطر انفجار سنگ نسبتاً زیاد و پیش‌بینی انفجار سنگ نسبتاً دشوار بود، مشخص شد و این مقاله ایده جدیدی را برای پیش‌بینی انفجارهای خود به خودی سنگ با ساختار کرنشی ارائه داد. درک وضعیت فعالیت در داخل سنگ اطراف برای کنترل وقوع انفجار خود به خودی سنگ یا تضعیف مقاومت انفجار سنگ بسیار مهم است. نتایج تحقیق برای ساخت و ساز ایمن و کارآمد و در محل، دارای ارزش قابل توجهی است [32].

۹-۲ آشنایی با نرم‌افزار

در میان نرم‌افزارهایی که از روش المان محدود برای آنالیز مسائل مهندسی استفاده می‌نمایند، نرم‌افزار Abaqus، با قابلیت‌های منحصر به فرد خود، به عنوان یک نرم‌افزار بسیار دقیق تحقیقاتی و کاربردی در صنعت و دانشگاه شناخته شده است.

نرم‌افزار Abaqus قابلیت انجام طیف گسترده‌ای از آنالیزهای المان محدود را دارد. این مسائل هم شامل مسائل دینامیکی و هم شامل مسائل استاتیکی می‌باشد.

روند آنالیز به شرح زیر است:

(۱) تقسیم بندی مساله به گام‌های مختلف

(۲) تعیین روش آنالیز برای هر گام

(۳) تعیین بارگذاری، شرایط مرزی و خروجی‌ها برای هر گام

در حالت خودکار و مسائل غیر خطی، Abaqus روند افزایش و تکرار را بسته به شدت غیر خطی بودن مساله، تا آن مرحله که ضرورت داشته باشد، ادامه می‌دهد. برای تسریع در آنالیز، این نرم‌افزار از برون یابی خطی یا سهمی‌وار، برای تعیین اولین افزایش استفاده می‌کند. Abaqus عموماً روش نیوتن را برای تحلیل مسائل غیر خطی و روش سختی را برای تحلیل مسائل خطی بکار می‌برد. در هر دو این روش‌ها ماتریس سختی مورد نیاز است [39].

فصل ۳ : آشنایی با مشخصات منطقه مورد مطالعه و

ایجاد مدل

۳-۱ مقدمه

مدل سازی عددی انفجار خود به خودی سنگ همواره مورد توجه محققان و مهندسين معدن بوده است. استفاده از روش های عددی برای پیش بینی یا توصیف این پدیده راهکاری ارزان و کاملاً ایمن می باشد. در سال های اخیر نیز مطالعات و مدل سازی های فراوانی در این زمینه انجام شده است. بعضی از این مطالعات در زمینه گسل و جابجایی گسل و تاثیر پارامترهایی مثل جهت و شیب گسل بر پدیده انفجار خود به خودی سنگ بوده است. مطالعات دیگری نیز در زمینه پیشگیری و راهکارهای پیشگیری از وقوع انفجار خود به خودی سنگ می باشد.

منطقه مورد مطالعه رمپی معدنی و زیرزمینی از جنس بازالت می باشد که در کشور استرالیا قرار دارد و دو انفجار خود به خودی سنگ در عمق ۵۴۰ متری در این معدن گزارش و ثبت شده است. در این فصل تلاش بر این شده است که با استفاده از مدل سازی، تصویر واضح تری از پدیده انفجار خود به خودی سنگ ارائه شود. در این تحقیق دو تونل از مدل واقعی ساخته شده است که به صورت موازی نسبت به هم قرار گرفته اند.

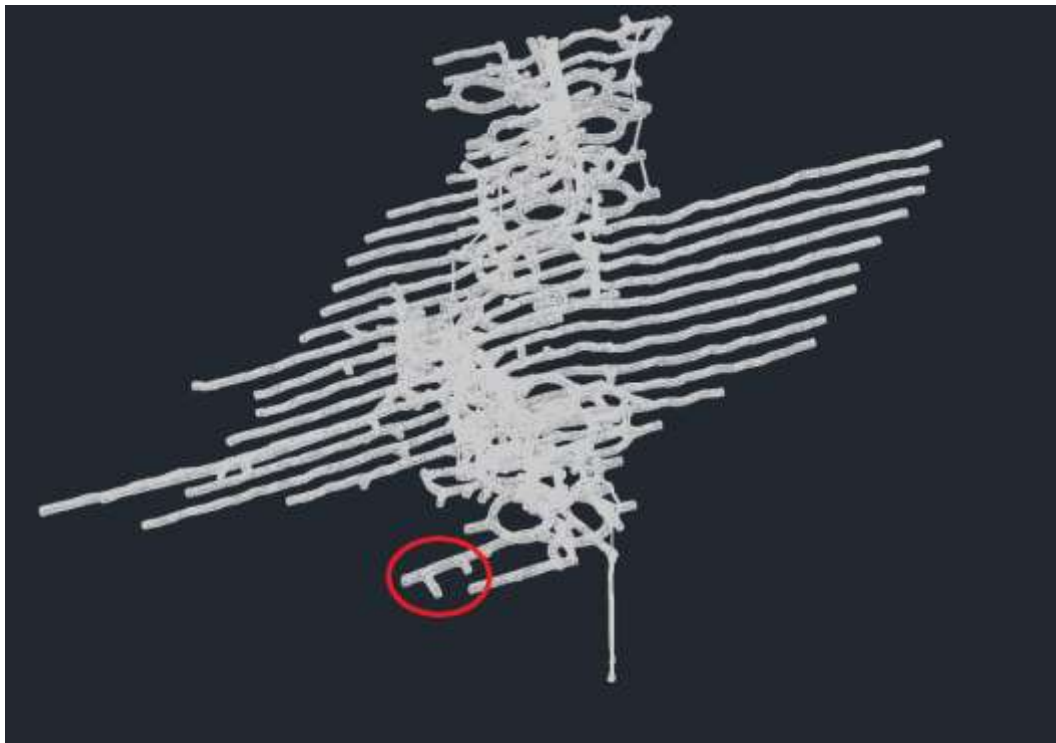
ابتدا مشخصات منطقه مورد مطالعه بررسی می شود. در بخش بعدی مراحل ساخت مدل به صورت مختصر در نرم افزار Abaqus بیان می گردد.

با استفاده از نرم افزار Abaqus، داده های لرزه ای به مدل وارد خواهد شد تا تاثیر آن بر تونل های دارای عمق زیاد مشاهده گردد. پیش از این کار باید آنالیز برگشتی صورت پذیرفته تا موج منبع از طریق موج دریافتی ژئوفون بدست آید. این کار مستلزم تعیین ضرایب رایلی یا ضرایب میراگر است. این کار با استفاده از یک روش ابتکاری صورت پذیرفته است.

برای جلوگیری از برگشت موج در مرزهای مدل نیاز به میراگرهایی است که دامنه موج در مرزهای کناری مدل صفر گردد. این کار با استفاده از میراگرهای به نام میراگرهای فنر در مدل انجام می گیرد.

۲-۳ معرفی منطقه مورد مطالعه

منطقه مورد مطالعه رمپی معدنی از جنس بازالت در کشور استرالیا است که دارای مقاومت فشاری تک محوره برابر با ۱۴۳ مگاپاسکال می‌باشد. منطقه مورد مطالعه در شکل ۱-۳ نمایش داده شده است.



شکل ۱-۳- نمایش از معدن مورد بررسی

دو انفجار خود به خودی سنگ در منطقه مورد بررسی رخ داد که در این زمان اپراتور جامبو بر روی زون آسیب دیده کار می‌کرد و طبق دستور العمل استخراج، عملیات تکمیل نگهداری را انجام می‌داد.

آسیب به مناطق تحت نگهداری در ۲ منطقه رخ داد [40].

مناطق که انفجار خود به خودی سنگ در آن رخ داده، ناحیه A و B نامگذاری شد که در عمق

۵۴۰ متری قرار دارند. این دو ناحیه به اختصار توضیح داده شده است:

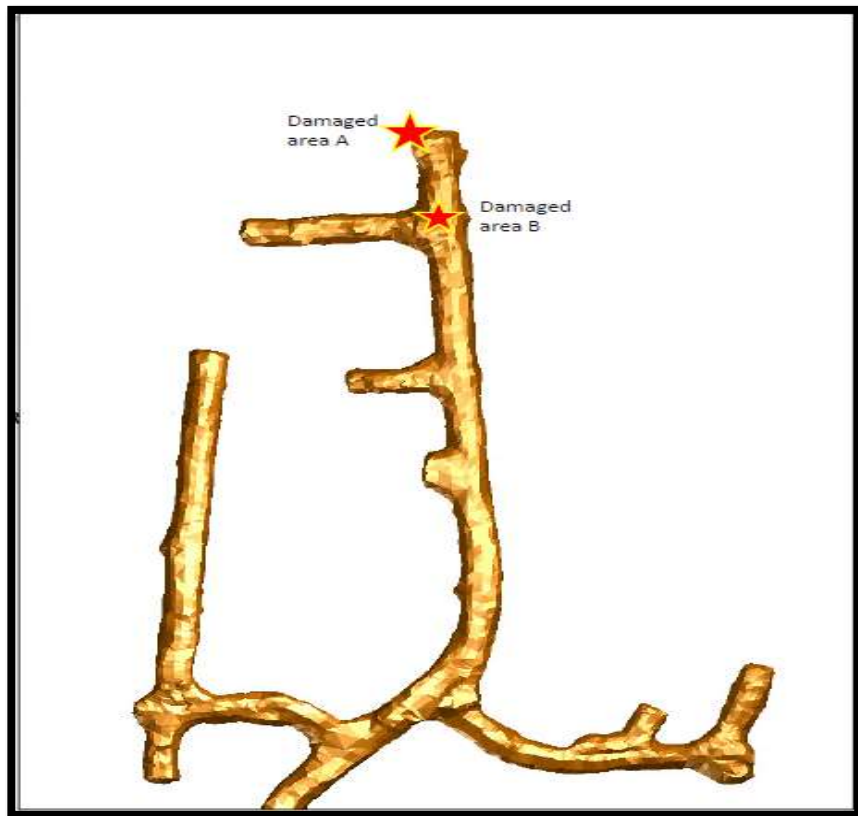
۱- ناحیه A

در این ناحیه تقریباً حدود ۳۰ تن از منطقه در حال معدنکاری (در مکانی که فاقد نگهداری

بود) و نگهداری در طول همپوشانی بین دو ورقه مش به طول ۵-۶ متر فرو ریخت.

۲- ناحیه B

در این ناحیه، متورم و حجیم شدن در تقاطع تونل و دستک (۳/۵ در ۴/۵ متر) اتفاق افتاده است [40]. شکل ۲-۳ دو منطقه ایجاد انفجار خود به خودی سنگ را نشان می‌دهد. مناطق A و B در شکل زیر قابل ملاحظه هستند.



شکل ۲-۳- نمایی از محل های انفجار خود به خود سنگ در ارتفاع ۵۴۰ متری نسبت به سطح [40]
مناطق A و B به ترتیب در شکل های ۳-۳ و ۴-۳ نمایش داده شده‌اند. شکل ۳-۳ نمایی از منطقه A را نشان می‌دهد.



شکل ۳-۳- منطقه A [40]

ناحیه B: در منطقه‌ای که فاقد نگهداری بود در قسمت پایین تونل و در محل تقاطع دو تونل ماده معدنی خارج شد. پیشروی این تخریب باعث جلو کشیده شدن مش و پیچ سنگ‌ها در چندین منطقه شد (پیچ سنگ‌هایی پس از تخریب در این مناطق نصب شد). در قسمتی از سقف در محل تقاطع تونل و دستک نیز حجیم شدن سنگ باعث آسیب به مش شده است [40]. شکل ۴-۳ منطقه B را نمایش می‌دهد.



شکل ۴-۳- منطقه B [40]

۳-۳ مشخصات مصالح

مشخصات مصالح توسط واحد مکانیک سنگ معدن توسط تست‌های آزمایشگاهی به صورت جدول ۱-۳ اعلام شده است.

جدول ۱-۳- مشخصات مکانیک سنگی سنگ بکر [40]

		Mohr - Coulomb						
		UCS ₅₀ (MPa)	Young's Modulus (GPa)	Poisson's Ratio	UTS (MPa)	Cohesion (MPa)	Friction Angle (°)	Density (kN/m ³)
RHP - Basalt (MBP)	Count	16	15	15	15	13	13	22
	Mean	143	65	0.29	12	19	48	28
	SD	76	12	0.08	3	8	8	1

مشخصات مکانیک سنگی توده سنگ با توجه به وضعیت دیواره با در نظر گرفتن مقدار GSI^1 برابر با ۷۰ و با استفاده از برنامه Rocklab به صورت جدول ۲-۳ تغییر می‌کند.

جدول ۲-۳- مشخصات مکانیک سنگی توده سنگ

مشخصات مکانیک سنگی توده سنگ	چگالی KN/m ³	ϕ درجه	C Mpa	نسبت پواسون	مدول یانگ Gpa	σ_c Mpa
میانگین	۲۸	۳۷/۳۹۴	۱۰/۳۵۳	/۲۹	۳۱/۶۲	۲۶/۸۸

شکل ۵-۳ محیط نرم‌افزار Rocklab را نمایش می‌دهد. مقدار m_i با استفاده از رابطه زیر بدست می‌آید.

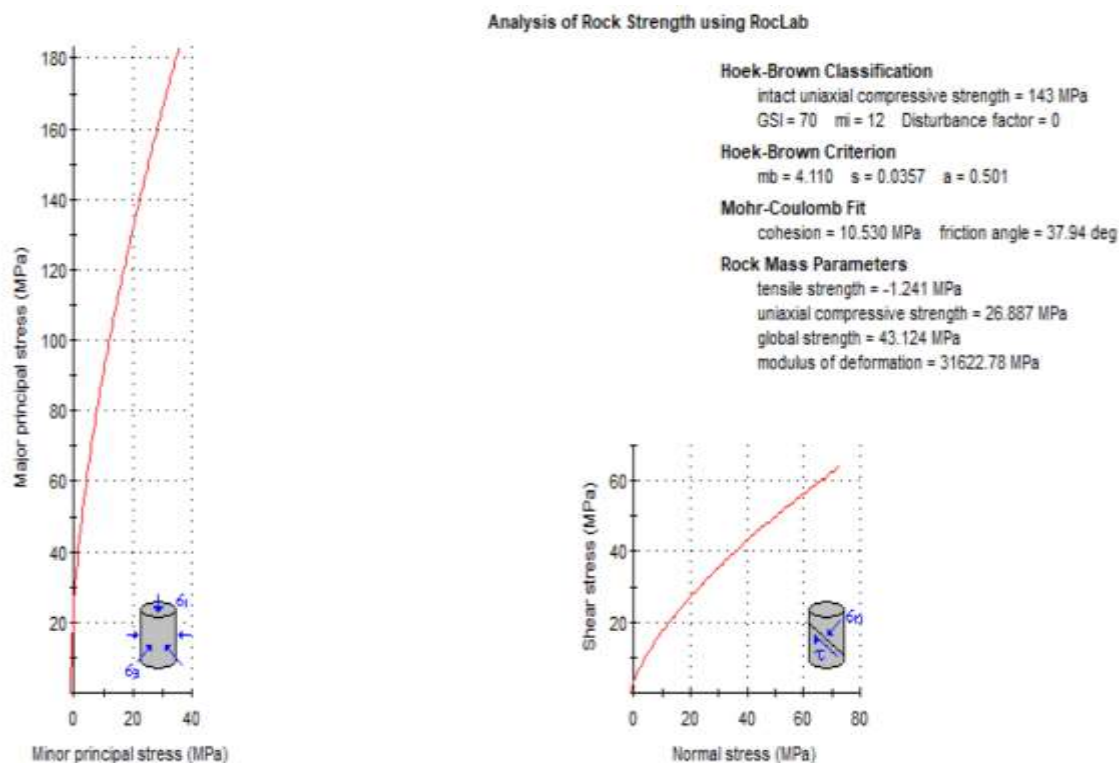
مقادیر BTS^2 با توجه به ترد و شکننده بودن سنگ با مقدار UTS^3 برابر است.

$$m_i = \frac{UCS}{BTS} \quad \text{معادله ۱-۳}$$

^۱ Geological Strength Index

^۲ Biaxial tensile strength

^۳ Unaxial tensile strength



شکل ۳-۵- نمایی از نرم افزار rocklab

D با توجه به وضعیت مناسب تونل برای حفاری، صفر در نظر گرفته شد.

پیچ سنگ استفاده شده در این تونل از نوع گیرشی با قطر ۲۰ میلیمتر می باشد. شکل ۳-۶ این نوع

پیچ سنگ را نشان می دهد.



شکل ۳-۶- پیچ سنگ گیرشی MD [41]

خواص پیچ سنگ ها و نحوه قرار گیری آن ها مطابق جدول ۳-۳ می باشد.

جدول ۳-۳- خواص پیچ سنگ MD [41]

فاصله بولت ها در مقطع عرضی (m)	فاصله بولت در راستای تونل (m)	طول بولت (m)	مدول الاستیسیته (Gpa)	چگالی $\frac{kg}{m^3}$	سطح مقطع بولت (متر مربع)	مقاومت تسلیم (Mpa)
۱/۱	۱/۲	۲/۴	۲۰۰	۷۸۵۹	۰/۰۰۱۲۶	۱۴۴

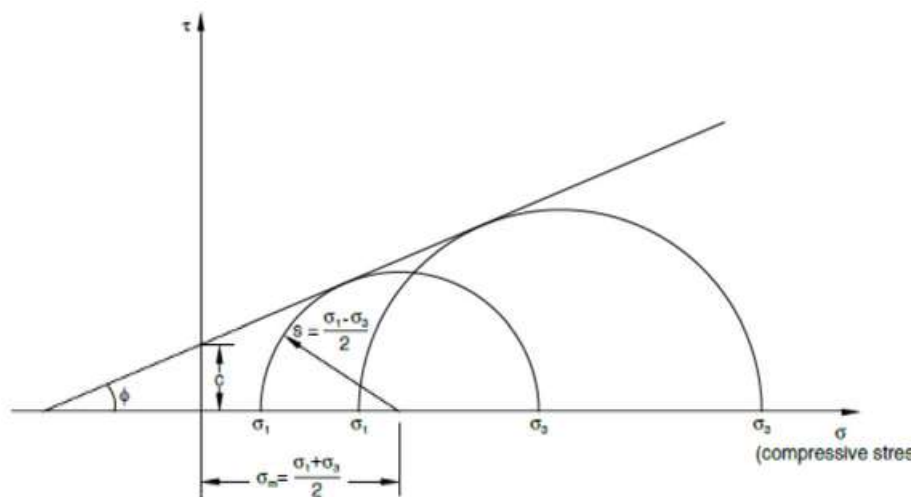
۳-۴ مدل رفتاری

در این مدل، مدل رفتاری مور-کلمب به عنوان مدل رفتاری مناسب انتخاب شده است. طبق نظریه مور-کلمب مقاومت مصالح از دو عامل چسبندگی و اصطکاک سرچشمه می‌گیرد. بر این اساس آن‌ها مدل رفتار خود را به صورت زیر ارائه داد.

$$\tau = c + \sigma \tan \varphi$$

معادله ۳-۲

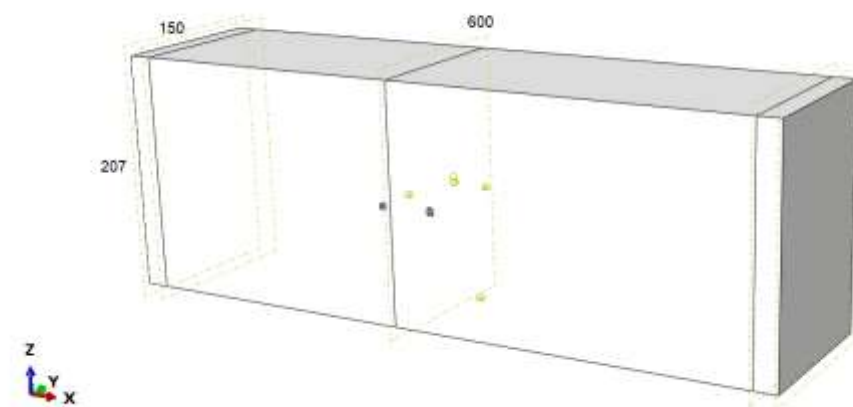
σ و τ به ترتیب تنش برشی و نرمالی هستند که بر روی سطح فیزیکی در لحظه گسیختگی به وجود می‌آیند. شکل ۳-۷ مدل گسیختگی کلمب را نشان می‌دهد.



شکل ۳-۷- پوش گسیختگی مور-کلمب

۳-۵ ابعاد مدل

مدلی به طول و عرض و ارتفاع به ترتیب ۶۰۰ و ۱۵۰ و ۲۰۷ متر ساخته شد. تونل در عمق ۵۴۰ متری سطحی زمین قرار دارد که بدلیل کاهش ابعاد مدل، ۴۴۰ متر از روباره سنگ به صورت وزن بارسنگ اعمال گردید. به دلیل انجام تحلیل برگشتی و حضور ژئوفون در فاصله ۳۴۰ متری از منبع موج، طول مدل ۶۰۰ متر در نظر گرفته شده است. شکل ۳-۸ نمایی از مدل ساخته شده را نمایش می‌دهد.



شکل ۳-۸- نمایی از مدل ساخته شده

۳-۶ مراحل ساخت مدل در Abaqus

برای انجام این تحلیل در Abaqus می‌بایست از ۸ ماژول که هر یک وظیفه‌ی خاصی را بر عهده دارند، استفاده نمود.

۱. ماژول پارت
۲. ماژول پراپرتی^۱ یا مشخصات
۳. ماژول اسمبلی^۲ یا ترکیب
۴. ماژول استپ^۳ یا گام تحلیل
۵. ماژول اینترکشن^۴ یا تعریف تماس
۶. ماژول لود^۵ یا بارگذاری

^۱ property

^۲ assembly

^۳ step

^۴ interaction

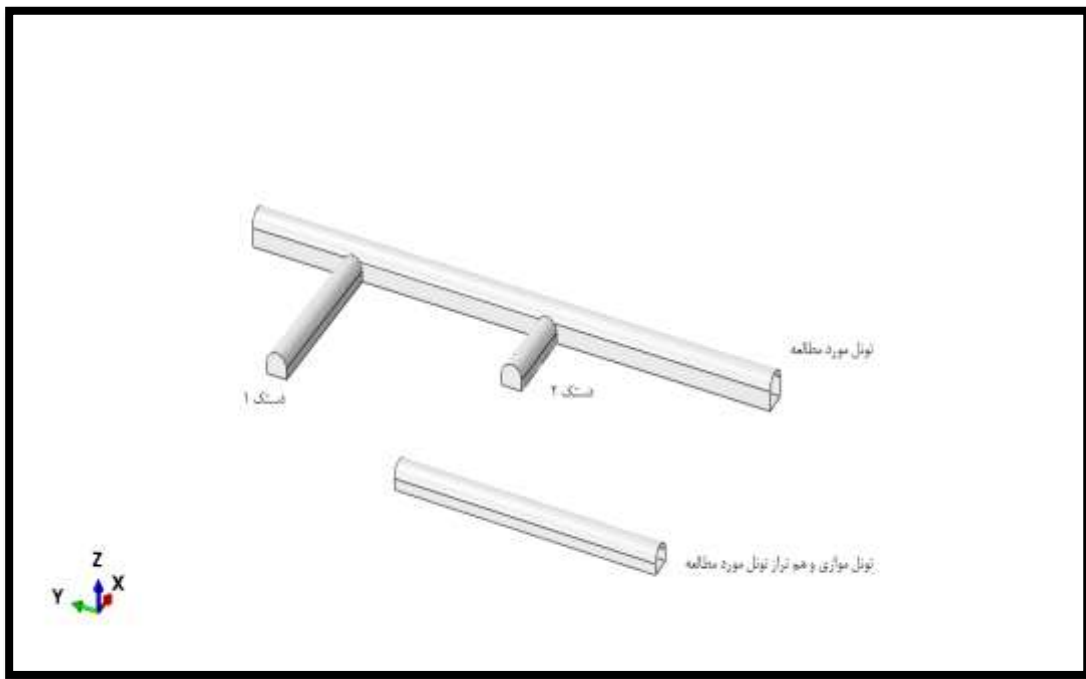
^۵ load

۷. ماژول مش^۱

۸. ماژول جاب^۲ یا دستور انجام تحلیل

الف- ماژول پارت

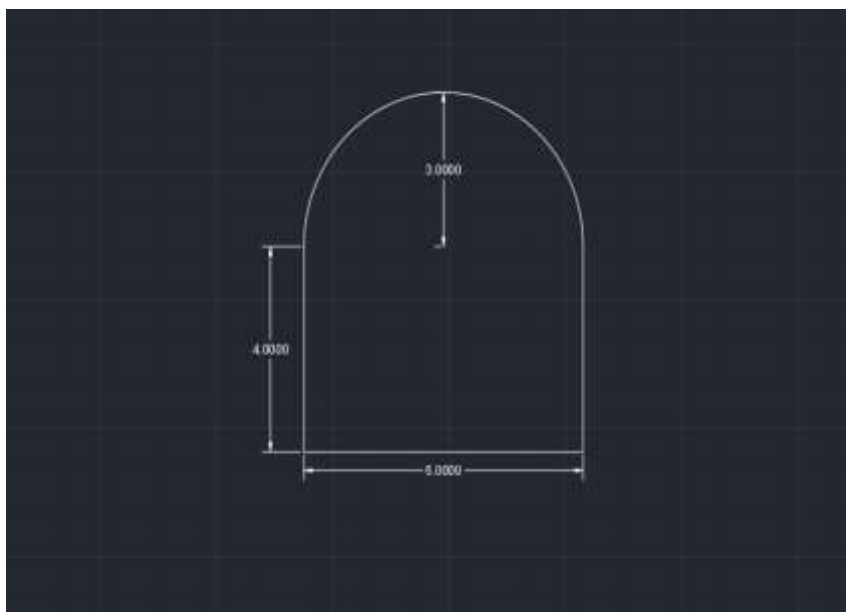
در این قسمت تونل‌هایی مطابق با شکل ۳-۹ ساخته شد، ابعاد مقطع تونل مطابق با شکل ۳-۱۰ و شکل ۳-۱۱ می‌باشد. در مدل‌سازی طول تونل مورد مطالعه ۹۶ متر، دستک ۱ ۲۷ متر، دستک ۲، ۱۳ متر و تونل موازی لایه ۴۷ متر است.



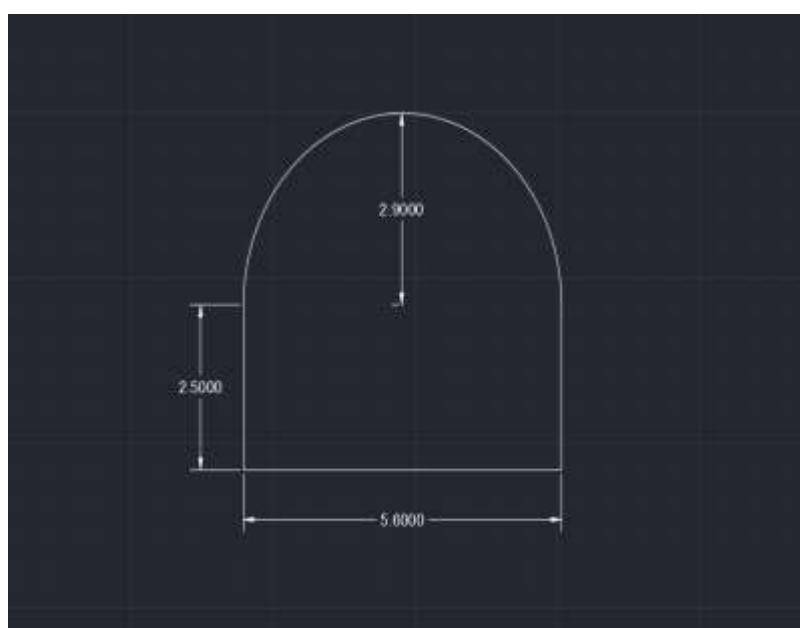
شکل ۳-۹- تونل مدل‌سازی شده

^۱ mesh

^۲ job



شکل ۳-۱۰- مقطع تونل مورد مطالعه



شکل ۳-۱۱- مقطع دستک‌ها و تونل موازی تونل اصلی

ب- ماژول پراپرتهی

در این ماژول خواص مربوط به سنگ و پیچ سنگ‌ها به نرم‌افزار معرفی می‌شود. برای پیچ سنگ از المان‌های beam نوع truss استفاده می‌گردد.

علاوه بر خواصی که در قسمت ۳-۵ مشاهده می‌شود، در مدلسازی عددی باید ضرایب رایلی نیز به خواص سنگ اضافه گردد.

(۱) ضرایب رایلی

هر سیستم مکانیکی دارای میرایی داخلی است. در صورت عدم وجود میرایی، ارتعاش یک سیستم مکانیکی تا ابد ادامه پیدا می‌کند. بخشی از میرایی داخلی، ناشی از اصطکاک داخلی و بخشی دیگر ناشی از لغزش درزها است. مدل ریاضی میرایی باید طوری انتخاب شود که انرژی مستهلک شده در محاسبات عددی، مشابه انرژی تلف شده در سیستم فیزیکی باشد. میرایی در سنگ و خاک به صورت تاریخچه زمانی بوده و می‌تواند ناشی از کاهش یافتن انرژی در اثر لغزش یک بلوک و یا کاهش یافتن زاویه اصطکاک داخلی سنگ سالم و یا مقاومت‌های ایجاد شده در اطراف سازه باشد. از این رو مدل‌سازی و تحلیل عددی آن دشوار بوده و تفسیر نتایج بدست آمده نیز آسان نیست. ضرایب میرایی رایلی از ۲ قسمت متناسب با جرم و متناسب با سختی تشکیل شده است. قسمتی از میرایی که متناسب با جرم است، اثر زیادی بر مودهای ارتعاشی با فرکانس پایین دارد و قسمتی از میرایی که متناسب با سختی است، فرکانس‌های بالا را میرا می‌کند. در مدل رایلی ماتریس ضرایب میرایی (C) طبق رابطه ۲-۳ با ماتریس سختی و جرم رابطه دارد [42].

$$[c] = \alpha [M] + \beta [K] \quad \text{معادله ۳-۳}$$

در رابطه فوق α ضریب میرایی جرمی یا فرکانس اصلی (طبیعی) و β ضریب میرایی سختی است.

(۲) فرکانس طبیعی

اگر یک سیستم، پس از آشفتگی اولیه بدون دخالت نیروهای خارجی به نوسان درآید، فرکانس حرکت آن را فرکانس طبیعی می‌گویند. یک سیستم به ازای هر درجه آزادی (جرم) دارای یک فرکانس طبیعی می‌باشد. بنابراین یک سیستم نوسانی با n درجه آزادی بطور کلی دارای n فرکانس طبیعی مختلف خواهد بود. فرکانس طبیعی فرکانسی است که سیستم مورد نظر بر حسب مشخصات خود، تمایل به نوسان در آن فرکانس را دارد.

بدست آوردن ضرایب میرایی: [42]

برای مد i ، بخش قابل توجهی از میرایی بحرانی ε_i را می‌توان از نظر عوامل میرایی و با فاکتورهای

α_R و β_R بیان کرد:

$$\varepsilon_i = \frac{\alpha_R}{2\omega_i} + \frac{\beta_R \omega_i}{2} \quad \text{معادله ۴-۳}$$

بطوریکه ω_i فرکانس طبیعی سیستم در این مد است. این معادله حاکی از آن است که، به طور کلی، میرایی متناسب با جرم α_R ، فرکانس‌های پایین را میرا می‌کند و میرایی متناسب با سختی ریلی β_R فرکانس‌های بالاتر را میرا می‌کند.

فرمولاسیون میرایی ریلی:

با توجه به متعامد بودن ماتریس سختی و جرم (اثبات در دینامیک سازه‌ها) خواهیم داشت:

$$\Phi^T C \Phi = \begin{bmatrix} \alpha + \beta \omega_1^2 & \cdots & 0 \\ \vdots & \ddots & \vdots \\ 0 & \cdots & \alpha + \beta \omega_n^2 \end{bmatrix} \quad \text{معادله ۵-۳}$$

که در آن

$$\begin{aligned} \xi_1 \omega_1 &= \alpha + \beta \omega_1^2 \\ \xi_2 \omega_2 &= \alpha + \beta \omega_2^2 \\ &\vdots \\ \xi_n \omega_n &= \alpha + \beta \omega_n^2 \end{aligned} \quad \text{معادله ۶-۳}$$

در صورتی که سیستم دینامیکی موجود تنها دارای ۲ درجه آزادی باشد، معادله آن به شکل زیر می‌باشد:

$$\begin{aligned} 2\xi_1 \omega_1 &= \alpha + \beta \omega_1^2 \\ 2\xi_2 \omega_2 &= \alpha + \beta \omega_2^2 \end{aligned} \quad \text{معادله ۷-۳}$$

که در این صورت ضرایب ریلی با حل یک دستگاه معادلات بدست می‌آید.

اما در حالتی که سیستم مورد مطالعه دارای درجه آزادی بسیار بالایی (مثلاً ۵۰۰ یا ۱۰۰۰ درجه آزادی) باشد، تحلیلگر در تعیین ضرایب ریلی معتبر برای سیستم، مشکل پیدا خواهد کرد، به خاطر اینکه هیچ راه‌حل مستقیمی برای رسیدن به این مقادیر نمی‌باشد و راه‌حل ممکن یک راه‌حل تکراری است که در این راه‌حل مقادیر α و β یک سیستم از طریق α و β تمامی موده‌های سیستم به دست می‌آید. اما روشی که در این جا ارائه می‌شود یک روش ساده بوده که بر اساس آن می‌توان به مقادیر ریلی منحصر به فرد و معتبری دست یافت. ضرایب ریلی بدست آمده از این روش برای سیستم‌های با

درجه آزادی بالا نیز معتبر است [42].

محاسبه ضرایب رایلی برای سیستم‌های بزرگ:

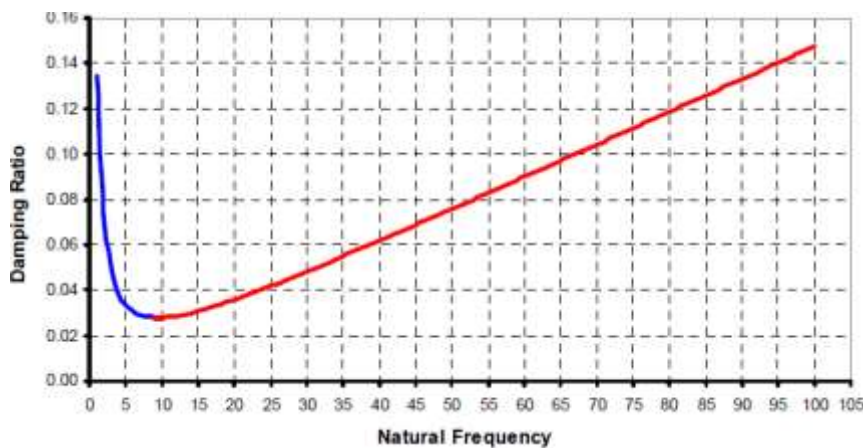
از معادله ۳-۶ داریم:

$$2\xi_i\omega_i = \alpha + \beta\omega_i^2$$

$$\xi_i = \frac{\alpha}{2\omega_i} + \frac{\beta\omega_i}{2}$$

معادله ۳-۸

نمودار معادله ۳-۸ در شکل ۳-۱۲ نشان داده شده است و همانگونه که از این شکل پیداست رابطه فوق دارای یک ناحیه خطی و یک ناحیه غیر خطی است. بطوریکه تغییرات منحنی معادله ۳-۸۸ در محدوده فرکانسی ۵/۰ الی ۵/۸ رادیان بر ثانیه به صورت غیر خطی و در محدوده فرکانسی بزرگتر از ۵/۸ رادیان بر ثانیه تغییرات نسبت میرایی با فرکانس، خطی می‌باشد [42].



شکل ۳-۱۲- منحنی تغییرات نرخ میرایی به فرکانس طبیعی سیستم [42]

برای حالتی که سیستم دینامیکی دارای درجه آزادی بالایی مثل ۱۰۰، ۵۰۰، ۱۰۰۰ و یا بالاتر می‌باشد، نیازی به اندازه‌گیری پارامتر ξ_n در تمامی حالت‌ها نمی‌باشد، بلکه کافی است ξ_n نظیر حالت‌هایی که مجموع مشارکت جرمی آن‌ها حدود ۱۰۰ درصد یا بیش از ۹۵ درصد می‌باشد را اندازه‌گیری کرد. به عنوان مثال برای یک سازه فولادی با ۵۰۰ درجه آزادی، اگر مجموع مشارکت جرمی ۱۰۰ درصد، در ۱۵ حالت اول حاصل شود، در چنین حالتی به جای در نظر گرفتن میرایی ثابت مثلاً ۵ درصد برای تمام ۱۵ حالت اول، می‌توان میرایی برابر با ۲ درصد را برای حالت اول و ۵ درصد را برای آخرین حالت سازه در نظر گرفت [42].

با توجه به منحنی شکل ۳-۱۲ می توان نتیجه گرفت که در رابطه $Y = \frac{a}{X} + bX$ ، زمانی که X مقدار کوچکی باشد، جمله اول دارای قدرت بیشتری نسبت به جمله دوم خواهد بود و برعکس. به عبارت دیگر چنانچه سیستم دینامیکی مورد نظر خیلی انعطاف پذیر باشد، دارای فرکانس اصلی پایینی خواهد بود که در این حالت نسبت میرایی، از ناحیه غیر خطی نمودار شکل ۳-۱۲ تبعیت می کند. در حالت های بالاتر به دلیل افزایش فرکانس ارتعاشی، نسبت میرایی با فرکانس ارتعاشی، رابطه خطی خواهد داشت. چون اکثر سازه های عمرانی دارای صلبیت قابل قبولی می باشند، لذا دارای فرکانس اصلی بالایی خواهند بود. به طوری که در این سازه ها، جمله شامل $\frac{b}{2}$ غالباً حاکم خواهد بود. علاوه بر این با فرض این مطلب که محدوده غیر خطی برای سازه های متداول خیلی کوچک می باشد، فرض تناسب خطی میرایی و فرکانس ارتعاشی سیستم غیرواقع بینانه نیست.

مجموعه مقادیر $\omega_1, \omega_2, \omega_3, \dots, \omega_n$ و $\xi_1, \xi_2, \xi_3, \dots, \xi_n$ را در نظر بگیرید. نرخ میرایی نظیر حالت i ام با استفاده از درونیابی خطی این مقادیر توسط معادله ۳-۹ قابل بیان است:

$$\xi_i = \frac{\xi_m - \xi_1}{\omega_m - \omega_1} (\omega_i - \omega_1) + \xi_1 \quad \text{معادله ۳-۹}$$

بطوریکه:

ξ_i : نسبت میرایی نظیر حالت i ام ($i \leq m$)

ξ_1 : نسبت میرایی نظیر حالت اول

ξ_m : نسبت میرایی نظیر حالت اصلی m (m تعداد حالت اصلی در نظر گرفته شده می باشد)

ω_1 : فرکانس طبیعی نظیر حالت اول

ω_i : فرکانس طبیعی نظیر حالت i ام

ω_m : فرکانس طبیعی نظیر حالت m ام

در سازه هایی با درجه آزادی بالا فقط چند حالت اول آن ها در رفتار دینامیکی سازه دارای مشارکت اساسی می باشند. برای اکثر سازه های مهندسی، تعداد حالت های اساسی که تقریباً دارای مشارکت جرمی ۹۵ درصد تقریباً ۳ حالت در حالت حداقل و ۲۵ حالت در حالت حداکثر می باشد. تعیین تعداد حالت هایی

که مشارکت اساسی در پاسخ سازه دارند بر اساس یک حل مقدار ویژه و نتایج مشارکت جرم حالتی طی گام‌های زیر انجام می‌شود.

بخاطر اینکه ۲۵ حالت در حداکثر حالت ممکن دارای مشارکت ۹۵ درصد هستند، تعداد $2/5m$ حالت را انتخاب کرده و تحلیل مقادیر ویژه انجام دهید ($m=10$ معرف تعداد حالت‌هایی است که دارای مشارکت اساسی در پاسخ سازه است):

۱- مقدار نسبت میرایی نظیر حالت اول (ξ_1) را انتخاب کنید (مثلا ۳ درصد).

۲- مقدار نسبت میرایی نظیر حالت m ام (ξ_m) را انتخاب کنید (مثلا ۵ درصد).

۳- برای حالت میانی i ($1 < i < m$) مقادیر ξ_i را بر اساس درونیایی خطی و بر طبق معادله ۳-۹ بدست آورید.

۴- برای حالت‌های بزرگتر از m ، با استفاده از برونمایی، نسبت میرایی متناظر آن‌ها را بر طبق معادله ۳-۱۰ بدست آورید.

$$\xi_i = \frac{\xi_m - \xi_1}{\omega_m - \omega_1} (\omega_{m+i} - \omega_m) + \xi_1 \text{ where } m < i \leq 2.5m \quad \text{معادله ۳-۱۰}$$

۵- اولین مجموعه اطلاعات شامل ξ_1 ، ξ_m ، ω_1 و ω_m را انتخاب کنید.

۶- مقدار β را طبق معادله ۳-۱۱ بدست آورید.

$$\beta = \frac{2\xi_1\omega_1 - 2\xi_m\omega_m}{\omega_1^2 - \omega_m^2} \quad \text{معادله ۳-۱۱}$$

✓ با جایگزینی مقدار β در معادله ۳-۸ مقدار α را بدست آورید.

$$2\xi_1\omega_1 = \alpha + \beta\omega_1^2$$

۷- دومین مجموعه اطلاعات شامل ξ_1 ، $\xi_{2.5m}$ ، ω_1 و $\omega_{2.5m}$ را انتخاب کنید.

۸- مقدار α و β را بر طبق معادله ۳-۸ و معادله ۳-۱۱ بدست آورید.

۹- میانگین α و β را حاصل از مراحل ۶ و ۸ را بدست آورده و میرایی رو محاسبه کنید.

اکنون اطلاعات بدست آمده از ۴ روش در دست است

۱- نتایج حاصل از درونیابی خطی

۲- مجموعه اطلاعات شامل ξ_1 ، ξ_m ، ω_1 و ω_m

۳- مجموعه اطلاعات شامل ξ_1 ، $\xi_{2.5m}$ ، ω_1 و $\omega_{2.5m}$

۴- میانگین نتایج بدست آمده از موارد ۲ و ۳

✓ منحنی فرکانس - نرخ میرایی هر ۴ روش فوق را بر اساس معادله ۳-۸ ترسیم کرده و بررسی

کرده که کدام روش بهترین برازش از منحنی برونابی خطی m حالت اصلی اول می باشد [42].

مراحل بدست آوردن ضرایب رایلی در Abaqus

برای بدست آوردن ضرایب رایلی باید مراحل زیر را طی نمود:

الف- ایجاد مدل در ماژول part

ب- دادن مشخصات مکانیکی در ماژول property

ج- تعریف نوع تحلیل در ماژول step (linear perturbation → frequency) و مشخص کردن

تعداد حالت مورد نظر

د- مقید کردن مرزهای مدل در ماژول load

ذ- مش بندی مدل

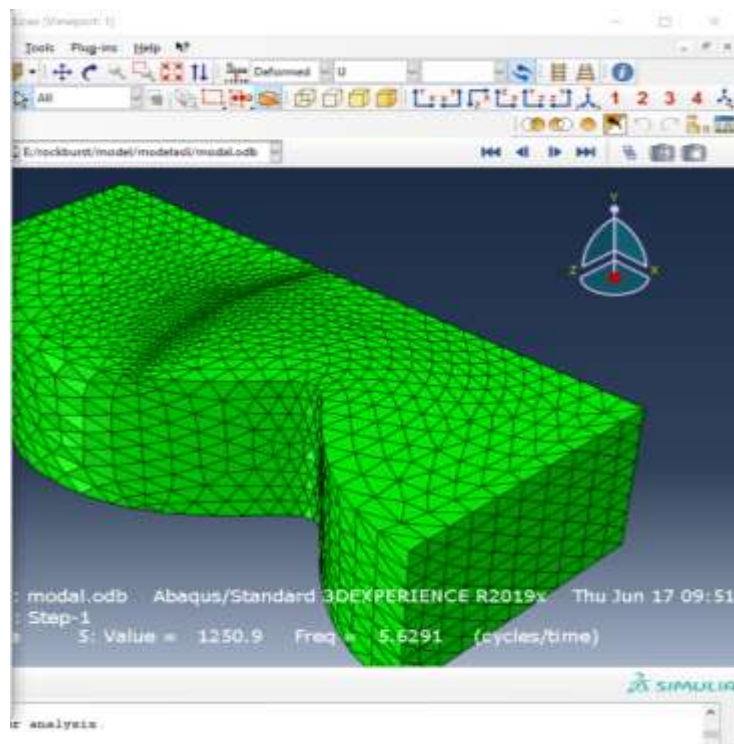
ر- تحلیل مدل در ماژول job

ز- مشاهده نتایج فرکانس های هر حالت (تحلیل مودال) از مسیر menu bar → step/frame

نتایج آنالیز مودال و تعیین ضرایب رایلی

آنالیز مودال توسط Abaqus انجام شد تا با استفاده از آن ضرایب رایلی تعیین گردد. در شکل ۳-۱۳

نتایج حاصل از آنالیز مودال را مشاهده می کنید.



شکل ۳-۱۳- نتایج آنالیز مودال و مودهای بدست آمده

نتایج حاصله از آنالیز مودال طبق جدول ۳-۴ بدست می‌آید. برای حالت اول میرایی ۳ درصد و برای حالت ۱۰ (حالت m ام) میرایی ۵ درصد را در نظر گرفته و با استفاده از درونیابی و برونیابی خطی میرایی بقیه حالت‌ها (تا حالت ۲/۵m) را باید محاسبه کرد.

جدول ۳-۴- نتایج حاصل از آنالیز مودال

شماره	فرکانس (ω)	میرایی (ξ)	میرایی حاصل از درونیایی و برونایی خطی
۱	۳,۸۷۰۷	۰,۰۳	۰,۰۳
۲	۴,۵۰۶۳		۰,۰۳۳۳۰۲۳۳۳
۳	۴,۶۱۹۷		۰,۰۳۳۸۹۱۵۱۶
۴	۴,۹۸۹۴		۰,۰۳۵۸۱۲۳۳۴
۵	۵,۸۲۹۳		۰,۰۴۰۱۷۶۱۳۱
۶	۶,۲۸۱۸		۰,۰۴۲۵۲۷۱۴۷
۷	۶,۹۵۴۷		۰,۰۴۶۰۲۳۲۷۶
۸	۷,۰۵۸۸		۰,۰۴۶۵۶۴۱۴
۹	۷,۲۱۰۶		۰,۰۴۷۳۵۲۸۳۴
۱۰	۷,۷۲۰۱	۰,۰۵	۰,۰۵
۱۱	۷,۷۲۲۶		۰,۰۵۰۰۱۲۹۸۹
۱۲	۸,۳۲۳۴		۰,۰۵۳۱۳۴۵۱۴
۱۳	۸,۳۵۱۳		۰,۰۵۳۲۷۹۴۷۲
۱۴	۸,۴۹۸۲		۰,۰۵۴۰۴۲۷۰۸
۱۵	۸,۵۰۸		۰,۰۵۴۰۹۳۶۲۵
۱۶	۸,۷۸۴۸		۰,۰۵۵۵۳۱۷۷۱
۱۷	۹,۲۴۴۱		۰,۰۵۷۹۱۸۱۱۷
۱۸	۹,۵۱۵۲		۰,۰۵۹۳۲۶۶۴۸
۱۹	۹,۸۶۸		۰,۰۶۱۱۵۹۶۶۱
۲۰	۱۰,۰۴۸		۰,۰۶۲۰۹۴۸۷۲
۲۱	۱۰,۳۶۲		۰,۰۶۳۷۲۶۲۹۵
۲۲	۱۰,۵۸۷		۰,۰۶۴۸۹۵۳۰۸
۲۳	۱۰,۷۰۷		۰,۰۶۵۵۱۸۷۸۲
۲۴	۱۰,۸۷۶		۰,۰۶۶۳۹۶۸۴۱
۲۵	۱۰,۸۹۲		۰,۰۶۶۴۷۹۹۷۱

بعد از انجام آنالیز مودال توسط Abaqus اقدام به محاسبه ضرایب رایلی طبق مراحل زیر می گردد.

۱- اولین مجموعه اطلاعات شامل ξ_1 ، ξ_{10} ، ω_1 و ω_{10} را انتخاب کنید.

۲- مقدار β را طبق معادله ۳-۱۱ بدست آورید.

✓ با جایگزینی مقدار β در معادله ۳-۸ مقدار α را بدست آورید.

۳- دومین مجموعه اطلاعات شامل ξ_1 ، ξ_{25} ، ω_1 و ω_{25} را انتخاب کنید.

- ۴- مقدار α و β را بر طبق معادلات بالا بدست آورید.
- ۵- میانگین α و β حاصل از مراحل ۲ و ۴ را محاسبه کنید.
- ۶- حال با استفاده از معادله ۳-۸ میرایی را با استفاده از α و β بدست آمده از مراحل طی شده برای تک تک حالت‌ها محاسبه می‌گردد.
- اکنون اطلاعات بدست آمده از ۴ روش در دست است:
- ۱- نتایج حاصل از درونیابی خطی
- ۲- مجموعه اطلاعات شامل $\xi_1, \xi_{10}, \omega_1$ و ω_{10}
- ۳- مجموعه اطلاعات شامل $\xi_1, \xi_{25}, \omega_1$ و ω_{25}
- ۴- میانگین میرایی حاصل از میانگین α و β نتایج بدست آمده از موارد ۲ و ۳
- جدول ۳-۵، α و β بدست آمده از هر مرحله را نشان می‌دهد.

جدول ۳-۵- ضرایب میرایی حاصل از ۲۵، ۱۰ حالت و میانگین

میانگین		برای ۲۵ حالت		برای ۱۰ حالت	
β	α	β	α	β	α
۰/۰۱۱۹۱۴۳۲۲	۰/۰۵۳۷۳۷۸۳۷	۰/۰۱۱۷۳۱۰۰۳	۰/۰۵۶۴۸۴۳۸	۰/۰۱۲۰۹۷۶۴۱	۰/۰۵۰۹۹۱۲۹۵

نتایج حاصل از محاسبه میرایی تک تک حالت‌ها در هر مرحله طبق جدول ۳-۶ نمایش داده شده است.

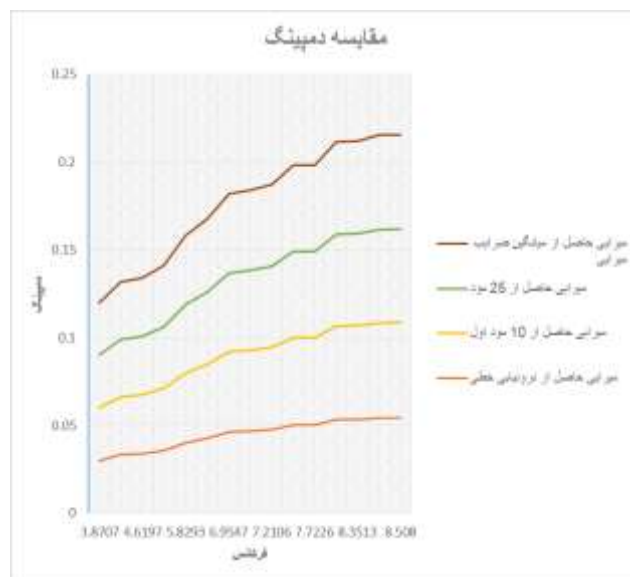
جدول ۳-۶- میرایی حاصل از هر حالت

میرایی ۱۰ حالت اول	میرایی ۲۵ حالت	میرایی حاصل از میانگین ضرایب میرایی ۱۰ و ۲۵ حالت
۰,۰۳	۰,۰۳	۰,۰۳
۰,۰۳۲۹۱۵۵۷۸	۰,۰۳۲۶۹۸۹۷۷	۰,۰۳۲۸۰۷۲۷۷
۰,۰۳۳۴۶۲۶۳۲	۰,۰۳۳۲۱۰۲۸۲	۰,۰۳۳۳۳۶۴۵۷
۰,۰۳۵۲۸۹۹۴۷	۰,۰۳۴۹۲۵۷۷۱	۰,۰۳۵۱۰۷۸۵۹
۰,۰۳۹۶۳۴۰۹۵	۰,۰۳۹۰۳۶۶۳۵	۰,۰۳۹۳۳۵۳۶۵
۰,۰۴۲۰۵۶۱۳۳	۰,۰۴۱۳۴۱۷۸۲	۰,۰۴۱۶۹۸۹۵۷
۰,۰۴۵۷۳۳۶۹	۰,۰۴۴۸۵۳۶۸۱	۰,۰۴۵۲۹۳۶۸۵
۰,۰۴۶۳۰۹۳۰۸	۰,۰۴۵۴۰۴۳۹۲	۰,۰۴۵۸۵۶۸۵
۰,۰۴۷۱۵۱۴۸	۰,۰۴۶۲۱۰۵۴۴	۰,۰۴۶۶۸۱۰۱۲
۰,۰۵	۰,۰۴۸۹۴۰۵۲۵	۰,۰۴۹۴۷۰۲۶۲
۰,۰۵۰۰۱۴۰۵۳	۰,۰۴۸۹۵۴۰۰۴	۰,۰۴۹۴۸۴۰۲۹
۰,۰۵۳۴۰۹۸۸	۰,۰۵۲۲۱۴۰۲۲	۰,۰۵۲۸۱۱۹۵۱
۰,۰۵۳۵۶۸۴۰۹	۰,۰۵۲۳۶۶۳۳۴	۰,۰۵۲۹۶۷۳۷۱
۰,۰۵۴۴۰۴۲۰۸	۰,۰۵۳۱۶۹۵۱۸	۰,۰۵۳۷۸۶۸۶۳
۰,۰۵۴۴۶۰۰۳۱	۰,۰۵۳۲۲۳۱۷۲	۰,۰۵۳۸۴۱۶۰۲
۰,۰۵۶۰۳۹۹۲۲	۰,۰۵۴۷۴۲۱۴۹	۰,۰۵۵۳۹۱۰۳۶
۰,۰۵۸۶۷۳۹۴۵	۰,۰۵۷۲۷۶۴۴	۰,۰۵۷۹۷۵۱۹۳
۰,۰۶۰۲۳۵۲	۰,۰۵۸۷۷۹۵۳۲	۰,۰۵۹۵۰۷۳۶۶
۰,۰۶۲۲۷۳۴۲۸	۰,۰۶۰۷۴۲۷۶۵	۰,۰۶۱۵۰۸۰۹۷
۰,۰۶۳۳۱۵۹۳۲	۰,۰۶۱۷۴۷۲۸۶	۰,۰۶۲۵۳۱۶۰۹
۰,۰۶۵۱۳۸۳۷۱	۰,۰۶۳۵۰۳۸۷۹	۰,۰۶۴۳۲۱۱۲۵
۰,۰۶۶۴۴۷۰۶۴	۰,۰۶۴۷۶۵۶۹۲	۰,۰۶۵۶۰۶۳۷۸
۰,۰۶۷۱۴۵۹۳۲	۰,۰۶۵۴۳۹۶۵۵	۰,۰۶۶۲۹۲۷۹۴
۰,۰۶۸۱۳۱۱۸۲	۰,۰۶۶۳۸۹۹۳۷	۰,۰۶۷۲۶۰۵۶
۰,۰۶۸۲۲۴۵۱۹	۰,۰۶۶۴۷۹۹۷۱	۰,۰۶۷۳۵۲۲۴۵
۰,۰۳	۰,۰۳	۰,۰۳
۰,۰۳۲۶۱۵۷۳۲	۰,۰۳۲۴۳۳۸۷۹	۰,۰۳۲۵۲۴۸۰۶
۰,۰۳۲۷۴۷۴۳۶	۰,۰۳۲۵۵۷۲۸۷	۰,۰۳۲۶۵۲۳۶۲
۰,۰۳۴۲۳۸۲۳۲	۰,۰۳۳۹۵۸۴۱۱	۰,۰۳۴۰۹۸۳۲۱
۰,۰۳۸۹۶۱۳۱۱	۰,۰۳۸۴۳۳۹۴۷	۰,۰۳۸۶۹۷۶۲۹
۰,۰۴۲۵۱۲۸۸۸	۰,۰۴۱۸۲۲۴۸۵	۰,۰۴۲۱۶۷۶۸۷
۰,۰۴۶۰۳۳۰۳۵	۰,۰۴۵۱۹۳۲۳۵	۰,۰۴۵۶۱۳۱۳۵
۰,۰۴۶۰۴۳۲۵۸	۰,۰۴۵۲۰۳۰۳۷	۰,۰۴۵۶۲۳۱۴۷
۰,۰۴۷۱۱۴۰۰۶	۰,۰۴۶۲۳۰۱۷۵	۰,۰۴۶۶۷۲۰۹

ادامه جدول ۳-۶

۰,۰۴۹۵۰۱۰۰۶	۰,۰۴۹۰۰۲۰۱۳	۰,۰۵
۰,۰۵۰۱۶۸۳۵۹	۰,۰۴۹۶۵۶۲۲۳	۰,۰۵۰۶۸۰۴۹۴
۰,۰۵۳۴۸۵۹۰۴	۰,۰۵۲۹۰۹۹۶۸	۰,۰۵۴۰۶۱۸۴
۰,۰۵۳۷۷۳۹۱۹	۰,۰۵۳۱۹۲۵۵۲	۰,۰۵۴۳۵۵۲۸۶
۰,۰۵۳۹۲۵۷۴۴	۰,۰۵۳۳۴۱۵۲۱	۰,۰۵۴۵۰۹۹۶۸
۰,۰۵۴۰۴۷۲۴۷	۰,۰۵۳۴۶۰۷۴۱	۰,۰۵۴۶۳۳۷۵۴
۰,۰۵۶۱۸۸۶۷۷	۰,۰۵۵۵۶۲۳۶۲	۰,۰۵۶۸۱۴۹۹۱
۰,۰۵۸۶۷۸۵۳۵	۰,۰۵۸۰۰۶۸۵۴	۰,۰۵۹۳۵۰۲۱۵
۰,۰۵۹۹۵۴۱۷۳	۰,۰۵۹۲۵۹۵۸۷	۰,۰۶۰۶۴۸۷۶
۰,۰۶۲۵۳۵۵۱۹	۰,۰۶۱۷۹۵۱۹۴	۰,۰۶۳۲۷۵۸۴۵
۰,۰۶۲۹۹۶۲۴۱	۰,۰۶۲۲۴۷۸۳۲	۰,۰۶۳۷۴۴۶۵۱
۰,۰۶۵۱۳۴۷۵۳	۰,۰۶۴۳۴۹۱۰۵	۰,۰۶۵۹۲۰۴۰۲
۰,۰۶۶۷۳۳۸۹۵	۰,۰۶۵۹۲۰۶۸۳	۰,۰۶۷۵۴۷۱۰۶
۰,۰۶۶۹۹۷۷۹۸	۰,۰۶۶۱۸۰۰۶	۰,۰۶۷۸۱۵۵۳۶
۰,۰۶۸۲۰۱۰۷۷	۰,۰۶۷۳۶۲۷۷۲	۰,۰۶۹۰۳۹۳۸۱
۰,۰۶۸۲۶۵۶۹۱	۰,۰۶۷۴۲۶۲۸۵	۰,۰۶۹۱۰۵۰۹۶

منحنی فرکانس - نرخ میرایی هر ۴ روش فوق را طبق شکل ۳-۱۴ ترسیم و بررسی نموده و مشخص کرده که کدام روش بهترین برازش از منحنی درونیابی و برونیابی خطی ۱۰ حالت اصلی اول می‌باشد.

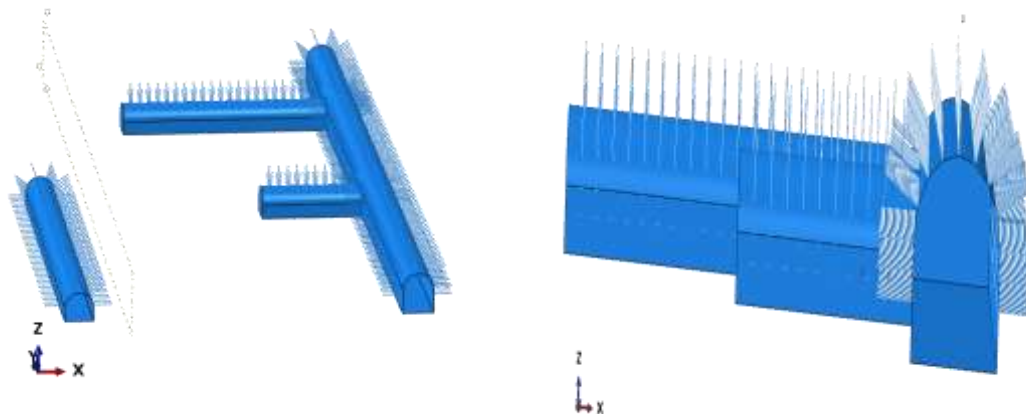


شکل ۳-۱۴ - منحنی فرکانس - نرخ میرایی

مشاهده می‌گردد که منحنی میرایی حاصل از ۱۰ حالت اول بهترین برازش را با میرایی حاصل از درونیایی خطی داراست. پس α و β حاصل از ۱۰ حالت اول برای مدل استفاده می‌گردد.

ج- ماژول اسمبلی

در این ماژول ابتدا تونل طراحی شده داخل محیط معدنی جایگذاری شده و سپس پیچ سنگ‌ها با یک الگوی منظم به صورت $1/2 \times 1/1$ چیده می‌شود. ۲ متر پایینی دیواره‌های تونل پیچ سنگ نصب نشده است (بعد از انفجار خود به خودی سنگ در نواحی A و B نصب شده است). شکل ۳-۱۵ نشان دهنده قرار گرفتن پیچ سنگ‌ها بر روی تونل است.



شکل ۳-۱۵- قرار دادن پیچ سنگ‌ها بر روی تونل

د- ماژول استپ

در این ماژول باید نوع تحلیل مورد نظر را مشخص نموده و خروجی مد نظر از تحلیل را تعیین کرد. در این تحلیل از دو استپ ژئواستاتیک^۱ برای به تعادل رسیدن شرایط زمین‌شناسی و دینامیکی ضمنی^۲ برای وارد کردن موج استفاده شده است. در استپ دینامیکی ضمنی زمان وارد شده باید با زمان واقعی موج برابر باشد.

^۱ geostatic

^۲ Dynamic implicit

ر- مازول اینتراکشن

این مازول وظیفه تعریف تماس را برعهده دارد.

در این مازول دو عملیات انجام می‌شود:

۱- تعریف تماس بین پیچ سنگ‌ها و تونل

۲- ایجاد مرز جاذب در دوطرف مدل برای جلوگیری از برگشت موج

الف- تعریف تماس بین پیچ سنگ و تونل

برای متصل کردن پیچ سنگ‌ها به تونل باید یک قید تعریف شود. این قید embedded region می‌باشد. بعداً از انتخاب این قید سنگ را به عنوان میزبان و پیچ سنگ به عنوان قطعه جاساز انتخاب می‌گردد.

ب- ایجاد مرز جاذب [43]

در Abaqus راه‌های متفاوتی برای ایجاد مرزهای میراکننده موج مثل مرز بینهایت و مرز جاذب وجود دارد. مرز جاذب برای مش بندی هر می شکل مناسب می‌باشد. از این مرز به عنوان مرز میراگر فنر نیز یاد می‌شود.

مرز جاذب فنر:

به منظور جذب انرژی امواج منتشرشده از ساختارهای تعمیم یافته به محیط نیمه بی‌نهایت، مرز جاذب فنر توسط دو و همکاران به کار گرفته شد [43].

همانطور که در شکل ۳-۱۶ نشان داده شده است، می‌توان مرز را از طریق یک سری فنرهای الاستیک معادل و میراگر در گره‌های مرزی مدل المان محدود اجرا کرد. ضریب الاستیک فنر (k) و ضریب میرایی (c) می‌تواند به صورت زیر بیان شود:

در جهت عمودی

$$k_N = A_I \frac{1}{1+A} \frac{\lambda + 2G}{r} \quad \text{معادله ۳-۱۲}$$

$$C_N = A_I B \rho c_p \quad \text{معادله ۳-۱۳}$$

و در جهت مماسی

$$k_T = A_l \frac{1}{1 + A_r} \frac{G}{r} \quad \text{معادله ۳-۱۴}$$

$$C_T = A_l B \rho c_s \quad \text{معادله ۳-۱۵}$$

به طوریکه r فاصله منبع موج منتشر شده تا مرز جاذب را نشان می‌دهد، c_p و c_s سرعت موج فشاری و

برشی را نشان می‌دهد، G مدول برشی، ρ دانسیته، A و B ضرایب اصلاح شده با مقادیر $0/8$ و $۱/۱$

می‌باشند. A_l متوسط مساحت اطراف نود l می‌باشد.

مقدار c_p و c_s از روابط زیر حاصل می‌گردد:

$$c_p = \sqrt{\frac{\lambda + 2\mu}{\rho}} \quad \text{معادله ۳-۱۶}$$

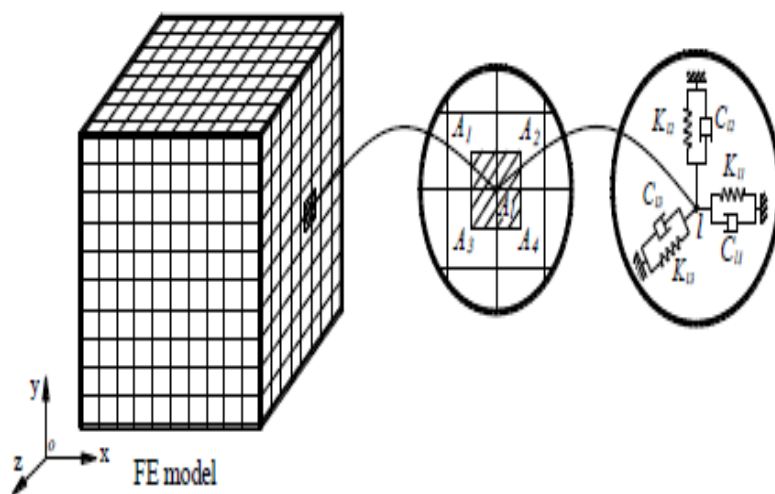
$$c_s = \sqrt{\frac{\mu}{\rho}} \quad \text{معادله ۳-۱۷}$$

که μ و λ ضرایب اول و دوم لم هستند که μ در الاستیسیته مدول برشی نامیده می‌شود و با G نمایش

داده می‌شود. ضرایب لم به صورت زیر محاسبه می‌گردد.

$$\mu = \frac{E}{2(1 + \nu)} \quad \text{معادله ۳-۱۸}$$

$$\lambda = \frac{\nu E}{(1 + \nu)(1 - 2\nu)} \quad \text{معادله ۳-۱۹}$$



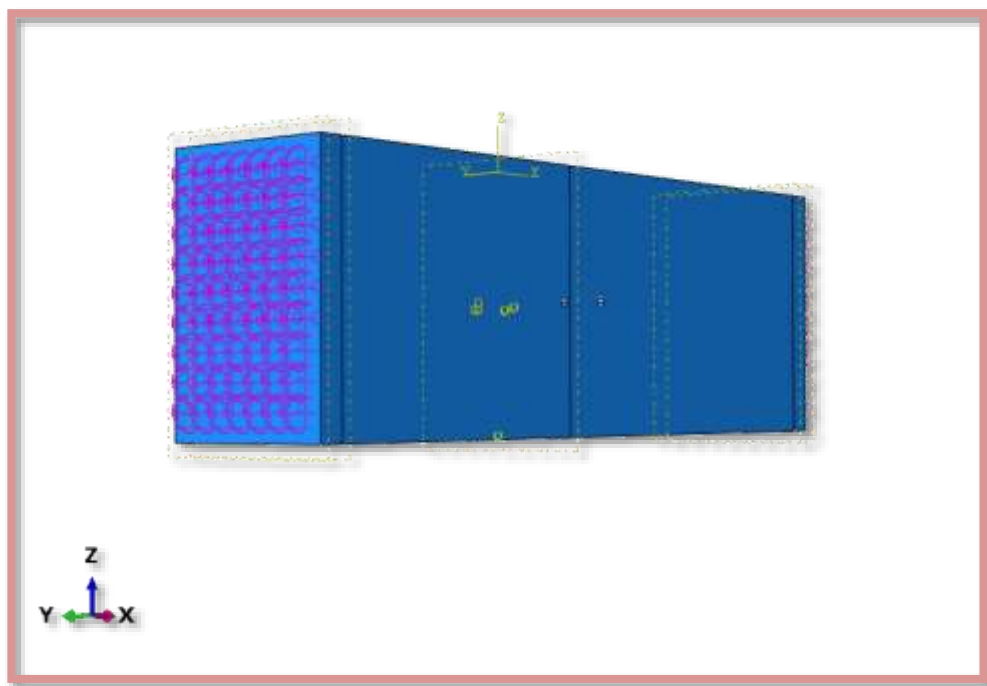
شکل ۳-۱۶- نمایشی از مدل المان محدود با مرز جاذب فتر

جدول ۷-۳ مشخصات فنرهای الاستیک را در مرزهای مدل نشان می‌دهد.

جدول ۷-۳- مشخصات فنرهای الاستیک در مرزهای مدل

$\lambda(\text{pa})$	$\mu(\text{pa})$	$c_p(\text{m/s})$	$c_s(\text{m/s})$	$\rho(\text{kg/m}^3)$	مشخصات فنرهای الاستیک		
$12/64e9$	$12/64e9$	$21/25e2$	$21/25e2$	2800			
$r(\text{m})$	A	B	$AL(\text{m}^2)$	$k_N(\text{N/m})$	C_N	$k_T(\text{N/m})$	C_T
360	$0/8$	$1,1$	400	$2/3e10$	$2/61e9$	$7/80e9$	$2/61e9$

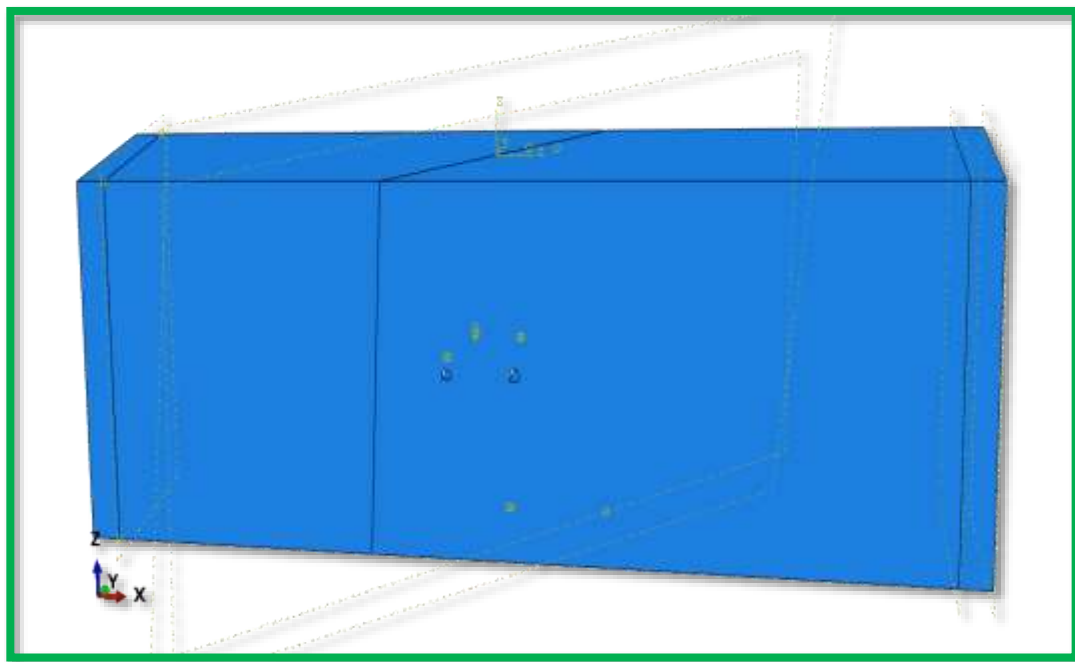
شکل ۱۷-۳ اعمال مرز جاذب را در مرز مدل نمایش می‌دهد.



شکل ۱۷-۳- اعمال مرز جاذب در دو طرف مرز مدل

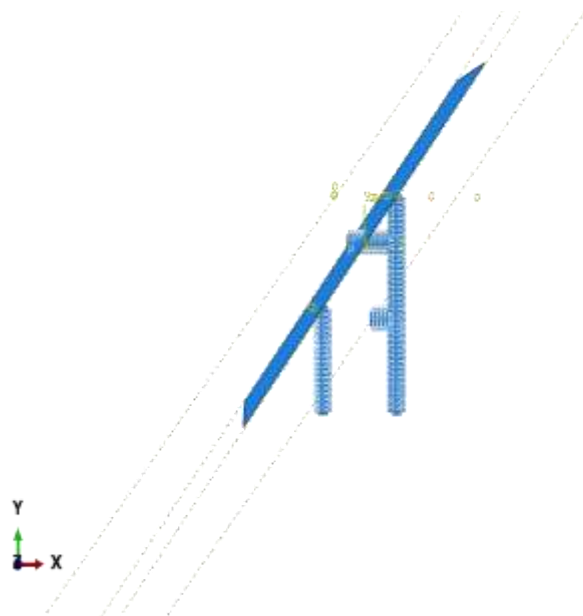
ز- شرایط بارگذاری و مازول لود

در این مازول می‌توان انواع بار را به مدل وارد کرد و شرایط مرزی مدل را مشخص نمود. در این قسمت نیروی گرانش و بار معادل 440 متر از زمین و معدن مورد بررسی، به مدل داده شد. همچنین مرزهای پایین و اطراف مدل ثابت در نظر گرفته شد. نسبت تنش‌های افقی به قائم در این مدل $3/$ در نظر گرفته شده است. شکل ۱۸-۳ ثابت کردن مرزهای مدل در مازول لود را نمایش می‌دهد.



شکل ۳-۱۸- ثابت کردن مرزهای مدل در ماژول لود

با توجه به اینکه منبع ایجاد کننده موج توسط ژئوفون‌ها در فاصله ۳۵ متری از تونل اصلی شناسایی شده است، پس با در نظر گرفتن صفحه‌ای که با استفاده از پارتیشن‌بندی مدل ایجاد شده است آن صفحه را منبع تولید موج در نظر گرفته و موج لرزه‌ای از آن قسمت منتشر می‌گردد. ماژول لود محل تعریف این بار لرزه‌ای نیز می‌باشد که لرزه‌ای بر حسب سرعت-زمان در این تحلیل بر محل منبع لرزه وارد می‌گردد. مطابق شکل ۳-۱۹، لرزه به صفحه‌ای با شیب ۳ درجه و امتداد ۵۹ درجه وارد شد. این صفحه به این دلیل انتخاب شده است که گسلی با این مشخصات در نزدیکی محل شناسایی گردیده است.



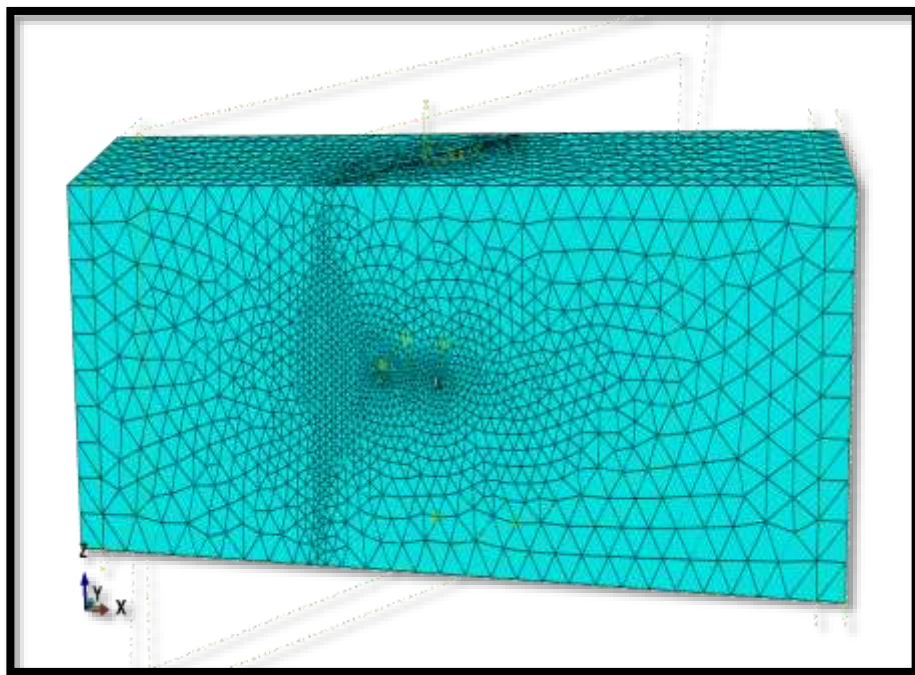
شکل ۳-۱۹- صفحه‌ای که بار لرزه‌ای بر آن وارد می‌گردد

ژ- ماژول مش

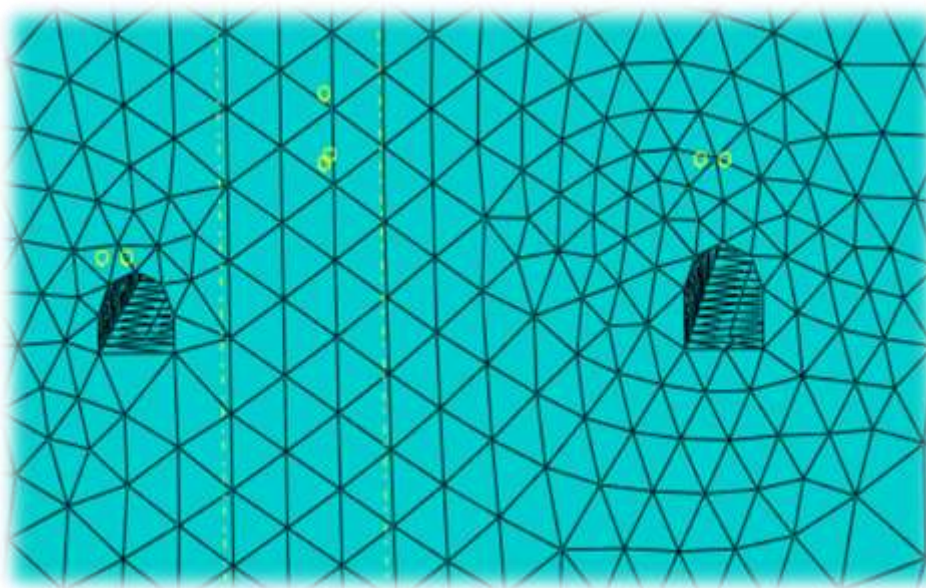
وظیفه این ماژول دانه‌بندی و مش بندی مدل می‌باشد. برای تونل و صفحه لرزه از دانه‌بندی به ترتیب ۴ و ۵ و برای بقیه مدل از اندازه دانه‌بندی ۲۰ استفاده شده است (در مش های کوچکتر نتایجی مشابه همین مش بندی حاصل گردید بنابراین برای کاهش زمان محاسبات از این دانه بندی استفاده گردید). اندازه دانه بندی برای پیچ سنگ‌ها ۵/ در نظر گرفته شده است. مش‌های بزرگتر باعث کاهش دقت محاسبه و مش‌های کوچکتر باعث افزایش زمان محاسبات می‌گردد.

به دلیل وجود ۲ دستک نعل اسبی که دارای ارتفاع متفاوتی با تونل اصلی هستند و عدم توانایی نرم‌افزار در مش‌بندی مکعبی این مدل برای مش بندی از مش‌های نوع هرمی^۱ استفاده شده است. شکل ۳-۲۰ و شکل ۳-۲۱ مش بندی مدل را نشان می‌دهند.

^۱ tet

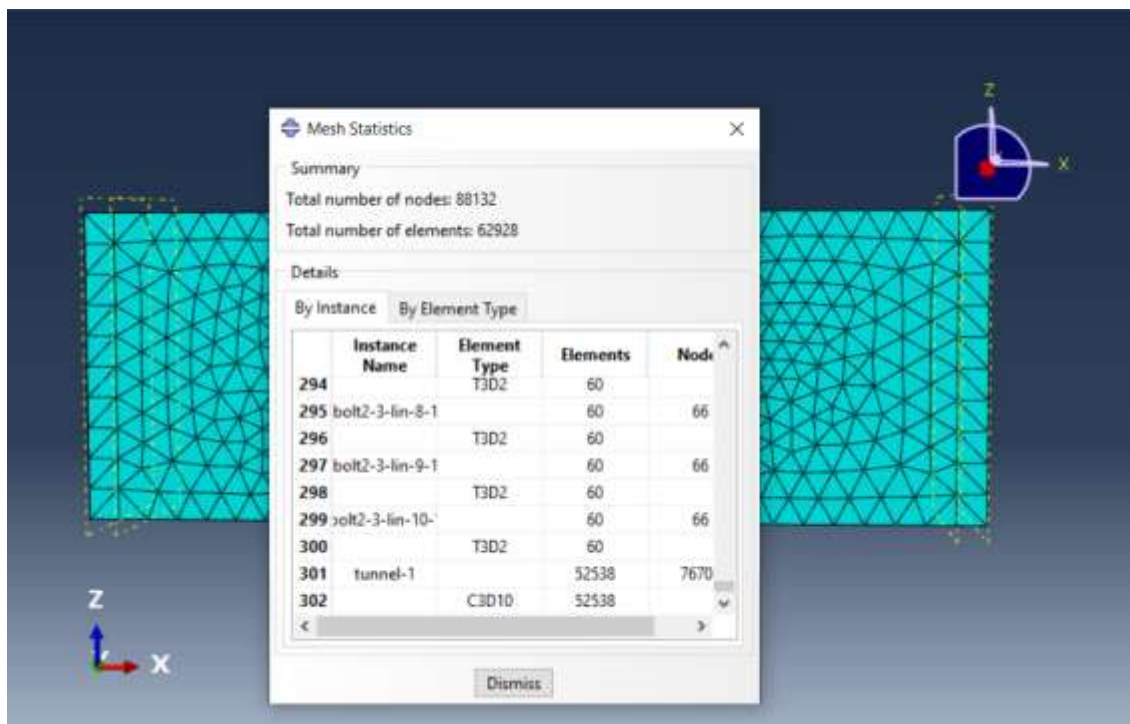


شکل ۳-۲۰- نمونه‌ای از مش‌بندی مدل



شکل ۳-۲۱- اندازه مش‌بندی تونل از نمای نزدیک

در این مازول تعداد و نوع المان‌های به کار رفته در مدل را نیز می‌توان مشاهده نمود. شکل ۳-۲۲ نوع و تعداد المان‌های مدل را نشان می‌دهد.



شکل ۳-۲۲- مشخصات نوع المان و تعداد المان و نود

س- ماژول جاب یا انجام تحلیل

در این ماژول، دستور انجام تحلیل توسط کاربر داده می‌شود. همچنین می‌توان در این ماژول خطاها و نواقص مدل را که توسط سیستم ارائه می‌گردد، مشاهده نمود.

فصل ۴ : آنالیز نتایج

۴-۱ مقدمه

در مدلسازی تونل به منظور شبیه‌سازی موج حاصل از لغزش گسل، نیاز به داده‌های سرعت زمان و شتاب زمان موج ایجاد شده در منبع موج می‌باشد. این در حالی است که داده‌های دریافت شده توسط ژئوفون در دسترس معادن قرار دارد. پس باید با استفاده از آنالیز برگشتی اقدام به شناسایی موج منبع نمود.

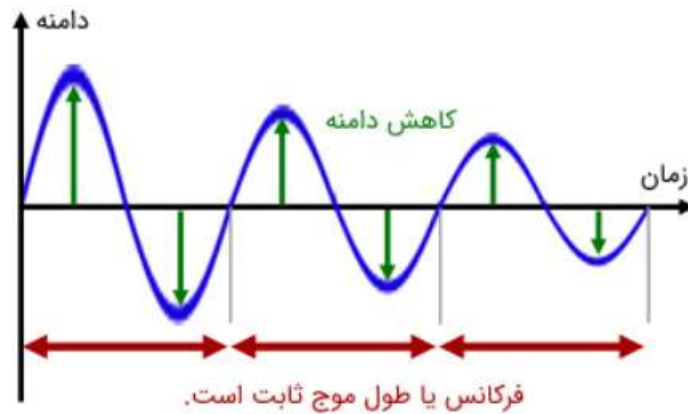
در این فصل ابتدا با استفاده از آنالیز برگشتی، موج منبع شناسایی شده و سپس با انتشار این موج از محل‌های تخمینی منبع موج اقدام به بررسی معدن تحت بار لرزه‌ای می‌شود. سپس با استفاده از آنالیز حساسیت راه‌های کاهش تنش و پیشگیری از انفجار خود به خودی سنگ مورد تحلیل و بررسی قرار می‌گیرد.

۴-۲ نتایج حاصل از آنالیز برگشتی

آنالیز برگشتی راهی ساده برای پیش‌بینی داده‌های ورودی با استفاده از داده‌های خروجی می‌باشد. با توجه به اینکه محل ژئوفون‌ها در فاصله ۳۴۰ متری نسبت به محل وقوع لرزه یا محل منبع موج قرار دارد، قسمتی از موج میرا گردیده است. پس می‌توان با استفاده از آنالیز برگشتی موج منبع را شناسایی کرد.

نکته‌ای که باید به آن توجه گردد، این است که میرایی^۱ موج ارتباطی به تغییر فرکانس یا طول موج ندارد. به طور مثال اگر موجی با گذر زمان، میرا شود (انرژی خود را به محیط منتقل کند) تنها دامنه آن کم می‌شود. این امر در شکل ۴-۱ نشان داده شده است.

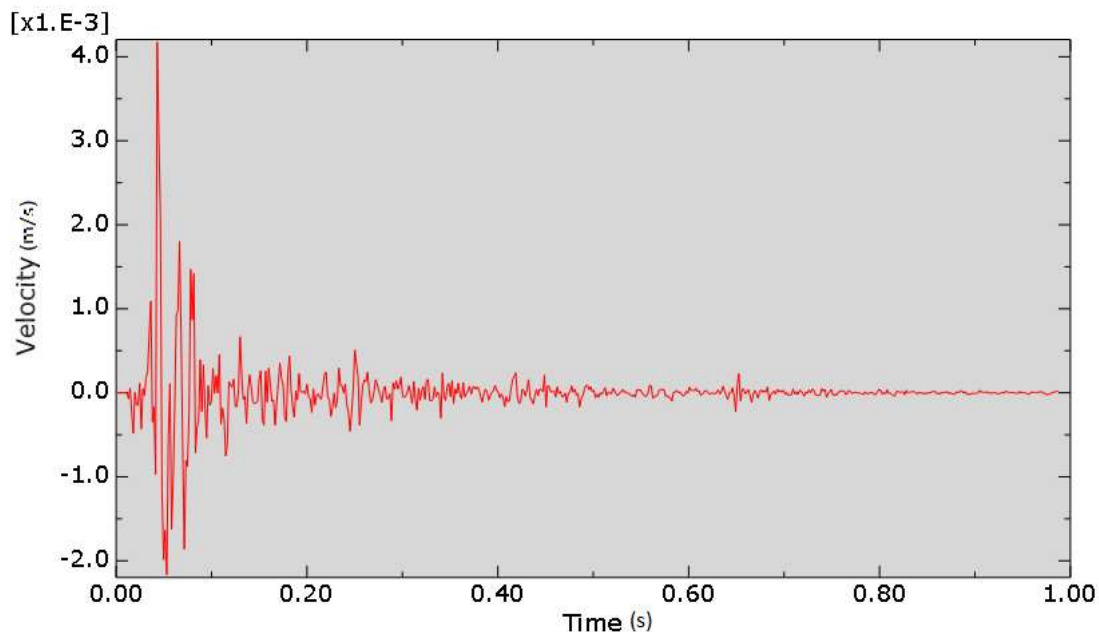
^۱Damping



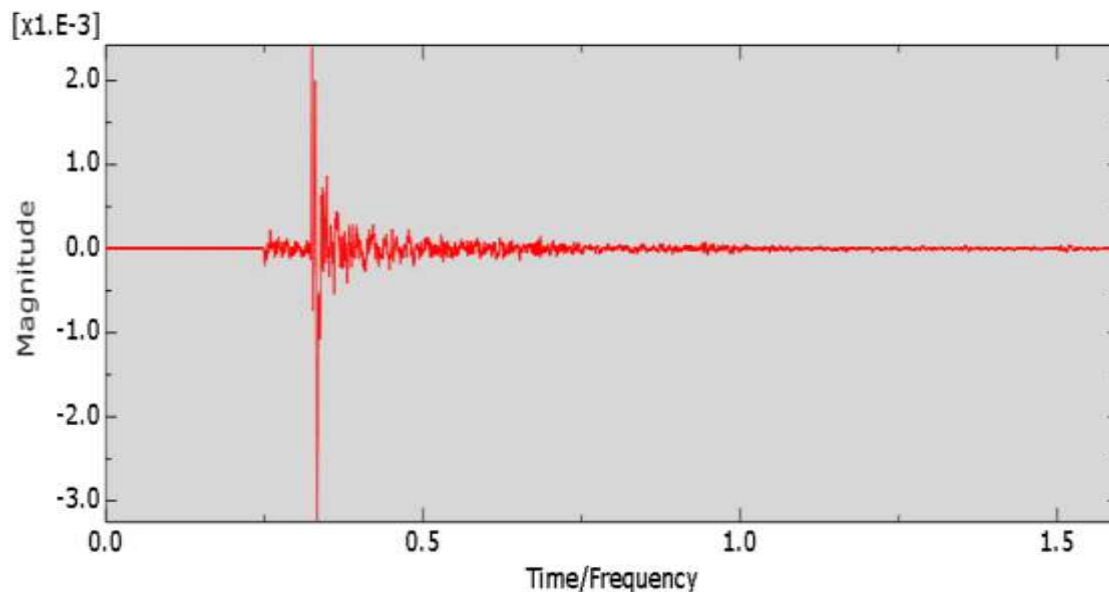
شکل ۴-۱- میرا شدن دامنه موج

موج وارد شده در مدل دارای ریزموج‌هایی بر روی موج اصلی است که توسط نرم‌افزار و هنگام میرایی موج اصطلاحاً نرم می‌شوند و به جای دریافت موج خروجی دارای ریزموج، موجی بدون ریز موج دریافت می‌گردد.

شکل ۴-۲ و ۴-۳ موج دریافت شده توسط ژئوفون هنگام انفجار خود به خودی سنگ را نشان می‌دهد. سرعت موج بر حسب متر بر ثانیه و زمان بر حسب ثانیه می‌باشد.



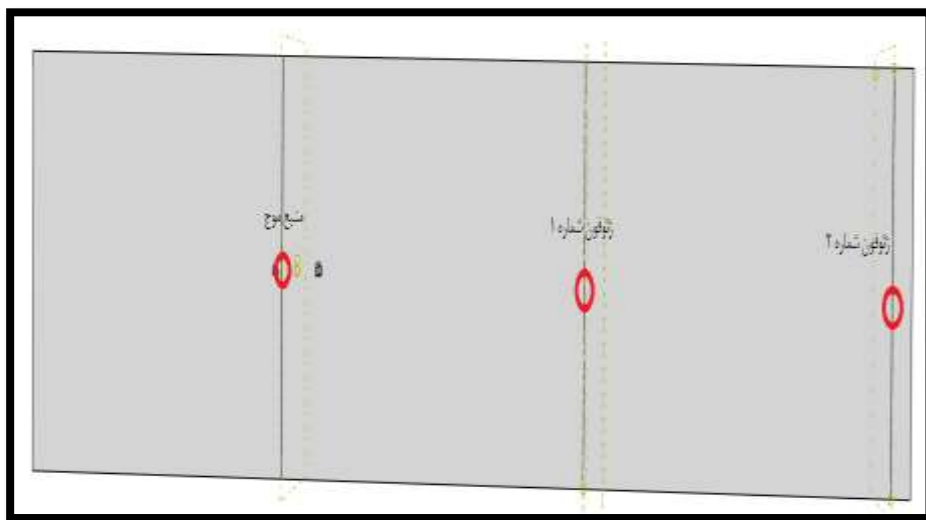
شکل ۴-۲- موج دریافت شده توسط ژئوفون در فاصله ۳۴۰ متری منبع موج



شکل ۳-۴- موج دریافت شده توسط ژئوفون در فاصله ۶۳۰ متری منبع موج

همانطور که در شکل ۲-۴ و ۳-۴ مشاهده می‌کنید در فاصله بین ۰ تا ۲ ثانیه لغزش گسل باعث به وجود آمدن موجی با حداکثر دامنه ۰/۰۴۱ متر بر ثانیه و ۰/۰۰۲۱ متر بر ثانیه در ژئوفون شده و سپس موج توسط محیط میرا شده است.

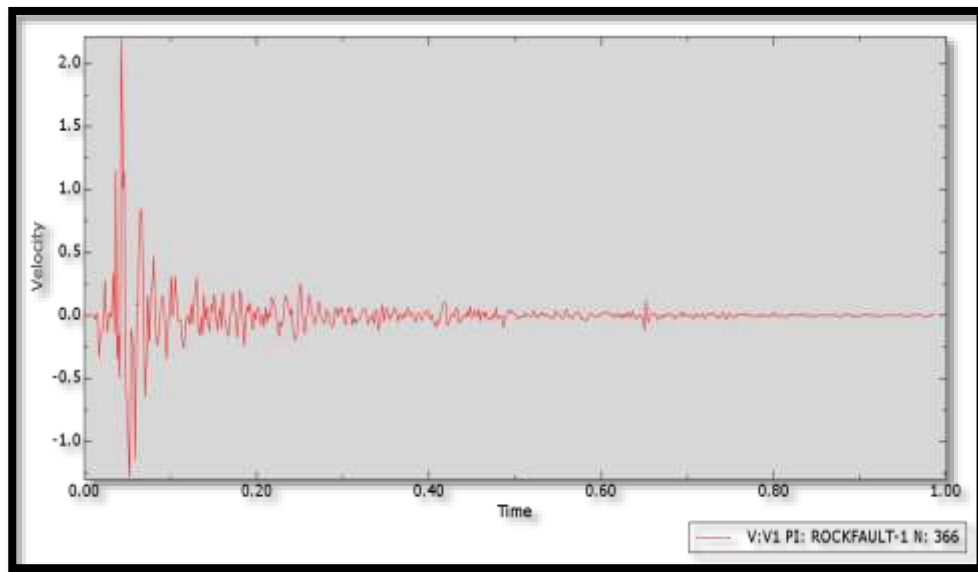
شکل ۴-۴ محل ژئوفون‌ها و منبع موج را بر روی مدل نمایش می‌دهد. موجی با دامنه بزرگتر از موج دریافت شده توسط ژئوفون‌ها در محل منبع و بر روی صفحه‌ای که منبع موج شناسایی شده است، در مدل انتشار یافته و خروجی آن در محل منبع موج دریافت می‌گردد.



شکل ۴-۴- محل ژئوفون‌ها و منبع موج

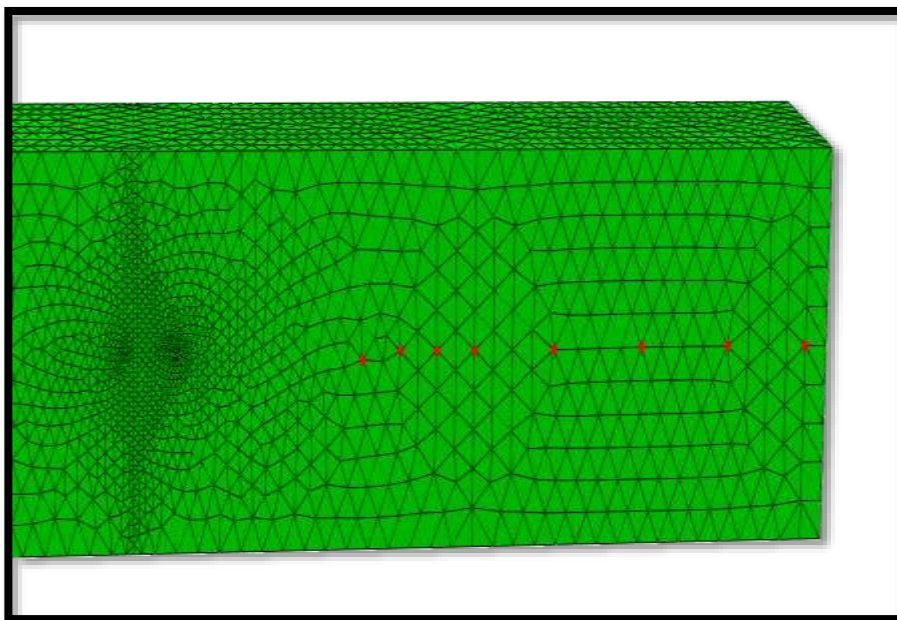
با توجه به اینکه میرایی تأثیری بر فرکانس و طول موج ندارد و فقط دامنه را میرا می‌کند، در این مدل موج‌هایی با دامنه بالاتر ساخته شد (بطور مثال ۴۵، ۵۰ و ۵۰۰ برابر دامنه دریافت شده توسط ژئوفون) و از منبع موج (صفحه لرزه) انتشار داده شد و در محل ژئوفون دریافت گردید. این کار تکرار شد تا موجی با دامنه موجی یکسان در مقایسه با موج دریافت شده توسط ژئوفون (۰/۰۴۱ m/s) در مدل و در فاصله ۳۴۰ و ۶۳۰ متری منبع دریافت گردد.

طبق شکل ۴-۵ با ۵۰۰ برابر کردن دامنه موج در محل منبع موج، دامنه‌ای برابر با دامنه‌های موج دریافت شده در معدن، در مدل (در محل ژئوفون‌ها) بدست آمد.



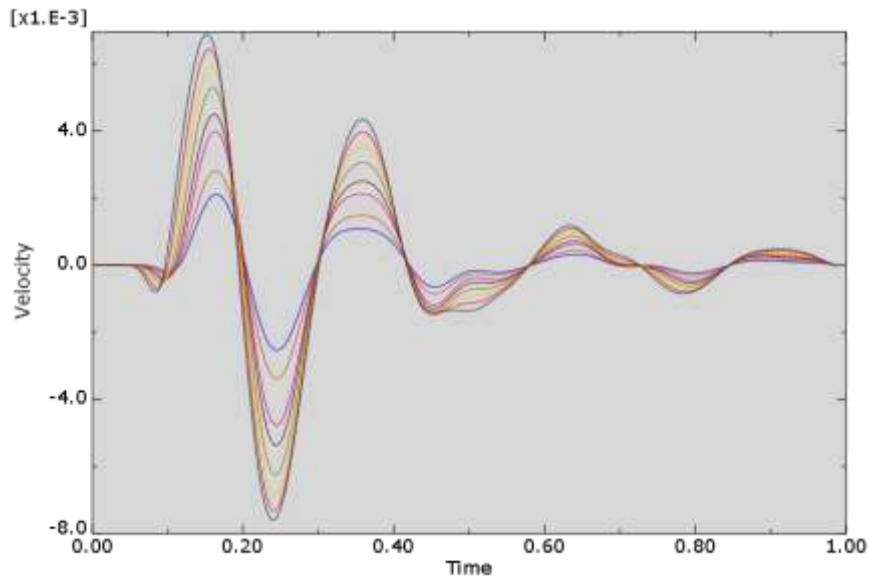
شکل ۴-۵- برابر کردن دامنه موج در محل منبع موج

شکل ۴-۶- نمایی از برداشت نودها در طول یک پروفیل طولی نمایش می‌دهد. این نودها از منبع موج تا محل ژئوفون‌ها در مدل ادامه دارند. در محل منبع موج، موجی با ۵۰۰ برابر دامنه موج قبل وارد شده و در محل ژئوفون موجی دارای دامنه یکسان با موج دریافت شده توسط ژئوفون‌های معدن دریافت گردیده است.



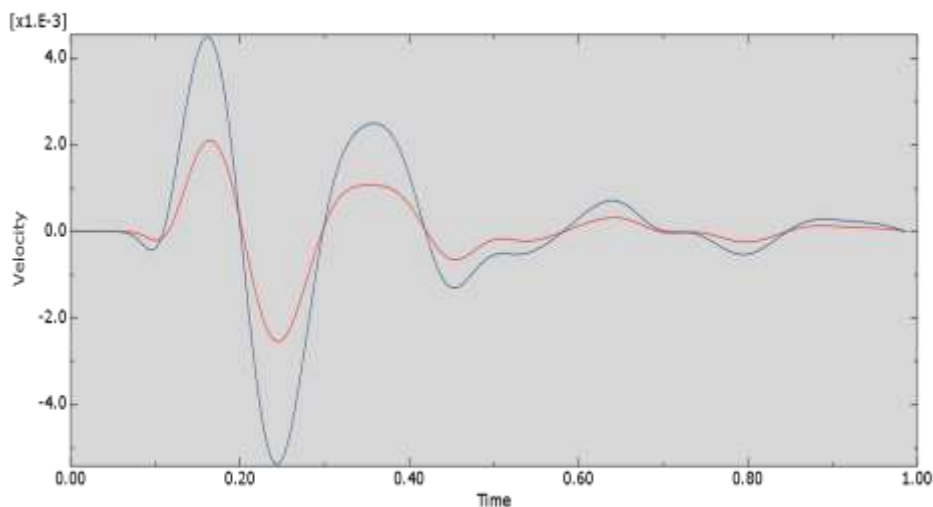
شکل ۴-۶- برداشت نقاطی در طول یک پروفیل طولی از محل منبع تا محل برداشت ژئوفون‌ها در نرم‌افزار Abaqus

از محل هر یک از نودهای نشان داده شده در شکل ۴-۶ خروجی‌ای به صورت سرعت زمان گرفته شد، که نتایج آن مطابق شکل ۴-۷ می‌باشد. موج دارای دامنه بزرگتر مربوط به محل منبع یا همان صفحه‌ای است که به عنوان منبع موج در نظر گرفته شده است. همانطور که از شکل نمایان است میرایی موج باعث کوچک‌تر شدن دامنه موج می‌گردد.



شکل ۴-۷- نمودارهای گرفته شده از ۱۴ نود انتخاب شده از مدل

در آخر از نود محل ژئوفون‌ها در مدل، خروجی سرعت بر حسب زمان گرفته شد که در شکل ۴-۸ نمودار سرعت-زمان بدست آمده در محل ژئوفون‌ها قابل مشاهده است.



شکل ۴-۸- نمودار سرعت-زمان محل ژئوفون‌ها (آبی: ژئوفون ۱، قرمز ژئوفون ۲)

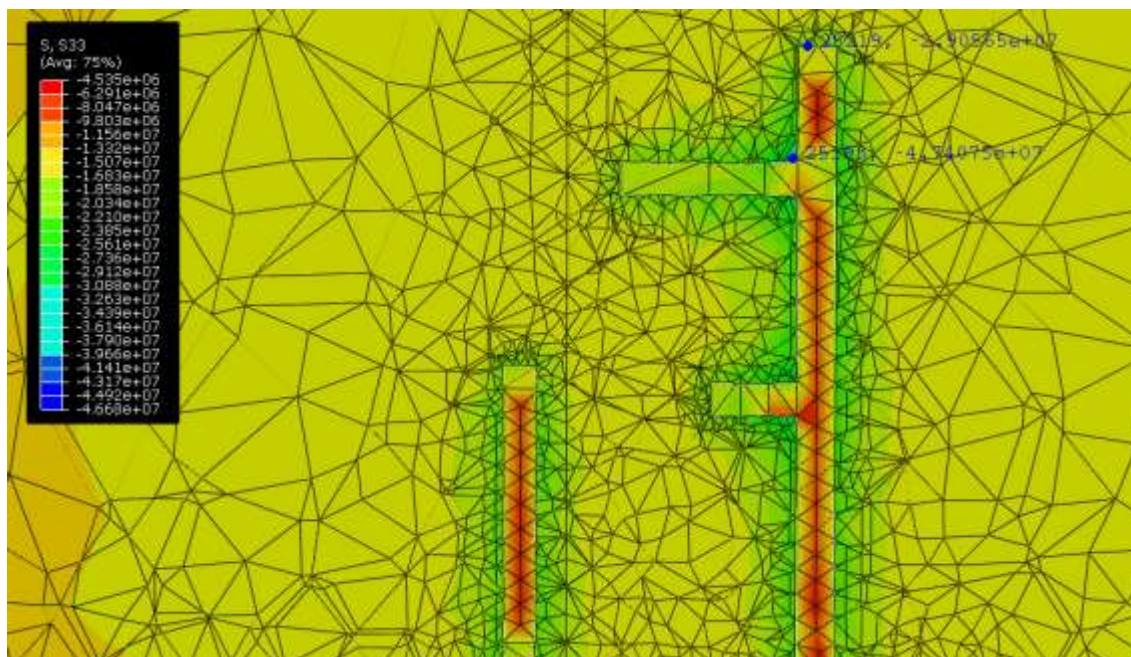
همانطور که مشاهده شد با ۵۰۰ برابر کردن موج در منبع موج، موجی دارای حداکثر دامنه برابر با موج ژئوفون‌ها در مدل بدست آمد. این کار با اطلاع از اینکه ضرایب ریلی فقط دامنه موج را میرا می‌کند صورت گرفت. با توجه به برابری دامنه موج بدست آمده از مدل و موج دریافتی توسط ژئوفون‌ها در معدن می‌توان برای شبیه‌سازی موج در محل منبع موج از موجی با دامنه ۵۰۰ برابر موج اصلی استفاده نمود.

۳-۴ نتایج حاصل از بررسی تنش در مدل

مدل ساخته شده مورد تحلیل قرار گرفت تا با بررسی تنش‌های مدل بیشترین تمرکز تنش σ_{33} در مدل شناسایی گردد. این کار در شناسایی محل انفجار خود به خودی سنگ موثر است.

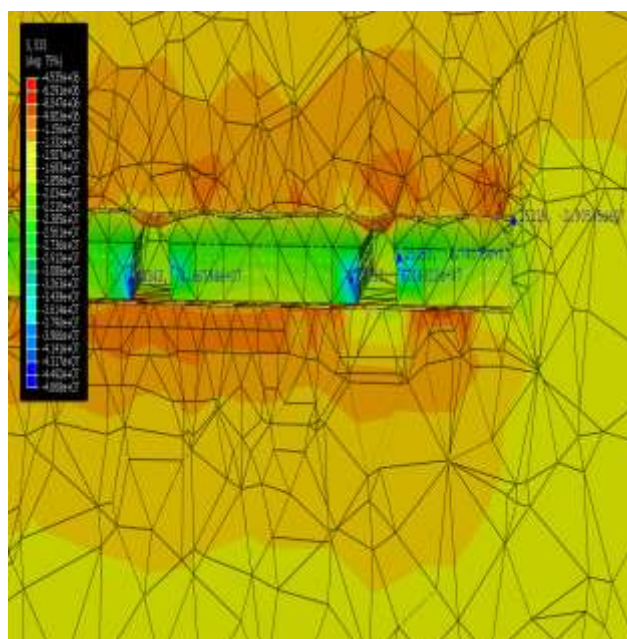
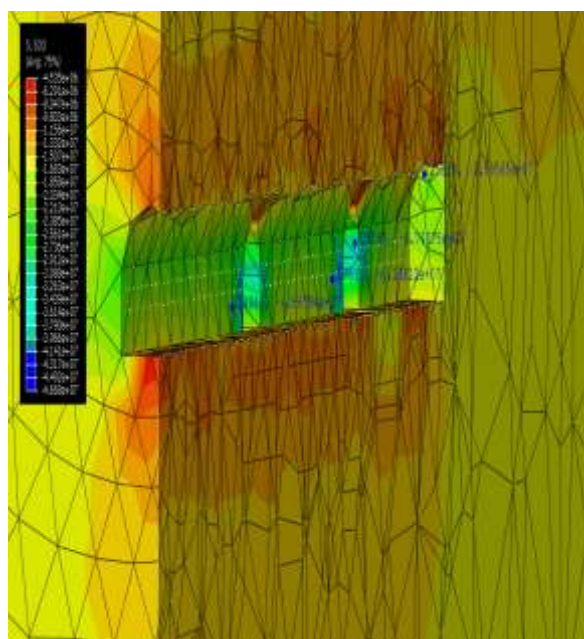
همانطور که قبلاً بیان گردید، پدیده انفجار خود به خودی سنگ در دو حالت عمق زیاد و تمرکز تنش بالا رایج است. شکل ۴-۹ (الف) مقدار تنش را در حالتی نمایش می‌دهد که سنگ تحت بار لرزه‌ای قرار ندارد. تنش σ_{33} تونل در دو قسمت سینه‌کار و دستک‌ها دارای بیشترین مقدار خود است. این بدان معنی است که این دو منطقه مستعدترین نقاط برای انفجار خود به خودی سنگ هستند.

شکل ۴-۱۱ (ب) مناطق A و B از معدن را نشان می‌دهد که انفجار خود به خودی سنگ در آن‌ها رخ داده است. این مناطق دقیقاً همان قسمت‌هایی از مدل‌اند که دارای بیشترین تنش σ_{33} در تونل هستند.



شکل ۹-۴- نمایی بالا از سینه کار و تنش در المان‌های مختلف سینه کار

شکل ۱۰-۴ تنش در تونل را از نماهای دیگر را نمایش می‌دهد.

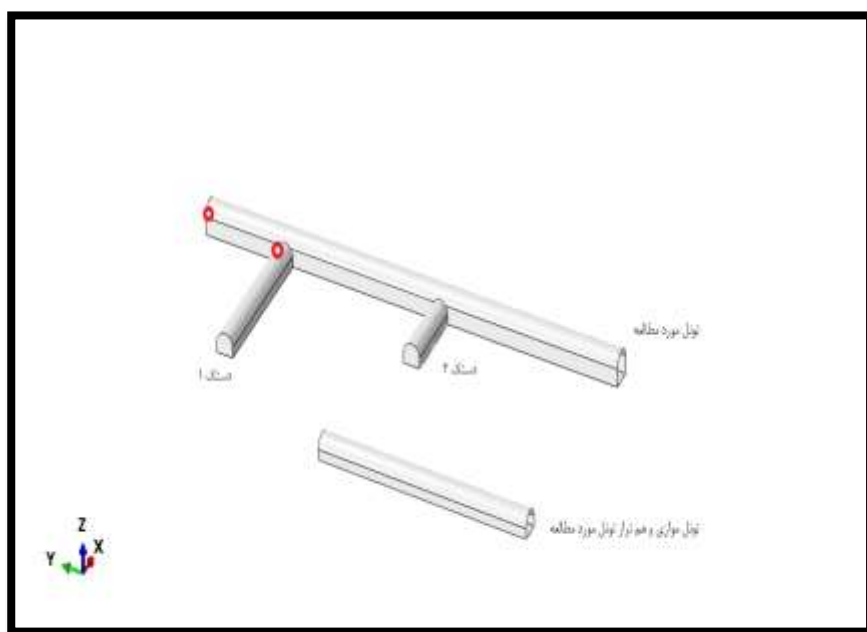


شکل ۱۰-۴- تنش‌های ایجاد شده در تونل سمت راست: نمایی بریده شده از روبرو سمت راست: نمایی بریده شده از سمت راست



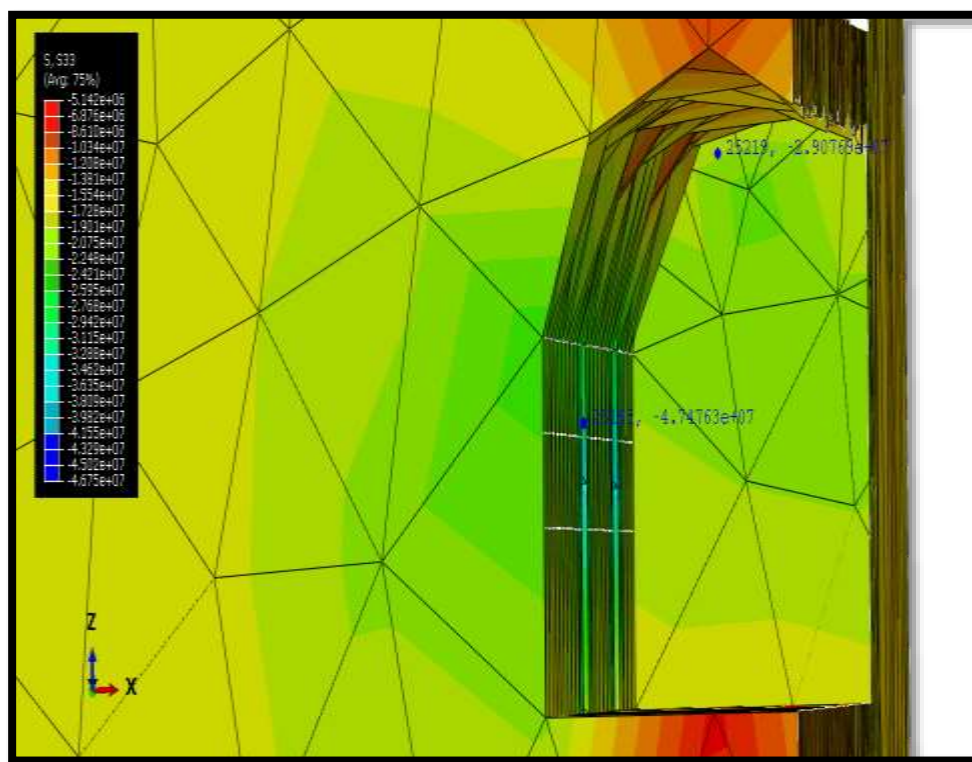
شکل ۴-۱۱- محل‌های ایجاد انفجار خود به خودی سنگ در مدل

شکل ۴-۱۲- محلهایی با بیشترین تنش σ_{33} در مدل را به صورت واضح‌تری نمایش می‌دهد. این مناطق یکی در سینه کار تونل و دیگری در گوشه‌ای از دستک شماره ۱ قرار دارند. محل این مناطق در معدن همان قسمت‌هایی از تونل است که انفجار خود به خودی سنگ رخ داده است.



شکل ۴-۱۲- محل‌های وقوع انفجار خود به خودی سنگ

شکل ۴-۱۳ نمایی برش داده شده از تونل را نشان می‌دهد که بیشترین تمرکز تنش σ_{33} در داخل مدل شناسایی و مقدار آن در مرکز مش هر می نمایش داده شده است. همانطور که مشاهده می‌کنید، بیشترین تمرکز تنش در سینه کار تونل مربوط به المان با شناسه^۱ ۲۵۲۱۹ می‌باشد که برابر ۲۹ مگاپاسکال می‌باشد. همچنین بیشترین تمرکز تنش در دستک مربوط به المان با شناسه ۲۵۱۹۳ می‌باشد که برابر با ۴۷/۴ مگاپاسکال می‌باشد.



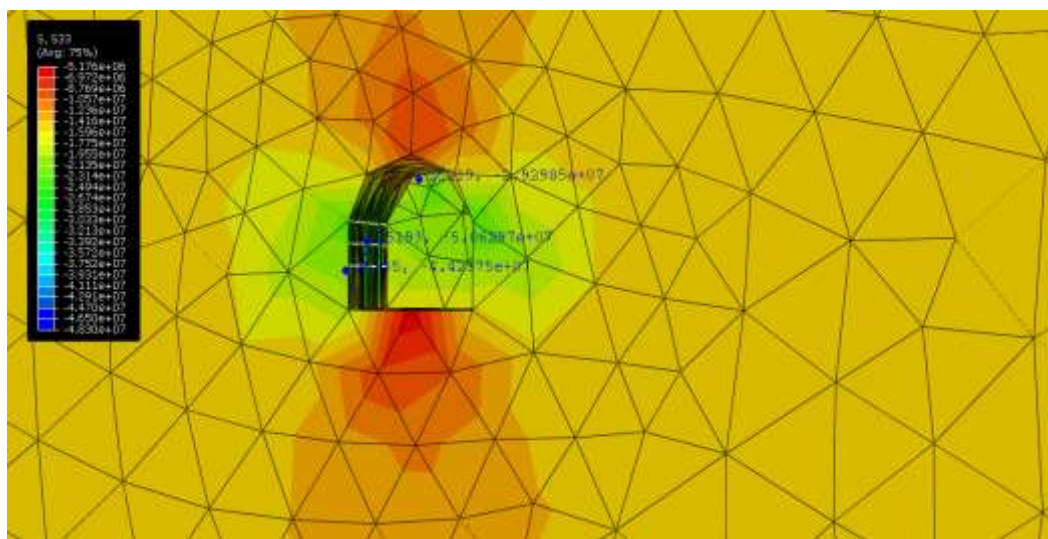
شکل ۴-۱۳- نمایی برش داده شده از مدل در محلی از سینه کار و دستک که بیشترین تنش در آن شناسایی شده

۴-۴ اعتبارسنجی مدل

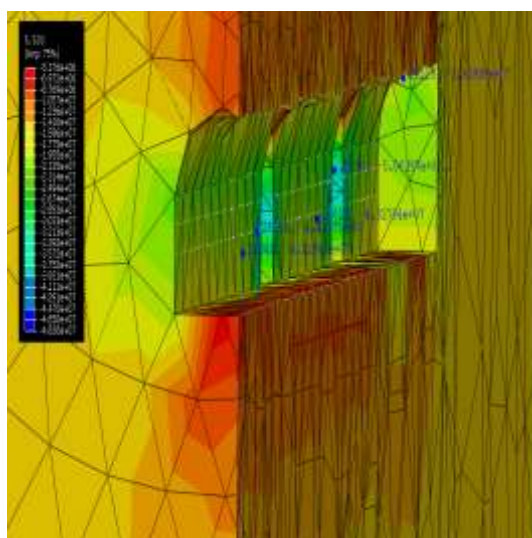
به منظور اعتبارسنجی، مدل ساخته شده تحت موج ارسالی از منبع (۵۰۰ برابر دامنه موج دریافت شده توسط ژئوفون) قرار گرفته و نتایج آن با مشاهدات میدانی و انفجارهای خودبه خودی سنگ صورت گرفته در تونل مورد مطالعه، مقایسه گردیده است. با این کار تاثیر موج در افزایش تنش‌های منطقه و همچنین نقش آن در پدیده انفجار خود به خودی سنگ تا حدودی مشخص خواهد شد.

^۱ ID

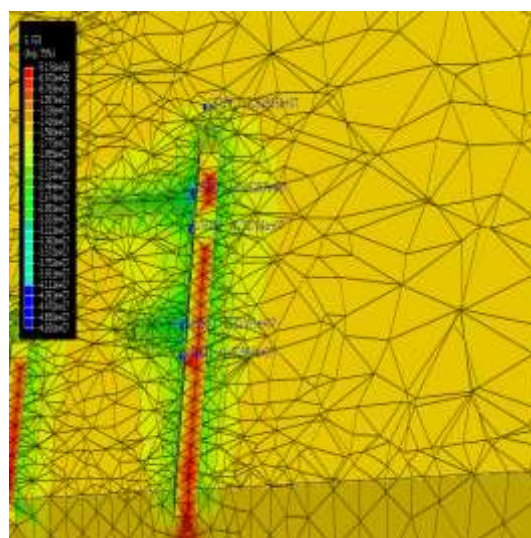
نماهایی از سینه کار و دستک ۱ بعد از وارد شدن موج لرزه‌ای در شکل ۴-۱۴ دیده می‌شود. این نمای برش داده شده تنش σ_{33} را در مرکز المان‌های هرمی نمایش می‌دهد. همانطور که مشاهده می‌گردد باز هم بیشترین تنش σ_{33} مربوط به المان‌های ۲۵۲۱۹ و ۲۵۱۹۳ می‌باشد که تنش در آن‌ها به ترتیب ۲۹/۲۹۸۵ و ۵۰/۶۲۹۷ می‌باشد. موج منبع وارد شده به مدل در المان ۲۵۲۱۹ باعث افزایش ۱/۲ مگاپاسکالی تنش σ_{33} و در المان ۲۵۱۹۳ باعث افزایش ۳/۲ مگاپاسکالی تنش گردیده است که بنظر می‌رسد همین القای تنش به سنگ، سبب به وجود آمدن انفجار خود به خودی سنگ شده باشد.



۱



۳



۲

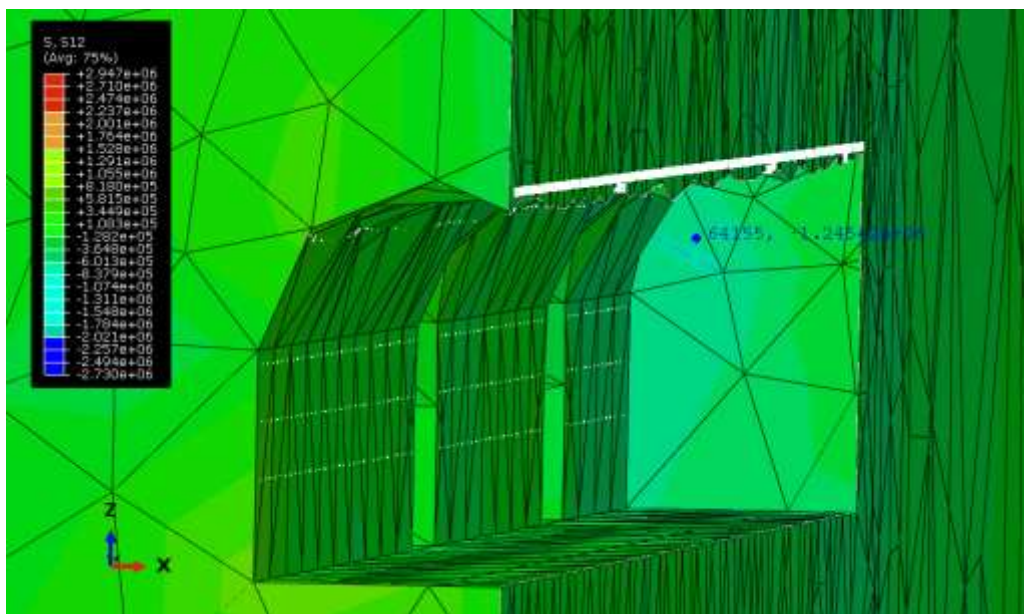
شکل ۴-۱۴- نمایشی از سینه کار و تنش σ_{33} در المان‌های مختلف سینه کار بعد از ایجاد موج لرزه‌ای

از نتایج شکل ۴-۱۴ و با توجه به افزایش نسبتاً کم تنش بعد از وارد شدن موج به مدل می‌توان به این نتیجه دست یافت که خود موج اصلی عامل انفجار نیست بلکه به عنوان چاشنی عمل می‌کند. منوچهریان و کای سال ۲۰۱۶ نیز به این نکته اشاره کرده‌اند که افزایش اندک تنش ناشی از پیشروی تونل یا اختلال دینامیکی ناشی از انفجار نزدیک یا یک رویداد لرزه‌ای، ممکن است باعث تحریک انفجار سنگ شود [23].

پس انفجار خود به خودی سنگ به عنوان یک کمک‌کننده که شتاب کوچکی القا می‌کند تا بر مقاومت برشی غلبه شود عمل می‌کند.

با توجه به اینکه σ_{33} باعث ایجاد کماتش که یکی از دلایل انفجار خود به خودی سنگ می‌شود، تمرکز این مطالعه بر روی این پارامتر می‌باشد. در ادامه تنش‌های برشی و تنش‌های اصلی دیگر در مدل مورد بررسی قرار گرفت تا دلیل روشن‌تری برای ایجاد انفجار خود به خودی سنگ در سینه کار و دستک ۱ بیان گردد.

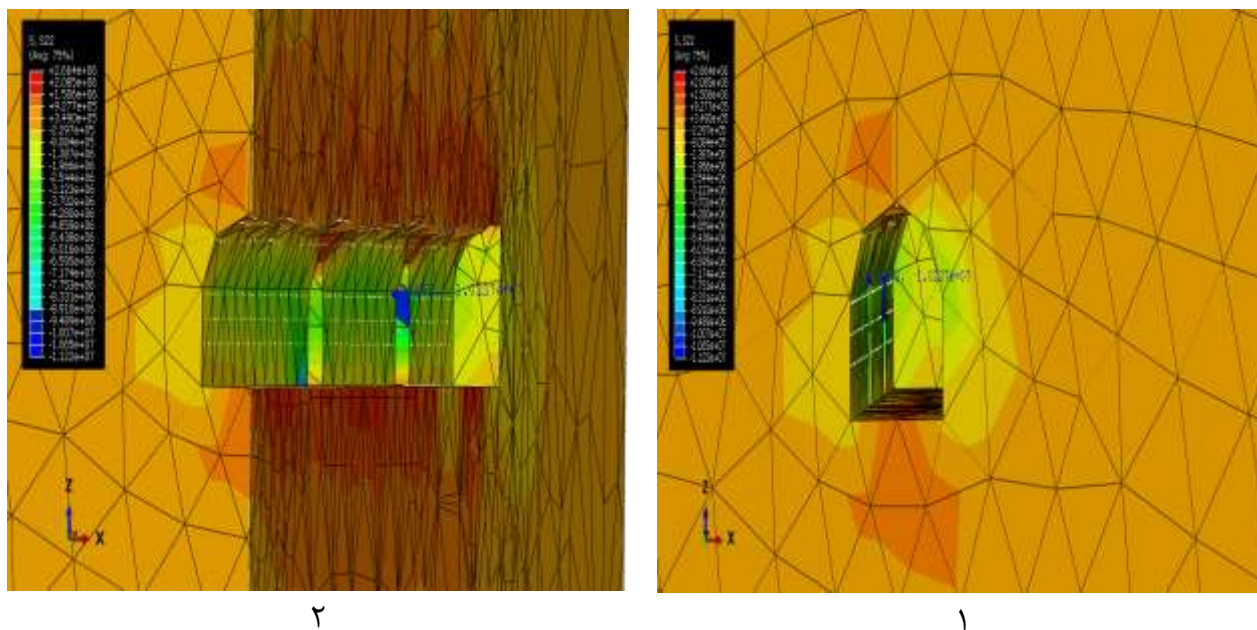
شکل ۴-۱۵ مقادیر تنش τ_{12} را در مدل نشان می‌دهد.



شکل ۴-۱۵- مقادیر تنش τ_{12} در تونل

همانطور که در شکل ۴-۱۵ مشاهده می‌گردد بیشترین مقدار تنش برشی τ_{12} در تونل مربوط سینه‌کار می‌باشد که مقداری برابر با $1/2$ مگاپاسکال را داراست. این تنش یکی از دلایلی است که سینه‌کار تمایل بیشتری به انفجار خود به خودی سنگ دارد.

مقادیر تنش σ_{22} نیز با استفاده از مدلسازی عددی در مدل تعیین گردید که مقادیر این تنش در شکل ۴-۱۶ قابل مشاهده است.

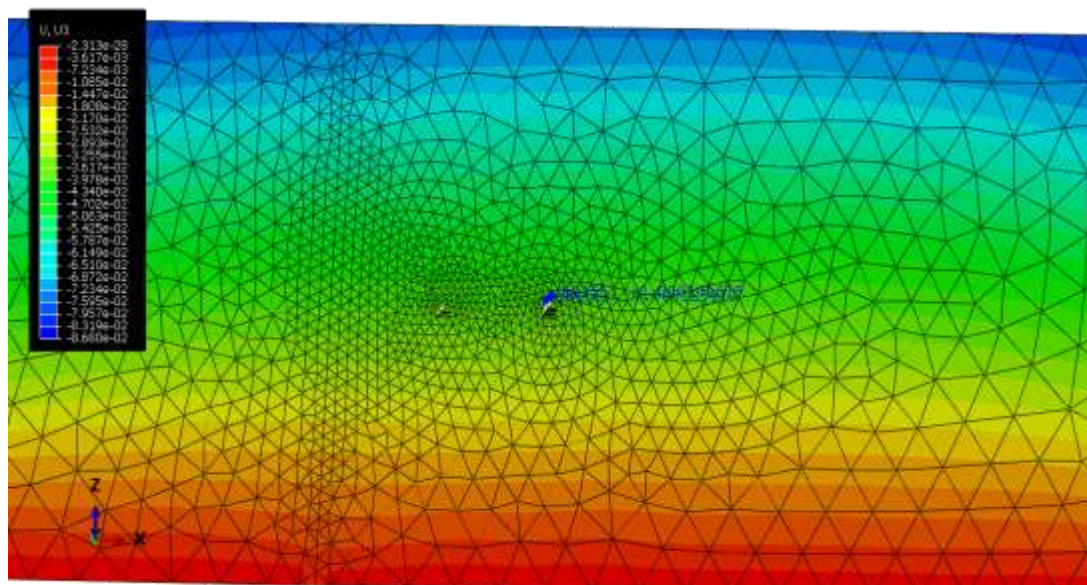


شکل ۴-۱۶- مقادیر تنش σ_{22} در تونل (۱) نمای روبرو (۲) نمای از راست

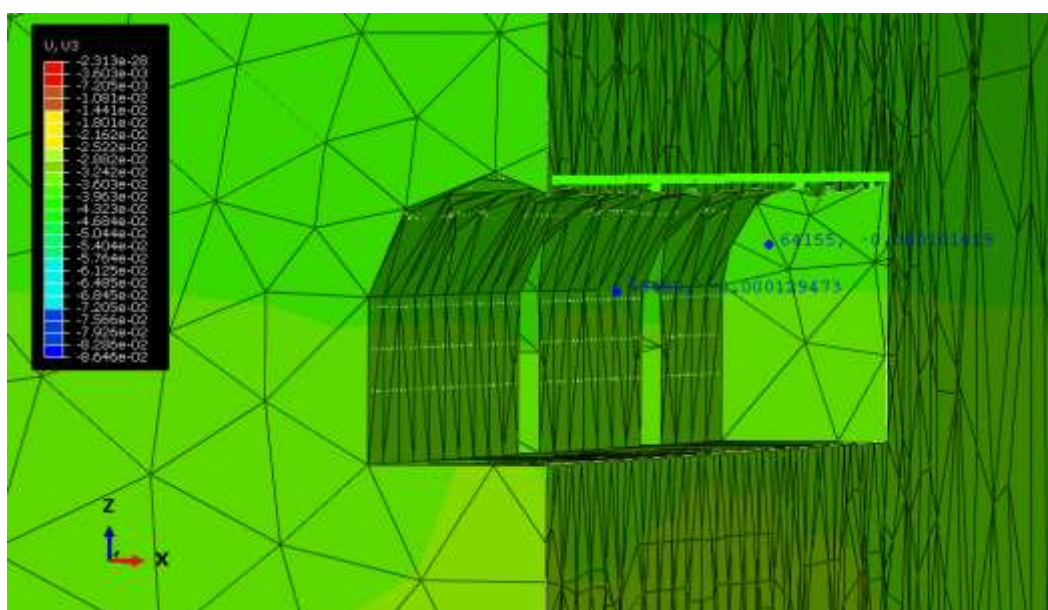
همانطور که در شکل ۴-۱۶ مشاهده می‌گردد مقادیر تنش σ_{22} در دستک ۱ دارای بیشترین مقدار خود یعنی 10 مگاپاسکال است. پس این قضیه در وقوع انفجار خود به خودی سنگ در این جهت موثر است. با بررسی مقادیر تنش مشخص گردید که تنش τ_{12} در سینه‌کار و تنش σ_{22} در دستک ۱ دارای مقادیر بیشینه خود هستند که این امر به شناسایی مناطق دارای پتانسیل انفجار خود به خودی سنگ کمک می‌کند.

بعد از بررسی تنش‌ها در تونل مقادیر جابجایی نیز در مدل و تونل مورد بررسی قرار گرفت. شکل ۴-

۱۷ و ۴-۱۸ مقادیر جابجایی را به ترتیب در مدل و تونل نمایش می‌دهد.



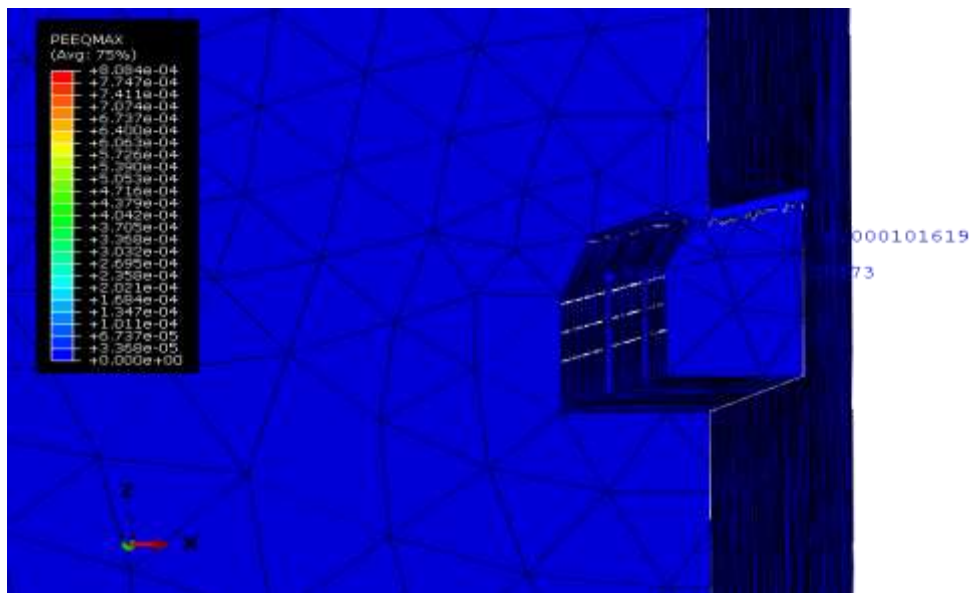
شکل ۴-۱۷- مقادیر جابجایی در مدل



شکل ۴-۱۸- مقادیر جابجایی در تونل

مقادیر جابجایی U_3 در سینه کار و دستک ۱ برابر با ۰/۰۰۰۱ متر می باشد که مقدار بسیار کوچکی می باشد. این جابجایی نشان از کیفیت بالای توده سنگ و نشست کم در سنگ می باشد. یکی از شرایط انفجار خود به خودی سنگ نیز بالا بودن کیفیت توده سنگ برای وقوع انفجار است.

بعد از بررسی تنش‌ها و جابجایی، کرنش پلاستیک در تونل مورد بررسی قرار گرفت. شکل ۱۹-۴ کرنش پلاستیک در داخل تونل را نمایش می‌دهد.



شکل ۱۹-۴- کرنش پلاستیک

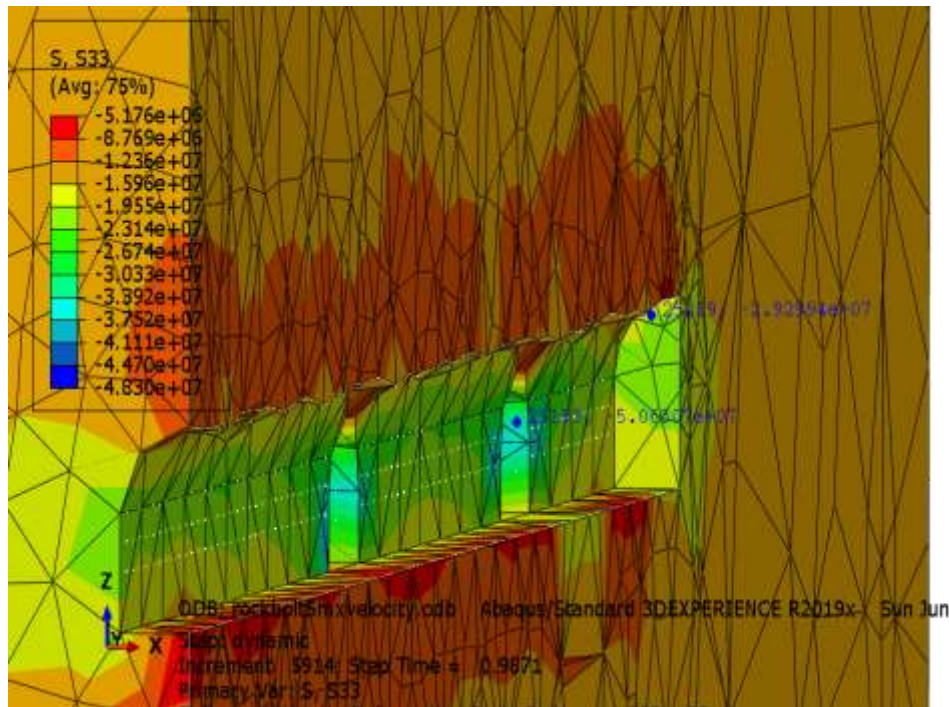
همانطور که در شکل ۱۹-۴ مشاهده می‌شود سنگ حالت پلاستیک پیدا نکرده است و این با تئوری انفجار خود به خودی سنگ که سنگ وارد زون پلاستیک نشده و در همان زون الاستیک، تسلیم می‌شود، تطابق دارد.

۴-۵ آنالیز حساسیت

با استفاده از آنالیز حساسیت تعدادی از پارامترها و راه‌حل‌هایی که ممکن است باعث کاهش تمرکز تنش و همچنین باعث کاهش خطر انفجار خود به خودی سنگ شود، مورد بررسی قرار می‌گیرد. در این بخش پارامترهای طول پیچ سنگ و ابعاد تونل تغییر داده شد تا تاثیر آن بر کاهش تنش منطقه بررسی گردد. همچنین تاثیر ایجاد تونل بالاسری و همچنین حفاری مرحله ای بر کاهش تنش منطقه مورد بررسی قرار گرفت.

الف- تغییر ابعاد پیچ سنگ‌ها

مدلی با ابعاد مدل قبل ساخته شد و در حالتی که موج لرزه‌ای به منبع موج وارد می‌شد، ابعاد پیچ سنگ‌ها از ۲/۴ متر به ۳ متر و ۵ متر تغییر داده شد ولی تغییری در نتیجه ایجاد نگردید. شکل ۴-۲۰ وضعیت تنش در هنگام لرزه زمان استفاده از پیچ سنگ‌های ۵ متری را نشان می‌دهد.



شکل ۴-۲۰- وضعیت تنش هنگام استفاده از پیچ سنگ‌های ۵ متری

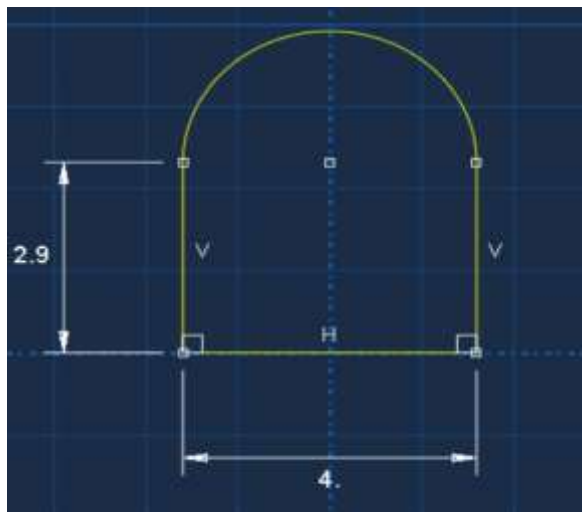
همانطور که در شکل ۴-۲۰ مشاهده می‌کنید تنش در محل دستک و سینه‌کار تونل توسط مدل‌سازی ۵۰/۶ و ۲۹/۲ تعیین شده است که برابر با تنش با طول راک بولت‌های ۲/۴ متری است. این خروجی بیان‌کننده این موضوع است که تغییر طول راک بولت نمی‌تواند به تنهایی باعث کاهش تمرکز تنش در تونل و در نتیجه کاهش خطر انفجار خود به خودی سنگ گردد.

ب- تغییر ابعاد تونل

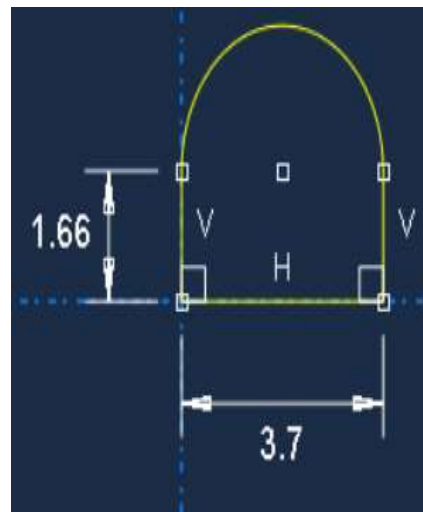
یکی دیگر از پارامترهایی که می‌تواند باعث کاهش تمرکز تنش در تونل گردد، کاهش ابعاد تونل است. این ابعاد به دلیل محدودیت در استخراج کانسار نباید به گونه‌ای انتخاب شود که باعث مشکل در عملیات استخراج گردد. در این بخش ابعاد تونل به اندازه 66 درصد و نصف ابعاد اصلی کوچک شد تا

تاثیر آن بر کاهش تمرکز تنش در قسمت‌هایی که انفجار خود به خودی سنگ رخ داده است بررسی گردد.

ابعاد مقطع تونل اصلی و دستک‌ها ۳۳ درصد ابعاد اصلی، کوچکتر شد که ابعاد آن مطابق با شکل ۴-۲۱ است. سپس مقدار تنش در دستک و سینه‌کار تونل بررسی گردید. شکل ۴-۲۲ نیم‌رخ از تونل را نشان داده که تنش در مناطقی که انفجار خود به خودی سنگ رخ داده را نمایش می‌دهد.

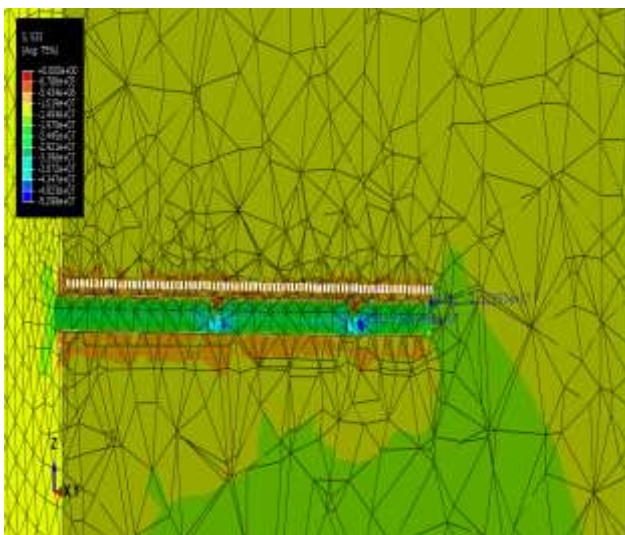


۱

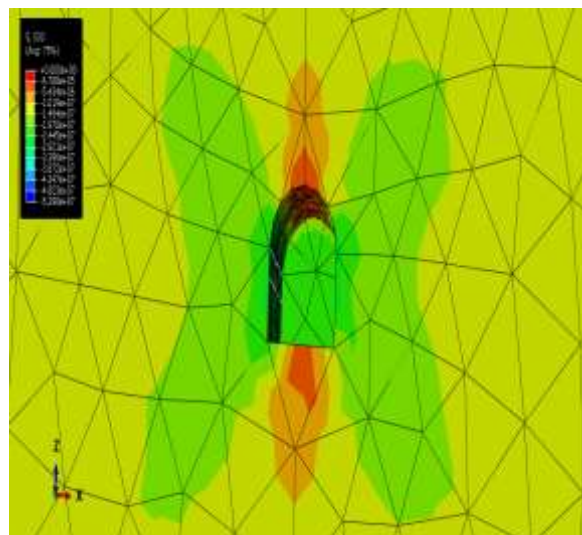


۲

شکل ۴-۲۱- نمایی از ابعاد کوچک شده تونل به اندازه ۳۳ درصد ابعاد اصلی (۱) تونل اصلی (۲) دستک



۲

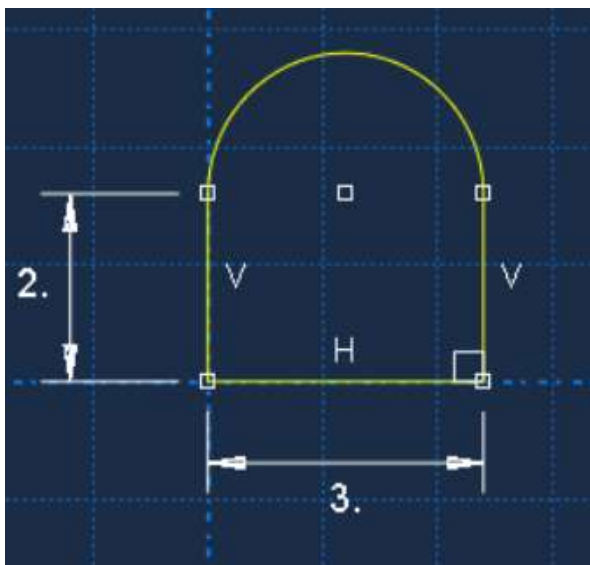


۱

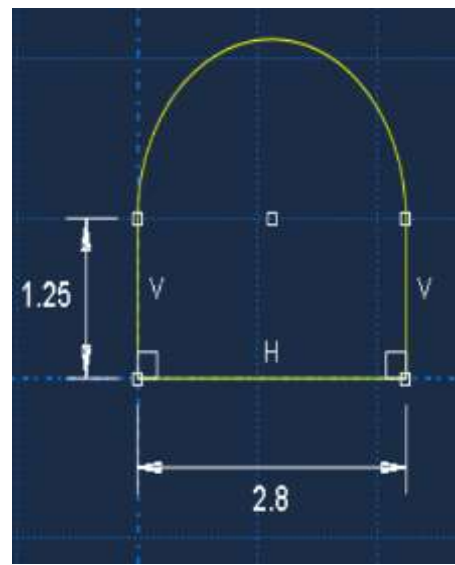
شکل ۴-۲۲- تنش های بوجود آمده با کوچک کردن ابعاد تونل به اندازه ۳۳ درصد ابعاد اصلی، نمای (۱) روبرو (۲) راست

با کوچک کردن ابعاد تونل به اندازه ۳۳ درصد ابعاد اصلی آن، بیشترین تنش در دیواره دستک ۳۶ مگاپاسکال حاصل شد. این مقدار حدوداً ۱۴/۶ مگاپاسکال کمتر از مقدار تنش قبل از کوچک کردن ابعاد تونل است. همچنین مقدار تنش در سینه کار تونل برابر با ۲۲/۲ مگاپاسکال است که این مقدار نیز ۷ مگاپاسکال کمتر از حالتی است که ابعاد تونل برابر با ابعاد واقعی تونل است. با توجه به اینکه کوچکتر کردن ابعاد تونل باعث کاهش تمرکز تنش در مناطق ایجاد انفجار خود به خودی سنگ شده است، پس می‌توان نتیجه گرفت که کاهش ابعاد می‌تواند یکی از راه‌حل‌های پیشگیرانه از وقوع پدیده انفجار خود به خودی سنگ باشد.

در گام بعدی طبق شکل ۴-۲۳ ابعاد مقطع تونل نصف ابعاد اصلی در نظر گرفته شد تا بتوان نتیجه آن را با حالت قبل و زمانی که ابعاد تونل در مدل برابر با ابعاد واقعی است، مقایسه نمود. با کوچک کردن ابعاد مدل به اندازه نصف ابعاد اصلی، تنش در مناطقی که انفجار خود به خودی سنگ رخ داده است بررسی شد که نتایجی مشابه با شکل ۴-۲۴ حاصل شد.

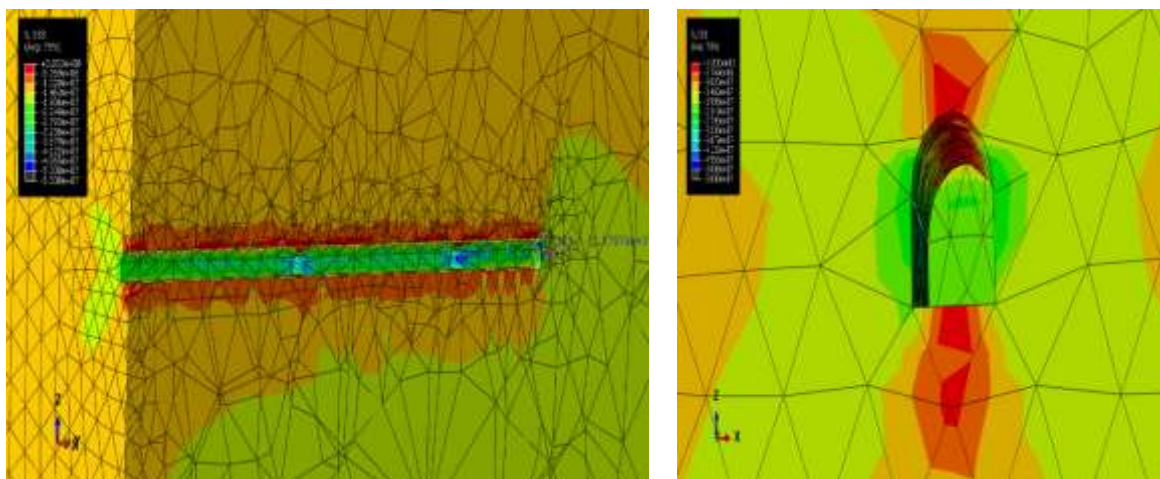


۱



۲

شکل ۴-۲۳- نمایشی از ابعاد کوچک شده تونل
به اندازه نصف ابعاد واقعی (۱) تونل اصلی (۲) دستک



۲

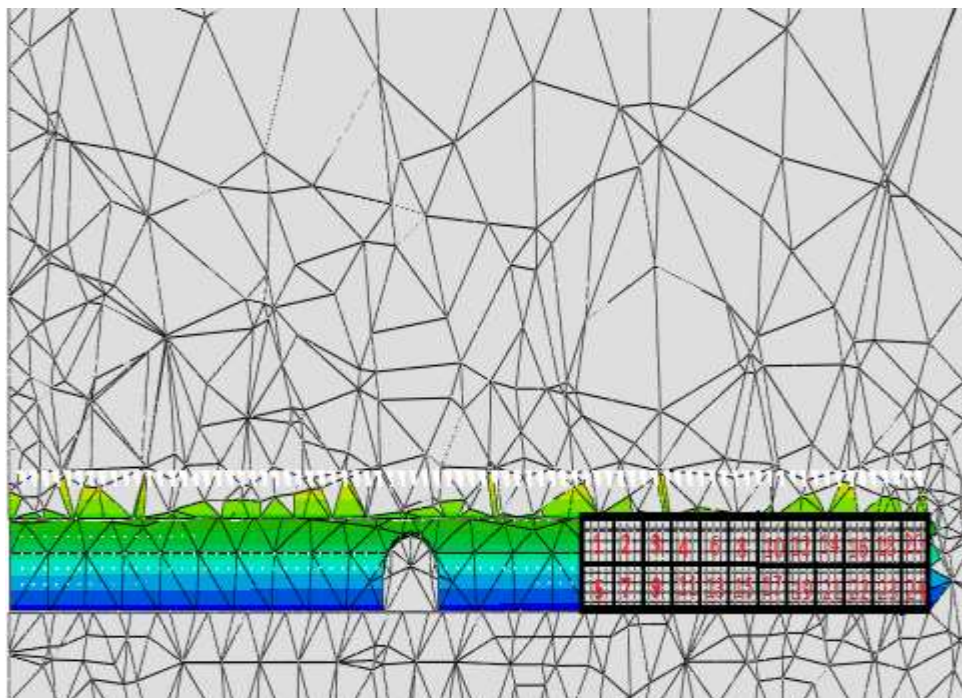
۱

شکل ۴-۲۴- تنش های بوجود آمده با کوچک کردن ابعاد تونل به اندازه نصف ابعاد اصلی، نمای (۱) روبرو (۲) راست با کوچک تر کردن ابعاد تونل به اندازه نصف ابعاد اصلی، تنش دستک شماره ۱ که انفجار خود به خودی سنگ در آن روی داده است برابر با $33/2$ مگاپاسکال گردید و تنش در سینه کار تونل برابر با $20/7$ مگاپاسکال شد. تنش در دستک شماره ۱ نسبت به حالتی که ابعاد 33 درصد کوچکتر شده، $2/8$ مگاپاسکال و تنش در سینه کار $1/5$ مگاپاسکال کاهش پیدا کرد. کاهش ابعاد تونل باعث کاهش تمرکز تنش در مناطق ایجاد انفجار خود به خودی سنگ می شود و همچنین با کاهش ابعاد تونل، روند کاهش تنش سرعت کمتری به خود خواهد گرفت. پس می توان کاهش ابعاد تونل را نیز به عنوان یکی از راه حل های کاهش خطر انفجار خود به خودی سنگ در نظر گرفت.

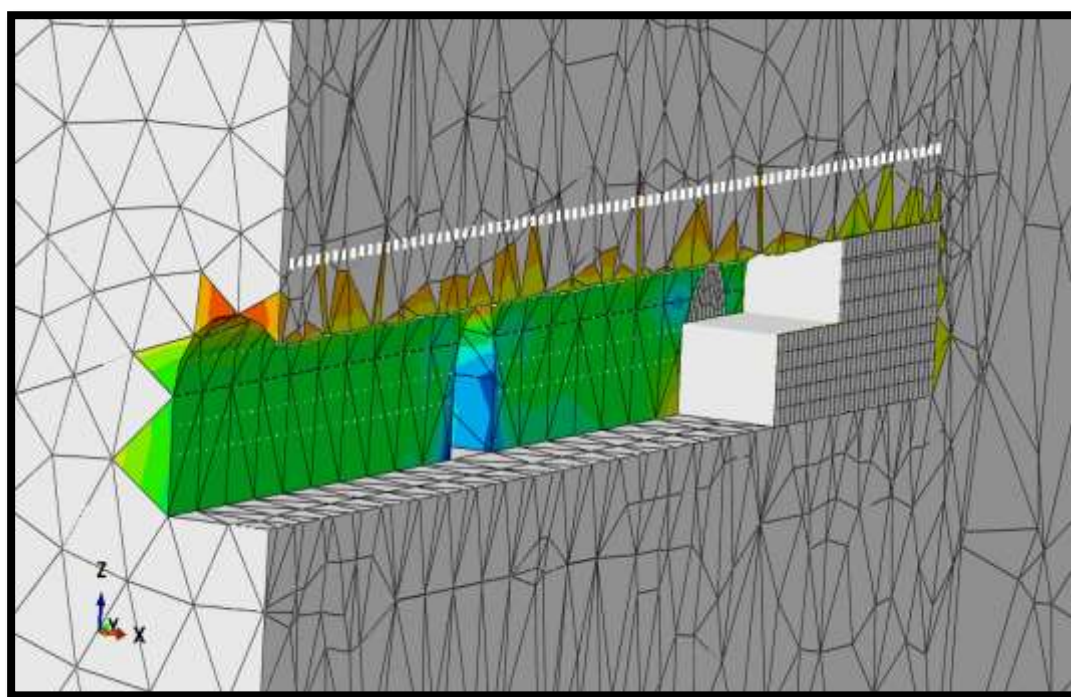
ج- حفاری به صورت مرحله ای و پله ای

در روش حفاری به صورت پله ای ابتدا چند متر از بالای تونل طی گام های حفاری مشخص حفاری شده و سپس کف و سقف به صورت پی در پی و طی گام های مشخص حفاری می گردد. در این مدل حفاری مرحله ای به طول 36 متر در تونل اصلی با گام های 3 متر انجام شد. ابتدا بالای تونل به طول 12 متر و به ارتفاع $3/80$ متر حفاری گردید و سپس به صورت پی در پی، طی گام های 3 متری قسمت پایین به ارتفاع $3/20$ و قسمت بالایی تونل حفاری شد. شکل ۴-۲۵ مراحل حفاری مرحله ای را به صورت پله ای نمایش می دهد. بعد از حفاری تونل اصلی در این مدل، دستک شماره ۱

نیز به صورت مرحله‌ای و پله‌ای حفاری گردید. شکل ۴-۲۶ نمایی از مدل هنگام حفاری مرحله‌ای را نمایش می‌دهد.

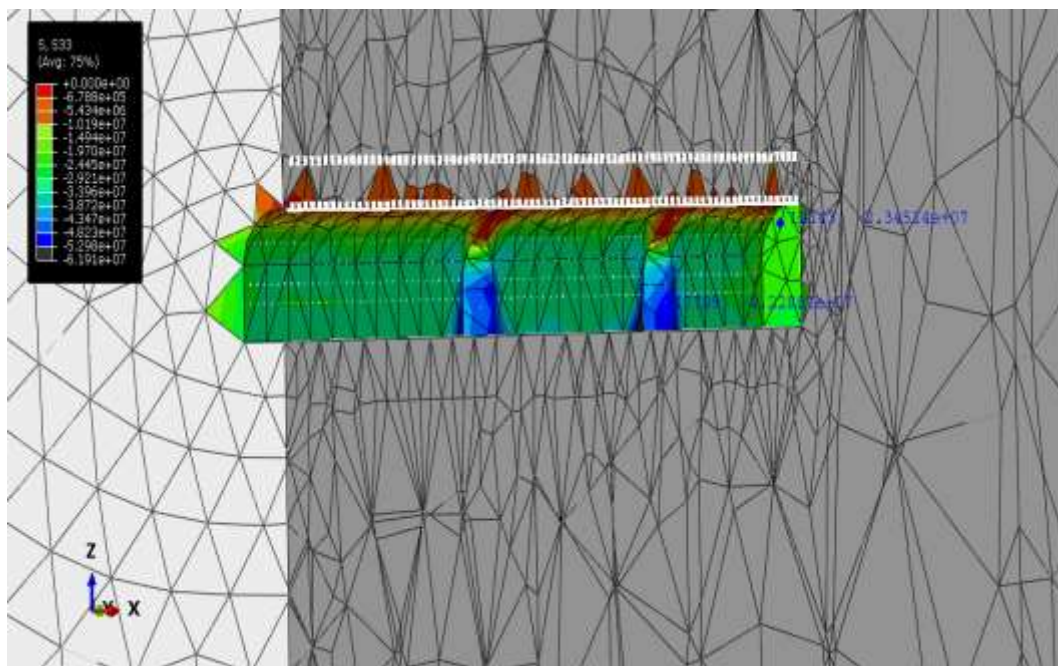


شکل ۴-۲۵- مراحل حفاری مرحله‌ای-پله‌ای



شکل ۴-۲۶- نمایی از حفاری مرحله‌ای در نرم‌افزار Abaqus

بعد از حفاری مرحله‌ای مدل، بیشترین تمرکز تنش در دستک شماره ۱ و سینه کار مورد بررسی قرار گرفت تا تاثیر آن بر کاهش تمرکز تنش مشخص گردد. شکل ۴-۲۷ بیشترین تمرکز تنش در تونل بعد از حفاری مرحله‌ای را نمایش می‌دهد. همانطور که مشاهده می‌گردد، بیشترین تمرکز تنش در گوشه دستک شماره ۱ و بالای سینه کار اتفاق افتاده است.



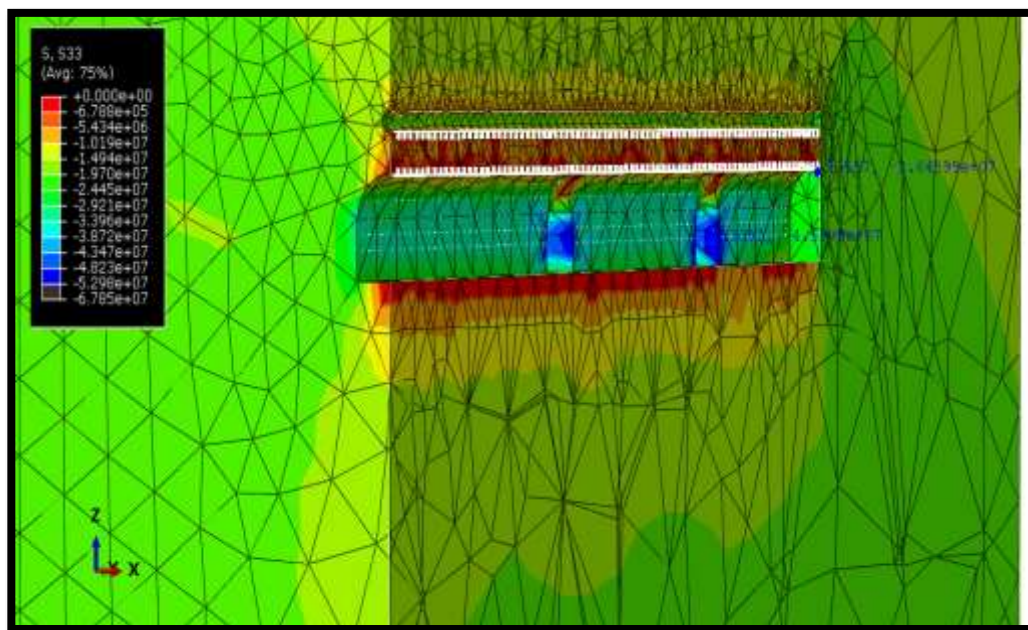
شکل ۴-۲۷- بیشترین تمرکز تنش در تونل بعد از حفاری مرحله‌ای

همانطور که در شکل ۴-۲۷ مشاهده می‌کنید تنش در گوشه دستک دارای بیشترین تمرکز است که مقدار آن برابر با $42/2$ مگاپاسکال می‌باشد. همچنین بیشترین تنش در سینه کار نیز مربوط به بالای تونل است که برابر با $23/4$ مگاپاسکال می‌باشد. با توجه به این مقدار تنش، بیشترین تمرکز تنش در دستک شماره ۱، $8/4$ مگاپاسکال و در سینه کار تونل $5/8$ مگاپاسکال کاهش یافته است. پس می‌توان نتیجه گرفت که حفاری مرحله‌ای نیز قادر است در کاهش تمرکز تنش در محیط تونل و در نتیجه کاهش خطر انفجار خود به خودی سنگ موثر باشد.

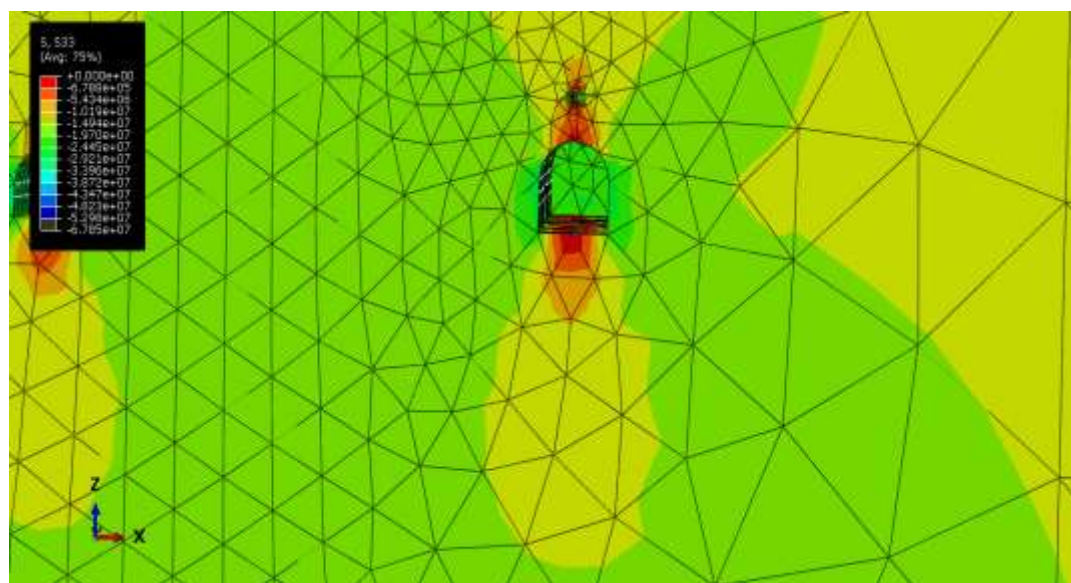
د- حفاری تونل دایره‌ای شکل در بالای سقف تونل اصلی

در این بخش از آنالیز حساسیت با ایجاد تونلی دایره‌ای با قطر $1/5$ متر و در فاصله‌های متفاوت از سقف تونل اصلی، اقدام به بررسی تاثیرات آن بر تونل اصلی و تمرکز تنش آن شده است. تونل ایجاد شده در

فاصله‌های ۲/۵، ۳/۵، ۵، ۷/۵ و ۹ متری سقف تونل اصلی قرار گرفت و مدل مورد نظر مورد تحلیل و بررسی قرار گرفت. شکل ۴-۲۸ نمایی از مدل ساخته شده تونل در فاصله ۲/۵ متری سقف تونل اصلی را نمایش می‌دهد. همانطور که در شکل ۴-۲۹ مشاهده می‌کنید ایجاد یک تونل بالای سقف تونل اصلی باعث انحراف تنش شده و تنش در تونل اصلی کاهش می‌یابد.



شکل ۴-۲۸- نمایی از ساخت تونل در فاصله ۲/۵ متری سقف تونل اصلی



شکل ۴-۲۹- انحراف تنش توسط تونل بالایی و کاهش تمرکز تنش در تونل پایین

جدول ۴-۱ بیشترین تمرکز تنش در تونل اصلی، زمانی که یک تونل دایره‌ای در فاصله‌های متفاوت از سقف آن قرار دارد را نمایش می‌دهد.

جدول ۴-۱- بیشترین تمرکز تنش در حضور یک تونل بالای سقف تونل اصلی

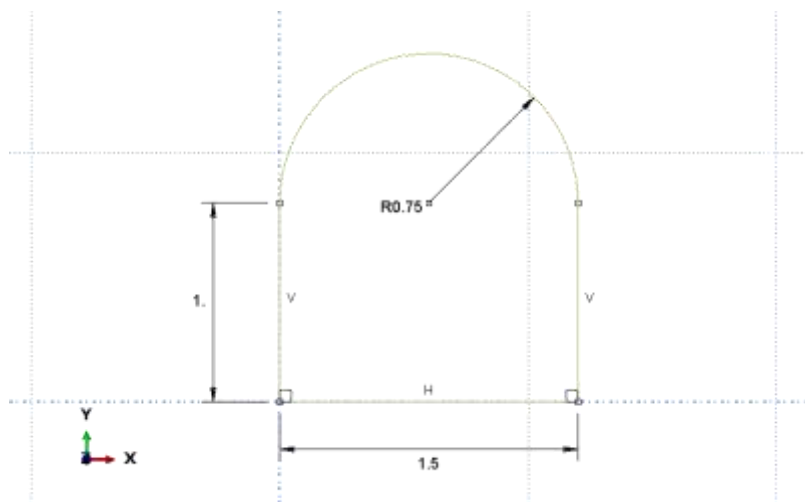
فاصله از سقف تونل اصلی (متر)	بیشترین تمرکز تنش در دستک ۱ (مگاپاسکال)	بیشترین تمرکز تنش در سینه‌کار (مگاپاسکال)
۲/۵	۴۱/۵	۲۶/۴
۳/۵	۴۰/۷۴	۲۵/۴۲
۵	۴۵/۸۰	۲۶/۷۶
۷/۵	۴۵/۸۰	۲۷/۳۱
۹	۴۵/۸۱	۲۷/۳۸

همانطور که در جدول ۴-۱ مشاهده می‌کنید ایجاد یک تونل دایره‌ای در بالای سقف تونل اصلی باعث انحراف تنش حاصل از وزن روباره شده و تمرکز تنش در مناطقی که انفجار خود به خودی سنگ رخ داده است را کاهش می‌دهد. این امر باعث کاهش خطر در ایجاد انفجار خود به خودی سنگ می‌گردد. در فاصله‌ی ۳/۵ متری از سقف تونل اصلی بیشترین کاهش تنش در سینه‌کار و دستک مشاهده می‌گردد و پس از آن دوباره تنش افزایش می‌یابد. کاهش تنش ۹/۹ مگاپاسکالی تنش دستک ۱ و ۳/۸ مگاپاسکالی سینه‌کار در فاصله ۳/۵ متری تونل نشان از تاثیر خوب حفر یک تونل دایره‌ای در فاصله ۳/۵ متری سقف تونل اصلی به منظور کاهش تمرکز تنش برای جلوگیری از انفجار خود به خودی سنگ و خروج سنگ دارد.

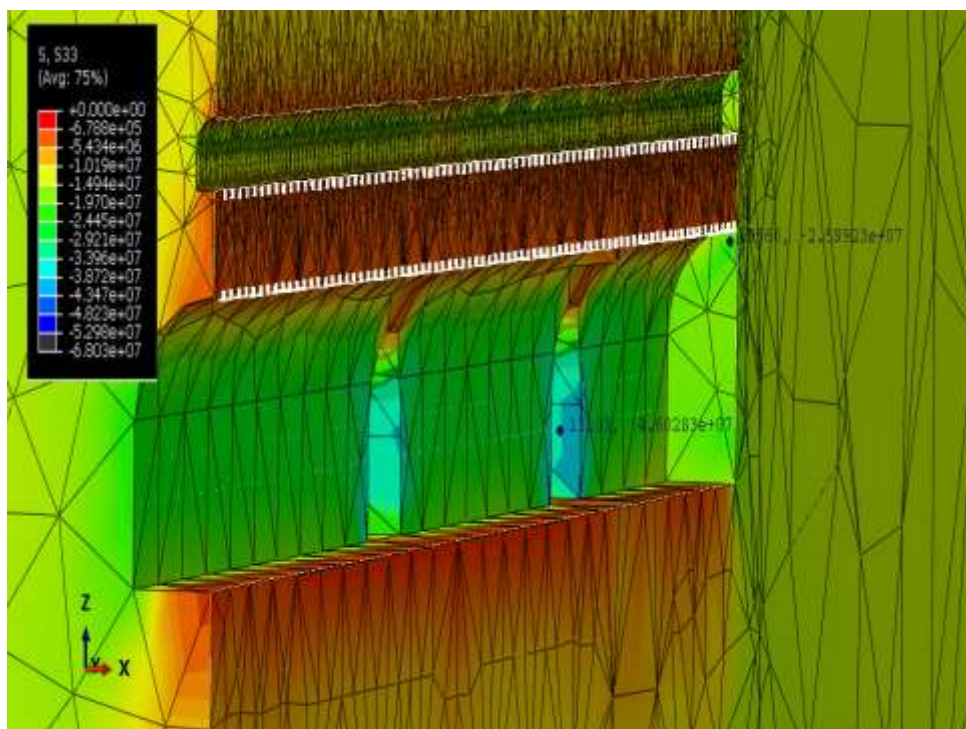
و- حفاری تونل نعل اسبی در بالای سقف تونل اصلی

در این بخش از آنالیز حساسیت با ایجاد تونلی نعل اسبی با مقطعی که در شکل ۴-۳۰ نمایش داده شده است و در فاصله‌های متفاوت از سقف تونل اصلی، اقدام به بررسی تاثیرات آن بر تونل اصلی و تمرکز تنش آن شده است. تونل ایجاد شده در فاصله‌های ۲/۵، ۳/۵، ۵، ۷/۵ و ۹ متری سقف تونل اصلی قرار گرفت و مدل مورد نظر مورد تحلیل و بررسی قرار گرفت. شکل ۴-۳۱ نمایی از مدل ساخته شده

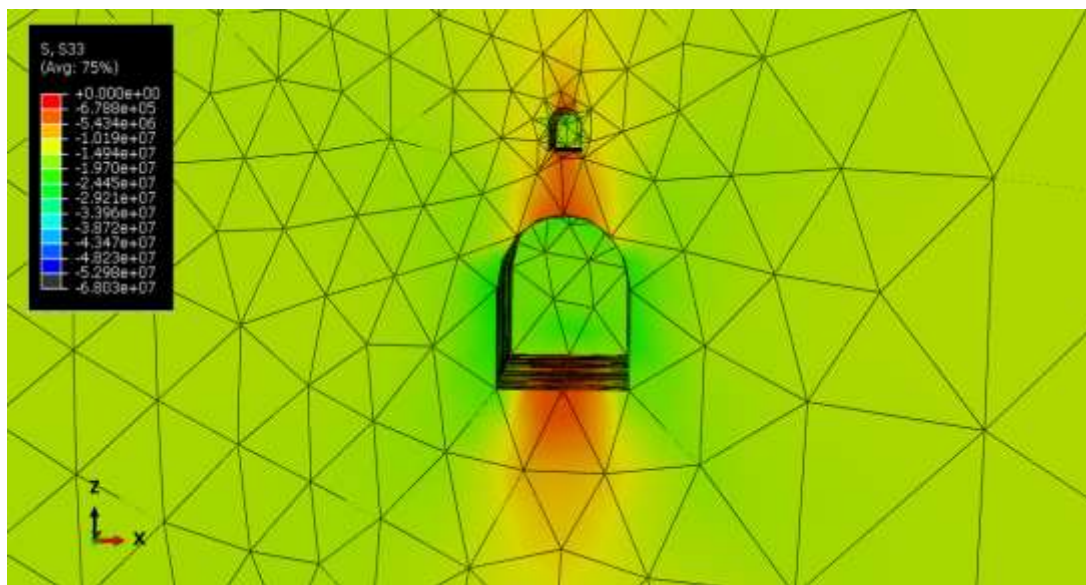
تونل در فاصله ۲/۵ متری سقف تونل اصلی را نمایش می‌دهد. همانطور که در شکل ۴-۳۲ مشاهده می‌کنید ایجاد یک تونل بالای سقف تونل اصلی باعث انحراف تنش شده و تنش در تونل اصلی کاهش می‌یابد.



شکل ۴-۳۰- مقطع تونل نعل اسبی



شکل ۴-۳۱- نمایی از ساخت تونل نعل اسبی در فاصله ۲/۵ متری سقف تونل اصلی



شکل ۴-۳۲- انحراف تنش توسط تونل بالایی و کاهش تمرکز تنش در تونل پایین

جدول ۴-۲ بیشترین تمرکز تنش در تونل اصلی، زمانی که یک تونل نعل اسبی در فاصله‌های متفاوت از سقف آن قرار دارد را نمایش می‌دهد.

جدول ۴-۲- بیشترین تمرکز تنش در حضور یک تونل نعل اسبی بالای سقف تونل اصلی

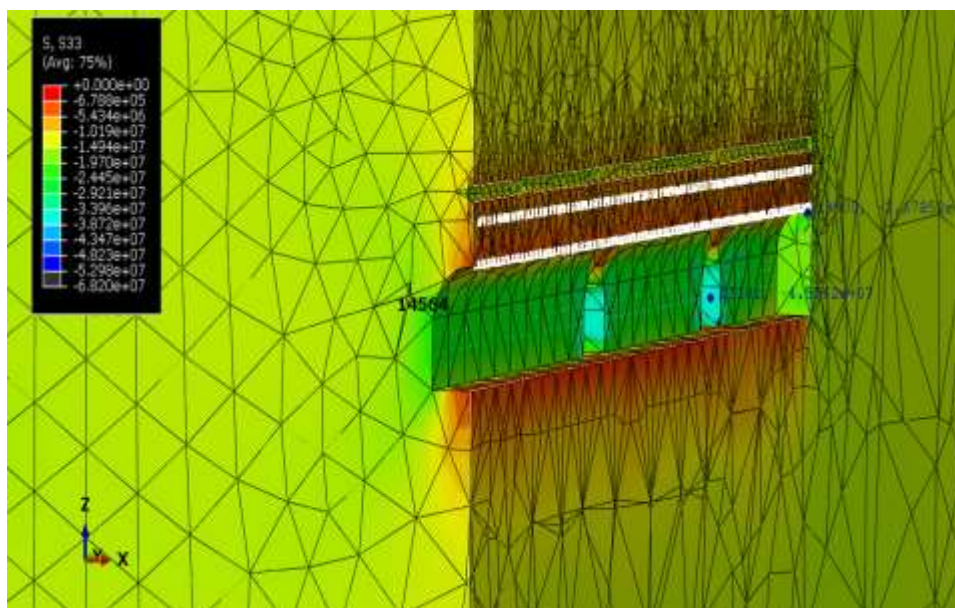
بیشترین تمرکز تنش در سینه‌کار (مگاپاسکال)	بیشترین تمرکز تنش در دستک ۱ (مگاپاسکال)	فاصله از سقف تونل اصلی (متر)
۲۵/۸۹	۴۶/۰۲	۲/۵
۲۶/۴۹	۴۵/۸۸	۳/۵
۲۶/۷۹	۴۵/۶۸	۵
۲۷/۰۹	۴۵/۴۶	۷/۵
۲۷/۳	۴۵/۷۰	۹

همانطور که در جدول ۴-۲ مشاهده می‌کنید ایجاد یک تونل نعل اسبی در بالای سقف تونل اصلی باعث انحراف تنش حاصل از وزن روباره شده و تمرکز تنش در مناطقی که انفجار خود به خودی سنگ رخ داده است را کاهش می‌دهد. این امر باعث کاهش خطر در ایجاد انفجار خود به خودی سنگ می‌گردد.

در فاصله‌ی ۳/۵ متری از سقف تونل اصلی بیشترین کاهش تنش در سینه کار مشاهده می‌گردد و پس از آن دوباره تنش در سینه کار تونل افزایش می‌یابد. بیشترین کاهش در دستک نیز مربوط به فاصله ۷/۵ متری از سقف تونل اصلی می‌باشد. در کل فاصله بین ۳/۵ تا ۷/۵ متری از سقف تونل اصلی فاصله‌ی مناسبی برای حفر تونل بالاسری می‌باشد.

ه- تحلیل حساسیت بر روی قطر تونل

بعد از تحلیل حساسیت بر روی فاصله تونل بالاسری و تاثیر آن بر روی کاهش تمرکز تنش، تونل‌های دایره‌ای با قطر متفاوت بالای سقف تونل اصلی حفر شد تا تاثیر قطر بر تغییرات تنش مورد بررسی قرار گیرد. در این امر تونل‌هایی با قطر ۱، ۱/۵، ۲ و ۳ متر در فاصله ۳/۵ متری از سقف تونل اصلی قرار گرفت. شکل ۴-۳۳ حفر تونلی با قطر ۱ متر را در فاصله ۳/۵ متری سقف تونل اصلی نمایش می‌دهد.



شکل ۴-۳۳- احداث تونلی با قطر ۱ متر در فاصله ۳/۵ متری سقف تونل اصلی

همانطور که در شکل شکل ۴-۳۳ مشاهده می‌شود تنش در دستک برابر با ۴۵/۹ مگاپاسکال و تنش در سینه کار برابر با ۲۶/۷ مگاپاسکال است. تونل‌هایی با قطر ۱/۵، ۲ و ۳ متر نیز حفاری شد که نتایج آن مطابق با جدول ۴-۳ است.

جدول ۳-۴- تنش در سینه کار و دستک ۱ با احداث تونلهایی با قطر متفاوت در فاصله ۳/۵ متر تونل

بیشترین تمرکز تنش در دستک ۱ (مگاپاسکال)	بیشترین تمرکز تنش در سینه کار (مگاپاسکال)	قطر تونل (متر)
۴۵/۹۶	۲۶/۷۸	۱
۴۰/۷۴	۲۵/۴۲	۱/۵
۳۵/۱۲	۲۵/۰۵	۲
۳۴/۹۴	۲۵	۳

با توجه به جدول ۳-۴ تنش در دستک و سینه کار با افزایش قطر تونل بالاسری افزایش یافته و بیشترین کاهش تمرکز تنش مربوط به حفر تونل بالاسری به قطر ۳ متر است. سرعت کاهش تنش با افزایش قطر تونل بالاسری کند می‌شود.

ی- تحلیل حساسیت بر روی عمق تونل

یکی از دلایل انفجار خود به خودی سنگ عمق زیاد تونل است. با تغییر عمق تونل می‌توان درک بهتری از تاثیر عمق تونل بر تمرکز تنش در دستک ۱ و سینه کار تونل که انفجار خود به خودی سنگ در آن‌ها رخ داده است به دست آورد. عمق روباره در هر بار محاسبه تنش تا عمق ۲۹۰ متری، ۵۰ متر کاسته شد. جدول ۴-۴ مقادیر تنش حاصل از کاهش عمق تونل را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۴- تغییرات تنش در عمق‌های مختلف تونل

عمق (متر)	تنش در دستک ۱ (مگاپاسکال)	تغییرات نسبت به عمق ۵۴۰ متری (درصد)	تنش در سینه کار تونل (مگاپاسکال)	تغییرات نسبت به عمق ۵۴۰ متری (درصد)
۴۹۰	۴۰/۴	۲۰	۲۴/۷	۱۵
۴۴۰	۳۶/۳	۲۸	۲۳/۷	۱۹
۳۹۰	۳۲/۲	۳۶	۲۱	۲۸
۳۴۰	۲۸/۲	۴۴	۱۸/۳	۳۷
۲۹۰	۲۴/۱	۴۸	۱۵/۷	۴۶

با کاهش عمق ۵۰ متری، تنش در دستک ۱ در مرحله تقریباً ۴ مگاپاسکال (۸ درصد) کاهش پیدا کرد این در حالی است که تنش در عمق ۴۹۰ متری نسبت به عمق ۵۴۰ متر ۱۰ مگاپاسکال کاهش یافته است. این مساله به این دلیل است که با افزایش عمق، نسبت تنش قائم به تنش افقی افزایش می‌یابد

۶-۴ جمع‌بندی آنالیز حساسیت

نتایج حاصل از آنالیز حساسیت در جدول ۴-۵ مقایسه گردیده است.

جدول ۴-۵- نتایج حاصل از آنالیز حساسیت

کاهش نسبت به شرایط واقعی قرارگیری تونل در مدل (درصد)		تمرکز تنش در دستک ۱ (مگاپاسکال)	تمرکز تنش در سینه کار تونل (مگاپاسکال)	آنالیز حساسیت
دستک	سینه کار			
۰	۰	۵۰/۶۲۹۷	۲۹/۲۹۸۵	حالت اولیه
۰	۰	۵۰/۶۲۹۷	۲۹/۲۹۸۵	به کار بردن راک بولت‌های ۵ متری
۲۹	۲۴/۹	۳۶	۲۲	کاهش ۳۳ درصدی ابعاد تونل
۳۴/۴	۲۹/۴	۳۳/۲	۲۰/۷	کاهش ۵۰ درصدی ابعاد تونل
۱۷	۲۱/۵	۴۲	۲۳	حفاری مرحله‌ای با گام ۳ متر
۱۹/۵	۱۳/۳	۴۰/۷۴	۲۵/۴۲	ایجاد تونل دایره‌ای با قطر ۱/۵ متر در فاصله ۳/۵ متری سقف تونل
۳۱	۱۴/۷	۳۴/۹۴	۲۵	ایجاد تونلی با قطر ۳ متر در فاصله ۳/۵ متری سقف تونل
۱۰	۸/۶	۴۵/۶۸	۲۶/۷۹	ایجاد تونل نعل اسبی در فاصله ۵ متری

همانطور که در جدول ۳-۴ مشاهده می‌کنید تغییر ابعاد تونل به اندازه نصف ابعاد اصلی باعث بیشترین کاهش تمرکز تنش به اندازه ۲۴/۹ و ۳۴/۴ درصد، نسبت به تنش در حالت اولیه در سینه کار و دستک شده است. کمترین کاهش تمرکز تنش در سینه کار نیز مربوط به ایجاد تونل نعل اسبی است.

فصل ۵ : نتیجه گیری و پیشنهادات

۵-۱ نتیجه گیری

✓ یکی از دلایل ایجاد انفجار خود به خودی سنگ در معادن ایجاد لرزه توسط گسل‌های اطراف معدن است. با توجه به افزایش تنش $1/2$ و $3/2$ مگاپاسکالی تنش در محل‌هایی که دارای بیشترین تنش در مدل‌سازی هستند و یکسان بودن این مناطق با مناطقی که انفجار خود به خودی سنگ در آن‌ها روی داده است به این نتیجه می‌توان رسید که این لرزه به عنوان یک چاشنی عمل کرده و محرکی برای وقوع انفجار خود به خودی سنگ است. هرچه فاصله گسل با منطقه‌ای که تمرکز تنش در آن زیاد است، کمتر باشد احتمال ایجاد انفجار خود به خودی سنگ بیشتر خواهد بود.

✓ با بررسی مقادیر τ_{12} و σ_{22} مشخص گردید که بیشترین مقادیر این تنش‌ها در تونل به ترتیب در سینه کار ($1/2$ مگاپاسکال) و دستک ۱ (10 مگاپاسکال) می‌باشد.

✓ با تغییر ابعاد تونل به ابعادی به اندازه 66 درصد ابعاد اصلی، تنش در دستک تونل $14/6$ مگاپاسکال و در سینه کار تونل 7 مگاپاسکال (مناطق که انفجار خود به خودی سنگ رخ داده است) کاهش یافت. با توجه به اینکه تمرکز تنش در مناطق ایجاد انفجار خود به خودی سنگ کاهش یافته است، پس کاهش ابعاد تونل می‌تواند یکی از راه‌حل‌های جلوگیری از انفجار خود به خودی سنگ باشد.

✓ با تغییر ابعاد تونل به اندازه نصف ابعاد اصلی، تنش در دستک تونل $16/8$ مگاپاسکال و در سینه کار تونل $8/3$ مگاپاسکال (مناطق که انفجار خود به خودی سنگ رخ داده است) کاهش یافت. پس با کاهش ابعاد تونل، روند کاهش تنش سرعت کمتری به خود خواهد گرفت. باید با در نظر گرفتن ابعاد تجهیزات و شرایط معدنکاری، نسبت به تعیین ابعاد بهینه معدن تصمیم‌گیری نمود.

✓ با تغییر ابعاد راک بولت‌ها هیچ تغییری در مقادیر تنش مناطق ایجاد انفجار خود به خودی سنگ رخ نداد. پس افزایش طول راک بولت به تنهایی نمی‌تواند مانعی برای جلوگیری از

انفجار خود به خودی سنگ باشد.

✓ با انجام معدن کاری به صورت مرحله‌ای و پله‌ای که برای معادن با ارتفاع دهانه زیاد مناسب است، تنش در دستک شماره ۱، ۸ مگاپاسکال و در سینه کار تونل ۶ مگاپاسکال کاهش یافت. این کاهش تمرکز تنش نشان می‌دهد که معدنکاری به صورت پله‌ای می‌تواند یکی از راه‌های پیشنهادی برای جلوگیری از انفجار خود به خودی سنگ باشد.

✓ حفر تونلی دایره‌ای با قطر ۱/۵ متر در فاصله‌های متفاوت از سقف تونل اصلی باعث کاهش تمرکز تنش در مناطقی که انفجار خود به خودی سنگ در آن رخ داده، شد. بیشترین کاهش تنش زمانی است که حفر تونل در فاصله ۳/۵ متری تونل قرار دارد. در این حالت تمرکز تنش در دستک شماره ۱ و سینه کار به ترتیب ۹/۹ و ۳/۸۷ مگاپاسکال کاهش می‌یابد. این کاهش تنش به خاطر انحراف میدان تنش حاصل از روباره توسط تونل بالاسری می‌باشد.

✓ ایجاد تونل نعل اسبی شکل در بالای سقف تونل اصلی در فاصله ۵ متری، باعث کاهش تنش ۵ مگاپاسکالی دستک و ۲/۵ مگاپاسکالی سینه کار شد.

✓ با افزایش قطر تونل بالاسری، تمرکز تنش کاهش می‌یابد. روند این کاهش تنش با افزایش قطر تونل کند می‌شود.

✓ بیشترین کاهش تمرکز تنش در دستک شماره ۱، مربوط به تغییر ابعاد تونل به اندازه نصف ابعاد اصلی با کاهش ۱۶/۸ مگاپاسکالی تنش و بیشترین کاهش تمرکز تنش در سینه کار ۷/۲ مگاپاسکال می‌باشد.

✓ کاهش تمرکز تنش در روش حفاری مرحله‌ای و ایجاد تونل بالای تونل اصلی و همچنین کاهش ابعاد تونل مبین این است که ترکیبی از روش‌های انجام شده می‌تواند در کاهش تمرکز تنش نقش موثری داشته باشد.

✓ با تحلیل حساسیت بر روی عمق تونل، کاهش ۹/۶ مگاپاسکالی تنش دستک در عمق ۴۹۰ متری مشاهده شد و در هر مرحله کاهش عمق ۵۰ متری تونل ۸ درصد از تمرکز تنش

کاسته شد. پس می‌توان مشاهده نمود که روش‌هایی مثل ایجاد تونل در فاصله ی ۳/۵ متری سقف می‌تواند به اندازه کاهش عمق تونل به اندازه ۵۰ متر (که در آن سطح انفجاری رخ نداده) در کاهش تمرکز تنش موثر باشد.

✓ با استفاده از نرم‌افزارهای عددی و با دانش از جهت‌گیری صفحه لرزش می‌توان مکان‌هایی که خطر انفجار خود به خودی سنگ بیشتر است را شناسایی و از وقوع انفجار جلوگیری کرد.

۲-۵ پیشنهادات

✓ استفاده از نرم‌افزارهای عددی در معادنی همچون معادن زغال سنگ که انفجار پایه های معدنی در آن شایع است توصیه می‌شود.

✓ با توجه به اینکه تحقیق در مورد انفجار خود به خودی سنگ در معادن ایران به دلیل عمق کم این معادن و همچنین عدم شناخت از این پدیده بسیار اندک است، توصیه به جمع آوری اطلاعاتی در مورد وقوع یا عدم وقوع این پدیده در معادن نسبتاً عمیقی همچون ورچ قم و مشکلات حاصل از آن، می‌گردد.

✓ مدلسازی روش‌هایی که باعث کاهش تمرکز تنش در معدن می‌گردد، و مقایسه آن با روش‌های مطرح شده سودمند است.

✓ در صورت در اختیار داشتن داده‌های مورد نیاز برای روش‌های تجربی پیش‌بینی قابلیت انفجار خود به خودی سنگ، مثل نمودار حاصل از مقاومت سه محوره می‌توان مناطق و سنگ‌های مستعد انفجار خود به خودی سنگ را شناسایی و نتایج حاصل از روش‌های تجربی را با روش‌های عددی ترکیب کرد.

مرآة

- [1] W. Blake and D. G. F. Hedley, *Rockbursts: case studies from North American hard-rock mines*. SME, 2003.
- [2] P. K. Kaiser and M. Cai, "Design of rock support system under rockburst condition," *J. Rock Mech. Geotech. Eng.*, vol. 4, no. 3, pp. 215–227, 2012.
- [3] Z. H. Chen, C. A. Tang, and R. Q. Huang, "A double rock sample model for rockbursts," *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, vol. 34, no. 6, pp. 991–1000, 1997.
- [4] T. Wiles, "Three ways to assess mining-induced fault instability using numerical modelling," 2014.
- [5] W. D. Orllepp, *The behaviour of tunnels at great depth under large static and dynamic pressures*, vol. 16. 2001.
- [6] E. Kabwe and Y. Wang, "Review on rockburst theory and types of rock support in rockburst prone mines," *Open J. Saf. Sci. Technol.*, vol. 5, no. 04, p. 104, 2015.
- [7] W. D. Orllepp and T. R. Stacey, "Rockburst mechanisms in tunnels and shafts," *Tunn. Undergr. Sp. Technol.*, vol. 9, no. 1, pp. 59–65, 1994.
- [8] S. He *et al.*, "Damage behaviors, prediction methods and prevention methods of rockburst in 13 deep traffic tunnels in China," *Eng. Fail. Anal.*, vol. 121, p. 105178, 2021.
- [9] H. Zhang, Y. Zhu, L. Chen, W. Hu, and S. Chen, "The Prevention and Control Mechanism of Rockburst Hazards and Its Application in the Construction of a Deeply Buried Tunnel," *Appl. Sci.*, vol. 9, p. 3629, Sep. 2019.
- [10] A. Hirata, K. Ishiyama, N. Taga, and Y. Kameoka, "AE monitoring and rock stress measurement in rock burst site," 1991.
- [11] et al. Cook, N.G.W., Hoek, E., Pretorius J.P.G., *Rock mechanics applied to the study of rockbursts*. Saimm, 1996.
- [12] P. K. Kaiser, D. R. McCreath, and D. D. Tannant, *Canadian rockburst support handbook*. Geomechanics Research Center, 1996.
- [13] C. S. Qiao and Z. Y. Tian, "Study of the possibility of rockburst in Donggua-shan Copper Mine," *Chinese J. Rock Mech. Eng. Žexp*, vol. 17, pp. 917–921, 1998.
- [14] Y.-H. Wang, W. D. Li, Q. G. Li, Y. Xu, and G. H. Tan, "Method of fuzzy

- comprehensive evaluations for rockburst prediction,” *Chinese J. Rock Mech. Eng.*, vol. 17, no. 5, pp. 493–501, 1998.
- [15] V. Hajiabdolmajid, P. K. Kaiser, and C. D. Martin, “Modelling brittle failure of rock,” *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, vol. 39, no. 6, pp. 731–741, 2002.
- [16] R. S. Read, “20 years of excavation response studies at AECL’s Underground Research Laboratory,” *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, vol. 41, no. 8, pp. 1251–1275, 2004.
- [17] J. Sun, Q. Zhu, and W. Lu, “Numerical simulation of rock burst in circular tunnels under unloading conditions,” *J. China Univ. Min. Technol.*, vol. 17, no. 4, pp. 552–556, 2007.
- [18] M. Coli, E. Livi, P. Berry, A. Bandini, and X. N. Jia, “Studies for rockburst prediction in the Carrara marble (Italy),” 2010.
- [19] G. Khanlari and M. R. Ghaderi, “Evaluation of rockburst potential in second part of Karaj-Tehran water conveyance tunnel,” *Eng. Geol.*, vol. 6, 2013.
- [20] A. Fakhimi, O. Hosseini, and R. Theodore, “Physical and numerical study of strain burst of mine pillars,” *Comput. Geotech.*, vol. 74, pp. 36–44, 2016.
- [21] K. Du, M. Tao, X. Li, and J. Zhou, “Experimental study of slabbing and rockburst induced by true-triaxial unloading and local dynamic disturbance,” *Rock Mech. Rock Eng.*, vol. 49, no. 9, pp. 3437–3453, 2016.
- [22] B.-G. He, R. Zelig, Y. H. Hatzor, and X.-T. Feng, “Rockburst generation in discontinuous rock masses,” *Rock Mech. Rock Eng.*, vol. 49, no. 10, pp. 4103–4124, 2016.
- [23] A. Manouchehrian and M. Cai, “Influence of material heterogeneity on failure intensity in unstable rock failure,” *Comput. Geotech.*, vol. 71, pp. 237–246, 2016.
- [24] A. Manouchehrian and M. Cai, “Analysis of rockburst in tunnels subjected to static and dynamic loads,” *J. Rock Mech. Geotech. Eng.*, vol. 9, no. 6, pp. 1031–1040, 2017.
- [25] A. M. Naji, H. Rehman, M. Z. Emad, and H. Yoo, “Impact of shear zone on rockburst in the deep Neelum-Jhelum Hydropower Tunnel: A numerical modeling approach,” *Energies*, vol. 11, no. 8, 2018.
- [26] P. Kong, L. Jiang, J. Jiang, Y. Wu, L. Chen, and J. Ning, “Numerical analysis of roadway rock-burst hazard under superposed dynamic and static loads,” *Energies*, vol. 12, no. 19, p. 3761, 2019.

- [27] L. M. Dou and B. Wang, "Risk evaluation of rock burst by use of a numerical simulation method," in *Computer Applications in the Mineral Industries*, CRC Press, 2020, pp. 681–683.
- [28] W. Zhang, N. Ma, J. Ma, C. Li, and J. Ren, "Mechanism of Rock Burst Revealed by Numerical Simulation and Energy Calculation," *Shock Vib.*, vol. 2020, 2020.
- [29] J. Hu, Y. Wang, Z. Ma, X. Ma, X. Zhang, and G. Yu, "Experimental and numerical analysis of rock burst tendency and crack development characteristics of tianhu granite," *Geofluids*, vol. 2021, 2021.
- [30] J. Deng, "Analytical and numerical investigations on pillar rockbursts induced by triangular blasting waves," *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, vol. 138, p. 104518, 2021.
- [31] C. P. Yi, E. Nordlund, P. Zhang, S. Warema, and S. Shirzadegan, "Numerical modeling for a simulated rockburst experiment using LS-DYNA," *Undergr. Sp.*, vol. 6, no. 2, pp. 153–162, 2021.
- [32] R. Xue, Z. Liang, and N. Xu, "Rockburst prediction and analysis of activity characteristics within surrounding rock based on microseismic monitoring and numerical simulation," *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, vol. 142, p. 104750, 2021.
- [33] J.-A. Wang and H. D. Park, "Comprehensive prediction of rockburst based on analysis of strain energy in rocks," *Tunn. Undergr. Sp. Technol.*, vol. 16, no. 1, pp. 49–57, 2001.
- [34] N. G. W. Cook, E. Hoek, J. P. Pretorius, W. D. Ortlepp, and M. D. G. Salamon, "Rock mechanics applied to study of rockbursts," *J. South. African Inst. Min. Metall.*, vol. 66, no. 10, pp. 436–+, 1966.
- [35] Z.T.Bieniawski, *Strata control in mineral engineering*. NewYork, Toronto, 1987.
- [36] M. Kwasniewski, I. Szutkowski, and J. A. Wang, "Study of ability of coal from seam 510 for storing elastic energy in the aspect of assessment of hazard in Porabka-Klimontow Colliery," *Sci. Rept. Silesian Tech. Univ.*, 1994.
- [37] Q. Jiang, X.-T. Feng, T.-B. Xiang, and G.-S. Su, "Rockburst characteristics and numerical simulation based on a new energy index: a case study of a tunnel at 2,500 m depth," *Bull. Eng. Geol. Environ.*, vol. 69, no. 3, pp. 381–388, 2010.
- [38] J. Xu, J. Jiang, N. Xu, Q. Liu, and Y. Gao, "A new energy index for evaluating the tendency of rockburst and its engineering application," *Eng. Geol.*, vol. 230, pp. 46–54, 2017.
- [39] Dassault Systèmes Simulia, "Getting Started With ABAQUS," *Abaqus Version*

- 6.6, pp. 1–621, 2010.
- [40] J. Janjani, “Rubicon Decline M + 1 . 8 Rock fall report,” no. November, pp. 1–18, 2018.
- [41] Sandvik, “Pioneering solutions in ground support”.
- [42] I. Chowdhury and S. P. Dasgupta, “Computation of Rayleigh damping coefficients for large systems,” *Electron. J. Geotech. Eng.*, vol. 8, no. 0, pp. 1–11, 2003.
- [43] J. Huang, X. Du, M. Zhao, and X. Zhao, “Impact of incident angles of earthquake shear (S) waves on 3-D non-linear seismic responses of long lined tunnels,” *Eng. Geol.*, vol. 222, pp. 168–185, 2017.

Abstract

One of the main threads which might lead to irreversible damages to mine and its labour is rockburst as it gets deeper into the ground. To prevent its consequences, predicting this phenomenon has been turned into a vital issue for miners as they excavating deeper. Using finite element software has been greatly developed to overcome this obstacle. By implementing Abaqus software, tried to simulate the underground basalt mine which had gone under the seismic test. Mentioned mine exploded spontaneously in the tunnel's face, as well as at the intersection of the main tunnel and cross-cut.

Given that this region is affected by seismicity, the Rayleigh coefficients of the environment, which are the damping coefficients of the wave, must first be determined. This has been done with an innovative method in this research. Also, using reverse analysis, the source wave that was received by Geophone at a distance of 340 and 630 meters has been identified.

The present study has predicted the areas with the highest concentration of stress (σ_{33}) of the mine in face and cross-cut1 to be 47/4 and 29 MPa, respectively; Because the model can identify these areas before the earthquake, by identifying these areas.

The results of this study also indicate that the earthquakes generated by the surrounding faults increase the stress by 0.2 and 3.2 MPa and have an effect on the occurrence of this phenomenon as a primer. τ_{12} and σ_{22} had their maximum values (1.2 and 10 MPa) in the tunnel, respectively, at the face and cross-cut1, which is a reason for the susceptibility of the upper corner of the face and the intersection of cross-cut1 for rockburst.

At the end of this study, sensitivity analysis was performed and solutions such as shrinking the tunnel, digging the overhead tunnel and step drilling to reduce the risk of rockburst were performed. 33 and 50% reduction of tunnel dimensions reduced the stress by 24.9% and 29.4% of face and 29 and 34.4% of cross-cut. Step drilling reduced 21.5% and 17% in face and cross-cut1. Also, the creation of a tunnel with a diameter of 3 meters reduced the concentration of stress by 14.7 and 31% in the face and cross-cut1 and the creation of a horseshoe tunnel reduced the concentration of stress in the face and cross-cut1, 8.6 and 10%.

Keywords: rockburst, Numerical simulation, Seismic, Abaqus



Shahrood University of Technology
Faculty of Mining, petroleum and geophysics engineering
MSc Thesis in Mine Engineering - Exploitation

Numerical Modeling of Rockburst in Deep Hard Rock Mines

By: Mohammad Omid

Supervisor:
Dr. Farhang Sereshki
Dr. Mehdi Noroozi

Advisor:
Hossein Janjani Avarzaman

October 2021