بسم الله الرحمن الرحيم

دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان‌نامه کارشناسی ارشد مکانیک سنگ

بررسی و تحلیل روش Q^* و سیستم‌های نگهداری جدید به همراه مدل‌سازی عددی

(مطالعه موردی تونل *K12* شرقی تونل مادر معدن طزره)

نگارنده: مهدی رخشانی

استاد راهنما

دکتر شکراله زارع

شهریور ۱۳۹۶

شماره: ۲۰۳۵/م/۹۶/۲ج
تاریخ: ۹۶/۷/۲۹

باسمه‌تعالی

دانشگاه صنعتی شاهرود
مدیریت تحصیلات تکمیلی

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

با نام و یاد خداوند متعال، ارزیابی جلسه دفاع از پایان نامه کارشناسی ارشد آقای مهدی رخشانی با شماره دانشجویی۹۳۰۸۱۲۴ رشته معدن گرایش مکانیک سنگ تحت عنوان بررسی و تحلیل روش Q و سیستم‌های نگهداری جدید به همراه مدل‌سازی عددی مطالعه موردی تونل K12 شرقی تونل مادر معدن طزره که در تاریخ ۱۳۹۶/۰۶/۲۱با حضور هیأت محترم داوران در دانشگاه صنعتی شاهرود برگزار گردید به شرح ذیل اعلام می‌گردد:

قبول (با امتیاز ......۱۵..... درجه متوسط.......) ☑ مردود ☐

نوع تحقیق: نظری ☑ عملی ☐

عضو هیأت داوران	نام ونام خانوادگی	مرتبهٔ علمی	امضاء
۱- استادراهنمای اول	دکتر شکرالله زارع	دانشیار	
۲- استادراهنمای دوم			
۳- استاد مشاور			
۴- نماینده تحصیلات تکمیلی	دکتر مهدی نوروزی	استادیار	
۵- استاد ممتحن اول	دکتر احمد رمضان زاده	استادیار	
۶- استاد ممتحن دوم	دکتر سید محمد اسماعیل جلالی	دانشیار	

نام و نام خانوادگی رئیس دانشکده: دکتر علیرضا عرب امیری

تاریخ و امضاء و مهر دانشکده: ۹۶/۷/۲۹

تبصره: در صورتی که کسی مردود شود حداکثر یکبار دیگر (در مدت مجاز تحصیل) می تواند از پایان نامه خود دفاع نماید (دفاع مجدد نباید زودتر از ۴ ماه برگزار شود).

تشکر و قدردانی

سپاس خدای را به خاطر تمام آنچه داد و تمام آنچه نداد. سپاس خدای را به خاطر بصیرتی که به من عطا کرد تا بر جهل خویش آگاه باشم و سپاس خدای را به خاطر اراده‌ای که در وجودم نهاد که تا لحظه‌ی مرگ از پای نایستم.

در ارایه این پایان‌نامه قبل از هر چیز مدیون زحمات بی‌شائبه استاد راهنمای گرامی‌ام جناب آقای دکتر شکراله زارع هستم که در تمامی مراحل این رساله با سعه‌صدر و بردباری نهایت تلاش خود را جهت ارتقا سطح علمی بنده به عمل آورده‌اند و در اینجا مراتب تشکر و قدردانی خود را خدمت استاد بزرگوارم ابراز می‌دارم. همچنین از پدر و مادر عزیزم برای تمامی زحماتشان در این مسیر سپاسگذارم.

در پایان از مهندس سید احمد ابوالقاسمی که در انجام عمیات برداشت و تهیه داده‌ها کمک فراوانی نمودند و تمامی دوستان عزیز و همکلاسی‌های خوبم که وجودشان مایه‌ی نشاط و آرامش من بود تشکر و قدردانی می‌کنم و برایشان آرزوی موفقیت و شادکامی روزافزون دارم.

این پایان‌نامه را ضمن تشکر و سپاس بیکران و در کمال افتخار و امتنان تقدیم مـی‌نمـایم بـه محضـر ارزشمند پدر فداکار و مادر مهربانم به خاطر همه‌ی تـلاش‌هـای محبـت‌آمیـزی کـه در دوران مختلـف زندگی‌ام انجام داده‌اند و با مهربانی چگونه زیستن را به من آموخته‌اند.

این پایان‌نامه را تقدیم می‌کنم به استادان فرزانه و فرهیخته‌ای که درراه کسب علم و معرفت مرا یـاری نمودند.

به آنان که در راه کسب دانش راهنمایم بودند.

و به آنان که نفس خیر و دعای روح‌پرورشان بدرقه‌ی راهم بود.

تعهدنامه

اینجانب مهدی رخشانی دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی معدن – گرایش مکانیک سنگ دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه" بررسی و تحلیل روش Q^* و سیستم-های نگهداری جدید به همراه مدل‌سازی عددی(مطالعه موردی تونل $K12$ شرقی تونل مادر معدن طزره) "تحت راهنمائی آقای دکتر شکراله زارع متعهد می‌شوم :

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

تاریخ

امضای دانشجو

مالکیت نتایج و حق نشر

- کلیه حقوق معنوی این اثر و محصولات آن (مقالات مستخرج ، کتاب ، برنامه‌های رایانه‌ای ، نرم افزارها و تجهیزات ساخته شده است) متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می‌باشد . این مطلب باید به نحو مقتضی در تولیدات علمی مربوطه ذکر شود .
- استفاده از اطلاعات و نتایج موجود در پایان نامه بدون ذکر مرجع مجاز نمی‌باشد.

چکیده

روش‌های تجربی روش‌هایی بسیار مفید برای گام‌های اولیه طراحی فضای زیرزمینی هستند. این روش‌ها در بدو طراحی نیاز به داده‌های کمی داشته و یک تخمین مناسب برای کیفیت توده سنگ و همچنین انتخاب سیستم نگهداری با توجه به فشار وارد بر نگهداری ارایه می‌دهند. توجه به کاربری سازه‌ی زیرزمینی در روند طراحی سازه‌ی زیرزمینی امری بسیار ضروری است. نکته مهم در استفاده از روش‌های تجربی توجه به خاستگاه این روش‌ها و میزان عمومیت آن‌ها است تا برای بالا رفتن دقت بیشتر در تخمین، از این روش‌ها در جای مناسب از آن‌ها استفاده کرد. روش Q^* یک روش تجربی جدید بر مبنای روش Q است که در معادن عمیق کانادا به‌خوبی مورد استفاده قرار گرفته است. از آنجا که مطالعات ناچیزی بر روی این روش انجام شده است و به نظر می‌رسد که دقت تخمین بهتری از کیفیت توده‌سنگ ارایه می‌دهد، لذا تحلیل و بررسی این روش امری ضروری به نظر می‌رسد. در این پژوهش سعی شده است که علاوه بر معرفی کامل این روش، از جنبه‌های گوناگون به تحلیل و بررسی این روش پرداخته شود. بدین منظور پس از عملیات محاسبات بر روی داده‌های به‌دست‌آمده از تونل-های دسترسی افق ۲۱۱۰ و ۲۲۴۰ تونل $K12$ تونل مادر معدن طزره و طراحی سیستم نگهداری بر پایه روش Q^* مراحل طراحی و رویکرد این روش در امتیازدهی به توده سنگ و انتخاب نگهداری و تاثیر پارامترهای مختلف در روند طراحی مورد تحلیل و بررسی قرار گرفت. در ادامه به‌منظور مقایسه‌ی روش Q^* با روش‌های پیشین، این روش با روش Q که سال‌ها با موفقیت از آن در سراسر جهان استفاده شده به مقایسه گذاشته شد. در ادامه برای بررسی سیستم نگهداری پیشنهاد شده در این روش از مدل‌سازی عددی توسط نرم‌افزار $UDEC$ و معیار شکست موهر کولمب استفاده شده و پس از بررسی مدل و نتایج خروجی نرم‌افزار، مقادیر جابجایی‌های به وجود آمده موردبررسی قرار گرفته است. نتایج به دست آمده نشان داد که با دقت مناسب در تعیین داده‌های اولیه، روش Q^* می‌تواند دارای دقت قابل قبولی در تخمین کیفیت توده سنگ و انتخاب روش نگهداری برای تونل‌های کوچک

اندازه‌ی معدنی باشد. در نهایت از آنجا که در روش Q^* از سیستم‌های نگهداری جدیـدی ماننـد آسـتر نازک پلیمری[1] (به طور مخفف TSL) استفاده شده است، بخشی از این پژوهش بـه مطالعـه و بررسـی خواص این سیستم نگهداری اختصاص دارد.

واژگان کلیدی: روش Q^*، تداوم درزه، سیستم نگهداری TSL، تحلیل پایداری تونل، $UDEC$، معدن طزره

1. *Thin Spray-on Liner*

فهرست عنوان‌ها

فهرست شکل‌ها

فهرست جدول‌ها

۱ فصل اول: کلیات

۱-۱ مقدمه

تاکنون محققان و متخصصان بسیاری تلاش کرده‌اند که خصوصیات توده‌سنگ را توصیف کرده و درنتیجه میزان بار وارد شده بر سیستم نگهداری را ارزیابی کنند. این تلاش‌ها منجر به پیدایش روش‌های تجربی[1] گوناگونی در زمینه‌ی توصیف توده‌سنگ شده است. روش‌های تجربی روش‌هایی هستند که نیازمند اطلاعات اولیه مختصری بوده و یک تخمین اولیه مناسب برای مراحل اولیه طراحی یک فضای زیرزمینی ارایه می‌دهند. این تخمین‌ها می‌توانند شامل کیفیت توده‌سنگ، ظرفیت خودباربری، تخمین میزان نگهداری موردنیاز و روش نگهداری باشند *(Sinha, 1989)* . بهبود نرخ حفاری امروزه یکی از چالش‌های پیش رو در زمینه‌ی حفاری است. توسعه حفاری سریع و ایمن نیازمند یک برنامه سخت‌کوشانه است. برای دستیابی به یک حفاری سریع و ایمن باید به مواردی نظیر ابعاد و هندسه حفاری، کیفیت توده سنگ، سطح تنش، روش احداث و روش نگهداری توجه کرد. توسعه حفاری سریع و ایمن نیازمند توسعه روش‌های نگهداری و همچنین توسعه چرخه پیشروی و نصب سیستم نگهداری است.

۱-۲ بیان مساله

رویکرد طبقه‌بندی مهندسی سنگ، یک روش تجربی خوب برای تخمین کیفیت توده سنگ و طراحی اولیه سیستم نگهداری برای سازه‌های زیرزمینی است. اما علی‌رغم ویژگی‌های مثبت فراوان روش‌های تجربی، این روش‌ها کاستی‌هایی نیز دارند. ازجمله این کاستی‌ها می‌توان به موارد زیر اشاره کرد:

در این روش‌ها فرض بر این است که تمام درزه‌ها پیوسته هستند. تداوم درزه یک عامل بسیار تاثیرگذار بر مقاومت توده‌سنگ و درنتیجه ظرفیت خودنگهداری توده‌سنگ است. ازاین‌رو با فرض پیوستگی تمام دسته‌درزه‌ها این روش‌ها سهم سنگ را در ظرفیت خودنگهداری‌اش کمتر از میزان واقعی در نظر می‌گیرند. درنتیجه تخمین میزان نگهداری بیشتر از حد واقعی بوده و روشی

1.Empirical methods

محافظه‌کارانه محسوب می‌شوند *(Brown, 1981)*.

این روش‌ها پل‌های سنگ و زبری درزه‌های ناپیوسته را در نظر نمی‌گیرند که این مساله نیز موجب تخمین کیفیت توده‌سنگ به میزان کمتر از کیفیت واقعی توده سنگ می‌شود *(Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1980)*.

امتیاز به‌دست‌آمده در این روش‌ها عموما مربوط به توده‌سنگ قبل از حفاری است، درصورتی‌که کیفیت توده‌سنگ پس از حفاری با کیفیت توده‌سنگ پیش از حفاری متفاوت است

ضریب زبری درزه بسیار وابسته به طول خط اثر درزه است. و زبری درزه‌های پیوسته با درزه‌های ناپیوسته متفاوت است *(Barton & Choubey, 1977)*.

ازاین‌رو در راستای توسعه‌ی روش‌های تجربی، یک روش جدید برای امتیازدهی به توده سنگ و درنتیجه تخمین بارسنگ و سیستم نگهداری تدوین شده است. دیدگاه این روش این است که پارامتر تنش *(SRF)* و تاثیر آب درزه *(J_w)* نمی‌توانند در امتیازدهی به توده‌سنگ دخیل باشند. این روش که *Q-star* نامیده می‌شود، به تداوم درزه و طول خط اثر درزه و درنهایت به زبری درزه توجه ویژه‌ای داشته است *(Suorineni, Kaiser, & Henning, 2008)*.

ازآنجایی‌که پس از احداث سازه زیرزمینی کیفیت توده سنگ اطراف سازه کاهش می‌یابد درنتیجه در این روش برای امتیاز دادن به توده سنگ از ضریب C_f برای تاثیر خسارت احداث در تخمین کیفیت توده‌سنگ استفاده می‌کند. مشابه روش Q، با توجه به امتیاز کسب‌شده توسط توده سنگ و سطح تنش، کلاس‌های مختلفی برای انتخاب سیستم نگهداری توسط روش Q^* پیشنهادشده است.

سطح تنش در ۴ سطح کلی کم، متوسط، زیاد و خیلی زیاد دسته‌بندی‌شده است و رده‌های نگهداری در ۳ دسته کلی بدون نگهداری، نگهداری سبک و نگهداری قوی تنظیم شده‌اند. لازم به ذکر است که در روش Q^* به روش‌های جدید نگهداری نیز توجه ویژه‌ای شده و در این زمینه نیز به‌روز است.

روش‌های عددی ابزاری قوی برای تحلیل پایداری فضاهای زیرزمینی هستند. در این پژوهش برای تحلیل پایداری تونل از نرم‌افزار *UDEC* که بر پایه روش اجزای مجزا ساخته شده استفاده شده است و با توجه به اینکه معیار شکست موهر کولمب[1] به‌خوبی می‌تواند شکستگی‌ها و ریزش‌های دیواره و سقف تونل را تحلیل کند، این معیار برای توصیف رفتار محیط در نظر گرفته شده است. این معیار ساده‌ترین و پرکاربردترین معیار شکست است و بیان می‌کند که شکستگی برشی هنگامی رخ می‌دهد که مقدار تنش برشی در صفحه از مقادیر مقاومت اصطکاکی و چسبندگی تجاوز کند. هنگامی که تعداد دسته درزه‌ها سه یا بیشتر از سه باشد، بهتر است از این معیار شکست استفاده شود. باید توجه داشت که لازمه‌ی داشتن یک مدل عددی قابل‌اعتماد داشتن پارامترهای ورودی کافی و نزدیک به واقعیت است که برای به دست آوردن پارامترهای هندسی و مکانیکی درزه‌ها و توده‌سنگ از برداشت مستقیم داده و تخمین از طریق مقایسه با شرایط مشابه استفاده شده است.

مطالعه موردی در نظر گرفته شده برای این پژوهش تونل دنباله لایه K_{12} شرقی تونل مادر معدن طزره است که برداشت درزه‌ها در دو افق ۲۱۱۰ و ۲۲۴۰ انجام شده است. منطقه طزره در فاصله ۷۰ کیلومتر شهرستان شاهرود واقع است. عملیات معدنی در این منطقه با عملیات اکتشافی در محدوده تونل مادر در سال ۱۳۴۸ آغاز شده و استخراج زغال‌سنگ در مجموعه نیز از سال ۱۳۵۲ با بهره‌برداری از تونل مادر شروع شده و همچنان ادامه دارد. تعداد سه دهانه تونل فعال در مجموعه مادر توان تولید سالانه ۳۵ هزار تن زغال‌سنگ خام را دارا است.

۱-۳ ضرورت انجام تحقیق

دسترسی سریع به کانسنگ در معادن زیرزمینی امری ضروری است. چراکه نیازمند هزینه اولیه زیادی است. همچنین حفاری سریع در تونلزنی موجب پایین آمدن هزینه و زمان می‌شود. علاوه بر موارد بالا، هرچه تخمین ظرفیت خودباربری توده سنگ واقع‌بینانه‌تر باشد، برآورد میزان نگهداری موردنیاز به

1.Mohr-Coulomb failure criterion

واقعیت نزدیک‌تر می‌شود و از تخمین‌های محافظه‌کارانه اجتناب می‌شود. این امر موجب صـرفه‌جـویی اقتصادی و صرفه‌جویی در زمان می‌شود.

میزان بار وارد بر سیستم نگهداری وابسته به زمان است. ازاین‌رو در حفاری سـریع بـرای دسـتیابی بـه پایداری حفاری به اطلاعاتی نظیر کیفیت توده سنگ، ابعاد و هندسه حفاری و زمان خودپایداری تـوده سنگ نیاز است. در روش Q^* توجه ویژه‌ای به نگهداری موقت به‌عنوان بخشی از نگهـداری دایـم شـده است. همچنین این روش با توجه به کیفیت توده سنگ و روش حفاری پیشنهادهای مناسـبی را بـرای چرخه حفاری و زمان نصب سیستم نگهداری ارایه داده است. با توجه بـه روش‌هـای پیشـنهادی بـرای انتخاب نوع سیستم نگهداری و مراحل انجام نگهداری، ایـن روش یـک روش کـاربردی بـرای حفـاری سریع‌تر با ایمنی بیشتر است.

در روش Q^* با توجه به پوشش برخی از ضعف‌های روش‌های تجربی پیشین، تخمین واقع‌بینانه‌تـری از کیفیت توده‌سنگ و ظرفیت خودباربری آن مشاهده می‌شود و با توجه به ایـن‌کـه ایـن روش سـابقه‌ی چندانی ندارد و مطالعات اندکی بر روی این روش و استفاده از آن برای طراحـی نگهـداری بـرای یـک فضای زیرزمینی انجام شده، از این رو تحلیل و بررسی روش Q^* و سیسـتم‌هـای نگهـداری جدیـد در یک مطالعه موردی ضروری به نظر می‌رسد.

همچنین در روش Q^* از سیستم‌های نگهداری جدیدی مانند آسـتر نـازک پلیمـری (بـه طـور مخفـف TSL)، استفاده شده است که در مقایسه با شاتکریت دارای مزایای زیادی است. این سیستم نگهـداری یک پوسته‌ی پیوسته‌ی نازک (معمولا دارای ضخامت بین ۳ تا ۵ میلیمتر) از جنس مواد پلیمری بـوده و روش اجرای آن به صورت پاشش روی سطح است. اجـزای تشـکیل دهنـده ایـن سیسـتم نگهـداری شامل دو فاز پودر و مایع یا مایع و مایع است. از آنجا که مطالعات کمی درزمینه‌ی بررسی سـاز و کـار این سیستم نگهداری انجام شده است، بررسی بیشـتر ایـن فنـاوری در نگهـداری فضـاهای زیرزمینـی ضروری به نظر می‌رسد.

۴-۱ اهداف تحقیق

هدف از انجام این پژوهش بررسی سازوکار روش Q^* به جهت آشنایی بیشتر با این روش و طراحی یک سیستم نگهداری طبق تخمین این روش از کیفیت توده سنگ و میزان نگهداری مورد نیاز است. بررسی دقت کلی یک روش تجربی نیازمند داده‌های تجربی زیادی است که در این پژوهش قابل‌دسترسی نبود. بنابراین تنها به بررسی ساز و کار این روش در دو مورد از تونل‌های معدن طزره و در نهایت مدل‌سازی عددی سیستم‌های نگهداری پیشنهادی این روش و بررسی نتایج خروجی نرم افزار پرداخته خواهد شد. از دیگر اهداف این پژوهش بررسی سیستم نگهداری جدید TSL هم به‌عنوان یک نگهداری موقت و هم به‌عنوان یک نگهداری دایمی است. برای دستیابی به این هدف پی بردن به سازوکار این سیستم نگهداری و آگاهی از آزمایش‌های انجام‌شده برای ساخت یک مدل عددی از یک شرایط واقعی ضروری است.

۵-۱ ساختار پایان‌نامه

در فصل حاضر در ابتدا مقدمه و بیان مساله ارایه شد و پس از آن ضرورت انجام پژوهش توضیح داده شد و در نهایت اهداف پژوهش شرح داده شد.

در فصل دوم بررسی پیشینه روش Q^* و توسعه سیستم نگهداری TSL و سایر سیستم‌های نگهداری که در این روش استفاده می‌شوند پرداخته خواهد شد.

در فصل سوم مراحل انجام پژوهش توضیح داده می‌شود. این مراحل شامل جمع‌آوری داده‌های موردنیاز، تفسیر داده‌ها، محاسبات دستی برای تعیین مقادیر موردنیاز برای انتخاب سیستم نگهداری توسط روش Q^*، محاسبه و انتخاب سیستم نگهداری و سپس مراحل مدل‌سازی عددی و تحلیل پایداری خواهد شد.

در فصل چهارم تحلیل و بررسی روش Q^* و سیستم نگهداری TSL انجام می‌شود. این تحلیل و

بررسی با تحلیل پارامتری روش Q^* ، روش محاسبه و انتخاب نگهداری آن و نتایج حاصل از مدل‌سازی عددی انجام شده و تحلیل سیستم نگهداری TSL توسط تطبیق گزارش‌های آزمایش‌های موجود ارایه خواهد شد.

درنهایت در فصل پنجم نتایج و پیشنهادات پژوهش ارایه خواهد شد.

۲ فصل دوم: پیشینه موضوع

۲-۱ مقدمه

فضاهای زیرزمینی پاسخگوی بسیاری از نیازهای امروزه‌ی بشر هستند. این فضاها بـا اهـداف متفـاوتی ساخته شده و مورد استفاده قرار می‌گیرند. برحسب کاربری این فضاها و درجه اهمیـت آن‌هـا ضـرایب اطمینان متفاوتی در طراحی و ساخت آن‌ها در نظر گرفته مـی‌شـود. در طراحـی فضـاهای زیرزمینـی آگاهی از چگونگی روابط میان نیروها و سنگ اولویت نخست است. علم مکانیک سـنگ درنتیجـه نیـاز بشر به پاسخگویی پرسش‌های پیرامون رابطه میان نیـرو و سـنگ بـه وجـود آمـده اسـت. بنـابراین بـا توصیف توده‌سنگ توسط تعریف یکسری پارامتر و کمی‌سازی پارامترهای کیفی و ایجاد روابط تجربـی بین این پارامترها روش‌های طبقه‌بندی توده‌سنگ به وجود آمدند. این روش‌ها از نوع روش‌های تجربـی بوده و داده‌های موردنیاز آن‌ها از طریق اندازه‌گیری‌های برجا و مشاهدات تجربی به دست مـی‌آینـد. در طراحی فضاهای زیرزمینی مراحل متعددی وجود دارد. اولین مرحله در زمینـه‌ی طراحـی، اسـتفاده از روش‌های تجربی است. روش‌های تجربی روش‌هایی با سرعت انجام بالا و نیازمند داده‌های کم هسـتند و از دقت بالایی برخوردار نیستند امـا بـر اسـاس مشـاهدات میـدانی و تجربیـات بیشـمار در طراحـی فضاهای زیرزمینی به وجود آمده‌اند و یک تخمین خوب برای شروع طراحی فضای زیرزمینی به شـمار می‌آیند. معمولا در ابتدا برای استفاده از این روش‌ها و هنگامی‌که هنوز سازه حفـر نشـده، از داده‌هـای سطحی برای برآورد پارامترهای طراحی توسط این روش‌ها استفاده می‌شود. اما به‌مرور و با حفر سـازه، از داده‌هـــای زیرزمینـــی اســـتفاده شـــده و قـــدم‌بـــه‌قـــدم طراحـــی اصـــلاح مـــی‌شـــود. روش‌های تجربی گوناگونی تابه‌حال به وجود آمده و مورد استفاده قرار گرفتـه‌انـد کـه برخـی از آن‌هـا امروزه کاربرد بیشتری یافته‌اند. روش Q^* یک روش تجربی جدید بر پایه‌ی روش Q است که به تـازگی تدوین شده و مورد استفاده قرار گرفته است. بنابراین برای معرفی این روش ابتدا پیشینه‌ی روش‌هـای تجربی و نقات قوت و ضعف آن‌ها و مراحل توسعه‌ی آن‌ها باید ذکر شده، آنگاه دلایل بـه وجـود آمـدن روش Q^* باید مورد بررسی قرار بگیرد. سپس نحـوه‌ی امتیـازدهی بـه کیفیـت تـوده سـنگ و نحـوه‌ی انتخاب سیستم نگهداری توسط این روش تجربی بایستی ارایه شود. و در نهایت با توجه به جدول‌هـای

پیشنهادی این روش برای انتخاب سیستم نگهداری، از آنجا که در این روش از سیستم‌های نگهداری جدید استفاده شده است، به معرفی این سیستم‌ها پرداخته شود.

۲-۲پیشینه روش Q

روش‌های طبقه‌بندی توده‌سنگ اولین بار توسط ترزاقی[1] توسعه داده شد. شاخص فشار وارد بر سیستم نگهداری ترزاقی بر پایه‌ی گزارش‌های تونل‌های راه‌آهن بود که به‌وسیله قاب فولادی و چوب نگهداری می‌شدند. این روش ازآنجاکه اولین روش طبقه بندی توده‌سنگ بوده، در تخمین کیفیت توده سنگ بسیار محافظه‌کارانه است و سیستم نگهداری آن دایمی بوده و اکثرا مربوط به شرایط خوب سنگی و تونل هایی با اندازه متوسط است. بیشتر مطالعات ترزاقی بر روی دهانه‌های زیر ۶ متر بوده است. بنابراین بهتر است تخمین او در مورد فشار وارد بر سیستم نگهداری را در این بازه در نظر گرفت. این روش در بازه بین ۶ تا ۱۴ متر میزان بار وارده را بیشتر از اندازه واقعی تخمین می‌زند *(Sinha, 1989)*.

در سال ۱۹۶۳ بر پایه شاخص RQD روش دیگری توسط دیر[2] و همکارانش به وجود آمد. این روش توده سنگ را تنها بر پایه یک شاخص و آن هم RQD توصیف و طبقه‌بندی می‌کرد. در سال ۱۹۷۰ این روش اصلاحاتی پذیرفت و با روش احداث تکمیل شد. اما این روش نمی‌توانست با تکیه بر تنها یک پارامتر یک توصیف دقیق از توده سنگ را به دست بدهد. خصوصا وقتی دو توده سنگ متفاوت با همان شاخص RQD یکسان می‌توانند رفتار کاملا متفاوتی را در یک توده سنگی نشان بدهند چرا که این شاخص نسبت به خیلی از مشخصات مهم توده سنگ نظیر درجه هوازدگی و پرشدگی ناپیوستگی‌ها (در صورت وجود) غیر حساس است. این انتقاد می‌تواند استفاده گسترده‌تری از پارامترهای مکانیک سنگی را منجر شود. برای مثال مقاومت فشاری تک محوره، مقاومت برشی، تنش، تعداد دسته درزه و... که این پارامترها باید در توصیف توده سنگ و تصمیم نهایی در انتخاب و طراحی

1.Terzaghi
2.Deere

سیستم نگهداری مشارکت داشته باشند *(Barton et al., 1974)*.

یک روش عمومی دیگری برای طبقه‌بندی کمی توده سنگ و تخمین نگهداری توسط بیناویسکی[1] در سال ۱۹۷۳ تهیه و تنظیم شد که معروف به شاخص *RMR* است. این روش شامل پارامترهای بیشتری برای توصیف کیفیت توده سنگ است. این پارامترها شامل *RQD*، درجه هوازدگی، مقاومت سنگ بکر، فاصله داری درزه‌ها، بازشدگی درزه‌ها، پیوستگی درزه‌ها، وضعیت آب زیرزمینی و امتداد و جهت شیب با سازه هستند. نتیجه نهایی در این روش این است که یک تشریح ۸ پارامتری از توده سنگ درزه به وجود می‌آید که در مجموع شامل ۱۰۰ امتیاز بوده و بسته به امتیاز توده سنگ و عرض دهانه تونل پیشنهادهایی برای سیستم نگهداری و محاسبه بار وارده بر سیستم نگهداری پیشنهاد می‌دهد. اما این روش نیز همچنان دارای کاستی‌هایی است. ازجمله این که به سه مشخصه مهم توده سنگ توجه نکرده است. این سه مشخصه عبارتند از زبری درزه، مقاومت اصطکاکی درزه پر شده و وضعیت تنش در منطقه *(Hudson & Harrison, 2000)*.

در سال ۱۹۷۴ بارتن[2] و همکارانش روش طبقه‌بندی مهندسی جدیدی برای امتیازدهی به توده سنگ پیشنهاد کردند. این روش برای اولین بار در پروژه‌های برق آبی در نروژ و در یک طرح انتقال آب در پرو در سال ۱۹۷۴ مورد استفاده قرار گرفت و پس از چند سال برنامه کاربردی تونل‌های جاده‌ای نروژ شد. این روش توسط دو تن از گردآوران اصلی آن در بیش از ۳۰ کشور استفاده شد و توسط دیگر مهندسان معدن و عمران در سراسر جهان گسترش پیدا کرد که تجارب با ارزشی را به دنبال داشت. ارایه ابزار ساده‌تر از ارتباط با زمین شناسان، برای مهندسان سنگ، مهندسان معدن و هم‌چنین برای مشاوره در زمینه‌های گوناگون ازجمله این تجارب است. این روش که Q نامیده می‌شود با توجه به پارامترهایی که اکثرا مربوط به مشخصات درزه هستند، به توده سنگ امتیاز می‌دهد. بازه امتیازها از ۰/۰۰۱ تا ۱۰۰۰ برای توده سنگ بسیار سست و مچاله شونده تا توده سنگ بدون درزه است که

1.Bieniawski
2.Barton

تقریبا شامل تمام محدوده کیفیتی توده سنگ می‌شود (تقریبا بیش از ۳۰۰۰۰۰ ترکیب مختلف از ترکیب‌های زمین‌شناسی به صورت نظری می‌توانند توصیف شوند). این روش همچنین مقادیر بار وارد شده بر سقف و دیواره‌های تونل را نیز با روابطی به دست می‌آورد. از ارتباط بین شاخص Q و ابعاد مناسب یک تونل و همچنین نسبت نگهداری حفاری (*ESR*)، می‌توان مقیاس‌های مناسب نگهداری را اعمال کرد (*Barton et al., 1974*).

شاخص Q یک تابع با ۶ پارامتر است که هرکدام امتیاز با اهمیتی دارند که می‌توانند از برداشت‌های سطحی تخمین زده شوند و در پیشروی‌های بعدی به روز شوند. این پارامترها شامل شاخص *RQD*، عدد تعداد دسته‌درزه‌ها، زبری ضعیف‌ترین درزه‌ها (دسته درزه اصلی و بحرانی)، درجه هوازدگی یا پرشدگی ضعیف‌ترین درزه، وضعیت تنش و وضعیت آب زیرزمینی هستند. ترکیب این پارامترها اندازه بلوک سنگ، مقاومت برشی درزه و تنش موثر را نشان می‌دهند. در این روش می‌توان یک نگهداری دایمی مناسب برای تمام طیف‌های کیفیت سنگ تخمین زد. این تخمین بر پایه کیفیت توده سنگ (Q)، فشار وارد بر سیستم نگهداری و ابعاد فضای زیرزمینی بنا شده است. فشار وارد بر سیستم نگهداری تحت تابعی از Q، زبری درزه و تعداد دسته‌درزه‌ها ظاهر می‌شود. توضیحات جزیی برای اندازه‌گیری نگهداری شامل ترکیب‌های متنوعی از شاتکریت، پیچ‌سنگ و بتن قالبی به هم قوس شده با فاصله‌داری و طول مناسب پیچ‌سنگ و ضخامت لازم شاتکریت و بتن است. همچنین مرز بین تونل-های خودنگهدار با بقیه موارد شامل نگهداری دایمی توسط کیفیت توده سنگ Q می‌توانند تعیین شوند (*Barton & Choubey, 1977*).

هر شش پارامتر روش Q باید قبل از برنامه ریزی و طراحی به درستی درک شوند تا بتوانند نتیجه دقیق‌تر و قابل قبول‌تری را به ارمغان آورند. برخلاف روش *RMR* و *GSI* که یک رابطه خطی بین کیفیت توده سنگ و امتیاز توده سنگ ارایه می‌دهند، مقادیر Q شبیه به یک مقیاس لگاریتمی از کیفیت توده سنگ است (*Grimstad & Barton, 1988*). امتیاز شاخص Q از رابطه ۲-۱ قابل

محاسبه است:

رابطه ۲-۱

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n}\right)\left(\frac{J_r}{J_a}\right)\left(\frac{J_w}{SRF}\right)$$

که در آن RQD کیفیت توده سنگ، J_n عدد تعداد دسته‌درزه‌ها، J_r عدد زبری درزه، J_a شاخص هوازدگی درزه، J_w شاخص آب درزه و SRF شاخص کاهش تنش است.

در رابطه Q کسر اول معرف متوسط اندازه بلوک سنگ، کسر دوم معرف مقاومت برشی درزه و کسر سوم معرف وضعیت تنش موثر در منطقه است. هرکدام از ۶ پارامتر فوق توسط اندازه‌گیری‌های میدانی و با توجه به جدول‌های ارایه شده توسط بارتن به دست می‌آیند.

۲-۲-۱ پارامترهای روش Q

***RQD*:** این شاخص که معرف مجموع طول قطعات بزرگتر از ۱۰ سانتیمتر در یک متر مغزه از توده سنگ مورد نظر است، به صورت درصد بیان شده و به صورت یک عدد بدون بعد از۱۰ تا ۱۰۰ قابل تغییر است. اگرچه مقادیر RQD خود بین ۰ تا ۱۰۰ قابل تغییر هستند، اما برای تنظیم این مقدار از جدول ۲-۱ پیشنهادی بارتن پیروی می‌شود.

جدول ۲-۱ مقادیر *RQD (Barton, 1974)*

کیفیت	**مقادیر *RQD***
خیلی ضعیف	۰-۲۵
ضعیف	۲۵-۵۰
متوسط	۵۰-۷۵
خوب	۷۵-۹۰
عالی	۹۰-۱۰۰
برای مقادیر $RQD<10$ (شامل $RQD=0$) مقدار RQD را مساوی با ۱۰ قرار داده شود	

J_n: این عدد معرف تعداد دسته‌درزه‌های موجود در توده‌سنگ است ولی معمولا تحت تاثیر عواملی نظیر تورق و شیستوزیته و تکه‌های کلیواژی و... قرار می‌گیرد. بدیهی است که اگر این ناپیوستگی‌های موازی به شدت ادامه داشته باشند باید به عنوان یک دسته درزه حساب شوند. البته ممکن است که این ناپیوستگی‌ها به صورت محلی ظاهر شوند که آنگاه باید آن‌ها را جزو درزه‌های تصادفی به حساب آورد. که از جدول۲-۲ پیروی می‌کند.

جدول ۲-۲ عدد دسته درزه *(Barton, 1974)*

وضعیت دسته درزه	عدد دسته درزه
سنگ بکر بدون درزه یا با درزه‌های خیلی کم	J_n=۰/۵-۱
یک دسته درزه	۲
یک دسته درزه به همراه درزه‌های تصادفی	۳
دو دسته درزه	۴
دو دسته درزه به همراه درزه‌های تصادفی	۶
سه دسته درزه	۹
سه دسته درزه به همراه درزه‌های تصادفی	۱۲
چهار دسته درزه یا بیشتر، بسیار درزه دار	۱۵
سنگ کاملا خرد شده	۲۰
برای تقاطع تونل‌ها از ضریب ۳ و برای ورودی تونل‌ها از ضریب ۲ برای عدد دسته درزه استفاده شود	

J_a: این شاخص عدد درجه هوازدگی است و با توجه به کیفیت هوازدگی درزه یک عدد را جهت کمی-سازی آن ارایه می‌دهد و از جدول ۲-۳ پیروی می‌کند:

جدول ۲-۳ عدد هوازدگی درزه (*Barton, 1974*)

مشخصات دیواره درزه		وضعیت	عدد هوازدگی
درزه های تمیز	درزه‌های به هم متصل	پر شده توسط کوارتز	۰/۷۵
	دیواره درزه تازه باشد	نه پوشیده و نه پر شده	۱
	دیواره مشترک کمی هوازده شده	عاری از پوشیدگی توسط مواد نرم و رس	۲
درزه پوشیده شده یا کمی پر شده	مواد اصطکاکی باشند	ماسه، سیلت، کلسیت	۳
	مواد دست نخورده باشند	رس، کلرایت، تالک	۴
درزه پر شده	مواد اصطکاکی باشند	ماسه، سیلت، کلسیت	۴
	مواد دست نخورده و سخت باشند	به طور فشرده پر از رس، کلرایت و تالک	۶
	مواد دست نخورده و نرم باشند	به طور متوسط یا کم پر شده از رس، کلرایت و تالک	۸
	مواد آماسی یا رسی باشند	مواد پر کننده عمدتا آماسی باشند	۱۲-۸

J_r: این شاخص عددی است که کیفیت زبری درزه را کمی سازی می‌کند و مطابق با جدول ۲-۴ برآورد می‌شود.

جدول ۲-۴ عدد زبری درزه *(Barton, 1974)*

کیفیت زبری درزه	عدد زبری درزه
درزه‌های متناوب	۴
درزه کاملا زبر و یا دست نخورده	۳
صاف و با دوام	۲
یک طرف نرم و یکنواخت	۱.۵
زبر و مسطح	۱.۵
صاف و مسطح	۱
نرم و مسطح	۰/۵

J_w: این شاخص عدد مربوط به آب درزه است که از جدول ۲-۵ محاسبه می‌شود:

جدول ۲-۵ شاخص آب درزه *(Barton, 1974)*

وضعیت آب درزه	P_w **(Kg/cm^2)**	J_w
حفاری خشک یا ورودی جزیی (<۵لیتر در دقیقه)	۱>	۱
جریان یا فشار متوسط، گاهی از پرشدگی درزه	۱-۲/۵	۰/۶۶
جریان بزرگ یا فشار بالا در سنگ سالم از درزه‌های پرنشده	۲/۵-۱۰	۰/۵
جریان بزرگ یا فشار بالا و از بین رفتن پرشدگی بین درزه‌ها	۲/۵-۱۰	۰/۳
جریان فوق العاده بزرگ و فشار آب انفجاری، کاهش به وسیله زمان	۱۰<	۰/۱-۰/۲
جریان آب فوق العاده بزرگ و فشار آب دایمی بدون کاهش	۱۰<	۰/۵-۰/۱

***SRF*:** شاخص کاهش تنش بوده و طبق جدول ۲-۶ مقادیری را به خود اختصاص می‌دهد

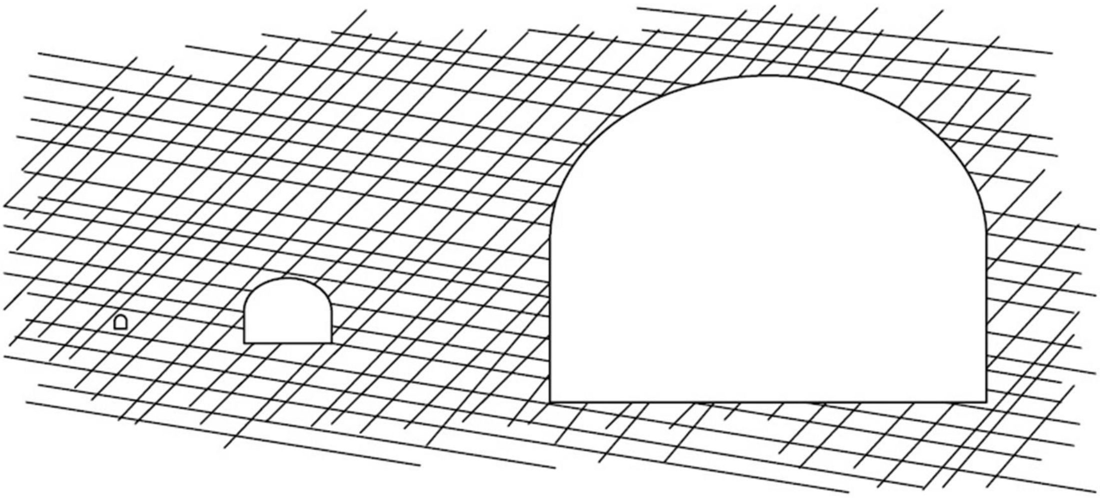
جدول ۲-۶ شاخص کاهش تنش *(Barton, 1974)*

SRF	**وضعیت زمین**
۱۰	چندین ناحیه ضعیف با سنگ‌های رس و یا شیمیایی تجزیه شده، سنگ بسیار سنگین اطراف (هر عمقی)
۵	یک ناحیه ضعیف حاوی سنگ‌های رس و یا شیمیایی تجزیه شده (عمق کمتر از ۵۰ متر)
۲/۵	یک ناحیه ضعیف حاوی سنگ‌های رس و یا شیمیایی تجزیه شده (عمق بیشتر از ۵۰ متر)
۷/۵	چند ناحیه برشی در توده سنگ بدون رس، سنگ اطراف بسیار سست (هر عمقی)
۵	یک زون برشی در توده سنگ بدون رس، سنگ اطراف بسیار سست (عمق کمتر از ۵۰ متر)
۲/۵	یک زون برشی در توده سنگ بدون رس، سنگ اطراف بسیار سست (عمق بیشتر از ۵۰ متر)
۵	سنگ سست، بازشدگی درزه زیاد و به شدت درزه دار (هر عمقی)

ازآنجاکه ملاحظات مختلفی برای طراحی یک فضای زیرزمینی با توجه به کاربری آن فضا وجود دارد، لذا برای طراحی سیستم نگهداری تنها داشتن یک امتیاز از کیفیت توده سنگ کافی نیست. بلکه به اندازه دهانه فضای زیرزمینی و همچنین کاربری آن نیز باید توجه کرد. اندازه دهانه[1] مربوط به اثر مقیاس است. اثر مقیاس به این صورت است که هرچه اندازه دهانه یک فضای زیرزمینی بزرگتر شود، تعداد ناپیوستگی‌های بیشتری را در بر گرفته و به طور کلی فضای مورد نظر سست‌تر شده و نیازمند نگهداری قوی‌تری است و هرچه ابعاد دهانه کوچکتر باشد، تعداد ناپیوستگی‌های در برگرفته کمتر بوده یا حتی شانس برخورد با تعداد زیادی از درزه‌ها از دست داده و بلوک‌های کمتری در اطراف

1 .span

فضای زیرزمینی تشکیل می‌شود. به طوری که بیشتر اطـراف محـیط زیرزمینــی را سـنگ بکـر در بـر گرفته است. این تفاوت در سه مرحله در شکل ۲-۱ نشان داده شده است. *(Edelbro, 2004)*.



شکل ۲-۱ تاثیر مقیاس *(Edelbro, 2004)*

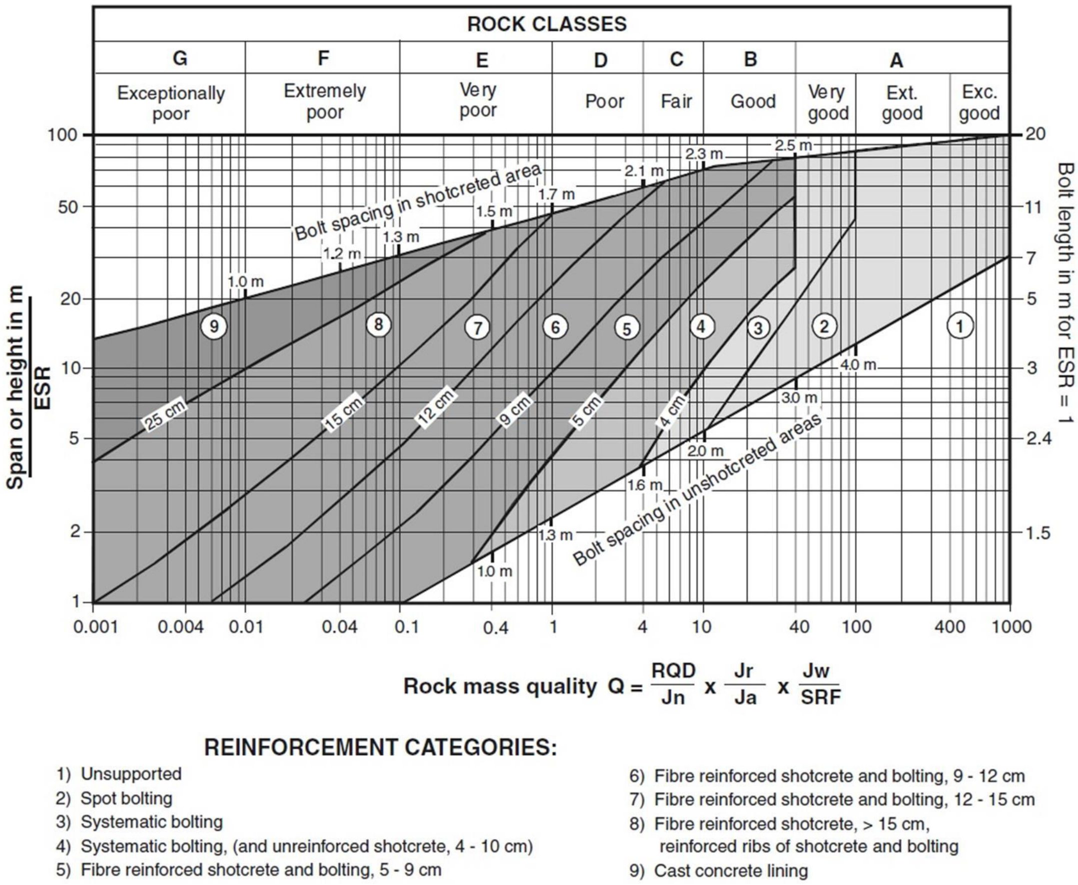
از طرفی کاربری فضاهای زیر زمینی اهمیت نگهداری آن‌ها را نسـبت بـه یکـدیگر متفـاوت مـی‌کنـد. شاخص نگهداری فضای زیرزمینـی[1] را بـا *ESR* نشـان مـی‌دهنـد و از جـدول ۲-۷ پیـروی مـی‌کنـد *(Barton, 2008)*.

1.Excavation Support Ratio

جدول ۲-۷ شاخص *ESR (Barton, 1974)*

ESR	**کاربری فضای زیرزمینی**
۵-۳	تونل موقت معدنی
۱/۶	تونل دایم معدنی، آبرسانی و اکتشافی
۱/۳	تونل راه، دسترسی فضای انباری، تصفیه خانه و...
۱	فضای دفاعی، نیروگاه برق، ورودی تونل و...
۰/۸	نیروگاه هسته‌ای، ایستگاه قطار، فضای ورزشی، کارخانه و...

حال با دانستن مقادیر Q و نسبت $\frac{span}{ESR}$ می‌توان از روی شکل ۲-۲ میزان نگهداری موردنیاز را تخمین زد.



شکل ۲-۲ نمودار انتخاب سیستم نگهداری توسط روش Q *(Grimstad and Barton, 1993)*

۲-۲-۲ توسعه روش Q

در سال ۱۹۷۷ تخمین نگهداری برای دیواره تونل و تخمین نگهداری موقت توسط بارتن و همکارانش انجام شد. برای تخمین نگهداری موقت در این روش باید مقدار Q را ۵ برابر یا مقدار شاخص *(ESR)* را ۱/۵ برابر منظور کرد *(Barton & Choubey, 1977)*.

در سال ۱۹۸۰ هوک و براون[1] سیستم Q را برای تخمین پارامترهای ورودی معیار شکست هوک و براون مورد استفاده قرار دادند *(Hoek & Brown, 1980)*.

در سال ۱۹۸۸ یک جدول ساده‌تری برای انتخاب سیستم نگهداری توسط بارتن و همکارانش ارایه شد*(Barton, 1988)*.

1.Hoek and Brown

در سال ۱۹۹۲ روش تونلزنی نروژی *(NMT)* توسط بارتن و همکارانش تدوین شد. این روش بر پایه روش Q و با به‌روزرسانی نگهداری موردنیاز و کیفیت توده‌سنگ حین پیشروی انجام می‌شود *(Grimstad, 1993)*. همچنین این روش مزایایی نیز به دنبال دارد ازجمله سرعت حفاری بیشتر در تونلزنی به وسیله آتشباری، بهبود امنیت و بهبود ملاحظات موردنیاز است. این روش روابطی برای اندازه نگهداری بر اساس روش Q را دارد. لازم به ذکر است که نمودار نگهداری پیشنهادی Q (شکل ۲-۲) تنها استفاده از ۴ الی ۵ سانتیمتر از شاتکریت تقویت نشده را در ۴ رده پیشنهاد می‌داد. استفاده از شاتکریت تقویت نشده در در دهه ۱۹۹۰ در نروژ پایان یافت *(Barton, 2014)*. علاوه بر این ضخامت زیر ۴ سانتیمتر دیگر استفاده نمی‌شود، چرا که خطر خشک شدن زودهنگام را به دنبال دارد. نمودار نگهداری Q در سال ۱۹۹۳ بر پایه اطلاعات ۱۰۵۰ نمونه ضبط شده توسط اعضای موسسه ژئوتکنیک نروژ (*NGI*) و همچنین جدول به روز شده سال ۲۰۰۸ بر اساس اطلاعات ۸۰۰ پرونده جدید بود که نشان می‌داد یک کلاس کوچک سنگ (رده ۳) فقط توسط پیچ‌سنگ در تونل به پهنای ۱۰ متر و Q بین ۱۰ الی ۲۰ قابل نگهداری است. البته امروزه در کشور نروژ معمولا پیچ‌سنگ به تنهایی استفاده نمی‌شود، با این حال برای تونل‌های با اهمیت کمتر (*ESR*=۱/۶) همچنان پیچ‌سنگ تنها معتبر است. نتایجی که توسط *NMT* اظهار شده عبارتند از:

- در توده‌سنگ سست ظرفیت نگهداری پیچ‌سنگ‌ها یا انکرها در مقایسه با شاتکریت کمتر است. بنابراین برای نگهداری طولانی مدت و مقاوم در برابر فشارهای بالا در این وضعیت شاتکریت مناسب‌تر است.
- انکرها در مقایسه با پیچ‌سنگ‌های پیش تنیده در نگهداری توده سنگ سست موثرتر هستند.
- طراحی‌های انجام شده نشان داده ضخامت شاتکریت مسلح موردنیاز برای نگهداری تقریبا نصف ضخامت شاتکریت غیر مسلح است.

- آزمایش‌ها نشان دادن در شرایط زمین مچاله شونده[1] خفیف و متوسط و همچنین در شرایط زمین تکتونیکی توسط یک زون برشی نازک، شاتکریت مسلح با موفقیت قابل استفاده بوده است *(MAHTAB & Grasso, 1992)*.

در سال ۱۹۹۲ پارامترهای مربوط به پدیده مچاله‌شوندگی توسط سینگ[2] و همکارانش در مقدار Q مورد استفاده قرار گرفت *(Singh, Jethwa, Dube, & Singh, 1992)*.

در سال ۱۹۹۳ روش Q برای استفاده در روش تونلزنی نروژی توسط بارتن و همکارانش به‌روزرسانی شد *(Grimstad, 1993)*. این به‌روزرسانی شامل موارد زیر است:

- تنظیم مقادیر *SRF*
- کاربرد روش‌های جدیدی از سیستم نگهداری
- تخمین Q توسط سرعت لرزه‌ای موج
- تخمین مدول تغییر شکل پذیری توده سنگ
- تنظیم برای زون‌های باریک و ضعیف

در سال ۱۹۹۵ بارتن و همکاران روش Q_c را معرفی کردند. یکی از نقص‌های روش پیشین عدم توجه به مقاومت فشاری تک محوره سنگ بود که در این روش مقاومت فشاری در امتیازدهی توده سنگ کاربرد دارد *(Barton N., 1995)*. این مقدار از رابطه ۲-۲ قابل محاسبه است:

رابطه ۲-۲
$$Q_c = Q.UCS/100$$

1.squeezing ground
2.Singh

مقیاس Q_c تقریبا می‌تواند به اندازه ۱۰ به توان ۸ مرتبه بزرگتر از مقیاس Q شود و ازاین‌رو به تنوع واقعی موجود در طبیعت نزدیک‌تر خواهد شد.

در سال ۱۹۹۹ سیستم Q_{TBM} برای روش تونلزنی *TBM* توسط بارتن و همکاران برای سهولت امتیازدهی به کیفیت توده سنگ ارایه شد *(Palmstrom & Broch, 2006)*.

مقدار Q_{TBM} از رابطه‌ی ۲-۳ بدست می‌آید

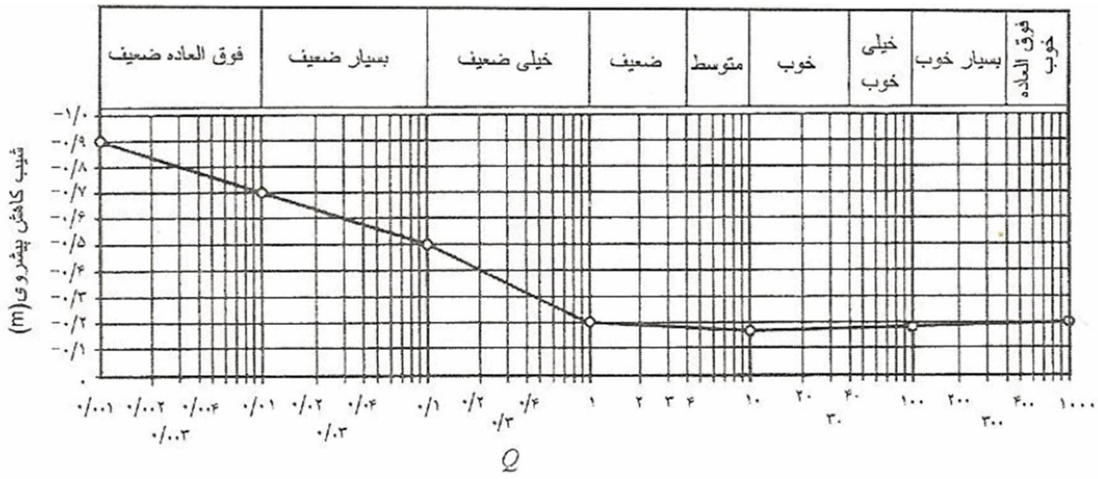
رابطه ۲-۳
$$Q_{TBM} = (\frac{RQD_0}{J_n})(\frac{J_r}{J_a})(\frac{SIGMA}{F^{10}/_{20^9}})(\frac{20}{CLI})(\frac{q}{20})(\frac{\sigma_\theta}{5})$$

که در آن RQD_0 به معنای میزان *RQD* در راستای حفاری، J_r ضریب زبری درزه، J_a شاخص هوازدگی درزه، F متوسط بار کاترها بر حسب *(tnf)*، *SIGMA* مقاومت توده سنگ بر حسب مگاپاسکال، *CLI* اندیس عمر کاتر (برای کوارتزیت ۴، برای شیل ۸۰ و برای آهک ۹۰)، q درصد کوارتز و σ_θ تنش دو محوره اعمال شده بر جبهه کار در همان منطقه که برای ۱۰۰ متر طول تونل تنظیم شده، بر حسب مگاپاسکال است.

بارتن همچنین نشان داد که نرخ پیشروی *TBM* به کیفیت توده سنگ Q_{TBM} بستگی دارد.

رابطه ۲-۴
$$AR = 5Q_{TBM}^{-0.2}.T^m$$

که در آن *AR* نرخ پیشروی بر حسب متر بر ساعت، T به معنای مجموع مدت زمانی است که طول می‌کشد تا طول مشخصی از تونل حفاری شود و شامل زمان خرابی‌های *TBM* نیز هست و m ضریب کاهش بهره‌وری است که از شکل ۲-۳ بدست می‌آید. (صالحی، ۱۳۸۷)



شکل ۲-۳ ضریب کاهش بهره‌وری (صالحی، ۱۳۸۷)

۲-۳معرفی روش Q^*

در سال ۲۰۰۸ روش Q^* برای حفاری‌های سریع در تونل‌های کوچک مقطع در کشور کانادا توسط سورینی[1] و کایزر[2] ارایه شد. در این روش از شاخص‌های آب درزه و کاهش تنش صرف نظر شده و استدلال شده که این شاخص‌ها در امتیاز کیفیت توده سنگ تاثیری ندارند. در عوض به شاخص‌هایی نظیر تداوم درزه و زبری درزه با توجه به طول خط اثر درزه توجه ویژه‌ای شده است. این روش همچنین پیشنهادهای جدیدی برای انتخاب سیستم نگهداری ارایه داده است *(Suorineni et al., 2008)*.

۲-۳-۱ دلایل تدوین روش Q^*

الف-نیاز به نرخ پیشروی بیشتر: نیاز به دسترسی سریع به کانسنگ به ویژه در روش حفاری بلوکی نرخ حفاری را بهبود بخشیده است. چرا که در این روش حفاری‌های اولیه برای دسترسی به ماده اولیه هم طولانی هستند و هم زمان زیادی می‌طلبند. خیلی از شرکت‌ها روش حفاری بلوکی را انتخاب می‌کنند چرا که در دراز مدت هزینه تولید کمتری دارد. طبق گزارش‌های ارایه شده از معادن کانادا یکی از

---
1. Suorineni
2. Kaiser

دلایل عمده برای عدم دسترسی به حفاری سریع استفاده از نگهداری دایمی و بلند مدت در شرایط زمین خوب است درصورتی‌که تنها نگهداری موقت در نزدیکی جبهه کار برای ایمنی کارگران موردنیاز بوده است. نگهداری دایمی۴۶ درصد از زمان چرخه‌ی حفاری را به خود اختصاص می‌دهد *(Armstrong, 1970)*.

در مقایسه روش‌های احداث طبق گزارش‌های موجود استفاده از *TBM* به جای آتشباری در شرایط یکسان بین ۱۶ تا ۲۰ درصد باعث کاهش هزینه‌ها شده و از طرفی نرخ پیشروی بیشتری نسبت به سایر روش‌ها دارد. همچنین خسارت احداث نیز کاهش یافته و باعث می‌شود نیاز به نگهداری کاهش پیدا کند. اگر نرخ پیشروی کمتر از ۲۳ متر در روز باشد، هزینه‌های *TBM* بیشتر از روش آتشباری خواهد بود. همچنین در شرایط زمین سست استفاده از روش آتشباری مناسب‌تر است *(Peterson, 1996)*. البته شعاع تونل نیز تاثیر مستقیم بر نرخ پیشروی دارد. در حالت کلی از بین روش‌های حفاری روشی مناسب‌تر است که نرخ پیشروی آن در واحد ساعت بیشتر باشد. چرا که نرخ پیشروی بیشتر معمولا باعث کاهش هزینه‌ها می‌شود.

نرخ پیشرفت حفاری به طور گسترده وابسته به شرایط و تجهیزات و مدیریت و شرایط محلی و... است *(Barton, 2000)*. عوامل افزایش زمان چرخه‌ی حفاری و کاهش نرخ پیشروی عبارتند از:

- زمان کم استفاده از تجهیزات
- زمان تهویه‌ی دود ناشی از انفجار
- جابجایی افراد و مواد اولیه
- آتشباری کنترل نشده و بیش خردایش که باعث افزایش زمان نصب نگهداری می‌شود

ب-پرهیز از تخمین محافظه کارانه برای انتخاب سیستم نگهداری: درحالی که تا سال ۱۹۸۸ سیستم نگهداری مورد استفاده در معادن کانادا از نوع دایمی و بلند مدت بوده *(Charette, 1988)*، در اکثر

این موارد میزان نگهداری بیشتر از مدت مورد نیاز بوده است. عناصر اصلی برای تعیین نگهداری عبارتند از:

- کیفیت توده سنگ در جبهه کار
- دستورالعمل‌های حفاری و دوره استفاده
- اندازه و شکل فضای حفاری شده
- اندازه تنش

پایداری حفاری بستگی به کیفیت توده سنگ، زمان خودپایداری و هندسه‌ی حفاری دارد.این فاکتورها زمان سپری شده برای مقیاس، مدل کردن، ترابری و نگهداری را تعیین می‌کنند. از طرفی برای پیشرفت در نرخ حفاری می‌توان نگهداری دایمی را پس از نگهداری موقت و در پشت جبهه کار بدون دخالت در نرخ پیشروی انجام داد. از طرفی در شرایط سنگ ضعیف دستیابی به حفاری سریع کمی دشوار است. در مورد رابطه بین قطر تونل و نرخ پیشروی باید اذعان داشت که هرچه قطر تونل کمتر باشد نرخ پیشروی بیشتر است و بالعکس. چرا که تونل با قطر زیاد زمان بیشتری برای پیمایش، خردایش، ترابری و نگهداری نیاز دارد *(Bieniawski, 1973)*.

در روش Q^* بر اساس کیفیت توده سنگ و سطح تنش برای حفاری سریع یک طبقه‌بندی برای انتخاب سیستم نگهداری ارایه شده است. در این روش ظرفیت و توانایی خودنگهداری توده سنگ نشان داده می‌شود. دو روش RMR و Q علاوه بر ویژگی‌های مثبت فراوان دارای کاستی‌هایی نیز هستند که این کاستی‌ها موجب تخمین نگهداری به میزان بیشتری می‌شوند. ازجمله این کاستی‌ها می‌توان به موارد زیر اشاره کرد:

- در روش Q فرض بر این است که تمام دسته‌درزه‌ها پایا هستند. ازاین‌رو سهم سنگ در ظرفیت خودنگهداری کمتر از میزان واقعی در نظر گرفته شده و تخمین محافظه‌کارانه‌ای از

کیفیت سنگ به دست می‌دهد. همچنین در روش RMR فرض بر این است که همه دسته‌درزه‌ها وزن برابری دارند.

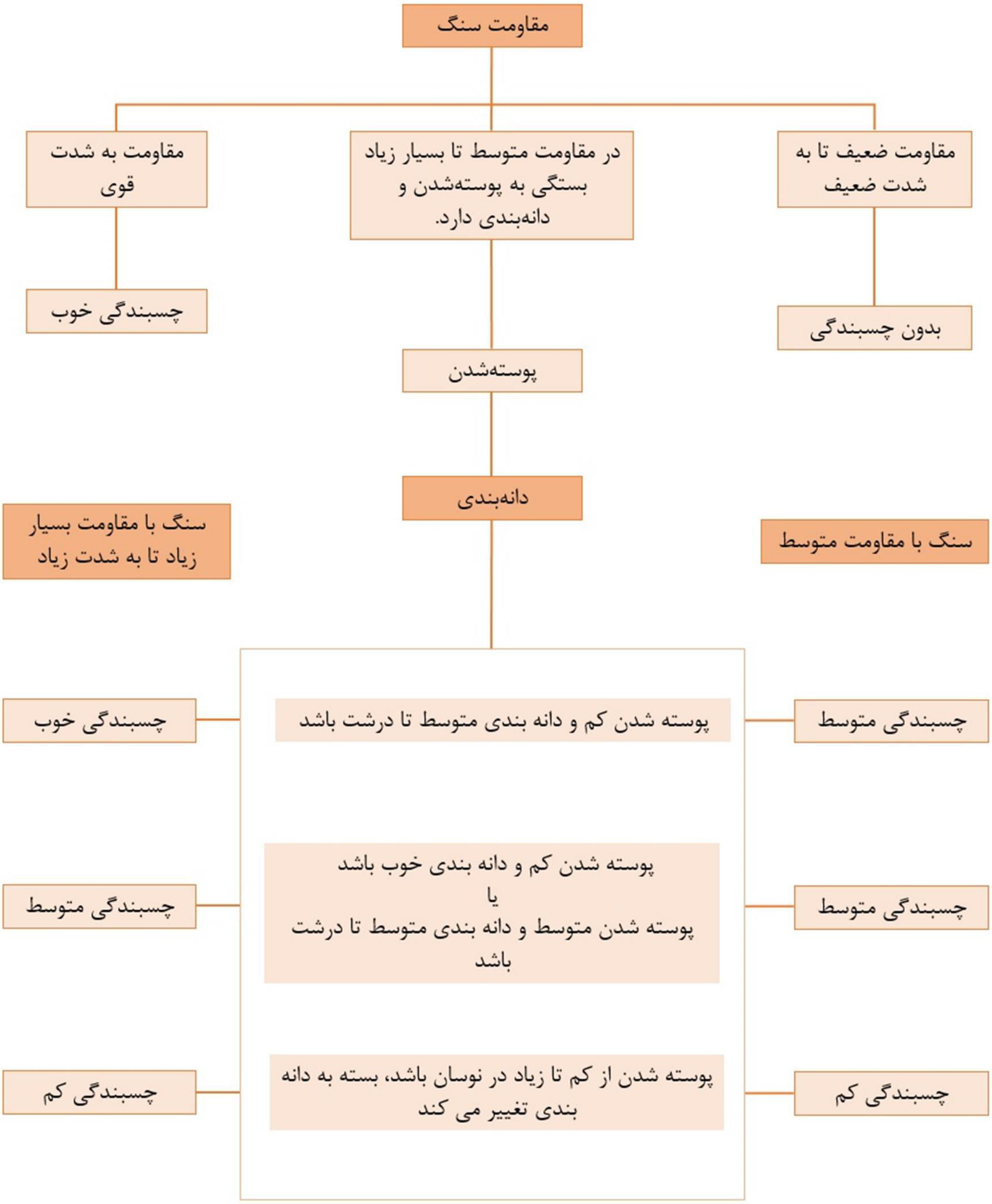
- اثر خسارت احداث که امروزه به رسمیت شناخته شده است در آن نادیده گرفته می‌شود.
- سیستم‌های طبقه‌بندی سنگ در پیشنهاد نگهداری ظرفیت چسبندگی TSL را در نظر نمی‌گیرند.
- بیشتر سیستم‌ها امتیاز را بر اساس داده‌های جمع آوری شده از سطح برآورد می‌کنند که اغلب به شیوه دستی جمع آوری می‌شوند.

برای حفاری سریع باید ظرفیت خودباربری توده سنگ به درستی مشخص شود. روش Q^* نشان می‌دهد که درزه‌های ناپایا تاثیر متفاوتی از درزه‌های پیوسته در پایداری توده سنگ دارند. علاوه بر این باید ظرفیت چسبندگی بالقوه توده سنگ با *TSL* نیز مورد ارزیابی قرار بگیرد *(Suorineni et al., 2008)*.

در روش Q^* یک سیستم امتیازبندی برای شرایط سطح دیوار حفاری برای ارزیابی ظرفیت چسبندگی *TSL* به وجود آمده است که کانی شناسی، تورق، زبری سطح، اندازه دانه و هوازدگی را در نظر می‌گیرد. آب و خاک به عنوان عوامل خارجی قبل از نصب *TSL* باید از سطح سنگ برداشته شوند و در سیستم امتیازدهی توده سنگ جای نمی‌گیرد. به طور کلی مواردی که آستر سیمانی دارند و سطح مرطوب دارند، چسبندگی بیشتری نیز دارند. این روش در شکل ۲-۴ نشان داده شده است *(Suorineni et al., 2008)*.

شکل ۲-۴ نشان می‌دهد ظرفیت چسبندگی *TSL* به سنگ به میزان مقاومت سنگ وابسته است. بدین صورت که اگر سنگ دارای مقاومت بسیار بالا باشد میزان چسبندگی نیز خوب است و اگر مقاومت سنگ پایین باشد میزان چسبندگی نیز کم است، تا این حد که در سنگ‌های با مقاومت بسیار پایین عملا چسبندگی وجود ندارد. در سنگ‌های با مقاومت متوسط تا زیاد میزان چسبندگی

وابسته به میزان پوسته شدن سنگ و دانه‌بندی آن است. هنگامی که میزان پوسته شدن کم و دانه-بندی بین متوسط تا درشت باشد، اگر مقاومت سنگ متوسط باشد میزان چسبندگی نیز متوسط است و اگر مقاومت سنگ زیاد باشد میزان چسبندگی نیز خوب است. برای سنگ‌های با پوسته شدن کم و دانه‌بندی متوسط یا پوسته شدن متوسط و دانه‌بندی درشت در هر دو حالت مقاومت متوسط و مقاومت بالا میزان چسبندگی متوسط است. هنگامی که پوسته شدن از کم تا زیاد در نوسان باشد میزان چسبندگی وابسته به دانه‌بندی تغییر می‌کند اما عموما در این حالت برای سنگ‌های دارای مقاومت متوسط و مقاومت بالا میزان چسبندگی معمولا کم است.



شکل ۲-۴ ارزیابی ظرفیت چسبندگی *TSL* (Suorineni et al., 2008)

۲-۳-۲ شیوه‌ی طبقه‌بندی توده سنگ در روش Q^*

برای تخمین بهتری از کیفیت توده سنگ و ظرفیت خودباربری آن باید پل سنگ و زبری درزه به اندازه کافی مورد توجه قرار بگیرند *(Brown, 1981)*. براون استدلال می‌کند که تداوم درزه یک عامل بسیار مهم برای توده سنگ در ظرفیت خودنگهداری توده سنگ است، اما یکی از دشوارترین‌ها برای کمی سازی و اندازه گیری است. او شاخص T_i را برای تداوم درزه تعریف می‌کند. باید توجه داشت که تداوم درزه تنها پارامتر تاثیرگذار بر کیفیت توده سنگ نیست، اما بسیار مهم برای امتیازدهی به توده سنگ است *(Diederichs & Kaiser, 1999)*. کایزر اهمیت این پارامتر را با مقاومت نشان می‌دهد. ظرفیت ۱ درصد مساحت پل سنگ معادل با ۱۰۰ سانتیمتر مربع در محیط ۱ متر مربع در یک سنگ قوی معادل با ظرفیت کمترین کابل بولت است. شاخص T_i از رابطه ۲-۵ محاسبه می‌شود:

$$T_i = \frac{100N_i}{2(N_i+N_a+N_0)}$$ رابطه ۲-۵

که در آن

N_i: تعداد درزه‌های پایان پذیر در سنگ بکر

N_a: تعداد درزه‌هایی که در درزه‌های دیگر پایان می‌پذیرد

N_0: تعداد درزه‌هایی که با اتمام حفاری پایان می‌پذیرند.

روش‌های گوناگونی برای برداشت درزه‌ها وجود دارد. اما در تمام این روش‌ها تاکید بر برداشت همه ناپیوستگی‌ها بدون در نظر گرفتن اندازه خط برداشت است. بنابراین کل دسته‌درزه‌ها معمولا برداشت می‌شوند و توضیحات لازم برای دسته‌درزه‌ها نوشته می‌شود که شامل درزه‌های مداوم و غیر مداوم می‌شود. در روش بدون تبعیض در برداشت درزه‌ها، یک توده سنگ با سه دسته درزه مداوم با یک توده سنگ با سه دسته درزه غیر مداوم، با تمام شرایط دیگر یکسان، یک کیفیت خواهند داشت.

عواقب این رویکرد این است که در برخی موارد که توده سنگ ظرفیت طبیعی نگهداری خودش را دارد در طبقه‌بندی مهندسی نیازمند نگهداری یا نگهداری بیشتری می‌شود (Dershowitz & Einstein, 1988).

مساله بعدی که مربوط به مشخصات درزه در سیستم Q می‌شود این است که عدد زبری درزه به طول خط اثر درزه بستگی ندارد. رابطه ۲-۶ می‌تواند برای ارتباط J_r و طول خط اثر ناپیوستگی استفاده شود و نشان می‌دهد که برای درزه‌های نامتداوم، درزه با طول خط اثر بیشتر زبری کمتری دارد (Barton ,Choubey, 1977).

رابطه ۲-۶
$$J_r = \frac{100\,log(\frac{JCS_0}{JCS_n})}{3\,log(\frac{L_n}{L_0})}$$

که در آن JCS مقاومت فشاری درزه، L طول تداوم درزه و اندیس‌های 0 و n به ترتیب مربوط به مقیاس آزمایشگاهی و برجا هستند.

بنابراین J_r برای درزه‌های ناپیوسته وابسته به طول خط اثر درزه است.

کایزر و سورینِنی نشان دادند که تنش و آب نباید در امتیازدهی به کیفیت توده سنگ دخیل باشند. پالمستروم[1] هم پیشتر به این مورد اشاره کرده بود (Palmstrom, Milne, & Peck, 2001). هنگامی که کسر تنش موثر از عبارت Q حذف شود، رابطه متیوس[2] به وجود خواهد آمد: (Mathews et al., 1980)

رابطه ۲-۷
$$Q' = (\frac{RQD}{J_n})(\frac{J_r}{J_a})$$

روش Q^* توجه ویژه‌ای به درزه‌های ناپیوسته در توده سنگ دارد و هنگامی که می‌خواهد مقدار زبری

1.Palmstrom
2. Mathews

درزه را به دسته‌درزه‌های ناپیوسته اختصاص دهد، طول خط اثر درزه را وارد محاسبات می‌کند. Q^* در رابطه ۲-۸ توضیح داده شده است:

$$Q^* = (\frac{RQD_0}{J_n}.J_d)(\frac{J_r^*}{J_a})$$ رابطه ۲-۸

که در آن J_d و J^*_r شاخص‌های تجربی هستند که J_d عدد تداوم درزه و J^*_r مربوط به زبری درزه، RQD_0 برابر با میزان RQD در جهت پیشروی، و J_a و J_n مانند روش Q مربوط به عدد هوازدگی و عدد دسته درزه هستند.

شاخص‌های تجربی J_d و J^*_r مورد استفاده در رابطه ۲-۸ در جدول‌های ۲-۸ و ۲-۹ نشان داده شده‌اند.

دقت داشته باشید که وقتی همه درزه‌ها پیوسته باشند J_d=۱ و J^*_r وقتی‌که درزه بحرانی پیوسته باشد، برابر J_r است. قابل توجه است که این مقادیر اصلاح شده‌اند و مستقل از اندازه و هندسه‌ی حفاری هستند.

جدول ۲-۸ مقادیر Jd (Suorineni et al., 2008)

مقادیر اصلاح شده J_d	تعداد دسته درزه‌های پیوسته
۴	۰
۳/۵	۱
۱/۵	۲
۱	۳≤

جدول ۲-۹ مقادیر اصلاح شده‌ی عدد زبری درزه (Suorineni et al., 2008)

J^*_r	شرح	تداوم درزه *(m)*
۵	خیلی کم	۱>
۴/۵	کم	۱-۲
۴	متوسط	۲-۳
۳/۵	زیاد	۳-۴
$J^*_r = J_r =$۳	خیلی زیاد	۴≤

۲-۳-۳ تاثیر خسارت ناشی از احداث در امتیازدهی به کیفیت توده سنگ:

طبقه‌بندی‌های پیشین توده سنگ معمولا کیفیت توده سنگ قبل از احداث را به دست می‌آوردند و این که کدام بلوک‌ها در اثر درزه‌های طبیعی به وجود می‌آیند. این سیستم‌ها امتیاز توده سنگ طبیعی را به دست می‌آورند و برای پتانسیل خسارت احداث پارامتری در نظر نمی‌گیرند و این موضوع برای حفاری سریع خطرناک است. روش Q^* علاوه بر طبقه‌بندی اولیه سنگ یک طبقه‌بندی بر اساس خسارت احداث و این که کدام بلوک‌ها پس از احداث به وجود می‌آیند ارایه داده است *(Suorineni et al., 2008)*

سورینني توضیح می‌دهد که شکستگی‌های ناشی از حفاری شامل ناپیوستگی‌های برداشت شده برای مهندسی سنگ می‌شوند که هدف بررسی مستقیم آن‌ها بر روی مقادیر نگهداری در حفاری توده سنگ است *(F T Suorineni & others, 1991)*. لوزت[1] توضیح می‌دهد که وقتی از روش Q در حفاری زیرزمینی استفاده می‌شود معمولا فقط ناپیوستگی‌های طبیعی ممکن است در اندازه‌گیری

1.Löset

RQD مورد توجه قرار بگیرند. برای تخمین نگهداری در طی روش آتشباری برای احداث تونل، باید تمام شکستگی‌ها و ناپیوستگی‌ها بدون در نظر گرفتن منشا آن‌ها شامل تخمین RQD باشند. خسارت احداث معمولا مدول سنگ را در نزدیکی مرز حفاری کاهش می‌دهد. در بیشتر سیستم‌های طبقه-بندی توده سنگ هنگامی که قرار است سیستم نگهداری انتخاب شود، تاثیر شکستگی‌های ناشی از حفاری در امتیازدهی به توده سنگ در نزدیکی مرز حفاری نادیده گرفته می‌شود و تاکید بر روی ناپیوستگی‌های طبیعی است *(Carranza-Torres & Fairhurst, 1999)*.

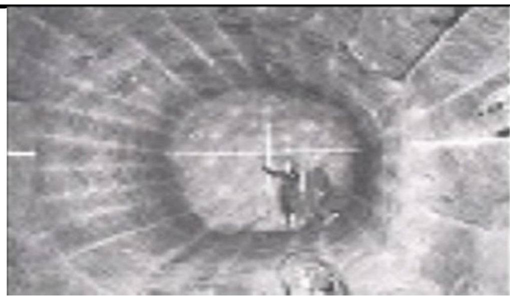
کیفیت توده سنگ در روش Q^* یک کیفیت متاثر از ناپیوستگی‌های جبهه کار در محل حفاری است که با توجه به روش احداث، خسارت ناشی از احداث را به آن اختصاص می‌دهد. ناپیوستگی‌های ناشی از احداث به شدت می‌تواند در کیفیت توده سنگ تاثیر بگذارد و آن را به مقدار قابل ملاحظه‌ای کاهش دهد و درنتیجه کاهش کیفیت سنگ نگهداری موردنیاز افزایش می‌یابد. در روش Q^* برای تاثیر خسارت ناشی از احداث از شاخص C_f در تنظیم مقادیر Q^* استفاده کرده است که آن را با Q_c^* نشان داده و بیانگر کیفیت واقعی توده سنگ در معرض احداث است و از رابطه ۲-۹ به دست می‌آید:

رابطه ۲-۹
$$Q_c^* = {Q^*}^{C_f}$$

مقادیر C_f به میزان بیش خردایش و شاخص HCF[1] وابسته است. از شاخص HCF برای ارزیابی نتیجه آتشباری کنترل شده استفاده می‌شود که مقدار آن از تقسیم مجموع ارتفاع اثرات چال‌های باقیمانده در دیواره پله بر مجموع ارتفاع چال‌های حفرشده حاصل می‌شود. شاخص HCF بدست آمده از این طریق رابطه‌ی مستقیم با نتیجه آتشباری دارد. در واقع هر چه مقدار این شاخص افزایش یابد نشان دهنده‌ی آتشباری مطلوب تر است. مقادیر C_f از جدول ۲-۱۰ به دست می‌آیند

1.Half Cost Factor

جدول ۲-۱۰ مقادیر ضریب اثر خسارت (Suorineni et al., 2008)

مثال	شرح	C_f
	هیچ گونه بیش خردایشی وجود ندارد و پارامترهای حفاری عالی هستند. (*HCF*>٪۷۵)	۱
	بیش خردایش کمتر از ۱۰ درصد و مقطع تونل منظم است. (٪۳۰<*HCF*<٪۷۵)	۰/۹
	بیش خردایش بین ۱۰ تا ۲۰ درصد و کیفیت مقطع تونل متوسط است. (٪۱۰<*HCF*<٪۳۰)	۰/۸
	وجود سنگ‌های سست ناشی از حفاری و بیش خردایش بین ۲۰ تا ۳۰ درصد و مقطع نامنظم است. (*HCF*<٪۱۰)	۰/۷
	وجود سنگ‌های سست بیشمار و بیش خردایش بالای ۳۰ درصد و مقطع کاملا نامنظم است. (*HCF* وجود ندارد)	۰/۶

ازآنجاکه مقادیر C_f بین ۰ و ۱ است، بنابراین مقادیر Q_* در رابطه باید بیشتر از ۱ باشد.

۲-۳-۴ تاثیرات تنش

وقتی معدنکاری در عمق باشد، شکست ناشی از تنش بر روند کلی شکست ارجحیت دارد. در روش-های تخمین تنش برجا معمولا فرض می‌شود که تنش به صورت خطی با افزایش عمق افزایش می‌یابد *(Herget, 1988)*. این رویکرد میزان تنش را در اعماق دست بالا در نظر می‌گیرد. این افزایش در اعماق حدود ۲۰۰۰ متری در معادن کانادا برای تنش‌های افقی اصلی و متوسط به ترتیب به اندازه ۱۰ درصد و ۳۰ درصد است و این تفاوت‌ها با افزایش عمق بیشتر نیز می‌شود *(Martin, Kaiser, & Christiansson, 2003)*.

در روش Q^* چهار رده تنش برای انتخاب کلاس نگهداری پیش بینی شده است. سطح تنش (SL) در این روش از رابطه ۲-۱۰ محاسبه می‌شود:

$$SL = \frac{3\sigma_1 - \sigma_3}{\sigma_c}$$ رابطه ۲-۱۰

این چهار رده تنش عبارتند از:

- SL≤۰.۴ کم
- ۰.۴≤SL≤۰.۵ متوسط
- ۰.۵≤SL≤۰.۶ زیاد
- SL≥۰.۶ خیلی زیاد

متناظر با این سطح تنش‌ها و کیفیت توده‌سنگ سیستم‌های نگهداری با ظرفیت‌های مختلف نگهداری استفاده می‌شوند که شرح این گروه‌ها در جدول ۲-۱۱ توضیح داده شده است.

۲-۳-۵ گروه و سیستم نگهداری

بسته به کیفیت توده سنگ، تنش و دستورالعمل‌های حفاری و سطح تنش سه گروه نگهداری برای

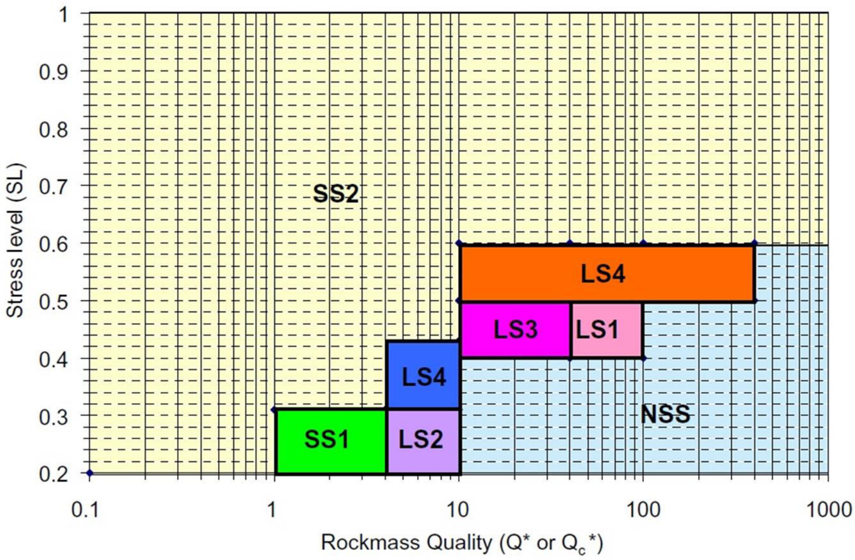
حفاری سریع پیشنهاد شده است *(Suorineni et al., 2008)*.

الف- بدون نگهداری (*NSS*): وقتی استفاده می‌شود که از لحاظ ژئومکانیکی هیچ گونه نگهداری ساختاری نیاز نباشد. پس از آن که تمام سنگ‌های سست به وسیله پوسته‌پوسته شدن جدا شدند، شرایط کار ایمن می‌تواند بدون نیاز به نگهداری آغاز شود.

ب- نگهداری سبک (*LS*): وقتی استفاده می‌شود که شرایط توده‌سنگ و تنش نشانگر آن باشد که توده‌سنگ نیاز به کمی نگهداری دارد تا ظرفیت باربری خود را پیدا کرده و شرایط کار ایمن ایجاد شود.

ج- نگهداری قوی (*SS*): وقتی استفاده می‌شود که شرایط زمین نشانگر آن باشد که توده سنگ نیازمند تقویت قابل توجه است. در گروه نگهداری قوی بعید است که بتوان حفاری سریع انجام داد.

در شکل ۲-۵ نمودار پیشنهاد شده توسط پدیدآورندگان روش Q^* مشاهده می‌شود که بر اساس کیفیت توده سنگ از Q^* و یا Q_c^* و بر اساس سطح تنش (*SL*) می‌توان سیستم نگهداری مناسب را برای فضای مورد نظر انتخاب کرد.



شکل ۲-۵ نمودار انتخاب نگهداری روش *Q** *(Suorineni et al., 2008)*

جدول ۲-۱۱ رده‌های مختلف نگهداری روش *Q** *(Suorineni et al., 2008)*

رده نگهداری	دسته بندی	توضیحات ظرفیت نگهداری	مثال برای نگهداری
NSS	*NSS*	توده‌سنگ خودنگهدار	توده‌سنگ خود نگهدار
LS	*LS1*	ظرفیت کم	تاندون با فاصله بسیار زیاد
	LS2	ظرفیت کم	*TSL* یا شاتکریت مسلح (ضخامت کمتر از ۵۰ میلیمتر و زمان گیرش ۵ ساعت)
	LS3	ظرفیت متوسط	تاندون با الگوی منظم
	LS4	ظرفیت متوسط	*TSL* به همراه بولت با فاصله داری خیلی زیاد
SS	*SS1*	ظرفیت متوسط تا زیاد	تاندون به همراه توری سیمی
	SS2	ظرفیت زیاد	تاندون به همراه *TSL*

۲-۴فناوری TSL

فناوری آستر نازک پلیمری یا به طور مخفف TSL به عنوان یک سیستم نگهداری جدید در فضاهای سنگی زیرزمینی، در حال استفاده است. TSL دارای مشخصات و کارایی بین توری سیمی و شاتکریت است *(Tannant, 2001)*. شاتکریت یک سیستم نگهداری فعال بوده و در ابتدای نصب با سنگ وارد تعامل می‌شود و از جابجایی بلوک‌ها جلوگیری می‌کند، ظرفیت باربری بالا و انعطاف کمی دارد. از طرفی توری سیمی یک سیستم نگهداری غیر فعال است که پس از حرکت بلوک‌های سنگ، با محیط درگیر می‌شود. ظرفیت باربری کم و انعطاف پذیری بالایی دارد. کارایی سیستم نگهداری TSL به گونه‌ای است که در همان ابتدا با سنگ درگیر می‌شود و از آنجا که تا حدی دارای انعطاف پذیری است، در عین این که با محیط درگیر است اجازه‌ی کمی جابجایی را بلوک‌های سنگی نیز می‌دهد. ظرفیت باربری این سیستم نگهداری نیز بین شاتکریت و توری سیمی است. این فناوری به خصوص در زمانی که نیاز به حفاری سریع وجود داشته باشد برای نگهداری سنگ قابل استفاده است. تفاسیر اطلاعات موجود نشان داده است که دو مد شکست کلی در این سیستم نگهداری رخ می‌دهد؛ از دست دادن چسبندگی و پارگی پوسته در اثر تنش برشی. سایر مدهای شکست به عواملی نظیر تنش و مقاومت چسبندگی پوسته و میزان جابجایی سنگ بستگی دارد *(Archibald & Dirige, 2006)*.

TSL بر اساس دلایل استفاده از آن و زمینه‌های کاربردش به دو دسته کلی تقسیم بندی می‌شود: *(EFNARC, 2008)*

- گروه B (*Basic*): عموما برای جلوگیری از هوازدگی سطوح استفاده می‌شود.
- گروه S (*Standard*): برای پایدارسازی و استفاده به عنوان نگهداری دایمی توده سنگ و همچنین جلوگیری از هوازدگی، سقوط اشیا و جلوگیری از نشت آب و گاز به درون فضای زیرزمینی

TSL تشکیل شده از مواد پلیمری است و می‌توان آن را به صورت یک پوسته با ضخامت کم (۳ تا ۵

میلیمتر) روی سطح سنگ نصب کرد که مزایای زیادی نظیر سرعت آماده سازی و نصب و به حداقل رساندن حجم مواد اولیه برای حمل‌ونقل است. روش نصب *TSL* شبیه به شاتکریت به صورت پاشش روی محیط فضای زیرزمینی است. از مهمترین ویژگی‌های *TSL* که باید به آن توجه کرد مقاومت کششی و ظرفیت چسبندگی آن به سنگ است که کنترل ظرفیت باربری پوسته و کرنش حداکثری با کنترل جابجایی پوسته را منجر می‌شود *(Thyrock, 2010)*.

سازمان تحقیقات صنعت و معدن کانادا [۱](*MIROC*) در دهه ۱۹۸۰ به عنوان جایگزین پیچ‌سنگ و توری سیمی و شاتکریت برای نگهداری شروع به تحقیق پیرامون مواد و نصب سریع *TSL* کرد. تحقیقات اولیه منجر به هدایت مسیر توسعه *TSL* به سمت پلی اورتان[۲] بر مبنای پایه پلیمری شد. نتایج آزمایشگاهی و تغییرات فرمول شیمیایی تا اواسط دهه ۱۹۹۰ ادامه پیدا کرد. در دهه ۱۹۹۰ کمپانی معادن بزرگ نیکل کانادا (*INCO*) تصمیم گرفت معادن خود را رباتیک کند. استفاده از *TSL* برای نگهداری سنگ زیرزمینی مزایای متعددی را برای *INCO* نظیر افزایش سرعت نصب و کاهش حمل و نقل به دنبال داشت. در اواسط دهه ۱۹۹۰ و اواخر آن تاننت[۳] و همکاران آزمایش‌هایی را شروع کردند که منجر به تولید پایه‌ای بر اساس ترکیب پلی اورتان/پلی اوره[۴] شد که به آن راک گارد[۵] گفته شد. در همین حال در سال ۱۹۹۶ محققانی از آفریقای جنوبی نوع دیگری از *TSL* را تولید کردند که بر پایه لاتکس[۶] بود. این محصول به نام اورباند[۷] شناخته می‌شد و از آن زمان تکامل یافته و به محصول دیگری به نام اورماین[۸] انجامید. همچنین محققان دیگری در استرالیا نیز شروع به آزمایش و استفاده از فناوری *TSL* در معادن غرب استرالیا کردند *(Tannant, 2001)*.

---

1. Mining Industry Research Organization of Canada
2. *Polyurethane*
3. *Tannant*
4. *Polyurethane/Polyurea*
5. *Rockground*
6. *Latex-base*
7. *Everbond*
8. *Evermine*

در نیمه دوم دهه ۱۹۹۰ نوع جدیدی از *TSL* در معادن زیرزمینی سنگ سخت کانادا مورد استفاده قرار گرفت که موجب افزایش انبوه تولیدکنندگان و فروشندگان از انواع تولیدات *TSL* شد. در سال ۲۰۰۰ تقریبا ۶ فرمول مختلف برای تولید مواد *TSL* وجود داشت که برای نگهداری زیرزمینی در معادن کانادا عرضه می‌شد. تا سال ۲۰۰۱ حدود ۵۵ معدن در سراسر جهان از *TSL* در نگهداری خود استفاده کردند که بزرگترین آن‌ها در آمریکای شمالی، استرالیا و آفریقای جنوبی هستند *(Tannant, 2001)*.

حوادث مربوط به نصب پیچ‌سنگ، علت عمده مرگ‌ومیرها و آسیب‌ها در در معادن زیرزمینی در سراسر جهان است (*Erasmus, 2000*). اکثر حوادث معمولا در نزدیکی جبهه‌کار و جایی که کارگران بیشتر وقت خود را در آنجا سپری می‌کنند رخ می‌دهد. یکی از علل اصلی این حوادث بی ثباتی در اثر عدم نگهداری در این مکان‌ها است. این امر باعث گسترش استفاده از سیستم‌های نگهداری پیوسته و مسطح شده است. *TSL* می‌تواند به راحتی و با سرعت بالا پس از هر دوره جدید حفاری نصب شود و فاصله‌اش تا جبهه‌کار به راحتی کنترل می‌شود. عملکرد نگهداری *TSL* به گونه‌ای است که نصب سریع و قدرت بالای پوشش سطح را به دنبال داشته و درنهایت در برابر حرکت زمین به سرعت واکنش نشان می‌دهد. این امر باعث می‌شود از شروع و انتشار ترک‌ها در سنگ جلوگیری شده و بلوک‌های سست شده در نزدیکی محل جبهه‌کار حفاری شده تقویت و نگهداری می‌شوند. ازاین‌رو مقاومت سنگ و درنتیجه ثبات حفاری به ویژه برای توده سنگ دارای درزه می‌تواند تقویت و بهبود بخشیده شود *(Yilmaz & Toper, 2003)*.

TSL با پایه پلیمر هم می‌تواند نگهدارنده عامل[1] باشد و هم غیر عامل[2]. نگهدارنده‌های عامل می‌توانند از ایزوسیانت[3] و یا اکریلایت[4] ساخته شوند. نسخه‌های اولیه *TSL* از تک قسمت امولسیون[1] چسب

1.active
2.passive
3.Isocyanatc
4.Acrylates

ساخته می‌شدند که برای سلامتی و الزامات ایمنی مناسب نبودند. پس از آن سیستم‌های دو یا سه قسمتی *TSL* توسعه یافتند. پوسته پلیمری معمولا نیازمند ترکیبی از دو قسمت شیمیایی یا یک فاز پودر و مایع برای تشکیل مواد پوسته است. امروزه استفاده از دو قسمت برای *TSL* به عنوان نگهداری عامل رو به افزایش است. چرا که دارای سهولت کاربرد، عمر طولانی و گیرش سریع است *(Archibald & Dirige, 2006)*.

جدول ۲-۱۲ برخی محصولات *TSL* و مشخصات آن را نشان می‌دهد.

1.emulsion

جدول ۲-۱۲ مشخصات انواع محصولات TSL *(Yilmaz, 2012)*

محصول	سازنده	پایه ترکیب	نوع مواد	سرعت پخت
Arduimn TM020	*Ardex*	سیمان آبدار	مایع/پودر	سریع
E\et mine	*Mead Mining*	سیمان/اکریلیک	مایع/پودر	آهسته
GSM CS 1251	*M BT*	پلی اورتان- پلی اوره/اکریلیک	مایع/مایع	سریع
Masterseal	*M BT*	متااکریلایت	مایع/مایع	سریع
Mineguard	*Mineguard Canada*	پلی اورتان	مایع/مایع	سریع
Rock Hold	*Mond Mining Supplies*	متااکریلایت	مایع/پودر	آهسته
Rock Weh	*Spray On Plastic*	پلی اوره	مایع/مایع	سریع
Rocks; uaid	*Engineeied Coalings*	پلی اوره/پلی اورتان	مایع/مایع	سریع
Tekilcx	*Fosioc Inc*	سیمان لاتکس	مایع/پودر	آهسته
Tunnels: uaid	*Reynolds Soil Tech*	سیمان لاتکس	مایع/پودر/الیاف	آهسته

۲-۴-۱ آزمایش‌های TSL

بخش فناوری معدنکاری به همراه دانشکده مهندسی معدن دانشگاه ویچوارسراند[1] افریقای جنوبی یک پروژه تحقیقاتی با عنوان "مشخصات فنی و آزمایش استاندارد موردنیاز TSL" در سال‌های ۲۰۰۲ تا ۲۰۰۴ انجام دادند. هدف اصلی این پروژه تحقیقاتی ارایه دستورالعمل‌های واقع‌بینانه برای طراحی و آزمایش TSL برای استفاده به عنوان نگهداری بوده است *(Yilmaz & Toper, 2003)*.

تعدادی آزمایش در طول چند سال اخیر با هدف درک بهتر خواص TSL و همچنین توصیف تعامل آن با سنگ توسعه یافته است. ازجمله این آزمایش‌ها می‌توان به موارد زیر اشاره کرد:

- مقاومت کششی
- چسبندگی
- مقاومت پارگی
- مقاومت برشی
- رفتار خزش
- مقاومت به ضربه (سایش)

مشخصات فنی برخی محصولات TSL در جدول ۲-۱۳ ارایه شده است.

1. *Witwatcrsrand*

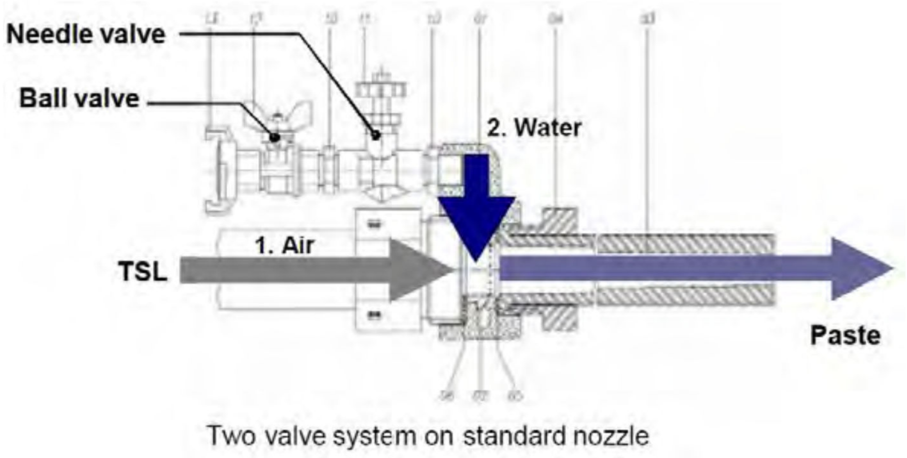
جدول ۲-۱۳ مشخصات فنی برخی محصولات TSL (Yilmaz, 2012)

محصول TSL	نوع ترکیب: (۱)مایع/مایع (۲)مایع/جامد	مبدا	مقاومت کششی (MPa)	کشیدگی (٪)	مقاومت چسبندگی (MPa)
Mineguard	پلی اورتان (۱)	کانادا	۱۵/۵۸	+۱۰۰	۰/۵۶
Rockguard	پلی اورتان/پلی اوره (۱)	کانادا	۱۱/۳۶	۸۶/۷	۰/۴۳
Rock Web	پلی اوره (۱)	کانادا	۱۳/۰۵	+۱۰۰	۰/۴۰
MS1251	متاکریلایت/سیمان (۲)	آمریکا	۲/۵۰	۶۵/۹	۰/۵۰
Tekflex W	لاتکس/سیمان (۲)	آمریکا	۲/۰۱	+۱۰۰	۰/۷۷
Geoflex	الیاف/امولسیون (۲)	آمریکا	۰/۸۴	+۱۰۰	۰/۳۹
MS845A	پلیمر/سیمان (۳)	آمریکا	۳/۲۳	۱۷/۶	۰/۵۸
Rock Safe	پلی استر (۱)	آمریکا	۱۹/۷۳	۹/۶	۰/۶۱
TTC	پلی استر (۱)	کانادا	۶/۲۳	+۱۰۰	۰/۵۴
TTC Web	پلی استر (۱)	کانادا	۸/۹۲	۳۶/۲	۰/۵۰

۲-۴-۲ روش اجرا

فناوری *TSL* همانند سیستم نگهداری شاتکریت از چند قسمت تشکیل شده است. بـه‌منظـور اجـرا و استفاده از این فناوری، اجزای آن که شامل دو بخش مایع و پودر است با نسبت مشـخص بـا یکـدیگر ترکیب می‌شوند. قبل از اجرای *TSL*، سطح مورد نظر باید به‌خوبی تمیز و عاری از گرد و غبار شـود تـا

امکان چسبندگی مطلوب بین TSL و سطح وجود داشته باشد *(Tannant, 2001)*. معمولا بـرای ایـن منظور از هوای فشرده استفاده می‌شود. همانطور که ملاحظه می‌شود این فرآینـد بـه سـادگی صـورت می‌گیرد و همانند شاتکریت مشکلات آلودگی هوای محل را به همراه نـدارد. ایـن فنـاوری نیـز بـه دو صورت خشک و تر قابل اجرا است. در اجرا به روش خشک، اجزای TSL در مخزن مربوطه بـا یکـدیگر ترکیب شده و با استفاده از لوله‌هایی توسط هوای فشرده به محل مورد نظر منتقل می‌شوند. سـپس در سر نازل و قبل از خروج مواد، آب به آن‌ها اضافه می‌شود (محمدی، ۱۳۹۱)



شکل ۲-۶اصول اجرای خشک *(Li, Saydam, Mitra, & Chalmers, 2016)*

در شکل ۲-۶ اصول اجرای خشـک TSL نشـان داده شـده اسـت. در روش تـر، آب و مـواد در مخـزن ترکیب شده و به کمک هوای فشرده به محل مورد نظر منتقل می‌شوند.

۲-۴-۳ انتخاب سیستم TSL مناسب

مناسب‌ترین سیستم TSL برای هر وضعیت به شرایط خاصی که در معرض آن قرار مـی‌گیـرد بسـتگی دارد. تدوین یک راهنمای ساده به‌منظور استفاده از محصولات مختلف TSL امکان پـذیر نیسـت، چـرا که عوامل زیادی در انتخاب نوع TSL برای یک وضعیت خاص تاثیر گـذار اسـت. بـا ایـن حـال جهـت انتخاب یک سیستم TSL مناسب برای شرایطی خاص، بررسی موارد زیر موردنیاز است:

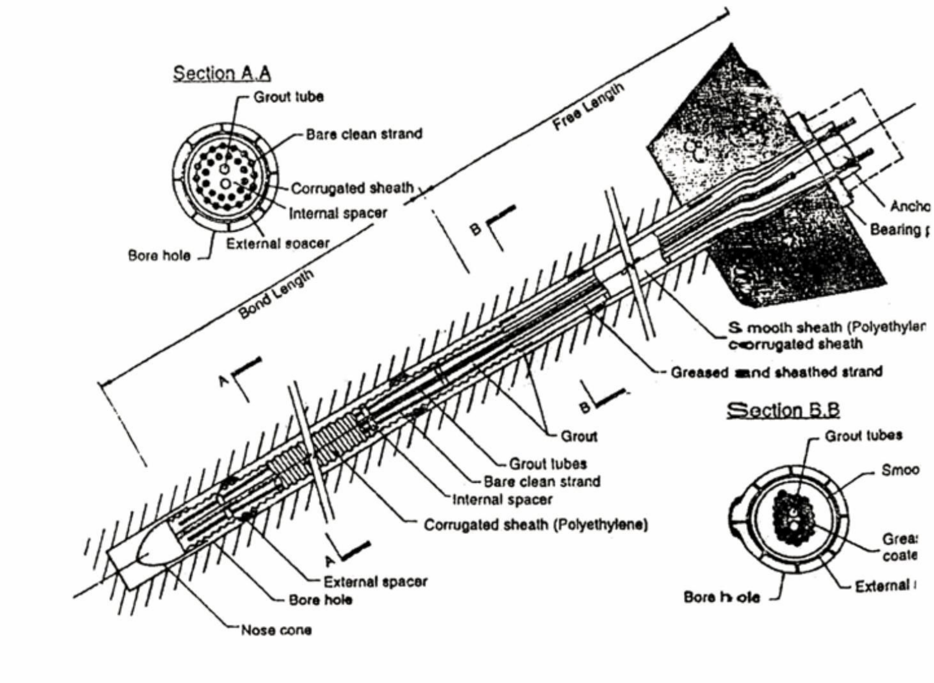
- هزینه تمام شده
- نوع سنگ
- شرایط محل در زمان اجرای این سیستم
- دمای محیط که TSL در معرض آن قرار می‌گیرد
- نوع و مدت زمانی که هر نوع ماده شیمیایی در تماس با TSL خواهد بود
- شرایط اجرای تر یا خشک
- ضخامت و مقاومت TSL موردنیاز
- شرایط مطلوب برای روشنایی سازه‌ی مورد نظر

که با توجه به تنوع محصولات *TSL* موجود، انتخاب مناسب‌ترین نوع آن مقدور خواهد بود *(Yilmaz, 2012)*.

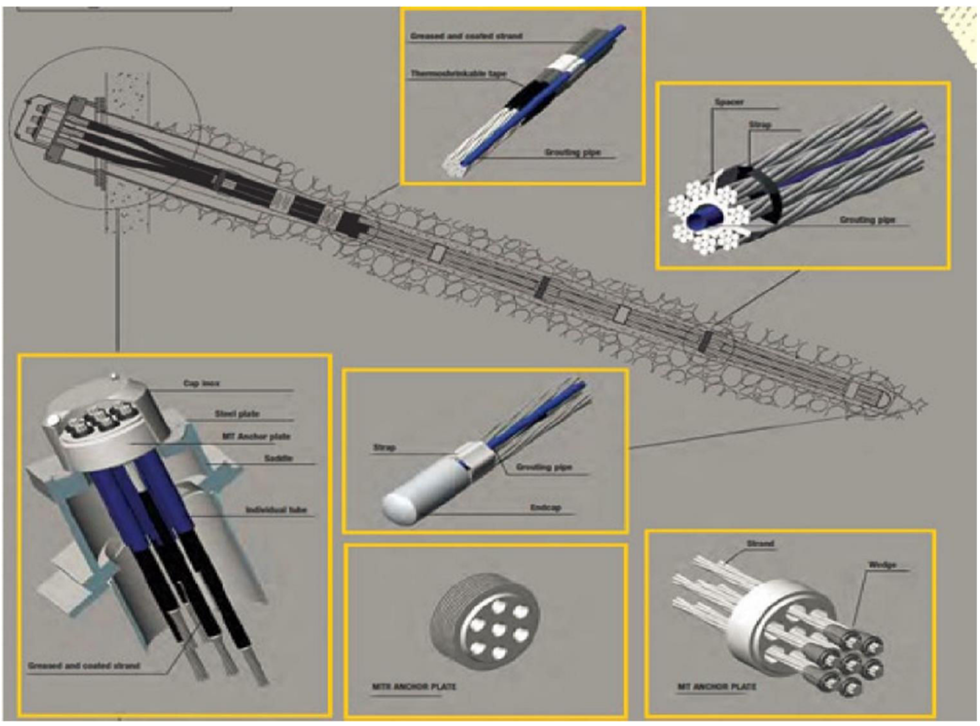
۲-۵تاندون[1]

تاندون‌ها انکر[2]های با ظرفیت بالا هستند که از تعدادی رشته کابل فولادی با قطر معین تشکیل شده‌اند. طول تاندون‌ها بسته به مورد مصرف آن‌ها متفاوت بوده و برای استقرار در داخل چال با چند ابزار جانبی همراه هستند. ابزار جانبی آن‌ها شامل تعدادی گیره فولادی که نقش درگیر کننده کابل‌ها را بر عهده دارند، لوله‌های صاف و خرطومی که تاندون‌ها در درون آن‌ها قرار می‌گیرند و تعدادی فاصله گذار[3] است. تاندون‌ها شامل دو قسمت طول آزاد[4] و طول درگیر[5] هستند که در قسمت درگیر، جهت محافظت معمولا از لوله‌های خرطومی موجدار استفاده می‌شود *(Gaudreau, Aubertin, & Simon, 2004)*.

1.Tendon
2.Anchor
3.Spacer
4.Free Length
5.Bond Length



شکل ۲-۷ جزئیات یک تاندون *(Jager & Ryder, 1999)*



شکل ۲-۸ اجزای مختلف یک تاندون از نوع استرند *(Amstrup, McDonald, & Manly, 2010)*

جدول ۲-۱۴ دوغاب مناسب برای تاندون (Chen, Hagan, & Saydam, 2016)

وزن مخصوص (کیلوگرم بر لیتر)	نسبت حجمی (لیتر)	نسبت وزنی (کیلوگرم)	نوع ماده
۱	۴۵	۴۵	آب
۳/۱	۳۲/۳۲	۱۰۰	سیمان
۱/۲	۰/۸۳	۱	مواد افزودنی
۱/۶۸	۸۷/۰۹	۱۴۶	کل

یادآوری می‌شود که باید آزمایش‌های بلید[۱]، ویسکوزیتی[۲]، وزن مخصوص، زمان گیرش[۳] و مقاومت فشاری ۳، ۷، ۱۴، ۲۱ و ۲۸ روزه انجام گیرد (سه نمونه برای هر آزمایش). مقاومت ۲۸ روزه دوغاب باید از ۳۰ مگاپاسکال بیشتر باشد.

۲-۶توری سیمی

توری سیمی معمولا به تنهایی به عنوان یک سیستم نگهداری مورد استفاده قرار نمی‌گیرد و همراه با پیچ‌سنگ یا بتن پاشی به صورت سیستم نگهداری مرکب مورد استفاده قرار می‌گیرد. با استفاده از توری‌های سیمی، قطعاتی را که امکان نگهداری آن‌ها به وسیله پیچ‌سنگ وجود ندارد و یا لق شده و از سقف جدا شده‌اند، می‌توان در جای خود نگاه داشت. در صورتی که نگهداری یک توده پر درز و شکاف (برای مثال توده‌های با حجم متوسط قطعات کوچکتر از ۰/۱ متر مربع) با پیچ‌سنگ مورد نظر باشد، باید از توری سیمی استفاده شود *(Hoek, 1998)*.

1. Bleed
2. Viscosity
3. Setting time

۲-۶-۱ انواع توری سیمی و عملکرد آن‌ها

توری سیمی به دو روش زیر ساخته می‌شود:

- توری‌های بافته شده به صورت زیگزاکی که بسیار انعطاف پذیر و قابل حمل‌اند و به راحتی بر روی سقف یا دیواره‌ی تونل نصب می‌شوند و شکل ناهمواری‌های سطح را به خود می‌گیرند. چشمه‌های این نوع تورهای سیمی ممکن است به صورت مربع یا لوزی باشد.
- شبکه فلزی شامل دو رشته میل‌گرد نازک عمود بر هم که محل اتصال آن‌ها به هم جوش و یا بسته شده‌اند و به همین دلیل بسیار صلب‌تر از توری‌های بافته شده هستند.

به طور خلاصه در استفاده از توری سیمی باید از صفحه‌های بزرگ استفاده کرد. برای شکل شبکه‌ی توری‌ها استفاده از شبکه لوزی به دلیل تغییر شکل کم آن‌ها توصیه می‌شود.

۲-۶-۲ اجرای توری سیمی

در مورد سنگ‌های ضعیف و سست، که چسبندگی بتن‌پاشی به سطح سنگ ضعیف است، استفاده از توری سیمی، حتی بدون بتن‌پاشی نیز باعث تقویت توده‌سنگ در حد قابل توجهی می‌شود بنابراین در مورد سنگ‌های سست، اجرای بتن پاشی با توری سیمی، توصیه می‌شود. استفاده از توری‌های فلزی بافته شده به همراه بتن‌پاشی به علت چگالی بالای نفوذ بتن‌پاشی به داخل دهانه‌های ریز آن‌ها توصیه نمی‌شود. در این موارد بهتر است از شبکه فلزی استفاده شود. توری‌های سیمی به روش دستی نصب می‌شوند و بنابراین نباید سنگین باشند. وزن معمول آن‌ها ۵ کیلوگرم بر متر مربع است. نصب توری کاری حساس و پرخطر است و پرسنل در معرض سقوط سنگ‌های کوچک هستند. بطور کلی استفاده از توری سیمی به تنهایی یا همراه با پیچ سنگ برای نگهداری سقف ضعیف به کار می‌رود. توری سیمی باید با فاصله داری پیچ سنگ کمتر از ۲ متر طراحی شود (*Grimstad & Barton, 1988*).

۲-۷جمع بندی فصل

در این فصل پیشینه چند روش تجربی و خاستگاه و موارد استفاده این روش‌ها ارایه شد. سپس به معرفی کامل روش Q و نحوه کارکرد آن به عنوان روش پایه‌ی روش Q^* پرداخته شد. پس از آن به مراحل توسعه روش Q تا به امروز اشاره شد. آنگاه نقص‌های روش‌های پیشین و دلایل و نیازهای به وجود آمدن روش Q^* بیان شد و سپس شرح کامل روش Q^* شامل پارامترهای موردنیاز و نحوه برآورد آن‌ها، نحوه امتیازدهی به کیفیت توده سنگ، نحوه برآورد سطح تنش و شیوه انتخاب سیستم نگهداری توضیح داده شد. در انتهای این فصل نیز به بررسی و معرفی سیستم‌های نگهداری جدید مورد استفاده در روش Q^* شامل TSL، تاندون و توری سیمی پرداخته شد.

۳ فصل سوم: طراحی سیستم نگهداری بر اساس روش Q^*

۳-۱مقدمه

انتخاب روش مناسب تجربی به عنوان اولین گام در طراحی سازه زیرزمینی نقشی کلیدی دارد. انتخاب روش مناسب دقت تخمین‌ها را از کیفیت توده سنگ و سیستم نگهداره سازه بالا می‌برد. آشنایی با ساز و کار هر روش تجربی به انتخاب آن روش در منطقه مناسب آن روش کمک شایانی خواهد کرد. همچنین دقت تخمین بالاتر به معنی امنیت و صرفه اقتصادی و زمانی بیشتر است. امروزه در اکثر معادن زیرزمینی نیاز به حفاری سریع رو به رشد است. ازاین‌رو دقت تخمین بهتر از توده سنگ باعث اجتناب از طراحی‌های محافظه‌کارانه و زمان بر است. البته حفاری سریع شرایط دیگری را نیز می‌طلبد از قبیل یک سیستم نگهداری قدرتمند که بتواند در زمان اندکی وارد فرآیند نگهداری سنگ شود و یا توسعه چرخه‌ی حفاری و کاهش زمان نصب سیستم نگهداری نیز موجب افزایش نرخ پیشروی خواهد شد. در این پژوهش با توجه به روش تجربی Q^* یک مطالعه موردی حدالامکان متناسب با این روش انتخاب شده و مراحل برداشت داده و محاسبات پارامترها و امتیاز دهی به کیفیت توده سنگ انجام خواهد شد تا به کمک این موارد تخمین مناسبی از طراحی سیستم نگهداری به دست آید و در نهایت این طراحی با مدلسازی عددی نیز مورد ارزیابی قرار بگیرد.

۳-۲معرفی منطقه:

منطقه طزره با وسعت ۳۴ کیلومتر مربع بخشی ازدامنه جنوبی رشته کوه البرز را تشکیل می‌دهد که در فاصله ۷۰ کیلومتری شمال غرب شاهرود واقع شده است. مجموعه معادن این منطقه شامل معادن موسوم به معدن بزرگ طزره، معدن کلاریز و معدن رزمجا است. اما به طور کلی لایه های قابل استخراج شامل لایه های $K5$، $K10$، $K19$، $K21$، $K23$ و $P10$ است. شیب لایه‌ها ۳۰ تا ۵۵ درجه و ضخامت آن‌ها ۰/۴ تا ۱/۸ متر و جنس کمر بالا ماسه سنگ و جنس کمر پایین آن‌ها سیلت استون است . مطالعه موردی در نظر گرفته شده برای این پژوهش تونل دنباله لایه $K12$ شرقی تونل مادر معدن طزره است که برداشت داده‌ها در دو افق ۲۱۱۰ و ۲۲۴۰ انجام شده است.

۳-۳برداشت داده ها

به منظور ارزیابی کیفیت توده سنگ مطالعه موردی مد نظر برای امتیازدهی و طبقه بندی توده سنگ با روش‌های تجربی و روند طراحی سیستم نگهداری برای آن، نیاز به داشتن داده‌هایی از شرایط عمومی منطقه، خواص توده سنگ و... وجود دارد.

۳-۳-۱ داده های موردنیاز

قبل از هرگونه اقدام به برداشت داده، ابتدا باید دانست چه داده‌هایی موردنیاز بوده و کدام داده‌ها دارای اهمیت بیشتری هستند. از آنجا که معمولا نخستین گام طراحی یک فضای زیرزمینی داشتن برنامه‌ی طراحی است. پس در ابتدا بسیار مهم است کاربری فضای مورد نظر مشخص شود. مرحله‌ی بعدی دانستن روش تجربی تخمین کیفیت توده سنگ است. زیرا هر روش بسته به اینکه از چه روابطی هم برای تخمین کیفیت توده سنگ و هم برای برآورد بار وارد بر سیستم نگهداری استفاده می‌کند، نیازمند داده های به خصوصی است و مرحله‌ی بعدی دانستن داده‌هایی است که در مدلسازی عددی موردنیاز هستند. بدیهی است که یک پژوهشگر قبل از برداشت داده‌ها باید تمامی این مراحل را در نظر گرفته باشد.

داده‌های مود نیاز از منطقه را می‌توان در چند دسته بندی زیر جای داد:

- داده‌های عمومی: نظیر هندسه و عمق سازه
- داده‌های مربوط به درزه: نظیر هندسه‌ی درزه و خواص ژئومکانیکی درزه
- داده‌های مربوط به توده‌سنگ: نظیر مشخصات فیزیکی و مکانیکی سنگ
- داده‌های نگهداری: نظیر هندسه و مشخصات مکانیکی سیستم‌های نگهداری

همچنین هرکدام از روش‌های طراحی (تجربی،تحلیلی و عددی) تعدادی داده از دسته‌بندی فوق را

طلب می‌کنند. روش تجربی که در این پژوهش از آن استفاده می‌شود، روش Q^* است که بر پایه‌ی روش Q بنا شده و بسیاری از داده‌های موردنیاز هر دو روش یکسان است. از طرفی چون بخش مهمی از این پژوهش مقایسه دو روش ذکر شده است، پس به مجموع داده‌های موردنیاز هر دو روش نیاز است.

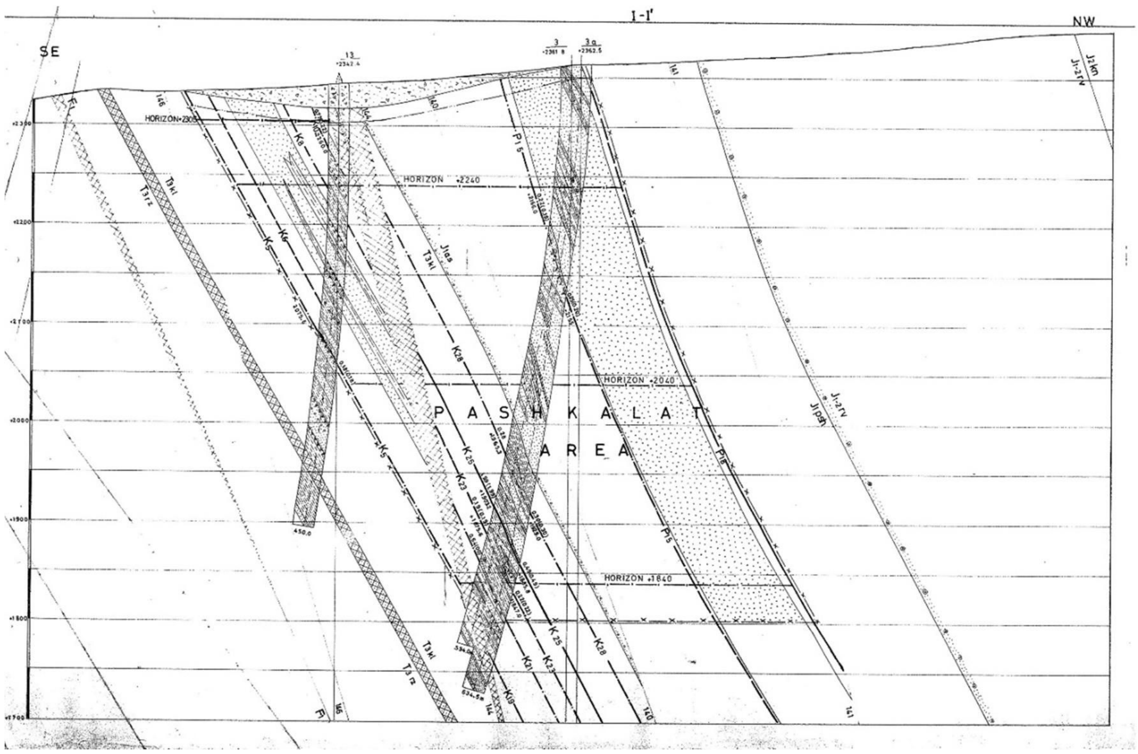
۳-۳-۲ شرایط عمومی تونل‌ها

هر دو تونل ۲۱۱۰ و ۲۲۴۰ تونل‌های دسترسی به زغالسنگ هستند. شکل این تونل‌ها به صورت نعل اسبی بوده و تصویر آن در شکل ۳-۱ نشان داده شده است. عرض و ارتفاع هر دو این تونل‌ها ۲/۷ متر بوده و توسط آرک روسی و لارده چوبی نگهداری می‌شوند. سطح مقطع هر دو تونل معادل ۵/۶ متر مربع بوده و فاصله‌ی آرک‌ها از همدیگر در طول تونل ۱ متر است.

شکل ۳-۱ مقطع تونل‌ها

روش احداث تونل پارامتر مهم بعدی است که در این تونل‌ها توسط آتشباری انجام می‌شود. این روش ازجمله روش‌های قدیمی است که ممکن است باعث شود سطح مقطع تونل از رواداری آن تجاوز کند. پس نیاز به دقت و مهارت بالایی در اجرای آن وجود دارد.

وضعیت آب زیرزمینی خود به پارامترهای زیادی بستگی دارد. یکی از آن پارامترها ویژگی‌های فصلی منطقه است. عملیات برداشت در میانه‌ی فصل زمستان انجام شده و ازآنجایی‌که موقعیت منطقه در ناحیه کوهستانی و سردسیر واقع شده است، شاید باعث آن شود که آب زیرزمینی کمتری به خاطر یخزدگی آب‌های سطحی به فضای زیرزمینی نفوذ کند. همچنین عمق یک فضای زیرزمینی و موقعیت قرارگیری آن نسبت به نفوذ آب‌های زیرزمینی نیز در وجود آب دخیل هستند. تونل‌های ۲۱۱۰ و ۲۲۴۰ به ترتیب در اعماق ۳۰۰ و ۱۷۰ متری از سطح زمین قرار دارند و وضعیت آب در تونل‌ها به صورت محلی و مقطعی است به طوری که می‌توان عموما تونل‌ها را خشک فرض کرد. یکی از مقاطع نیمرخ منطقه در شکل ۳-۲ نشان داده شده است.



شکل ۳-۲ نیمرخ عرضی منطقه

زمین‌شناسی منطقه نشان می‌دهد که جنس سنگ‌های منطقه ترکیبی از ماسه‌سنگ، آهک و شیل است و تقریبا می‌توان اظهار داشت از کانی های آماسی نظیر رس، تالک و ژیپس عاری است و اصولا چون میزان آب زیرزمینی نیز اندک است پس شاهد پدیده‌های تورم و آماس نخواهیم بود همچنین طبق گزارش‌های پیشین وضعیت زمین از نوع مچاله شونده نیست.

با توجه به روابط ۲-۱ و ۲-۸ ارایه شده در فصل دوم برای محاسبه‌ی امتیاز Q و Q^*، مجموعا به داده‌های زیر نیاز است:

- RQD و RQD_0: که از طریق مغزه‌گیری و یا روابط تجربی به دست می‌آید و نیازمند دانستن خواص هندسی درزه‌ها است.
- J_n: عدد تعداد درزه است که نیازمند برداشت خواص هندسی درزه‌ها است.
- J_a: شاخص هوازدگی درزه است که نیازمند مشاهدات میدانی وضعیت پرشدگی درزه و تطبیق آن با جدول ۲-۴ است.
- J_r: شاخص زبری درزه است که نیازمند مشاهدات میدانی وضعیت زبری سطح درزه و تطبیق آن با جدول ۲-۳ است.
- J_w: شاخص آب درزه که نیازمند مشاهدات میدانی و اندازه‌گیری بر جای میزان آب ورودی به تونل و فشار آن است.
- SRF: فاکتور کاهش تنش که نیازمند مشاهدات دقیق میدانی از وضعیت زمین‌شناسی و کیفیت عمومی پایداری و عمق تونل از سطح زمین است.
- J_d: عدد تداوم درزه است که نیازمند دانستن خواص هندسی درزه‌ها است.
- J^*_r: عدد زبری اصلاح شده‌ی درزه که نیازمند دانستن عدد زبری درزه و وضعیت تداوم درزه است.

۳-۳-۳ روش برداشت

ابزاری که برای برداشت خواص هندسی ناپیوستگی‌ها در تونل‌ها استفاده شده عبارتند از: کمپاس، متر و چکش زمین‌شناسی. متاسفانه هنگام بازدید از منطقه اکثر قسمت‌های تونل توسط سیستم نگهداری پوشیده شده بود و مناطق محدودی برای برداشت درزه‌ها و آن هم فقط در قسمت دیواره و جبهه‌کار وجود داشت. روش برداشت نیز با توجه به روش پیشنهاد شده‌ی روش Q^* از نوع خط برداشت[۱] انتخاب شد.

اگر قرار باشد نمونه‌ی آماری مناسبی تهیه شود که خواص فاصله‌داری و تداوم معنی‌دار باشند، باید در خط برداشت حداقل تعداد ۵۰۰ ناپیوستگی برداشت شود که λ معنی‌دار باشد و در مکان هایی که پراکندگی ناپیوستگی‌ها زیاد نباشد، تعداد حداقل ۳۰۰ ناپیوستگی نیز کافی است. چون عموما هرچه ابعاد نمونه‌ی سنگی بزرگتر شود مقاومت آن کم می‌شود تا زمانی که به اندازه‌ی حجم معرف برسیم. ازاین‌رو این تعداد حداقلی برای برداشت ناپیوستگی ها ارایه شده است. همچنین پایداری یک فضای زیرزمینی با تعداد دسته‌درزه‌ها و بعد مهندسی رابطه‌ی معکوس دارد. منظور از بعد مهندسی نسبت دهانه‌ی تونل به فاصله‌ی متوسط ناپیوستگی‌ها است. بنابراین در تعیین پایداری هم دقت لازم در مقادیر داده‌ها مهم است و هم جمعیت آماری داده‌ها (به خاطر اثر مقیاس) مهم است *(Hudson & Harrison, 2000)*.

توسط کمپاس و متر خواصی نظیر فاصله‌داری، تداوم و جهت داری درزه‌ها برداشت شد و ویژگی‌هایی نظیر بازشدگی، زبری، هوازدگی و رطوبت درزه توسط مشاهدات میدانی و مقایسه با جدول‌های پیشنهاد شده توسط روش Q به دست آمد. همچنین وضعیت عمومی پایداری نیز به صورت کیفی با جدول‌های موجود تطبیق داده شد.

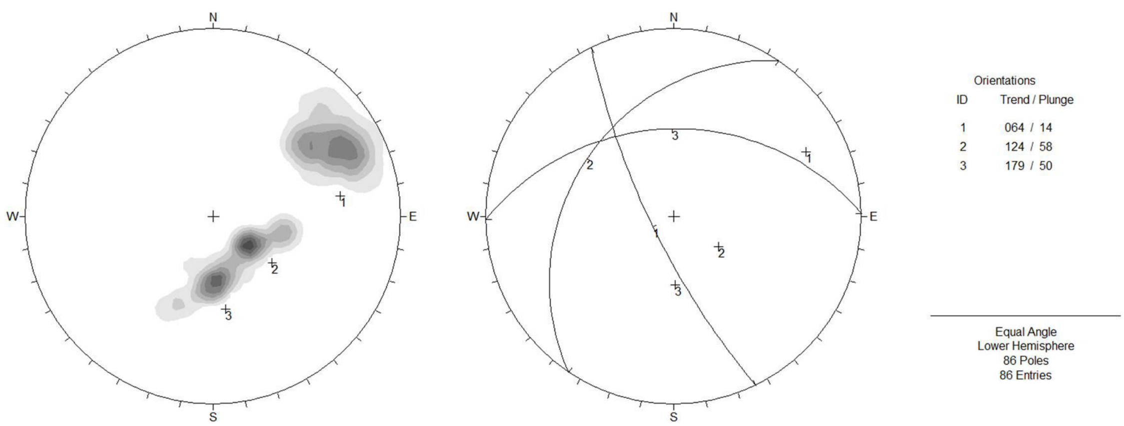
عموما در برداشت ناپیوستگی‌ها بیشترین تعداد ناپیوستگی در قسمت فاصله‌داری‌های کوچک قرار

---

1. scanline

دارند و معمولا ناپیوستگی‌های با فاصله‌داری کمتر از ۳ سانتیمتر برداشت نمی‌شوند.

برداشت درزه‌ها در تونل ۲۱۱۰ در فاصله‌ی بین ۵۰ تا ۷۰ متری از شروع تونل و در دو مقطع از دیواره تونل انجام شد که این مقاطع دارای فاصله نسبی حدود ۱۰ متر از یکدیگر بوده و طول خط برداشت بر روی هرکدام حدود ۴ متر انجام شد. در مجموع تعداد ۸۶ درزه در این تونل برداشت شد و از آنجا که تغییرات ساختاری زیادی در جهت داری درزه‌ها در دو مقطع مشاهده نشد و فاصله نسبی دو مقطع از یکدیگر زیاد نبود، داده‌های برداشت شده از دو مقطع در یک مقطع کلی در نظر گرفته شد و نمودار استریوگرافی دو مقطع در یک نمودار وارد شد. حاصل این برداشت طبق نتایج به‌دست آمده از نمودار استریوگرافی درزه‌ها که در شکل ۳-۳ نشان داده شده است، نشان داد در این مقطع از تونل سه دسته درزه‌ی اصلی به همراه درزه‌های تصادفی وجود دارد. نمودار استریوگرافی جهت‌داری درزه‌ها را با قطب صفحه‌ی معرف دسته درزه نشان می‌دهد. مراحل تبدیل قطب صفحه به آزیموت صفحه و درنهایت تبدیل به سیستم جهت‌داری اروپایی در جدول ۳-۱ نشان داده شده است.

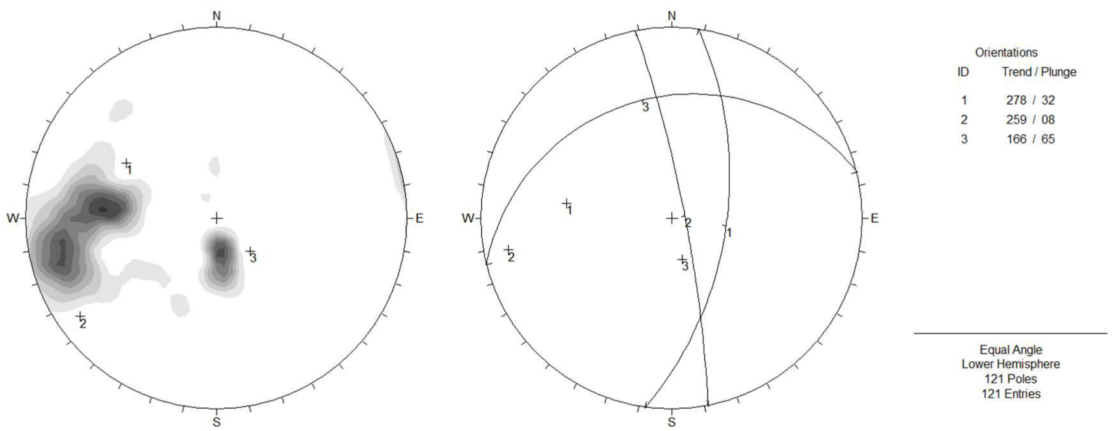


شکل ۳-۳ نمودار استریوگرافی درزه‌های تونل ۲۱۱۰

جدول ۳-۱ جهت‌داری دسته درزه‌های تونل ۲۱۱۰

سیستم اروپایی	آزیموت صفحه	قطب صفحه	شماره دسته درزه
N26W<76SW	۲۴۴/۷۶	۶۴/۱۴	دسته درزه اول
N34E<32NW	۳۰۴/۳۲	۱۲۴/۵۸	دسته درزه دوم
N89E<40N	۳۵۹/۴۰	۱۷۹/۵۰	دسته درزه سوم

مشابه تونل ۲۱۱۰ در تونل ۲۲۴۰ در سه قسمت از دیواره تونـل در فاصـله بـین ۵۰ تـا ۱۰۰ متـری از شروع تونل، در مجموع تعداد ۱۲۱ درزه برداشت شـد. حاصـل ایـن برداشـت در نمـودار اسـتریوگرافی شکل ۳-۴ نشان داده شده است. بررسی این نمودار نشان می‌دهد که در این تونل نیز سـه دسـته درزه اصلی به همراه درزه‌های تصادفی وجود دارد. جهت داری درزه‌ها به روش آزیموت و سیستم اروپایی در جدول ۳-۲ نشان داده شده است.



شکل ۳-۴ نمودار استریوگرافی درزه‌های تونل ۲۲۴۰

جدول ۳-۲جهت‌داری دسته درزه‌های تونل ۲۲۴۰

سیستم اروپایی	آزیموت صفحه	قطب صفحه	شماره دسته درزه
N8E<58SE	۹۸/۵۸	۲۷۸/۳۲	دسته درزه اول
N11W<82NE	۷۹/۸۲	۲۵۹/۸	دسته درزه دوم
N76E<25NW	۳۴۶/۲۵	۱۶۶/۶۵	دسته درزه سوم

فاصله‌داری درزه‌ها برای هر دسته‌درزه جداگانه بر روی دیوار تونل اندازه‌گیری شد و یک مقدار میانگین برای فاصله‌داری هر دسته‌درزه محاسبه شد که نتایج آن برای تونل‌های ۲۱۱۰ و ۲۲۴۰ به ترتیب در جدول‌های ۳-۳ و ۳-۴ نشان داده شده است. فاصله‌داری از تابع توزیع احتمال نمایی منفی پیروی می‌کند. کاربرد تابع توزیع احتمال نمایی منفی در برآورد RQD است. ازآنجاکه در برداشت حاضر ابزار لازم جهت مغزه گیری وجود نداشت، بنابراین با توجه به برداشت فاصله‌داری و جهت‌داری و استفاده از روابط تحلیلی، مقادیر RQD نیز قابل محاسبه است.

برای برداشت تداوم باید ذکر شود که با شاخص T_i یا خط اثر درزه توصیف می‌شود. در برداشت ناپیوستگی‌ها از نظر تداوم سه نوع درزه وجود دارد:

- فرا اندازه[1] (CS): خط اثر این درزه بسیار زیاد یا غیر قابل اندازه‌گیری است.
- فرو اندازه[2] (TR): خط اثر این درزه بسیار کوچک و قابل صرفه نظر کردن است.
- میان اندازه: یک خط اثر قابل اندازه گیری دارد.

1.Censor Ship
2.Trantation

در برداشت درزه‌های فرا اندازه تمام پارامترها به جز خط اثر قابل اندازه‌گیری‌اند و در درزه‌های فرواندازه هیچ پارامتری قابل اندازی گیری نیست و فقط جانمایی آن ذکر می‌شود (می‌توان آن‌ها را جزو درزه‌های تصادفی به حساب آورد).

برداشت خط اثر درزه یک فرآیند دشوار و زمان بر است. یک روش برای برآورد تداوم درزه توسط انیشتین و درشوتنر[۱] توضیح داده شده است که به صورت یک عدد بدون بعد بیان می‌شود. که برابر است با نسبت مجموع طول‌های خط اثر به طول خط برداشت *(Dershowitz & Einstein, 1988)*. روش دیگری نیز توسط بردی و براون[۲] توضیح داده شده است و آن هم ضبط تمام مشخصات درزه-هایی است که خط برداشت آن‌ها را قطع کرده است *(Abbott et al., 2004)*.

روش دیگر پنجره‌ی برداشت است که توسط پریست[۳] توضیح داده شده است. به این صورت که این شاخص به صورت مجموع طول‌های تمام درزه‌هایی که در واحد سطح سنگ وجود دارند محاسبه می-شود *(Ash, Priest, & Collins, 1993)* . در برداشت حاضر از روش بردی و براون استفاده شده است و برای تداوم درزه‌ها میانگین و انحراف معیار محاسبه شده است *(Bredy, Lee, Meaney, & Brown, 2004)*.

از آنجا که طبق جدول ۲-۹ اگر تداوم درزه بیشتر از ۴ متر باشد می‌توان آن درزه را پیوسته فرض کرد، در این برداشت هرگاه خط اثر درزه با پایان رسیدن دیواره‌ی تونل پایان می‌یافت، تداوم آن درزه ۴ متر در نظر گرفته می‌شد و تداوم کمتر از ابعاد تونل به صورت عدد یادداشت می‌شد. نتایج برداشت تداوم درزه ها در تونل های ۲۱۱۰ و ۲۲۴۰ در جداول ۳-۳ و ۳-۴ مشاهده می‌شود:

1. Dershowitz and Einstein
2. Bredy and Brown
3. Priest

جدول ۳-۳ مشخصات درزه‌های تونل ۲۱۱۰

شماره دسته درزه	جهت داری	فاصله داری(متر)	میانگین تداوم(متر)	انحراف‌معیار تداوم(متر)
دسته درزه اول	*N26W<76SW*	۰/۲۲۴۲	۲/۲۶	۰/۵۳۲
دسته درزه دوم	*N34E<32NW*	۰/۰۹۰۳	۰/۸۴	۰/۴۱۹
دسته درزه سوم	*N89E<40N*	۰/۱۱۷۶	۱/۴	۰/۶۶۲

جدول ۳-۴ مشخصات درزه‌های تونل ۲۲۴۰

شماره دسته درزه	جهت داری	فاصله داری(متر)	میانگین تداوم(متر)	انحراف‌معیار تداوم(متر)
دسته درزه اول	*N8E<58SE*	۰/۱۰۲	۱/۴۳	۰/۳۵۶
دسته درزه دوم	*N11W<82NE*	۰/۱۳۶۹	۱/۹	۰/۸۶
دسته درزه سوم	*N76E<25NW*	۰/۰۸۰۶	۰/۶۷	۰/۳۱۲

۳-۳-۴ محاسبه امتیاز کیفیت توده سنگ و انتخاب سیستم نگهداری

در این مرحله باید برخی پارامترهای مورد نیاز برای محاسبه کیفیت توده‌سنگ را محاسبه کرد و برخی با توجه به جدول‌های ارایه شده کمی‌سازی شوند.

برای محاسبه‌ی RQD_0 نیاز به داشتن جهت‌داری تونل‌ها وجود دارد تا بتوان از روابط موجود برای محاسبه‌ی آن استفاده شود. ازآنجاکه در برداشت سه دسته درزه به همراه درزه‌های تصادفی مشاهده

شد و پراکندگی فاصله‌داری‌ها خیلی زیاد نیست، محیط مورد نظر تقریبا همسان‌گرد در نظر گرفته شده و میزان RQD در جهت‌های مختلف تفاوت معناداری نخواهد داشت. اما برای دقت هرچه بیشتر، محاسبات این مقدار در جهت راستای تونل انجام می‌شود.

با در نظر گرفتن چهار فرض زیر می‌توان فراوانی درزه‌ها و درنتیجه‌ی آن RQD را محاسبه کرد.

- درزه ها موازی باشند.
- درزه ها تداوم داشته باشند.
- درزه ها خطی و راست باشند.
- فاصله داری درزه ها یکسان نباشد.

باید دقت شود که برای محاسبه‌ی RQD، فرض تداوم درزه‌ها به ناچار وجود دارد اما برای محاسبه‌ی Q^* باید مقادیر تداوم هر دسته درزه اندازه‌گیری شده و امتیاز مربوط به آن اختصاص داده شود.

در فضای دو بعدی فراوانی داده ها در راستای خط برداشت از رابطه ۳-۱ محاسبه می شود:

رابطه ۳-۱

$$\lambda_s = \sum \lambda_{i|cos\,\theta_i|}$$

که در آن λ_s فراوانی درزه‌ها در راستای خط برداشت، λ_i فراوانی دسته درزه i و θ زاویه جهت شیب درزه با جهت خط برداشت است.

فراوانی درزه از رابطه ۳-۲ محاسبه می شود:

رابطه ۳-۲

$$\lambda=\frac{100}{\bar{x}}$$

که در آن λ فراوانی درزه (بدون بعد) و $\bar{x}$ میانگین فاصله داری درزه ها بر حسب سانتیمتر است.

اما در فضای سه بعدی تصویر کردن امتداد و جهت شیب هر دسته درزه بـر روی صـفحه‌ای کـه خـط برداشت روی آن قرار دارد ، عبارت Sin_φ را به رابطه ۳-۳ اضافه می کند.

$$\lambda_s = \sum \lambda_i |co\square_i \sin \varphi_i|$$ رابطه ۳-۳

که در آن φ_i زاویه بین شیب درزه دسته i با شیب خط برداشت است.

مقادیر λ و θ و φ برای دسته درزه‌های تونل‌های ۲۱۱۰ و ۲۲۴۰ در جدول ۳-۵ مشاهده می‌شود.

جدول ۳-۵ سایر مشخصات درزه‌های تونل ۲۱۱۰

شماره دسته درزه	جهت داری	$\bar{x}$ (m)	λ	θ	φ
دسته درزه اول	N26W<76SW	۰/۲۲۴۲	۴/۴۶	۰	۷۵
دسته درزه دوم	N34E<32NW	۰/۰۹۰۳	۱۱/۱۱	۳۱	۳۲
دسته درزه سوم	N89E<40N	۰/۱۱۷۶	۸/۵	۲۵	۴۰

جدول ۳-۶ سایر مشخصات درزه‌های تونل ۲۲۴۰

شماره دسته درزه	جهت داری	$\bar{x}$ (m)	λ	θ	φ
دسته درزه اول	N8E<58SE	۰/۱۰۲	۹/۸	۸	۵۸
دسته درزه دوم	N11W<82NE	۰/۱۳۶۹	۷/۳	۱۰	۸۲
دسته درزه سوم	N76E<25NW	۰/۰۸۰۶	۱۲/۴	۷۵	۲۵

ازآنجاکه فاصله‌داری درزه‌ها از تابع توزیع احتمال نمایی منفی پیروی مـی کنـد، RQD از رابطـه ۳-۴ قابل محاسبه است.

$$RQD=100(0.1\lambda+1)e^{-0.1\lambda}$$ رابطه ۳-۴

و از آن‌جا که برای محاسبه‌ی Q^* به RQD نیاز است، کافی است در رابطه ۳-۴ به جـای عبـارت λ از عبارت λ_s استفاده شود.

مقادیر λ_s و RQD بدست آمده در تونل ۲۱۱۰ و ۲۲۴۰ در جدول ۳-۷ مشاهده می‌شود.

جدول ۳-۷ فراوانی درزه‌ها و RQD

شماره تونل	راستای تونل	شیب تونل	λ_s	RQD
۲۱۱۰	N65E	۰	۱۴/۳	۵۸
۲۲۴۰	N90E	۰	۱۶/۷	۵۰

برای مشخص کردن عدد دسته درزه با توجه به جدول ارایه شده توسط بارتن، ازآنجـایی‌کـه در هـر دو تونل سه دسته درزه به همراه درزه های تصادفی وجود دارد عدد ۱۲ اختصاص داده شـد ، عـدد زبـری درزه ۲ انتخاب شد، عدد وضعیت رطوبت ۱ و فاکتور کاهش تنش نیز ۲/۵ انتخـاب شـدند. هـم چنـین مقادیر اصلاح شده J_d و J^*_r به ترتیب ۱ و ۴/۵ انتخاب شدند.

برای تنظیم مقادیر خسارت احداث C_f با توجه بـه جـدول ۲-۱۰ ایـن مقـدار بـرای هـر دو تونـل ۰/۸ انتخاب شد.

به این ترتیب با توجه به روابط ۲-۱ و ۲-۸ و ۲-۹ مقادیر Q و Q^* و Q^*_c برای هر دو تونل تنظیم شد که در جدول۳-۸ مشاهده می‌شود.

جدول ۳-۸ امتیاز روش‌های مختلف به کیفیت توده سنگ در هر دو تونل

شماره تونل	عمق تونل	Q	Q^*	Q^*_c
۲۱۱۰	۳۰۰ متر	۱/۹۳	۱۰/۸۷۵	۶/۷۴۷
۲۲۴۰	۱۷۰ متر	۱/۶۶	۹/۳۷۵	۵/۹۹۲

برای انتخاب سیستم نگهداری توسط هر دو روش Q و Q^* نیاز به مقادیر $\frac{span}{ESR}$ و SL خواهد بود.

طبق جدول ۲-۷ مقدار ESR برای هر دو تونل ۱/۶ انتخاب شد و از آن جایی که عرض دهانه تونل‌ها ۲/۷ متر است، نسبت دهانه تونل به ESR برابر با ۱/۶۸ محاسبه شد.

برای محاسبه سطح تنش (SL) نیاز به دانستن مقادیر تنش‌های افقی و قایم به عنوان σ_1 و σ_3 و مقاومت فشاری تک محوری سنگ است. با فرض قراردادن تنش‌های قایم به جای σ_1 و تنش‌های افقی به جای σ_3 و خواهیم داشت:

$$\sigma_1 = \sigma_v = \gamma . Z$$ رابطه ۳-۵

$$\sigma_3 = K . \sigma_1$$ رابطه ۳-۶

که در آن γ وزن مخصوص سنگ بر حسب کیلو نیوتن بر متر مکعب، Z ارتفاع روباره و K نسبت تنش‌های افقی به قایم است.

وزن مخصوص سنگ در هر تونل ۲۳ کیلو نیوتن بر متر مکعب برآورد شد و ارتفاع روباره در تونل

۲۱۱۰ برابر ۳۰۰ متر و برای تونل ۲۲۴۰ برابر ۱۷۰ متر است.

با فرض در نظر گرفتن محیط پلاستیک ثقلی، تنش‌های افقی به قایم از رابطه ۳-۷ قابل محاسبه است *(Hoek & Brown, 1980)*:

رابطه ۳-۷ $$K=\frac{\upsilon}{1-\upsilon}$$

که در آن υ نسبت پواسون سنگ است.

با توجه به رابطه ۳-۷ و با درنظر گرفتن نسبت پواسون ۰/۲۵ برای محیط، مقدار K برای هر دو تونل ۰/۳۳ محاسبه می‌شود. اما رابطه ۳-۷ با محیط مورد مطالعه در این پژوهش همخوانی چندانی ندارد. هوک و براون در سال ۱۹۷۸ رابطه‌ای تجربی را برای نسبت تنش‌های افقی به قایم معرفی کردند که در رابطه‌ی ۳-۸ نشان داده شده است.

رابطه ۳-۸ $$0.3+\frac{100}{z}<K<0.5+\frac{150}{z}$$

با توجه به رابطه ۳-۸ مقدار K برای تونل ۲۱۱۰ بین ۰/۶۶ تا ۱ و برای تونل ۲۲۴۰ بین ۰/۸۸ تا ۱/۳۸ محاسبه شد. با در نظر گرفتن یک مقدار میانگین مقدار K برای تونل ۲۱۱۰ برابر با ۰/۸۳ و برای تونل ۲۲۴۰ برابر با ۱/۱۳ محاسبه می‌شود

رابطه‌ی دیگری توسط شئوری[1] در سال ۱۹۹۴ برای محاسبه نسبت K ارایه شد *(Sheorey, 1994)*. که در رابطه ۳-۹ نشان داده شده است.

رابطـــه ۳-۹ $$K=0.25+7E_h(0.001+\frac{1}{z})$$

که در آن E_h مدول تغییرشکل‌پذیری توده سنگ بر حسب گیگاپاسکال است.

1.Sheorey

با دانستن مدول تغییر شکل پذیری توده سنگ به مقدار ۷ گیگاپاسکال، مقدار K برای تونل‌های ۲۱۱۰ و ۲۲۴۰ به ترتیب برابر با ۰/۴۶۲ و ۰/۵۸۷ محاسبه می‌شود. با یک برآورد مناسب از بین روابط بالا مقدار K برای هر دو تونل مقدار ۰/۵ تخمین زده شد. با توجه به روابط ۳-۵ و ۳-۶ و در نظر گرفتن مقدار K برابر ۰/۵ مقادیر σ_1 و σ_3 مطابق جدول ۳-۹ به‌دست می‌آید.

سطح تنش از رابطه ۲-۱۰ قابل محاسبه است و با دانستن σ_c به مقدار ۵۳/۲ مگاپاسکال برای تونل ۲۱۱۰ و ۴۸/۸ مگاپاسکال برای تونل ۲۲۴۰، مقادیر ارایه شده در جدول ۳-۹ قابل ارایه هستند.

جدول ۳-۹ انواع تنش در تونل‌ها

شماره تونل	$\frac{span}{ESR}$	σ_1 (MPa)	K	σ_3 (MPa)	σ_C (MPa)	SL
۲۱۱۰	۱/۶۸	۶/۹	۰/۳۳	۳/۴۵	۵۳/۲	۰/۳۲۴
۲۲۴۰	۱/۶۸	۳/۹	۰/۳۳	۱/۹۵	۴۸/۸	۰/۱۹۹

با توجه به جدول‌های ۲-۱۱و نمودارهای شکل‌های ۲-۲ و ۲-۵ می‌توان طبق روش‌های Q و Q^* برای هر دو تونل ۲۱۱۰ و ۲۲۴۰ سیستم نگهداری مناسب را انتخاب کرد که نتایج آن در جدول ۳-۱۰ مشاهده می‌شود.

جدول ۳-۱۰ نگهداری پیشنهادی برای تونل‌ها

شماره تونل	سیستم نگهداری پیشنهادشده توسط Q	سیستم نگهداری پیشنهادشده توسط Q^*
۲۱۱۰	پیچ‌سنگ بدون شاتکریت	TSL به همراه پیچ‌سنگ با فاصله زیاد
۲۲۴۰	پیچ‌سنگ بدون شاتکریت	TSL

همچنین می‌توان توسط روابط موجود در روش Q که در روش Q^* نیز مورد تایید است، بار وارد بر سیستم نگهداری در سقف را نیز محاسبه کرد. طبق گفته بارتن برای فشار سقف از رابطه ۳-۱۰ استفاده می‌شود: *(Barton et al., 1974)*

رابطه ۳-۱۰ $$P_{roof}=\frac{2j_n^{\frac{1}{2}} \quad Q^{\frac{1}{3}}}{3J_r}$$

و همچنین چگالی پیچ‌سنگ های موجود در واحد یک متر مربع از رابطه ۳-۱۱ بدست می‌آید

رابطه ۳-۱۱ $$D = 0.227lnQ + 0.839$$

و برای محاسبه طول پیچ سنگ از رابطه ۳-۱۲ استفاده می‌شود *(Grimstad, 1993)*.

رابطه ۳-۱۲ $$L = 2 + (\frac{0.15B}{ESR})$$

که در آن L طول پیچ سنگ و B عرض دهانه تونل است.

مقادیر فشار وارد بر سیستم نگهداری و چگالی پیچ‌سنگ و طول پیچ‌سنگ در جدول ۳-۱۱ نشان داده شده است.

جدول ۳-۱۱ مشخصات هندسه نگهداری پیچ‌سنگ برای هر دو تونل

شماره تونل	فشار وارد بر سیستم نگهداری سقف (MPa)	چگالی پیچ سنگ ($\frac{bolt}{m^2}$)	طول پیچ‌سنگ (m)
۲۱۱۰	۱/۴۳	۰/۶۸۹	۲/۲۵
۲۲۴۰	۱/۳۶۷	۰/۷۲۳	۲/۲۵

ازآنجایی‌که طول پیچ‌سنگ دارای استاندارهایی است و تولیدات پیچ سنگ در شرکت‌های مختلف در اندازه‌های مشخصی ارایه می‌شود، با توجه به استانداردهای شرکت تولیدات تونل و معادن زیرزمینی *DSI* منتشر شده در سال ۲۰۱۶، به جای طول ۲/۲۵ متر، در اینجا طول پیچ‌سنگ ۳ متر درنظر گرفته می‌شود.

برای انتخاب *TSL* مناسب برای سیستم نگهداری هنوز راه حل روشنی ارایه نشده است. اما طبق تولیدات موجود، معمولا برای معادن، نوع *mine guard* و با ضخامت ۴ میلی متر انتخاب می‌شود *(Dirige & Archibald, 2009)*. چرا که این محصول با ضخامت ۴ میلی متر دارای مقاومت نهایی مناسب بوده و زمان گیرش آن نیز سریع است. از این جهت می‌تواند در شرایط حفاری سریع به‌خوبی عمل کند. بنابراین در این پژوهش نیز برای سیستم نگهداری از این نوع *TSL* استفاده شده است.

۳-۴مدل‌سازی عددی

در این مرحله با توجه به داده‌های موجود از شرایط محیط و محاسبات انجام شده برای سیستم نگهداری، برای تحلیل پایداری تونل‌ها از مدل‌سازی عددی استفاده شده است یک ایده کلی راجع به مدل‌های مناسب برای وضعیت‌های مختلف توده سنگ وجود دارد که در جدول ۳-۱۲ ارایه شده است.

جدول ۳-۱۲ روش انتخاب تحلیل عددی *(Bell , F.G. 1994)*

وضعیت توده سنگ	رفتار توده سنگ	
	الاستیک	الاستیک خمیری
سنگ‌های توده‌ای	اجزای مرزی	اجزای محدود – تفاضل محدود
سنگ با درزه‌های فاصله دار	اجزای مرزی - عناصر محدود	اجزای محدود – تفاضل محدود
سنگ با درزه‌های نزدیک به هم	اجزای مجزا	اجزای مجزا
سنگ به شدت درزه دار		اجزای محدود – تفاضل محدود

با توجه به اصول روش اجزای مجزا و انطباق خوب آن با شرایط موجود منطقه، استفاده ازاین روش عددی و نرم‌افزار $UDEC$ به عنوان روش جهت تحلیل پایداری تونل انتخاب گردید که نتایج آن با نتایج روش تجربی Q^* قابل بررسی است.

۳-۴-۱ اصول روش اجزای مجزا

روش اجزای مجزا، یک روش مدل‌سازی ناپیوسته برای شبیه سازی محیط سنگی درزه‌دار تحت شرایط استاتیک، شبیه استاتیک و دینامیک است که نقاط قوت فراوانی دارد. از مهم‌ترین نقاط قوت روش اجزای مجزا، شبیه‌سازی محیط‌های سنگی ناپیوسته است. در بسیاری از روش‌های عددی ازجمله اجزای محدود و تفاضل محدود، توانایی ایجاد اجزای بین سطحی و خطوط لغزش وجود دارد که تا حدودی آن‌ها را قادر به مدل کردن پارامترهای مربوط به ناپیوستگی‌ها می‌کند. ولی علی‌رغم قابلیت‌های فوق محدودیت‌هایی نیز در روش تفاضل محدود و اجزای محدود وجود دارد که عبارتند از:

- عدم وجود روشی برای تشخیص تماس‌های جدید ایجاد شده در اثر جابجایی‌های انجام شده

در طول ناپیوستگی‌ها

- عدم وجود منطق و توانایی ایجاد مجموعه‌های متقاطع از چندین جزء بین سطحی
- محدود شدن فرمول‌ها و روابط این روش‌ها به جابجایی‌ها و چرخش‌های کوچک

روش اجزای مجزا علاوه بر برآورده کردن کاستی‌های بیان شده، از توانایی‌های زیر نیز برخوردار است:

- علاوه بر توانایی شبیه‌سازی جابجایی‌ها و چرخش‌های کوچک تا زیاد بلوک‌ها، این روش توانایی شبیه‌سازی جدایش کامل را نیز دارد
- در طول چرخه‌های محاسباتی پشت سر هم، توانایی خودکار شناسایی تماس‌های جدید در این روش وجود داشته که بعد از شناسایی آن‌ها، به مانند قسمتی از مدل به محاسبات وارد می‌شود

مدل‌های رفتاری بسیاری برای اختصاص به مواد درون سازه برای شبیه‌سازی رفتار ناپیوستگی‌ها و بلوک‌ها در نرم‌افزار *UDEC* وجود دارد که توانایی توصیف هر نوع ویژگی رفتاری و خاصیت‌های مرتبط با آن برای بلوک‌ها و ناپیوستگی‌ها را ایجاد کرده است *(Reddy, 1993)*.

قابلیت‌های ویژه این نرم‌افزار را می‌توان در موارد زیر بیان کرد:

- به‌کار گرفتن انواع ساختار ناپیوستگی‌ها (لایه‌بندی، گسل، درزه و ...) به شیوه ترکیبی و اختصاص مدل رفتاری مربوط به هرکدام
- اختصاص مدل‌های رفتاری گوناگون بلوک‌های مجزا و سنگ بکر و توانایی حل مساله در محدوده پلاستیک و الاستیک
- در نظر گیری موارد نام برده شده با خواص متفاوت در مدل

- توانایی مدل کردن سیالات و جریان سیال از میان ناپیوستگی‌ها
- دارایی منطق اجزای ساختاری برای شبیه سازی نگهداری و پوشش سازه‌ی زیرزمینی
- توانایی اعمال شرایط اولیه و مرزی گوناگون و پیچیده برای تحلیل استاتیکی و دینامیکی
- توانایی پیدا کردن خطاها و اشتباه‌های دستوری در حین مدلسازی
- قابلیت تهیه فایل داده‌های ورودی به آسانی و با استفاده از یک ویرایشگر متن

در نرم‌افزار *UDEC* هفت مدل رفتاری برای تعریف رفتار بلوک‌ها تدارک دیده شده که عبارتند از *(Pande, Beer, & Williams, 1990)*:

- مدل تهی
- مدل الاستیک – ایزوتروپ
- مدل پلاستیک با معیار شکست دراگر – پراگر
- مدل پلاستیک با معیار شکست موهر – کولمب
- مدل درزه‌های در هم قفل شونده
- مدل الاستو پلاستیک با کرنش سخت شونده
- مدل تسلیم دوگانه

به گونه‌ای که هر کدام از مدل‌های ذکر شده، برای اختصاص نوعی خاص از رفتار به مواد بلوک‌ها استفاده می‌شوند.

برای مدل پلاستیکی موهر کولمب خواص زیر مورد نیاز است:

- وزن مخصوص
- مدول بالک
- مدول برشی
- زاویه اصطکاک
- چسبندگی
- مقاومت کششی
- زاویه اتساع

که در صورت تعیین نشدن هرکدام از این خواص، مقدارشان به طور فرضی صفر خواهد شد. برای هر دو حالت مدل الاستیک و پلاستیک موهرکولمب، مقادیر مدول بالک، مدول برشی و وزن مخصوص باید مثبت باشد تا اینکه *UDEC* اجرا شود.

علاوه بر مدل رفتاری بلوک‌ها مدل رفتاری درون سازه‌ای برای ناپیوستگی‌ها وجود دارد که عبارتند از *(Jing & Hudson, 2002)*:

- مدل تماس نقطه‌ای لغزش کولمب
- مدل تماس سطحی لغزش کولمب

در نرم‌افزار *UDEC* سیستم‌های نگهداری به دو دسته کلی تقسیم می‌شوند:

- سیستم‌های نگهداری تحکیمی شامل کابل‌ها و پیچ سنگ‌ها

- سیستم‌های نگهداری داخلی شامل شاتکریت و قاب‌های فولادی

درصورتی که ساختارهای مربوط به وضعیت محیط به خوبی شناسایی شود (اطلاعات ژئومکانیکی و نتایج آزمایشگاهی در اختیار باشد)، این نرم‌افزار یکی از بهترین نرم‌افزارها برای تحلیل مسایل است.

در گام نخست مدل‌سازی، سه مرحله اساسی زیر باید مورد توجه قرار بگیرد:

- تهیه بلوک کلی مدل و تعریف هندسه مساله
- اعمال شرایط مرزی و اولیه
- نسبت دادن مدل‌های رفتاری و خواص مرتبط با آن به مواد مدل

۳-۴-۲ مدل‌سازی تونل به وسیله *UDEC*

الف-تهیه هندسه‌ی کلی مساله: اولین گام از مدل‌سازی عددی تهیه هندسه‌ی مدل است. هندسه سازی شامل ابعاد مدل است که ابعاد مدل توسط شعاع تاثیر تونل انتخاب می‌شود. ابعاد مدل معمولا بین ۳ تا ۵ برابر عرض تونل در نظر گرفته می‌شود. و هندسه‌ی تونل بر اساس اندازه‌های واقعی تونل در مطالعه موردی مورد نظر تخصیص داده می‌شود. در این پژوهش شعاع تاثیر تونل ۵ در نظر گرفته شده و با توجه به ابعاد تونل که ۲/۷×۲/۷ متر است، مدل‌ها دارای ابعاد ۱۴×۱۴ متر هستند. مرحله بعدی در هندسه سازی مدل شبکه بندی مدل است. شبکه بندی مدل در نرم‌افزار *UDEC* به صورت مثلثی انجام می‌شود. به گونه‌ای که ابعاد شبکه‌ها در اطراف مقطع تونل کوچکتر در نظر گرفته شده و ابعاد اجزا به سمت مرزهای جانبی مدل به تدریج افزایش داده می‌شود.

ب-اعمال شرایط مرزی: مرحله‌ی بعدی اعمال شرایط مرزی به مدل ساخته شده است. برای این منظور مرز کف مدل در هر دو جهت افقی و قایم بسته می‌شود و مرزهای کناری در جهت افقی بسته و در جهت قایم باز گذاشته می‌شوند. و مرز بالایی در هر دو جهت افقی و قایم باز گذاشته می‌شوند.

پ-اعمال خواص توده سنگ: برای این منظور باید خواص سنگ و توده‌سنگ را به محیط اعمال کرد. در این پژوهش بخشی از داده‌ها از طریق آزمایش‌های انجام شده توسط مهندسین منطقه طزره در اختیار نگارنده قرار گرفت و سایر داده‌های مورد نیاز که در اختیار نبود از طریق مقایسه‌ی شرایط منطقه با شرایط مشابه در سایر مناطق و در نهایت انتخاب بحرانی‌ترین حالت، در نظر گرفته شد. برای خواص سنگ از جدول ۳-۱۴ و برای اعمال دسته‌درزه‌ها از مشخصات مربوط به جدول‌های ۳-۳ و ۳-۴ و ۳-۱۳ استفاده شده است. زاویه اصطکاک و چسبندگی ناپیوستگی‌ها مطابق با پارامترهای معیار مقاومتی موهر کولمب است.

مشخصات مکانیکی درزه*13*-۳ جدول

سختی نرمال (*Gpa*)	سختی برشی (*Gpa*)	چسبندگی (*MPa*)	زاویه اصطکاک
۲	۰/۵	۰/۱۴	۲۷

جدول ۳-۱۴ مشخصات مکانیکی سنگ (موسی زاده و همکاران، ۱۳۹۲)

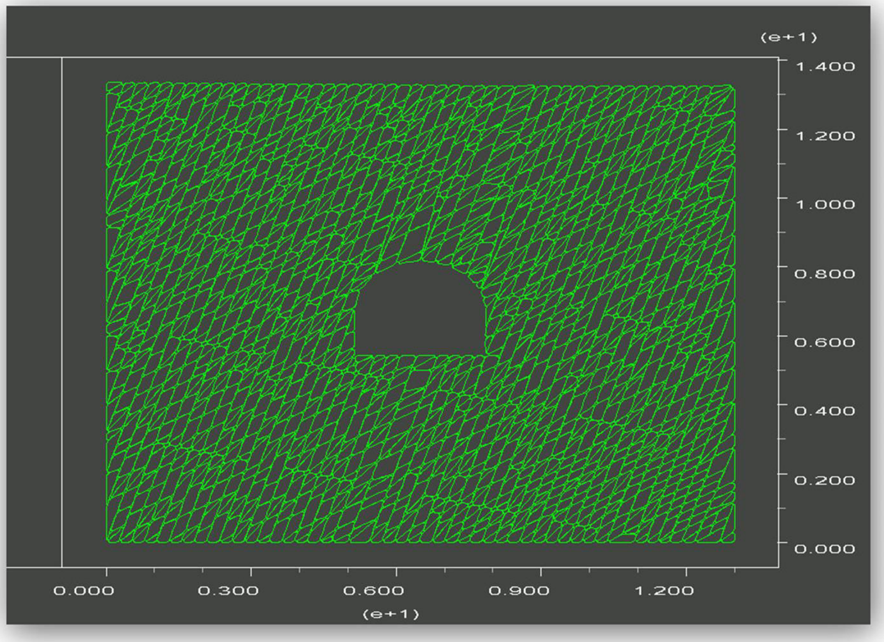
مدول الاستیسیته سنگ (*GPa*)	نسبت پواسون	چسبندگی داخلی (*Mpa*)	زاویه اصطکاک داخلی	وزن مخصوص سنگ (KN/m^3)	مدول برشی (*Gpa*)	مدول حجمی (*Gpa*)	مقاومت کششی (*Mpa*)
۷	۰/۲۵	۲	۳۸	۲۳	۲/۹	۳/۸۸	۵

ت-اعمال تنش‌های برجا: در این قسمت تنش قایم به صورت نیروی گسترده‌ی ناشی از وزن بار مرده روی مدل در نظر گرفته شده است که با توجه به وزن مخصوص توده‌سنگ و ارتفاع روباره از رابطه ۳-۵ قابل محاسبه است. این مقادیر برای تونل‌های ۲۱۱۰ و ۲۲۴۰ به ترتیب برابر با ۶/۹ و ۳/۹

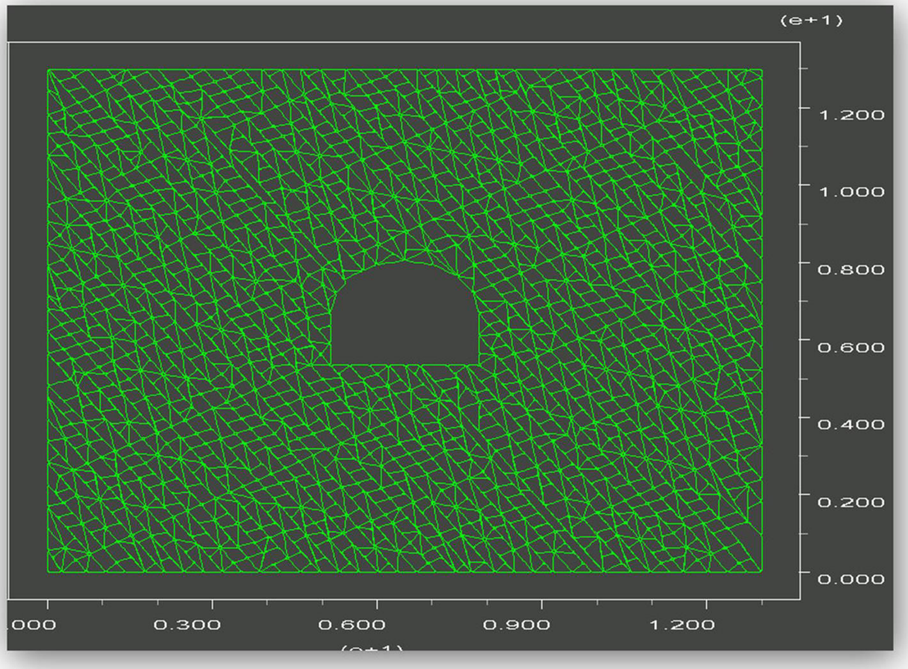
مگاپاسکال برآورد شده است. برای محاسبه تنش‌های افقی با در نظر گرفتن نسبت تنش‌های افقی به قایم برابر ۰/۵ این مقادیر نیز برای تونل‌های ۲۱۱۰ و ۲۲۴۰ به ترتیب برابر با ۳/۴۵ و ۱/۹۵ مگاپاسکال به دست آمد.

ث-به تعادل رساندن مدل: در ادامه روند مدل‌سازی در *UDEC* و پس از مشخص شدن هندسه‌ی مدل و اعمال خواص مواد و تعیین شرایط مرزی اولیه، ابتدا باید شرایط تعادل منطقه قبل از حفر تونل برقرار گردد که برای این منظور باید مدل به یک حالت تعادل برسد تا شرایط اولیه زمین و تنش های برجا در آن به وجود بیاید.

ج-حفاری فضای تونل در مدل: برای حفاری تونل باید از مدل رفتاری مربوط به زون محیط استفاده کرد. هندسه ساخته شده تونل‌های ۲۱۱۰ و ۲۲۴۰ در شکل‌های ۳-۵ و ۳-۶ نشان داده شده است

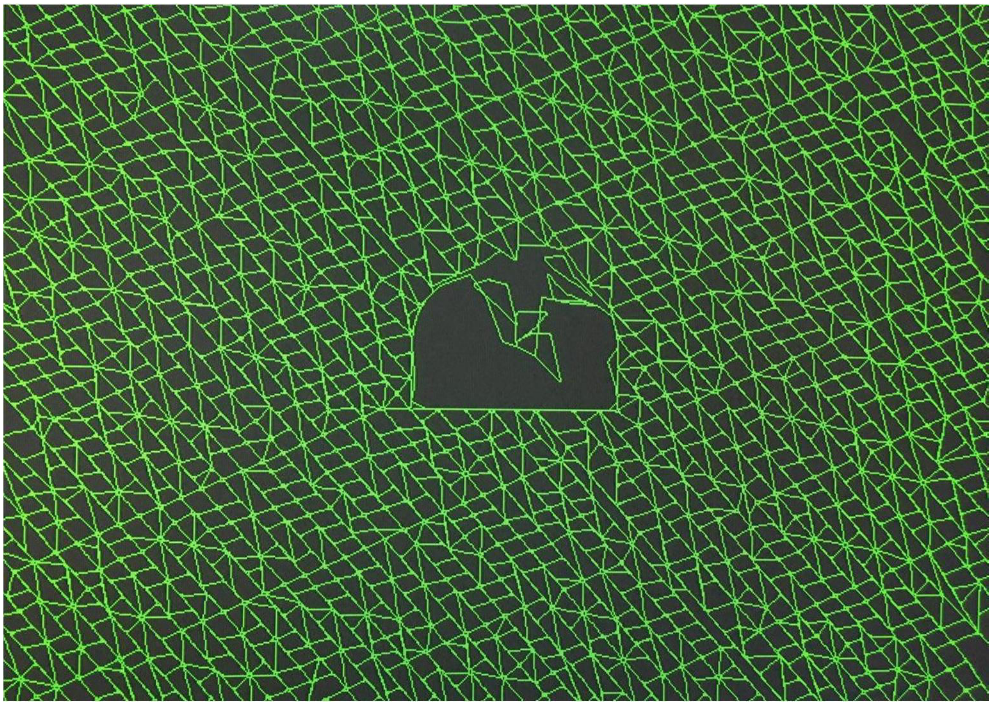


شکل ۳-۵ هندسه تونل ۲۱۱۰



شکل ۳-۶ هندسه تونل ۲۲۴۰

پس از حفاری تونل‌ها ابتدا باید شرایط تعادل و میزان جابجایی و تغییر شکل‌ها قبل از اعمال سیستم نگهداری مورد بررسی قرار بگیرد. معمولا تعادل تونل پس از حفاری و قبل از نصب سیستم نگهداری در فضای سه بعدی معنا دار است. چرا که در فضای سه بعدی اثر جبهه کار وجود دارد و اصولا گام حفاری برای آن قابل تعریف است. در فضای دو بعدی فرض نرم‌افزار بر این است که تونل دارای طول بی‌نهایت است و اثر جبهه کار وجود ندارد. بنابراین معمولا مقادیر جابجایی در مدل دو بعدی در این حالت بسیار زیاد خواهد بود. در مدل‌های ساخته شده در این پژوهش مشاهده شد که پس از عملیات حفاری و قبل از نصب سیستم نگهداری، هیچ گونه پایداری وجود ندارد و سقف تونل حتما ریزش خواهد کرد. نتیجه این مرحله در شکل ۳-۷ نشان داده شده است.



شکل ۳-۷ وضعیت تعادل تونل ۲۲۴۰ پس از حفاری

همانطور که در شکل ۳-۷ مشاهده می‌شود، به‌دست آوردن مقادیر جابجایی پس از حفر تونل بی معنی است، چرا که هیچ گونه پایداری وجود ندارد. این حالت برای تونل ۲۱۱۰ که در عمق بیشتری قرار دارد نیز قطعا برقرار است. البته باید توجه داشت که در حال واقعی ممکن است در نزدیک جبهه کار، به خاطر تاثیر جبهه کار، تونل پس از حفاری تا مدتی پایدار بماند. اما در مدل عددی این پایداری وجود ندارد.

چ-اعمال سیستم نگهداری: سیستم‌های نگهداری انتخاب شده برای تونل‌های ۲۱۱۰ و ۲۲۴۰ پیشتر توضیح داده شد. برای مدل‌سازی سیستم‌های نگهداری باید المان‌های سازه‌ای مربوط به هر سیستم نگهداری را به آن اختصاص داد. برای این منظور باید خواص مکانیکی و خواص هندسی مربوط به هر سیستم نگهداری را در نرم‌افزار به آن اختصاص داد. این خواص در جداول ۳-۱۵ و ۳-۱۶ نشان داده شده است. سپس باید مختصاتی را که هر سیستم نگهداری در آن قرار دارد را در نرم‌افزار وارد نمود.

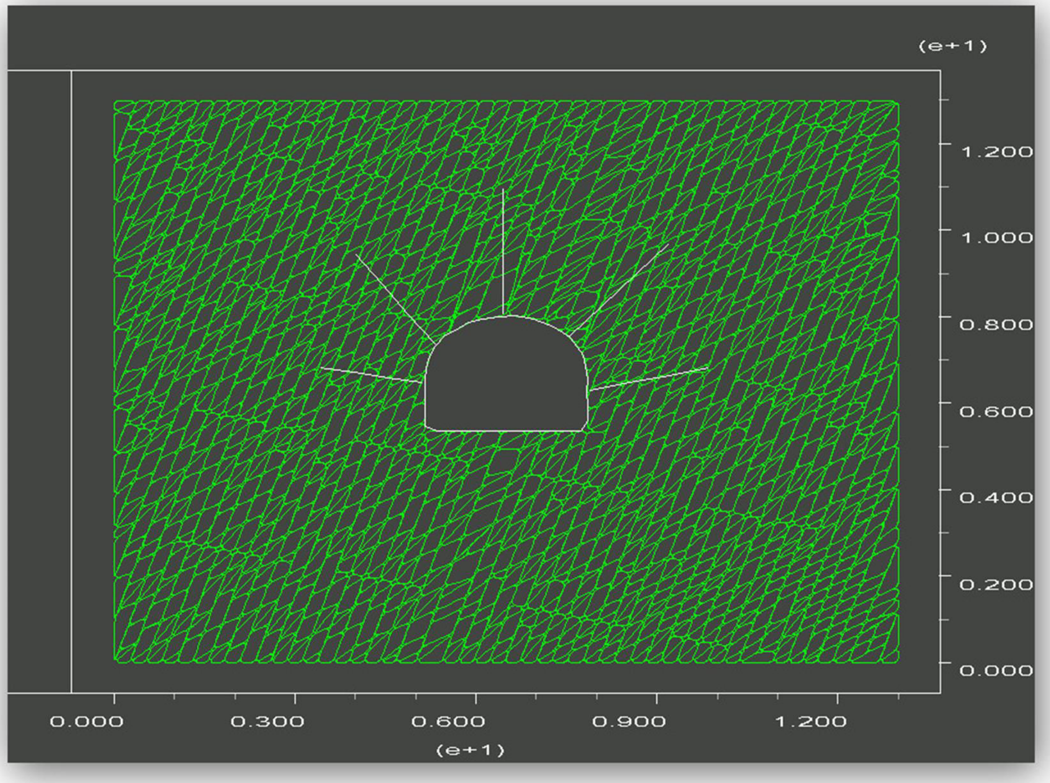
جدول ۳-۱۵ مشخصات مکانیکی *TSL* (Archibald & Dirige, 2006)

مقاومت فشاری (*MPa*)	مقاومت کششی (*Mpa*)	چسبندگی (*Mpa*)	ضخامت (میلیمتر)
۱۵/۵۸	۲/۵	۲/۵	۴

جدول ۳-۱۶ مشخصات مکانیکی پیچ‌سنگ (Darling, 2011)

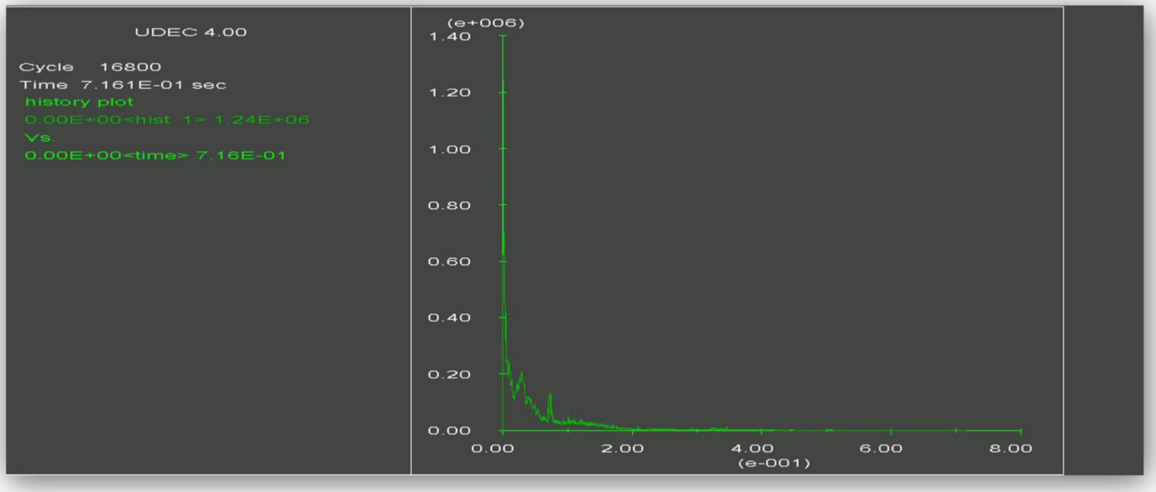
مقومت فشاری (*MPa*)	مدول الاستیسیته (*GPa*)	K باند (N/m^2)	S باند (N/m)	قطر (میلیمتر)	طول (متر)
۲۰	۱۰۰	۱۵۰	۰/۸	۲۲	۳

مدل سیستم نگهداری تونل ۲۱۱۰ در شکل ۳-۸ نشان داده شده است.

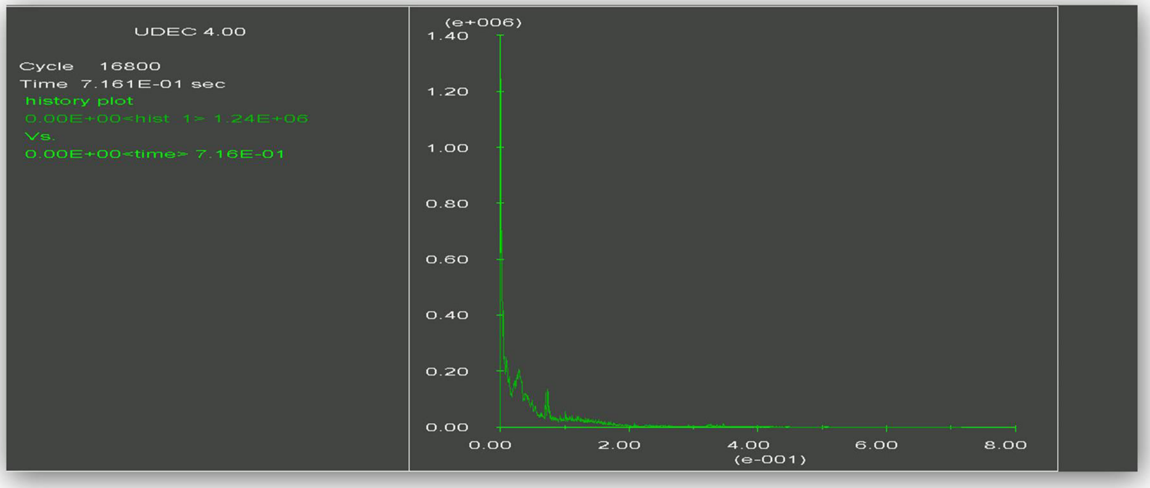


شکل ۳-۸ مدل سیستم‌های نگهداری تونل ۲۱۱۰

ح-بررسی وضعیت تعادل تونل پس از نصب سیستم نگهداری: در این مرحله باید پس از حفر تونل و اعمال سیستم نگهداری یک بار دیگر مدل را به تعادل رساند. آنگاه می‌توان مقادیر جابجایی را در نقاط شاهد تونل به دست آورد. میزان جابجایی‌های به‌دست‌آمده در سه نقطه از هر تونل موردبررسی قرار گرفته شده است. این نقاط در کف، دیواره و سقف تونل قرار دارند. این مقادیر در جدول ۳-۱۷ نشان داده شده است.



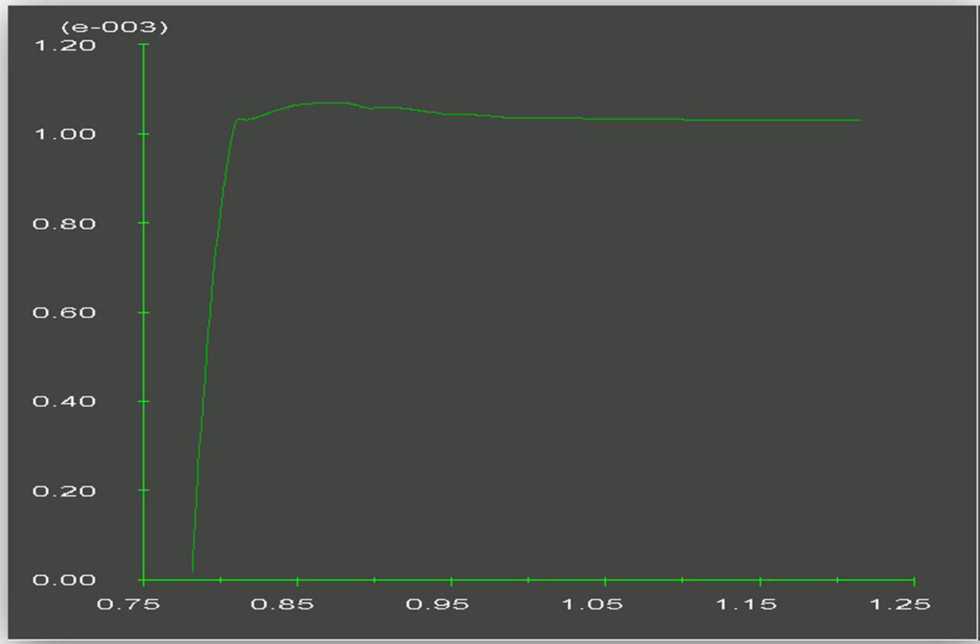
شکل ۳-۹ تعادل تونل ۲۱۱۰



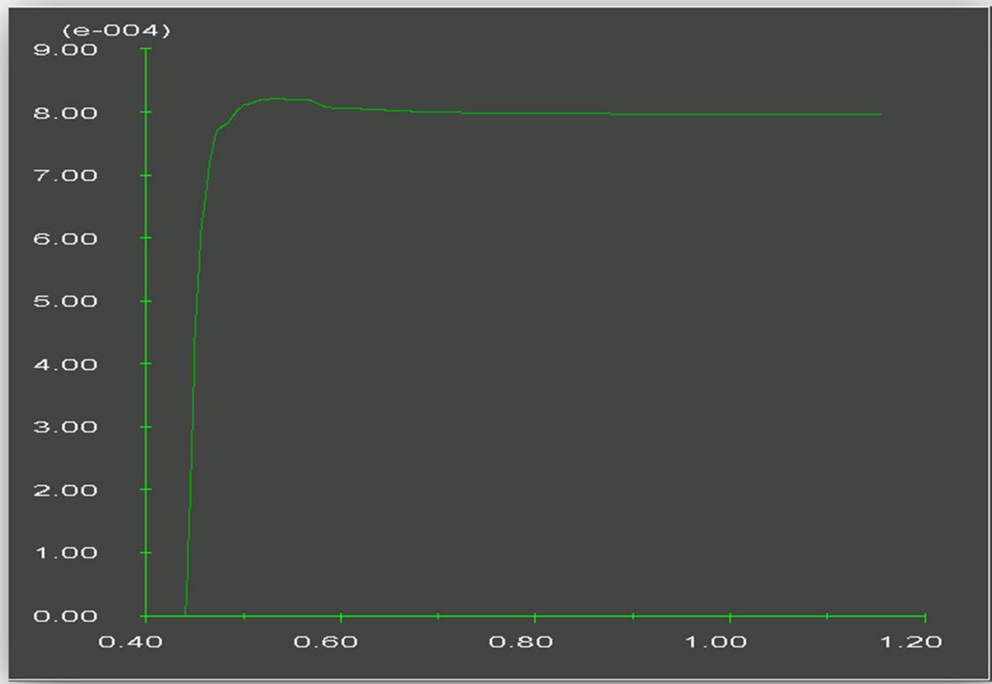
شکل ۳-۱۰ تعادل تونل ۲۲۴۰

جدول ۳-۱۷ مقادیر جابجایی در نقاط مختلف تونل‌ها

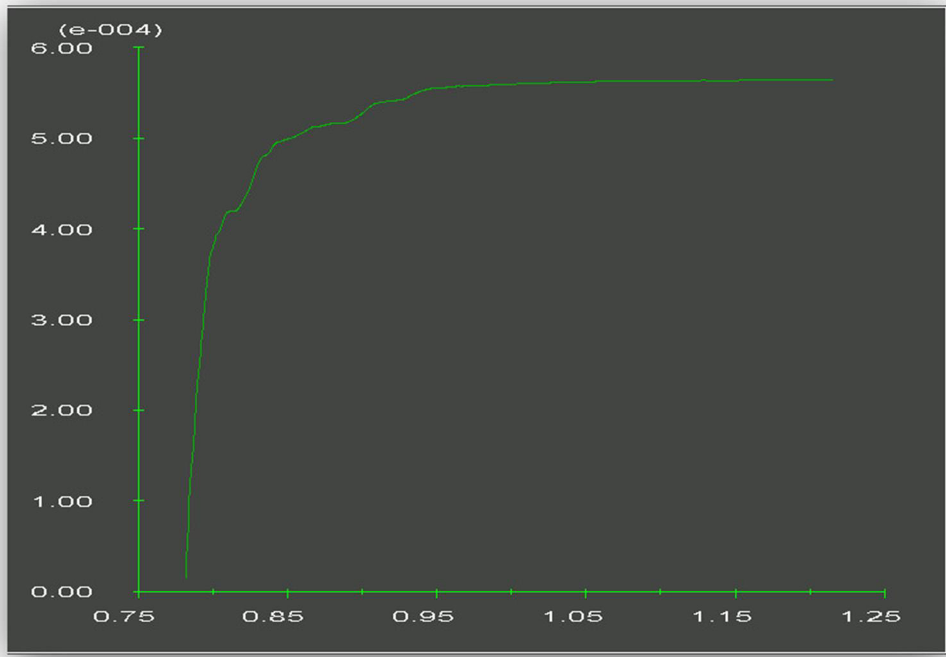
شماره تونل	جابجایی سقف (میلیمتر)	جابجایی دیواره (میلیمتر)	جابجایی کف (میلیمتر)
۲۱۱۰	۲/۵	۰/۵۸	۱
۲۲۴۰	۴/۵	۰/۳	۰/۸



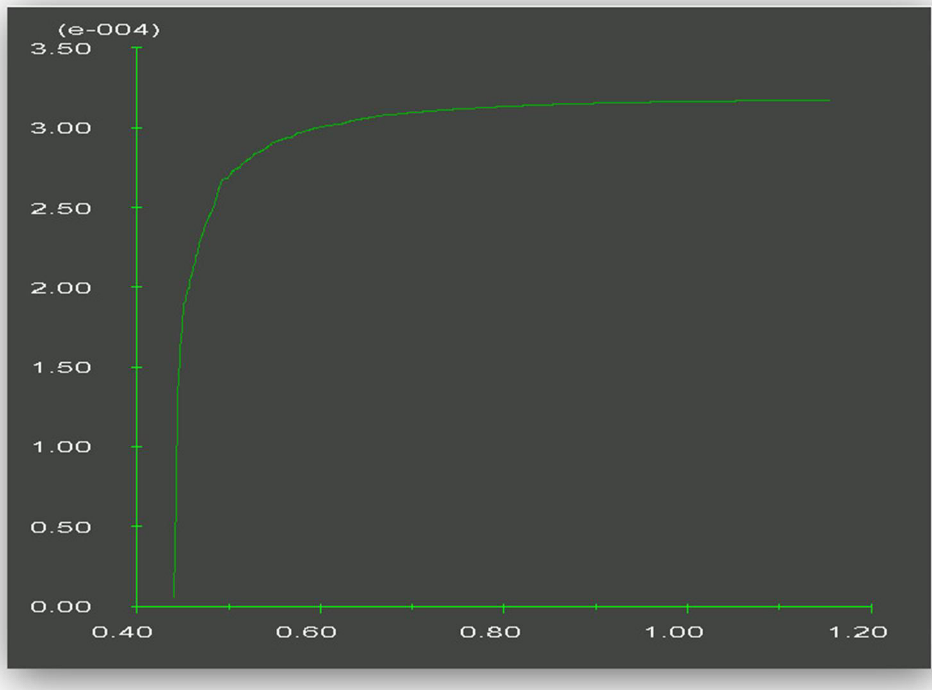
شکل ۳-۱۱ جابجایی کف تونل ۲۱۱۰



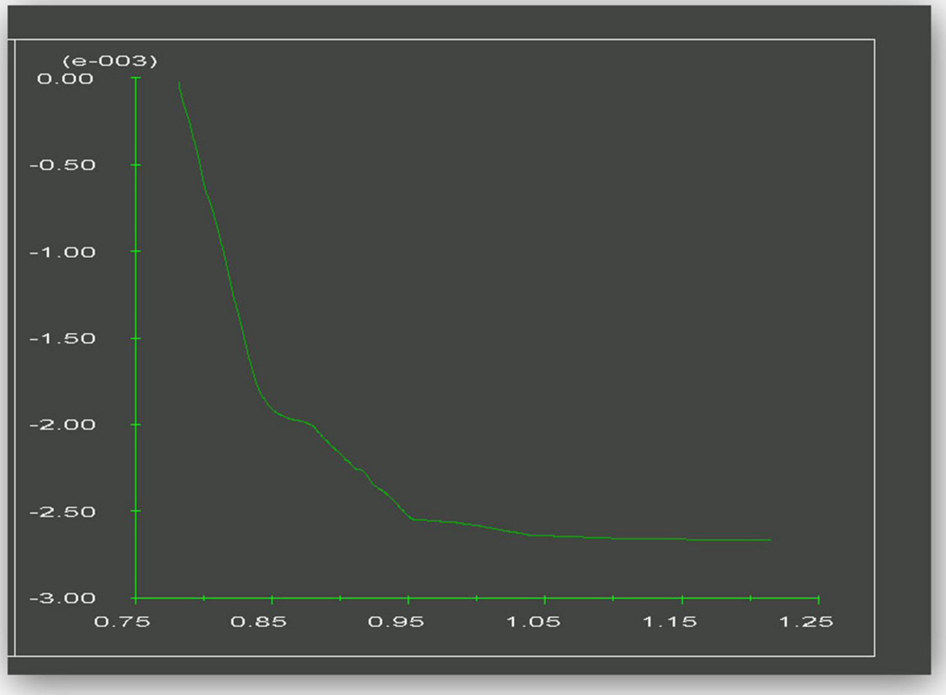
شکل ۳-۱۲ جابجایی کف تونل ۲۲۴۰



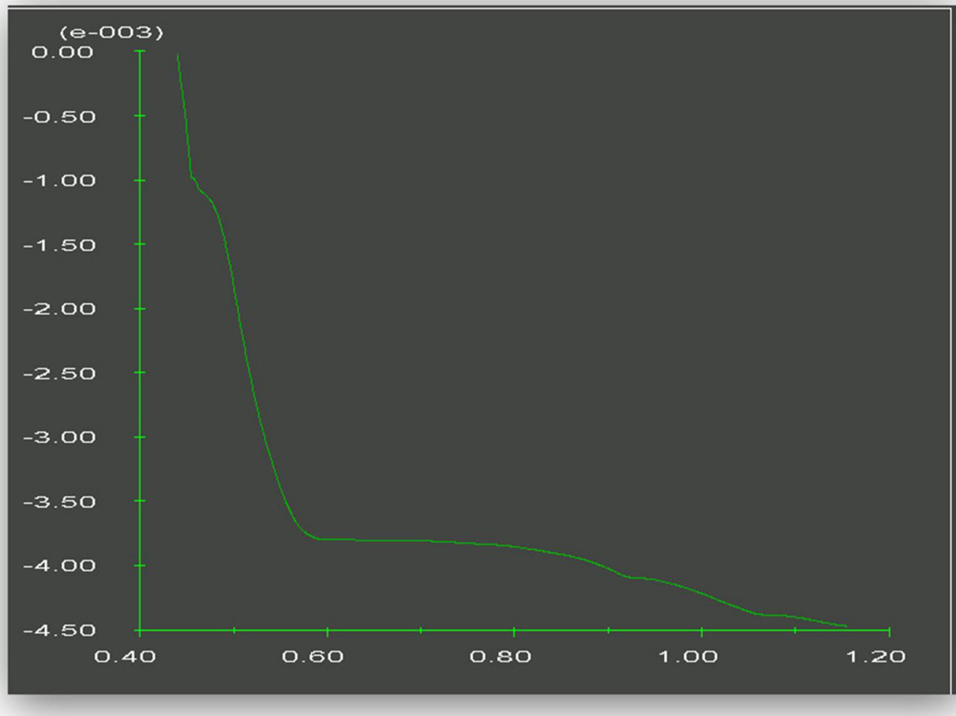
شکل ۳-۱۳ جابجایی دیواره تونل ۲۲۱۰



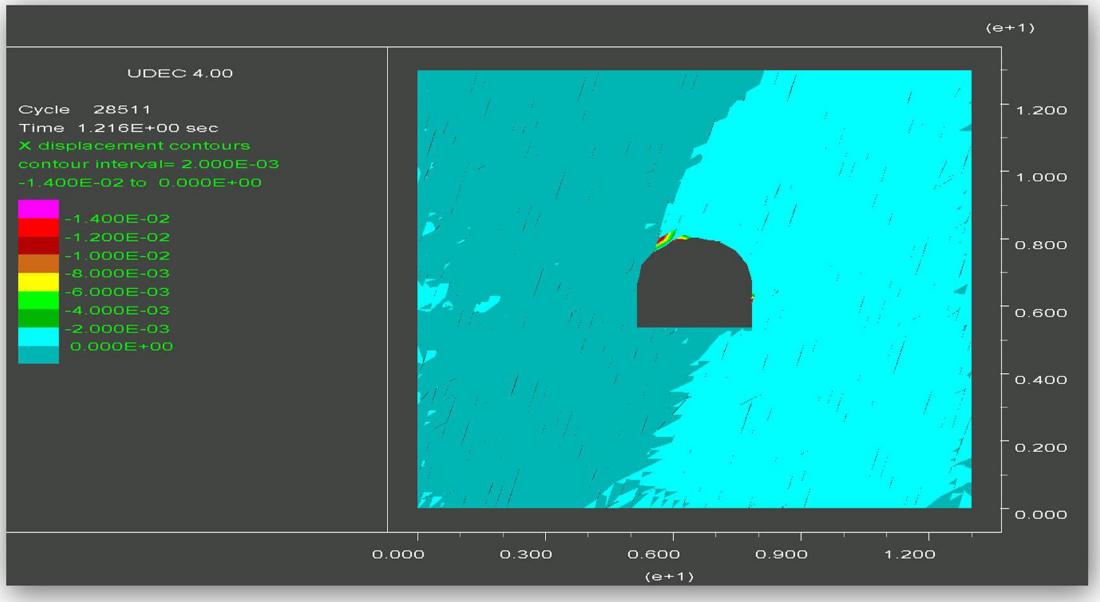
شکل ۳-۱۴ جابجایی دیواره تونل ۲۲۴۰



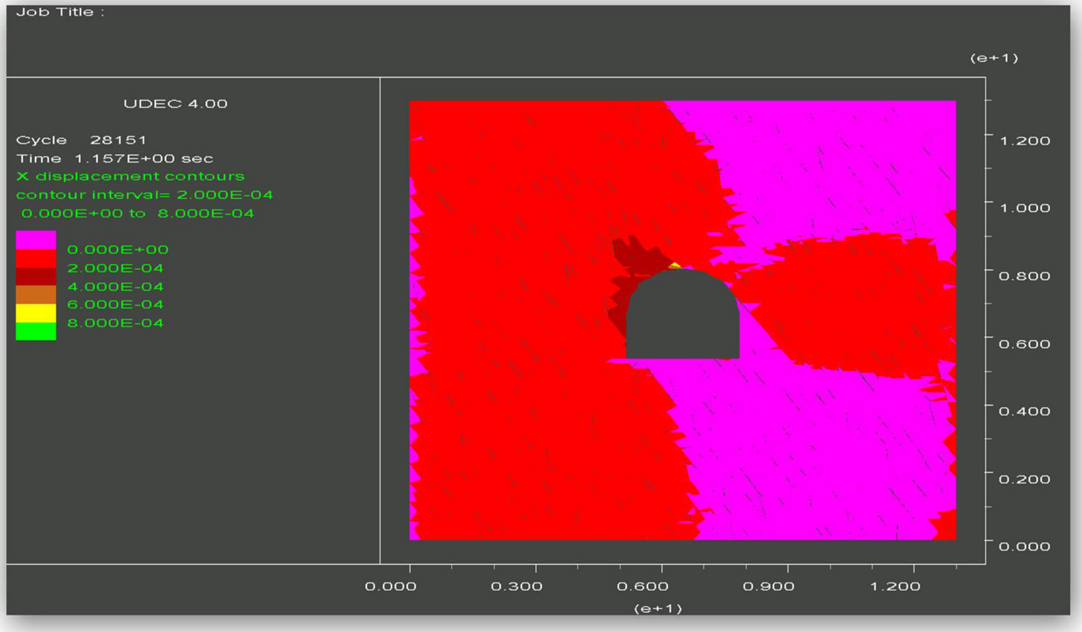
شکل ۳-۱۵ جابجایی سقف تونل ۲۱۱۰



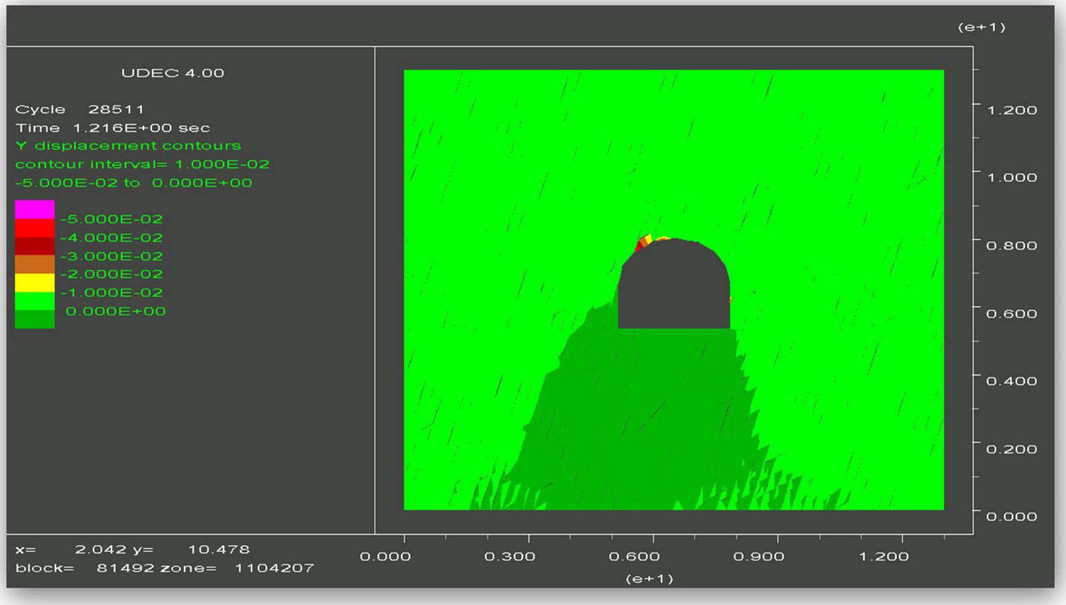
شکل ۳-۱۶ جابجایی سقف تونل ۲۲۴۰



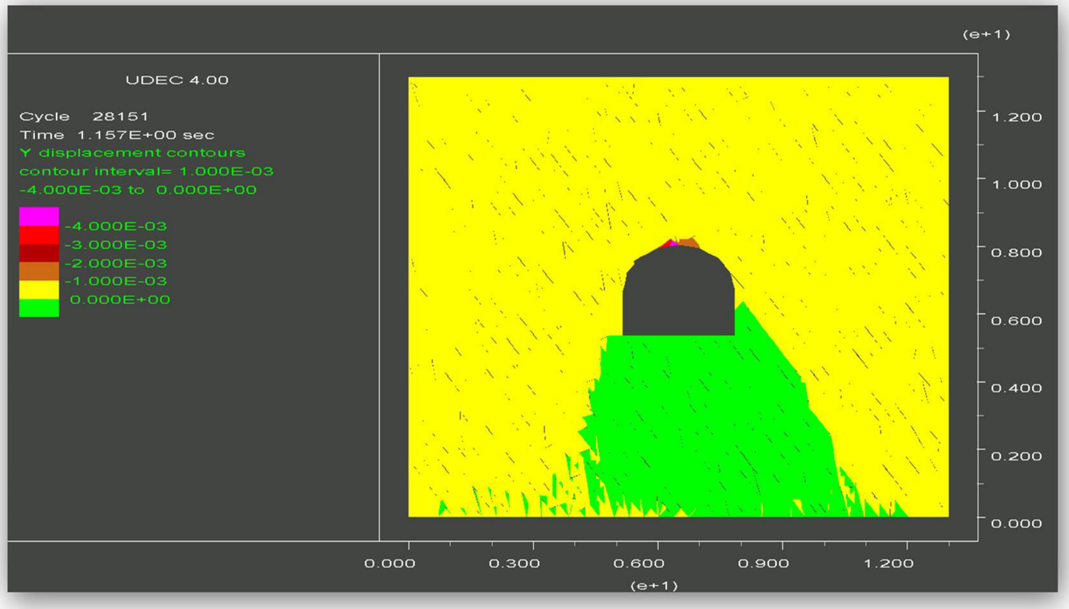
شکل ۳-۱۷ کانتور جابجایی افقی تونل ۲۱۱۰



شکل ۳-۱۸ کانتور جابجایی افقی تونل ۲۲۴۰



شکل ۳-۱۹ کانتور جابجایی قایم تونل ۲۱۱۰



شکل ۳-۲۰ کانتور جابجایی قایم تونل ۲۲۴۰

۳-۴-۳ نتایج خروجی

نتایج مدلسازی عددی نشان داد که هر دو تونل پس از نصب نگهداری به تعادل رسیده و مقادیر جابجایی به وجود آمده بسیار ناچیز است. جابجایی در کف و دیواره‌ی هر دو تونل کمتر از یک میلیمتر بوده و جابجایی در سقف تونل ۲۱۱۰ برابر با ۲/۵ میلیمتر و در تونل ۲۲۴۰ برابر با ۴/۵ میلیمتر است.

با استفاده از روابط تحلیلی می‌توان بررسی کرد که آیا این مقدار جابجایی باعث پارگی در اعضای نگهداری می‌شود یا خیر. حداکثر میزان جابجایی به وجود آمده در هر دو تونل در سقف تونل است. بنابراین اگر میزان جابجایی در سقف باعث پارگی اعضای نگهداری نشود، تونل پایدار است. با استفاده از رابطه ۳-۱۳ می‌توان تنش به وجود آمده در پیچ‌سنگ‌ها را محاسبه کرد. اگر میزان این تنش از تنش مجاز پیچ سنگ کمتر باشد، تونل پایدار خواهد بود.

رابطه ۳-۱۳

$$\Delta l = \frac{PL}{AE}$$

که در آن ΔL افزایش طول میله بر حسب متر، P نیروی محوری میله بر حسب نیوتن، L طول اولیه میله بر حسب متر، A سطح مقطع میله بر حسب متر مربع و E مدول الاستیسیته میله بر حسب پاسکال است.

با قرار دادن مقدار ۲/۵ میلیمتر (جابجایی سقف تونل ۲۱۱۰) به جای ΔL در رابطه ۲-۱۳ و استفاده از جدول ۳-۱۶، مقدار P برابر با ۳۱/۶۶۱ کیلو نیوتن بدست می‌آید. و با تقسیم این مقدار بر سطح مقطع میله، میزان تنش درون میله برابر با ۸۳/۳۳ مگاپاسکال بدست می‌آید که این مقدار از تنش تسلیم پیچ‌سنگ‌های فولادی با مقدار ۲۴۰ مگاپاسکال کمتر است. بنابراین جدایی در پیچ‌سنگ به وجود نخواهد آمد و تونل پایدار است.

برای تحلیل پایداری تونل ۲۲۴۰ که فقط از سیستم نگهداری TSL استفاده می‌کند، از آنجا که این سیستم یک پوسته پیوسته است، می‌توان از رابطه ۳-۱۴ برای تحلیل پایداری پوسته نگهداری استفاده کرد. این رابطه را دیر در سال ۱۹۶۹ برای طراحی سیستم نگهداری پوسته‌ای ارایه کرد.

رابطه ۳-۱۴
$$t = \frac{Pr}{\sigma_{all}}$$

که در آن t ضخامت پوسته بر حسب سانتیمتر، P فشار یکنواخت وارد بر پوسته بر حسب کیلوگرم بر سانتیمتر مربع، r شعاع تونل بر حسب سانتیمتر و σ_{all} تنش مجاز پوسته بر حسب کیلوگرم بر سانتیمتر مربع است.

با قرار دادن مقادیر مربوط از جدول ۳-۱۵ و قرار دادن شعاع معادل تونل به مقدار ۱۳۳ سانتیمتر، مقدار P برابر با ۷/۵ کیلوپاسکال بدست می‌آید که بسیار کمتر از مقاومت کششی و فشاری سیستم نگهداری است و می‌توان اظهار داشت این تونل نیز پایدار است.

۳-۵جمع بندی فصل

در این فصل ابتدا با روش‌های موجود به نحوه برداشت داده‌های موردنیاز پرداخته شد. سپس با بررسی داده‌ها و انجام محاسبات لازم، مقادیر پارامترهای روش Q^* به دست آمد. آنگاه با محاسبه امتیاز کیفیت توده‌سنگ و سطح تنش پیشنهاد نگهداری ارایه شده در این روش حاصل شد. مقادیر این پیشنهادها نیز هم توسط محاسبه و هم با درنظر گرفتن شرایط کیفی برای تونل‌ها انتخاب شد. سپس برای ارزیابی پایداری این سیستم‌های نگهداری از روش مدل‌سازی عددی استفاده شد. با توجه به وضعیت فضای زیرزمینی نرم‌افزار $UDEC$ برای مدل‌سازی عددی مناسب به نظر رسید و مراحل مدل‌سازی عددی به تفصیل شرح داده شد. آنگاه پس از اجرای مدل، نتایج خروجی نرم‌افزار ارایه شد و به بررسی این نتایج پرداخته شد.

۴ فصل چهارم: تحلیل و بررسی روش Q^* و سیستم نگهداری TSL

۴-۱مقدمه

تحلیل پایداری تونل‌ها برای دستیابی به مواردی نظیر افزایش نرخ حفاری ضمن داشتن ایمنـی کـافی امروزه در معدنکاری امری ضروری است. روند طراحی سیستم نگهداری کـه در ایـن پـژوهش اسـتفاده شده است حاصل بررسی پیشنهاد نگهداری توسط روش تجربی Q^* و نتایج مدل‌سـازی عـددی اسـت. روش‌های تجربی به عنوان اولین گام در طراحی دارای ساز و کارهای متفـاوتی هسـتند. شـناخت ایـن ساز و کار برای استفاده از هرکدام ازاین‌روش‌ها امری ضروری است که با بررسی و تحلیل گام بـه گـام این روش‌ها امکان پذیر است. در این فصل ساز و کار روش Q^*با جزئیات بیشتری مـورد بررسـی قـرار خواهد گرفت نظیر تعریف دقیـق‌تـر پارامترهـا و امتیـازدهی بـه کیفیـت تـوده‌سـنگ و روش انتخـاب نگهداری این روش. همچنین سیستم‌های نگهداری مختلف نیز تحت تاثیر موارد مختلفی نظیـر زمـان نصب و خواص مکانیکی و فلسفه اجرایی آن‌ها دارای ساز و کـارهـای متفـاوتی هسـتند. سیسـتم‌هـای نگهداری را می‌توان در دو دسته کلی از نظر ساز و کار قرار داد. روش نگهداری فعال و روش نگهـداری غیر فعال. این شناخت کمک شایانی هم به طراحی سیستم نگهداری و هـم بـه مـدل‌سـازی و تحلیـل نتایج پایداری خواهد کرد. در ادامه‌ی این فصل سـاز و کـار سیسـتم نگهـداری TSL و همچنـین نـرخ عملیات و هزینه‌های این سیستم نگهداری بر اساس مطالعات و آزمایش‌های انجام شـده توسـط سـایر پژوهشگران گردآوری شده و مورد بررسی قرار خواهد گرفت.

۴-۲تحلیل و بررسی روش Q^*

همواره در تحلیل روش‌های تجربی و استفاده از آن‌ها توجه به خاسـتگاه ایـن روش‌هـا امـری ضـروری است. چراکه این روش‌ها بر پایه گزارش‌های بدست آمده از یک شرایط خـاص زیرزمینـی کـه معمـولا دارای تشابهاتی نیز هستند به وجود می‌آیند. بنابراین به هنگام اسـتفاده ازایـن‌روش‌هـا بـرای بـالابردن میزان دقت و کاهش خطرپذیری بهتر است در موارد مشابه خاسـتگاه ایـن روش‌هـا از آن‌هـا اسـتفاده شود. البته بدیهی است که جامع بودن یک روش تجربی به این معنی که توانـایی اسـتفاده از آن روش

در شرایط مختلف وجود داشته باشد، یک مزیت برای آن روش است. اما جامع بودن نقص‌هـایی را نیـز به دنبال دارد. ازجمله این که با بالا رفتن میزان جامعیت یک روش تجربی دقـت تخمـین آن روش در شرایط مختلف کاهش می‌یابد. پس برای آن که دقت یک روش تجربی بالا برود، بایـد آن را در شـرایط خاص فرمول‌بندی کرد. به عنوان مثال در روش Q برای حفاری مکـانیزه بـا دسـتگاه *TBM*، شـاخص Q_{TBM} توسط شخص بارتن ارایه شده است *(Bartan 1995)*.

روش Q^* نیز بر پایه‌ی روش Q بنا شده و خاستگاه آن تونـل‌هـای معـدنی کوچـک انـدازه و عمیـق در کانادا است. پس بهتر است برای استفاده از این روش و تحلیل و بررسی آن به این نکته توجـه اساسـی شود.

۴-۲-۱ تحلیل پارامترهای روش Q^*

اولین پارامتری که در رابطه Q^* به آن برمی‌خـوریم RQD_0 اسـت، کـه بـه معنـای میـزان RQD در راستای تونل یا سازه مورد نظر است. ترکیب RQD با پارامتر J_n (عـدد دسـته درزه) باعـث بـه وجـود آمدن عبارت $RQD0/J_n$ در رابطه Q^* می‌شود. این عبارت به معنی اندازه بلـوک‌هـای ایجـاد شـده در فضای زیرزمینی توسط درزه‌ها است که پیشتر در رابطه ۲-۶ با آن آشنا شده‌ایم. اما با تغییـر RQD در رابطه Q به RQD_0 در رابطه Q^*، عبارت RQD_0/J_n به معنی اندازه بلوک ایجاد شـده توسـط درزه‌هـا در راستای تونل یا سازه‌ی زیرزمینی است. این تغییر برای طراحی سیسـتم نگهـداری در فضـای سـه-بعدی بسیار موثر و مفید است و دقت میزان تخمین نگهداری را افزایش می‌دهد. البته با افزایش تعداد دسته‌درزه‌ها (معمولاً بیشتر از سه دسته‌درزه) میزان همسانگردی توده سنگ افـزایش پیـدا مـی‌کنـد و مقدار RQD در راستای مختلف تفاوت معناداری نخواهد کرد. اما هنگامی که تعداد دسته‌درزه‌هـا کـم باشد این تفاوت قابل توجه است. چرا که در این صورت انـدازه بلـوک‌هـا در راسـتاهای مختلـف دارای تفاوت خواهد بود و درنتیجه تعداد بلوکی که در واحد طول در راستاهای مختلف خـواهیم داشـت نیـز متفاوت است و نیاز به نگهداری نیز متفاوت خواهد بود. بنابراین دقت تخمین میزان نگهداری افـزایش

پیدا خواهد کرد.

پارامتر بعدی در رابطه با Q^* پارامتر J_d است که شاخص تداوم درزه است. تعریف تداوم و روش برداشت آن پیشتر توضیح داده شد. هنگامی که تمام درزه‌ها پیوسته درنظر گرفته شوند بلوک‌ها مقاومت کمتری خواهند داشت. زیرا هیچ پل سنگی در توده‌سنگ وجود نخواهد داشت بنابراین کیفیت توده‌سنگ کمتر از آنچه در واقعیت است در نظر گرفته می‌شود درنتیجه میزان بار محاسبه شده بر روی سیستم نگهداری بیشتر به واقعیت تخمین زده شده و درنهایت میزان نگهداری موردنیاز افزایش می‌یابد. افزایش نگهداری یعنی نیاز به هزینه، ترابری و پشتیبانی بیشتر و درنهایت زمان بیشتر می شود که باعث می‌شود دسترسی به حفاری سریع دشوارتر شود.

از طرفی ازآنجاکه زبری درزه پارامتری موثر در مقاومت برشی درزه است و تداوم درزه نیز پارامتری موثر در مقاومت‌برشی درزه است دو درزه با زبری یکسان اما تداوم های متفاوت مقاومت برشی متفاوتی دارند. پس فاکتور تداوم درزه این بار خود را در عبارت J^*_r نشان داده و این پارامتر متاثر از تداوم درزه است. برای تداوم بالای ۴ متر درزه پیوسته فرض شده و J^*_r با J_r برابر در نظر گرفته می-شود. در غیر این‌صورت مقادیر مختلف J^*_r برای تداوم‌های مختلف از جدول ۲-۹ به دست می‌آیند.

شاخص کاهش تنش (SRF) و آب درزه (J_w) که در رابطه Q وجود داشته‌اند در رابطه Q^* حضور ندارند. پالمستروم *(Palmstrom 2000)* ثابت کرد که این دو فاکتور در تخمین کیفیت توده‌سنگ تاثیری ندارند. عبارت J_w/SRF که به معنای تنش موثر در منطقه است خود به تنهایی در ارزیابی کیفیت توده سنگ دخیل نیست. بلکه به‌طور ثانویه بر کیفیت توده سنگ تاثیر می‌گذارد. این عبارت تاثیر خود را بر روی مقدار عبارت $(J_r/J_a).(RQD/J_n)$ برجای گذاشته است و لزومی ندارد به صورت مستقیم در رابطه Q و برای تخمین کیفیت توده‌سنگ استفاده شود. از طرفی برا انتخاب سیستم نگهداری مناسب نیازمند آگاهی از وضعیت تنش در محل فضای زیرزمینی هستیم. به این منظور عبارت SL که متاثر از تنش حداکثر و حداقل و مقاومت فشاری تک محوره سنگ است به‌صورت

جداگانه در انتخاب سیستم نگهداری موثر خواهد بود و نه به‌طور مستقیم در کیفیت توده سنگ. از طرفی ازآنجاکه خاستگاه روش Q^* معدن عمیق زیرزمینی کانادا است، احتمالا به دلیل عدم وجود آب زیرزمینی در مناطق عمیق زیرزمینی، فاکتور J_w برابر با ۱ منظور شده (طبق جدول بارتن ۱۹۷۴) و از رابطه Q^* و SL حذف شده است.

مزیتی که روش Q نسبت به روش RMR داشت توجه ویژه به مقاومت برشی درزه و ناپیوستگی بود. بارتن معتقد بود که پایداری توده‌سنگ را ناپیوستگی‌ها کنترل می‌کنند و نه ماده‌ی سنگ. بنابراین شاخص‌های زبری و هوازدگی درزه را ابداع کرد. اما قابل توجه است که در اعماق زیاد که تنش‌ها زیاد هستند، وضعیت پایداری توده سنگ تحت تاثیر میزان تنش‌ها و مقاومت ماده سنگ قرار می‌گیرد. یک ایراد که در روش Q نسبت به روش RMR وجود داشت عدم توجه مقاومت فشاری تک محوری ماده سنگ (σ_c) بود. این کمبود توسط ارایه Q_c توسط بارتن در سال ۱۹۹۵ تا حدی برطرف شد. در روش Q^* فرض بر این است که مقاومت فشاری تک محوری ماده سنگ تاثیر خود را بر سطح تنش و در نهایت در انتخاب سیستم نگهداری نشان می‌دهد.

۴-۲-۲ بررسی روش انتخاب نگهداری روش Q^*

با توجه به رابطه ۲-۱۰ برای محاسبه SL واضح است که چرا مقادیر SL در شکل ۲-۵ بین ۰ و ۱ تغییر می‌کند. معمولا در اعماق زیاد نسبت تنش‌های افقی به قائم (K) به سمت ۱ میل می‌کند. با فرض در نظر گرفتن $\sigma_v=\sigma_1$ و $\sigma_3=\sigma_v$ آنگاه مشاهده می‌شود که در صورت برابری σ_v و σ_n صورت کسر رابطه ۲-۱۰ برابر با مقدار ۲ σ_v خواهد بود. با قرار دادن ۱ به جای SL دریافت می‌شود که همواره $\frac{1}{2}$ $\sigma_c \leq \sigma_v$ چرا که در غیر این صورت حتما توده‌سنگ متلاشی خواهد شد. به عنوان مثال برای توده-سنگی با مقاومت فشاری تک‌محوری ۵۰ مگاپاسکال حداکثر عمقی که می توان فضای زیرزمینی احداث کرد (با فرض وزن مخصوص ۲۵ کیلونیوتن بر متر مکعب)، عمق ۲۰۰۰ متری است. البته باید توجه داشت که فرضیات مساله در جهت ساده‌سازی آن صورت گرفته است و معمولا در طبیعت

شرایط واقعی متفاوت خواهد بود. به عنوان مثال تنش قایم با تنش حداکثری متفاوت است. ازاین‌رو در انتخاب سیستم نگهداری علاوه بر امتیاز کیفیت توده سنگ، امتیاز سطح تنش نیز موردنیاز است.

به این معنی که در قسمت $SL<0/4$ وضعیت ناپایداری توده سنگ را حتما ناپیوستگی‌ها کنترل می کنند و برای $0/6<SL$ این تنش است که وضعیت پایداری توده سنگ را کنترل خواهد کرد.

پیشتر توضیح داده شده که عناصر موردنیاز برای تعیین سیستم نگهداری عبارتند از:

- کیفیت توده سنگ جبهه کار
- دستورالعمل‌های حفاری
- اندازه و شکل حفاری
- اندازه تنش

که در روش Q^* کیفیت توده سنگ جبهه کار توسط امتیاز Q^*، دستورالعمل‌های حفاری که توسط شاخص C_f (خسارت احداث) باعث تأثیر مستقیم روی امتیاز توده سنگ می شود و اندازه تنش توسط فاکتور SL تعیین می‌شود. نکته جالب در تنظیم مقادیر Q^* عدم توجه به اندازه‌ی حفاری است که باعث نادیده گرفته شدن اثر مقیاس می‌شود. اثر مقیاس در دو صورت قابل نادیده گرفته شدن است. اول اینکه حجم فضای مورد نظر از حجم REV سنگ بزرگتر باشد. عموما هرچه ابعاد یک نمونه سنگی بزرگتر شود مقاومت آن کاهش می‌یابد تا جایی که دیگر مقاومت توده سنگ تغییر نمی‌کند. به آن حجم، حجم‌معرف یا REV سنگ گفته می‌شود. پس اگر اندازه حفاری از اندازه‌ی REV بزرگتر باشد اثر مقیاس و اندازه‌ی حفاری تاثیری در انتخاب سیستم نگهداری نخواهند داشت. اما بدیهی است ازآنجایی‌که اندازه REV برای توده سنگ‌های مختلف متفاوت است و معمولا REV سنگ حجم خیلی بزرگی دارد (به طوری که معمولا همواره ابعاد فضای زیر زمینی کوچکتر از REV سنگ است)، پس این احتمال بعید است که به خاطر بزرگتر بودن اندازه‌ی حفاری از اندازه REV، اثر مقیاس نادیده

گرفته شده باشد.

صورت دومی که می توان اثر مقیاس را نادیده گرفت این است کـه بـازه‌ی تغییـرات انـدازه‌ی حفـاری بسیار کوچک باشد و تنوع ابعاد حفاری در یک طبقه قرار بگیرند. با توجه بـه ایـن کـه خاسـتگاه روش Q^* از تونل‌های معادن عمیق کانادا است و در این پژوهش توصیه شده در تونل‌های معدنی ازایـن‌روش استفاده شود، این احتمال خیلی قوی است که به خاطر تنوع کم بـازه تغییـرات و انـدازه‌ی تونـل‌هـای معدنی، از فاکتور اندازه‌ی حفاری برای انتخاب نگهداری صرف‌نظر شده و برای یـک بـازه‌ی مشـخص از اندازه‌ی حفاری نمودار انتخاب نگهداری ارایه شده باشد.

با افزایش اندازه‌ی حفاری به میزان ۴۰ درصد، رده‌ی سنگ به انـدازه ۱ طبقـه کـاهش پیـدا مـی‌کنـد *(Barton 1974)* و به نظر بعید می‌رسد که اختلاف اندازه‌ی کوچکترین تونل معدنی بـا بزرگتـرین آن کمتر از ۴۰درصد باشد. بنابراین نگارنده توصیه می کند تاثیر ابعاد تونل در انتخـاب سیسـتم نگهـداری منظور شود تا دقت تخمین نگهداری حداقل برای طیف تونل‌های معدنی با اندازه‌های مختلف بالا رود.

نکته بعدی که در روش Q^* به آن توجه نشده شاخص ESR است. استدلال کاربری تونل‌هـای طراحـی شده توسط Q^* این احتمال را برای این شاخص نیز می‌دهد. در طبقه‌بندی Q برای تمامی تونـل‌هـای ثابت و دایمی معادن شاخص ESR را برابر با ۱/۶ در نظر گرفته است. ازآنجاکه فرض بر این اسـت کـه روش Q^* فقط در تونل‌های معدنی استفاده شود، بنابراین این شاخص خود بـه خـود از رونـد طراحـی حذف شده و به صورت مستقیم در نمودار انتخاب نگهداری اعمال‌شده است.

با تحلیل نمودار نگهداری ارایه شده توسط Q^* (شکل ۲-۵) دریافت می‌شود کـه بـرای مقـادیر $Q^*<۱$ در هر سطح تنشی نیازمند به نگهداری قوی (کلاس *SS2*) اسـت. بنـابراین در $Q^*<۱$ حفـاری سـریع تقریبا غیرممکن است. البته معمولا در سطح تنش‌های بالا بعید است که به علت فشار بـالا مقـدار Q^* کمتر از ۱ شود و در $Q^*<۱$ سطح تنش نیز معمولا پایین است اما در هر حال نیاز بـه نگهـداری قـوی

برای این کیفیت از توده‌سنگ وجود دارد. باید به این نکته توجه شود که در کیفیت ۴>Q>۱ نیز نیاز به نگهداری قوی وجود دارد به طوری که در سطح تنش کمتر از ۰/۳ نیاز به نوع $SS1$ و در سطح تنش بالای ۰/۳ نیاز به نوع $SS2$ وجود دارد. پس به طور کلی برای ۴>Q^* نیاز به نگهداری قوی وجود دارد بنابراین حفاری سریع امکان‌پذیر نیست.

برای ۱۰>Q^*>۴ اگر سطح تنش کمتر از ۰/۴۳ باشد، سیستم نگهداری از نوع LS خواهد بود که حفاری سریع را امکان‌پذیر می‌کند به شرط آن‌که نگهداری به دو قسمت موقت و دایمی تقسیم بندی شود به طوری که نگهداری موقت بخشی از دایمی باشد. به عنوان مثال استفاده از پیچ‌سنگ یا توری سیمی. و شرط دوم این‌که از مواد زودگیر در نگهداری استفاده شود به عنوان مثال از TSL های نوع *fast* برای نگهداری استفاده شود. در سطح تنش بالای ۰/۴۳ در این محدوده کیفیت توده سنگ سیستم نگهداری از نوع $SS2$ خواهد بود که مانع حفاری سریع خواهد شد.

برای ۱۰۰>Q^*>۱۰ عرصه‌ی جدیدی از رده‌ی نگهداری وجود دارد و آن این است که در سطح تنش کمتر از ۰/۴ اصلا نیاز به سیستم نگهداری وجود ندارد. و در سطح تنش بین ۰/۴ تا ۰/۶ نگهداری از نوع LS خوهد بود. اما در سطح تنش بالای ۰/۶ هم چنان سیستم نگهداری $SS2$ موردنیاز است. با دقت در نمودار شکل ۲-۵ مشاهده می‌شود که در سطح تنش بلای ۰/۶ در هرکیفیت از توده‌سنگ نیاز به سیستم نگهداری کلاس $SS2$ وجود دارد و حفاری سریع تقریبا در این سطح غیر ممکن است.

در کیفیت توده سنگ ۴۰۰>Q^*>۱۰۰ برای سطح تنش کمتر از ۰/۵ نیاز به نگهداری وجود ندارد و برای سطح تنش بین ۰/۵ و ۰/۶ نوع سیستم نگهداری موردنیاز LS است و بالای سطح ۰/۶ هم چنان نگهداری کلاس $SS2$ موردنیاز است.

هنگامی که کیفیت توده‌سنگ بالای ۴۰۰ باشد (۴۰۰>Q^*) تاسطح تنش SL=۰/۶ نیاز به نگهداری وجود ندارد و در بالای سطح تنش SL=۰/۶ سیستم نگهداری موردنیاز از نوع $SS2$ است. در این

ناحیه یک ایراد اساسی وجود دارد و آن این است که در مرز سطح تنش $SL=۰/۶$ در محدوده‌ی $۴۰۰<Q^*$ ناگهان از محدوده‌ی یک توده‌سنگ بدون نیاز به نگهداری وارد محدوده یک توده‌سنگ با نیاز به سیستم نگهداری فوق قوی $SS2$ می‌شویم که منطقی نیست بلکه باید مانند مراحل قبلی نیاز به سیستم نگهداری مرحله به مرحله افزایش پیدا کند نه به صورت ناگهانی.

مشکل دیگری که در این روش وجود دارد در جدول توضیح سیستم‌های نگهداری (جدول۲-۱۱) است. در نمودار شکل ۲-۵ انواع کلاس‌های سیستم‌های نگهداری موردنیاز در محدوده‌های مختلف نشان داده شده است، اما در جدول ۲-۱۱ توضیح این کلاس‌ها به صورت کیفی است و مقادیر دقیق و کمی آن‌ها ارایه نشده است. برای تعیین این مقادیر نیاز به بررسی گزارش‌های ارایه شده از مکان‌هایی است که ازاین‌روش تجربی در انتخاب سیستم نگهداری خود استفاده کرده‌اند.

یکی از مواردی که به هنگام تعیین سیستم نگهداری باید به آن توجه شود انتخاب روش احداث است. در روش $Q*$ فرض بر این است که روش احداث از نوع آتشباری است. چرا که در خاستگاه این روش (معادن عمیق زیرزمینی کانادا با کیفیت خوب توده‌سنگ و مقاومت بالای سنگ بکر) روش احداث آتشباری بوده است و توصیه این روش بر این است که ترجیحا در شرایطی استفاده شود که روش احداث از نوع آتشباری است چنان هم که پیشتر اشاره شد برای حفاری توسط دستگاه TBM روش Q_{TBM} توسط بارتن در سال ۱۹۹۵ ارایه شده است.

توجهی که روش $Q*$ به روش احداث کرده تاثیر خسارت ناشی از احداث است که برای ۵ گروه مختلف از روش‌های آتشباری با کیفیت‌های مختلف ضرایب توانی C_f مختلفی را در نظر می‌گیرد. ادعا بر این است که کیفیت توده سنگ قبل از حفاری با کیفیت توده سنگ پس از حفاری متفاوت خواهد بود و خسارت ناشی از احداث مدول سنگ را در نزدیکی جبهه کار کاهش می‌دهد پس روش‌های مختلف آتشباری دارای کیفیت‌های متفاوتی بوده و تاثیرات متفاوتی در کیفیت توده‌سنگ خواهد داشت، بنابراین در رابطه $Q*_c$ ضرایب متفاوتی خواهند داشت. کیفیت روش آتشباری توسط

پارامترهایی نظیر بیش‌خردایش و HCF کنترل شده و با جدول ۲-۱۰ مطابقت داده می‌شود.

به طور کلی تاثیر روش احداث بر نگهداری را می‌توان در موارد زیر خلاصه کرد

- چرخه زمانی حفاری و نصب (نگهداری موقت و دایمی)
- اثر خسارت احداث
- زمان خود پایداری
- ظرفیت خودنگهداری

طبق گزارش‌های موجود هنگامی که مقادیر Q در بازه ۴<Q<۳۰ باشد، انفجار تاثیر قابل توجهی بر کیفیت توده سنگ دارد *(Loest1997)*. در واقع خسارت ناشی از احداث وقتی مهمتر است که کیفیت توده سنگ در این بازه باشد برای کاهش خسارت، اجرای آتشباری کنترل شده و برنامه‌ریزی دقیق نیاز است.

راه‌های افزایش نرخ پیشروی شامل موارد زیر است:

- بهبود روش حفاری
- استفاده از تجهزات به روز به سرعت بیشتر
- مدیریت افراد
- کاهش زمان نصب نگهداری
- قراردادن زمان ترابری بین زمان استراحت

حتی در حفاری‌های سریع هم زمان اندکی بین حفاری و نصب سیستم نگهداری باید در جبهه کار

سپری شود تا نگهداری موردنیاز برآورده شود هرچه بتوانیم شرایط جبهه کار را سریع‌تر برداشت کنیم دسترسی به حفاری سریع امکان‌پذیرتر خواهد بود. برای این منظور توصیه می‌شود از روش فتوگرامتریک دیجیتال به همراه داده‌پرداز پیشرفته برجا استفاده شود.

در حفاری سریع بهتر است سیستم نگهداری به دو بخش موقت و دایمی تقسیم شود. استفاده از اسکلت نگهداری این اجازه را می‌دهد که بتوانیم بخشی از نگهداری را پس از حفاری و بخشی دیگر را خارج از چرخه‌ی حفاری نصب کنیم.

نگهداری موقت اجازه می‌دهد بتوان به طور سریع و مطمئن در حفاری پیشروی کرد. با برداشتن زمان نصب و نگهداری از زمان چرخه حفاری، حفاری سریع را امکان‌پذیر خواهد شد. در روش Q^* پیشنهادهای مناسبی برای تخمین و استفاده از سیستم‌های نگهداری موقت ارایه شده که باعث افزایش نرخ پیشروی خواهد شد. بر این اساس ۱۰ الی ۳۰ درصد نگهداری نهایی می‌تواند در خلال چرخه پیشروی در نزدیکی جبهه کار نصب شود. به طور کلی ۳ محل در نزدیکی جبهه کار با دهانه حفاری بین ۳ تا ۱۵ متر شناخته شده است که عبارتند از:

- درون جبهه کار (L_f) : فاصله بین پیشانی تا $\frac{2}{3}$ عرض دهانه
- نزدیکی جبهه کار (L_{nf}): فاصله بین درون جبهه کار L_f تا ۳ یا ۶ برابر عرض دهانه
- دور از جبهه کار (L_{ff}) : فاصله L_{nf} تا ۲۰ یا ۵۰ برابر عرض دهانه

که با توجه به موقعیت‌های ارایه شده در هرکدام از موقعیت‌ها بخشی از نگهداری نهایی قابل اجرا خواهد بود.

شکل ۴-۱ نشان می‌دهد سیستم نگهداری تدریجی چه منافعی را به دنبال دارد به عنوان مثال اگر کلاس $LS3$ به صورت مرحله‌ای و فقط با ۳۰٪ برنامه نگهداری دایمی در چرخه حفاری نصب شود،

زمان چرخه نگهداری جبهه کار به میزان ۸۲٪ کاهش می‌یابد. از طرفی علاوه بر زمان نصب زمان گیرش محصولاتی نظیر *TSL* و شاتکریت در بهبود نرخ حفاری موثر هستند. به عنوان مثال طبق نظر انجمن بتن اتریش *(ACS.1999)*. برای اینکه ورود دوباره پرسنل به جبهه کار مجاز شود، مقاومت شاتکریت باید به مقدار ۱ مگاپاسکال رسیده باشد.

همچنین بیناویسکی *(Bieniawski 1973)*. مشخص کرد که بار وارد بر سیستم نگهداری وابسته به زمان است؛ از این جهت در حفاری سریع توجه به زمان خودایستایی به عنوان مدت زمانی که خود فضای زیرزمینی پس از حفاری می‌تواند پایدار بماند ضروری است. این دلالت بر آن دارد که اگر چرخه‌ی حفاری به طور قابل توجهی دارای زمان کمتری از زمان خودپایداری حفاری باشد، می‌توان فرآیند نصب سیستم نگهداری را از چرخه حفاری خارج کرد.

Support System Code	Description	Installation time relative to SS2 'common support'
NSS	no systematic support	100%
LS1	Tendons only, ultra wide pattern	81%
LS2	Boltless, TSL (fast)*	77%
LS3	Tendons only	42%
	Staged: 30% designed tendons	*82%*
LS4	Sparse Bolted Membrane, TSL (fast)*	58%
	Staged: TSL (fast) only	*76%*
	Staged: Ultra-wide pattern tendons	*79%*
SS1	Tendons and WWM	38%
	Tendons and TSL fast*	33%
	Staged: TSL (fast) only	*76%*
	Staged: TSL (fast) + 30% tendons	*58%*
	Staged: 100% designed tendons	*41%*
SS2	Tendons and WWM ('common support')	0%
	Tendons and TSL fast*	19%

شکل ۴-۱ تاثیر نگهداری موقت بر نرخ پیشروی (*Suorineni et al., 2008*)

این که تمام روش‌های حفاری تونل و سیستم‌های نگهداری که استفاده می‌شوند، اجـازه‌ی درجـه‌ای از تغییر شکل را به محیط سنگی می‌دهند امری اجتناب ناپذیر است. در بیشتر توده‌سنگ‌های با کیفیـت پایین‌تر (زمین‌های آماسی و مچاله‌شونده) اگر نگهداری اولیه انعطاف پذیر باشد، بارسنگ نهایی تمایـل به بزرگتر شدن دارد. هم‌چنین بزرگتر شدن بارسنگ در صورت تاخیر در نصب سیســتم نگهـداری نیـز رخ می‌دهد. تغییر شکل بررسی نشده ممکن است که منطقه عمیق‌تری از ســنگ بـالای سـر و محـیط حفاری را سست کند و بار نهایی افزایش پیدا کند. رویکرد روش Q استفاده از شاتکریت زودگیـر و یـا پیچ سنگ به عنوان نگهداری موقت بوده که باعث می‌شود بار نهایی کاهش پیدا کند چرا که ایـن کـار باعث به وجود آمدن یک تغییر شکل مناسب و کنترل شده در توده سنگ برای پدیده‌ی قـوس زدگـی شده و اجازه سست شدگی را به توده‌سنگ نمی‌دهد. اما در روش Q^* و با توجه سیستم‌هـای نگهـداری جدید می‌توان از یک TSL زودگیر و با مقاومت بالا استفاده کرد.

البته باید توجه داشت که در زمین‌های غیر آماسی و غیـر مچالـه‌شـونده، اگـر سیســتم نگهـداری زود نصب و درگیر شود و یا صلبیت آن بالا باشد، اجازه آزاد شدن تـنش را بـه تـوده ســنگ نمــی‌دهـد و از سهم سنگ در ظرفیت نگهداری خودش استفاده نمی‌کند و درنهایت موجب افزایش بار وارد بر سیستم نگهداری می‌شود. هم‌چنین دیر نصب شدن و یا انعطاف پذیری بیش از حد در چنین شرایطی موجـب عدم پایداری فضای زیرزمینی می‌شود. همواره باید بین صلبیت و زمان نصـب سیســتم نگهـداری یـک تناسب خوب برقرار شود.

۴-۳مقایسه روش Q با Q^*

۴-۳-۱ مقایسه پارامتری

اصلی‌ترین تفاوتی که در روش Q و Q^* وجود دارد حذف شدن عبارت تنش موثر در Q^* اسـت. میـزان تنش یک پارامتر مهم در طراحی سیستم نگهداری است کـه ایـن پـارامتر در روش Q درون رابطـه‌ی امتیازدهی به توده‌سنگ قرار گرفته، اما در روش Q^* ایـن پـارامتر بـه خـارج از رابطـه امتیـازدهی بـه

کیفیت توده‌سنگ انتقال داده شده است. بـاور پدیدآورنـدگان روش Q^* بـراین اسـت کـه تـنش مـوثر تاثیری در امتیازدهی به کیفیت توده سنگ ندارد. ازایـن‌رو تـاثیر تـنش در رابطـه Q^* بـه درون رابطـه سطح تنش (SL) انتقال داده شده و از طریق آن به انتخاب سیستم نگهداری پرداخته خواهد شد.

تفاوت بعدی بین دو روش در این است که در روش Q فرض بر پیوسته بودن تمامی درزه‌هاست امـا در روش Q^* برای دسته‌درزه‌ها پارامتر تداوم محاسبه می‌شود، ازاین‌رو دقت بیشتری را در تخمین کیفیـت توده سنگ در روش Q^* شاهد هستیم.

از ویژگی‌های مثبت دیگر Q^* نسبت Q توجه به میزان RQD در راستای تونل یا سـازه اسـت کـه بـا RQD_0 نشان داده می‌شود. پیشتر توضیح داده شد که عبارت $\frac{RQD}{Jn}$ اندازه بلوک‌های ایجاد شده توسـط دسته درزه‌ها را نشان می‌دهد و ازآنجایی‌که ابعاد بلوک‌ها در راسـتای مختلـف تفـاوت دارد، قـرار دادن RQD_0 به جای RQD می‌توان به اندازه بلوک‌ها در راستای تونل یا سازه پی برد.

ویژگی مثبت دیگر Q^* نسبت به Q توجه به مقاومت فشاری تک محوری سنگ (σ_c) است در خـارج از رابطه‌ی امتیازدهی به توده‌سنگ و در رابطه سطح تنش (SL) قرار دارد و بـرای انتخـاب نگهـداری بـه خصوص در شرایط تنش بالا که پایداری به مقاومت ماده‌سنگ بستگی دارد، بسیار مفید و موثر است.

از مهمترین تفاوت‌های روش Q و Q^* این است که Q معمولا کیفیت توده سنگ دست‌نخـورده را بـه دست می‌آورد اما Q^* کیفیت توده‌سنگ در معرض حفاری را بدست می‌آورد. بسیار واضح اسـت کـه در هنگام حفر سازه‌ی زیرزمینی وضعیت تنش‌ها در منطقه دچار تغییر شده و طراحی جدیـد بایسـتی بـا توجه به شرایط پیش‌رو و کیفیت توده سنگ در معرض حفاری انجام شود. پس روش Q^* از ایـن نظـر نیز دارای دقت بیشتری در داده‌های ورودی است.

اما آخرین تفاوت پارامتری دو روش، توجه به خسارت ناشی از احداث در روش Q^* است که به صـورت یک فاکتور توانی بین ۱ تا ۰/۶ تغییر می‌کند و باعث کاهش امتیاز اختصاص داده شده به کیفیت تـوده

سنگ می‌شود و ازآنجاکه در واقعیت هم خسارت‌های ناشـی از احـداث کیفیـت تـوده‌سـنگ را پـایین می‌آورند، از این نظر هم می‌توان اظهار داشت روش Q^* به واقعیت نزدیک‌تر است.

۴-۳-۲ مقایسه تحلیلی

در این بخش باید نتایج بدست آمده از کیفیت توده‌سنگ و تنش که درنهایت منجر به انتخاب سیسـتم نگهداری می‌شوند را با یکدیگر موردبررسی قرار داد. با توجه به روابطی که هـر دو روش بـرای انتخـاب سیستم نگهداری وجود دارد، هم‌بستگی خوبی بین نتایج هر دو روش در مطالعه موردی ایـن پـژوهش مشاهده شد. اما باید بررسی کرد که آیا در کیفیت‌های دیگر توده‌سنگ و سطوح تنش مختلف نیز ایـن هم‌بستگی وجود دارد یا فارغ از هم‌بستگی این که آیا کدام روش به واقعیت موجود نزدیک‌تر است نیـز باید موردبررسی قرار بگیرد. در هر دو تونل موردبررسی در این پژوهش سطح تـنش در گـروه SL کـم قرار گرفتند چرا که در هر دو تونل سطح تنش محاسبه شده کمتر از ۰/۴ بود. با توجه به نتایج بدسـت آمده از این پژوهش می‌توان حدس زد که هم‌بستگی این دو روش در سطوح تنش پایین برقـرار باشـد. البته برای اثبات این ادعا باید گزارش‌های بیشتری را مورد تحلیل و بررسی قرار داد.

ازآنجاکه روش Q یک روش جامع است ولی Q^* روشی است که به نظر می‌رسـد بـرای شـرایط خـاص ابداع شده باشد، بنابراین انتظار می‌رود روش Q^* برای شرایطی کـه خاسـتگاه ایـن روش اسـت، یعنـی عمق و فشار بالا و شرایط تونل کوچک اندازه‌ی معدنی دقت بالاتری در تخمین کیفیـت تـوده‌سـنگ و انتخاب سیستم نگهداری و تخمین فشار وارد بر سیستم نگهداری از خـود ارایـه کنـد. در ایـن شـرایط پایداری یک سازه‌ی زیرزمینی بیشتر از آنکه وابسته به شرایط ناپیوستگی‌ها باشـد وابسـته بـه شـرایط تنش منطقه است. اما در شرایط تنش پایین که در مطالعه موردی این پژوهش نیز برقرار بـود، کنتـرل پایداری توسط درزه‌ها صورت می‌گیرد.

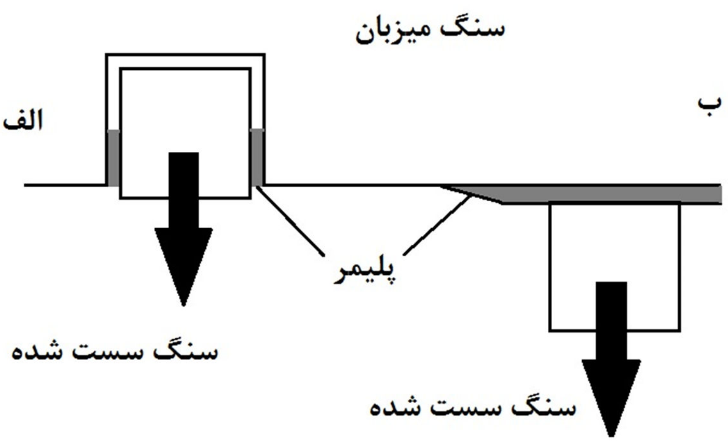
۴-۴ بررسی سیستم نگهداری TSL

سیستم نگهداری TSL افزایش سرعت نصب و کاهش حمل و نقل مواد و افزایش انعطاف پـذیری را بـا خود به دنبال داشته است. هنگام استفاده از TSL باید توجه داشت که آن‌ها ظرفیت باربری محـدودی دارند. یک پوسته‌ی نازک در سنگ‌های شکسته شده یا درزه‌دار باعث جلوگیری ازسست شدن، لغزیدن و از هم بازشدن سنگ‌ها می‌شود، درنتیجه قطعات توده‌سنگ مجبورند در کنار یکدیگر ثابـت بماننـد و از قوس زدگی جلوگیری می‌شود. اگر شرایط به توده‌سنگ اجازه دهد کـه بـیش از حـد سسـت شـود، به‌منظور ایجاد یک منطقه‌ی امن می‌توان دستورات نگهـداری را تغییـر داد، یـا بـه صـورت موضـعی از ترکیب پیچ سنگ یا تاندون با TSL استفاده نمود. درمعادن کانادا معمولا از پیچ سنگ و تانـدون بـرای نگهداری بلوک کلیدی و از توری سیمی برای نگهداری قطعات کوچکتر و از شاتکریت بـرای نگهـداری هم بلوک‌های کلیدی و هم بلوک‌های کوچک استفاده می‌شود *(Yilmaz & Toper, 2003)*.

اکثر طراحی‌های نگهداری بر روی ظرفیـت بـاربری نگهـداری تمرکـز مـی‌کننـد. ظرفیـت جابجـایی و انعطاف‌پذیری نگهداری به اندازه ظرفیت باربری مهم است. به خصوص در شرایطی که در آن همگرایـی زمین زیاد بوده و جا به جایی نسبی و یا جابه‌جایی برشی بین بلوک‌های سنگ‌های مجاور انتظـار مـی-رود. به عنوان مثال مواد پاشیدنی مانند شاتکریت با مقاومت بالای خودمانع جابه‌جایی هـای بـزرگ در سنگ می‌شوند درحالی که توری سیمی به عنوان یک نگهداری غیر عامل، اجازه جابجایی هـای بـزرگ را به سنگ خواهد داد. درحالت عمـومی شـاتکریت مسـلح بـه الیـاف فـولادی نسـبت بـه TSL دارای مقاومت نگهداری بالاتری است اما در شرایطی که همگرایی زیاد باشـد، TSL انعطـاف بیشـتری نشـان داده و بازه‌ی بزرگی از جابجایی را پوشش می‌دهد. طبق آزمایش‌های انجام شده توسط تاننـت *(Lau, Saydam, Cai, & Mitra, 2008)* یک صفحه شاتکریت مصـلح بـه الیـاف فـولادی بـا قطـر ۲۵۰ و ضخامت ۷۰ میلی متر در مقایسه با بلوک های بتنی پوشـیده شـده از یـک لایـه نـازک پلـی اورتـان، شاتکریت پس از تحمل بار وارد شده با جابجایی بین ۵ تا ۱۰ میلی متـر از هـم گسسـته مـی‌شـود در

حالی که بلوک‌های بتنی پوشیده شده از پوسته نازک پلی اورتان ، پس از تحمل همان بار حداکثر بین ۴۰ تا ۵۰ میلیمتر جا به جا شده بدون آن که از هم گسسته شود. یک پوسته پلیمری به سادگی می‌تواند قطعات سنگ مجاور هم را به هم بچسباند یا آنها را به یکدیگر قفل کند. جرم بلوک‌های سنگی سست شده بسته به اینکه مقادیر چسبندگی پوسته به سنگ و مقاومت کششی و برشی پلیمر چقدر باشد، به راحتی می‌تواند توسط *TSL* کنترل شود *(Ozturk & Tannant, 2010)*.

در شرایطی که درزه‌ها و شکستگی‌های باز وجود داشته باشند، پلیمر اسپری شده می‌تواند به درون سنگ سست نفوذ کند، شکل ۴-۲ یک مدل ساده از یک سنگ مکعبی را نشان می‌دهد که فرض شده در جای خود سست و قابل حرکت است. هر چهار طرف این سنگ توسط پلیمر به سنگ میزبان چسبانده شده است. نیروی موردنیاز جهت جا به جا کردن بلوک از سنگ مجاورش وابسته به عمق نفوذ پلیمر در سنگ و هم چنین مقاومت برشی پلیمر است. بر اساس مطالعات آزمایشگاهی هنگامی پلیمر به درون درزه‌ها نفوذ می‌کند که بازشدگی درزه حداقل بین ۱ تا ۲ میلی متر باشد و در این حالت عمق نفوذ پلیمر به درون درزه بین ۲۰ تا ۵۰ میلیمتر خواهد بود *(Lau et al., 2008)*.



شکل ۴-۲ نقش پلیمر در قفل کردن بلوک به سنگ میزبان (Tannant, 2001)

طبق رابطه ۴-۱ نیروی F موردنیاز برای کشیدن سنگ سست از مجاورت سنگ میزبان با طول L برابر است با:*(Tannant, 2001)*

$$F = L.d_f.\sigma_t$$ رابطه ۴-۱

که در آن d_f عمق نفوذ پلیمر به درون ناپیوستگی بر حسب میلیمتر و L محیطی که پلیمر در آن نفوذ کرده بر حسب متر، σ_t مقاومت کششی پلیمر بر حسب مگا پاسکال و F نیروی لازم برای جابجایی بلوک سنگی بر حسب کیلو نیوتن است.

در این حالت فرض می‌شود که مقاومت چسبندگی پلیمر به سنگ با مقاومت کششی پلیمر برابر است. البته در حالت واقعی قبل از آنجا که مقاومت چسبندگی پلیمر به سنگ کمتر از مقاومت کششی پلیمر است؛ قبل از این که نیروی وارد بر بلوک به مقاومت کششی پلیمر برسد، بین سطح سنگ و پلیمر جدایی اتفاق می‌افتد. اما صرفا برای نشان دادن یک مقایسه بین نیروی وزن بلوک به عنوان نیروی کششی و مقاومت کششی پلیمر فرض بر این است که جدایی بین سطح پلیمر و سنگ اتفاق نمی‌افتد. با فرض این‌که بلوک مکعبی با طول وجه ۰/۱ متر وجود داشته باشد و عمق نفوذ پلیمر به درون درزه ۲۰ میلیمتر باید و مقاومت کششی پلیمر ۸ مگاپاسکال باشد، آنگاه نیروی لازم برای جابجایی بلوک برابر با ۶۴ کیلونیوتون خواهد بود. حتی اگر نفوذ پلیمر در یک وجه درزه صورت پذیرد، آنگاه نیروی لازم برای جابجایی بلوک برابر با ۱۶ کیلونیوتن خواهد بود. وزن متوسط یک بلوک مکعبی سنگی با ابعاد ۰/۱ متر برابر با ۲۵ نیوتن است. ازاین‌رو ظرفیت نگهداری چیزی در حدود ۱۰۰۰ برابر نیروی وزن بلوک است. البته در اینجا فرض بر این است که پلیمر تمام سطح را پوشش داده و تمام عمق نفوذ جزو محدوده موثر عرض چسبندگی قرار دارند. اما باز هم با کاهش هرکدام به اندازه ضریب $\frac{1}{4}$ هنوز هم مقاومت و ظرفیت نگهداری پلیمر خیلی بیشتر از وزن بلوک خواهد بود. نتیجه این آزمایش نشان می‌دهد اگر مواد لایه پلیمری نازک بتوانند به درون درزه‌های توده سنگ نفوذ کنند، به‌خوبی می‌توانند بلوک‌های کوچک سنگی را نگهداری کنند اگرچه این نفوذ می‌تواند باعث افزایش باربری

سیستم *TSL* شود، اما برای طراحی یک سیستم نگهداری پلیمری نازک بهتر است از این امکان صرف نظر شود *(Ozturk & Tannant, 2010)*.

یک پوسته نازک که به سطح سنگ حفاری شده نصب می‌شود، به طور ویژه در مکان‌هایی که شکستگی و ناپیوستگی وجود دارد، برای جلوگیری از حرکت نسبی بین بلوک‌های سنگی بسیار موثر است. یک پوسته نازک این کار را از ترکیب دو عمل دیگر انجام می‌دهد. یکی عمل کردن مانند چسب بین قطعات است و دیگری عملکرد پوسته ای. اگر پوسته مجبور به تغییر شکل‌های بزرگ باشد ، عملکرد پوسته ای آن بسیار مهم خواهد بود.

یک پوسته زمانی بیشترین تاثیر را دارد که قبل از اینکه حرکات قابل توجه در مکان صورت گیرد، به سنگ نصب شود. در برخی موارد پوسته می‌تواند با قفل کردن بلوک‌ها به یکدیگر حرکت نسبی آن‌ها را محدود کند و درنتیجه یک ثبات برای توده‌سنگ اطراف فضای حفاری ایجاد می‌کند. در موارد دیگر زمانی که شرایط توده سنگ، سطح تنش و هندسه حفاری ترکیبی برای تغییر شکل‌های بزرگ در سنگ را به وجود بیاورند، پوسته ممکن است قادر به جلوگیری از جابه‌جایی‌های نسبی نباشد و یک منطقه از سنگ ناپایدار به وجود می‌آید. تحت چنین شرایطی نگهداری به عنوان یک پوسته قابل تغییر شکل پذیری برای نگهداری و حفظ سنگ در مکان عمل می‌کند *(Yilmaz, 2007)* .

هنگامی که سیستم نگهداری تحت جابه‌جایی برشی قرار می‌گیرد، سختی بالای مواد پلیمری برای مقاومت در برابر جابجایی برشی مفیدتر است. درجابجایی‌های کوچک سنگ، عملکرد پوسته برای جلوگیری از فروپاشی قطعات کوچک سنگ عبارت است از

- قفل کردن بلوک های سنگی کوچک به یکدیگر در محل برش
- جلوگیری از شل شدن توده سنگ
- ایجاد تعامل بین بلوک‌های برشی سنگ

- ایجاد یک قوس پایدار از توانایی خودنگهداری سنگ

در جابجایی های کوچک (حرکت نسبی سنگ در حد ۱ میلیمتر) پوسته پلیمری مانند شاتکریت به عنوان یک نگهداری فعال عمل می‌کند *(Dirige & Archibald, 2009)*.

پوسته نازک پلیمری می‌تواند توسط یکی از دو حالت عمودی یا مورب بشکند. در هر دو حالت فرض بر این است که در چسبندگی بین پلیمر و سنگ شکست رخ نمی‌دهد. با توجه به این‌که پوسته پلیمری تنها چند میلیمتر ضخامت دارد، شکست برشی مستقیم یا پارگی مورب از پوسته باید در این چند میلیمتر جابه‌جایی نسبی سنگ رخ دهد. این دو حالت شکست احتمالا زمانی رخ می‌دهد که قدرت چسبندگی پوسته اندازه مقاومت کششی پوسته باشد.

برای حالت‌های مختلف شکست، ظرفیت نگهداری (در اینجا به عنوان نیرویی در واحد طول در اطراف محیط بلوک بیان شده است) یک تابع ساده از ضخامت پوسته و مقاومت برشی یا کششی پیوسته است *(Lau et al., 2008)*.

$$F = r.\sigma_r$$ رابطه ۴-۲

که در آن r ضخامت پوسته و σ_r مقاومت کششی پوسته است.

با فرض ضخامت پوسته ۴میلی‌متر و مقاومت کششی بین ۱ تا ۸ مگاپاسکال، محدوده‌ی ظرفیت نگهداری در بازه‌ی ۴ تا ۳۲ کیلو نیوتن است. اگر اندازه بلوک ۱ متر مکعب باشد، با فرض وزن مخصوص ۲۶ کیلو نیوتن بر متر مکعب بصورت تئوری TSL می‌تواند وزن یک بلوک با عمق بین ۰/۶ تا ۵ متر را نگه دارد. نکته‌ای که باید به آن دقت شود این است که خیلی خوشبینانه است که از یک - پوسته‌ی پلیمری با ضخامت ۴ میلی متر انتظار داشته باشیم بلوکی با عمق ۵ متر را نگه‌دارد. در شرایط حفاری واقعی شرایط بارگذاری به گونه‌ای است که بارگذاری به صورت نامنظم بوده و این مساله ظرفیت باربری پوسته‌ی نگهداری را تا حد زیادی کاهش می‌دهد. همچنین می‌توان استدلال

کرد که در حالت پارگی کششی مورب، ضخامت درستی که تنش را تحمل می‌کند بزرگتـر از ضـخامت اسمی پوسته است. با این حال باتوجه به اصل عدم قطعیت در پارامترها این اثر نادیده گرفته مـی‌شـود *(Tannant, 2001)*.

درحالی که رویکرد ارایه شده در مورد رفتار *TSL* گویا است، طراحی پوسته به صورت دقیق تقریبا غیر ممکن است. زیرا هندسه‌ی پیچیده‌ی بلوک‌ها، بـرش متعامـل سـنگ و طبیعـت ناشـناخته نیروهـا در واقعیت مانع طراحی دقیق خواهند شد. اما بطور واضح *TSL* توانایی نگهداری قطعات کوچک سنگ در جایشان را دارا است.

در هنگام آزمایش کشش به میزان بیشتر از ۱ میلی متر مشاهده شده است جابجایی بلـوک‌هـا در اوج بار معمولا خیلی بیشتر از ضخامت پوسته است. این نشان می‌دهد که پوسته‌ی پلیمری قبل از رسـیدن به مرحله‌ی شکست قادر به کشش و تغییر شکل است. برای رسیدن به این هدف چسـبندگی *TSL* بـه برخی از بلوک‌ها باید از دست برود. بنابراین از دست دادن چسبندگی بـه دنبـال پـارگی کششـی یـک فرآیند مهم از نقطه نظر طراحی است. نتایج آزمایش‌های انجام شده بر روی پوسته‌ی پلی اورتان نشـان داده است نیروی برشی پوسته برابر با نیروی پارگی کششی همان پوسته است. امـا قـدرت چسـبندگی پوسته به میزان قابل توجهی کمتر از این مقدار است. در این شرایط پوسته قرار گرفته در اطراف بلوک ممکن است به تدریج بشکند و در این صورت پوسته روی بلوک مـی توانـد نیروهـای جابجـایی بـزرگ بلوک را تحمل کند *(Ozturk & Tannant, 2010)*.

شکست نهایی پوسته *TSL* در پارگی کششی و یا از دست دادن چسبندگی در جابجـایی بـزرگ بلـوک رخ می‌دهد. برای افزایش عرض موثر چسـبندگی مـی‌تـوان از نصـب پـیچ‌سـنگ در ترکیـب بـا *TSL* استفاده کرد.

۴-۴-۱ پوشش پیوسته

تجربه نشان داده است که بهترین نوع نگهداری استفاده از یک پوشش پیوسته است. توری سیمی تا حد زیادی یک نگهداری غیرعامل است که اغلب وزن بار مرده از سنگ‌های کوچک بین پیچ‌سنگ‌ها را تحمل می‌کند در حالی که یک نگهداری پیوسته می تواند علاوه بر نگهداری سنگ‌های کوچک، به صورت یک نگهداری فعال عمل کند.

اگرچه ضخامت پوسته در نزدیکی شکستگی‌ها یا تقعرهای تیز روی سطح بیشتر است، اما در حالت کلی پوسته از کنتورهای سطح پیروی می‌کند. تجهیزات اسپری هوشمند ممکن است امکان درزه‌ها و شکستگی‌ها را شناسایی کرده و مواد *TSL* را تنها روی این مکان‌ها بپاشد. درنتیجه یک پوسته با عملکرد تار عنکبوتی ساخته‌ایم. این کار باعث صرفه‌جویی در مصرف مواد *TSL* شده و زمان نصب را کاهش می‌دهد. یک شبکه تار عنکبوتی از مواد *TSL* که در لابه‌لای درزه‌ها نفوذ می‌کند مانند پل-سنگ عمل کرده و به جلوگیری از جابجایی نسبی بلوک‌های سنگی کمک می‌کند. با این حال اگر شرایط زمین بسیار سست باشد که شبکه توری از مواد *TSL* نتواند به ثبات سنگ کمک کند، آنگاه استفاده از یک پوسته پیوسته عملکرد بهتری خواهد داشت. چرا که مشخصا یک پوسته‌ی پیوسته دارای ظرفیت باربری بیشتری از شبکه تارعنکبوتی *TSL* خواهد بود. با این حال زمانی که شرایط زمین مناسب باشد یک شبکه تارعنکبوتی از *TSL* موثرتر و اقتصادی‌تر خواهد بود *(Yilmaz & Toper, 2003)*.

۴-۴-۲ نرخ عملیات

INCO مطالعات هزینه و زمان برای عملیات نصب انواع مختلف سیستم‌های نگهداری را انجام داده-است. این مطالعات بر پایه‌ی یک حفاری با ابعاد ۴/۹×۴/۹ متر انجام شده است. فرض بر این است که سیستم پیچ‌سنگی و تور سیمی توسط ماشین قیچی و استوپر دستی و دریل و جک باشد، شاتکریت به صورت دستی و با تجهیزات ترکیب خشک و پوسته پلیمری توسط تفنگ اسپری دستی و اپراتور

انجام شود.

نرخ عملیات برای پیچ‌سنگ مکانیکی با طول ۱/۸ متر با توری سیمی به مقدار ۰/۱۱ تا ۰/۱۵ متر مربع در هر دقیقه و برای شاتکریت با ضخامت ۵۰ میلی‌متر و مسلح با الیاف فولادی و با پاشش دستی و بدون پیچ سنگ بین ۰/۱ تا ۰/۳۳ متر مربع در هر دقیقه و برای پوسته پلیمری بدون پیچ‌سنگ بین ۱/۸ تا ۲/۳ مترمربع بر دقیقه است. البته نرخ عملیات شاتکریت اگر از مخلوط تر و با استفاده از تجهیزات نیمه خودکار از راه دور باشد می‌تواند حتی تا ۱۰ برابر افزایش یابد. با بهبود بهره‌وری مشابه برای *TSL* انتظار می‌رود استفاده از آن گسترش بیشتری یافته و تجهیزات اسپری تخصصی توسعه پیدا کند *(Yilmaz, 2012)*.

۳-۴-۴ هزینه

مواد مورد استفاده در برخی سیستم‌های نگهداری *TSL* در حال حاضر گران هستند. طبق تحقیقات تاننت در سال ۲۰۰۱ در کشور کانادا، با فرض ضخامت ۴ میلی‌متر بازه‌ی قیمتی بین ۲۵ تا ۵۰ دلار در هر متر مربع را دارا هستند. این قیمت مشابه قیمت شاتکریت مسلح به الیاف فولادی با ضخامت ۵۰ میلی‌متر است. قیمت سیستم پیچ‌سنگ و توری سیمی ارزان‌تر بوده و حدود ۱۰ تا ۱۳ دلار در هر متر مربع است. با این حال باید دانست که نصب و راه‌اندازی متداول سیستم پیچ‌سنگ و توری‌سیمی کاری زمان‌بر و عملیاتی فشرده است. در تمام موارد هزینه‌های نگهداری شامل نیروی کار و تجهیزات بسیار بیشتر از مواد اولیه هستند. این نکته بسیار مهم است که قیمت مواد اولیه تنها عامل کنترل کننده‌ی اقتصادی برای انتخاب سیستم نگهداری نیست.

منافع اقتصادی حاصل از استفاده از *TSL* به‌خاطر بهره‌وری بالاتر ایجاد شده توسط کاهش زمان نیاز به نصب نگهداری توجیه می‌شود. ضمن این‌که دستاوردهای دیگر این سیستم بیشتر به هنگام حمل و نقل مواد و هزینه‌ی حمل و نقل مواد در نظر گرفته می‌شود. به هنگام کار با *TSL* نیاز به حمل مواد کمتری به زیر زمین نسبت به شاتکریت است. مطالعات نهایی توسط *INCO* مشخص کرده است که

هزینه‌های نهایی استفاده از TSL با مواد پلی اورتان حدود ۱۲۵ دلار برای هر متر مربع است که شـبیه پیچ‌سنگ و توری است و بسیار ارزان‌تر از شاتکریت تقویت شده با الیاف فولادی است. این هزینه بدون در نظرگـرفتن بهـره‌وری زمـانی کـه از تجهیـزات نیمـه‌خودکـار اسـتفاده شـود محاسـبه شـده اسـت *(Tannant, 2001)*. البته این هزینه‌ی تمام شده در کشور کانادا اسـت کـه بـرای اسـتفاده در کشـور ایران گران محسوب می‌شود. از آنجا که هزینه‌های حمل و نقل و نیروی کار در ایران ارزان‌تر از کانـادا است، هزینه‌های نهایی این محصول در ایران احتمالا کمتر خواهد بود.

۴-۵ جمع بندی فصل

در این فصل تحلیل و بررسی روش Q^* به عنوان یک روش تجربی مشاهده شد. این تحلیل و بررسی‌ها شامل تحلیل پارامتری این روش و تحلیل ساز و کار محاسبات و انتخـاب سیسـتم نگهـداری هسـتند. نکته جالب در این تحلیل، بررسی موارد استفاده ازاین‌روش طبـق پـارامترهـای موردنیـاز ایـن روش و خاستگاه آن است. همچنین دقت کارکرد این روش نیز به صورت فرضیات تئـوری مـورد بررسـی قـرار گرفت. در گام بعدی به مقایسه پارامتری و تحلیـل روش Q و روش Q اسـتار پرداختـه شـد و دقـت و جامعیت و ساز و کار هـر دو روش موردبررسـی قـرار گرفـت. درنهایـت بـه تحلیـل و بررسـی سیسـتم نگهداری TSL پرداخته شد که این بررسی نیز شامل بررسی ساز و کار نگهداری این روش، روش اجـرا و مقایسه آن با سایر روش‌ها از نظر زمان و هزینه شده است.

۵ فصل پنجم: نتایج و پیشنهادات

۵-۱جمع‌بندی و نتایج

هدف از این پژوهش تحلیل و بررسی ساز و کار روش Q^* و سیستم‌های نگهداری جدید است. این هدف کمک می‌کند تا بتوان با روند تخمین کیفیت توده سنگ و طراحی سیستم نگهداری در این روش آشنا شد. ابزار مورد استفاده برای این ارزیابی مدل‌سازی عددی به وسیله نرم‌افزار $UDEC$ بوده است. این نتایج می تواند برای توسعه روش Q^* به عنوان یک روش تجربی جدید مفید باشد. نتایج به‌دست‌آمده به شرح زیر است.

۱. روش Q^* به پارامترهای جدیدی برای تخمین کیفیت توده سنگ توجه کرده است. مهمترین این پارامترها شاخص تداوم درزه است. با توجه به این پارامتر می‌توان تخمین بهتری از ظرفیت خودباربری توده‌سنگ به دست آورد. همچنین در این روش مقدار RQD در جهت سازه محاسبه می‌شود که باعث تخمین بهتر از کیفیت توده‌سنگ می شود. توجه به خسارات ناشی از احداث پارامتر دیگری است که باعث تخمین توده سنگ در حین حفاری می شود و دقت طراحی سیستم نگهداری را در مراحل طراحی افزایش می‌دهد. توجه به مقاومت فشاری تک محوره و ترکیب آن با تنش‌های موجود در منطقه به عنوان رابطه‌ای جداگانه از تخمین کیفیت توده سنگ برای انتخاب سیستم نگهداری نیز راهکار مفیدی است.
۲. روش Q^* به اندازه‌ی دهانه‌ی حفاری و شاخص ESR برای انتخاب نگهداری توجه نمی‌کند. این موضوع احتمالا به‌خاطر خاستگاه این روش است ازاین‌رو می‌توان حدس زد موارد استفاده ازاین روش بیشتر مربوط به تونل‌های معدنی با دهانه کوچک باشد.
۳. در این روش به سیستم نگهداری جدید نظیر TSL توجه شده است که باعث افزایش نرخ پیشروی و کاهش هزینه‌ها می‌شود.
۴. باتوجه به نمودار ارایه شده برای انتخاب سیستم نگهداری در شرایط تنش بالای ۰/۶ امکان حفاری سریع وجود ندارد. هم چنین هنگامی که مقدار Q^* کمتر از ۱ باشد به دلیل کیفیت

پایین توده سنگ این امکان از محیط سلب می‌شود. در شرایطی هم که سطح تـنش کمتـر از ۰/۴ باشد و هم مقدار Q^* بیشتر از ۱۰ باشد نیاز به سیستم نگهداری وجود ندارد.

۵. با توجه به تاثیر شعاع تونل در بار وارد بر سیستم نگهـداری و توجـه روش Q بـه ایـن پـارامتر می‌توان اظهار داشت روش Q نسبت به روش Q^* عمومیت بیشتری دارد.

۶. سیستم نگهداری TSL مزایای فراوانی دارد که باعث می‌شود به کمک آن بتوان به نرخ بـالای حفاری دست یافت ازجمله‌ی این مزایا می‌توان به زمان نصـب کـم، مقاومـت خـوب، توانـایی نگهداری به صورت محلی، توانایی نگهداری به صـورت موقـت و انعطـاف در ترکیـب بـا سـایر سیستم‌های نگهداری نظیر پیچ‌سنگ و شاتکریت اشاره کرد.

۷. سیستم نگهداری TSL برای نگهداری قطعات کوچک سست شده سنگ کارایی بـالاتری دارد. برای استفاده از این سیستم نگهداری به عنوان نگهداری دایمی باید در شرایط تـنش پـایین و یا کیفیت خوب توده‌سنگ استفاده کرد، در غیر ایـن صـورت بایـد بـا ترکیـب پـیچ‌سـنگ بـا شاتکریت استفاده شود.

۸. در مطالعه موردی این پژوهش میزان نگهداری ارایه شـده توسـط روش Q^* بـر اسـاس نتـایج به‌دست‌آمده از مدل‌سازی عددی منطقی ارزیابی شد. این نشان دهنده‌ی ایـن اسـت کـه ایـن روش می‌تواند یک روش مفید برای تخمین کیفیت توده سنگ و پیشـنهاد سیسـتم نگهـداری باشد.

۵-۲ پیشنهادات

۱. پیشنهاد می‌شود برای توسعه‌ی روش Q^* در تخمین نگهداری، به انـدازه‌ی دهانـه و کـاربری فضای زیرزمینی توجه شود.

۲. نگهداری‌های پیشنهادشده در روش Q^* دارای مقادیر کیفی هستند، برای انتخاب بهتر روش و سیستم نگهداری بهتر است با جمع‌آوری گزارش‌های بیشتر این مقادیر کمی‌سازی شوند.

۳. روش دقیق و مشخصی برای انتخاب TSL مناسب در روش Q^* وجود نـداد. بنـابراین توصـیه می شود این بخش توسعه داده شده و یک روش دقیق و مشخص ارایه شود.

۴. مطالعه‌ی یک روش تجربی تنها با صحت سنجی چنـد مـدل عـددی محـدود بـه طـور کامـل امکان‌پذیر نیست، بنابراین پیشنهاد می‌شود در شرایط مختلف عمـق و کیفیـت تـوده‌سـنگ و عرض دهانه تونل این صحت‌سنجی انجام شود.

منابع

صالحی، بهرام، ۱۳۸۷، محاسبه بهره‌وری و نرخ پیشروی دستگاه *TBM* در پروژه تونل انتقال آب کرج-تهران با استفاده از مدل‌های تجربی، چهارمین کنگره ملی مهندسی عمران، دانشگاه تهران، اردیبهشت ۱۳۸۷

محمدی، سجاد، ۱۳۹۱، کاربرد فناوری *Thin Spray-on Lining* در نگهداری فضاهای زیرزمینی، اولین کنفرانس فناوری‌های معدنکاری ایران، دانشگاه یزد، شهریور ۱۳۹۱

موسی زاده، سیف الدین، ۱۳۹۲، مقایسه روش‌های عددی مختلف در تحلیل پایداری مغار نیروگاه زیرزمینی مسجد سلیمان، نشریه روش‌های تحلیلی و عددی در مهندسی معدن، ش ۵، بهار و تابستان ۱۳۹۲، ص ۸۹-۹۸

Abbott, B., Abbott, R., Adhikari, R., Ageev, A., Allen, B., Amin, R., … others. (2004). Detector description and performance for the first coincidence observations between LIGO and GEO. Nuclear Instruments and Methods in Physics Research Section A: Accelerators, Spectrometers, Detectors and Associated Equipment, 517*(1), 154–179.*

Amstrup, S. C., McDonald, T. L., & Manly, B. F. J. (2010). Handbook of capture-recapture analysis. *Princeton University Press.*

Archibald, J. F., & Dirige, P. A. (2006). Development of thin, spray-on liner and composite superliner area supports for damage mitigation in blast-and rockburst-induced rock failure events. WIT Transactions on The Built Environment, 87.

Armstrong, E. L. (1970). Development of tunneling methods and controls. Journal of the Construction Division.

Ash, C., Priest, F. G., & Collins, M. D. (1993). Molecular identification of rRNA group 3 bacilli (Ash, Farrow, Wallbanks and Collins) using a PCR probe test. Antonie van Leeuwenhoek*, 64(3–4), 253–260.*

Barton, N., (1999). General report concerning some 20th century lessons and 21st century challenges in applied rock mechanics, safety and control of the environment. In: Proceedings of the 9th Congress of ISRM, Paris, Balkema, Rotterdam, vol. 3

Barton, N. (1988). Rock mass classification and tunnel reinforcement selection using the Q-system. In Rock classification systems for engineering purposes*. ASTM International.*

Barton, N., & Choubey, V. (1977). The shear strength of rock joints in theory and practice. Rock Mechanics and Rock Engineering*, 10(1), 1–54.*

Barton, N., & Grimstad, E. (2014). Forty years with the Q-system in Norway and Abroad

Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. Rock Mechanics*, 6(4), 189–236.*

Barton, N. R. (2000). TBM tunnelling in jointed and faulted rock*. CRC Press.*

Barton, N. R. (2008). Shear strength of rockfill, interfaces and rock joints, and their points of contact in rock dump design. Rock Dumps*, 3–17.*

Bell , F.G. (1994) , Engineering in Rock Masses Butter worth Heinemann Ltd.

Bieniawski, Z. T. (1973). Engineering classification of jointed rock masses. Civil Engineer in South Africa*, 15(12).*

Bredy, T. W., Lee, A. W., Meaney, M. J., & Brown, R. E. (2004). Effect of neonatal handling and paternal care on offspring cognitive development in the monogamous California mouse (Peromyscus californicus). Hormones and Behavior*, 46(1), 30–38.*

Brown, E. T. (1981). Rock characterization, testing & monitoring: ISRM suggested methods.

Carranza-Torres, C., & Fairhurst, C. (1999). The elasto-plastic response of underground excavations in rock masses that satisfy the Hoek--Brown failure criterion. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 36(6), 777–809.*

Charette, F. (1988). Utilisation des classifications g{é}om{é}caniques pour la d{é}termination des besoins de boulonnage en galerie.

Chen, J., Hagan, P. C., & Saydam, S. (2016). Load Transfer Behavior of Fully Grouted Cable Bolts Reinforced in Weak Rocks Under Tensile Loading Conditions.

Darling, P. (2011). SME mining engineering handbook *(Vol. 1). SME.*

Dershowitz, W. S., & Einstein, H. H. (1988). Characterizing rock joint geometry with joint system models. Rock Mechanics and Rock Engineering*, 21(1), 21–51.*

Diederichs, M. S., & Kaiser, P. K. (1999). Tensile strength and abutment relaxation as failure control mechanisms in underground excavations. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 36(1), 69–96.*

Dirige, A. P. E., & Archibald, J. F. (2009). Numerical modeling simulations of spray-on liners support potential in highly stressed and rockburst prone rock conditions. In Proc 3rd Canada-US rock mechanics symposium. Toronto.

Edelbro, C,. (2004). Evaluation of rock mass strength criteria. Lulea university of technology, department of civil and environmental engineering. division *of rock mechanics.*

EFNARC, "Specification and Guidelines on Thin Spray-on Liners for Mining and Tunneling", July, 2008

Erasmus J. 2000. Assessment of the applicability of legislation, pertaining Hi the prevention of rock related accidents occurring at South African metalliferous mines. M.Sc. Research Report. University of the Witwatersrand. Johannesburg

Gaudreau, D., Aubertin, M., & Simon, R. (2004). Performance assessment of tendon support systems submitted to dynamic loading. *{É}cole polytechnique.*

Grimstad, E. (1993). Updating the Q-system for NMT. In Proceedings of the International Symposium on Sprayed Concrete-Modern use of wet mix sprayed concrete for underground support, Fagemes, Oslo, Norwegian Concrete Association, 1993.

Grimstad, E., & Barton, N. (1988). Design and methods of rock support. Norwegian Tunnelling Today, Publ*, 5, 59–64.*

Herget, G. (1988). Stresses in rock*. Balkema Rotterdam.*

Hoek, E. (1998). Tunnel support in weak rock. In Proc. Reg. Keynote address, Symposium of Sedimentary Rock Engineering, Taipei, Taiwan, No-vember *(pp. 20–22).*

Hoek, E., & Brown, E. T. (1980). Underground excavations in rock*.*

Hudson, J. A., & Harrison, J. P. (2000). Engineering rock mechanics: an introduction to the principles*. Elsevier.*

Jager, A. J., & Ryder, J. A. (1999). A handbook on rock engineering practice for tabular hard rock mines. Safety in Mines Research Advisory Committee, Johannesburg.

Jing, L., & Hudson, J. A. (2002). Numerical methods in rock mechanics. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 39(4), 409–427.*

Lau, V., Saydam, S., Cai, Y., & Mitra, R. (2008). Laboratory investigation of support mechanism for thin spray-on liners. In Proceedings of the 12th International Conference of International Association for Computer Methods and Advances in Geomechanics (IACMAG), Goa, India *(pp. 1381–1388).*

Li, Z., Saydam, S., Mitra, R., & Chalmers, D. (2016). Potential use of thin spray-on liners for gas management in underground coal mines. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 116(12), 1091–1100.

MAHTAB, A., & Grasso, P. (1992). Geomechanics principles in the design of tunnels and caverns in rock. *Elsevier.*

Martin, C. D., Kaiser, P. K., & Christiansson, R. (2003). Stress, instability and design of underground excavations. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 40(7), 1027–1047.*

Mathews, K. E., Hoek, E., Wyllie, D. C., & Stewart, S. B. V. (1980). Prediction of stable excavations for mining at depths below 1000 metres in hard rock. Canmet Report*, 802–1571.*

Ozturk, H., & Tannant, D. D. (2010). Thin spray-on liner adhesive strength test method and effect of liner thickness on adhesion. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 47(5), 808–815.*

Palmstrom, A., & Broch, E. (2006). Use and misuse of rock mass classification systems with particular reference to the Q-system. Tunnelling and Underground Space Technology*, 21(6), 575–593.*

Palmstrøm, A., & Skogheim, A. (2000). New milestones in subsea blasting at *water depth of 55m. Tunnelling and Underground Space Technology, 15(1), 65–68.*

Palmstrom, A., Milne, D., & Peck, W. (2001). The reliability of rock mass classification used in underground excavation and support design. ISRM News J, 6*(3), 40–41.*

Pande, G., Beer, G., & Williams, J. (1990). Numerical methods in rock mechanics.

Peterson, P. F. (1996). Long-term safeguards for plutonium in geologic repositories. Science & Global Security, 6*(1), 1–29.*

Reddy, J. N. (1993). An introduction to the finite element method *(Vol. 2). McGraw-Hill New York.*

Sheorey, P. R. (1994). A theory for in situ stresses in isotropic and transverseley isotropic rock. In International journal of rock mechanics and mining sciences & geomechanics abstracts *(Vol. 31, pp. 23–34).*

Singh, B., Jethwa, J. L., Dube, A. K., & Singh, B. (1992). Correlation between observed support pressure and rock mass quality. Tunnelling and Underground Space Technology, 7*(1), 59–74.*

Sinha, R. S. (1989). Rock reinforcement. Underground structures—design and instrumentation. Amsterdam: Elsevier.

Suorineni, F. T., Kaiser, P. K., & Henning, J. G. (2008). Safe rapid drifting--support selection. Tunnelling and Underground Space Technology, 23*(6), 682–699.*

Suorineni, F. T., & others. (1991). Ground assessment for the construction of large underground excavations at Ashanti Goldfields Corporation (GH) Limited, Ghana. In 7th ISRM Congress.

Tannant, D. D. (2001). Thin spray-on liners for underground rock support. In Proceedings of the 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey-IMCET *(pp. 57–73).*

Thyrock, K.; Gollnick, I.; Wyink, U.; Thiele. G.; "Application of Thin Spray on Line (Masterseal) at Longwall T–Junction Sections in German Hard Coal Mines", 29th International Conference on Ground Control in Mining, 27-29 July, 2010

Yilmaz, H., & Toper, A. Z. (2003). Emerging support concept: thin spray-on liners.

Yilmaz, H. (2007). Shear-bond strength testing of thin spray-on liners. Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*,* 107*(8), 519–530.*

Yilmaz, H. (2012). Development of testing methods for comparative assessment of Thin Spray-on Liner (TSL) shear and tensile properties.

Abstract

Empirical methods are very useful methods for the initial design of underground space. At the design stage, these methods require little data and provide a good estimate of the rock mass as well as the selection of the support system according to the pressure applied to the supporting. Considering the use of underground structures in the process of designing underground structures is very necessary. The important point in using empirical methods is to pay attention to the origin of these methods and their generality, in order to increase the accuracy of the estimates, these methods are used in the right place. The Q* method is a new empirical method based on Q method, which has been used well in Canadian mining. Since little studies have been done on this method and it seems that the accuracy of a better estimation of the mass quality is presented, it is necessary to analyze this method. In this research, in addition to the full introduction of this method, it has been tried to analyze and investigate this method in various aspects. To do this, after calculating the data on the data obtained from the access tunnels of horizons 2110 and 2240, tunnels of K12 tunnel of the Taareh mine and the design of the maintenance system based on the Q* method of design steps and the approach of this method in the evaluation of rock mass and maintenance selection And the effect of different parameters in the design process was analyzed and evaluated. In order to compare the Q* method with previous methods, this method was compared with the Q method that has been successfully used all over the world for years. Also, in order to study the maintenance system proposed in this method, numerical modeling was used by UDEC software and Mohr Coulomb's failure criterion. After examining the model and output results of the software, the displacement values were investigated. The results showed that, with proper accuracy in determining the initial data, the Q* method could have an acceptable accuracy in estimating the rock mass and selecting a maintenance method for small tunnel minerals. Finally, because Q* method has been used from new support systems such as Thin Spray-on Lining (TSL), part of this study is to study the properties of this support system.

Key words: Q * method, joint persistence, TSL support system, tunnel stability analysis, UDEC, Tazareh mine

Shahrood University of Technology

Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics Engineering

M.Sc. Thesis in Rock Mechanics

Study and Analysis of Q^* Method and New Support Systems Using Numerical Modeling

Case study: K12 tunnel of Tazareh Mine

By: Mehdi Rakhshani

Supervisor:

Dr. Shokrolah Zare

September 2017