

الحمد لله الذي
خلقنا من
الحمم



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان نامه کارشناسی ارشد مهندسی معدن گرایش استخراج معدن

طرح آماده سازی و استخراج معدن سنگ ساختمانی کپیول به روش زیرزمینی

نگارنده: سجاد سلطانی چم‌حیدری

اساتید راهنما:

دکتر محمد عطایی

دکتر رامین رفیعی

مهرماه ۱۴۰۰

تقدیم به:

پدر و مادر مهربان و فداکارم،

به پاس تعبیر عظیم و انسانی‌شان از کلمه ایثار و از خودگذشتگان،
به پاس عاطفه سرشار و گرمای امیدبخش وجودشان که در این سردترین روزگاران بهترین پشتیبان
است،

به پاس قلب‌های بزرگشان که فریادرس است و سرگردانی و ترس در پناهشان به شجاعت می‌گراید،
و به پاس محبت‌های بی‌دریغشان که هرگز فروکش نمی‌کند،

و

با سپاس از سه وجود مقدس:

آنان که ناتوان شدند تا ما به توانایی برسیم،

موهایشان سپید شد تا ما روسفید شویم،

و عاشقانه سوختند تا گرمابخش وجود ما و روشن‌گر راهمان باشند،

پدرانمان،

مادرانمان،

استادانمان.

تقدیر و شکر

سپاس خدای را که سخنوران، در ستودن او بمانند و شمارندگان، شمردن نعمت‌های او ندانند و کوشندگان، حق او را گزاردن نتوانند و سلام و دورد بر محمد و خاندان پاک او، طاهران معصوم، هم آنان که وجودمان وامدار وجودشان است؛ و نفرین پیوسته بر دشمنان ایشان تا روز رستاخیز.

بدون شک جایگاه و منزلت معلم، اجل از آن است که در مقام قدردانی از زحمات بی شائبه‌ی او، با زبان قاصر و دست ناتوان، چیزی بنگاریم.

اما از آنجایی که تجلیل از معلم، سپاس از انسانی است که هدف و غایت آفرینش را تامین می‌کند و سلامت امانت‌هایی را که به دستش سپرده‌اند، تضمین؛ بر حسب وظیفه و از باب ”من لم یشکر المنعم من المخلوقین لم یشکر الله عزّ و جلّ:“

از پدر و مادر عزیزم، این دو معلم بزرگوارم، که همواره بر کوتاهی و درشتی من، قلم عفو کشیده و کریمانه از کنار غفلت‌هایم گذشته‌اند و در تمام عرصه‌های زندگی یار و یآوری بی چشم داشت برای من بوده‌اند؛

از اساتید راهنمای با کمالات و شایسته؛ جناب آقای دکتر محمد عطایی و جناب آقای دکتر رامین رفیعی که در کمال سعه صدر، با حسن خلق و فروتنی، از هیچ کمکی در این عرصه بر من دریغ ننمودند و زحمت راهنمایی این رساله را بر عهده گرفتند؛

و از اساتید فرزانه و دلسوز؛ جناب آقای دکتر فرهنگ سرشکی و جناب آقای دکتر مرتضی جوادی اصطهباناتی که زحمت داوری این رساله را متقبل شدند؛ کمال تشکر و قدردانی را دارم، باشد که این خردترین، بخشی از زحمات آنان را سپاس گوید.

تعمدنامه

اینجانب سجاد سلطانی چم‌حیدری دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی معدن گرایش استخراج معدن دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان‌نامه با عنوان طرح آماده‌سازی و استخراج معدن سنگ ساختمانی کپیول به روش زیرزمینی تحت راهنمایی جناب آقای دکتر محمد عطایی متعهد می‌شوم.

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

تاریخ

امضای دانشجو

مالکیت نتایج و حق نشر

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

با توجه به افزایش تقاضا و نیاز به بیشتر شدن تولید و همچنین به وجود آمدن مشکلات فراوان به دلیل استخراج سطحی معادن سنگ ساختمانی مانند آلودگی‌های صوتی، تخریب چهره‌ی محیط زیست و... باید به سمت استفاده از روش‌های زیرزمینی استخراج رفت. کانسار موردنظر در این تحقیق، معدن تراورتن کپیول در مجموعه معادن سرچشمه‌ی محلات با ذخیره ی ۱/۳۲۶ میلیون تنی که دارای روباره‌ی حدود ۶۰ متر و ضخامت متوسط ۶ متر است. در این تحقیق به منظور طراحی این معدن از روش‌های عددی و نرم‌افزار FLAC3D استفاده شده است. برای این کار، ابتدا اطلاعات موردنیاز طراحی معدن جمع‌آوری شده است و سپس با استفاده از فرمول‌های تجربی، اعداد مبنا برای شروع مدل‌سازی به دست آمده‌اند. با استفاده از این اعداد مدل‌سازی عددی شروع شده و با بررسی نتایج حاصل از اجرای این مدل‌ها، سعی بر رسیدن به بهترین بازیابی و ایمنی شده است. برای رسیدن به بالاترین بازیابی ممکن در مدل‌های مختلف سعی بر کاهش ابعاد ستون‌های سنگی معدن و افزایش ابعاد اتاق‌ها شده است. برای رسیدن به ایمنی موردنیاز نیز در هر مدل مقادیر حداکثر جابجایی با مقدار مجاز جابجایی آن مدل مقایسه شده است. در نهایت مدل با عرض پایه‌ی ۴ متر و عرض اتاق ۱۱ متر به عنوان مدل نهایی با بازیابی ۹۲/۸۹ درصد و ضریب ایمنی سقف ۱/۶۶ و ضریب ایمنی پایه‌ی ۲ تعیین شده است.

در پایان نیز طراحی آماده‌سازی، تجهیزات و ماشین‌آلات، خدمات فنی، سیستم تهویه و طرح بهره‌برداری انجام شده است.

کلمات کلیدی: مدل‌سازی عددی، نرم‌افزار FLAC3D، استخراج زیرزمینی، سنگ ساختمانی، اتاق و پایه، محیط زیست، خدمات فنی، سیستم تهویه، طرح بهره‌برداری

فهرست مطالب

فصل اول : کلیات	۱
۱-۱- مقدمه :	۲
۲-۱- تعریف موضوع و بیان مسئله	۳
۳-۱- اهمیت و ضرورت تحقیق	۵
۴-۱- هدف تحقیق	۵
۵-۱- روش تحقیق	۵
۶-۱- ساختار تحقیق	۶
فصل دوم: مروری بر پیشینه‌ی تحقیق	۹
۱-۲- مقدمه	۱۰
۲-۲- پیشینه تحقیق	۱۰
فصل سوم: مبانی نظری تحقیق و معرفی مورد مطالعاتی	۲۷
۱-۳- مقدمه	۲۸
۲-۳- ظرفیت باربری پایه‌ها	۲۸
الف - اثر مقیاس:	۲۸
ب - شکل هندسی پایه	۲۹
پ - ناپیوستگی‌ها	۳۰
ت - گسل	۳۰
ث - توجیه فضایی و موقعیت پایه‌ها	۳۱
ج - نوع سنگ دربرگیرنده	۳۲
چ - تنش‌های محصورکننده	۳۲
۳-۳- حالات شکست در پایه‌های معدنی	۳۳
۴-۳- طراحی پایه	۳۳
۱-۴-۳- تخمین بار وارد بر پایه	۳۳

۳۴	۳-۴-۱-۱-تئوری سطح تأثیر
۳۵	۳-۴-۱-۲-تئوری خیز تیر
۳۵	۳-۴-۱-۳-تئوری خیز پایه
۳۶	۳-۴-۱-۴-تئوری ضریب پی
۳۷	۳-۴-۱-۵-تئوری تغییر شکل الاستیک
۳۷	۳-۴-۱-۶-تئوری قوس فشار
۳۸	۳-۴-۲-تخمین مقاومت پایه
۳۹	۳-۴-۳-تعیین فاکتور ایمنی
۳۹	۳-۴-۴-محاسبه‌ی ابعاد پایه و اتاق‌ها
۳۹	۳-۵-۵-طرح بهره‌برداری معدن
۳۹	۳-۵-۱-راه دسترسی
۴۰	۳-۵-۲-تأسیسات موردنیاز
۴۰	۳-۵-۳-تجهیزات معدن
۴۰	۳-۵-۴-خدمات فنی معدن
۴۳	۳-۵-۵-سیستم تهویه
۴۵	۳-۶-معرفی مورد مطالعاتی
۴۵	۳-۶-۱-موقعیت جغرافیایی محلات:
۴۶	۳-۶-۲-زمین‌شناسی عمومی منطقه:
۴۷	فصل چهارم: مدل سازی و طراحی معدن
۴۸	۴-۱-مقدمه
۴۸	۴-۲-هندسه‌ی مدل
۵۰	۴-۳-شرایط مرزی و شرایط اولیه
۵۲	۴-۴-خواص مکانیکی سنگ‌ها
۵۴	۴-۵-اجرای مدل‌ها
۶۶	۴-۶-تعیین ضریب ایمنی

۶۷	۷-۴- بررسی حفاری مقطعی
۷۰	۸-۴- طرح بهره‌برداری از معدن
۷۰	۸-۴-۱- راه دسترسی
۷۰	۸-۴-۲- تأسیسات معدن
۷۱	۸-۴-۳- تجهیزات
۷۲	۸-۴-۴- خدمات فنی معدن
۷۳	۸-۴-۵- سیستم تهویه
۷۳	۸-۴-۵-۱- محاسبات تهویه معدن
۷۵	۸-۳-۵-۲- انتخاب بادبزن
۷۶	۸-۳-۶- طرح استخراج معدن
۷۹	فصل پنجم: نتیجه‌گیری و پیشنهادها
۸۰	۵-۱- نتیجه‌گیری
۸۱	۵-۲- پیشنهادها
۸۳	منابع
۸۹	پیوست‌ها
۹۰	پیوست الف - اطلاعات گمانه‌های اکتشافی
۹۲	پیوست ب - نمونه‌ی دستورهای مدل
۹۸	پیوست پ - جدول مقادیر جابجایی‌های حداکثر اتفاق افتاده در مدل‌های مختلف بر حسب میلی متر

فهرست شکل‌ها

- شکل ۳-۱- اثر تغییر اندازه‌ی نمونه بر مقاومت آن ۲۸
- شکل ۳-۲- نمای آرایش شکستگی‌ها در پایه‌ها با شکل هندسی متفاوت ۲۹
- شکل ۳-۳- حالت‌های مختلف تقاطع گسل و پایه ۳۰
- شکل ۳-۴- حالت‌های پایدار و ناپایدار پایه ۳۰
- شکل ۳-۵- تأثیر نوع سنگ دربرگیرنده بر مقاومت نهایی پایه ۳۱
- شکل ۳-۶- انواع شکست در پایه ۳۲
- شکل ۳-۷- تعیین تنش متوسط وارد بر پایه با استفاده از تئوری سطح تأثیر ۳۳
- شکل ۳-۸- نواحی نوری مختلف تونل ۴۰
- شکل ۳-۹- شار نوری در نواحی مختلف تونل ۴۰
- شکل ۳-۱۰- موقعیت مکانی معدن کپیول ۴۵
- شکل ۴-۱- مدل کلی استخراج شده‌ی معدن موردنظر ۴۸
- شکل ۴-۲- مدل با ابعاد کوچک برای پیدا کردن بهترین نسبت تنش‌های افقی به قائم ۵۰
- شکل ۴-۳- تنش‌های جانبی مدل‌ها (الف: مدل با $k=1.5$ - ب: مدل با $k=1$) ۵۰
- شکل ۴-۴- تنش‌های قائم وارد بر مدل ۵۱
- شکل ۴-۵- نمای کلی مدل اصلی معدن ۵۴
- شکل ۴-۶- نمای داخلی اتاق‌ها و پایه‌های مدل اصلی معدن ۵۴
- شکل ۴-۷- نمودار نسبت نیروهای نامتعادل مدل ۵۵
- شکل ۴-۸- میزان جابجایی‌های قائم در نقاط مختلف مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف مدل - پ: دید از بالای کف مدل) ۵۵
- شکل ۴-۹- تنش‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه‌ی استخراجی - پ: دید از بالای کف لایه‌ی استخراجی) ۵۶

- شکل ۴-۱۰- نمودار نسبت نیروهای نامتعادل مدل ۵۷
- شکل ۴-۱۱- جابجایی‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه) ۵۷
- شکل ۴-۱۲- تنش‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه) ۵۸
- شکل ۴-۱۳- نمودار نسبت نیروهای نامتعادل ۵۹
- شکل ۴-۱۴- جابجایی‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه) ۵۹
- شکل ۴-۱۵- تنش‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه) ۶۰
- شکل ۴-۱۶- نمودار نسبت نیروهای نامتعادل مدل ۶۱
- شکل ۴-۱۷- جابجایی‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه) ۶۱
- شکل ۴-۱۸- تنش‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه) ۶۲
- شکل ۴-۱۹- نمودار نسبت نیروهای نامتعادل مدل ۶۳
- شکل ۴-۲۰- جابجایی‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه) ۶۳
- شکل ۴-۲۱- تنش‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه) ۶۴
- شکل ۴-۲۲- تنش‌های افقی تعادل نهایی مدل حفاری مقطعی (الف: دید بالای کف - ب: دید پایین سقف - پ: پایه‌ها) ۶۷
- شکل ۴-۲۳- تنش‌های قائم تعادل نهایی مدل حفاری مقطعی (الف: دید بالای کف - ب: دید پایین سقف - پ: پایه‌ها) ۶۷

- شکل ۴-۲۴- جابجایی‌های قائم تعادل نهایی مدل حفاری مقطعی (الف: دید از بالای کف- ب: دید از پایین سقف- پ: پایه‌ها) ۶۸
- شکل ۴-۲۵- یک نمونه ماشین هاواژ ۷۰
- شکل ۴-۲۶- منحنی مشخصه معدن ۷۴
- شکل ۴-۲۷- مقطع عرضی تونل ۷۶
- شکل ۴-۲۸- نمای کلی معدن و جانمایی تأسیسات ۷۶

فهرست جداول

جدول ۱-۳- امتیاز مقاومت فشاری تک‌محوری برای محاسبه‌ی مقاومت توده سنگ به منظور طراحی	۲۸
جدول ۲-۳- فاکتور مربوط به جهت‌داری درزه برای پایه‌های با نسبت عرض به ارتفاع بین ۲ و ۶	۲۹
جدول ۳-۳- ضریب پی بر اساس تحقیقات شرمن	۳۵
جدول ۴-۳- روابط تجربی محاسبه‌ی مقاومت پایه	۳۷
جدول ۱-۴- تنش‌های وارد بر مدل در لایه‌های مختلف	۴۹
جدول ۲-۴- خواص فیزیکی و مکانیکی لایه‌های مختلف مدل	۵۲
جدول ۳-۴- مقادیر شعاع معادل و جابجایی مجاز مدل‌های مختلف	۵۳
جدول ۴-۴- مقاومت پایه‌ها در ابعاد مختلف با رابطه‌های متفاوت بر حسب MPa	۶۵
جدول ۵-۴- تنش وارد بر پایه در مدل‌های مختلف بر حسب MPa	۶۵
جدول ۶-۴- ضرایب ایمنی پایه در مدل‌های مختلف	۶۵
جدول ۷-۴- ضریب ایمنی سقف در مدل‌های مختلف	۶۶
جدول ۸-۴- مشخصات بادبزنی موردنیاز معدن	۷۵

فصل اول: کلیات

۱-۱- مقدمه :

از ابتدای شکل‌گیری تمدن‌های اولیه، بشر از سنگ به عنوان مصالح ساختمانی استفاده کرده است که نشانه‌های آن به دوران کهن‌سنگی و پارینه‌سنگی برمی‌گردد. هم‌چنین برخی از بناهای اولیه‌ی ساخته شده به دست بشر با استفاده از سنگ هنوز هم پابرجا هستند و عظمت این بناها و سنگ‌های به‌کاررفته در آن‌ها باعث شگفتی است. از جمله‌ی این بناها می‌توان به استون‌هنج^۱ در انگلستان مربوط به دوره های اولیه‌ی زیست بشر، اهرام ثلاثه در مصر مربوط به دوران فراعنه، معابد شیلی و مکزیک بازمانده از دوره‌ی مایاها^۲ و آزتک‌ها^۳، بناهای یونانی و هم‌چنین تخت جمشید مربوط به دوران هخامنشیان، اشاره کرد.

از این رو می‌توان به اهمیت سنگ‌ها در بناهای ساخت انسان پی برد. به مرور زمان سنگ‌ها در ساختمان‌سازی در کنار استفاده به عنوان مصالح اصلی، مورد استفاده به عنوان نما (نمای بیرونی، پله‌ها و ...) قرار گرفته و نقش زینتی به خود گرفتند که دامنه‌ی بسیار وسیع و متنوعی از سنگ‌ها را شامل می‌شود و باعث شد معادن سنگ ساختمانی بیشتر مورد توجه قرار بگیرند و فراوری بیشتری روی سنگ‌ها انجام شود.

با افزایش جمعیت بشر، توسعه‌ی ساختمان‌سازی و پیشرفت هنر معماری، تقاضا برای سنگ‌های ساختمانی روز به روز افزایش یافت. به همین خاطر معادن مجبور به تولید بیشتر و سریع‌تر بودند و هم‌چنین ذخایر بیشتری برای تأمین تقاضای بازار مورد نیاز بود که موجب شد تعداد معادن سنگ ساختمانی افزایش پیدا کند.

این افزایش تقاضا در طول زمان باعث شد روش‌های معدنکاری پیشرفت داشته باشند. در ابتدا از روش سرد و گرم کردن برای جدا کردن قطعات سنگی از هم استفاده می‌شد. با گذشت زمان از گوه برای ایجاد شکاف در سنگ‌ها و جدا کردن قطعات از هم استفاده شده است. برای اجرای بهتر این روش چال‌هایی را در فواصل کم نسبت به هم حفر می‌کردند تا گوه‌ها راحت‌تر در سنگ فرو بروند. در بعضی موارد نیز چال‌ها را در کنار هم و چسبیده به هم حفر می‌کردند تا پس از اتمام حفر همه‌ی چال‌ها قطعات سنگ از هم جدا شوند.

با پیشرفت علم و دست یافتن به فناوری‌های جدید، سیم‌برش‌ها وارد بازار کار در معادن سنگ ساختمانی شدند و تحول عظیمی در این صنعت به وجود آمد. روش‌های قبلی سرعت بسیار کم و هزینه‌ی بالایی داشتند و زمان زیادی صرف می‌شد اما با ورود سیم‌برش، سرعت تولید بالا رفت و هزینه‌ها کمتر شدند.

Stonehenge ^۱

Maya ^۲

Aztec ^۳

برای استفاده از این روش در اضلاعی از مکعب مورد نظر که آزاد نیستند، چال حفر می‌شود که این چال‌ها به هم راه دارند و متصل هستند. سپس سیم برش را از درون این چال‌ها عبور می‌دهند و حرکت سیم برش باعث بریدن سطح و آزاد شدن آن وجه از مکعب مورد نظر می‌شود. وقتی تمام سطح‌های درگیر مکعب آزاد شدند، مکعب به قطعات قابل حمل تقسیم و از معدن خارج می‌شود.

امروزه در برخی از معادن روباز از ماشین‌هاواژ برای جدا کردن قطعات سنگ استفاده می‌کنند. البته این روش بیشتر در معادن زیرزمینی کاربرد دارد. این روش هنوز به صورت فراگیر در معادن کاربرد ندارد. استفاده از این روش ۳۰٪ گران‌تر از روش سیم برش الماسه است ولی سرعت برش آن ۴۰٪ بیشتر است. همچنین ایمنی بیشتر، سروصدای کمتر، عدم نیاز به حفر چال و کیفیت بالاتر بلوک برای فرآوری از دیگر مزیت‌های این روش است. روش‌های جدیدتری مانند حفر با آب مواد ساینده، استخراج با شعله و برش لیزری نیز به وجود آمده‌اند که هنوز به صورت عمده به کار نمی‌روند [۱].

تا چند دهه‌ی قبل معدنکاری سنگ‌های ساختمانی فقط محدود به روش‌های سطحی بود و تنها کانسارهای نزدیک به سطح زمین قابلیت استخراج داشتند.

اما در برخی کشورها مانند ایتالیا، ترکیه و پرتغال به سمت روش‌های زیرزمینی برای استخراج سنگ‌های ساختمانی روی آورده شده است. در این موضوع دلایل مختلفی اثر گذارند که در قسمت بعد به تفصیل در مورد این دلایل بحث شده است. در ایران نیز یک طرح برای استخراج زیرزمینی یک معدن مرمریت در دهبید ارائه شده است.

برای انتخاب بین روش‌های سطحی و روش‌های زیرزمینی باید مطالعات امکان‌سنجی انجام شود و با در نظر گرفتن فاکتورهای مختلف و اثرگذار در این موضوع، تصمیم‌نهایی گرفته شود. در نهایت اگر این نتیجه به دست آید که روش زیرزمینی بر روش سطحی برتری دارد، به طراحی معدن و بررسی مسائل و مشکلات روش زیرزمینی پرداخته می‌شود.

۲-۱- تعریف موضوع و بیان مسئله

همان‌طور که در بخش قبل ذکر شده در برخی از کشورهای دنیا استفاده از روش استخراج زیرزمینی برای کانسارهای سنگ ساختمانی بهره می‌برند. این تغییر روش از سطحی به زیرزمینی به خاطر وجود دلایل مختلفی اتفاق افتاده است.

یکی از مهم‌ترین دلایلی که موجب شد معدنکاری سنگ ساختمانی به سمت روش زیرزمینی سوق پیدا کند، رو به اتمام بودن ذخایر نزدیک به سطح زمین و نیاز به استفاده از ذخایر عمیق‌تر برای تأمین نیاز به سنگ ساختمانی استفاده بود.

هم‌چنین استفاده از روش‌های سطحی معدنکاری مشکلات زیاد دیگری را در پی دارد که باعث می‌شود گرایش به سمت استفاده از روش‌های زیرزمینی معدنکاری بیشتر شود. برخی از این مشکلات را می‌توان به شرح زیر نام برد:

- عمق زیاد کانسار و ضخامت زیاد روباره مشکل مهمی است که باعث بالا رفتن نسبت باطله برداری می‌شود که در یک حدی از این نسبت، معدنکاری سطحی ارزش اقتصادی خود را به طور کامل از دست می‌دهد و از آن‌جا به بعد استفاده از روش‌های سطحی دیگر به صرفه نخواهد بود.
- هم‌چنین با افزایش میزان روباره و مشکلاتی که برای ایجاد دپوی باطله وجود دارند نیز افزایش می‌یابند و باید محل‌های بیشتر یا بزرگ‌تری را برای دپوهای باطله در نظر گرفت.
- افزایش عمق هم‌چنین باعث می‌شود که برای حفظ پایداری دیواره‌های معدن و رعایت شیب مجاز، دهانه‌ی پیت بزرگ‌تر شود و مساحت بیشتری از محیط تخریب شود.
- افزایش عمق دهانه باعث می‌شود فاصله‌ی حمل‌ونقل افزایش یابد و هزینه‌ی تولید بالا برود.
- در خیلی از مناطق به علت شرایط بد آب و هوایی قسمتی از طول سال، امکان استخراج روباز وجود ندارد و فعالیت معدن تعطیل می‌شود.
- در استخراج روباز مقداری از ماده‌ی معدنی به خاطر قرار نگرفتن در محدوده‌ی پیت اقتصادی از دست می‌رود. مخصوصاً در زمین‌های سست که باید برای پایداری دیواره، شیب را کمتر در نظر گرفت.
- اگر محل تخلیه‌ی باطله‌ها نزدیک رودخانه‌ها باشد، باعث آلودگی آب‌ها می‌شود به خصوص اگر باطله‌ها حاوی مواد مضر و سمی باشند.
- استخراج سطحی باعث تخریب چهره‌ی زیست‌محیطی منطقه می‌شود و چشم‌انداز منطقه را بر هم می‌زند و هم‌چنین پوشش گیاهی منطقه نیز از بین می‌رود. برای بازسازی معدن پس از اتمام استخراج آن هزینه‌های گزافی تحمیل می‌شود.

اکثر مشکلاتی که در معدنکاری سطحی وجود دارد در بالا آمده است. البته منظور این نیست که این مشکلات در معدنکاری زیرزمینی وجود ندارند، اما در روش‌های زیرزمینی معدنکاری بسیاری از این مشکلات خیلی کمتر هستند.

برای تصمیم‌گیری درست در انتخاب بین روش سطحی و زیرزمینی باید مشکلات و محدودیت‌های دو روش را بررسی کرد و همچنین مزایای آن‌ها را نیز در نظر گرفت. با انجام مطالعات امکان‌سنجی می‌توان انتخاب روش را توجیه کرد [۲].

کانسار موردنظر در این تحقیق، کانسار کپیول واقع در مجموعه معادن سرچشمه‌ی محلات با ابعاد قابل استخراج ۳۵۰*۲۵۰ متر، ضخامت متوسط ۶ متر و ذخیره‌ی ۱/۳۲۶ میلیون تنی است. این کانسار در غربی‌ترین نقطه‌ی این مجموعه معادن واقع شده و دارای حدود ۶۰ متر روباره است.

۱-۳- اهمیت و ضرورت تحقیق

با توجه به مطالعات میدانی انجام شده در معدن کپیول مشخص شد که روباره‌ی کانسار نسبتاً زیاد است به نحوی که استخراج روباز را عملاً غیراقتصادی می‌کند. همچنین استخراج به روش روباز اثرات زیست‌محیطی مخرب فراوانی دارد که باید در نظر گرفته شوند. مهم‌ترین اثری که استخراج روباز دارد، تخریب چهره‌ی زیست‌محیطی منطقه‌ی موردنظر است. از این رو برای استخراج کانسار موردنظر روش زیرزمینی پیشنهاد شده است. روش زیرزمینی که در حال حاضر برای استخراج سنگ ساختمانی استفاده می‌شود، روش اتاق و پایه است.

۱-۴- هدف تحقیق

هدف از انجام این تحقیق طراحی معدن زیرزمینی کپیول است. در این طراحی چند نکته‌ی مهم باید در نظر گرفته شوند. مهم‌ترین قسمت طراحی معدن زیرزمینی در روش اتاق پایه، تامین ایمنی است. ابعاد پایه‌ها و اتاق‌ها باید به صورتی باشد که مانع از ریزش سقف یا شکستن پایه شود. دومین هدفی که در این طراحی دنبال می‌شود، دست یافتن به بیشترین بازیابی ممکن است تا بیشترین سود از معدن به دست آورده شود. البته باید توجه داشت این افزایش بازیابی تا جایی امکان‌پذیر است که به پایداری معدن آسیب نرساند. همچنین راه دسترسی و آماده‌سازی ابتدایی معدن، سیستم تهویه، خدمات فنی و برنامه‌ی استخراج نیز باید مشخص شود.

۱-۵- روش تحقیق

اگر در نهایت با توجه به همه‌ی موارد ذکرشده این نتیجه به دست آمد که روش استخراج زیرزمینی نسبت به روش سطحی برتری دارد، باید وارد مراحل بعدی شد. در بین روش‌های زیرزمینی در حال

حاضر فقط روش اتاق و پایه کاربرد دارد. مشکلی که این روش دارد این است که مقداری از ماده‌ی معدنی به عنوان پایه و برای حفظ ایمنی معدن جا گذاشته می‌شود که بازیابی معدن و درنهایت سود را کم می‌کند. پس باید تا جایی که امکان دارد از ابعاد پایه کم کرد. از طرفی کم بودن بیش از حد ابعاد پایه می‌تواند باعث تخریب قسمتی یا کل معدن شود. در صورت به وجود آمدن تخریب مشکلات فراوانی از جمله نشست زمین در سطح، از دست دادن مقداری از ماده‌ی معدنی، تأخیر در عملیات معدنکاری و ... به وجود می‌آیند.

در این مرحله باید معدن طراحی و از نظر پایداری بررسی شود. مهم‌ترین قسمت در طراحی معدن برای روش اتاق و پایه، مشخص کردن ابعاد پایه‌ها و اتاق‌ها است. ابتدا با استفاده از روش‌های تجربی ابعاد اتاق و پایه مشخص می‌شود. بعد از آن با استفاده از مدل‌سازی عددی توسط نرم‌افزار FLAC 3D پایداری معدن بررسی می‌شود. در صورت پایدار نبودن معدن، ابعاد پایه‌ها افزایش داده می‌شود و دوباره پایداری آن بررسی می‌شود. در صورتی که معدن پایدار باشد از ابعاد پایه‌ها کم می‌شود و تحلیل عددی دوباره انجام می‌شود تا ابعادی که هم پایداری معدن را تأمین کند و هم بیشترین بازیابی را داشته باشد، به دست بیاید.

سپس آماده‌سازی ابتدایی معدن مشخص می‌شود. خدمات فنی موردنیاز در معدن در مرحله‌ی بعد تعیین و بر اساس موارد فوق سیستم تهویه برای معدن طراحی شود. درنهایت نیز برنامه و روش استخراج معدن تعیین شود.

۶-۱- ساختار تحقیق

در فصل اول، کلیاتی در مورد تحقیق آورده شده است. این کلیات شامل شش بخش هستند. بخش اول مقدمه‌ی تحقیق است که در آن پیشینه‌ی سنگ ساختمانی و روند پیشرفت روش‌های استخراج آن آورده شده است. بخش دوم تعریف موضوع و بیان مسئله است که در آن چرایی تغییر روش معدنکاری، از روباز به زیرزمینی آورده شده است. بخش سوم که ضرورت و اهمیت تحقیق است، معدن موردنظر و مشکل آن را توضیح داده است. بخش چهارم که در این تحقیق چه هدفی دنبال می‌شود. در بخش پنجم روش انجام تحقیق آمده است و در بخش ششم ساختار تحقیق که شامل قسمت‌های مختلف تحقیق است توضیح داده شده است.

فصل دوم مربوط به پیشینه‌ی تحقیق است. پژوهش‌هایی که در گذشته انجام شده‌اند و با موضوع این تحقیق متناسب هستند بررسی شده‌اند و مواردی که کاربردی در این تحقیق دارند و یا به پیشبرد اهداف کمک می‌کنند، آورده شده است.

فصل سوم مربوط به مبانی نظری موضوع است، کلیاتی در مورد طراحی پایه‌ها در معادن اتاق و پایه با روش روابط تجربی و روش‌های عددی آورده شده است. همچنین کلیاتی در مورد خدمات فنی و سیستم تهویه معدن در این فصل بیان شده است.

در فصل چهارم تحقیق محاسبات مربوط به روش‌های تجربی و محاسبات ابتدایی مدل‌سازی آورده شده است. در ادامه‌ی این فصل کلیه‌ی مراحل مدل‌سازی به تفصیل توضیح داده شده است و نتایج اجرای مدل‌ها و بررسی آن‌ها در این فصل نوشته شده است و نتیجه‌گیری نهایی برای طراحی معدن موردنظر انجام شده است.

سپس طرح آماده‌سازی، خدمات فنی، تجهیزات، سیستم تهویه و برنامه‌ی استخراج معدن مشخص شده است.

فصل پنجم این تحقیق مربوط به نتیجه‌گیری و جمع‌بندی مطالب ارائه شده در این پایان‌نامه است و در قسمت دوم فصل پنجم تعدادی پیشنهاد برای افرادی که مایل به تحقیق در زمینه‌های مربوط به موضوع این پایان‌نامه و یا ادامه دادن دنباله‌ی این تحقیق هستند ارائه شده است.

در قسمت پیوست‌ها سه قسمت، اطلاعات گمانه‌های اکتشافی مربوط به کانسار موردنظر، نتایج جابجایی کلیه‌ی مدل‌های اجرا شده و یک نمونه کد دستوری از مدل‌های اجرا شده آورده شده است.

در قسمت پایانی نیز منابعی که برای انجام این تحقیق از آن‌ها استفاده شده است، معرفی شده‌اند.

فصل دوم: مروری بر پیشینه‌ی تحقیق

۱-۲- مقدمه

در ابتدای تحقیق لازم است تا تحقیقات و کارهایی که در گذشته در مورد موضوع مورد نظر انجام شده اند بررسی شود تا از دوباره کاری جلوگیری شود و همچنین بتوان از تجربیات و نتایج به دست آمده توسط دیگران استفاده کرد. در سرتاسر دنیا به خصوص کشورهای اروپایی، تحقیقات زیادی در زمینه سنگ‌های ساختمانی صورت گرفته است و در عمل هم تجربیات بسیار خوبی به دست آورده اند و تعدادی از معادن سنگ ساختمانی به روش زیرزمینی استخراج می‌شوند و جنبه‌های متنوعی از این نوع معدنکاری مورد بررسی قرار گرفته اند که به بهبود این روش کمک بسیاری کرده اند. در ایران اما تحقیقات بسیار کمی در این باره صورت گرفته است و این موضوع یک چالش تازه در معدنکاری سنگ‌های ساختمانی ایران به شمار می‌رود و کماکان برخی افراد مخالف انجام این روش در معادن سنگ‌های ساختمانی در ایران هستند. در این فصل مروری اجمالی بر تحقیقات گذشته که به این موضوع مربوط هستند انجام شده است.

۲-۲- پیشینه تحقیق

در گذشته کارهای متنوعی در مورد استخراج زیرزمینی سنگ‌های ساختمانی صورت گرفته است که در اکثر این موارد طراحی پایه وجود دارد. طراحی پایه‌ها در این تحقیقات به یکی از روش‌های تجربی یا عددی یا ترکیب هر دو انجام شده است و در نهایت دو روش با هم مقایسه شده‌اند. در ادامه چند مورد از این تحقیقات آورده شده‌اند:

پاریسو و سورنسن^۱ (۱۹۷۹) در تحقیقی از روی آنالیز دوبعدی المان محدود، اطلاعات طراحی سه بعدی را به دست آوردند. طراحی پایه در این تحقیق با استفاده از بارهای اعمال شده، خواص مواد و هندسه‌ی آزمایشی انجام شده است. در این طراحی از رابطه‌ی تجربی پایداری پایه به صورت زیر استفاده شده است:

$$\left. \begin{array}{l} S_p A_p = S_v A_t \\ S_v = \gamma H \end{array} \right\} \gamma' = \gamma \left(1 + \frac{W_C}{L_P} \right) \quad (۱-۲)$$

$$\text{IF } R = \frac{\text{منطقه ی معدن}}{\text{کل منطقه}} \longrightarrow \gamma' = \gamma \left(\frac{1-R_2}{1-R_3} \right) \quad (۲-۲)$$

^۱ Pariseau & Sorensen

که در آن S_p مقاومت پایه، A_p سطح مقطع پایه، S_v تنش عمودی وارد بر پایه، A_t سطح مؤثر پایه، γ وزن مخصوص روباره، H ارتفاع روباره، R بازیابی و L_p طول پایه است [۳].

برای محاسبه نیروها نیز از انتگرال زیر استفاده شده است:

$$\int_v B^T \cdot \sigma_O \cdot d_v \quad (۳-۲)$$

که در آن B^T ماتریس، σ_O تنش اولیه و v حجم است.

پس از تجزیه و تحلیل مقادیر تنش، با روش‌های تحلیلی و روش عددی و اندازه‌گیری مقادیر واقعی تنش، تنش‌های موجود در کف تفاوت زیادی با هم ندارند. تنش‌های سقف و پایه که با تجزیه و تحلیل و روش‌های عددی به دست آمده‌اند در بازه‌ی ۱۰٪ با مقادیر واقعی متفاوت هستند که عمدتاً نتایج تجزیه و تحلیل از نتایج روش عددی و واقعیت بیشتر است.

در تجزیه و تحلیل فاکتور ایمنی به این نتیجه رسیدند که فاکتور ایمنی در پایه به فاصله از مرکز پایه بستگی دارد و با دور شدن از مرکز پایه کاهش می‌یابد و در لبه‌ی پایه به حدود ۱/۵ می‌رسد. بررسی این مقادیر در سقف بلاواسطه نشان داده که حداقل این مقدار ۱۰/۴ است [۳].

کراورو و ایابچینو^۱ (۱۹۹۷) تحقیقی در مورد تجزیه و تحلیل فضای زیرزمینی بعد از حفاری انجام دادند. خواص مکانیکی سنگ با استفاده از روش‌های آزمایشگاهی به دست آمدند. برای اندازه‌گیری تنش‌ها و جابجایی‌ها بعد از حفاری از ابزار دقیق استفاده شده است. نظارت بر جابجایی‌ها با اندازه‌گیری همگرایی یا جابجایی در کنار شکست‌های انتخاب شده با استفاده از ابزار دقیق صورت گرفته است. روش‌های مورد استفاده در این تحقیق مربوط به بعد از حفر فضای زیرزمینی است و می‌توان در اعتبارسنجی مدل از این روش‌ها استفاده کرد [۴].

فورنارو^۲ و همکاران (۲۰۰۱) در تحقیقی یک معدن زیرزمینی را از دیدگاه فنی بررسی کردند. هنگام معدن کاری زیرزمینی باید ۵ مورد را در نظر گرفت: ۱- شرایط ساختاری توده سنگ ۲- تکنولوژی حفاری ۳- ویژگی‌های تجاری سنگ ۴- اقتصادی بودن روش زیرزمینی نسبت به روباز ۵- ایمنی و احیای محیط زیست. خواص ژئومکانیکی سنگ و تنش‌های برجا با استفاده از آزمایش به دست آمده‌اند. هندسه‌ی اتاق و پایه‌ها با توجه به شرایط پایداری و ابعاد ماشین آلات و تجهیزات معدن مشخص شده است. برای حفاری از دو سیستم اره زنجیری و سیم برش الماس بهره گرفته شده است. سه روش گرافیکی، تحلیلی و مدل‌سازی عددی برای طراحی وجود دارند. روش گرافیکی و تحلیلی قابلیت اطمینان کمتری نسبت به مدل‌سازی دارند. از روش FDM در نرم افزار FLAC و از روش DEM در نرم افزار

¹ Cravero & Iabichino

² Fomaro

UDEEC استفاده شده و دو مدل ساخته شده است. در نهایت هر دو مدل جواب نسبتاً مطلوبی داشته اند ولی روش المان مجزا دقت و حساسیت بیشتری داشته است. هر دو مدل بیانگر این بوده‌اند که احتمال به وجود آمدن بلوک‌های ناپایدار وجود دارد که باید محافظت شوند. برای این نگهداری از میل مهار استفاده شده است.

مدل‌سازی عددی برای ارزیابی دقیق حالت تنش ناشی از حفاری در سنگ به کار برده شده است. تنش‌های ایجاد شده به حدی نبودند که سنگ را وارد منطقه‌ی پلاستیک کنند. با استفاده از ابزار دقیق، تنش‌ها و جابجایی‌های واقعی اندازه‌گیری شدند. مدل اجرا شد و تمرکز تنش و محل‌هایی که تنش عمودی و افقی در مقادیر ماکزیمم و مینیمم هستند مشخص شده است. مقادیر تنش در لبه‌ها بیشتر هستند [۵].

محو و مه‌ری^۱ (۱۳۸۳) در تونل انتقال آب قمرود مدل‌های تخمین و زهکشی آب‌های ورودی به داخل عملیات معدنی را بررسی کردند. میزان آب ورودی به تونل از روش‌های مختلف محاسبه شده و در نهایت عدد به دست آمده از روش مایه به مقدار ۴/۶ لیتر در ثانیه از هر متر تونل به عنوان عدد اصلی استفاده شده است. برای انتقال آب به بیرون از تونل در زمان کار حفر تونل از جوی آب در کف تونل استفاده شده است. هم‌چنین در مناطقی که بارندگی زیاد است می‌توان با استفاده از گمانه‌ها، تونل و چاهک سیستم زهکشی ایجاد کرد [۶].

مدنی^۲ و همکاران (۱۳۸۳) ابتدا لزوم استفاده از تهویه مکانیکی را با استفاده از استاندارد نروژ در تونل امیرکبیر بررسی کردند. سپس برای طراحی سیستم طراحی، ترافیک تونل را برای فصول مختلف سال و شرایط متفاوت بررسی کردند. به توجه به تعداد ماشین عبوری از تونل و گازهای تولید شده، میزان هوای مورد نیاز برای تهویه با استفاده از استانداردهای مختلف تعیین و میانگین‌گیری شد. در نهایت بادبزن مناسب جهت تولید هوای مناسب انتخاب شده است [۷].

پین^۳ و همکاران (۲۰۰۴) معدن زیرزمینی مرمر در ایتالیا را بررسی کردند. استخراج در این معدن از سال ۱۹۸۰ میلادی به دلیل مشکلاتی که در توپوگرافی منطقه وجود داشته است، به روش معدنکاری به روش زیرزمینی اتاق و پایه تغییر کرده است. خواص ژئومکانیکی سنگ‌های مورد نظر در آزمایشگاه به دست آمدند. مطالعات درزه‌ها وجود سه دسته درزه‌ی اصلی، صفحات لایه‌بندی و یک گسل را نشان داده است. طبقه‌بندی مهندسی سنگ نیز با سیستم RQD و Q' انجام شده است. رابطه‌ای برای

¹ Mahvi & mehri

² Madani

³ Pine

محاسبه‌ی متوسط مقاومت پایه بر اساس نسبت عرض به ارتفاع پایه ارائه شده است. آن‌ها متوسط مقاومت پایه بر اساس عرض و ارتفاع پایه را به شکل زیر در نظر گرفتند:

$$\sigma = 72 * w^{0.5} * h^{-0.75} \quad (۴-۲)$$

که در آن σ مقاومت پایه، w عرض پایه و h ارتفاع پایه است.

برای مدل‌سازی از مدل الاستیک استفاده شده است و ابعاد مختلف اتاق و پایه در نظر گرفته شده‌اند. ابعاد پیشنهادی و همچنین فاکتورهای A, B, C برای محاسبه‌ی N' از روی نمودارهای پایداری به دست آمدند. همچنین از ابزار دقیق برای بررسی اتفاقاتی که در واقعیت رخ داده است، استفاده شده است. در نهایت مشاهدات پایداری نشان داده است که فقط یک ریزش در ناحیه‌ی B معدن رخ داده است و بقیه‌ی قسمت‌ها پایدار بوده‌اند و در صورت وجود ناپایداری‌های کوچک و جزئی، با میل مهار آن‌ها را کنترل کرده‌اند [۸].

مدنی و همکاران (۱۳۸۵) در تحقیقی طراحی سیستم تهویه‌ی معدن زغالسنگ هشونی را با استفاده از روش‌های تجربی و دستی انجام دادند. در ابتدا برای محاسبه‌ی مقاومت هر یک از شاخه‌ها از فرمول داری استفاده کردند.

$$R = \frac{\alpha l p}{s^3} \quad (۵-۲)$$

که در آن R مقاومت، l طول کار معدنی، p محیط کار معدنی، s سطح مقطع کار معدنی و α ضریب زبری کار معدنی است.

در مرحله‌ی بعد مقدار هوای مورد نیاز محاسبه شده است. برای اینکه هوای مورد نیاز برای رقیق کردن گاز زغال، رقیق کردن گاز حاصل از آتشباری، هوای مورد نیاز نیروی کار، هوای مورد نیاز برای تأمین حداقل سرعت هوای درون معدن و هوای مورد نیاز برای خنک کردن محیط تعیین شده و مقدار بیشینه‌ی این موارد به عنوان مقدار هوای مورد نیاز در معدن در نظر گرفته شده است. در نهایت ضریب ایمنی ۱/۵ برای این مقدار اعمال شده است.

در نهایت با محاسبه‌ی افت فشار در معدن، منحنی مشخصه و نقطه عملکرد معدن به دست آمده و بادبزن مناسب انتخاب شده است [۹].

گونزالز^۱ و همکاران (۲۰۰۶)، به این نتیجه رسیدند که روش‌های تجربی طراحی، کیفیت توده سنگ را در نظر نمی‌گیرند. بنابراین روابط فقط در جایی کاربرد دارند که شرایط آن مانند معادنی باشد که رابطه برای آن طراحی شده است. در این مقاله برای روابط اصلاحی مربوط به RMR آورده شده است که نتایج به دست آمده به واقعیت نزدیک‌تر می‌شود.

برای طراحی پایه‌های تحت فشار سه روش مدل سازی عددی، استفاده از مدل‌های پیوسته و نمودارها و روابط تجربی را در نظر گرفته‌اند. برای محاسبه‌ی مقاومت پایه یکی از روابط تجربی زیر به کار رفته است:

$$S_p = S_o \cdot \frac{w_p^\alpha}{H_p^\beta} \quad (۶-۲)$$

$$S_p = S_o \cdot \left(a + b \cdot \frac{H_p}{w_p} \right) \quad (۷-۲)$$

در این روابط، S_p مقاومت پایه، S_o مقاومت سنگ بکر، H ارتفاع و w عرض پایه، a, b, α, β پارامترهای تجربی هستند.

با توجه به نمودارهای تجربی هرچه در عرض ثابت، ارتفاع افزایش یابد، مقاومت کم می‌شود. برای تاثیر دادن RMR و خواص توده سنگ از معادله‌ی sheorey استفاده می‌شود که تعدیلی را روی مقاومت فشاری اعمال می‌کند و مقاومت فشاری معادل را می‌دهد:

$$\sigma_{cm} = \sigma_c \cdot e^{\frac{RMR-100}{20}} \quad (۸-۲)$$

در این تحقیق عوامل شکست به دو دسته تقسیم شده‌اند: ۱- مقاومت کم ۲- وجود صفحات ناپیوستگی. فاکتور ایمنی در دو حالت محاسبه می‌شود. فاکتور ایمنی برای شکستگی فشاری از روابط ۹-۲ و ۱۰-۲ به دست می‌آید:

$$SF_c = \frac{S_p}{\sigma_{SO}} \quad (۹-۲)$$

$$\sigma_{SO} = \frac{(a_p + a_c)^2 \cdot H \gamma_t}{a_p^2} \quad (۱۰-۲)$$

در این روابط، a_p عرض ستون، a_c عرض اتاق، H عمق، γ وزن مخصوص و مقاومت فشاری است. فاکتور ایمنی برای شکست برشی در صفحات ناپیوستگی از روابط ۱۱-۲ تا ۱۳-۲ محاسبه می‌شود:

¹ Gonzalez

$$SF_S = \frac{S_j}{T_j} \quad (۱۱-۲)$$

$$T_j = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \sin(2\beta) \quad (۱۲-۲)$$

$$S_j = C_j + \sigma_n \tan \varphi_j \quad (۱۳-۲)$$

که در این روابط، C_j چسبندگی، φ_j زاویه اصطکاک داخلی، σ_n تنش نرمال صفحات ناپیوستگی است. در نهایت مقدار فاکتور ایمنی کل از رابطه ی ۲-۱۴ به دست می آید :

$$SF_t = MIN(SF_c, SF_s) \quad (۱۴-۲)$$

اگر فاکتور ایمنی بالاتر از ۱/۲۵ باشد، پایداری برقرار است، اگر بین ۰/۹ تا ۱/۲۵ باشد ناپایداری های کوچک و شکست اولیه مشاهده می شوند و جایی که کمتر از ۰/۹ باشد شکست بزرگ و آشکار رخ می دهد [۱۰].

آکسوی و اونارگان^۱ (۲۰۰۶) تحقیقی با عنوان تکنولوژی معدنکاری مواد معدنی انجام دادند. آن ها روابط زیر را برای مقاومت پایه ارائه دادند که به نسبت عرض به ارتفاع پایه بستگی دارد.

$$\text{If } \frac{w}{h} \leq 4.5 \quad \sigma_p = k \frac{w^{0.5}}{h^{0.7}} \quad (۱۵-۲)$$

$$\text{If } \frac{w}{h} > 4.5 \quad \sigma_p = \frac{k}{v^{0.07}} [0.00374 \left(\frac{w_e}{h}\right)^{4.5} - 2.175] \quad (۱۶-۲)$$

با استفاده از سیستم Q سنگ ها را طبقه بندی کردند. طراحی و ابعاد چندین معدن مرمر مختلف در ترکیه را بررسی کردند و در واقعیت متوجه شدند حداکثر تنش در وسط پایه است در حالی که مدل سازی آن را در لبه ها نشان می دهد [۱۱].

استرویزن^۲ و همکاران (۲۰۰۷) مسائل پایداری سقف در معادن زیرزمینی آهک آمریکا را بررسی کردند. در معادن شرق و غرب میانه در آمریکا اکثر معادن زیرزمینی سنگ ساختمانی با ابعاد اتاق ۱۳/۵ متر طراحی شده اند. در این معادن سقف بلاواسطه که اکثرا از آهک تشکیل شده توسط میل مهار کنترل می شود. داده های لازم برای طبقه بندی RMR جمع آوری شده اند. رده بندی مهندسی سنگ ها نشان می دهد اکثرا سنگ قوی هستند. ناپیوستگی های بزرگ که خطرات زیادی برای پایداری دارند نیز مورد بررسی قرار گرفتند. شرایط سقف و ترکیب لایه بندی سقف به صورت بصری مورد ارزیابی قرار گرفت و ابعاد اندازه گیری شدند و اطلاعاتی نظیر روش انفجار و نوع نگهداری به دست آمدند. بررسی میدان تنش،

¹ Aksoy & Onargan

² Sterhuizen

تنش افقی بیش از حد را در منطقه نشان می‌دهد که به علت تکتونیک به وجود آمده است. این تنش‌ها افقی می‌تواند باعث ایجاد برش شوند و سقوط سقف بزرگ اتفاق بیفتد.

در بررسی ناپایداری‌های سقف، ۷۲٪ سقف پایدار، ۱۱٪ درصد ریزش قطعه‌ها، ۶٪ ریزش بلوک و ۱۱٪ سقوط تیر است. ضخامت تیرهای سقف به لایه بندی و مقاومت و جنس لایه‌ها بستگی دارد و برای مهار آن از میل مهار استفاده می‌شود. پایداری سقف به تیر و سقف بلاواسطه بستگی دارد. برای ارزیابی پایداری سقف می‌توان از مشاهده‌ی نشانه‌های ریزش و بی ثباتی استفاده کرد. از سه فناوری برای ارزیابی سقف استفاده شده است:

۱- ارزیابی خطر سقوط با شاخص RFRI (صفر خوب و ۱۰۰ ضعیف).

۲- ثبت خودکار اطلاعات مته‌ی حفاری: استفاده از اطلاعاتی که هنگام حفاری در توده سنگ به دست می‌آید.

۳- مشاهده‌ی جابجایی سقف: مکان‌هایی که خطر ریزش بیشتر یا حساسیت ایمنی بیشتر دارند در نظر گرفته می‌شوند و با استفاده از ابزار مانیتورینگ یا مشاهده‌ی بصری کنترل می‌شوند. همچنین از انتشار آکوستیک نیز برای کنترل جابجایی‌ها و ریزش‌ها استفاده شده است [۱۲].

استرویزن و همکاران (۲۰۰۸) در تحقیقی مقاومت پایه و روش طراحی برای معادن سنگ را بررسی کردند. برای طراحی پایه‌ها باید یک پایداری کلی و یک پایداری محلی در نظر گرفته شود. پایداری محلی مربوط به ریزش‌های جزئی است که اغلب به صورت سقوط سنگ اتفاق می‌افتد. برای طراحی پایه باید فاکتور ایمنی مشخص شود و برای این کار مقاومت و تنش پایه لازم است. مقادیر مقاومت و تنش پایه از روابط ۱۷-۲ و ۱۸-۲ محاسبه می‌شود:

$$S_p = k * \frac{w^\alpha}{h^\beta} \quad (17-2)$$

$$S_o = \gamma H * \frac{(c_1 * c_2)}{w * l} \quad (18-2)$$

در این روابط، k پارامتر مقاومت سنگ، α و β پارامترهای ژئومکانیکی، c_1 و c_2 فاصله، H روباره، w, l, h ارتفاع و طول و عرض پایه هستند. شکست پایه به دلیل بارگذاری بیش از مقاومت پایه رخ می‌دهد که می‌تواند باعث سقوط جزئی، شکست گوه‌ای، شکست صفحه‌ای یا ریزش کلی باشد که شکست کلی یک پایه می‌تواند باعث بارگذاری مجدد روی پایه‌های مجاور شود و باعث ریزش آن‌ها و فاجعه در معدن شود. پایه‌ها در ۳۴ معدن بررسی شدند و خواص ژئومکانیکی و فیزیکی آن‌ها برداشت شد.

سه عامل وجود ناپیوستگی زاویه‌ای بزرگ، زاویه لایه‌بندی ضعیف و افزایش ارتفاع پایه مهم‌ترین عوامل موثر در شکست پایه شناخته شدند. ناپیوستگی زاویه‌ای بزرگ مقاومت پایه را به شدت کاهش می‌دهد

و حتی در مواردی به ۵٪ مقاومت فشاری تک محوره می‌رساند که ممکن است در ابتدا متوجه وجود این ناپیوستگی‌ها نشویم. لایه‌های ضعیف در نزدیکی پایه نیز باعث ریزش می‌شوند. جداره‌ی پایه نیز باید پایدار باشد تا در پایه تغییر شکل به وجود نیاید و مقاومت آن کم نشود. در معادلات مقاومت، پایه‌هایی که دارای ناپیوستگی هستند و همچنین هندسه خیلی تاثیر داده نشده‌اند. بررسی‌های انجام شده روی پایه‌ها نشان داده است که اگر ناپیوستگی وجود نداشته باشد، معادلات مقاومت کاربرد خوبی دارند. برای جهت و فاصله‌ی ناپیوستگی‌ها باید یک اصلاح در نظر گرفته شود. فاکتور افت ناپیوستگی DDF که به شیب ناپیوستگی و نسبت عرض به ارتفاع بستگی دارد، تعریف می‌شود. چون ناپیوستگی‌های بزرگ همه‌ی پایه‌ها را در نظر نمی‌گیرد فاکتور فرکانس FF نیز در نظر گرفته شده است. در نهایت "فاکتور ناپیوستگی زاویه‌ای بزرگ" به صورت زیر تعریف می‌شود:

$$LDF = 1 - DDF * FF \quad (۱۹-۲)$$

نتایج نشان داده است که ستون‌های مستطیلی مقاومت بهتری دارند و باید عرض معادل برای استفاده در معادلات مقاومت محاسبه شود. اگر W عرض حداقل، A مساحت پایه، C محیط پایه و LBR نسبت طول پایه باشد آن گاه داریم:

$$W_e = W + \left(\frac{A}{C} + W \right) * LBR \quad (۲۰-۲)$$

در نهایت معادله‌ی مقاومت اصلاح شده به صورت رابطه‌ی ۲-۲۱ خواهد بود:

$$S = K * UCS * LDF * \frac{W^{0.3}}{h^{0.59}} \quad (۲۱-۲)$$

در نهایت حداقل فاکتور ایمنی باید ۱/۸ باشد. همچنین به جز مواردی که روباره‌ی کمتر از ۲۰۰ ft دارند باید نسبت عرض به ارتفاع بالاتر از ۰/۸ باشد. ناپیوستگی بزرگ یک عامل بسیار مهم در شکست پایه‌ها است [۱۳].

اسماعیلیان و خدادادی کریم‌وند^۱ (۱۳۸۸) کنترل صدا در سیستم‌های تهویه را بررسی کردند. صداهای ایجاد شده در سیستم تهویه به دو دسته تقسیم شده‌اند. صداهای مربوط به جریان هوا و صداهای مربوط به هواکش که صداهای مربوط به هواکش خود به دو دسته‌ی دورانی (مربوط به عبور پره‌ها از یک محل مشخص) و چرخشی (چرخش هوا) تقسیم می‌شود.

در نهایت با بررسی قسمت‌های مختلف سیستم تهویه و راهکارهای موجود، برای هر قسمت سیستم تهویه یک روش کاهش صدا معرفی شده است. در قسمت کمپرسور و موتور باید با قراردادن روی بلوک‌های فنی ثابت قابل ارتجاع سروصدا کنترل شود. هواکش باید درون یک پلنوم (یک فضای بسته

^۱ Esmaeelian & Khodadi karimvand

با فشار هوای متفاوت با اتمسفر و پوشش آکوستیک که چند کانال دارد) قرار گیرد. در کانال‌ها باید از پوشش‌های قابل ارتجاع و جاذب صوت استفاده شود و اتصالات نیز قابلیت ارتجاع داشته باشند [۱۴].

کاردو و سیوتو^۱ (۲۰۱۰) مطالعاتی برای تبدیل سنگ مرمر روباز به زیرزمینی انجام داده‌اند. معدن اوروسی یکی از اولین معادنی است که روش زیرزمینی را برای سنگ ساختمانی به دلیل تخریب چهره‌ی محیط زیست و اقتصادی نبودن ادامه‌ی استخراج روباز به کار برده است. پس از انجام مطالعات درزه برداری دو دسته درزه‌ی اصلی در منطقه یافت شدند.

در حفریاتی که در عمق کم هستند رفتار بیشتر ناشی از ناپیوستگی‌ها است و در اعماق بیشتر باید تنش‌هایی که بعد از حفاری به وجود می‌آیند را بررسی کرد. وجود درزه باعث تغییر در خواص توده سنگ می‌شود و مقاومت برشی در شرایط وجود درزه اهمیت بیشتری پیدا می‌کند.

در این مطالعه برای مدل‌سازی از معیار بارتون استفاده شده است. برای انتخاب هندسه‌ی اتاق و پایه، اندازه‌ی بلوک، ویژگی‌های هندسی تجهیزات برش و حمل و نقل و پایداری ساختاری است. همچنین باید گوه‌هایی که ایجاد می‌شوند شناسایی شوند و از افتادن آن‌ها با اتخاذ تدابیر لازم جلوگیری شود. در مناطقی که احتمال ریزش وجود دارد از مش جوش داده برای نگهداری استفاده شده است [۱۵].

المو و استید^۲ (۲۰۱۰) تحقیقی در مورد پایداری سنگ‌های شکسته و درزه‌دار انجام دادند. رابطه‌های تجربی مکانیسم شکست خاصی را در نظر نمی‌گیرند و اعمال شرایط واقعی تنش، سخت یا غیرممکن است. به جای مدل‌سازی واقعی شکستگی‌ها، از مدل DFN برای مدل‌سازی شکستگی‌ها استفاده شده است. از روش ترکیبی المان محدود و المان گسسته (DEM, FEM) بهره گرفته شده است.

هرچه در یک نسبت عرض به ارتفاع ثابت، عرض کاهش یابد، مقاومت بالا می‌رود. در مقیاس‌های کوچک‌تر به دلیل کمتر بودن صفحات ضعف، احتمالاً نمونه مقاوم‌تر است. برای از بین بردن اثر مقیاس (مقیاس کوچک نمونه‌های آزمایشگاهی نسبت به پایه‌ها در واقعیت) از رابطه‌ی ۲-۲۲ استفاده می‌شود:

$$\sigma_c = \sigma_{c50} \left(\frac{50}{d} \right)^{0.18} \quad (22-2)$$

که در این رابطه، σ_{c50} مقاومت فشاری تک‌محوره نمونه‌ی آزمایشگاهی با قطر ۵۰ میلی‌متر، σ_c مقاومت سنگ برجا و d قطر پایه یا سنگ برجا است. مدل‌سازی با ELFEN انجام شده است. معیار شکست موهر کولمب استفاده شده است. می‌توان با دخالت دادن رده بندی توده سنگ، RMR , GSI , Q ، شرایط را واقعی‌تر کرد [۱۶].

¹ Caredu & Siotto

² Elmo & Stead

مدنی (۱۳۹۰) خدمات فنی در تونل‌های حال حاضر ایران را با تونل‌های قدیمی قنات‌ها مقایسه کرده است. با توجه به تجربه‌ی بالای ایرانیان در حفر تونل، در حال حاضر خدمات فنی مناسبی نسبت به علم روز دنیا در تونل‌های ایران ارائه نمی‌شود که مهم‌ترین دلایل آن ندادن بهای کافی به خدمات فنی و عدم استفاده از متخصصین (مهندسين معدن) ذکر شده است. در این تحقیق مشکلات تهویه‌ی چند تونل شهری حمل و نقل تهران نیز بررسی شده است که به دلیل طراحی نامناسب، سرعت هوای عبوری در آن‌ها بیشتر از حدمجاز سرعت هوا در تونل (۸ متربرثانیه) بوده است [۱۷].

استرویزن و همکاران (۲۰۱۱) تحقیقی برای تعیین مقاومت پایه در معادن زیرزمینی سنگ در آمریکا انجام دادند. خصوصیات سنگ با توجه به آزمایش‌هایی که روی نمونه‌ها انجام شده بود، به دست آمدند. همچنین با انجام عملیات درزه برداری برجا ویژگی‌های ناپیوستگی‌ها مشخص شدند. رده بندی مهندسی سنگ‌ها با استفاده از سیستم‌های RMR و RQD تعیین شده است.

در این تحقیق عوامل شکست به سه دسته‌ی ناپیوستگی زاویه‌ای بزرگ، وجود لایه‌های ضعیف در پایه و تنش بیش از حد تقسیم شده‌اند. برای ورود تاثیر ناپیوستگی‌های زاویه‌ای بزرگ از تعدیل LFD و برای تعدیل پایه‌های مستطیلی از عرض معادل We استفاده شده است. در نهایت فاکتور ایمنی محاسبه شده است [۱۸].

یانگ^۱ و همکاران (۲۰۱۲) تحقیقی در مورد اجرای طراحی ستون در معادن زیرزمینی شامل ناپیوستگی انجام داده‌اند. خصوصیات درزه‌ها در سر زمین برداشت شدند و پارامترهای مقاومتی با انجام آزمایش مشخص شده‌اند. طبقه بندی مهندسی سنگ در سیستم‌های RMR و Q برای پایه‌ها مشخص شدند. برای تحلیل پایداری مقاومت پایه و تنش پایه و در نهایت فاکتور ایمنی مشخص شدند.

با استفاده از یک نمودار که در یک محور آن نسبت عرض به ارتفاع و در یک محور آن فاکتور ایمنی است ارزیابی تجربی انجام شد و مشخص شد برای نسبت عرض به ارتفاع بیشتر از ۰/۸ تمام پایه‌ها پایدار هستند. همچنین برای تمام پایه‌ها تحلیل استریوگرافیک انجام شد و مشخص شد که در کدام وجه از پایه‌ها ریسک کدام یک از انواع شکست وجود دارد (شکست گوه‌ای یا شکست صفحه‌ای).

برای مدل‌سازی عددی از نرم افزار FLAC3D استفاده شده است. مدل الاستوپلاستیک و معیار شکست موهر کولمب در نظر گرفته شده‌اند. مدل ساخته شده با واقعیت کالیبره شده و سپس از نتایج آن استفاده شده است. تنش‌های ایجاد شده در طول حفاری کل منطقه و تاثیرات آن بر پایه‌های مجاور نیز بررسی شده است. همچنین اثر نگهداری میل مهار و شاتکریت بررسی شده است. در نهایت با مدل‌سازی عددی مشخص شد بعضی از پایه‌ها فقط با نگهداری پایدار نمی‌شوند و باید نسبت عرض به ارتفاع در آن‌ها

^۱ Yang

افزایش یابد تا فاکتور ایمنی به حد مطلوب برسد. فاکتور ایمنی مطلوب با توجه به موارد قبلی بررسی شده حداقل ۱/۸ است که برای رسیدن به این فاکتور ایمنی نسبت عرض به ارتفاع پایه حداقل باید ۰/۸ باشد [۱۹].

فررو^۱ و همکاران (۲۰۱۳) تنش‌های برجا در یک معدن سنگ را با مدل‌سازی عددی سه بعدی بررسی کردند. تنش‌های موجود در سنگ در اعماق متوسط فقط ناشی از گرانش نیست و میدان تنش وجود دارد که در همه‌ی جهات است.

برای مدل‌سازی عددی از دو روش BEM, DEM استفاده شده است. روش BEM در مقیاس بزرگ و با استفاده از نرم افزار EXAMINE3D انجام شده است. روش BEM تمام مدل را ایزوتروپیک به صورت الاستیک خطی و معیار شکست هوک و براون را در نظر گرفته است و برای ارزیابی تاثیر سطح زمین و هندسه‌ی حفاری بر وضعیت تنش استفاده شده است. روش DEM در مقیاس کوچک و محلی به کار رفته است. از روش DEM بیشتر برای مدل‌سازی ناپیوستگی‌ها استفاده می‌شود. برای مقایسه‌ی بهتر، مدل در هر دو صورت ایزوتروپیک و آنیزوتروپیک بررسی شد. در حالت ایزوتروپیک مطابقت بیشتری با تنش‌های اصلی حداکثر مشاهده شده است. چندین مدل برای سطوح توپوگرافی متفاوت ساخته شده و در نهایت مشخص شده است که نوع سطح توپوگرافی در آنالیز تاثیری ندارد [۲۰].

غلام‌نژاد و پوزش^۲ (۱۳۹۲) در تحقیقی پایداری کارگاه استخراج زیرزمینی با استفاده از روش عددی را در معدن اتاق و پایه‌ی دهبید انجام دادند. عوامل مهم طراحی اتاق و پایه در این تحقیق مقاومت پایه‌ها، نسبت عرض به ارتفاع پایه‌ها، ابعاد اتاق و ناپیوستگی بزرگ معرفی شدند. سیستم‌های طبقه بندی مهندسی سنگ RMR, Q مورد استفاده قرار گرفته‌اند. همچنین برای به دست آوردن خواص مورد نیاز توده سنگ در روش عددی از نرم افزار ROCLAB استفاده شده است. در نهایت ابعاد بهینه‌ی اتاق و پایه با استفاده از روش عددی و آزمون و خطا به دست آورده شده است [۲۱].

الهی^۳ (۱۳۹۳) سیستم تهویه‌ی معدن زغالسنگ تخت را به روش دستی طراحی کرده است. ابتدا مقاومت هر یک از شاخه‌ها با استفاده از رابطه‌ی داری به دست آمده است. سپس مقدار بیشینه‌ی هوای مورد نیاز از بین هوای مورد نیاز برای رقیق کردن گاز زغال در محل‌های مختلف، رقیق کردن گاز حاصل از آتشباری، تعداد نفرات و هوای مورد نیاز برای تأمین حداقل سرعت هوای عبوری از تونل با ضریب اطمینان ۱/۵ تعیین شده است. در نهایت با استفاده از مقدار افت فشار معدن، نقطه عملکرد آن مشخص شده است [۲۲].

¹ Ferrero

² Gholamnezhad & Poozesh

³ Elahi

عبداللهی^۱ و همکاران (۱۳۹۳) سیستم روشنایی تونل را با رویکرد کاهش پدیده‌ی حفره‌ی سیاه طراحی کردند. برای این منظور از نرم افزار Dialux استفاده شده است. با توجه به این تحقیق ناحیه‌ی اول و آخر تونل برای سازگاری چشم باید پرنورتر باشد و هر چه به سمت مرکز تونل نزدیک شویم نیاز به نور کمتری هست. با رد شدن از هر ناحیه مقدار نور موردنیاز حدوداً یک سوم مقدار ناحیه‌ی قبل است. در مناطق آستانه نور موردنیاز ۳۰۰۰ لوکس، در اولین قسمت بینابین ۱۰۰۰ لوکس، در قسمت بینابین ۳۳۰ لوکس، در قسمت میانی اول ۱۱۰ لوکس و در قسمت میانی ۵۵ لوکس است [۲۳].

باقرپور^۲ و همکاران (۱۳۹۳) راهکارهای نوین کنترل گرد و خاک در معادن زیرزمینی را بررسی کردند. لزوم کنترل گرد و غبار در معادن زیرزمینی با توجه به بیماری‌های خطرناکی (مانند سیلیکوزیس) است که به وجود می‌آورند. برای معادن زغالسنگ روش‌های پاشیدن آب، مرطوب کردن، فن‌های تهویه، پنکه‌های جمع‌کننده‌ی گرد و غبار و روش فوم بررسی شده است. زمانی که دستگاه پاشیدن آب بر روی دستگاه استخراج کننده قرار بگیرد تا ۹۹ درصد از انتشار گرد و غبار جلوگیری می‌شود اما در مجموع روش فوم با ۸۰ درصد کارایی به عنوان بهترین روش معرفی شده است [۲۴].

آکسنوف^۳ و همکاران (۲۰۱۴) برای مدل‌سازی عددی از فرآیند تغییرشکل در پایه‌های سنگی از روش امان محدود استفاده کردند. هنگامی که رفتار تغییرشکل الاستیک نباشد، وقتی مقدار تنش به یک مقدار حداکثر می‌رسد یک نوار باریک تغییر شکل به صورت قطری در پایه ایجاد می‌شود که باعث شکست در توده سنگ می‌شود. هنگامی که رفتار تغییرشکل پایدار باشد، بیشتر تنش‌ها و تغییرشکل‌ها در گوشه‌های پایه متمرکز می‌شوند. در این رفتار ترک‌ها گسترش می‌یابند و به سمت سطح آزاد حرکت می‌کنند و ناپیوستگی‌ها را به وجود می‌آورند. تفاوت این دو رفتار بسته به رابطه‌ی نرم شدگی و خواص کششی توده سنگ مورد مطالعه دارد [۲۵].

کان^۴ (۲۰۱۴)، در یک معدن سنگ آهک با استفاده از رابطه‌های تجربی و مدل‌سازی عددی طراحی اتاق و پایه را انجام داد. نتایج مدل‌سازی و روش تجربی را با چیزی که در واقعیت اتفاق افتاده است، مقایسه کردند.

برای آنالیز شکستگی ناشی از تنش، سه متغیر شرایط مرزی تنش‌های برجا، مقاومت توده سنگ و هندسه‌ی حفاری را مهم در نظر گرفته است. کان برای طراحی پایه از روش مدل‌سازی عددی و رابطه‌های تجربی استفاده کرده است. اکثر رابطه‌های تجربی برای سنگ‌های قوی با مقاومت فشاری بیشتر از ۱۰۰

¹ Abdolahi

² Bagherpour

³ Aksenov

⁴ Kun

مگاپاسکال هستند و برای سنگ‌های ضعیف‌تر بهتر است مدل‌سازی عددی نیز انجام شود و از رابطه‌های تجربی با دقت و اصلاح بیشتر استفاده کرد.

با توجه به نظر بنیایویسکی مقاومت پایه را به سه پارامتر اثر اندازه و حجم، هندسه‌ی پایه و خواص مکانیک سنگی مربوط کرده است. ارزیابی تنش و تغییرشکل‌ها در نرم‌افزار با تکنیک‌های المان محدود و المان مرزی انجام شده است. در نهایت به این نتیجه رسید که پس از شروع معدنکاری، ترک‌ها پس از ۳ الی ۴ ماه شروع به تشکیل می‌کنند. در نسبت عرض به ارتفاع کمتر از ۱ مقاومت پایه به شدت کاهش می‌یابد [۲۶].

تیموری^۱ و همکاران (۱۳۹۳) در تحقیقی سوخت‌های فسیلی و گازهای متصاعد شده از آن‌ها را در شهر شیراز بررسی کردند و مقدار گازهای متصاعد شده هر سوخت را محاسبه کردند. به ازای سوختن هر لیتر گازوئیل در موتورهای دیزل مقدار ۱۴ مترمکعب گاز کربن دی اکسید در فضا پخش خواهد شد. با توجه به این مقدار گاز و درصد مجاز آن در هوا می‌توان هوای موردنیاز برای تهویه را محاسبه کرد [۲۷].

مسعود ترکان^۲ و همکاران (۱۳۹۳) در تحقیقی پایداری حفرة های زیرزمینی را با دو روش پیوسته و ناپیوسته مقایسه کردند. بدین منظور از نرم افزار FLAC2D برای روش پیوسته و از نرم افزار UDEC برای روش ناپیوسته استفاده شده است. در این تحقیق برای محاسبه‌ی جابجایی مجاز در حفريات زیرزمینی، از معیار ساکورایی استفاده شده است. با توجه به این که معیار ساکورایی برای مقاطع دایره‌ای تعریف شده است و مقطع موردنظر در این تحقیق نعل اسبی می‌باشد، با استفاده از مساحت مقطع، شعاع معادل آن محاسبه شده و از روابط معیار ساکورایی برای محاسبه‌ی جابجایی مجاز استفاده شده است. این روابط در ادامه آورده شده‌اند:

$$\log(x) = -0.25 \log(E) - 1.22 \quad (2-23)$$

$$u = x \cdot r \quad (2-24)$$

که در آن E مدول یانگ بر حسب $\frac{Kgf}{cm^2}$ ، r شعاع معادل بر حسب متر و u میزان جابجایی مجاز می‌باشد [۲۸].

مالکی^۳ و همکاران (۱۳۹۶) سیستم تهویه‌ی معدن زغالسنگ رزمجاغربی را به روش دستی طراحی کردند. ابتدا با استفاده از فرمول دارسی مقاومت معدن محاسبه شده است. سپس مقدار هوای موردنیاز معدن برای موارد مختلف تعیین شده و مقدار بیشینه‌ی آن با ضریب ۱/۲ به عنوان هوای موردنیاز

¹ Teymoori

² torkan

³ Maleki

در نظر گرفته شده است. در نهایت با محاسبه‌ی افت فشار و به دست آوردن منحنی مشخصه‌ی معدن، بادبزن مورد نیاز مشخص شده است [۲۹].

دوریس و اسنوپارک^۱ (۲۰۱۷) از تجزیه و تحلیل عددی برای پایداری پایه‌های سنگ لیگنیت استفاده کردند. هدف از این مدل‌سازی تجزیه و تحلیل توزیع تنش، محل زون‌های شکست و تعیین مقدار تغییر شکل‌پذیری (همگرایی) است. در این مدل‌سازی از روش FEM استفاده شده است. مدل ناحیه‌ای الاستیک و معیار شکست موهر کولمب در نظر گرفته شده است. سه گالری موازی برای بررسی حفاری بر ستون‌های مجاور نیز مدل شده‌اند. نتایج نشان می‌دهد که بیشترین تنش در گوشه‌های گالری‌ها مشاهده می‌شود. در طرفین گالری‌ها جابجایی بیشتر است و حرکت افقی خیلی بیشتر از حرکت عمودی است. حفاری در هر گالری حدود ۵٪ بر تنش در گالری کناری تاثیر دارد. در فاصله‌ی ۱۰ تا ۱۵ متر پس از عبور جبهه کار آزادسازی تنش متوقف می‌شود. برای اطمینان بیشتر از پایداری از میل مهار و مش جوش داده به عنوان نگهداری استفاده شده است. این نگهداری باید قبل از ورود کارگران به مناطق ناامن اعمال شود [۳۰].

وو^۲ و همکاران (۲۰۱۷) تحقیق بر روی پایه‌های زغالی انجام دادند. آن‌ها برای شرایطی که روباره از چند لایه با وزن مخصوص متفاوت تشکیل شده است رابطه‌ای برای محاسبه‌ی بار روی پایه ارائه دادند.

$$Q_{n1} = \frac{E_1 h_1^3 (\gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2 + \dots + \gamma_n h_n)}{E_1 h_1^3 + E_2 h_2^3 + \dots + E_n h_n^3} \quad (25-2)$$

که در آن Q بار وارد بر پایه، E مدول الاستیک هر لایه، h ضخامت هر لایه و γ وزن مخصوص لایه‌ها است.

فرآیند طراحی پایه از تعیین بار در پایه، تعیین مقاومت پایه و تعیین فاکتور ایمنی تشکیل شده است. برای هر کدام از این قسمت‌ها چندین رابطه وجود دارد که با توجه به شرایط از یکی استفاده می‌شود.

در این مطالعه برای عرض پایه ۱۳ متر فاکتور ایمنی ۱/۱ به دست آمده که احتمال ریزش دارد. اگر عرض پایه ۱۴ متر در نظر گرفته شود، فاکتور ایمنی به ۱/۳ می‌رسد که پایدار است. برای محل غیرکاری فاکتور ایمنی حداقل ۱/۱ و برای محل کاری باید حداقل ۱/۳ باشد [۳۱].

سلیمانی و دهقان^۳ (۱۳۹۷) سیستم تهویه‌ی معدن سرب و روی عمارت را انجام دادند. ابتدا برای محاسبه‌ی مقدار هوای مورد نیاز، تعداد ماشین‌آلات، تعداد نفرات و گازهای حاصل از انفجار را بررسی کردند و مقدار بیشینه را در نظر گرفتند. سپس با استفاده از رابطه‌ی داری مقاومت معدن را به دست آوردند و

¹ Duris & Snuparek

² Wu

³ Soleimani & Dehghan

منحنی مشخصه را رسم کردند. در نهایت با مقایسه‌ی بادبزن‌های مختلف، نزدیک‌ترین آن‌ها به نقطه عملکرد معدن را انتخاب کردند [۳۲].

ژسو^۱ و همکاران (۲۰۱۸) در یک مدل سازی عددی آسیب‌های انفجار بر منطقه را بررسی کردند. برای کالیبره کردن مدل از رابطه‌های تجربی استفاده کردند. از این تحقیق می‌توان دریافت که هرچه اندازه ی مش کوچکتر باشد تحلیل بهتری انجام می‌شود و همچنین سرعت بارگذاری کمتر باعث بهتر شدن مدل‌سازی می‌شود [۳۳].

بیگدلی^۲ (۱۳۹۸) در تحقیقی امکان سنجی تبدیل روش استخراج سطحی به زیرزمینی را در معدن سنگ ساختمانی کپیول بررسی کرده است. در نهایت روش زیرزمینی اتاق و پایه در این معدن نسبت به روش روباز اولویت دارد. همچنین مقدار مقاومت فشاری تک محوره سنگ تراورتن در این تحقیق ۸۶ مگاپاسکال در نظر گرفته شده است [۲].

میکائیل^۳ و همکاران (۱۳۹۸) در پیش بینی مصرف برق دستگاه برش اره برای سنگ ساختمانی با روش فازی چند متغیره، چندین دستگاه مختلف را مورد بررسی قرار دادند و میزان مصرف برق آن‌ها را به دست آوردند. بیشترین میزان مصرف در این تحقیق ۱۱۰ آمپر به دست آمده است. همچنین مقادیر مقاومت فشاری برای تراورتن از ۶۱/۵ تا ۶۳ مگاپاسکال و مقادیر مدول یانگ از ۲۱ تا ۲۳/۵ گیگاپاسکال تعیین شده است [۳۴].

پارک و میکالوفسکی^۴ (۲۰۱۹) در تحقیقی پایداری سقف را در تونل‌های عمیق بررسی کردند که بر اساس رویکرد سینماتیک تجزیه و تحلیل محدود می‌باشد. سه عامل عدد پایداری، سیستم نگهداری، و ضریب ایمنی برای بررسی پایداری سقف تونل در این تحقیق در نظر گرفته شده‌اند. عدد پایداری به مقدار زیادی با GSI رابطه‌ی مستقیم دارد و برای تونل‌های دایره ای با شعاع برابر با شعاع معادل تونل های با مقاطع غیر دایره ای، عدد پایداری مقدار بزرگتری دارد.

مکانیسم شکست در اطراف تونل نیز در این تحقیق بررسی شده است و مشخص شده که بحرانی‌ترین و حساس‌ترین نقاط، گوشه‌های تونل می‌باشند و باید بیشتر به آن‌ها دقت شود و همچنین هرچه در اطراف تونل ضخامت لایه‌ها بیشتر باشد می‌توان به پایداری بیشتری دست پیدا کرد [۳۵].

¹ Jessu

² Bigdeli

³ Micaeel

⁴ Park & Michalovski

خلیلی زاده^۱ و همکاران (۱۳۹۹) در تحقیقی خواص مهندسی سنگ تراورتن معادن آذرشهر و فیروزکوه را بررسی و مقایسه کردند. مقدار مقاومت فشاری در سنگ تراورتن آذرشهر ۶۳/۹۵ مگاپاسکال و در سنگ تراورتن فیروزکوه ۶۵/۴۳ مگاپاسکال تعیین شده است [۳۶].

نیومن^۲ و همکاران (۲۰۲۰) طی تحقیقی مراحل پیشرفت کار معدن سنگ آهک چند طبقه از مرحله مطالعات زمین شناسی تا برنامه ریزی استخراج معدن را بررسی کردند و چند دلیل برای استفاده از معدنکاری زیرزمینی در معادن سنگ ساختمانی ارائه دادند که مهم ترین آن ها عبارتند از:

۱- رسیدن معادن روباز به نهایت محدوده اقتصادی و عدم توجیه اقتصادی برای ادامه ی معدنکاری به روش زیرزمینی.

۲- رو به اتمام بودن بسیاری از ذخایر قابل استخراج در نزدیکی سطح زمین و استفاده از ذخایر عمیق با توجه به افزایش نیاز بازار.

۳- گسترش شهرها و افزایش تعداد معادن که باعث نزدیکی محدوده های شهری و معادن می شود و این نزدیکی باعث افزایش شدید آلودگی های صوتی، گرد و غبار، ارتعاشات و ... می شود.

بر اساس نتایج حاصل از بررسی ۳۴ مورد معدن زیرزمینی یک طبقه که توسط سازمان NIOSH انجام شده است، به این نتیجه رسیدند که در معادن زیرزمینی با ضخامت تیر سقف بیشتر از ۲ متر، نیازی به نصب سیستم نگهداری منظم سقف جهت افزایش ضخامت تیر سقف و پایداری نمی باشد و سیستم نگهداری فقط در مواقع ضروری و ناپایداری های موردی لازم می شود. به طور کلی نیز ضخامت یک تیر سقف مناسب را معادل حداقل ۱۰ درصد عرض دهانه ی فضای زیرزمینی معرفی کردند. همچنین برای محاسبه ی طول سقف بدون نگهداری نیز رابطه ی زیر را ارائه دادند:

$$L = \sqrt{\frac{4\sigma_e \cdot t^2}{3w}} \quad (26-2)$$

که در آن t ضخامت تیر سقف، σ_e تنش کششی مجاز و w باریکناخت در واحد طول تیر است.

برای محاسبه ی مقاومت پایه های معدن نیز رابطه ی ۲۷-۲ معرفی شده است:

$$S = 0.65 * UCS * LDF * \frac{w^{0.3}}{h^{0.59}} \quad (27-2)$$

¹ khalilizadeh

² Newman

که در آن UCS مقاومت فشاری تک محوری سنگ بکر، LDF عامل ناپیوستگی بزرگ، w عرض ستون و h ارتفاع ستون است که برای در نظر گرفتن LDF باید ناپیوستگی‌ها و درزه‌های بزرگ و مؤثر بررسی و در رابطه اعمال شوند.

در نهایت نیز به این نکته اشاره شده است که با توجه با بررسی موارد موجود در معادن مختلف، نسبت عرض به ارتفاع ستون‌های سنگی موجود در معادن، از مقدار $0/8$ بیشتر نیاز نمی‌باشد و بیشتر از این مقدار تأثیر خاصی بر مقاومت ستون ندارد [۳۷].

وانگ و کای^۱ (۲۰۲۱) مدل‌سازی عددی ریزش ستون‌های سنگی را وابسته به زمان انجام داده‌اند. بررسی تغییر شکل وابسته به زمان ستون‌های سنگ شکننده با استفاده از مدل GBM-Ttof صورت گرفته است. در این تحقیق ستون‌های سنگی با نسبت عرض به ارتفاع مختلف ساخته شدند و مورد بررسی قرار گرفتند.

با افزایش مقدار نسبت عرض به ارتفاع، مقدار مقاومت کوتاه مدت و بلندمدت ستون افزایش می‌یابد ولی شدت این تغییرات در مقاومت کوتاه مدت بیشتر دیده می‌شود.

مشخصات مرزی ستون سنگی تأثیر کمی بر مقاومت کوتاه مدت ستون دارد ولی این تأثیر در مقاومت بلندمدت ستون بسیار بیشتر است [۳۸].

¹ Wang & Cai

فصل سوم: مبانی نظری تحقیق و معرفی مورد مطالعاتی

۳-۱- مقدمه

در حال حاضر روش اتاق و پایه تنها روش قابل اجرا در معادن زیرزمینی سنگ ساختمانی است. این روش جزو روش‌های خودنگهدار معدن کاری زیرزمینی است. در این روش مقداری از ماده‌ی معدنی به صورت پایه‌هایی منظم برجا گذاشته می‌شوند تا پایداری معدن را تأمین کنند و از ریزش سقف جلوگیری کنند. اتاق‌ها فضای بین پایه‌ها هستند که استخراج می‌شوند. ابعاد پایه‌ها مهم‌ترین قسمت طراحی معدن است زیرا از طرفی باید مسائل اقتصادی رعایت شود و اندازه‌ی پایه، کمترین مقدار ممکن باشد و از طرفی باید مسئله‌ی ایمنی در نظر گرفته شود و اندازه‌ی پایه بزرگ‌تر باشد. همچنین اگر پایه از حدی بزرگ‌تر باشد حالت صلبیت به خود می‌گیرد و ممکن است در سقف یا کف فرو برود.

۳-۲- ظرفیت باربری پایه‌ها

یک عامل مهم در طراحی پایه، ظرفیت باربری آن است که منظور از آن مقاومت پایه یا حداکثر باری است که می‌توان بر واحد سطح پایه اعمال کرد. عوامل زیادی بر ظرفیت باربری پایه مؤثر هستند که به آن‌ها اشاره شده است [۳۹]:

الف - اثر مقیاس:

نتایج تحقیقاتی که در این مورد انجام گرفته است، نشان‌دهنده‌ی این موضوع است که مقاومت واقعی توده‌های سنگی با مقاومتی که از نمونه‌های آزمایشگاهی به دست آمده است، متفاوت است. دلیل این تفاوت این است که نمونه‌های آزمایشگاهی ممکن است شامل ناپیوستگی‌های موجود در توده سنگ نباشند و نتوانند به خوبی بیانگر وضعیت واقعی سنگ باشند. هر چه ابعاد نمونه افزایش پیدا کند مقاومت آن کاهش پیدا می‌کند. این تغییرات تا یک اندازه ادامه خواهد داشت و پس از آن، افزایش اندازه‌ی نمونه تغییر خاصی در مقاومت آن ایجاد نخواهد کرد. به این اندازه، اندازه‌ی بحرانی گفته می‌شود و در هر مورد متفاوت است. برای محاسبه‌ی مقاومت بدون تأثیر اندازه، یک رابطه توسط هوسترولید^۱ ارائه شده است [۳۹]:

$$\sigma_1 = \frac{k}{\sqrt{h}} \quad (۱-۳)$$

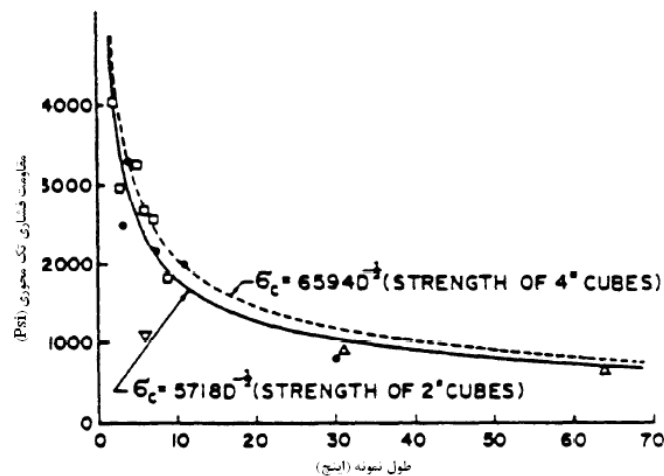
مقدار h در معادله‌ی فوق برابر با ارتفاع پایه است که برای پایه‌های بزرگ‌تر از ۰/۹ متر مقدار ۳۶ جایگذاری می‌شود. برای محاسبه‌ی مقدار k ، هولاند و گدی^۲ رابطه‌ی ۳-۲ را ارائه کرده‌اند:

$$k = \sigma_c \sqrt{d} \quad (۲-۳)$$

^۱ hustrulid

^۲ Holland and Gaddy

که در آن d قطر نمونه بر حسب اینچ و σ_c مقاومت فشاری نمونه در آزمایشگاه بر حسب پوند بر اینچ مربع است. در شکل ۱-۳ اثر تغییر اندازه‌ی نمونه بر مقاومت آن نشان داده شده است.



شکل ۱-۳- اثر تغییر اندازه‌ی نمونه بر مقاومت آن [۳۹]

البته در بسیاری از موارد مشاهده شد که این اصلاح، تغییر قابل توجهی در نتایج و مقاومت سنگ ایجاد نمی‌کند و نتیجه گرفتند که از اصلاح دیگری که در آن از طبقه‌بندی توده سنگ به شرح زیر استفاده شده است، بهره ببرند:

$$DRMS = UCS * \frac{MRMR - R_{UCS}}{100} \quad (3-3)$$

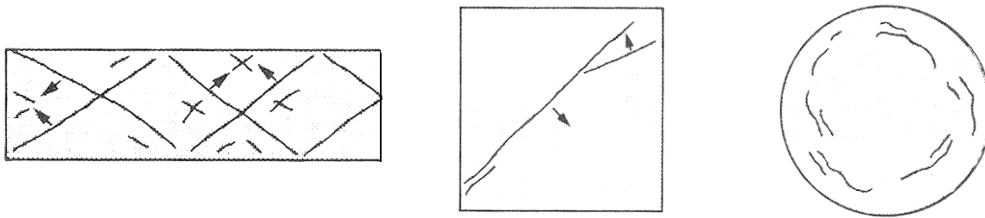
که $DRMS$ مقاومت طراحی توده سنگ و R_{UCS} امتیاز مقاومت تک‌محوره سنگ است که از جدول ۱-۳ خوانده می‌شود [۳۹]:

جدول ۱-۳- امتیاز مقاومت فشاری تک‌محوری برای محاسبه‌ی مقاومت توده سنگ به منظور طراحی [۳۹]

۱۴۵-	۱۲۵-	۱۰۵-	۸۵-۱۰۴	۴۵-۸۴	۲۵-۴۴	۵-۲۴	۰-۴	UCS(MPa)
۱۶۴	۱۴۴	۱۲۴						
۱۴	۱۲	۱۰	۸	۶	۴	۲	۰	R_{UCS}

ب - شکل هندسی پایه

نتایج نشان داده است که شکل هندسی پایه تأثیر بسیار زیادی در مقاومت پایه دارد. در تحقیقی که در دانشکده‌ی معدن و زمین‌شناسی توزلا در یوگوسلاوی سابق انجام شده است به این نتیجه رسیده‌اند که مقاومت نهایی یک پایه‌ی استوانه‌ای $1/7$ برابر بیشتر از یک پایه‌ی مکعبی و $3/3$ برابر بزرگ‌تر از یک پایه‌ی مستطیلی است. در شکل ۲-۳ تأثیر شکل هندسی پایه نشان داده شده است [۳۹].



شکل ۳-۲. نمای آرایش شکستگی‌ها در پایه‌ها با شکل هندسی متفاوت [39]

پ - ناپیوستگی‌ها

ناپیوستگی‌ها تأثیر به سزایی در کاهش مقاومت فشاری و کششی توده سنگ دارند. هم چنین آرایش ناپیوستگی‌ها مشخص‌کننده‌ی نوع شکستی است که در سنگ اتفاق می‌افتد. یورک^۱ و همکاران (۲۰۰۰) سه پارامتر اصلی ناپیوستگی که بر مقاومت توده سنگ اثر می‌گذارند را معرفی کرده‌اند: فراوانی دسته‌درزه، جهت‌داری دسته‌درزه و مقاومت سطح درزه. بر این اساس روابطی برای تأثیر این پارامترها در نظر گرفتند که به شکل زیر است:

$$\frac{\sigma_{pj}}{\sigma_{pi}} = e^{-0.017F} \quad (۴-۳)$$

$$F = \frac{10(1 - e^{-0.23hJ_f})}{n \tan \phi \sqrt{R}} \quad (۵-۳)$$

که در این روابط σ_{pi} مقاومت پایه بدون درزه، σ_{pj} مقاومت پایه حاوی درزه و شکستگی، F فاکتور درزه‌داری، h ارتفاع پایه، R نسبت عرض به ارتفاع پایه، ϕ زاویه اصطکاک داخلی درزه، J_f فراوانی تعداد درزه در متر و n پارامتر جهت درزه که از جدول ۳-۲ خوانده می‌شود: [۳۹]

جدول ۳-۲. فاکتور مربوط به جهت‌داری درزه برای پایه‌های با نسبت عرض به ارتفاع بین ۲ و ۶ [۳۹]

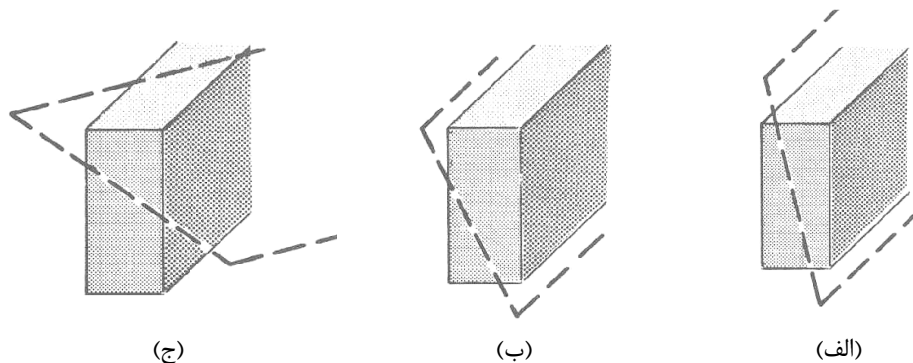
۹۰	۸۰	۷۰	۶۰	۵۰	۴۰	۳۰	۲۰	شیب درزه
۰/۸۲	۰/۵۴	۰/۳	۰/۲۱	۰/۲	۰/۲۱	۰/۳	۰/۵۱	n

ت - گسل

گسل‌ها می‌توانند تأثیر بسزایی بر مقاومت پایه‌ها داشته باشند. مقدار این تأثیر بستگی به زاویه شیب گسل دارد و اینکه به چه صورتی پایه را قطع کرده است. اگر شیب گسل زیاد باشد و وجه بزرگ پایه را قطع نکند به احتمال زیاد پایدار خواهد ماند ولی اگر شیب گسل کم باشد یا به نحوی باشد که وجه بزرگ پایه را قطع کند، پایداری پایه را به شدت کاهش می‌دهد و برای جبران این موضوع باید ابعاد پایه

^۱ York

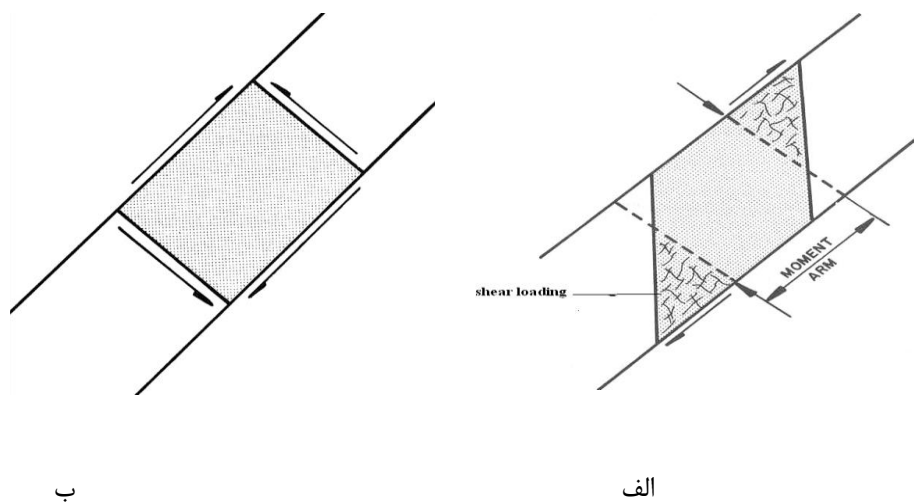
را بزرگ‌تر در نظر گرفت. در شکل ۳-۳ حالت‌های مختلفی که گسل پایه را قطع می‌کند نشان داده شده است. حالت الف نسبت به حالت‌های ب و ج پایدارتر است [۳۹].



شکل ۳-۳- حالت‌های مختلف تقاطع گسل و پایه [۳۹]

ث - توجیه فضایی و موقعیت پایه‌ها

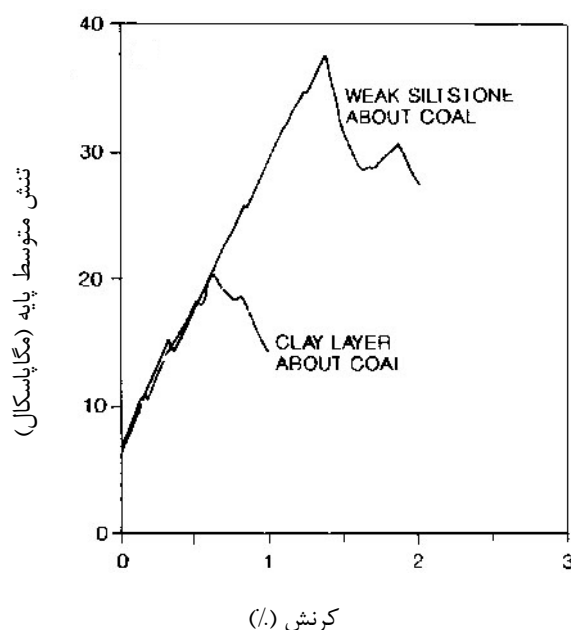
پایه‌ها باید به گونه‌ای طراحی شوند که جداره‌های آن‌ها بر سقف و کف کارگاه عمود باشد. این مسئله باعث می‌شود که نیروی وزن نتواند موجب خرابی پایه شود. هم چنین با افزایش عرض کوچک پایه می‌توان مقاومت آن را افزایش داد. شکل ۴-۳ نشان می‌دهد در صورتی که نیروی وزن باعث خرابی نشود (ب) پایه پایدارتر است [۳۹].



شکل ۴-۳- حالت‌های پایدار و ناپایدار پایه [۳۹]

ج - نوع سنگ دربرگیرنده

نوع سنگ دربرگیرنده در روند افزایش بارگذاری و عکس‌العمل پایه به این بارگذاری تأثیر دارد. این تأثیرات در نسبت‌های مختلف عرض به ارتفاع بررسی می‌شوند. اغلب این تغییرات به گونه‌ای است که هرچه سنگ دربرگیرنده محکم‌تر باشد، با افزایش میزان بارگذاری بر پایه مقاومت پایه افزایش پیدا می‌کند و در سنگ‌های ضعیف با افزایش میزان بار وارد بر پایه، مقاومت پایه کاهش می‌یابد. شکل ۵-۳ نشان‌دهنده نمودار تنش-کرنش برای دو سنگ دربرگیرنده متفاوت است. سنگی که محکم‌تر است مقاومت نهایی بیشتری از خود نشان می‌دهد [۳۹].



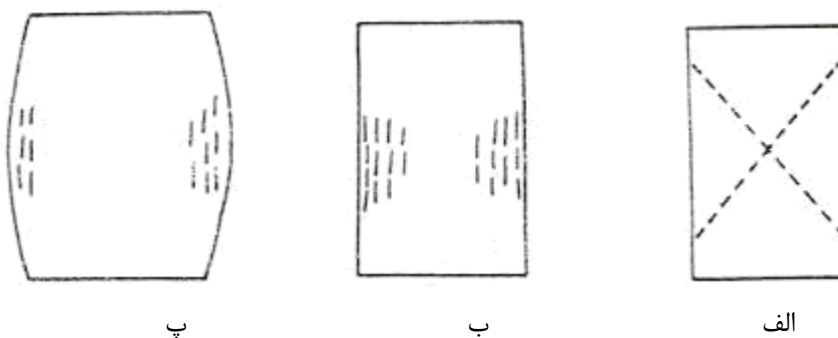
شکل ۵-۳- تأثیر نوع سنگ دربرگیرنده بر مقاومت نهایی پایه [۳۹]

چ - تنش‌های محصورکننده

به طور کلی آزمایش‌های انجام شده نشان‌دهنده این موضوع است که با افزایش تنش‌های محصورکننده و جانبی میزان مقاومت پایه افزایش می‌یابد. همچنین تنش‌های محصورکننده بر بقیه پارامترهای مکانیک سنگی نیز تأثیر می‌گذارد. در قسمت میانی پایه‌ها به دلیل تنش جانبی از طرف قسمت بیرونی پایه، مقاومت افزایش می‌یابد و این مقاومت در پایه‌های استوانه‌ای بیشتر است [۳۹].

۳-۳- حالات شکست در پایه‌های معدنی

با توجه به شرایطی که پایه‌ها دارند، سه نوع شکستگی ممکن است در آن‌ها رخ دهد. اولین نوع شکست (الف)، شکست برشی است که در امتداد صفحات ضعف رخ می‌دهد. نوع دوم (ب) با پوسته‌پوسته شدن در جهت قائم اتفاق می‌افتد و باعث لاغری پایه به حالت ساعت شنی می‌شود و پس از رسیدن به عرض بحرانی شکست مخروطی اتفاق می‌افتد. نوع سوم (پ) شکست با گسترش از اطراف پایه اتفاق می‌افتد و به تدریج باعث سست شدن و شکست پایه می‌شود. شکل ۳-۶ انواع شکست پایه را نشان می‌دهد.



شکل ۳-۶- انواع شکست در پایه [۳۹]

در ارتباط با ناپیوستگی‌ها سه نوع شکست اصلی می‌تواند رخ دهد. فشارندگی پایه که زمانی رخ می‌دهد که پایه برای تحمل بار وارد بر آن کوچک باشد بار بر روی پایه‌های مجاور منتقل شود و حتی ممکن است باعث تخریب کامل پهنه شود. نوع دوم ریزش بزرگ است که به سرعت رخ می‌دهد و منطقه‌ی وسیعی را دربرمی‌گیرد. نوع سوم انفجار ناگهانی پایه است که تحت تأثیر تنش شدید و بدون هشدار قبلی رخ می‌دهد [۳۹].

۳-۴- طراحی پایه

شامل سه مرحله است:

۱- تخمین بار وارد بر پایه ۲- تخمین مقاومت پایه ۳- تعیین فاکتور ایمنی پایه [۳۹].

۳-۴-۱- تخمین بار وارد بر پایه

اینکه بار وارد بر پایه با توزیع یکنواخت در نظر گرفته شود دور از واقعیت است. بسته به میزان مقاومت اصطکاکی توزیع تنش در پایه متفاوت است. برای محاسبه‌ی تنش متوسط در پایه، تئوری‌های مختلفی وجود دارند که در ادامه شرح داده شده‌اند [۳۹]:

۳-۴-۱-۱- تئوری سطح تأثیر

طبق این تئوری، پایه‌ها بار وارد بر خود را در وسط با هم تقسیم می‌کنند و هر پایه تا نصف عرض راهروی مجاور خود را نگهداری می‌کند. سه فرضیه در این تئوری در نظر گرفته شده‌اند. شکل ۷-۳ سطح تأثیر هر پایه را برای محاسبه‌ی تنش نشان می‌دهد [۳۹].

۱. هر پایه فقط تحت تأثیر تنش ثقیلی است و توزیع تنش یکنواخت است.

۲. تأثیر محل و موقعیت پایه نادیده گرفته شده است.

۳. تأثیر جهت و مقدار تنش اصلی کوچک و متوسط قبل از معدنکاری نادیده گرفته شده است.

برای تخمین تنش وارد بر پایه با استفاده از تئوری سطح تأثیر از روابط زیر استفاده می‌شود:

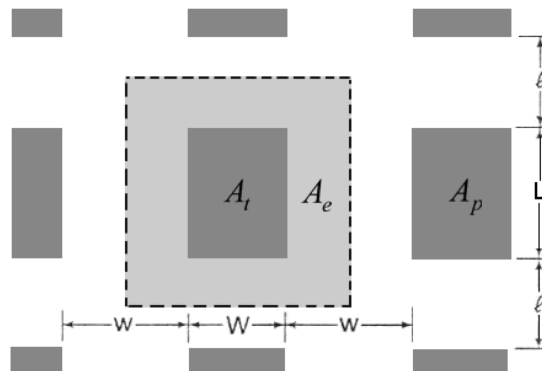
$$R = \frac{A_m}{A_t} = \frac{A_t - A_p}{A_t} \quad (۳-۶)$$

$$\sigma_v = \sum \gamma_i h_i \quad (۳-۷)$$

$$S_p = \frac{A_t}{A_p} \sigma_v \quad (۳-۸)$$

$$S_p = \frac{1}{1-R} \sigma_v \quad (۳-۹)$$

که در این روابط R ضریب بازیابی، A_m سطح استخراج شده، A_t سطح تأثیر پایه، A_p سطح پایه، σ_v تنش عمودی، S_p تنش متوسط وارد بر پایه، γ وزن مخصوص لایه و h ضخامت لایه است.



شکل ۷-۳- تعیین تنش متوسط وارد بر پایه با استفاده از تئوری سطح تأثیر [۳۹]

تحقیقات نشان داده است تنش به دست آمده از این تئوری ۵۰٪ از واقعیت بیشتر است ولی به دلیل ایمنی و راحتی محاسبات بیشترین کاربرد را دارد. [۳۹]

۳-۴-۱-۲- تئوری خیز تیر

در این تئوری سقف کارگاه یا همان کمربالای ماده‌ی معدنی به صورت یک تیر و پایه‌ی معدنی به صورت یک فنر در نظر گرفته شده است. در این تئوری از مقدار خیز تیر برای محاسبه‌ی تنش وارد بر پایه استفاده می‌شود. این روش غیرمحافظة کارانه است و مقدار تنش را کمتر از بقیه‌ی تئوری‌ها برآورد می‌کند. اگر گشتاور خمشی حاصل از بار خطی و گسترده‌ی q و نیروی متمرکز عکس‌العمل فنر F ، M نام‌گذاری شود، خیز تیر از رابطه‌ی ۳-۱۰ به دست می‌آید [۳۹]:

$$\frac{d^2y}{dx^2} = \frac{M_x}{E \cdot I} \quad (۳-۱۰)$$

$E \cdot I$ صلبیت خمشی تیر مورد نظر است. با دو بار انتگرال‌گیری از معادله‌ی فوق می‌توان مقدار خیز تیر y را در فاصله‌ی X از مبدأ مختصات به دست آورد. سالومون و اوراوج^۱ با ساده‌سازی معادله‌ی فوق به رابطه‌ی زیر دست یافتند:

$$F = \frac{Y \cdot \alpha \cdot q}{1 + \beta} \quad (۳-۱۱)$$

که در این رابطه Y ثابت فنر و α و β مقادیر ثابت که به صلبیت فنر و خیز تیر مربوط هستند [۳۹].

۳-۴-۱-۳- تئوری خیز پایه

این تئوری از رفتار الاستیسیته خطی استفاده می‌کند و برای محیط‌های ایزوتروپ و همگن مناسب است. برای استفاده از این تئوری باید سه شرط زیر برقرار باشند:

الف- سنگ‌های پوششی باید همگن و الاستیک باشند.

ب- طرح معدن به گونه‌ای باشد که بتوان سقف را به صورت تیر یک سر گیردار فرض کرد.

پ- توده سنگ اطراف کانسار باید طبیعت و ماهیت سنگ‌های سخت را داشته باشند.

تحت این شرایط می‌توان فرض کرد پایه توسط بار یکنواخت و گسترده برابر با وزن بارسنگ بارگذاری شده است و می‌توان معادلات تعادل سیستم را به صورت زیر نوشت [۳۹]:

$$V_i(Y_0, Y_1, Y_2, \dots, Y_n) = Y_i a_i \quad (۳-۱۲)$$

که در آن $Y_0, Y_1, Y_2, \dots, Y_n$ بارهای قائم وارد بر پایه‌های متوالی، V_i تغییرشکل کلی پایه‌ی مورد نظر، Y_i بار ناشی از وزن و a_i خیز صفحه است. تغییرشکل کلی پایه با خیز صفحه‌ی بالای آن منطبق می‌شود و در این صورت:

^۱ Salomon and oraoch

$$V_i = a_i \quad (۱۳-۳)$$

با حل معادلات تعادل سیستم، تغییر شکل کلی پایه با معادله‌ی ساده‌ی زیر بیان می‌شود:

$$V_i = \frac{0.75H}{E} Y_i \quad (۱۴-۳)$$

که در آن H ارتفاع پایه و E مدول ارتجاعی صفحه‌ی مورد نظر است.

هاست^۱ با تحقیقاتی که انجام داد به این نتیجه رسید که تغییر شکل کلی یک پایه با یک معادله دوجمله‌ای بیان می‌شود:

$$V_i = \frac{p}{A_t E_r} * \frac{M^2 - 1}{M^2} * \frac{14.4}{\mu^2} + \frac{0.9HP}{A_p E_p} \quad (۱۵-۳)$$

که در آن P بار قائم، E_r مدول ارتجاعی سنگ‌های پوششی و E_p مدول ارتجاعی پایه است. جمله‌ی اول بیانگر خیز تیر یا صفحه‌ی سنگی و جمله‌ی دوم تغییر شکل کف پایه است [۳۹].

۳-۴-۱-۴-۳- تئوری ضریب پی

این تئوری بر مبنای تئوری‌های حوزه تأثیر، تغییر شکل و خیز تیر تدوین شده است. در این تئوری قسمتی از کف کارگاه که پایه بر روی آن قرار دارد اهمیت پیدا می‌کند. شرمین مقادیر ضریب پی (K_p) را برای حالت‌های مختلف محاسبه کرده است و در جدول ۳-۳ آورده است [۳۹]:

جدول ۳-۳- ضریب پی بر اساس تحقیقات شرمین [۳۹]

نسبت عرض پایه به عرض کارگاه استخراج						
۱/۵	۱/۲۵	۱	۰/۷۵	۰/۵	۰/۲۵	تعداد کارگاه‌ها
۱/۶	۱/۷۱	۱/۸۶	۲/۱۲	۲/۶	۳/۹۳	۲
۱/۶۱	۱/۷۳	۱/۹	۲/۱۷	۲/۷	۴/۱۷	۳
۱/۶۳	۱/۷۴	۱/۹۱	۲/۱۹	۲/۷۹	۴/۴۱	۴
۱/۶۵	۱/۷۵	۱/۹۷	۲/۲۲	۲/۸	۴/۵۶	۵
۱/۶۷	۱/۸	۲	۲/۳۳	۳	۵	نامحدود

بار وارد بر پایه را می‌توان از رابطه‌ی ۱۶-۳ محاسبه کرد:

$$S_p = \gamma h W K_p \quad (۱۶-۳)$$

^۱ Hust

که در آن W عرض پایه و h ارتفاع بارسنگ است. تحقیقات نشان داده است تنش به دست آمده از این تئوری ۳۰٪ از تئوری سطح تأثیر کمتر است [۳۹].

۳-۴-۱-۵- تئوری تغییر شکل الاستیک

بار وارد بر پایه بر اساس تئوری الاستیسیته محاسبه می‌شود که بیشترین حجم مطالعات بر روی تراکم پایه بین سقف نسبتاً صلب بوده است. کواتز^۱ روابط زیر را برای محاسبه‌ی بار وارده معرفی کرده است [۳۹]:

$$S_p = \sigma_v * \left(\frac{\Delta S_p}{\sigma_v} + 1 \right) \quad (۱۷-۳)$$

$$\Delta S_p = \frac{2R - Kh(1-w)(1-x^2+h) - wPKhn}{nh + \pi(1-R)(1+1/n)(1+h/1) - x^2} \frac{1}{2} + 2Rb(1-w)n \quad (۱۸-۳)$$

که با فرض کرنش صفحه‌ای خواهیم داشت:

$$M = \frac{E}{1-\nu}, \quad W = \frac{\nu}{1-\nu}, \quad K = \frac{\sigma_h}{\sigma_v}, \quad b = \frac{B}{l}, \quad h = \frac{H}{l}, \quad n = \frac{m}{M}$$

که در روابط فوق S_p کل بار وارد بر پایه، σ_v تنش قائم برجا، ΔS_p باری که بر اثر عملیات استخراجی بر پایه وارد می‌شود، E مدول الاستیسیته سنگ، V نسبت پواسون، B عرض پایه، L پهنای ناحیه‌ی استخراج، X جابجایی ناحیه استخراج، H ارتفاع پایه، l طول پایه، N تعداد پایه و R فاصله‌ی شعاعی تا مرکز است.

نتایج این تئوری به واقعیت نزدیک‌تر از تئوری سطح تأثیر است که دلیل آن منظور کردن تغییرشکل الاستیک پایه است [۳۹].

۳-۴-۱-۶- تئوری قوس فشار

این تئوری بیشتر برای تعیین اندازه‌ی پایه‌ها به کار می‌رود. طبق این تئوری وقتی یک فضای زیرزمینی باز می‌شود بار مؤثر بالای فضا به طرف پایه‌های طرفین منتقل شده و در بالای فضای حفر شده یک منطقه‌ی بدون فشار به وجود می‌آید [۳۹].

$$W_{pa} = 0.15H + 60 \quad (۱۹-۳)$$

که در آن W_{pa} حداقل عرض قوس فشار بر حسب فوت و H عمق فضا تا سطح زمین بر حسب فوت است. معمولاً دهانه‌ی قوس فشار ۷۵٪ عرض قوس فشار است [۳۹].

^۱ Quaz

۳-۴-۲- تخمین مقاومت پایه

برای به دست آوردن مقاومت حقیقی پایه از روی نتایج آزمایشگاهی و مشاهدات صحرایی روابط مختلفی ارائه شده است که اکثر آن‌ها در دو قالب زیر قرار می‌گیرند:

$$\sigma_p = \sigma_c \cdot \left(a + b \cdot \frac{w}{h} \right) \quad (۳-۲۰)$$

$$\sigma_p = k * \frac{w^\alpha}{h^\beta} \quad (۳-۲۱)$$

که در این روابط σ_c مقاومت فشاری تک‌محوره‌ی نمونه، β, α, a, b ثابت‌های بدون بعد و K تابعی از σ_c است [۳۹].

مهم‌ترین رابطه‌هایی که برای محاسبه‌ی مقاومت پایه ارائه شده‌اند در جدول ۳-۴ آورده شده‌اند:

جدول ۳-۴- روابط تجربی محاسبه‌ی مقاومت پایه [۳۹]

توضیحات	رابطه σ_p	پدید آورنده و سال
W عرض پایه، H ارتفاع پایه و مقاومت بر حسب مگاپاسکال و C_o مقاومت نمونه قطر ۴/۵۵ سانتی‌متر و ارتفاع ۹/۱ سانتی‌متر. (رسوبات مٲا)	$\sigma_p = 0.501 C_o \left(\frac{W}{H} \right)^{0.46}$	Kimmelmann و همکاران (۱۹۸۴)
W عرض پایه، H ارتفاع پایه و مقاومت بر حسب مگاپاسکال و C_o مقاومت نمونه قطر ۴/۵۵ سانتی‌متر و ارتفاع ۹/۱ سانتی‌متر. (سنگ‌های آهکی)	$\sigma_p = 0.3545 C_o \left(0.778 + 0.222 \frac{W}{H} \right)$	Soder & Krauland (1987)
W عرض پایه، H ارتفاع پایه و مقاومت بر حسب مگاپاسکال و C_o مقاومت نمونه قطر ۴/۵۵ سانتی‌متر و ارتفاع ۹/۱ سانتی‌متر	$\sigma_p = 0.42 C_o \left(\frac{W}{H} \right)$	Potvin و همکاران (۱۹۸۹)
W عرض پایه، H ارتفاع پایه و مقاومت به مگاپاسکال و σ_1 مقاومت فشاری نمونه مکعبی.	$\sigma_p = \sigma_1 \left(0.778 + 0.222 \frac{W}{H} \right)$	Wang & Skelly (1975)

۳-۴-۳- تعیین فاکتور ایمنی

برای محاسبه‌ی فاکتور ایمنی روابط زیر ارائه شده است: [۳۹]

$$\sigma_p = F_s * S_p \quad (۲۲-۳)$$

$$\frac{\sigma_p}{F_s} = \frac{1}{1-R} \sigma_v \quad (۲۳-۳)$$

$$R = 1 - \frac{F_s * \sigma_v}{\sigma_p} \quad (۲۴-۳)$$

۳-۴-۴- محاسبه‌ی ابعاد پایه و اتاق‌ها

در طراحی باید نسبت استخراج را مشخص کرد. برای مشخص کردن ابعاد دهانه از رده‌بندی‌های مهندسی سنگ استفاده می‌شود. برای تعیین ابعاد پایه‌های مربعی از روابط زیر استفاده می‌شود [۳۹]:

$$R = \frac{A_m}{A_t} = \frac{A_t - A_p}{A_t} = 1 - \frac{A_p}{A_t} = 1 - \frac{W_p^2}{(W_o + W_p)^2} \quad (۲۵-۳)$$

$$W_p = \frac{W_o \sqrt{1-R}}{1 - \sqrt{1-R}} \quad (۲۶-۳)$$

همچنین می‌توان با توجه به تحقیقات استرویزن و همکاران (۲۰۰۸) از رابطه‌ی زیر برای تخمین عرض پایه استفاده کرد [۱۳]:

$$\frac{W}{H} > 0.8 \quad (۲۷-۳)$$

برای تعیین ابعاد اتاق‌ها با استفاده از رده‌بندی مهندسی سنگ‌ها از رابطه‌ی زیر استفاده می‌شود [۴۰]:

$$span = 2 * (ESR) * Q^{0.4} \quad (۲۸-۳)$$

۳-۵- طرح بهره‌برداری معدن

طرح بهره‌برداری معدن شامل راه‌های دسترسی، تأسیسات موردنیاز معدن، تجهیزات معدن، ماشین‌آلات، خدمات فنی، سیستم تهویه و طرح استخراج می‌شود.

۳-۵-۱- راه دسترسی

برای طراحی راه دسترسی به معدن باید چندین نکته را در نظر گرفت. ابتدا باید کوتاه بودن مسیر مدنظر باشد تا در هزینه‌های استخراج و حمل و نقل صرفه‌جویی شود. قوس‌های موجود در راه باید حداقل

شعاع ۳۰ متری داشته باشند و در این شعاع قوس سرعت وسیله‌ی نقلیه نباید از ۸ کیلومتر بر ساعت بالاتر برود. بهتر است جهت بالا بردن ایمنی در حمل و نقل ماشین‌آلات شعاع قوس راه دسترسی حداقل ۶۰ متر باشد [۴۱]. شیب طولی راه‌های معدنی که برای وسایل چرخ لاستیکی استفاده می‌شود نیز نباید از ۱۲ درصد تجاوز کند [۴۱، ۴۲]. همچنین حداقل عرض جاده باید به اندازه‌ای باشد که از دو برابر عرض بزرگ‌ترین ماشین‌آلات معدن ۱/۵ متر بزرگتر باشد [۴۲].

۳-۵-۲- تأسیسات موردنیاز

تأسیسات موردنیاز در معدن عبارتند از: ساختمان اداری، ساختمان مسکونی و استراحت کارگران، ژنراتورهای تأمین برق، آب شرب و غیرشرب، سیستم ارتباطی داخل معدن و تانکرهای ذخیره‌ی آب و سوخت.

ساختمان اداری و مسکونی باید بر اساس تعداد نفرات مشغول در معدن و عمر معدن تأمین شوند. برای مشخص شدن ژنراتورهای برق نیز باید سیستم روشنایی و تجهیزاتی که برق مصرف می‌کنند تعیین شوند و بر اساس مصرف آن‌ها و مقدار برق موردنیاز در شبکه‌ی معدن ژنراتور انتخاب شود. همچنین سیستم ارتباطی با توجه به روباز یا زیرزمینی بودن معدن و فاصله‌ی افراد تعیین می‌شود.

۳-۵-۳- تجهیزات معدن

با توجه به روش استخراج معدن و میزان استخراج باید تجهیزاتی که در معدن استفاده می‌شوند مشخص شود. در روش‌های استخراج زیرزمینی باید به ابعاد ماشین‌آلات و تجهیزات توجه خاصی شود تا در جابجایی و رفت و آمد در فضاهای بسته‌ی زیرزمینی دچار مشکل نشویم [۴۲].

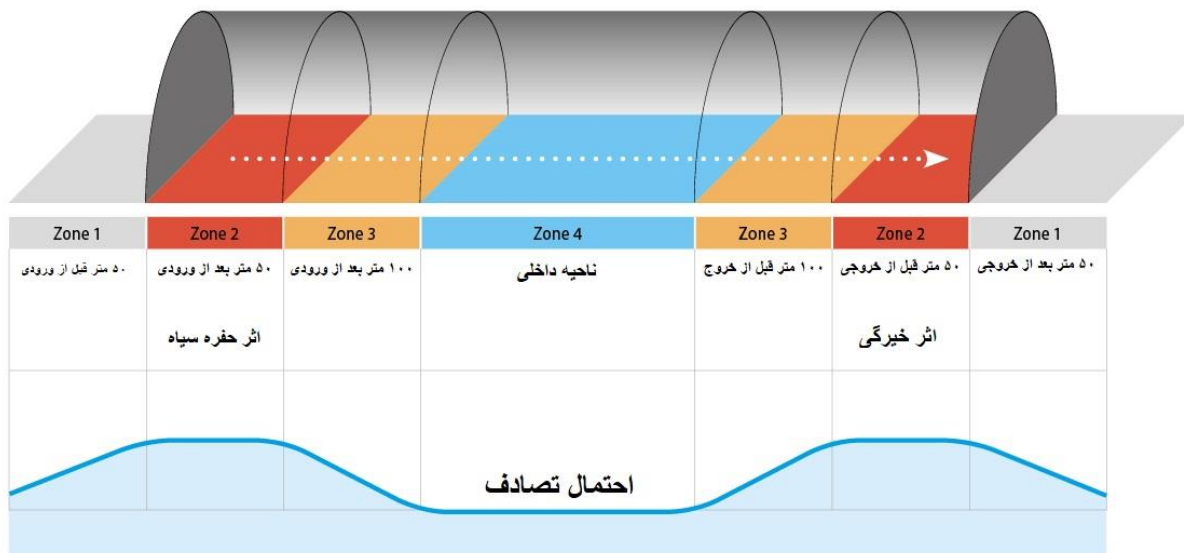
همچنین باید با توجه به روش استخراج زیرزمینی مورد استفاده و نوع ماده‌ی معدنی تجهیزاتی تعیین شود که بتوان با استفاده از آن‌ها به راحتی برداشت ماده‌ی معدنی را انجام داد و در این زمینه مشکل خاصی به وجود نیاید که باعث اخلاف در روند تولید شود.

برای استخراج و برداشت سنگ‌های ساختمانی روش‌های متنوعی مثل سیم برش، ماشین‌اره زنجیری و ... استفاده می‌شود که با توجه به شرایط موجود در کانسار موردنظر بهترین روش، استفاده از ماشین‌اره زنجیری هاواژ است [۱].

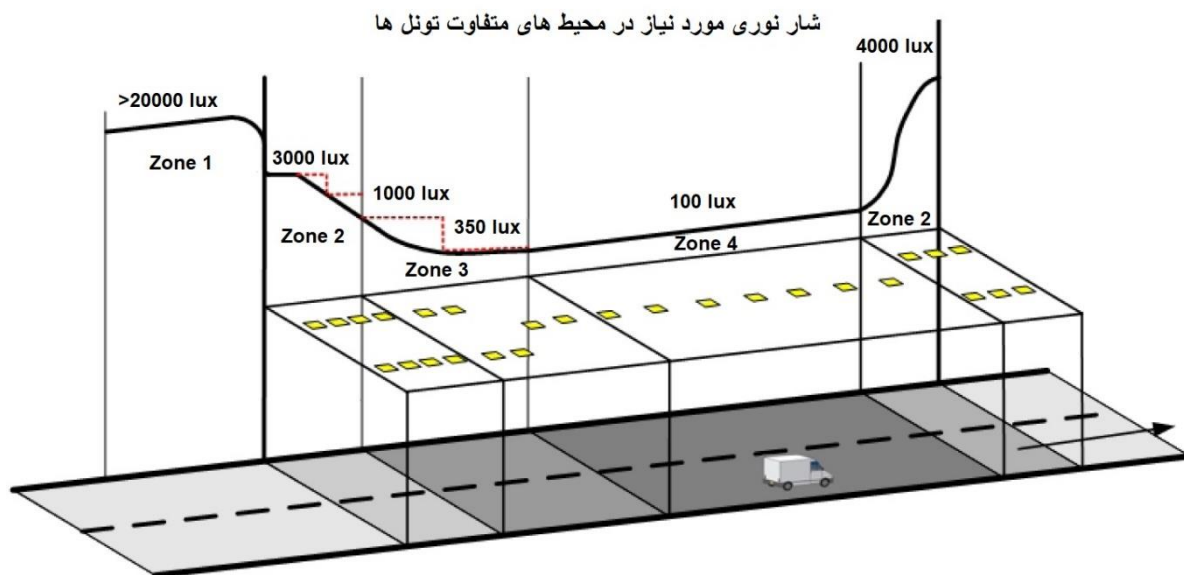
۳-۵-۴- خدمات فنی معدن

مهم‌ترین بخش در خدمات فنی معدن طراحی سیستم روشنایی معدن است که از لحاظ ایمنی از درجه اهمیت بالایی برخوردار است. برای جلوگیری از تصادفات وسایل حمل و نقل معدن و همچنین تأمین روشنایی لازم جهت کار در معدن باید سیستم روشنایی در معدن طراحی شود. برای این کار ابتدا باید نواحی مختلف نوری در تونل‌ها را شناخت تا با توجه به آن‌ها مقدار روشنایی را تعیین کرد. تونل‌هایی با

طول ۲۵ متر یا بیشتر از این ناحیه‌بندی تبعیت می‌کنند. در این نوع تونل‌ها چهار ناحیه (Zone) وجود دارد که در شکل ۳-۸ و شار نوری نواحی مختلف تونل در شکل ۳-۹ آمده است [۲۳، ۴۳]:



شکل ۳-۸- نواحی نوری مختلف تونل



شکل ۳-۹- شار نوری در نواحی مختلف تونل

ناحیه ۱: این ناحیه از نواحی مهم برای نورپردازی (خصوصاً در طول روز) و جلوگیری از تصادفات تونلی است که در واقع ۵۰ متری قبل از ورودی تونل و ۵۰ متری پس از خروجی تونل است. اهمیت قسمت ورودی بسیار بیشتر بوده زیرا این ناحیه شامل نورپردازی پیچیده‌تری است و ارتباط این ناحیه با ناحیه‌ی

بعدی (ورودی ناحیه ۲) اهمیت ویژه‌ای دارد چون ناحیه‌ی بعدی (ناحیه‌ی ۲) مهمترین قسمت طراحی روشنایی تونل می‌باشد. اختلاف کنتراست نور در این ناحیه در ساعات مختلف شبانه روز متفاوت است. برای مثال در روز هنگامی که به تونل وارد می‌شوید، کنتراست نور محیط که از نور آفتاب گرفته می‌شود بسیار بالاتر از نور داخل تونل خواهد بود. هم‌چنین با توجه به سرعت خودرو و سرعت واکنش مردمک چشم انسان، نورپردازی این ناحیه و دمای رنگ نور آن، عواملی تعیین کننده برای جلوگیری از شکل‌گیری حفره سیاه برای راننده خواهد شد.

ناحیه ۲: مهم‌ترین ناحیه‌ی روشنایی تونل ها ناحیه‌ی ۲ است. این ناحیه شامل بیشترین تصادفات رانندگی با عامل مربوط به روشنایی می‌باشد این ناحیه شامل دو قسمت ورودی و خروجی است. ابتدا ورودی را بررسی می‌کنیم.

ورودی: این ناحیه محدوده‌ی ۵۰ متری بعد از ورودی تونل را شامل می‌شود. در ناحیه‌ی قبل به حفره سیاه اشاره شد که با در نظر گرفتن سرعت واکنش مردمک چشم انسان هنگام حرکت از محیط روشن با کنتراست بالا (نور آفتاب و محیط) به فضای تاریک‌تر، بسته به سرعت حرکت هنگام ورود به محیط تاریک به دلیل اینکه مردمک چشم هنوز به صورت کامل باز نشده دید شخص کاملاً تیره و سیاه می‌گردد که به آن اثر حفره سیاه می‌گویند. برای جلوگیری از بروز چنین اثری، هنگام طراحی روشنایی نور این ناحیه می‌بایست بالاترین شار نوری را در مقایسه با کل سیر تونل داشته باشد. که این شار نوری رفته رفته با حرکت داخل تونل کمتر خواهد شد. شار نوری پیشنهادی در این ناحیه ۳۰۰۰ تا ۳۵۰۰ لوکس می‌باشد.

خروجی: محدوده‌ی ۵۰ متری قبل از خروجی تونل می‌باشد. همانند بخش ورودی، بخش خروجی هم از اهمیت ویژه‌ای برخوردار است. اما در این بخش همان‌طور که در شکل ناحیه‌های تونل مشاهده می‌کنید، اثر خیرگی وجود دارد. اثر خیرگی دقیقاً برعکس اثر حفره‌ی سیاه است که بر اثر سرعت بسته شدن مردمک چشم انسان به وجود می‌آید. به این شکل که هنگام خروج از تونل، نیم دایره‌ای که انتهای تونل است با کنتراست بسیار بالاتر از روشنایی داخل است که باعث می‌شود راننده دچار خیرگی شود و همین عامل تصادفات بسیاری بوده است. برای اینکه تاثیر خیرگی خروجی تونل کمتر شود، بهترین گزینه افزایش ناگهانی شار نوری در این ۵۰ مترخروجی است. با این افزایش شار نوری مردمک چشم انسان زودتر شروع به کوچکتر شدن می‌کند که باعث می‌شود از خیرگی هنگام خروج کاسته شود. آهنگ افزایش شارنوری در قسمت خروجی کوتاه‌تر و با شیب بیشتر از قسمت ورودی است.

ناحیه ۳: ناحیه‌ی ۱۰۰ متری بعد از ورودی و ۱۰۰ متری قبل از خروجی، ناحیه‌ی ۳ هستند.

ورودی: در بخش ورودی به دلیل مجاورت با ناحیه ۲ در این قسمت تصادفات رخ می‌دهند ولی با حرکت به داخل تونل از آمار این تصادفات کاسته می‌شود. شارسنوری این بخش هم با حرکت به داخل تونل می‌تواند کمتر شده تا در نهایت به حداقل شارسنوری مورد نظرمآن در طراحی روشنایی تونل برسیم. روشنایی این ناحیه نیز از اهمیت بالایی برخوردار است.

خروجی: در قسمت خروجی نیز آمار تصادفات به دلیل مجاورت با ناحیه ۲ خروجی، افزایش می‌یابد. اما معمولاً در طراحی روشنایی قسمت خروجی، شار نوری نیازی به افزایش ندارد. افزایش شار نوری در ناحیه ۲ خروجی شروع می‌شود. همان‌طور که گفته شد آهنگ تغییر شدیدتری نسبت به ورودی دارد تا مردمک چشم را زودتر تحریک به بستن کند.

ناحیه ۴: ناحیه‌ایی که بین ناحیه‌های ۳ قرار می‌گیرد ناحیه ۴ یا ناحیه‌ی داخلی است. این ناحیه طبق آمار کمترین تصادفات بر اثر روشنایی را دارد. دلیل آن هم عادت کردن چشم انسان به نور محیط در این ناحیه است. به همین دلیل این ناحیه حداقل شارسنوری در طراحی روشنایی تونل در نظر گرفته می‌شود که بسته به نوع تونل، ارتفاع، رنگ زمین، رنگ دیوارها و ... می‌تواند متغیر باشد [۴۳].

۳-۵-۵- سیستم تهویه

برای طراحی سیستم تهویه ابتدا نیاز است روش استخراج معدن و بعد از آن پرسرو یا پیشرو بودن آن مشخص شود. پس از آن دهشی یا مکشی بودن سیستم تهویه با توجه به روش و نوع استخراج و نوع ماده‌ی معدنی تعیین می‌شود.

در مرحله‌ی بعد باید مقدار هوای موردنیاز در معدن برای تهویه مشخص شود. برای این کار باید چندین مورد در نظر گرفته شود که عبارتند از:

۱ - مقدار هوای موردنیاز برای رقیق کردن گازهای تولید شده توسط ماشین آلات

۲ - مقدار هوای موردنیاز برای تنفس افراد مشغول به کار در معدن

۳ - مقدار هوای لازم جهت کنترل گرد و غبار تولید شده به دلیل استخراج

۴ - مقدار هوای لازم جهت تأمین حداقل سرعت هوا در تونل

پس از مشخص شدن این مقادیر باید مقدار بیشینه به عنوان مقدار هوای موردنیاز معدن در نظر گرفته شود [۴۴].

برای مشخص کردن مقدار هوای موردنیاز برای رقیق کردن گازهای تولید شده توسط ماشین آلات، ابتدا ماشین آلات فعال در معدن باید تعیین شوند و مقدار مصرف سوخت آن‌ها و در نتیجه مقدار گاز تولید

شده محاسبه شوند. درصد مجاز گاز تولید شده (کربن دی اکسید) ۱ درصد است که با توجه به آن مقدار هوای موردنیاز مشخص می‌شود. این مقدار از رابطه‌ی ۳-۲۹ به دست می‌آید [۴۴]:

$$Q = \frac{100q}{24 \cdot 60 \cdot P} \quad (۳-۲۹)$$

که در آن q مقدار گاز متصاعد شده در یک روز بر حسب مترمکعب، P درصد مجاز گاز موردنظر و Q مقدار هوای موردنیاز بر حسب مترمکعب در دقیقه است.

تعداد نفرات مشغول به کار در معدن باید تعیین شوند و برای هرکدام از آن‌ها به مقدار ۶ مترمکعب بر دقیقه هوای تازه موردنیاز است که از رابطه‌ی ۳-۳۰ به دست می‌آید [۴۴]:

$$Q = 6 \cdot n \quad (۳-۳۰)$$

که در آن n تعداد نفرات مشغول در معدن و Q مقدار هوای موردنیاز بر حسب مترمکعب بر دقیقه است.

گرد و غبار تولید شده نیز باید با توجه به مقدار استخراج روزانه، روش استخراج و نحوه‌ی جلوگیری از انتشار گرد و غبار مشخص شود و در نهایت مقدار هوای موردنیاز آن تعیین شود.

حداقل سرعت هوا در تونل‌های معدنی نباید از ۰/۲۵ متر بر ثانیه کمتر شود.

مقدار مقاومت کار معدنی و لوله‌های تهویه باید با استفاده از رابطه‌ی دارسی مشخص شود و مقدار مقاومت و افت‌های موضعی نیز به آن اضافه شود که می‌توان مقدار آن را ۱۰ الی ۱۵ درصد مقاومت کار معدنی در نظر گرفت و با استفاده از آن افت فشار از رابطه‌ی ۳-۳۱ به دست می‌آید [۴۴]:

$$\Delta P = RQ^2 \quad (۳-۳۱)$$

در نهایت با استفاده از مقدار مقاومت نهایی، افت فشار برای شدت جریان‌های متفاوت محاسبه شده و منحنی مشخصه‌ی معدن رسم می‌شود. همچنین نقطه عملکرد معدن با استفاده از مقدار افت فشار و جریان هوای موردنیاز معدن مشخص است. در نهایت باید بین بادبزن‌های موجود در بازار، بادبزنی انتخاب شود که محل تلاقی منحنی مشخصه‌ی آن نزدیک‌ترین نقطه به نقطه عملکرد معدن باشد یا اینکه با ارائه‌ی منحنی مشخصه‌ی معدن به شرکت سازنده‌ی بادبزن، از آن‌ها درخواست مناسب‌ترین بادبزن شود [۴۴].

۳-۶- معرفی مورد مطالعاتی

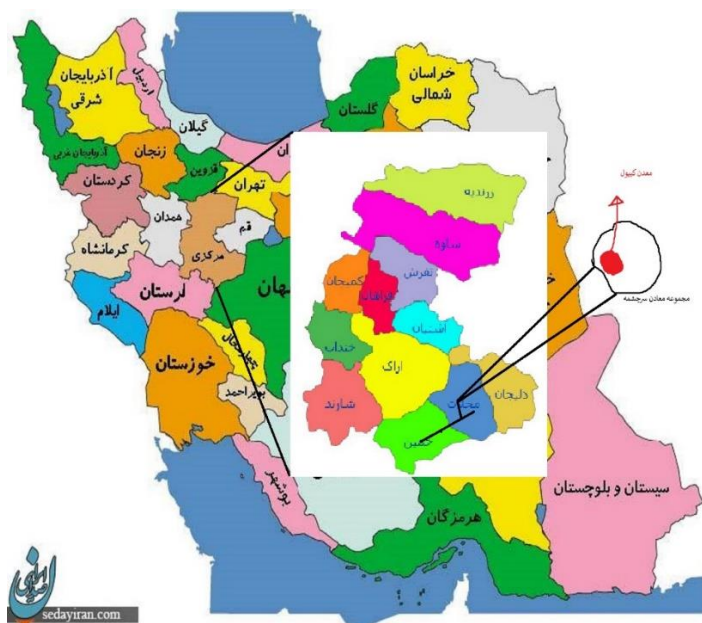
۳-۶-۱- موقعیت جغرافیایی محلات:

شهرستان محلات با ۲۲۱۳۳ کیلومترمربع مساحت جز استان مرکزی و در جنوب این استان بین ۳۳ درجه و ۳۸ دقیقه تا ۳۴ درجه و ۱۸ دقیقه عرض شمالی و ۵۰ درجه و ۱۲ دقیقه و ۵۰ درجه و ۲۹ دقیقه طول شرقی واقع شده است. این شهرستان از شمال به قم و آشتیان و از شرق به دلیجان و قم و از غرب به اراک و خمین و از جنوب به گلپایگان و میمه در استان اصفهان محدود شده است.

شهرستان محلات در دامنه شرقی کوه‌های زاگرس واقع شده است. به همین جهت در این شهرستان مخصوصاً در نیمه غربی کوه‌های نسبتاً بلندی به چشم می‌خورند. در مجموع نواحی جنوب و شمال شرقی این شهرستان به صورت دشت و نواحی مرکزی و غربی شهرستان کوهستانی است کم‌ارتفاع‌ترین نقطه شهرستان در شمال شرقی منطقه و در دره‌ی رودخانه‌ی قم‌رود واقع شده است. ارتفاع متوسط شهرستان محلات ۱۶۰۰m از سطح دریا است. در شمال شهرستان، کوه سخت حصار با بلندترین ارتفاع ۲۷۵۶m قرار دارد و در جنوب کوه غار قرار دارد. در مجموع نواحی شهرستان شهرستان محلات را در زیر می‌توان برشمرد :

در شمال و شمال غرب کوه‌های سخت حصار، هفتاد قله، کوه غار و در مرکز کوه‌های سوراخ گاو، خورزین سروا، دره فراخ، فیروزکوه عیسی آباد و کوه کهون و در جنوب نیز کوه‌های بابا جابر گدار شاهزاده اسور، قبله، ناقر، رشیانود، لدراز، سیاه تیر، یوخلوو پلنگی واقع شده‌اند. در دامنه شمالی کوه سخت حصار معدن زیادی از سنگ ساختمانی تراورتن وجود دارد که قسمت عمده این معادن تاکنون استخراج و مورد بهره برداری قرار گرفته‌اند و با توجه به این که بیش از نیمی از شهرستان را کوه‌های بلند و تپه‌ها تشکیل داده اند این نتیجه حاصل می‌شود که میزان شیب زمین در این شهرستان بالا و زیاد است.

معدن مورد نظر ما در این تحقیق، معدن تراورتن کپیول است که در مجموعه‌ی معادن سرچشمه‌ی محلات واقع شده است. در ۴/۵ کیلومتری جاده‌ی محلات به خمین یک جاده‌ی فرعی به سمت شمال جدا می‌شود که پس از طی ۲ کیلومتر در این جاده در سمت غرب مجموعه معادن سرچشمه قابل مشاهده می‌باشند. غربی‌ترین معدن موجود در این مجموعه، معدن کپیول است. در شکل ۳-۱۰ موقعیت مکانی معدن کپیول نشان داده شده است.



شکل ۳-۱۰- موقعیت مکانی معدن کپیول

۳-۶-۲- زمین‌شناسی عمومی منطقه:

منطقه‌ی محلات قسمت کوچکی از زون ایران مرکزی و در حفاصل کمربند آتشفشانی ارومیه _ کرمان و زون سنندج _ سیرجان قرار دارد. رسوبات موجود در منطقه که به رخساره‌ی بالئوزوئیک محلات معروف می‌باشند به ترتیب شامل دولومیت‌های سلطانیه، زاگون، لالون، میلادپریمین است. در اطراف محلات دولومیت‌های خاکستری رنگ سلطانیه توسط تشکیلات شیلی سبز تا قرمز کمی ماسه‌ای و میکادار که به‌طور محلی به ماسه‌سنگ‌های دانه‌ریز تبدیل می‌گردد پوشیده می‌شود ضخامت این شیل ها بین ۱۰۰ تا ۲۰۰ متر متغیر است. روی این شیل ها را حدود ۵۰m ماسه‌سنگ کوارتزیتی متراکم و سخت با رنگ روشن پوشانده که شیل‌های میکادار به تشکیلات زاگون و ماسه‌سنگ‌های روی آن به لالون و کوارتزیت آن به قاب کوارتزیت نسبت داده می‌شوند. سپس تشکیلات مذکور توسط دولومیت های تیره تا سفید و بدبو با آثاری از کربنئید و مرجان های بدوی که حدود ۱۰۰m ضخامت دارد پوشیده می‌شوند. به طرف بالا دولومیت‌ها تدریجاً به آهک‌های سفید خاکستری تا سبز روشن حاوی قطعاتی از تریلوبیت می‌رسند این مجموعه دولومیت و آهک به تشکیلات میلان نسبت داده می‌شوند. به دنبال این رسوبات با یکسان بودن در رسوب‌گذاری شامل رسوبات مربوط به دوره اردوویسین، دونین و کربونفر، رخساره‌های مختلف پرمین مستقیماً بر روی تشکیلات قدیمی‌تر قرار گرفته است. رسوبات پرمین در اطراف محلات بیشتر دولومیتی است و در بعضی نقاط ماسه‌سنگ کوارتزیتی در قاعده‌ی آن مشاهده می‌شود. در بالایی از نقاط شیل‌های آهکی قرمز رنگ همراه با ماسه‌سنگ‌های قرمز رنگ و کنگلومرا رخساره های پرمین را تشکیل می‌دهد. لیتولوژی پرمین در منطقه عمدتاً شامل دولومیت‌های ضخیم لایه است که بیشتر به رنگ خاکستری روشن و به علت هوازدگی به رنگ زرد متمایل می‌گردد.

فصل چهارم: مدل سازی و طراحی معدن

۴-۱- مقدمه

در این فصل ابتدا نحوه‌ی ساخت هندسه‌ی مدل با توجه به اطلاعاتی که از گمانه‌های اکتشافی به دست آمده، آورده شده است و در ادامه شرایط مرزی و اولیه‌ی مدل تعریف شده است. در مرحله‌ی بعد نحوه‌ی به دست آوردن خواص فیزیکی و مکانیک سنگی لایه‌های مختلف مدل به همراه مقادیر آن‌ها آمده است. در ادامه‌ی مدل‌های مختلف ساخته شده، اجرا شده‌اند و نتایج آن‌ها برای بررسی و مقایسه با توجه به شکل‌های به دست آمده از نرم‌افزار، آورده شده‌اند. با توجه به نتایج این مدل‌ها، ابعاد بهینه‌ی معدن از نظر بازیابی و ایمنی مشخص شده‌اند. در نهایت مقدار ضریب ایمنی مدل انتخابی محاسبه شده است.

در ادامه‌ی فصل راه دسترسی به معدن، تأسیسات، تجهیزات و ماشین‌آلات، خدمات فنی و سیستم تهویه‌ی معدن مشخص شده است.

۴-۲- هندسه‌ی مدل

در مراحل اکتشافی کانسار موردنظر تعداد ۸ گمانه حفر و اطلاعات آن‌ها ثبت شده که در ۳ عدد از این گمانه‌ها سنگ تراورتن مشاهده شده است. اطلاعات این گمانه‌ها در پیوست الف آورده شده است. با توجه به فاصله‌ی این گمانه‌ها و تغییر ضخامت تراورتن، ضخامت میانگین ۶ متر برای قسمت قابل‌استخراج کانسار در نظر گرفته شده است. مقداری از این کانسار نیز دارای ضخامت کمی (کمتر از ۲ متر) است که از نظر فنی قابل‌استخراج نیست و ممکن است از نظر اقتصادی نیز به صرفه نباشد و در قسمتی قرار می‌گیرد که استخراج نمی‌شود. این قسمت‌های کانسار که استخراج نمی‌شوند، از مرزهای قسمت قابل‌استخراج تا فاصله‌ی ۴۰ متری از این لبه‌ها ادامه دارند.

دید از بالای این کانسار، مستطیل شکل با ابعاد قابل‌استخراج ۳۵۰×۲۵۰ متر است. در نتیجه قسمت قابل‌استخراج این مدل به شکل یک مکعب با ابعاد $۳۵۰ \times ۲۵۰ \times ۶$ متر که حجم کانسار قابل‌استخراج ۵۲۵۰۰۰ مترمکعب و با توجه به چگالی سنگ تراورتن موردنظر، وزن ذخیره‌ی موردنظر ۱/۳۲۶ میلیون تن است.

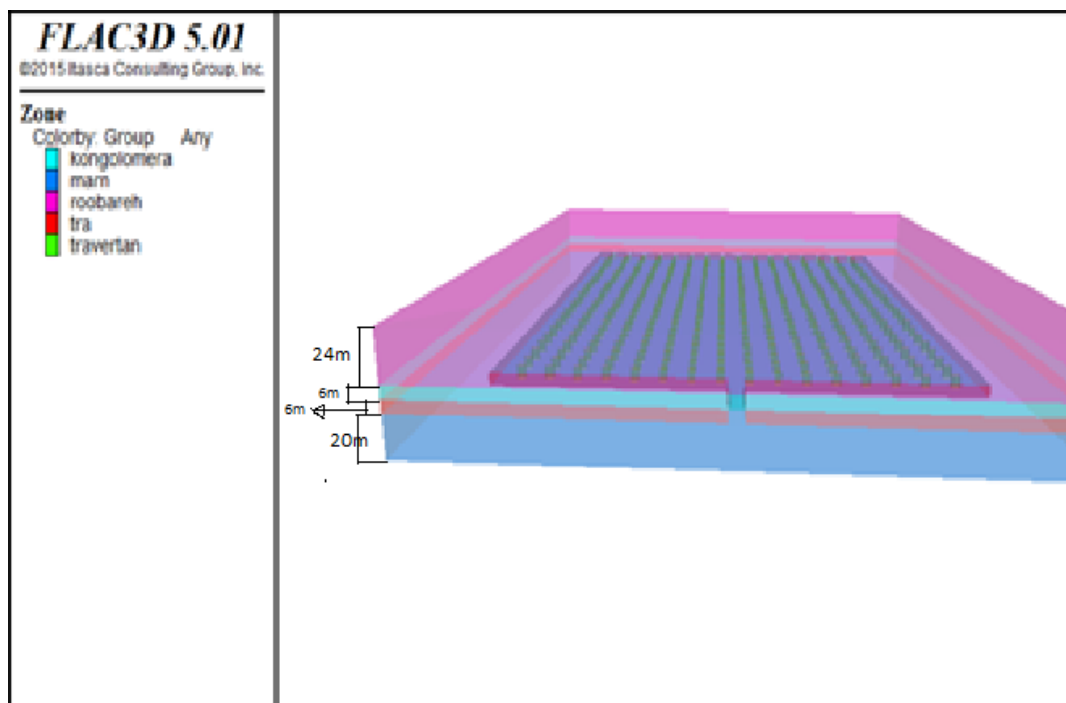
با توجه به اینکه نزدیک‌ترین لایه به کانسار در کف در دو گمانه از جنس مارن است و همچنین این نوع سنگ در کف مدل دارای بیشترین فراوانی است، به طور متوسط از کف مدل تا لایه‌ی تراورتن به صورت یک لایه‌ی مارن به ضخامت ۲۰ متر در نظر گرفته شده است. لایه‌ی اصلی از جنس تراورتن و ضخامت ۶ متر، سقف منطقه‌ی استخراجی از جنس کنگلومرا و ضخامت ۶ متر مدل شده‌اند. با توجه به این که بالای لایه‌ی کنگلومرا چندین لایه‌ی نازک و متغیر واقع شده‌اند، به طور میانگین روباره‌ی مدل (به جز لایه‌ی کنگلومرا) از جنس خاک فشرده و ضخامت ۲۴ متر در نظر گرفته شده است. همچنین با توجه

به این که کانسار حدودا در عمق ۶۰ متری سطح زمین قرار دارد و مدل کردن همه‌ی روباره‌ی موجود باعث سنگین شدن مدل و طولانی شدن زمان حل آن می‌شد، ۳۰ متر از روباره به صورت تنش به مرز بالایی مدل وارد شده است. شکل نهایی مدل مورد مطالعه به صورت یک مکعب مستطیل با ابعاد ۵۶*۳۳۰*۴۳۰ متر ساخته شده است.

مرزهای جانبی مدل از چهار طرف در فاصله‌ی ۴۰ متری از منطقه‌ی استخراجی واقع شده‌اند. برای اعمال شرایط مرزی و ثابت کردن مرزها، مرزهای جانبی مدل به صورت غلتکی، مرز کف مدل ثابت و مرز بالایی مدل آزاد در نظر گرفته شد.

در تمامی حالات در نظر گرفته شده برای ابعاد اتاق و پایه، با توجه به اینکه تونل‌های افقی برای حرکت ماشین‌آلات مناسب‌تر هستند و هم‌چنین می‌توانند وزن بیشتری را حمل کنند و حفاری تونل‌های افقی راحت‌تر است، یک تونل افقی با مقطع مستطیل به ارتفاع ۶ متر و عرض ۸ متر و طول ۲۰۰ متر به عنوان بازکننده‌ی معدن، در ضلع غربی معدن حفر شده است زیرا در این سمت از کانسار کوتاه‌ترین تونل افقی برای رسیدن به سطح زمین نیاز است. البته در مدل ساخته شده ۴۰ متر ابتدایی از این تونل وجود دارد.

شکل ۴-۱ نشان‌دهنده‌ی یک مدل استخراج شده‌ی کلی است.



شکل ۴-۱- مدل کلی استخراج شده‌ی معدن موردنظر

۴-۳- شرایط مرزی و شرایط اولیه

برای محاسبه‌ی تنش‌های قائم وارد بر مرز بالایی مدل، مقدار روباره‌ای که در مدل ساخته نشده است با استفاده از ارتفاع مقدار مدل نشده، شتاب گرانش ۱۰ و وزن مخصوص مواد، محاسبه و روی مرز بالایی مدل اعمال شده است. مقدار تنش وارد شده بر مرز بالایی مدل 573 KPa است.

$$s_{zz} = \rho gh = 1910 * 10 * 30 = 573000 \text{ Pa}$$

برای وارد کردن تنش‌های جانبی به مدل، به دلیل نبود اطلاعات کافی از نسبت تنش‌های افقی به تنش‌های قائم (k)، به ناچار این نسبت به صورت تقریبی در نظر گرفته شد. یکی از مقادیر این نسبت با استفاده از ضریب پواسون و رابطه‌ی ۴-۱ به دست آمد [۴۵].

$$k = \frac{\nu}{1-\nu} \quad (۴-۱)$$

با استفاده از رابطه‌ی ۴-۱ مقدار نسبت k برابر با عدد ۰/۴۵ به دست آمده است که می‌تواند یکی از حالات مورد نظر در مدل‌های ساخته شده باشد.

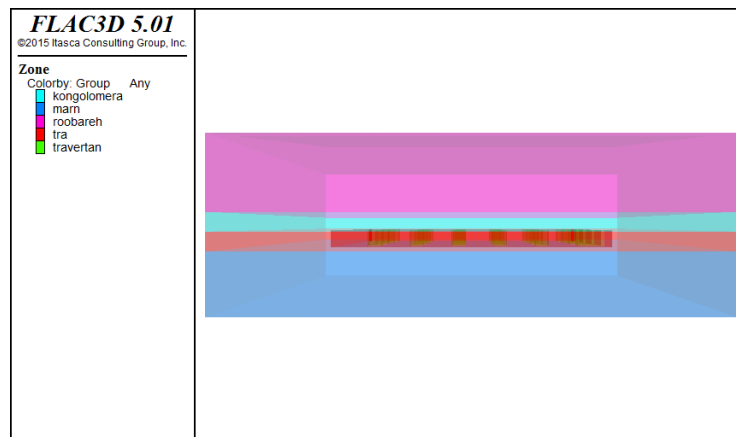
در بسیاری از مقالات و تحقیقات در صورت در دست نداشتن اطلاعات کافی، مقدار ۱ در اعماق متوسط برای نسبت k در نظر گرفته شده است. با افزایش عمق کانسار مورد مطالعه این نسبت افزایش می‌یابد و با کاهش عمق این نسبت نیز کاهش پیدا می‌کند. در اینجا نیز عدد ۱، یکی از مقادیری است که برای تخمین نسبت تنش‌های افقی به تنش‌های قائم به کار رفته است. همچنین مقدار ۱/۵ نیز به صورت آزمایشی برای این مقدار می‌تواند جایگزین شود.

تنش‌های وارد بر لایه‌های مختلف مدل با مقادیر k مختلف در جدول ۴-۱ آورده شده است.

جدول ۴-۱- تنش‌های وارد بر مدل در لایه‌های مختلف

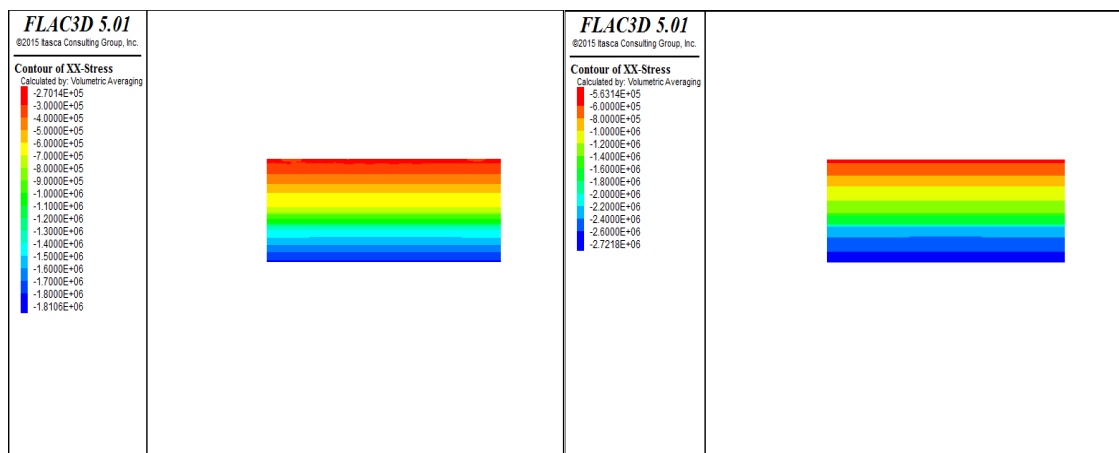
تنش‌های جانبی MPa			تنش‌های قائم MPa	لایه
k=1.5	k=1	k=0.45	تنش	(سطح مؤثر)
2.753	1.823	821	1.823	کف مدل
2.01	1.34	0.61	1.34	کف معدن (مارن)
1.776	1.184	0.533	1.184	سقف معدن (تراورتن)
1.548	1.032	0.465	1.032	کنگلومرا
0.86	0.573	0.258	0.573	روباره

در نهایت سه مدل آزمایشی کوچک‌تر از مدل اصلی موردنظر با ابعاد $۱۶۱ \times ۱۳۱ \times ۵۶$ متر و با مقادیر k برابر با $۰/۴۵$ ، ۱ و $۱/۵$ ساخته شد و مقادیر تنش‌ها در این سه مدل بررسی شد. شکل ۲-۴ یک نمونه از مدل‌های ساخته شده با $k=0.45$ است.



شکل ۲-۴- مدل با ابعاد کوچک برای پیدا کردن بهترین نسبت تنش‌های افقی به قائم

نتایج تنش‌های جانبی تعادل اولیه‌ی مدل با $k=1$ و $k=1.5$ در شکل ۳-۴ نشان داده شده است.

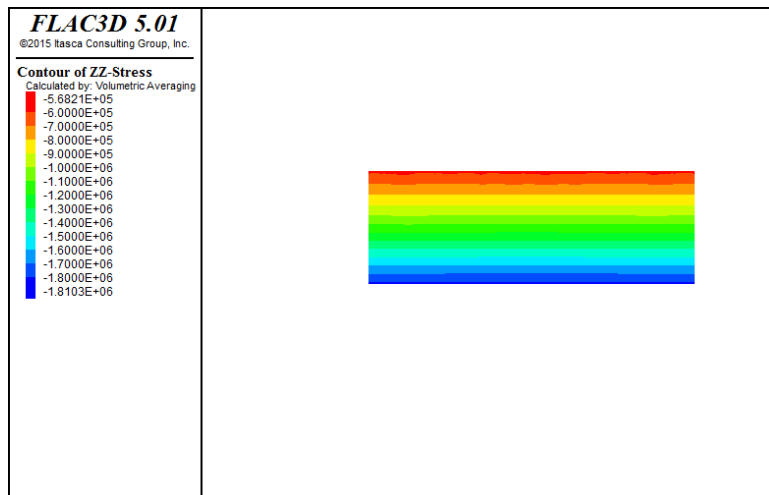


(ب)

(الف)

شکل ۳-۴- تنش‌های جانبی مدل‌ها (الف: مدل با $k=1.5$ - ب: مدل با $k=1$)

نتایج تنش قائم اجرای مدل با $k=1$ در شکل ۴-۴ نشان داده شده است.



شکل ۴-۴- تنش‌های قائم وارد بر مدل

با توجه به نتایج مدل‌های ساخته شده، بیشترین مقدار تنش‌ها در حالتی ایجاد شدند که برای نسبت تنش‌های افقی به تنش‌های قائم، مقدار $k=1.5$ در نظر گرفته شد. مقدار حداکثر تنش‌های افقی در کف این مدل برابر با 2.72 MPa است. در نتیجه با توجه به مقادیر تنش به دست آمده از مدل‌های آزمایشی، در تمامی مدل‌های اصلی، به دلیل داشتن بحرانی‌ترین حالت، مقدار $k=1.5$ وارد شده است تا بیشترین مقدار ایمنی در طراحی معدن به دست آید.

۴-۴- خواص مکانیکی سنگ‌ها

برای به دست آوردن خواص فیزیکی سنگ‌ها و مواد موجود در لایه‌های مختلف در محدوده‌ی کانسار، چندین نمونه از سنگ‌های تراورتن، کنگلومرا و روباره در اطراف محدوده و معدن‌های فعال اطراف برداشته شد و آزمایش‌هایی از قبیل مقاومت فشاری تک‌محوره، مقاومت فشاری سه محوره و چگالی سنجی، بر روی آن‌ها انجام شد. در نهایت مقادیر موردنظر برای نمونه‌ی آزمایشگاهی به دست آمد و با استفاده از نرم‌افزار rocklab مقادیر خواص مکانیکی سنگ برجا به منظور استفاده در مدل سازی و طراحی تعیین شدند.

در جدول ۴-۲ خواص فیزیکی و مکانیک سنگی برای لایه‌های مختلف آورده شده است.

با توجه خصوصیات سنگ‌های موجود در منطقه و شرایط موجود، مدل رفتاری برای مساله‌ی موردنظر، مدل رفتاری موهر-کولمب در نظر گرفته شده است [۴۶].

جدول ۴-۲- خواص فیزیکی و مکانیکی لایه‌های مختلف مدل

روباره	مارن	کنگومرا	تراورتن	
۱۹۱۰	۲۴۳۲	۲۵۳۷/۱۲	۲۵۲۵/۲۷	f (kg/m ²)
-	-	۷	۶/۸	n (%)
-	-	۷۷	۸۰	RMR
-	-	۴۱	۴۲/۵	Q
۰/۰۸	۳	۹/۵	۱۹	σ_c (MPa)
۱/۲	۹	۲۸	۴۳	E (GPa)
۱	۶	۳۶	۳۶	K (GPa)
۰/۴۳	۳	۱۳,۵	۱۳,۵	G (GPa)
۰/۰۱	۰/۲۵	۵/۲	۵/۲	C (MPa)
۲۳	۳۷	۳۹	۳۹	ϕ

مدلی که ساخته شده است در ابتدا نیاز دارد تا به یک تعادل اولیه برسد. برای این منظور پس از ساخت مدل و وارد کردن خواص سنگ‌های تشکیل دهنده‌ی مدل به قسمت‌های مربوط و همچنین اعمال شرایط مرزی و شرایط اولیه‌ی موجود، مدل یک‌بار اجرا شد تا تعادل اولیه به دست آید. با توجه به اینکه مدل به تعادل رسیده، جابجایی‌هایی در مدل اتفاق افتاده است که برای ادامه‌ی حل مدل باید جابجایی‌ها و سرعت‌هایی که در جهت‌های مختلف در مدل اتفاق افتاده است را صفر کرد.

در نهایت اتاق‌های معدن حفاری شده‌اند و مدل برای تعادل نهایی، با ابعاد مختلف اتاق و پایه اجرا شد تا حالتی که بیشترین بازیابی در عین حفظ پایداری تحقق پیدا می‌کند مشخص شود.

پس از مشخص شدن خواص سنگ‌های موجود در محدوده‌ی موردنظر، با استفاده از روابط تجربی موجود، یک طراحی اولیه برای نزدیک شدن به ابعادی که در مدل‌سازی عددی حالت مناسب دارند، انجام شده است.

با توجه به رابطه‌ی ۳-۲۸ حداکثر دهانه‌ی بدون نگهداری برای سنگ کنگومرا به شرح زیر به دست آمده است [۴۰]:

$$span = 2 * 1.3 * (41)^{0.4} = 11.48 \text{ m}$$

همچنین با توجه به ضخامت ۶ متری لایه و رابطه‌ی ۳-۲۷، ابعاد پایه‌ها برای شروع مدل‌سازی برابر است با [۱۳]:

$$W = 6 * 0.8 = 4.8 \text{ m} \approx 5 \text{ m}$$

برای به دست آوردن مقدار جابجایی مجاز در قسمت‌های مختلف مدل، از معیار ساکورایی استفاده شده است. معیار ساکورایی در حالت عادی برای مقاطع دایره‌ای استفاده می‌شود. اما با توجه به تحقیقی که ترکان و همکاران انجام داده‌اند [۲۸] و روابط ۲۷-۳ [۱۳] و ۲۸-۳ [۴۰] می‌توان با استفاده از شعاع معادل، از معیار ساکورایی برای مقاطع غیردایره‌ای نیز استفاده کرد.

$$\log(x) = (-0.25 \log 438479.6) - 1.22 \rightarrow x = 0.00234 \quad \text{برای تراورتن}$$

$$\log(x) = (-0.25 \log 285521.6) - 1.22 \rightarrow x = 0.00261 \quad \text{برای کنگلومرا}$$

مقادیر شعاع معادل و جابجایی‌های مجاز در ابعاد مختلف در نظر گرفته شده برای مدل‌سازی در جدول ۳-۴ آمده است.

جدول ۳-۴ - مقادیر شعاع معادل و جابجایی مجاز مدل‌های مختلف

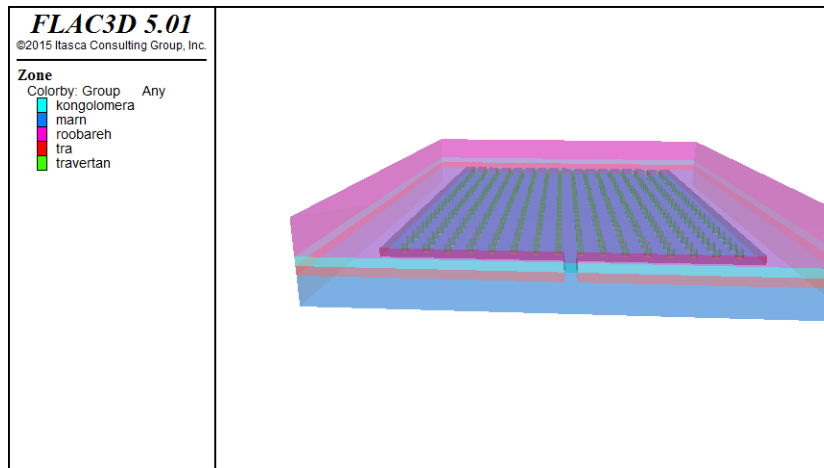
ابعاد اتاق m	شعاع معادل m (R)	جابجایی مجاز تراورتن mm	جابجایی مجاز کنگلومرا mm
۱۱*۶	۴/۵۸	۱۰/۷۶	۱۱/۹۵
۱۲*۶	۴/۷۹	۱۱/۲۱	۱۲/۵
۱۳*۶	۴/۹۸	۱۱/۶۵	۱۳
۱۴*۶	۵/۱۷	۱۲/۱	۱۳/۴۹
۱۵*۶	۵/۳۵	۱۲/۵۲	۱۳/۹۷
۱۶*۶	۵/۵۳	۱۲/۹۴	۱۴/۴۳

با توجه به اعداد به دست آمده از روابط فوق، ابعاد حفريات معدنی در مدل‌سازی معدن موردنظر با اندازه‌ی عرض اتاق ۱۱ متر و عرض پایه‌های ۵ متر شروع شد. ارتفاع اتاق‌ها نیز با توجه به ضخامت ماده‌ی معدنی، در تمامی حالات ۶ متر در نظر گرفته شده است. در صورت پیاده‌سازی این مدل در واقعیت، با توجه به ابعاد استخراجی و پایه‌های به جا مانده در معدن، بازیابی کلی معدن ۹۰/۲۳ درصد به دست می‌آید.

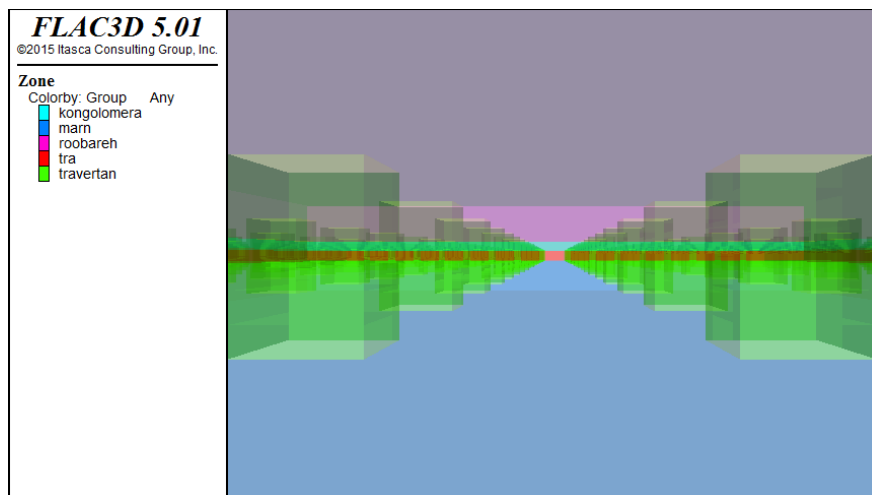
۴-۵- اجرای مدل‌ها

پس از اعمال حفريات موردنظر در مدل، این مدل اجرا شد که نتایج به دست آمده برای تنش‌های و جابجایی‌های نهایی این مدل بیانگر این بود که مدل ساخته شده به دلیل کمتر بودن جابجایی اتفاق افتاده در مدل نسبت به مقدار جابجایی مجاز، به راحتی پایدار می‌ماند و از لحاظ ایمنی هیچ‌گونه مشکلی برای معدن به وجود نمی‌آید.

با توجه به پایداری مدل با ابعاد ذکر شده می‌توان برای بالا بردن بازیابی معدن از ابعاد پایه‌ها کم کرد و یا به ابعاد اتاق‌ها افزود. در ابتدا ۱ متر از ابعاد پایه‌ها کم شده و عرض پایه‌ها ۴ متر برای اتاق‌های ۱۱ متری در نظر گرفته شد. میزان بازیابی در این مدل ۹۲/۸۸ است. شکل ۴-۵ نمای کلی مدل و شکل ۴-۶ نمای داخلی اتاق‌ها و پایه‌ها را نشان می‌دهد.

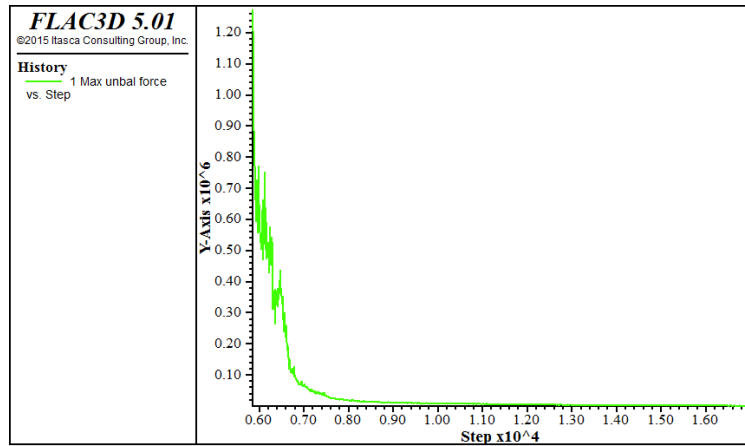


شکل ۴-۵- نمای کلی مدل اصلی معدن

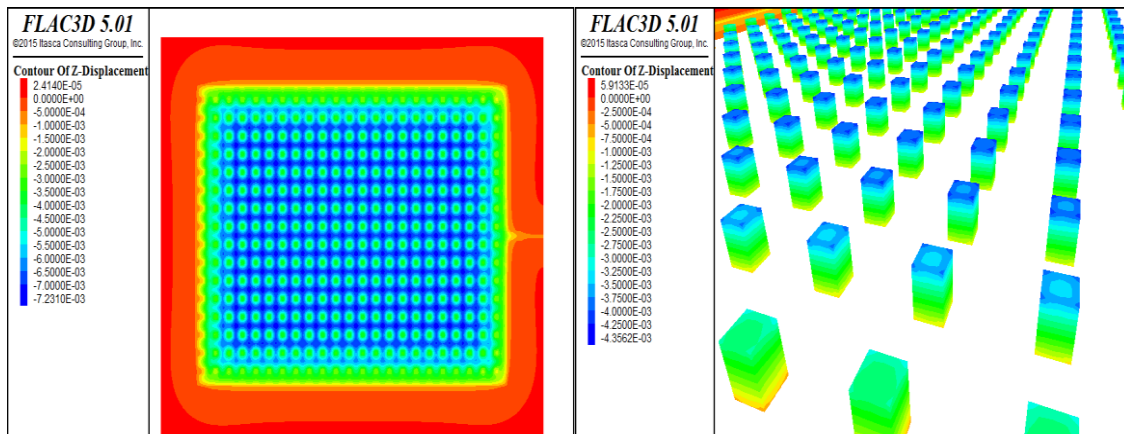


شکل ۴-۶- نمای داخلی اتاق‌ها و پایه‌های مدل اصلی معدن

پس از اعمال این تغییر در حفاریات، مدل پس از تعادل اولیه با ابعاد اتاق و پایه‌ی جدید اجرا شد که نتایج تعادل نهایی این مدل در شکل‌های ۴-۷ تا ۴-۹ آورده شده است.

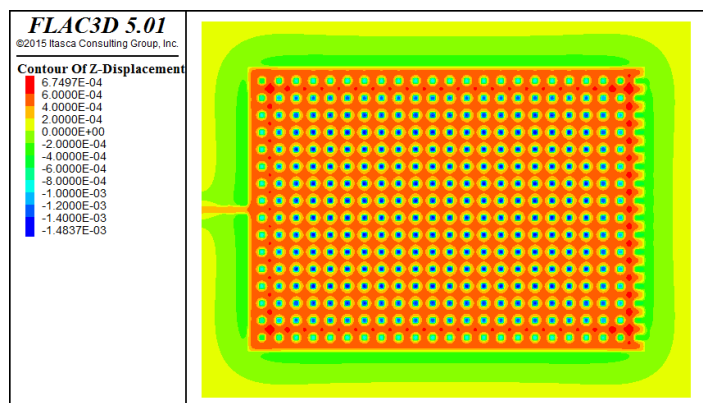


شکل ۴-۷- نمودار نسبت نیروهای نامتعادل مدل



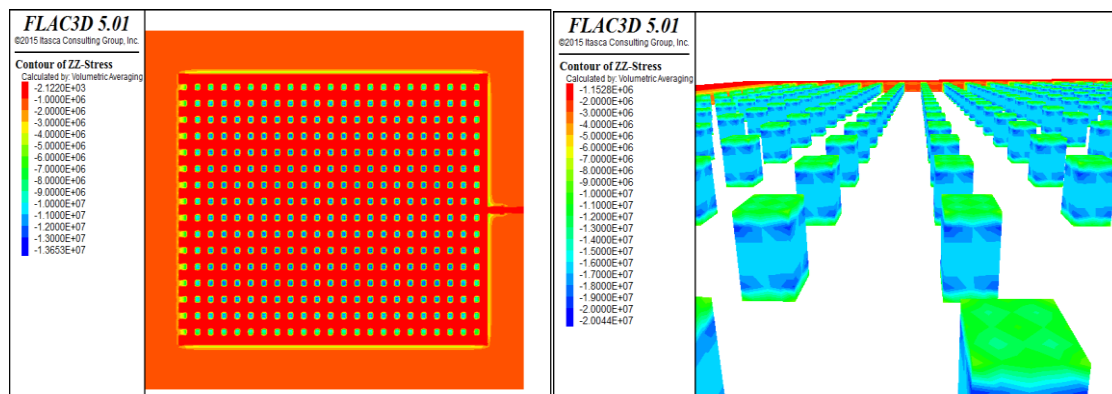
(ب)

(الف)



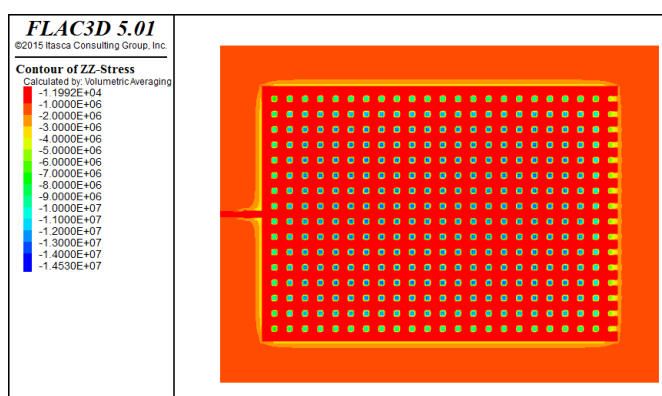
(پ)

شکل ۴-۸- میزان جابجایی‌های قائم در نقاط مختلف مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف مدل - پ: دید از بالای کف مدل)



(ب)

(الف)



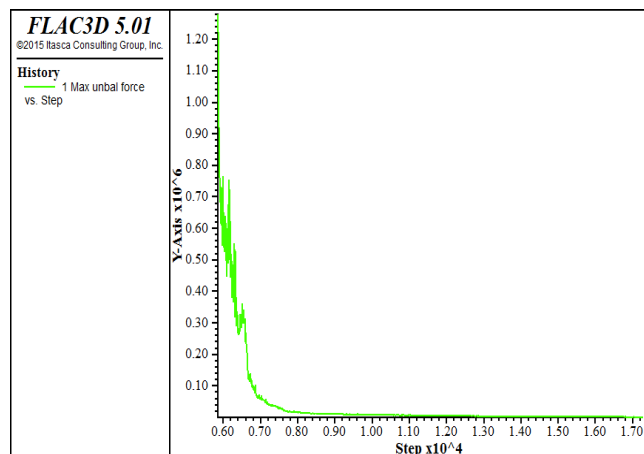
(پ)

شکل ۴-۹- تنش های قائم مدل (الف: پایه ها - ب: دید از پایین سقف لایه ی استخراجی - پ: دید از بالای کف لایه ی استخراجی)

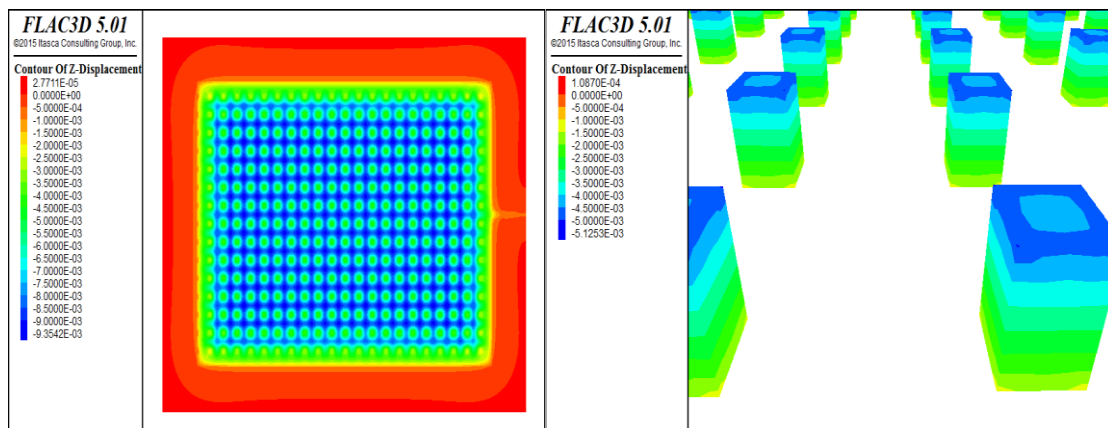
همان طور که پیداست، بیشترین مقدار تنش های قائم در نزدیکی گوشه ی پایه ها و به میزان 20 MPa به وجود آمده است. بالاترین میزان تنش افقی نیز در گوشه ی پایه ها و به مقدار 5.2 MPa دیده شده است. بیشترین مقدار جابجایی های قائم در وسط سقف اتاق ها و به میزان 7.23 mm رخ داده است. جابجایی های افقی نیز در به میزان 0.5 mm در وسط پایه ها دیده شده است.

با توجه به نتایج به دست آمده از تعادل این مدل و مقایسه آن با میزان جابجایی مجاز مدل در این ابعاد، به این نتیجه می رسیم که معدن در این ابعاد پایدار خواهد بود.

با توجه به پایدار بودن مدل ساخته شده با عرض اتاق ۱۱ متر و عرض پایه ی ۴ متر، در مرحله ی بعد با افزایش عرض اتاق ها به میزان ۱ متر، مدلی با ابعاد اتاق ۱۲ متر و عرض پایه های ۴ متر در نظر گرفته شده است. با توجه به این ابعاد، این مدل بازبایی ۹۳/۷۵ درصد را به دست می دهد. سپس با اجرای حفاریات مدنظر، مدل اجرا شده است تا به تعادل نهایی برسد. نتایج تعادل این مدل در شکل های ۴-۱۰ تا ۴-۱۲ آورده شده است.

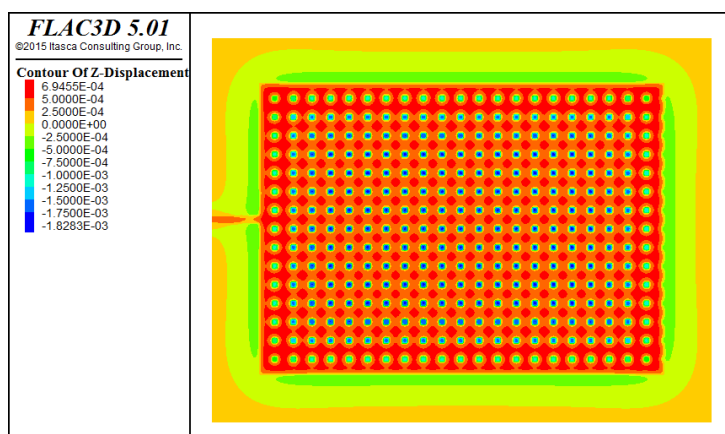


شکل ۴-۱۰- نمودار نسبت نیروهای نامتعادل مدل



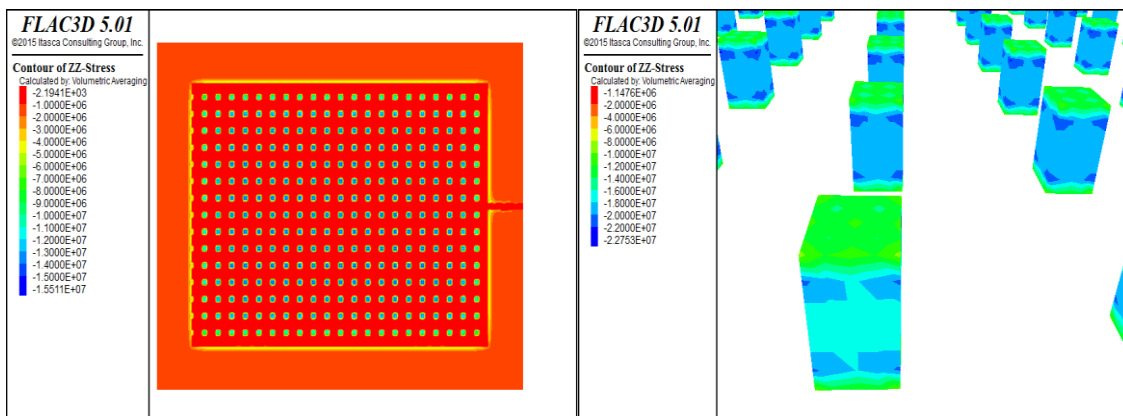
(ب)

(الف)



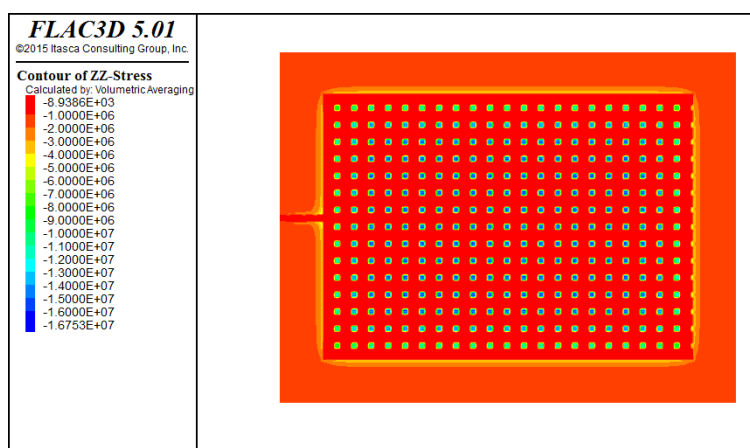
(پ)

شکل ۴-۱۱- جابجایی‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه)



(ب)

(الف)



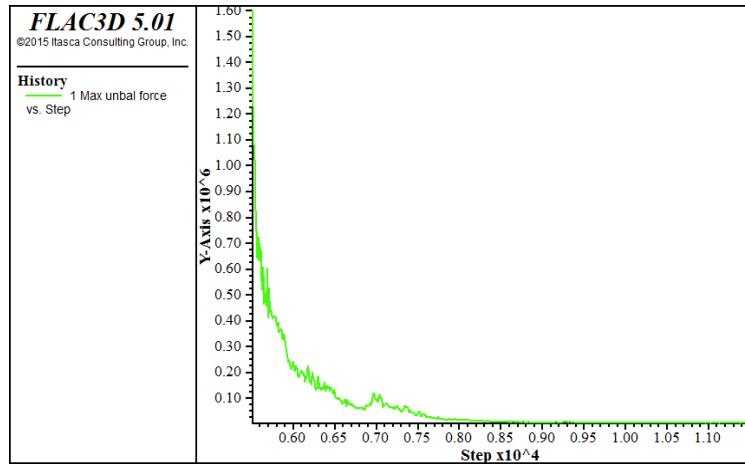
(پ)

شکل ۴-۱۲- تنش‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه)

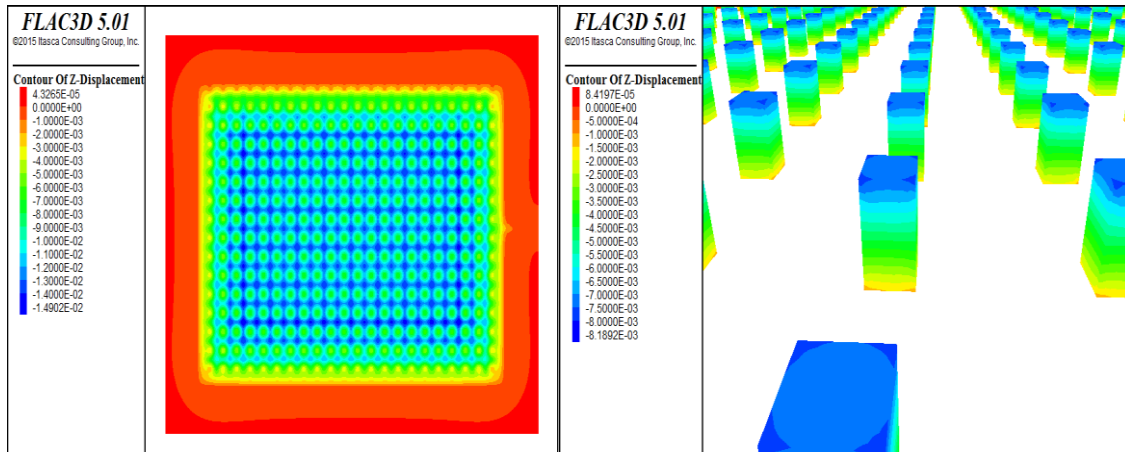
با توجه به نتایج مدل، مشاهده می‌شود که بیشترین مقدار تنش‌های قائم 22.75 MPa است که در گوشه‌ی پایه‌ها ایجاد شده است. همچنین بیشترین مقدار جابجایی‌ها 9.35 mm است که در وسط سقف اتاق‌ها اتفاق می‌افتد.

مقایسه مقدار جابجایی اتفاق افتاده در این مدل با مقدار جابجایی‌های مجاز، مشاهده می‌شود که در حالت تعادل، این مدل پایدار است.

در مرحله‌ی بعد برای بالا بردن بازیابی، عرض پایه‌ها را به میزان ۰/۵ متر کم کرده و مدلی با عرض اتاق ۱۲ متر و عرض پایه‌ی ۳/۵ متر ساخته شد. میزان بازیابی در این ابعاد برابر با ۹۴/۹ درصد است. پس از انجام حفاریات در مدل و اجرای آن، نتایج مدل به دست آمده که در شکل‌های ۴-۱۳ تا ۴-۱۵ آورده شده است.

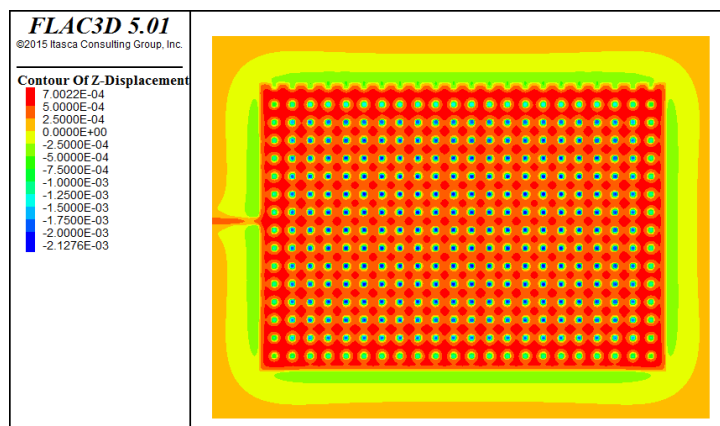


شکل ۴-۱۳- نمودار نسبت نیروهای نامتعادل



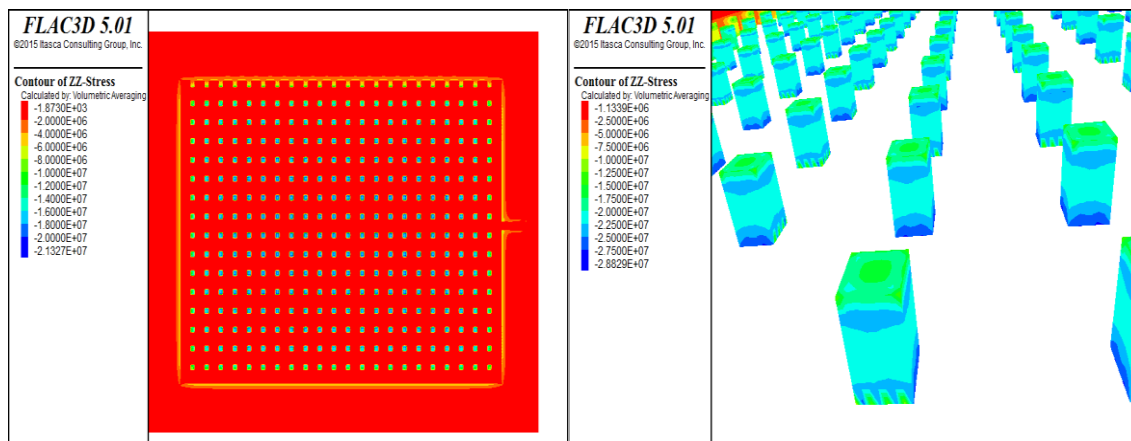
(ب)

(الف)



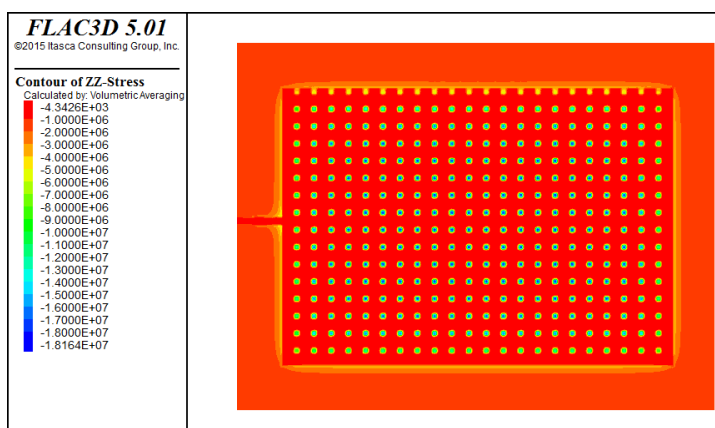
(پ)

شکل ۴-۱۴- جابجایی های قائم مدل (الف: پایه ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه)



(ب)

(ف)



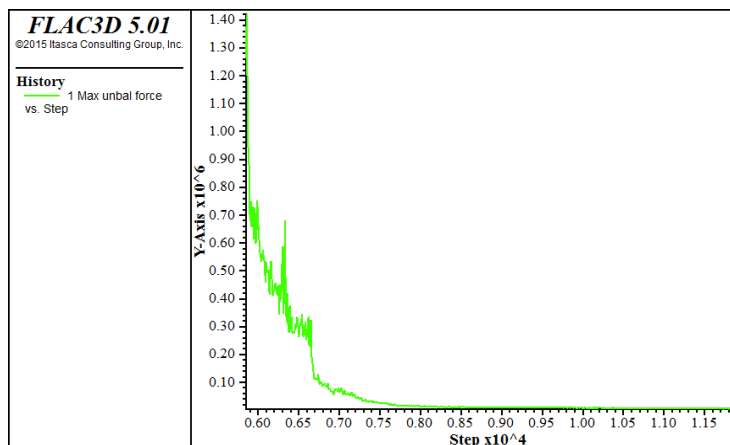
(پ)

شکل ۴-۱۵- تنش‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه)

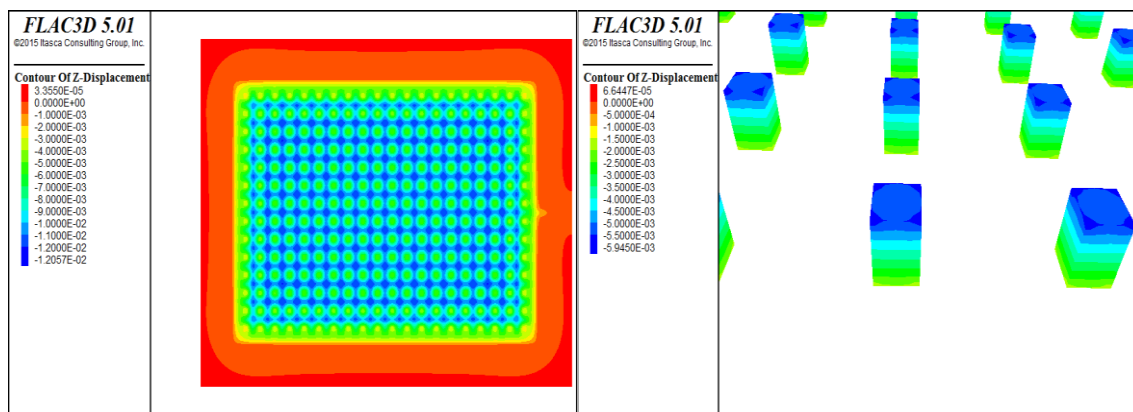
با توجه به نتایج مدل، مشاهده می‌شود که بیشترین مقدار تنش‌های قائم 25.82 MPa است که در گوشه‌ی پایه‌ها ایجاد شده است. همچنین بیشترین مقدار جابجایی‌ها 14.9 mm است که در وسط سقف اتاق‌ها اتفاق می‌افتد.

مقایسه مقدار جابجایی اتفاق افتاده در این مدل با مقدار جابجایی‌های مجاز، مشاهده می‌شود که در حالت تعادل، این مدل پایدار نمی‌باشد و نمی‌توان از این ابعاد برای اتاق‌ها و پایه‌ها در واقعیت استفاده کرد.

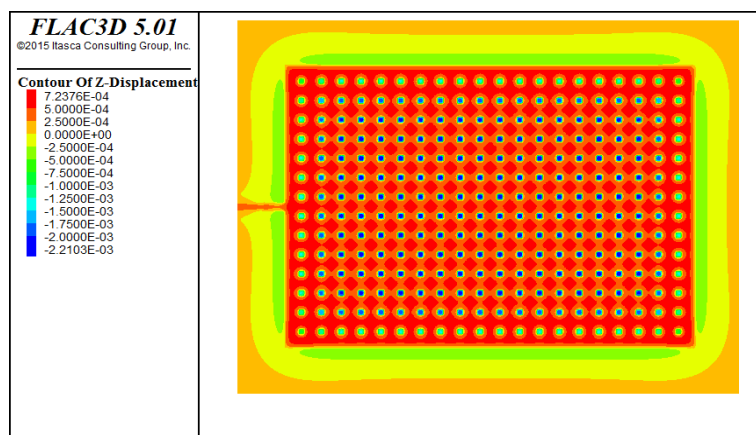
با توجه به پایدار نبودن مدل قبل، نمی‌توان از عرض پایه‌ی $3/5$ متر استفاده کرد و مدل جدیدی با عرض پایه‌ی قبلی برابر با 4 متر و عرض اتاق 13 متر ساخته شد. در این مدل بازیابی به میزان $94/46$ درصد است. پس از اجرای حفاریات با ابعاد جدید، مدل اجرا شد تا به تعادل نهایی برسد. نتایج تعادل نهایی مدل در شکل‌های ۴-۱۶ تا ۴-۱۸ آورده شده است.



شکل ۴-۱۶- نمودار نسبت نیروهای نامتعادل مدل

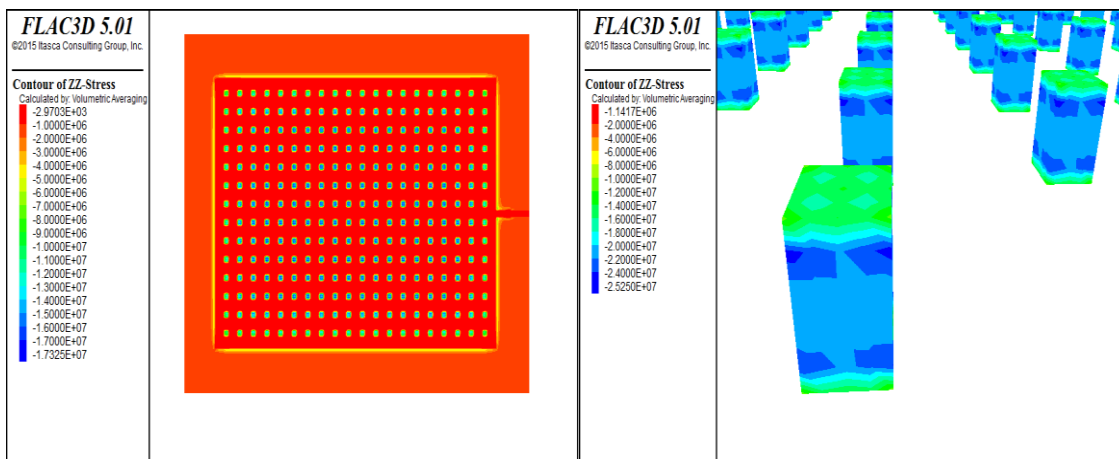


(الف)



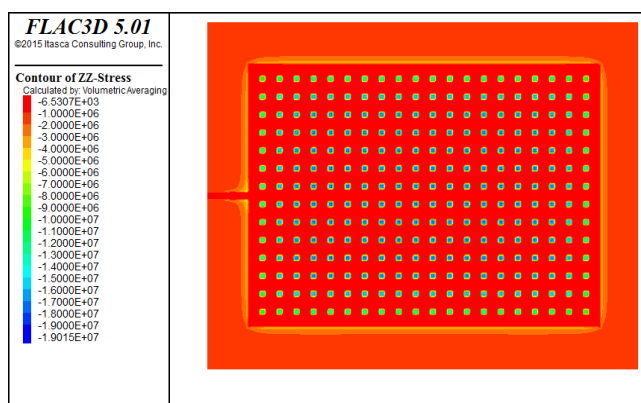
(پ)

شکل ۴-۱۷- جابجایی‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه)



(ب)

(الف)



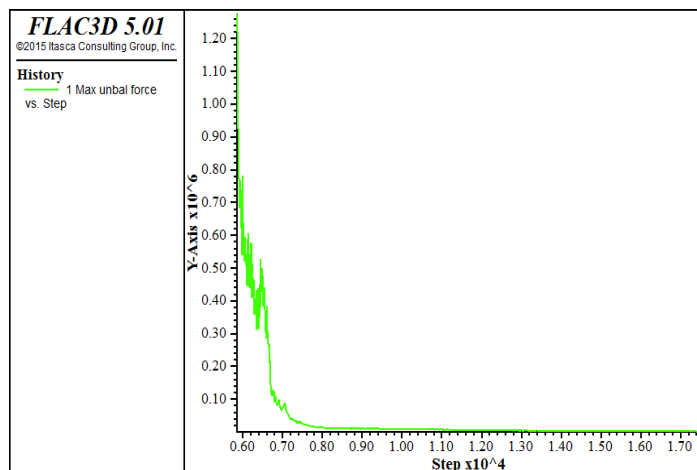
(پ)

شکل ۴-۱۸- تنش‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه)

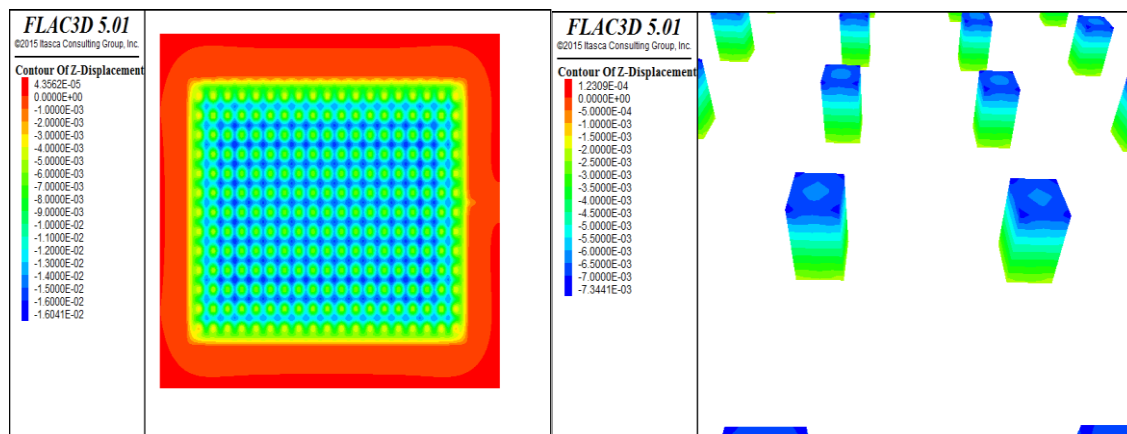
همان‌طور که از نتایج مدل پیداست، بیشترین مقدار تنش‌ها به مقدار 25.25 MPa در گوشه‌ی پایه‌ها و بیشترین مقدار جابجایی‌ها به مقدار 12 mm در وسط سقف اتاق‌ها رخ داده است.

از مقایسه‌ی مقدار حداکثر جابجایی اتفاق افتاده در مدل با میزان جابجایی مجاز برای این مدل، این نتیجه به دست می‌آید که این مدل پایدار خواهد ماند.

از آن جایی که مدل با ابعاد اتاق ۱۳ متر پایدار بود، مدل جدیدی با عرض پایه‌ی ۴ متر و عرض اتاق ۱۴ متر ساخته شد. در این مدل مقدار بازیابی ۹۵/۰۶ درصد است. پس از ایجاد اتاق‌ها، مدل اجرا شده تا به تعادل نهایی برسد. بعد از تعادل نهایی مدل، نتایج آن بررسی شده است که در شکل‌های ۴-۱۹ تا ۴-۲۱ این نتایج آورده شده است.

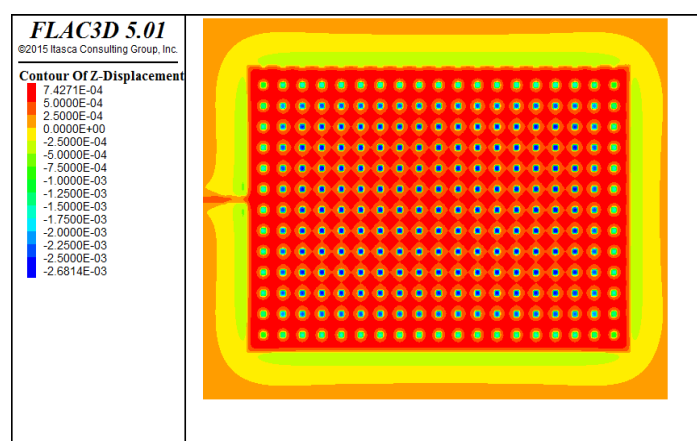


شکل ۴-۱۹- نمودار نسبت نیروهای نامتعادل مدل



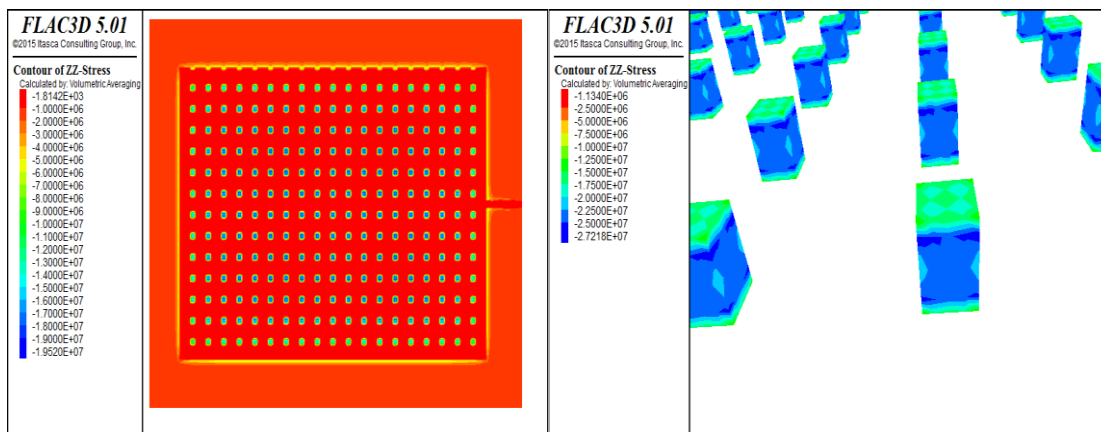
(ب)

(الف)



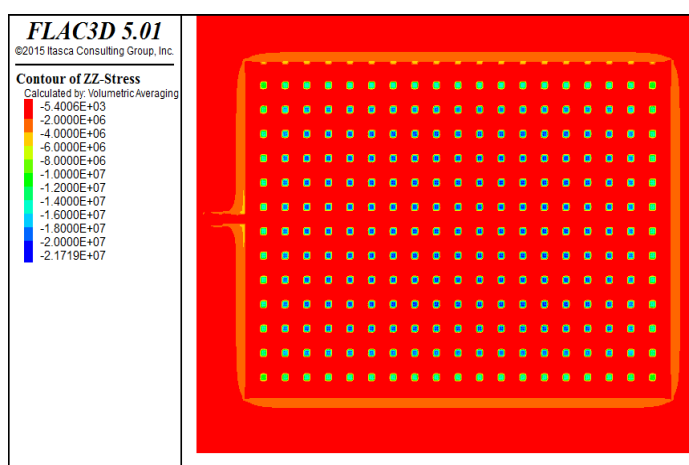
(پ)

شکل ۴-۲۰- جابجایی‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه)



(ب)

(الف)



(پ)

شکل ۴-۲۱- تنش‌های قائم مدل (الف: پایه‌ها - ب: دید از پایین سقف لایه - پ: دید از بالای کف لایه)

با بررسی نتایج مدل، حداکثر میزان تنش به مقدار 27.2 MPa در گوشه‌ی پایه‌ها اتفاق افتاده است. هم‌چنین حداکثر میزان جابجایی به میزان 16.04 mm در وسط سقف اتاق‌ها اتفاق افتاده است. از مقایسه‌ی مقدار حداکثر جابجایی‌ها با مقدار مجاز جابجایی برای این مدل، این نتیجه به دست می‌آید که این مدل پایدار نخواهد بود و نمی‌توان ابعاد اتاق‌ها را بیشتر از ۱۳ متر در نظر گرفت.

۴-۶- تعیین ضریب ایمنی

برای تعیین ضریب ایمنی مدل طراحی شده در این تحقیق، ابتدا با استفاده از رابطه‌های ارائه شده در جدول ۴-۳، مقاومت پایه محاسبه شده [۳۹] و مقادیر آن در جدول ۴-۴ آورده شده است:

جدول ۴-۴- مقاومت پایه‌ها در ابعاد مختلف با رابطه‌های متفاوت بر حسب MPa

میانگین	رابطه				ابعاد پایه
	۴	۳	۲	۱	
۲۷/۵۱	۵۲/۳۱	۱۵/۸۲	۱۸/۵۴	۲۳/۴	۴
۲۶/۳۲۵	۵۱/۲۷	۱۳/۸۴	۱۸/۱	۲۲/۰۹	۳/۵

در مرحله‌ی بعد میزان تنش وارد بر هر پایه با توجه به مساحت مؤثر هر پایه برای مدل‌های مختلف محاسبه شده و در جدول ۴-۵ آورده شده است. یک نمونه‌ی محاسبات آن طبق تئوری سطح تأثیر آورده شده است [۳۹]:

$$S_p = \sum(\gamma h) * A = ((2537 * 6) + (1910 * 24)) * 289 = 17.65 \text{ MPa}$$

جدول ۴-۵- تنش وارد بر پایه در مدل‌های مختلف بر حسب MPa

مدل	۱۱*۴	۱۲*۴	۱۳*۴	۱۴*۴
S_p	۱۳/۷۴	۱۵/۶۳	۱۷/۶۴	۱۹/۷۸

سپس با استفاده از رابطه‌ی ۳-۲۲ مقدار ضریب ایمنی پایه‌های مدل تعیین می‌شود [۳۹]:

$$F_s = \frac{\sigma_p}{s_p} = \frac{18.56}{17.65} = 1.051$$

جدول ۴-۶- نشان دهنده‌ی ضرایب ایمنی پایه در حالات مختلف است:

جدول ۴-۶- ضرایب ایمنی پایه در مدل‌های مختلف

میانگین	رابطه				مدل
	۴	۳	۲	۱	
۲	۳/۸	۱/۱۵	۱/۳۵	۱/۷	۱۱*۴
۱/۷۵	۳/۳	۱/۰۱	۱/۱۸	۱/۵	۱۲*۴
۱/۵۶	۲/۹۶	۰/۹	۱/۰۵	۱/۳۳	۱۳*۴
۱/۳۹	۲/۶۴	۰/۸	۰/۹۴	۱/۱۸	۱۴*۴

برای به دست آوردن ضریب ایمنی سقف با استفاده از جابجایی مجاز و جابجایی‌های اتفاق افتاده در مدل‌ها از رابطه‌ی ۴-۲ استفاده شده است و نتایج آن در جدول ۴-۷ آمده است:

$$F_s = \frac{\text{جابجایی مجاز}}{\text{جابجایی اتفاق افتاده}} \quad (۴-۲)$$

جدول ۴-۷- ضریب ایمنی سقف در مدل‌های مختلف

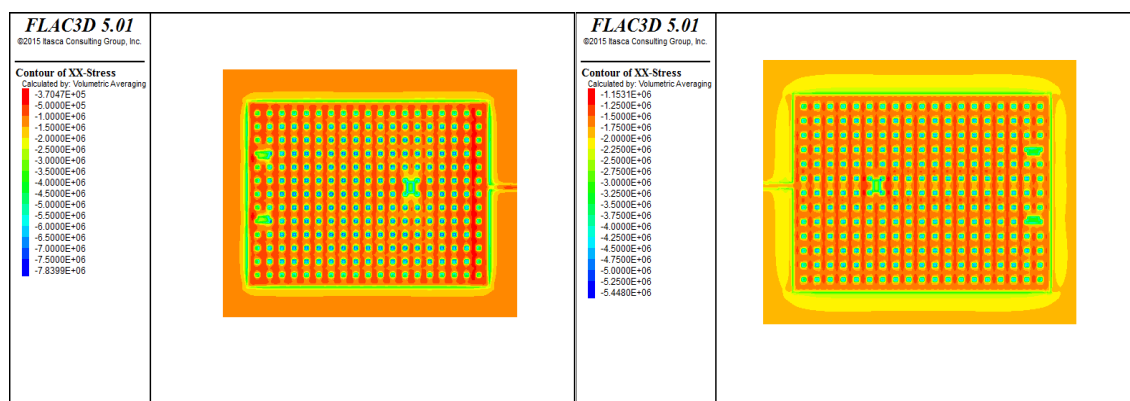
عرض اتاق	۱۱	۱۲	۱۳	۱۴
ضریب ایمنی سقف	۱/۶۶	۱/۳۳	۱/۱	۰/۸۴

با توجه با ضرایب ایمنی به دست آمده برای سقف و پایه و در نظر گرفتن حداقل ضریب ایمنی ۱/۵ برای سقف و پایه، مدل با عرض پایه‌ی ۴ متر و عرض اتاق ۱۱ متر به عنوان مدل منتخب و مورد استفاده در معدن، در نظر گرفته می‌شود.

۴-۷- بررسی حفاری مقطعی

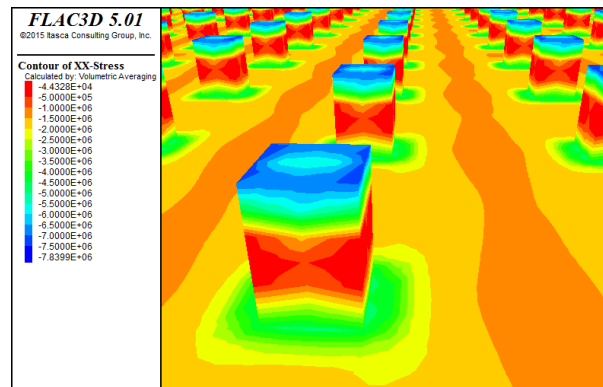
یک مدل با عرض اتاق ۱۴ متر و عرض پایه‌ی ۴ متر با دو نوع حفاری مورد بررسی قرار گرفت. در نوع اول حفاری، تمامی حفاریات معدنی به یک‌باره اعمال شدند و پس از اجرای مدل نتایج آن به دست آمد. در نوع دوم حفاری‌های انجام شده با توجه به اندازه‌ی بلندترین بازوی ماشین هاواژ موجود در بازار، ۸ متر در نظر گرفته شد. پس از هر ۸ متر حفاری مدل به اندازه‌ی ۱۵۰۰ گام (تعداد گام مورد نیاز برای تعادل نهایی بعد از تعادل اولیه ۱۵۰۰ گام است) حل و دوباره حفاری بعدی انجام و این روند در تمامی مدل رعایت شد. برای ساخت این مدل، ابتدا یک تونل تا انتهای معدن حفر گردید و بعد از آن از روش حفاری پسرو استفاده شد.

شکل‌های ۴-۲۲ تا نتایج اجرای مدل حفاری مقطعی را نشان می‌دهد.



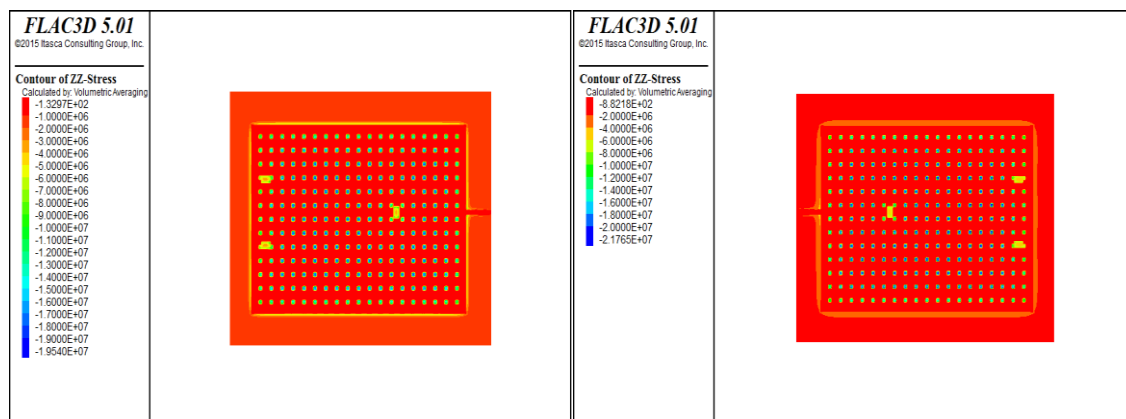
(ب)

(الف)



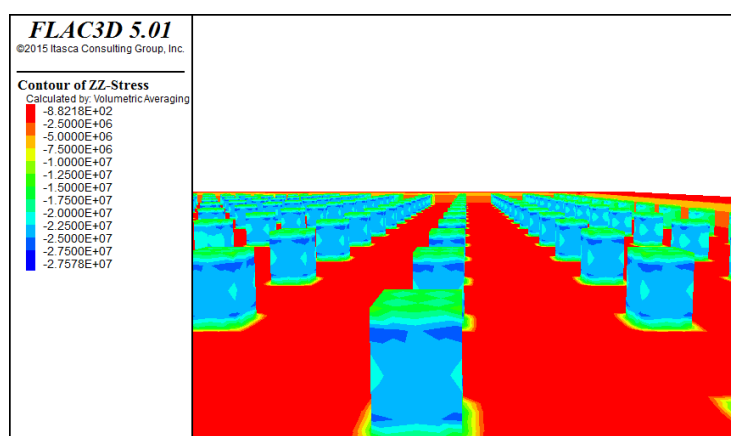
(پ)

شکل ۴-۲۲- تنش‌های افقی تعادل نهایی مدل حفاری مقطعی (الف: دید بالای کف- ب: دید پایین سقف- پ: پایه‌ها)



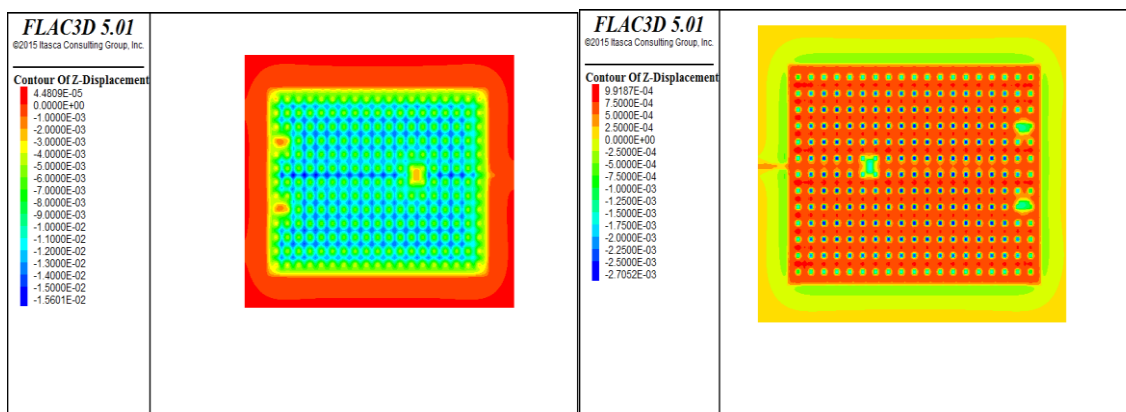
(ب)

(الف)



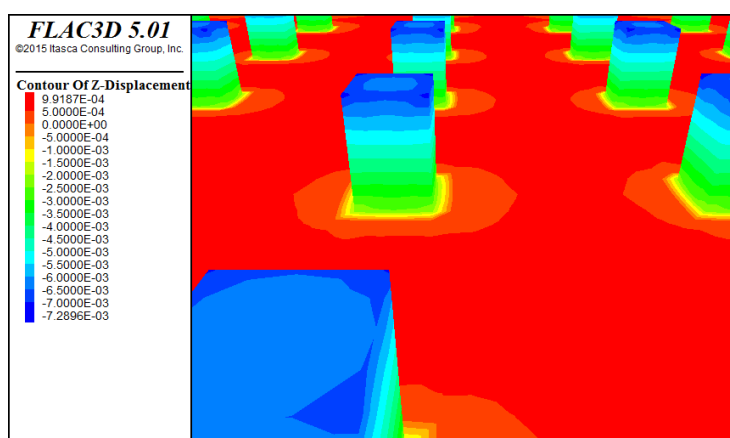
(پ)

شکل ۴-۲۳- تنش‌های قائم تعادل نهایی مدل حفاری مقطعی (الف: دید بالای کف- ب: دید پایین سقف- پ: پایه‌ها)



(ب)

(الف)



(پ)

شکل ۴-۲۴- جابجایی‌های قائم تعادل نهایی مدل حفاری مقطعی (الف: دید از بالای کف- ب: دید از پایین سقف- پ: پایه‌ها)

با توجه به نتایج اجرای مدل حفاری مقطعی، مقدار حداکثر جابجایی در وسط سقف اتاق‌ها اتفاق می‌افتد که مقدار آن 15.6 mm است که از جابجایی مجاز مدل بیشتر است. در نتیجه حتی با وجود استفاده از حفاری مقطعی نیز مدل با ابعاد اتاق ۱۴ متر و عرض پایه‌ی ۴ متر پایدار نخواهد بود.

در نهایت با مقایسه‌ی نتایج مدل با اجرای یک‌باره‌ی حفاریات و مدل حفاری مقطعی مشخص شد که جابجایی اتفاق افتاده در این مدل‌ها حدود 0.45 mm با هم تفاوت دارد که مقدار بسیار کم و قابل چشم‌پوشی است. در نتیجه با توجه به اختلاف ناچیز دو نوع حفاری و عدم تأثیر روش حفاری بر پایداری مدل، برای کم کردن زمان اجرای مدل، نوع اول حفاری (اجرای یک‌باره‌ی تمام حفاریات معدنی) در تمامی مدل‌ها در نظر گرفته شد.

۴-۸- طرح بهره‌برداری از معدن

۴-۸-۱- راه دسترسی

برای بهره‌برداری از معدن باید در ابتدای کار راه دسترسی به معدن مشخص شود. با توجه به قرارگیری کانسار موردنظر در مجموعه معادن سرچشمه‌ی محلات و انجام عملیات اکتشافی، یک راه دسترسی تا ضلع غربی کانسار تأمین شده است. برای دسترسی به دهانه‌ی تونل بازکننده‌ی معدن باید در ادامه‌ی راه موجود، یک جاده ساخته شود. محاسبات طول جاده با درنظر گرفتن شیب ۱۰ درصد و اختلاف ارتفاع ۷۵ متر بین جاده‌ی موجود و دهانه‌ی تونل بازکننده، برای جاده‌ی موردنظر انجام شده است.

$$\text{طول جاده} = \frac{\text{اختلاف ارتفاع}}{\text{شیب}} = \frac{75}{0.1} = 750 \text{ m}$$

با در نظر گرفتن عرض ۲/۵ متر برای هر کامیون و ۰/۵ متر فاصله بین دو کامیون و ۰/۵ متر فضای آزاد در هر طرف جاده، عرض جاده بدون درنظر گرفتن شانه، ۶/۵ متر خواهد بود. هم‌چنین با اعمال شعاع قوس ۶۰ متر در جاده‌ی موردنظر و محدودیت سرعت ۲۴ کیلومتر بر ساعت، نیاز به اجرای شیب عرضی در جاده نیست [۴۱].

۴-۸-۲- تأسیسات معدن

در معدن موردنظر با توجه به ساختمان‌های موجود که تحت مالکیت شرکت معادن سرچشمه می‌باشند نیازی به احداث ساختمان اداری و مسکونی نمی‌باشد. یک انبار با ابعاد ۲۰*۱۰ متر جهت لوازم مصرفی در معدن احداث می‌شود. این انبار در فضای مسطح شده‌ی جلوی تونل بازکننده ساخته خواهد شد. یک کانکس ۱۲ متری نیز برای نگهبانی و استقرار موقت نیروها در فضای مسطح جلوی تونل بازکننده قرار دارد.

یک عدد تانک سوخت ۲۰ هزار لیتری برای ذخیره‌ی گازوئیل، یک عدد تانک آب ۲۰ هزار لیتری برای آب غیرشرب و یک عدد تانک ۵ هزار لیتری برای آب شرب در نظر گرفته شده است. خط اصلی انتقال آب شرب به داخل معدن یک لوله‌ی پلی اتیلن با قطر ۶۳ میلی‌متر و خط انتقال اصلی آب غیرشرب یک لوله‌ی پلی اتیلن با قطر ۱۱۰ میلی‌متر خواهد بود و در انتهای تونل اصلی با استفاده از انشعابات کوچک‌تر به محل‌های موردنظر منتقل خواهد شد.

با توجه به قرارگیری مخازن آب در سطح زمین و اختلاف ارتفاع با معدن، فشار موردنیاز برای توزیع آب در معدن به صورت طبیعی و با فشار به وجود آمده به دلیل اختلاف ارتفاع تأمین خواهد شد و نیازی به

استفاده از پمپ برای تأمین فشار نخواهد بود. قابل ذکر است که اختلاف ارتفاع محل قرارگیری مخزن و سطح معدن نباید به حدی باشد که فشار ایجاد شده باعث ترکیدگی تأسیسات شود. اختلاف ارتفاع ۵ متر برای محل قرارگیری مخازن آب مناسب است.

۴-۸-۳- تجهیزات

در این معدن برای برش و جداسازی قطعات سنگی از توده سنگ، ماشین برش اره زنجیری (هاواژ) در نظر گرفته شده است. بزرگترین طول بازوی موجود در بازار در حال حاضر مربوط به ماشین برش اره زنجیری شرکت GARRONE به طول ۸ متر می باشد که برای استفاده در طرح این معدن انتخاب شده است و در برش‌های اعمال شده در مدل هر مقطع ۸ متر است. بالاترین مصرف برق برای یک ماشین هاواژ ۱۱۰ آمپر است [۳۴].



شکل ۴-۲۵- یک نمونه ماشین هاواژ

هر بلوک بزرگ پس از جدا شدن از توده سنگ، به قطعات با ابعاد ۴*۲*۲ متر تبدیل و با استفاده از ماشین لیفتراک از داخل توده سنگ خارج می‌شود. برای خارج کردن قطعات برش داده شده از داخل توده سنگ نیز ماشین لیفتراک ۵۰ تنی شرکت کارا با موتور دیزل ISUZU انتخاب شده است.

قطعات کوچک خارج شده از داخل توده سنگ توسط لیفتراک، بر روی کامیون قرار می‌گیرد تا از معدن خارج شود. برای خارج کردن قطعات سنگی از معدن از ۳ دستگاه تریلی VOLVO به همراه کفی استفاده خواهد شد.

برق مورد نیاز تجهیزات و روشنایی معدن با استفاده از ۳ دستگاه ژنراتور ولوو پنتا دیزل مدل TAD1644GE با توان ۵۷۰ کیلووات، یک دستگاه برای سیستم تهویه، یک دستگاه برای استفاده‌ی ماشین‌آلات و یک دستگاه برای روشنایی و استفاده‌های متفرقه تأمین خواهد شد.

۴-۸-۴- خدمات فنی معدن

مهم‌ترین قسمت خدمات فنی در معدن طراحی سیستم روشنایی است. برای این که سیستم روشنایی طراحی شود باید ابتدا نواحی نوری مختلف در تون معدن در نظر گرفته شود. در ۵۰ متر ابتدایی تونل باید شارنوری ۳۰۰۰ لوکس تأمین شود. در ۵۰ متر بعدی شارنوری ۱۰۰۰ لوکس، ۵۰ متر شارنوری ۳۳۰ لوکس، ۱۰۰ متر شارنوری ۱۱۰ لوکس و بعد از آن شارنوری ۵۰ لوکس مناسب است. برای تأمین روشنایی معدن از لامپ‌های گازی بخار سدیم پرفشار ۱۰۰ وات استفاده خواهد شد. در ۵۰ متر ابتدای تونل ۳ ردیف لامپ در کناره‌ها و وسط تونل با فاصله‌ی ۴ متر، ۵۰ متر بعدی ۲ ردیف در کناره‌ها با فاصله‌ی ۴ متر، ۵۰ متر بعدی یک ردیف در وسط با فاصله‌ی ۴ متر و در ادامه یک ردیف در وسط با فاصله‌ی ۸ متر مناسب است. تعداد لامپ‌های مورد نیاز مجموعاً ۱۷۲ عدد خواهد بود که در جبهه کار فعال با اضافه کردن ۳ عدد لامپ، این تعداد به ۱۷۵ خواهد رسید. توان مصرفی این لامپ‌ها برابر با ۱۷/۵ کیلووات خواهد بود.

در داخل کانکس ابتدای تونل یک ایستگاه جهت شارژ هدمپ‌های نفرت نیاز است.

برای ارتباط افراد مشغول در معدن باید یک راه ارتباطی پیش‌بینی شود. با توجه به این که روش استخراج زیرزمینی انتخاب شده است نمی‌توان از بی‌سیم استفاده کرد و باید از تلفن ثابت داخلی برای ارتباط استفاده کرد. یک باجه در دفتر مرکزی، یک باجه در ابتدای تونل (کانکس) و یک باجه در انتهای تونل بازکننده، یک باجه در انتهای تونل اصلی و یک باجه در نزدیکی جبهه کار نیاز است.

برای اعلام خطر و اطلاع‌رسانی موارد اضطراری در داخل معدن و تونل اصلی در هر ۱۰۰ متر یک آژیر صوتی به همراه چراغ خطر گردان باید نصب شود. همچنین در کنار هر یک از این آژیرها باید دو عدد کپسول اکسیژن و یک جعبه کمک‌های اولیه قرار داشته باشد.

با توجه با اینکه معدن موردنظر در اعماق زیاد نیست و سقف معدن یک لایه کنگلومرا است، میزان آب ورودی به معدن کم خواهد بود. همچنین میزان بارش در محلات متوسط است. برای انتقال آب از داخل معدن به بیرون، یک کانو با عرض ۳۰ سانتی‌متر و عمق ۱۰ سانتی‌متر در کف تونل اصلی و تونل‌های جانبی عمود بر آن احداث می‌شود.

۴-۸-۵- سیستم تهویه

۴-۸-۵-۱- محاسبات تهویه معدن

برای این معدن سیستم تهویه‌ی دهشی در نظر گرفته شده است.

تعداد افراد حاضر در معدن ۹ نفر خواهد بود که شامل ۲ نفر اپراتور هاواژ، ۳ نفر راننده کامیون، ۳ نفر نیروی خدماتی و ۱ نفر راننده‌ی لیفتراک می‌شود. برای تأمین هوای موردنیاز تنفس این افراد طبق رابطه‌ی ۳-۳۰ مقدار هوای موردنیاز برابر خواهد بود با:

$$Q = 6 * n = 6 * 9 = 54 \text{ m}^3/\text{min}$$

با توجه به این که برای استخراج سنگ از ماشین هاواژ استفاده می‌شود و در هنگام حفاری و برش آب اضافه می‌شود، مقدار گرد و خاک تولید شده بسیار ناچیز خواهد بود و می‌توان از آن چشم‌پوشی کرد.

با توجه به مقدار تولید معدن (در بخش طرح استخراج مفصل توضیح داده خواهد شد) به طور متوسط روزانه ۱۰ کامیون از داخل معدن بارگیری خواهد شد و در هر رفت و آمد کامیون در معدن حدود ۸ لیتر گازوئیل مصرف می‌شود و به ازای آن لیفتراک نیز دو لیتر گازوئیل مصرف خواهد کرد. با توجه به این مقادیر در هر روز حدود ۱۰۰ لیتر گازوئیل در معدن سوخته می‌شود و تولید گاز خواهد کرد. به ازای سوختن هر لیتر گازوئیل ۰/۰۰۰۶۴ تن کربن تولید خواهد شد که برابر با ۰/۰۲۸ تن کربن دی اکسید خواهد بود. با توجه به چگالی گاز کربن دی اکسید (۱/۹۸ کیلوگرم بر مترمکعب) حدود ۱۴ مترمکعب کربن دی اکسید به ازای سوختن یک لیتر گازوئیل منتشر خواهد شد [۲۷].

$$Q = \frac{0.00064 * 44.12}{1.98} * 100 = 1400 \text{ m}^3 \quad (۴-۴)$$

بدین ترتیب روزانه ۱۴۰۰ مترمکعب گاز کربن دی اکسید تولید خواهد شد. با توجه به این که درصد مجاز کربن دی اکسید در هوا ۱ درصد است، میزان هوای موردنیاز طبق رابطه‌ی ۳-۲۹ برابر خواهد بود با:

$$Q = \frac{100q}{24*60*P} = \frac{100*1400}{24*60*1} = 97 \frac{m^3}{min}$$

با توجه به مساحت و حداقل سرعت هوای عبوری از تونل (۰/۲۵ متر بر ثانیه) مقدار هوای مورد نیاز برای تأمین حداقل سرعت طبق رابطه‌ی ۴-۵ برابر خواهد بود با:

$$Q = 6 * 11 * 0.25 * 60 = 990 \frac{m^3}{min} \quad (۴-۵)$$

مقدار هوای موردنیاز در معدن برابر با مقدار بیشینه‌ی موارد فوق خواهد بود:

$$Q_t = \max\{97, 54, 990\} = 990$$

با در نظر گرفتن ضریب اطمینان ۱/۵ برای تهویه مقدار هوای مورد نیاز حدوداً ۱۵۰۰ مترمکعب بر دقیقه خواهد بود. با توجه به این موضوع، قطر لوله‌ی تهویه برابر خواهد بود:

$$d = \sqrt{\frac{4Q}{\pi*v}} = \sqrt{\frac{4*25}{30*\pi}} = 1.03 \text{ m} \quad (۴-۶)$$

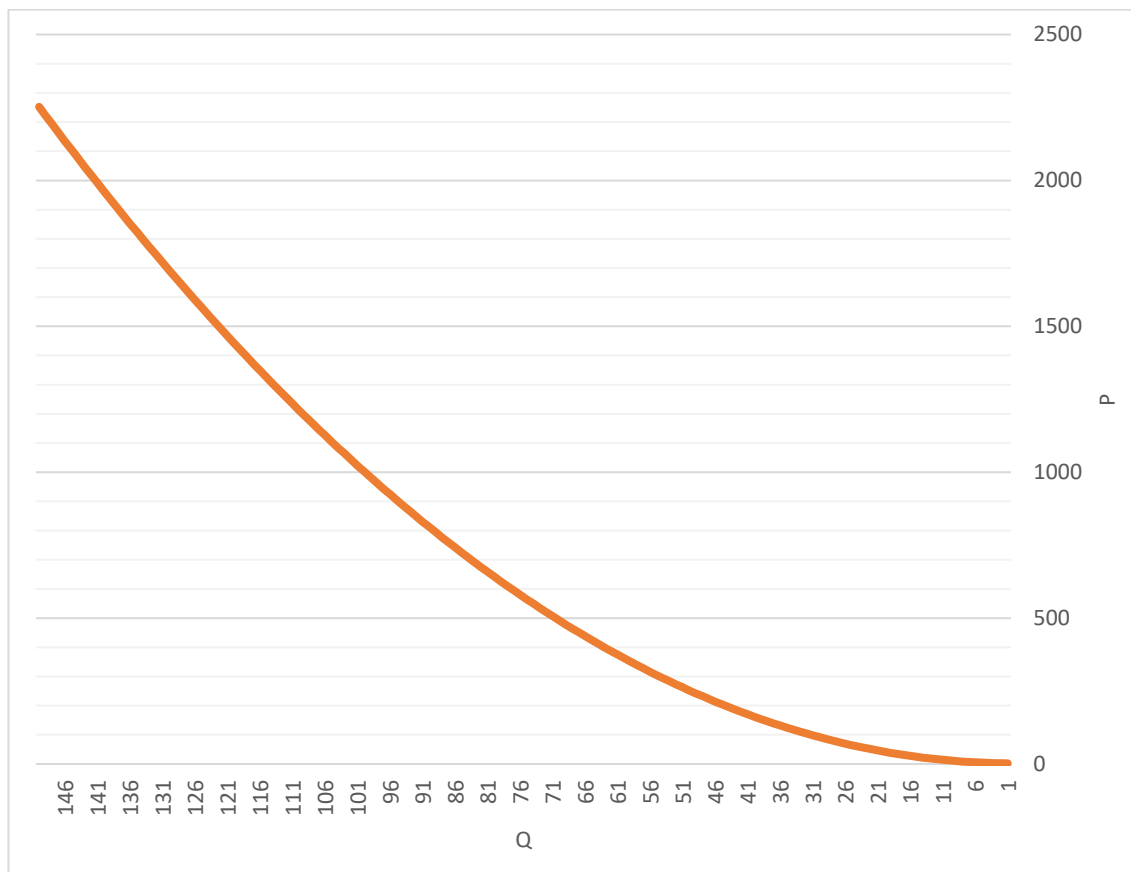
در این معدن به دلیل این که مدار تهویه در حال تغییر است برای راحتی کار از لوله‌های تهویه‌ی برزنتی استفاده خواهد شد. با توجه به ضریب اصطکاک ۰/۰۰۰۵ برای لوله‌ی تهویه [۴۴] مقدار افت فشار لوله‌ی تهویه با استفاده از رابطه‌ی داریسی برابر خواهد بود با [۴۷]:

$$\Delta P = \frac{flv^2}{2dg} = \frac{0.0005*1000*100}{2*1.06*10} = 2.25 \text{ Kg/m}^2$$

در مرحله‌ی بعد باید مقاومت معدن محاسبه شود. برای این کار از رابطه‌ی داریسی می شود:

$$R = \frac{\alpha lp}{s^3} = \frac{0.0006*1000*34}{(6*11)^3} = 71 * 10^{-6} \text{ kmorg}$$

برای افت موضعی و موانع نیز مقدار ۳۰ درصد به این عدد اضافه می کنیم و مقدار مقاومت کار معدنی حدوداً ۰/۰۰۰۱ کیلومورگ خواهد شد. با استفاده از رابطه‌ی ۳-۳۱ منحنی مشخصه‌ی معدن به شکل ۴-۲۶ خواهد بود:



شکل ۴-۲۶- منحنی مشخصه معدن

با توجه به اینکه جریان هوای عبوری از معدن ۲۵ مترمکعب برثانیه است مقدار افت فشار در این نقطه (نقطه عملکرد معدن) ۶۴/۷۵ کیلوگرم بر مترمربع خواهد بود.

۳-۸-۵-۲- انتخاب بادبزن

برای انتخاب بادبزن محوری ابتدا باید قطر تقریبی آن را به دست آورد. برای این کار از رابطه‌ی ۴-۷ و ۴-۸ استفاده می‌شود [۴۸]:

$$A = 0.38 \frac{Q_t}{\sqrt{\Delta P_t}} = \frac{0.38 \times 25}{\sqrt{64.75}} = 1.18 \text{ m}^2 \quad (۴-۷)$$

$$D = \sqrt{\frac{A_t}{0.44}} = 1.64 \text{ m} \quad (۴-۸)$$

مقاومت تأسیسات داخلی بادبزن از رابطه‌ی ۴-۹ به دست می‌آید:

$$R_f = \frac{\alpha \pi}{D^2} = \frac{0.4 \times \pi}{1.64^2} = 0.46 \quad (۴-۹)$$

$$\Delta P_f = R_f Q^2 = 0.46 \times 25 = 11.68 \text{ mmHg}_2\text{O}$$

به این ترتیب مشخصات بادبزن مورد نظر در جدول ۴-۸ آمده است:

جدول ۴-۸- مشخصات بادبزن مورد نیاز معدن

مشخصات	$Q (\frac{m^3}{min})$	$\Delta P (Kg/m^2)$	D(m)
مقدار	۲۵	۷۶/۴۳	۱/۶۴

۳-۸-۶- طرح استخراج معدن

با توجه به مطالعات امکان سنجی انجام شده در مطالعات قبلی توسط بیگدلی، استفاده از روش استخراج زیرزمینی در این معدن نسبت به روش روباز برتری دارد [۲]. در حال حاضر تنها روش استخراج زیرزمینی که برای معادن سنگ ساختمانی استفاده می شود، روش اتاق و پایه است. در بخش های قبلی ابعاد استخراجی معدن و اتاق و پایه مشخص شدند.

پس از احداث راه دسترسی و مسطح کردن فضای اطراف ورودی تونل بازکننده ی معدن، ساخت انبار و جانمایی ژنراتورها و مخازن انجام می شود. سپس یک تونل باز کننده عمود بر ضلع شرقی کانسار با عرض ۸ متر و ارتفاع ۶ متر حفر خواهد شد.

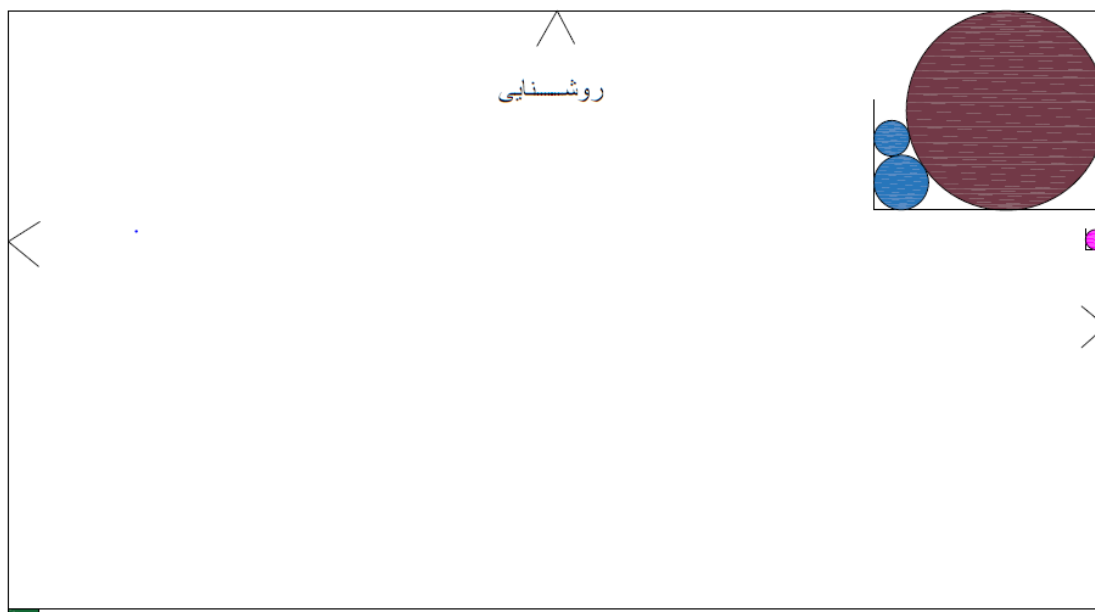
با رسیدن به منطقه ی استخراجی، تونل اصلی معدن با ۱۱ متر عرض و ۶ متر ارتفاع به طول ۳۵۰ متر تا انتهای منطقه ی استخراجی حفر می شود. در کلیه ی مراحل استخراجی معدن با توجه به طول بازوی ۸ متری ماشین هاواژ برش ها به عمق ۸ متر خواهند بود. سرعت نفوذ ماشین هاواژ در سنگ حدود ۱۳ سانتی متر در دقیقه است. با توجه به این سرعت، هر اتاق در ۳۶ ساعت به صورت کامل استخراج خواهد شد. تعداد کل اتاق هایی که باید استخراج شوند ۱۲۴۰ اتاق است. به صورت متوسط راندمان تجهیزات ۰/۸، میزان در دسترس بودن ۰/۸ و ضریب ۰/۸ برای تعطیلات و روزهای غیر کاری در نظر گرفته می شود و بدین صورت طول عمر معدن را خواهیم داشت:

$$N = \frac{1240 \times 36}{24 \times 0.8 \times 0.8 \times 0.8} = 3632 \text{ day}$$

بدین ترتیب طول عمر معدن حدوداً ۱۰ سال خواهد بود.

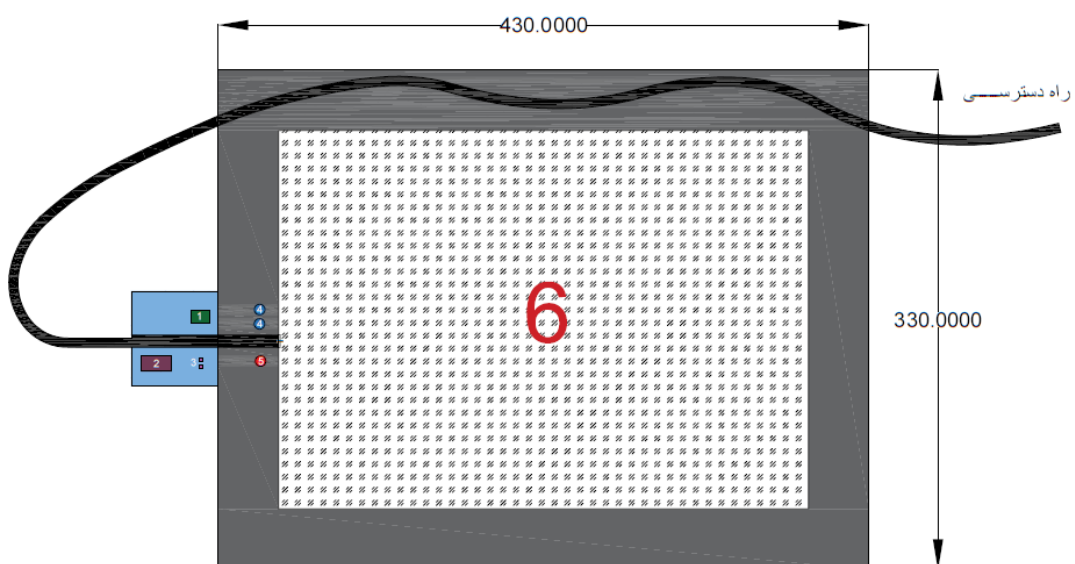
بعد از حفر تونل اصلی، از انتهای تونل، تونل های فرعی به صورت عمود بر تونل اصلی به دو طرف حفر می شوند و پایه ها جا گذاشته می شوند. استخراج به صورت پسرو از انتها به سمت ابتدای تونل اصلی انجام خواهد شد و پس حفر کامل تونل های فرعی و به جا ماندن پایه، پس از عبور از هر تونل فرعی راه های ارتباطی با فضاهای خالی قبلی بسته می شود تا از عبور هوا به آن مناطق جلوگیری شود.

شکل ۴-۲۷ مقطع عرضی تونل و شکل ۴-۲۸ نمای کلی و دید از بالای تأسیسات معدن را نشان می دهد.



1	کانال آب
2	ناکت تهویه
3	کابل برق و تلفن
4	لوله آب

شکل ۴-۲۷- مقطع عرضی تونل



1	کانکس	5	تادگر بسوخت
2	ابزار تجهیزات	6	تادگر بسوخت
3	ژنراتور		
4	تستر آب		

شکل ۴-۲۸- نمای کلی معدن و جانمایی تأسیسات

فصل پنجم: نتیجه گیری و پیشنهادها

۵-۱- نتیجه‌گیری

پس از بررسی‌های میدانی انجام شده و جمع‌آوری اطلاعات و انجام آزمایش‌ها روی نمونه‌های جمع‌آوری شده، با توجه به اطلاعات نهایی، مدل‌هایی با ابعاد مختلف اتاق و پایه ساخته شد و پس از اجرای این مدل‌ها، نتایج جابجایی‌ها و تنش‌های نهایی مدل‌ها بررسی شد و با میزان جابجایی‌های مجاز هر مدل مقایسه شد.

- با توجه به نتایج بررسی شده در فصل ۴، عرض پایه‌های مدل را نمی‌توان از ۴ متر کمتر در نظر گرفت. هم‌چنین بیشترین عرض اتاق که پایداری معدن را تأمین می‌کند ۱۳ متر است.
- در مدل با ابعاد اتاق ۱۳ متر و پایه‌ی ۴ متر میزان جابجایی مجاز ۱۳ میلی‌متر است و در مدل مقدار حداکثر جابجایی اتفاق افتاده ۱۲ میلی‌متر است. با توجه به این مقایسه این مدل پایدار خواهد بود.
- در مدل با اتاق ۱۴ متر و پایه‌ی ۴ متر میزان جابجایی مجاز ۱۳/۵ میلی‌متر است، در صورتی که حداکثر جابجایی اتفاق افتاده در مدل ۱۶ میلی‌متر است و جابجایی اتفاق افتاده از میزان مجاز بیشتر است و این مدل نمی‌تواند پایداری معدن را تأمین کند.
- در عین حال که مدل با عرض پایه‌ی ۴ متر و اتاق ۱۳ متر با توجه به روش عددی پایدار خواهد بود اما با در نظر گرفتن حداقل ضریب ایمنی ۱/۵ برای سقف و پایه، مدل نهایی برای استفاده در واقعیت، مدل با عرض اتاق ۱۱ متر و عرض پایه‌ی ۴ متر خواهد بود. با انتخاب این مدل معدن به بازیابی ۹۲/۸۹ می‌رسد و مقدار ضریب ایمنی بدون در نظر گرفتن نگهداری در سقف ۱/۶۶ و در پایه‌ها ۲ خواهد بود.
- به عنوان بازکننده‌ی معدن، یک تونل افقی بدون شیب با عرض ۸ متر، ارتفاع ۶ متر و طول ۲۰۰ متر در ضلع غربی معدن در نظر گرفته شده است که با توجه به نتایج مدل‌ها، در تمامی حالات این تونل پایدار خواهد ماند.
- برای بررسی تفاوت نوع انجام حفاری‌ها، در مدل با ابعاد اتاق ۱۴ متر، حفاری مقطعی بررسی شد و در نهایت حداکثر جابجایی اتفاق افتاده در مدل حدود ۱۴/۵ میلی‌متر به دست آمد که باز هم از میزان جابجایی مجاز بیشتر است و می‌توان نتیجه گرفت در این مدل‌ها، اجرای حفاری مقطعی تفاوت چندانی با حفاری یکباره‌ی کل حفاریات ندارد و برای راحتی اجرای مدل می‌توان در همه‌ی مدل‌ها، حفاری‌ها را به یک‌باره انجام داد و بعد از آن مدل‌ها را اجرا و نتایج آن را بررسی کرد.
- پس از طراحی هندسی معدن، راه دسترسی، تأسیسات، تجهیزات، خدمات فنی معدن، سیستم تهویه و طرح نهایی استخراج مشخص شده است.

۵-۲- پیشنهادها

با توجه به تازگی موضوع معادن زیرزمینی سنگ‌های ساختمانی در کشور ایران، فرصت تحقیق و گسترش این موضوع بسیار زیاد است. لذا در این قسمت پیشنهادهایی برای ادامه دادن این تحقیقات در آینده ارائه می‌گردد.

- ۱- بررسی امکان استفاده از روش‌های دیگر معدنکاری زیرزمینی (به جز روش اتاق و پایه) در معادن سنگ ساختمانی برای به وجود آوردن امکان استفاده از ذخیره‌های متنوع‌تر این سنگ‌ها.
- ۲- بررسی روش‌های مختلف بازیابی پایه‌های معدن پس از استخراج کامل در روش اتاق و پایه برای بالا بردن بازیابی نهایی معدن.
- ۳- بررسی تأثیر معدنکاری زیرزمینی سنگ‌های ساختمانی بر نشست زمین و تغییر در چهره‌ی محیط‌زیست.
- ۴- بررسی آسیب‌های به وجود آمده بر محیط در معدنکاری زیرزمینی سنگ‌های ساختمانی.

منابع

۱. عطایی، م.، سنگ ساختمانی. ۱۳۹۶، ایران: انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود.
۲. بیگدلی، م.، عطایی، م.، رفیعی، ر. (۱۳۹۸). امکان‌سنجی تبدیل روش استخراج سطحی به زیرزمینی (مطالعه موردی: معدن سنگ ساختمانی کپیول)، دانشکده‌ی مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک. دانشگاه صنعتی شاهرود.
3. Pariseau, W. G., Sorensen, W. K. (1979). 3D mine pillar design information from 2D FEM analysis. International journal for numerical and analytical methods in geomechanics, vol.3, (pp. 145-157).
4. Cravero, M., Iabichino, G. (1997). Geomechanical study for the exploitation of an underground marble quarry. International Journal Rock Mechanics & Mining Sciences, 34:3-4, paper No. 058.
5. Fornaro, M., Oggeri, C., Oreste, P., Valentino, D. (2001). Going underground in quarrying: technical perspectives for marble in portugal. 17th international mining congress and exhibition of Turkey- IMCET2001, (pp. 361-368).
۶. محوی، م.، مهری، ح. (۱۳۸۳). مدل‌های تخمین و زهکشی آب‌های ورودی به داخل عملیات معدنی (مطالعه موردی: تونل انتقال آب قمرود قطعه ۳ و ۴). کنفرانس مهندسی معدن ایران. دانشگاه تربیت مدرس.
۷. مدنی، ح.، الماسی، ن.، گلیان، م. (۱۳۸۳). طراحی سیستم تهویه تونل امیرکبیر. کنفرانس مهندسی معدن ایران. تهران.
8. Pine, R. J., Berger, E., Hammett, R.D., Artigiani, E. (2004). Vipiteno mine, Italy – underground mining for marble. Mining Technology (Trans. Inst. Min. Metall. A) September 2004 Vol. 113. (pp. 142-152).

۹. مدنی، ح.، مجدی، ع.، یاوری، م.، بهرامی، ع.، بیات، م. (۱۳۸۵). طراحی سیستم تهویه معدن زغالسنگ هشونی. ششمین همایش ایمنی، بهداشت و محیط زیست در معادن و صنایع معدنی. تهران.

10. González-Nicieza, C., Álvarez-Fernández, M. I., Menéndez-Díaz, A., Álvarez-Vigil, A. E. (2006). A comparative analysis of pillar design methods and its application to marble mines. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. (2006) 39 (5), (pp. 421–444).

11. Aksoy, C. O., Onargan, T. O. (2006). Sizing room and pillar by numerical modeling for underground marble quarries in Turkey. *Journal of Mining Science*, Vol. 42, No. 5, 2006 , (pp. 483-489).

12. Esterhuizen, G. S., Dolinar, D. R., Ellenberger, J. L., Presser, L. J., Annacchione, A. T. (2007). Roof stability issues in underground limestone mines in the United States.

13. Esterhuizen, G. S., Dolinar, D. R., Ellenberger, J. L. (2008). Pillar Strength and Design Methodology for Stone Mines. *Proceedings of the 27th international conference on ground control in mining*. Morgantown WV: West Virginia University.

۱۴. اسماعیلیان، ع.، خدادادی کریم وند، م. (۱۳۸۸). کنترل صدا در سیستم های تهویه. اولین همایش ملی تهویه صنعتی و بهداشتی. دانشگاه صنعتی شریف.

15. Careddu, N., Siotto, G., Tuveri, A. (2014). Evolution of a marble quarry: from open cast to underground exploitation. *Global Stone Congress* (2010).

16. Elmo, D., Stead, D. (2010). An integrated numerical modelling–discrete fracture network approach applied to the characterisation of rock mass strength of naturally fractured pillars. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. (2010). 43, (pp. 3–19).

۱۷. مدنی، ح. (۱۳۹۰). خدمات فنی تونلسازی در گذشته و حال. نخستین همایش آسیایی و نهمین همایش ملی تونل «فضاهای زیرزمینی برای توسعه ی پایدار».

18. Esterhuizen, G. S., Dolinar, D. R., Ellenberger, J. L. (2011). Pillar strength in underground stone mines in the United States. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*. 48 (2011), (pp. 42–50).

19. Yang, H. S., Kim, W. B., Ali, M. (2012). Performance of pillar design in underground stone mines that include discontinuities. *Geosystem Engineering*, 15:3, (pp. 187-194).

20. Ferrero, A. M., Migliazza, M., Segalini, A., Gulli, D. (2013). In situ stress measurements interpretations in large underground marble quarry by 3D modeling. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 60 (2013) (pp. 103–113).

۲۱. غلام نژاد، ج.، پوزش، ع. (۱۳۹۲). تحلیل پایداری کارگاه استخراج زیرزمینی با استفاده از روش عددی در معدن اتاق و پایه دهبید. اولین کنفرانس ملی مهندسی ژئوتکنیک ایران. دانشکده فنی و مهندسی دانشگاه محقق اردبیلی.

۲۲. الهی، ا. (۱۳۹۳). طراحی تهویه معادن زیرزمینی به روش دستی (مطالعه موردی معدن زغالسنگ تخت). پنجمین کنفرانس مهندسی معدن. تهران.

۲۳. عبداللهی، ر.، دانش، ش.، امیراحمدی، ح. (۱۳۹۳). روش نوین طراحی سیستم روشنایی تونل با رویکرد کاهش پدیده ی حفره سیاه. دومین همایش بین المللی روشنایی و نورپردازی ایران. هتل المپیک تهران.

۲۴. باقرپور، ر.، کوپی علیپور، م.، یاراحمدی، ر. (۱۳۹۳). بررسی راهکارهای نوین کنترل گرد و خاک در معادن زیرزمینی. پنجمین کنفرانس مهندسی معدن. تهران.

25. Aksenov, V. V., Lavrikov, S. V., Revuzhenko, A. F. (2014). Numerical modeling of deformation processes in rock pillars. *Mechanics and Materials* Vol 682 (2014), (pp. 202-205).

26. Kun, M. (2014). Evaluation and applications of empirical approaches and numerical modeling of an underground limestone quarry with room and pillar design. *Journal of Mining Science*, 2014, Vol. 50, No. 1, (pp. 126–136).

۲۷. تیموری، ا.، سالاروندیان، ف.، زیاری، ک. (۱۳۹۳). ردپای اکولوژیک گاز کربن دی اکسید سوخت های فسیلی شهر شیراز. فصلنامه تحقیقاتی جغرافیایی. سال ۲۹. شماره اول. شماره پیاپی ۱۱۲. ص ۱۹۳ تا ۲۰۴.

۲۸. ترکان، م.، لقایی، م.، باغبانان، ع.، لک، م. (۱۳۹۳). مقایسه ی پایداری حفره های طبیعی زیرزمینی به روش های معادل پیوسته و ناپیوسته. هشتمین کنگره ملی مهندسی عمران. دانشکده مهندسی عمران دانشگاه صنعتی انوشیروان بابل.

۲۹. مالکی، ص.، سرشکی، ف.، الهی، ا. (۱۳۹۶). طراحی سیستم تهویه معادن زیرزمینی زغالسنگ به روش دستی (مطالعه موردی معدن زغالسنگ رزمجاغربی). کنفرانس ملی مهندسی مواد، متالوژی و معدن ایران. دانشگاه شهید چمران اهواز.

30. Duriš, L., Šnupárek, R. (2017). Numerical Analysis of the Stability of Lignite Pillars. Symposium of the International Society for Rock Mechanics, Procedia Engineering 191 (2017), (pp. 310 – 316).

31. Wu, H., Wu, P., Chen, Y. (2017). Extraction technology and pillar design analysis of End-Wall mining system in China. International Journal of Mining Science (IJMS), Volume 3, Issue 4, 2017, (pp. 1-9).

۳۲. سلیمانی، ش.، دهقان، س. (۱۳۹۷). طراحی سیستم تهویه معدن سرب و روی عمارت. دومین کنگره ی بین المللی علوم و مهندسی. هامبورگ آلمان.

33. Jessu, K. V., Spearing, A. J. S., Sharifzadeh, M. (2018). A parametric study of blast damage on hard rock pillar strength. Energies 2018, 11, 1901.

۳۴. میکائیل، ر.، عطایی، م.، سبزی، و.، جعفرپور، ا. (۱۳۹۸). پیش بینی برق دستگاه برش اره زنجیری برای سنگ ساختمانی با روش فازی چند متغیره. نشریه مهندسی منابع معدنی. دوره پنجم. شماره ۱. ص ۵۹ تا ۷۵.

35. Park, D. and R.L. Michalowski. (2019). Roof stability in deep rock tunnels. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2019. P:124.

۳۶. خلیلی زاده، ن.، ارومیه ای، ع.، اسپهبد، م.، دانشورفضلی، د. (۱۳۹۹). ارزیابی و مقایسه ی خواص مهندسی سنگ تراورتن معادن آذرشهر و فیروزکوه به عنوان معادن سنگ ساختمانی. سی و نهمین کنگره ی ملی و چهارمین کنگره ی بین المللی علوم زمین.

37. Newman, C., D. Newman, and R. Dupuy. (2020). Development of a multiple level underground limestone mine from geology through mine planning. International Journal of Mining Science and Technology, 2020. p. 63-67.

38. Wang, M. and M. Cai. (2021). *Numerical modeling of time-dependent spalling of rock pillars*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2021. P:141.

۳۹. عطایی، م. (۱۳۹۵). روش های خودنگهدار در معدنکاری زیرزمینی، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود، شاهرود- ایران.

۴۰. منجزی.(۱۳۹۱). تعیین الگو بهینه حفاری و اجرای سیستم نگهداری تونل در سنگ های ضعیف (مطالعه موردی). نشریه مهندسی معدن.

۴۱. دفتر نظام فنی اجرایی معاونت برنامه ریزی و نظارت راهبردی رییس جمهور. (۱۳۸۸). دستورالعمل ترابری در معادن.

۴۲. سیدعلیزاده گنجی، س، م.، الماسی، ن. (۱۳۸۸). بارگیری و باربری در معادن. انتشارات دانشگاه لرستان.

۴۳. مدنی، ح. (۱۳۹۷). خدمات فنی در معادن. انتشارات دانشگاه صنعتی امیرکبیر- ایران.

۴۴. مدنی، ح. (۱۳۸۹). تهویه در معادن. مرکز نشر دانشگاهی. چاپ هفتم.

۴۵. گودمن، ر. (۱۴۰۰). مقدمه ای بر مکانیک سنگ. انتشارات نوآور.

۴۶. ابره، ب.، کرمی، م.، فرامرزی، ل. (۱۳۹۵). آموزش کاربردی نرم افزار *FLAC3D V.4,5. 2 ed.*. جهاد دانشگاهی دانشگاه صنعتی اصفهان.

۴۷. استریتز، وایلی. (۱۳۹۸). مکانیک سیالات. انتظاری، ع. انتشارات نوپردازان.

۴۸. انجمن تونل ایران. (۱۳۹۱). تونل. شماره ۱۹.

سوستا

پیوست الف – اطلاعات گمانه‌های اکتشافی

جدول ۱- اطلاعات گمانه‌های اکتشافی در معدن سنگ ساختمانی کپیول

ردیف	گمانه	عمق (متر)		مواد دربرگیرنده	مختصات (متر)		
		از	تا		x	y	z
۱	BTW3	۰	۲۶	شن سیلت دار	۴۴۲۶۱۴	۳۷۴۹۷۵۰	۱۹۱۳
		۲۶	۳۵	کنگومرای بسیار سست			
		۳۵	۴۸	کنگومرای سست			
		۴۸	۵۰	کنگومرا با مارن			
		۵۰	۵۷	مارن			
۲	BTW4	۰	۳۹	کنگومرای بسیار سست	۴۴۲۵۳۷	۳۷۴۹۷۲۷	۱۹۰۴
		۳۹	۴۷	کنگومرا با مارن			
		۴۷	۵۵	مارن			
۳	BTW5	۰	۱۵	شن سیلت دار	۴۴۲۶۴۸	۳۷۴۹۶۶۱	۱۹۱۶
		۱۵	۴۷	کنگومرای بسیار سست			
		۴۷	۵۷	کنگومرای سست			
		۵۷	۵۸	آهک مارنی			
		۵۸	۶۴/۵	تراورتن			
		۶۴/۵	۷۰	مارن			
۴	BTW6	۰	۳۲	شن سیلت دار	۴۴۲۳۸۶	۳۷۴۹۵۴۲	۱۸۸۹
		۳۲	۳۳/۲	تراورتن			
		۳۳/۲	۴۲/۴	کنگومرا			
		۴۲,۴	۴۳	رس فشرده			
		۴۳	۴۶	رس فشرده با کنگومرا			
		۴۶	۴۹	رس فشرده			
		۴۹	۴۹/۵	مارن			
		۴۹/۵	۵۰	رس فشرده			
		۵۰	۵۱	کنگومرا			
		۵۱	۵۲	رس فشرده			
		۵۲	۵۷	کنگومرا			
		۵۷	۶۰	مارن			
۵	BTW7	۰	۴۰	آبرفت درشت دانه	۴۵۲۵۳۰	۳۷۴۹۶۰۳	۱۹۰۰
		۴۰	۴۵	کنگومرای سست			

			تراورتن	۵۰	۴۵		
			مارن	۶۰	۵۰		
۱۸۸۴	۳۷۴۹۳۵۱	۴۴۲۶۰۲	شن سیلت دار	۲۰	۰	BTW8	۶
			کنگومرا با مارن	۷۰	۲۰		
۱۸۹۷	۳۷۴۹۴۶۳	۴۴۲۵۷۰	شن سیلت دار	۵۰	۰	BTW9	۷
			کنگومرا	۷۵	۵۰		
۱۹۰۵	۳۷۴۹۶۷۷	۴۴۲۶۱۵	شن سیلت دار	۲۱	۰	BTW14	۸
			کنگومرای بسیار سست	۴۳	۲۱		
			کنگومرا	۴۹	۴۳		
			کنگومرا با مارن	۵۳	۴۹		

پیوست ب – نمونه‌ی دستورهای مدل

دستورهای مدل با عرض اتاق ۱۳ متر و عرض پایه‌ی ۴ متر

new

pl zone

;;; kaf ;;;

gen zone b p0 40 40 0 p1 390 40 0 p2 40 290 0 p3 40 40 20 size 350 250 20
gr marn

gen zone b p0 0 0 0 p1 430 0 0 p2 40 40 0 p3 0 0 20 p4 390 40 0 p5 40 40
20 p6 430 0 20 p7 390 40 20 size 350 40 20 gr marn

gen zone b p0 0 0 0 p1 40 40 0 p2 0 330 0 p3 0 0 20 p4 40 290 0 p5 0 330
20 p6 40 40 20 p7 40 290 20 size 40 250 20 gr marn

gen zone b p0 40 290 0 p1 390 290 0 p2 0 330 0 p3 40 290 20 p4 430 330 0
p5 0 330 20 p6 390 290 20 p7 430 330 20 size 350 40 20 gr marn

gen zone b p0 390 40 0 p1 430 0 0 p2 390 290 0 p3 390 40 20 p4 430 330 0
p5 390 290 20 p6 430 0 20 p7 430 330 20 size 40 250 20 gr marn

;;; kansar ;;;

gen zone b p0 40 40 20 p1 390 40 20 p2 40 290 20 p3 40 40 26 size 350
250 6 gr travertan

gen zone b p0 0 0 20 p1 430 0 20 p2 40 40 20 p3 0 0 26 p4 390 40 20 p5 40
40 26 p6 430 0 26 p7 390 40 26 size 350 40 6 gr tra

gen zone b p0 0 0 20 p1 40 40 20 p2 0 330 20 p3 0 0 26 p4 40 290 20 p5 0
330 26 p6 40 40 26 p7 40 290 26 size 40 250 6 gr tra

gen zone b p0 40 290 20 p1 390 290 20 p2 0 330 20 p3 40 290 26 p4 430
330 20 p5 0 330 26 p6 390 290 26 p7 430 330 26 size 350 40 6 gr tra

gen zone b p0 390 40 20 p1 430 0 20 p2 390 290 20 p3 390 40 26 p4 430
330 20 p5 390 290 26 p6 430 0 26 p7 430 330 26 size 40 250 6 gr tra

;;; kongolomera ;;;

gen zone b p0 40 40 26 p1 390 40 26 p2 40 290 26 p3 40 40 32 size 350
250 6 gr kongolomera

gen zone b p0 0 0 26 p1 430 0 26 p2 40 40 26 p3 0 0 32 p4 390 40 26 p5 40
40 32 p6 430 0 32 p7 390 40 32 size 350 40 6 gr kongolomera

gen zone b p0 0 0 26 p1 40 40 26 p2 0 330 26 p3 0 0 32 p4 40 290 26 p5 0
330 32 p6 40 40 32 p7 40 290 32 size 40 250 6 gr kongolomera

gen zone b p0 40 290 26 p1 390 290 26 p2 0 330 26 p3 40 290 32 p4 430
330 26 p5 0 330 32 p6 390 290 32 p7 430 330 32 size 350 40 6 gr
kongolomera

gen zone b p0 390 40 26 p1 430 0 26 p2 390 290 26 p3 390 40 32 p4 430
330 26 p5 390 290 32 p6 430 0 32 p7 430 330 32 size 40 250 6 gr
kongolomera

;;; roobareh ;;;

gen zone b p0 40 40 32 p1 390 40 32 p2 40 290 32 p3 40 40 56 size 350
250 24 gr roobareh

gen zone b p0 0 0 32 p1 430 0 32 p2 40 40 32 p3 0 0 56 p4 390 40 32 p5 40
40 56 p6 430 0 56 p7 390 40 56 size 350 40 24 gr roobareh

gen zone b p0 0 0 32 p1 40 40 32 p2 0 330 32 p3 0 0 56 p4 40 290 32 p5 0
330 56 p6 40 40 56 p7 40 290 56 size 40 250 24 gr roobareh

gen zone b p0 40 290 32 p1 390 290 32 p2 0 330 32 p3 40 290 56 p4 430
330 32 p5 0 330 56 p6 390 290 56 p7 430 330 56 size 350 40 24 gr
roobareh

gen zone b p0 390 40 32 p1 430 0 32 p2 390 290 32 p3 390 40 56 p4 430
330 32 p5 390 290 56 p6 430 0 56 p7 430 330 56 size 40 250 24 gr
roobareh

attach face

;;; model mech ;;;

model mech mohr

property bulk 18e9 cohesion 0.75e6 density 2432 friction 37 shear 9e9
range gr marn

property bulk 36e9 cohesion 5.2e6 density 2526 friction 39 shear 13.5e9
range gr travertan

property bulk 36e9 cohesion 5.2e6 density 2526 friction 39 shear 13.5e9
range gr tra

property bulk 19e9 cohesion 3.5e6 density 2537 friction 46 shear 9.5e9
range gr kongolomera

property bulk 3e9 cohesion 0.03e6 density 1910 friction 23 shear 1.2e9
range gr roobareh

ini density 2432 range gr marn

ini density 2526 range gr travertan

ini density 2526 range gr tra

ini density 2537 range gr kongolomera

ini density 1910 range gr roobareh

;;; boundary conditions ;;;

fix x range x -0.1 0.1 any x 429.9 430.1 any

fix y range y -0.1 0.1 any y 329.9 330.1 any

fix x y z range z -0.1 0.1

apply szz -573e3 range z 55.9 56.1

;;; primery conditions ;;;

set gravity 0 0 -10

ini szz -1823e3 grad 0 0 24320 range z 0 20
ini szz -134e4 grad 0 0 25260 range z 20 26
ini szz -1184e3 grad 0 0 25370 range z 26 32
ini szz -1032e3 grad 0 0 19100 range z 32 56

ini sxx -2735e3 grad 0 0 24320 range z 0 20
ini sxx -201e4 grad 0 0 25260 range z 20 26
ini sxx -1776e3 grad 0 0 25370 range z 26 32
ini sxx -1548e3 grad 0 0 19100 range z 32 56

ini syy -2735e3 grad 0 0 24320 range z 0 20
ini syy -201e4 grad 0 0 25260 range z 20 26
ini syy -1776e3 grad 0 0 25370 range z 26 32
ini syy -1548e3 grad 0 0 19100 range z 32 56

solve

save balance134.f3sav

ini xdisp 0 ydisp 0 zdisp 0

ini xvel 0 yvel 0 zvel 0

;;; hafari ;;;

model null range x 0 40 y 161 169 z 20 26

model null range x 40 53 y 40 290 z 20 26

model null range x 57 70 y 40 290 z 20 26

model null range x 74 87 y 40 290 z 20 26

model null range x 91 104 y 40 290 z 20 26
model null range x 108 121 y 40 290 z 20 26
model null range x 125 138 y 40 290 z 20 26
model null range x 142 155 y 40 290 z 20 26
model null range x 159 172 y 40 290 z 20 26
model null range x 176 189 y 40 290 z 20 26
model null range x 193 206 y 40 290 z 20 26
model null range x 210 223 y 40 290 z 20 26
model null range x 227 240 y 40 290 z 20 26
model null range x 244 257 y 40 290 z 20 26
model null range x 261 274 y 40 290 z 20 26
model null range x 278 291 y 40 290 z 20 26
model null range x 295 308 y 40 290 z 20 26
model null range x 312 325 y 40 290 z 20 26
model null range x 329 342 y 40 290 z 20 26
model null range x 346 359 y 40 290 z 20 26
model null range x 363 376 y 40 290 z 20 26
model null range x 380 393 y 40 290 z 20 26

model null range x 40 390 y 40 53 z 20 26
model null range x 40 390 y 57 70 z 20 26
model null range x 40 390 y 74 87 z 20 26
model null range x 40 390 y 91 104 z 20 26
model null range x 40 390 y 108 121 z 20 26
model null range x 40 390 y 125 138 z 20 26
model null range x 40 390 y 142 155 z 20 26
model null range x 40 390 y 159 172 z 20 26

model null range x 40 390 y 176 189 z 20 26

model null range x 40 390 y 193 206 z 20 26

model null range x 40 390 y 210 223 z 20 26

model null range x 40 390 y 227 240 z 20 26

model null range x 40 390 y 244 257 z 20 26

model null range x 40 390 y 261 274 z 20 26

model null range x 40 390 y 278 291 z 20 26

his id 1 unbal

solve

save 134.f3sav

پیوست پ – جدول مقادیر جابجایی های حداکثر اتفاق افتاده در مدل های مختلف بر حسب میلی متر

جدول ۲- مقادیر حداکثر جابجایی اتفاق افتاده در مدل های مختلف بر حسب میلی متر

	سقف مدل			پایه ها			کف مدل		
	x	y	z	x	y	z	x	y	z
۱۱*۴	۱	۱	۷/۲۳	۰/۳	۰/۳	۴/۳۵	۰/۲	۰/۲	۱/۵
۱۲*۳	۱۶	۱۶	۲۳۰	۵۱	۵۱	۱۷۰	۰/۷	۰/۷	۲
۱۲*۴	۱/۱	۱/۱	۹/۴	۰/۶	۰/۶	۵	۰/۲	۰/۲	۱/۸
۱۲*۳/۵	۱/۱	۱/۱	۱۵	۱/۵	۱/۵	۸/۲	۰/۲۶	۰/۲۶	۲/۲
۱۳*۴	۱/۲	۱/۲	۱۲	۰/۷	۰/۷	۶	۰/۲۴	۰/۲۴	۲/۲
۱۴*۴	۱/۳	۱/۳	۱۶	۰/۸۵	۰/۸۵	۷/۳	۰/۲۸	۰/۲۸	۲/۷
۱۳*۳/۵	۱/۵	۱/۵	۳۱/۵	۷/۵	۷/۵	۲۳	۰/۳۵	۰/۳۵	۲/۴
۱۴*۳/۵	۴/۳	۴/۳	۸۰	۲۷/۵	۲۷/۵	۷۳/۵	۰/۵	۰/۵	۲/۴
۱۵*۴	۱/۴	۱/۴	۲۲/۵	۱/۸	۱/۸	۱۰/۵	۰/۳۵	۰/۳۵	۳/۱۷
۱۵*۳/۵	۶	۶	۱۰۴/۵	۳۸/۵	۳۸/۵	۱۰۱	۰/۵	۰/۵	۲/۵
۱۶*۳/۵	۸/۵	۸/۵	۱۲۳	۴۶	۴۶	۱۲۰	۰/۵	۰/۵	۲/۵
۱۶*۴	۱/۹۶	۱/۹۶	۴۰/۸	۸/۵	۸/۵	۲۷/۵	۰/۶	۰/۶	۳/۴

Abstract:

Due to the increase in demand and the need to increase production and also the emergence of many problems due to surface mining of building stone mines such as noise pollution, environmental degradation, etc. should be towards the use of underground mining methods. The deposit in question in this research is Kapiol travertine mine in Sarcheshmeh Mahallat mining complex with a reserve of 1.326 million tons, which has an overburden of about 60 meters and an average thickness of 6 meters. In this research, in order to design this mine, numerical methods and FLAC3D software have been used .To do this, first the information required for mine design is collected and then, using experimental formulas, the base numbers to start modeling are obtained. Numerical modeling has been started using these numbers and by examining the results of the implementation of these models, an attempt has been made to achieve the best recovery and safety. In order to achieve the highest possible recovery in different models, an attempt has been made to reduce the dimensions of the stone columns of the mine and increase the dimensions of the rooms. To achieve the required safety in each model, the maximum displacement values are compared with the allowable displacement value of that model. Finally, the model with a base width of 4 meters and a room width of 11 meters has been determined as the final model with a recovery of 92.89%, a ceiling safety factor of 1.66 and a pillar safety factor of 2. Finally, preparation design, equipment and machinery, technical services, ventilation system and operation plan have been done.

Keywords: Numerical modeling, FLAC3D software, underground mining, building stone, room and pillar, environment, technical services, ventilation system, operation plan.



Shahrood University of Technology
Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics Engineering
M.Sc. Thesis in Mining Exploitation Engineering

**The plan for the development and extraction of kapiyol mine stone by
underground mining method**

Sajad soltani chamheidari

Supervisor:
Prof. Mohamad Ataei
Dr. Ramin Rafiee

October 2021