

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

رشته مهندسی معدن گرایش استخراج

پایان نامه کارشناسی ارشد

تعیین ابعاد و شکل مناسب کارگاه‌های استخراجی در روش کندن و پرکردن (مطالعه موردی: معدن سرب و روی انگوران)

نگارنده: رضا محمدی

استاد (اساتید) راهنما

دکتر محمد عطائی

دکتر مهدی نوروزی

بهمن ۱۳۹۸

تعمیر نامه

اینجانب رضا محمدی دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی معدن گرایش استخراج دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه تعیین ابعاد و شکل مناسب کارگاه‌های استخراجی در روش کندن و پرکردن (مطالعه موردی: معدن سرب و روی انگوران) تحت راهنمایی دکتر محمد عطائی و دکتر مهدی نوروزی متعهد می‌شوم.

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

تاریخ

امضای دانشجو

مالکیت نتایج و حق نشر

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

چکیده

روش کندن و پرکردن یکی از انواع روش‌های زیرزمینی استخراج مواد معدنی است. در این روش استخراج پس از استخراج ماده معدنی، حفره ایجاد شده با مواد پرکننده برای نگهداری و جلوگیری از تخریب کارگاه‌ها پر می‌شوند. روش کندن و پرکردن تونلی روشی است که در آن، تونل‌های کناره‌ها برای استخراج مواد معدنی حفر شده و پس از استخراج پر می‌شوند. شکل و اندازه کارگاه‌ها از اهمیت زیادی در بازیابی استخراجی مواد معدنی برخوردار است. شکل قوسی کارگاه تونلی باعث به‌جا ماندن ماده معدنی به صورت استخراج نشده بین دو کارگاه و از دست رفتن ماده معدنی می‌شود. کارگاه با شکل چهار گوش بیشترین بازیابی را در این روش دارد ولی از پایداری کمتری نسبت به کارگاه قوسی برخوردار است. همچنین شکل کارگاه‌های تونلی تاثیر بسزایی در پایداری آن‌ها دارد. مدل سازی عددی از جمله روش‌های مهم در بررسی پایداری فضاهای زیرزمینی می‌باشد. در این پایان نامه با استفاده از نرم افزار FLAC3D شکل و اندازه کارگاه‌های استخراجی در معدن انگوران تعیین گردید. برای زون اکسید سولفید کارگاه با عرض ۵ متر، ارتفاع ۳/۴ متر و مقطع مستطیلی تعیین گردید. برای زون سولفور کارگاه با عرض ۷ متر، ارتفاع ۳/۴ متر و مقطع مستطیلی تعیین گردید.

کلمات کلیدی: روش کندن و پرکردن، کندن و پرکردن تونلی، اندازه و شکل کارگاه، مدل سازی عددی

فهرست مطالب

فصل اول: کلیات ۱

۱-۱ مقدمه ۲

۲-۱ تعریف مسأله ۳

۳-۱ ضرورت انجام تحقیق ۵

۴-۱ روش تحقیق ۵

۵-۱ ساختار پایان نامه ۶

فصل دوم: مروری بر پیشینه مطالعات ۷

۱-۲ مقدمه ۸

۲-۲ روش کندن و پرکردن ۸

۳-۲ انواع روش کندن و پرکردن ۱۰

۱-۳-۲ روش کندن و پرکردن روبه بالا ۱۰

۱-۳-۲-۱ روش استخراج سینه کاری ۱۰

۲-۳-۲-۱ روش کارگاه با پایه‌های تصادفی ۱۱

۳-۳-۲-۱ کارگاه تونلی در داخل ماده معدنی ۱۲

۱۵ ۴-۱-۳-۲ استخراج سقفی
۱۵ Avoca روش استخراج ۵-۱-۳-۲
۱۷ ۲-۳-۲ کندن و پرکردن رو به پایین
۱۸ ۴-۲ ابعاد کارگاه استخراج
۱۹ ۵-۲ پارامترهای طراحی تونل و کارگاه های استخراجی
۲۱ ۶-۲ شکل تونل و پایدارترین حالت در وضعیت های مختلف
۳۰ ۷-۲ جمع بندی
۳۱ فصل سوم: معرفی منطقه مورد مطالعه
۳۲ ۱-۳ مقدمه
۳۲ ۲-۳ موقعیت جغرافیایی معدن سرب و روی انگوران
۳۴ ۳-۳ زمین شناسی عمومی منطقه انگوران
۳۵ ۱-۳-۳ واحدهای سنگی موجود در منطقه انگوران
۳۵ ۱-۱-۳-۳ سنگهای دگرگونی
۳۵ ۲-۱-۳-۳ توده های نفوذی
۳۶ ۳-۱-۳-۳ سنگهای رسوبی
۳۶ ۲-۳-۳ لیتولوژی عمده معدن انگوران
۳۶ ۱-۲-۳-۳ زون سولفور
۳۹ ۲-۲-۳-۳ زون کربناته
۴۰ ۳-۲-۳-۳ زون مخلوط سولفور و کربنات

- ۴۰ ۴-۲-۳-۳ زون آهکی کمربالا(باطله)
- ۴۱ ۵-۲-۳-۳ شیستهای کمربالین (باطله)
- ۴۲ ۴-۳ تاریخچه معدنکاری در معدن انگوران
- ۴۴ ۵-۳ شکل هندسی و منطقه بندی کانسار انگوران
- ۴۵ ۶-۳ استخراج
- ۴۶ ۱-۶-۳ استخراج روباز
- ۴۸ ۲-۶-۳ استخراج زیرزمینی
- ۴۸ ۱-۱-۶-۳ انتخاب نوع روش کندن و پرکردن
- ۴۹ ۲-۲-۶-۳ طراحی ترازهای استخراجی
- ۵۰ ۱-۲-۶-۳ آماده سازی
- ۵۲ ۲-۲-۶-۳ تراز استخراجی ۲۷۴۱
- ۵۳ ۶-۲-۲-۶-۳ الف اندازه و شکل مقطع کارگاه ها
- ۵۳ ۲-۶-۶-۳ ب استخراج کارگاه ها
- ۵۴ ۶-۳ تعیین خصوصیات توده سنگ ماده معدنی بخش زیرزمینی معدن انگوران
- ۵۸ ۷-۳ جمع بندی
- ۵۹ **فصل چهارم: مدل سازی عددی**
- ۶۰ ۱-۴ مقدمه
- ۶۰ ۲-۴ معرفی نرم افزار
- ۶۰ ۱-۲-۴ نرم افزار FLAC3D

۶۱FLAC3D	۲-۲-۴
۶۱ساخت مدل هندسی	۱-۲-۲-۴
۶۱اعمال مدل رفتاری مناسب	۲-۲-۲-۴
۶۱اعمال شرایط مرزی	۳-۲-۲-۴
۶۲تعالد اولیه	۳-۲-۲-۴
۶۲عملیات اجرایی	۴-۲-۲-۴
۶۲مدل سازی	۳-۴
۶۲انتخاب محدوده مناسب	۱-۳-۴
۶۸تعیین مدل رفتاری	۲-۳-۴
۶۸مدل تهی	۱-۲-۳-۴
۶۸مدل رفتاری الاستیک	۲-۲-۳-۴
۶۸مدل رفتاری پلاستیک	۳-۲-۳-۴
۶۹تعیین خواص توده سنگ ورودی مدل رفتاری	۳-۳-۴
۷۱معیار شکست	۴-۳-۴
۷۴اعمال شرایط مرزی	۴-۳-۴
۷۴اعمال تنش روباره	۵-۳-۴
۷۵مدل شماره ۱	۶-۳-۴
۷۵تعالد اولیه	۱-۶-۳-۴
۷۶حفاری در مدل	۲-۶-۳-۴
۷۹نصب متر همگرایی	۳-۶-۳-۴
۸۶اعتبارسنجی مدل	۴-۶-۳-۴
۹۲مدل شماره ۲	۷-۳-۴

- ۹۲.....۱-۷-۳-۴ تعادل اولیه.....
- ۹۳.....۲-۷-۳-۴ حفاری در مدل قبل از نصب مترهمگرایی.....
- ۹۴.....۳-۷-۳-۴: حفاری در مدل بعد از نصب مترهمگرایی.....
- ۹۷.....۴-۷-۳-۴ اعتبار سنجی.....
- ۹۹.....۸-۳-۴ مدل شماره ۳.....
- ۹۹.....۱-۳-۸-۴ تعادل اولیه.....
- ۱۰۰.....۲-۷-۳-۴ حفاری در مدل قبل از نصب مترهمگرایی.....
- ۱۰۲.....۳-۸-۳-۴ حفاری در مدل بعد از نصب مترهمگرایی.....
- ۱۰۴.....۴-۸-۳-۴ اعتبار سنجی.....
- ۱۰۵.....۹-۳-۴ انتخاب مدل مناسب.....
- ۱۰۶.....۴-۴ تعیین شکل و اندازه مناسب کارگاههای استخراجی.....
- ۱۰۷.....۱-۴-۴ شکل کارگاه استخراجی.....
- ۱۱۰.....۲-۴-۴ تعیین اندازه مقطع کارگاه.....
- ۱۱۲.....۵-۴ سناریوهای استخراج کارگاهها.....
- ۱۱۳.....۱-۵-۴ سناریوهای مورد بررسی.....
- ۱۱۵.....۲-۵-۴ بررسی سناریو شماره ۱.....
- ۱۲۴.....۳-۵-۴ بررسی سناریو شماره ۲.....
- ۱۲۴.....۱-۳-۵-۴ بررسی سناریو شماره ۲ در زون اکسید-سولفید.....
- ۱۲۵.....۱-۳-۵-۴ الف کارگاه با عرض ۵ متر.....
- ۱۳۰.....۲-۳-۵-۴ بررسی سناریو شماره ۲ در زون سولفید.....
- ۱۳۰.....۲-۳-۵-۴ الف کارگاه با عرض ۵ متر.....
- ۱۳۵.....۲-۳-۵-۴ ب کارگاه با عرض ۶ متر.....

۱۳۹.....۴-۵-۳-۲ ج کارگاه با عرض ۷ متر.....

۱۴۴.....۴-۵-۳-۲ د کارگاه با عرض ۸ متر.....

۱۴۸.....۴-۶ جمع بندی.....

۱۵۱..... فصل پنجم: نتیجه گیری و پیشنهادات.....

۱۵۲.....۵-۱ نتیجه گیری.....

۱۵۳.....۵-۲ پیشنهادات.....

۱۵۵..... منابع.....

فهرست شکل ها

- شکل ۱-۲: شکل شماتیک روش استخراج سینه کاری ۱۱
- شکل ۲-۲: روش کندن و پرکردن با کارگاه‌های تونلی در داخل ماده معدنی ۱۳
- شکل ۲-۳: نمونه‌ای از کندن و پرکردن تونلی بالا رو ۱۴
- شکل ۲-۴: نمونه‌ای از روش کندن و پرکردن تونلی پایین رو ۱۴
- شکل ۲-۵: هندسه مختلف کارگاه در روش کندن و پرکردن تونلی ۱۵
- شکل ۲-۶: معدنکاری طولی همراه با پرکردن ۱۶
- شکل ۲-۷: ترتیب استخراج برشها در روش استخراج Avoca ۱۷
- شکل ۲-۸: پارامترهای طراحی کندن و پرکردن زیر برشی (روبه پایین) ۱۹
- شکل ۲-۹: کنتور مقاومت توده سنگ اطراف شکل‌های مختلف تونل حفر شده بعد از ایجاد تونل ۲۲
- شکل ۲-۱۰: کنتور تنش قبل و بعد از حفاری اطراف مرز شکل‌های مختلف تونل ۲۳
- شکل ۲-۱۱: نمایش جهت بردارهای افقی جابه‌جایی در کنار دیوارهای تونل دایره‌ای ۲۴
- شکل ۲-۱۲: محدوده زون تسلیم اطراف توده سنگ در شکل‌های مختلف تونل ۲۴
- شکل ۲-۱۳: تنش برشی گسترش یافته متناظر با عرض اتاق ۲۰ متر و ارتفاع اتاق (a) ۱۵ متر (b) ۳۰ متر (c) ۴۵ متر ۲۵
- شکل ۲-۱۴: تغییرات نسبت همگرایی دیواره (WCR) با عرض و ارتفاع مختلف کارگاه ۲۶
- شکل ۲-۱۵: مدل تونل طاقی شکل با عرض ۴ متر و شعاع قوس مختلف (شعاع قوس تونل بر حسب متر ۲۷
- شکل ۲-۱۶: میزان جابه‌جایی و نشست سطح زمین در تونل مدل شده با شعاع قوس ۲ متر ۲۷
- شکل ۲-۱۷: دیاگرام نرمال شده نشان دهنده نسبت نشست زمین برای شعاع تونل های مختلف ۲۸
- شکل ۲-۱۸: دیاگرام نرمال شده نشان دهنده جابه‌جایی سقف تونل برای شعاع تونلهای مختلف ۲۸
- شکل ۲-۱۹: دیاگرام نرمال شده نشان دهنده نقاط تسلیم اطراف تونل برای شعاع تونلهای مختلف ۲۸
- شکل ۳-۱: موقیت جغرافیایی و راه دسترسی به معدن سرب و روی انگوران ۳۳

- شکل ۳-۲: نقشه زمین شناسی انگوران (اقتباس از نقشه یک صد هزار تخت سلیمان (سازمان زمین شناسی کشور))
Error! Bookmark not defined......
- شکل ۳-۳: ماده معدنی سولفور در قسمت روباز معدن سرب و روی انگوران بعد از عملیات آتشفشانی..... ۳۸
- شکل ۳-۴: بافت برشی موجود در زون سولفور که در آن قطعات کربناته و شیستی زاویه دار به وسیله اسفالریت قهوه‌ای
سیمانی شده اند و در یک زمینه سیلیسی ریز دانه قرار گرفته اند (مقیاس برابر ۱ سانتی متر)..... ۳۸
- شکل ۳-۵: ماده معدن کربناته سخت و سولفور..... ۴۰
- شکل ۳-۶: مقطع شمالی جنوبی توده سنگ معدن انگوران..... ۴۲
- شکل ۳-۷: شکل هندسی کانسار انگوران تهیه شده در نرم افزار DATA MINE..... ۴۵
- شکل ۳-۸: طرح نهایی محدوده روباز معدن انگوران..... ۴۷
- شکل ۳-۹: نقشه پهنه بندی معدن بر اساس اطلاعات ژئومکانیکی..... ۴۷
- شکل ۳-۱۰: بازکننده‌های اصلی بخش زیرزمینی معدن سرب و روی انگوران..... ۵۱
- شکل ۳-۱۱: مشخصات تونل بازکننده اصلی افق ۲۷۰۰..... ۵۱
- شکل ۳-۱۲: نمای کلی از جانمایی کارگاه‌ها در تراز ۲۷۴۱ (دید از بالا)..... ۵۲
- شکل ۳-۱۳: اندازه و شکل کارگاه‌ها الف: گالری اصلی ب: کارگاه کراس کات ج: کارگاه اصلی..... ۵۳
- شکل ۳-۱۴: نحوه استخراج و جاگذاری کارگاه استخراج نشده به عنوان پایه نگهدارنده کارگاه مجاور در معدن انگوران
..... ۵۴
- شکل ۳-۱۵: نمودار RMR و زمان پایداری (بارتون و بنیاوسکی ۲۰۰۸)..... ۵۷
- شکل ۴-۱: محدوده مشخص شده برای مدل سازی در پلن اصلی تراز ۲۷۴۱ (دید از بالا)..... ۶۳
- شکل ۴-۲: محدوده انتخاب شده برای مدلسازی در پلن استخراجی (دید از بالا)..... ۶۴
- شکل ۴-۳: مدل دوبعدی ساخته شده در نرم افزار Phase2 (دید از روبرو)..... ۶۵
- شکل ۴-۴: مدل دوبعدی ساخته شده در نرم افزار Phase2 (دید از روبرو)..... ۶۶
- شکل ۴-۵: المان بندی مدل در نرم افزار Phase2 (دید از روبرو)..... ۶۶
- شکل ۴-۶: مدل سه بعدی نمایش داده شده در نرم افزار FLAC3D..... ۶۷
- شکل ۴-۷: نمایش زون سولفید و اکسید-سولفید در مدل سه بعدی در نرم افزار FLAC3D..... ۶۷
- شکل ۴-۷: فیکس شدگی مرزهای مدل در نرم افزار FLAC3D..... ۷۴
- شکل ۴-۸: نمودار نشان دهنده نیروهای نامتعادل کننده و کانتور تنش قائم پس از تعادل اولیه در مدل شماره ۱..... ۷۶

- شکل ۴-۹: نمونه ای از مترهمگرایی سنج دیجیتال..... ۸۰
- شکل ۴-۱۰: نمونه ای از نحوه نصب مترهمگرایی سنج بین دو نقطه از تونل..... ۸۰
- شکل ۴-۱۱: نحوه نصب مترهمگرایی در کارگاه S4107W..... ۸۱
- شکل ۴-۱۲: کنتور جابه‌جایی در مدل شماره ۱ پس از حفاری کارگاه ها قبل از نصب مترهمگرایی..... ۸۲
- شکل ۴-۱۳: تاریخچه جابه‌جایی سقف مدل شماره ۱ در محل نصب پین سقف در حفاری قبل از نصب مترهمگرایی سنج..... ۸۲
- شکل ۴-۱۴: کنتور جابه‌جایی مدل شماره ۱ در حفاری‌های انجام شده بعد از نصب مترهمگرایی..... ۸۳
- شکل ۴-۱۵: برش مدل شماره ۱۰ در محل نصب مترهمگرایی و جابه‌جایی ایجاد شده در حفاری بعد از نصب مترهمگرایی..... ۸۴
- شکل ۴-۱۶: تاریخچه جابه‌جایی کلی نقطه نصب پین سقف در حفاری بعد از نصب مترهمگرایی سنج در مدل شماره ۱..... ۸۴
- شکل ۴-۱۷: کانتور تنش قائم اطراف کارگاه واقع در زون اکسید-سولفید مدل شماره ۱..... ۸۵
- شکل ۴-۱۸: کانتور تنش قائم اطراف کارگاه واقع در زون سولفید مدل شماره ۱..... ۸۵
- شکل ۴-۱۹: تجزیه بردارهای جابه‌جایی بر روی اضلاع مثلث تشکیل شده..... ۸۶
- شکل ۴-۲۰: جابه‌جایی مطلق سقف در محل نصب پین سقف در هر تاریخ برداشت مترهمگرایی سنج..... ۸۸
- شکل ۴-۲۱: نمودار جابه‌جایی مطلق سقف در محل نصب پین سقف مترهمگرایی سنج..... ۸۹
- شکل ۴-۲۲: جابه‌جایی سقف مدل شماره ۱ در محل نصب پین مترهمگرایی سنج..... ۹۰
- شکل ۴-۲۳: مقایسه جابه‌جایی‌های پین سقف در مدل شماره ۱ و داده‌های برداشت شده از مترهمگرایی سنج..... ۹۱
- شکل ۴-۲۴: نمودار نیروهای نامتعادل کننده و کانتور تنش قائم پس از تعادل اولیه در مدل شماره ۲..... ۹۳
- شکل ۴-۲۵: کانتور جابه‌جابه‌جایی در مدل شماره ۲ قبل از نصب مترهمگرایی سنج..... ۹۳
- شکل ۴-۲۶: تاریخچه جابه‌جایی مدل شماره ۲ در محل نصب پین سقف قبل از نصب مترهمگرایی سنج..... ۹۴
- شکل ۴-۲۷: کانتور جابه‌جایی در مدل شماره ۲ پس از حفاری بعد از نصب مترهمگرایی..... ۹۴
- شکل ۴-۲۸: کنتور جابه‌جایی مدل شماره ۲ در محل نصب مترهمگرایی سنج..... ۹۵
- شکل ۴-۲۹: نمودار تاریخچه جابه‌جایی کلی سقف در محل پین سقف در مدل شماره ۲..... ۹۶
- شکل ۴-۳۰: کانتور تنش قائم اطراف کارگاه واقع در زون اکسید-سولفید در مدل شماره ۲..... ۹۶

- شکل ۴-۳۱: کانتور تنش قائم در اطراف کارگاه زون سولفیدی در مدل شماره ۲..... ۹۷
- شکل ۴-۳۲: جابه‌جایی مدل شماره ۲ در محل نصب پین سقف..... ۹۸
- شکل ۴-۳۳: مقایسه جابه‌جایی‌های پین سقف در مدل شماره ۲ و داده‌های برداشت شده از مترهمگرایی سنج..... ۹۸
- شکل ۴-۳۴: نمودار نیروهای نامتعادل کننده و کانتور تنش‌های قائم در مدل شماره ۳..... ۱۰۰
- شکل ۴-۳۵: کانتور جابه‌جایی در مدل شماره ۳ پس از انجام حفاری قبل از نصب مترهمگرایی سنج..... ۱۰۱
- شکل ۴-۳۶: تاریخچه جابه‌جایی مدل شماره ۳ در محل نصب پین سقف قبل از نصب مترهمگرایی سنج..... ۱۰۱
- شکل ۴-۳۷: جابه‌جایی در مدل شماره ۳ بعد از نصب مترهمگرایی سنج..... ۱۰۲
- شکل ۴-۳۸: جابه‌جایی در مدل در محل نصب پین سقف در حفاری بعد از نصب مترهمگرایی سنج..... ۱۰۲
- شکل ۴-۳۹: نمودار تاریخچه جابه‌جایی کلی سقف در محل نصب پین سقف در مدل شماره ۳..... ۱۰۳
- شکل ۴-۴۰: کانتور تنش قائم در اطراف کارگاه‌های زون سولفید در مدل شماره ۳..... ۱۰۳
- شکل ۴-۴۱: جابه‌جایی مدل شماره ۳ در محل نصب پین سقف..... ۱۰۴
- شکل ۴-۴۲: مقایسه جابه‌جایی سقف در محل نصب پین در مدل شماره ۳ و مترهمگرایی سنج..... ۱۰۵
- شکل ۴-۴۳: نمونه شماتیک از کارگاه‌های استخراج تونلی..... ۱۰۶
- شکل ۴-۴۴: هندسه کارگاه‌های استخراجی در روش کندن و پرکردن تونلی..... ۱۰۸
- شکل ۴-۴۵: شکل قوسی کارگاه استخراجی و تاثیر آن بر بازیابی استخراج ماده معدنی..... ۱۰۸
- شکل ۴-۴۶: سطح مقطع ماده معدنی باقی مانده بین دو کارگاه قوسی..... ۱۰۹
- شکل ۴-۴۷: شکل شماتیک لودر (LHD) فعال در کارگاه و ابعاد دستگاه..... ۱۱۱
- شکل ۴-۴۸: روند تعیین اندازه و شکل کارگاه مناسب در سناریو ۲..... ۱۱۴
- شکل ۴-۴۹: کانتور تنش عمودی در اطراف کارگاه‌های زون اکسید-سولفید..... ۱۱۶
- شکل ۴-۵۰: کانتور تنش عمودی در اطراف کارگاه‌های زون سولفید..... ۱۱۶
- شکل ۴-۵۱: کانتور تنش عمودی در داخل گالری اصلی..... ۱۱۷
- شکل ۴-۵۲: کانتور جابه‌جایی مدل در اطراف کارگاه‌های زون اکسید-سولفید..... ۱۱۷
- شکل ۴-۵۳: کانتور جابه‌جایی در اطراف کارگاه‌های زون سولفید..... ۱۱۸
- شکل ۴-۵۴: کانتور جابه‌جایی در دیواره و سقف کارگاهها..... ۱۱۹
- شکل ۴-۵۵: کانتور کرنش برشی در اطراف کارگاه‌های زون اکسید-سولفید..... ۱۱۹

- شکل ۴-۵۶: کانتور کرنش برشی در اطراف کارگاه‌های سولفید..... ۱۲۰
- شکل ۴-۵۷: کانتور کرنش برشی در داخل گالری اصلی..... ۱۲۱
- شکل ۴-۵۸: کانتور کرنش برشی در دیواره و سقف کارگاه‌ها..... ۱۲۱
- شکل ۴-۵۹: پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه‌های زون اکسید-سولفید..... ۱۲۲
- شکل ۴-۶۰: پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه‌های زون سولفید..... ۱۲۳
- شکل ۴-۶۱: زونهای پلاستیک شدگی در دیواره و سقف کارگاه‌ها..... ۱۲۳
- شکل ۴-۶۲: کانتور تنش عمودی در اطراف کارگاه‌های با عرض ۵ متر در زون اکسید-سولفید..... ۱۲۵
- شکل ۴-۶۳: جابه‌جایی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۵ متر در زون اکسید-سولفید..... ۱۲۶
- شکل ۴-۶۴: کانتور جابه‌جایی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۵ متر و گالری اصلی..... ۱۲۶
- شکل ۴-۶۵: کانتور کرنش برشی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۵ متر در اکسید-سولفید..... ۱۲۷
- شکل ۴-۶۶: کانتور کرنش برشی در کارگاه با عرض ۵ متر در اکسید-سولفید و گالری اصلی..... ۱۲۸
- شکل ۴-۶۷: کانتور کرنش برشی در داخل گالری اصلی..... ۱۲۸
- شکل ۴-۶۸: زونهای پلاستیک در اطراف کارگاه با عرض ۵ متر در اکسید-سولفید..... ۱۲۹
- شکل ۴-۶۹: زونهای پلاستیک در کارگاه با عرض ۵ متر در اکسید-سولفید و گالری اصلی..... ۱۲۹
- شکل ۴-۷۰: کانتور تنش عمودی در اطراف کارگاه با عرض ۵ متر در زون سولفید..... ۱۳۱
- شکل ۴-۷۱: کانتور جابه‌جایی در اطراف کارگاه با عرض ۵ متر در زون سولفید..... ۱۳۱
- شکل ۴-۷۲: کانتور جابه‌جایی در کارگاه با عرض ۵ متر و گالری در سولفید..... ۱۳۲
- شکل ۴-۷۳: کانتور کرنش برشی در اطراف کارگاه با عرض ۵ متر در زون سولفید..... ۱۳۳
- شکل ۴-۷۴: مقادیر کرنش بحرانی در اطراف کارگاه با عرض ۵ متر و گالری اصلی در سولفید..... ۱۳۳
- شکل ۴-۷۵: پلاستیک شدگی زون‌ها در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۵ متر در سولفید..... ۱۳۴
- شکل ۴-۷۶: زونهای پلاستیک در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۵ متر و گالری اصلی در سولفید..... ۱۳۴
- شکل ۴-۷۷: کانتور تنش عمودی در اطراف کارگاه‌ها ۶ متر در زون سولفید..... ۱۳۵
- شکل ۴-۷۸: کانتور جابه‌جایی در اطراف کارگاه‌ها ۶ متری در زون سولفید..... ۱۳۶
- شکل ۴-۷۹: جابه‌جایی در کارگاه‌ها ۶ متری و گالری اصلی در زون سولفید..... ۱۳۶
- شکل ۴-۸۰: کانتور کرنش برشی در اطراف کارگاه‌های عرض ۶ متر در زون سولفید..... ۱۳۷

- شکل ۴-۸۱: کانتور کرنش برشی در کارگاه‌های عرض ۶ متر و گالری اصلی در زون سولفید..... ۱۳۸
- شکل ۴-۸۲: زونهای پلاستیک در اطراف کارگاه‌های عرض ۶ متر در سولفید..... ۱۳۸
- شکل ۴-۸۳: پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه‌های عرض ۶ متر و گالری اصلی در سولفید..... ۱۳۹
- شکل ۴-۸۴: کانتور تنش عمودی در اطراف کارگاه‌های ۷ متری در سولفید..... ۱۴۰
- شکل ۴-۸۵: کانتور جابه‌جایی در اطراف کارگاه‌ها ی ۷ متری در سولفید..... ۱۴۰
- شکل ۴-۸۶: کانتور جابه‌جایی در کارگاه‌های ۷ متری و گالری اصلی در زون سولفید..... ۱۴۱
- شکل ۴-۸۷: کانتور کرنش برشی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۷ متر در سولفید..... ۱۴۱
- شکل ۴-۸۸: کانتور برشی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۷ متر در سولفید..... ۱۴۲
- شکل ۴-۸۹: پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۷ متر در زون سولفید..... ۱۴۲
- شکل ۴-۹۰: پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه‌ها ۷ متری و گالری اصلی در زون سولفید..... ۱۴۳
- شکل ۴-۹۰: کانتور تنش عمودی در اطراف کارگاه با عرض ۸ متر در سولفید..... ۱۴۴
- شکل ۴-۹۱: کانتور جابه‌جایی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۸ متر در سولفید..... ۱۴۵
- شکل ۴-۹۱: کانتور جابه‌جایی در کارگاه‌های با عرض ۸ متر و گالری اصلی در سولفید..... ۱۴۵
- شکل ۴-۹۲: کانتور کرنش برشی در اطراف کارگاه با عرض ۸ متر در سولفید..... ۱۴۶
- شکل ۴-۹۳: کانتور کرنش برشی در کارگاه‌ها با عرض ۸ متر و گالری اصلی در سولفید..... ۱۴۶
- شکل ۴-۹۴: پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۸ متر در سولفید..... ۱۴۷

فهرست جداول

جدول ۱-۲: برخی پژوهش‌های انجام شده در رابطه با تاثیر پارامترهای تونل بر پایداری آن.....	۲۹
جدول ۳-۱: اطلاعات توده سنگ کانسنگ معدن انگوران.....	۵۵
جدول ۳-۲: امتیاز بندی و تعیین RMR توده سنگ بخش زیرزمینی معدن سرب و روی انگوران.....	۵۵
جدول ۳-۳: کلاس بندی توده سنگ بخش زیرزمینی معدن سرب و روی انگوران بر اساس امتیاز کل RMR.....	۵۶
جدول ۳-۳: مقادیر GSI محاسبه شده با رابطه ۱-۳ برای هر زون.....	۵۸
جدول ۳-۴: مقادیر GSI محاسبه شده با رابطه ۲-۳ برای هر زون.....	۵۸
جدول ۴-۱: پارامترهای ورودی مدل شماره ۱ و نتایج خروجی نرم افزار Rock Lab (مدل شماره ۱).....	۷۰
جدول ۴-۲: پارامترهای ورودی مدل شماره ۲ و نتایج خروجی نرم افزار Rock Lab (مدل شماره ۲).....	۷۰
جدول ۴-۳: پارامترهای ورودی مدل شماره ۳ و نتایج خروجی نرم افزار Rock Lab (مدل شماره ۳).....	۷۰
جدول ۴-۴: مقادیر نسبت پواسون محاسبه شده برای هر مدل.....	۷۱
جدول ۴-۶: تراز هشدار ساکورایی سطح II محاسبه شده برای هر زون.....	۷۳
جدول ۴-۷: پارامترها و مقادیر ورودی مدل شماره.....	۷۵
جدول ۴-۸: تاریخ و میزان پیشروی در هر یک از کارگاه ها.....	۷۹
جدول ۴-۹: مقادیر TL، TR و RL برداشت شده.....	۸۷
جدول ۴-۱۰: مقادیر جابه‌جایی واقعی مطلق سقف.....	۸۸
جدول ۴-۱۱: جابه‌جایی مدل شماره ۱ در محل نصب پین سقف.....	۹۰
جدول ۴-۱۲: پارامترها و مقادیر ورودی مدل شماره.....	۹۲
جدول ۴-۱۳: جابه‌جایی در محل پین سقف تعریف شده در مدل شماره ۲ مطابق با تاریخ برداشت داده های مترهمگرایی سنج.....	۹۷
جدول ۴-۱۴: پارامترها و مقادیر ورودی مدل شماره ۳.....	۹۹
جدول ۴-۱۵: جابه‌جایی در محل پین سقف تعریف شده در مدل شماره ۳ مطابق با تاریخ برداشت داده های مترهمگرایی سنج.....	۱۰۴

جدول ۴-۱۶: مشخصات ماشین‌آلات فعال در کارگاه استخراجی..... ۱۱۱

جدول ۴-۱۷: مشخصات تجهیزات نصب شده در کارگاه استخراجی..... ۱۱۱

جدول ۴-۱۸: تراز هشدار ساکورایی سطح II محاسبه شده برای هر زون..... ۱۱۵

فصل اول

کلیات

۱-۱ مقدمه

معادن و صنایع معدنی یکی از مهم‌ترین صنایع برای پیشرفت هر کشوری محسوب می‌شود. معدن یکی از صنایع مهم بالادستی بشمار می‌آید و اولین منبع فراهم آورنده مواد خام برای صنایع دیگر همانند فولاد، و دیگر صنایع تولیدکننده مواد فلزی و غیرفلزی محسوب می‌شود. کشور ایران با قرار گرفتن در فلات ایران و وجود زون‌های کانی‌زایی مهمی همچون زون ارومیه-پلدختر و زون سنندج-سیرجان، کشوری غنی از مواد معدنی می‌باشد. با نیاز روزافزون بشر به مواد خام برای مصرف در صنایع، بهره‌برداری از معادن به روش روباز و اتمام ذخایر نزدیک سطح زمین، اکتشاف ذخایر معدنی زیرزمینی و تولید ماشین‌آلات و ابزارآلات پیشرفته، روش استخراج زیرزمینی روز به روز اهمیت پیدا کرده و نیاز به دسترسی به کانسارهای موجود در عمق زمین بیشتر احساس می‌شود. از این روش‌های گوناگون استخراج زیرزمینی برای استخراج مواد معدنی در عمق ابداع و بکار گرفته می‌شوند. روش‌های استخراج زیرزمینی مواد معدنی به سه دسته عمده روش‌های بدون نگهداری، روش‌های با نگهداری و روش‌های تخریبی تقسیم بندی می‌شود. روش‌های بدون نگهداری شامل روش‌های می‌شود که در آن فضای حفر شده برای استخراج مواد معدنی نیاز به نگهداری ندارد. این روش معمولاً برای کانسارهایی کاربرد دارد که هم خود کانسار از مقاومت نسبتاً زیادی برخوردار بوده و هم کمر بالا و کمر پایین آن از مقاومت بالایی برخوردار است. روش‌های اتاق و پایه، کارگاه و پایه، انباره‌ای، استخراج از طبقات فرعی نمونه‌هایی از این روش‌ها می‌باشند.

روش‌های بانگهداری شامل روش‌هایی می‌شود که در آن فضای حفر شده حین استخراج و یا پس از استخراج ماده معدنی از کارگاه‌ها به نگهداری و پایداری سازی مصنوعی، به میزان قابل توجهی نیاز دارند. این روش معمولاً در کانسارهایی که هم خود کانسار و هم کمر بالا و کمر پایین آن از مقاومت کمی برخوردارند اجرا می‌شود. روش‌های کندن و پرکردن، کرسی چینی و استخراج ستونی نمونه‌هایی از این روش‌ها است.

روش تخریبی روشی است که در آن کانسار به علت وجود دسته درزه‌ها و شکستگی‌های با ایجاد یک زیر برش در آن، قابلیت تخریب و سرازیر شدن کانسار به سمت پایین را داشته و برداشت ماده معدنی خرد شده از قسمت‌های معین انجام می‌شود. این روش با اینکه توان تولید و هزینه بسیار پایینی دارند، ولی به دلیل ملزومات ابعادی و نشست سطح زمین با محدودیت‌هایی روبرو است. روش‌های جبهه‌کار طولانی، جبهه‌کار کوتاه، تخریب بلوکی و تخریب در طبقات فرعی نمونه‌هایی از این روش می‌باشند.

روش استخراج کردن و پرکردن یکی از روش‌های استخراج زیرزمینی با نگهداری بشمار می‌آید. در این روش پس از استخراج ماده معدنی، حفره ایجاد شده با مواد پرکننده پر می‌شود تا ضمن نگهداری و پایدار سازی کارگاه، سکویی برای ادامه دسترسی به قسمت‌های بالای کانسار برای استخراج باشد و یا یک سیستم نگهداری برای استخراج کارگاه‌های کناری باشد. بسته به نوع شرایط کانسار، ماشین‌آلات مورد استفاده، نوع مواد و روش پرکردن فضای استخراج شده این روش نیز دارای انواع مختلفی می‌باشد. روش کردن و پرکردن قابلیت بالایی در ترکیب شدن با دیگر روش‌های زیرزمینی را دارد، به خصوص در مواقعی که بازیابی ماده معدنی از اهمیت بالایی برخوردار باشد، میتوان فضاهای استخراج شده را پرکرده و پایه‌های به جا مانده از ماده معدنی که برای پایداری کارگاه حفر شده در روش قبل (همانند روش اتاق و پایه) به جای گذاشته شده است، را به صورت کامل بازیابی کرد. در این روش به دلیل اینکه فضای استخراج شده با مواد دیگر اعم از باطله و یا دیگر مواد پر می‌شود بایستی انتظار حداکثر بازیابی از ماده معدنی را داشت.

۱-۲ تعریف مسأله

امروزه با پیشرفت معدنکاری و دستیابی به مواد معدنی که در عمق زمین هستند نیاز به معدنکاری زیرزمینی هرچه بیشتر احساس می‌شود. از میان روش‌های معدنکاری زیرزمینی، روش کردن و پر کردن^۱ جزء روش‌های با نگهداری

^۱ Cut and Fill

محسوب می‌شود. در این روش پس از استخراج کامل ماده معدنی از کارگاه‌ها، فضای خالی ایجاد شده با مواد پرکننده، پر می‌شود. این روش از انعطاف پذیری بالایی برخوردار است و قابلیت ترکیب شدن با دیگر روش‌های استخراج زیرزمینی را دارد. یکی از روش‌های کندن و پر کردن روش کارگاه تونلی^۱ در داخل ماده معدنی می‌باشد. این روش برای مواد معدنی با عرض بیشتر از ۶ متر که دارای مقاومت ضعیف تا متوسط هستند کاربرد دارد. در این روش بلوک ماده معدنی به مجموعه‌هایی از تونل‌های موازی با دیواره‌های قائم تقسیم می‌شود. سپس تونل استخراج شده با مواد پرکننده پر می‌شود که این مواد پرکننده به عنوان سیستم نگهداری تونل بعدی خواهد بود. سپس تونل بعدی در مجاورت تونل پر شده، حفر می‌شود و این عملیات تا استخراج کامل بلوک ماده معدنی ادامه می‌یابد. گاهی اوقات تونل‌ها به صورت یکی در میان پر می‌شوند که تونل یا کارگاه استخراج نشده به عنوان پایه نگهداری برای حفر تونل بعدی عمل می‌کند تا پس از پر کردن تونل استخراج شده پایه باقی مانده نیز حفر شده و ماده معدنی کامل بازیابی شود. همچنین شکل و مقطع تونل‌های حفر شده ممکن است با یکدیگر متفاوت باشند. ابعاد و شکل کارگاه‌های ایجاد شده تابع عوامل مهمی از جمله پایداری کارگاه حفر شده، ماشین‌آلات استفاده شده در کارگاه و تولید ماده معدنی می‌باشند. ابعاد کارگاه رابطه مستقیم با میزان تولید و رابطه معکوس با پایداری کارگاه دارد. از سوی دیگر شکل کارگاه به صورت قوسی دارای پایداری بهتری نسبت به کارگاه‌هایی هستند که دارای گوشه‌های قائم هستند، از طرفی به دلیل وجود قوس ما بین کارگاه‌های حفر شده که پر می‌شوند بازیابی استخراج ماده معدنی کاهش می‌یابد در حالی که در کارگاه‌ها با مقطع مستطیل بازیابی کامل می‌باشد. در این پژوهش سعی خواهد شد تا ابعاد و شکل مناسب تونل‌های استخراجی به گونه‌ای تعیین شود که علاوه بر توجه بر بحث پایداری، فاکتورهای دیگر همچون بازیابی ماده معدنی و ماشین‌آلات مورد استفاده در کارگاه استخراجی نیز مورد توجه قرار گیرد.

¹ Drift and Fill

۱-۳ ضرورت انجام تحقیق

اندازه و شکل حفريات زیرزمینی تاثیر بسزایی در پایداری این حفريات دارد. در کارگاه‌های استخراج نیز پایداری کارگاه در حال استخراج به دليل وجود افراد و ماشین‌آلات مشغول فعالیت از اهمیت بسزایی برخوردار است. ناپایداری کارگاه و ریزش آن در حین استخراج علاوه بر خسارت جانی باعث توقف تولید می‌شود. از این نظر قبل از حفر کارگاه بررسی اندازه و شکل مناسب کارگاه و تحلیل پایداری آن می‌تواند کمک به‌سزایی در جلوگیری از خطرات پیش رو داشته باشد. از طرف دیگر بازیابی استخراجی ماده معدنی از اهمیت بسزایی برخوردار است. در طراحی کارگاه بایستی به بازیابی ماده معدنی به عنوان فاکتور موثر در طراحی کارگاه‌ها توجه شود به‌گونه‌ای که علاوه بر بحث پایداری، رسیدن به حداکثر میزان بازیابی نیز مورد نظر باشد. به‌خصوص در روش‌های استخراج زیرزمینی بانگهداری که هزینه عملیاتی بالایی دارد و برای پایداری سازی فضاهای حفر شده نیاز به استفاده از نگهداری مصنوعی می‌باشد و این عمل همراه با هزینه می‌باشد که بازیابی تمام مواد معدنی بیشتر اهمیت پیدا می‌کند. از این رو طراحی کارگاه‌ها اهمیت بالایی دارد به‌گونه‌ای که علاوه بر حفظ ایمنی بتواند میزان تولید و بازیابی ماده معدنی استخراجی را مهیا کند. از این رو در این تحقیق سعی بر این شده است تا اندازه و شکل مناسب کارگاه‌های استخراج در روش کندن و پرکردن در کارگاه‌های تونلی در معدن زیرزمینی انگوران مورد بررسی قرار گیرد.

۱-۴: روش تحقیق

۱- مطالعه کتابخانه‌ای

در این مرحله با توجه به عنوان پژوهش، منابع مرتبط اعم از کتب، مقاله، پایان‌نامه مورد مطالعه و بررسی قرار گرفته است.

۲- برداشت و جمع آوری اطلاعات مورد نیاز از معدن

در این مرحله اطلاعات محل حفر کارگاه‌ها، اطلاعات مکانیک سنگی کانسنگ، مورد مطالعه و برداشت زمین شناسی از محل مورد بررسی، انجام شده است.

۳- انتخاب روش و نرم افزار مناسب

در این مرحله پس از اطلاعات و برداشت‌های انجام شده با توجه به پیوسته بودن یا ناپیوسته بودن محیط، لزوم تحلیل دوبعدی و یا سه بعدی محیط، روش و نرم افزار مورد نظر انتخاب شده است.

۴- مدل سازی

در این مرحله پس از انتخاب روش و نرم افزار مناسب و پس از وارد کردن اطلاعات مورد نیاز، مدل سازی کارگاه‌ها و بررسی عوامل موثر در طراحی کارگاه‌ها مورد بررسی انجام شده و نتایج از نرم افزار استخراج شده است.

۵- تفسیر نتایج بدست آمده و ارائه گزارش

۱-۵ ساختار پایان نامه

پایان نامه پیش رو در پنج فصل کلی تدوین شده است. در فصل اول به کلیات، بیان مسأله، ضرورت انجام تحقیق و مراحل انجام کار شرح داده شده است. در فصل دوم پیشینه مطالعات انجام شده در رابطه با موضوع پژوهش پرداخته شده است. در فصل سوم مورد مطالعاتی معرفی شده است. در فصل چهارم نحوه انجام کار و مدل سازی شرح داده شده و در فصل پنجم به نتیجه‌گیری و ارائه پیشنهادات پرداخته شده است.

فصل دوم

مروری بر پیشینه مطالعات

۱-۲ مقدمه

در روش کندن و پرکردن پس از استخراج کارگاه، حفرة ایجاد شده با مواد پرکننده، پر می شود تا هم سکویی برای دسترسی به قسمت های بالایی ماده معدنی (روش بالارو) باشد و یا همانند سیستم نگهداری، پایداری را برای حفر و استخراج کارگاه های کناری (روش تونلی) تامین نماید. اندازه و شکل کارگاه ها از اهمیت بالایی برخوردار است، زیرا پایداری حفريات معدنی یکی از پارامترهای مهم در توزیع تنش اطراف حفریه ایجاد شده، جابه جایی ایجاد شده در محیط حفریه و در نتیجه پایداری آن ایفا می کند. علاوه بر این شکل و اندازه کارگاه استخراجی تاثیر بسزایی در میزان تولید، بازیابی استخراجی ماده معدنی و تعیین ماشین آلات به کار برده شده دارد. از این رو طراحی و تعیین اندازه کارگاه های استخراجی با توجه به خصوصیات مکانیک سنگی و زمین شناسی کنسار مورد نظر و پارامترهایی همچون بازیابی و میزان تولید معدن از اهمیت بالایی برخوردار است. در فصل پیش رو به معرفی روش کندن و پرکردن، پارامترهای مهم در طراحی کارگاه و مطالعات و تحقیقات انجام شده پیرامون تاثیر شکل فضای زیرزمینی ایجاد شده بر پایداری آن پرداخته شده است.

۲-۲ روش کندن و پرکردن^۱

روش کندن و پرکردن که در کنسارهای پرشیب و مواد معدنی رگه ای تحت شرایط بد کمرها مورد استفاده قرار می گیرد. در این روش فضای استخراج شده با مواد پرکننده پر می شود. بدین منظور پس از آماده سازی کارگاه، با چالزنی و آتش کاری جبهه کار، استخراج ماده معدنی از پایین کارگاه شروع شده و روبه بالا ادامه می یابد. ضخامت ماده معدنی از ۲ تا ۳۰ متر تغییر می کند. وقتی یک برش کامل از ماده معدنی استخراج و به بیرون از کارگاه انتقال داده شد، فضای خالی را با حجم معادل تا زمانی که یک جبهه کار جدید به فاصله حدود ۳ متری از جبهه کار تشکیل

^۱ Cut and fill mining method(C&FM)

شود، پر می‌کنند(عطائی ۱۳۹۴). پر کردن کاملاً با عملیات و چرخه استخراج پیوند خورده است و به معنی فعالیتی مستقل که بعد از اتمام کل عملیات استخراج صورت بگیرد، نمی‌باشند(هارتمن، ۱۹۸۷). این روش از انعطاف پذیری بالایی برخوردار است و به راحتی به روش‌های دیگر تبدیل می‌شود. این روش در هر شرایطی قابل اجرا می‌باشد، به طوری که طراحی معادن زیرزمینی معمولاً بر اساس روش کندن و پر کردن صورت می‌گیرد و در صورت خوب بودن شرایط، روش‌های دیگر انتخاب می‌شوند. این روش را می‌توان در کانسارهای بی‌نظم و متقاطع به کار برد و قسمت‌های پرعیار را استخراج و قسمت‌های کم عیار را باقی گذاشت. به علت بالا بودن هزینه عملیات پر کردن، این روش بیشتر برای کانسارهای با ارزش که افت آنها زیاد و اختلاط آنها بایستی در حد کمتری باشد، به کار می‌رود(عطائی ۱۳۹۴).

به طور خلاصه روش کندن و پر کردن در شرایط زیر به کار برده می‌شود(عطائی ۱۳۹۴):

- کانسارهایی که از نظر شکل و راستا نامناسب باشند.
- در کانسارهایی که عیار ماده معدنی بالاست و کنترل ترقیق بحرانی باشد.
- در مناطقی که ارتباط دقیق بین کانسار و باطله به راحتی قابل تفکیک نباشد.
- در مناطقی که سنگ باطله ضعیف باشد.
- در نواحی معدنی بزرگ که کیفیت سنگ ضعیف باشد.
- در مناطقی که پایداری فضاها و زیرزمینی ضروری باشد.
- در مناطقی که نشست سطح زمین غیر مجاز باشد.
- در جایی که به دلیل ارزش ماده معدنی، پایه‌های نگهدارنده بازیابی شوند.
- در نواحی که کاهش دپو باطله معدنی در سطح زمین اهمیت داشته باشد.
- جایی که به وجود سکوی کاری برای پیشرفت معدن کاری رو به بالا نیاز باشد.

۲-۳ انواع روش کندن و پرکردن

روش کندن و پرکردن به دودسته اصلی کلی استخراج رو به بالا^۱ و استخراج رو به پایین^۲ تقسیم می‌شود(عطائی ۱۳۹۴).

۲-۳-۱ روش کندن و پرکردن روبه بالا

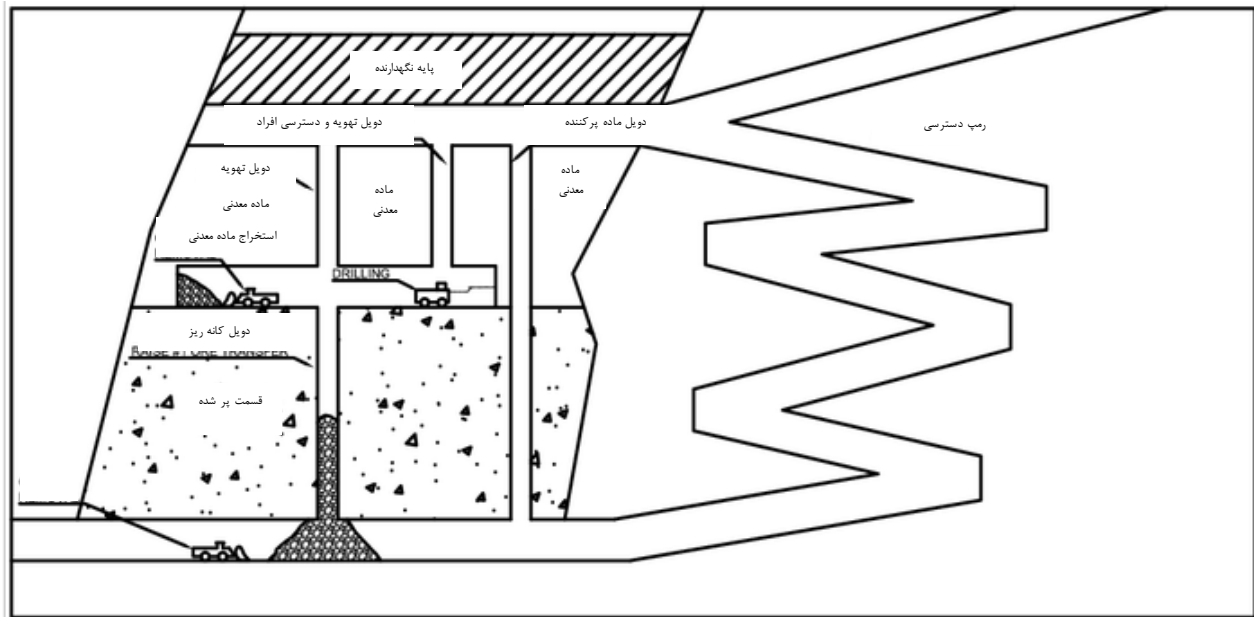
پرکاربردترین روش کندن و پرکردن این روش می‌باشد که ماده معدنی در یک سری برش‌های افقی استخراج شده و پس از استخراج هر برش، مواد پرکننده ضمن نگهداری کارگاه، محل مناسبی را برای چالزنی در ماده معدنی به منظور استخراج برش بعدی، تامین می‌کنند.

۲-۳-۱-۱ روش استخراج سینه کاری

در این روش بلوک ماده معدنی با استخراج برش‌های افقی پی در پی به ضخامت ۱/۵ تا ۴/۶ متر، استخراج می‌شود. جهت استخراج از سمت افق پایینی به سمت افق بالایی می‌باشد. پس از تکمیل هر برش، دویل به سمت بالا توسعه داده شده و کارگاه با مواد پرکننده، پر می‌شود. نمایی از این روش در شکل ۱-۲ نمایش داده شده است.

¹ Overhand cut and fill mining method

² Undercut and fill minig method



شکل ۱-۲: شکل شماتیک روش استخراج سینه کاری (SME, 1998)

۲-۱-۳-۲ روش کارگاه با پایه‌های تصادفی

این روش برای مواد معدنی عریضی که گسترش قائم قابل توجهی دارند به کار می‌رود. در این روش نیز برش‌های افقی استخراج می‌شود و پایه‌های آستانه به صورت تصادفی باقی گذاشته می‌شود (در صورت امکان مواد کم عیار و باطله به عنوان پایه باقی می‌مانند). پس از برداشتن هر برش، محل خالی شده پر شده و پایه‌ها سقف کارگاه را نگهداری می‌کنند. در پایین‌ترین برش در واقع استخراج مواد معدنی به روش اتاق و پایه صورت می‌گیرد و بعد از خاتمه سیکل استخراج، اتاق با مواد پرکننده پر می‌شوند و به همین ترتیب برش‌های بعدی تا انتهای ماده معدنی رو به بالا ادامه می‌یابد.

هدف اصلی در این روش استخراج علاوه بر تأمین ایمنی کارگاه، افزایش نسبت بهره‌وری استخراج نیز می‌باشد. با توجه به پر کردن کارگاه، هدف اصلی نگهداری محقق می‌شود. حتی این روش را می‌توان برای روش اتاق پایه نیز به کار برد. با استفاده از این روش می‌توان ضریب بازیابی استخراج پایه‌ها را تا حد امکان افزایش داد (عطائی ۱۳۹۴).

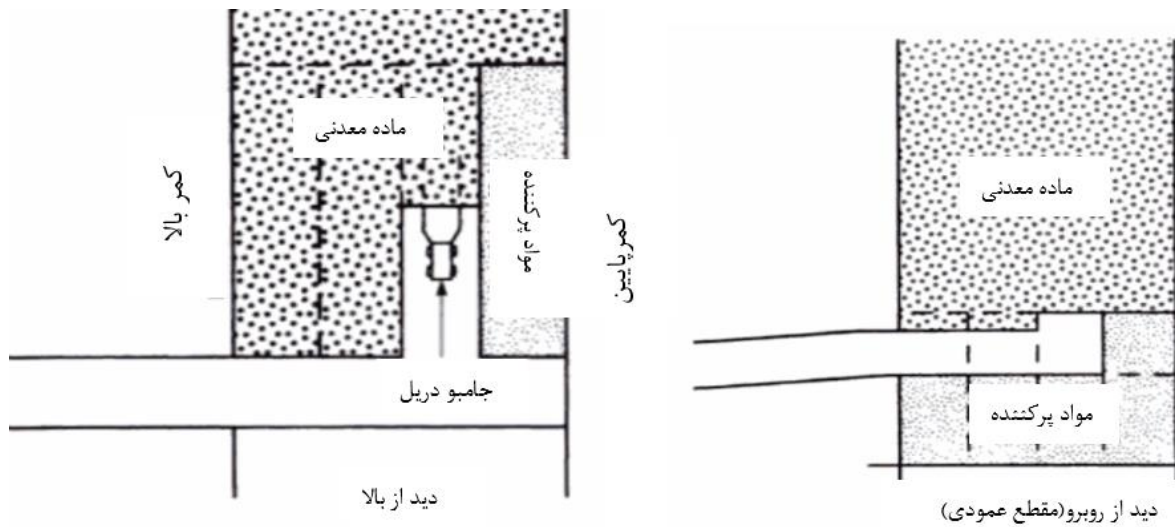
۲-۳-۱-۳ کارگاه تونلی در داخل ماده معدنی^۱

این روش برای استخراج مواد معدنی عریض (عرض بیش از ۵ تا ۶ متر) که دارای مقاومت ضعیف تا متوسط هستند، مناسب است. در این روش بلوک ماده معدنی به مجموعه‌ای از تونل‌های موازی با دیواره‌های قائم تقسیم می‌شود. معدن کاری با استخراج یک تونل در داخل ماده معدنی به ارتفاع تقریبی ۳/۷ متر شروع می‌شود. سپس تونل استخراج شده با مواد پرکننده ماسه‌ای سیمانی شده پر می‌شود که این مواد پرکننده به عنوان سیستم نگهدارنده تونل بعدی خواهد بود. سپس تونل بعدی در مجاورت تونل پر شده، حفر شده و این عملیات تا استخراج کامل بلوک ماده معدنی ادامه می‌یابد. گاهی از اوقات ممکن است تونل‌ها به صورت یکی در میان با پرکننده‌ی سیمانی یا غیر سیمانی پر شوند. در این صورت پایه باقی مانده به عنوان پایه نگهدارنده تونل مجاور خواهد بود و می‌توان تونل‌ها را در مجاورت یکدیگر ادامه داد (عطائی ۱۳۹۴).

کندن و پرکردن تونلی هم به صورت بالا رو و هم به صورت پایین رو می‌تواند انجام شود. روش بالارو برای کانسار ضعیف با دیواره ضعیف کاربرد دارد. همچنین زمانی که نتوان از ماده معدنی در روش پایین رو به عنوان پایه نگهدارنده برش پایین استفاده کرد، این روش کاربرد دارد. روش بالارو کارگاه تونلی برای کانسنگ عیار بالا با سنگ ضعیف یا سنگ در برگیرنده ضعیف کاربرد دارد.^۲ در شکل ۲-۲ روش کندن و پرکردن با گارگاه تونلی در داخل ماده معدنی نمایش داده شده است.

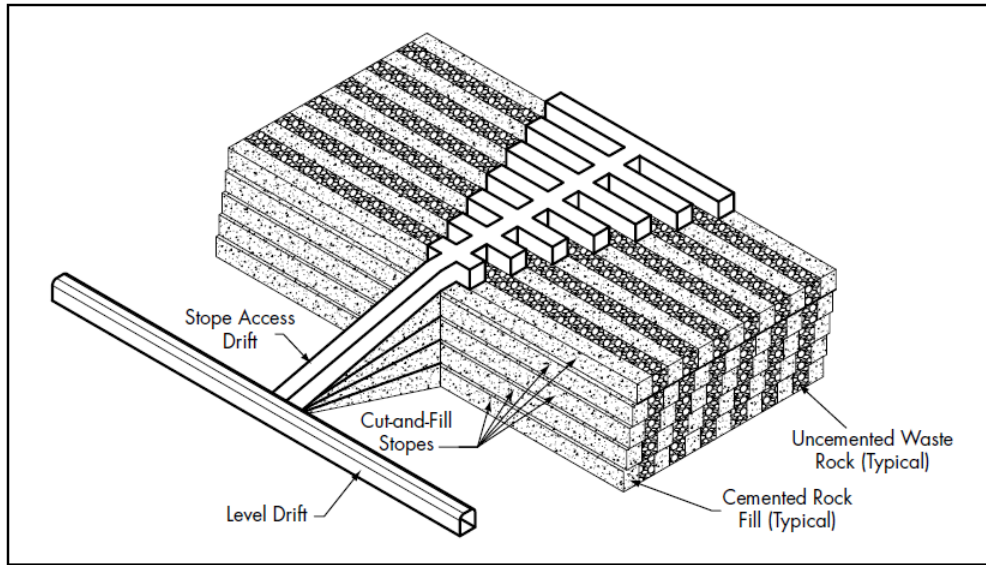
¹ Drift and fill mining

² SME mining engineering handbook

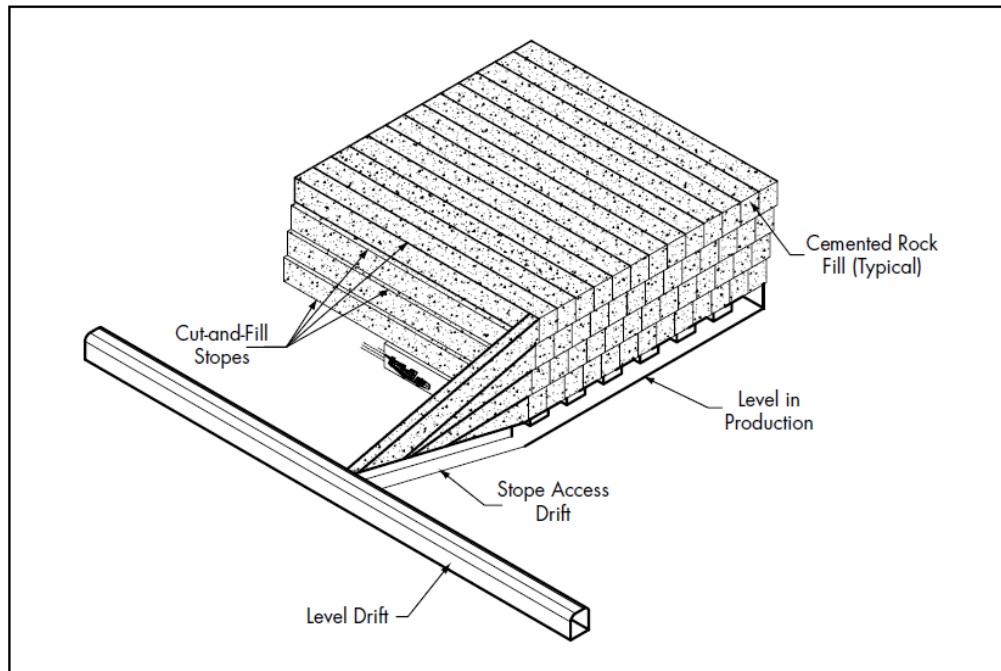


شکل ۲-۲: روش کندن و پرکردن با کارگاه‌های تونلی در داخل ماده معدنی (parino, 1992)

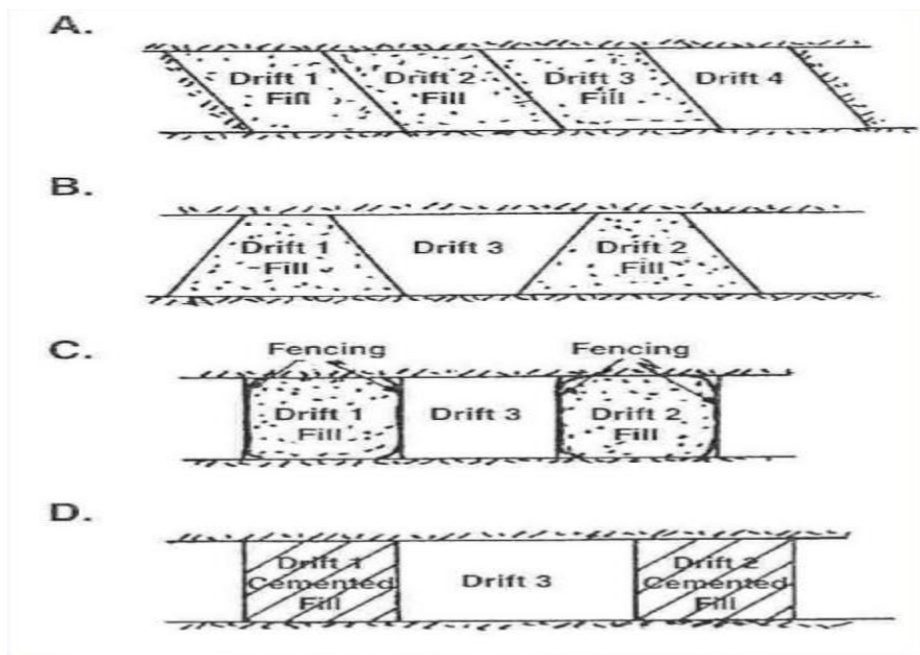
پرکننده سیمانی کارگاه‌ها ایمنی لازم را برای کار در تراز پایین را تامین می‌کند. جهت هر کارگاه در تراز پایین نباید موازی با کارگاه تراز بالایی باشد تا خطر افتادن و واژگونی پرکننده کارگاه‌بالایی را کاهش دهد. مواد پرکننده بایستی به دقت مهندسی شده و بصورت مرتب و دقیق آزمایش شوند. در این روش برای حفظ ایمنی، کارگاه‌ها در اندازه کوچک باز و استخراج می‌شوند (peter darling, 2011). در شکل ۲-۳ و ۲-۴ به ترتیب روش کندن و پرکردن تونلی رو به بالا و روش کندن و پرکردن رو به پایین نشان داده شده است. در شکل ۲-۵ انواع هندسه مقطع کارگاه‌های استخراج در روش کندن و پرکردن تونلی نمایش داده شده است.



شکل ۲-۳: نمونه‌ای از کندن و پرکردن تونلی بالا رو (peter darling, 2011)



شکل ۲-۴: نمونه‌ای از روش کندن و پرکردن تونلی پایین رو (peter darling, 2011)



شکل ۲-۵: هندسه مختلف کارگاه در روش کندن و پرکردن تونلی (Bullock and Huströild, 2001)

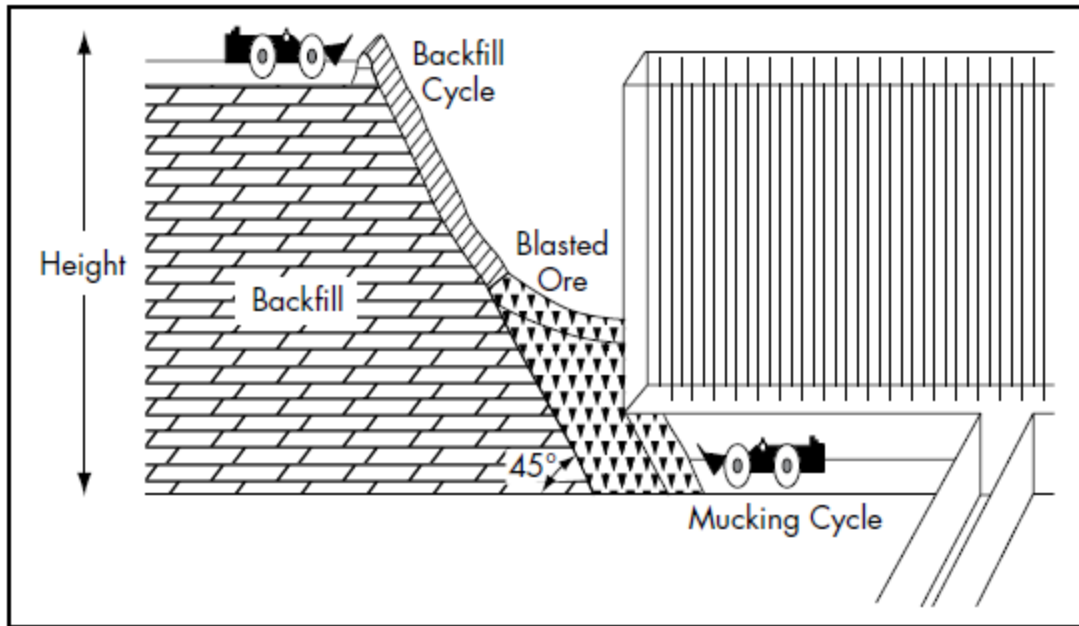
۲-۳-۱-۴ استخراج سقفی

این روش مشابه روش سینه کاری است که برش‌هایی ۰/۹ تا ۳/۱ متر از ماده معدنی از سقف کارگاه برداشته می‌شود. اختلاف عمده این روش با روش سینه کاری در این است که چال‌ها به صورت قائم و یا با شیب زیاد حفر می‌شوند و پس از آتشکاری این چال‌ها، سقف و دیواره با استفاده از چوب یا پیچ‌سنگ به‌طور موقت نگهداری می‌شوند.

۲-۳-۱-۵ روش استخراج Avoca

چنانچه دیواره‌ها از مقاومت مناسبی برخوردار باشند، می‌توان با ایجاد برش‌های محدودی با توجه به دهانه خود پایدار در کارگاه اقدام به استخراج کرد. حفر برش‌ها به صورت افقی استخراج می‌شوند. بعد از حفر برش و ایجاد برش شکاف در انتهای بلوک استخراجی، چال‌های انفجاری از کف برش بالایی تا سقف برش زیرین حفر می‌شود. بعد از انفجار، ماده معدنی در کف برش پایینی انباشت و بارگیری می‌شود با پیشرویی بلوک استخراجی عملیات پر کردن از قسمت استخراج شده و خالی شده ادامه می‌یابد. جهت جلوگیری از اختلاط مواد پرکننده و مواد معدنی

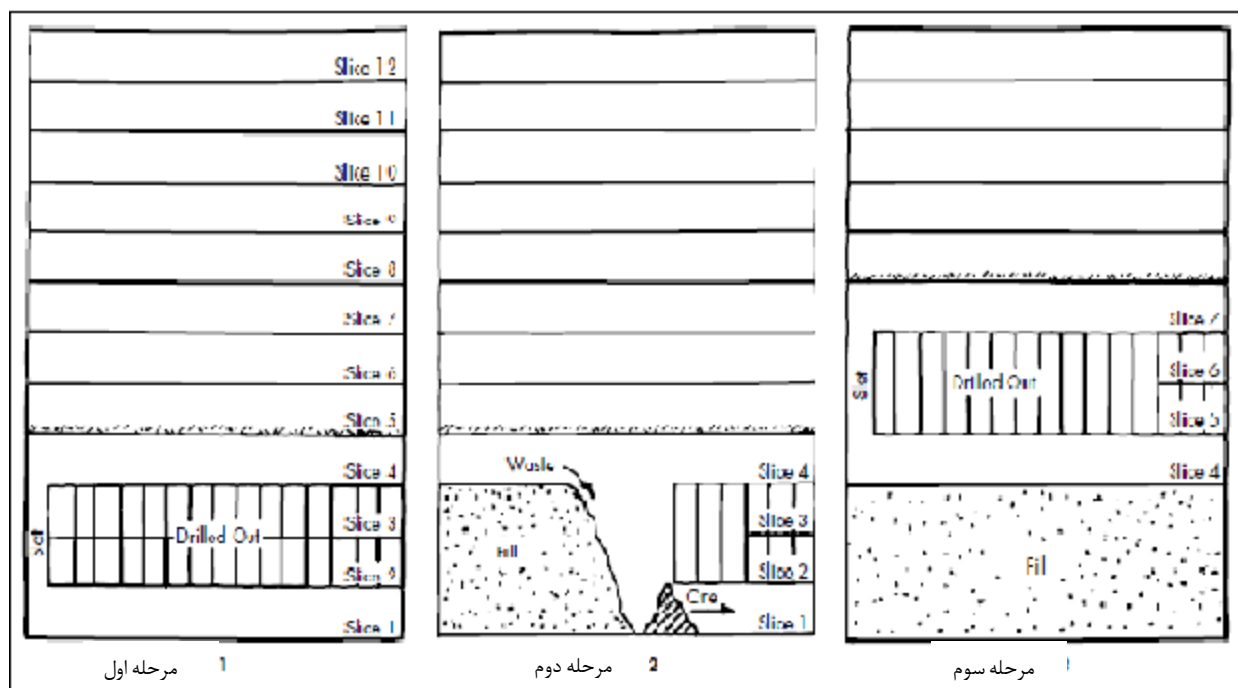
خرد شده یک فاصله‌ای بین این دو ایجاد می‌شود. عملیات تا استخراج کل ماده معدنی ادامه می‌یابد. در شکل ۲-۵ نمونه‌ای از معدن کاری طولی با پرکردن نشان داده شده است.



شکل ۲-۶: معدن کاری طولی همراه با پرکردن (روش Avoca) (Caceres, 2005)

در شکل ۲-۶ ترتیب استخراج برش‌ها در روش Avoca نمایش داده شده است. همانطور که در شکل ۲-۶ مشاهده می‌شود در مرحله اول قسمت پایین برش برای دسترسی به بارگیری و حمل مواد خرد شده و قسمت بالایی برش برای دسترسی به چالزنی در قسمت بالای برش، استخراج می‌گردد. سپس در مرحله دوم عملیات استخراج هر برش و همزمان پرکردن قسمت استخراج شده انجام می‌گیرد. این فرآیند تا استخراج کامل ماده معدنی ادامه می‌یابد.

¹ Longitudinal mining with fill (Avoca)



شکل ۲-۷: ترتیب استخراج برش‌ها در روش استخراج Avoca (عطائی ۱۳۹۴)

۲-۳-۲ کندن و پرکردن رو به پایین

اگر مقاومت سنگ کمر بالا ماده معدنی بسیار ضعیف باشد (امتیاز آن در رده‌بندی RMR بین ۲۰ تا ۴۰ باشد) دهانه معادل برای پایداری با امتیاز مذکور بین ۱ الی ۱۰۰ ساعت است. در چنین شرایطی از روش کندن و پرکردن رو به پایین استفاده می‌شود. در این روش برداشت برش‌های استخراجی به ضخامت ۱/۸ تا ۴/۶ متر از بالا به پایین صورت می‌گیرد. روال کار به این صورت است که بعد از استخراج اولین برش کف آن با یک لایه نگهدارنده سیمانی پر میشود که نقش سقف نگهدارنده برش زیرین را خواهد داشت و سپس قسمت بالایی استخراج شده پر می‌شود. در صورت نیاز و ایمنی بیشتر کل کارگاه با مواد سیمانی پر می‌شود. به همین ترتیب برش‌ها، استخراج و پرکردن به سمت پایین تا استخراج کامل ماده معدنی ادامه می‌یابد (عطائی ۱۳۹۴).

۲-۴ ابعاد کارگاه استخراج

ابعاد کارگاه استخراج در روش کندن و پرکردن به عوامل زیر بستگی دارد (عطائی ۱۳۹۴):

- ملاحظات مکانیک سنگی
- نحوه پر کردن
- سهولت دسترسی
- قابلیت برنامه‌ریزی تجهیزات و لوازم تولید زیاد

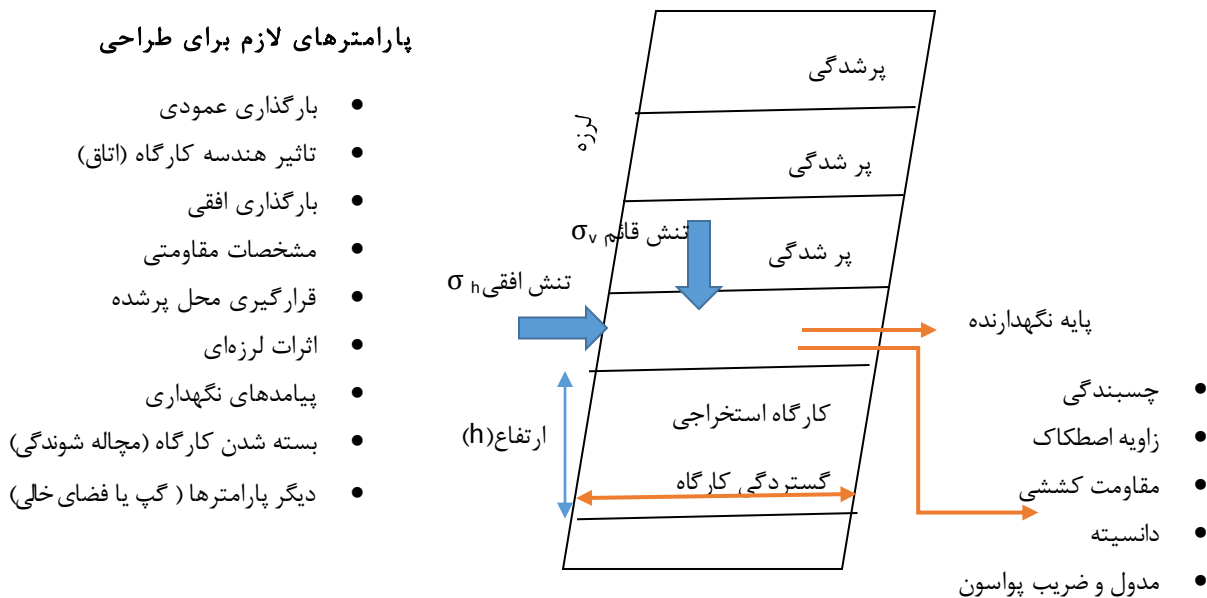
حدود تغییرات مؤلفه‌های هندسی کارگاه استخراج در روش کندن و پرکردن به شرح زیر است:

- ارتفاع کارگاه استخراج از ۴۵ تا ۹۰ متر تغییر می‌کند.
- عرض کارگاه (ضخامت کانسار) از ۲ تا ۳۰ متر تغییر می‌کند.
- طول کارگاه تابع لوازم مکانیزاسیون می‌باشد و از ۶۰ تا ۶۰۰ متر تغییر می‌کند.
- راهروهای عبور مواد در میان مواد پرکننده ساخته می‌شود و سطح آنها از $1/8$ تا $2/4$ متر مربع تغییر می‌کند.
- فاصله راهروهای عبور مواد از همدیگر بسته به تجهیزاتی که برای انتقال مواد مورد استفاده قرار می‌گیرد بیش از ۶۰ متر می‌باشد.
- ضخامت هر برش افقی بسته به روش چالزنی بین $2/4$ تا $3/6$ متر تغییر می‌کند.

۵-۲ پارامترهای طراحی تونل و کارگاه های استخراجی

نسبت تنش برجا تاثیر قابل توجهی بر پایداری تونل های زیرزمینی دارد (بخصوص در زمین های عمیق). از این رو در محیط های با تنش بالا پایداری تونل با تنش های القایی و درزه های رشد یافته به موازات مرز تونل کنترل می شود (Martin, Kaiser, & McCreath, 1999, Raju, 2013).

پاکالنیستا در شکل ۲-۷ تعدادی از پارامترهای لازم برای طراحی کارگاه کندن و پرکردن را ارائه کرده است.



شکل ۲-۸: پارامترهای طراحی کندن و پرکردن زیر برشی (روبه پایین) (Pakalniseta, 2005)

ساخت تونل در زمین های همراه با سنگ شناسی مخلوط (همانند سنگ بکر، تقریباً الاستیک همراه با گسل، چین خوردگی، سست، سنگ های شکننده، حضور مقدار قابل توجهی کانی های ورقه ای و ...) و شرایط گوناگون و متنوع زمین (همانند فعالیت تکتونیکی، فشار و نیرو با اندازه های مختلف یا ذخایر آب به دام افتاده) یک چالش بزرگ برای مهندسان بخصوص در زمین های عمیق همراه با فشار روباره زیاد است.

(Jethwa, Dube, Singh, & Singh, 1984; Saini, Dube, & Singh, 1989)

ساجبرگ از یک روش جدید برای طراحی سقف اتاق و طراحی پایه برای معدن زینک-گراون در سوئد استفاده کرد که به مطالعه حالت‌های شکست، زمین‌شناسی محلی و مشخصات توده سنگ پرداخت که برای همبستگی حالت شکست و محیط‌های ژئومکانیکی مختلف انجام شده بود. برای حل مساله پایداری در معدن زینک-گراون یک روش جدید برای طراحی سقف اتاق و پایه‌های نگهداری گسترش داده شده است که توانایی محاسبه رفتار زمین بخصوص تغییرات در مشخصات ژئومکانیکی و تاثیر آنها بر پایه و پایداری اتاق را دارد. (S.Sjoberg, 1993)

روش گسترش داده شده را می‌توان به چندین گام مختلف تقسیم بندی کرد که در زیر بیان شده است:

۱: بررسی پایداری اتاق و پایه‌های نگهداری: مستندات هندسه، توالی معدن کاری و حالت‌های شکست.

۲: مطالعه و مستندات تغییرات در زمین‌شناسی محلی: همبستگی زمین‌شناسی محلی به حالت‌های شکست مشاهده شده.

۳: گسترش ابزارآلات برای تحلیل نمونه‌های اصلی (پایه): تحلیل تنش نمونه که بصورت خام و آماده برای استفاده به عنوان شاخص برای شکست

مدل کردن حالت شکست: مدل‌هایی که دوباره شکست در آنها مشاهده شود و معرف مکانیزم شکست باشد.

۴: استقرار یک راهنما برای مدل سازی عددی و انتخاب پارامترهای ورودی (برای مثال نحوه شکست می‌تواند تعیین کند از کدام معیار شکست (هوک-براون یا موهر- کولمب استفاده شود) (S.Sjoberg, 1993).

چن هوای در تز دکتزای خود برای مطالعه پایداری، رفتار مچاله‌شوندگی و شکستگی سنگ گسترش داده شده مرتبط با تونل معدنی با مرجع خاص در شرایط اندازه‌ای زغال، پارامترهای طراحی تونل را به شرح زیر بیان کرده است (Hui Chen 1993).

۱: ضخامت، شیب و برخورد چینه‌ها در ارتباط با جهت حفاری در تونل‌های حمل و نقل

۲: ناپیوستگی‌ها (درزه و چین خوردگی - گسل، لایه‌ای و متورق شدن)

۳: آب زیرزمینی

۴: مشخصات مکانیک سنگی سنگ

۵: تنش‌های اصلی زمین

۶: تنش‌های اصلی زمین ناشی از عمق

۷: تنش‌های اصلی زمین ناشی از اختلالات تکتونیکی که وارد محاسبات می‌شود

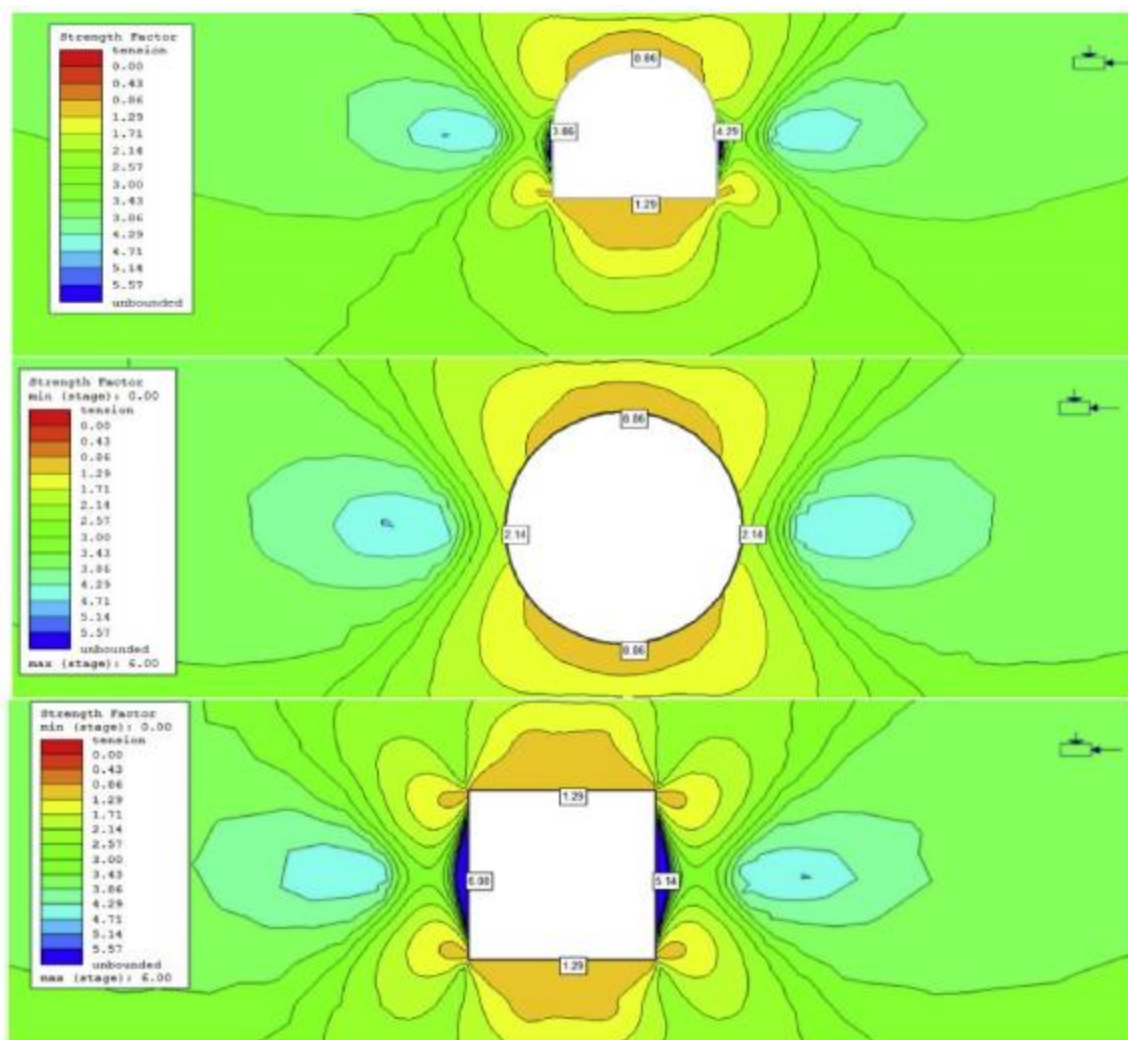
۲-۶ شکل تونل و پایدارترین حالت در وضعیت های مختلف

شکل تونل یکی از پارامترهای مهم در نحوه توزیع تنش اطراف حفره ایجاد شده و پایداری آن دارد. در مطالعات انجام شده شکل دایره‌ای و بدون گوشه حفریات زیرزمینی بهترین حالت توزیع تنش و شکل مربعی حفریات با گوشه‌های تیز بدترین توزیع تنش و ناپایداری را دارد.

ویل و همکاران چندین پارامتر بحرانی مهم در قابلیت سرویس دهی بازکننده‌های معدنی که شامل کیفیت توده سنگ، وجود درزه سنگ و مشخصات هندسی آنها، حالت نسبت های تنش برجا، عمق از سطح زمین و هندسه بازکننده است را معرفی کردند و تنها تاثیر دو مورد از این موارد که شامل شکل حفاری و درزه‌های سنگ در ماتریکس سنگ است را مورد بررسی قرار دادند. آنها از یک سری مدل‌های المان محدود الاستوپلاستیک دوبعدی ساخته شده با نرم افزار Rock-Soil, RS^{2D} استفاده کردند. در نتیجه تحلیل پایداری پارامتریک برای سه نوع شکل مختلف تونل، دایره‌ای، مربعی و نعل اسبی درگیر با درزه و بدون درزه مورد بررسی قرار گرفت. نتایج نشان داد که ضعیف‌ترین عملکرد بازکننده تونلی زمانی اتفاق می‌افتد که شکل بازکننده مربعی و زمانی است که درزه در توده

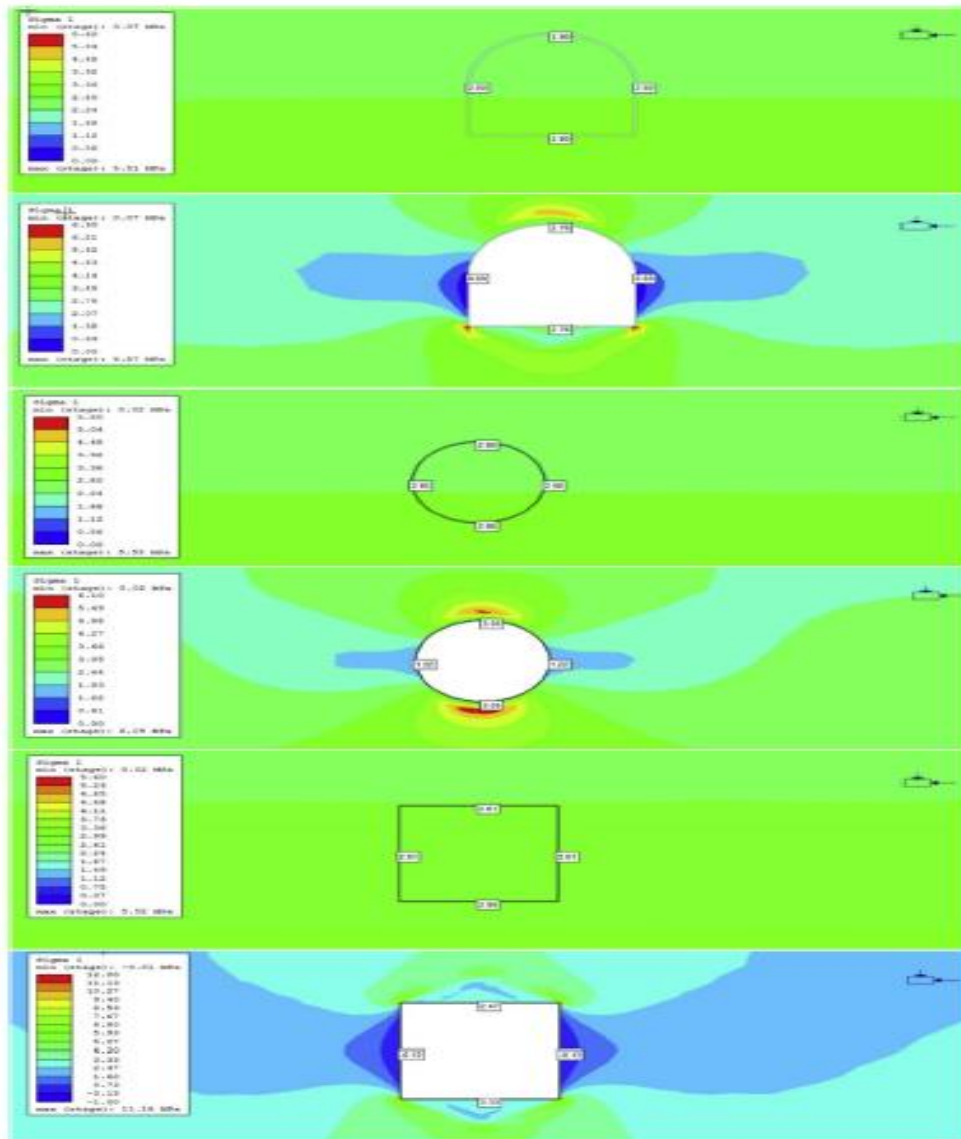
سنگ وجود داشته باشد. چهار نقطه مرجع در کف، سقف و دیواره تونل‌ها برای نمایش تنش - جابه‌جایی مشخص شد که در شکل ۲-۸ نشان داده شده است (Weal et al., 2018).

تنش‌های قبل و بعد از حفاری اطراف مرز تونل‌ها در شکل‌های مختلف تونل در شکل ۲-۹ نشان داده شده است. این نکته قابل ذکر است که توزیع تنش بعد از حفاری کاملاً تغییر کرده است. برای مثال مقدار بالای تنش فشاری در اطراف سقف و کف تونل دایره‌ای و کف تونل مربعی شکل متمرکز شده است (weal et al., 2018)

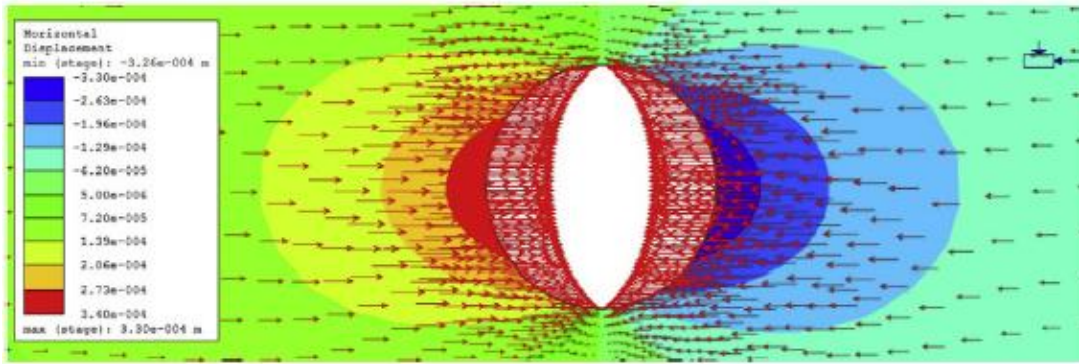


شکل ۲-۹: کنتور مقاومت توده سنگ اطراف شکل‌های مختلف تونل حفر شده بعد از ایجاد تونل (weal et al., 2018)

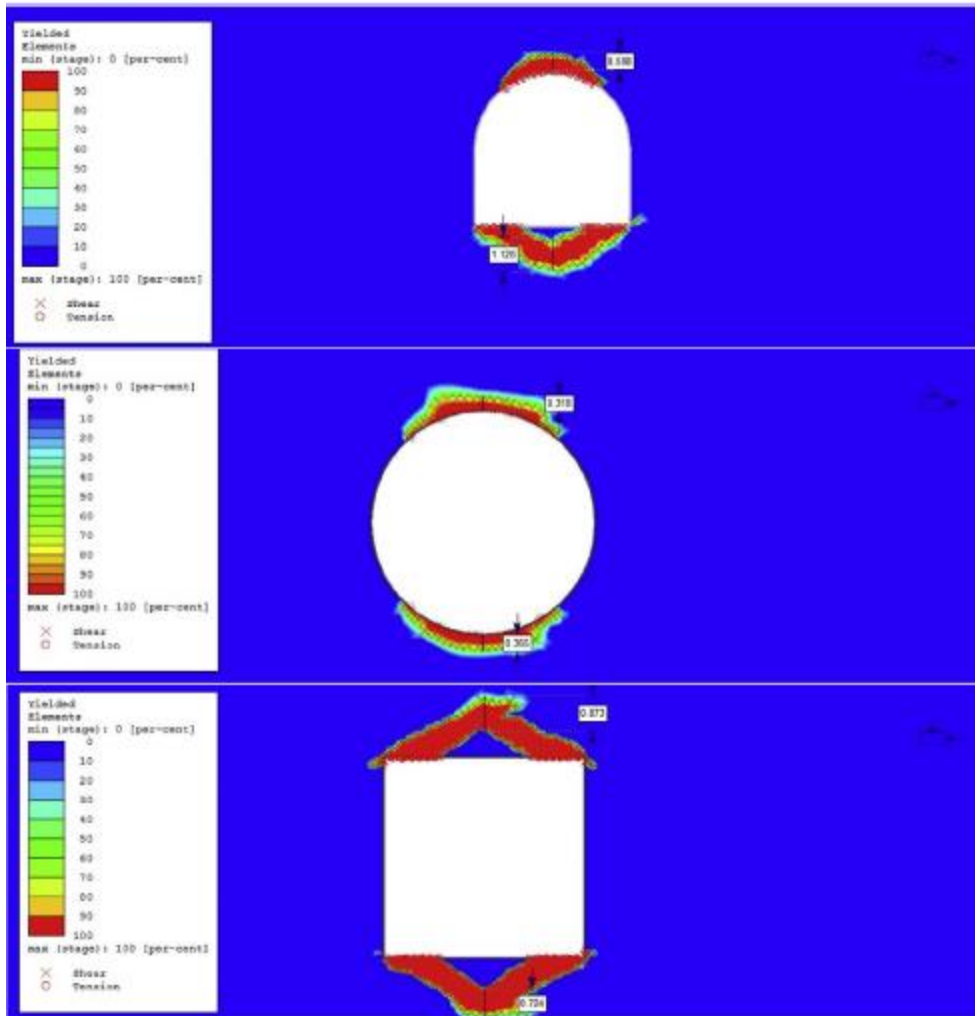
با توجه به شکل ۲-۱۰، بیشترین جابه‌جایی کلی توده سنگ در محیط تونل اتفاق می‌افتد (فاصله صفر متری از مرز تونل). برای مثال بیشترین جابه‌جایی کلی که نمایش داده شده و گزارش داده شده است در مرز تونل مربعی، نعل اسبی و دایره‌ای به ترتیب برابر با ۰/۴۵ میلی‌متر، ۰/۴۰ میلی‌متر و ۰/۳۴ میلی‌متر است. بنابراین با افزایش فاصله از مرز تونل این جابه‌جایی‌ها کاهش می‌یابد (Weal et al., 2018).



شکل ۲-۱۰: کنتور تنش قبل و بعد از حفاری اطراف مرز شکل‌های مختلف تونل (Weal et al., 2018)



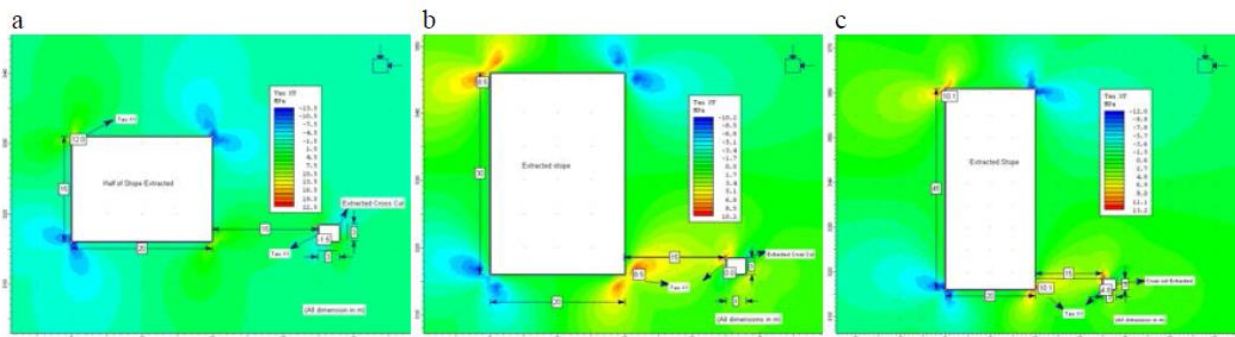
شکل ۲-۱۱: نمایش جهت بردارهای افقی جابه‌جایی در کنار دیواره‌های تونل دایره‌ای (Weal et al., 2018)



شکل ۲-۱۲: محدوده زون تسلیم اطراف توده سنگ در شکل‌های مختلف تونل (Weal et al. 2018)

بگد و همکاران بر روی پارامترهای کارگاه در برابر رفتار توده سنگ در یک معدن زیرزمینی در مرکز هند مطالعه انجام دادند. تاثیر تغییر در ارتفاع کارگاه از ۳۰ به ۴۵ متر با عرض‌های مختلف تا ۲۰ متر به وسیله رویکرد تجربی و مدل‌سازی عددی بررسی شده است. مشاهده شد که افزایش ارتفاع کارگاه از ۳۰ به ۴۵ متر تاثیر چندانی بر پایداری کارگاه و تونل‌ترابری ندارد. شکل ۲-۱۲ (bagde et al., 2017).

تاثیر حفاری بر جابه‌جایی کلی، تنش برشی و کرنش برشی با عرض‌های مختلف کارگاه از ۴ تا ۲۰ متر و ارتفاع کارگاه ۱۵، ۳۰ و ۴۵ متر مطالعه شده است.



شکل ۲-۱۳: تنش برشی گسترش یافته متناظر با عرض اتاق ۲۰ متر و ارتفاع اتاق (a) ۱۵ متر (b) ۳۰ متر (c) ۴۵ متر (bagde et al., 2017)

مشاهده شد که ماکزیمم تنش القایی به تدریج با افزایش ارتفاع کارگاه افزایش می‌یابد (bagde et al., 2017). مشاهده شد که در نمونه کارگاه با عرض ۱۶ تا ۲۰ متر با ارتفاع‌های مختلف کارگاه ۱۵، ۳۰ و ۴۵ متر تغییر قابل توجهی در فاکتور نسبت همگرایی دیواره (WCR^1) به وجود نیامد (شکل ۲-۱۳). همچنین پیشنهاد می‌شود که افزایش ارتفاع کارگاه از ۳۰ متر موجود به ۴۵ متر تاثیر قابل توجهی بر پایداری کارگاه ندارد (bagde et al., 2017).

¹ walls' convergence ratio

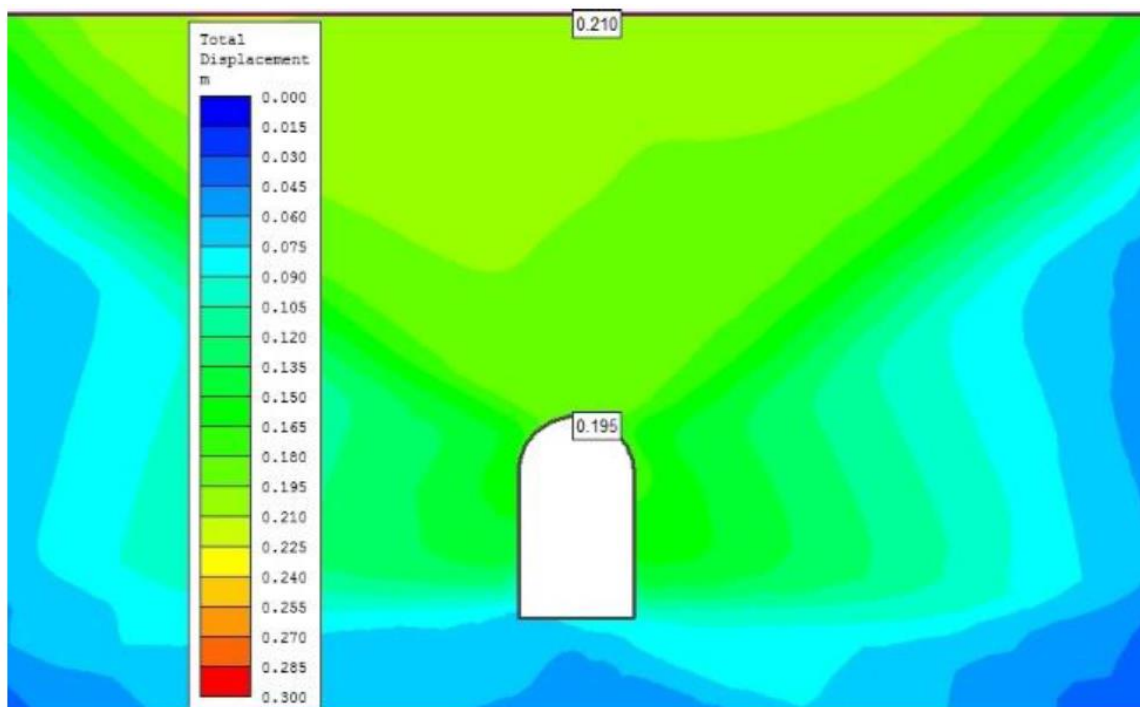


شکل ۲-۱۴: تغییرات نسبت همگرایی دیواره (WCR) با عرض و ارتفاع مختلف کارگاه

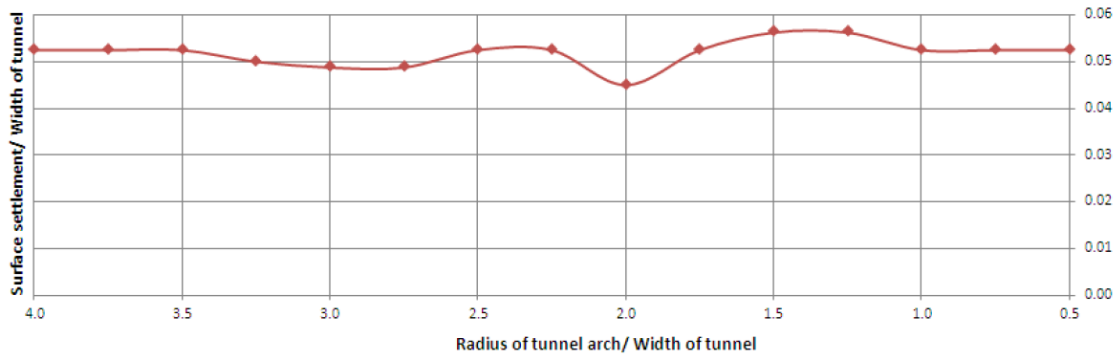
احمدی و همکاران تحلیل عددی از قوس تونل با استفاده از روش المان محدود الاستوپلاستیک و نرم افزار Phase2 انجام دادند. مدل‌های تولید شده با قوس‌های سقفی برای تونل‌های طاق‌دار با عرض ۴، ۶، ۸ و ۱۰ متر هستند که در سنگ شیل حفاری شده‌اند (شکل ۲-۱۴). نتایج بررسی‌ها نشان داد که قطر قوس تونل‌ها در پایداری تونل نقش مهمی دارد و قطر قوس بهینه در تونل قوسی دو برابر عرض تونل می‌باشد. همچنین آنها به این نتیجه رسیدند که تعدیل سطح زمین و جابه‌جایی در سقف تونل و المان‌های تسلیم شده اطراف تونل‌ها زمانی که از قطر قوس بهینه استفاده شود به مقدار قابل توجهی کاهش می‌یابد (شکل ۲-۱۶، ۲-۱۷، ۲-۱۸) (Ahmadi et al. 2015).



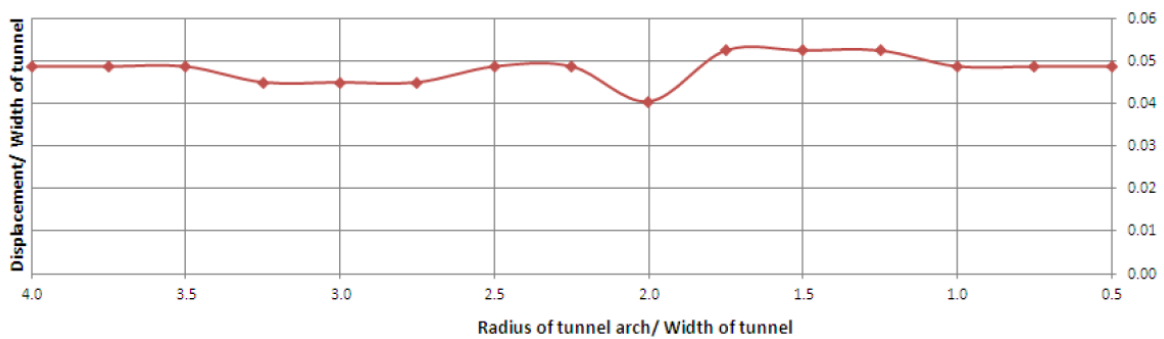
شکل ۲-۱۵: مدل تونل طاقی شکل با عرض ۴ متر و شعاع قوس مختلف (شعاع قوس تونل بر حسب متر A.R.)
(Ahmadi et al. 2015)



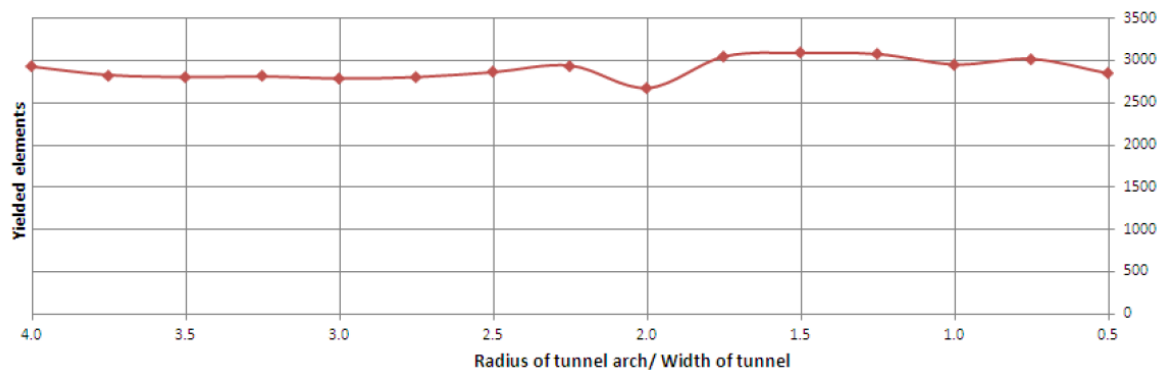
شکل ۲-۱۶: میزان جابه‌جایی و نشست سطح زمین در تونل مدل شده با شعاع قوس ۲ متر (Ahmadi et al. 2015)



شکل ۲-۱۷: دیاگرام نرمال شده نشان دهنده نسبت نشست زمین برای شعاع تونل های مختلف (Ahmadi et al. 2015)



شکل ۲-۱۸: دیاگرام نرمال شده نشان دهنده جابه جایی سقف تونل برای شعاع تونل های مختلف (Ahmadi et al. 2015)



شکل ۲-۱۹: دیاگرام نرمال شده نشان دهنده نقاط تسلیم اطراف تونل برای شعاع تونل های مختلف (Ahmadi et al. 2015)

در جدول ۱-۲ برخی دیگر از پژوهش‌های انجام شده در رابطه با تاثیر پارامترهای تونل بر پایداری آن آورده شده است.

جدول ۱-۲: برخی پژوهش‌های انجام شده در رابطه با تاثیر پارامترهای تونل بر پایداری آن

نتیجه	عنوان	سال	محقق	
با استفاده از مدل فیزیکی و مدل عددی سه بعدی، پایداری اتاق‌های پر شده، گام پر کردن و تاثیر آن بر پایداری کارگاه و نشست زمین مورد بررسی قرار گرفت.	Stability analysis of large-scale stope using stage subsequent filling mining method in Sijiyang iron mine	۲۰۱۴	Zhiqiang Yang, et al.	۱
در این بررسی با استفاده از نرم افزار UDEC و ثابت گرفتن پارامترهای سنگ و مدل با افزایش اندازه دهانه تونل حفر شده به این نتیجه رسیدند که پایداری آن کاهش می‌یابد.	Size effect on the stability of tunnel excavation	۲۰۱۳	Xiaodong ju, et al.	۲
در این بررسی که بر روی تونل‌های طاق دار انجام شد با استفاده از نرم افزارهای المان محدود دو بعدی به این نتیجه رسیدند که با کاهش ارتفاع تونل پایداری آن افزایش می‌یابد. همچنین با افزایش نسبت عرض تونل نسبت به شعاع قوس، جابه جایی، نشست سطح و المان‌های تسلیم کاهش می‌یابد. همچنین با افزایش عرض نسبت به ارتفاع تونل پارامترهای پایداری تغییر ناچیزی دارند.	The effect of height in vaulted tunnels on the stability parameters	۲۰۱۵	Hassan ahmadi, et al.	۳
در این بررسی که با استفاده از نرم افزار FLAC انجام گرفت، مناسب‌ترین شکل تونل و سیستم نگهداری انتخاب گردید.	Effect of Tunnel Shape and Support System on Stability of a Tunnel in a Deep Coal Mine in China	۲۰۱۲	Zhengxing Yu, et al.	۴
در این بررسی که بر روی تونل عمود بر لایه و تونل ترابری انجام شد، با افزایش ارتفاع	Evaluation of Stopping Parameters Through Instrumentation and	۲۰۱۷	M.N. Bagde, et al.	۵

نتیجه	عنوان	سال	محقق
تونل از ۳۰ به ۴۵ متر، تغییر عرض به ۲۰ متر، مدل سازی و مقایسه با نتایج تجربی نتیجه شد که تغییر محسوسی در پارامترهای پایداری ایجاد نمی گردد.	Numerical Modelling in Manganese Mine in India: a Case Study		
در این بررسی که در یک معدن زیر زمینی که به صورت روش کندن و پر کردن عمل استخراج انجام می شود تاثیر طراحی گارگاهها شامل اندازه و فاصله آنها از یکدیگر بر توزیع تنش و پایداری کمر بالا مورد بررسی قرار گرفت.	Influence of Stope Design on Stability of Hanging Wall Decline in Cibaliung Underground Gold Mine	۲۰۱۳	Purwanto ، et al.
در این بررسی با استفاده از مدل سازی عددی سه بعدی مجزا، تاثیر ترتیب استخراج اتاقها بر پایداری آنها و نشست زمین و تاثیر پر کردن اتاقها بر پایداری آنها و نشست زمین مورد بررسی قرار گرفت.	3-D discontinuum numerical modeling of subsidence incorporating ore extraction and backfilling operations in an underground iron mine in China	۲۰۱۷	Huang Gang, et al.

۲-۷ جمع بندی

در این فضا ابتدا به انواع روشهای کندن و پر کردن اشاره شد. در ادامه برخی از مطالعات انجام شده در رابطه با پارامترهای لازم برای طراحی تونل و کارگاه بررسی شد. سپس تأثیر شکل و اندازه مقطع تونل بر پایداری آن و مطالعات انجام شده پیرامون اسن موضوع شرح داده شد.

فصل سوم

معرفی منطق مورد مطالعه

۱-۳ مقدمه

معدن سرب و روی انگوران در ۱۲۵ کیلومتری جنوب غربی شهر زنجان و ۴۵۰ کیلومتری شمال غرب تهران واقع شده است. این معدن بزرگترین تولید کننده روی در ایران است و به عنوان یک ذخیره بزرگ غیر سولفور روی در مقیاس جهانی به شمار می رود. زون سولفور این معدن به مقدار کمی استخراج شده است. ذخیره این معدن حدود ۱۴/۶ میلیون تن کانسار غیره سولفور با میانگین عیار روی ۲۳ درصد و عیار سرب حدود ۴/۵ درصد بوده و بخش سولفور ۴/۷ میلیون تن با میانگین عیار ۲۷ درصد روی و حدود ۸ درصد سرب تعیین شده است. معدن سرب و روی انگوران به دلیل کانی سازی منحصر به فرد و شرایط خاص زمین شناسی در طراحی روباز و زیرزمینی معدن از اهمیت ویژه‌ای برخوردار است (گزارش زمین شناسی معدن سرب و روی انگوران).

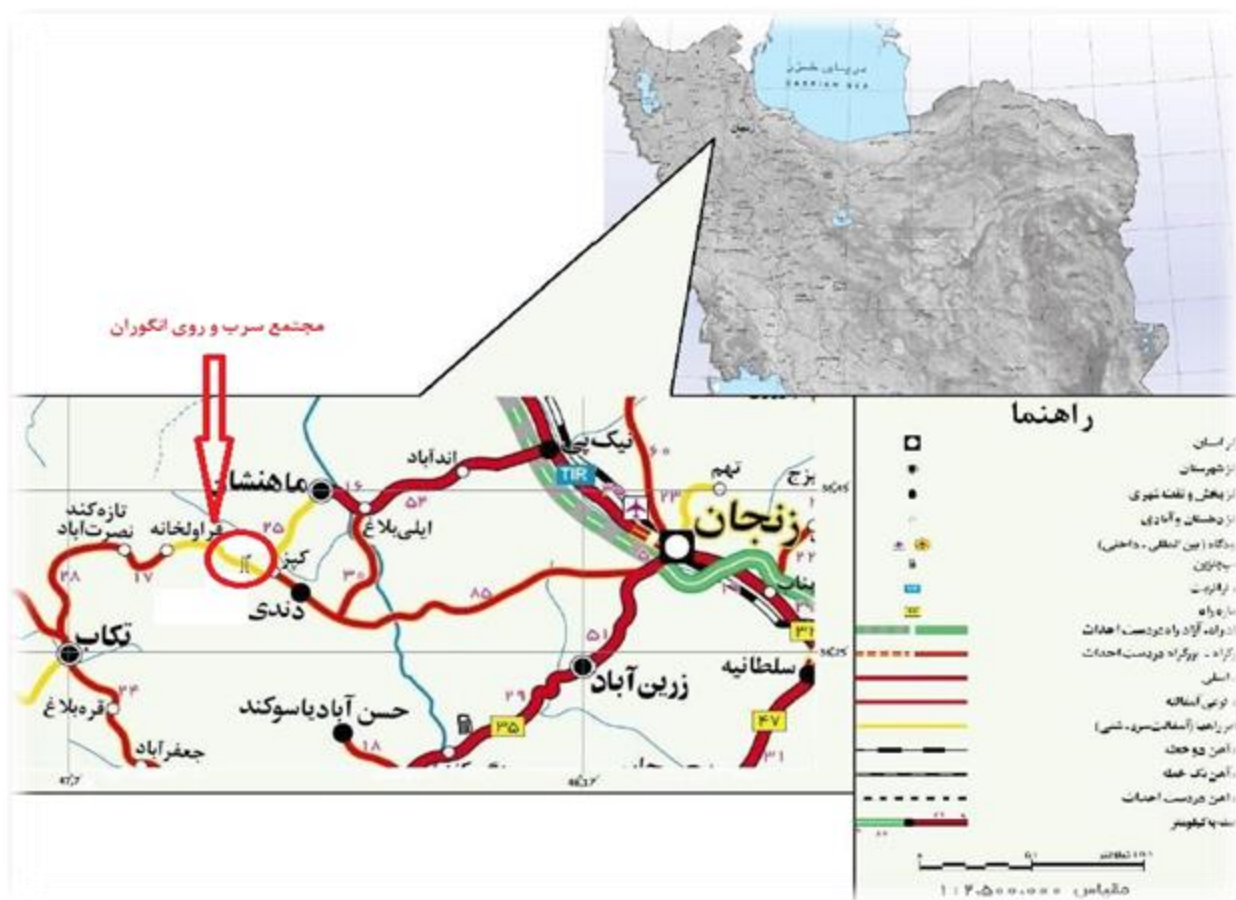
Houtum schindler در سال ۱۸۸۱ به اولین استخراج سرب (سروزیت) به روش زیرزمینی در منطقه انگوران اشاره کرده است. استخراج روی بعد از جنگ جهانی دوم شروع گردید و میزان استخراج روی با ایجاد یک پیت در سال ۱۹۶۳ افزایش یافت. اولین گزارش زمین شناسی و کانی شناسی در مورد معدن انگوران با سنگ میزبان مرمری توسط Burnol و Hirayama در سال ۱۹۶۸ ارائه شده است. در این فصل به معرفی منطقه مورد مطالعه که شامل اطلاعاتی از منطقه جغرافیایی معدن انگوران، زمین شناسی عمومی منطقه انگوران، سابقه معدن کاری در معدن سرب و روی انگوران، استخراج زیرزمینی در معدن انگوران، معرفی تراز ۲۷۴۱، شکل و اندازه کارگاه‌های استخراجی، روش حفاری کارگاه‌ها و ویژگی‌ها و خصوصیات مکانیک سنگی پرداخته شده است/

۲-۳ موقعیت جغرافیایی معدن سرب و روی انگوران

معدن سرب و روی انگوران در محدوده استان زنجان و در ۱۲۵ کیلومتری جنوب غربی شهر زنجان واقع شده است (شکل ۱-۳).

معدن انگوران در ناحیه‌ای کوهستانی و در ارتفاع متوسط محلی ۲۹۵۰ متری قرار گرفته است. این معدن از نظر مختصات جغرافیایی در طول ۴۷ درجه و ۲۴ دقیقه شرقی و عرض ۳۶ درجه و ۳۷ دقیقه شمالی واقع است.

نزدیکترین روستا به معدن، روستای قلعه جوق با ۲۰۰ نفر جمعیت و نزدیکترین شهر به آن دندی با جمعیت ۲۰۰۰ نفر می‌باشد. کارخانه شرکت کالسیمین در نزدیکی همین شهر قرار دارد. راه اصلی دسترسی (زنجان، دندی، معدن) دارای مسیری کوهستانی و مسافتی در حدود ۱۲۰ کیلومتر است.



شکل ۱-۳: موقعیت جغرافیایی و راه دسترسی به معدن سرب و روی انگوران (گزارش زمین شناسی معدن سرب و روی انگوران)

محدوده معدن دارای زمستان‌های سرد و پربارش است، بطوریکه بارش برف سنگین و باد شدید در زمستان‌ها دسترسی از زنجان به دندی را با مشکل مواجه می‌سازد. در بیشتر سال‌ها، بخاطر زمستان‌های سرد فعالیت‌های معدنی نیز گاهی تا چهار الی پنج ماه از سال دچار وقفه می‌شده است.

اختلاف درجه حرارت در شبانه روز و همچنین بین فصول سرد و گرم در محل معدن زیاد است. حداقل درجه حرارت ثبت شده در معدن انگوران ۲۲- درجه سانتی‌گراد و حداکثر ۴۰+ درجه سانتی‌گراد بوده است. میزان بارش سالیانه معدن به‌طور متوسط ۳۴۰ میلی‌متر گزارش شده است. میانگین رطوبت در فصل سرد ۶۰ درصد و در فصل گرم ۴۰ درصد است. بطور کلی فصل‌های بهار و پاییز در منطقه نسبتاً کوتاه بوده و گذر فصل‌های زمستان به تابستان و بالعکس نسبتاً سریع می‌باشد.

بطور کلی شمال غرب ایران از جمله منطقه انگوران، جزء مناطق زلزله‌خیز به شمار می‌رود. بطوریکه در صد سال گذشته چهار زلزله بزرگتر از پنج ریشتر در این مناطق رخ داده است. در سال ۱۳۶۹ در شهر منجیل واقع در شمال شرق زنجان زلزله‌ای با قدرت ۷/۳ در مقیاس ریشتر رخ داد که شدت آن در محل معدن با درجه چهار در مقیاس مرکالی احساس شد. بدین لحاظ تأسیسات کارخانه و معدن با توجه به زلزله‌خیز بودن این محدوده در معرض خطرات ناشی از زلزله قرار دارند.

۳-۳ زمین‌شناسی عمومی منطقه انگوران

معدن سرب و روی انگوران در شمال غرب ایران در زون ساختاری سنندج- سیرجان متعلق به کمربند کوه‌زایی زاگرس قرار گرفته است. کمربند کوه‌زایی زاگرس در اثر برخورد صفحه عربستان و میکروپلیت کوچکتر حاصل از گندوانا و پس از فرورانش اقیانوس نئوتتیس در کرتاسه فوقانی تشکیل شده است. در منطقه مورد مطالعه مجموعه سنگ‌های اولترامافیک- مافیک مشتمل بر سرپانتینیت، دونیت‌ها و پریدوتیت‌های سرپانتینیزه، متاپیروکسنیت‌ها،

گابروها و متادولریت به صورت رخنمون‌های پراکنده در مجموعه‌ای از سنگ‌های دگرگونی متعلق به رخساره شیست سبز تا آمفیبولیت با روند شمال غربی - جنوب شرقی و شیب شمال شرقی دیده می‌شوند (شکل ۳-۲).

۳-۳-۱ واحدهای سنگی موجود در منطقه انگوران

۳-۳-۱-۱ سنگ‌های دگرگونی

این منطقه بیشتر از سنگ‌های دگرگونی مانند انواع شیست‌ها، مرمر، گنایس و آمفیبولیت تشکیل شده است که با روند شمال غربی - جنوب شرقی در بخش میانی محدوده مورد نظر قرار گرفته‌اند و ارتفاعات را تشکیل می‌دهند (مانند کوه بلقیس با ارتفاع ۳۳۳۰ متر). این سنگ‌ها مستقیماً توسط واحدهای سنگی اولیگومیوسن بطور ناهم‌ساز پوشیده شده‌اند. به نظر می‌رسد سنگ‌های دگرگونی که مجموعه‌ای با زمان کامبرین تا پالئوزوئیک بالا را تشکیل می‌دهند از دوران دوم تا اواسط تشری بلندی‌های مرتفعی را تشکیل می‌داده‌اند که هیچ‌گونه رسوب‌گذاری بر روی آنها صورت نگرفته و یا اندک رسوب‌گذاری احتمالی نیز در اثر بالا آمدگی و فرسایش از بین رفته است (شکل ۳-۲).

۳-۳-۱-۲ توده‌های نفوذی

سنگ‌های دگرگونی پالئوزوئیک و پراکامبرین را یک سری توده‌های نفوذی دیوریتی، گرانودیوریتی، گرانیتی و کوارتزپورفیری قطع نموده که بغلت قرار گرفتن در زیر رسوبات و سنگ‌های آتشفشانی الیگومیوسن سن دقیقی برای آنها نمی‌توان تعیین نمود ولی با توجه به همانندی‌های کانی‌شناسی و نیز تاثیر آنها بر روی سنگ‌های رسوبی و دگرگونی پالئوزوئیک زمان تشکیل آنها را می‌توان به دوران دوم نسبت داد.

۳-۱-۳-۳ سنگ‌های رسوبی

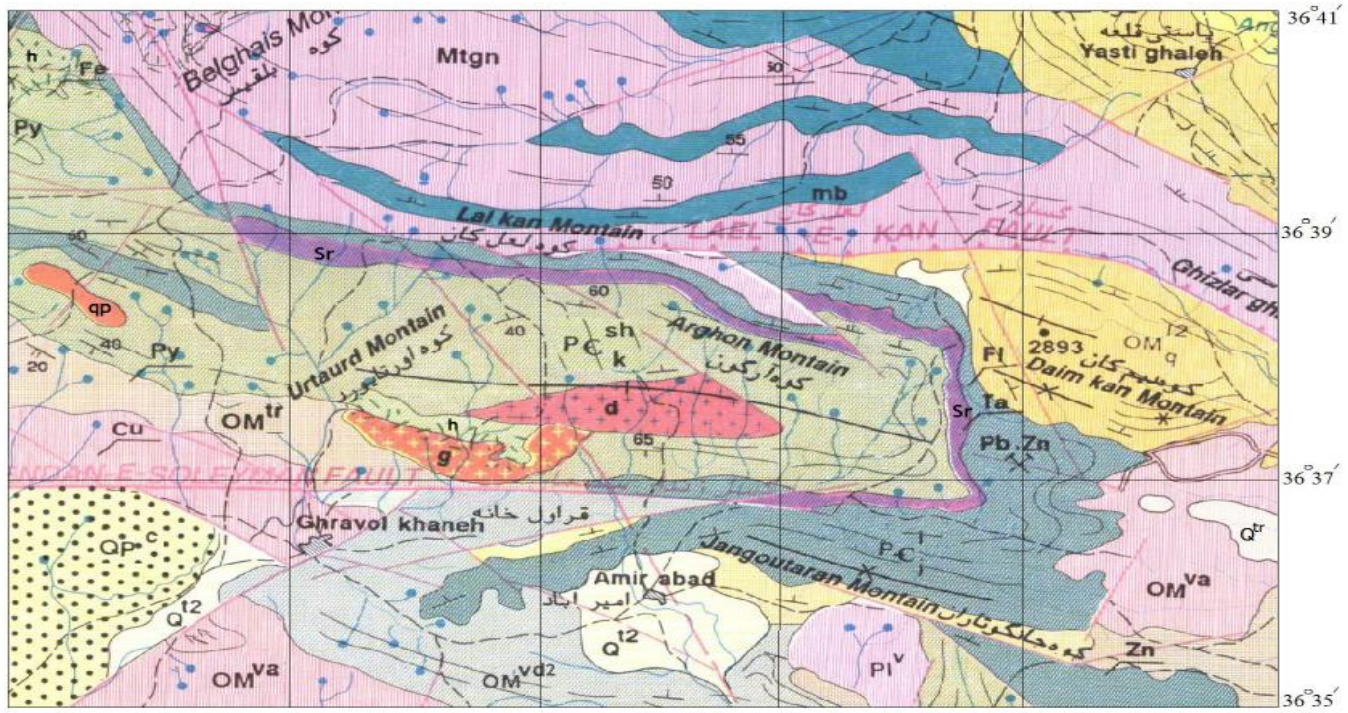
بخشی از منطقه مورد بررسی را سنگ‌های رسوبی تشکیل می‌دهند که بطور ناپیوسته بر روی سنگ‌های دگرگونی کهن قرار گرفته‌اند.

۲-۳-۳ لیتولوژی عمده معدن انگوران

کانسار معدن سرب و روی انگوران از لحاظ پترولوژیکی به دو زون اصلی و کلی تقسیم شده که شامل زون سولفور و زون کربناته است، البته یک زون بینابینی نیز وجود دارد که در حقیقت در چهارچوب همین دو زون ذکر شده قرار می‌گیرد و آن عبارت است از زون مخلوط سولفور و کربناته است. زون باطله نیز شامل زون آهکی کمربالا و زون شیستی کمر پایین می‌باشد.

۱-۲-۳-۳ زون سولفور

زون سولفور بین میکاشیست‌های کمرپایین و کربناته‌های دگرگونه کمربالا قرار گرفته است و توسط بخش غیر سولفیدی پوشیده شده است. این زون به سمت پایین به میکاشیست‌های فرودپواره منتهی می‌گردد و به عبارت دیگر می‌توان گفت زون سولفور در کنتاکت بلافصل شیست‌های کمرپایین قرار دارد (شکل ۳-۳). این زون معمولا به صورت ریزدانه، توده‌ای با بافت برشی می‌باشد و دارای کلاست‌های خیلی زاویه‌دار آهک دگرگونه و میکاشیست می‌باشد که نشان دهنده عملکرد فازهای برشی شدن است (شکل ۳-۴).



Scale 1:100,000



L E G E N D

	OMvd2	Pink dacitic and ignimbritic lavas and related tuffs.		Q12	Young terraces and low gravel fans (sand, silt and clay).
	OMva	Grey, brown and violet porphyritic andesitic lava.		Qtr	Calcareous spring deposits (Teravertine).
	OMtr	White to pink pumiceous tuff breccia.		QPc	Loose clay-cemented polygenetic conglomerate.
	h	Hydrothermally alteration including kaolinitization, alunitization and argilization.		PIv	Andesite, dacite-andesitic lava domes.
	qp	Quartz porphyry, microgranite and aplite.		OM12q	Cream, thick bedded to massive limestone with yellowish-green marly intercalations.
	g	Granite.			Fault.
	d	Quartz diorite, diorite, gabbro.			Thrust.
	mb	Marble.			Syncline axis.
	Mtgn	Alteration of gneiss, marble and amphibolite.			Anticline axis.
	Pc	Crystalline dolomitic limestone and dolomite, thick bedded, grey (JANGUTARAN limestone).		30	Measured dip.
	Sr	Metamorphosed ultramafic-mafic lava flow (Komatiite).		Pb	Ore indication.
	Pck	Alternation of micaschist and quartzite, grey-green (Metamorphosed KAHAR Formation?).		Pb	Mine in operation.
					Village.
					Motorable track.
					Drainage.
					Spring.

شکل ۲-۳: نقشه زمین شناسی انگوران (اقتباس از نقشه یک صد هزار تخت سلیمان (سازمان زمین شناسی کشور))



شکل ۳-۳: ماده معدنی سولفور در قسمت روباز معدن سرب و روی انگوران بعد از عملیات آتشفکری



شکل ۳-۴: بافت برشی موجود در زون سولفور که در آن قطعات کربناته و شیبستی زاویه دار به وسیله اسفالریت قهوه‌ای سیمانی شده‌اند و در یک زمینه سیلیسی ریز دانه قرار گرفته‌اند (مقیاس برابر ۱ سانتی متر).

۳-۲-۳-۲ زون کربناته

این بخش قسمت عمده ماده معدنی معدن انگوران را تشکیل می‌دهد. بخش کربناته برعکس بخش سولفیدی حالت یک دست و همگنی ندارد و با توجه با خصوصیات ظاهری و درصد عناصر روی و سرب به بخش‌های مختلفی تقسیم می‌شود که عبارتند از: بخش کربناته^۱، بخش کربناته برشی^۲، و شیست‌های مینرالیزه^۳.

بخش کربناته سخت را به این دلیل به این نام می‌خوانند که ماده معدنی دارای لیتولوژی بسیار سخت می‌باشد به طوری که حفاری و آتش باری در آن به سختی صورت می‌گیرد. این زون در قسمت‌هایی که زون سولفور و وجود ندارد بر روی شیست‌های عیاردار (مینرالیزه) قرار می‌گیرد. این بخش اکثراً ریزبلور می‌باشد و در برخی قسمت‌ها نیز درشت بلور می‌باشد. بخش کربناته برشی مشخص کننده عملکرد گسل‌ها می‌باشد که این عملکرد باعث تشکیل مواد معدنی برشی گشته است. در برخی قسمت‌ها ضخامت بخش کربناته به بیش از ۱۰۰ متر می‌رسد. شیست‌های مینرالیزه پایین ترین بخش ماده معدنی انگوران را تشکیل می‌دهند. این شیست‌های عیاردار بر روی میکاشیست‌های بدون عیار کم‌پایین قرار دارند و مستقیماً زیر بخش کربناته سخت و یا بخش سولفور قرار گرفته‌اند.

¹ Hard carbonate ore

² Breccia carbonate ore

³ Mineralized schist



شکل ۳-۵: ماده معدنی کربناته سخت و سولفور

۳-۲-۳-۳ زون مخلوط سولفور و کربنات

تفاوت این بخش با بخش سولفیدی در درصد کانی‌های کربناته می‌باشد. در بخش مخلوط کربناته-سولفیدی درصد کانی‌هایی نظیر اسمیت زونیت به طور قابل ملاحظه‌ای زیاد می‌گردد.

۳-۲-۳-۴ زون آهکی کمربالا(باطله)

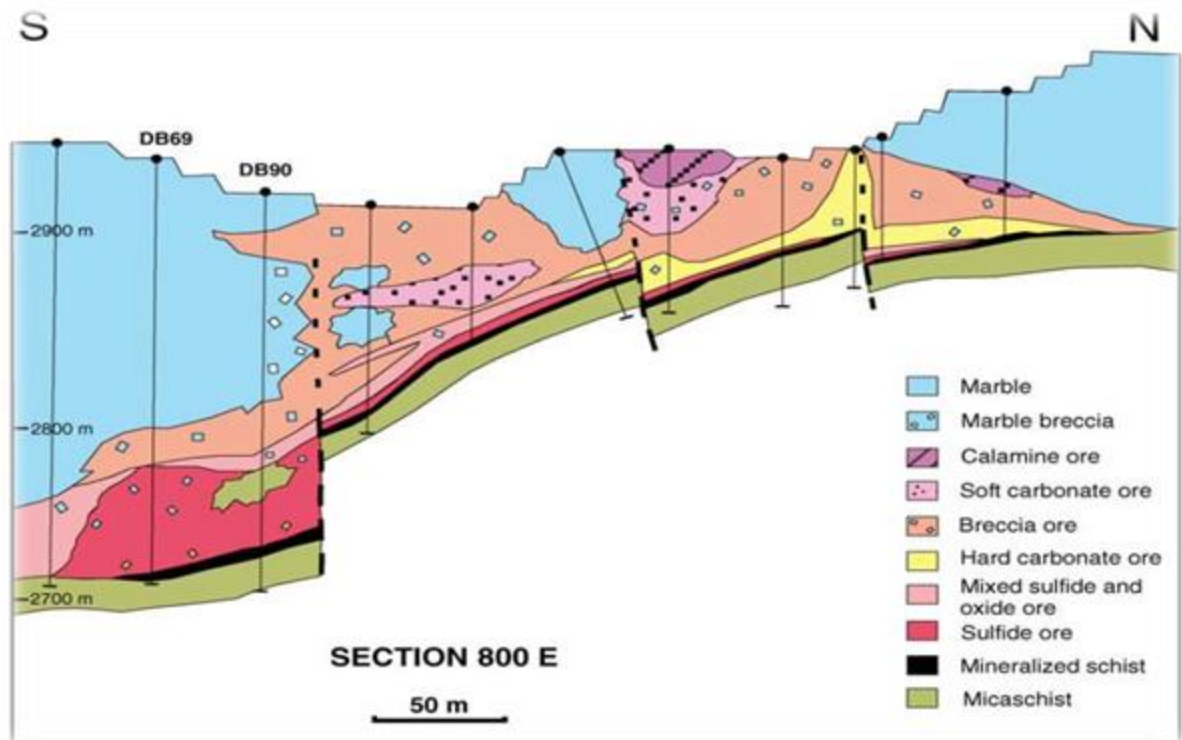
این سنگ‌ها یک لایه آهک ضخیم دگرگونه می‌باشد که روی کانسار انگوران را پوشانده اند و از شمال و شمال شرق تا جنوب غرب معدن انگوران گسترش دارند. رنگ این آهک‌ها اکثراً خاکستری بوده و تناوب رگه‌های سیاه و روشن در آنها دیده می‌شود. رگه‌های سیاه مربوط به وجود گرافیت در سنگ است. با بالارفتن گرافیت در سنگ، درصد دولومیت نیز زیاد می‌شود، بنابراین سنگ مزبور را می‌توان نوعی آهک ضخیم لایه دولومیتی نیز دانست. میان

سنگ‌ها عمدتاً ترکیبی کلسیتی دارند. بلورهای کلسیت دارای قطر ۴ تا ۵ میلیمتر و بافت سنگ‌فرشی و عموماً دارای کلیواژ رومبوئدری مشخص و ماکل فشاری پلی سینتیک می‌باشند.

۳-۲-۳-۵ شیست‌های کم‌پایین (باطله)

کم‌پایین معدن انگوران نوعی شیست سبز می‌باشد که به علت وجود مقادیر زیادی کانی‌های گروه میکا به نام میکا شیست خوانده می‌شود. این شیست‌ها تحتانی‌ترین بخش کانسار معدن سرب و روی انگوران می‌باشند و زون ماده معدنی در بین دو بخش آهک کم‌بالا و شیست کم‌پایین محصور شده است. شیست‌ها به هیچ وجه عیاردار نمی‌باشد به جز در مواردی که شیست در کنتاکت مستقیم با بخش سولفور و یا کربناته سخت و نیز زون مخلوط قرار می‌گیرد، عیاردار می‌شود. به طور کلی شیست‌های معدن انگوران از تنوع رنگی بالایی برخوردارند و از رنگ خاکستری تیره و روشن تا رنگ‌های سبز زوشن، نارنجی، زرد و صورتی متغیر است.

در شکل ۳-۶ مقطع شمالی جنوبی توده معدنی انگوران نمایش داده شده است که نحوه قرارگیری زون‌ها بر روی یکدیگر را نشان می‌دهد که به ترتیب زون سولفید در پایین‌ترین قسمت توده قرار دارد.



شکل ۳-۶: مقطع شمالی جنوبی توده سنگ معدن انگوران

۳-۴ تاریخچه معدنکاری در معدن انگوران

معدنکاری در معدن انگوران به صدها سال پیش باز می‌گردد. اما از فعالیت‌های استخراجی این معدن در گذشته دور نظیر سایر معادن ایران اطلاعات چندانی در دسترس نیست.

اولین پروانه بهره‌برداری معدن انگوران در سال ۱۳۰۱ به نام آقای ابوالقاسم صفاری صادر گردید، اما در همان سال به دلیل مخالفت وزارت جنگ، پروانه بهره‌برداری معدن موقتاً لغو شد. بدین ترتیب فعالیت معدن تا سال ۱۳۲۴ متوقف گردید. در سال ۱۳۲۴ این معدن از طریق مزایده برای مدت ۱۰ سال مجدداً به آقای صفاری واگذار شد و

او نیز معدن را به شرکت اتحاد سرب و روی انگوران واگذرا کرد. با واگذاری معدن به شرکت اتحاد سرب و روی انگوران، فعالیت‌های معدنی به صورت ابتدائی و غیر مکانیزه آغاز گردید. در تاریخ ۱۳۳۲/۱۰/۲۸ شرکت مزبور به استناد ماده ۳۵ آیین نامه معادن موفق به اخذ پروانه بهره‌برداری به مدت ۱۵ سال شد. در تاریخ ۱۳۴۵/۸/۲۳ شرکت اتحاد سرب و روی انگوران معدن را به شرکت سهامی انگوران واگذار کرد.

در سال ۱۳۴۸ معدن انگوران در اختیار شرکت کالسیمین قرار گرفت. این شرکت بعد از پیروزی انقلاب اسلامی، در سال ۱۳۵۹، مصادره و ملی اعلام شد. شرکت کالسیمین تا سال ۱۳۷۷ از معدن بهره‌برداری می‌کرد. در ابتدای سال ۱۳۷۷ بهره‌برداری از معدن انگوران به شرکت سهامی کل معادن ایران واگذار شد. در اواسط همین سال شرکت سهامی کل معادن ایران بهره‌برداری از معدن را به شرکت توسعه معادن روی ایران (سهامی عام) واگذار نمود.

در سال ۱۳۸۱ شرکت تهیه و تولید مواد معدنی ایران، که جایگزین شرکت کل معادن ایران شده و دارنده پروانه بهره‌برداری از معدن است، با برگزاری مزایده مجدداً پیمان استخراج از معدن روباز را تا پایان سال ۱۳۸۴ به شرکت توسعه معادن روی ایران واگذار کرد. در حال حاضر شرکت تهیه و تولید مواد معدنی ایران عملیات بهره‌برداری از معدن را به عهده دارد.

بر اساس اطلاعات قابل استناد، اولین فعالیت‌های استخراجی بر روی کانسار انگوران به سال‌های ۱۳۰۱ و ۱۳۰۲ برمی‌گردد. گویا در این سال‌ها گالن را با روش قدیمی استخراج و برای مصارف عمومی ذوب می‌کرده‌اند. بعد از این زمان تا قبل از جنگ جهانی دوم تنها یک دوره معدنکاری کوچک مقیاس توسط شرکت کامینکو در منطقه انجام شده است.

استخراج معدن به صورت قابل توجه، عملاً پس از سال ۱۳۲۴ با واگذاری آن به بخش خصوصی آغاز شده است. طی این سال‌ها ماده معدنی به روش زیرزمینی استخراج می‌شد. قسمت پرعیار آن برای تبدیل به شمش مستقیماً به کوره‌های تکلیس حمل و قسمت کم عیار ماده معدنی در نزدیکی دهانه تونل‌های استخراجی درون دره‌ای دپو می‌گردید. این مواد تا مدت‌ها در معدن وجود داشت ولی بعداً مورد استفاده قرار گرفت.

تا قبل از اجرای طرح معدنکاری روباز، استخراج از معدن به صورت زیرزمینی به روش کارگاه و پایه نامنظم انجام می‌شد. با پیشرفت نسبی عملیات اکتشافی و تعیین ذخیره معدن مقدمات طراحی معدن روباز فراهم آمد و بدین ترتیب اولین طرح روباز معدن که تا مدت‌ها نیز به عنوان طرح نهایی معدن شناخته می‌شد، در سال ۱۳۴۷ توسط آقای کندی از شرکت گلدان اسوشیت^۱ تهیه شد. این طرح بر مبنای اطلاعات حاصل از ۵۲ گمانه اکتشافی و رسم مقاطع قائم توسط این اطلاعات تهیه شد.

۳-۵ شکل هندسی و منطقه بندی کانسار انگوران

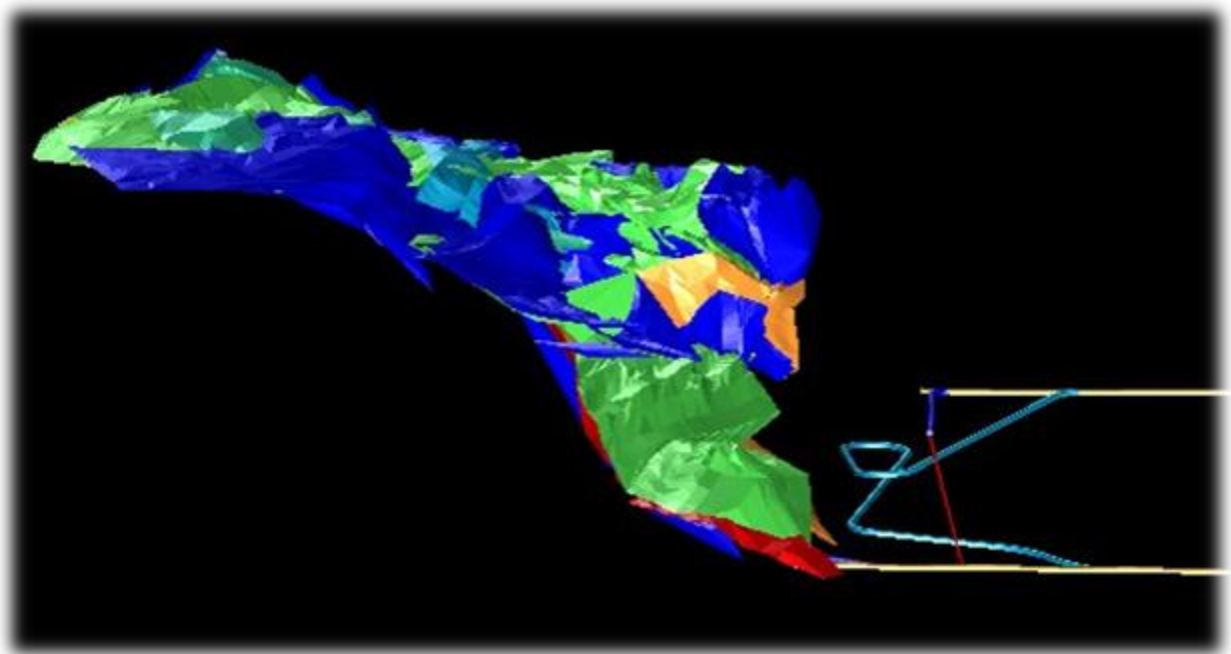
شکل هندسی کانسار انگوران بسیار پیچیده است و دلیل آن نیز عملکرد گسل‌های بزرگ و متعددی است که بخش اعظم کانی‌سازی کانسار انگوران را کنترل می‌کنند و همچنین چین خوردگی‌های شدید منطقه که باعث پیچیده شدن شکل کانسار شده‌اند.

کانسار انگوران دارای دو بخش کربناته و سولفیدی و طولی در حدود ۶۰۰ متر با جهت شمالی- جنوبی و پهنایی برابر ۴۰۰ متر است. این کانسار در هسته یک تاقدیس با پی سنگ دگرگونی قرار گرفته و همانطور که اشاره شد به وسیله گسل‌هایی با روندهای N-S, NE-SW, NW, SE, NNW_SSE محدود شده است. کانسار انگوران در بخش مرکزی یک تاقدیس بین دو بخش دگرگونی شیستی و آهکی واقع شده است. در کمر بالای کانسار لایه‌های ستبر

^۱ golden Associate

آهکی قرار دارند که شیب میانگین آنها در حدود ۱۵ الی ۲۵ درجه به سمت جنوب شرق است. در کمرباطین، شیست‌ها قرار دارند که شیب کلی آنها حدود ۱۰ تا ۲۵ درجه به سمت جنوب شرق است.

شکل هندسی تقریبی کانسار که بوسیله نرم افزار DATA MINE و بر اساس اطلاعات حاصل از گمانه‌های اکتشافی مشخص شده مشابه یک عدسی یا گلابی وارونه و دارای شیبی در حدود ۲۰ تا ۳۰ درجه به طرف جنوب شرق است (شکل ۳-۷). در مقطع افقی، بزرگترین طول کانسار در جهت شمال شرق - جنوب غرب و بزرگترین عرض آن در جهت شمال غرب - جنوب شرق است.



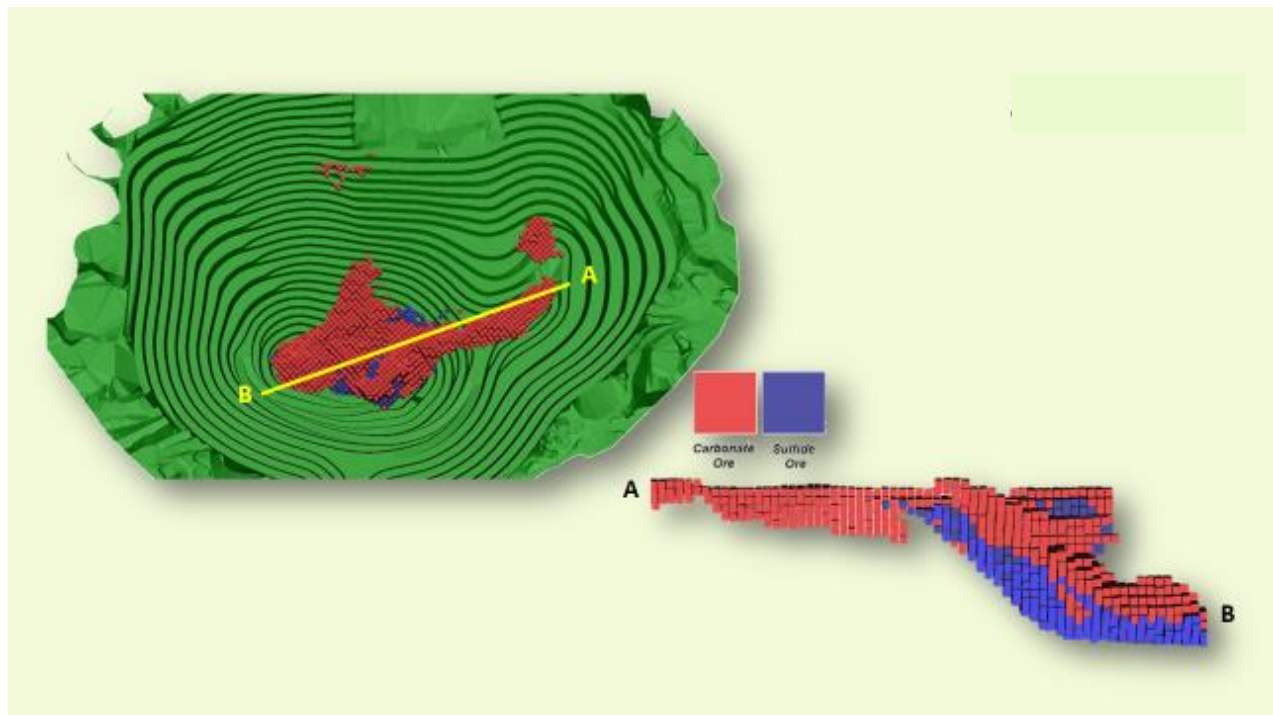
شکل ۳-۷: شکل هندسی کانسار انگوران تهیه شده در نرم افزار DATA MINE

۳-۶ استخراج

عملیات استخراج معدن سرب و روی انگوران در دو بخش روباز و زیرزمینی انجام می‌گیرد. عمده استخراج معدن به صورت روباز انجام گرفته است و از بخش زیرزمینی آن استخراج قابل توجهی انجام نگرفته است.

۳-۶-۱ استخراج روباز

اولین طرح روباز معدن که تا مدتها نیز به عنوان طرح نهایی معدن شناخته می‌شد، در سال ۱۳۴۷ توسط کندی از شرکت گلدان اسوشیت تهیه شد. این طرح بر مبنای اطلاعات حاصل از ۵۲ گمانه اکتشافی و رسم مقاطع قائم توسط این اطلاعات تهیه شد. با گذشت زمان و انجام اکتشافات نهایی، کانسار توسط نرم افزار DATA MINE شبیه سازی شد و پیت روباز معدن بر اساس شکل نهایی کانسار تهیه گردید (شکل ۳-۸). در مدت زمانی استخراج روباز، پیت استخراجی تغییرات زیادی داشته است که به دلیل تغییرات قیمت سرب و روی بوده است و قسمت‌های کم عیار وارد پیت استخراجی شده و پیت باز شدگی بیشتری داشته است. بالاترین تراز معدن در تراز ۱۳۰۰ متری از سطح دریا قرار دارد. پایین تراز روباز معدن که تراز حد نهایی روباز و زیر زمینی است در تراز ۲۷۴۴ قرار دارد. معدن سرب و روی انگوران به دلیل پیچیدگی زمین شناسی، پیت طراحی شده بر اساس خواص ژئومکانیکی به ۷ پهنه تقسیم بندی شده است که شامل پهنه شرقی، پهنه شمالی، پهنه شمال غربی، پهنه غرب (ریزش سابق)، پهنه غرب جنوب، پهنه جنوب غربی، پهنه جنوبی می‌باشد (شکل ۳-۹). بر اساس خواص ژئومکانیکی هر پهنه طراحی دیواره مطابق با خصوصیات ژئومکانیکی برای پایداری دیواره در نظر گرفته شده است. محدوده شرق، جنوب و جنوب غربی دارای شیب ایستایی دیواره پله ۷۴ درجه، شیب نهایی معدن ۴۵ درجه، ارتفاع پله ۲۰ متر و برم نهایی در معدن به عرض ۱۲/۱۷ متر است. محدوده شمال، شمال شرق و شمال غرب دارای شیب ایستایی دیواره پله ۶۰ درجه، شیب نهایی معدن ۳۰ درجه، ارتفاع پله‌ها در سنگ‌های آهکی ۲۰ متر و در سنگ‌های شیستی ۱۰ متر، برم نهایی در معدن در پله‌های ۱۰ متری به عرض ۱۳/۶۳ متر، برم نهایی در معدن در پله‌های ۲۰ متری به عرض ۵۳/۲۹ متر است. محدوده غرب (ریزش سابق) دارای شیب ایستایی دیواره پله‌ها ۵۰ درجه، شیب نهایی معدن ۲۲ درجه، ارتفاع پله‌ها ۱۰ متر، این بخش دارای سه برم نهایی می‌باشد که به ترتیب از غرب به شرق است این بخش عرض برم نهایی معدن ۷۲/۱۰ متر، ۳۶/۱۴ متر و ۸۵/۱۷ متر می‌باشد.



شکل ۳-۸: طرح نهایی محدوده روباز معدن انگوران



شکل ۳-۹: نقشه پهنه بندی معدن بر اساس اطلاعات ژئومکانیکی

۳-۶-۲ استخراج زیرزمینی

بر اساس آخرین محاسبات و مطالعات انجام شده تراز ۲۷۴۴ به عنوان حد روباز و زیرزمینی معدن سرب و روی انگوران انتخاب شده است. تا قبل از اجرای طرح معدنکاری روباز، استخراج از معدن به صورت زیرزمینی به روش کارگاه و پایه نامنظم انجام می‌شد. پس از تهیه طرح روباز و شروع استخراج از معدن به صورت روباز، عملیات استخراج زیرزمینی دچار تغییراتی شد. روش استخراج کارگاه و پایه تصادفی از روش‌های بدون نگهداری به شمار می‌آید. انتخاب روش استخراج تابع شرایط متفاوتی است که از خصوصیات عیاری ماده معدنی تا خصوصیات زمین‌شناسی و ژئومکانیکی باطله به صورت کمر بالا و کمر پایین ماده معدنی را شامل می‌شود. پس از مطالعات انجام شده و با استفاده از روش‌های انتخاب نوع روش استخراج زیرزمینی و با توجه به اینکه همزمان با استخراج روباز استخراج زیرزمینی نیز انجام می‌گیرد و استخراج زیرزمینی باید به روشی انجام پذیرد که حداقل نشست در اثر معدنکاری زیرزمینی را برای قسمت روباز که در بالای قسمت زیرزمینی داشته باشد و همچنین به دلیل بالا بودن عیار معدن در بخش زیرزمینی معدن و بخصوص بخش سولفور که بیشترین حجم کانسار در بخش زیرزمینی را تشکیل می‌دهد و کل کانسار در قسمت زیرزمینی قابلیت استخراج را دارد، روش استخراج کنند و پرکردن برای استخراج زیرزمینی معدن انگوران انتخاب شد. بر اساس برنامه‌ریزی انجام شده در هر سال مقدار ۱۲۰۰۰۰ تن ماده معدنی از بخش زیرزمینی انگوران استخراج خواهد شد.

۳-۶-۱-۱ انتخاب نوع روش کنند و پرکردن

روش کنند و پرکردن از روش‌های با انعطاف بسیار بالا در طراحی معادن می‌باشد به گونه‌ای که قابلیت ترکیب با دیگر روش‌های معدن کاری زیرزمینی نیاز به نگهداری را دارد. از جمله روش‌های کنند و پرکردن می‌توان به روش کنند و پرکردن روبه‌بالا، روش کارگاه با پایه تصادفی، روش کارگاه تونلی در داخل ماده معدنی، استخراج سقفی، روش Acova و روش کنند و پرکردن روبه پایین را نام برد. بر اساس مشخصات مکانیک سنگی کانسار، روش

کندن و پرکردن کارگاه تونلی برای استخراج بخش زیرزمینی معدن انگوران انتخاب شد. بر اساس طراحی انجام شده در معدن سرب و روی انگوران، کانسار در قسمت زیرزمینی برای استخراج به ۶ لایه افقی تقسیم بندی شده است. استخراج در هر لایه به این گونه انجام خواهد شد که در هر لایه با حفر تعدادی کارگاه تونلی عملیات استخراج کارگاه آغاز و تا تمام شدن ماده معدنی در کارگاه، حفر کارگاه تونلی ادامه پیدا خواهد کرد. استخراج به صورت حفر یک کارگاه و باقی گذاشتن یک کارگاه به عنوان پایه نگهدارنده کارگاه بعدی و حفر کارگاه بعدی می باشد که در معدن انگوران استخراج به صورت حفر یک کارگاه و باقی گذاشتن دو کارگاه به عنوان پایه نگهدارنده کارگاه مجاور می باشد. پس از اتمام استخراج عملیات پرکردن کارگاه های استخراج شده توسط مواد پرکننده سیمانی شروع و تا دهانه ابتدایی کارگاه، عملیات پرکردن ادامه خواهد کرد تا کارگاه های حفر شده به صورت کامل پر شوند، سپس کارگاه های استخراج نشده که به عنوان پایه باقی گذاشته شده بودند شروع به استخراج می شوند. تعداد کارگاه های استخراجی تابع میزان تولید معدن و اندازه کارگاه ها می باشد به گونه ای که اگر اندازه کارگاه بزرگتر باشد نیاز به تعداد کارگاه کمتر و با کوچک شدن اندازه کارگاه نیاز به استخراج کارگاه های بیشتری می باشد.

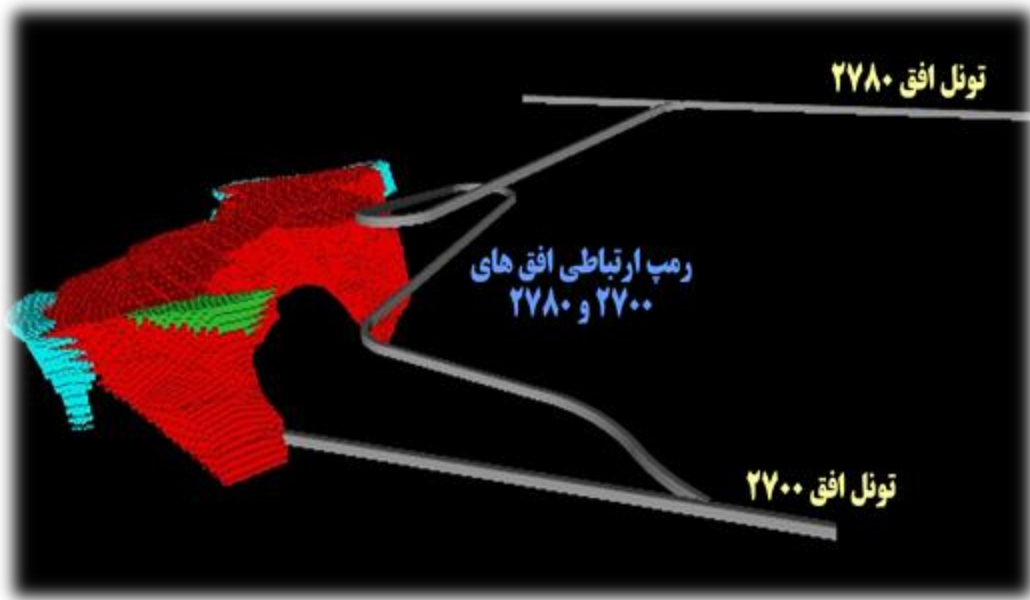
۳-۶-۲-۲ طراحی ترازهای استخراجی

ترازهای استخراجی بخش زیرزمینی معدن انگوران در ۶ تراز افقی از تراز ۲۷۴۱ شروع و در تراز ۲۷۲۱ پایان می یابد. (هندسه) گستردگی و بعد هر تراز استخراجی بر اساس طراحی انجام شده ارتفاعی برابر با ۴ متر و گستردگی در دو بعد دیگر نیز برابر با گستردگی کانسار در جهت های دیگر خواهد بود. لایه اول استخراجی از تراز ۲۷۴۴ شروع و به تراز ۲۷۴۱ (کف تراز و کارگاه ها) منتهی می شود. لایه دوم از تراز ۲۷۴۱ شروع و به تراز ۲۷۳۷ منتهی می شود. لایه سوم از تراز ۲۷۳۷ شروع و به تراز ۲۷۳۳ منتهی می شود. لایه چهارم از تراز ۲۷۳۳ شروع و به تراز ۲۷۲۹ منتهی می شود. لایه پنجم از تراز ۲۷۲۹ شروع و به تراز ۲۷۲۵ منتهی می شود. لایه ششم و انتهایی نیز از

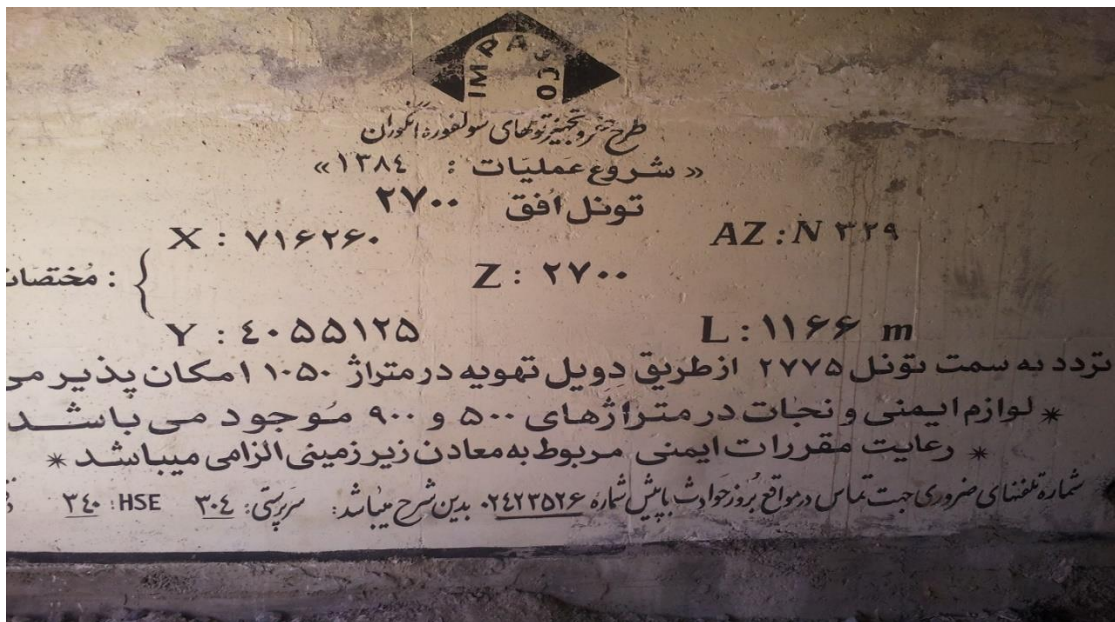
تراز ۲۷۲۵ شروع و به تراز ۲۷۲۱ منتهی می‌شود. بر اساس شکل و هندسه کانسار، هندسه هر لایه در هر تراز با هندسه لایه در تراز دیگر تفاوت دارد.

۳-۶-۲-۱ آماده سازی

آماده سازی اولیه جهت دسترسی به کانسار توسط حفر دو تونل به عنوان بازکننده‌های اصلی و تونل‌های ترابری اصلی در افق‌های ۲۷۸۰ و ۲۷۰۰ انجام شد. این دو تونل توسط یک رمپ حلزونی به یکدیگر وصل می‌شوند (شکل-۱۰). برای دستیابی به هر تراز استخراجی، در هر تراز از رمپ حلزونی یک تونل عمود بر کانسار حفر شده است. در لایه اول که طراحی در آن انجام خواهد شد پس از حفر تونل عمود بر لایه، یک تونل دنباله لایه به عنوان گالری باربری در جهت طولی و بیشترین گستردگی با ابعاد ۴*۵ به شکل دهانه مستطیل که محور آن تقریباً در وسط لایه استخراجی قرار دارد حفر گردیده است. به این دلیل تونل در وسط لایه حفر می‌گردد که از تاثیر طول کارگاه‌ها و تاثیر زمان حفر کارگاه‌ها بر عدم پایداری کارگاه‌های استخراجی کاسته شود. کارگاه‌های استخراجی به گونه‌ای حفر خواهد شد که دهانه کارگاه در دیواره تونل یا گالری باربری قرار خواهد داشت و حفاری از دو طرف انجام خواهد گرفت. برای تامین میزان تولید ماده معدنی لایه اول (تراز ۲۷۴۱) به چهار بخش تقسیم شده است که حفر کارگاه در ابتدای هر پنل صورت خواهد گرفت. به دلیل فاصله زیاد حفر کارگاه‌ها از یکدیگر و خارج شدن از فاصله تاثیر بر یکدیگر، تاثیر حفر کارگاه‌ها بر یکدیگر صفر خواهد بود. پس از طراحی کارگاه و محاسبه حجم کارگاه حفر شده، میزان تناژ استخراجی کارگاه محاسبه شده و در صورت تامین نکردن میزان تناژ استخراجی سالانه، تعداد کارگاه‌ها و جانمایی آنها مشخص خواهد شد.



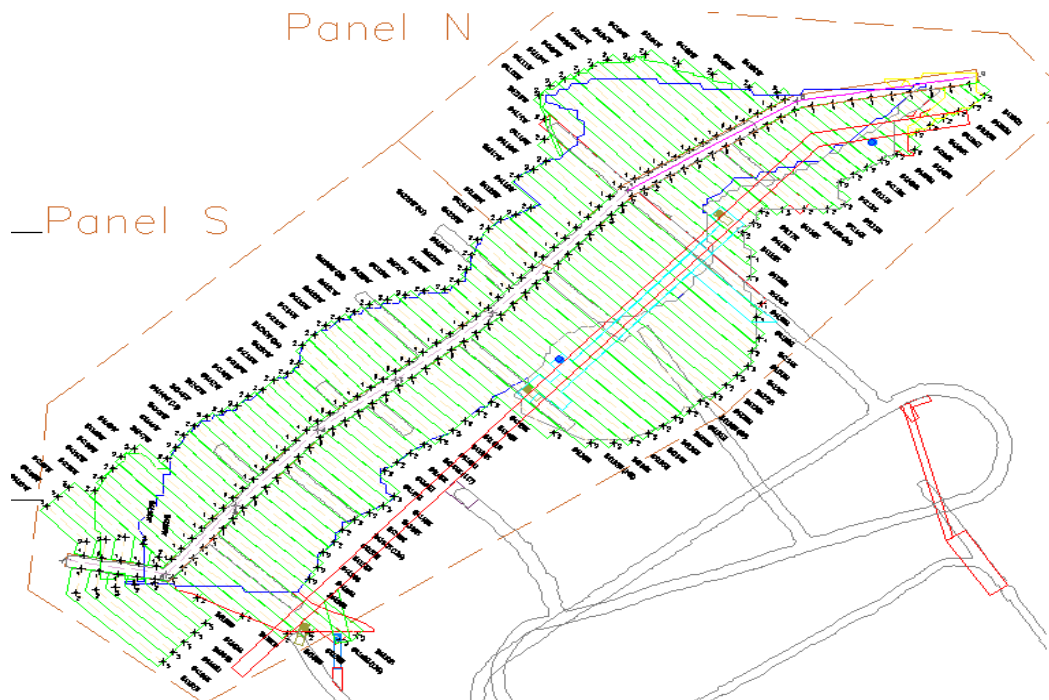
شکل ۳-۱۰: بازکننده‌های اصلی بخش زیرزمینی معدن سرب و روی انگوران



شکل ۳-۱۱: مشخصات تونل بازکننده اصلی افق ۲۷۰۰

۳-۶-۲-۲- ترزاز استخراجی ۲۷۴۱

اولین ترزاز استخراجی در بخش زیرزمینی معدن سرب و روی انگوران، ترزاز ۲۷۴۱ می‌باشد. دسترسی به ترزاز ۲۷۴۱ از طریق یک تونل در ترزاز ۲۷۴۱ که از رمپ به سمت کارگاه S4122E حفاری شده و پس از عبور از کارگاه، توسط یک گالری اصلی که در طول کانسار (بیشترین طول در دو بعد) در امتداد شمالی-جنوبی حفاری شده است به دو بخش شرقی و غربی تقسیم بندی شده است. کارگاه‌ها در بخش غربی از کارگاه S4110W و به کارگاه S4157W ختم می‌شود. تعداد کارگاه در قسمت غربی ۵۷ دهنه کارگاه می‌باشد. در قسمت شرقی کارگاه‌ها از S4101E شروع و به کارگاه S4167E ختم می‌شود. تعداد کارگاه در قسمت شرقی ۶۷ دهنه کارگاه می‌باشد. برای برنامه ریزی تولید قسمت شرقی و غربی به دو پنل شمالی و جنوبی نیز تقسیم بندی شده است که در کل ترزاز به ۴ پنل استخراجی تقسیم بندی شده است (شکل ۳-۱۲).

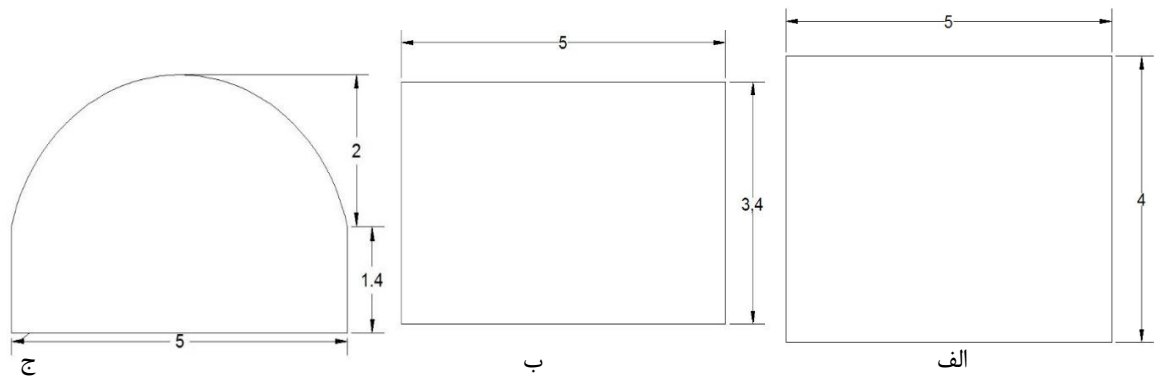


شکل ۳-۱۲: نمای کلی از جانمایی کارگاه‌ها در ترزاز ۲۷۴۱ (دید از بالا)

۳-۶-۲-الف اندازه و شکل مقطع کارگاه ها

طول کارگاه ها در هر پهنه با توجه به گسترش کانسار از ۶ تا ۴۰ متر در طراحی که با توجه به مدل بلوکی انجام شده است متغیر می باشد.

شکل و اندازه مقطع گالری اصلی مستطیلی به عرض ۵ متر و ارتفاع ۴ متر می باشد. شکل مقطع کارگاه ها به صورت قوسی با عرض ۵ متر و ارتفاع ۳/۴ متر طراحی شده است این روند در کارگاه های زون سولفید و اکسید-سولفید اجرا می شود. ارتفاع کارگاه قوسی به دو قسمت دیواره با ارتفاع ۱/۴ متر و ارتفاع قوس ۲ متر تقسیم می شود. اندازه و شکل کارگاه های میانبر مابین دو اتاق قوسی به شکل مستطیل با ارتفاع ۳/۴ متر و عرض ۵ متر می باشد.

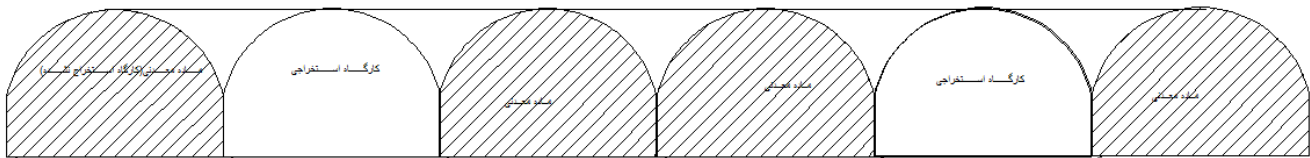


شکل ۳-۱۳: اندازه و شکل کارگاه ها الف: گالری اصلی ب: کارگاه میانبر ج: کارگاه اصلی

۳-۶-۲-ب استخراج کارگاه ها

استخراج کارگاه ها در معدن سرب و روی انگوران با استفاده از چالزنی و انفجار انجام می گیرد. میزان پیشروی در هر انفجار حدود ۹۰ سانتی متر تا ۱ متر می باشد. برای تامین تناژ سالیانه ۱۲۰۰۰۰ تن، با احتساب ۳۶۰ روز کاری، میزان تولید روزانه حدود ۳۳۰ تن می باشد. با توجه به چگالی ماده معدنی سولفید که برابر با ۴ تن بر مترمکعب و چگالی ماده معدنی اکسید-سولفید برابر با ۳/۴ تن بر مترمکعب با در نظر گرفتن چگالی متوسط ۳/۷ تن بر مترمکعب و مساحت مقطع کارگاه قوسی برابر با ۱۴/۴۴ متر مربع، مقدار ماده معدنی تولید شده در هر متر

پیشروی برابر با ۵۳/۲۸ تن می‌باشد. با توجه به محدودیت عملیات در چالزنی و انفجار روزانه در هر کارگاه که یک چرخه عملیات استخراج انجام می‌گیرد، از این رو برای تأمین میزان تناژ روزانه بایستی ۶ کارگاه استخراج گردد تا مقدار تولید مورد نیاز تامین شود. با توجه به تعداد کارگاه بایستی بیش از یک کارگاه در هر پنل استخراج گردد. استخراج کارگاه‌ها به این صورت انجام می‌گیرد که پس از استخراج کارگاه به صورت کامل و اتمام ماده معدنی کارگاه توسط بتن پر می‌شود و پس از رسیدن بتن به میزان استحکام لازم به تعداد ۶ کارگاه مجاور کارگاه‌های پر شده شروع به استخراج می‌شوند. با توجه به نیاز به حفر بیش از یک کارگاه و همچنین حفاری چندین کارگاه در مجاورت یکدیگر به علت بازشدگی سقف بیش از مقدار مجاز، تخریب سقف، از دست رفتن کارگاه و خطرات جانی و مالی، با جا گذاشتن ماده معدنی به صورت استخراج نشده به تعداد دو یا سه دهنه کارگاه، به عنوان پایه نگهدارنده کارگاه مجاور، استخراج کارگاه‌های مجاور انجام می‌گیرد (شکل ۳-۱۴).



شکل ۳-۱۴: نحوه استخراج و جاگذاری کارگاه استخراج نشده به عنوان پایه نگهدارنده کارگاه مجاور در معدن انگوران

۳-۶ تعیین خصوصیات توده سنگ ماده معدنی بخش زیرزمینی معدن انگوران

تعیین خواص توده سنگ از مهمترین و اصلی ترین مراحل در طراحی فضاهای زیرزمینی می‌باشد. خواص توده سنگ دربرگیرنده فضای زیرزمینی، تعیین کننده رفتار توده سنگ در برابر تنش‌های اعمالی است که در نتیجه نقش اصلی را در طراحی و احداث فضای زیرزمینی دارد. تعیین خواص توده سنگ با استفاده از تست‌های آزمایشگاهی و مشاهدات صحرایی و میدانی تعیین می‌شود. همانطور که در بخش قبل ۳-۲-۳ بیان شد توده سنگ ماده معدنی از سه زون اصلی کربناته، کربناته-سولفیدی و بخش سولفیدی تشکیل شده است که بخش زیرزمینی

معدن عمدتاً از زون سولفور و در ترازهای بالاتر بخصوص تراز ۲۷۴۱، قسمتی از توده ماده معدنی از زون کربنات-سولفید تشکیل شده است. در جدول ۱-۳ برخی از خواص توده سنگ ماده معدنی، معدن سرب و روی انگوران که توسط شرکت SRK در سال ۲۰۰۳ تهیه شده، آورده شده است.

جدول ۱-۳: اطلاعات توده سنگ کانسنگ معدن انگوران

مشخصات زون	مقاومت فشاری تک محوره (مگا پاسکال) σ_c (Mpa)	اندیس مقاومت زمین شناسی GSI	ثابت هوک- براون m_i	چگالی (کیلو گرم بر متر مکعب)
مخلوط (اکسید-سولفور)	۱۵-۵۰	۱۰-۳۰ میانگین=۲۰	۱۸	۳۴۰۰

با توجه به اطلاعات ارائه شده و مشاهدات میدانی انجام شده، RMR توده سنگ بخش زیرزمینی انگوران طبق جدول ۲-۳ تعیین شد.

جدول ۲-۳: امتیاز بندی و تعیین RMR توده سنگ بخش زیرزمینی معدن سرب و روی انگوران

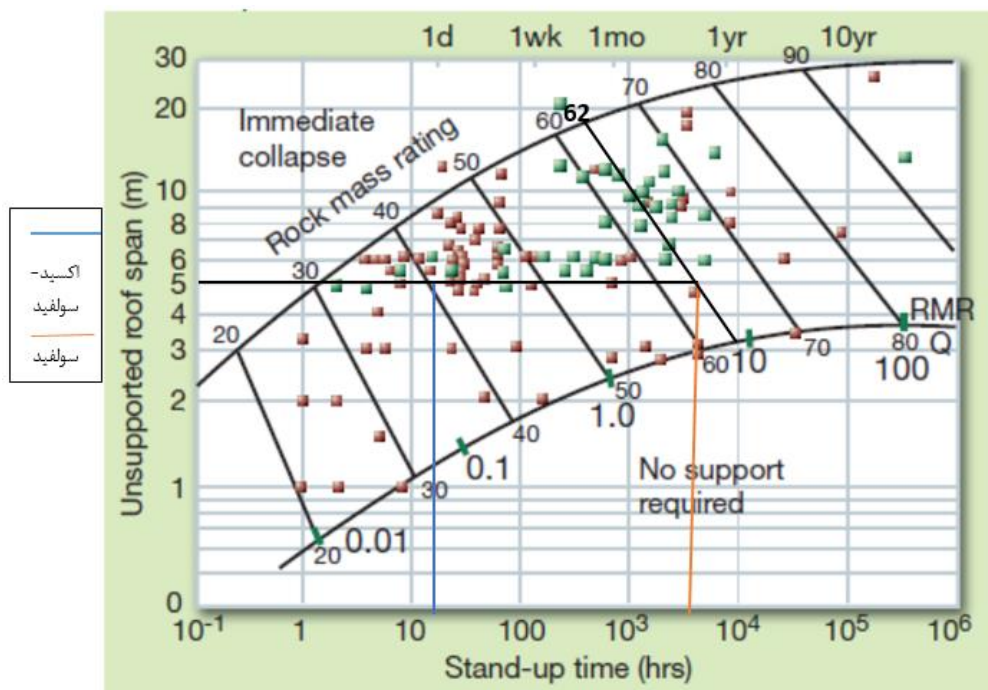
مشخصات زون	شاخص کیفی توده سنگ RQD	مقاومت فشاری تک محوره σ_c (Mpa)	فاصله داری درزه(متر) Joint spacing(m)	رطوبت water	طول درزه Persistence(m)	زبری roughness	پرشدهگی infill	بازشدهگی درزه Aperture width(mm)	جهت درزه‌ها نسبت به حفاری Orientation Relative to excavation	هوازدهگی Weathering
امتیاز RMR	۱۷	۵	۱۵	۱۵	۲	۳	-	۴	-۵	۶
اکسید- سولفید	۴۳	۱۵-۵۰	۰/۱-۰/۳	خشک	<۰/۱	کمی زبر	پرشدهگی نرم. خاک	۱	نسبتاً خوب	هوازدهگی متوسط
امتیاز RMR	۸	۳	۸	۱۵	۶	۲	۰	۱	-۵	۳

مجموع امتیازهای تعیین شده، مقدار RMR هر زون را تعیین می‌کند. بر این اساس مقدار RMR زون سولفید برابر با ۶۲ و RMR زون اکسید-سولفید برابر با ۴۰ تعیین شد. از مقدار RMR تعیین شده و انطباق آن با جدول ۳-۳ کلاس بندی توده سنگ هر زون تعیین شد.

جدول ۳-۳: کلاس بندی توده سنگ بخش زیرزمینی معدن سرب و روی انگوران بر اساس امتیاز کل RMR

درجه بندی	۸۱-۱۰۰	۶۱-۸۰	۴۱-۶۰	۲۱-۴۰	<۲۱
شماره کلاس بندی	۱	۲	۳	۴	۵
توصیف	سنگ بسیار خوب	سنگ خوب	سنگ نسبتاً خوب	سنگ ضعیف	سنگ نسبتاً ضعیف
میانگین زمان خودنگهداری	۲۰ سال برای ۱۵ متر دهانه بازشدگی	۱ سال برای ۱۰ متر دهانه بازشدگی	۱ هفته برای ۵ متر دهانه بازشدگی	۱۰ ساعت برای ۲/۵ متر دهانه بازشدگی	۳۰ دقیقه برای ۱ متر دهانه بازشدگی
	زون سولفید			زون اکسید-سولفید	

با توجه به جدول ۳-۳، زون سولفید در رده توصیفی سنگ خوب با پایداری ۱ سال برای بازشدگی سقف ۱۰ متر قرار می‌گیرد که با توجه به مشاهدات انجام شده از کارگاه‌های سولفید این رده توصیفی را تایید می‌کند. همچنین زون اکسید-سولفور نیز در رده توصیفی سنگ ضعیف قرار می‌گیرد که با توجه به امتیاز RMR تعیین شده برابر با ۴۰، این زون در مرز رده توصیفی سنگ با پایداری ۱۰ ساعت برای بازشدگی سقف ۲/۵ قرار گرفته است که با توجه به مشاهدات انجام شده از کارگاه‌های سولفیدی، توده سنگ زون اکسید-سولفیدی را می‌توان در رده ضعیف تا نسبتاً خوب قرار داد. در شکل ۳-۱۶ که توسط بارتون و بنیاوسکی در سال ۲۰۰۸ انتشار یافت زمان پایداری سقف بر اساس RMR می‌باشد که با توجه به عرض کارگاه ۵ متر در معدن انگوران و RMR هر کدام از زون‌ها زمان پایداری برای هر زون تعیین شده است.



شکل ۳-۱۵: نمودار RMR و زمان پایداری (بارتون و بنیواسکی ۲۰۰۸)

با توجه به RMR تعیین شده، می‌توان مقدار GSI متناظر با آن را نیز تعیین کرد. هوک و همکاران در سال ۱۹۹۵ رابطه ۱-۳ و ۲-۳ را برای محاسبه GSI بر اساس RMR معرفی کرد. در این رابطه ابتدا مقدار RMR₈₉ که با در نظر گرفتن شرایط توده سنگ در حالت خشک (امتیاز ۱۵) و بدون در نظر گرفتن امتیاز جهت حفاری نسبت به درزه‌داری تعیین می‌شود.

$$RMR_{89} > 23 \quad GSI = RMR_{89} - 5 \quad ۳-۱:$$

با محاسبه RMR₈₉، برای زون سولفورده مقدار ۶۷ و زون اکسید-سولفورده مقدار ۴۶ بدست می‌آید. با جاگذاری مقادیر محاسبه شده در رابطه ۱-۳، مقدار GSI برای هر زون محاسبه می‌شود. مقادیر بدست آمده در جدول ۳-۳ آورده شده است.

جدول ۳-۳: مقادیر GSI محاسبه شده با رابطه ۱-۳ برای هر زون

GSI	RMR ₈₉	پارامتر / زون
۶۲	۶۷	سولفید
۴۰	۴۵	اکسید-سولفید

علاوه بر رابطه ۱-۳، هوک و همکاران در سال ۲۰۱۳ رابطه ۲-۳ را برای بدست آوردن GSI پیشنهاد کردند.

$$\text{GSI} = 1.5 \text{ JCond}_{89} + 0.5 \text{ RQD} \quad (\text{JCond}_{89} = \text{RMR در جدول}) \quad \text{۲-۳: (امتیاز مربوط به شرایط درزه در جدول)}$$

مقادیر GSI محاسبه شده با استفاده از رابطه ۲-۳ برای هر زون در جدول ۴-۳ آورده شده است.

جدول ۴-۳: مقادیر GSI محاسبه شده با رابطه ۲-۳ برای هر زون

GSI	RQD	JCond ₈₉	پارامتر / زون
۶۳	۸۱	۱۵	سولفور
۳۹/۵	۴۳	۱۲	اکسید-سولفور

مقایسه مقادیر GSI جدول ۳-۳ و ۴-۳ نشان می‌دهد مقادیر بدست آمده بسیار به یکدیگر نزدیک هستند و نشان دهنده صحت مقادیر بدست آمده می‌باشد.

۷-۳ جمع بندی

در این فصل به معرفی معدن انگوران پرداخته شد که شامل اطلاعات زمین شناسی عمومی منطقه، لیتولوژی کانسار، تاریخچه معدن کاری در معدن انگوران، استخراج روباز، استخراج زیرزمینی، آماده سازی بخش زیرزمینی، معرفی تراز کاری ۲۷۴۱ پرداخته شد. همچنین در ادامه برخی از اطلاعات مکانیک سنگی توده سنگ انگوران مشخص و تعیین شد.

فصل چهارم

مدل سازی عددی

۴-۱ مقدمه

در فصل پیش رو ابتدا به معرفی نرم افزار 'FLAC 3D' پرداخته شده است. سپس در ادامه به مدل سازی بخشی از تراز ۲۷۴۱ و مشخصات هندسی آن اشاره شده است. در ادامه مدل سازی با نرم افزار Phase2 و ایجاد مدل سه بعدی در FLAC3D، تعریف شرایط مرزی، تنش حاصل از روباره بر روی مدل پرداخته شده است. در ادامه مدل رفتاری انتخاب شده و با توجه به مشخصات لازم برای مدل رفتاری، اطلاعات مورد نیاز را مشخص شده است. سه مدل با هندسه یکسان و مشخصات مکانیک سنگی مختلف ساخته شده است. در ادامه هر کدام از مدل ها اعتبار سنجی شده است. سپس با توجه به اطلاعات جابه جایی تونل در معدن و مقایسه جابه جایی در مدل ساخته شده نزدیکترین مدل به جابه جایی معدن به عنوان مدل نهایی انتخاب شده است. سپس در بخش بعدی به انتخاب شکل و اندازه کارگاه ها، بررسی سناریوهای مختلف و در انتها تعیین شکل و اندازه نهایی پرداخته شده است.

۴-۲ معرفی نرم افزار

۴-۲-۱ نرم افزار FLAC3D

نرم افزار FLAC3D یک برنامه تفاضل محدود^۲ از مجموعه نرم افزارهای آیتسکا^۳ می باشد که برای محیط های پیوسته و شبه پیوسته به کار می رود. این نرم افزار بر اساس تحلیل محاسباتی لاگرانژی استوار است. با این نرم افزار می توان مدل رفتاری سازه های خاکی، سنگی یا سایر مواد را که دارای جریان پلاستیک در هنگام رسیدن به حد تسلیم هستند، شبیه سازی کرد. این مدل رفتاری که از پیش تعریف شده می باشد، مدل های متنوعی را در بر می گیرد، که شامل مدل تهی (فضای خالی) برای نمایش حفاری در شبکه، تا مدل های تسلیم برشی و حجمی

¹ Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3 Dimensions

² Finite Difference Method (FDM)

³ ITASCA

برای نمایش رفتار کرنش سختی و کرنش نرمی و نمایش گسیختگی برشی غیرقابل برگشت و غیر خطی است. در نرم افزار FLAC3D می توان از انواع مدل های رفتاری گروه تهی، الاستیک و پلاستیک استفاده کرد.

مواد به صورت المان های چند وجهی در یک شبکه سه بعدی که توسط کاربر برای تنظیم ابعاد و شکل هندسی مدل ایجاد می شود، ارائه می شود. هر المان بر طبق قانون خطی یا غیر خطی تنش-کرنش که از پیش تعیین شده است، در پاسخ به هر نیروی اعمالی یا محدودیت های مرزی رفتار می کند. مصالح قابلیت تسلیم شدگی و جریان یافتن را داشته و شبکه قابلیت تغییر شکل و حرکت به همراه مصالح را دارد (Itasca, FLAC3D Manual).

۴-۲-۲ مراحل حل مدل در نرم افزار FLAC3D

۴-۲-۲-۱ ساخت مدل هندسی

در اولین مرحله مدل هندسی محدوده مورد مطالعه به صورت سه بعدی در نرم افزار ساخته می شود. هم زمان با ساخت مدل هندسی سه بعدی، المان بندی مناسب مدل نیز توسط کاربر انجام می گیرد. در این مرحله تنها یک شکل سه بعدی از محدوده مورد نظر ساخته می شود که اغلب به صورت توپر و فاقد حفاری می باشد.

۴-۲-۲-۲ اعمال مدل رفتاری مناسب

در این مرحله با توجه به خصوصیات مواد، مدل رفتاری مناسب انتخاب می شود. مدل رفتاری، رفتار مواد را تحت شرایط مختلف نشان می دهد.

۴-۲-۲-۳ اعمال شرایط مرزی

این مرحله شامل اعمال بارهای وارده به مرز مدل شامل تنش یا روباره و ثابت کردن مرزهای مدل را شامل می شود.

۴-۲-۲-۳ تعادل اولیه

در این مرحله مدل تا رسیدن به حالت تعادل حل می‌شود. در این مرحله می‌توان از نیروهای نامتعادل کننده، جابه جایی در گره‌ها و یا سرعت گره‌ها استفاده کرد. در صورت استفاده از نیروهای نامتعادل کننده نرم افزار به صورت پیش فرض حل مدل را تا رسیدن نیروهای نامتعادل کننده تا مقدار 1×10^{-5} ادامه می‌یابد.

۴-۲-۲-۴ عملیات اجرایی

در این مرحله حفاری‌ها و یا دیگر عملیات اجرایی بر روی مدل انجام شده و با حل مدل رفتار مدل سنجیده می‌شود.

۴-۳ مدل سازی

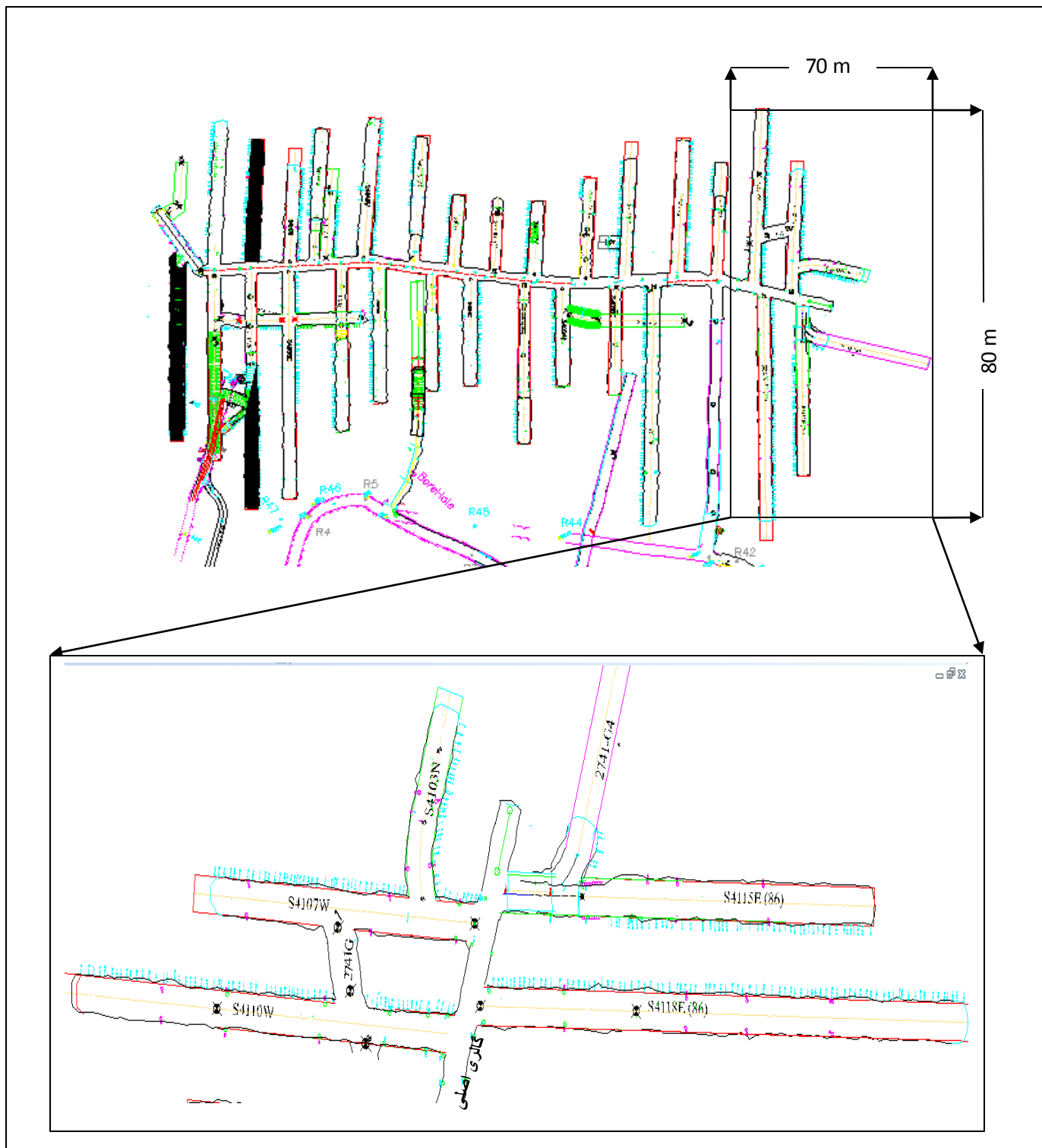
۴-۳-۱ انتخاب محدوده مناسب

به دلیل گستردگی تراز ۲۷۴۱ و بزرگ شدن مدل و طولانی شدن زمان حل، مدل سازی کل پهنه وجود نداشت. برای انتخاب محدوده مناسب مدل سازی، محدوده محل نصب متر همگرایی انتخاب شد. محل نصب متر همگرایی سنج، ورودی کارگاه S4107W می‌باشد. برای ساخت مدل محدوده ۷۰ متری در جهت X و محدوده ۸۰ متری در جهت Y و ارتفاع مدل برابر با ۴۴ متر انتخاب شد. در شکل ۴-۱ محدوده انتخاب شده برای مدل سازی در نقشه طراحی کلی تراز ۲۷۴۱ مشخص شده است. در شکل ۴-۲ محدوده انتخاب شده برای مدل سازی در نقشه استخراجی کارگاه‌ها نشان داده شده است. پس از انتخاب محدوده مناسب برای مدل سازی، ابتدا مدل دو بعدی در نرم افزار Phase2 ساخته شد. مدل دو بعدی ساخته شده در نرم افزار Phase2 به صورت دید از روبرو محور XZ، ساخته شد. طول مدل ساخته شده در جهت X برابر با ۷۰ متر و در جهت Z برابر با ۴۴ متر ساخته شد. کارگاه

های استخراج طبق اندازه اعلام شده که در فصل قبل بیان شد، با عرض ۵ متر، ارتفاع دیواره ۱/۴ متر و ارتفاع قوس ۲ متر ساخته شد که در شکل ۴-۳ و ۴-۴ نشان داده شده است.

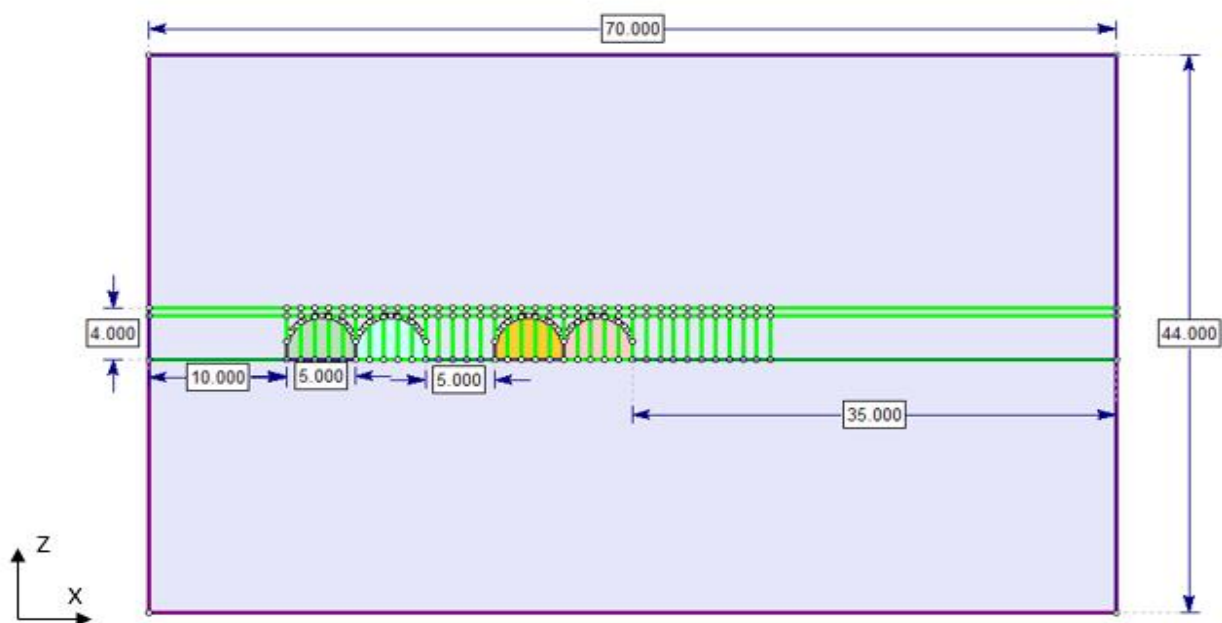


شکل ۴-۱: محدوده مشخص شده برای مدل سازی در پلن اصلی تراز ۲۷۴۱ (دید از بالا)

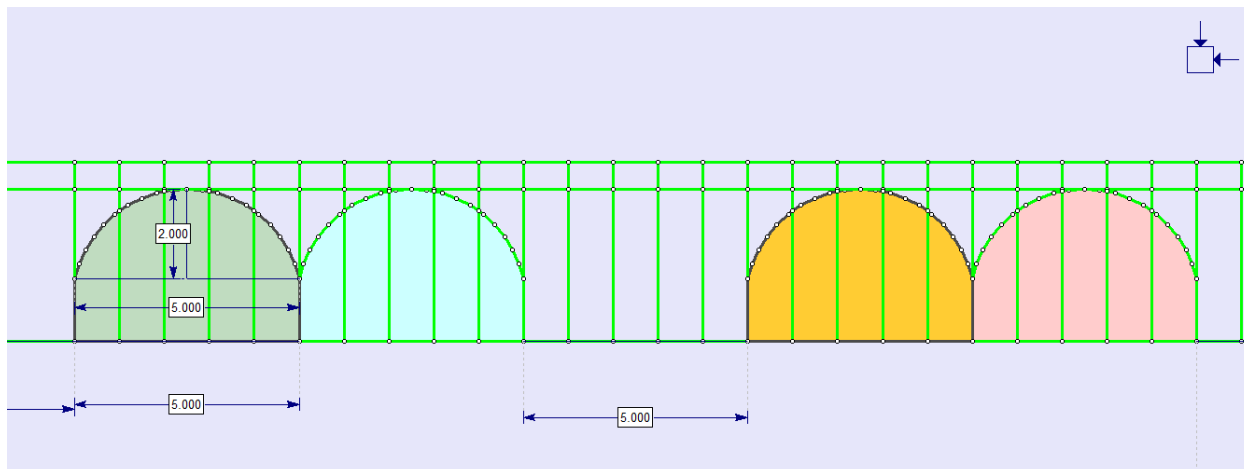


شکل ۴-۲: محدوده انتخاب شده برای مدل سازی در پلن استخراجی (دید از بالا)

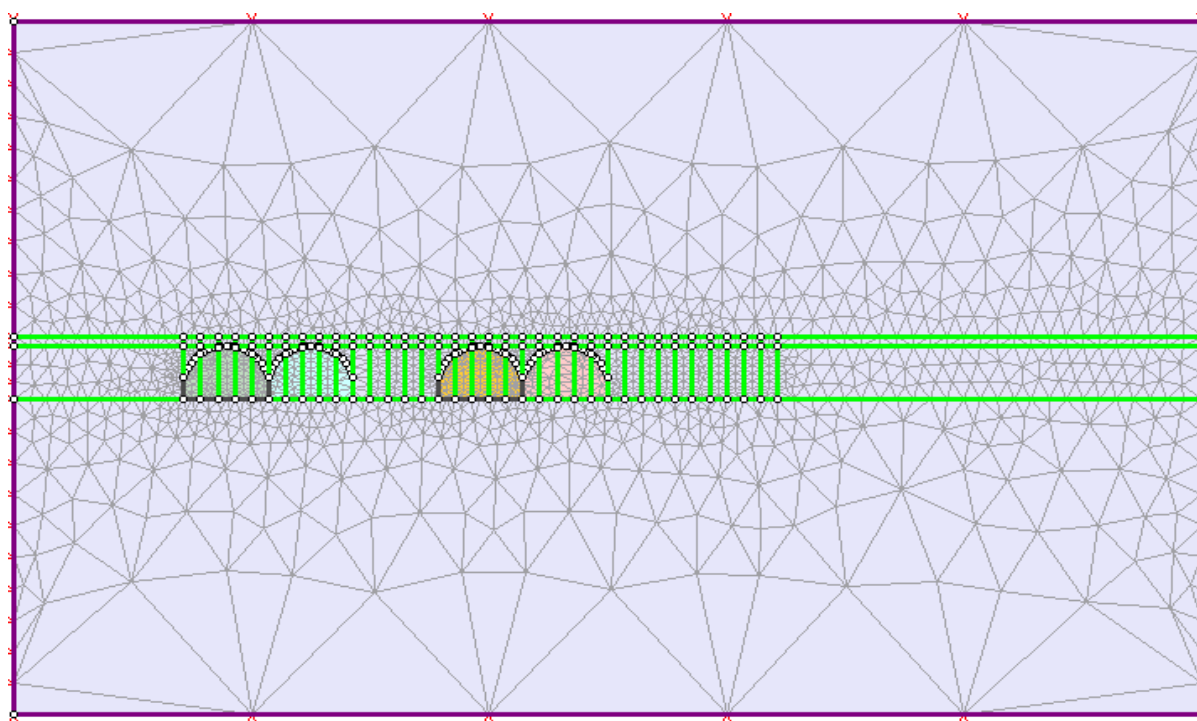
. المان بندی مدل در نرم افزار Phase2 انجام شد. المان بندی به شکل مثلثی و اندازه المان در نزدیکی حفاری ها، $0/3$ متر و در مرز به مدل ۱۴ متر میرسد. المان بندی در شکل ۴-۵ نشان داده شده است. پس از ساخت مدل دو بعدی در نرم افزار Phase2، با استفاده از نرم افزار F2F مدل در جهت Y به اندازه ۸۰ متر و با اندازه المان ۱ متری با نسبت ۱ گسترش داده شد. مدل سه بعدی ساخته شده از ۲۴۹۳۶۰ المان سه بعدی تشکیل شده است (شکل ۴-۵).



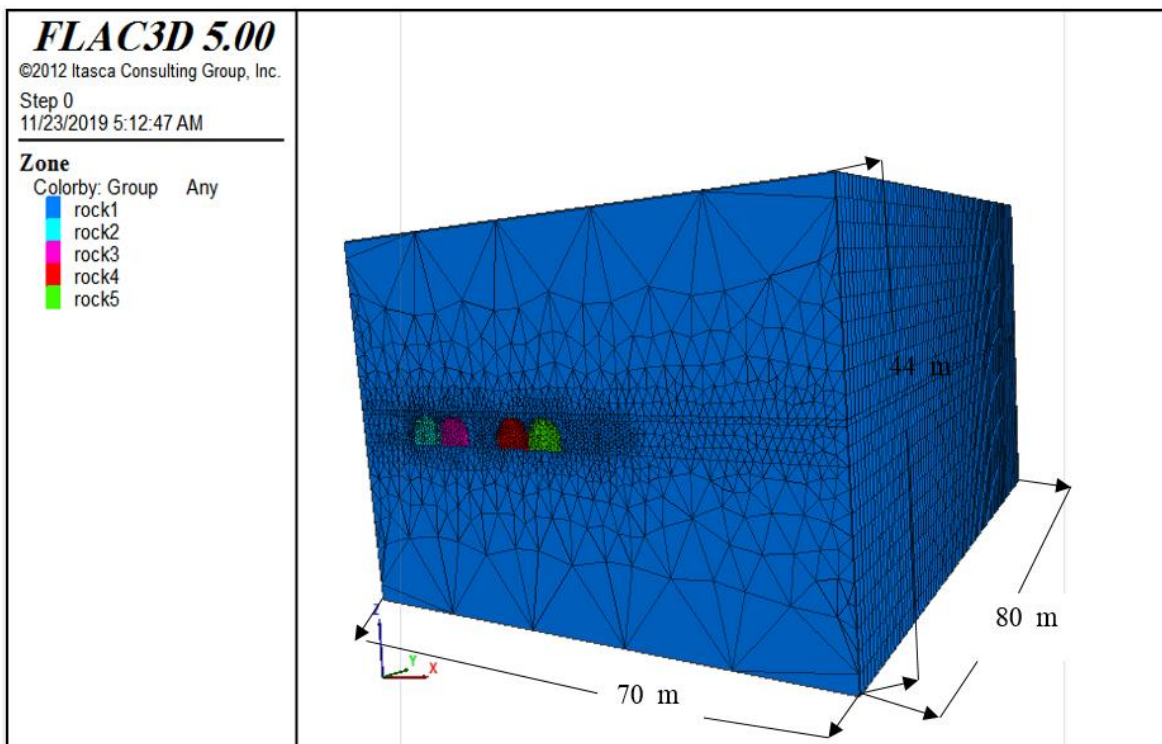
شکل ۴-۳: مدل دوبعدی ساخته شده در نرم افزار Phase2 (دید از روبرو)



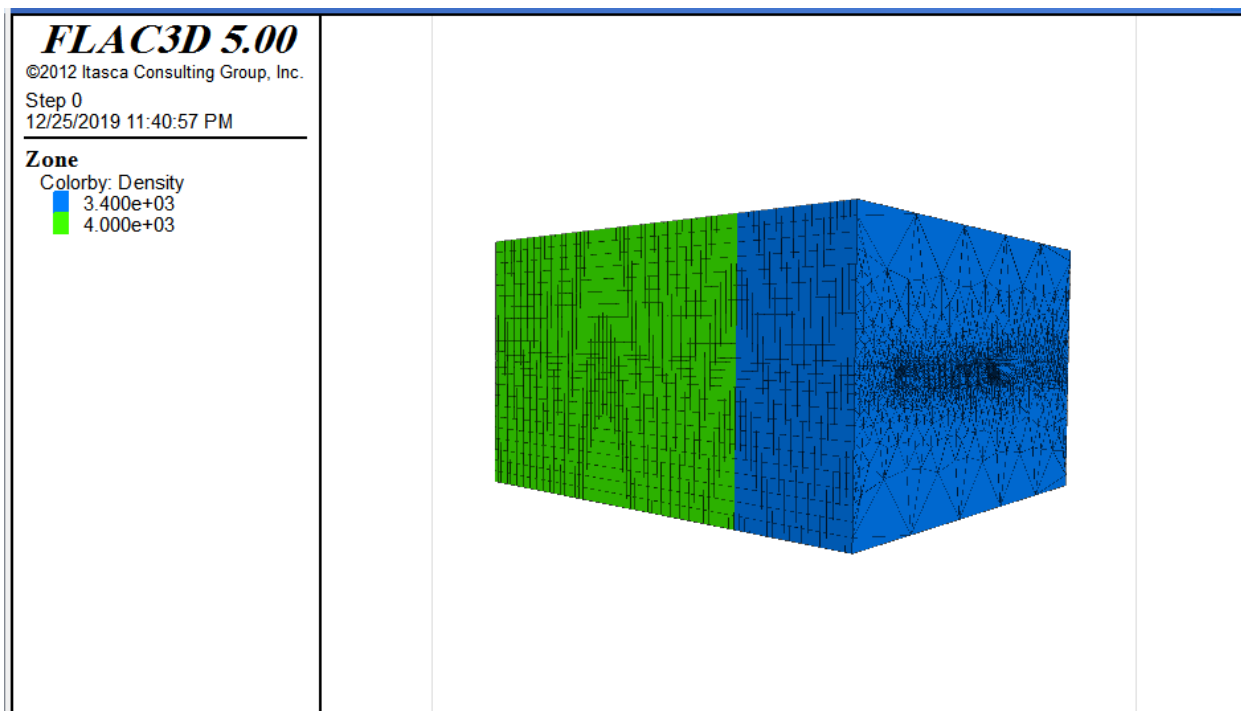
شکل ۴-۴: مدل دوبعدی ساخته شده در نرم افزار Phase2 (دید از روبرو)



شکل ۴-۵: المان بندی مدل در نرم افزار Phase2 (دید از روبرو)



شکل ۴-۶: مدل سه بعدی نمایش داده شده در نرم افزار FLAC3D



شکل ۴-۷: نمایش زون سولفید و اکسید-سولفید در مدل سه بعدی در نرم افزار FLAC3D (سولفید ، اکسید-سولفید)

۲-۳-۴ تعیین مدل رفتاری

برای بررسی رفتار مواد و مدل ساخته شده از مدل‌های رفتاری مناسب با مواد و مدل استفاده می‌شود. هر مدل رفتاری برای نشان دادن نوع خاصی از رفتار بنیادی که عموماً وابسته به مواد زمین‌شناسی است، گسترش داده شده است (Itasca, FLAC3D Manual). مدل رفتاری در FLAC3D به سه دسته اصلی، تپی، الاستیک و پلاستیک تقسیم بندی می‌شود که مهمترین آنها بصورت زیر است.

۱-۲-۳-۴ مدل تپی

این مدل رفتاری برای قسمت‌هایی از مواد که حفاری شده و حذف می‌شوند، استفاده می‌گردد (Itasca, FLAC3D Manual).

۲-۲-۳-۴ مدل رفتاری الاستیک

این مدل رفتاری برای مواد همسانگرد، همگن، پیوسته که رفتار تنش- کرنش خطی از خود نشان می‌دهند استفاده می‌شود (Itasca, FLAC3D Manual).

۳-۲-۳-۴ مدل رفتاری پلاستیک

الف: مدل رفتاری موهر-کولمب

مدل رفتاری موهر-کولمب بیشترین کاربرد را در مطالعات مهندسی دارد. همچنین پارامترهای مدل موهر-کولمب برای چسبندگی و زاویه اصطکاک از دیگر مشخصات مواد زمین‌مهندسی در دسترس تر است. مدل‌های رفتاری از قبیل همه جا درزه، کرنش نرم شوندگی، کرنش نرم شوندگی غیرخطی/همه جا درزه و مدل پلاستیک تسلیم ثانویه در واقع تغییر یافته مدل موهر-کولمب هستند. اگر اطلاعات وارد شده از دقت و ارزش بالایی برخوردار باشند، این

مدل‌ها و مدل موهر کولمب نتایج یکسانی را تولید می‌کند. از مدل رفتاری موهر-کولمب در مواد سست، مواد دانه ای سیمانی شده، خاک، سنگ، بتن استفاده میشود. (Itasca,FLAC3D Manual).

ب: مدل رفتاری هوک-براون

مدل رفتاری هوک-براون یک رابطه تجربی است که یک سطح شکست غیرخطی نمایش دهنده حد مقاومت برای ماده سنگ همسانگرد و توده سنگ است. همچنین این مدل شامل یک قانون جریان پلاستیک است که تغییر یافته یک تابع از میزان تنش محصور کننده است (Itasca,FLAC3D Manual).

با توجه به مطالب ارائه شده، پیوسته فرض کردن محیط و با توجه به مطالب ارائه شده در خصوصیات زمین شناسی محیط که به صورت برشی سیمانی شده با کانی‌ها می‌باشد و همچنین با توجه به اینکه برخی مدل‌ها به غیر هوک-براون در واقع تغییر یافته مدل موهر-کولمب هستند و پر کاربرد بودن مدل موهر-کولمب استفاده شد.

۴-۳-۳ تعیین خواص توده سنگ ورودی مدل رفتاری

در هر مدل رفتاری متناسب با پارامترهای ورودی بایستی خواص متناسب با آن پارامتر تعیین شود. با توجه به انتخاب مدل رفتاری موهر-کولمب نیاز به تعیین پارامترهای ورودی مدل می‌باشد. این پارامترها شامل مدول بالک (K)، مدول برشی (G)، چسبندگی (c)، زاویه اصطکاک داخلی (ϕ)، مقاومت کششی توده سنگ (σ_t) می‌باشد. برای اعتبار سنجی مدل و نزدیک بودن جابه جایی‌های مدل به واقعیت از سه مدل با هندسه یکسان و سه دسته داده برای مدل رفتاری استفاده شد که شامل داده با بالاترین مقادیر خواص ورودی به نام مدل شماره ۱، مقادیر استفاده شده از طریق محاسبه RMR مدل شماره ۲ و مقادیر تعیین شده با کمترین مقادیر، مدل شماره ۳، استفاده شد. برای تعیین برخی از پارامترها از قبیل چسبندگی، زاویه اصطکاک داخلی، مقاومت کششی توده سنگ و مدول تغییر شکل پذیری توده سنگ (E_m) از نرم افزار RocLab استفاده شد و نتایج در جدول ۴-۱، ۴-۲، ۴-۳ آورده شده است.

جدول ۴-۱: پارامترهای ورودی مدل شماره ۱ و نتایج خروجی نرم افزار Rock Lab (مدل شماره ۱)

پارامترهای خروجی				پارامترهای ورودی					پارامتر زون
مدول تغییر شکل پذیری توده سنگ E_m (Mpa)	مقاومت کششی(مگاپاسکال) σ_t (Mpa)	زاویه اصطکاک داخلی(درجه) θ (deg)	چسبندگی(مگاپاسکال) C(Mpa)	نسبت مدول MR	ثابت هوک- براون m_i	فکتور اغتشاش D	اندیس مقاومت زمین شناسی GSI	مقاومت فشاری تک محوره(مگاپاسکال) σ_c (Mpa)	
۷۳۹۸/۳۵	۰/۱۴۴	۳۲/۹۶	۳/۶۰	۵۰۰	۱۸	۰/۸	۶۵	۶۵	سولفید
۸۲۲/۴۳	۰/۰۰۴	۱۶/۷۹	۱/۱۵	۵۰۰	۱۸	۰/۸	۳۰	۵۰	اکسید- سولفید

جدول ۴-۲: پارامترهای ورودی مدل شماره ۲ و نتایج خروجی نرم افزار Rock Lab (مدل شماره ۲)

پارامترهای خروجی				پارامترهای ورودی					پارامتر زون
مدول تغییر شکل پذیری توده سنگ E_m (Mpa)	مقاومت کششی(مگاپاسکال) σ_t (Mpa)	زاویه اصطکاک داخلی(درجه) θ (deg)	چسبندگی(مگاپاسکال) C(Mpa)	نسبت مدول MR	ثابت هوک- براون m_i	فکتور اغتشاش D	اندیس مقاومت زمین شناسی GSI	مقاومت فشاری تک محوره(مگاپاسکال) σ_c (Mpa)	
۶۲۵۰/۱۳	۰/۱۱	۳۱/۴۷	۳/۳۷	۵۰۰	۱۸	۰/۸	۶۲	۶۵	سولفید
۱۲۷۵/۵۹	۰/۰۱۱	۲۱/۰۷	۱/۵۴	۵۰۰	۱۸	۰/۸	۴۰	۵۰	اکسید- سولفید

جدول ۴-۳: پارامترهای ورودی مدل شماره ۳ و نتایج خروجی نرم افزار Rock Lab (مدل شماره ۳)

پارامترهای خروجی				پارامترهای ورودی					پارامتر زون
مدول تغییر شکل پذیری توده سنگ E_m (Mpa)	مقاومت کششی(مگاپاسکال) σ_t (Mpa)	زاویه اصطکاک داخلی(درجه) θ (deg)	چسبندگی(مگاپاسکال) C(Mpa)	نسبت مدول MR	ثابت هوک- براون m_i	فکتور اغتشاش D	اندیس مقاومت زمین شناسی GSI	مقاومت فشاری تک محوره(مگاپاسکال) σ_c (Mpa)	
۲۵۰۸/۹۲	۰/۰۳۵	۲۸/۰۴	۱/۷۷	۵۰۰	۱۸	۰/۸	۵۵	۴۰	سولفید
۱۸۹/۴۸	۰/۰۰۱	۱۲/۷۳	۰/۲۳۷	۵۰۰	۱۸	۰/۸	۲۰	۱۵	اکسید- سولفید

برای محاسبه مدول بالک (K) از رابطه ۱-۴ و مدول برشی (G) از رابطه ۲-۴ استفاده شده است. روابط ذکر شده رابطه بین مدول یانگ (E) و نسبت پواسون (ν) را نشان می‌دهد. برای بدست آوردن نسبت پواسون از رابطه ۳-۴ استفاده شده است. واسارهلیی رابطه ۳-۴ را برای محاسبه مقدار نسبت پواسون توده سنگ بر پایه محاسبات تئوری پیشنهاد کرد (vasarhelyi, et al, 2016).

$$K = \frac{E}{3(1-2\nu)} \quad (1-4)$$

$$G = \frac{E}{2(1+\nu)} \quad (2-4)$$

$$V_{rm} = -0.002GSI - 0.003m_i + 0.457 \quad (3-4)$$

سپس با استفاده از فرمول ۳-۴ مقایر نسبت پواسون برای هر زون بدست آورده شد. در جدول ۴-۴ مقادیر نسبت پواسون برای هر کدام از زون‌ها محاسبه گردیده است.

جدول ۴-۴: مقادیر نسبت پواسون محاسبه شده برای هر مدل

مدل شماره ۳	مدل شماره ۲	مدل شماره ۱	مدل زون
۰/۲۹	۰/۲۷	۰/۲۷	سولفید
۰/۳۶	۰/۳۲	۰/۳۴	اکسید-سولفید

همانطور که در قسمت قبل نیز اشاره شد برای اعتبار سنجی مدل از سه مدل با هندسه یکسان، مدل رفتاری یکسان، شرایط مرزی یکسان و خواص متفاوت ورودی به مدل رفتاری استفاده شد و مدل نزدیک به واقعیت برای قسمت‌هایی بعدی طراحی استفاده شد.

۴-۳-۴ معیار شکست

برای بررسی پایداری مدل از معیار کرنش بحرانی ساکورایی استفاده شده است. ساکورایی توصیه می‌کند قبل از احداث فضای زیرزمینی یک سطح هشدار برای اندازه‌گیری‌ها تعریف شود. این کار امکان تخمین پایداری را

بلافاصله پس از هر اندازه‌گیری مقادیر جابه‌جایی و مقایسه آن با سطح تراز هشدار فراهم می‌کند. (sakurai 1997).
 بر اساس نظر ساکورایی کرنش بحرانی همواره کمتر از کرنش در شکست است. تعریف کرنش بحرانی (ε_0) ساکورایی
 طبق رابطه زیر است (sakurai 1997):

$$\varepsilon_0 = \frac{\sigma_c}{E} \quad (4-4)$$

σ_c مقاومت فشاری تک محوری و E مدول یانگ است. (sakurai 1997). اگر کرنش بحرانی محاسبه شده از کرنش
 بحرانی اندازه‌گیری شده بیشتر باشد فضا ناپایدار خواهد بود. ساکورایی و همکاران روابط زیر را به عنوان ۳ سطح
 تراز هشدار برای بررسی پایداری فضای زیرزمینی پیشنهاد کردند. (sakurai 1997).

$$(I): \log \varepsilon_c = -0.25 \log E - 0.85$$

$$(II): \log \varepsilon_c = -0.25 \log E - 1.22$$

$$(III): \log \varepsilon_c = -0.25 \log E - 1.59$$

ساکورایی سطح خطر II را برای طراحی تونل پیشنهاد کرد (sakurai 1997). ε_c کرنش بحرانی و E مدول تغییر
 شکل پذیری توده سنگ بر حسب Kg/cm^3 می‌باشد. لازم به ذکر است که $1.033 \text{Kg/cm}^3 = 1 \text{Kg/cm}^3$.

ساکورایی و همکاران در سال ۱۹۹۶ رابطه را برای محاسبه محاسبه کرنش برشی بحرانی از کرنش نرمال پیشنهاد
 کردند.

$$\gamma_c = (1+v) \cdot \varepsilon_c \quad (5-4)$$

(v) نسبت پواسون و (γ_c) کرنش برشی بحرانی می‌باشد. اگر کرنش برشی اندازه‌گیری شده بیشتر از کرنش بحرانی
 محاسبه شده باشد تونل ناپایدار بوده و تحت شکست برشی قرار دارد. با جاگذاری مقادیر در رابطه فوق میتوان
 مقدار کرنش برشی بحرانی را در حالت سه‌محوری و تحت فشار محصور نشده محاسبه کرد.

با معلوم بودن مقدار کرنش مجاز با استفاده از رابطه می توان مقدار جابه جایی مجاز را محاسبه کرد (Hosseinitoudeshki, 2013).

(۴-۶)

$$\epsilon_c = \frac{uc}{a}$$

(u_c) جابه جایی مجاز و (a) شعاع تونل می باشد. اگر جابه جایی در تونل از جابه جایی بدست آمده بیشتر باشد تونل ناپایدار خواهد بود.

در جدول ۴-۶ کرنش بحرانی، کرنش برشی بحرانی و جابه جایی بحرانی بر اساس سطح تراز هشدار II ساکورایی برای هر کدام از مدل ها آورده شده است.

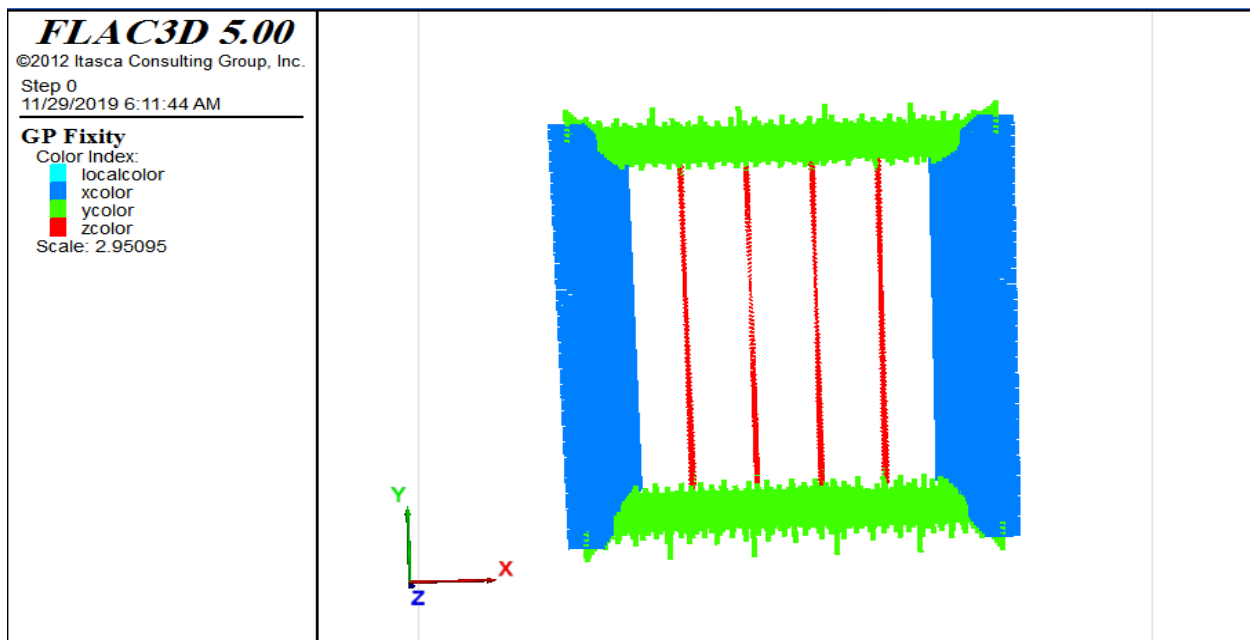
جدول ۴-۶: تراز هشدار ساکورایی سطح II محاسبه شده برای هر زون

مدل	زون	مدول تغییر شکل پذیر E_m (Kgf/cm^2)	کرنش بحرانی ϵ_c	کرنش برشی بحرانی γ_c	جابه جایی بحرانی (mm)
شماره ۱	سولفید	۷۷۹۰۵/۱	۰/۰۰۲۶۰	۰/۰۰۴۵۸	۹/۰۱
	اکسید-سولفید	۸۶۶۰/۲۵	۰/۰۰۶۲۴	۰/۰۰۸۳۷	۱۵/۶۲
شماره ۲	سولفید	۶۵۸۱۴/۳۱	۰/۰۰۳۷۶	۰/۰۰۴۷۷	۹/۴۱
	اکسید سولفید	۱۳۴۳۲/۰۵	۰/۰۰۵۵۹	۰/۰۰۷۳۸	۱۵/۰۰
شماره ۳	سولفید	۲۶۴۱۹/۱	۰/۰۰۴۷۲۶	۰/۰۰۶۰۹	۱۱/۸۲
	اکسید سولفید	۱۹۹۵/۲۴	۰/۰۰۹۰۱۶	۰/۰۱۲۲	۲۲/۵۴

جابه جایی بحرانی محاسبه شده برای شعاع تونل ۲/۵ متر می باشد که برابر با عرض کارگاه های استخراجی می باشد. برای بررسی پایداری مدل ها با استفاده از معیار ساکورایی از تراز هشدار سطح II استفاده شده است. همچنین وضعیت پلاستیک شدگی اطراف کارگاه ها نیز بررسی شده است تا با توجه به سطح هشدار و پلاستیک شدگی نواحی اطراف کارگاه وضعیت پایداری سنجیده شود.

۴-۳-۴ اعمال شرایط مرزی

در این مرحله مرزهای مدل بایستی ثابت شوند. مرزها در جهت های X و Y به صورت غلطکی ثابت شده‌اند تا مدل در جهت بالا و پایین (Z) به صورت آزاد حرکت کند. همچنین برای جلوگیری از جابه جایی مدل در کف، کف نیز به صورت ثابت می‌شود. کف مدل بر روی صفحه گذرنده از $Z=0$ منطبق است. در شکل ۴-۷ فیکس شدگی مرزهای مدل در نرم افزار FLAC3D نشان داده شده است.



شکل ۴-۷: فیکس شدگی مرزهای مدل در نرم افزار FLAC3D

۴-۳-۵ اعمال تنش روباره

برای جلوگیری از افزایش اندازه مدل و افزایش زمان حل مدل، از ۹۰ متر روباره که بر روی تراز ۲۷۴۱ قرار داشت، ۲۰ متر به صورت مدل سازی در هندسه مدل اعمال شد و ۷۰ متر دیگر به صورت روباره به مدل اعمال شد. ۲۰ متر اعمال شده به صورت هندسه سازی، سولفیدی در زون سولفیدی و اکسید-سولفید در زون مخلوط می‌باشد. ذکر این نکته ضروری است که با توجه به درگیری زون ها با یکدیگر، بیشترین مقدار لیتولوژی تشکیل دهنده به

عنوان لیتولوژی اصلی اعمال شده به عنوان روباره فرض شد. با توجه به شکل ۳-۶ در مقطع زمین شناسی بیشترین لیتولوژی اکسید برشی می باشد که با توجه به چگالی ماده معدنی اکسید برشی ۳۰۰۰ کیلوگرم بر مترمکعب، روباره به صورت زیر محاسبه شد و به صورت apply به مدل اعمال شد.

$$\sigma_{\text{overhead}} = \rho \times g \times h = 3000 \times 9.81 \times 70 = 2106 \text{ (مگاپاسکال)} \quad (7-4)$$

۴-۳-۶ مدل شماره ۱

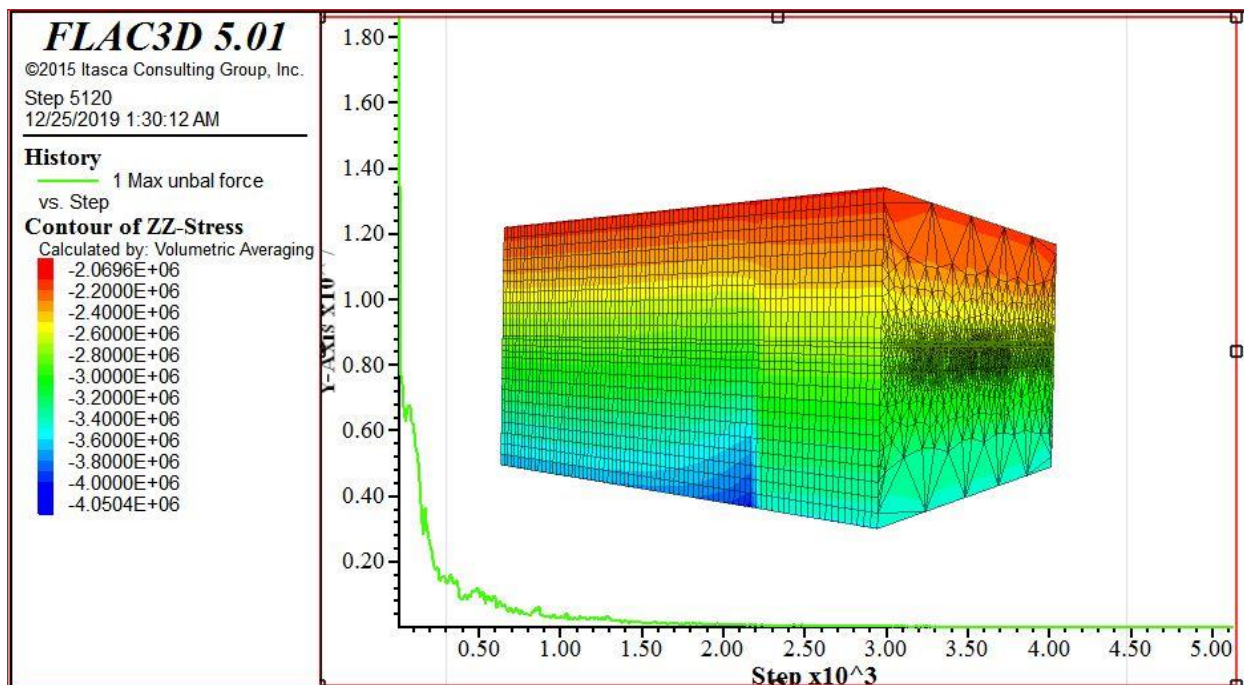
با توجه به انتخاب مدل رفتاری موهر-کولمب، مقادیر ورودی در نرم افزار FLAC3D برای این مدل رفتاری تعیین و در جدول ۴-۷ آورده شده است. مقادیر تعیین شده از داده‌های جدول ۴-۱ استفاده شده است.

جدول ۴-۷: پارامترها و مقادیر ورودی مدل شماره ۱

مقاومت کششی (مگاپاسکال) σ_t (Mpa)	زاویه اصطکاک داخلی (درجه) ϕ (deg)	چسبندگی (مگاپاسکال) C(Mpa)	مدول برشی (مگاپاسکال) G(Gpa)	مدول بالک (مگاپاسکال) K(Gpa)	پارامتر زون
۰/۱۴۴	۳۲/۹۶	۳/۶	۲/۹۱	۵/۳۶	سولفید
۰/۰۰۴	۱۶/۷۹	۱/۱۵	۰/۳۰۶	۰/۸۵۶	اکسید-سولفید

۴-۳-۶-۱ تعادل اولیه

پس از ساخت هندسه مدل، اعمال شرایط مرزی و اعمال تنش روباره مدل بدون هیچ گونه حفاری، برای رسیدن به تعادل توسط مدل حل میشود. شرط به تعادل رسیدن، به صفر رسیدن نیروهای نامتعادل کننده است. مدل شماره ۱ ساخته شده پس از ۵۱۱۹ گام محاسباتی به تعادل رسید.



شکل ۴-۸: نمودار نشان دهنده نیروهای نامتعادل کننده و کانتور تنش قائم پس از تعادل اولیه در مدل شماره ۱ با توجه به شکل ۴-۲۱ مقدار تنش بر روی تراز ۲۷۴۱ در محدوده ۲/۶ مگاپاسکال تا ۳/۴ مگاپاسکال متغیر است. با توجه به چگالی بالای زون سولفید نسبت به زون اکسید-سولفید مقدار تنش قائم حاصل از وزن روباره بر روی تراز ۲۷۴۱ از زون اکسید سولفید بیشتر است.

۴-۳-۶ حفاری در مدل

پس از به تعادل رسیدن مدل، حفاری کارگاه ها در مدل بصورت زیر انجام شد. حفاری ها در مدل به دو دسته قبل از نصب مترهمگرایی و بعد از نصب مترهمگرایی تقسیم شد. بر اساس اطلاعات ارائه شده، حفاری کارگاهها و زمان حفر کارگاهها، حفاری درمدل به صورت زیر انجام شد.

الف: حفاری های انجام شده قبل از نصب مترهمگرایی

گالری اصلی با مقطع مستطیل به عرض ۵ متر و ارتفاع ۴ متر در جهت طول مدل (X) به طول ۴۸ متر حفاری شد.

کارگاه S4107W به عرض ۵ متر، ارتفاع ۳/۴ متر با مقطع قوسی به طول ۴۵ متر حفاری شده است که قبل از نصب مترهمگرایی ۴۱ متر حفاری و بعد از نصب مترهمگرایی ۴ متر باقیمانده حفاری شده است.

کارگاه S2741G به عرض ۵ متر، ارتفاع ۳/۴ متر با مقطع مستطیلی که انشعاب و متصل کننده کارگاه S4107W به کارگاه S4110W می‌باشد قبل از نصب مترهمگرایی حفاری آن انجام گرفته بود. طول کارگاه ۱۰ متر می‌باشد. محل حفر کارگاه از ۲۳ متری دهانه کارگاه S4107W می‌باشد.

کارگاه S4110W قبل از نصب مترهمگرایی حفاری آن انجام گرفته است. طول کارگاه ۴۵ متر می‌باشد که کل حفاری کارگاه قبل از نصب مترهمگرایی به اتمام رسیده است.

کارگاه S4115E با عرض ۵ متر، ارتفاع ۳/۴ متر و مقطع قوسی، قبل از نصب مترهمگرایی حفاری شده است. طول کارگاه ۳۰ متر می‌باشد. از طول ۳۰ متر کارگاه ۱۰ متر در زون سولفید و ۲۰ متر در زون اکسید-سولفید قرار دارد. کارگاه S4118E با عرض ۵ متر و ارتفاع ۳/۴ متر با مقطع قوسی قبل از نصب مترهمگرایی حفاری شده است. طول کارگاه حفر شده ۳۰ متر می‌باشد. از طول ۳۰ متر کارگاه ۱۰ متر در زون سولفید و ۲۰ متر در زون اکسید-سولفید قرار دارد.

کارگاه S4103N (انشعاب به سمت راست کارگاه S4107W) به عرض ۵ متر و ارتفاع ۳/۴ متر با مقطع مستطیل قبل از نصب مترهمگرایی حفاری گردیده است. طول کل کارگاه ۳۰ متر می‌باشد که ۱۶ متر قبل از نصب مترهمگرایی حفاری شده است. محل حفر کارگاه از ۱۰ متری دهانه کارگاه S4107W می‌باشد.

ب: حفاری‌های انجام شده بعد از نصب مترهمگرایی

کارگاه S4107W به عرض ۵ متر، ارتفاع ۳/۴ متر با مقطع قوسی، بعد از نصب مترهمگرایی ۴ متر حفاری شده است. از مترهاژ ۴۱ الی ۴۵.

کارگاه S4103N (انشعاب به سمت راست کارگاه S4107W) به عرض ۵ متر و ارتفاع ۳/۴ متر با مقطع مستطیل، بعد از نصب مترهمگرایی ۱۴ متر حفاری شده است. از متر اژ ۱۶ الی ۳۰.

کارگاه 2741-G4 (انشعاب به سمت راست کارگاه S4115E) با عرض ۵ متر، ارتفاع ۳/۴ متر و با مقطع مستطیل پس از نصب مترهمگرایی حفر شده است. طول کارگاه ۱۳ متر می باشد. محل حفر کارگاه از ۹ متری دهانه کارگاه S4115E می باشد.

با توجه به اینکه استخراج در هرگاه با حفر چال و انفجار انجام می گیرد، گام پیشروی ۰/۹ تا ۱ می باشد که به صورت کنترل نشده است، که گام پیشروی در مدل ۱ متر در نظر گرفته شده است. حفاری در مدل بر اساس دوره کنترل و قرائت مترهمگرایی نصب شده در کارگاه S4107W انجام گرفت. در جدول تاریخ و میزان پیشروی در هر یک از کارگاه ها آورده شده است. در جدول تاریخ درج شده به صورت فاصله زمانی می باشد و میزان پیشروی به صورت بازه زمانی قبل تا همان تاریخ می باشد. برای مثال در تاریخ ۱۳۹۷/۳/۱۹، میزان پیشروی کارگاه S4103N برابر با ۴ متر می باشد به این معنی است که از تاریخ ۱۳۹۷/۳/۱۵ الی تاریخ ۱۳۹۷/۳/۱۵ میزان پیشروی در کارگاه S4103N برابر با ۴ متر بوده است. دلیل انتخاب این بازه زمانی، هماهنگی حفاری در مدل با تاریخ برداشت میزان جابه جایی تونل در محل نصب مترهمگرایی می باشد تا بتوان جابه جایی منتظر با نقطه تعریف شده در مدل را با میزان جابه جایی برداشت شده از مترهمگرایی برای اعتبار سنجی مدل استفاده کرد.

جدول ۴-۸: تاریخ و میزان پیشروی در هر یک از کارگاه ها

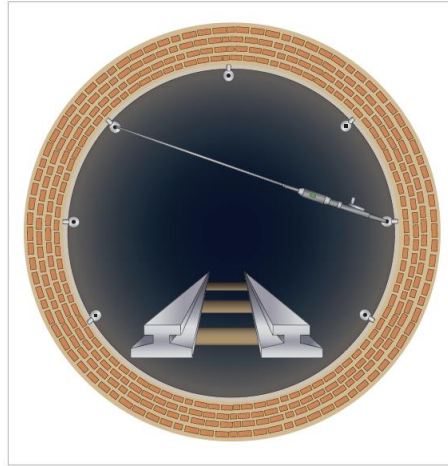
date	stope	excav(m)	stope	excave(m)
15/3/1397	-	-	-	-
19/3/1397	S4103N	4	-	-
22/3/1397	S4103N	3	-	-
27/3/1397	S4103N	5	-	-
29/3/1397	S4103N	1	-	-
2/4/1397	S4103N	2	-	-
5/4/1397	S4107W	2	-	-
9/4/1397	S4103N	2	S4107W	2
12/4/1397	2741-G4	7	-	-
16/4/1397	2741-G4	6	-	-

۴-۳-۶-۳ نصب متر همگرایی

برای کنترل میزان همگرایی کارگاه‌ها و سنجش پایداری کارگاه، ابزار مترهمگرایی در کارگاه S4107W نصب شده است. متر همگرایی سنجی به سبب هزینه‌های اندک، اپراتوری آسان، دقت مناسب و امکان ثبت حرکات سطح تونل یا دیوار، یکی از متداول‌ترین دستگاه‌های مورد استفاده برای رفتارنگاری فضاهای زیرزمینی را تشکیل می‌دهد. اگرچه در این روش تنها جابجایی نسبی بین دو نقطه از محیط تونل اندازه‌گیری می‌شود اما شناخت مناطق دارای جابجایی در تونل و تعیین روند این حرکت، این امکان را برای مهندس طراح فراهم می‌نماید تا ضمن تکمیل اطلاعات و مقایسه آن با فرضیات طراحی اولیه، در رابطه با انتخاب ابزار دقیق تکمیلی و بهینه‌سازی سیستم‌های نگهداری در مترژهای بعدی اقدام نماید. دقت اندازه‌گیری دستگاه مترهمگرایی سنج ۰/۰۱ میلی‌متر و اندازه‌گیری تا ۵۰ متر باعث استفاده گسترده از این ابزار در رفتارنگاری فضاهای زیرزمینی شده است. از انواع مترهمگرایی میتوان به نوع دیجیتالی و مکانیکی آن اشاره کرد. نصب این ابزار بین دونقطه از تونل انجام می‌گیرد به این صورت که در دونقطه از تونل پین نصب شده و متر همگرایی به پین اتصال می‌یابد و جابه‌جایی پین‌ها باعث تغییر اندازه متر همگرایی سنج و نمایش جابه‌جایی دو نقطه نصب پین نسبت به هم می‌شود.



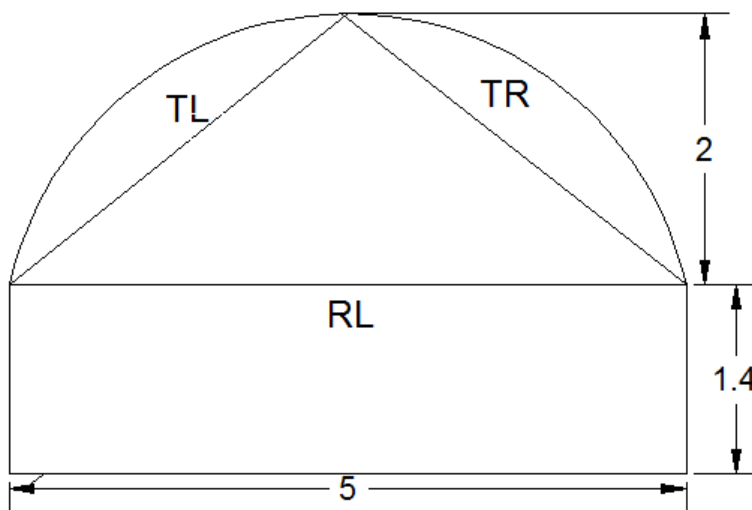
شکل ۴-۹: نمونه ای از مترهمگرایی سنج دیجیتال



شکل ۴-۱۰: نمونه ای از نحوه نصب مترهمگرایی سنج بین دو نقطه از تونل

نصب مترهمگرایی در کارگاه S4107W و در ۴ متری از ورودی دهانه کارگاه به این صورت انجام گرفته است که سه پین در کارگاه نصب شده است که یک پین در سقف کارگاه در ارتفاع ۳/۴ متری و دو پین دیگر در دیواره‌ها و در ارتفاع ۱/۴ متری از کف کارگاه نصب شده است. که بین هر دو پین یک متر همگرایی نصب شده است. مترهمگرایی بین دیوار راست و سقف (TR)، مترهمگرایی نصب شده بین دیوار سمت چپ و سقف (TL) و مترهمگرایی نصب شده بین دو دیواره سمت چپ و راست (RL) می‌باشد. اعداد ثبت شده به صورت ثبت جابه جایی بین دو پین می‌باشد. برای بدست آوردن جابه جایی سقف، بردارهای جابه جایی در جهت عمودی (جابه جایی سقف) و افقی (جابه جایی دیواره‌ها) در دو بعد بر روی هر کدام از اضلاع مثلث که جابه جایی بین پین رانشان می‌دهد تجزیه

شد و جابه‌جایی مطلق سقف بدست می‌آید. شکل ۴-۱۱ چگونگی نصب مترهمگرایی را در کارگاه S4107W نشان می‌دهد.

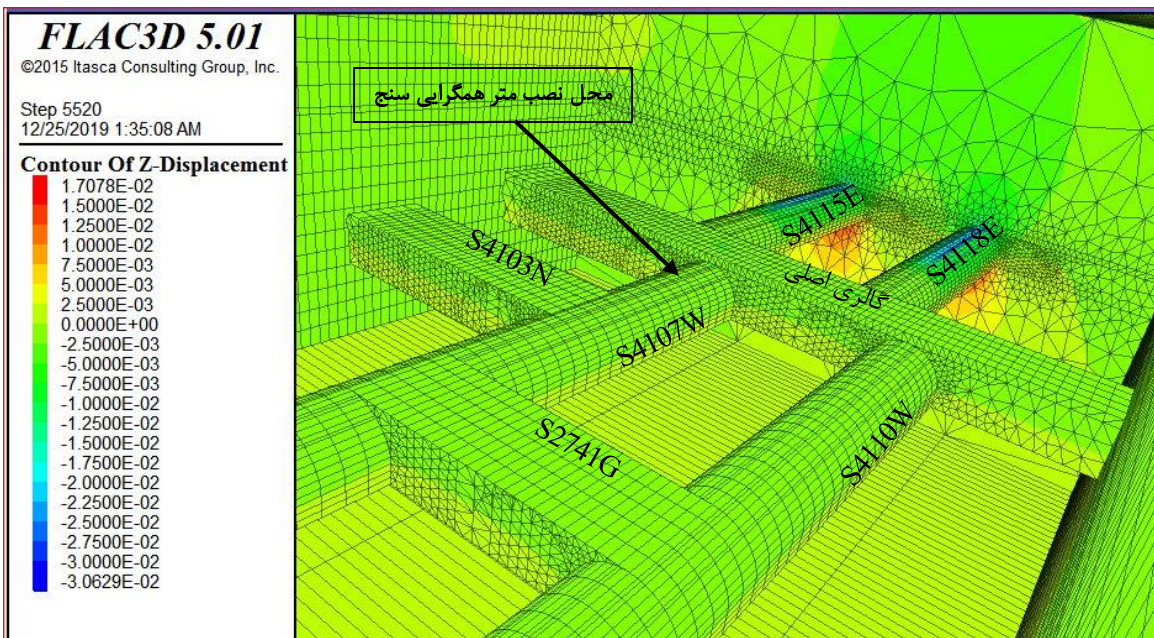


شکل ۴-۱۱: نحوه نصب مترهمگرایی در کارگاه S4107W

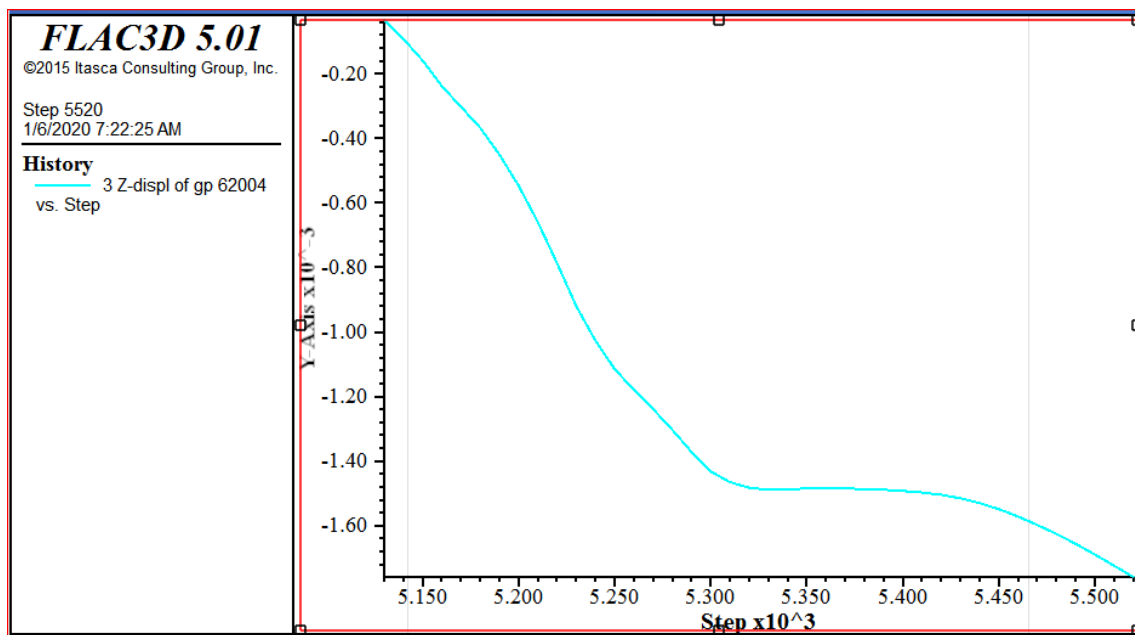
برای بدست آوردن جابه‌جایی مدل در محل نصب مترهمگرایی، نقطه مشابهی در کارگاه S4107W و در محل پین سقف به عنوان تاریخچه تعریف و همراه با حفاری بعد از نصب مترهمگرایی، خروجی جابه‌جایی مدل برای مقایسه با میزان جابه‌جایی ثبت شده تا با میزان جابه‌جایی در واقعیت مورد مقایسه قرار گیرد.

برای مقایسه جابه‌جایی مدل با جابه‌جایی ثبت شده در مترهمگرایی، حفاری‌ها براساس دوره قرائت مترهمگرایی انجام شد و مقدار جابه‌جایی در مدل با تعریف نقطه در محل نصب پین سقف به عنوان تاریخچه، ثبت گردید.

با توجه به مطالب توضیح داده شده حفاری در مدل قبل از نصب مترهمگرایی سنج انجام شد سپس مدل دوباره حل شده و نتایج در شکل ۴-۱۲ و ۴-۱۳ نشان داده شده است.



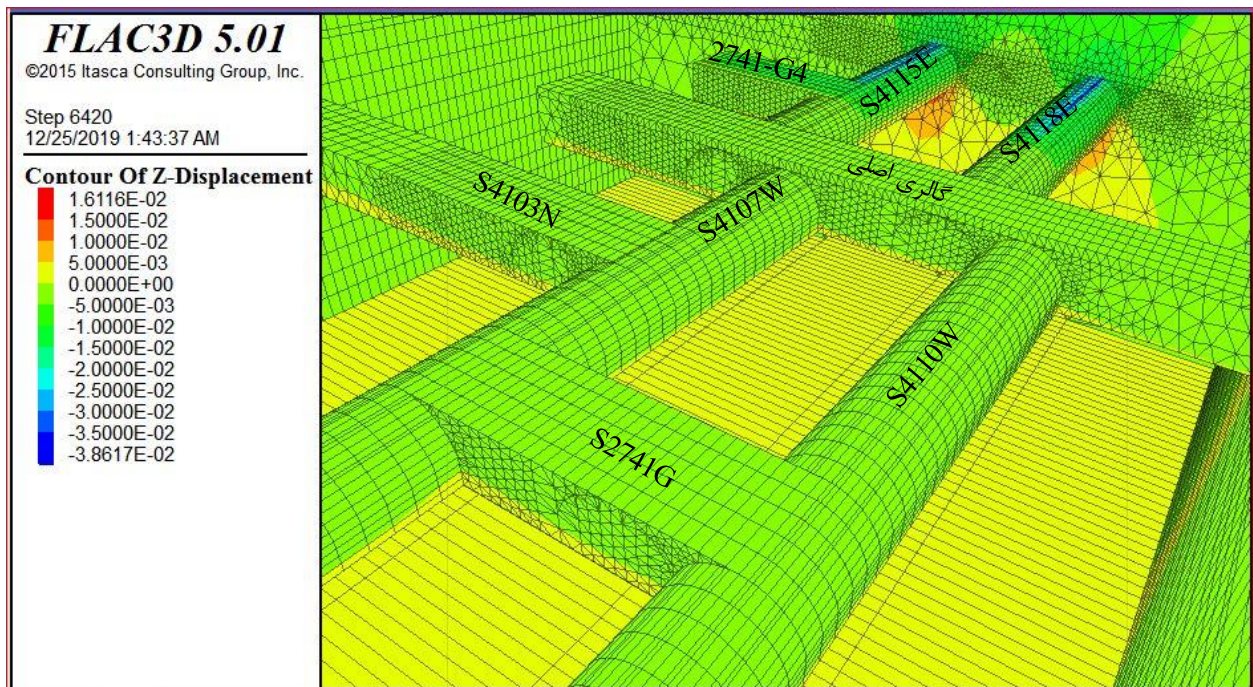
شکل ۴-۱۲: کنتور جابه‌جایی در مدل شماره ۱ پس از حفاری کارگاه‌ها قبل از نصب مترهمگرایی



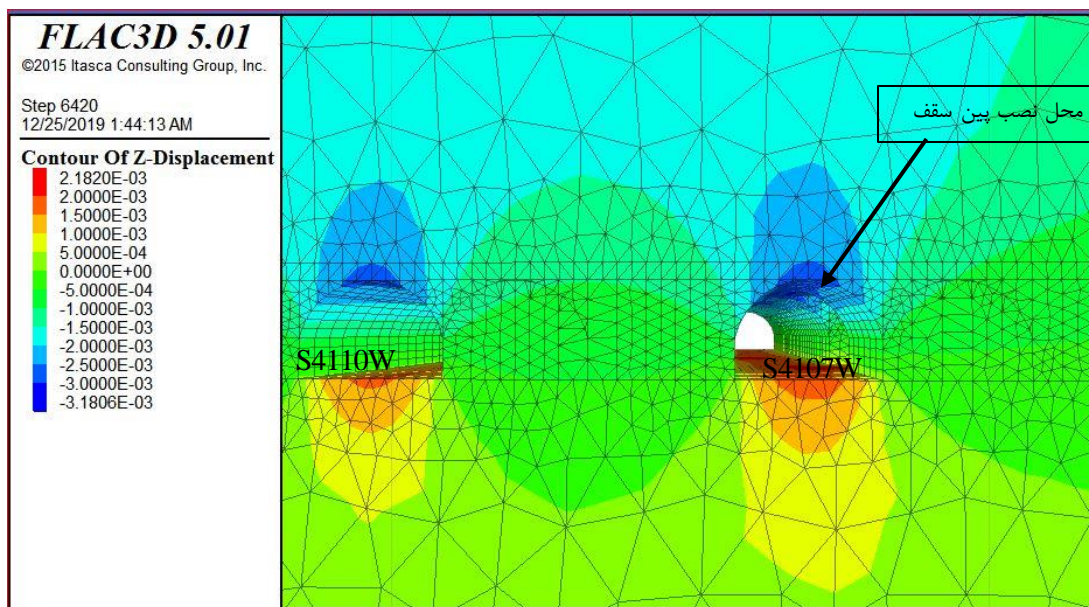
شکل ۴-۱۳: تاریخچه جابه‌جایی سقف مدل شماره ۱ در محل نصب پین سقف در حفاری قبل از نصب مترهمگرایی سنج

همانطور که در شکل ۴-۱۲ مشاهده می شود جابه جایی مدل تا ۳ سانتی متر می باشد که در قسمت سولفید کمتر از قسمت اکسید-سولفید می باشد. همچنین با توجه به شکل ۴-۱۴ که تاریخچه جابه جایی مدل در سقف کارگاه در محل نصب پین سقف را نشان می دهد جابه جایی سقف حدود ۱/۷ میلی متر است.

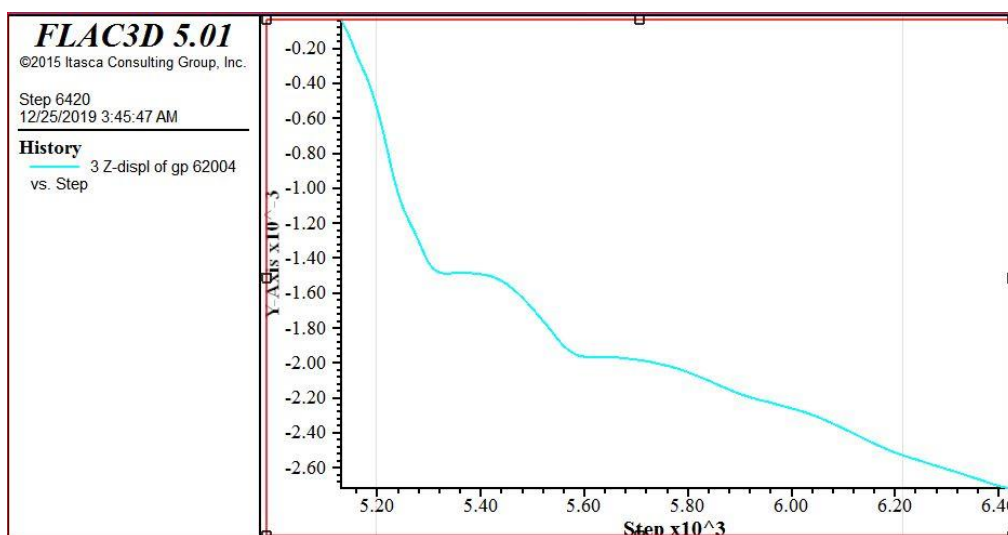
پس از انجام حفاری قبل از نصب مترهمگرایی و حل دوباره مدل، حفاری بعد از نصب متر همگرایی انجام و تاریخچه جابه جایی در نقطه مورد نظر ثبت شده و نتایج در شکل ۴-۱۴، ۴-۱۵ نشان داده شده است.



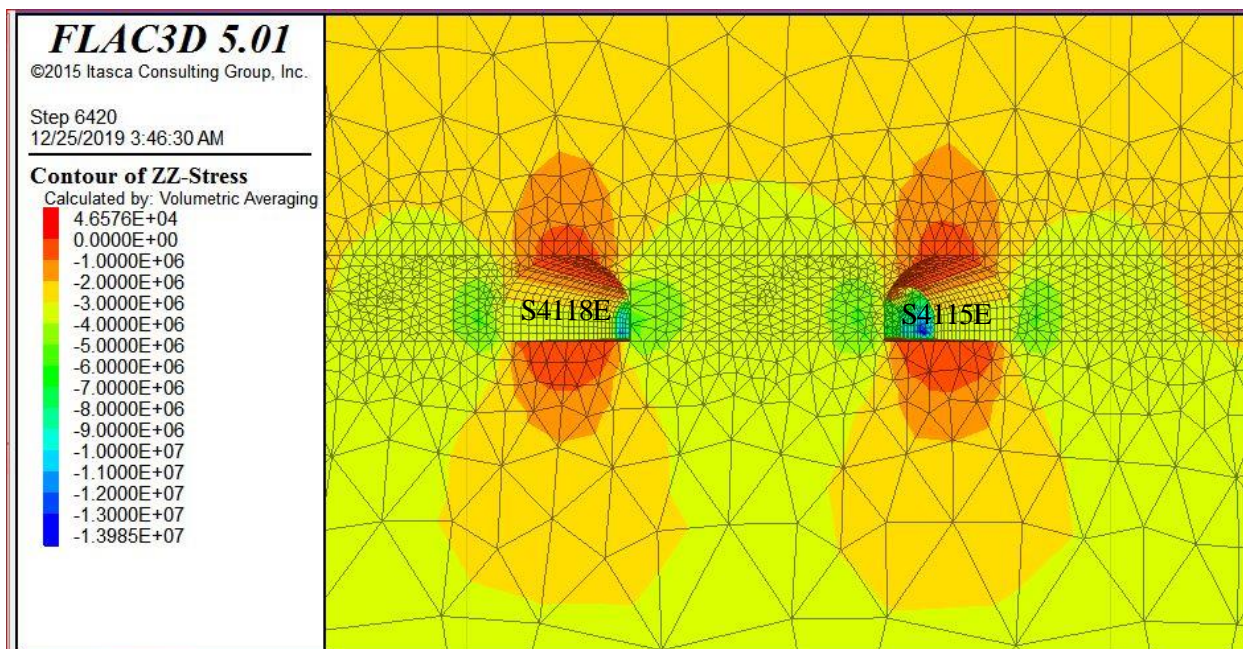
شکل ۴-۱۴: کنتور جابه جایی مدل شماره ۱ در حفاری های انجام شده بعد از نصب مترهمگرایی



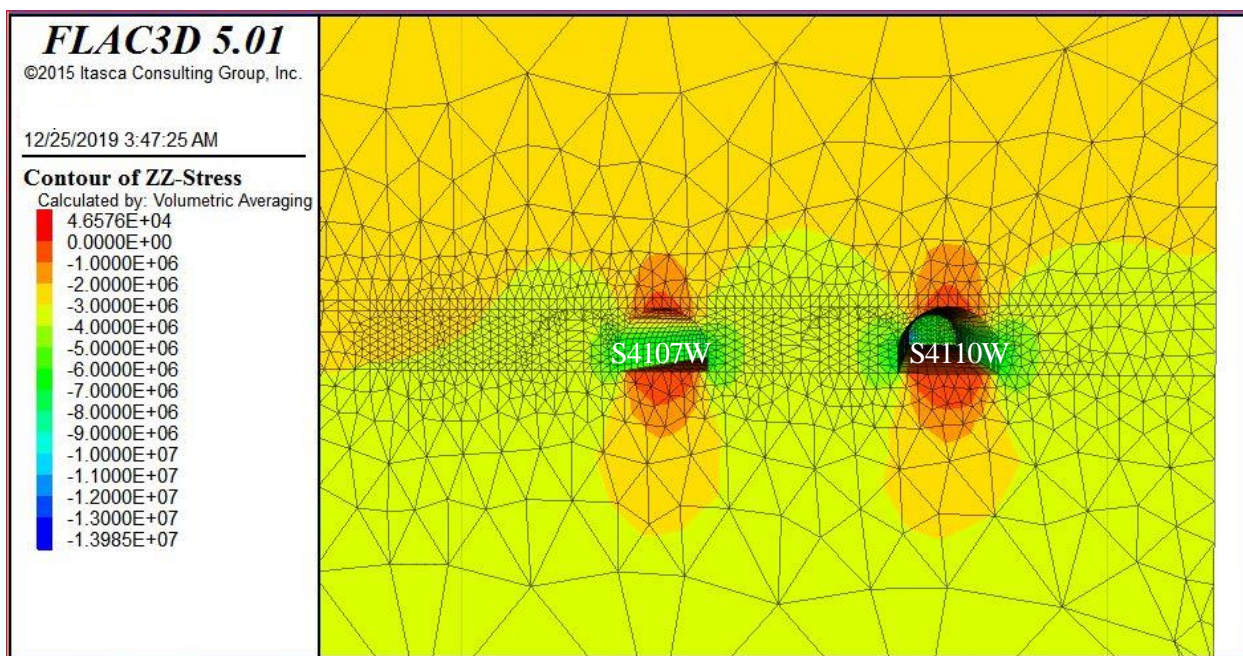
شکل ۴-۱۵: برش مدل شماره ۱۰ در محل نصب مترهمگرایی و جابه جایی ایجاد شده در حفاری بعد از نصب مترهمگرایی همانطور که در شکل ۴-۱۵ مشاهده می شود کانتور جابه جایی در محل پین سقف در حفاری بعد از نصب مترهمگرایی ۲/۵ الی ۳ میلی متر را نشان می دهد. در شکل ۴-۱۶ تاریخچه جابه جایی کلی سقف در محل پین سقف نشان داده شده است. جابه جایی کلی تقریباً ۲/۶ میلی متر است.



شکل ۴-۱۶: تاریخچه جابه جایی کلی نقطه نصب پین سقف در حفاری بعد از نصب مترهمگرایی سنج در مدل شماره ۱



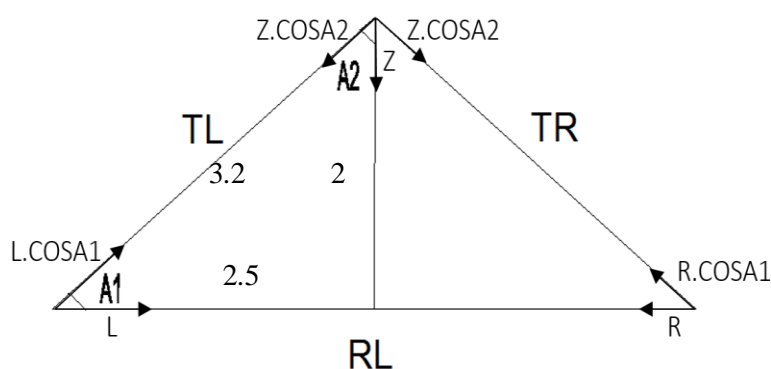
شکل ۴-۱۷: کانتور تنش قائم اطراف کارگاه واقع در زون اکسید-سولفید مدل شماره ۱



شکل ۴-۱۸: کانتور تنش قائم اطراف کارگاه واقع در زون سولفید مدل شماره ۱

۴-۳-۴-۴ اعتبارسنجی مدل

برای اعتبار سنجی مدل با واقعیت از داده‌های مترهمگرایی نصب شده در کارگاه S4107W استفاده شده است. با استفاده از روابط مثلثاتی بین اضلاع تشکیل شده بین هر دو پین که یک مترهمگرایی بین هر دو پین نصب شده است مقدار جابه‌جایی مطلق سقف طبق روابط زیر محاسبه شد. از جابه‌جایی سقف در جهت افقی و از جابه‌جایی دیواره در جهت عمودی صرف نظر شده است.



شکل ۴-۱۹: تجزیه بردارهای جابه‌جایی بر روی اضلاع مثلث تشکیل شده

با توجه به شکل و روابط هندسی میتوان معادلات زیر را تعریف کرد:

$$Z \cdot \text{COSA}2 + L \cdot \text{COSA}1 = \text{TL} \quad (۸-۴)$$

$$Z \cdot \text{COSA}2 + R \cdot \text{COSA}1 = \text{TR} \quad (۹-۴)$$

$$R + L = \text{RL} \quad (۱۰-۴)$$

همچنین مقادیر مثلثاتی نیز به صورت زیر محاسبه می‌شود:

$$\text{COSA}2 = 0.625 \quad (۱۱-۴)$$

$$\text{COSA}1 = 0.781 \quad (۱۲-۴)$$

مقادیر TL، TR و RL در جدول ۴-۹ آورده شده است:

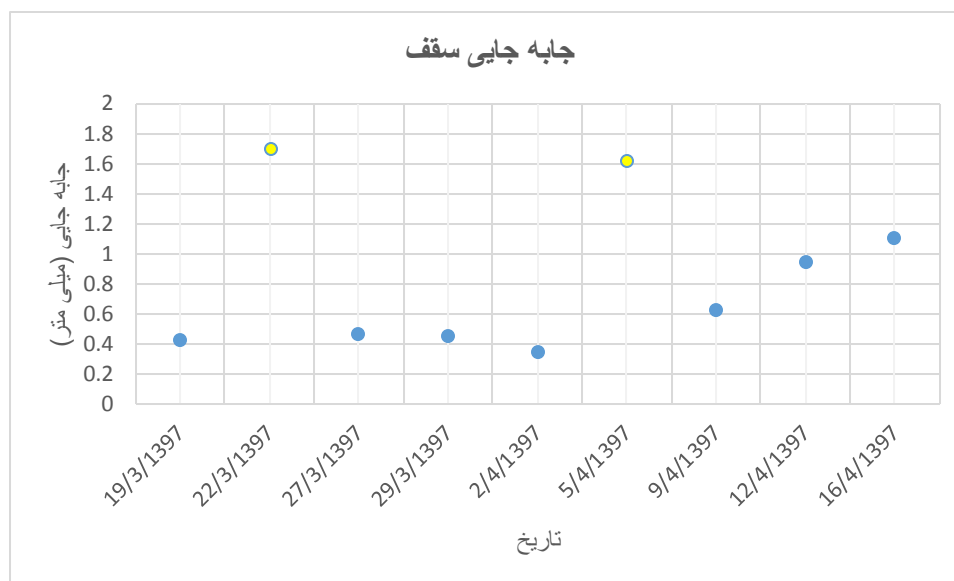
جدول ۴-۹: مقادیر TL, TR, RL برداشت شده

RL (میلی متر)	TR (میلی متر)	TL (میلی متر)	مقادیر ثبت شده تاریخ ثبت
۰	۰	۰	۱۳۹۷/۳/۱۵
-۰/۰۵۴	-۰/۲۷۶	-۰/۲۹۴	۱۳۹۷/۳/۱۹
-۰/۲۲	-۱/۹۱۳	-۰/۴۰۳	۱۳۹۷/۳/۲۲
-۰/۰۶۰	-۰/۳۸۸	-۰/۲۴۰	۱۳۹۷/۳/۲۷
۰/۲۰۹	-۰/۵۴۲	۰/۱۴۹	۱۳۹۷/۳/۲۹
۰/۳۷۳	-۰/۳۷۶	۰/۲۳۶	۱۳۹۷/۴/۲
۲/۳۵۳	-۰/۳۸۲	۰/۱۹۳	۱۳۹۷/۳/۵
۲/۵۷۰	-۰/۷۱۵	۱/۹۳۶	۱۳۹۷/۴/۹
۲/۶۹۰	-۰/۴۰۸	۱/۳۱۳	۱۳۹۷/۴/۱۲
۰/۲۶۸	-۰/۳۹۸	-۰/۷۸۱	۱۳۹۷/۴/۱۶

مقادیر در هر تاریخ و در هر یک از ستون ها، RL, TR, TL، میزان جابه جایی نسبت به روز نصب مترهمگرایی را نشان می دهد. به عبارتی دیگر مقادیر در هر تاریخ میزان تغییرات جابه جایی نسبت به روز اول (۱۳۹۷/۳/۱۵) می باشد و نسبت به روز قبل نمی باشد. با جاگذاری مقادیر جدول ۴-۹ و مقادیر ۴-۱۱ و ۴-۱۲، در معادلات ۴-۸، ۴-۹، ۴-۱۰ و حل معادلات، جابه جایی مطلق سقف طبق جدول ۴-۱۰ بدست می آید.

جدول ۴-۱۰: مقادیر جابه‌جایی واقعی مطلق سقف

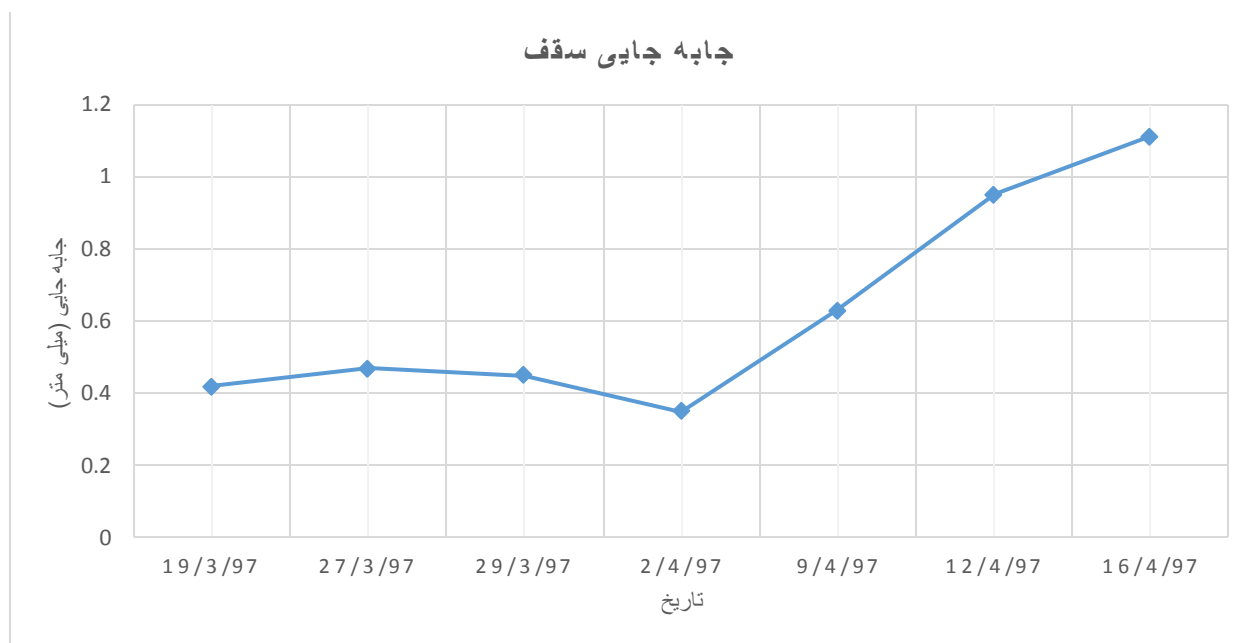
ردیف	تاریخ	جابه‌جایی مطلق سقف (میلی متر)
۱	۱۳۹۸/۳/۱۵	۰
۲	۱۳۹۸/۳/۱۹	۰/۴۲
۳	۱۳۹۷/۳/۲۲	۱/۷۲
۴	۱۳۹۸/۳/۲۷	۰/۴۷
۵	۱۳۹۸/۳/۲۹	۰/۴۵
۶	۱۳۹۸/۴/۲	۰/۳۵
۷	۱۳۹۷/۳/۵	۱/۶۲
۸	۱۳۹۸/۴/۹	۰/۶۳
۹	۱۳۹۸/۴/۱۲	۰/۹۵
۱۰	۱۳۹۸/۴/۱۶	۱/۱۱



شکل ۴-۲۰: جابه‌جایی مطلق سقف در محل نصب پین سقف در هر تاریخ برداشت متره‌نگاریی سنج

با توجه جابه‌جایی سقف در محل نصب پین، می‌توان روند کلی صعودی بودن جابه‌جایی سقف را در شکل ۴-۲۰ مشاهده کرد به جز در برداشت‌های تاریخ ۱۳۹۷/۳/۲۲ و تاریخ ۱۳۹۷/۴/۵ که در این تاریخ‌ها مقدار ثبت شده نسبت به مقادیر ثبت شده قبلی و بعد آن فاصله بسیار زیادی دارد که می‌تواند به علت خطای انسانی در ثبت و یا

در محاسبات باشد که جهت حفظ کلیت روند افزایش جابه‌جایی مقادیر ثبت شده در این تاریخ‌ها به عنوان داده‌های پرت حذف شدند. حذف مقادیر در این تاریخ به معنای حذف پیشروی در کارگاه‌ها و چشم‌پوشی از پیشروی در این تاریخ نیست بلکه پیشروی طبق هر تاریخ انجام شده و مدل پس از هر پیشروی دوباره حل خواهد شد ولی مقادیر در این تاریخ جهت دقت اعتبار سنجی خوانده نشده و مقادیر جابه‌جایی مدل در تاریخ‌های به جز دو تاریخ حذف شده یادداشت خواهد شد. پس از حذف داده‌های ذکر شده به عنوان داده پرت نمودار جابه‌جایی مطابق شکل ۴-۲۱ رسم شد که روند جابه‌جایی سقف در محل نصب پین را نشان می‌دهد.



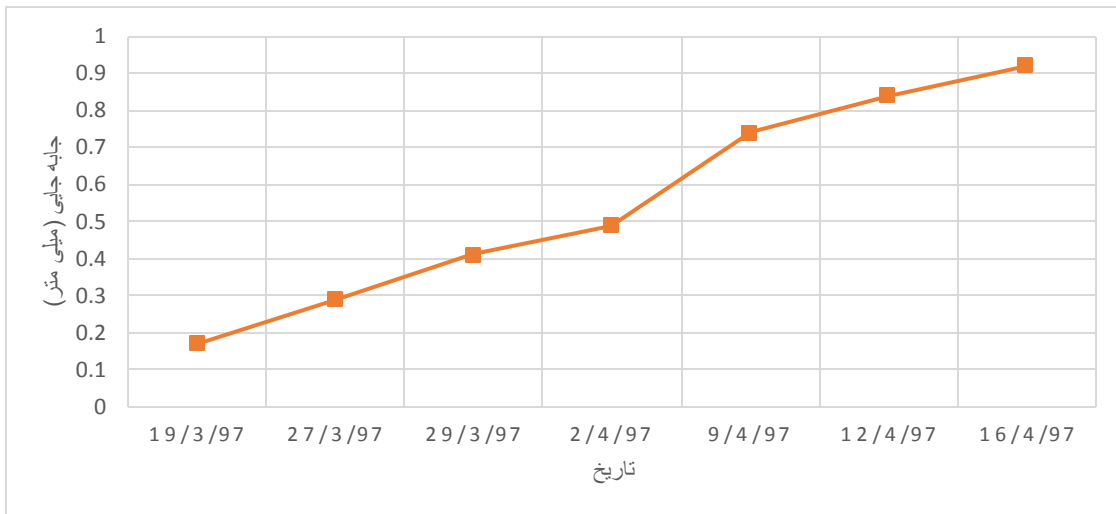
شکل ۴-۲۱: جابه‌جایی مطلق سقف در محل نصب پین مترهمگرایی سنج

برای مقایسه جابه‌جایی سقف در واقعیت و جابه‌جایی سقف در مدل در محل نصب پین مترهمگرایی سنج، نقطه‌ای با مختصات متناظر با پین نصب شده در واقعیت که در کارگاه S4107 در ۴ متری از ورودی کارگاه و در سقف نصب شده است در مدل نیز تعریف شد و جابه‌جایی نقطه مورد نظر در مدل در هر بازه زمانی و مطابق با میزان پیشروی در این بازه زمانی در واقعیت، در مدل نیز انجام شد و مقدار جابه‌جایی مدل در نقطه مورد نظر با جابه‌جایی در واقعیت برای اعتبارسنجی مدل استفاده شد.

نتایج جابه‌جایی نقطه متناظر با پین سقف در مدل در جدول آورده شده در شکل ۴-۲۲ رسم گردید.

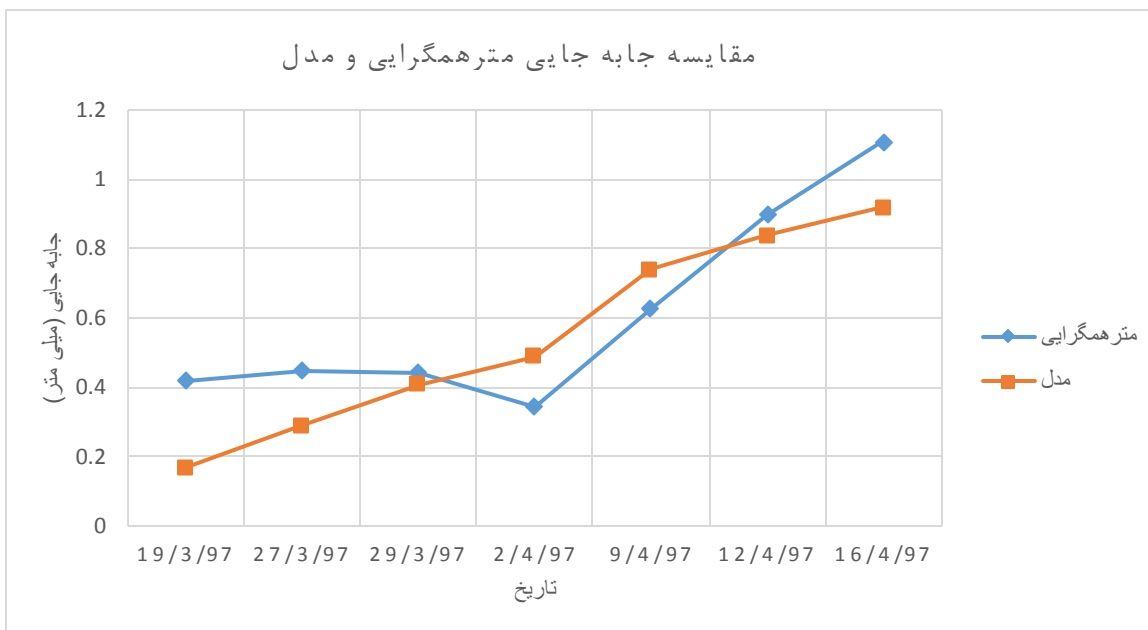
جدول ۴-۱۱: جابه‌جایی مدل شماره ۱ در محل نصب پین سقف

تاریخ	جابه‌جایی مدل
۱۳۹۷/۳/۱۹	۰/۱۷
۱۳۹۷/۳/۲۷	۰/۲۹
۱۳۹۷/۳/۲۹	۰/۴۱
۱۳۹۷/۴/۲	۰/۴۹
۱۳۹۷/۴/۹	۰/۷۴
۱۳۹۷/۴/۱۲	۰/۸۴
۱۳۹۷/۴/۱۶	۰/۹۲



شکل ۴-۲۲: جابه‌جایی سقف مدل شماره ۱ در محل نصب پین مترهمگرایی سنج

برای اعتبار سنجی مدل، جابه‌جایی سقف در محل نصب پین در واقعیت و مدل در محل نصب پین سقف در شکل ۴-۲۳ با یکدیگر مقایسه گردید.



شکل ۴-۲۳: مقایسه جابه‌جایی‌های پین سقف در مدل شماره ۱ و داده‌های برداشت شده از مترهمگرایی سنج

با توجه به شکل ۴-۲۳ جابه‌جایی در مدل ابتدا از واقعیت کمتر می‌باشد ولی افزایش روند جابه‌جایی در واقعیت بیشتر از مدل می‌باشد که به دلیل ممکن نبودن مدل کردن شرایط واقعی و ساده‌سازی‌ها امری طبیعی است. برای بررسی بیشتر و نزدیک شدن مدل ساخته شده به واقعیت، مدل‌های شماره ۲ و ۳ نیز بررسی شده است. برای بررسی میزان خطای مدل از جذر خطای میانگین مربعات یا RMSE استفاده شده است.

خطای میانگین مربعات^۱ که به صورت مخفف با RMSE نیز شناخته می‌شود، یکی از ابزارهای آماری برای یافتن دقت پیش‌بینی انجام شده در مدل‌سازی می‌باشد. در مواردی که متغیر هدف در مدل پیش‌بینی شما از جنس عددی باشد، نحوه ارزیابی دقت با هنگامی که متغیر هدف در مدل پیش‌بینی چند مقدار است، کمی تفاوت دارد. دقت مدل در حالت پیش‌بینی چند مقدار، از نسبت تعداد نمونه درست پیش‌بینی شده به کل داده‌های مورد بررسی به دست می‌آید. ولی وقتی مقادیر به صورت عددی هستند، باید با روش‌های آماری به محاسبه خطای

^۱ Root mean Square Error

میانگین مربعات و جذر خطای میانگین مربعات (RMSE) بپردازیم. وقتی می‌گوییم مدل‌سازی ما دقت بالاتری دارد که خطای به‌دست آمده به‌ازای یک مدل خاص، کمتر از مدل دیگری باشد.

$$RSME = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_{1,i} - x_{2,i})^2}{n}} \quad (12-4)$$

خطای میانگین مربعات برای مدل شماره ۱ مقدار ۰/۰۶ محاسبه شد.

۴-۳-۷ مدل شماره ۲

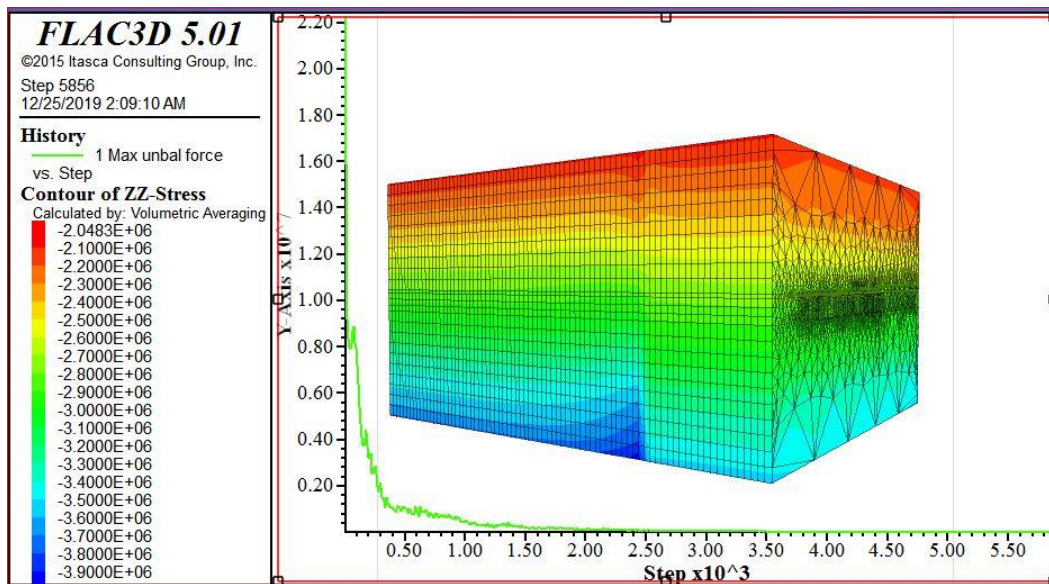
پارامترهای اولیه مدل شماره ۲ با استفاده از RMR و سپس بدست آوردن GSI جدید تعیین شد. پارامترهای ورودی مدل شماره ۲ بر اساس جدول ۴-۲ تعیین شده است.

جدول ۴-۱۲: پارامترها و مقادیر ورودی مدل شماره ۲

پارامتر زون	مدول بالک (مگاپاسکال) K(Gpa)	مدول برشی (مگاپاسکال) G(Gpa)	چسبندگی (مگاپاسکال) C(Mpa)	زاویه اصطکاک داخلی (درجه) Ø(deg)	مقاومت کششی (مگاپاسکال) σ _t (Mpa)
سولفید	۴/۵۲	۲/۴۶۰	۳/۳۷	۳۱/۴۷	۰/۱۱
اکسید-سولفید	۱/۱۸۱	۰/۴۸۳	۱/۵۴	۲۱/۰۷	۰/۰۱۱

۴-۳-۷-۱ تعادل اولیه

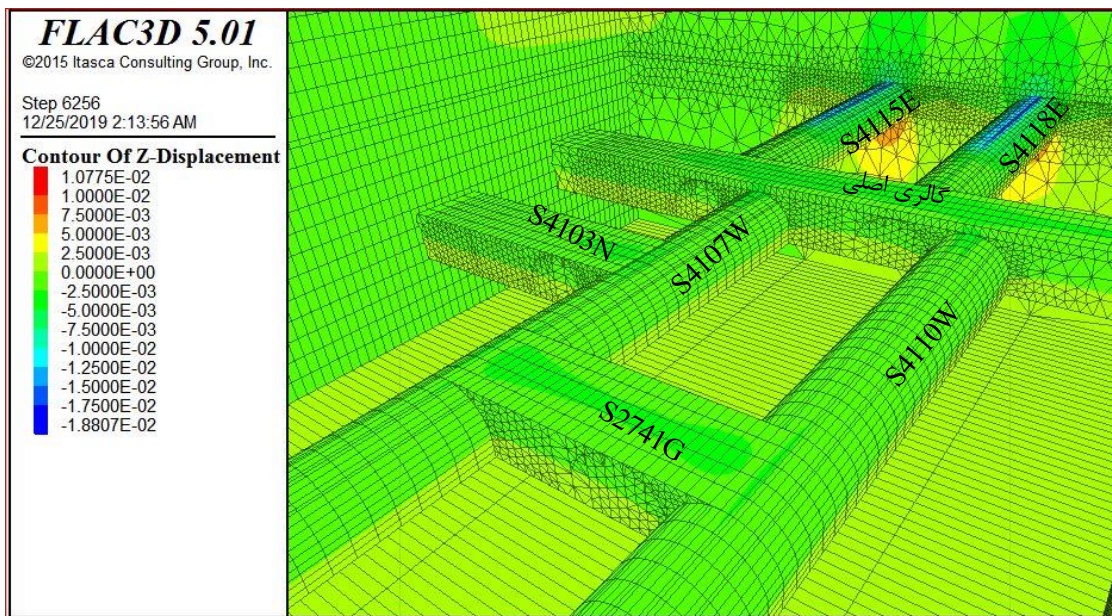
پس از ساخت هندسه مدل، اعمال شرایط مرزی و اعمال تنش روباره مدل بدون هیچ گونه حفاری، برای رسیدن به تعادل حل می‌شود. شرط به تعادل رسیدن، به صفر رسیدن نیروهای نامتعادل کننده است. مدل شماره ۲ ساخته شده پس از ۵۸۵۵ گام محاسباتی به تعادل رسید که در شکل ۴-۲۴ نشان داده شده است.



شکل ۴-۲۴: نمودار نیروهای نامتعادل کننده و کانتور تنش قائم پس از تعادل اولیه در مدل شماره ۲

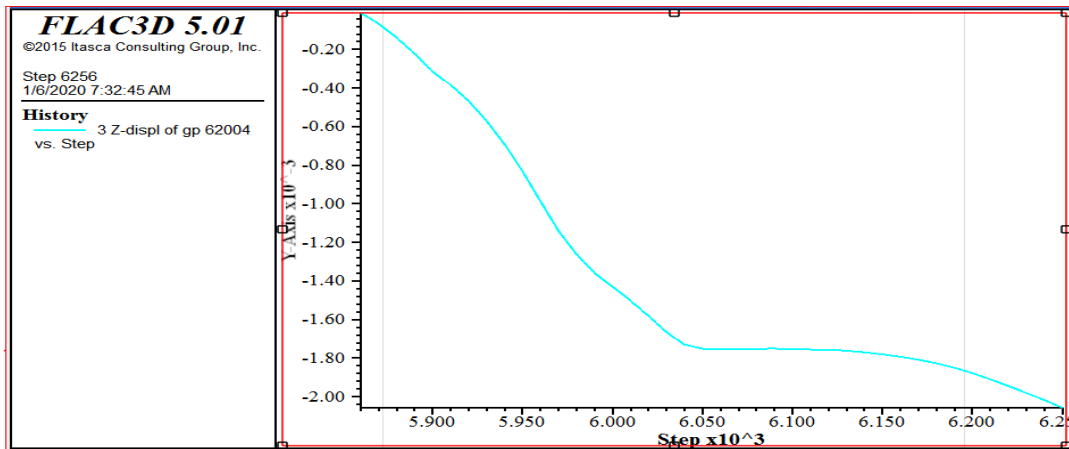
۴-۳-۷-۲ حفاری در مدل قبل از نصب مترهمگرایی

پس از به تعادل رسیدن مدل شماره ۲، حفاری در مدل قبل از نصب مترهمگرایی سنج همانند مدل شماره ۱ انجام شد و مدل دوباره حل شد. نتایج در شکل ۴-۲۵ و ۴-۲۶ نشان داده شده است.



شکل ۴-۲۵: کانتور جابه‌جابه جایی در مدل شماره ۲ قبل از نصب مترهمگرایی سنج

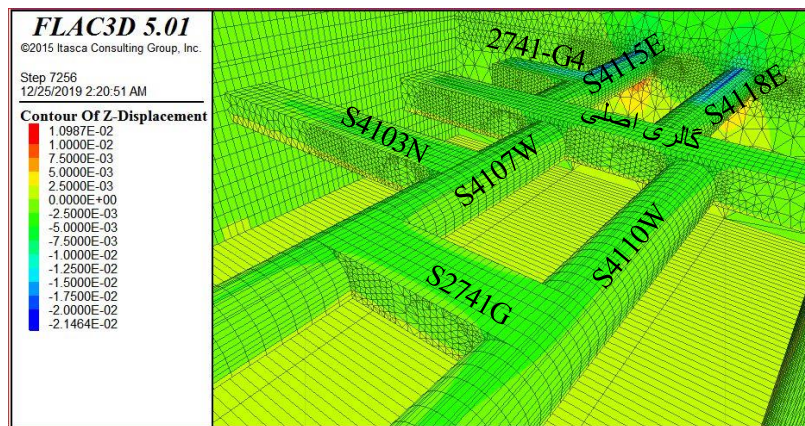
با توجه به شکل ۴-۲۶ مقدار جابه‌جایی مدل در محل نصب پین سقف حدود ۲/۱ میلی‌متر می‌باشد.



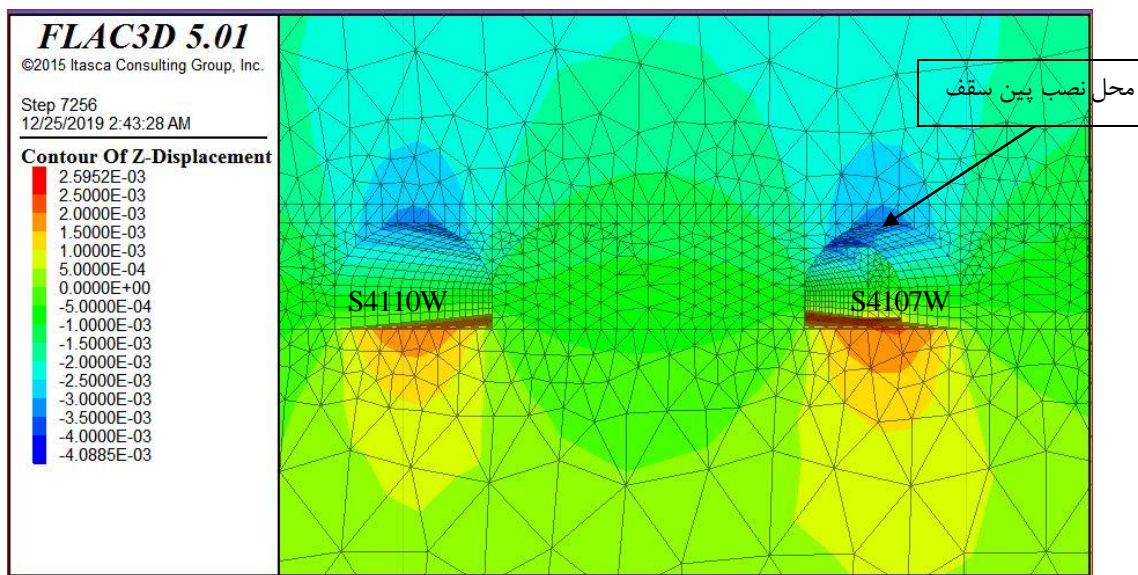
شکل ۴-۲۶: تاریخچه جابه‌جایی مدل شماره ۲ در محل نصب پین سقف قبل از نصب مترهمگرایی سنج

۴-۳-۷-۳: حفاری در مدل بعد از نصب مترهمگرایی

در این مرحله حفاری‌های انجام شده بعد از نصب مترهمگرایی در مدل انجام شد. حفاری‌ها همانند حفاری در مدل شماره ۱ بعد از نصب مترهمگرایی انجام شد. شکل ۴-۲۷ جابه‌جایی در مدل را نشان می‌دهد. شکل ۴-۲۸ جابه‌جایی در محل نصب پین سقف را مدل نشان می‌دهد.

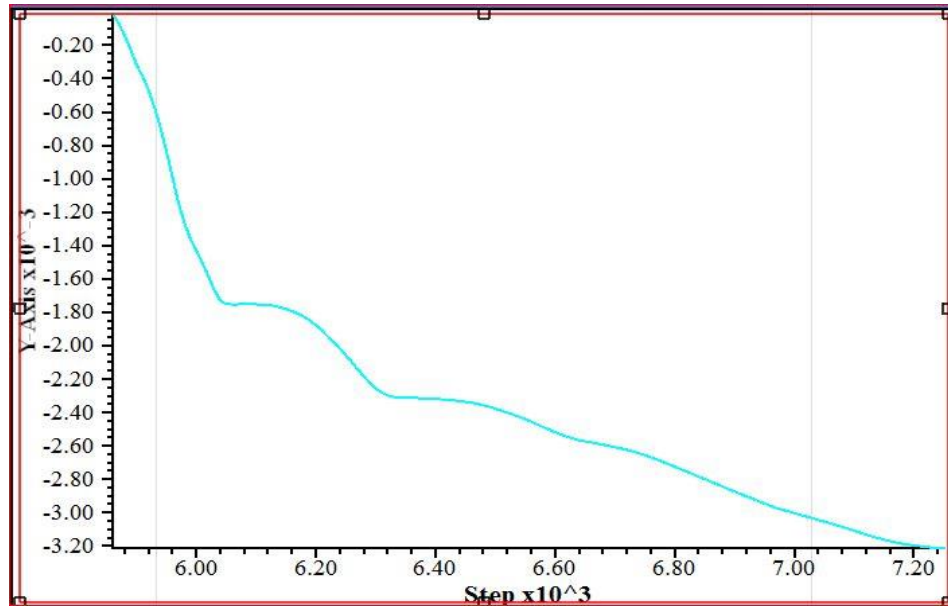


شکل ۴-۲۷: کانتور جابه‌جایی در مدل شماره ۲ پس از حفاری بعد از نصب مترهمگرایی

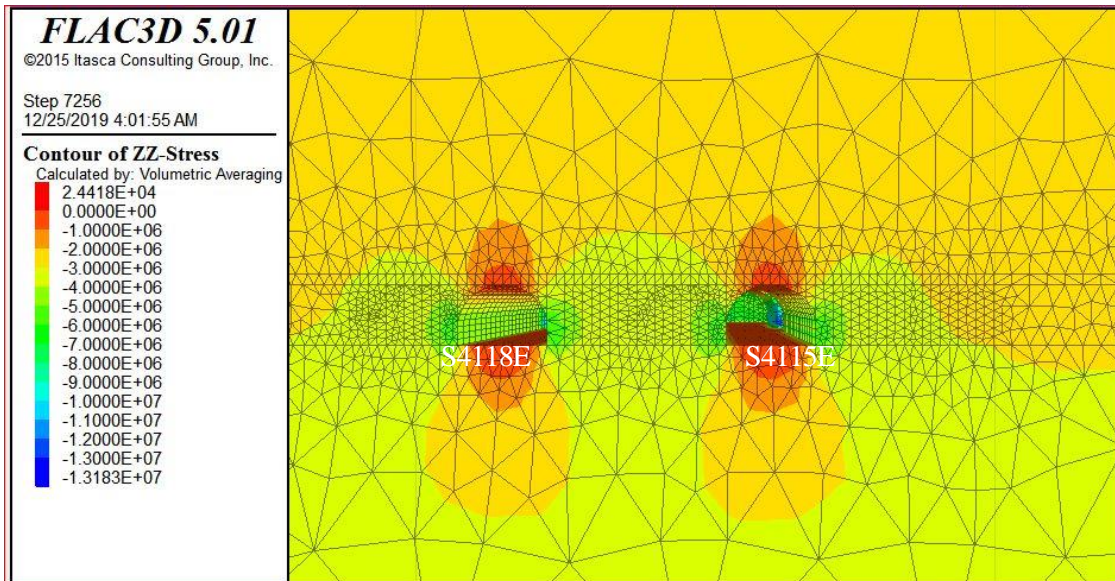


شکل ۴-۲۸: کنتور جابه‌جایی مدل شماره ۲ در محل نصب متر همگرایی سنج

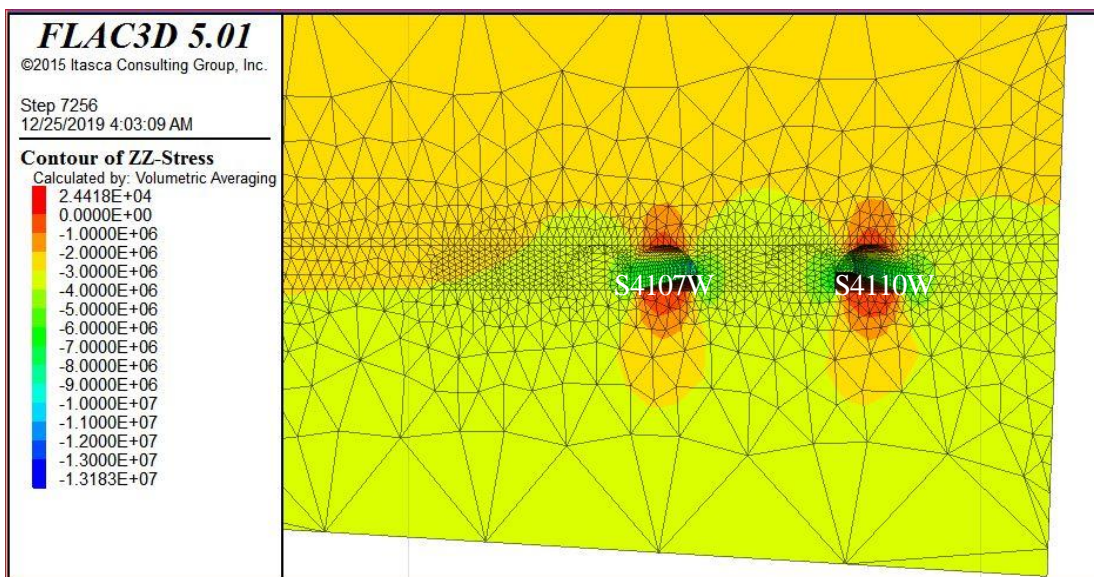
با توجه به شکل ۴-۲۹ که نمودار تاریخچه جابه‌جایی مدل در محل نصب پین سقف را نشان می‌دهد، جابه‌جایی کلی برابر با $\frac{3}{2}$ میلی‌متر است که نسبت به جابه‌جایی قبل از نصب متر همگرایی در شکل ۴-۲۱، $\frac{1}{1}$ میلی‌متر افزایش جابه‌جایی رخ داده است. در شکل ۴-۳۰ تنش عمودی در اطراف کارگاه‌های زون اکسید-سولفید نشان داده شده است. در شکل ۴-۳۱ تنش عمودی در اطراف کارگاه‌های زون سولفید نشان داده شده است. بیشترین تنش برابر با ۸ مگاپاسگال و در پایه‌ها دیده می‌شود.



شکل ۴-۲۹: نمودار تاریخچه جابه‌جایی کلی سقف در محل بین سقف در مدل شماره ۲



شکل ۴-۳۰: کانتور تنش قائم اطراف کارگاه واقع در زون اکسید-سولفید در مدل شماره ۲



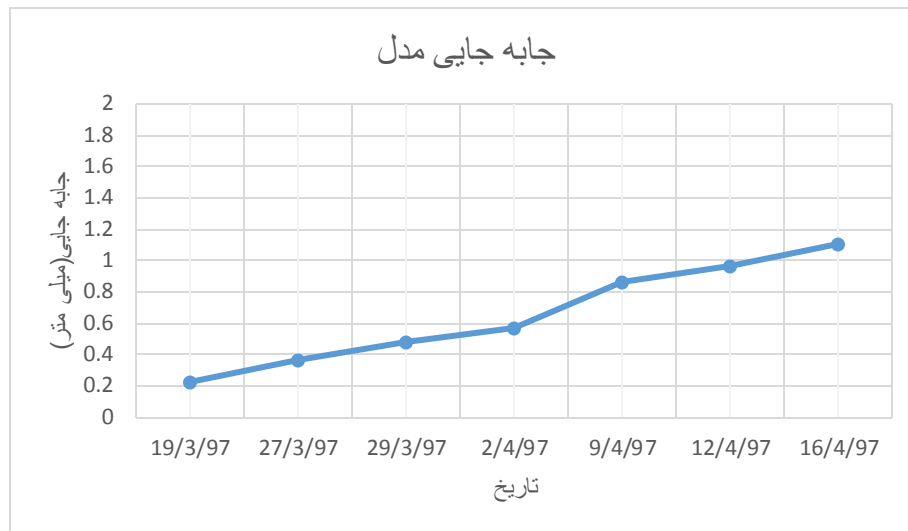
شکل ۴-۳۱: کانتور تنش قائم در اطراف کارگاه زون سولفیدی در مدل شماره ۲

۴-۷-۳-۴ اعتبار سنجی

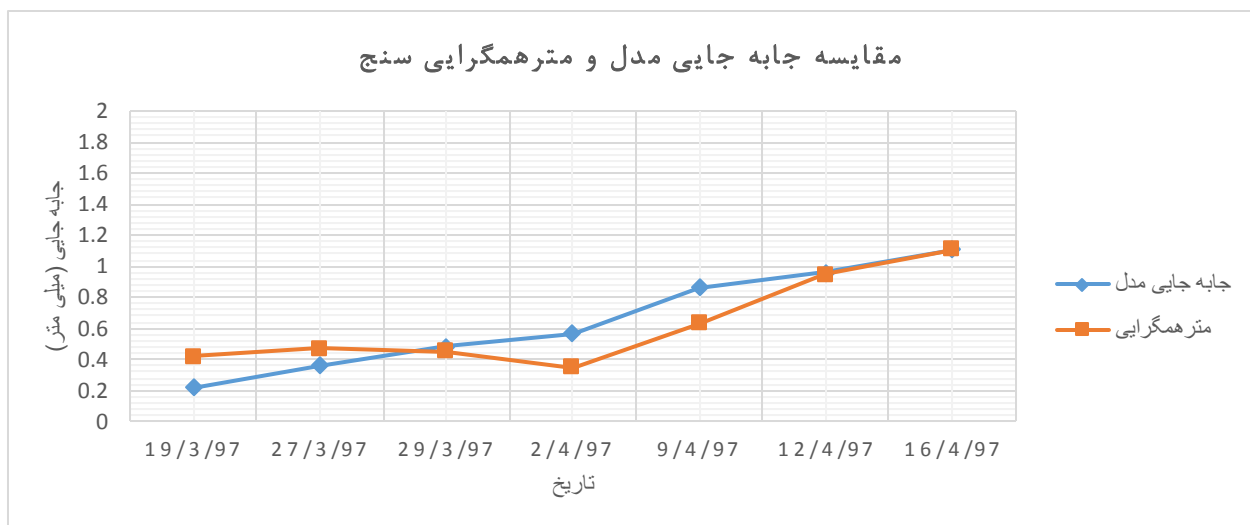
برای اعتبار سنجی مدل با واقعیت از مقایسه جابه‌جایی سقف برداشت شده از داده‌های مترهمگرایی سنج و نتایج جابه‌جایی مدل استفاده شد. میزان جابه‌جایی مطلق سقف در محل پین سقف در اعتبار سنجی مدل شماره ۱ آورده شده است. نمودار جابه‌جایی سقف در مدل در محل نصب پین سقف در نمودار ۴-۳۲ آورده شده است. مقایسه نمودار جابه‌جایی سقف در واقعیت و مدل در نمودار ۴-۳۳ آورده شده است.

جدول ۴-۱۳: جابه‌جایی در محل پین سقف تعریف شده در مدل شماره ۲ مطابق با تاریخ برداشت داده‌های مترهمگرایی سنج

تاریخ	جابه‌جایی مدل
۱۹/۳/۹۷	۰/۲۲
۲۷/۳/۹۷	۰/۳۶
۲۹/۳/۹۷	۰/۴۸
۲/۴/۹۷	۰/۵۷
۹/۴/۹۷	۰/۸۶
۱۲/۴/۹۷	۰/۹۶
۱۶/۴/۹۷	۱/۱۱



شکل ۴-۳۲: جابه جایی مدل شماره ۲ در محل نصب پین سقف



شکل ۴-۳۳: مقایسه جابه جایی های پین سقف در مدل شماره ۲ و داده های برداشت شده از مترهمگرایی سنج

خطای میانگین مربعات برای مدل شماره ۲ مقدار ۰/۰۵۶ محاسبه شد. نکته قابل توجه در مدل شماره ۲ مطابقت کامل جابه جایی پین سقف در واقعیت و در مدل در تاریخ ۴/۱۶ و ۴/۱۲ می باشد که در نمودار نیز مشهود است.

۴-۳-۸ مدل شماره ۳

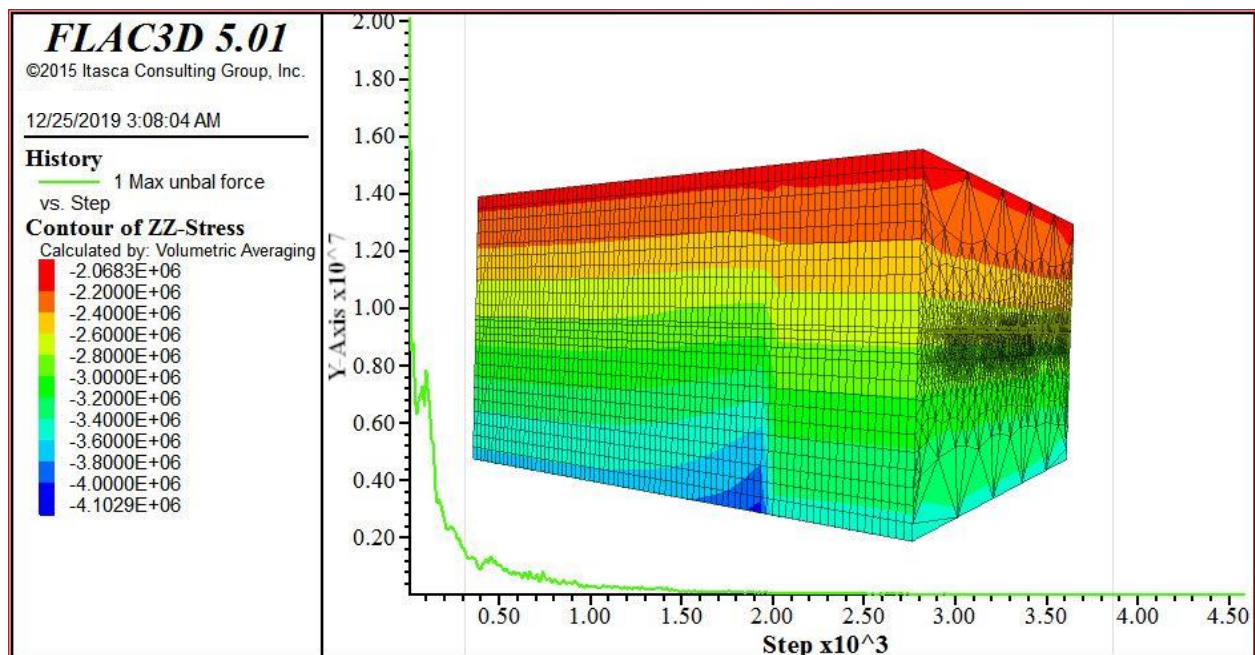
پارامترهای اولیه مدل شماره ۳ بر اساس میانگین مقدار GSI و حداقل مقدار مقاومت فشاری تعیین شد. پارامترهای ورودی مدل شماره ۳ بر اساس جدول ۴-۳ تعیین شده است. پارامترهای ورودی مدل در جدول ۴-۱۴ آورده شده است.

جدول ۴-۱۴: پارامترها و مقادیر ورودی مدل شماره ۳

پارامتر زون	مدول بالک (مگاپاسکال) K(Gpa)	مدول برشی (مگاپاسکال) G(Gpa)	چسبندگی (مگاپاسکال) C(Mpa)	زاویه اصطکاک داخلی (درجه) ϕ (deg)	مقاومت کششی (مگاپاسکال) σ_t (Mpa)
سولفید	۱/۹۹۱	۰/۹۷۲	۱/۷۷	۲۸/۰۴	۰/۰۳۵
اکسید-سولفید	۰/۲۲۵	۰/۰۶۹	۰/۲۲۷	۱۲/۷۳	۰/۰۰۱

۴-۳-۸-۱ تعادل اولیه

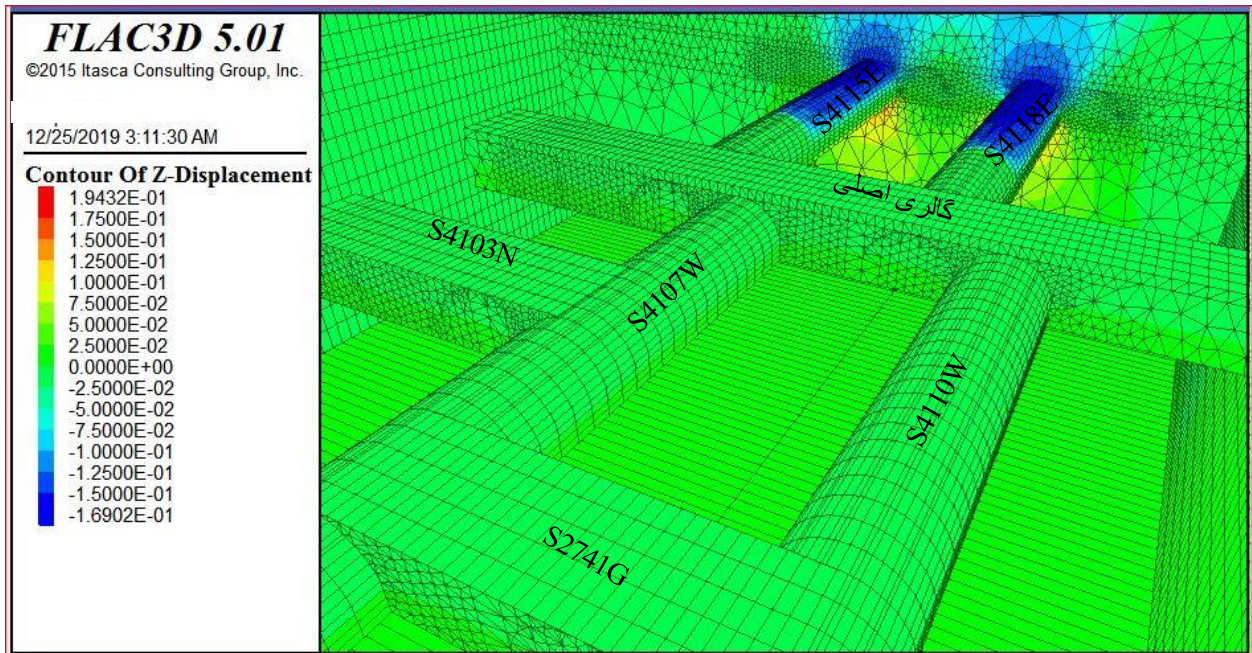
پس از ساخت هندسه مدل، اعمال شرایط مرزی و اعمال تنش روباره مدل بدون هیچ گونه حفاری، برای رسیدن به تعادل حل می شود. شرط به تعادل رسیدن، به صفر رسیدن نیروهای نامتعادل کننده است. مدل شماره ۳ ساخته شده پس از ۴۵۰۰ گام محاسباتی به تعادل رسید. در شکل نمودار نیروهای نامتعادل کننده و تنش قائم در مدل پس از تعادل مدل نشان داده شده است (شکل ۴-۳۴).



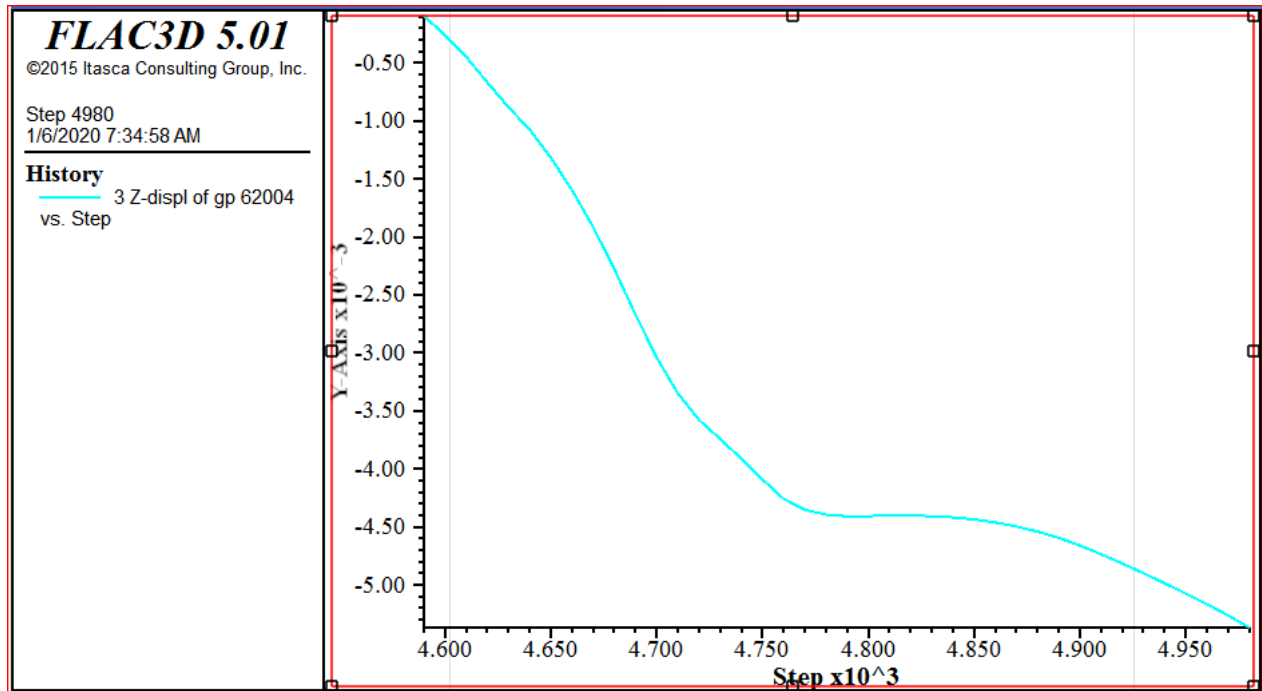
شکل ۴-۳۴: نمودار نیروهای نامتعادل کننده و کانتور تنش‌های قائم در مدل شماره ۳

۴-۳-۷-۲ حفاری در مدل قبل از نصب مترهمگرایی

پس از به تعادل رسیدن مدل شماره ۳، حفاری در مدل قبل از نصب مترهمگرایی سنج همانند مدل شماره ۱ انجام شد و مدل دوباره حل شد. در شکل ۴-۳۵ جابه‌جایی در مدل نشان داده شده است. در شکل ۴-۳۶ تاریخچه جابه‌جایی در سقف در محل نصب پین سقف نشان داده شده است.



شکل ۴-۳۵: کانتور جابه‌جایی در مدل شماره ۳ پس از انجام حفاری قبل از نصب مترهمگرایی سنج

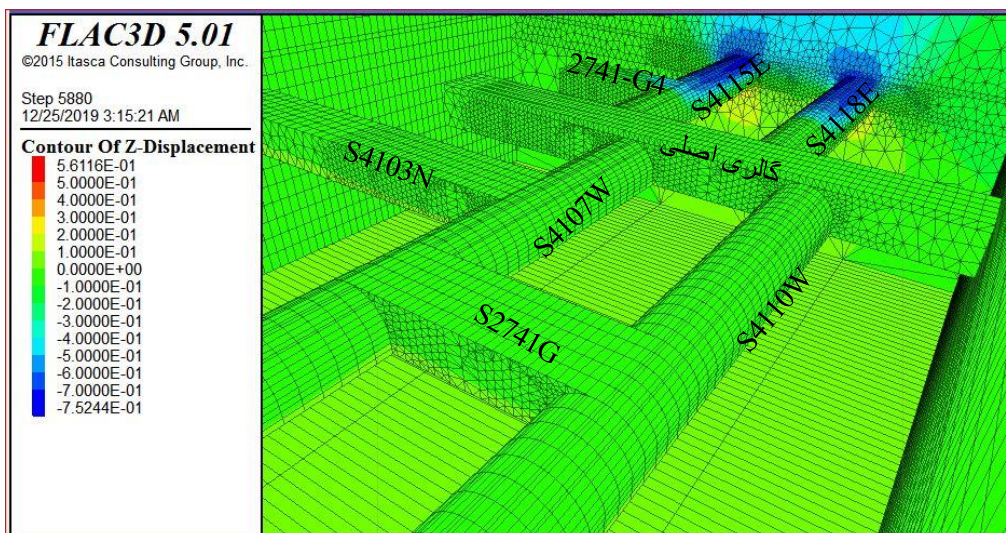


شکل ۴-۳۶: تاریخچه جابه‌جایی مدل شماره ۳ در محل نصب پین سقف قبل از نصب متر همگرایی سنج

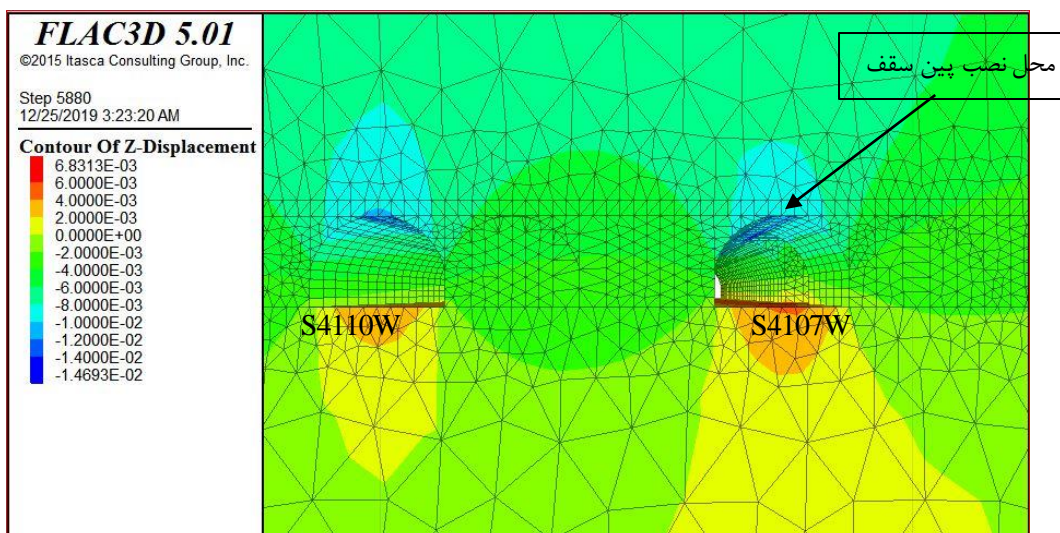
با توجه به شکل ۴-۳۶ جابه‌جایی مدل در محل نصب پین سقف قبل از نصب مترهمگرایی ۵/۳ میلی‌متر است.

۳-۸-۳-۴ حفاری در مدل بعد از نصب مترهمگرایی

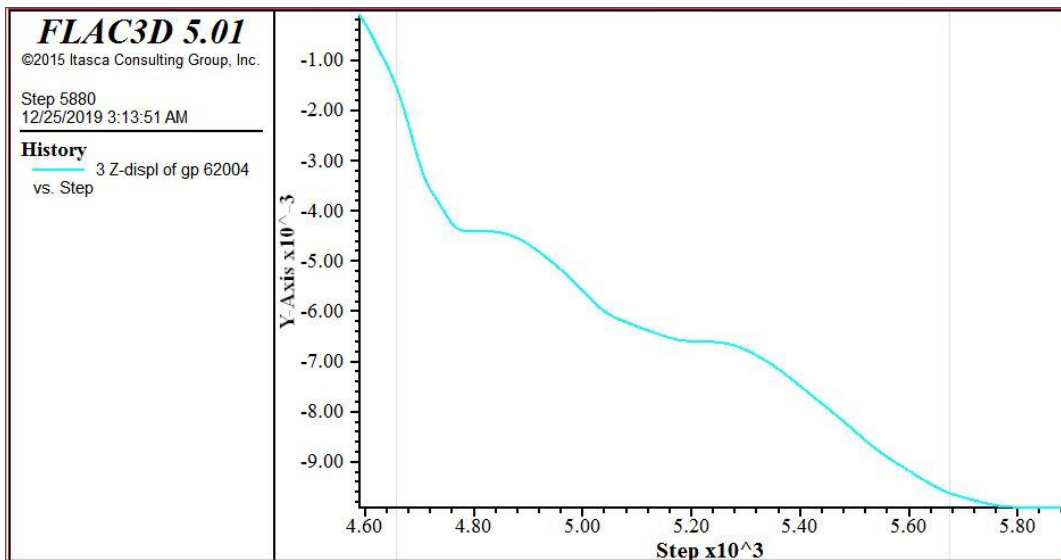
در این مرحله حفاری‌های انجام شده بعد از نصب مترهمگرایی در مدل انجام شد. حفاری‌ها همانند حفاری در مدل شماره ۱ بعد از نصب مترهمگرایی انجام شده است.



شکل ۴-۳۷: جابه‌جایی در مدل شماره ۳ بعد از نصب مترهمگرایی سنج

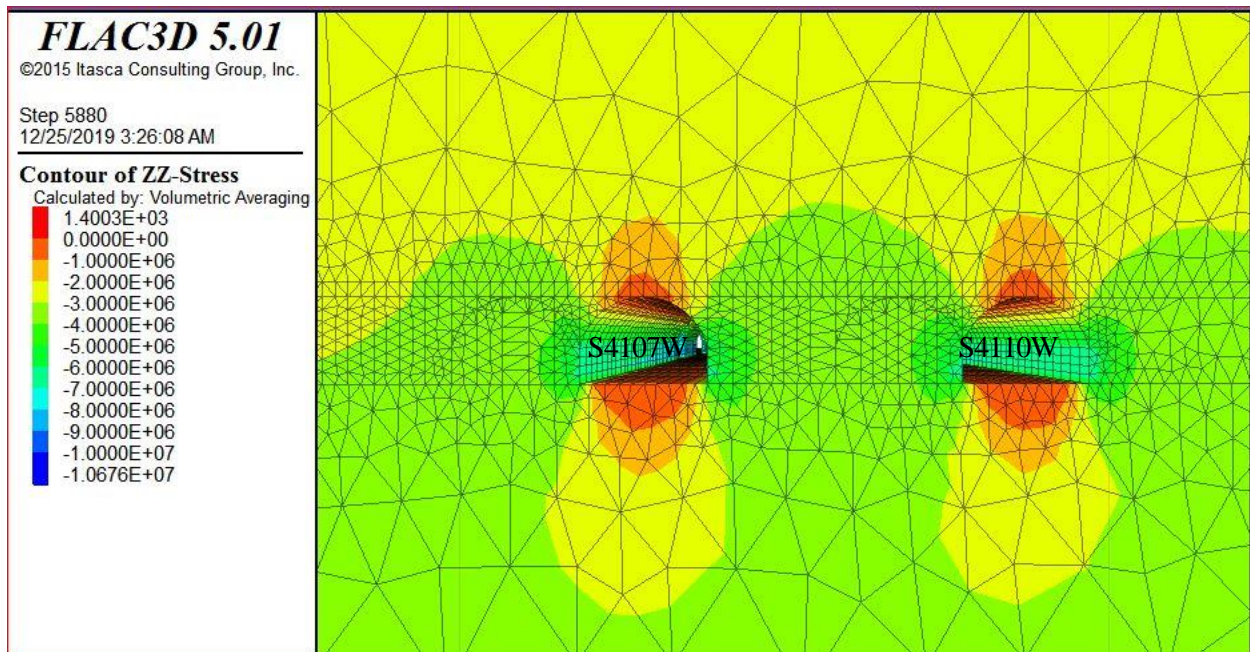


شکل ۴-۳۸: جابه‌جایی در مدل در محل نصب پین سقف در حفاری بعد از نصب مترهمگرایی سنج



شکل ۴-۳۹: نمودار تاریخچه جابه‌جایی کلی سقف در محل نصب پین سقف در مدل شماره ۳

با توجه به شکل ۴-۳۹ جابه‌جایی کلی مدل در محل نصب پین سقف ۹/۸ میلی‌متر است که نسبت به جابه‌جایی قبل از نصب مترهمگرایی سنج ۴/۵ افزایش جابه‌جایی داشته است.



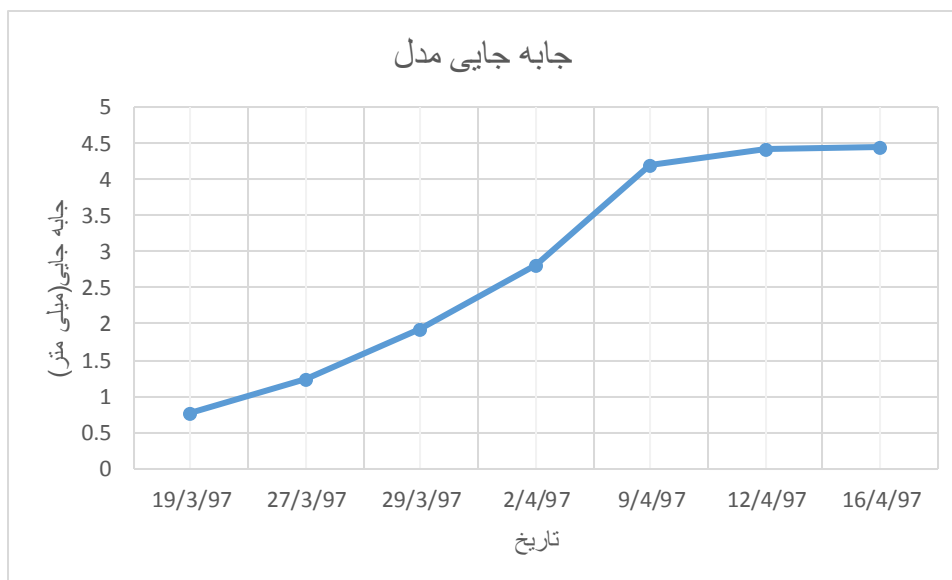
شکل ۴-۴۰: کانتور تنش قائم در اطراف کارگاه‌های زون سولفید در مدل شماره ۳

۴-۸-۳-۴ اعتبار سنجی

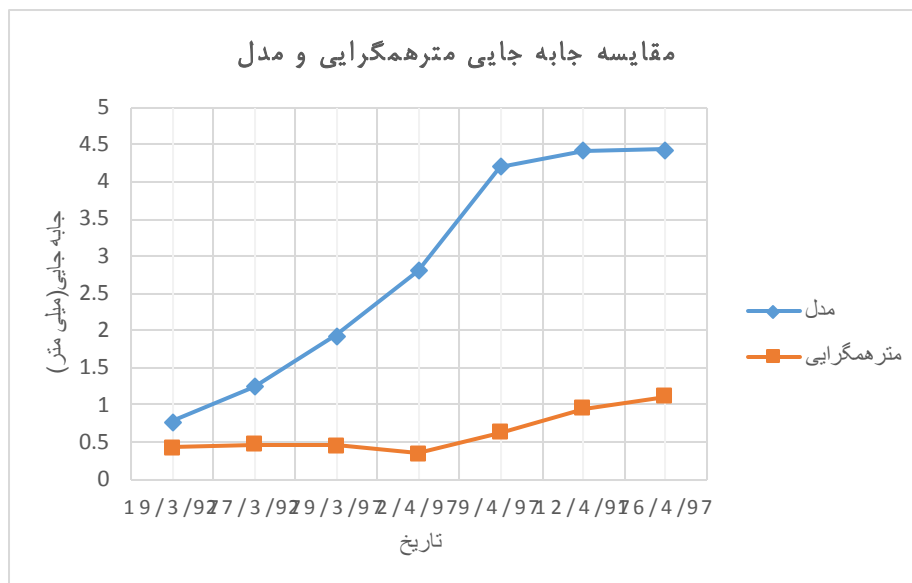
برای اعتبار سنجی مدل با واقعیت از مقایسه جابه‌جایی سقف برداشت شده از داده‌های مترهمگرایی سنج و نتایج جابه‌جایی مدل استفاده شد. میزان جابه‌جایی مطلق سقف در محل پین سقف در اعتبار سنجی مدل شماره ۱ آورده شده است. نمودار جابه‌جایی سقف در محل نصب پین سقف در شکل ۴-۴۱ آورده شده است. مقایسه نمودار جابه‌جایی سقف در واقعیت و مدل در شکل ۴-۴۲ آورده شده است.

جدول ۴-۱۵: جابه‌جایی در محل پین سقف تعریف شده در مدل شماره ۳ مطابق با تاریخ برداشت داده‌های مترهمگرایی سنج

تاریخ	جابه‌جایی مدل
۱۹/۳/۹۷	۰/۷۸
۲۷/۳/۹۷	۱/۲۵
۲۹/۳/۹۷	۱/۹۳
۲/۴/۹۷	۲/۸۱
۹/۴/۹۷	۰/۴۲۰
۱۲/۴/۹۷	۴/۴۲
۱۶/۴/۹۷	۴/۴۴



شکل ۴-۴۱: جابه‌جایی مدل شماره ۳ در محل نصب پین سقف



شکل ۴-۴: مقایسه جابه جایی سقف در محل نصب پین در مدل شماره ۳ و مترهمگرایی سنج

مقدار خطای مجذور مربعات برای مدل شماره ۳ مقدار ۰/۹۷ محاسبه شد. همانطور که در شکل ۴-۴ مشاهده می شود اختلاف جابه جایی مدل با جابه جایی در واقعیت بسیار زیاد است.

۴-۳-۹ انتخاب مدل مناسب

با توجه به مدل سازی انجام شده و نتایج ارائه شده در پایان اعتبارسنجی هر مدل با واقعیت، مدل شماره ۲ که خصوصیات آن بر اساس تعیین RMR بدست آمد از اعتبار بالایی نسبت به دو مدل دیگر در نزدیکی به شرایط واقعی برخوردار می باشد. همچنین با مقایسه مقدار خطای مجذور مربعات، مدل شماره ۲ از اعتبار بیشتری نسبت به دو مدل دیگر برخوردار است. در ضمن با توجه به مشاهدات انجام شده و گفتگو با واحدهای دفتری و نظارت واقع در معدن میزان جابه جایی صورت گرفته در کارگاه های استخراجی را ۲ الی ۴ میلی متر اعلام کردند که همانطور که در شکل ۴-۲۹، تاریخچه جابه جایی کلی سقف در محل نصب پین سقف، نیز آورده شده است جابه جایی کلی حدود ۳/۲ میلی متر می باشد که بسیار نزدیک به جابه جایی واقعی کارگاهها در معدن می باشد. با توجه به مطالب ارائه شده مدل شماره ۲ برای انجام مراحل بعدی، بررسی شکل و اندازه مناسب کارگاه مورد استفاده قرار می گیرد.

۴-۴ تعیین شکل و اندازه مناسب کارگاه‌های استخراجی

همانطور که در بخش ۳-۶-۱-۱، انتخاب نوع روش کندن و پرکردن بیان شد روش کندن و پرکردن تونلی برای استخراج بخش زیرزمینی معدن انگوران انتخاب شد. در این روش، ماده معدنی به کارگاه‌های تونلی تقسیم شده و کارگاه‌ها به صورت استخراج یک کارگاه، جاگذاری دوکارگاه بعدی به عنوان پایه نگهدارنده کارگاه مجاور و کارگاه بعدی و حفر کارگاه بعدی انجام می‌گیرد. کارگاه استخراجی شده پس از اتمام عملیات با مواد پرکننده سیمانی و یا غیرسیمانی مستحکم پر شده و سپس کارگاه باقی مانده به عنوان پایه از عملیات قبل شروع به استخراج شده و عملیات چرخه‌ای کندن و پرکردن تا اتمام ماده معدنی در پنل مورد نظر ادامه پیدا می‌کند. با توجه به شکل ۴-۳۴ در مرحله اول استخراج کارگاه‌های ۱-۴-۷ انجام می‌گیرد و کارگاه‌های ۲-۳-۵-۶ به عنوان پایه نگهدارنده کارگاه مجاور باقی می‌ماند و پس از اتمام استخراج کارگاه‌های استخراج شده عملیات پرکردن آنها انجام می‌گیرد پس از اتمام این مرحله در مرحله ۲ کارگاه‌های ۲-۵ استخراج می‌شوند. پس از استخراج کارگاه‌های ۲-۵ عملیات پرکردن این کارگاه شروع شده و پس از اتمام پرکردن، کارگاه‌های ۳-۶ استخراج می‌شوند و پس از اتمام عملیات استخراج این کارگاه‌ها نیز پر می‌شوند. عملیات استخراج و پرکردن تا اتمام استخراج تمام ماده معدنی در تراز کاری ادامه می‌یابد.

1	2	3	4	5	6	7
---	---	---	---	---	---	---

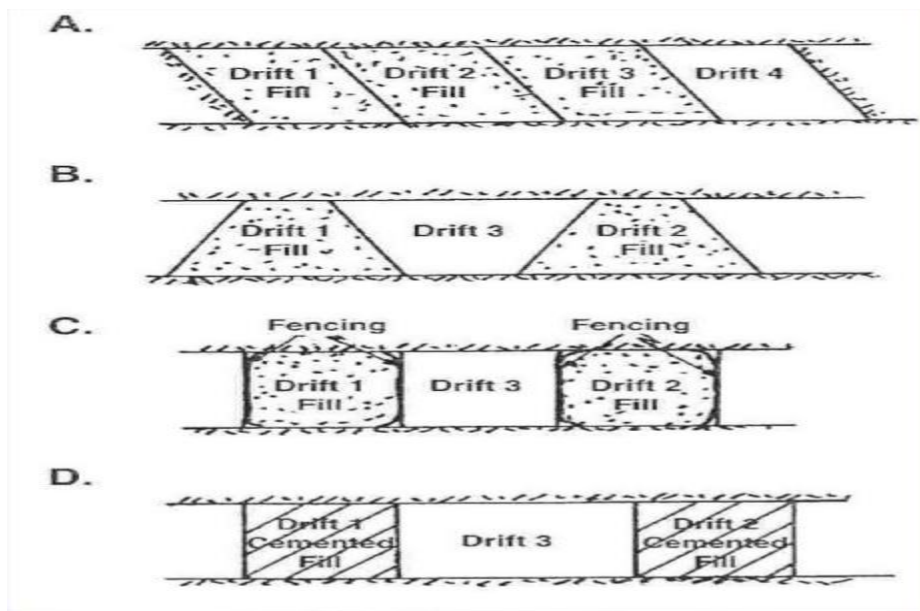
شکل ۴-۳۴: نمونه شماتیک از کارگاه‌های استخراجی تونلی

۴-۴-۱ شکل کارگاه استخراجی

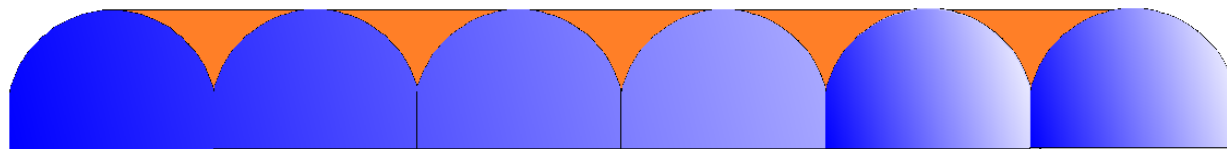
همانطور که در فصل ۲ بیان شد شکل فضای زیرزمینی حفر شده تاثیر بسزایی در توزیع تنش‌های اطراف حفریه و در نتیجه پایداری فضای ایجاد شده دارد به صورتی که فضای زیرزمینی احداث شده به صورت مقطع قوسی بدون گوشه از وضعیت بهتری در توزیع تنش نسبت به فضای زیرزمینی با مقطع گوشه دار همانند مقطع مستطیلی برخوردار است که در نتیجه نسبت به حفریه با مقطع مستطیلی بسیار پایدارتر است. ذکر این نکته ضروری است که صرف شکل مقطع فضای زیرزمینی دیکته کننده پایداری مطلق فضای زیرزمینی نیست و خواص سنگ دربرگیرنده فضای زیرزمینی نقشی کلیدی در پایداری فضای ایجاد شده دارد. نکته ذکر شده در مورد، رابطه شکل مقطع فضای زیرزمینی ایجاد شده با پایداری آن نیز در شرایط خواص سنگ یکسان برقرار می‌باشد.

همچنین کاربرد فضای زیرزمینی ایجاد شده نیز در تعیین شکل فضا موثر می‌باشد، به صورتی که فضاهای با عمر کاربرد طولانی مدت نیازمند پایداری بلند مدت می‌باشند که از هندسه فضا قوسی استفاده می‌شود. همانند تونل‌های عمرانی راه و یا تونل‌های بازکننده اصلی معدن را می‌توان نام برد.

شکل کارگاه‌های استخراجی در روش کندن و پرکردن تونلی به صورت مقطع ۴ ضلعی می‌باشد. دلیل انتخاب این شکل مقطع می‌توان به بازیابی استخراج حداکثری ماده معدنی در پنل استخراجی را ذکر کرد که با انتخاب کارگاه‌های استخراجی ۴ گوش ماده معدنی با بازیابی صد در صد استخراج می‌شود در حالی که با ایجاد قوس در هندسه کارگاه استخراجی ماده معدنی بین دو کارگاه پس از استخراج و پرکردن کارگاه باقی مانده و بازیابی استخراج ماده معدنی کاهش می‌یابد. شکل ۴-۴۴. در شکل ۴-۴۵ انواع هندسه کارگاه‌های استخراجی در روش کارگاه تونلی نشان داده شده است.



شکل ۴-۴: هندسه کارگاه‌های استخراجی در روش کندن و پرکردن تونلی (Bullock and Huströid, 2001)

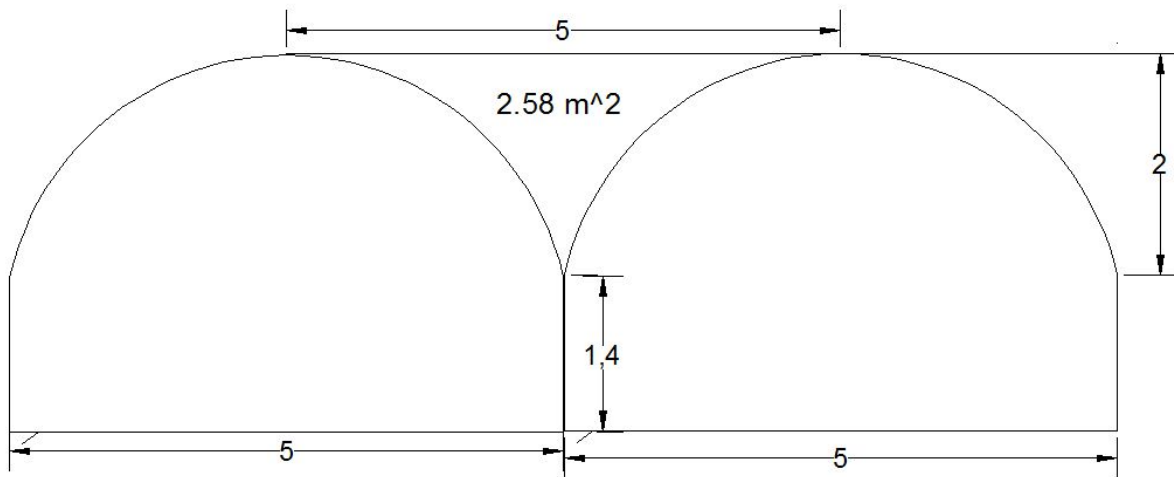


شکل ۴-۵: شکل قوسی کارگاه استخراجی و تاثیر آن بر بازیابی استخراج ماده معدنی (ماده معدنی استخراج شده)

ماده معدنی باقی مانده بین دو قوس کارگاه به صورت استخراج نشده ()

همانطور که در فصل ۳ بیان شد کارگاه‌های استخراجی در معدن انگوران به شکل قوسی حفاری می‌شوند که همین

امر باعث از بجا ماندن ماده معدنی بین کارگاه‌های استخراجی شده و باعث کاهش بازیابی می‌شود.



شکل ۴-۴: سطح مقطع ماده معدنی باقی مانده بین دو کارگاه قوسی

با محاسبه حجم ماده معدنی باقی مانده که برابر با $2/85$ مترمکعب خواهد شد، برای زون سولفید مقدار ماده معدنی با چگالی ۴ تن بر مترمکعب برابر با $11/4$ تن ماده معدنی در هر متر پیشروی کارگاه مابین دو کارگاه استخراج شده باقی می ماند. برای زون اکسید-سولفید نیز با چگالی $3/4$ تن بر متر مکعب مقدار $9/69$ تن ماده معدنی، مابین کارگاه های استخراج شده در هر متر پیشروی استخراج نشده باقی می ماند. اگر شکل هندسی کارگاه ها به صورت مستطیلی حفاری شود این مقدار ماده معدنی نیز استخراج شده و بازیابی ۱۰۰ درصد خواهد شد.

بر اساس مطالب گفته شده در این بخش شکل کارگاه ها در هر زون به صورت مستطیلی در نظر گرفته خواهد شد تا حداکثر بازیابی تامین شود و بر اساس اندازه کارگاه تعیین شده در بخش بعد حفاری کارگاه ها انجام خواهد شد و با معیار شکست ساکورایی و پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه پایداری فضا بررسی خواهد شد و در صورت پایداری کارگاه با هندسه مستطیلی، شکل کارگاه به صورت مستطیلی تثبیت و اندازه کارگاه افزایش خواهد یافت تا رسیدن به اندازه ای از کارگاه که در این اندازه، کارگاه در معرض ناپایداری قرار گیرد و در صورت ناپایدار بودن کارگاه به شکل مستطیل در هر زون، شکل کارگاه به صورت قوسی باقی خواهد ماند.

۴-۴-۲ تعیین اندازه مقطع کارگاه

اندازه مقطع فضای زیرزمینی به عوامل متعددی بستگی دارد. از جمله موارد می‌توان به مشخصات ژئومکانیکی سنگی دربرگیرنده فضای زیرزمینی، کاربرد فضای زیرزمینی احداث شده، ماشین آلات فعال و تردد کننده در حفیره، تجهیزات نصب شده در فضای احداث شده اعم از داکت تهویه، برق کشی، هوای فشرده، نوارنقاله، آبکشی تهویه و دیگر عوامل اشاره کرد (دستورالعمل طراحی هندسی بازکننده‌ها و حفریات زیرزمینی).

جهت تعیین اندازه مقطع کارگاه استخراجی از دستورالعمل طراحی هندسی بازکننده‌ها و حفریات زیرزمینی به شماره نشریه ۵۷۹ استفاده شد. بر اساس دستورالعمل درج شده در نشریه، ابعاد سطح مقطع با در نظر گرفتن ابعاد وسیله باربری و الزامات ایمنی از فواصل وسایل باربری بایکدیگر و همچنین در نظر گرفتن دیگر فضاهای مورد نیاز از قبیل فضا برای رفت و آمد پرسنل، نصب تجهیزات و ... تعیین می‌شود.

طبق دستورالعمل درج شده در نشریه برای فاصله ایمنی وسیله فعال در فضای زیرزمینی:

- ۱: برای کار لودر در جبهه کار بایستی فاصله ایمنی تا دیواره رعایت شود. فاصله بحرانی (فاصله بین لودر در سمت قرارگیری راننده و دیواره) معادل ۱ متر در نظر گرفته می‌شود.
- ۲: در نظر گرفتن حداقل فاصله ۳۰ سانتی متر بین سقف اتاقک راننده و سیله نقلیه و سقف تونل ضروری است.
- ۳: هرگاه کارگر سوار بر وسیله نقلیه بدون اتاقک شود، باید مطمئن شد که حداقل فاصله ۱/۲ متری بین سقف راه عبور و صندلی کارگر در نظر گرفته شده است.
- ۴: در صورت عدم عبور و مرور افراد پیاده از یک فضای زیرزمینی ساخته شده برای ماشین غیرریلی، حداقل عرض فضای زیرزمینی، باید برابر با عرض ماکزیمم ماشین‌های عبور کننده از این فضا بعلاوه ۱/۵ متر باشد.

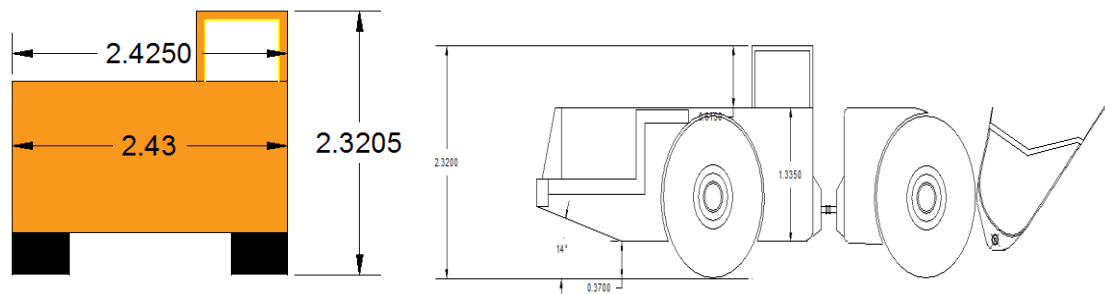
در جدول ۱۶-۴ و ۱۷-۴ مشخصات تجهیزات نصب شده و ماشین آلات فعال در کارگاه استخراجی در معدن انگوران آورده شده است. در شکل ۴-۴۷ ابعاد لودر زیرزمینی فعال در کارگاهها آورده شده است

جدول ۱۶-۴: مشخصات ماشین آلات فعال در کارگاه استخراجی

ماشین آلات	تعداد	عرض (متر)	ارتفاع (متر)
لودر (LHD)	1	2.43	2.32

جدول ۱۷-۴: مشخصات تجهیزات نصب شده در کارگاه استخراجی

تجهیزات نصب شده	قطر (سانتی متر)
داکت تهویه	60



شکل ۴-۴۷: شکل شماتیک لودر (LHD) فعال در کارگاه و ابعاد دستگاه

با در نظر گرفتن حداکثر عرض دستگاه A برابر با ۲/۴۳ متر و قطر داکت تهویه B برابر با ۰/۶ متر و بر اساس دستورالعمل برای فضا بدون عبور و مرور افراد، اندازه مقطع کارگاه طبق رابطه زیر محاسبه می شود:

$$A + B + 1.5 = \text{اندازه مقطع کارگاه}$$

در نتیجه اندازه مقطع کارگاه برابر با ۴/۵۳ بدست می آید که در صورت فاصله گرفتن تجهیزات از دیواره کارگاه یا ایجاد پاشنه در دیواره کارگاه در هنگام آتشکاری برای پیشروی و حصول اطمینان ابعاد برابر با ۵ متر در نظر گرفته می شود. ذکر این نکته ضروری می باشد که اندازه مقطع بدست آمده، حداقل اندازه مقطع کارگاه می باشد به این

معنی که اندازه کارگاه استخراجی نمیتواند کوچکتر باشد ولی افزایش اندازه مقطع در صورت ناپایدار نشدن کارگاه مجاز است. در ضمن اندازه کارگاه به جا گذاشته شده به عنوان پایه نگهدارنده نیز برابر با اندازه مقطع تعیین شده بایستی باشد چون پایه به جا گذاشته شده پس از پرکردن کارگاه استخراج شده به عنوان کارگاه استخراجی فعال خواهد شد پس بایستی دارای حداقل اندازه که برابر با اندازه مقطع تعیین شده می باشد در نظر گرفته شود.

ارتفاع کارگاه استخراجی برابر با ارتفاع کارگاههای حفر شده که ۳/۴ متر می باشد در نظر گرفته خواهد شد.

با توجه به مطالب ذکر شده حداقل اندازه مقطع کارگاه استخراجی برابر عرض ۵ متر و ارتفاع ۳/۴ متر تعیین شد. طول کارگاه برابر گستردگی پهنه استخراجی در جهت حفر کارگاه خواهد بود.

۴-۵ سناریوهای استخراج کارگاهها

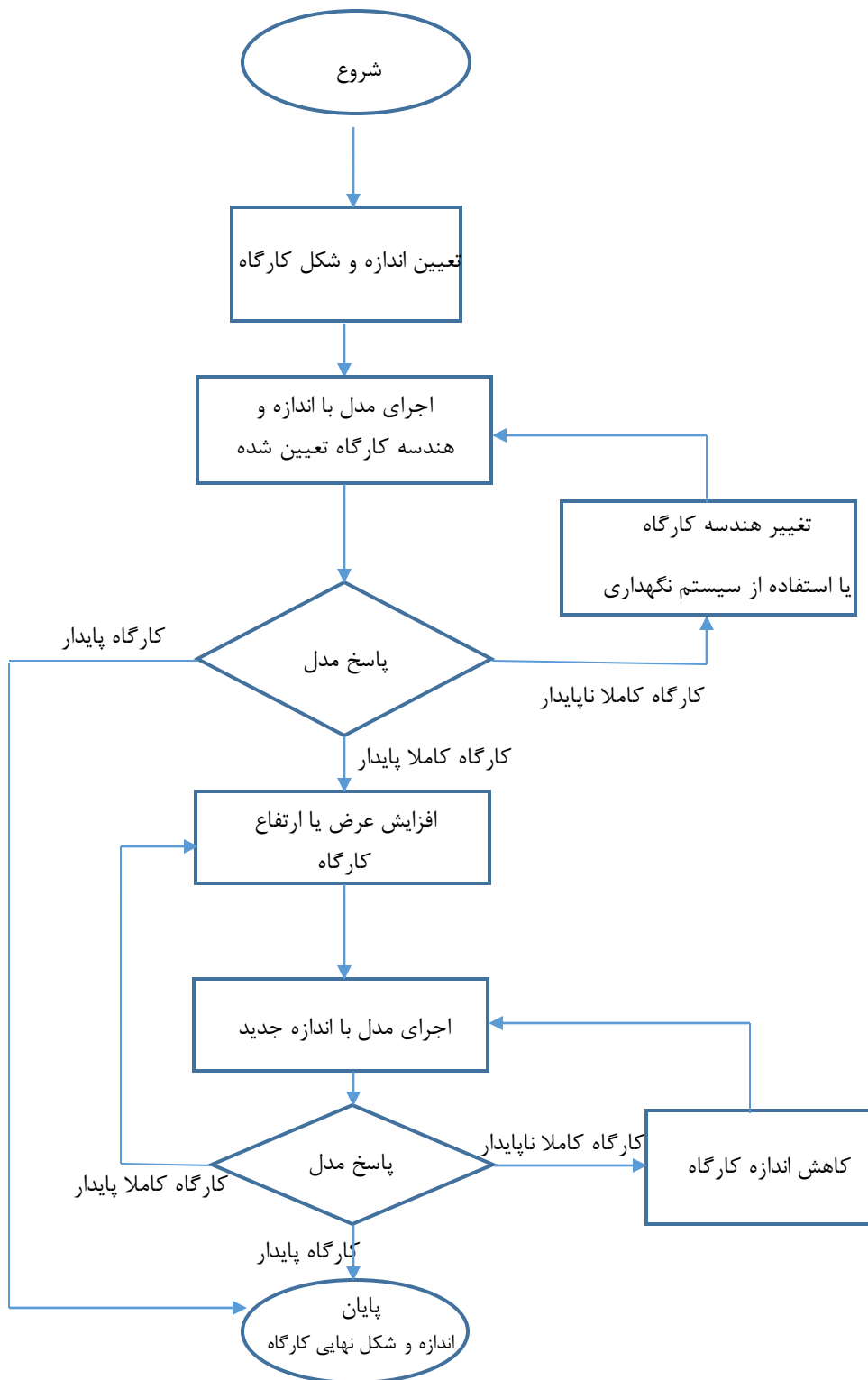
پس از تعیین مدل شماره ۲ به عنوان مدل مناسب جهت انجام مراحل بعدی کار و تعیین اندازه و هندسه مقطع کارگاهها در مرحله بعدی سناریو ترتیب استخراج کارگاهها بیان خواهد شد. سناریوهای مورد بررسی در رابطه با نحوه تعیین اندازه و شکل مقطع مناسب در زیر بیان شده است. با توجه به مطالب ارائه شده در قسمت های قبل مقطع مستطیلی برای رسیدن به حداکثر بازیابی و حداقل اندازه مقطع ۵ متر برای کارگاههای استخراجی انتخاب گردید. قبل از بررسی سناریوها ابتدا بر اساس مقدار تناژ تولیدی معدن که بایستی انجام شود، اندازه مقطع تعیین شده و پیشروی هر روزه کارگاه بر اساس تعداد آتشکاری و پیشروی در هر بار آتشکاری مقدار تولید روزانه هر کارگاه تعیین می شود و بر اساس مقدار نیاز تولید روزانه ، تعداد کارگاه که بایستی استخراج شود تعیین می شود. در بخش زیرزمینی معدن انگوران سالانه بایستی مقدار ۱۲۰۰۰۰ تن ماده معدنی تولید شود. با احتساب ۳۶۵ روز کاری، مقدار تولید روزانه که بایستی انجام شود ۳۳۰ تن می باشد که با توجه به اندازه مقطع تعیین شده به عرض ۵ متر و ارتفاع ۳/۴ متر، تعداد روزانه ۱ انفجار در هر کارگاه و پیشروی ۱ متر و چگالی زون سولفید ۴ تن بر مترمکعب، تناژ تولیدی هر کارگاه برابر با ۶۸ تن در روز بدست می آید. با تقسیم تناژ روزانه که بایستی تولید شود

تعداد ۵ کارگاه همزمان بایستی استخراج شوند. ذکر این نکته ضروری است که با افزایش عرض کارگاه ها و در نتیجه افزایش تولید هر کارگاه تعداد کارگاهی که همزمان استخراج می شوند کاهش می یابد.

۴-۵-۱ سناریوهای مورد بررسی

سناریو شماره ۱: در سناریو شماره ۱ ابتدا فقط با تغییر سطح مقطع کارگاه ها در هر زون طبق استراتژی استخراجی خود معدن، مدل حل و وضعیت پایداری کارگاه بررسی خواهد شد. استراتژی استخراجی معدن به صورت حفری یک کارگاه و باقی گذاشتن دو کارگاه به عنوان پایه برای نگهداری دو کارگاه مجاور می باشد.

سناریو شماره ۲: در سناریو شماره ۲، کارگاه استخراجی با اندازه و مقطع تعیین شده در بخش قبل، استخراج و یک کارگاه به عنوان پایه باقی گذاشته و کارگاه بعدی حفاری شده و وضعیت پایداری کارگاه بررسی خواهد شد. در صورت ناپایداری کارگاه هندسه کارگاه تغییر کرده و پایداری کارگاه دوباره بررسی خواهد شد. در صورت پایداری کارگاه در هندسه اولیه اندازه کارگاه افزایش یافته و با اجرای مدل در اندازه جدید پایداری کارگاه بررسی خواهد شد. در این سناریو ابتدا استخراج هر ۵ کارگاه در یک پهنه، شرقی یا غربی، انجام شده وضعیت پایداری بررسی خواهد شد. این روند تا رسیدن به عرض کارگاه در معرض ناپایداری ادامه خواهد یافت. در شکل ۴-۸ روند تعیین اندازه مناسب کارگاه به صورت شماتیک نشان داده شده است.



شکل ۴-۴۸: روند تعیین اندازه و شکل کارگاه مناسب در سناریو ۲

۴-۵-۲ بررسی سناریو شماره ۱

همانطور که قبلا بیان شد در این سناریو طبق استراتژی استخراجی معدن، تنها شکل مقطع تغییر کرده و به مقطع مستطیلی تغییر می‌یابد. هدف از بررسی این سناریو تحقیق این موضوع می‌باشد که آیا با سناریوی استخراجی خود معدن و تغییر در شکل مقطع کارگاه بدون تغییر اندازه کارگاه و اندازه پایه‌ها، امکان تغییر و استفاده از مقطع مستطیلی برای استخراج کارگاه‌ها و دستیابی به بازیابی صد در صد امکان پذیر است یا نه. بدین ترتیب کارگاه‌های S4107W, S4110W, S4115E, S4118E به صورت مقطع مستطیلی حفاری و از نظر پایداری مورد بررسی قرار می‌گیرند. برای بررسی پایداری کارگاه‌ها از معیار ساکورایی در تراز ۲ هشدار و پلاستیک شدگی زون‌ها در اطراف کارگاه استفاده می‌شود. در جدول مقادیر تراز ۲ ساکورایی برای مدل شماره ۲ آورده شده است.

جدول ۴-۱۸: تراز هشدار ساکورایی سطح II محاسبه شده برای هر زون

مدل	زون	مدول تغییر شکل پذیر E_m (Kgf/cm^2)	کرنش بحرانی ϵ_c	کرنش برشی بحرانی γ_c	جابه جایی بحرانی (mm)
شماره ۲	سولفید	۶۵۸۱۴/۳۱	۰/۰۰۳۷۶	۰/۰۰۴۷۷	۹/۴۱
	اکسید سولفید	۱۳۴۳۲/۰۵	۰/۰۰۵۵۹	۰/۰۰۷۳۸	۱۵/۰۰

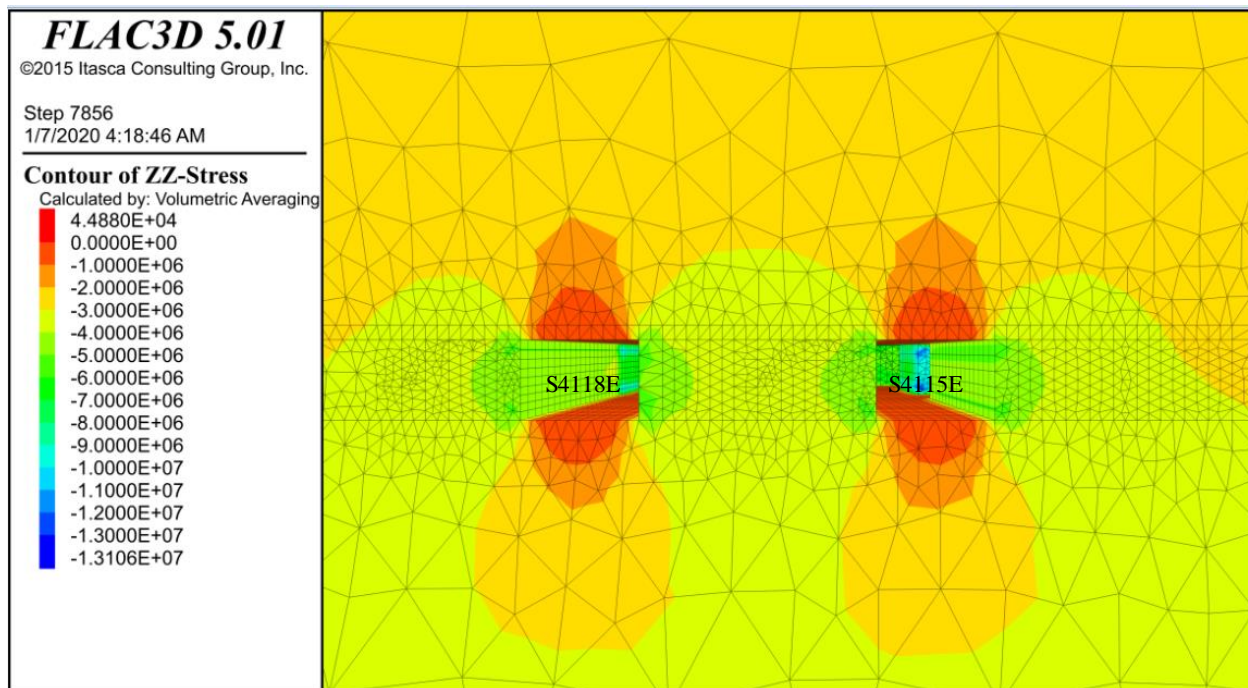
با توجه به جدول ۴-۱۸ مقدار کرنش برشی بحرانی برای زون سولفید $۱۰^{-۳} * ۴/۷۷$ و برای زون اکسید-سولفید

$۱۰^{-۳} * ۷/۳۸$ محاسبه شده است. همچنین با استفاده از رابطه ۴-۶ مقدار جابه جایی بحرانی برای شعاع تونل ۲/۵

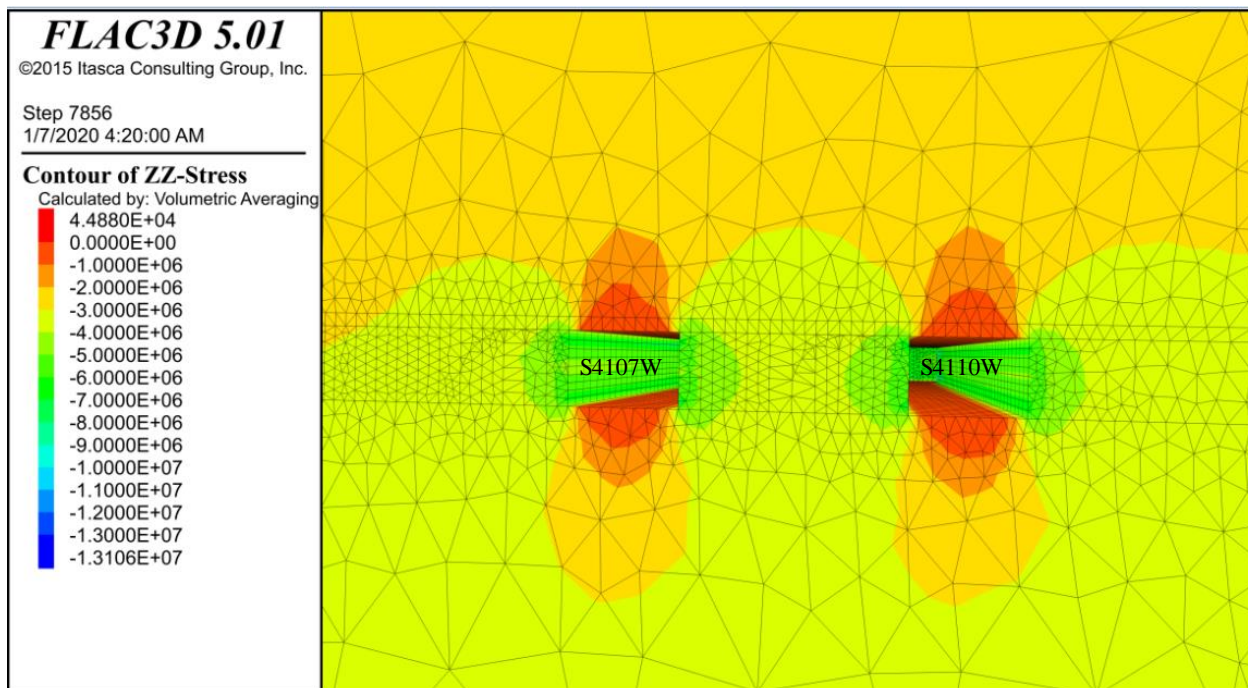
متر برای زون سولفید ۹/۴۱ میلی متر و برای زون سولفید ۱۴ میلی متر محاسبه شده است.

مدل شماره ۲ فقط با تغییر مقطع کارگاه‌ها از قوسی به مستطیلی تغییر و دوباره حل شد و وضعیت پایداری

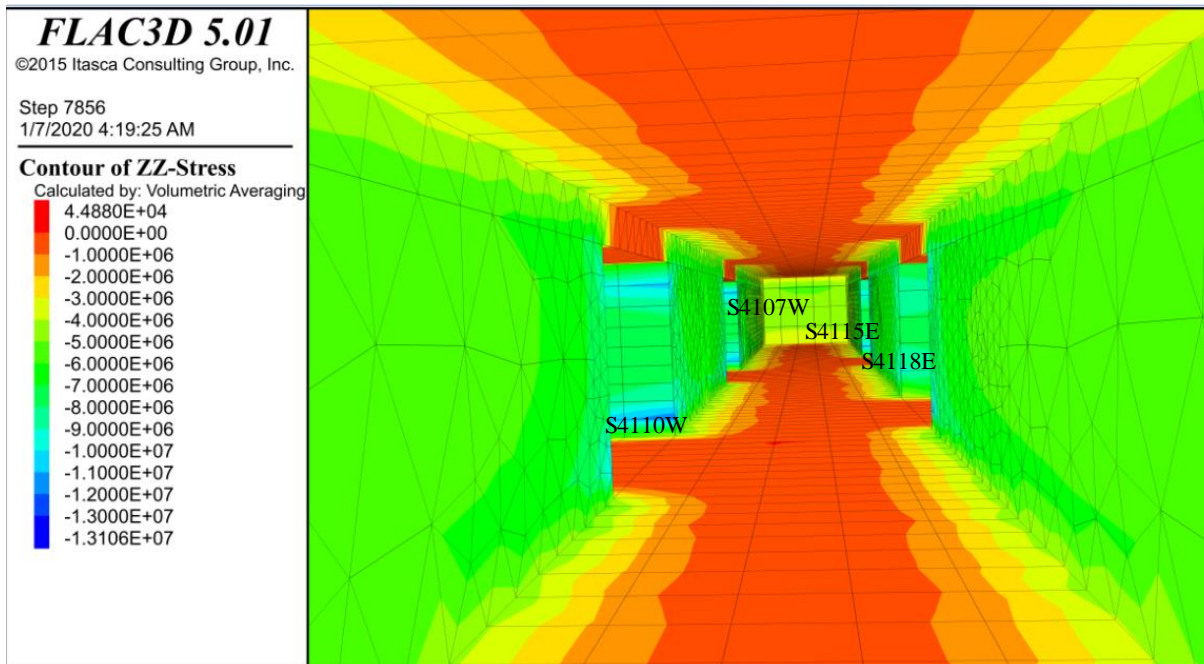
کارگاه‌ها بررسی شد.



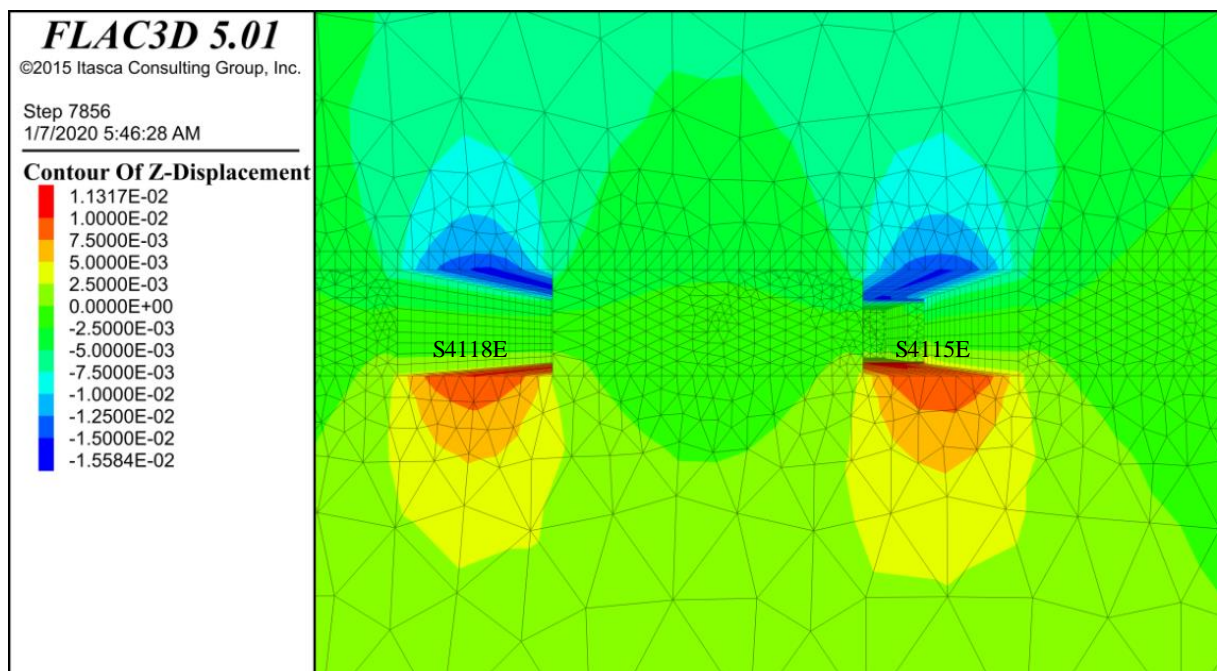
شکل ۴-۴۹: کانتور تنش عمودی در اطراف کارگاه‌های زون اکسید-سولفید



شکل ۴-۵۰: کانتور تنش عمودی در اطراف کارگاه‌های زون سولفید

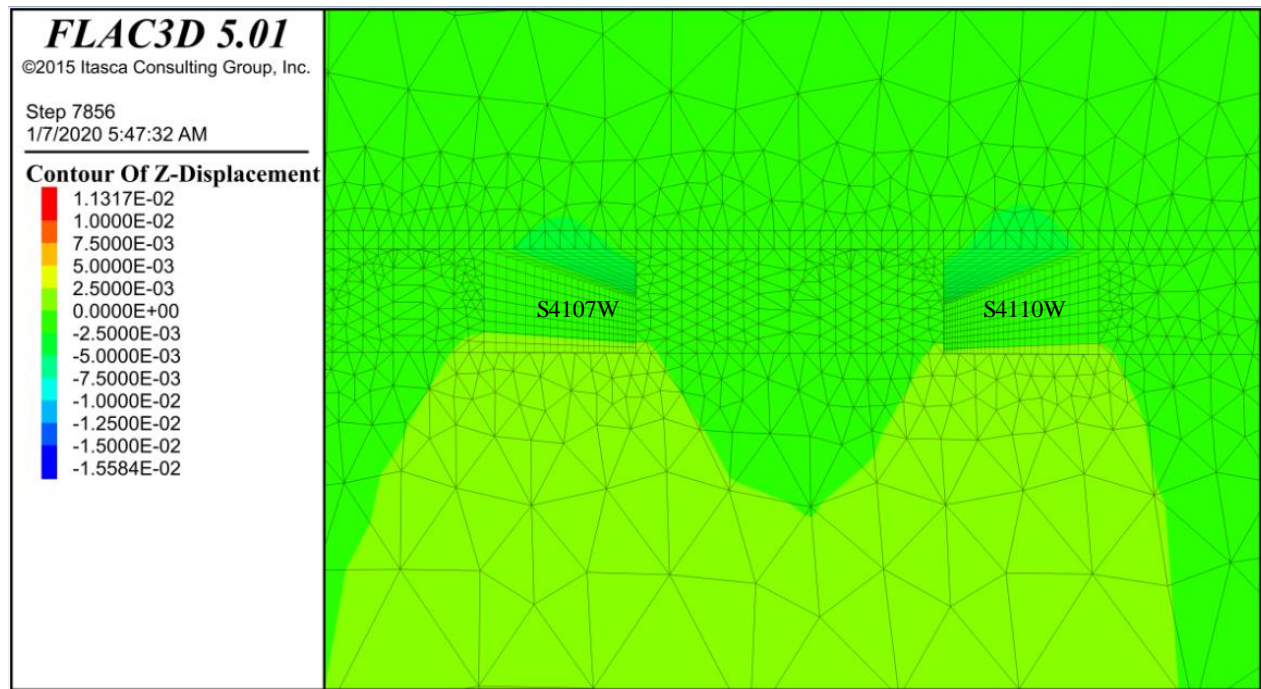


شکل ۴-۵۱: کانتور تنش عمودی در داخل گالری اصلی



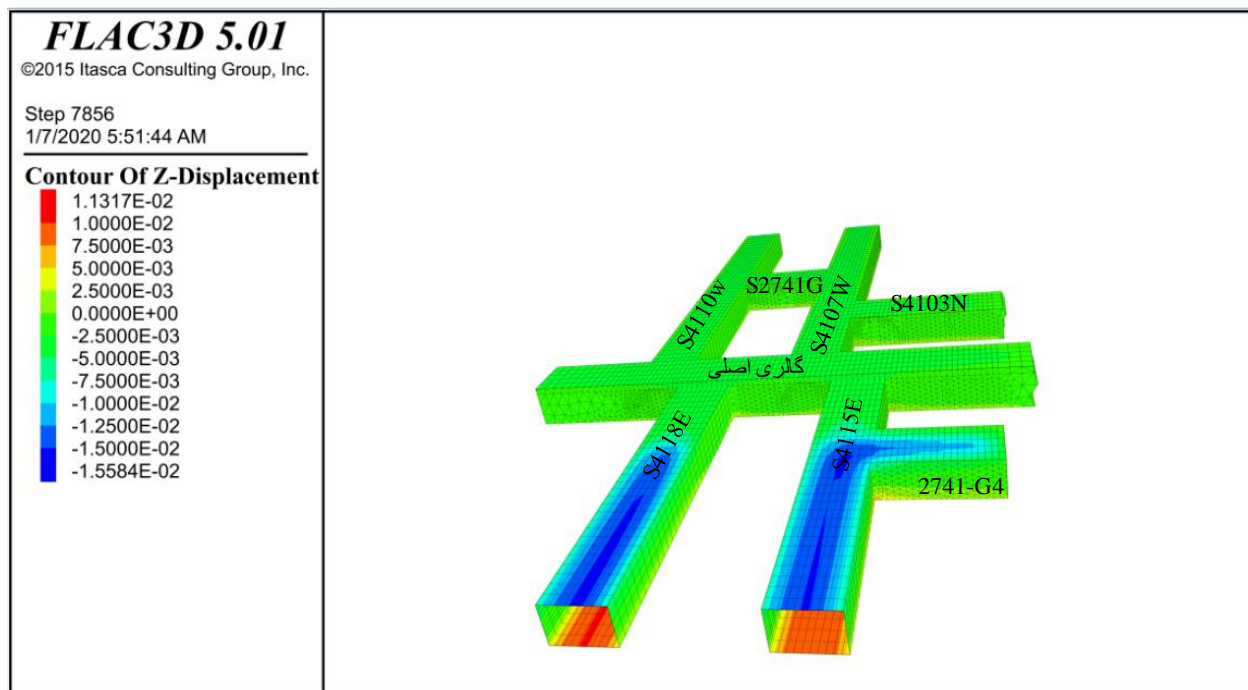
شکل ۴-۵۲: کانتور جابه‌جایی مدل در اطراف کارگاه‌های زون اکسید-سولفید

همانطور که در شکل ۴-۵۲ مشاهده می‌شود جابه‌جایی در سقف کارگاه اکسید-سولفید تا حدود ۱۵ میلی متر گسترش یافته است که با توجه جابه‌جایی بحرانی محاسبه شده برابر با ۱۵ میلی متر، برابر می‌باشد. کارگاه‌های سولفید در سطح تراز هشدار ۲ ساکورایی قرار گرفته اند که به این معنی است که کارگاه‌های زون سولفید به سمت ناپایداری می‌رود و در جابه‌جایی بیشتر امکان ریزش کارگاه‌ها وجود دارد.

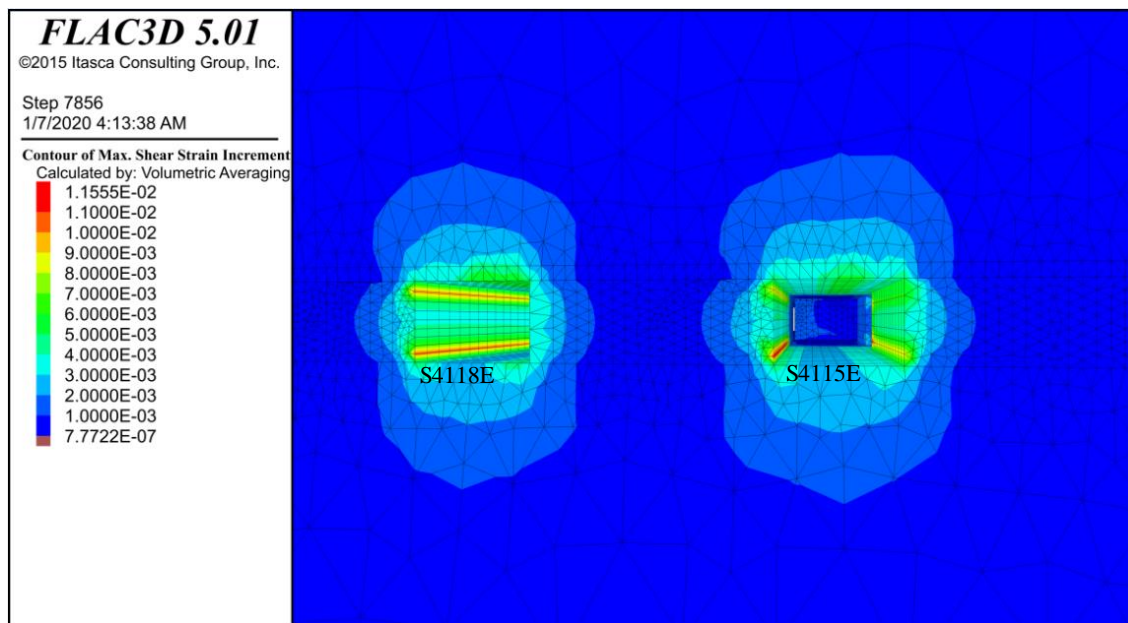


شکل ۴-۵۳: کانتور جابه‌جایی در اطراف کارگاه‌های زون سولفید

همانطور که در شکل ۴-۵۳ مشاهده می‌شود، جابه‌جایی در سقف کارگاه زون سولفید در حدود ۲/۵ میلی متر است که با توجه به مقدار جابه‌جایی بحرانی محاسبه شده برابر با ۹/۴ میلی متر، مقدار کمتری است.



شکل ۴-۵۴: کانتور جابه‌جایی در دیواره و سقف کارگاه‌ها

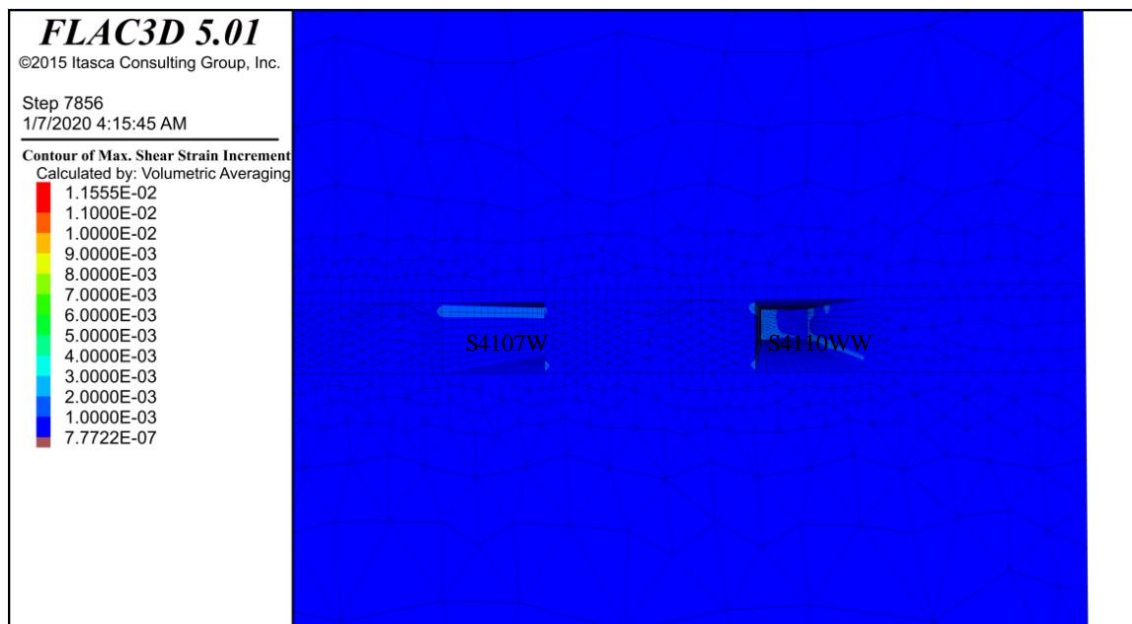


شکل ۴-۵۵: کانتور کرنش برشی در اطراف کارگاه‌های زون اکسید-سولفید

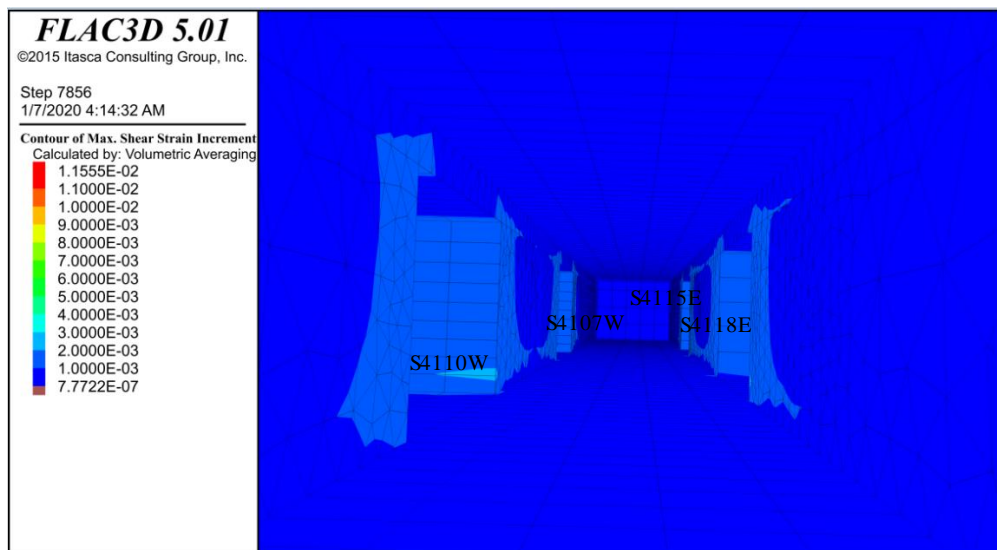
همانطور که در شکل ۴-۵۵ مشاهده می‌شود بیشترین مقدار کرنش برشی در اطراف دیواره کارگاه واقع در زون

اکسید سولفید حدود 5×10^{-3} تا 8×10^{-3} است که از مقدار کرنش برشی بحرانی ساکورایی سطح ۲ که برابر با

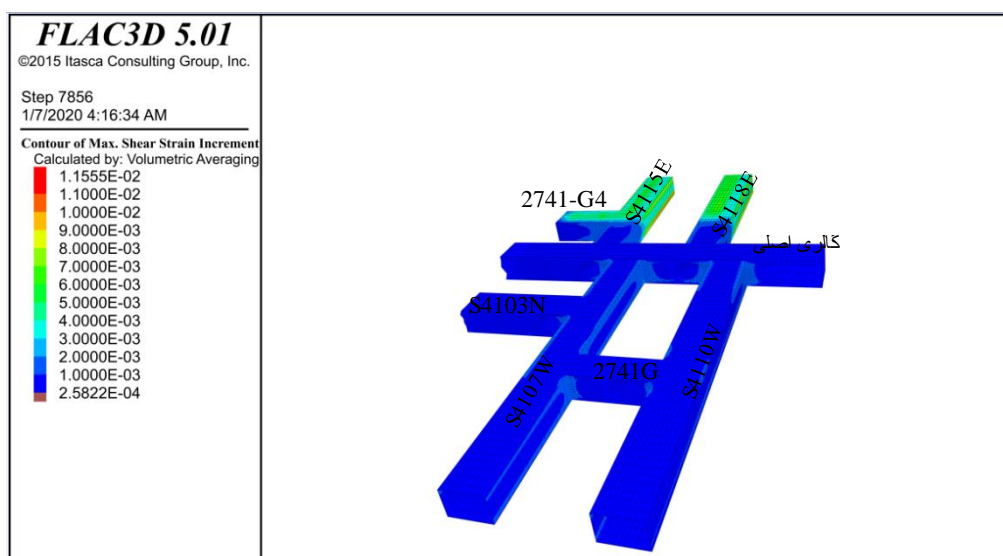
$10^{-3} * 7/73$ است بیشتر می‌باشد. بر اساس نظر ساکورایی کرنش بحرانی همواره کمتر از کرنش در شکست است (sakurai,1997). به این معنی که فضا اکنون پایدار است و افزایش کرنش برشی کارگاه را ناپایدارتر خواهد کرد. همانطور که از در شکل ۴-۵۶ مشاهده می‌شود مقدار کرنش برشی در اطراف کارگاه‌های زون سولفید در محدوده $10^{-3} * 1$ تا $10^{-3} * 2$ قرار دارد که از مقدار کرنش برشی بحرانی محاسبه شده که برابر با $10^{-3} * 4/77$ می‌باشد کمتر است. با توجه به شکل ۴-۵۷ بیشترین مقدار کرنش برشی در داخل گالری اصلی و در اطراف کارگاه ها در محدوده مقدار $10^{-3} * 3$ قرار دارد که از مقدار کرنش برشی بحرانی $10^{-3} * 4/77$ محاسبه شده کمتر است که نشان دهنده‌ی پایداری فضا حفر شده می‌باشد. گالری اصلی در زون سولفور حفاری شده است.



شکل ۴-۵۶: کانتور کرنش برشی در اطراف کارگاه‌های سولفید



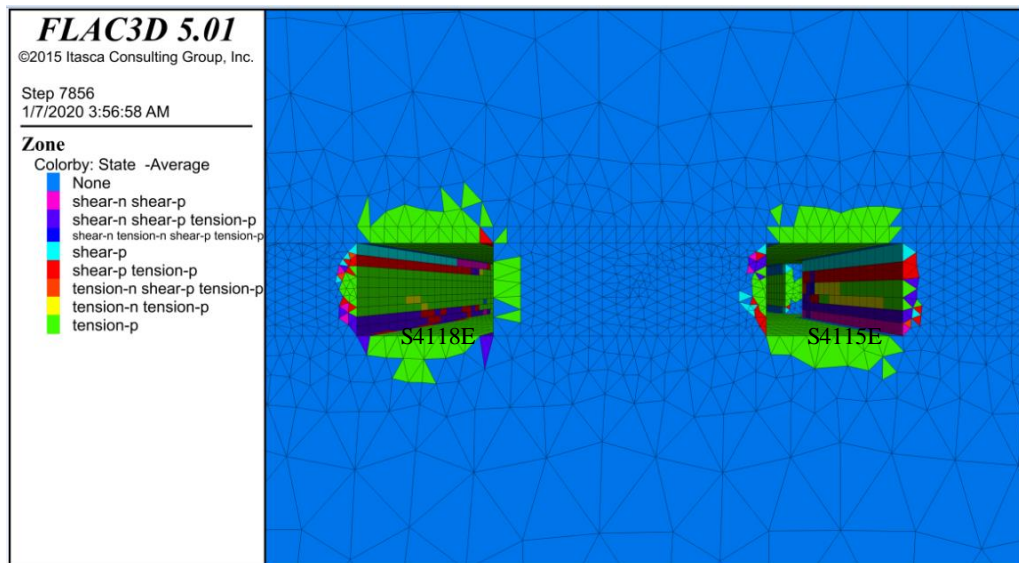
شکل ۴-۵۷: کانتور کرنش برشی در داخل گالری اصلی



شکل ۴-۵۸: کانتور کرنش برشی در دیواره و سقف کارگاهها

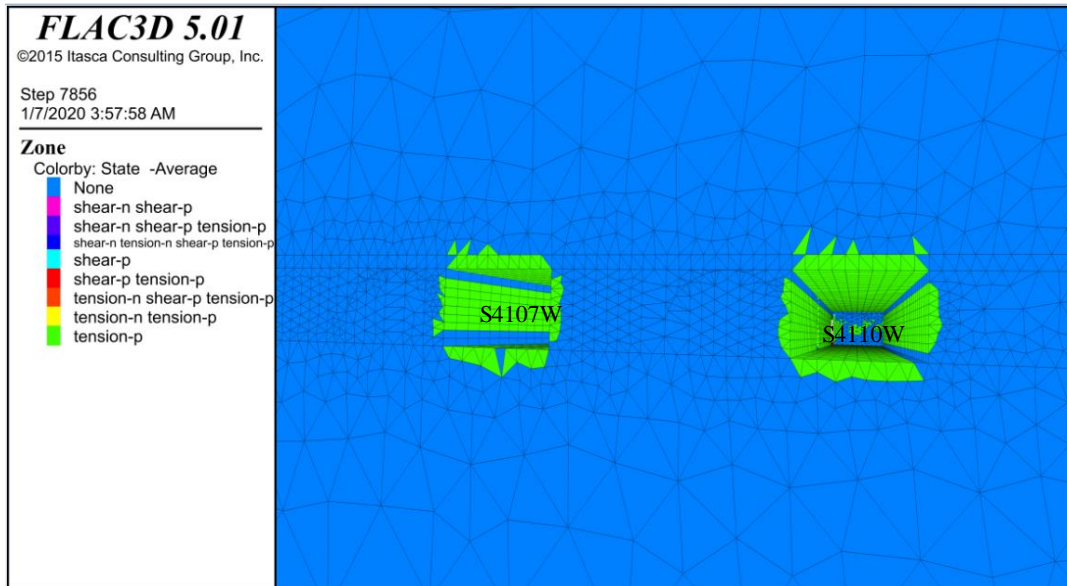
با توجه به شکل ۴-۵۹ پلاستیک شدگی در سقف به صورت پلاستیک شدگی کششی می‌باشد. در کل دو نوع مکانیزم شکست وجود دارد که با نام شکست برشی و شکست کششی شناخته می‌شود. به هنگام شکست این دو مکانیزم با رنگ متفاوت در نرم افزار نشان داده می‌شوند. این رنگها نشان می‌دهد که چه تنش‌ها در یک زون

در صفحه تسلیم در حال رخ دادن است. n یعنی اینکه ناحیه اکنون در حالت شکست است و p یعنی اینکه ناحیه قبلا در حالت شکست بوده اما الان در حالت الاستیک قرار دارد. در واقع توزیع تنش‌ها در مراحل بعدی المان‌های تسلیم را به گونه‌ای باربرداری کرده است که تنش در آنها معیار تسلیم را ارضا نمی‌کند. اگر یک خط پیوسته از ناحیه پلاستیک فعال (n -shear یا n -tension) وجود داشته باشد، مکانیزم شکست را نشان می‌دهد که هر دو سطح را به هم وصل می‌کند (itasca-FLAC3D manual). همانطور که در شکل ۴-۵۹ نیز مشاهده می‌شود سقف کارگاه در حالت p -tension قرار دارد که نشان دهنده این است که المان‌ها قبلا در حالت شکست بوده اند ولی اکنون در حالت الاستیک و زیر تنش تسلیم قرار دارند. بخشی از دیواره کارگاه در حالت شکست برشی و کششی قرار دارند که گستردگی حدود نیم تا یک متر و در طول زون اکسید-سولفید ادامه دارد. زون پلاستیک در سقف تا ۱ متر افزایش پیدا کرده است.

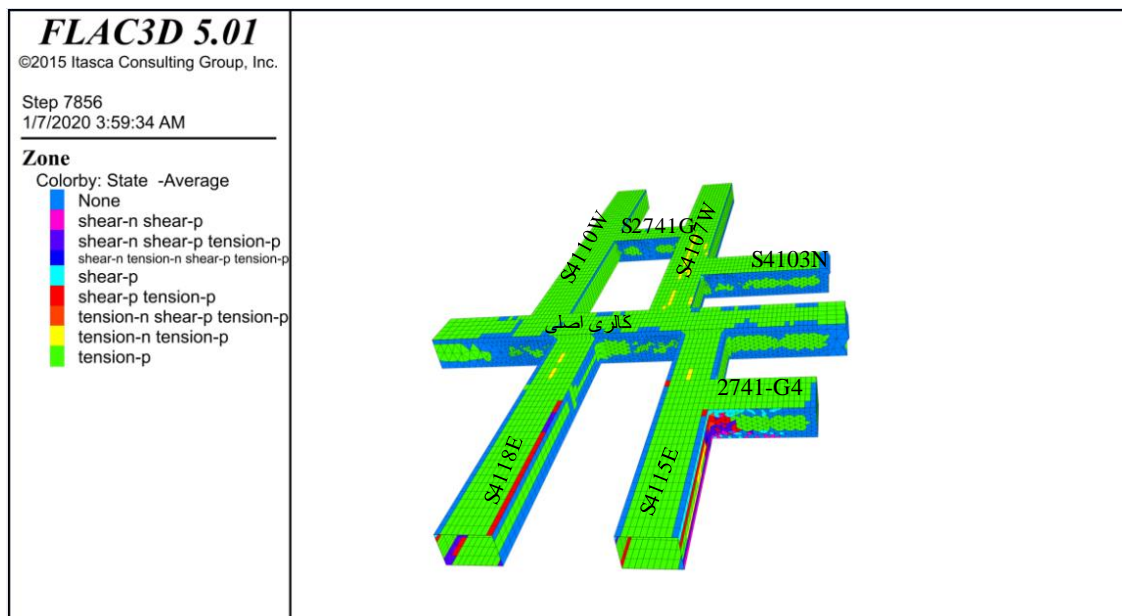


شکل ۴-۵۹: پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه‌های زون اکسید-سولفید

همانطور که در شکل ۴-۶۰ مشاهده می‌شود زون‌های پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه سولفید از نوع کششی هستند که قبلاً تحت شکست کششی بوده‌اند اما اکنون در حالت الاستیک و زیر تنش تسلیم قرار دارند.



شکل ۴-۶۰: پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه‌های زون سولفید



شکل ۴-۶۱: زون‌های پلاستیک شدگی در دیواره و سقف کارگاه‌ها

با توجه به توضیحات ارائه شده در این قسمت کارگاه‌ها با مقطع مستطیلی مطابق با استراتژی کار معدن پایدار است.

۴-۵-۳ بررسی سناریو شماره ۲

همانطور که در بخش ۴-۳-۱۱-۱ بیان شد در این سناریو حفاری کارگاه‌ها با هندسه مقطع تعیین شده در بخش قبل انجام خواهد شد. هندسه مقطع تعیین شده مستطیل به عرض ۵ متر و ارتفاع ۳/۴ متر است. با توجه به نیاز تولید معدن، حداقل ۵ کارگاه همزمان با این اندازه بایستی استخراج شوند. در ثورت افزایش اندازه کارگاه‌ها تعداد آن می‌تواند کاهش یابد. کارگاه‌ها در این سناریو به صورت حفر یک کارگاه و جاگذاری یک کارگاه انجام خواهد شد و در صورت پایداری کارگاه اندازه کارگاه افزایش خواهد یافت. جانمایی کارگاه‌ها نیز تماما در یک پندل شرقی یا غربی انجام خواهد شد. با توجه به تفاوت خصوصیات مکانیک سنگی زون سولفید و اکسید-سولفید و تاثیر آن بر اندازه و شکل کارگاه‌ها، تعیین اندازه کارگاه در هر دو زون انجام خواهد شد تا اندازه مناسب کارگاه در هر دو زون بدست آید. روند تعیین اندازه کارگاه مطابق با شکل ۴-۴۸ انجام خواهد شد.

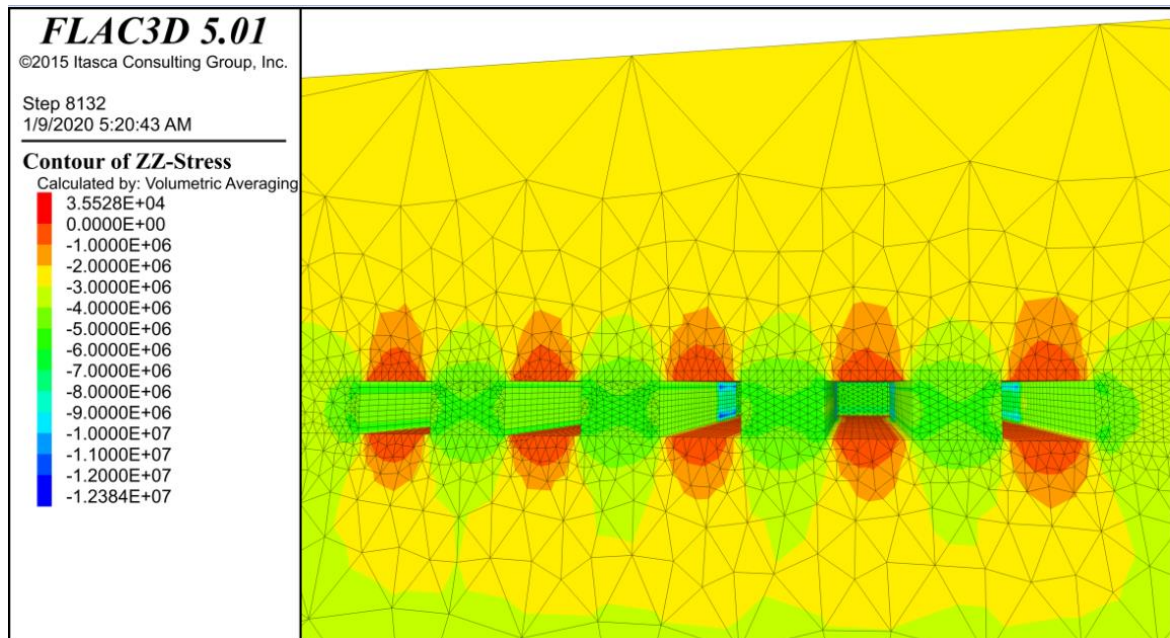
برای بررسی پایداری کارگاه‌ها با اندازه و شکل تعیین شده ابتدا تعداد کارگاه تعیین شده با فاصله یک کارگاه به عنوان پایه حفاری و از نظر پایداری بررسی خواهند شد و در صورت پایداری کامل کارگاه به عرض کارگاه افزوده خواهد شد. این روند تا رسیدن به اندازه کارگاه مناسب ادامه پیدا خواهد کرد.

۴-۵-۳-۱ بررسی سناریو شماره ۲ در زون اکسید-سولفید

برای بررسی اندازه کارگاه‌ها در زون اکسید-سولفید ابتدا با حداقل اندازه کارگاه که در بخش قبل تعیین شد حفاری انجام شده و وضعیت پایداری بررسی خواهد شد و در صورت پایداری کامل کارگاه به عرض کارگاه افزوده خواهد شد. ارتفاع کارگاه‌ها ثابت و برابر با ارتفاع تراز که ۳/۴ متر است در نظر گرفته شده است. حداقل عرض برابر با ۵ متر تعیین شد.

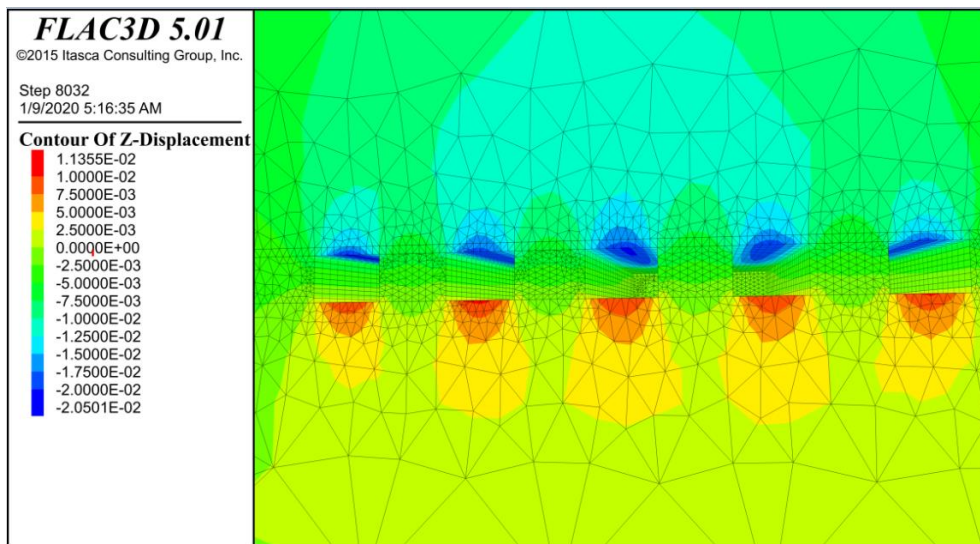
۴-۵-۳-۱ الف کارگاه با عرض ۵ متر

با در نظر گرفتن عرض کارگاه ۵ متر و ارتفاع ۳/۴ متر با چگالی ۳/۴ تن بر مترمکعب، تولید هر کارگاه برابر با ۵۸ تن در هر متر پیشروی می‌باشد و بر اساس نیاز تولید روزانه معدن ۳۳۰ تن در روز، در زون اکسید-سولفید تعداد ۵ کارگاه همزمان بایستی استخراج شوند تا تولید معدن تامین شود. استخراج کارگاه‌ها به صورت حفاری یک کارگاه و جاگذاری یک کارگاه به عنوان پایه در مدل انجام شد و نتایج مورد بررسی قرار گرفت.



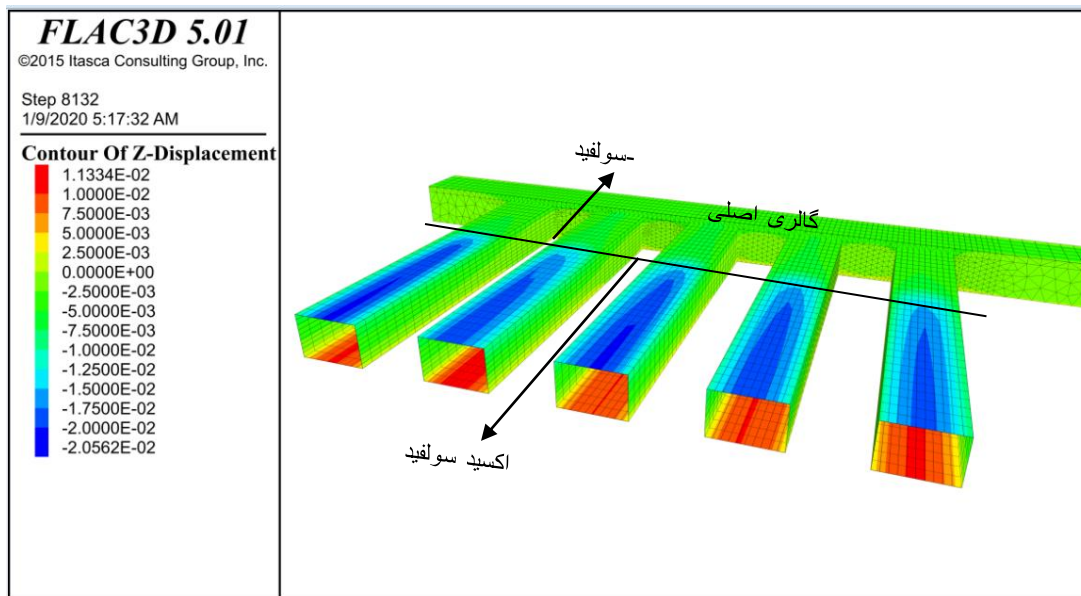
شکل ۴-۶۲: کانتور تنش عمودی در اطراف کارگاه‌های با عرض ۵ متر در زون اکسید-سولفید

مقدار تنش عمودی در اطراف کارگاه‌ها تا ۷ مگاپاسکال می‌باشد که در پایه‌ها قابل مشاهده است.



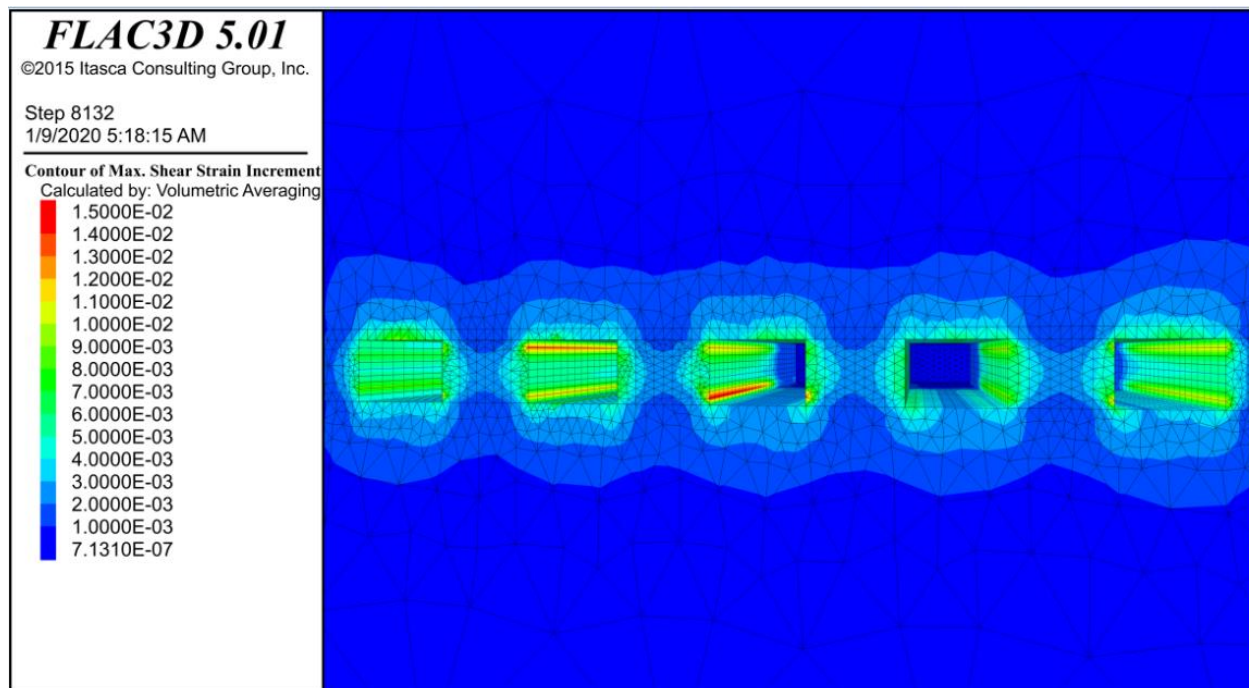
شکل ۴-۶۳: جابه‌جایی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۵ متر در زون اکسید-سولفید

همانطور که در شکل ۴-۶۳ مشاهده می‌شود کانتور جابه‌جایی در سقف تا مقدار ۲ سانتی متر را نشان مقدار ۱۰ میلی متر تا ۲۰ میلی متر را نشان می‌دهد که بیشترین گستردگی جابه‌جایی ۱۵ تا ۱۷ میلی متر می‌باشد که از مقدار جابه‌جایی بحرانی ساکورایی که برابر با ۱۵ میلی متر می‌باشد، بیشتر است. جابه‌جایی در تراز هشدار سطح ۲ ساکورایی قرار دارد و جابه‌جایی بیشتر فضای حفر شده را ناپایدار خواهد کرد.



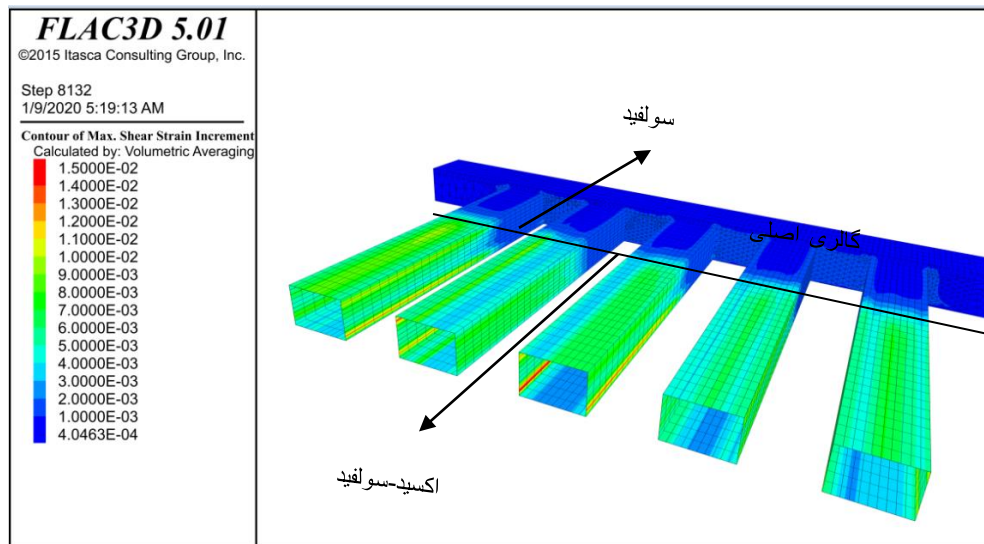
شکل ۴-۶۴: کانتور جابه‌جایی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۵ متر و گالری اصلی

همانطور که در شکل ۴-۶۴ مشاهده می‌شود بیشترین جابه‌جایی در زون اکسید سولفید می‌باشد که تا ۱۷ میلی‌متر گسترش بیشتری دارد. همچنین در زون سولفید نیز که گالری اصلی و قسمتی از کارگاه‌ها در آن قرار دارد جابه‌جایی تا ۷ میلی‌متر می‌باشد که از جابه‌جایی بحرانی ساکورایی که برابر با ۹/۴ میلی‌متر است کمتر است و کارگاه و گالری اصلی نیز پایدار است.



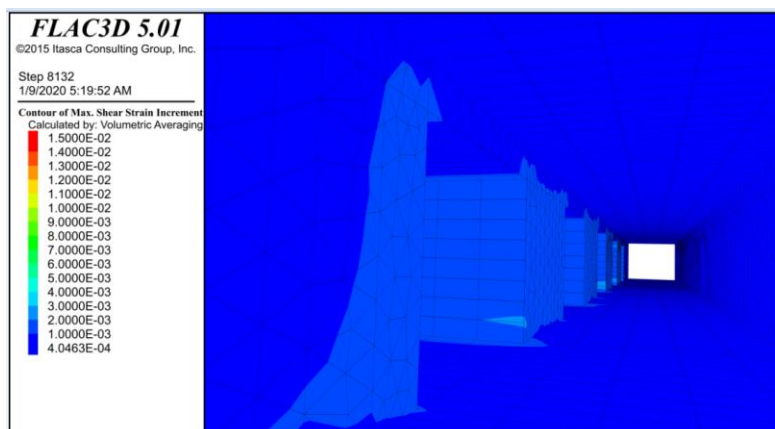
شکل ۴-۶۵: کانتور کرنش برشی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۵ متر در اکسید-سولفید

همانطور که در شکل ۴-۶۵ مشاهده می‌شود مقادیر کرنش برشی در اطراف کارگاه‌ها از متغیر می‌باشد که در برخی قسمت‌های سقف از مقدار کرنش بحرانی تعیین شده از رابطه ساکورایی سطح ۲ که برابر با $10^{-3} * 7/73$ می‌باشد، بیشتر است. کارگاه در حالت پایدار می‌باشد ولی با افزایش بیشتر کرنش برشی کارگاه‌ها ناپایدار خواهند شد.

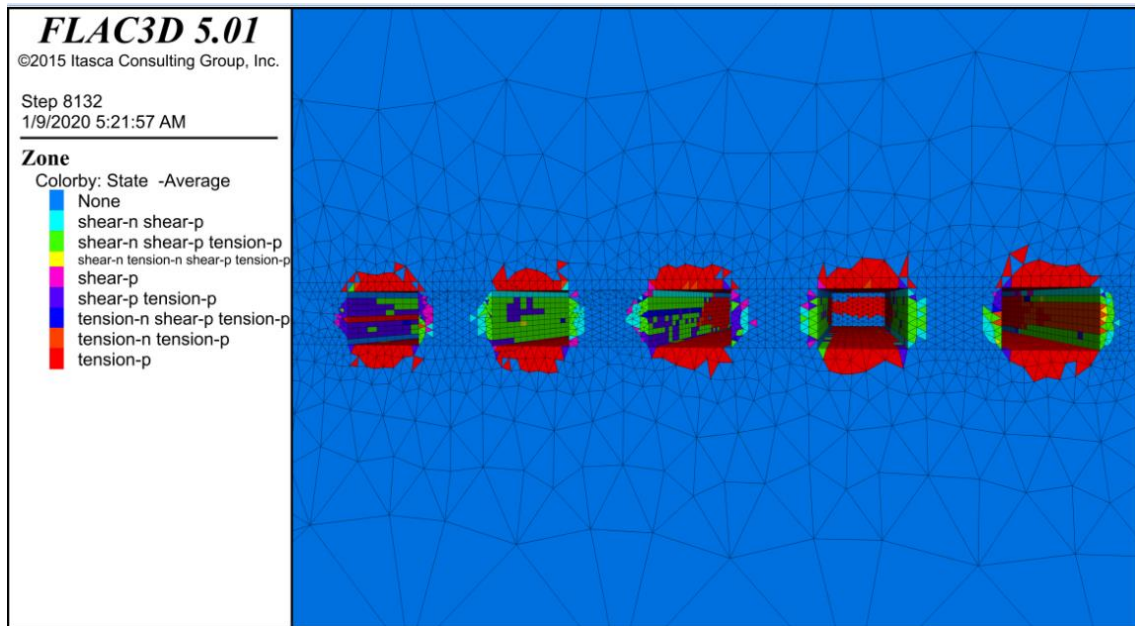


شکل ۴-۶۶: کانتور کرنش برشی در کارگاه با عرض ۵ متر در اکسید-سولفید و گالری اصلی

با توجه به شکل ۴-۶۶ کانتور برشی در اطراف کارگاه‌های اکسید-سولفید در محدوده ۵×10^{-3} الی ۸×10^{-3} متغیر می‌باشد و در زون سولفید نیز در محدوده ۴×10^{-4} الی ۲×10^{-3} متغیر می‌باشد که در زون اکسید-سولفید کارگاه‌ها در سطح هشدار ۲ ساکورایی قرار دارند و کارگاه‌ها در زون سولفید با توجه به مقدار کرنش برشی بحرانی ساکورایی که برابر با $۴/۷۷ \times 10^{-3}$ می‌باشد، مقادیر کرنش برشی بسیار پایین تر از کرنش برشی بحرانی بوده و کارگاه‌ها کاملاً پایدار می‌باشند.

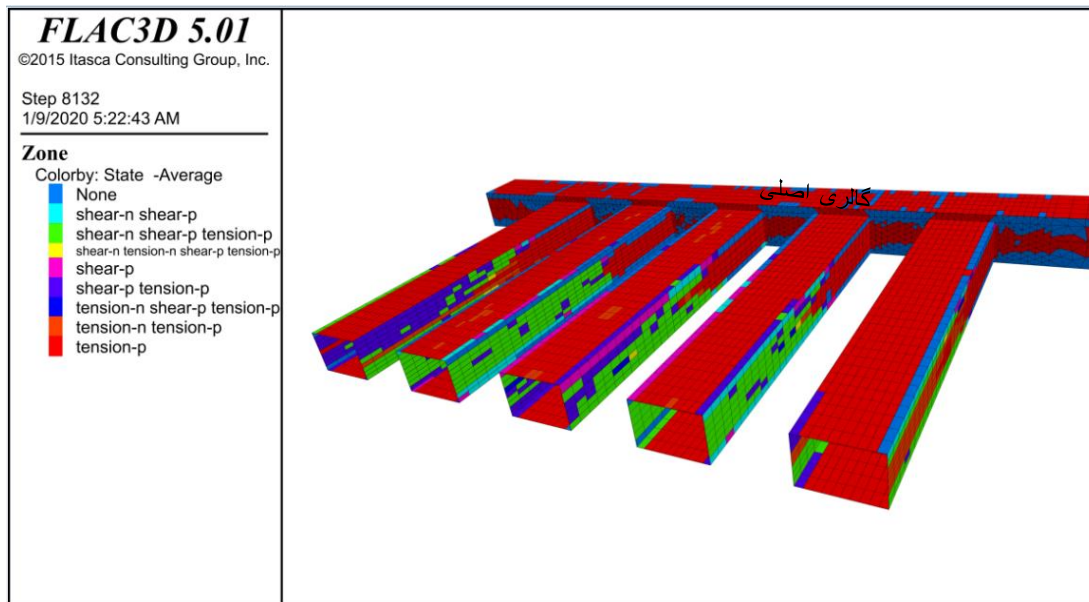


شکل ۴-۶۷: کانتور کرنش برشی در داخل گالری اصلی



شکل ۴-۶۸: زون‌های پلاستیک در اطراف کارگاه با عرض ۵ متر در اکسید-سولفید

زون‌های پلاستیک شدگی در سقف کارگاه‌ها از نوع الاستیک و در دیواره کارگاه‌ها برخی از زون‌ها در حالت پلاستیک فعال قرار دارند که شکست را در طول دیواره کارگاه نشان می‌دهد.



شکل ۴-۶۹: زون‌های پلاستیک در کارگاه با عرض ۵ متر در اکسید-سولفید و گالری اصلی

با توجه به شکل ۴-۶۹، سقف کارگاه‌ها در زون اکسید-سولفید در حالت قبلا در حالت شکست یا پلاستیک شدگی قرار داشتند و اکنون در حالت الاستیک و زیر تنش تسلیم قراردارند و پایدار هستند. در دیواره کارگاه‌های سولفیدی زون‌های پلاستیک فعال مشاهده می‌شود که نشان دهنده شکست و ناپایداری در برخی قسمت‌های دیواره است. گالری اصلی و بخشی از کارگاه‌ها که در زون سولفید هستند در حالت الاستیک قرار دارند.

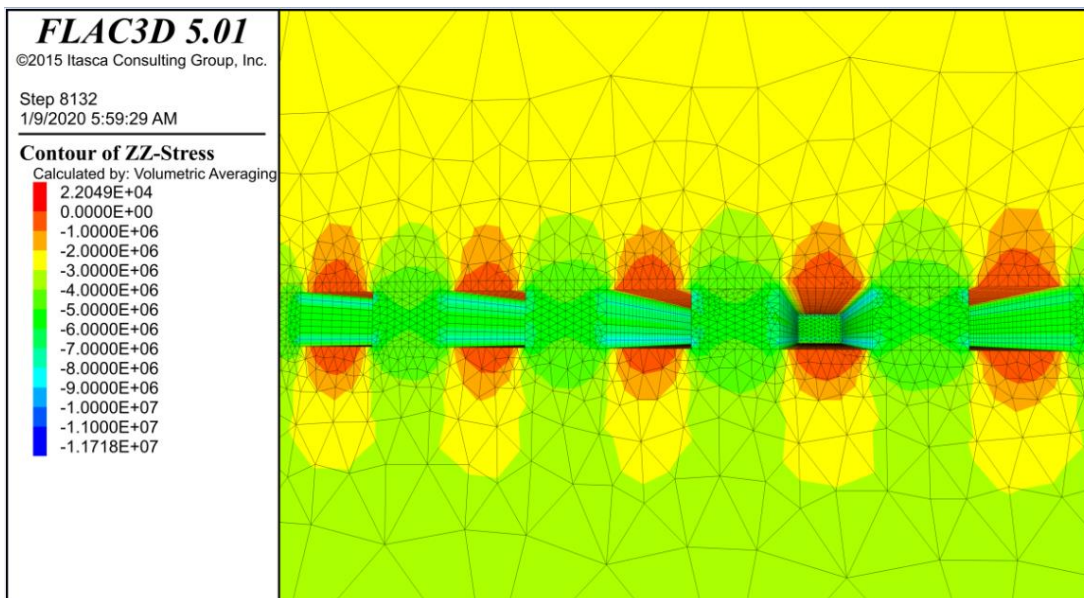
با توجه به بررسی‌ها و همانطور که در شکل‌ها نشان داده شده است کارگاه‌ها با عرض ۵ متر و ارتفاع ۴ متر با مقطع هندسی مستطیلی در تراز هشدار ۲ ساکورایی قرار می‌گیرند که نشان دهنده این است که کارگاه‌ها اکنون در حالت پایدار قرار دارند و با افزایش اندازه به حالت ناپایداری خواهند رسید. کارگاه‌ها و گالری در زون سولفید در حالت کامل پایداری قرار دارند. بنابراین عرض ۵ متر و مقطع مستطیلی برای زون اکسید-سولفید مناسب می‌باشد.

۴-۵-۳-۲ بررسی سناریو شماره ۲ در زون سولفید

برای بررسی اندازه کارگاه‌ها در زون سولفید ابتدا با حداقل اندازه کارگاه که در بخش قبل تعیین شد حفاری انجام شده و وضعیت پایداری بررسی خواهد شد و در صورت پایداری کامل کارگاه به عرض کارگاه افزوده خواهد شد. ارتفاع کارگاه‌ها ثابت و برابر با ارتفاع تراز که ۳/۴ متر است در نظر گرفته شده است. حداقل عرض کارگاه برابر با ۵ متر تعیین شد.

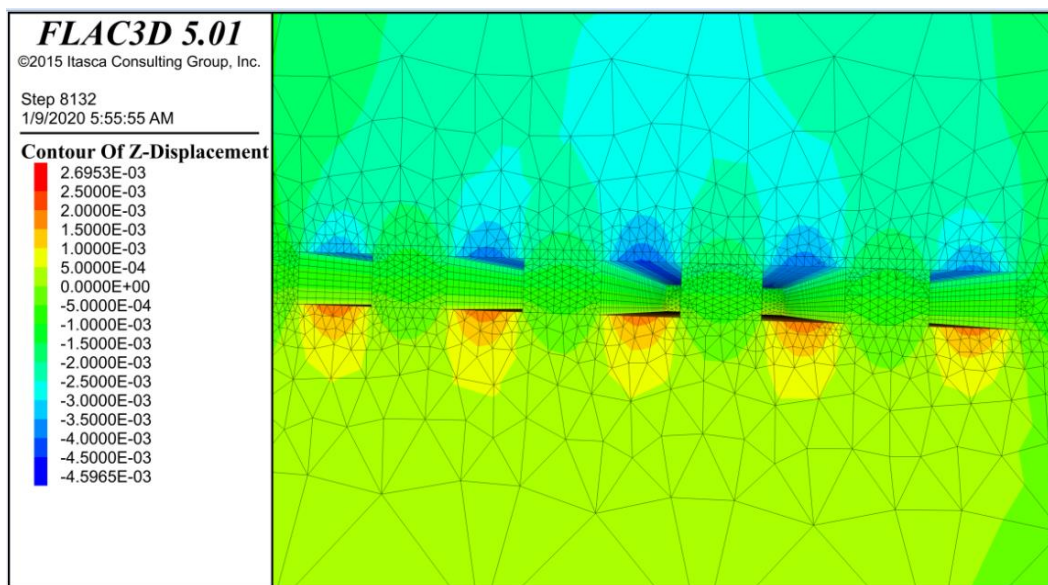
۴-۵-۳-۲ الف کارگاه با عرض ۵ متر

با در نظر گرفتن عرض کارگاه ۵ متر و ارتفاع ۳/۴ متر با چگالی ۴ تن بر مترمکعب، تولید هر کارگاه برابر با ۶۸ تن در هر متر پیشروی می‌باشد و بر اساس نیاز تولید روزانه معدن ۳۳۰ تن در روز، در زون سولفید تعداد ۵ کارگاه همزمان بایستی استخراج شوند تا تولید معدن تامین شود. استخراج کارگاه‌ها به صورت حفاری یک کارگاه و جاگذاری یک کارگاه به عنوان پایه در مدل انجام شد و نتایج مورد بررسی قرار گرفت.



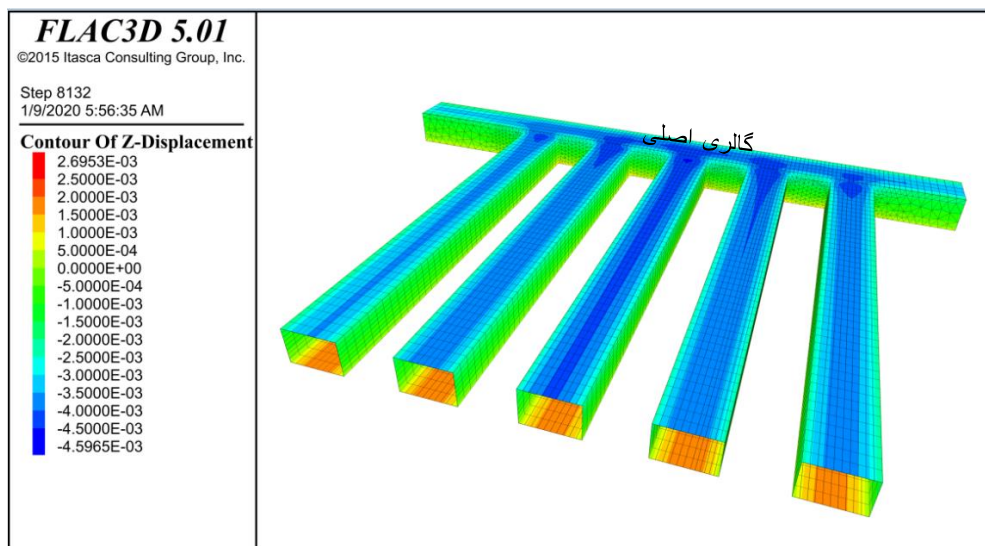
شکل ۴-۷۰: کانتور تنش عمودی در اطراف کارگاه با عرض ۵ متر در زون سولفید

با توجه به شکل ۴-۷۰ تنش در اطراف کارگاهها تا ۶ مگاپاسکال است که در پایهها مشاهده می شود. کانتور تنش در سقف تا ۳ مگاپاسکال گسترش دارد.



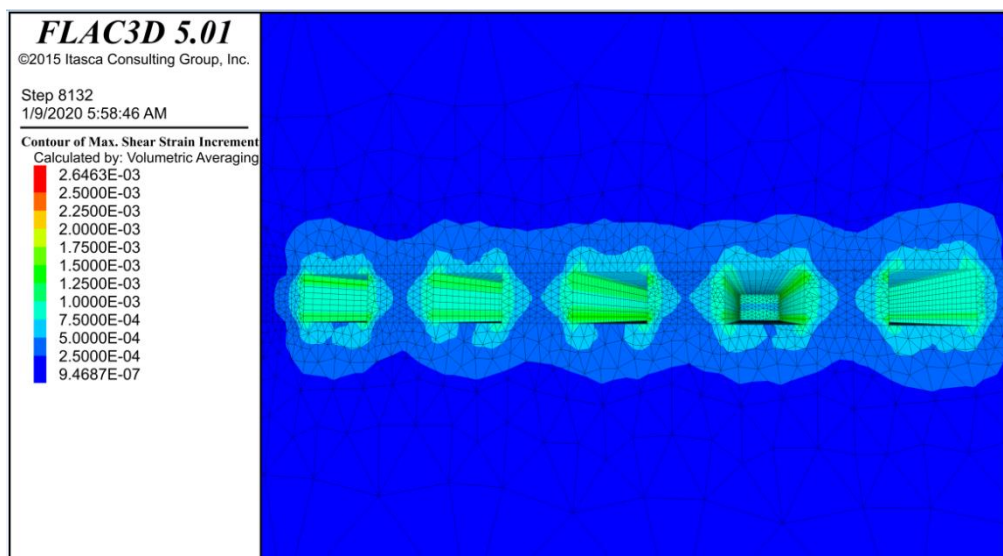
شکل ۴-۷۱: کانتور جابه‌جایی در اطراف کارگاه با عرض ۵ متر در زون سولفید

همانطور که در شکل ۴-۷۱ مشاهده می‌شود جابه‌جایی در سقف کارگاه‌ها تا ۴ میلی‌متر گسترش یافته است که از جابه‌جایی بحرانی ساکورایی که برابر با ۹/۴ میلی‌متر می‌باشد کمتر است و کارگاه کاملاً پایدار است.



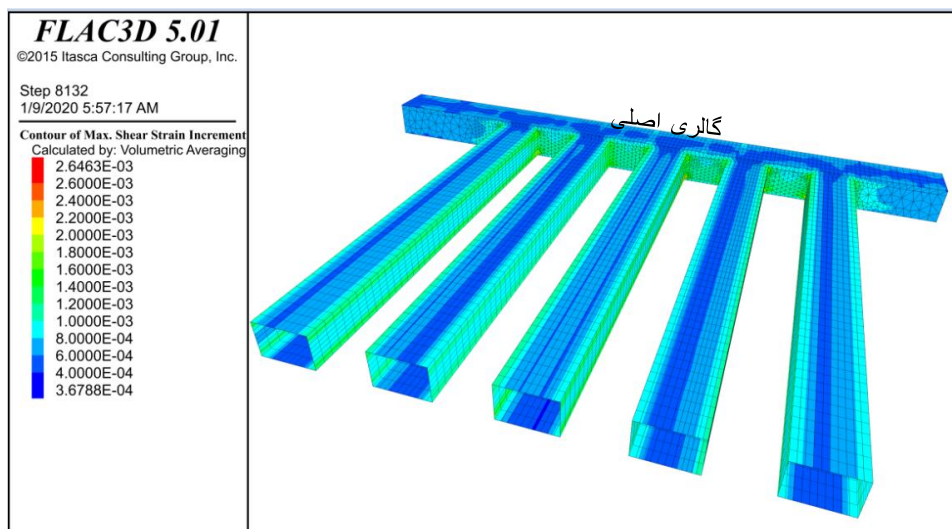
شکل ۴-۷۲: کانتور جابه‌جایی در کارگاه با عرض ۵ متر و گالری در سولفید

همانطور که در شکل ۴-۷۲ مشاهده می‌شود مقادیر جابه‌جایی در سقف تا ۴/۵ میلی‌متر گسترش یافته است که تا محل تقاطع کارگاه‌ها و گالری اصلی ادامه دارد. این مقدار جابه‌جایی از جابه‌جایی بحرانی ۹/۴ میلی‌متر کمتر است و کارگاه‌ها و گالری اصلی کاملاً پایدار است.



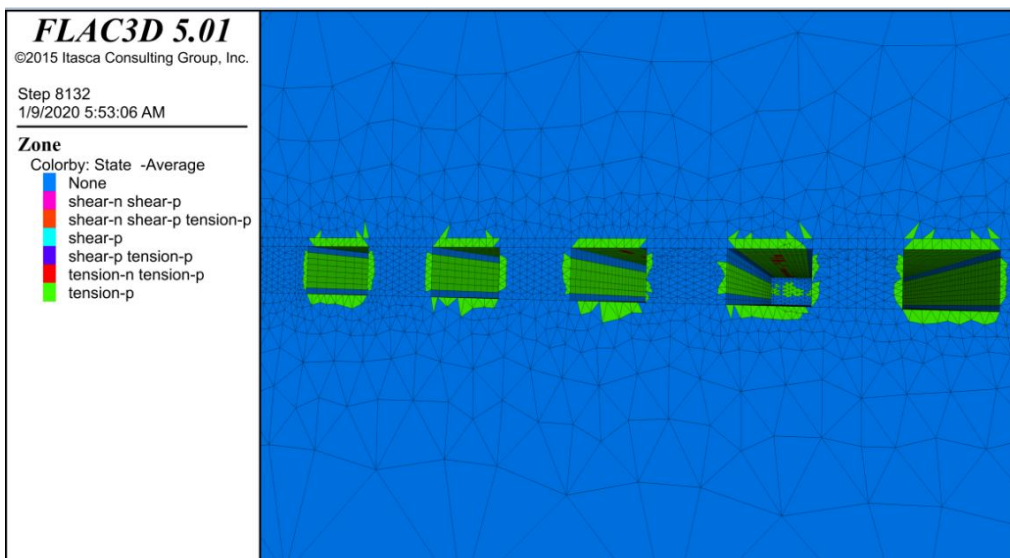
شکل ۴-۷۳: کانتور کرنش برشی در اطراف کارگاه با عرض ۵ متر در زون سولفید

با توجه به شکل ۴-۷۳ مقادیر کرنش برشی در اطراف کارگاهها $10^{-3} * 1/75$ گسترش یافته است که بیشتر در پایه‌ها و گوشه‌های کارگاه‌ها دیده می‌شود که از مقدار کرنش بحرانی $10^{-3} * 4/77$ کمتر است و کارگاه کاملاً پایدار است.



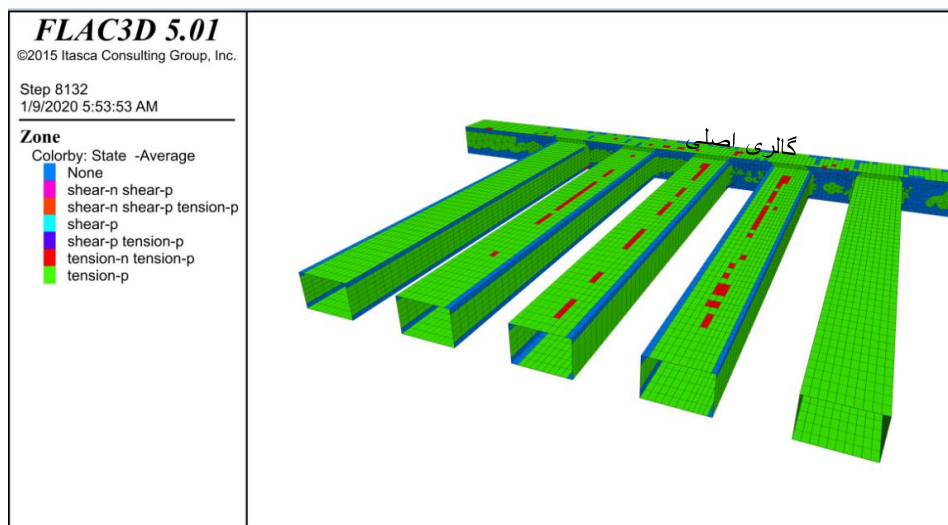
شکل ۴-۷۴: مقادیر کرنش بحرانی در اطراف کارگاه با عرض ۵ متر و گالری اصلی در سولفید

با توجه به شکل ۴-۷۴ بیشترین مقادیر کرنش بحرانی در پایه‌ها $10^{-3} * 1/75$ و کمترین مقدار در سقف $10^{-4} * 6$ می‌باشد که از مقدار کرنش بحرانی $10^{-3} * 4/77$ کمتر است و کارگاه‌ها و گالری اصلی کاملاً پایدار است.



شکل ۴-۷۵: پلاستیک شدگی زون‌ها در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۵ متر در سولفید

همانطور که در شکل ۴-۷۵ مشاهده می‌شود زون‌ها در اطراف کارگاه‌ها قبلاً در حالت پلاستیک بوده‌اند و توزیع تنش و باربرداری به گونه‌ای ادامه پیدا کرده است که زون‌ها اکنون در حالت الاستیک و زیر تنش تسلیم قرار دارند.



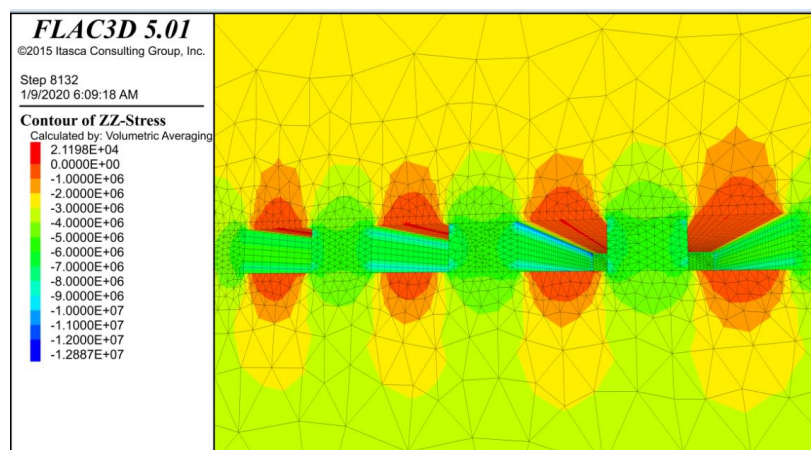
شکل ۴-۷۶: زون‌های پلاستیک در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۵ متر و گالری اصلی در سولفید

همانطور که در شکل ۴-۷۶ قابل مشاهده است برخی از زون-ها در سقف کارگاه‌ها در حالت شکست برشی قرار دارند که گسترش زیادی ندارد و کارگاه پایدار است.

با توجه به پایداری کارگاه‌ها در عرض ۵ متر و همچنین با توجه به شکل ۴-۴۸ که روند تعیین اندازه کارگاه را نشان می‌دهد عرض کارگاه را می‌توان افزایش داد. افزایش عرض کارگاه در مدل می‌تواند مقادیر مختلفی را داشته باشد ولی با توجه به محدودیت عملیات آتشکاری در کارگاه‌ها و فاصله چال‌ها از یکدیگر که ۸۰ سانتی متر تا ۱ متر می‌باشد افزایش عرض کارگاه‌ها نیز در هر باز افزایش عرض ۱ متر خواهد بود. بنابراین عرض کارگاه ۶ متر برای بررسی پایداری کارگاه در مرحله بعد انتخاب می‌شود.

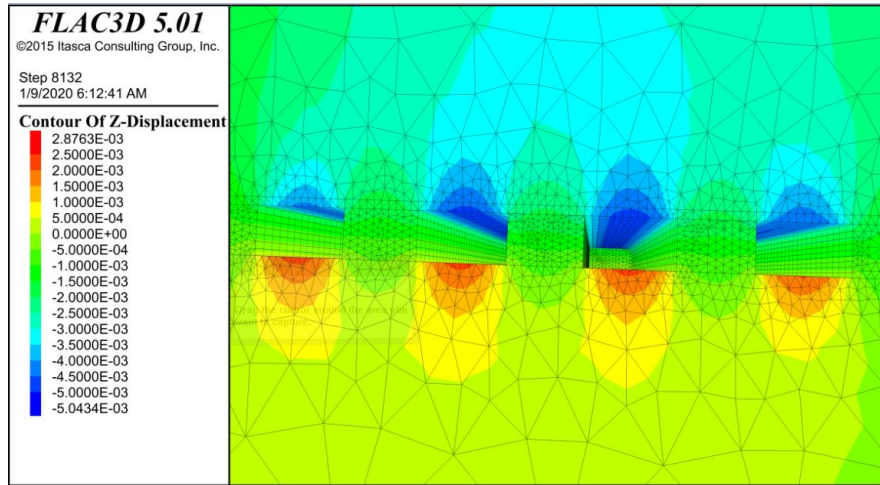
۴-۵-۳-۲- کارگاه با عرض ۶ متر

با در نظر گرفتن عرض کارگاه ۶ متر و ارتفاع ۳/۴ متر با چگالی ۴ تن بر مترمکعب، تولید هر کارگاه برابر با ۸۱ تن در هر متر پیشروی می‌باشد و بر اساس نیاز تولید روزانه معدن ۳۳۰ تن در روز، در زون سولفید تعداد ۴ کارگاه همزمان بایستی استخراج شوند تا تولید معدن تامین شود. استخراج کارگاه‌ها به صورت حفاری یک کارگاه و جاگذاری یک کارگاه به عنوان پایه به عرض ۵ متر در مدل انجام شد و نتایج مورد بررسی قرار گرفت.



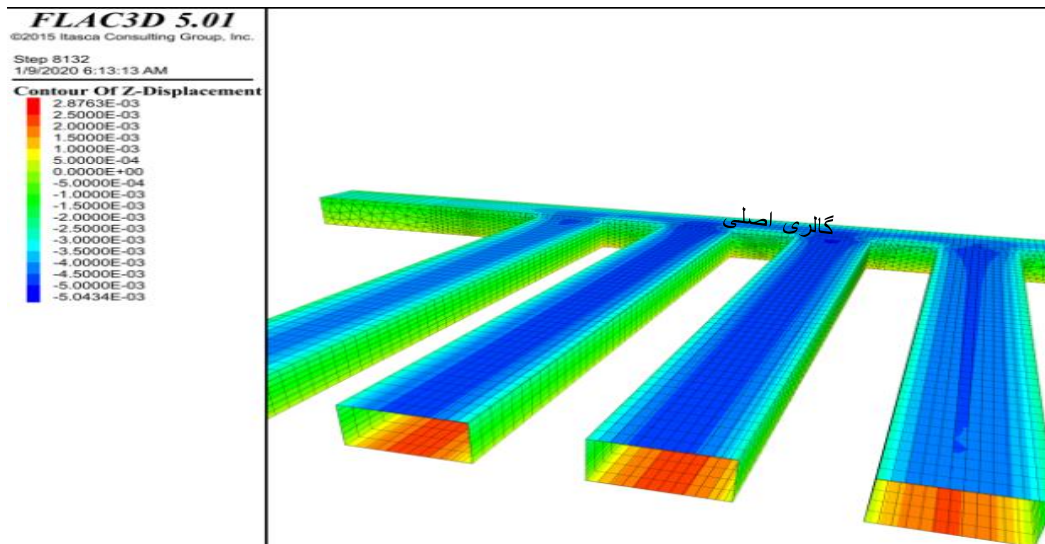
شکل ۴-۷۷: کانتور تنش عمودی در اطراف کارگاه‌ها ۶ متر در زون سولفید

با توجه به شکل ۴-۷۷ کانتور تنش قائم در اطراف کارگاه تا مقدار ۷ مگاپاسکال را نشان می‌دهد که بیشترین مقدار در پایه‌ها مشاهده می‌شود.



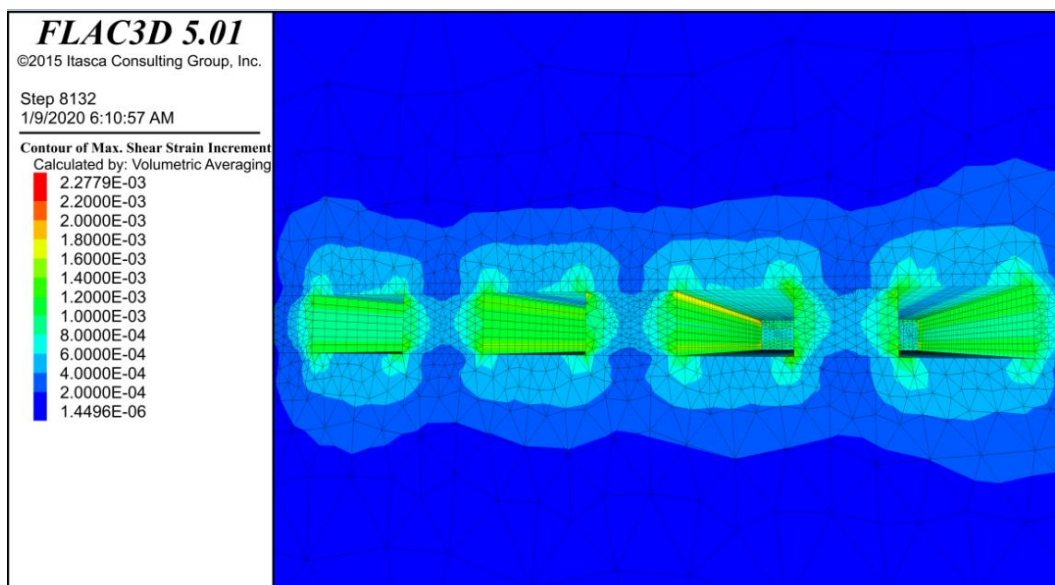
شکل ۴-۷۸: کانتور جابه‌جایی در اطراف کارگاه‌ها ۶ متری در زون سولفید

با توجه به شکل ۴-۷۸ بیشترین مقدار جابه‌جایی در اطراف کارگاه‌ها ۵ میلی‌متر است که از مقدار جابه‌جایی بحرانی ساکورایی ۱۱/۳ میلی‌متر برای شعاع تونل ۳ متر، کمتر است. کارگاه از نظر معیار ساکورایی پایدار است.



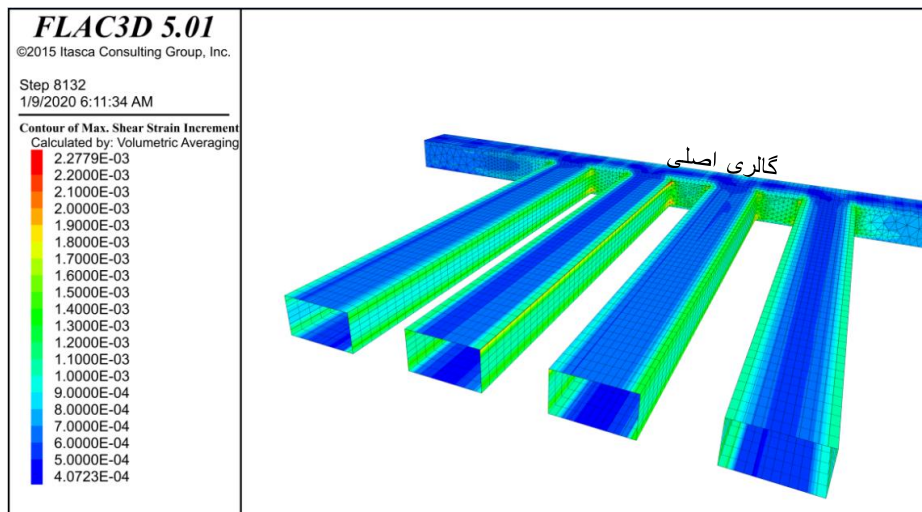
شکل ۴-۷۹: جابه‌جایی در کارگاه‌ها ۶ متری و گالری اصلی در زون سولفید

با توجه به شکل ۴-۷۹ مقادیر جابه‌جایی در سقف تا ۵ میلی متر گسترش یافته است که از جابه‌جایی بحرانی ساکورایی ۱۱/۳۱ میلی متر مقدار کمتری می‌باشد و کارگاه از نظر معیار ساکورایی پایدار است.



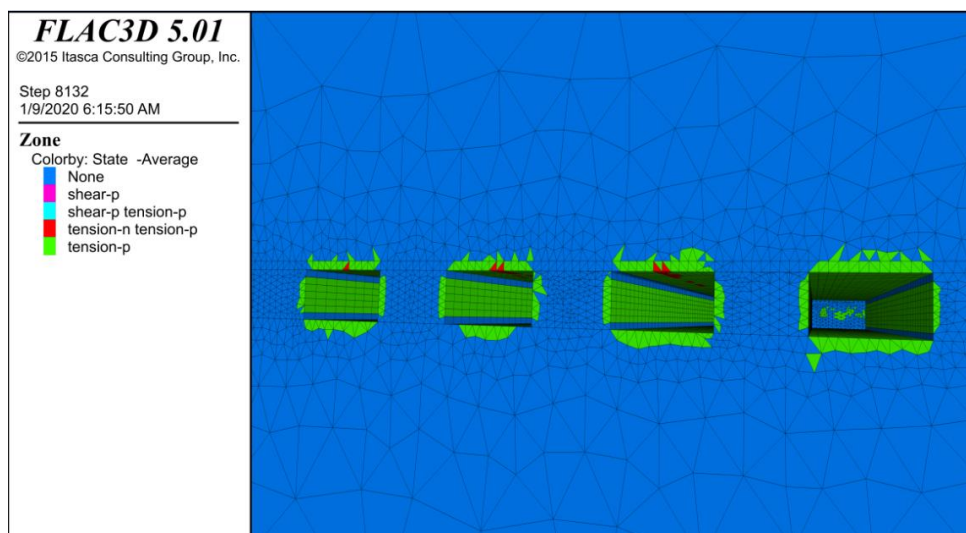
شکل ۴-۸۰: کانتور کرنش برشی در اطراف کارگاه‌ها ی عرض ۶ متر در زون سولفید

با توجه به شکل ۴-۸۰ مقادیر کرنش برشی در اطراف کارگاه‌ها تا مقدار $۲/۲ * ۱۰^{-۳}$ گسترش یافته است که از مقدار بحرانی $۴/۷۷ * ۱۰^{-۳}$ کمتر است و کارگاه بر اساس معیار کرنش برشی ساکورایی پایدار است بیشتر مقدار کرنش برشی در گوشه کارگاه‌ها دیده می‌شود. همچنین در سقف کارگاه‌ها مقادیر کرنش برشی برابر با $۸ * ۱۰^{-۴}$ می‌باشد که بسیار کمتر از کرنش برشی بحرانی می‌باشد.

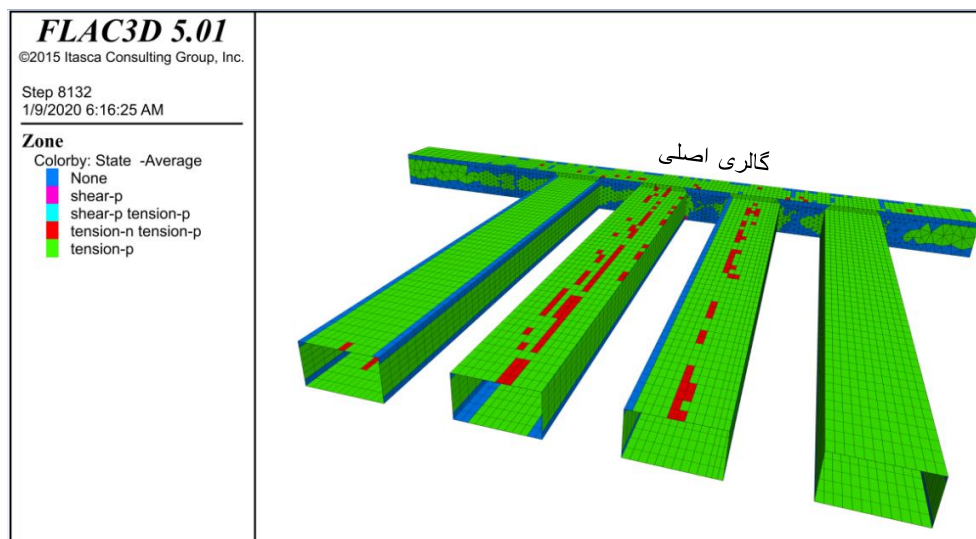


شکل ۴-۸۱: کانتور کرنش برشی در کارگاه‌های عرض ۶ متر و گالری اصلی در زون سولفید

همانطور که در شکل ۴-۸۱ مشاهده می‌شود کرنش برشی در پایه‌ها و گوشه کارگاه‌ها و تقاطع گالری اصلی با کارگاه‌ها تا مقدار $10^{-3} * 2/2$ افزایش یافته است که از مقدار کرنش برشی ساکورایی محاسبه شده با مقدار $10^{-3} * 4/77$ کمتر است. همچنین مقدار $10^{-4} * 8$ می‌باشد که از مقدار کرنش بحرانی کمتر است. کارگاه از نظر معیار ساکورایی کاملاً پایدار است.



شکل ۴-۸۲: زون‌های پلاستیک در اطراف کارگاه‌های عرض ۶ متر در سولفید



شکل ۴-۸۳: پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه‌های عرض ۶ متر و گالری اصلی در سولفید

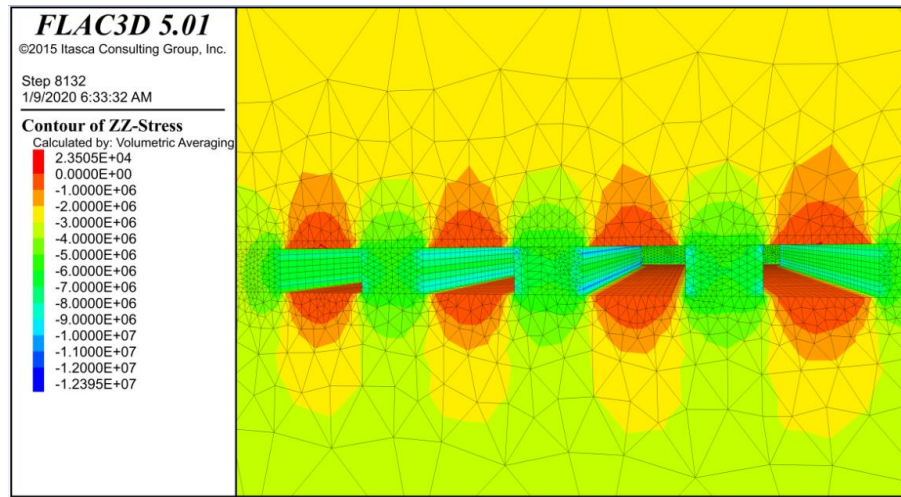
همانطور که در شکل ۴-۸۲ مشاهده می‌شود زون‌های اطراف کارگاه‌ها قبلاً در حالت شکست کششی بوده‌اند و اکنون در حالت الاستیک هستند. در برخی از نقاط سقف زون‌هایی با رنگ قرمز در اکنون در حالت شکست کششی قرار دارند. شکل ۴-۸۳ گسترش زون‌های پلاستیک را نشان می‌دهد که زون‌های پلاستیک که اکنون در حالت شکست قرار دارند در طول کارگاه گسترش یافته‌اند.

با توجه به بررسی‌ها کارگاه‌ها از نظر معیار شکست ساکورایی در حالت پایداری کامل قرار دارند ولی از نظر پلاستیک شدگی برخی از نقاط سقف در حالت شکست کششی قرار دارند و توزیع تنش این نواحی بالاتر از تنش المان‌ها است و این المان‌ها در حالت شکست کششی قرار دارند و اتصال این المان‌ها خط شکست را نشان می‌دهد که نشان دهنده ریزش و ناپایداری می‌باشد. برای حاصل شدن اطمینان در خصوص پایدار یا ناپایدار بودن کارگاه‌ها، عرض‌های بزرگتر نیز تحت بررسی قرار گرفت.

۴-۵-۳-۲ ج کارگاه با عرض ۷ متر

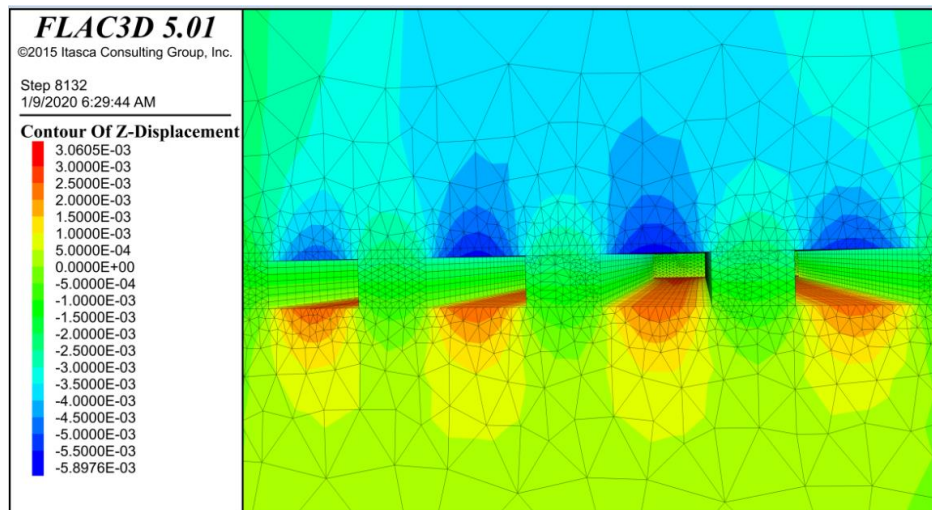
با در نظر گرفتن عرض کارگاه ۷ متر و ارتفاع ۳/۴ متر با چگالی ۴ تن بر مترمکعب، تولید هر کارگاه برابر با ۹۵ تن در هر متر پیشروی می‌باشد و بر اساس نیاز تولید روزانه معدن ۳۳۰ تن در روز، در زون سولفید تعداد ۴ کارگاه

همزمان بایستی استخراج شوند تا تولید معدن تامین شود. استخراج کارگاه ها به صورت حفاری یک کارگاه و جاگذاری یک کارگاهها عرض ۵ متر به عنوان پایه در مدل انجام شد و نتایج مورد بررسی قرار گرفت.

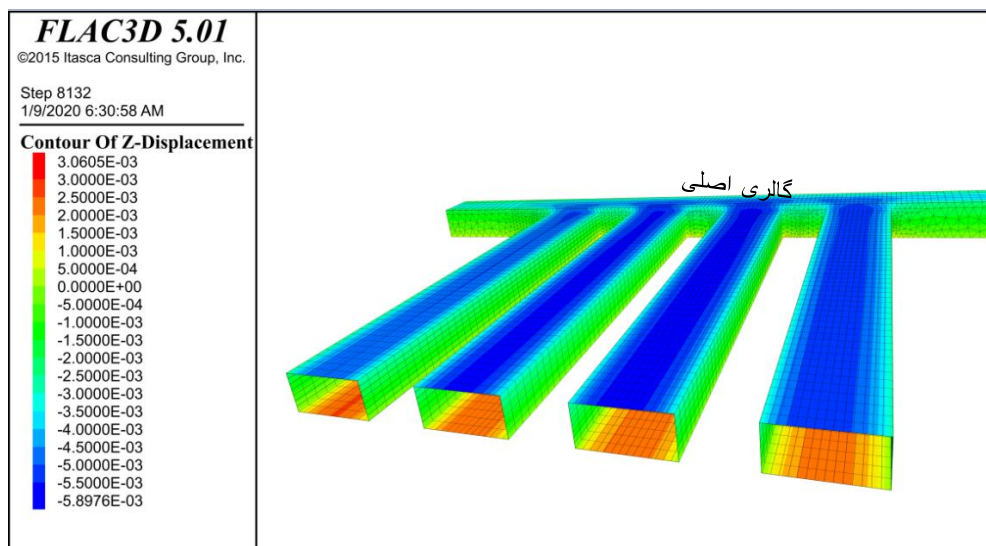


شکل ۴-۸۴: کانتور تنش عمودی در اطراف کارگاههای ۷ متری در سولفید

همانطور که در شکل ۴-۸۴ قابل مشاهده است تنش عمودی تا مقدار ۷ مگاپاسگال در پایه ها افزایش پیدا کرده است. تنش عمودی وارد بر سقف نیز تا مقدار ۳ مگاپاسگال می‌رسد.

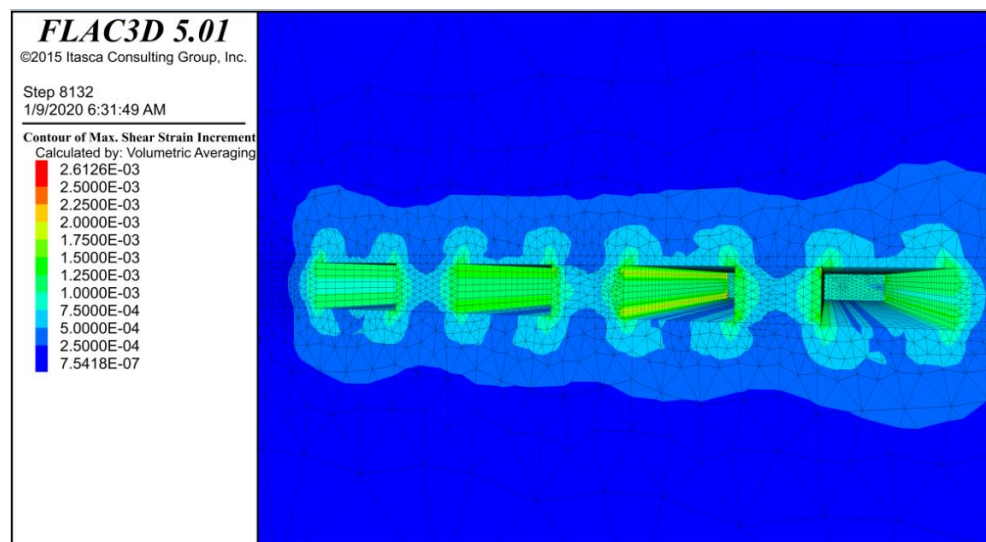


شکل ۴-۸۵: کانتور جابه‌جایی در اطراف کارگاهها ی ۷ متری در سولفید

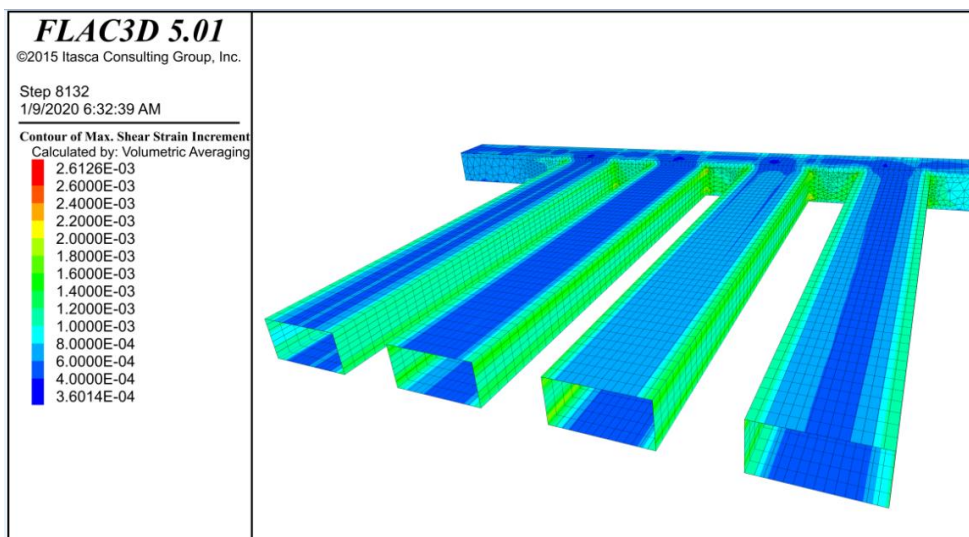


شکل ۴-۸۶: کانتور جابه‌جایی در کارگاه‌های ۷ متری و گالری اصلی در زون سولفید

همانطور که در شکل ۴-۸۵ و ۴-۸۶ مشاهده می‌شود جابه‌جایی در سقف کارگاه‌ها بیشترین مقدار و $5/9$ میلی متر است. مقدار جابه‌جایی بحرانی ساکورایی برای شعاع تونل $3/5$ متر 13 میلی متر است که مقدار جابه‌جایی در کارگاه‌ها از مقدار بحرانی کم تر است. کارگاه‌ها با معیار ساکورایی کاملاً پایدار هستند.

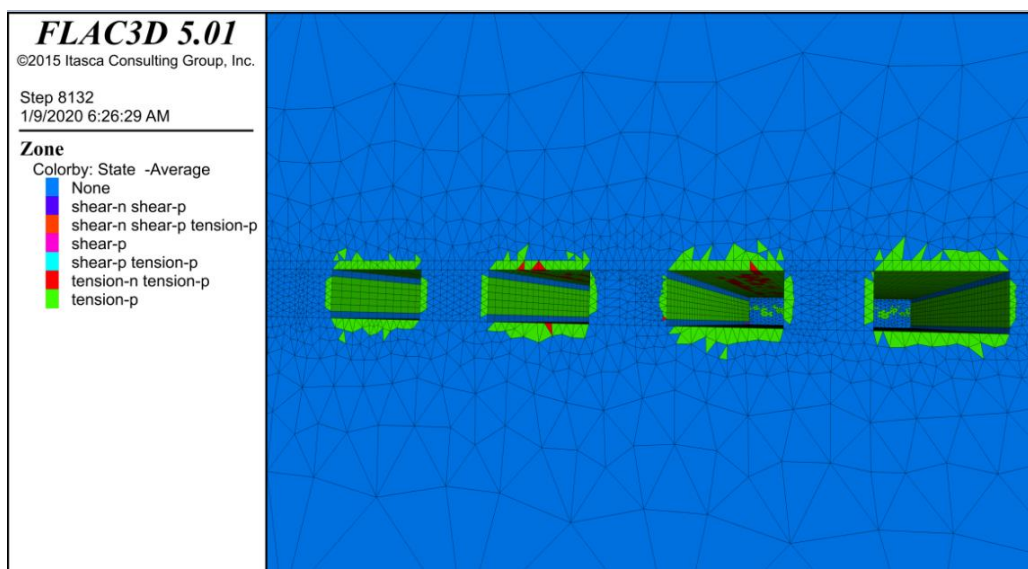


شکل ۴-۸۷: کانتور کرنش برشی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۷ متر در سولفید

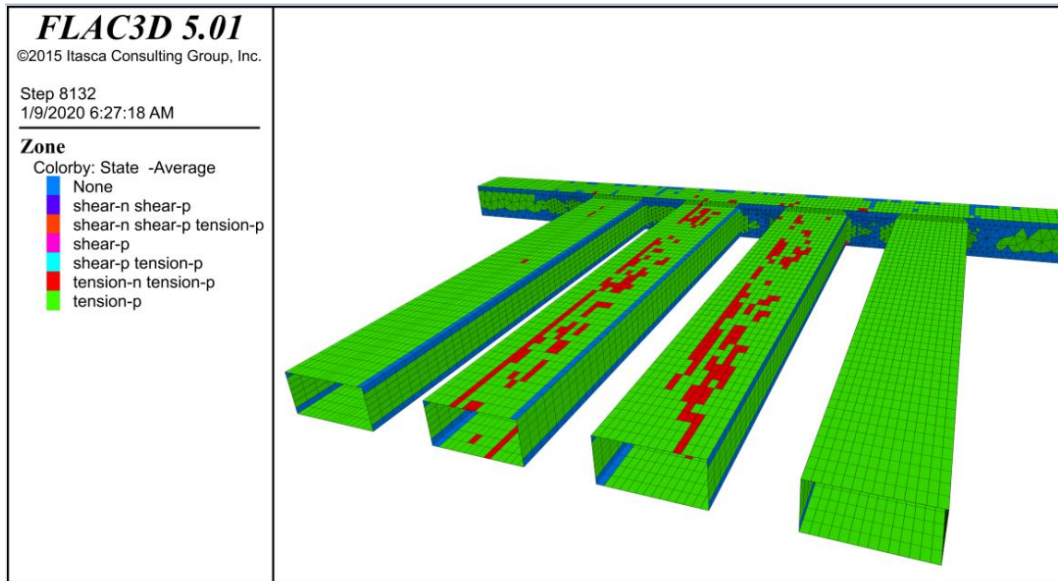


شکل ۴-۸۸: کانتور برشی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۷ متر در سولفید

همانطور که در شکل ۴-۸۷ و ۴-۸۸ مشاهده می‌شود مقدار کرنش برشی در کارگاه‌ها از $10^{-4} * 4/00$ تا $10^{-3} * 2/6$ تغییر می‌کند که کمترین مقدار در سقف و بیشترین مقدار در پایه‌ها و گوشه کارگاه‌ها واقع شده است که از مقدار کرنش بحرانی ساکورایی با مقدار $10^{-3} * 4/77$ کمتر است. پس کارگاه‌ها از نظر معیار ساکورایی کاملاً پایدار هستند.



شکل ۴-۸۹: پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۷ متر در زون سولفید



شکل ۴-۹۰: پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه‌ها ۷ متری و گالری اصلی در زون سولفید

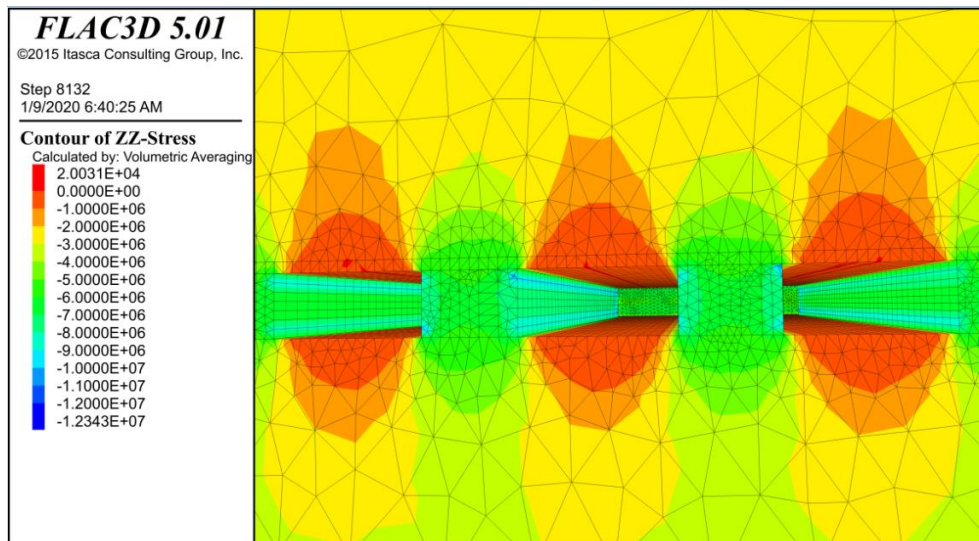
همانطور که در شکل ۴-۸۹ مشاهده می‌شود المان‌ها در اطراف کارگاه‌ها قبلاً در حالت شکست کششی بوده‌اند ولی اکنون در حالت الاستیک قرار دارند و توزیع تنش‌ها در این المان‌ها در زیر تنش تسلیم قرار دارد. همچنین برخی از المان‌های سقف که با رنگ قرمز مشخص شده‌اند در حالت شکست برشی قرار دارند که گستردگی این المان‌های در شکل ۴-۹۰ و در سقف کارگاه قابل مشاهده است. المان‌های تحت شکست کششی نسبت به کارگاه با عرض ۶ متر در شکل ۴-۸۳ گسترش بیشتری دارد.

با توجه به بررسی‌های انجام شده کارگاه با عرض ۷ متر از نظر معیار ساکورایی کاملاً پایدار هستند ولی از نظر پلاستیک شدگی، زون‌های تحت شکست کششی گسترش یافته و سقف کارگاه به سمت ناپایداری می‌رود.

برای بررسی بیشتر کارگاه با عرض ۸ متر نیز مورد بررسی قرار می‌گیرد.

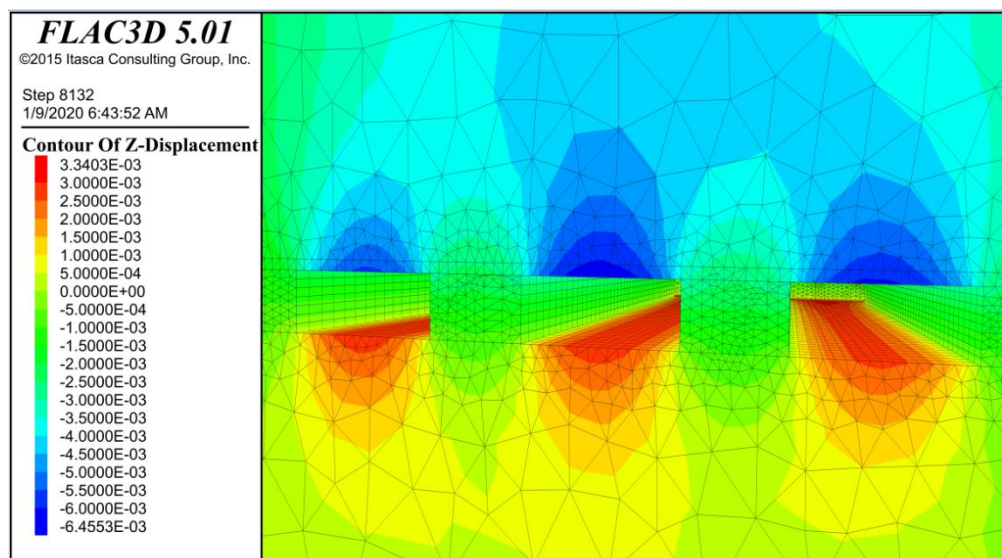
۴-۵-۳-۲-د کارگاه با عرض ۸ متر

با در نظر گرفتن عرض کارگاه ۷ متر و ارتفاع ۳/۴ متر با چگالی ۴ تن بر مترمکعب، تولید هر کارگاه برابر با ۱۰۸ تن در هر متر پیشروی می‌باشد و بر اساس نیاز تولید روزانه معدن ۳۳۰ تن در روز، در زون سولفید تعداد ۳ کارگاه همزمان بایستی استخراج شوند تا تولید معدن تامین شود. استخراج کارگاه‌ها به صورت حفاری یک کارگاه و جاگذاری یک کارگاه با عرض ۵ متر به عنوان پایه در مدل انجام شد و نتایج مورد بررسی قرار گرفت.

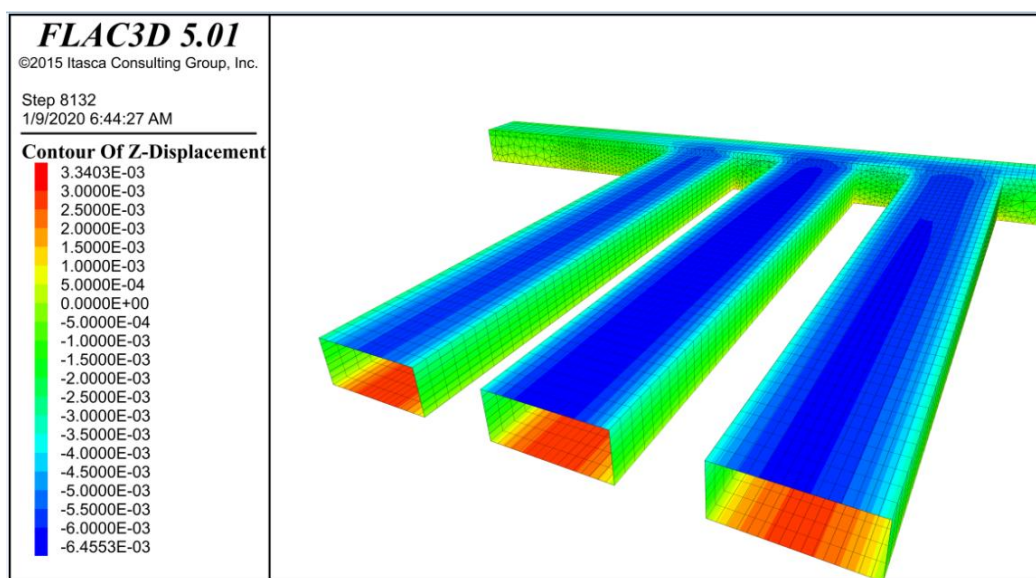


شکل ۴-۹۰: کانتور تنش عمودی در اطراف کارگاه با عرض ۸ متر در سولفید

با توجه به شکل ۴-۹۰ تنش عمودی در اطراف کارگاه‌ها در پایه‌ها تا ۱۲ مگاپاسکال افزایش یافته است که در گوشه کارگاه‌ها قابل مشاهده است.

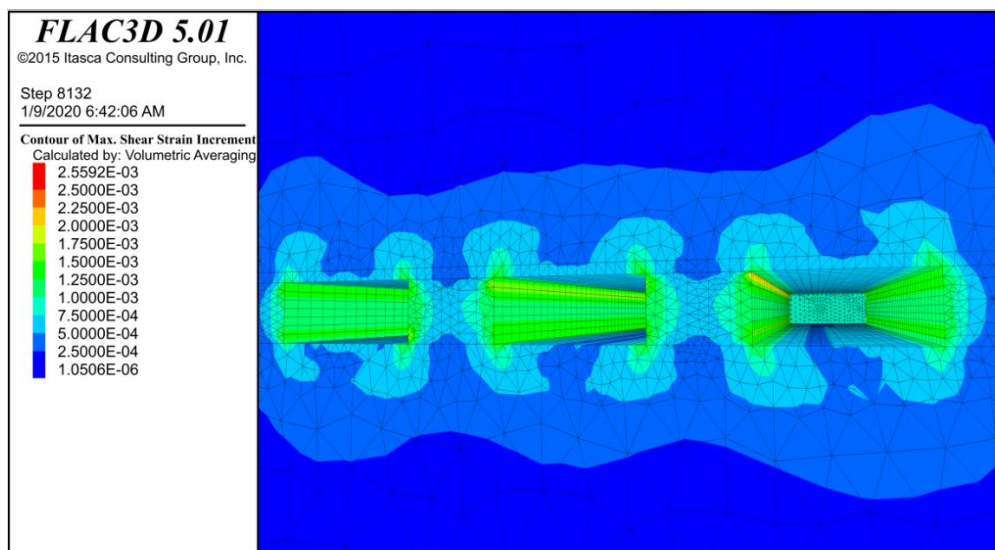


شکل ۴-۹۱: کانتور جابه‌جایی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۸ متر در سولفید

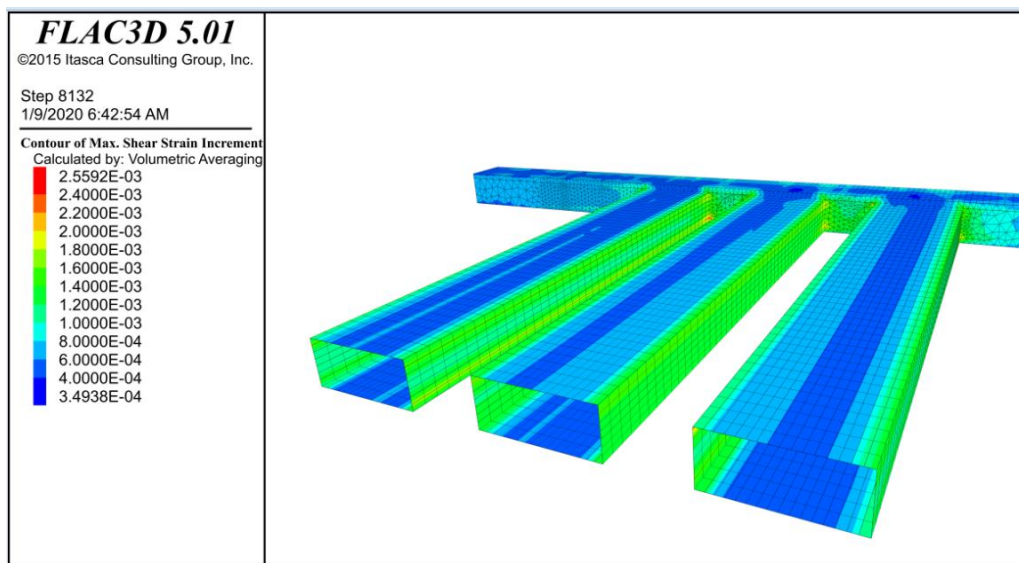


شکل ۴-۹۱: کانتور جابه‌جایی در کارگاه‌های با عرض ۸ متر و گالری اصلی در سولفید

همانطور که در شکل ۴-۹۱ و ۴-۹۲ مشاهده می‌شود بیشترین جابه‌جایی در سقف و برابر با $\frac{6}{4}$ میلی متر است. جابه‌جایی بحرانی ساکورایی برای تونل با شعاع ۴ متر، ۱۵ میلی متر می‌باشد که جابه‌جایی در مدل بسیار کم تر از این مقدار است. همچنین جابه‌جایی بحرانی گالری اصلی با شعاع $\frac{2}{5}$ متر مقدار $\frac{9}{4}$ میلی متر می‌شود که از جابه‌جایی صورت گرفته در مدل بسیار کم تر است. پس بر کارگاه با عرض ۸ متر بر اساس معیار ساکورایی کاملا پایدار است.

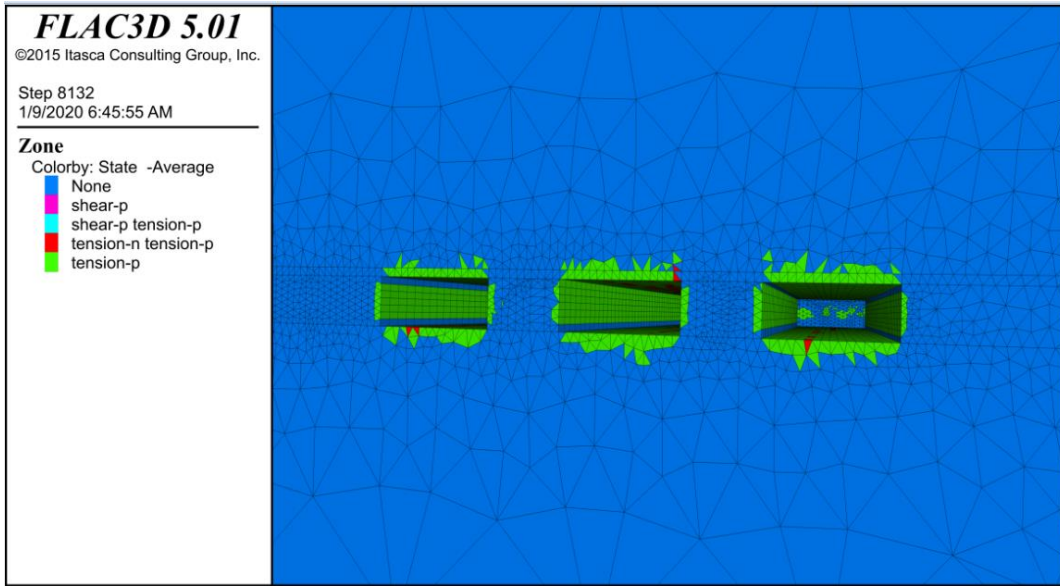


شکل ۴-۹۲: کانتور کرنش برشی در اطراف کارگاه با عرض ۸ متر در سولفید

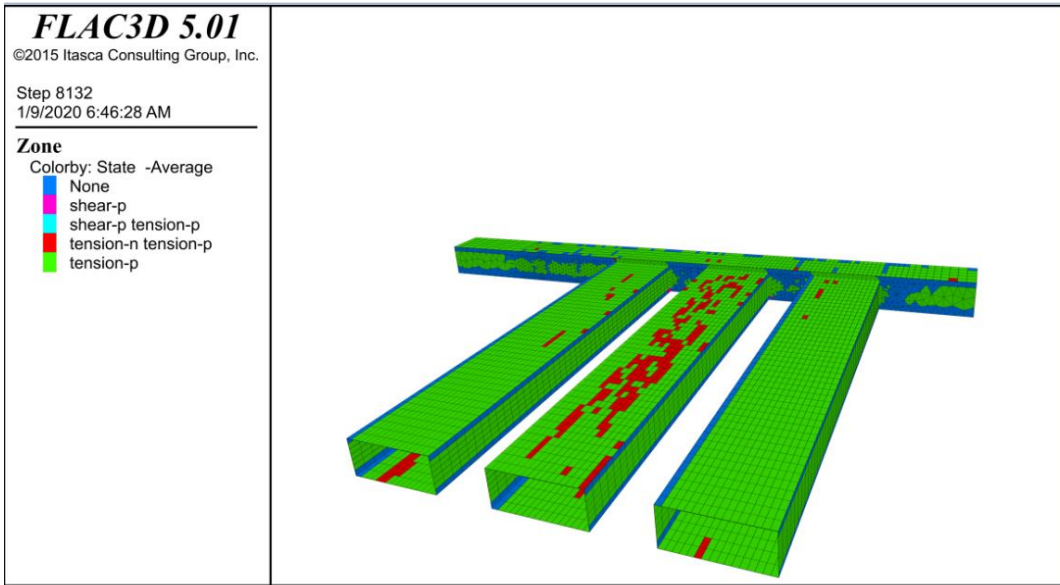


شکل ۴-۹۳: کانتور کرنش برشی در کارگاه‌ها با عرض ۸ متر و گالری اصلی در سولفید

همانطور که در شکل ۴-۹۲ و ۴-۹۳ مشاهده می‌شود بیشترین مقدار کرنش برشی برابر با $10^{-3} * 2/6$ و در گوشه کارگاه‌ها واقع شده است، همچنین بیشترین مقدار کرنش برشی در سقف کارگاه‌ها به $10^{-3} * 1$ میرسد که زا مقدار کرنش بحرانی ساکورایی $10^{-3} * 4/77$ کمتر است. پس کارگاه‌ها از نظر معیار ساکورایی کاملاً پایدار هستند.



شکل ۴-۹۴: پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه‌ها با عرض ۸ متر در سولفید



شکل ۴-۹۵: پلاستیک شدگی در کارگاه‌ها با عرض ۸ متر و گالری اصلی در سولفید

با توجه به شکل ۴-۹۴ و ۴-۹۵ دیواره کارگاه‌ها و سقفی کارگاه‌های کناری در قبلا در حالت شکست قرار داشته اند و اکنون در حالت الاستیک قرار دارند. در سقف کارگاه وسط همانطور که مشاهده می‌شود المان‌ها با رنگ قرمز

مشخص شده‌اند اکنون در حالت شکست کششی و پلاستیک فعال قرار دارند و اتصال این المان‌ها نسبت به کارگاه با عرض ۷ متر گسترش بیشتری داشته است که باعث ریزش در این قسمت‌ها و ناپایداری می‌شود.

با توجه به بررسی‌های انجام شده معیار ساکورایی برای تمامی کارگاه‌ها با عرض‌های ۸، ۷، ۶، ۵ متر پایداری کامل را بیان می‌کند ولی بر اساس پلاستیک شدگی کارگاه با عرض ۸ متر گسترش المان‌های پلاستیک فعال را نسبت به کارگاه با عرض ۷ متر دارد که نشان دهنده ناپایداری بیشتر سقف کارگاه با عرض ۸ متر نسبت به کارگاه با عرض ۷ متر است. پس کارگاه با عرض ۷ متر، ارتفاع ۳/۴ متر و با مقطع مستطیل برای زون سولفید انتخاب می‌شود.

۴-۶ جمع بندی

در این فصل ابتدا پس از مدل سازی محدوده انتخاب شده، سه مدل با مشخصات هندسی یکسان و مشخصات مکانیک سنگی متفاوت در نرم افزار FLAC3D مورد بررسی قرار گرفت و بر اساس اعتبار سنجی مدل شماره ۲ به عنوان مدل نزدیک به شرایط واقعی انتخاب گردید. پس از تعیین اندازه و شکل هندسی کارگاه‌های استخراجی ابتدا در سناریو شماره ۱ بر اساس استراتژی استخراجی معدن مقطع کارگاه‌ها به مستطیلی تغییر داده شده و وضعیت پایداری کارگاه‌ها بررسی شد که تمامی کارگاه‌ها در هر دو زون اکسید-سولفید و سولفید پایدار بودند. سپس در سناریو شماره ۲ ابتدا بر اساس شکل مستطیلی و حداقل اندازه کارگاه با عرض ۵ متر کارگاه‌ها در زون اکسید-سولفید مورد بررسی قرار گرفت که بر اساس معیار ساکورایی در تراز هشدار ۲ قرار گرفت و افزایش عرض کارگاه موجب ناپایداری کارگاه‌ها در زون اکسید-سولفید می‌شد بنابراین کارگاه با عرض ۵ متر و ارتفاع ۳/۴ و مقطع مستطیلی برای زون اکسید-سولفید انتخاب گردید. در زون سولفید نیز ابتدا کارگاه با مقطع مستطیلی و عرض ۵ متر مورد بررسی قرار گرفت که طبق معیار ساکورایی و پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه‌ها، پایداری کارگاه‌ها مشاهده شد. سپس عرض کارگاه‌ها به ترتیب ۶، ۷ و ۸ متر افزایش داده شد و پایداری مورد بررسی قرار گرفت. از نظر معیار ساکورایی کارگاه‌ها کاملاً پایدار بودند ولی با توجه به پلاستیک شدگی در سقف کارگاه از عرض

۷ به ۸ متر گستردگی پلاستیک شدگی فعال، شکست کششی در سقف را نشان می‌داد بنابراین این با توجه به گستردگی کمتر المان‌های تحت شکست کششی در عرض ۷ متر نسبت به عرض ۸ متر، عرض ۷ متر کارگاه با ارتفاع ۳/۴ متر و مقطع مستطیلی برای کارگاه‌ها حفاری شده رد زون سولفید انتخاب شد.

فصل پنجم

نیچہ گیری و پیشہ نادات

۵-۱ نتیجه گیری

روش استخراج کندن و پرکردن تونلی از جمله روش‌های استخراج زیرزمینی با نگهداری محسوب می‌شود که در آن ماده معدنی به تراز یا سطوحی افقی تقسیم بندی شده و هر سطح نیز به کارگاه‌های تونلی تقسیم می‌شود. استخراج کارگاه‌ها به صورت حفر و استخراج یک کارگاه و جاگذاری یک یا چند کارگاه به عنوان پایه نگهدارنده کارگاه مجاور و استخراج کارگاه بعدی انجام می‌گیرد. پس از استخراج کارگاه‌ها، فضای حفر شده با مواد سیمانی پر شده و کارگاه مجاور استخراج می‌شود. این عملیات تا استخراج کامل ماده معدنی در هر تراز ادامه می‌یابد. شکل کارگاه‌های استخراجی در این روش به صورت چهارگوش انتخاب می‌شود تا از جاماندن ماده معدنی در بین دوکارگاه جلوگیری شده و بازیابی استخراجی به حداکثر برسد. از این رو شکل مقطع در این روش بسیار مهم می‌باشد. از طرفی پایداری کارگاه تابع شکل و اندازه کارگاه استخراجی و شرایط مکانیک سنگی، سنگ دربرگیرنده کارگاه می‌باشد. در این پایان نامه شکل و اندازه کارگاه مناسب برای روش کندن و پرکردن در معدن سرب و روی انگوران انتخاب گردید. پس از مدل سازی محدوده مورد نظر با استفاده از نرم افزار FLAC3D، مدل نزدیک به واقعیت انتخاب و طبق سناریوهای تعریف شده شکل و اندازه تعیین شده از نظر پایداری مورد بررسی قرار گرفت و نتایج به شرح زیر می‌باشد.

۱- در استخراج با مقطع قوسی که در حال حاضر در معدن انجام می‌گیرد، برای زون سولفید مقدار ماده معدنی با چگالی ۴ تن بر متر مکعب برابر با ۱۱/۴ تن ماده معدنی در هر متر پیشروی ما بین دوکارگاه استخراج شده باقی می‌ماند. برای زون اکسید-سولفید نیز با چگالی ۳/۴ تن بر متر مکعب مقدار ۹/۶۹ تن ماده معدنی، مابین کارگاه‌های استخراج شده در هر متر پیشروی ماده معدنی به صورت استخراج نشده باقی می‌ماند.

۲- بر اساس سناریو شماره ۱ با تغییر مقطع از شکل قوسی که کارگاه‌های فعلی معدن با این مقطع هندسی انجام می‌شود به مقطع مستطیلی، بر اساس معیار ساکورایی کارگاه‌ها در حالت پایدار قرار دارند.

۳- بر اساس سناریو شماره ۲ کارگاه با عرض ۵ متر و ارتفاع ۳/۴ متر و مقطع مستطیلی در زون اکسید بر اساس معیار ساکورایی در تراز هشدار سطح ۲ قرار می‌گیرد و به عنوان کارگاه استخراجی انتخاب گردید.

۴- بر اساس سناریو شماره ۲ در زون اکسید-سولفید حداقل تعداد ۵ کارگاه با عرض ۵ متر و ارتفاع ۳/۴ متر با مقطع مستطیلی برای تامین نیاز تولیدی معدن بایستی همزمان استخراج شوند.

۵- بر اساس سناریو شماره ۲ کارگاه با عرض ۷ متر، ارتفاع ۳/۴ و مقطع مستطیلی برای زون سولفید بر اساس معیار پلاستیک شدگی در اطراف کارگاه‌ها انتخاب گردید.

۶- در تعیین پایداری کارگاه‌ها در زون سولفید، معیار ساکورایی معیار مناسبی برای تحلیل پایداری نیست و بایستی از پلاستیک شدگی المان‌ها در اطراف کارگاه‌ها استفاده شود.

۷- با توجه به کاربرد مقطع قوسی کارگاه‌ها برای استخراج ماده معدنی در زون سولفید مقدار ۱۱/۴ تن ماده معدنی و در زون اکسید-سولفید ۹/۶۹ تن ماده معدنی بین دو کارگاه به صورت استخراج نشده باقی می‌ماند که با انتخاب مقطع مستطیلی این مقدار به صفر می‌رسد.

۲-۵ پیشنهادات

برای بهبود در نتایج پژوهش‌های بعدی موارد زیر پیشنهاد می‌گردد:

۱- تعیین جهت تنش‌های اصلی منطقه و تاثیر آن بر روی جهت حفاری کارگاه‌ها

۲- تاثیر برنامه‌ریزی تولید معدن بر جانمایی کارگاه‌ها و اندازه و شکل کارگاه‌ها

۳- استفاده از روش‌های تحلیلی برای تعیین شکل و اندازه مناسب کارگاه‌ها

۴- تاثیر انفجار در معدن روباز بر روی پایداری کارگاه‌ها در بخش زیرزمینی

۵- بررسی استفاده از روش‌های دیگر کندن و پرکردن برای استخراج بخش زیرزمینی

۶- بررسی امکان استفاده از ماشین‌آلات استخراج پیوسته برای استخراج بخش زیرزمینی

۷- بررسی تاثیر انفجار بر پایداری کارگاه مجاور و تعیین اندازه پایه‌ها جهت کاهش تاثیر انفجار بر پایداری کارگاه

مجاور

منابع

ابوالقاسمی، لادریان. (۲۰۱۳). "طراحی سیستم نگهداری مرکب قاب فولادی و شاتکریت برای تونل نقره کمر و تحلیل پایداری آن با نرم افزار FLAC3D". نهمین همایش آسیایو نهمین همایش ملی تونل. فضاهای زیرزمینی برای توسعه پایدار.

اکبری، صابر، زارع، شکراله، میرزایی. (۲۰۱۷). "مقایسه پایداری تونل‌های دوتایی و منفرد خطوط ۱ و ۲ مترو تبریز با مدلسازی سه بعدی عددی". نشریه علمی مهندسی منابع معدنی، شماره ۲، ص ۲۱-۲

شرکت معدن زمین (۱۳۹۱). گزارش زمین شناسی معدن سرب و روی انگوران

عطائی، محمد. (۱۳۹۴). "روش‌های با نگهداری در معدنکاری زیرزمینی". شاهرود: انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود

Abdellah, W. R., Ali, M. A., & Yang, H. S. (2018). Studying the effect of some parameters on the stability of shallow tunnels. *Journal of Sustainable Mining*, 17(1), 20-33.

Abdellah, W. R., Ali, M. A., & Yang, H. S. (2018). Studying the effect of some parameters on the stability of shallow tunnels. *Journal of Sustainable Mining*, 17(1), 20-33.

Ahmadi, H., & Hosseinitoudeshki, V. (2015). The effect of arch radius in vaulted tunnels on the stability parameters.

Bagde, M. N., Sangode, A. G., & Jhanwar, J. C. (2017). Evaluation of stoping parameters through instrumentation and numerical modelling in manganese mine in India: a case study. *Procedia Engineering*, 191, 10-19.

Chen, H. (1992). A study of tunnel stability with special reference to the effect of the stress field environment (Doctoral dissertation, University of Nottingham).

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

FLAC3D Manual V5.01

Hamrin, H., Hustrulid, W., & Bullock, R. L. (2001). Underground mining methods and applications. *Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies*, 3-14.

Huang, G., Kulatilake, P. H., Shreedharan, S., Cai, S., & Song, H. (2017). 3-D discontinuum numerical modeling of subsidence incorporating ore extraction and backfilling operations in an underground iron mine in China. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(2), 191-201.

Hoek, E., Carter, T. G., & Diederichs, M. S. (2013, January). Quantification of the geological strength index chart. In *47th US rock mechanics/geomechanics symposium*. American Rock Mechanics Association.

Ju, X. D., Yang, C. S., & Zhang, Y. J. (2014). Size Effect on the Stability of Tunnel Excavation. In *Advanced Materials Research* (Vol. 838, pp. 1409-1413). Trans Tech Publications Ltd.

Potvin, Y. (1988). Empirical open stope design in Canada(Doctoral dissertation, University of British Columbia).

Yang, Z., Zhai, S., Gao, Q., & Li, M. (2015). Stability analysis of large-scale stope using stage subsequent filling mining method in Sijiaying iron mine. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 7(1), 87-94.

Sakurai, S. (1997). Lessons learned from field measurements in tunnelling. *Tunnelling and underground space technology*, 12(4), 453-460.

Shimada, H., Sasaoka, T., Wattimena, R. K., & Matsui, K. (2013). Influence of stope design on stability of hanging wall decline in cibaliung underground gold mine. *International Journal of Geosciences*, 2013.

Sjöberg, J. (1993). Design methods for stopes and sill pillars with application to the Zinkgruvan Mine, Central Sweden. *rock mechanics and rock engineering*, 26(3), 253-275.

Vásárhelyi, B., & Kovács, D. (2017). Empirical methods of calculating the mechanical parameters of the rock mass. *Periodica Polytechnica Civil Engineering*, 61(1), 39-50.

Vásárhelyi, B. (2009). A possible method for estimating the Poisson's rate values of the rock masses. *Acta Geodaetica et Geophysica Hungarica*, 44(3), 313-322.

Yu, Z., Kulatilake, P. H., & Jiang, F. (2012). Effect of tunnel shape and support system on stability of a tunnel in a deep coal mine in China. *Geotechnical and Geological Engineering*, 30(2), 383-394.

Abstract

Cut and fill is one of the types of underground methods of mineral extraction. In this methode, after the mineral extraction, the cavity created with the filler material is filled to maintain and prevent the demolition of the stops. The drift and filling method is one in which the side tunnels are cave for mineral extraction and filled after extraction. The shape and size of the stope are of great importance in the extractive recovery of minerals. The arc shape of the tunnel stope causes the mineral to remain unexploited and the lose the mineral. The quadrilateral stope has the most recovery in this method but is less stable than the arc stope. Numerical modeling is one of the most important methods in evaluating the sustainability of underground spaces. In this thesis, using FLAC 3D software, the shape and size of the extractive stopes in the Angouran lead and zinc mine were determined. Size for sulfide oxide zone was 5 m wide, 3.4 m high and shape rectangular cross section was determined. For the sulfur zone workshope with a width of 7 meters, height of 3.4 meters and shape rectangular cross section were determined.

Keywords: Cut and fill method, drift and fill method, shape and size of stope, numerical model



Shahrood University of
Technology

Faculty of Mining, Petroleum & Geophysics Engineering

M.Sc Thesis in Mineral Exploitation Engineering

**determination of suitable shape and size of extraction stopes
in cut and fill mining method.
(case study: Anguran Lead and Zinc Mine)**

By: Reza Mohammadi

Supervisors:

Prof. Mohammad Ataei

Dr. Mehdi Noroozi

January, 2020