

سُبْحَانَكَ اللَّهُمَّ رَبِّ السَّمَاوَاتِ
الْأَعْلَى وَالْأَرْضِ وَالْعَرْشِ
الْعَظِيمِ



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

رشته مهندسی معدن گرایش استخراج

پایان نامه کارشناسی ارشد تحت عنوان

تعیین گام تخریب مناسب در معدنکاری جبهه کار طولانی با استفاده از مدل سازی عددی
در معدن زغال سنگ طبس

نگارنده

عماد انصاری ارده جانی

اساتید راهنما

دکتر محمد عطایی

دکتر رامین رفیعی

استاد مشاور

مهندس علی بشری

شهریور ۱۳۹۷

ب

شماره: ۹۷۳۰۵۷
تاریخ: ۹۷/۷/۱۷

باسمه تعالی



مدیریت تحصیلات تکمیلی

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

با نام و یاد خداوند متعال، ارزیابی جلسه دفاع از پایان نامه کارشناسی ارشد آقای عماد انصاری ارده جانی با شماره دانشجویی ۹۵۰۲۱۰۴ رشته مهندسی معدن گرایش استخراج تحت عنوان تعیین گام تخریب مناسب در معدنکاری جبهه کار طولانی با استفاده از مدل سازی عددی در معدن زغال سنگ طبس که در تاریخ ۱۳۹۷/۶/۱۹ با حضور هیأت محترم داوران در دانشگاه صنعتی شاهرود برگزار گردید به شرح ذیل اعلام می گردد:

قبول (با درجه): ☒ حسن ☐ مردود			
نوع تحقیق: ☒ نظری ☐ عملی			
عضو هیأت داوران	نام و نام خانوادگی	مرتبه علمی	امضاء
۱- استاد راهنمای اول	محمد عطایی	استاد	
۲- استاد راهنمای دوم	رامین رفیعی	استادیار	
۳- استاد مشاور	علی بشری	کارشناس ارشد	
۴- نماینده تحصیلات تکمیلی	محمد جهانی چگنی	استادیار	
۵- استاد ممتحن اول	مهدی نوروزی	استادیار	
۶- استاد ممتحن دوم	مرتضی جوادی اصطهباناتی	استادیار	

نام و نام خانوادگی رئیس دانشکده: دکتر محمد عطایی

تاریخ و امضاء و مهر دانشکده:



تقدیر و تشکر

اینک که به سرانجام این کار نائل آمده‌ام بر خود واجب و لازم میدانم از یکایک کسانی که در این راه دست یاری‌ام رسانیده‌اند کمال قدردانی و تشکر را بعمل آورم.

بدین وسیله از زحمات اساتید راهنمای گرانقدرم جناب آقایان دکتر محمد عطایی و دکتر رامین رفیعی نهایت تشکر و قدردانی را دارم، چرا که بدون رهنمودهای این عزیزان قادر به انجام این پایان‌نامه نبودم. همچنین از کارکنان زحمتکش معدن زغال‌سنگ پروده‌ی طبس علی‌الخصوص استاد مشاورم مهندس علی بشری کمال تشکر را دارم. در انتها از دکتر سجاد محمدی، مهندس محمد مهدی کبائریان اصفهانی و مهندس آرش دروشی نیز کمال تشکر را دارم.

تقدیم به

تکیه‌گاه و پناه زندگی‌ام پدر و مادر مهربان و عزیزم

تعهد نامه

اینجانب **عماد انصاری ارده جانی** دانشجوی دوره کارشناسی ارشد دانشکده معدن، نفت ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه: **تعیین گام تخریب مناسب در معدنکاری جبهه کار طولانی با استفاده از مدل سازی عددی در معدن زغال سنگ طبس تحت راهنمایی دکتر محمد عطایی و دکتر رامین رفیعی** متعهد می شوم.

- 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 می باشد و مقالات مستخرج با نام « دانشگاه صنعتی شاهرود » و یا « Shahrood University of Technology » به چاپ خواهد رسید.
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج اصلی پایان نامه تأثیرگذار بوده اند در مقالات مستخرج از پایان نامه رعایت می گردد.
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه ، در مواردی که از موجود زنده (یا بافتهای آنها) استفاده شده است ضوابط و اصول اخلاقی رعایت شده است.
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه، در مواردی که به حوزه اطلاعات شخصی افراد دسترسی یافته یا استفاده شده است اصل رازداری ، ضوابط و اصول اخلاق انسانی رعایت شده است

تاریخ

امضای دانشجو

مالکیت نتایج و حق نشر

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

چکیده

نیاز به شناخت رفتار سقف در زمان تخریب و پیش‌روی پهنه‌ی استخراجی، اصلی‌ترین عامل در اقتصادی بودن روش جبهه‌کار طولانی است. عامل موفقیت در معدنکاری جبهه‌کار طولانی کنترل مناسب و پیش‌بینی رفتار سقف در ناحیه تخریب است. تعیین طول گام تخریب اولیه و دوره‌ای در سقف ناحیه‌ی تخریبی به این مهم کمک بسزایی خواهد کرد. ریزش ناگهانی و پیش‌بینی نشده سقف نه تنها ایمنی کارکنان را به خطر می‌اندازد بلکه موجب تخریب و آسیب تجهیزات استخراج و اجزای نگهدارنده می‌شود و با ایجاد وقفه در عملیات استخراج اقتصادی بودن معدنکاری را با مشکل روبه‌رو می‌کند. روش‌های متعددی مانند روش‌های تجربی، تحلیلی، مدل‌سازی فیزیکی و مدل‌سازی عددی برای تعیین طول گام تخریب اولیه و دوره‌ای وجود دارد. براساس نتایج بدست آمده از روش‌های مختلف توسط محققان و استقبال آنها از روش مدل‌سازی عددی، این روش برای انجام این پایان‌نامه انتخاب شده است. در این پایان‌نامه طول گام تخریب اولیه و دوره‌ای در پهنه‌ی E3 معدن زغال‌سنگ پروده‌ی طبس تخمین زده شده است. تایید شکست در سقف بر اساس معیار ساکورایی انجام گرفته و اعتبارسنجی مدل ساخته شده با مقایسه‌ی داده‌های ابزار دقیق و میزان جابه‌جایی بدست آمده از مدل عددی انجام شده است. بر اساس کار انجام گرفته در این تحقیق طول گام تخریب اولیه ۱۱ متر و طول گام تخریب دوره‌ای ۲/۵ تا ۴/۵ متر تخمین زده شده است. بر اساس مدل‌سازی انجام گرفته در اثر افزایش مدول الاستیسیته میزان جابه‌جایی سقف کاهش یافته است و کاهش مدول الاستیسیته با افزایش جابه‌جایی سقف همراه بوده است. بر اساس این تحلیل می‌توان گفت افزایش مدول الاستیسیته موجب افزایش طول گام تخریب شده و کاهش آن موجب کاهش طول گام تخریب و طول آویزانی سقف در پشت سیستم نگهدارنده خواهد شد.

کلمات کلیدی: معدنکاری جبهه‌کار طولانی، گام تخریب اولیه، گام تخریب دوره‌ای، معیار شکست

ساکورایی

فهرست

۱ فصل اول.....	۱
۱-۱ مقدمه	۲
۲-۱ بیان مسئله	۳
۳-۱ ضرورت انجام تحقیق.....	۵
۴-۱ مراحل انجام تحقیق.....	۶
۵-۱ ساختار پایان نامه	۶
۲ فصل دوم.....	۹
۱-۲ مقدمه	۱۰
۲-۲ روش استخراج جبهه کار طولانی	۱۰
۱-۲-۲ روش جبهه کار طولانی	۱۰
۲-۲-۲ نحوه آماده سازی و استخراج به روش جبهه کار طولانی مکانیزه.....	۱۱
۳-۲ بررسی نحوه توزیع تنش های القایی در روش جبهه کار طولانی	۱۳
۴-۲ بررسی رفتار لایه های سقف در پهنه های روش استخراج جبهه کار طولانی.....	۱۷
۵-۲ بررسی رفتار تخریب لایه های سقف در پی پیش روی سینه کار.....	۲۰
۶-۲ عوامل موثر در تخریب و پایداری سقف بلاواسطه.....	۲۶
۱-۶-۲ ویژگی های زمین شناسی	۲۸

۳۲.....	پارامترهای ذاتی.....	۲-۶-۲
۳۵.....	پارامترهای معدنکاری.....	۳-۶-۲
۳۸.....	پیشینه‌ی تحقیق.....	۷-۲
۳۹.....	روش‌های تجربی.....	۸-۲
۴۱.....	روش‌های تحلیلی.....	۹-۲
۴۴.....	روش‌های عددی.....	۱۰-۲
۵۳.....	جمع بندی.....	۱۱-۲
۵۵.....	فصل سوم.....	۳
۵۶.....	مقدمه.....	۱-۳
۵۶.....	- معدن زغال سنگ پروده طبس.....	۲-۳
۵۶.....	- موقعیت جغرافیایی.....	۱-۲-۳
۵۷.....	شرایط آب و هوایی.....	۲-۲-۳
۵۷.....	راه‌های ارتباطی.....	۳-۲-۳
۵۸.....	- فعالیت‌های اکتشافی منطقه.....	۴-۲-۳
۵۸.....	تاریخچه‌ی مطالعات اکتشافی.....	۵-۲-۳
۶۰.....	- گسترش لایه‌های زغال سنگ.....	۶-۲-۳
۶۰.....	مشخصات لایه‌های زغال سنگ منطقه.....	۷-۲-۳
۶۲.....	معرفی نرم افزار عددی.....	۳-۳
۶۲.....	نرم افزار FLAC3D.....	۱-۳-۳
۶۲.....	مراحل حل مسئله در FLAC3D.....	۲-۳-۳

۳-۳-۳	تعیین مدل رفتاری مناسب.....	۶۶
۴-۳	تعیین خواص توده‌ی سنگ.....	۶۷
۵-۳	نحوه‌ی اعتبار سنجی مدل عددی ساخته شده.....	۶۸
۶-۳	معیار شکست سنگ.....	۷۰
۷-۳	جمع‌بندی.....	۷۱
۴	فصل چهارم.....	۷۳
۱-۴	مقدمه.....	۷۴
۱-۱-۴	انتخاب محدوده مناسب.....	۷۴
۲-۱-۴	مدل رفتاری.....	۷۷
۳-۱-۴	اعمال شرایط مرزی.....	۷۷
۴-۱-۴	اعمال تنش معادل روباره.....	۷۸
۵-۱-۴	تعادل اولیه.....	۷۹
۶-۱-۴	حفاری بازکننده‌های معدن و نصب سیستم‌های نگهداری.....	۸۰
۷-۱-۴	مدل‌سازی پیچ‌سنگ‌های فایبرگلاسی.....	۸۴
۸-۱-۴	- نحوه‌ی مدل‌سازی قاب‌های فلزی.....	۸۶
۹-۱-۴	نحوه‌ی مدل‌سازی سیستم نگهداری قدرتی.....	۸۸
۲-۴	مدل‌سازی استخراج زغال سنگ.....	۹۱
۱-۴	اعتبارسنجی مدل شبیه‌سازی شده.....	۹۶
۲-۴	محاسبه‌ی گام تخریب اولیه.....	۹۷
۱-۲-۴	برش اول.....	۹۸

۲-۲-۴	برش دوم.....	۱۰۲
۳-۲-۴	برش سوم.....	۱۰۵
۴-۲-۴	برش چهارم.....	۱۰۷
۵-۲-۴	برش پنجم.....	۱۱۱
۶-۲-۴	برش ششم.....	۱۱۴
۷-۲-۴	برش هفتم.....	۱۱۵
۸-۲-۴	برش هشتم.....	۱۱۹
۹-۲-۴	برش نهم.....	۱۲۱
۱۰-۲-۴	برش دهم.....	۱۲۴
۳-۴	تعیین گام تخریب دوره‌ای.....	۱۲۹
۴-۴	تحلیل حساسیت بر روی مدول الاستیسیته.....	۱۲۹
۵-۴	جمع‌بندی.....	۱۳۲
۵	فصل پنجم.....	۱۳۵
۱-۵	نتیجه‌گیری.....	۱۳۶
۲-۵	پیشنهادهای.....	۱۳۷
۶	منابع.....	۱۳۹

فهرست شکل‌ها

- شکل ۱-۱-۱ مراحل انجام پایان‌نامه ۶
- شکل ۱-۲-۱ توزیع تنش در اطراف پهنه استخراج جبهه کار طولانی ۱۵
- شکل ۲-۲-۲ توزیع تنش در سقف پهنه استخراج جبهه کار طولانی ۱۷
- شکل ۳-۲-۳ توزیع مجدد فشار طبقات در معدنکاری جبهه کار طولانی ۲۰
- شکل ۴-۲-۴ نشان دهنده فرآیند تخریب و جابه‌جایی لایه‌ها در پی معدنکاری ۲۳
- شکل ۵-۲-۵ نشان دهنده جابه‌جایی رو به پایین و شکم‌دادگی لایه‌ها در اثر معدنکاری ۲۶
- شکل ۶-۲-۶ پارامترهای موثر بر تخریب و طول آویزانی لایه‌های سقف ۲۷
- شکل ۷-۲-۷ نمایی از سقف بلاواسطه شیب‌دار و تجزیه نیروهای وارد بر آن ۳۰
- شکل ۸-۲-۸ رابطه بین محدوده فاکتور تورم و ارتفاع تخریب ۳۵
- شکل ۹-۲-۹ نمایی از پهنه‌های E0 تا E4 معدن زغال‌سنگ پروده‌ی طبس ۳۶
- شکل ۱۰-۲-۱۰ نمایی از سیستم نگهداری و وضعیت اعمال بار آن به لایه‌های سقف و کف ۳۸
- شکل ۱۱-۲-۱۱ مدل ساده سقف بلاواسطه در حین تأثیر وزنی دوره‌ای در حالت افقی ۴۲
- شکل ۱۲-۲-۱۲ مدل تیر سقف بلاواسطه در حین تأثیر وزنی دوره‌ای ۴۲
- شکل ۱۳-۲-۱۳ مقایسه میان نتایج روش عددی و تحلیلی در تایین فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای ۴۴
- شکل ۱۴-۲-۱۴ محاسبه گام اولیه تخریب در مدل‌سازی عددی ۴۹
- شکل ۱۵-۲-۱۵ محاسبه گام تخریب دوره‌ای با استفاده از مدل‌سازی عددی ۴۹
- شکل ۱۶-۲-۱۶ میزان فاصله گام تخریب دوره‌ای به ازای GSI مختلف ۵۰
- شکل ۱-۳-۱-۱ نمای کلی از محدوده پروده‌ی طبس ۵۶
- شکل ۲-۳-۲ روند نمای حل مسئله در نرم‌افزار FLAC3D ۶۵
- شکل ۳-۳-۳ اجزای مختلف ابزار تلتیل درون چال سقف ۶۹
- شکل ۴-۳-۴ نحوه محاسبه جابجایی سقف توسط ابزار تل تیل ۷۰
- شکل ۱-۴-۱ هندسه‌ی ساخته شده در نرم‌افزار FLAC3D ۷۵

- شکل ۲-۴- نمای شمالی-جنوبی و شرقی-غربی مدل ۷۶
- شکل ۳-۴- نمای داخلی پهنه پس از حفر سرمیله و تهمیله ۷۷
- شکل ۴-۴- نمای مدل بلوکی بعد از ثابت کردن مرزها ۷۸
- شکل ۵-۴- نمودار نشان دهنده تعادل نیروهای نامتعادل کننده ۸۰
- شکل ۶-۴- مقادیر تنش Szz پس از تعادل اولیه ۸۰
- شکل ۷-۴- نمای الگوی نصب پیچ سنگ و نمای قاب فلزی ۸۲
- شکل ۸-۴- نمایی از پیچ سنگ های مدل شده برای سرمیله و تمامی پیچ سنگ های مدل شده ۸۳
- شکل ۹-۴- پیچ سنگ های فایبرگلاسی به کار رفته در معدن زغال سنگ پروده ی طبس ۸۵
- شکل ۱۰-۴- نمایی از پیچ سنگ های مدل شده برای نگهداری سرمیله ۸۶
- شکل ۱۱-۴- نمایی از قاب های مدل شده برای بازکننده ی پهنه ۸۷
- شکل ۱۲-۴- نمای نزدیک ابتدای سرمیله پس از نصب پیچ سنگ و قاب فلزی ۸۸
- شکل ۱۳-۴- سیستم های نگهدارنده ی قدرتی معدن زغال سنگ پروده ی طبس ۹۰
- شکل ۱۴-۴- نمایی از پوسته ی طراحی شده به جای سیستم نگهدارنده ۹۰
- شکل ۱۵-۴- کرنش برشی بیشینه در مدل پس از حفر سرمیله و تهمیله ۹۱
- شکل ۱۶-۴- کرنش برشی بیشینه پیرامون تهمیله و سرمیله پس از حفر ۹۲
- شکل ۱۷-۴- جابه جایی قائم در سرمیله و تهمیله پس از حفر ۹۳
- شکل ۱۸-۴- کنتور تنش Szz در سرمیله و تهمیله پس از حفر ۹۳
- شکل ۱۹-۴- جابه جایی قائم در پیچ سنگ ها پس از پیشروی سرمیله ۹۴
- شکل ۲۰-۴- تنش وارده بر دوغاب پیچ سنگ ها پس از حفاری سرمیله و تهمیله ۹۵
- شکل ۲۱-۴- جابه جایی در قاب ها پس از حفر سرمیله و تهمیله ۹۵
- شکل ۲۲-۴- نیروهای وارد بر قاب ها پس از به تعادل رسیدن مدل بعد از حفاری اول ۹۶
- شکل ۲۳-۴- مقایسه ی نمودار جابه جایی های برداشت شده از تل تیل ها و مقادیر تخمین زده شده ۹۷
- شکل ۲۴-۴- کنتور جابه جایی قائم سقف و کف راهروی شریانی ۹۹

- شکل ۴-۲۵- کنتور برشی پیشینه بعد از برش اول در راهروی شریانی..... ۱۰۰
- شکل ۴-۲۶- نیروی نامتعادل کننده در زمان برش اول زغال سنگ..... ۱۰۱
- شکل ۴-۲۷- نمودار جابه جایی نقاط تاریخچه در وسط راهروی شریانی..... ۱۰۱
- شکل ۴-۲۸- کنتور جابه جایی سقف در برش دوم..... ۱۰۲
- شکل ۴-۲۹- کنتور کرنش برشی پیشینه در برش دوم..... ۱۰۳
- شکل ۴-۳۰- کنتور نیروهای نامتعادل کننده..... ۱۰۳
- شکل ۴-۳۱- نمودار نقاط تاریخچه در وسط سقف راهروی شریانی بعد از برش دوم..... ۱۰۴
- شکل ۴-۳۲- کنتور جابه جایی قائم بعد از برش سوم در فضای تخریب..... ۱۰۵
- شکل ۴-۳۳- کنتور کرنش برشی پیشینه در برش سوم در فضای تخریب..... ۱۰۶
- شکل ۴-۳۴- کنتور تنش قائم بعد از برش سوم در فضای تخریب..... ۱۰۶
- شکل ۴-۳۵- نمودار نقاط تاریخچه در وسط سقف راهروی شریانی بعد از برش دوم..... ۱۰۷
- شکل ۴-۳۶- کنتور جابه جایی قائم سقف فضای تخریب بعد برش چهارم..... ۱۰۸
- شکل ۴-۳۷- کنتور کرنش برشی در فضای تخریب در برش چهارم..... ۱۰۹
- شکل ۴-۳۸- کنتور تنش قائم در سقف و کف فضای تخریب در برش چهارم..... ۱۰۹
- شکل ۴-۳۹- جابه جایی نقاط تاریخچه در برش چهارم..... ۱۱۰
- شکل ۴-۴۰- کانتورهای جابه جایی افقی در برش پنجم..... ۱۱۱
- شکل ۴-۴۱- کنتور کرنش برشی در برش پنجم..... ۱۱۲
- شکل ۴-۴۲- کنتور تنش در راستای محور قائم در برش پنجم..... ۱۱۲
- شکل ۴-۴۳- نمودار جابه جایی نقاط تاریخچه در برش پنجم..... ۱۱۳
- شکل ۴-۴۴- کنتور جابه جایی در برش ششم..... ۱۱۴
- شکل ۴-۴۵- نمودار نقاط تاریخچه در سقف ناحیه ی استخراجی در برش ششم..... ۱۱۵
- شکل ۴-۴۶- کنتور جابه جایی در راستای محور قائم در برش هفتم..... ۱۱۶
- شکل ۴-۴۷- کنتور جابه جایی در راستای محور قائم درون ناحیه ی تخریب در برش هفتم..... ۱۱۷

- شکل ۴-۴۸- نواحی‌های الاستیک و برشی پلاستیک ۱۱۷
- شکل ۴-۴۹- نمودار جابه‌جایی قائم نقاط تاریخچه در برش هفتم ۱۱۸
- شکل ۴-۵۰- کنتور جابه‌جایی قائم از نمای بالای پهنه‌ی استخراجی در برش هشتم ۱۱۹
- شکل ۴-۵۱- کنتور جابه‌جایی قائم در برش هشتم ۱۲۰
- شکل ۴-۵۲- نمودار جابه‌جایی قائم نقاط تاریخچه در برش هشتم ۱۲۰
- شکل ۴-۵۳- کنتور جابه‌جایی قائم در نمای بالای پهنه در برش نهم ۱۲۲
- شکل ۴-۵۴- کنتور کرنش برشی بیشینه در ناحیه‌ی تخریب در برش نهم ۱۲۲
- شکل ۴-۵۵- نمودار جابه‌جایی قائم نقاط تاریخچه در برش نهم ۱۲۳
- شکل ۴-۵۶- کنتور جابه‌جایی قائم در نمای بالای پهنه در برش دهم ۱۲۴
- شکل ۴-۵۷- کنتور تنش قائم در ناحیه‌ی تخریب در برش دهم ۱۲۵
- شکل ۴-۵۸- کنتور کرنش برشی بیشینه در ناحیه‌ی تخریب در برش دهم ۱۲۵
- شکل ۴-۵۹- نمودار جابه‌جایی قائم نقاط تاریخچه در برش دهم ۱۲۶
- شکل ۴-۶۰- نمودار جابه‌جایی متوسط کل سقف ناحیه‌ی استخراج شده ۱۲۷
- شکل ۴-۶۱- نمودار جابه‌جایی ناحیه‌ی تخریب شده ۱۲۸
- شکل ۴-۶۲- نمودار جابه‌جایی سقف تا ارتفاع ۳۵ متری ۱۲۸
- شکل ۴-۶۳- مقایسه تغییرات کاهش ۲۰٪ مدول الاستیسیته ۱۳۰
- شکل ۴-۶۴- مقایسه تغییرات کاهش ۱۰٪ مدول الاستیسیته ۱۳۱
- شکل ۴-۶۵- مقایسه تغییرات افزایش ۲۰٪ مدول الاستیسیته ۱۳۱
- شکل ۴-۶۶- مقایسه تغییرات افزایش ۱۰٪ مدول الاستیسیته ۱۳۲

فهرست جداول

جدول ۱-۲- پیشینه تحقیق.....	۵۱
جدول ۱-۳- خواص سنگ بکار رفته در نرم افزار FLAC3D.....	۶۸
جدول ۲-۳- جدول کرنش برشی بحرانی محاسبه شده از رابطه ی ساکورایی.....	۷۱
جدول ۱-۴- ابعاد حفريات انجام گرفته در مدل.....	۷۶
جدول ۲-۴- جدول محاسبه تنش روباره.....	۷۹
جدول ۳-۴- مشخصات مقاومتی رزین.....	۸۲
جدول ۴-۴- پارامترهای مقاومتی پیچ سنگ های فولادی.....	۸۴
جدول ۵-۴- پارامترهای مقاومتی پیچ سنگ های فولادی.....	۸۵
جدول ۶-۴- مشخصات مقاومتی و هندسی تیر آهن ۱۸.....	۸۷
جدول ۷-۴- مشخصات مقاومتی و هندسی تیر آهن ۱۶.....	۸۷
جدول ۸-۴- مشخصات سپر نگهدارنده ی قدرتی.....	۸۹
جدول ۹-۴- مشخصات به کار رفته در پوسته ی طراحی شده بجای سیستم نگهداری قدرتی.....	۸۹
جدول ۱۰-۴- جابه جایی و کرنش برشی در طول راهروی شریانی.....	۱۰۰
جدول ۱۱-۴- جابه جایی و کرنش برشی در طول راهروی شریانی.....	۱۰۴
جدول ۱۲-۴- جابه جایی متوسط و کرنش برشی متوسط سقف در برش سوم.....	۱۰۷
جدول ۱۳-۴- جابه جایی های نقاط تاریخچه در برش پنجم.....	۱۱۰
جدول ۱۴-۴- جابه جایی های نقاط تاریخچه در برش پنجم.....	۱۱۳
جدول ۱۵-۴- جابه جایی های نقاط تاریخچه در برش ششم.....	۱۱۵
جدول ۱۶-۴- مقدار جابه جایی قائم در نقاط تاریخچه و میزان کرنش برشی سقف در برش هفتم.....	۱۱۸
جدول ۱۷-۴- مقدار جابه جایی قائم در نقاط تاریخچه و میزان کرنش برشی متوسط سقف در برش هشتم.....	۱۲۱
جدول ۱۸-۴- مقدار جابه جایی قائم در نقاط تاریخچه و میزان کرنش برشی سقف در برش نهم.....	۱۲۳

جدول ۴-۱۹- مقدار جابه‌جایی قائم در نقاط تاریخچه و میزان کرنش برشی سقف در برش دهم..... ۱۲۶

جدول ۴-۲۰- طول تخریب دوره‌ای در هر برش..... ۱۲۹

جدول ۴-۲۱- جابه‌جایی سقف در پی تغییرات مدول الاستیسیته سقف..... ۱۳۲

کلیات

بشر همواره در پی رشد، توسعه و ترقی بوده و اساس این خواسته دستیابی به دانش، فناوری، سرمایه (مالی و انسانی) و منابع انرژی است. با گذشت سالیان و پیشرفت‌های تکنولوژی در بکارگیری سوخت‌های پاک برای تأمین منابع انرژی، کماکان سوخت‌های فسیلی از جمله زغال سنگ تأمین کننده اصلی منابع انرژی برای حصول این خواسته هستند. معدنکاران همواره در پی بکارگیری و ابداع روش‌های جدید معدنکاری برای کاهش هزینه‌های استخراجی و استحصال ماده معدنی با و افزایش درآمد معادن بوده و معدنکاری زغال سنگ نیز از این قضیه مستثنی نیست. با تکامل جوامع بشری و مطرح شدن مفاهیم و مسائلی از قبیل حقوق بشر، حقوق شهروندی و حقوق کارگران و آشنایی مردم با این مفاهیم، سندیکاهاى وابسته به اقشار صنفی و زحمت‌کشان جامعه برای حصول و طلب این حقوق و منافع از دولت‌ها شکل گرفته است. سندیکای کارگری برای حفظ منافع کارگران چه در معادن و چه در صنعت شکل گرفته و اصلی‌ترین خواسته‌ی آنها تأمین ایمنی در حین کار و بهبود شرایط اقتصادی این قشر است. لذا با توجه به مطالب گفته شده در معدنکاری علاوه بر مسائل اقتصادی باید به ایمنی و جان کارگران و مهندسين در حین انجام کار توجه ویژه‌ای شود.

با گذشت سالیان و استخراج منابع سطحی مواد معدنی، و افزایش روز افزون تقاضا برای این تولیدات و محدودیت‌های کاربردی معدنکاری سطحی، به کارگیری روش‌های معدنکاری زیرزمینی برای استحصال ذخایر بیشتر و ارضای نیاز بازار امری اجتناب ناپذیر است. از میان روش‌های استخراج زیرزمینی تنها دو روش جبهه‌کار طولانی برای استخراج زغال سنگ و تخریب بلوکی برای استخراج ذخایر فلزی از دیدگاه هزینه‌های استخراج، توان رقابت با روش‌های متناظر خود در معدنکاری سطحی را دارند. روش‌های تخریبی نسبت به سایر روش‌های زیرزمینی برای شروع تولید نیازمند آماده‌سازی بیشتری بوده و در نتیجه عملیات ایجاد بلوک‌ها و پهنه‌های استخراجی در این روش‌ها هزینه‌های بیشتری را نسبت به سایر روش‌های زیرزمینی به معدنکار تحمیل می‌کند، اما نرخ بالای تولید و هزینه‌ی استخراج کمتر هر تن

ماده معدنی امکان اجرای آنها را ممکن ساخته است (عطایی, ۱۳۹۴).

روش جبهه کار طولانی یک روش استخراج زیرزمینی تخریبی بوده که برای استخراج کانسارهای لایه‌ای با شیب (۲۰-۰ درجه) و ضخامت کم (۵-۰/۹ متر) به کار می‌رود. این روش از دیدگاه بهره‌برداری یک روش بزرگ مقیاس بوده و هزینه استخراجی پایینی دارد. امروزه روش جبهه کار طولانی به‌طور گسترده‌ای در استخراج ذخایر زیرزمینی زغال‌سنگ مورد استفاده قرار گرفته است. یکی از مهم‌ترین مزایای این روش قابلیت مکانیزاسیون و در نتیجه تولید بالای آن است. علاوه بر ضخامت و شیب کم ماده‌ی معدنی، قابلیت تخریب لایه‌های کمر بالای ماده‌ی معدنی نیز در اجرای مناسب این روش مؤثر است. به عبارتی می‌توان گفت برای اجرای مناسب و ایمن روش جبهه کار طولانی، شناخت رفتار و ویژگی‌های لایه‌های سقف و کمر بالای پهنه استخراجی در حین پیش‌روی سینه کار امری مهم و کلیدی است (عطایی, ۱۳۹۴).

۲-۱ بیان مسئله

روش جبهه کار طولانی از دیدگاه بهره‌برداری یک روش بزرگ مقیاس بوده و هزینه استخراج پایینی دارد. این روش در مقایسه با سایر روش‌های زیرزمینی، با توجه به آماده‌سازی مشخص، تناژ استخراجی بالاتری دارد. در نتیجه مانند تمام روش‌های معدنکاری اعم از روباز و زیرزمینی تلاش می‌شود با بهینه کردن هزینه‌های آماده‌سازی و خرید تجهیزات، بیش‌ترین سود نصیب معدن شود. اصلی‌ترین عامل تعیین کننده در میزان اقتصادی بودن معدنکاری جبهه کار طولانی، کنترل سقف و انتخاب روش مناسب نگهداری آن است. بسته به نوع معدنکاری جبهه کار طولانی (سنتی یا مکانیزه) روش و نوع سیستم نگهداری سقف متفاوت است.

در روش جبهه کار طولانی در اثر تنش‌های القایی، منطقه معدنکاری شده به چهار منطقه بکر، منطقه تأثیر، منطقه انبساط (تخریب سقف در این ناحیه رخ می‌دهد) و منطقه جابه‌جایی کامل تقسیم می‌شود.

ریزش ناگهانی و پیش‌بینی نشده سقف نه تنها ایمنی کارکنان را به خطر می‌اندازد بلکه موجب تخریب و آسیب تجهیزات استخراج و اجزای نگهدارنده می‌شود و با ایجاد وقفه در عملیات استخراج عملاً اقتصادی بودن معدنکاری را با مشکل روبه‌رو می‌کند. عامل موفقیت در معدنکاری جبهه‌کار طولانی کنترل مناسب و پیش‌بینی رفتار سقف در ناحیه انبساط (فضای استخراج شده بین جبهه‌کار و پایه‌های حفاظتی راهروها و بازکننده‌های اصلی) است. بنابراین با شناخت رفتار لایه‌های سقف و تعیین زمان ریزش و ضربه حاصل از اولین ریزش و ریزش‌های دوره‌ای می‌توان سیستم نگهداری مناسب را برای معدنکاری انتخاب کرد.

در انتخاب سیستم نگهدارنده نوع روش معدنکاری جبهه‌کار طولانی دخیل بوده و علاوه بر آن باید عواملی چون سقف بلاواسطه^۱، ارتفاع تخریب، تأثیر وزنی سقف (دوره‌ای و اولیه)، شیب لایه، ضخامت لایه، شرایط زمین‌شناسی و تکتونیکی و شرایط کف در نظر گرفته شود. اما مسئله مهم در انتخاب سیستم نگهداری تعیین میزان حداکثر باری است که بر نگهدارنده وارد می‌شود و باید نگهدارنده را بر اساس این میزان بار طراحی کرد. از آنجایی که حداکثر بار وارده بر سیستم نگهدارنده در زمان اولین تأثیر وزنی روی می‌دهد، تعیین اولین گام تخریب (حداکثر فاصله میان دوپل آماده‌سازی و جبهه‌کار زغال‌سنگ) برای محاسبه میزان بار وارده و زمان اعمال ضربه بر سیستم نگهداری ضروری است. پس از این میزان حداکثری، سقف به صورت دوره‌ای در فواصل مشخص و یک اندازه ریزش می‌کند که بار ضربه‌ای کمتری نسبت به اولین تأثیر وزنی سقف بر سیستم نگهداری وارد می‌شود.

با مکانیزه کردن معدنکاری، نرخ تولید و سرعت پیشروی بیشتر می‌شود. با افزایش نرخ تولید (تا یک بازه محدود و مشخص) هزینه استخراج هر تن ماده معدنی کاهش یافته و نرخ بازگشت سرمایه افزایش می‌یابد. افزایش سرعت پیشروی بیانگر این است که سیستم نگهداری در بازه‌های زمانی کوتاه‌تری باید

^۱ Immediate roof

به جلو حرکت کند و به سقف اجازه ریزش دهد. سیستم نگهداری در فاصله‌ای از جبهه کار قرار دارد که کمترین فشار وارده از سمت سقف بر آن وارد می‌شود. با تعیین گام تخریب (فاصله دو تأثیر وزنی متوالی سقف) می‌توان حداکثر فاصله نگهدارنده از جبهه کار را تعیین کرد تا تحت اثر کمترین بار وارده از سمت سقف قرار گیرد. در نتیجه می‌توان تعیین کرد که نگهدارنده در چه فاصله‌ای از جبهه کار باید به جلو حرکت کند و به سقف اجازه ریزش دهد. تعیین زمان مناسب برای حرکت سیستم نگهداری مسئله مهمی در معدنکاری جبهه کار طولانی به شمار می‌رود. این بدان معنا است که بازه‌های بارگذاری و باربرداری بر نگهدارنده کمتر شده و تحت این چرخه، سیستم نگهداری نباید دچار خستگی شود و تاب این چرخه اعمال بار را داشته باشد. همچنین توانایی جابه‌جایی سیستم باید بالا باشد به‌طوری که تغییر مکان و مستقر کردن سیستم در جایگاه جدید به آسانی صورت پذیرد (عطایی، ۱۳۹۴).

۳-۱ ضرورت انجام تحقیق

ریزش ناگهانی و پیش‌بینی نشده سقف نه تنها ایمنی کارکنان را به خطر انداخته بلکه موجب تخریب و آسیب وسایل و تجهیزات استخراج و اجزای نگهدارنده می‌شود و با ایجاد وقفه در عملیات استخراج عملاً اقتصادی بودن معدنکاری را با مشکل روبه‌رو می‌کند. عامل موفقیت در معدنکاری جبهه کار طولانی کنترل مناسب و پیش‌بینی رفتار سقف در ناحیه انبساط است. بنابراین با شناخت رفتار لایه‌های سقف و تعیین زمان ریزش و ضربه حاصل از اولین ریزش و ریزش‌های دوره‌ای می‌توان سیستم نگهداری مناسب را برای معدنکاری انتخاب و طراحی کرد. با محاسبه گام تخریب اولیه و زمان وقوع آن در معدن زغال‌سنگ طبس، نه تنها می‌توان ایمنی کارگاه را برای کارکنان و تجهیزات بالا برد بلکه با اطلاع از حداکثر بار وارده بر نگهدارنده و طراحی مناسب نگهدارنده می‌توان در هزینه‌های خرید تجهیزات برای معدنکاری صرفه‌جویی کرد. و با محاسبه گام تخریب دوره‌ای و تعیین زمان مناسب جابه‌جایی نگهدارنده، عمر مفید نگهدارنده را بالاتر برد.

۴-۱ مراحل انجام تحقیق

مراحل انجام پایان نامه در شکل ۱-۱ نشان داده شده است.



شکل ۱-۱ مراحل انجام پایان نامه

۵-۱ ساختار پایان نامه

پایان نامه پیش‌رو در پنج فصل کلی تدوین شده است. در فصل اول کلیات، بیان مسئله، ضرورت

انجام تحقیق و مراحل انجام کار شرح داده شده است. فصل دوم پایان‌نامه به مبانی کار و پیشینه‌ی

تحقیقات صورت گرفته پیرامون موضوع مورد تحقیق، اختصاص داده شده است. معرفی مطالعه‌ی موردی، ابزار و اطلاعات در دسترس و بکارگرفته شده در تألیف و انجام پایان‌نامه در فصل سوم آورده شده است، و فصل‌های چهارم و پنجم به ترتیب به نحوه‌ی انجام کار و نتیجه‌گیری از تحقیق می‌پردازند.

مبانی و پیشینه تحقیق

در این فصل به بررسی و آشنایی با روش جبهه کار طولانی، تخریب در سقف پهنه‌های روش جبهه کار طولانی و نحوه‌ی گسترش تخریب در سقف پرداخته می‌شود. در ادامه‌ی فصل پیشینه‌ی تحقیق و کار محققان پیشین پیرامون این کار بررسی شده‌است.

۲-۲ روش استخراج جبهه کار طولانی

۱-۲-۲ روش جبهه کار طولانی

روش جبهه کار طولانی برای نخستین بار در قرن هفدهم میلادی در معادن زغال سنگ انگلستان ابداع شد و سپس در سراسر کشورهای تولید کننده زغال سنگ بجز ایالات متحده آمریکا بکار رفت. در آمریکا به دلیل وجود ذخایر عظیم زغال سنگ و شرایط خاص زمین شناسی و لایه‌های در برگیرنده زغال استفاده از روش اتاق و پایه مرسوم بود، اما با پیشرفت تکنولوژی و ابداع و توسعه ماشین آلات معدنی از قبیل نوار نقاله‌های متحرک، انعطاف پذیر و داری محافظ، ماشین استخراج مداوم با سرعت بالا، افزایش راندمان و پیوستگی تولید و امکان مکانیزاسیون روش جبهه کار طولانی و بازیابی بالای ماده‌ی معدنی نسبت به روش اتاق پایه، این کشور نیز به استفاده از این روش استخراج در معادن زیرزمینی زغال سنگ خود روی آورد، به طوری که بین سالهای ۱۹۸۰ تا ۱۹۹۳ میلادی رشد چشمگیر ۳۵ درصدی در استفاده از روش جبهه کار طولانی در این کشور به چشم می خورد. از دیگر کشورهای تولید کننده زغال سنگ که به تازگی به استفاده از این روش روی آورده، هندوستان است. بالغ بر ۸۱ درصد ذخایر زغال سنگ هند به صورت روباز استخراج شده و تنها چیزی در حدود ۱۹ درصد آن به صورت زیرزمینی استخراج می شود که از این میزان روش اتاق و پایه بیشترین سهم تولید را دارد. هند نیز از معضل تقاضای زیاد صنایع خود برای زغال سنگ مستثنی نبوده و برای پاسخ به این نیاز و با وجود افزایش نگرانی‌ها پیرامون آلودگی‌های زیست محیطی معادن روباز، کاهش ذخایر کم عمق و کمبود زمین مناسب جهت تخلیه روباره و باطله معادن روباز، به استفاده از روش جبهه کار طولانی برای بقای صنعت معدن‌ها خود روی

آورده است. بکارگیری مناسب این روش تنها از طریق برنامه‌ریزی قابل اعتماد و اجرای ایمن روش جبهه‌کار طولانی در شرایط گوناگون لایه‌ها به ویژه شرایط نامساعد و سخت تخریبی ممکن می‌شود که آن نیز نیازمند مطالعه و درک بهتر رفتار تخریبی سقف پهنه‌های استخراجی و اندرکنش میان سقف پهنه‌ها و نگهدارنده‌های سقف پهنه در طی پیشروی سینه‌کار است (عطایی، ۱۳۹۴).

۲-۲-۲ نحوه آماده سازی و استخراج به روش جبهه‌کار طولانی مکانیزه

پس از انتخاب و حفر بازکننده معدن (شفت، تونل شیبدار و ...)، راهروهای اصلی، درون ماده‌ی معدنی و در امتداد گسترش لایه‌ی زغال‌سنگ (در امتداد یال افقی با بیش‌ترین طول) حفر می‌شوند. سپس از این راهروها، راهروهای پهنه‌ای به‌صورت عمود بر محور اصلی راهروهای اصلی حفر شده و ماده‌ی معدنی را به قطعاتی بزرگ و مستطیل شکل به نام پهنه، تقسیم می‌کنند. برای تکمیل ابعاد پهنه و انجام تهویه‌ی کارگاه‌های استخراجی در حین استخراج، راهروهای شریانی^۱ (مرزی) حفر شده و عرض پهنه را شکل می‌دهند. در حالی که راهروهای پهنه‌ای در امتداد طول پهنه حفر شده و در صورت لزوم توسط پایه‌های زنجیری در برابر تنش‌های القایی ناشی از معدنکاری و ریزش سقف پهنه‌ی استخراجی محافظت می‌شوند و برای انتقال تجهیزات، تهویه و باربری مورد استفاده قرار می‌گیرند. علاوه بر این، پایه‌های زنجیری^۲ در تهویه‌ی مناسب کارگاه‌های استخراج کاربرد دارند. ارتفاع پهنه نیز برابر با ارتفاع استخراج و یا به‌عبارتی معادل ضخامت لایه زغال‌سنگ (۰/۹ - ۳ متر) است (عطایی، ۱۳۹۴).

همانطور که گفته شد راهروهای پهنه‌ای برای انجام تهویه، انتقال تجهیزات و باربری مواد معدنی مورد استفاده قرار می‌گیرند. به راهروی پهنه‌ای که انتقال هوای آلوده کارگاه و باربری مواد معدنی از آن

^۱ Bleeder

^۲ Chain pillar

صورت گرفته است راهروی خروجی، سرمیله^۱ و یا ورودی اصلی گفته شده و راهروی دیگر که هوای تازه از آن عبور می کند راهروی فرعی و یا زیرمیله^۲ نامیده می شود. در صورتی که شیب لایه به ۳۰ درجه و بیشتر برسد، اختلاف ارتفاع میان دو راهروی پهنه ای بیشتر شده و مواد معدنی استخراج شده تحت نیروی ثقل خود آسان تر حرکت کرده و به راهروی پایین می ریزند در این حالت راهروی پایین راهروی بارگیری و باربری ماده ی معدنی خواهد بود (عطایی، ۱۳۹۴).

ابعاد راهروهای اصلی در روش جبهه کار طولانی مکانیزه به دلیل انتقال و نصب آسان نگهدارنده ها و ماشین آلات استخراجی، بسیار بزرگتر از راهروها در روش سنتی است. برای نگهداری و محافظت راهروهای اصلی در برابر تنش های القایی ناشی تخریب سقف پهنه ها و سایر حفاریات زیرزمینی پایه هایی از جنس ماده ی معدنی برجای می گذارند، به این پایه ها که ابعادی بزرگتر از پایه های زنجیری داشته و تنها در اطراف راهروهای اصلی قرار دارند، پایه های حائل گفته می شود و وظیفه ی به حداقل رساندن تأثیرات منفی پهنه های مجاور، جلوگیری از هجوم آب های زیرزمینی، گازهای سمی و قابل اشتعال به کارهای معدنی و جلوگیری از تداخل تنش بین کارهای معدنی مجاور را دارند (عطایی، ۱۳۹۴).

پس از آماده سازی پهنه استخراجی بسته به انتخاب روش استخراج پسترو (جهت استخراج از راهروی شریانی به سمت راهروی اصلی) و یا پیشرو (جهت استخراج از راهروی اصلی به سمت راهروی شریانی) تجهیزات معدنکاری به فضای آماده سازی شده منتقل می شوند. این فضا بخشی از پهنه ی استخراجی بوده که در پشت پایه های حائل قرار گرفته است و سقف و دیوارهای آن توسط نگهدارنده های موقت از قبیل انواع پیچ سنگ های رزینی، دوغابی و یا اصطکاکی و قاب های فلزی تحکیم و نگهداری شده است تا فضای لازم جهت نصب تجهیزات استخراج (رنده یا شیرر)، باربری (ناو زنجیری) و نگهدارنده سقف در

^۱ Main gate

^۲ Tail gate

حین پیشروی را فراهم آورد (عطایی, ۱۳۹۴).

۳-۲ بررسی نحوه توزیع تنش‌های القایی در روش جبهه‌کار طولانی

با حفر هر سازه زیرزمینی در لایه‌های سنگی و خاکی زمین متناسب با شکل و ابعاد سازه، وضعیت تنش‌های برجا در منطقه و لایه‌های پیرامونی آن تغییر می‌کند و موجب تغییر شکل، حرکت و یا شکست در لایه‌های پیرامونی سازه می‌شود. این تغییر شکل‌ها در لایه‌های پیرامون سازه تا رسیدن به یک حالت پایدار ادامه خواهد داشت. به عبارتی سنگ‌های پیرامون سازه تا رسیدن به حالتی که بتوانند تنش‌های القایی ناشی از حفر فضای زیرزمینی را تحمل کنند، تغییر شکل می‌دهند. این تغییر شکل ممکن است برگشت‌پذیر^۱ نباشد و منجر به تغییر شکل‌های دائم^۲ در توده‌سنگ دربرگیرنده سازه شود. شکست و تغییر شکل در سنگ‌های دربرگیرنده سازه و حرکت لایه‌های روباره، بر روی پایداری سازه‌ی زیرزمینی تأثیر مستقیم داشته و موجب شکست و ریزش در سقف و دیواره، در سنگ‌های سخت^۳ و خزش^۴ و آماس در سنگ‌های نرم^۵ می‌شود که عمدتاً به صورت بالا آمدن کف و یا مچاله شدن کل سازه مشاهده خواهد شد (عطایی, ۱۳۹۴).

برای درک بهتر مفهوم تنش‌های القایی و باز توزیع تنش‌های برجا، سازه‌ی زیرزمینی را به صورت تکه چوبی استوانه‌ای شکل که عمود بر مسیر جریان آب قرار گرفته است، در نظر بگیرید. بدنه‌ی استوانه‌ای تکه چوب سدی را در برابر جریان آب ایجاد می‌کند که موجب تغییر جهت جریان آب و لغزش جریان آب از روی بدنه استوانه‌ای می‌شود این عمل موجب تراکم و تجمع جریان در دو سمت بدنه چوب خواهد

^۱ Elastic

^۲ Plastic

^۳ Brittle

^۴ Creep

^۵ Ductile

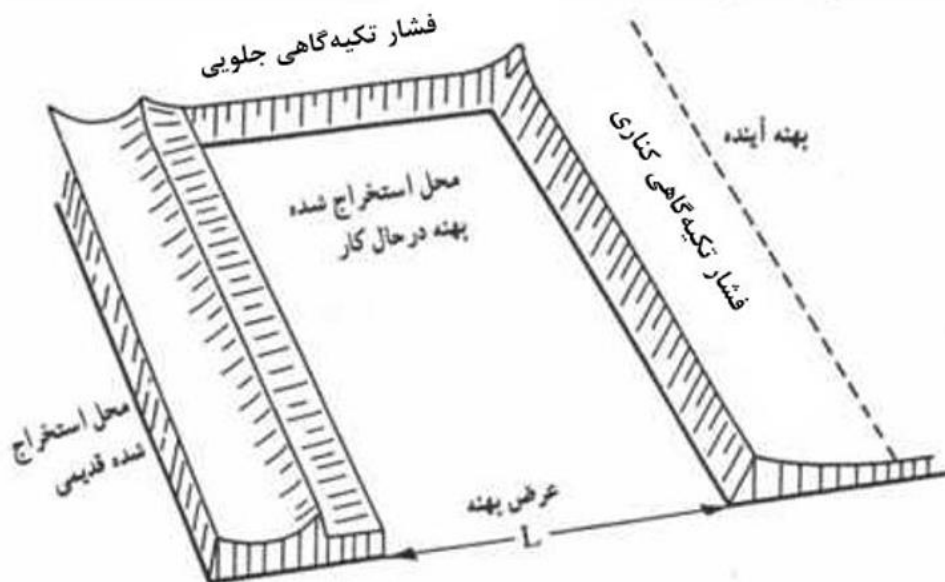
شد. همین اتفاق در اثر حفر یک سازه زیرزمینی برای تنش‌های برجای منطقه می‌افتد و موجب تغییر در جهت و مقدار تنش‌های برجا و تمرکز تنش در پیرامون سازه حفاری شده می‌شود. این تغییر تنش‌ها موجب اعمال تنش فشاری در دیواره و تنش کششی در سقف فضای زیرزمینی خواهد شد (عطایی، ۱۳۹۴).

بر اساس توضیحات داده شده، حفر هر سازه‌ی زیرزمینی یک منطقه تأثیر بسته به شعاع هیدرولیکی سازه در پیرامون آن ایجاد می‌کند که لایه‌های پیرامونی را دستخوش تغییر شکل، جابه‌جایی و ریزش خواهد کرد. با فاصله گرفتن از سازه محدوده تأثیر نیز کمتر خواهد شد. تأثیرات وارده بر لایه‌های سنگی و خاکی علاوه بر خود سازه، سازه‌های پیرامونی را نیز تا یک محدوده خاص تحت الشعاع قرار می‌دهد. در اثر معدنکاری جبهه‌کار طولانی و استخراج لایه زغال‌سنگ یک فضای بزرگ بدون نگهداری ایجاد می‌شود، همانگونه که بیان شد حفر این فضا وضعیت تعادل تنش‌های برجای منطقه را برهم زده و موجب باز توزیع تنش‌های برجا در منطقه می‌شود. لایه‌ی زغال‌سنگی که پیشتر وزن روباره را تحمل می‌کرده است برداشته شده و بارهای ناشی از وزن روباره و تنش‌های افقی بر روی پایه‌های کناری و سینه‌کار می‌افتد. هرچه ابعاد این فضای خالی بزرگتر باشد شدت بارهای وارده بر سینه‌کار و پایه‌های حائل و زنجیری بیشتر خواهد بود. به این نواحی پایه و به فشارهای بیش از فشار اولیه، فشارهای پایه‌ای^۱ گفته می‌شود. آن بخش از بار که به جلوی کارگاه استخراج منتقل می‌شود، بسیار زیاد بوده و به همین علت یک بخش پر فشار در این ناحیه بوجود می‌آید. توزیع دوباره تنش‌ها در کارگاه استخراج سبب بروز تمرکز تنش شدید در نقاط متعددی در اطراف جبهه‌کار می‌شود. این امر همانند یک تیر ساده با دو تکیه‌گاه در دو سر آن در ناحیه استخراج شده عمل می‌کند، بگونه‌ای که لایه‌ی سقف همان تیر و یکی از پایه‌های این تیر ماده معدنی استخراج نشده در جلو سینه‌کار و پایه دیگر مواد پر کننده فضای

^۱ Abutment pressure

استخراج شده است (Zipf and Bieniawski, 1987). شکل ۱-۲ نشان‌دهنده‌ی توزیع تنش‌ها در اطراف پهنه‌ی استخراجی به‌روش جبهه‌کار طولانی است.

ویتاکر و سینگ نشان دادند که تغییرات تنش در فاصله ۸۰ متری جلوی جبهه‌کار آغاز شده و مقدار حداکثر تنش بسته به خواص سنگ‌ها و تنش‌های برجای منطقه، در فاصله ۱ تا ۳ متری جبهه‌کار، ۴ تا ۵ برابر تنش روباره خواهد شد. این تنش مسئله مهمی در نگهداری راهروهای بالا و پایین کارگاه استخراج محسوب می‌شود. به‌طور کلی در فاصله ۳۰ متری از جبهه‌کار مولفه قائم تنش‌ها ابتدا به آهستگی و آهنگی کند، نسبت به فشار روباره افزایش می‌یابد و سپس اوج می‌گیرد تا به حد ماکزیمم خود برسد. فاصله میان جبهه‌کار استخراجی تا ابتدای منطقه تخریب (منطقه پر شده توسط مواد پرکننده)، یک منطقه کاهش تنش است. این در حالی است که بار موثر بر سقف این قسمت، به مراتب کمتر از بار اولیه ناشی از روباره خواهد بود.



شکل ۱-۲- توزیع تنش در اطراف پهنه استخراج جبهه‌کار طولانی (Bieniawski, 1987)

پس از اینکه بار در حد فاصل ناحیه پر تنش و کم تنش به حداقل مقدار خود رسید، مجدداً به

آهستگی افزایش می‌یابد. این افزایش بار همچنان ادامه خواهد داشت تا در فاصله چند صد متری از جبهه کار دوباره به مقدار اولیه خود برسد. فشار وارده بر سینه کار و فشار وارده بر پایه‌های کناری پهنه، با دور شدن از لبه پهنه و سینه کار به صورت نمایی کاهش یافته و در فاصله معینی به مقدار متوسط فشار مواد پوششی اولیه می‌رسد. این شرایط تنها برای وضعیت تنش‌های هیدرواستاتیک صادق بوده و هر چه میزان تنش‌های افقی بیشتر شود، میزان حداکثر تنش نیز کمتر خواهد شد. زیرا در اثر تنش‌های افقی درزه‌های لایه‌ها در یکدیگر چفت شده و همانند یک تیر سنگی یکپارچه عمل می‌کنند و نیروی وزن لایه در دو سر این تیر وارد می‌شود. رایت^۱ معتقد بود که تنش افقی برج‌ها طول تیر را در برابر کمانش، شکستن و خرد شدن افزایش می‌دهد (Wright, 1974). ناگفته نماند که افزایش تنش‌های برج‌های افقی تا محدوده‌ی خاصی موثر بوده و اگر مقدار آن بیشتر از حد مقاومت تیر سنگی باشد موجب شکستگی و گسیختگی در وسط تیر سنگی و لغزش در دو سر آن خواهد شد. حداکثر تنش در تیر با افزایش مدول کشسانی (یانگ) تیر سنگی افزایش پیدا می‌کند. با این حال، تنش افقی برج‌های بسیار بزرگ، پایداری تیر را به خطر انداخته و ممکن است حالت شکست تیرها با افزایش تنش افقی از کمانش به خرد شدن تغییر کند. شکل ۲-۲ توزیع تنش‌ها در لایه‌های سقف و سینه کار روش جبهه کار طولانی را نشان می‌دهد.

^۱ Wright



شکل ۲-۲- توزیع تنش در سقف پهنه استخراج جبهه کار طولانی (Bieniawski, 1987).

در پایان باید گفت هر چه فاصله میان سینه کار و پایه‌های حائل بیشتر شود فشار وارده بر پایه‌ها افزایش می‌یابد. به‌منظور کاهش این فشار و جلوگیری از آسیب راهروهای اصلی و آسیب سیستم نگهدارنده سقف در روش جبهه کار طولانی و حفظ پایداری سینه کار باید در سقف پهنه استخراجی تخریب صورت گیرد.

۴-۲ بررسی رفتار لایه‌های سقف در پهنه‌های روش استخراج جبهه کار طولانی

در روش جبهه کار طولانی در اثر تنش‌های القایی و در نتیجه حرکت لایه‌ها، منطقه معدنکاری شده به چهار منطقه انبساط (تخریب سقف در این ناحیه رخ می‌دهد)، منطقه جابه‌جایی کامل، منطقه تأثیر و منطقه بکر تقسیم می‌شود (Bieniawski, 1987).

منطقه انبساط^۱ از چند متری جلو جبهه کار شروع شده و تا انتهای فضای استخراج شده ادامه دارد. سقف پهنه در این ناحیه تحت تنش‌های القایی در اثر معدنکاری و وزن لایه‌های بالایی دستخوش تغییر شکل دائمی و برگشت ناپذیر خواهد شد. ارتفاع این منطقه در ناحیه سقف در حدود ۵۰ برابر ارتفاع

^۱ Dilatio zone

کارگاه استخراج و در کف کارگاه، عمق ۳ تا ۹ متری را شامل می‌شود.

منطقه جابه‌جایی کامل^۱ در بالای منطقه انبساط واقع شده و سنگ این ناحیه دستخوش تغییر شکل‌های الاستیک و پلاستیک است. وزن این ناحیه توسط لایه‌های زیرین و قسمت‌های تخریب شده از سنگ سقف که در ناحیه استخراج شده پس از تخریب انباشت شده است تحمل می‌شود. سنگ در این ناحیه در اثر استخراج پهنه مجاور نیز حرکت اضافی نخواهد کرد. مسئله مهم در طراحی پهنه، محاسبه عرض مناسب پهنه برای نگهداری توده سنگ منطقه جابه‌جایی کامل در ناحیه تخریب است.

منطقه بکر در فاصله چند صد متری از کارگاه واقع شده و میزان تنش‌ها در این منطقه معادل تنش‌های پیش از معدنکاری است.

منطقه تأثیر^۲ بین ناحیه بکر و فاصله چند متری اطراف کارگاه استخراج قرار داشته و میزان تنش‌های فشاری در این منطقه بیشتر از منطقه بکر خواهد بود. این منطقه تا محدوده‌ی مشخصی در زیر ناحیه انبساط در کف کارگاه نیز قرار دارد.

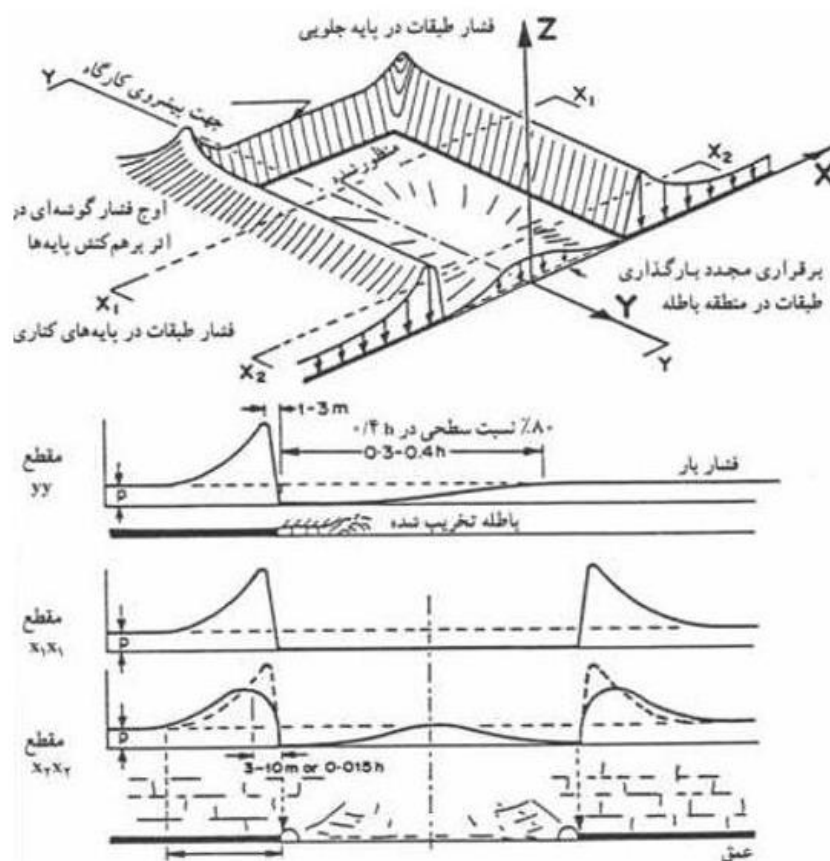
سقف پهنه‌های استخراجی ترکیبی از لایه‌های سنگی با ویژگی‌ها و خواص متفاوت زمین‌شناسی و مکانیکی است. در اثر فعالیت‌های تکتونیک در لایه‌های سنگی ناپیوستگی‌هایی بوجود آمده است، معدنکاری جبهه کار طولانی موجب گسترش و ایجاد ترک‌های جدید در این لایه‌ها خواهد شد. استخراج زغال سنگ لایه‌های سقف پهنه را از پایین به سمت سطح زمین از یکدیگر جدا کرده و موجب تغییر شکل آنها می‌شود. این جداشدگی به‌گونه‌ای است که تنها نیروی‌های افقی بر این لایه‌ها وارد شده و تأثیر نیروی وزن لایه‌های بالایی (مولفه عمودی نیرو) بر آنها صفر می‌شود. این تغییر شکل و جابه‌جایی

^۱ Complete displacement zone

^۲ Influence zone

لایه‌ها در سطح زمین به صورت نشست رخمون خواهد داشت. در نتیجه، بروز نشست در معدنکاری جبهه کار طولانی امری اجتناب ناپذیر خواهد بود.

لایه‌های زیرین جدا شده‌ی سقف که به صورت یک تیر سنگی عمل می‌کنند، تحت نیروی وزن خود به سمت فضای خالی ایجاد شده در پی معدنکاری شکم داده و در قسمت زیرین خود دچار کشش و در قسمت بالایی متراکم و فشرده می‌شوند (Das, ۲۰۰۰). در اثر این شکم‌دادگی درزه‌های برشی در تیر سنگی گسترش یافته و از آنجایی که مقاومت کششی لایه‌ها در جهت عمود بر صفحه درزه‌ها صفر است، لایه سقف تحت نیروی وزن خود به درون فضای خالی ایجاد شده فرو می‌ریزد. با ریزش سقف تمرکز تنش ناشی از فشار پایه‌ای وارده بر پایه‌ها و سینه کار به طور چشم‌گیری کاهش می‌یابد. ابعاد ذرات تخریبی به جنس لایه‌های سنگی و ارتفاع استخراج بستگی دارند. این تخریب تا پر شدن کامل فضای استخراج شده ادامه خواهد داشت. در حالتی که سنگ سقف بسیار کُشان بوده و دچار تخریب و شکست نشود لایه‌های سقف به آرامی در پی پیشروی جبهه کار بر روی کف کارگاه استخراج شده می‌خوابد و رفته‌رفته از فشار پایه‌ای بر پایه‌های پیرامونی کارگاه کاسته می‌شود. پس از این تخریب و ریزش سقف پهنه، لایه‌های سقف به طور متفاوتی تحت تأثیر قرار می‌گیرند که این تغییرات به عوامل متعددی از قبیل: مقاومت، ضخامت و تعداد لایه‌های سنگی سقف از یک سو، و ضخامت لایه‌های روباره، ارتفاع لایه استخراج شده، عرض و طول پهنه استخراجی از سوی دیگر بستگی دارد. شکل ۲-۳ نشان دهنده باز توزیع تنش‌ها در پی معدنکاری جبهه کار طولانی است.



شکل ۳-۲- توزیع مجدد فشار طبقات در معدنکاری جبهه کار طولانی (Jeremic, 1985).

۵-۲ بررسی رفتار تخریب لایه‌های سقف در پی پیش‌روی سینه کار

اصلی‌ترین عامل تعیین‌کننده در میزان اقتصادی بودن معدنکاری جبهه کار طولانی، کنترل سقف و پیش‌بینی ریزش ناگهانی است (عطایی، ۱۳۹۴). بنابراین بررسی رفتار تخریب‌پذیری لایه‌های سقف امری کلیدی و تعیین‌کننده در اجرای ایمن و مناسب روش جبهه کار طولانی خواهد بود. ریزش ناگهانی و پیش‌بینی نشده سقف نه تنها ایمنی کارکنان را به خطر می‌اندازد بلکه موجب تخریب و آسیب تجهیزات استخراج و اجزای نگهدارنده می‌شود و با ایجاد وقفه در عملیات استخراج اقتصادی بودن معدنکاری را با مشکل روبه‌رو می‌کند. عامل موفقیت در معدنکاری جبهه کار طولانی کنترل مناسب و پیش‌بینی رفتار سقف در ناحیه انبساط است.

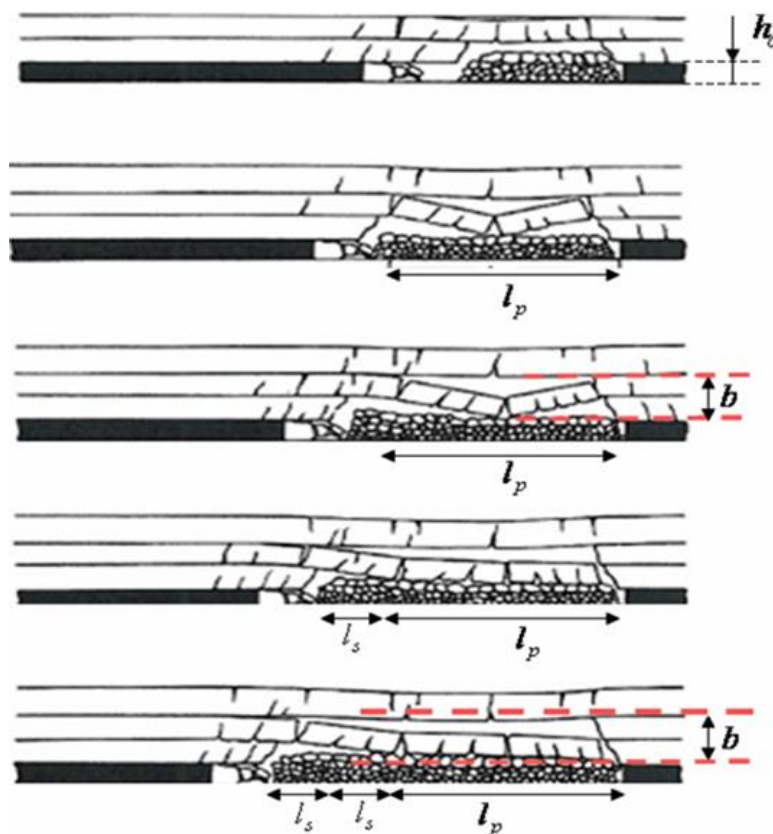
همان گونه که پیش تر گفته شد در اثر استخراج لایه زغال سنگ لایه های سقف پهنه استخراجی تحت تأثیر تنش های القایی قرار گرفته (تنش زده می شوند) و سپس بارهای وارده بر سقف پهنه باز توزیع شده و به پایه های جلویی و مجاور پهنه که از صلبیت و ظرفیت تحمل بار بالایی برخوردار هستند (درست در جایی که تونل دسترسی مجاور و پایه های حائل محافظ آن قرار گرفته اند) منتقل می شوند. می توان ارتفاع این ناحیه تنش زده را معادل مجموع ارتفاع ناحیه تخریب و شکسته شده در اثر معدنکاری جبهه کار طولانی در سقف پهنه استخراجی در نظر گرفت. ارتفاع ناحیه آسیب دیده (تنش زده) در تعیین دقیق میزان بارهای وارده (انتقالی) بر پایه های جلویی و پیرامونی پهنه، عامل تعیین کننده و مهم است.

حرکت رو به پایین (به سمت فضای استخراج شده) لایه های سقف به تدریج به سمت بالا (سطح زمین) گسترش می یابد و موجب تنش زدگی در لایه های سقف خواهد شد. بنابراین فشار روباره های بالای ناحیه تنش زده به سمت پایه های جلویی و مجاور هدایت می شود (Das, 2000 & Shabanimashcool et al, 2014). گسترش روبه بالای ناحیه تنش زده به پارامترهای مختلفی از قبیل: عمق، ضخامت لایه استخراجی زغال سنگ، ابعاد پهنه استخراجی و تعداد، ضخامت نسبی، مقاومت و ضریب انبساط لایه های سقف بستگی دارد.

در اثر حرکت رو به پایین لایه ها، تنش های اصلی برجا و جهت آب های زیرزمینی تغییر می کند، از این رو لایه های سقف در منطقه استخراج شده سقوط خواهند کرد. با توجه به گسترش حجم سنگ های شکسته شده، جابه جایی به تدریج بر لایه های سنگی که در بالای لایه های تخریب شده قرار دارند، تأثیر می گذارند. رفتار لایه های سقف پهنه و روند تدریجی حرکت به سمت بالا، مهم ترین نگرانی در معدنکاری بوده و از این رو بسیاری از محققان رفتار لایه های سقف را مورد بررسی قرار داده اند. به طور کلی روش های محاسبه ارتفاع سقف تنش زده و تخریب شامل روش های تجربی، تحلیلی، مدل سازی فیزیکی و مدل سازی عددی می شود که در فصل بعد به تفصیل، به بررسی آنها پرداخته شده است.

با استخراج و پیش‌روی جبهه‌کار، لایه‌های سقف شروع به شکم‌دادگی و جدایش از لایه‌های بالایی خود می‌کنند. در این حالت لایه سنگی همانند یک تیر دو سرگیردار عمل خواهد کرد، در حالی که یک سر این تیر بر روی سیستم نگهداری و سینه‌کار بوده و سر دیگر آن بر روی پایه‌های حائل قرار گرفته است و بر آنها اعمال بار می‌کند. با افزایش پیش‌روی طول این لایه جدا شده افزایش یافته و در پی آن فشار وارده بر دو سر تیر بیشتر خواهد شد. میزان معلق بودن این تیر سنگی (طول تیر) به ویژگی‌های مکانیکی و جنس سنگ‌های تشکیل دهنده آن بستگی دارد. این تیر در یک فاصله معین از پیش‌روی در وسط دهانه خود در اثر گسترش ترک‌های برشی و نیروی وزن فرو می‌ریزد. ریزش سقف در این مرحله ضربه شدیدی را بر سیستم نگهداری وارد می‌کند. شدت این ضربه به طول آویزانی و ضخامت لایه ریزشی بستگی دارد که محاسبه‌ی آن برای انتخاب مناسب ظرفیت سیستم نگهداری سقف جبهه‌کار امری ضروری است. پس از این شکست اولیه تیر سنگی به صورت یک تیر یک سرگیردار عمل کرده و در پشت سیستم نگهداری به صورت معلق باقی می‌ماند و به ازای پیش‌روی مشخص سینه‌کار و سیستم نگهداری به صورت دوره‌ای ریزش خواهد کرد. در این مرحله شدت ضربه و بار وارده بر سیستم نگهداری و پایه‌های کناری بسیار کمتر از ریزش اولیه خواهد بود (Peng , 1986).

جدایش و شکم‌دادگی تنها مختص لایه اولیه سقف نبوده و در پی جدایش و حرکت رو به پایین لایه اول لایه‌های بعدی یکی پس از دیگری شروع به جابه‌جایی و شکم‌دادگی به سمت فضای خالی خواهند کرد. این جابه‌جایی همان‌طور که پیش‌تر بیان شد، تا سطح زمین ادامه داشته و منجر به وقوع پدیده نشست در سطح زمین خواهد شد. ریزش لایه‌های سقف مادامی که فضای خالی ناشی از استخراج پهنه پر نشود ادامه می‌یابد. در شکل ۲-۴ نحوه‌ی تخریب لایه‌ها در پی استخراج به روش جبهه‌کار طولانی نشان داده شده است.



شکل ۲-۴- نشان دهنده فرآیند تخریب و جابه‌جایی لایه‌ها در پی معدنکاری و L_p نشان دهنده گام تخریب اولیه و L_s گام تخریب دوره‌ای لایه‌های سقف و b مرتبط با ارتفاع معدنکاری بوده و بیش‌ترین ارتفاع تخریب است (Peng, 1986).

طبق مطالعات داس سه ناحیه بر اساس رسم دو منحنی سهمی‌گون درجه چهار برای تقسیم سقف تخریبی در بالای پهنه‌ی استخراجی از یکدیگر تفکیک می‌شوند. ناحیه سقف پایدار بالایی در قسمت بالایی سهمی‌گون درجه چهارم قرار داشته و شامل توده‌سنگ بکر و دست نخورده‌ای است که پایدار بوده و هیچ گونه باری را بر روی سیستم نگهداری وارد نمی‌کند. این ناحیه تنها دست خوش تغییر شکل‌های الاستیک شده و تخریب و تغییر تنش در آن صورت نمی‌گیرد. ناحیه تخریب درست در بالای فضای خالی قرار داشته و آن بخش از سقف است که به درون فضای خالی ریزش می‌کند و هیچ‌گونه باری را بر سیستم نگهداری وارد نخواهد کرد. این ناحیه در پایین‌ترین بخش دو منحنی قرار دارد. ناحیه وزنی در بین دو منحنی و دقیقاً میان ناحیه تخریب و ناحیه سقف پایدار بالایی جای دارد. لایه‌های

ضعیف و نسبتاً قوی در پشت این منطقه می‌شکنند و از این رو هیچ باری از جانب سقف به سیستم نگهداری وارد نمی‌شود. اگر لایه‌ها بسیار مقاوم و قطور باشند و مقاومت بالایی در برابر شکست داشته باشند، وزن ناحیه وزنی بجای اعمال بر روی سینه‌کار بر طرفین کارگاه وارد می‌شود. در صورت شکست ناگهانی لایه‌های ضخیم و مقاوم سقف، بار ناشی از ناحیه وزنی بر روی سینه‌کار می‌افتد اما اگر این لایه‌ها ضعیف بوده و ضخامت کمی داشته باشند، این پدیده روی نخواهد داد و سیستم نگهداری هیچ گونه بار اضافی را از جانب سقف احساس نمی‌کند. بر اساس دیدگاه داس ناحیه وزنی یک ناحیه فعال بوده که عمدتاً بر روی سینه‌کار روش جبهه‌کار طولانی بار وارد می‌کند، این در حالی است که تنها تحت شرایط زیر تجهیزات نگهدارنده باری را از جانب ناحیه وزنی احساس خواهند کرد (Das , 2000) :

- اگر لایه‌های سقف تخریبی ضخیم و پایدار باشند در اثر تغییر شکل لایه‌ها بر روی سیستم نگهداری فشاری از جانب ناحیه تأثیر وزنی وارد می‌شود.
- فشاری که در اثر جدایش لایه‌های پایینی و تغییر شکل لایه‌های بالایی بر سیستم نگهداری وارد می‌شود.
- بار کلی که در اثر جدایش توده‌سنگ سقف در اثر ناپایداری این توده بر سیستم نگهداری وارد می‌شود.

شکل این منحنی‌ها به مقاومت و تعداد لایه‌ها، صفحات شکستگی، شرایط آب‌های زیرزمینی و آشفته‌گی‌های زمین‌شناسی بستگی دارد، بنابراین بار وارد شده توسط لایه‌های سقف بر روی سینه‌کار به شرایط میدانی بستگی دارد. از این رو ظرفیت تجهیزات نگهدارنده‌های قدرتی باید پس از مطالعات کامل و بررسی شرایط زمین‌شناسی و مطابق با ویژگی‌های هر محل انتخاب شود.

ریزش لایه‌های سقف مادامی که فضای خالی ناشی از استخراج پهنه پر نشود ادامه می‌یابد. برای

درک بهتر و طبقه بندی سقف پهنه‌ها بر اساس ریزش، مفاهیم «سقف بلاواسطه^۱» و «سقف اصلی^۲» تعریف شده است.

سقف بلاواسطه شامل آن قسمت از طبقات پوششی است که بدون واسطه بر روی لایه زغال سنگ قرار دارد و بلافاصله پس از پیش‌روی جبهه‌کار درون فضای کارگاه ریزش می‌کند. به دلیل شکسته شدن و ریزش این سقف در فضای استخراج شده پهنه، این قسمت از سقف قادر به انتقال نیروهای افقی در امتداد پیش‌روی نبوده و وزن آن باید توسط نگهدارنده تحمل شود. گاهی ریزش سقف بلاواسطه تمام فضای تخریب را پر نمی‌کند، در این حالت ممکن است سقف اصلی در مقیاس بزرگی تخریب شود (Peng , 1986).

سقف اصلی شامل قسمتی از طبقات در بالای سقف بلاواسطه و در پایین‌ترین بخش شکسته شده است. طبقات مربوط به این سقف اگرچه شکسته می‌شوند ولی با یکدیگر تماس داشته و در نتیجه قادر به انتقال نیروهای افقی هستند. طبقات بالایی سقف اصلی تأثیری بر پایداری سقف جلوی جبهه‌کار ندارند. قسمت انتهایی این طبقات بر روی بخش تخریب قرار می‌گیرد. قسمت انتهایی معمولاً پایین‌تر از قسمت جلویی که بر روی نگهدارنده تکیه زده، قرار دارد. این سقف معمولاً در طول جهت پیش‌روی و موازی با جبهه‌کار شکسته شده و باعث تأثیر وزنی سقف به‌صورت دوره‌ای^۳ بر ناحیه کارگاه می‌شود، بنابراین موضوع مهم در مورد این سقف کنترل ضربه‌ای است که هنگام شکستن و افتادن، بر سیستم نگهداری وارد می‌کند (Peng and Chiang , 1984 Peng , 1986).

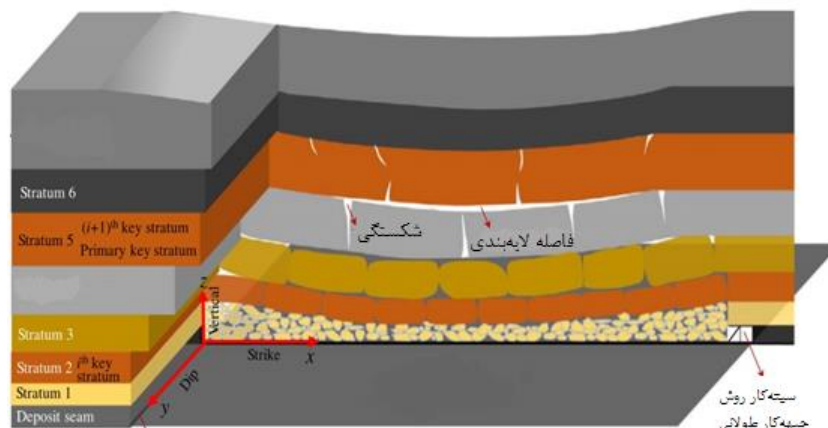
جنس و ضخامت سقف بلاواسطه از عوامل اصلی در انتخاب روش کنترل است. به همین دلیل

^۱ Immediate roof

^۲ Main roof

^۳ Periodic roof weighting effect

سقف‌های بلاواسطه را بر اساس معیارهای گوناگون طبقه‌بندی کرده‌اند. از نظر استخراجی می‌توان سقف بلاواسطه را به سه گروه ناپایدار، نیمه‌پایدار و پایدار تقسیم کرد. ضخامت سقف بلاواسطه برای یک لایه زغال‌سنگ با تناوب چین‌شناسی خاص، عدد ثابتی نیست بلکه مقدار آن به روش استخراج و ترتیب استخراج بستگی دارد (Hossein et al, 2013). در شکل ۲-۵ نحوه شکم‌دادگی لایه‌ها در بالای ناحیه تخریب نشان داده شده است.

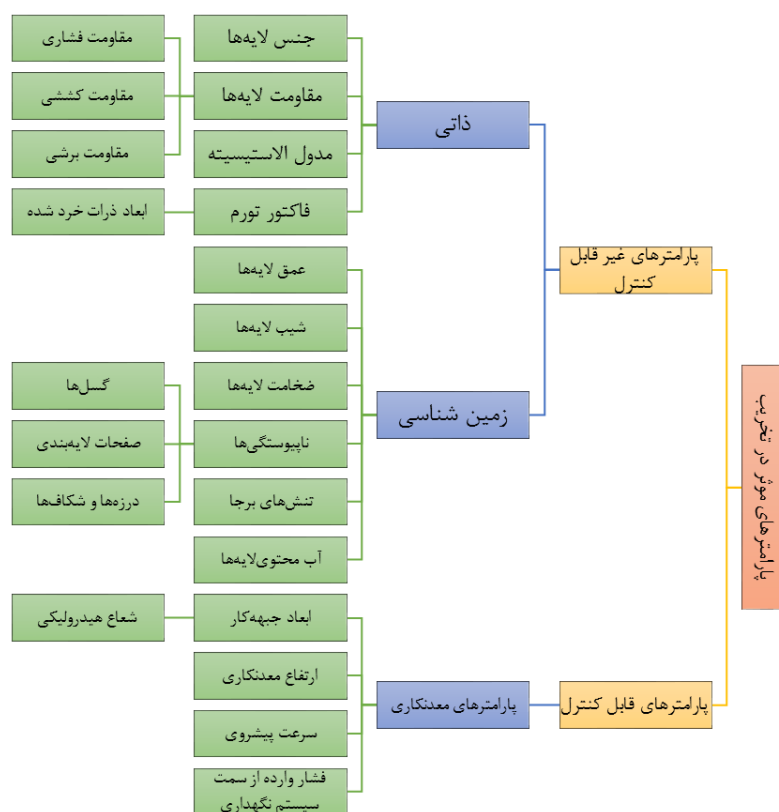


شکل ۲-۵- نشان دهنده جابه‌جایی رو به پایین و شکم‌دادگی لایه‌ها در اثر معدنکاری جبهه‌کار طولانی و گسترش این جابه‌جایی به سطح زمین و بروز پدیده نشست در سطح است (Wang and et al , 2017).

۲-۶ عوامل موثر در تخریب و پایداری سقف بلاواسطه

به‌طور کلی می‌توان عوامل موثر بر تخریب را به دو دسته‌ی، عوامل قابل کنترل و عوامل غیر قابل کنترل تقسیم کرد. عوامل غیر قابل کنترل همان طوری که از نام آنها پیدا است تغییر ناپذیر بوده و امکان دخل و تصرف در آنها ممکن نیست، بعلاوه این عوامل نه‌تنها کیفیت و شدت تخریب را تعیین می‌کنند، بر یکدیگر نیز تأثیر می‌گذارند. این عوامل خود به دو دسته عوامل ذاتی و عوامل زمین‌شناسی تقسیم شده و هر کدام زیرمجموعه‌های وابسته به خود را دارند. این در حالی است که عوامل قابل کنترل تنها شامل مشخصات معدنکاری است. همچنین پارامترهای تأثیرگذار بر تخریب را می‌توان به چهار گروه : مکانیکی ، هندسی، اجرایی و پارامترهای زمین‌شناسی تقسیم بندی کرد. مطابق با این پارامترها،

فاکتورهایمانند زمان پایداری، فاکتور تورم، متوسط ابعاد ذرات خرد شده لایه‌ها در ناحیه تخریب و طول معلق بودن سقف محاسبه و برداشت شده است. به‌طور مثال طبق بررسی‌های صورت گرفته کیفیت تخریب با افزایش فاکتور تورم افزایش یافته در حالی که با افزایش زمان پایداری، متوسط ابعاد ذرات خرد شده و طول معلق بودن سقف، کاهش می‌یابد. طی پیشروی سینه‌کار زغال‌سنگ، سقف بلاواسطه از لایه‌های بالایی جدا شده و هیچ گونه نیروی روباره‌ای بر آن وارد نخواهد شد. در اثر پیشروی اولین لایه سقف تخریب‌شده و دومین لایه سقف جدا می‌شود، این روند به‌صورت روبه بالا تا سطح زمین ادامه پیدا کرده و در سطح زمین به‌صورت نشست دیده می‌شود. در شکل ۲-۶ پارامترهای موثر در تخریب سقف نشان‌داده شده است.



شکل ۲-۶- پارامترهای موثر بر تخریب و طول آویزانی لایه‌های سقف

۲-۶-۱ ویژگی‌های زمین‌شناسی

شامل ویژگی‌هایی است که در طول تشکیل لایه‌های سنگی ایجاد شده است. شامل پارامترهایی نظیر عمق، شیب و ضخامت لایه‌ها، ناپیوستگی‌ها، تنش‌های برجا، آب محتوی لایه‌ها و فاکتور تورم است. پارامترهای گفته شده بر روی مقاومت لایه‌های سقف و کیفیت و میزان تخریب تأثیر دارند.

۲-۶-۱-۱ عمق لایه‌ها

در موارد عمیق به دلیل افزایش وزن روباره فشار پایه‌ای بسیار زیاد بوده و بنابراین طول و زمان آویزان بودن بسیار کمتر می‌شود. علاوه بر این تنش افقی نسبتی از تنش قائم بوده و با آن رابطه‌ی مستقیم دارد، در اثر افزایش روباره و در پی آن افزایش تنش قائم، تنش افقی به میزان قابل توجهی افزایش خواهد یافت در پی این افزایش بار وارده بر لایه‌ها به‌ویژه لایه‌های شیبدار افزایش یافته و تخریب با کیفیت بهتری روی می‌دهد. فشار پایه‌ای با کاهش عمق کاهش یافته در نتیجه ابعاد ذرات خرد شده سقف افزایش خواهد یافت و در پی آن فاکتور تورم کاهش می‌یابد (Oraee and Rostami, 2008). لایه زغال‌سنگ در پهنه‌های E3 و W3 معدن زغال‌سنگ پروده طبس تقریباً در عمق ۶۰۰ متری از سطح زمین قرار دارد. ارتفاع روباره فشار بسیار زیادی را بر بازکننده‌های اصلی و نگهدارنده‌های آنها وارد می‌کند، به‌طوری که قاب‌های نگهدارنده به شدت دچار تغییر شکل شده‌اند. همین فشار بر روی پهنه‌ی استخراجی نیز اعمال می‌شود. پیشروی و استخراج پهنه موجب افزایش فشارهای پایه‌ای شده و باعث ریزش سقف پهنه‌ی استخراجی و بازکننده‌های فرعی خواهد شد.

۲-۶-۱-۲ شیب لایه‌ها

با افزایش شیب لایه‌ها در اثر تجزیه تنش‌های افقی و قائم، بار وارده بر لایه افزایش می‌یابد. زمانی که لایه‌ها افقی هستند تنها تحت تأثیر نیروی وزن خود در جهت قائم و تنش‌های افقی برجا قرار دارند، زیرا در اثر جدایش و شکم‌دادگی لایه‌ها در سقف قسمت استخراج شده، ارتباط آنها از لایه‌های

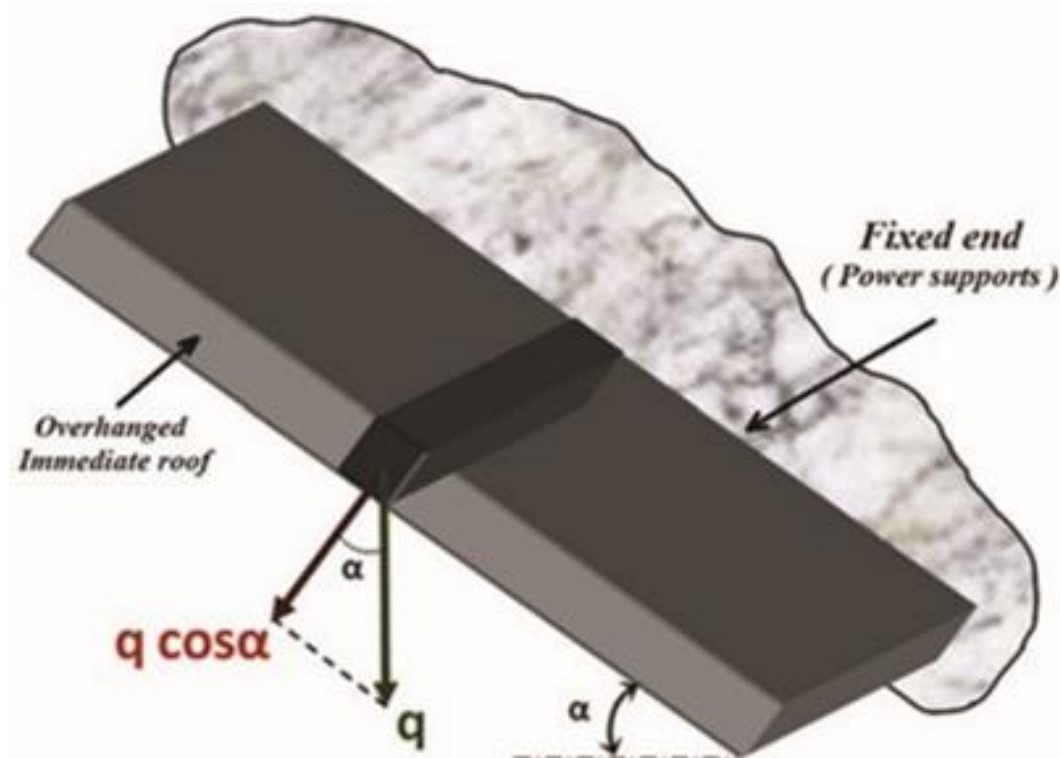
بالایی قطع شده و وزن لایه‌های بالایی تنها به دوسر لایه وارد می‌شود. اما در حالت شیبدار در اثر تجزیه نیروها، مولفه تجزیه شده تنش بر جای منطقه در جهت قائم نیز در جهت وزن لایه وارد می‌شود و بار بیشتری را بر لایه اعمال می‌کند، در نتیجه تخریب سریع تر روی داده و طول آویزانی کمتر می‌شود. صحت این امر در استخراج به روش اتاق پایه در لایه‌های شیبدار مشهود است که با افزایش شیب لایه، ابعاد پایه‌های جای گذاری شده جهت نگهداری سقف بیشتر می‌شود (majdi et all, 2012).

در معدن زغال سنگ طبس لایه‌ی زغال سنگ دارای شیب ۲۰ درجه و جبهه کار پهنه‌های استخراجی شیبی متغیر بین ۱۰ تا ۲۸ درجه دارند. عامل شیب در معدن زغال سنگ طبس یک پارامتر بسیار مهم در طول و شدت تخریب اولیه و تخریب دوره‌ای است، بگونه‌ای که در اکثر موارد طول آویزانی برای تخریب دوره‌ای برابر صفر بوده و لایه سقف بلافاصله پس از پیشروی سیستم نگهدارنده قدرتی فرو می‌ریزد. در شکل ۲-۷ نمایی از سقف بلاواسطه شیبدار و تجزیه نیروهای وارده بر آن نشان داده شده است.

۳-۱-۶-۲ ضخامت لایه‌ها

ضخامت لایه‌های سقف بر کیفیت تخریب به دو صورت تأثیرگذار است. نخست بر روی آویزان بودن لایه‌های سقف و سپس بر اندازه ذرات ناشی از خردایش و سقوط سنگ‌های سقف و در نتیجه بر فاکتور تورم تأثیرگذار است. لایه‌های نازک سقف بلاواسطه و سقف اصلی در طول معدنکاری، در زمان کوتاهی جدا شده و فرو می‌ریزند، بنابراین آویزان بودن سقف یا بسیار کم است و یا اتفاق نمی‌افتد. از سوی دیگر در این مورد ابعاد ذرات ناشی از تخریب سنگ‌های سقف کوچک بوده و فاکتور پرتودگی برای پرکردن فضای خالی ناشی از استخراج زغال سنگ کافی است. افزایش در ضخامت لایه‌ها موجب کاهش تعداد ترک‌های برشی و افزایش طول آویزانی و زمان پایداری و کاهش فاکتور تورم خواهد شد (

(Das , 2000 & Shabanimashcool and et al , 2014 & Oraee and Rostami , 2008).



شکل ۷-۲- نمایش از سقف بلاواسطه شیبدار و تجزیه نیروهای وارد بر آن (Noroozi et al, 2013).

زمانی که سقف توده‌ای است مانند توده ماسه سنگ و یا شیل ماسه‌ای با مقاومت بالا، لایه‌ها در یک ناحیه وسیع برای یک مدت زمان طولانی آویزان مانده و همچنین در ابعاد بزرگ شکسته می‌شوند و فضای خالی را به خوبی پر نخواهند کرد. در این مورد سقف به راحتی تخریب نشده و نیاز به تخریب کمکی به وسیله آتشباری و یا شکست هیدرولیکی دارد (Shabanimashcool and et al , 2014 & Oraee and Rostami , 2008). در معدن زغال سنگ طبس علاوه بر دسته درزه‌ها، صفحات لایه‌بندی و دسته درزه‌های ناشی از گسل‌ها، صفحات برگوارگی^۱ موجود در لایه‌های دگرگونی سقف پهنه نیز عامل تخریب و کاهش و کم بودن طول آویزانی لایه‌ها هستند. به دلیل ناپیوستگی‌های

^۱ Foliation

زیاد، مقاومت کم لایه‌ها و قابلیت تخریب بالای لایه‌های سقف در معدن زغال‌سنگ طبس پارامتر ضخامت لایه‌ها تأثیر چندانی در کیفیت تخریب، فاکتور تورم لایه‌ها و طول آویزانی ندارد.

۴-۱-۶-۲ ناپیوستگی‌ها

ناپیوستگی‌ها به‌طور کلی شامل گسل‌ها، دسته درزه‌های ناشی از گسل‌ها و معدنکاری و سطوح لایه‌بندی هستند. این سطوح موجب کاهش مقاومت توده‌سنگ شده و توده‌سنگ را به بلوک‌هایی با ابعاد متفاوت تقسیم می‌کنند. ناپیوستگی محل شروع و گسترش ترک‌های برشی و شکست بوده و آب‌های زیرزمینی از طریق این سطوح وارده توده‌سنگی شده و مقاومت آن را کاهش می‌دهد. علاوه بر این مقاومت کششی لایه‌ها در جهت عمود بر صفحه ناپیوستگی‌ها صفر است. در اثر شکم‌دادگی و جدایش لایه‌های سقف طی معدنکاری جبهه کار طولانی، در طول لایه سنگی ترک‌های برشی گسترش یافته و در پی آن لایه سنگی تحت نیروی وزن خود به‌درون فضای خالی ایجاد شده فرو می‌ریزد. می‌توان براساس فاصله‌داری (فرکانس) ناپیوستگی‌ها و مقاومت برشی سطوح آنها، شدت و میزان تخریب را تخمین زد. به‌عبارتی هرچه سقف پهنه درزه‌دار و خرد شده باشد طول آویزانی سقف کمتر بوده و سقف به آسانی فرو خواهد ریخت (Shabanimashcool and et al 2013 , Hosseini and et al 2014). در معدن زغال‌سنگ طبس علاوه بر گسله‌ها و دسته درزه‌های ناشی از آنها به‌دلیل وجود سنگ‌های دگرگونی آرژیلیت و صفحات برگواری آنها سقف بسیار مستعد ریزش است.

۵-۱-۶-۲ تنش‌های برجا

تنش افقی برجای کم، خطر کمانش (خمیدگی) تیر سنگی را کاهش می‌دهد اما خطر لغزش در دو سر تیر را افزایش خواهد داد. با این حال، تنش برجای افقی زیاد نیز ممکن است هم موجب کمانش تیر و هم خرد شدن و شکست در دو سر تیرسنگی شود. تنش افقی برجا طول تیر را در برابر کمانش، شکستن و خرد شدن افزایش می‌دهد. ناگفته نماند که افزایش تنش‌های برجای افقی تا محدوده‌ی

خاصی موثر بوده و اگر مقدار آن بیشتر از حد مقاومت تیر سنگی باشد موجب شکستگی و گسیختگی در وسط تیر سنگی و لغزش در دو سر آن خواهد شد. حداکثر تنش در تیر با افزایش مدول کشسانی (یانگ) تیر سنگی افزایش پیدا می‌کند (Majdi and et al 2012). با این حال، تنش افقی برجای بسیار بزرگ پایداری تیر را به خطر می‌اندازد و ممکن است حالت شکست تیرها با افزایش تنش افقی از کمانش به خرد شدن تغییر کند. همانگونه که گفته شد تنش افقی با تنش قائم رابطه مستقیم داشته و نسبتی از تنش قائم است. از آنجایی که معدن زغال‌سنگ طبس در عمق ۶۰۰ متری سطح زمین قرار داشته و لایه‌های سنگی مقاومت کمی دارند، تنش‌های افقی برجا موجب ریزش آسان و تخریب شدید سقف پهنه‌های استخراجی می‌شود.

۲-۶-۱-۶ آب محتوی لایه‌ها

آب محتوی توده‌سنگ سقف، مقاومت لایه‌های سقف را کاهش می‌دهد. در اثر حضور آب در شکستگی‌ها مقاومت توده‌سنگی لایه‌های سقف کاهش پیدا کرده بنابراین تحت تأثیر وزن، لایه‌ها تخریب ساده تری نسبت به حالات دیگر دارند. وجود آب علاوه بر کاهش مقاومت برشی درزه‌های توده‌سنگ سقف، در سنگ‌هایی مانند شیل و لایه‌های رسی موجب انحلال و یا تورم لایه‌ها شده و معدنکاری را با مشکلاتی مواجه می‌کند (Rostami and Oraee, 2008). این پارامتر در پهنه‌های E3 و W3 معدن زغال‌سنگ طبس وجود ندارد و معدنکاری در شرایط خشک انجام خواهد شد.

۲-۶-۲ پارامترهای ذاتی

به جنس و نوع خود لایه‌ها سنگی بستگی دارند و شامل پارامترهایی از قبیل جنس و مقاومت لایه‌ها،

مدول الاستیسیته و فاکتور تورم می‌شوند.

۲-۶-۲-۱ جنس لایه‌ها

جنس لایه‌ها و ترکیب لایه‌های سقف در فرآیند تخریب تأثیرگذار است. هرچه تعداد لایه‌های سنگی با خواص متفاوت مکانیکی بیشتر باشد رفتار سقف نسبت به حالتی که جنس لایه‌ها از یک نوع سنگ است، متفاوت‌تر خواهد بود. جنس خود سنگ و وجود ناپیوستگی‌ها و سطوح برگوارگی در تعیین مقاومت سنگ دخیل خواهد بود، به‌طوری که هرچه سنگ یکپارچه‌تر و توده‌ای باشد (ماسه سنگ) مقاومت آن در برابر شکست بیشتر شده و در ابعاد بزرگتری خواهد شکست این امر موجب کاهش فاکتور تورم و در نتیجه پرنشیدن مناسب فضای خالی می‌شود (Das , 2000). جنس لایه‌های سقف در معدن زغال‌سنگ طبس آرژیلیتی است. این نوع سنگ، یک سنگ دگرگونی ریزدانه است که عمدتاً از ذرات رس سفت شده به اندازه سیلت تشکیل شده است. آرژیلیت از گل‌سنگ یا شیل حاصل می‌شود و سخت‌شدگی بیشتری نسبت به گل‌سنگ یا شیل دارد. اما به‌دلیل دگرگونی بودن و وجود صفحات برگوارگی در آن به شدت سست و ناپایدار بوده و پس از حفر هر سازه‌ی زیر زمینی در لایه‌های آرژیلیتی، سقف و دیواره‌های سازه به سرعت فرو می‌ریزد. حداکثر زمان بدون نگهداری سازه در لایه‌های آرژیلیتی معدن زغال‌سنگ طبس ۲ ساعت اعلام شده است.

۲-۶-۲-۲ مقاومت لایه‌ها

مقاومت لایه‌های سقف یک پارامتر کلیدی در تخریب است. مقاومت بالای لایه‌ها موجب تخریب آسان لایه‌ها نشده و موجب افزایش طول آویزانی و تشکیل بلوک‌های بزرگ در تخریب خواهد شد (Noroozi and et al , 2013 Majdi , 2012 & Das , 2000). بنابراین فاکتور تورم در این مورد کوچک می‌شود. به‌دلیل نوع سنگ و وجود ناپیوستگی‌های بسیار در سنگ سقف پهنه‌های استخراجی معدن زغال‌سنگ طبس مقاومت این سنگ‌ها بسیار کم

بوده و به آسانی فرو می‌ریزند.

۲-۶-۲-۳ مدول الاستیسیته

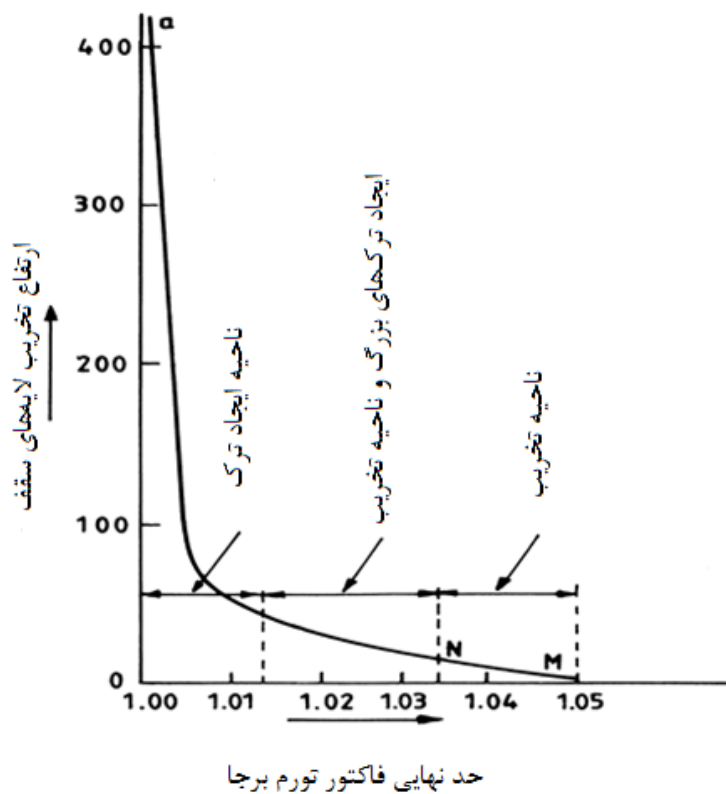
با افزایش مدول الاستیسیته (یانگ) مقاومت لایه سنگی در برابر خمش بهبود پیدا می‌کند. با این وجود مدول یانگ، تنش‌ها را در جهت افقی در قوس فشاری افزایش می‌دهد که ممکن است موجب شکسته شدن و خرد شدن سنگ، در دو سر (محل‌های اتصال) و دهانه وسط لایه سنگی شود (Kai Wang, 2011).

۲-۶-۲-۴ فاکتور تورم^۱

فاکتور تورم با افزایش ابعاد و شکل منظم ناپیوستگی‌ها و شکستگی‌ها کاهش می‌یابد. فاکتور تورم برای سنگ‌های سخت و مقاوم به دلیل ابعاد بزرگ خردایش کوچکتر است. سنگ‌ها با مقاومت کم و ضعیف به دلیل ایجاد قطعات کوچکتر در آنها دارای فاکتور تورم بزرگتری هستند. فاکتور تورم مناسب موجب تخریبی با کیفیت خوب شده که منجر به پر شدن مناسب فضای خالی ناشی از استخراج می‌شود. فاکتور تورم به مقاومت و ضخامت سقف بلاواسطه، ارتفاع معدنکاری و جدایش پایین‌ترین لایه‌های بدون تخریب در ارتباط با ناحیه تخریب بستگی دارد. لایه‌ها در معدن زغال‌سنگ طبس به دلیل جنس و مقاومت کم در ابعاد کوچک خرد شده و در نتیجه دارای فاکتور تورم مناسبی هستند (Majdi and Das, 2000 & Oraee and Rostami, 2012 et al). به دلیل جنس لایه‌ها، وجود ناپیوستگی‌ها و مقاومت کم لایه‌ها در پهنه‌های E3 و W3 معدن زغال‌سنگ پروده طبس، ابعاد ذرات خرده شده سقف بسیار کوچک بوده و فاکتور تورم مناسبی برای پر کردن فضای خالی ناشی از استخراج دارند. همچنین این عوامل موجب کاهش طول آویزانی، فاصله گام تخریب اولیه و تخریب دوره‌ای در این معدن شده است. در شکل ۲-۸ رابطه‌ی میان فاکتور تورم و ارتفاع تخریب لایه‌ها نشان داده شده

^۱ Bulking factor

است.



شکل ۲-۸- رابطه بین محدوده فاکتور تورم و ارتفاع تخریب در لایه‌ها بر اساس اطلاعات لایه‌های پهنه‌های

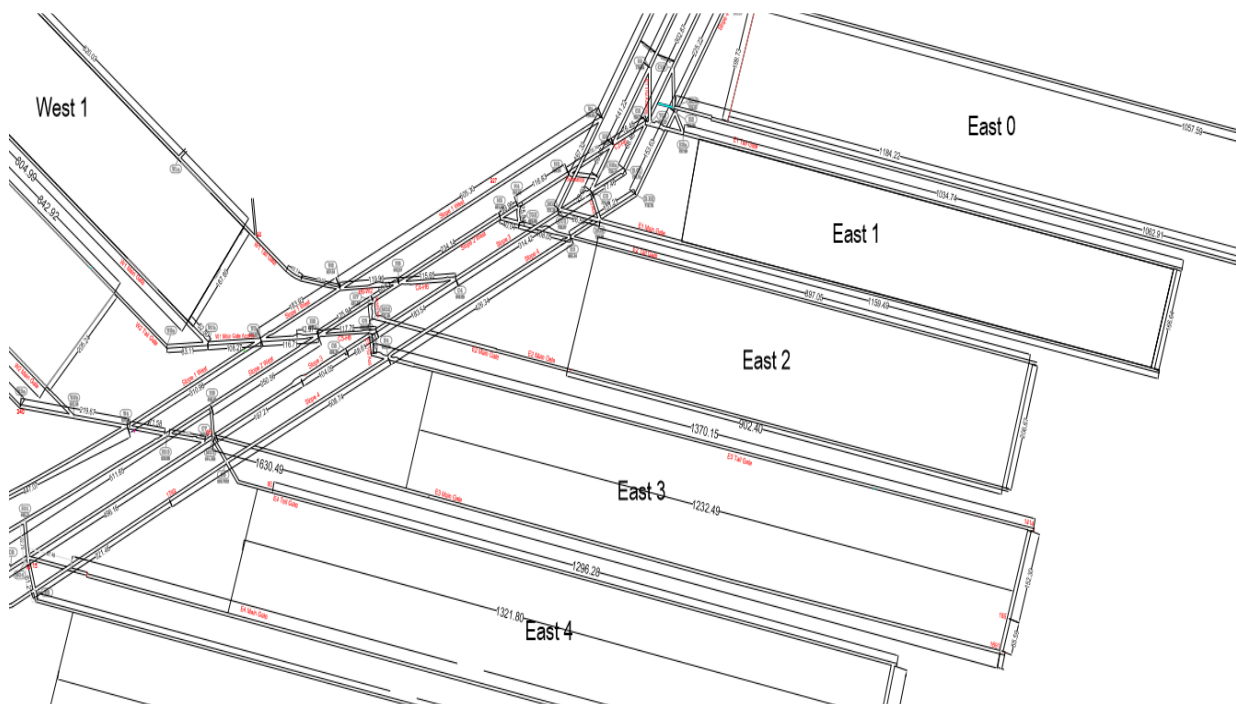
معادن هند (Das , 2000).

۲-۶-۳ پارامترهای معدنکاری

شامل پارامترهایی است که می‌توان با ایجاد تغییرات لازم در آنها شرایط و کیفیت تخریب را کنترل کرد. تمامی این پارامترها علاوه بر شرایط زمین‌شناسی و رفتار لایه‌ها بر اساس میزان و ظرفیت تولید معدن نیز، قابل تغییر هستند. به‌طوری که افزایش پارامترهایی مانند ابعاد کارگاه و یا سرعت پیشروی موجب افزایش تولید خواهد شد. در زیر پارامترهای اساسی در تعیین طول آویزانی و تأثیرشان بر کیفیت تخریب آورده شده است (عطایی، ۱۳۹۴).

۲-۶-۳-۱ ابعاد جبهه کار

هنگامی که عرض پهنه افزایش می‌یابد، فشار پایه‌ای بیشتر خواهد شد، بنابراین درزه‌های برشی به سرعت نمایان شده و جدایش و خردایش لایه‌ها سریع تر اتفاق می‌افتد (Oraee and Rostami 2008). با افزایش عرض پهنه استخراجی میزان خمش در وسط لایه‌ها بیشتر شده و موجب گسترش بیشتر ترک‌های برشی و تنش کششی در وسط سقف پهنه‌ی استخراجی می‌شود، این امر شکست و سقوط لایه را در پی خواهد داشت. عرض پهنه‌ها در قسمت مکانیزه معدن زغال‌سنگ طبس به‌طور متوسط برابر ۲۰۸ متر بوده در حالی که طول پهنه E3 برابر ۱۲۳۲ متر و طول پهنه W3 برابر ۱۸۶۰ متر است. عرض پهنه‌ها عامل اصلی در تخریب خواهد بود. در معدن زغال‌سنگ طبس پهنه‌ها از عرض مناسب برای تخریب برخوردار هستند. شکل ۲-۹-۲ نمایی از پهنه‌های استخراجی معدن زغال‌سنگ پروده طبس را نشان می‌دهد.



شکل ۲-۹-۲- نمایی از پهنه‌های E0 تا E4 معدن زغال‌سنگ پروده‌ی طبس (گزارشات زمین‌شناسی معدن زغال‌سنگ طبس)

۲-۳-۶-۲ ارتفاع معدنکاری

مهم‌ترین پارامتر در این گروه (پارامترهای معدنکاری) ارتفاع معدنکاری است. تخریب و ارتفاع آن مستقیماً به ارتفاع معدنکاری وابسته است. با افزایش ارتفاع استخراج، ابعاد فضای خالی ایجاد شده بیشتر شده و برای پر کردن این فضای خالی حجم بیشتری از تخریب نیاز خواهد بود (Abbas Majdi et al, 2012 & عطایی, ۱۳۹۴). همچنین در اثر افزایش ارتفاع استخراج ابعاد ذرات خرد شده سنگ کوچکتر شده و فاکتور تورم افزایش می‌یابد. این میزان در معدن زغال‌سنگ طبس به‌طور متوسط برابر ۲ متر است.

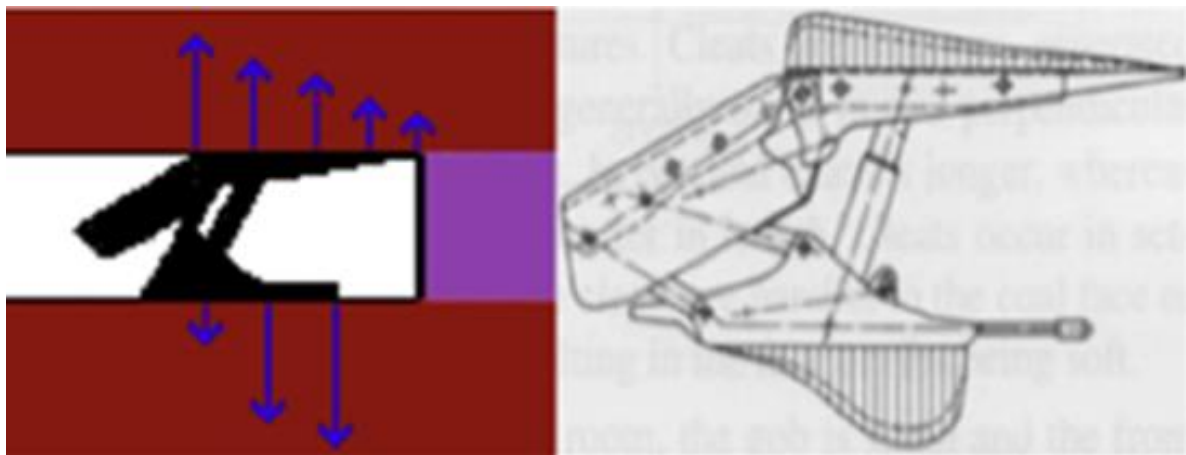
۳-۳-۶-۲ سرعت پیشروی

با کنترل سرعت پیشروی می‌توان زمان لازم برای تغییر شکل‌های مورد نیاز برای شروع شکست لایه‌ها را ایجاد کرد. از این رو سرعت پیشروی به‌دلیل تأثیر بر زمان خود ایستایی و بدون نگهداری لایه‌ها، در تخریب آنها موثر است (عطایی, ۱۳۹۴). سرعت پیشروی در پهنه‌های E_3 و W_3 به ترتیب برابر $4/5$ و $5/2$ متر در روز است.

۴-۳-۶-۲ فشار وارده از سمت سیستم نگهداری

ممکن است شروع شکست، ناشی از اعمال بار مضاعف توسط نگهدارنده بر لایه‌های سقف باشد. این بار برای تحریک لایه‌های سخت برای شروع شکست و ریزش پس از حرکت رو به جلوی نگهدارنده اعمال می‌شود. در پاره‌ای از موارد که سقف ضعیف بوده و خود مستعد ریزش است، نیازی به اعمال این بار اضافی نیست، حال اینکه ممکن است وارد آوردن این بار اضافی موجب شکست لایه‌های بالای نگهدارنده شده و سبب گسترش این شکست به جلوی سایبان و اختلال در پیوستگی استخراج و ایمنی کارگاه شود. بنابراین تعیین میزان مناسب ظرفیت نگهدارنده سقف برای حفظ ایمنی و پیوستگی معدنکاری امری ضروری است (Venticinque et al, 2014 & singh and singh, 2012).

در معدن زغال سنگ طبس سیستم نگهداری به سقف و کف به ترتیب باری برابر ۱/۲۶-۰/۹۷ و ۲/۵-۱/۹ مگاپاسکال بر واحد سطح وارد می‌کند. معمولاً برای نگهداری سقف در حدود ۶۰ درصد از ظرفیت نگهدارنده استفاده می‌شود و این بار در کف تا فاصله ۳ تا ۴ متری و در سقف ۴ تا ۵ متری لایه‌ها احساس خواهد شد (Ventiquinque et al, 2014). به دلیل شرایط سست لایه‌ها در معدن زغال سنگ طبس، باید میزان مناسب استفاده از ظرفیت نگهدارنده محاسبه شود، زیرا در صورتی که فشار اعمالی از جانب نگهدارنده بیش از نیاز نگهداری سقف باشد، موجب ریزش لایه‌های سقف در بالای سیستم نگهدارنده و ایجاد حفره در این ناحیه شود و در مراحل بعدی استخراج و با پیشروی جبهه کار و به طبع آن سیستم نگهداری، ممکن است ابعاد حفره ایجاد شده بیشتر از حداکثر ارتفاع باز شدن جک‌های نگهدارنده باشد و معدنکاری را با وقفه مواجه کند. این مشکل در پهنه‌های استخراجی پیشین در روش معدنکاری مکانیزه مشاهده شده است. در شکل ۲-۱۰ نحوه اعمال بار از جانب سیستم نگهداری قدرتی سقف نشان داده شده است.



شکل ۲-۱۰- نمایش از سیستم نگهداری و وضعیت اعمال بار آن به لایه‌های سقف و کف (Ventiquinque et al, 2014).

۲-۷ پیشینه‌ی تحقیق

روش استخراج جبهه کار طولانی برای اجرای ایمن و اقتصادی، نیازمند شناخت رفتار لایه‌های روباره

بر روی سینه کار زغال سنگ و سقف قسمت استخراجی است و تخریب به موقع و پیش‌بینی شده کلید موفقیت آن، خواهد بود. از آنجایی که پارامترهای متعددی در رفتار لایه‌های سقف و تخریب آنها موثر بوده و دسترسی به این ناحیه دشوار و خطرناک است، بررسی رفتار تخریبی لایه‌های سقف با مشکلات و پیچیدگی‌هایی مواجه خواهد شد. البته این پیچیدگی‌ها مانع کار محققین نشده و طی سالیان افراد بسیاری به بررسی و شناخت رفتار لایه‌های سقف پهنه استخراجی زغال سنگ در هنگام استخراج و پیشروی جبهه کار پرداخته‌اند.

روش‌های بررسی رفتار لایه‌های سقف به چهار گروه تقسیم‌بندی شده است: روش‌های تجربی، تحلیلی، مدل‌سازی فیزیکی و مدل‌سازی عددی. از میان این روش‌ها تنها روش مدل‌سازی فیزیکی با دقت بسیار بالاتری نسبت به سایر روش‌ها توانایی بررسی و پیش‌بینی رفتار لایه‌های سقف دارا است، اما به دلیل زمان‌بر و هزینه‌بر بودن ساخت مدل‌های فیزیکی در ابعاد مناسب جهت بررسی این مهم، از این روش با استقبال چندانی صورت نگرفته است. در فصل پیش‌رو این روش‌ها مورد بررسی قرار گرفته و در ادامه خلاصه‌ای از این روش‌ها بررسی شده است.

۸-۲ روش‌های تجربی

این روش‌ها بر اساس مشاهدات و گردآوری اطلاعات میدانی، برای شرایط و معادن خاص شکل گرفته و گسترش یافته‌اند. روش‌های تجربی جوابی قطعی و دقیق برای تمامی شرایط و معادن ندارند و تنها می‌توانند در مواردی با شرایط مشابه^۱، برای به دست آوردن جوابی تقریبی به کار روند. این روش‌ها به دلیل سهولت به کارگیری و هزینه کم، بیشتر برای طراحی‌های اولیه مورد استفاده قرار می‌گیرند و با پیشرفت پروژه از روش‌های دقیق‌تری برای طراحی و محاسبات استفاده خواهد شد. معمولاً از بکارگیری

^۱ در مواردی کاربرد دارد که، شرایط معدنکاری و زمین‌شناسی منطقه نزدیک به شرایط معدنی باشد که از اطلاعات آن برای گسترش روش تجربی استفاده شده است.

یک روش تجربی در انجام محاسبات و تعیین فاکتورهای ایمنی اجتناب شده و نتیجه چند روش با یکدیگر مقایسه می‌شود تا روشی با بهترین جواب مورد استفاده قرار گیرد. روش‌های تجربی متعددی برای تعیین تخریب‌پذیری لایه‌های سقف پهنه استخراجی وجود دارد که بر اساس بررسی پارامترهای متعددی ارائه شده‌اند. این پارامترها بیشتر شامل پارامترها و خصوصیات مکانیک سنگی لایه‌های سنگی، هندسه‌ی پهنه استخراجی و شرایط زمین‌شناسی هستند. این روش‌ها بیشتر به طبقه‌بندی لایه‌های سقف بر اساس ارزیابی رفتار کیفی آنها در هنگام تخریب و یا بررسی کمی دهانه تخریب و طول اولین گام تخریب و یا طول آویزانی دوره‌ای لایه سقف، می‌پردازند. در زیر چند مورد از کارهای محققین در این زمینه آورده شده است:

داس^۱ در سال ۲۰۰۰ با بررسی ساختار زمین‌شناسی، خواص فیزیکی و مکانیک سنگی و رفتار لایه‌های سقف تعدادی از پهنه‌های جبهه‌کار طولانی مکانیزه در هندوستان به تحقیق پیرامون ویژگی‌ها و قابلیت تخریب‌پذیری لایه‌های سقف پهنه‌ها پرداخت و یک سیستم طبقه‌بندی برای قابلیت تخریب لایه‌های سقف ارائه کرد. وی برای این منظور شش پارامتر میانگین وزنی مقاومت فشاری تک محوره، شاخص کیفیت توده‌سنگ، جنس سنگ، وجود ناپیوستگی‌ها (درزه، ترک، لایه‌بندی، شکاف‌ها و ...)، وجود آب زیرزمینی و ضخامت لایه‌های سنگی سقف را مورد بررسی قرار داد. داس رابطه‌ای بین خواص مقاومتی سنگ و مقادیر فاکتور تورم سنگ خرد شده ارائه کرد. بر اساس تحقیقات داس، مفاهیمی از قبل "منطقه وزنی"^۲ و "منطقه خرد شده"^۳ مطرح شده و از وقوع انواع مختلف شکست، مانند شکست دوره‌ای لایه‌های سنگی در محاسبه ظرفیت نگهدارنده صحبت به میان آمد. داس بر اساس ساختار لایه‌ها سقف را به دو دسته‌ی لایه‌ای و توده‌ای تقسیم نمود. همچنین براساس قابلیت تخریب‌پذیری سنگ سقف به

^۱ DAS

^۲ Weighting zone

^۳ Caving zone

سه دسته سقف ضعیف، خوب و توده‌ای تقسیم شد (Das , 2000).

اورعی و رستمی در سال ۲۰۰۸ به مطالعه و تحلیل کمی و کیفی تخریب و شرایط سقف آویزان^۱ برای پیش‌بینی رفتار سقف بلاواسطه در زمان پیشروی سینه‌کار زغال‌سنگ پرداختند. برای این منظور پارامترهایی در چهار گروه مکانیکی، هندسی، اجرایی و زمین‌شناسی مورد بررسی قرار داده شد. با استفاده از قوانین فازی کیفیت تخریب مطابق با پارامترهای چهارگروه بالایی و پارامترهای وابسته به آنها مانند زمان پایداری، فاکتور تورم، متوسط ابعاد ذرات خرد شده در ناحیه تخریب، و طول آویزانی مورد بررسی قرار گرفت. پایگاه قوانین مدل شامل ۲۲۰ قانون اگر-آنگاه بوده و خروجی مدل کیفیت تخریب بر اساس چهار پارامتر بالا نام دارد. نتایج تحلیل‌ها نشان داد که کیفیت تخریب با افزایش فاکتور تورم و کاهش زمان پایداری، ابعاد ذرات خرد شده در ناحیه تخریب و طول آویزانی افزایش خواهد یافت. برای اعتبارسنجی مدل از داده‌های معدن زغال‌سنگ پروده طبس استفاده شده است (Oraee and Rostami , 2008).

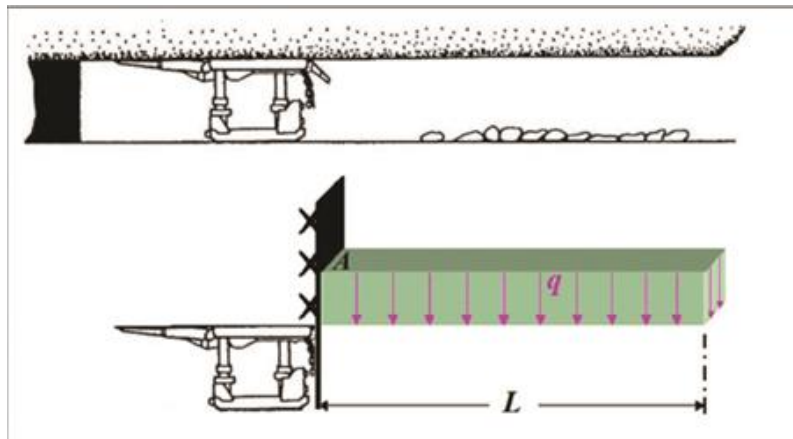
۹-۲ روش‌های تحلیلی

این روش‌ها با به‌کارگیری روابط ریاضی، فرض‌های مکانیکی و ساده‌سازی بر اساس روابط و نظریه‌های تیر و صفحه و گشتاور، استوار بوده و به بررسی طول دهانه تخریب، ارتفاع ناحیه تخریب و ... می‌پردازند. ساده‌سازی‌های انجام گرفته در این روش‌ها برای سهولت انجام محاسبات ریاضی و فهم و درک بهتر از رفتار و شرایط لایه‌های سقف است و به‌همین دلیل جواب به‌دست آمده، جوابی قطعی و دقیقی نخواهد بود.

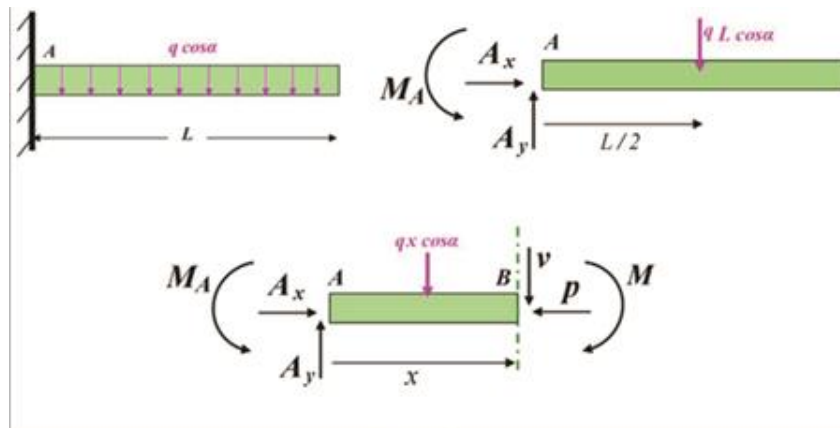
نوروزی و همکاران در سال ۲۰۱۲ با استفاده از تئوری پنگ (peng , 1987) که رفتار سقف بلاواسطه

^۱ Hanging wall

در زمان اولین تأثیر وزنی دوره‌ای را مانند یک تیر یک‌سر گیردار می‌دانست، رابطه‌ای تحلیلی برای محاسبه فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای ارائه نمودند. بر اساس مطالعه آنها سقف بلاواسطه در حین تأثیر وزنی دوره‌ای را می‌توان مانند شکل ۱۱-۲ مدل کرد. در این حالت سقف بلاواسطه در حالت افقی قرار دارد. با توجه به این موضوع که معمولاً لایه زغال‌سنگ و سقف بلاواسطه دارای زاویه‌ای با افق هستند، می‌توان آنها را مانند شکل ۱۲-۲ به صورت زیر مدل کرد (Noroozi et al, 2012).



شکل ۱۱-۲- مدل ساده سقف بلاواسطه در حین تأثیر وزنی دوره‌ای در حالت افقی (Noroozi et al, 2012)



شکل ۱۲-۲- مدل تیر سقف بلاواسطه در حین تأثیر وزنی دوره‌ای (Noroozi et al, 2012)

بر اساس مدل ارائه شده و با استفاده از تحلیل نیروها، بیشینه طول تیر مطابق با رابطه ۱-۲ به صورت

زیر محاسبه می‌شود:

$$L = \sqrt{\frac{\sigma_t h^2}{3q \cos \alpha}} \quad (1-2)$$

در این رابطه L طول تیر (m)، σ_t مقاومت کشش تیر (Mpa)، α زاویه شیب تیر نسبت به افق و q توزیع یکنواخت بار روی واحد طول تیر و به صورت رابطه ۲-۲ است:

$$q = \gamma h \quad (2-2)$$

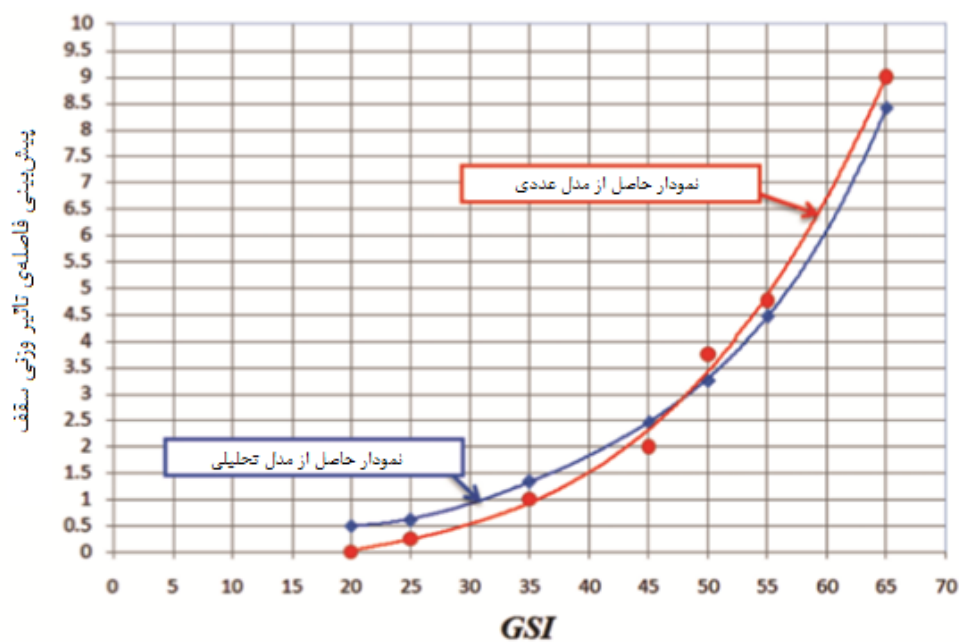
در این رابطه h ضخامت تیر (سقف بلاواسطه) (m) و γ وزن مخصوص تیر (سقف بلاواسطه) (MN/m³) است. بر این اساس رابطه قبل را می توان به صورت رابطه ۳-۲ نوشت:

$$L = \sqrt{\frac{\sigma_t h}{3\gamma \cos \alpha}} \quad (3-2)$$

در نهایت رابطه نهایی فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای بر اساس معیار شکست هوک-بروان سال ۲۰۰۲ به صورت رابطه‌ی ۴-۲ ارائه می شود:

$$L = \sqrt{\frac{\exp\left(\frac{GSI - 100}{9}\right) h \sigma_{ci}}{3\gamma m_t \exp\left(\frac{GSI - 100}{28}\right) \cos \alpha}} \quad (4-2)$$

در رابطه بالا، L فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای، σ_{ci} مقاومت فشاری سنگ بکر، h ضخامت سقف بلاواسطه، GSI شاخص مقاومت زمین شناسی، γ وزن مخصوص سقف بلاواسطه، M_i ثابت سنگ بکر و α زاویه شیب سقف بلاواسطه بر حسب درجه است. وی سپس با استفاده از مدل سازی عددی و شبیه سازی فرآیند تخریب با استفاده از مقادیر واقعی عملیات استخراج جبهه کار طولانی، فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای را برای مقادیر مختلف GSI محاسبه کرده و مقادیر حاصل را با مقادیر به دست آمده از رابطه تحلیلی مقایسه کرد. شکل ۲-۱۳ (Noroozi et al . 2012).



شکل ۲-۱۳- مقایسه میان نتایج روش عددی و تحلیلی در تایین فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای (, Noroozi et al 2012).

۲-۱۰ روش‌های عددی

اساس روش‌های عددی تبدیل یک محیط با بی‌نهایت درجه آزادی به محیطی با درجه آزادی محدود در تعداد معینی از نقاط محیط است. موقعیت، تعداد و ارتباط نقاط یاد شده توسط مش‌بندی^۱ مشخص می‌شود. به دلیل قابلیت بالای روش‌های عددی، می‌توان تأثیر ناپیوستگی‌هایی مانند گسل، درزه، صفحات لایه‌بندی و ناهمگنی‌ها را مطالعه و بررسی کرد. با بهره‌گیری از نرم‌افزارهای موجود و تعریف دقیق هندسه، شرایط مرزی، خواص مقاومتی و تغییر شکل پذیری توده‌سنگ، می‌توان طراحی قابل قبولی انجام داد. واقعیتی که نباید فراموش کرد این است که نتایج به دست آمده از مدل‌سازی عددی به داده‌های ورودی و فرض‌های ساده‌سازی بستگی دارد (فرامرزی و همکاران، ۱۳۹۵).

^۱ Mesh

ریچاردسون^۱ و همکاران در سال ۱۹۹۸ به بررسی تأثیر تغییر در متغیرهای مقاومت، ضخامت و مکان لایه‌های سقف نسبت به قسمت استخراجی و فرکانس درزه‌ها و ویژگی‌های فضای حفر شده با استفاده از یک مدل بلوکی پرداختند. این مدل بلوکی با استفاده از داده‌های تأثیر وزنی لایه‌های پترزبورگ اعتبار سنجی شد و بر این اساس این مدل ابزار مناسبی برای اندازه‌گیری فشار وارد بر نگهدارنده در حالات مختلف رفتار سقف با پتانسیل پیش‌بینی رفتار نگهدارنده در محیط زمین‌شناسی جدید بود.

کواشنیوسکی^۲ در سال ۲۰۰۸ با استفاده از روش المان مجزا با کد نویسی در نرم‌افزار محیط ناپیوسته UDEC با مدل‌سازی دو پهنه با شرایط سقف متفاوت از لحاظ پایداری، به بررسی رفتار لایه‌های سقف پهنه‌ی استخراجی زغال‌سنگ پرداخت. در مدل شماره یک لایه‌های سقف بلاواسطه سست، ناپایدار و مستعد ریزش بوده در حالی که در مدل شماره دو لایه‌های سقف با سنگ مستحکم، چگال و با تخریب پذیری کم جایگزین شده بود. در این شرایط ناپیوستگی‌ها و جدایش و تغییر شکل لایه‌های سنگ را در نزدیکی جبهه‌کار روش جبهه‌کار طولانی در شرایط استخراج غیر پیوسته در عمق ۹۰۰ متری زمین را بررسی کرد. همچنین میزان بار وارده به سیستم نگهداری سقف و میزان همگرایی سقف به کف پهنه در هر دو شرایط سقف سست و پایدار مورد بررسی قرار گرفت. کواشنیوسکی با استفاده از این روش مکان اولین ریزش، ابعاد و تعداد بلوک‌های ریزش در هر مرحله و محل تخریب کامل را تعیین کرد. در این پژوهش فرایند تخریب لایه‌ها (خمش و جدایش لایه‌ها)، حرکت بلوک‌های سنگی، گسترش ناحیه تخریب و همچنین تغییرات مقدار تنش‌ها در هر مرحله از پیشروی جبهه‌کار زغال‌سنگ برای هر دو شرایط سقف مورد بررسی قرار گرفت (Kwaśniewski, 2008).

^۱Richardson

^۲ M. Kwaśniewski

ترومن^۱ و همکارانش در سال ۲۰۰۹ به بررسی تغییرات بارگذاری چرخه‌ای با گذشت زمان بر سیستم نگهداری و میزان بار وارده بر آن و تعیین خرابی و عدم تامین مقاومت لازم در برابر بار سقف در شرایط اعمال بار چرخه‌ای به صورت خودکار با استفاده از نرم‌افزارهای موجود پرداختند. همچنین نشان دادند که این نرم‌افزارها توانایی کمک به خودکارسازی معدنکاری جبهه کار طولانی را نیز دارند.

ترومن و همکاران در سال ۲۰۱۱ به بررسی مکانیزم بارگذاری نگهدارنده سپری لایه‌های سقف در معادن جبهه کار طولانی پرداختند. آنها به بازنگری کار محققانی که در زمینه رابطه کیفی میان اندرکنش سپرها و لایه‌های سقف کار کرده بودند با استفاده از نسخه جدید نرم‌افزار Longwall visual Analysis که توانایی تجزیه و تحلیل چرخه کارآمد بارگذاری را دارد پرداختند. خروجی‌های نرم‌افزار توانایی مشخص کردن اندرکنش میان نگهدارنده و لایه‌های سقف را دارا بود. نتیجه تحلیل‌ها نشان داد که دلیل اصلی سقوط سقف تأثیر وزنی دوره‌ای سطح بالایی است که موجب بارگذاری اضافی در سپرها می‌شود.

وانگ^۲ در سال ۲۰۱۱ با تعیین ویژگی‌های سقف سخت در سینه کار روش جبهه کار طولانی و ایجاد تغییرات در ویژگی‌ها و کنترل‌های لازم و با استفاده از مدل‌سازی مکانیکی و روش‌های محاسباتی، به اندازه مورد نیاز مقاومت نگهدارنده در زمان تخریب فضای استخراج شده در پشت سینه کار و فاصله فشار کنترلی تحت کنترل سقف سخت، در سینه کار روش جبهه کار طولانی دست یافت و بر اساس آن به مدیریت ایمنی سقف سخت و تأثیرات آن بر معدنکاری پرداخت.

اصغر نوروزی و همکاران در سال ۲۰۱۲ نحوه‌ی انتخاب سیستم نگهداری بر اساس فاصله تأثیر وزنی را بررسی کرده و مدل جدیدی را برای بررسی فاصله تأثیر وزنی در معادن زغال‌سنگ با استفاده از یک روش تحلیلی ارائه کردند. این مدل به وسیله داده‌های برداشت شده از برخی معادن زغال‌سنگ اعتبار

^۱ Trueman

^۲ Wang

سنجی شد.

سینگ^۱ و سینگ^۲ در سال ۲۰۱۲ برای توضیح تأثیر ویژگی‌های لایه‌های سقف، در رفتار لایه‌ها و مناسب بودن ظرفیت سیستم نگهداری سقف برای نگهداری سقف پهنه استخراجی در طی سه مرحله مختلف به مدل‌سازی عددی پرداختند. مطالعه‌ی آنها نشان می‌دهد که حتی اگر سیستم نگهداری دارای ظرفیت مناسب برای کار در عمق تحت تغییر شکل‌های لایه‌های سقف باشد، همچنان نیازمند استفاده مداوم از یک شیر سریع عملکرد (RYV) با ظرفیت حداکثر تخلیه ۴۷۰ L/min برای استخراج ایمن و نگهداری سقف کارگاه است. استخراج ایمن و روان در پهنه‌های روش جبهه‌کار طولانی تحت تأثیر تغییر شکل لایه‌های سقف سخت، نیازمند استفاده مداوم از نگهدارنده‌ای با ظرفیت بالا و دارای سوپاپ RYV برای مدیریت ایمن از تخریب بزرگ تحت شرایط عمومی لایه‌ها خواهد بود. در مدل اول آنها سقف بلاواسطه‌ای با ارتفاع ۷ متر متشکل از شیل به ضخامت ۴ متر و زغال‌سنگ به ضخامت ۳ متر در نظر گرفته شد. در این مدل سقف اصلی دارای ارتفاع ۲۴/۴ متر و متشکل از ماسه‌سنگ سخت بود. سقف بلاواسطه در مدل دوم همانند مدل اول با ضخامت ۷ متر در نظر گرفته شده است. با این تفاوت که تمام آن از جنس ماسه‌سنگ با مقاومت فشاری ۴۰/۱ مگاپاسکال است. در مدل سوم سقف بلاواسطه در نظر گرفته نشده و لایه زغال‌سنگ استخراجی درست در زیر توده ماسه‌سنگ ضخیم مدل شده است (Singh and Singh 2012).

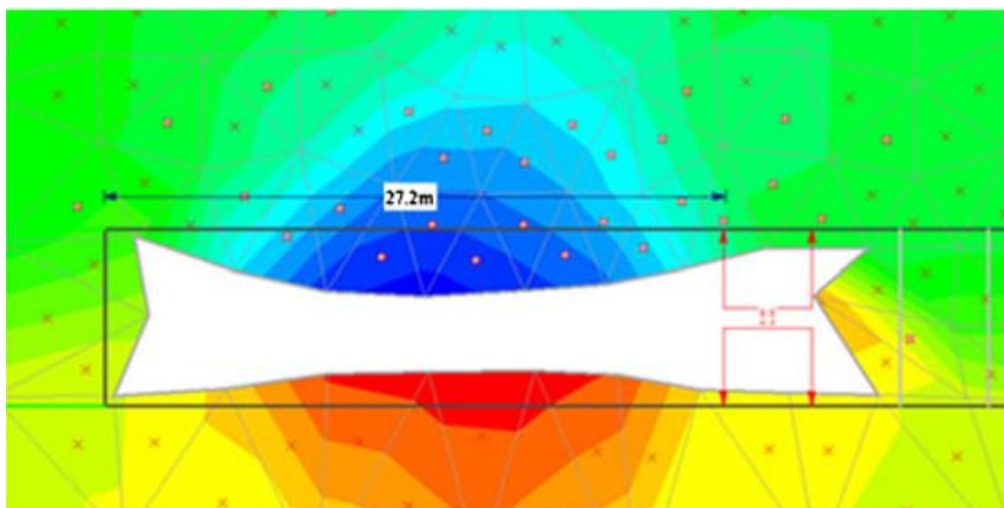
شعبانی مشکول در سال ۲۰۱۲ به بررسی تخریب تدریجی و شکست لایه‌های سقف، تحکیم و فشرده‌شدگی مواد تخریب شده و مطالعه تغییرات تنش در اثر این فرایندها و تحلیل پایداری پهنه، راهروها و انواع پایه‌ها در روش جبهه‌کار طولانی پرداخت. برای این منظور وی از روش مدل‌سازی عددی

^۱ Singh .G. S. P

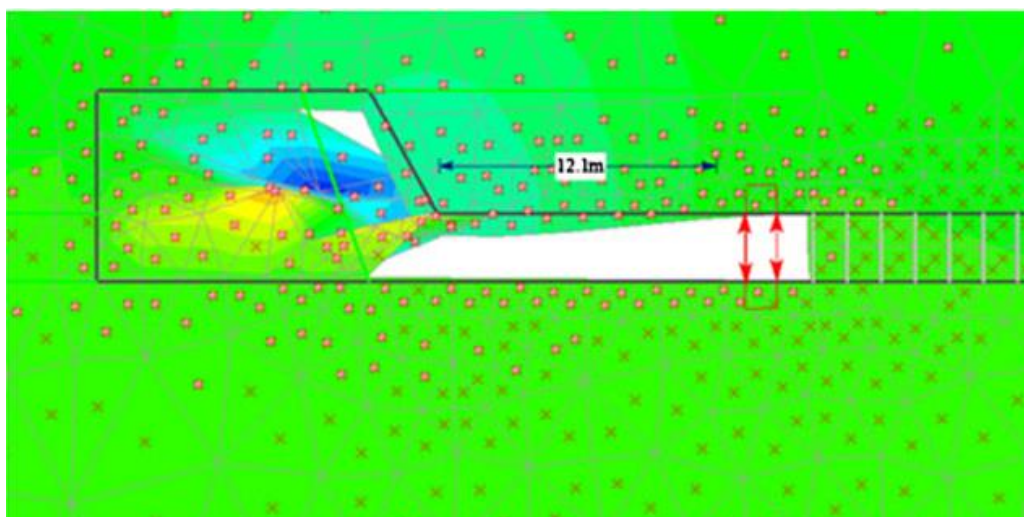
^۲ Singh. U. K

در محیط‌های پیوسته و گسسته برای مطالعه دقیق فرآیند تخریب استفاده کرد. علاوه بر این تحلیل پایداری سقف پهنه و راهروها در حالت با تنش‌های افقی برجا و بدون تنش‌های افقی برجا انجام شد. در این پژوهش خصوصیات مکانیکی ناپیوستگی‌ها و ابعاد بلوک‌ها در روش عددی گسسته از طریق محاسبات برگشتی بر اساس داده‌های حاصل از نشست سطح زمین محاسبه شده است. نتایج به‌دست آمده از مدل‌سازی‌های عددی و تحلیلی بیانگر عملکرد خوب روش‌های مورد بررسی در شبیه‌سازی فرآیند تخریب و پیش‌بینی تأثیرات آن در حوزه‌های مختلف بوده است. بر اساس این مطالعه قبل از وقوع اولین ریزش، لایه‌های سقف مانند یک تیر قوسی شکل عمل کرده و خمش این تیرها موجب ایجاد نوسانات تنش در لایه‌های سقف می‌شود (Shabanimashcool, 2012).

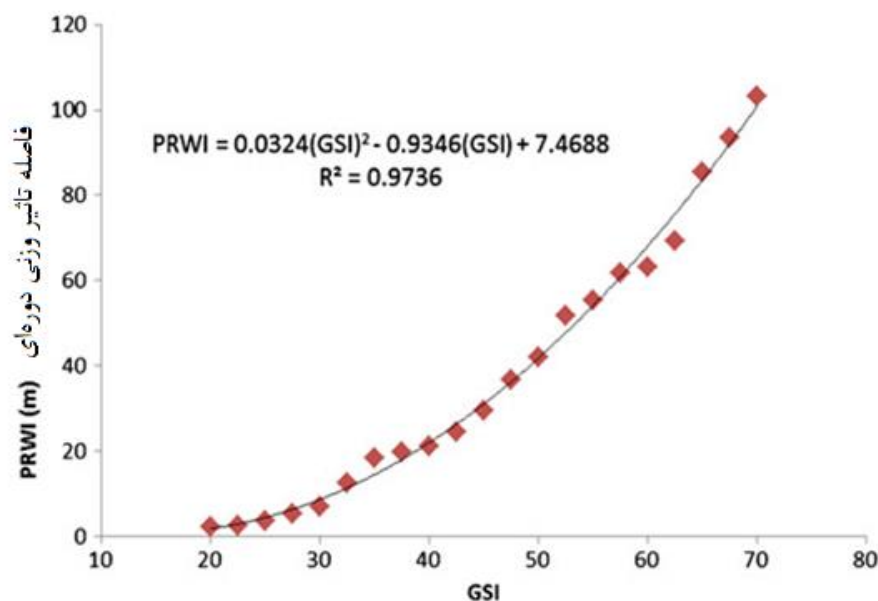
حسینی و همکاران در سال ۲۰۱۳ به بررسی مکانیزم تخریب سقف در معدنکاری جبهه‌کار طولانی، همراه با اثرات ویژگی‌های مهندسی و ژئومکانیکی توده‌های سنگ دربرگیرنده و مقدار و زمان بارگذاری دوره ای پرداختند. برای این منظور ابتدا یک معدن جبهه‌کار طولانی با استفاده از نرم‌افزار Phase2 مدل سازی شده و سپس با شبیه سازی فرآیند تخریب سقف، بازه‌ی تأثیر وزنی دوره ای را محاسبه کردند. بر اساس مدل‌سازی عددی، اولین فاصله تأثیر وزنی سقف و فاصله تأثیر وزنی دوره‌ای سقف به ترتیب ۲۷/۲ و ۱۲/۱ متر محاسبه شد. شکل‌های (۲-۱۴) تا (۲-۱۵) میزان گام تخریب و تخریب در سقف در تخریب دوره‌ای و گام تخریب اولیه را نشان می‌دهند. سپس تحلیل حساسیت برای تعیین تأثیر تغییرات خواص مکانیکی توده‌سنگ، به ویژه در سقف اصلی و سقف بلاواسطه اعمال شد. نتایج تحلیل نشان می‌دهد هنگامی که GSI و کیفیت سقف بلاواسطه افزایش می‌یابد، بازه تأثیر وزنی دوره ای افزایش پیدا می‌کند. از این رو، الگوریتم بکار رفته در این تحقیق به طور موثری می‌تواند بازه تأثیر وزنی دوره ای سقف در روش معدنکاری جبهه‌کار طولانی را محاسبه کند (Hosseini et al, 2013).



شکل ۲-۱۴- محاسبه گام اولیه تخریب در مدل سازس عددی (Hosseini et al , 2013).



شکل ۲-۱۵- محاسبه گام تخریب دوره‌ای با استفاده از مدل سازی عددی (Hosseini et al , 2013).



شکل ۲-۱۶ - میزان فاصله گام تخریب دوره‌ای به ازای GSI مختلف (Hosseini et al , 2013)

مانگال^۱ و پاول^۲ در سال ۲۰۱۶ به مرور فرآیند تخریب سنگ و روش‌های متعارف رفتار تخریب و مقاومت مورد نیاز نگهدارنده در چارچوب لایه‌های اصلی در سرتاسر دنیا پرداختند.

جیانگ هیانگ^۳ و همکاران در سال ۲۰۱۶ به نحوه توزیع فشار پایه‌های جلویی در ارتباط با میزان بار وارده، تغییر شکل، توزیع انرژی سقف سخت قبل از تأثیر وزنی دوره‌ای پرداختند و تمام پارامترهای معادلات شکست و شرایط پیوستگی و شرایط مرزی طبیعی را با استفاده از نرم‌افزار Matlab به دست آوردند.

^۱ Mangal Aveek

^۲Paul. P.S

^۳ Haijun Jiang

لیو چانگ^۱ و همکاران در سال ۲۰۱۷ با استفاده از مدل سازی عددی به بررسی اثر ارتفاع های مختلف معدنکاری بر فرایند انفجار، ویژگی های حرکتی، تعادل و شرایط پایداری در بارگذاری در اندرکنش میان سپر و سنگ های اطراف آن پرداختند و با استفاده از مدل عددی، عوامل درونی برای تغییرات مقاومت سپر نگهدارنده تحت ارتفاع های مختلف معدنکاری مطالعه شده و رابطه کمی بین ارتفاع معدنکاری و مقاومت سپر را محاسبه کردند.

گزیده ای از کار محققین پیشین پیرامون تعیین گام تخریب و فرآیند تخریب سقف در جدول (۲)-۱ آورده شده است.

جدول ۱-۲- پیشینه تحقیق

سال	محقق	توضیحات	روش
۱۹۸۲	Singh and singh	طبقه بندی سقف بر اساس شاخص پایداری و تخمین دهانه ریزش و تخریب دوره ای	تجربی
۱۹۸۴	Peng	تقسیم بندی سقف بلاواسطه به سه دسته پایدار، نیمه پایدار و ناپایدار	تجربی
۱۹۸۴	Peng and Chiang	تعیین طول دهانه ریزش اصلی و دوره ای	تحلیلی

^۱Chuang Liu

ادامه جدول ۱-۲

تجربی	بررسی داده‌های ثبت شده برای تخمین عملکرد سیستم نگهداری، طول تاثیر وزنی و تاثیر آن بر روی سیستم نگهداری	Peng	۱۹۸۷
عددی	بررسی تاثیر وزنی دوره‌ای بر نگهدارنده‌های روش جبهه کار طولانی	Richardson et al.	۱۹۹۸
تجربی	ارائه مدلی برای طبقه بندی سقف معادن زغال سنگ هندوستان بر اساس قابلیت تخریب	Das	۲۰۰۰
تجربی	ارائه یک مدل فازی برای طبقه بندی کیفیت تخریب کمر بالا	Oraee and Rostami	۲۰۰۸
عددی	مدل سازی عددی رفتار لایه ها در حین استخراج به روش جبهه کار طولانی	M. Kwaśniewski	۲۰۰۸
عددی	بررسی رفتار تخریبی لایه ها و عملکرد سیستم نگهداری	Singh and singh	۲۰۰۹
عددی	بررسی بنیادی مفاهیم اندرکنش سپر نگهدارنده در نگهداری سقف بلاواسطه	R.Trueman et al.	۲۰۰۹
تحلیلی	ارائه مدل طبقه بندی سقف سینه کار در لایه های ضخیم و تعیین ارتفاع تخریب این لایه ها با استفاده از مدل سازی فیزیکی و حل تحلیلی	Wang et al.	۲۰۱۱
عددی	کنترل سقف به وسیله سپر نگهدارنده و بررسی ویژگی های اندر کنش لایه های سقف با سپر نگهدارنده به وسیله نرم افزار Longwall Visual Analysis	R.Trueman et al	۲۰۱۱

ادامه جدول ۱-۲

۲۰۱۲	Noroozi et al.	ارائه مدل تحلیلی برای محاسبه فاصله تاثیر وزنی دوره‌ای سقف بلاواسطه شیب‌دار و مقایسه با نتایج واقعی عددی	تحلیلی- عددی
۲۰۱۲	shabanimashcool	مدل‌سازی عددی تخریب سقف و مقایسه آن با روش تحلیلی	تحلیلی- عددی
۲۰۱۲	Singh and singh	بررسی تاثیر خصوصیات لایه‌های روباره بر روی رفتار تخریبی لایه‌ها و عملکرد سیستم نگهدارنده‌ی قدرتی سقف	عددی
۲۰۱۲	نورعلی و همکاران	تعیین فاصله تاثیر وزنی اول و فرآیند تخریب و اثرات آن با استفاده از مدل‌سازی عددی	عددی
۲۰۱۴	Hosseini et al.	فرآیند استخراج و فاصله تاثیر وزنی دوره‌ای را با استفاده از مدل‌سازی عددی بررسی کرده و به برقراری رابطه‌ای میان این فاصله و GSI پرداخته است.	عددی
۲۰۱۶	Mangal et al.	به بررسی بار موثر لایه‌ها در تخریب و تعیین مقاومت نگهدارنده قدرتی برای نگهداری سقف پرداخت.	عددی
۲۰۱۶	Haijun Jiang et al.	بررسی تحلیل ممان خمشی لایه‌های سقف سخت، تغییر شکل لایه‌ها قبل از شکست، تقسیم بندی سقف به پنج منطقه و مدل کردن سقف قبل از تاثیر وزنی دوره‌ای	عددی
۲۰۱۷	Jiachen Wang et al.	رابطه بین ارتفاع معدن‌کاری و مقاومت لازم نگهدارنده را با استفاده از مدل‌سازی عددی بررسی کردند	عددی

۱۱-۲ جمع بندی

این فصل در ابتدا به شرح روش جبهه‌کار طولانی و اهمیت تخریب سقف پهنه‌ی استخراجی می‌پردازد. در ادامه اطلاعاتی پیرامون دسته‌ی بندی سقف پهنه در ناحیه‌ی استخراجی به خواننده داده و چگونه‌ای گسترش ترک و شکستگی‌های برشی و کششی در سقف را شرح می‌دهد. در انتهای فصل پیشینه‌ی

تحقیقات پیرامون روش‌های مختلف محاسبه‌ی گام تخریب و تخریب سقف بررسی شده است. فصل سوم به معرفی مطالعه‌ی موردی و ابزار و اطلاعات مورد نیاز برای انجام پایان‌نامه خواهد پرداخت.

معرفی مطالعه‌ی موردی

و

ابزار و اطلاعات مورد نیاز

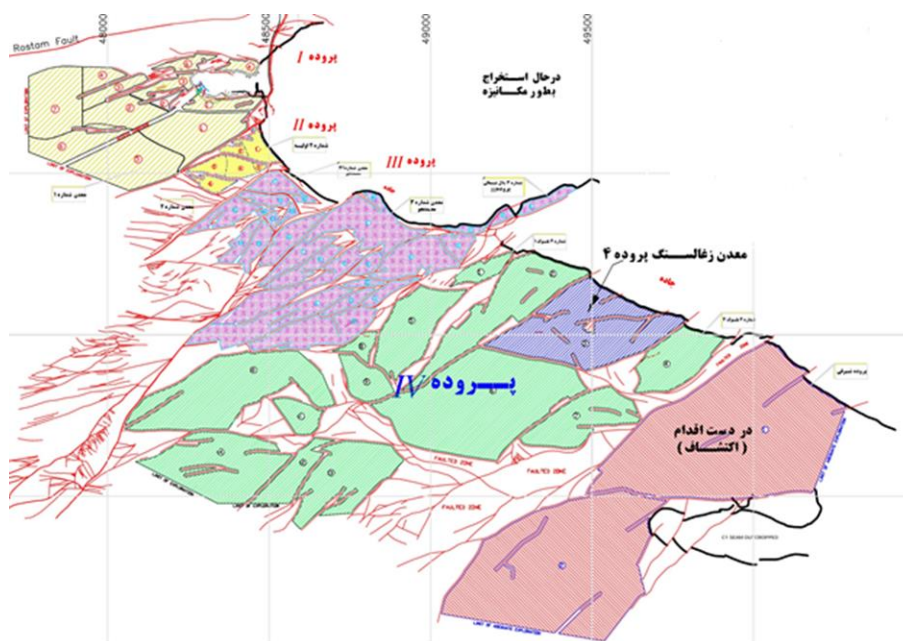
۱-۳ مقدمه

در این فصل مشخصات و مکان مطالعه‌ی موردی معرفی شده است و در ادامه‌ی فصل ابزار و اطلاعات مورد استفاده برای انجام این پایان‌نامه توضیح داده شده است.

۲-۳ - معدن زغال‌سنگ پروده طبس

۱-۲-۳ - موقعیت جغرافیایی

ناحیه پروده با وسعتی در حدود ۱۲۰۰ کیلومترمربع در ۷۵ کیلومتری جنوب شهرستان طبس با عرض جغرافیایی ۵ درجه و ۳۳ دقیقه تا ۵۰ درجه و ۳۲ دقیقه و طول جغرافیایی ۱۵ درجه و ۵۷ دقیقه تا ۴۵ درجه و ۳۲ دقیقه قرار گرفته است. در شمال این ناحیه دشت هموار و باتلاق‌های نمک و در سمت جنوب رسوبات تریاس و ژوراسیک قرار دارد، که ارتفاعات نه چندان مرتفعی را به وجود آورده اند. شرق ناحیه به ارتفاعات شتری و غرب آن به ارتفاعات کمرمهدی محدود شده است (شکل ۱-۳).



شکل ۱-۳- نمای کلی از محدوده پروده‌ی طبس (گزارشات زمین‌شناسی معدن زغال‌سنگ پروده طبس)

ناحیه پروده طبس از شمال به جنوب از دیدگاه زمین‌شناسی تغییراتی را در خود نشان می‌دهد.

حد فاصل گسل رستم تا رخنمون لایه‌های زغال‌سنگ را عموماً پستی و بلندی‌های زیاد و دره‌های نسبتاً عمیق در بر گرفته است سپس ناهمواری‌های رسوبات تریاس و ژوراسیک کاهش یافته و بخش بزرگی از محدوده به زمین‌های هموار همراه با تپه ماهورهای نسبتاً کم ارتفاع تبدیل می‌شود، از این ناحیه تا تپه‌های گنبدی آهک طبس مجدداً ردیف منطقه ناهموار و ارتفاعات و دره‌های عمیق شکل منطقه را دگرگون می‌کند. از آلوویوم تپه‌های آهکی تا انتهای منطقه که گسل قوریچای قرار دارد، دشتی کاملاً هموار و عموماً پوشیده از آلوویوم به چشم می‌خورد. ارتفاع متوسط ناحیه زغال‌دار پروده از سطح دریا ۸۵۰+ متر است که مرتفع‌ترین نقطه آن در غرب، ۱۰۴۷+ متر در محل جنوبی آنتی‌کلین پروده ۱ و پست‌ترین آن در شرق، ۷۳۰+ متر است.

۳-۲-۲ شرایط آب و هوایی

ناحیه پروده طبس با آب و هوای خشک از مناطق کویری ایران محسوب می‌شود. درجه حرارت در طول شبانه‌روز شدت دست خوش تغییرات است، تغییرات دمایی در این منطقه حتی در طول ماه‌های یک فصل به شدت به چشم می‌خورد، به‌طوری که درجه حرارت شهر طبس در تابستان تا ۴۹+ درجه سانتی‌گراد افزایش یافته و در زمستان به ۵- درجه سانتی‌گراد می‌رسد. میزان بارندگی در این منطقه کم بوده و رودخانه‌ها دارای جریان دائمی نیستند و تنها تعدادی رودخانه فصلی در این منطقه جریان دارد. پوشش گیاهی این ناحیه همانند سایر بیابان‌های ایران شامل بوته‌های پراکنده است.

۳-۲-۳ راه‌های ارتباطی

راه‌های ارتباطی شهرستان طبس با شهرهای اطراف عبارتند از : جاده طبس- مشهد به طول ۵۶۶ کیلومتر از طریق شهرهای طبس، بشرویه، فردوس، گناباد، تربت حیدریه و مشهد، مسیر طبس-مشهد با طول ۵۲۳ کیلومتر با عبور از دیهوک و فردوس به مشهد، جاده طبس- بیرجند با طول ۲۷۰ کیلومتر از طریق طبس، دیهوک و بیرجند، جاده طبس- یزد به طول ۴۰۶ کیلومتر، طبس- کرمان به طول ۵۲۲

کیلومتر از مسیر راور-کرمان و جاده طبس-شاهرود به طول ۶۰۴ کیلومتر. سایر مسیرهای ارتباطی طبس به شهرستان‌های اطراف آن است. دو مسیر ارتباطی شهرستان طبس را به محدوده معدن پروده متصل می‌کند. نخست مسیری از طریق جاده جدید یزد به طول ۷۵ کیلومتر و دیگری از طریق روستاهای خسروآباد، کریت و فهانج به طول ۸۲ کیلومتر این ارتباط را برقرار کرده است.

۳-۲-۴- فعالیت‌های اکتشافی منطقه

ناحیه زغال‌دار پروده با وسعتی حدود ۱۲۰۰ کیلومتر مربع در اثر فعالیت چندین گسل به بلوک‌های متعددی تقسیم شده است، ولی در عین حال رخنمون لایه زغال‌سنگ از غرب به شرق، در طول ۴۰ کیلومتر تداوم داشته و تغییرات کمی و کیفی آن‌ها از روند کاملاً مشخصی پیروی می‌کند. پس از ارائه گزارش عملیات اکتشافی مقدماتی پروده ۳ در سال ۱۳۶۹، مطالعات امکان‌سنجی مناطق اکتشاف شده توسط شرکت آدام^۱ شرکتی متشکل از چند شرکت کانادایی و انگلیسی، آغاز شد. به موازات این عملیات اکتشافات جدیدی در مناطق پروده ۱ و ۲ و ۳ از سرگرفته شد و عملیات اکتشافی پروده شرقی متوقف گردید. همچنین تهیه گزارش اکتشاف منطقه پروده که عملیات اکتشاف مقدماتی آن با حفر ۱۱۴ حلقه چاه به پایان رسیده بود، به عهده مشاور شرکت آدام گذاشته شد و تهیه گزارش بخش اکتشاف شده پروده شرقی از اولویت خارج شد. پیش از انجام عملیات اکتشافات تفصیلی در مناطق پروده ۱ و ۲ و ۳ و ارائه گزارش‌های اکتشافی مربوط به آنها، مطالعات امکان‌سنجی و طراحی مقدماتی معادن مرکزی، ۱ و ۲ و ۳ و ۴ انجام و طراحی معادن فاز یک صورت پذیرفت.

۳-۲-۵- تاریخچه مطالعات اکتشافی

مطالعات اکتشافی مناطق زغال‌دار طبس، برای اولین بار در سال ۱۳۴۷ توسط گروه‌های اعزامی از واحد کرمان آغاز شد و به دنبال آن در سال ۱۳۴۹ کارشناسان روسی شرکت ذوب آهن به منظور تعیین

^۱ ADAM

کیفیت از لایه‌های زغال‌سنگ این ناحیه نمونه برداری کردند. در سال های ۱۳۵۲ و ۱۳۵۳ کارشناسان روسی و ایرانی به مناطق مزبور اعزام شده و در ارتباط با زغال‌خیزی و استراتیگرافی منطقه مطالعاتی را انجام دادند. فعالیت های اکتشافی در منطقه در سال ۱۳۵۷ در اثر زلزله طبس متوقف شده و پس از انقلاب و در دی ماه سال ۱۳۵۸ این فعالیت ها از سرگرفته شد. در این مرحله تهیه نقشه ۵۰۰۰۰ : ۱ از ناحیه انجام شد و همچنین به کمک اطلاعات به‌دست آمده از عملیات حفاری، اولین گزارش اکتشافی تحت عنوان گزارش میان دوره‌ای از نتایج پی جویی و تهیه نقشه زمین‌شناسی منطقه پروده در اردیبهشت سال ۱۳۶۳ ارائه شد، در سال ۱۳۶۹ با توجه به نتایج به دست آمده از اکتشافات مقدماتی منطقه پروده ۱ و ۲ و ۳ مطالعات امکان سنجی احداث معدن در دستور کار قرار گرفت. در همین سال استخراج کانسار زغال‌سنگ پروده توسط شرکت آدام امکان پذیر اعالم شد. به دنبال آن در سال ۱۳۷۰ قرارداد طراحی تفصیلی معادن فاز یک و طراحی مقدماتی معادن فاز دو، با شرکت مذکور منعقد گردید و از بهمن همان سال، اجرای این طرح شروع شده و پس از دو سال کار مداوم طراحی معدن به پایان رسید. با شروع مطالعات امکان سنجی، عملیات اکتشافی جدیدی بالغ بر ۶۵ هزار متر حفاری توسط مشاور برای مناطق پروده ۱ و ۲ و ۳ پیشنهاد شد که این عملیات همزمان با طراحی معدن انجام پذیرفت.

بنابه درخواست شرکت معدن‌جو و موافقت شرکت ملی فولاد ایران بخشی از منطقه زغال‌خیز پروده طبس به نام پروده ۵ جهت تجهیز و بهره برداری و تامین قسمتی از زغال‌سنگ مورد نیاز صنایع ذوب آهن کشور در اختیار این شرکت قرارگرفت و توافق‌نامه اصولی اکتشاف محدوده مورد نظر با مساحت ۲۲ کیلومتر مربع از طرف اداره کل معادن و فلزات استان خراسان به نام این شرکت صادر شد.

کانسار زغال‌سنگ پروده ۵ در قسمت شرق ایران مرکزی در استان یزد و در طول جغرافیایی ۵۶ درجه و ۵۷ دقیقه تا ۵۶ درجه و ۴۴ دقیقه شرقی و عرض جغرافیای ۳۲ درجه و ۴۸ دقیقه تا ۳۲ درجه

و ۵۹ دقیقه شمالی قرار دارد. روستاهای نزدیک به آن پروده، پیکوه، نیستان و کریت هستند. عملیات پی جویی در این محدوده بین سالهای ۱۳۵۴ تا ۱۳۶۰ و مرحله اکتشافات معدن از سال ۱۳۶۰ تا ۱۳۶۷ به طول انجامید. این معدن در سال ۱۳۷۶ به بهره برداری رسید. و روش استخراج زیرزمینی جبهه کار طولانی برای استخراج زغال سنگ برای آن انتخاب شد.

۳-۲-۶- گسترش لایه های زغال سنگ

محدوده اصلی شامل ۵ لایه زغال سنگ است که ۴ لایه C1 , B2 , B1 , C2 در طول ۴۰ کیلومتر داری رخنمون هستند لایه D1 در این محدوده رخنمون ندارد. به طور کلی ضخامت لایه ها از غرب به شرق به تدریج کاهش یافته و لایه های مرکب به تدریج به لایه های ساده تبدیل می شوند.

خاکستر لایه های زغال نیز در همین جهت کاهش می یابد. تکتونیک ناحیه نیز تغییرات قابل توجهی را بر لایه های زغال سنگ تحمیل نموده است. این پدیده ها در نواحی پروده ۲ و ۳ و یال نیمه شمالی پروده ۱ بیشتر دیده می شود. علاوه بر مناطق یاد شده، بلوک هایی که در مجاورت گسل های بزرگ قرار گرفته اند، به شدت تکتونیزه شده و به ساختمان های پیچیده زمین شناسی تبدیل شده اند. اما در نواحی یال جنوبی آنتی کلین پروده ۱، بخش هایی از پروده ۴ و پروده شرقی و همچنین در چند بلوک کوچک تر در بخش هایی از مناطق پروده ۲ و ۳ و ۵ ویژگی هایی از قبیل شیب کم و یکنواخت و ضخامت ثابت لایه های زغال سنگ، این منطقه را از سایر مناطق زغال دار ایران متمایز کرده است.

۳-۲-۷ مشخصات لایه های زغال سنگ منطقه

پایین ترین لایه زغال سنگ قابل کار منطقه، B1 بوده و ضخامت این لایه در بخش های قابل کار بین ۴/۰ تا ۵۵/۱ متر در نوسان است. بیشترین ضخامت این لایه در مناطق پروده ۱ و ۲ دیده شده و با پیشروی به سمت شرق از ضخامت آن کم می شود، به طوری که در پروده شرقی کاملاً محو شده است. لایه B2 به طور متوسط در ۱۰ تا ۱۵ متری بالای لایه B1 قرار دارد. ساختار آن به خصوص در منطقه

پروده ۱ کاملاً مرکب بوده و تعداد انشعابات آن گاهی به پنج نیز می‌رسد. ضخامت این لایه در بخش‌های قابل کار، بین ۰٫۴ تا ۱٫۷۵ متر تغییر می‌کند. لایه B₂ از نظر ضخامت و کیفیت در مناطق پروده ۳،۲ و ۴ نسبت به سایر مناطق از شرایط بهتری برخوردار است و خاکستر این لایه از ۴۵ درصد پروده ۱ به ترتیب به ۳۵ درصد، ۳۲ درصد و ۲۸ درصد در مناطق پروده ۳،۲ و ۴ کاهش می‌یابد. ضخامت این لایه به سمت شرق کاهش یافته و به تدریج محو می‌شود.

لایه C₁ به‌طور متوسط در ۲۶ متری بالای لایه B₂ قرار گرفته و در مقایسه با سایر لایه‌ها از ثبات و یکنواختی بیشتری برخوردار است. ضخامت این لایه مثل سایر لایه‌های این ناحیه از غرب به شرق کاهش می‌یابد، ولی ضخامت قابل کار آن در کل ناحیه حفظ شده است. ضخامت کل این لایه بین ۰٫۵ تا ۲٫۲۰ متر تغییر می‌کند و ضخامت متوسط آن در مناطق پروده ۳،۲، ۱ و ۴ شرقی به‌ترتیب برابر ۱٫۸۳، ۱٫۲۵، ۰٫۹۲ و ۰٫۶۹ متر است. لایه C₁ در محدوده پروده ۱ لایه‌ای مرکب از ۲ تا ۴ شاخه و در پروده ۲ یک تا دو شاخه و در مناطق پروده ۳ و ۵ و شرقی عمدتاً از یک تا دو شاخه تشکیل شده است. خاکستر این لایه به طور قابل ملاحظه‌ای از غرب به شرق کاهش می‌یابد. متوسط آن در منطقه پروده ۱ معادل ۳۵ درصد، در پروده ۲۹/۲ درصد، در پروده ۳ و ۵ برابر ۱/۵۹ درصد و در پروده ۴ و شرقی معادل ۱۷ درصد است.

دو لایه C₂ و D₁ به‌ترتیب در ۱۰ تا ۵۰ متری بالای لایه C₁ قرار گرفته‌اند. لایه‌های C₂ و D₁ لایه‌های ناپایدار منطقه به شمار می‌روند و در محدوده وسیعی از ناحیه پروده ضخامت قابل کار خود را از دست می‌دهند. ضخامت این دو لایه در بخش‌های قابل کار بین ۰٫۴ و ۰٫۷ متر در نوسان بوده و غالباً از یک تا دو شاخه تشکیل شده‌اند. این دو لایه تنها در بخش‌هایی از پروده ۱، پروده ۲ و ۳ قابل کار بوده و با پیشروی به طرف شرق ناحیه ضخامت آن‌ها کاهش یافته و در پروده شرقی به طور کلی محو می‌شوند.

۳-۳ معرفی نرم افزار عددی

۱-۳-۳ نرم افزار FLAC3D

نرم افزار FLAC یک برنامه دو بعدی (۳ بعدی) تفاضل محدود از مجموعه نرم افزاری آیتسکا^۱ برای انجام محاسبات ژئومکانیک مهندسی است که برای حل مسائل معدنی و عمرانی در محیط های پیوسته مورد استفاده قرار می گیرد. این نرم افزار توانایی شبیه سازی حفريات درون خاک و سنگ را دارا است. می توان از این نرم افزار برای بررسی پایداری استاتیکی و دینامیکی سازه های سنگی و خاکی در سطح و زیرزمین استفاده کرد. همچنین این نرم افزار برای فرآیندهای فیزیکی ناپایدار راه حل های پایدار ارائه می دهد. FLAC قابلیت تعریف معیارهای شکست گوناگونی مانند معیار شکست موهر-کولمب، دراگر پراگر و هوک و براون برای بررسی رفتار شکست و گسیختگی در سنگ و خاک را دارد. FLAC3D براساس تحلیل محاسباتی لاگرانژی استوار بوده و برای مدل سازی تغییر شکل های بزرگ نیز به کار می رود.

در این نرم افزار مواد به صورت المان های چند وجهی در یک شبکه ۳ بعدی که ابعاد و شکل هندسی آن توسط کاربر تنظیم شده است، ارائه می شود. هر المان طبق قانون خطی یا غیر خطی تنش-کرنش از پیش تعیین شده، در پاسخ به نیروهای اعمالی یا محدودیت های مرزی رفتاری از خود نشان می دهد. مواد قابلیت تسلیم شدگی و جریان یافتگی را داشته و شبکه های تعریف شده نیز قابلیت تغییر شکل و حرکت همراه با مواد را دارند. با توجه به قابلیت های بسیار زیاد این نرم افزار در مدلسازی های ژئوتکنیکی، در تحقیق پیش رو از نرم افزار FLAC3D V.5 استفاده شده است.

۲-۳-۳ مراحل حل مسئله در FLAC3D

برای حل مسئله و رسیدن به جواب درست در نرم افزار FLAC باید مراحل زیر را به ترتیب انجام

^۱ ITASCA

داد، در ادامه به بررسی و توضیح هر مرحله در حل مسئله در این نرم‌افزار پرداخته شده است.

۱. ساخت مدل اولیه

(a) ساخت هندسه مدل

(b) انتخاب مدل رفتاری و تعیین خصوصیات ماده

(c) اعمال شرایط مرزی و اولیه^۱

۲. حل و بررسی مدل ساخته شده و اصلاح مدل در صورت نیاز

۳. تفصیر نتایج

۱-۲-۳-۳ گام نخست: هندسه سازی

اولین گام در ساخت یک مدل، ساخت هندسه‌ی آن است. در ابتدای کار در این نرم‌افزار با استفاده از شکل‌های ساده اولیه، شکلی مطابق با هندسه‌ی اصلی سازه‌ی مورد مطالعه ساخته می‌شود. زون‌بندی در این نرم‌افزار همزمان با هندسه‌سازی صورت گرفته و تعداد المان‌ها توسط کاربر تعیین می‌شود. چگالی زون‌بندی مدل باید توزیع مناسبی داشته باشد و مقادیر منطقی برای ابعاد زون‌ها تعیین شود. بهینه بودن ابعاد زون‌ها تأثیر بسزایی در زمان حل مدل و دقت جواب‌های بدست آمده دارد.

۲-۲-۳-۳ گام دوم: انتخاب مدل ساختاری و تعیین خصوصیات ماده

پس از ساخت هندسه، برای بررسی رفتار لایه‌های سنگی باید به زون‌های ایجاد شده لایه‌ها مدل رفتاری مناسب اعمال کرد. مدل رفتاری، رفتار لایه‌های سنگی در طی حفر سازه‌های مختلف نشان می‌دهد. در ادامه این فصل به بررسی برخی از مدل‌های رفتاری قابل تعریف برای سنگ و خاک در

^۱ Boundary condition

نرم افزار FLAC3D آورده شده است.

۳-۲-۳-۳ گام سوم: شرایط مرزی و اولیه

مرزهای المان های FLAC به صورت نامحدود تعریف شده است. این مرحله شامل اعمال بارها و نیروهای خارجی و یا فشار لایه های فوقانی و محدود کردن مرزهای هندسه ی ساخته شده برای به تعادل رسیدن مدل است.

۳-۲-۳-۴ گام چهارم: بررسی تعادل مدل

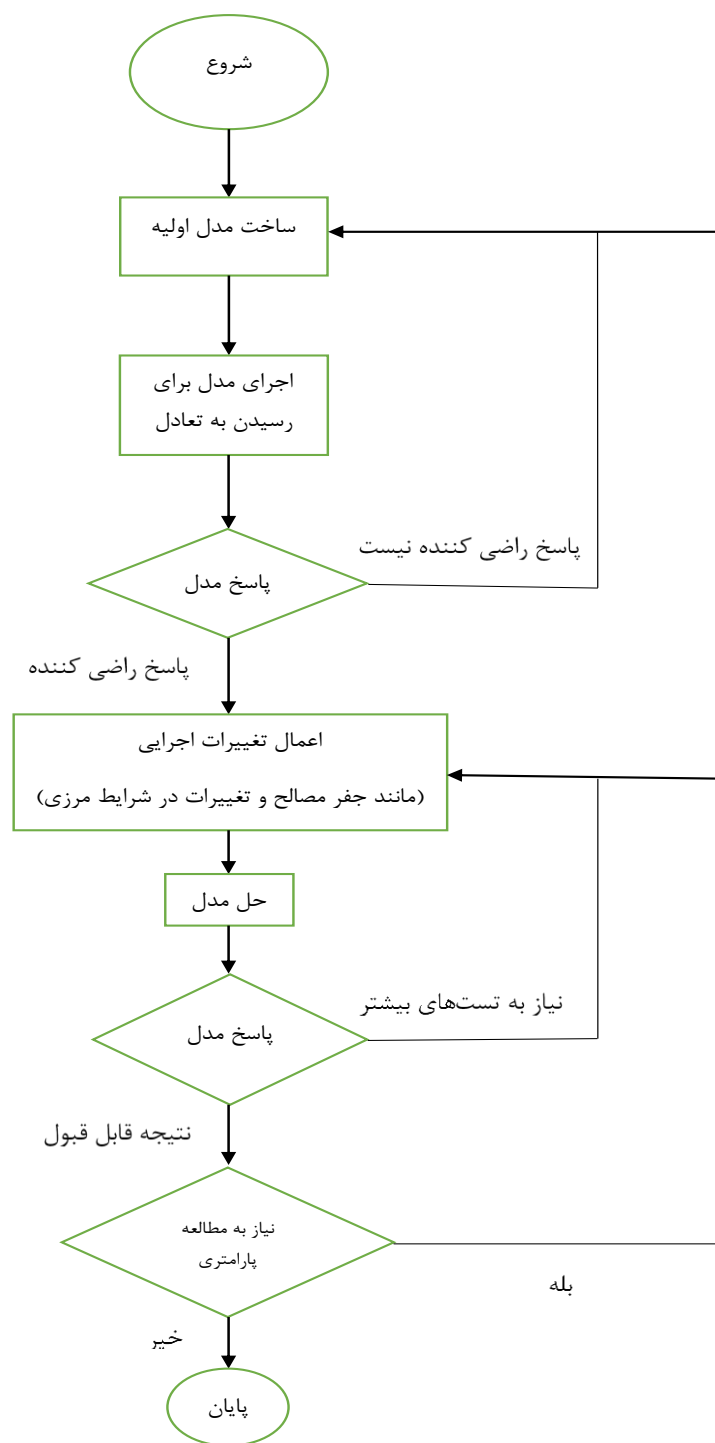
پس از ساخت هندسه، اعمال مدل رفتاری و شرایط مرزی مدل ساخته شده، مدل عددی تا رسیدن به تعادل اولیه حل می شود. به منظور بررسی و وضعیت به تعادل رسیدن مدل عددی می توان از شاخص هایی مانند نیروهای نامتعادل و سرعت در گره ها و همچنین جابه جایی مدل استفاده کرد.

۳-۲-۳-۵ گام پنجم: اعمال عملیات اجرایی

پس از به تعادل رسیدن مدل عددی حفاریات مورد نظر در بلوک ساخته شده اعمال شده و با حل دوباره مدل و تحلیل و تفسیر نتایج به دست آمده جواب نهایی حاصل می شود.

شکل ۲-۳ روند نمای کلی حل مسئله توسط نرم افزار FLAC3D را نشان می دهد , (ITASCA

2017)



شکل ۳-۲ روند نمای حل مسئله در نرم افزار FLAC3D (فرامرزی و همکاران، ۱۳۹۵).

۳-۳-۳ تعیین مدل رفتاری مناسب

برای بررسی رفتار مدل ساخته شده به لایه‌های سنگی شبیه سازی شده بسته به نوع رفتار سنگ در واقعیت و هدف مدل سازی، مدل رفتاری مناسب داده می‌شود تا رفتار لایه‌ی مربوطه طبق این الگو رفتاری بررسی شود. در نرم‌افزار FLAC3D برای بررسی رفتار ژئومکانیکی لایه‌های شبیه‌سازی شده مدل‌های رفتاری متعددی در نظر گرفته شده است. این مدل‌های رفتاری با توجه به نیازهای مسائل ژئوتکنیکی مانند احداث فضاهای زیرزمینی، معدنکاری، پایداری شیب، پی سدهای خاکی و سنگی تعریف شده‌اند. مدل‌های رفتاری در نرم‌افزار FLAC3D به سه دسته تهی، الاستیک و پلاستیک دسته بندی می‌شوند. پرکاربردترین مدل‌های رفتاری برای حل مسائل ژئومکانیکی مدل‌های موهر-کولمب، الاستیک و هوک - براون است (ITASCA, 2017). در ادامه به بررسی تایید صلاحیت مدل‌های رفتاری نرم‌افزار FLAC3D برای انجام این تحقیق پرداخته شده است.

۳-۳-۳-۱ مدل رفتاری هوک - براون^۱

در این پایان‌نامه برای بررسی پایداری دیواره‌ها و سقف سازه‌ی زیر زمینی از معیار ساکورایی^۲ استفاده شده است. این معیار پایداری و یا گسیختگی لایه‌ی سنگی را، با محاسبه‌ی کرنش برشی بحرانی سنگ تعیین می‌کند. حال از آنجایی که معیار شکست در مدل رفتاری هوک - براون بر اساس محاسبه‌ی گسیختگی کششی استوار است، به همین دلیل نمی‌توان از مدل رفتاری هوک - براون خروجی‌های صحیحی انتظار داشت. لازم به ذکر است که این مدل برای محیط‌های درزه دار مناسب‌تر بوده و این در حالی است که در این تحقیق پیوسته بودن محیط از فرض‌های اصلی مسئله در نظر گرفته شده است (ITASCA, 2017).

^۱ Hook-Brown Model

^۲ sukurai

۲-۳-۳-۳ مدل رفتاری الاستیک^۱

هدف از مدل سازی در این تحقیق تحلیل پایداری و در نظر گرفتن امکان شکست و گسیختگی در توده سنگ است و مدل الاستیک برای مدل سازی رفتار ماده قبل از رسیدن به نقطه‌ی تسلیم مناسب است، در نتیجه این مدل رفتاری برای تعیین رفتار توده سنگ مناسب نخواهد بود (ITASCA, 2017).

۳-۳-۳-۳ مدل موهر-کولمب^۲

بیش تر نرم افزارهای ژئوتکنیکی براساس مدل رفتاری موهر-کولمب نوشته شده‌اند. این مدل رفتاری برای تحلیل مسائل در محیط‌های پیوسته مناسب است و برای تحلیل مسائل در محیط‌های سنگی و خاکی به طور معمول و گسترده مورد استفاده قرار گرفته است. در این مدل رفتاری، رفتار الاستیک و رفتار پلاستیک بررسی می شود از این رو می توان رفتار سنگ قبل از گسیختگی و پس از جریان یافتن به حالت پلاستیک را بوسیله‌ی آن شبیه سازی کرد (ITASCA, 2017).

با توجه به مطالب گفته شده مدل رفتاری موهر-کولمب خطی برای بررسی رفتار گسیختگی لایه‌های سنگی انتخاب شده است.

۴-۳ تعیین خواص توده‌ی سنگ

هر مدل رفتاری برای اجرا در نرم افزار FLAC3D نیازمند خواص توده‌ی سنگ است. خواص و ویژگی‌های مورد نیاز برای مدل رفتاری موهر-کولمب بر اساس برداشت‌های میدانی، آزمایش‌های برجا، آزمایش‌های آزمایشگاهی و معادلات تجربی محاسبه شده است که تمامی موارد در جدول ۳-۱ آورده شده است.

^۱ Elastic Model

^۲ Mohr-Columb Model

جدول ۱-۳ خواص سنگ بکار رفته در نرم افزار FLAC3D

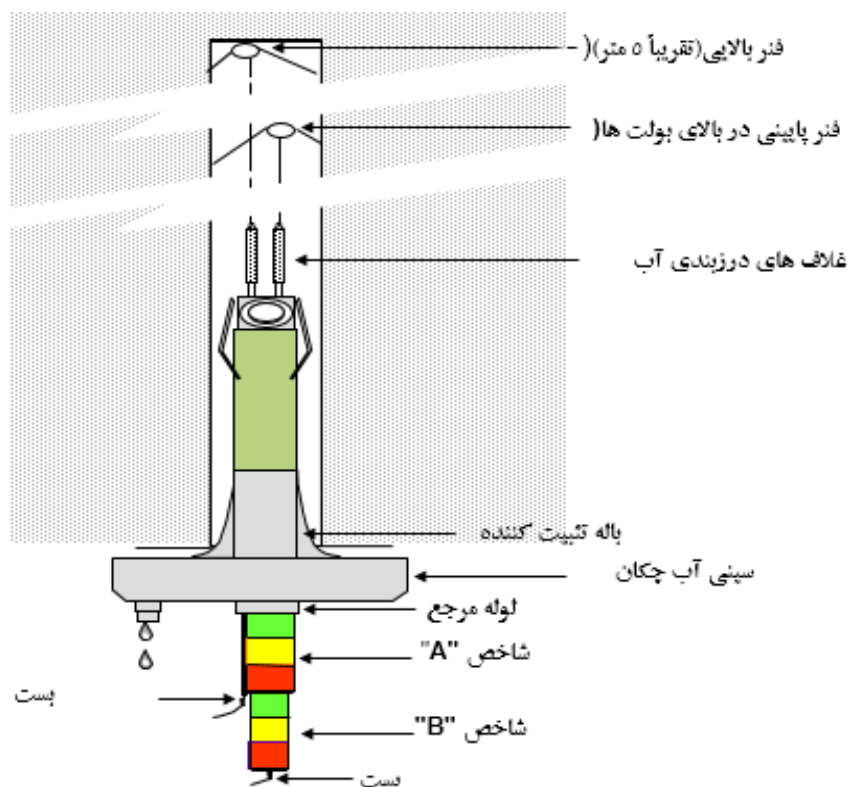
مقاومت کششی (Mpa)	مدول برشی الاستیک (Gpa)	زاویه ی اصطکاک داخلی	زاویه اتساع	چگالی (Kg/m ³)	چسبندگی (Mpa)	مدول حجمی الاستیک (Gpa)	
۲/۶	۴/۷۵	۳۱/۷۵	۵	۲۵۰۰	۰/۴۴۳	۶/۶	ماسه سنگ سیلتی
۲/۵	۵	۲۴/۱۲	۵	۲۷۲۰	۱/۳	۶/۶۷	سیلت
۰/۱۳	۱/۹۲	۱۸/۶۲	۵	۲۶۵۰	۰/۹۴	۴/۱۲	آرژیلیت
۶/۳	۴/۵	۲۱/۷۵	۵	۲۷۰۰	۸/۶۹	۶/۵۵	ماسه سنگ
۰/۰۱	۰/۷	۳۵	۵	۱۶۰۰	۱/۱۳	۱/۱	زغال سنگ

۳-۵ نحوه ی اعتبار سنجی مدل عددی ساخته شده

برای اعتبار سنجی مدل ساخته شده از مقایسه ی داده های برداشت شده از ابزار دقیق با داده های به دست آمده از مدل سازی عددی استفاده شده است. در معدن زغال سنگ پروده ی طیس از تل تیل^۱ (جابه جایی سنج) برای ثبت جابه جایی های لایه های سقف سرمیله و ته میله استفاده می شود. پس از اتمام مرحله پیشروی با زدن چالی به عمق ۵ متر و به قطر ۲۸ میلی متر، تل تیل در سقف و مرکز تونل جانمایی می شود. فواصل نصب تیل تیل ها به طور متوسط برابر ۱۰ متر است. تیل تیل با استفاده از فنری با سمبه مخصوص به ته چال هدایت می شود. با کشیدن سیم مخصوص آن و تنظیمات لازم، فنر دوم که باید در عمق ۲/۱ متری قرار گیرد، نیز به داخل چال هدایت می شود. بدین ترتیب جابجایی لایه در ۵ متری بالای سقف و اطراف پیچ سنگ ثبت و بررسی می شود. شکل ۳-۴ اجزای تیل تیل را نشان

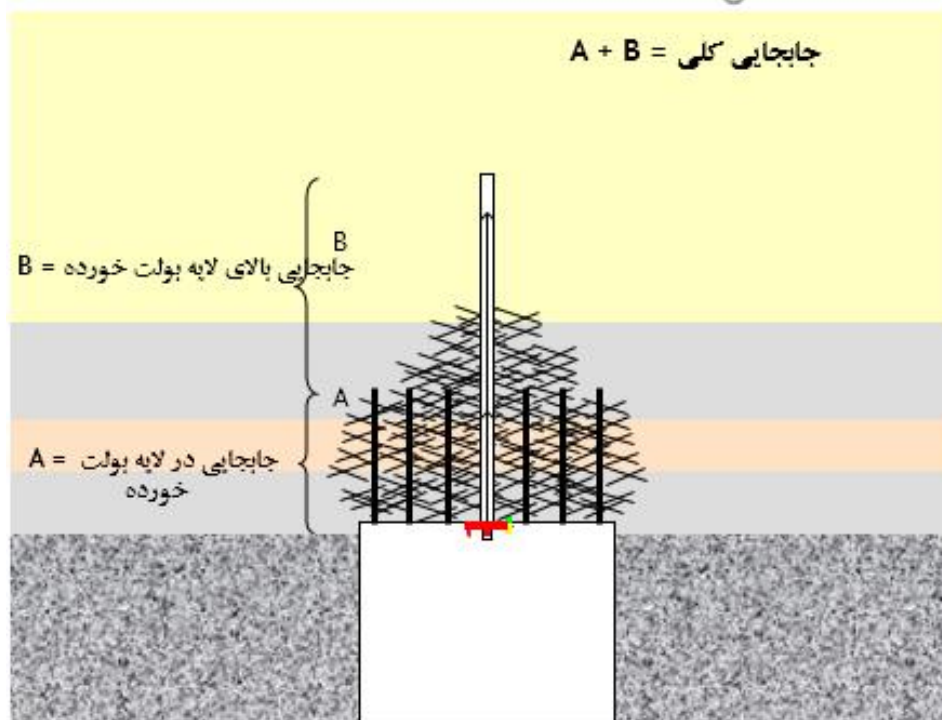
^۱ Tell Tale

می دهد.



شکل ۳-۳- اجزای مختلف ابزار تل تیل درون چال سقف

چنانچه در شکل ۳-۴ مشاهده می شود، تل تیل از شاخص A و B تشکیل شده است. شاخص A جابجایی در بالا و نزدیکی پیچ سنگ و شاخص B جابجایی بالای لایه پیچ سنگ را اندازه گیری می کند. جابجایی کل از مجموع جابجایی شاخص A و B به دست می آید (شکل ۳-۵).



شکل ۳-۴- نحوه محاسبه جابجایی سقف توسط ابزار تل تیل (واحد نقشه‌های هیپسومتری طبس)

۳-۶ معیار شکست سنگ

یکی از اصلی‌ترین پارامترها در مدل‌سازی معادن جبهه‌کار طولانی، گام تخریب است، قبل از تخریب اولیه، سقف کارگاه به صورت یک تیر دو سر گیردار عمل کرده و فشار زیادی به سیستم نگهداری وارد می‌کند. در این پایان‌نامه به منظور تعیین گام تخریب، از معیار ساکورایی که در سال ۱۹۸۶ برای پایداری کارگاه استخراج تعمیم یافته است، استفاده شده است. بر اساس این معیار، کرنش بحرانی سنگ از رابطه ۳-۱ تعیین شده و مقدار کرنش برشی بحرانی با استفاده از رابطه ۳-۲ محاسبه خواهد شد. تخریب زمانی اتفاق می‌افتد که با پیشروی کارگاه و جابه‌جایی روبه‌پایین سقف، حداکثر مقدار کرنش برشی سنگ سقف کارگاه در مدل، از کرنش برشی بحرانی بیشتر شود (Sakurai, 1986, 1997).

$$\log \varepsilon_c = -0.25 \log E - 1.22 \quad (۳-۱)$$

$$\gamma_c = (1 + \vartheta) \times \varepsilon_c \quad (۳-۲)$$

در روابط بالا ε_c کرنش بحرانی سنگ، E مدول تغییر شکل‌پذیری سنگ سقف بر حسب کیلوگرم بر

سانتی متر مربع و γ_c مقدار کرنش برشی بحرانی سنگ است. سقف پهنه از جنس ماسه سنگ سیلتی بوده و با توجه به مقدار مدول تغییرشکل پذیری آن (۲۳۸۶۱/۳۶ کیلوگرم بر سانتی متر مربع) مقدار کرنش برشی بحرانی $\gamma_c = 0.6 \times 10^{-2}$ به دست می آید. در جدول ۲-۳ کرنش برشی لایه های مختلف سنگی آورده شده است.

جدول ۲-۳- جدول کرنش برشی بحرانی محاسبه شده از رابطه ی ساکورایی

نوع سنگ	ضریب پواسون (ν)	مدول تغییر شکل- پذیری (E_m/Gpa)	کرنش بحرانی $\epsilon_c \times 10^{-3}$	کرنش برشی بحرانی $\gamma_c \times 10^{-3}$
سیلت استون	۰/۲۶	۲/۴	۴/۸۲	۶/۰۷
ماسه سنگ سیلتی	۰/۲۵	۲/۳۴	۴/۸۴	۶/۰۶
زغال	۰/۲۵	۰/۰۹	۱۰/۹۴	۱۳/۶۸
گل سنگ	۰/۳۱	۱/۸۶	۵/۱۳	۶/۷۲
ماسه سنگ	۰/۲۵	۲/۷۲	۵/۸۳	۵/۸۳

باتوجه به خواص سنگ و مطالب گفته شده زمانی سنگ دچار گسستگی خواهد شد که میزان کرنش محاسبه شده از جابه جایی افقی آن در طول استخراج لایه ی زغال سنگ از میزان کرنش برشی بحرانی محاسبه شده در رابطه ی ساکورایی بیش تر شود. برای این منظور ارتفاع سقف بلاواسطه ۵ برابر ارتفاع استخراج معادل ۱۵ متر در نظر گرفته شده است. ولی جابه جایی های لایه های سقف و ناحیه ی تنش زده تا ارتفاع ۴۰ متری ناحیه ی تخریب بررسی می شود.

۷-۳ جمع بندی

منطقه معدنی پروده ی طبس در ابتدای فصل معرفی شد. نحوه ی لایه بندی و میزان زغال سنگ موجود در لایه های زغال سنگ شرح داده شد. در ادامه به معرفی نرم افزار عددی تفاضل محدود

FLAC3D و نحوه‌ی حل مسئله با این نرم‌افزار اختصاص پرداخته شد. انتخاب مدل رفتاری، ویژگی و خواص سنگ مورد استفاده در مدل‌سازی و نحوه‌ی اعتبارسنجی مدل ساخته شده شرح داده شد. در فصل بعد به نحوه‌ی مدل‌سازی عددی پهنه‌ی E3 پرداخته می‌شود.

مدل سازی عددی

این فصل به نحوه‌ی انجام کار اختصاص داده شده است. در ابتدای فصل نحوه‌ی مدل‌سازی پهنه‌ی E3 معدن زغال‌سنگ پروده‌ی طبس و اعتبار سنجی مدل عددی ساخته شده آورده شده است. و در ادامه چگونگی تخمین و محاسبه‌ی گام تخریب اولیه و دوره‌ای در استخراج برش‌های ۲ متری زغال‌سنگ توضیح داده شده است.

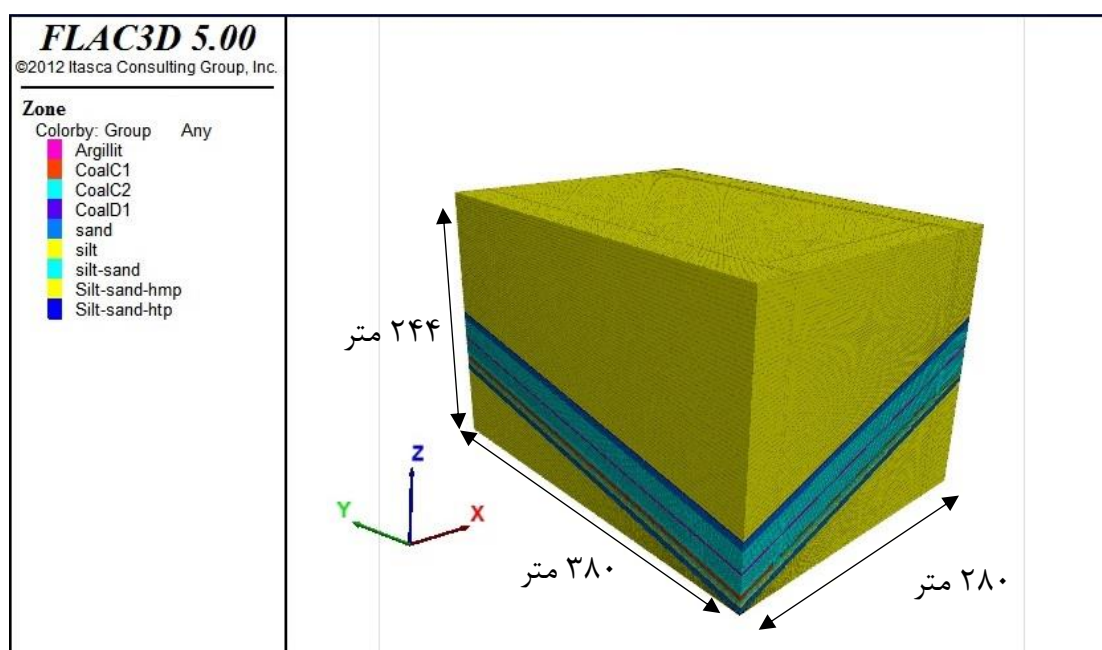
۱-۱-۴ انتخاب محدوده مناسب

پهنه‌های استخراجی جبهه‌کار طولانی مکانیزه به دلیل افزایش تولید و بهره‌وری، ابعاد بسیار بزرگی نسبت به سایر روش‌های استخراج زیرزمینی دارند. معدن زغال‌سنگ پروده‌ی طبس نیز از این قضیه مستثنی نبوده به‌طوری که پهنه استخراجی E3 در حدود ۱۳۰۰ متر طول، ۲۰۰ متر عرض و ۳ متر ارتفاع دارد. در مدل‌سازی عددی به منظور جلوگیری از افزایش حجم و زمان محاسبات، بخشی از پهنه‌ی استخراجی شبیه‌سازی شده و مورد بررسی قرار گرفته است. باید توجه داشت ابعاد در نظر گرفته شده برای مدل، بر نتایج بدست آمده از آن تاثیر چندانی نگذارد و تغییرات زیادی در جواب مدل ایجاد نکند. به همین منظور بلوکی با طول، عرض و ارتفاع $380 \times 280 \times 244$ متر ساخته شده است.

لایه‌ی زغال‌سنگ C1 که پهنه‌ی E3 در آن آماده‌سازی شده است، در عمق ۴۴۰ متری از سطح زمین قرار دارد. برای کم‌تر شدن زمان و حجم محاسبات، ۲۰۰ متر از لایه‌های روباره به صورت بار گسترده در سطح بالایی بلوک اعمال شده است. لایه‌ی زغال‌سنگ در پهنه E3 شیب‌دار بوده و در هر دو جهت طول و عرض خود به ترتیب ۱۰ و ۲۰ درجه شیب دارد. به منظور ایجاد لایه‌های شیب‌دار در مدل، ارتفاع مدل از کف آن ۲۴۴ متر در نظر گرفته شده است.

از آنجایی که تاثیرات تنش‌های جانبی وارد بر پهنه، تحت تاثیر استخراج پهنه‌های مجاور است،

به منظور ایجاد یک حاشیه امن برای حفظ پایداری و ثبات در بازکننده‌های پهنه (سرمیله^۱ و ته‌میله^۲)، پایه‌های حائلی^۳ به عرض ۳۰ متر در دو سمت پهنه طراحی شده است. همینطور در انتهای پهنه برای نگهداری راهروی شریانی پایه‌ی حائلی به ضخامت ۳۰ متر تعبیه شده است. ابعاد این پایه‌ها با ابعاد بازکننده‌های پهنه مرتبط است به طوری که این پایه حداقل ۵ تا ۶ برابر عرض بازکننده‌ها در نظر گرفته شده است. در پهنه E3 سرمیله و ته‌میله به ترتیب با عرض ۵ و ۵/۵ متر طراحی شده‌اند. با احتساب عرض پهنه در شیب ۲۰ درجه و ضخامت پایه‌های حائل عرض مدل عددی ۲۸۰ متر در نظر گرفته شده است. از آنجایی که پهنه‌ی E3 به صورت پسترو استخراج می‌شود، تنها ۳۸۰ متر از ابعاد انتهایی پهنه مدل‌سازی شده است. این طول به خوبی تنش‌های حاصل از معدن کاری و گام اولیه و دوره‌ای تخریب را در برگرفته و در نتایج حاصله از مدل‌سازی تغییر بسزایی ایجاد نمی‌کند شکل (۴-۱).

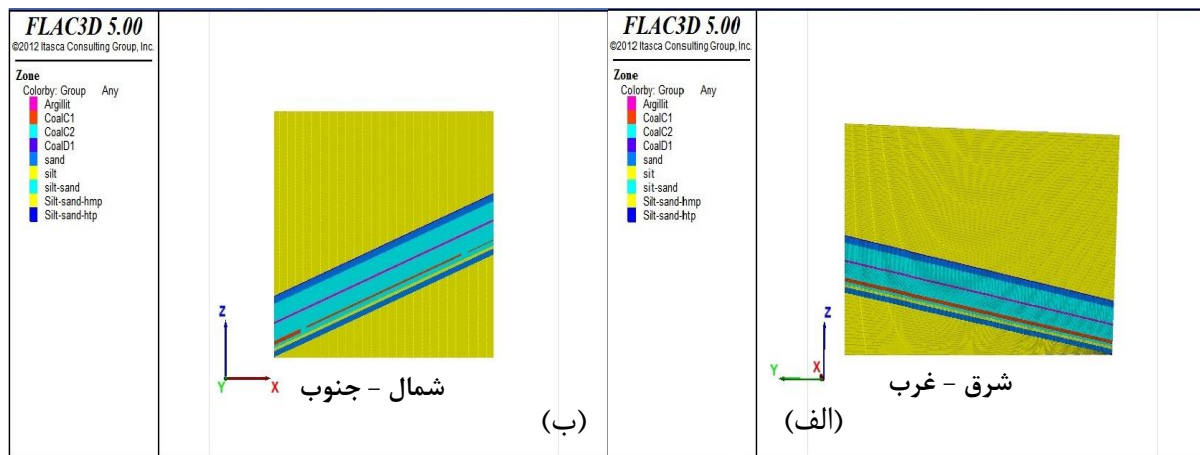


^۱ Main gate

^۲ Tail gate

^۳ Barrier pillar

شکل ۱-۴ - هندسه‌ی ساخته شده در نرم‌افزار FLAC3D



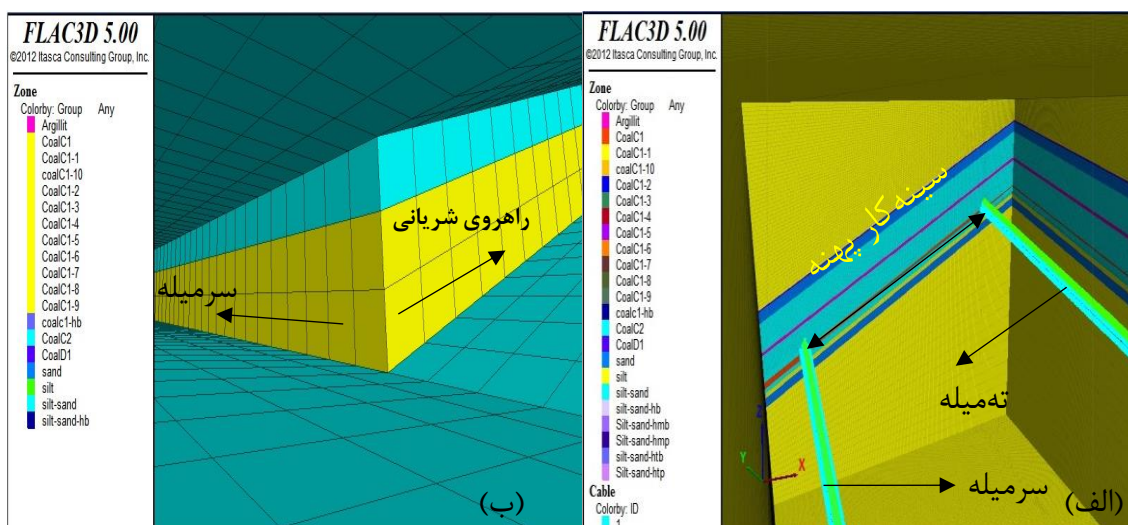
شکل ۲-۴ - نمای شمالی-جنوبی و شرقی-غربی مدل

در شکل‌های ۱-۴ و ۲-۴ رنگ زرد سیلت، رنگ آبی روشن ماسه‌سنگ سیلتی، رنگ قرمز لایه‌ی زغال‌سنگ C1 و آبی تیره ماسه‌سنگ است. در این پایان‌نامه تلاش شده است که تمام مراحل هندسه سازی و مش‌بندی با استفاده از کدهای دستوری نرم‌افزار FLAC3D5.00 انجام شود. مش‌های مدل برای بررسی رفتار لایه‌های سنگی در ابعاد یک متری در نظر گرفته شده است. شبکه‌ی اصلی حفريات شامل بازکننده‌ی سرميله، ته‌ميله و راهروی شریانی^۱ است. در شکل ۳-۴ (الف) نمایی از موقعیت جبهه‌کار، ته‌ميله و سرميله نشان داده شده است. نمایی از محل تقاطع راهروی شریانی و سرميله در شکل ۳-۴ (ب) نشان داده شده است. ابعاد حفاری‌های انجام گرفته در جدول ۱-۴ آورده شده است.

جدول ۱-۴ - ابعاد حفريات انجام گرفته در مدل

حفريه	طول (متر)	عرض (متر)	ارتفاع (متر)
سرميله	۳۵۰	۵	۳
ته‌ميله	۳۵۰	۵/۵	۳
راهروی شریانی	۲۰۰	۷	۳

^۱ Bleeder



شکل ۳-۴- نمای داخلی پهنه پس از حفر سرميله و ته ميله

۲-۱-۴ مدل رفتاری

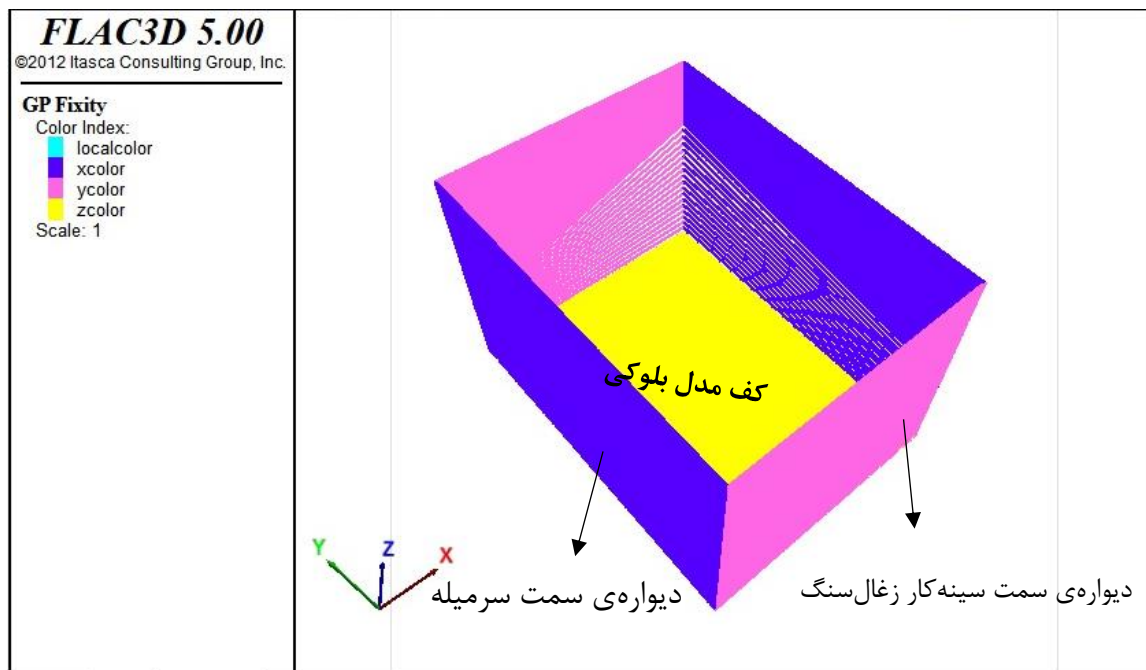
مدل رفتاری موهر – کلوب خطی مطابق با توضیحات داده شده در فصل سوم، برای لایه‌های سنگی انتخاب شده است. خواص مورد نیاز برای مدل رفتاری بلوک شبیه‌سازی شده بر اساس داده‌های معدن بوده و در فصل سوم در جدول ۳-۱ آورده شده است.

۳-۱-۴ اعمال شرایط مرزی^۱

همانطور که پیش‌تر ذکر شد مرزهای تعیین شده در نرم‌افزار FLAC3D نامحدود است و برای انجام محاسبات و رسیدن به تعادل اولیه، باید این مرزها را محدود کرد. پس از محدود کردن مرزهای مدل در محدوده‌ی حرکتی مجاز، نیروها مرزی و بارهای وارده به مدل اعمال می‌شود. در این مطالعه مرزها در جهت محورهای X و Y ثابت شده است. در این محورها جابه‌جایی افقی و قائم مجاز نمی‌باشد، این در حالی است که جابه‌جایی در راستای محور Z برای نشان دادن نشست و جابه‌جایی قائم لایه‌ها مجاز بوده و محور Z تنها در کف مدل (مختصات (0,0,0)) ثابت شده است. در شکل ۴-۴ وضعیت مرزهای

^۱ Boundary condition

مدل بلوکی ساخته شده نشان داده شده است. در این شکل رنگ زرد ثبات و عدم حرکت کف مدل در راستای محور Z، رنگ صورتی عدم جابه‌جای دیواره‌ها در راستای محور X و رنگ بنفش عدم جابه‌جایی دیواره‌ی مدل در جهت محور Y است. این در حالی است که تمامی دیواره‌ها و سقف مدل برای محاسبه‌ی میزان جابه‌جایی قائم در راستای محور Z، مجاز به حرکت هستند.



شکل ۴-۴- نمای مدل بلوکی بعد از ثابت کردن مرزها

۴-۱-۴ اعمال تنش معادل روباره

لایه‌ی زغال سنگ C1 در عمق حدوداً ۴۴۰ متری از سطح زمین قرار دارد و برای کاهش حجم و زمان محاسبات در حدود ۲۵۰ متر از لایه‌های روباره به صورت بار گسترده بر سطح مدل بلوکی اعمال شده است. مقدار تنش روباره با استفاده از رابطه ۴-۱ محاسبه شده و داده‌های لازم برای محاسبه‌ی آن در جدول ۴-۲ آورده شده است. تنش معادل روباره ۶/۶ مگاپاسکال محاسبه شده است.

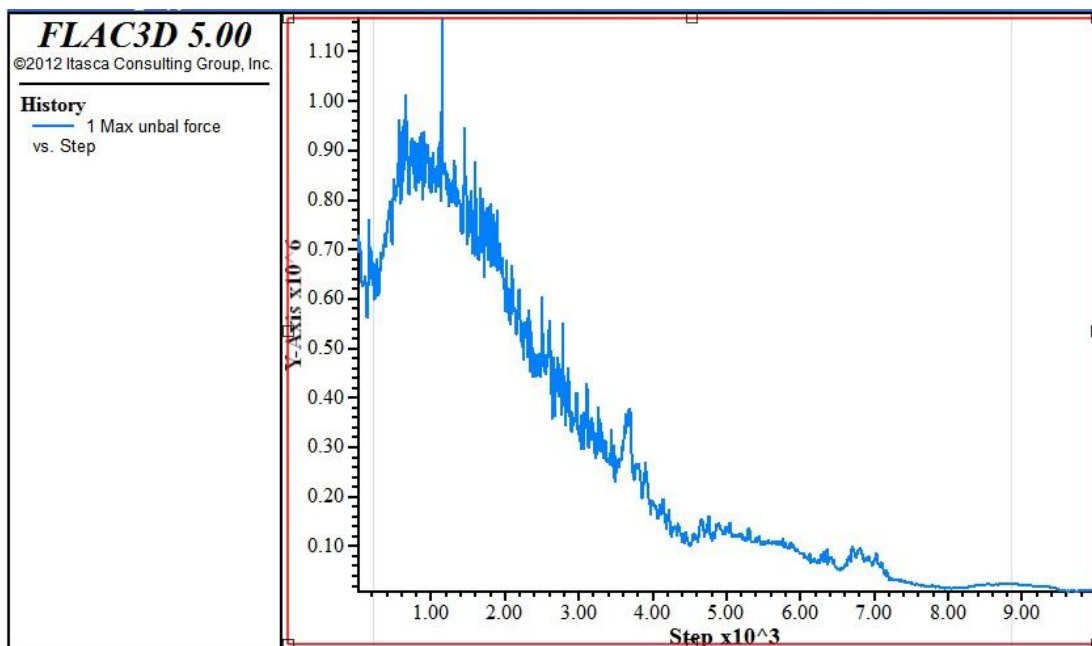
$$\sigma_{eq} = \rho \cdot g \cdot h \quad (۱-۴)$$

جدول ۲-۴- محاسبه تنش روباره

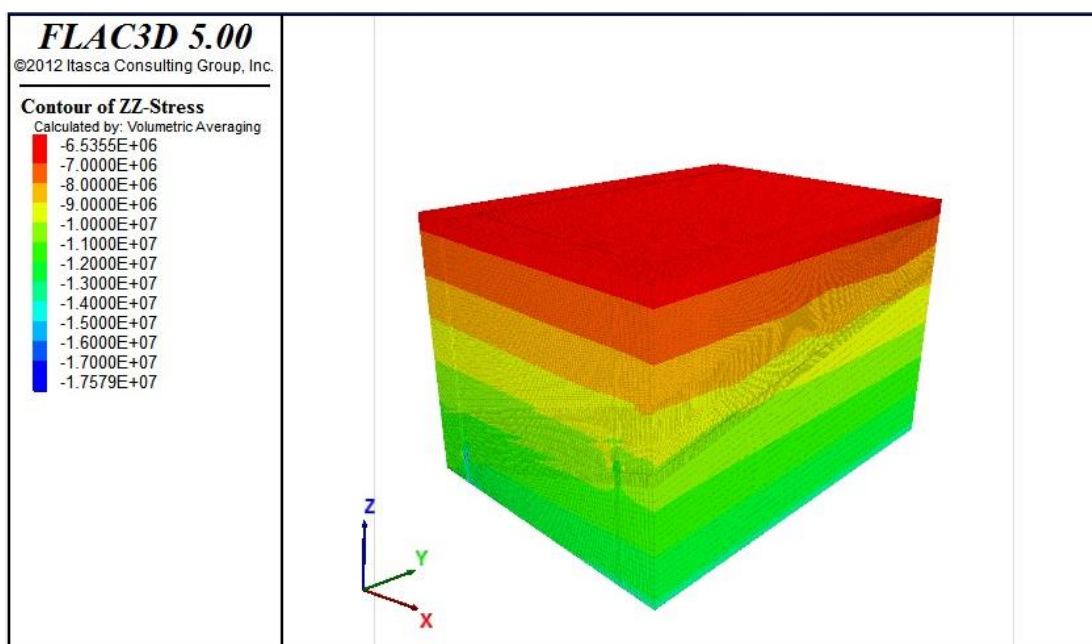
نوع سنگ	ضخامت (m)	چگالی N/m^3	g	تنش (Mpa)
ماسه سنگ	۹۱/۴۴	۲۷۰۰	۹/۸۱	۲/۴۲
سیلت استون	۱۱۵/۱۷	۲۷۱۰	۹/۸۱	۳/۰۶
کوارتز	۱۷/۳۶	۲۶۵۰	۹/۸۱	۰/۴۵
آرژیلیت	۱/۳	۲۳۰۰	۹/۸۱	۰/۰۳
گل سنگ	۸/۹	۲۴۰۰	۹/۸۱	۰/۲۱
ماسه سنگ سیلتی	۱۶/۶۱	۲۵۰۰	۹/۸۱	۰/۴
مجموع	۲۵۰/۷۸			۶/۵۸

۵-۱-۴ تعادل اولیه

بعد از انجام مراحل بالا و اعمال شرایط مرزی مدل تا رسیدن به تعادل حل می‌شود. مدل ساخته شده در این تحقیق بعد از ۹۹۶۴ گام محاسباتی به تعادل رسیده است. در نرم‌افزار شرط رسیدن به تعادل، رسیدن نیروهای نامتعادل کننده به صفر است. شکل ۵-۴ نمودار تعادل نیروهای نامتعادل کننده‌ی مدل را نشان می‌دهد که بعد از ۹۹۶۴ گام محاسباتی تقریباً به صفر میل کرده است. میزان تنش وارده به مدل بعد از تعادل اولیه در شکل ۶-۴ نشان داده شده است. طبق این شکل باری به میزان ۶/۵۳ مگاپاسکال به سقف مدل وارد می‌شود، که با افزایش عمق میزان این مقدار افزایش یافته و در کف مدل تقریباً به ۱۲ تا ۱۳ مگاپاسکال می‌رسد.



شکل ۴-۵- نمودار نشان دهنده‌ی تعادل نیروهای نامتعادل کننده بعد از ۹۹۶۴ گام محاسباتی



شکل ۴-۶- مقادیر تنش Szz پس از تعادل اولیه

۴-۱-۶ حفاری بازکننده‌های معدن و نصب سیستم‌های نگهداری

با رسیدن مدل به تعادل اولیه، ابتدا جابه‌جایی‌های مدل صفر شده و سپس اقدام به حفر بازکننده‌های

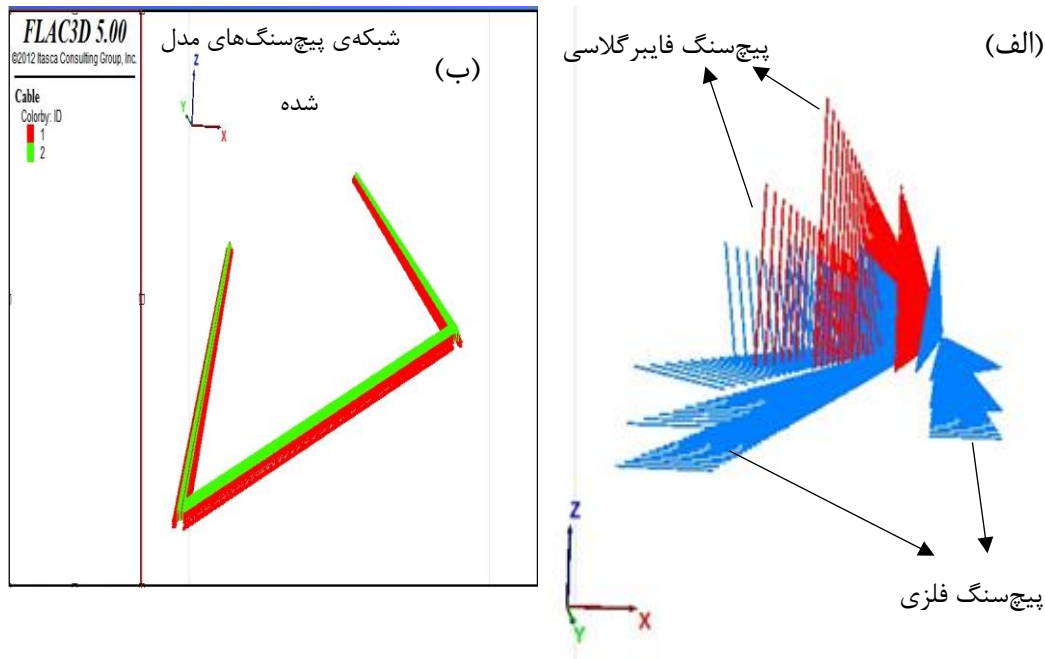
پهنه و نصب سیستم‌های نگهداری می‌شود. الگو و ترتیب حفاری‌ها همانند الگوی اصلی معدن زغال‌سنگ پروده طبس انجام شده است. ابتدا سرمیله و ته‌میله به‌صورت هم‌زمان حفر شده و پس از آن پیچ‌سنگ‌ها و قاب‌های فلزی به‌عنوان نگهدارنده‌ی معدن همانند الگوی معدن نصب شده است، پس از حفاری بازکننده‌ها و نصب سیستم‌های نگهدارنده نقاطی به‌عنوان تاریخچه ۱ برای ثبت جابه‌جایی لایه‌های سقف در مدل در نظر گرفته شده است. پس از حفر بازکننده‌ها و نصب سیستم‌های نگهداری در مدل، مدل بلوکی تا ۱۰۰۰۰ گام محاسباتی حل می‌شود.

۱-۶-۱-۴ مدل‌سازی سیستم نگهداری

به‌منظور نگهداری و حفظ پایداری راهروها و بازکننده‌ها در پهنه‌ی E3 معدن زغال‌سنگ پروده‌ی طبس، از پیچ‌سنگ‌های فلزی و فایبرگلاس و قاب فلزی متشکل از تیر آهن‌های ۱۶ و ۱۸ استفاده شده است. قاب‌های فلزی به فاصله‌ی ۱۰ متری از یکدیگر در ته‌میله و سرمیله نصب شده و پیچ‌سنگ‌ها طبق الگوی شکل ۴-۷ در سقف و دیواره بازکننده‌ها نصب شده‌اند. الگوی نصب پیچ‌سنگ‌ها به فاصله‌ی ۱ متری در امتداد سرمیله و ته‌میله تکرار شده است.

الف- پیچ‌سنگ‌های فلزی

پیچ‌سنگ فلزی، متداول‌ترین نگهدارنده در تامین پایداری تونل‌ها و حفاریات زیرزمینی است. نصب این پیچ‌سنگ‌ها با تزریق دوغاب رزینی همراه است. طول پیچ‌سنگ‌های فلزی در دیواره بازکننده‌ها ۲/۴ متر و در سقف ۲/۷ متر است. در جدول ۴-۳ مشخصات مربوط به رزین تزریقی آورده شده است.



شکل ۸-۴- نمایشی از پیچ سنگ‌های مدل شده برای سرمیله و تمامی پیچ سنگ‌های مدل شده

پارامترهای مقاومتی مورد نیاز برای مدل سازی پیچ سنگ فلزی در نرم افزار FLAC3D عبارتند از:

- مدول یانگ پیچ سنگ (E)
- مساحت سطح مقطع (A)
- مقاومت چسبندگی دوغاب در واحد طول (C_g)
- زاویه اصطکاک داخلی دوغاب (φ_g)
- سختی دوغاب در واحد طول (K_g)
- محیط آشکار دوغاب (P_g)

در این پایان نامه به منظور تعیین مقادیر C_g مورد نیاز، از روابط ۳-۴ استفاده شده است (ITASCA

2017). در روابط پیشنهادی UCS مقاومت فشاری دوغاب بر حسب مگاپاسکال، D قطر پیچ سنگ

بر حسب متر، G مدول برشی دوغاب بر حسب گیگاپاسکال، t ضخامت دوغاب است. مقدار E براساس

مقدار مدول یانگ فولاد، ۲۰۰ گیگاپاسکال در نظر گرفته شده است. به منظور تعیین مقدار زاویه اصطکاک

داخلی دوغاب از رابطه بین چسبندگی و زاویه اصطکاک داخلی معیار شکست موهر-کولومب (رابطه ی ۲-۴) استفاده شده است، که در آن مقاومت فشاری تک محوره دوغاب و زاویه اصطکاک داخلی دوغاب و چسبندگی دوغاب است. پارامترهای مقاومتی به کار رفته در مدل سازی پیچ سنگ های فولادی در جدول ۴-۴ آورده شده است.

$$C_g = 0.5 \times (UCS) \times \pi \times D \quad (۲-۴)$$

$$C = \frac{\sigma_{cm} \cdot (1 - \sin \varphi)}{2 \cos \varphi} \quad (۳-۴)$$

جدول ۴-۴- پارامترهای مقاومتی پیچ سنگ های فولادی (گزارشات معدن طبس)

Pg	Kg	φ_g	Cg(KN/m)	A(m ²)	E(Gpa)
۰/۰۵	۶۵	۱۱	۳۱۴۱/۶	۰/۰۰۰۵	۲۰۰

۷-۱-۴ مدل سازی پیچ سنگ های فایبرگلاسی

از این پیچ سنگ ها به دلیل سبک بودن و برش پذیر بودن^۱ استفاده می شود. در الگوی نصب پیچ سنگ های معدن زغال سنگ پروده ی طبس از پیچ سنگ هایی به طول ۶ و ۴ متر به ترتیب در مرکز و گوشه های الگو استفاده شده است. پیچ سنگ های بکار رفته در معدن زغال سنگ پروده ی طبس در شکل ۴-۹ نشان داده شده است. تعدادی از ویژگی های پیچ سنگ های فایبرگلاسی عبارتند از:

- مقاومت در برابر خوردگی، یون کلرید و حملات شیمیایی
- مقاومت کششی تا دو برابر پیچ سنگ فولادی
- وزن کمتر نسبت به پیچ سنگ های فولادی (تا یک چهارم سبک تر)

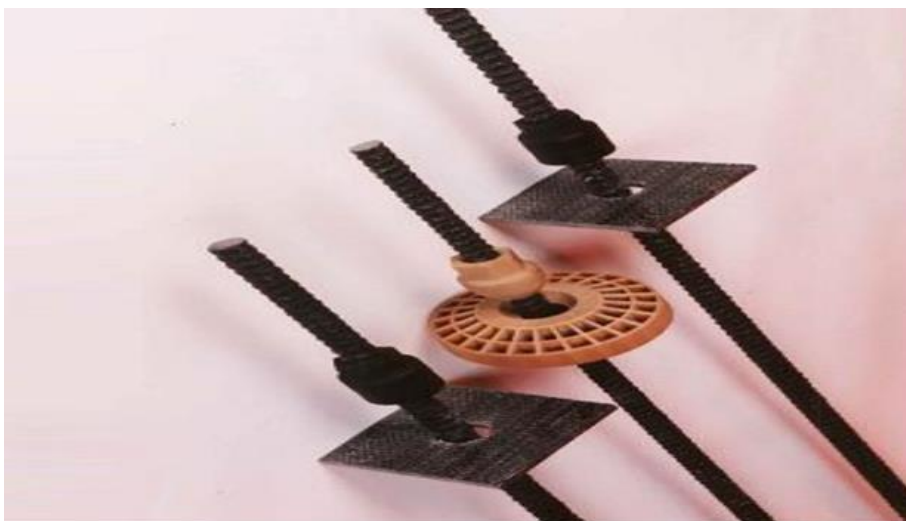
^۱ cuttable

- خنثی بودن در میدان‌های مغناطیسی و فرکانس‌های رادیویی
- عدم رسانایی الکتریکی و گرمایی

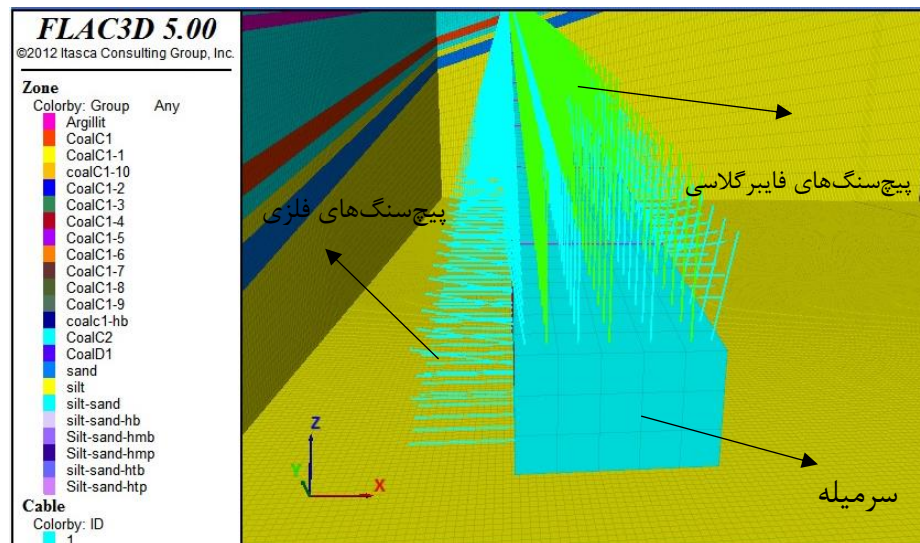
همانند مدل‌سازی پیچ‌سنگ‌های فلزی، برای مدل‌سازی پیچ‌سنگ‌های فایبرگلاسی در نرم‌افزار FLAC3D نیز، از المان سازه‌ای کابل استفاده شده است. نمایی از پیچ‌سنگ‌های فایبرگلاسی مدل شده در سرمیله در شکل ۴-۱۰ نشان داده شده است (توده‌ی آبی روشن سرمیله حفاری شده، خطوط آبی پیچ‌سنگ فلزی و خطوط سبز پیچ‌سنگ فایبرگلاسی است). در جدول ۴-۵ ویژگی‌های مقاومتی پیچ‌سنگ‌های فایبرگلاسی آورده شده است.

جدول ۴-۵- پارامترهای مقاومتی پیچ‌سنگ‌های فولادی (گزارشات معدن طبس)

Pg	Kg	φ_g	Cg(KN/m)	A(m ²)	E(Gpa)
۰/۰۵	۶۵	۱۱	۳۱۴۱/۶	۰/۰۰۰۵	۴۰



شکل ۴-۹- پیچ‌سنگ‌های فایبرگلاسی به کار رفته در معدن زغال‌سنگ پروده‌ی طبس



شکل ۴-۱۰- نمایی از پیچ سنگ‌های مدل شده برای نگهداری سرميله

۴-۱-۸ - نحوه‌ی مدل‌سازی قاب‌های فلزی

برای حفظ ایمنی و پایداری سرميله و ته‌ميله در حین استخراج زغال‌سنگ و تخریب‌های اولیه و دوره‌ای سقف پهنه‌ی E3 معدن زغال‌سنگ پروده‌ی طبس، از قاب‌های فلزی استفاده شده است. این قاب‌های مستطیل شکل متشکل از دو تیر آهن ۱۶ به‌عنوان پایه و یک تیر آهن ۱۸ به‌عنوان تیر هستند که به فاصله‌ی ۱۰ متری از یکدیگر در سرتاسر ته‌ميله و سرميله نصب شده‌اند. در پایان‌نامه‌ی پیش رو برای مدل کردن قاب‌های فلزی از مدل تیر^۱ استفاده شده است. در پایان‌نامه حاضر در مجموع تعداد ۷۰ قاب فلزی در سرميله و ته‌ميله مدل‌سازی شده است. پارامترهای مقاومتی و هندسی به‌کار رفته در مدل‌سازی قاب‌ها در جدول ۴-۶ و ۴-۷ آورده شده است. در شکل ۴-۱۰ نمایی از قاب‌های مدل شده در سرميله و ته‌ميله نشان‌داده شده است که رنگ آبی تیر آهن ۱۸ و رنگ قرمز تیر آهن ۱۶ است. در شکل ۴-۱۱ سرميله حفاری شده به همراه سیستم‌های نگهداری آن کاملاً مشهود است. نقاط آبی فیروزه‌ای پیچ‌سنگ، خطوط زرد قاب فلزی، لایه‌ی آبی لاجوردی زغال‌سنگ و آبی فیروزه‌ای ماسه‌سنگ

^۱ Beam

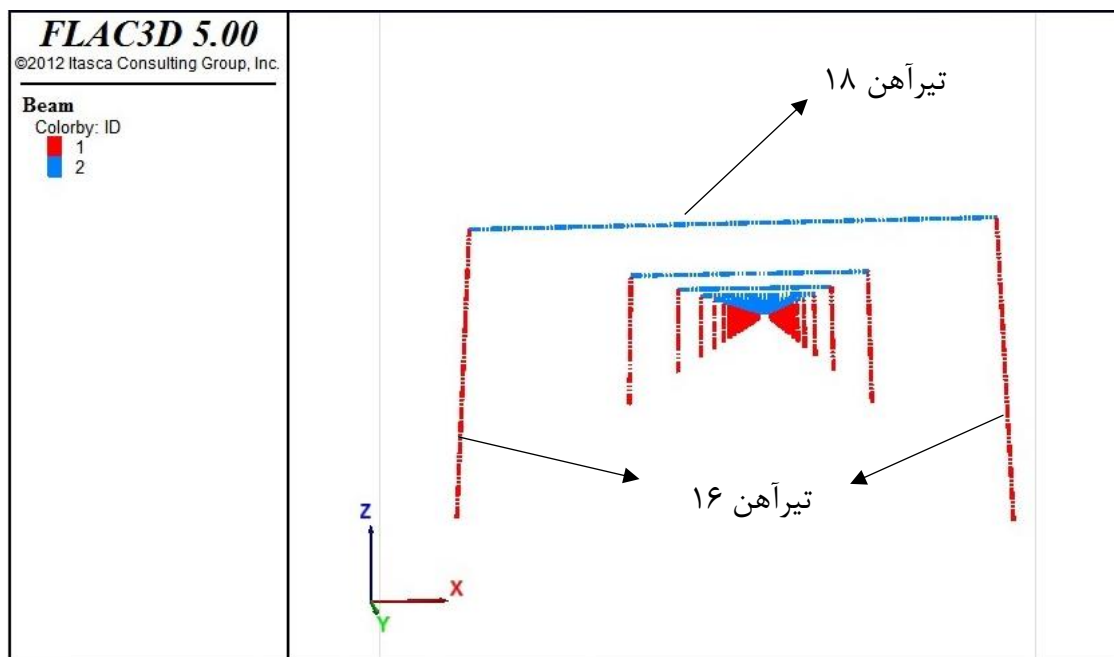
سیلتی است.

جدول ۴-۶- مشخصات مقاومتی و هندسی تیرآهن ۱۸

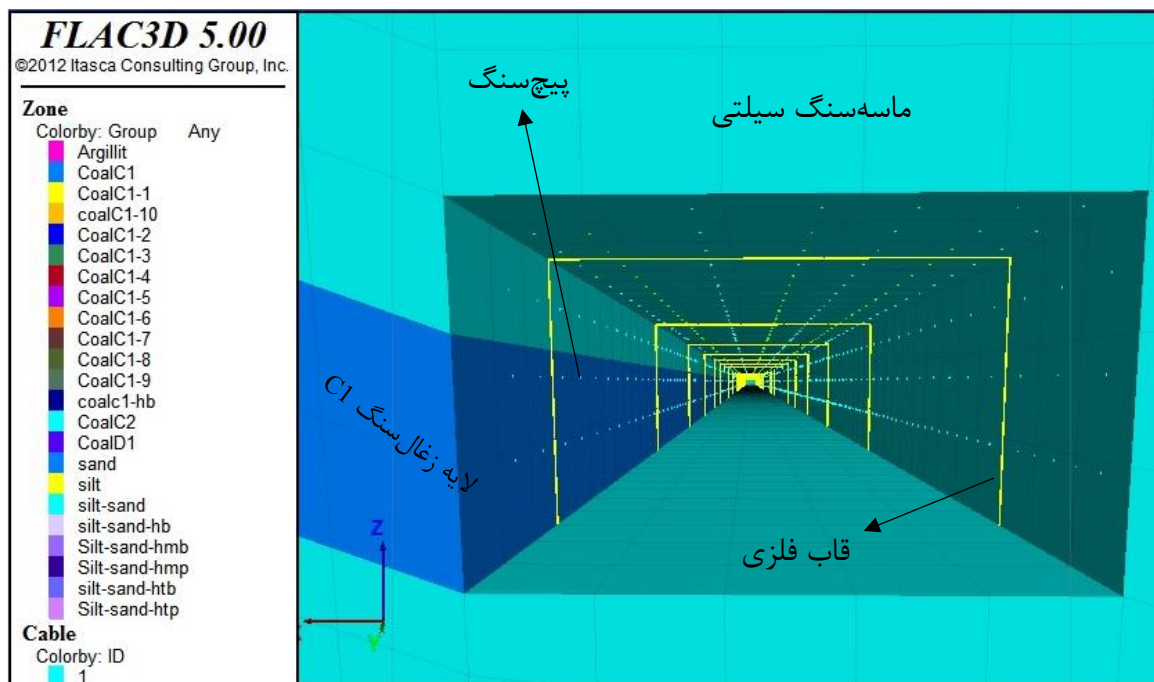
مدول یانگ (Mpa)	ضریب پواسون	سطح مقطع (L^2)	ممان دوم نسبت به محور افقی (L^4)	ممان دوم نسبت به محور قائم (L^4)	ممان اینرسی قطبی (L^4)
2×10^{11}	0.3	23.9×10^{-4}	101×10^{-8}	101×10^{-8}	123×10^{-7}

جدول ۴-۷- مشخصات مقاومتی و هندسی تیرآهن ۱۶

مدول یانگ (Mpa)	ضریب پواسون	سطح مقطع (L^2)	ممان دوم نسبت به محور افقی (L^4)	ممان دوم نسبت به محور قائم (L^4)	ممان اینرسی قطبی (L^4)
2×10^{11}	0.3	20.1×10^{-4}	68.3×10^{-8}	68.3×10^{-8}	86.9×10^{-7}



شکل ۴-۱۱- نمایی از قاب‌های مدل شده برای بازکننده‌ی پهنه



شکل ۴-۱۲- نمای نزدیک ابتدای سرمیله پس از نصب پیچ سنگ و قاب فلزی

۴-۱-۹ نحوه‌ی مدل سازی سیستم نگهداری قدرتی

اصلی ترین بخش نگهداری در روش جبهه کار طولانی مکانیزه، سیستم نگهداری قدرتی سقف است. این سپرهای نگهدارنده‌ی هیدرولیکی، وظیفه نگهداری سقف و تامین ایمنی کارگران و تجهیزات برش و باربری زغال سنگ را بر عهده دارند. چنانچه پیش تر گفته شد اصلی ترین عامل در اقتصادی بودن استخراج به روش جبهه کار طولانی شکست سقف است و وظیفه‌ی نگهداری و تحمل ضربه‌ی نخستین شکست برعهده‌ی سیستم نگهداری قدرتی خواهد بود. با توجه به نکات گفته شده نقش کلیدی سپر نگهدارنده آشکار می شود. سیستم نگهدارنده‌ی قدرتی در معدن زغال سنگ پروده‌ی طبس یک سپر گوه‌ای مجهز به دو بازوی هیدرولیکی اصلی و دو بازوی هیدرولیکی کمکی برای باز و بسته کردن سایبان است. مساحت کف سیستم نگهدارنده $3 \times 1/5$ مترمربع و سطح سایبان $5/5 \times 1/5$ مترمربع است. ارتفاع عملیاتی سیستم نگهداری در بازه‌ی $2/7 - 1/3$ متر است. سیستم نگهداری قدرتی در این پایان نامه به صورت یک بار گسترده در طول جبهه کار مدل شده است. برای مدل سازی این بار گسترده از المان

پوسته^۱ در نرم افزار FLAC3D استفاده شده است. ویژگی های مهندسی در نظر گرفته شده برای پوسته ی طراحی شده در جدول ۴-۸ آورده شده است. سیستم نگهداری قدرتی بکار رفته در معدن و پوسته ی نگهدارنده طراحی شده به جای سیستم نگهداری به ترتیب شکل ۴-۱۲ و شکل ۴-۱۳ نشان داده شده است. رنگ آبی سایبان سپر و رنگ سبز بیانگر کف سپر است. مشخصات مهندسی بکار رفته در طراحی پوسته در جدول ۴-۹ آورده شده است.

جدول ۴-۸- مشخصات سپر نگهدارنده ی قدرتی (گزارشات معدن طبس)

وزن	۱۵۰۰۰ کیلوگرم
ارتفاع عملیاتی	۲/۷ - ۱/۳ متر
طول سایه بان	۵/۵ متر
طول کف	۳ متر
عرض سایه بان	۱/۷ متر
عرض کف	۱/۵ متر
متوسط بار وارده به سقف	۱/۲۶ - ۰/۹۶ مگاپاسکال
متوسط بار وارده به کف	۲/۵ - ۱/۹ مگاپاسکال

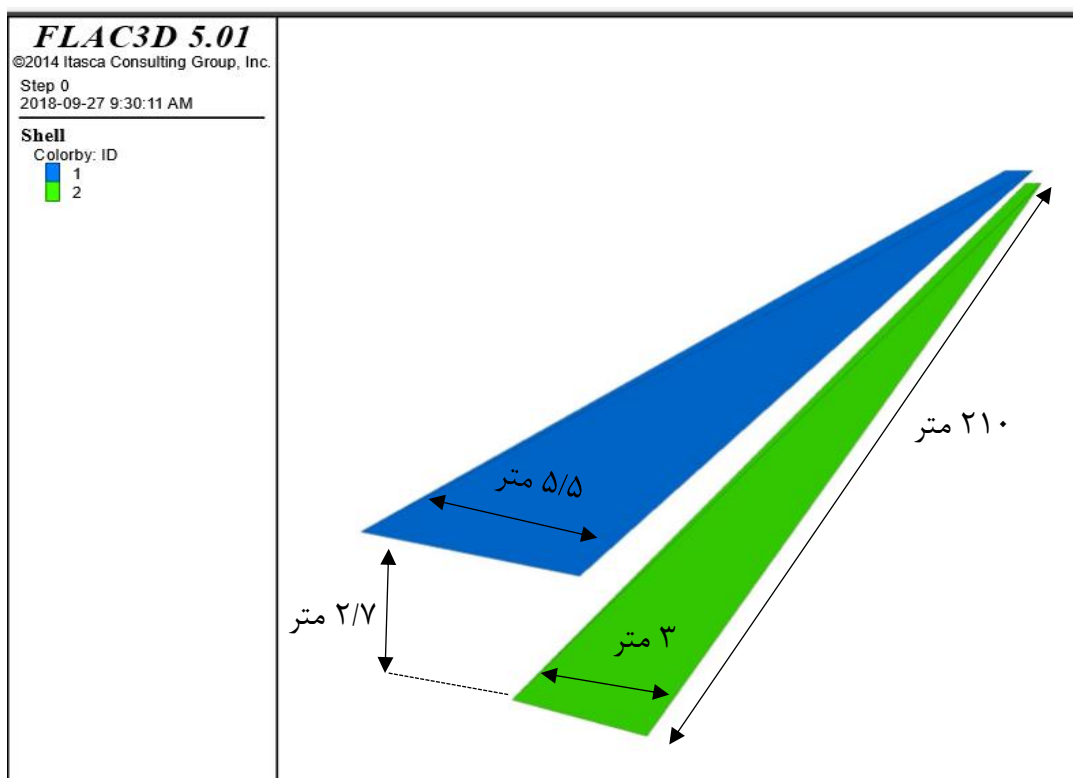
جدول ۴-۹- مشخصات به کار رفته در پوسته ی طراحی شده بجای سیستم نگهداری قدرتی

ضخامت (m)	ضریب پواسون	مدول یانگ (M/L^3)
۰/۳	۰/۳	۳۰×۱۰^۹

^۱ Shell



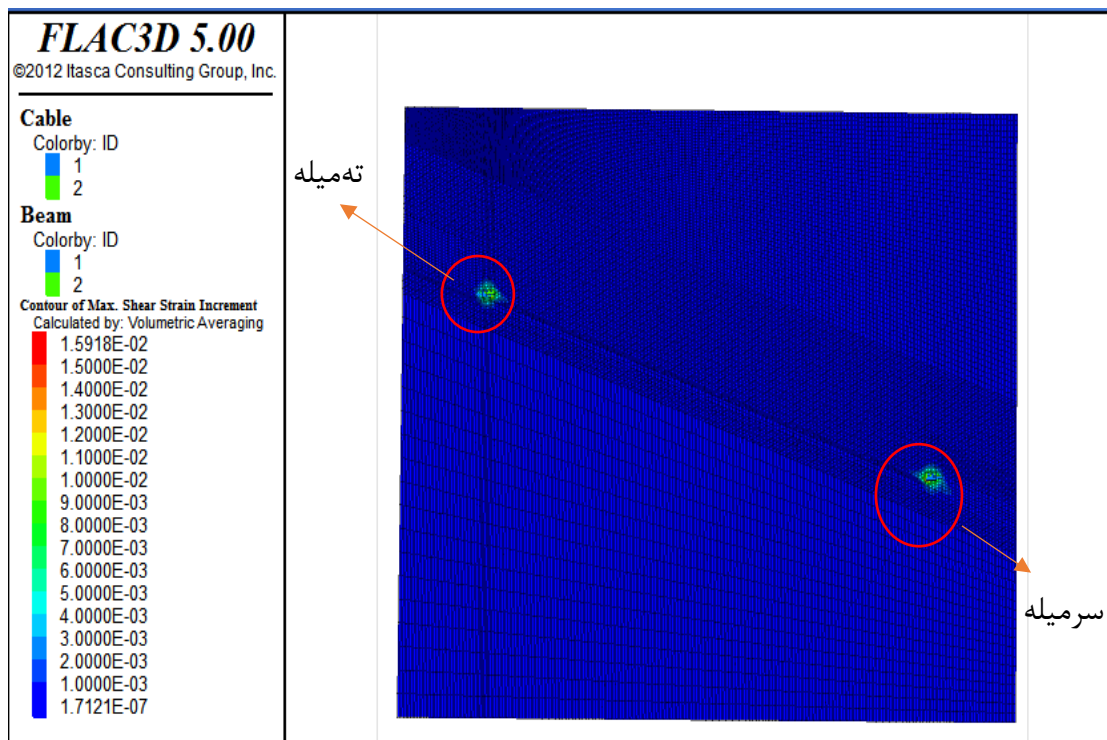
شکل ۴-۱۳- سیستم‌های نگهدارنده‌ی قدرتی معدن زغال‌سنگ پروده‌ی طبس



شکل ۴-۱۴- نمایی از پوسته‌ی طراحی شده به‌جای سیستم نگهدارنده که بار گسترده در سطح آن به سقف و کف پهنه اعمال می‌شود.

۲-۴ مدل سازی استخراج زغال سنگ

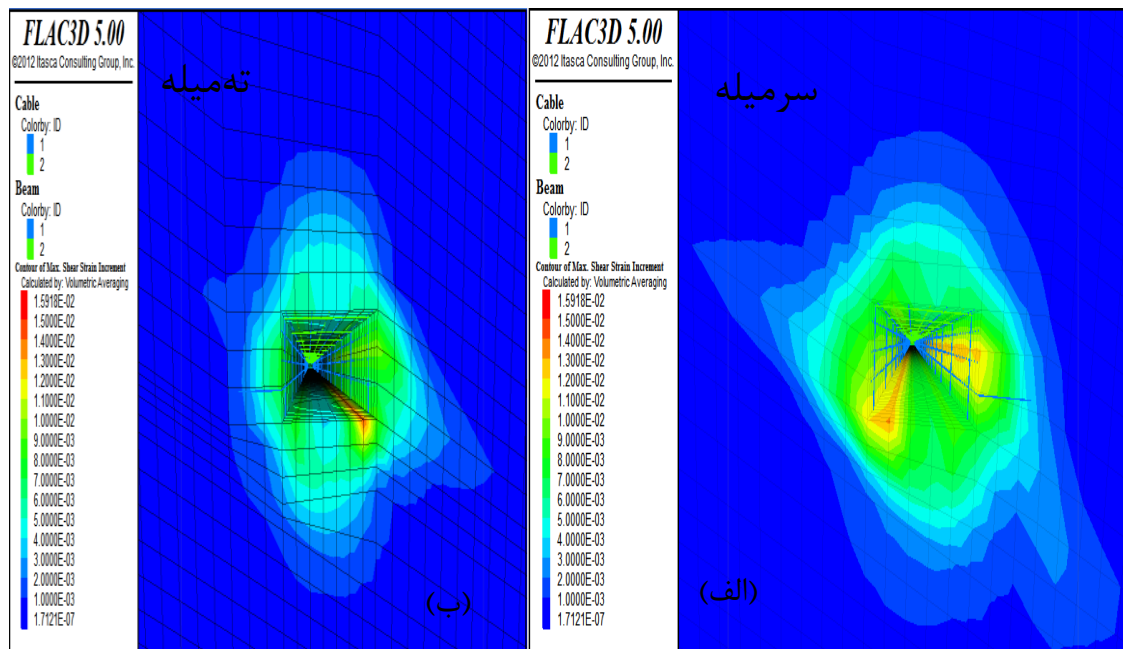
الگوی حفاری در این پایان نامه مطابق با الگوی حفاری در معدن زغال سنگ پرروده‌ی طبس است. پس از رسیدن مدل به تعادل اولیه، اقدام به حفاری سرمیله و ته میله و نصب سیستم‌های نگهدارنده در آنها شده است. با انجام این تغییرات مدل مربوطه ۱۰۰۰۰ گام محاسباتی دیگر تا رسیدن به تعادل حل شده و جابه‌جایی‌های نقاط مشخص شده در سقف اندازه‌گیری و ثبت شد. در شکل ۴-۱۴ میزان کرنش برشی بیشینه بعد از حفاری سرمیله و ته میله نشان داده شده است. بیشترین میزان کرنش برشی در اطراف فضای حفاری شده ثبت شده است (شکل ۴-۱۵).



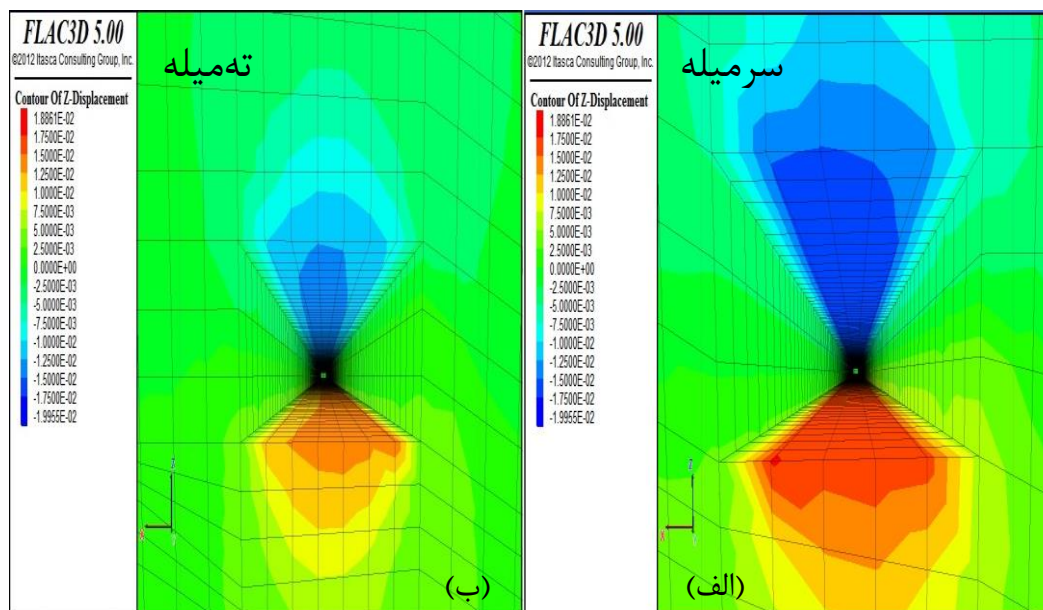
شکل ۴-۱۵- کرنش برشی بیشینه در مدل پس از حفر سرمیله و ته میله

چنانچه در شکل ۴-۱۵ مشاهده می‌شود حداکثر کرنش برشی در پیرامون سرمیله 9×10^{-3} و در پیرامون ته میله حدودا 5×10^{-3} است. مطابق این شکل ته میله کرنش برشی کمتری را به نسب سرمیله که در عمق بیش‌تری قرار دارد، تحمل می‌کند.

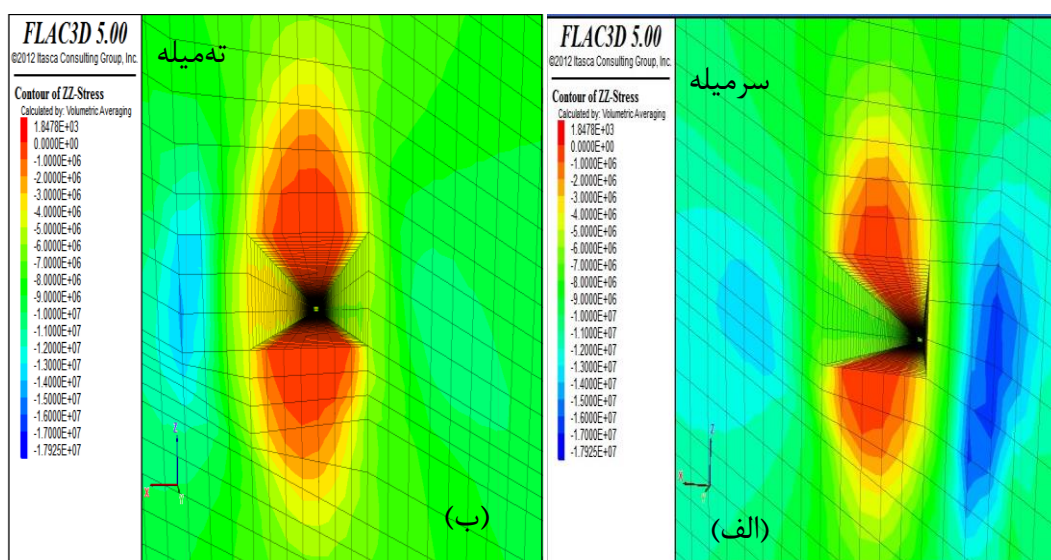
در شکل ۴-۱۷ میزان جابه‌جایی قائم در راستای محور Z پس از، حفاری اول نشان داده شده است. همانطوری که در شکل ۴-۱۷ (الف) مشهود است کف سرمیله 1.88×10^{-2} متر به سمت بالا (هاله‌ی نارنجی) و سقف آن 1.99×10^{-2} متر به سمت پایین (هاله‌ی آبی) جابه‌جا شده است. جابه‌جایی‌های سقف و کف برای تهمیله به‌تریب به سمت بالا و پایین $1/25 \times 10^{-2}$ و $1/75 \times 10^{-2}$ است. در شکل ۴-۱۸ مقادیر تنش Szz بعد از حفاری سرمیله و تهمیله نشان داده شده است. سقف و کف در سرمیله و تهمیله تحت کشش بوده ولی در عمق $2/5$ متری از کف و فاصله‌ی $1/5$ متری از سقف کشش به فشار تغییر کرده و لایه‌ها تحت فشار قرار می‌گیرند.



شکل ۴-۱۶- کرنش برشی بیشینه پیرامون تهمیله و سرمیله پس از حفر



شکل ۴-۱۷- جابه‌جایی قائم در سر‌میله و ته‌میله پس از حفر

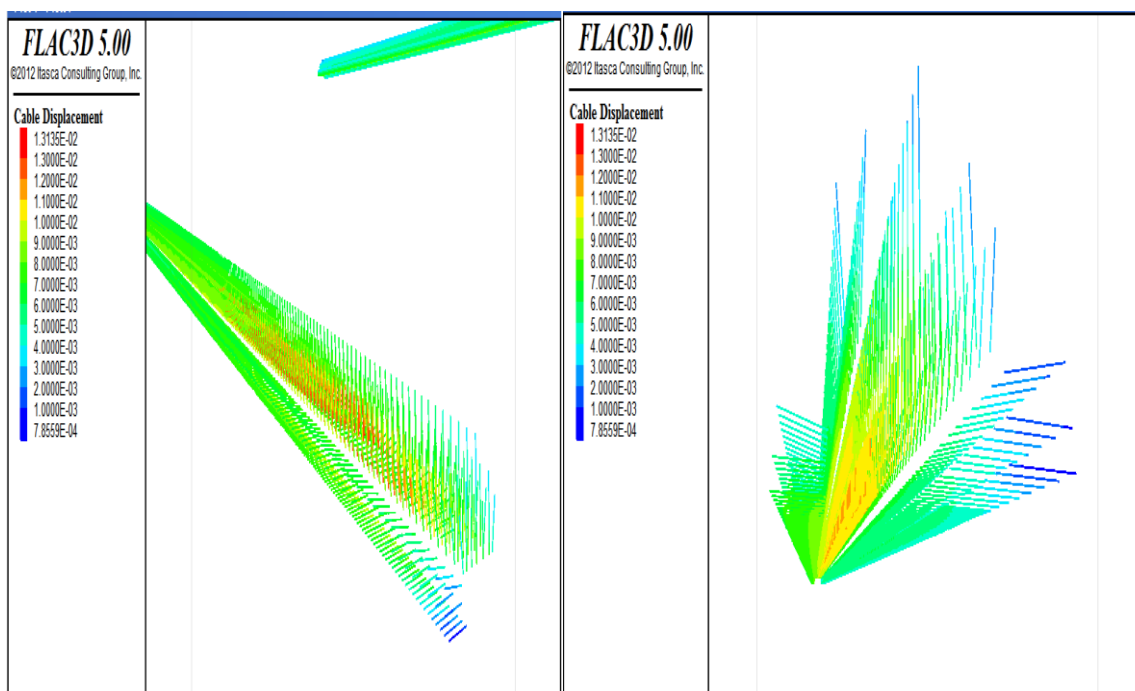


شکل ۴-۱۸- کنتور تنش SZZ در سر‌میله و ته‌میله پس از حفر

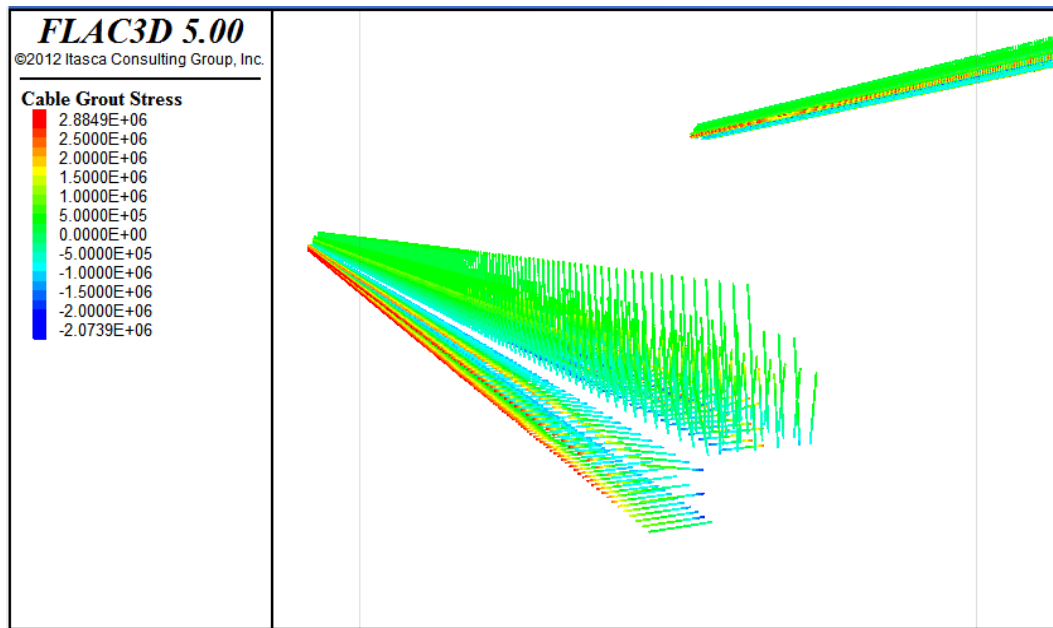
جابه‌جایی در راستای محور Z پیچ‌سنگ‌ها در شکل ۴-۱۹ نشان داده شده است. بیش‌ترین جابه‌جایی در پیچ‌سنگ‌های قرار گرفته در وسط سقف برابر $1/3 \times 10^{-2}$ متر و کمترین جابه‌جایی برای پیچ‌سنگ‌های نصب شده در دیواره‌ی ماسه‌سنگ سیلتی برابر $0/6 \times 10^{-2}$ متر است. در شکل ۴-۲۰ بار وارده بر پیچ‌سنگ‌ها نشان داده شده است. که انتهای پیچ‌سنگ‌های دیواره تحت کشش و سر پیچ‌سنگ تحت

فشار است. پیچ‌سنگ‌های سقف تحت کشش 5×10^5 پاسکال قرار دارد.

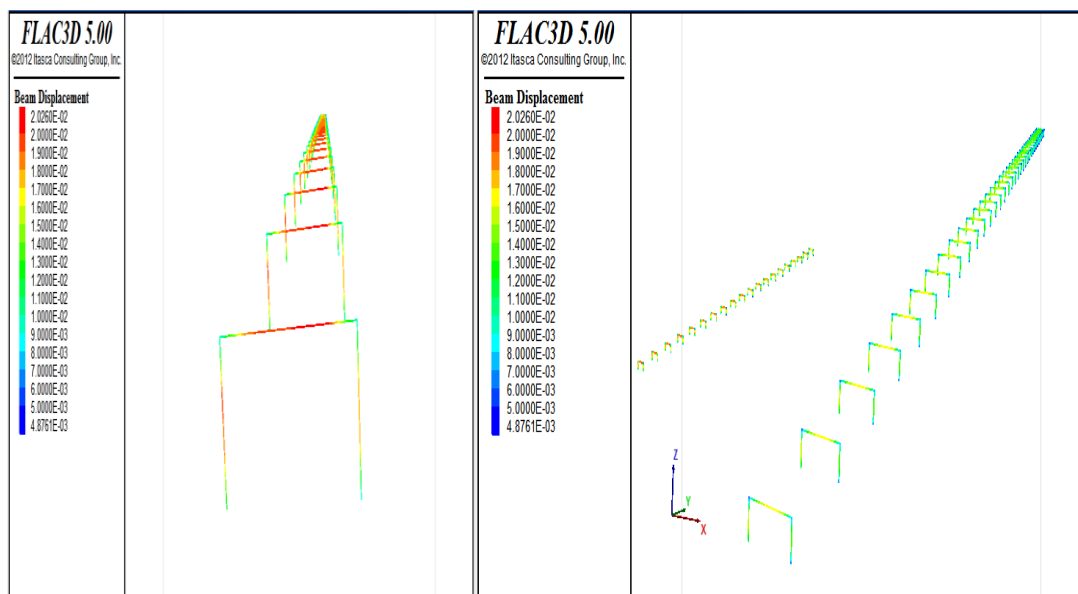
مقادیر جابه‌جایی قائم در قاب‌های فلزی در شکل ۲۱-۴ نشان داده شده است. بیش‌ترین جابه‌جایی در قاب‌های سرمیله (شکل ۲۱-۴ ب)) $2/026 \times 10^{-2}$ متر رو به پایین است. میزان بار اعمالی به قاب‌ها در شکل ۲۲-۴ نشان داده شده است.



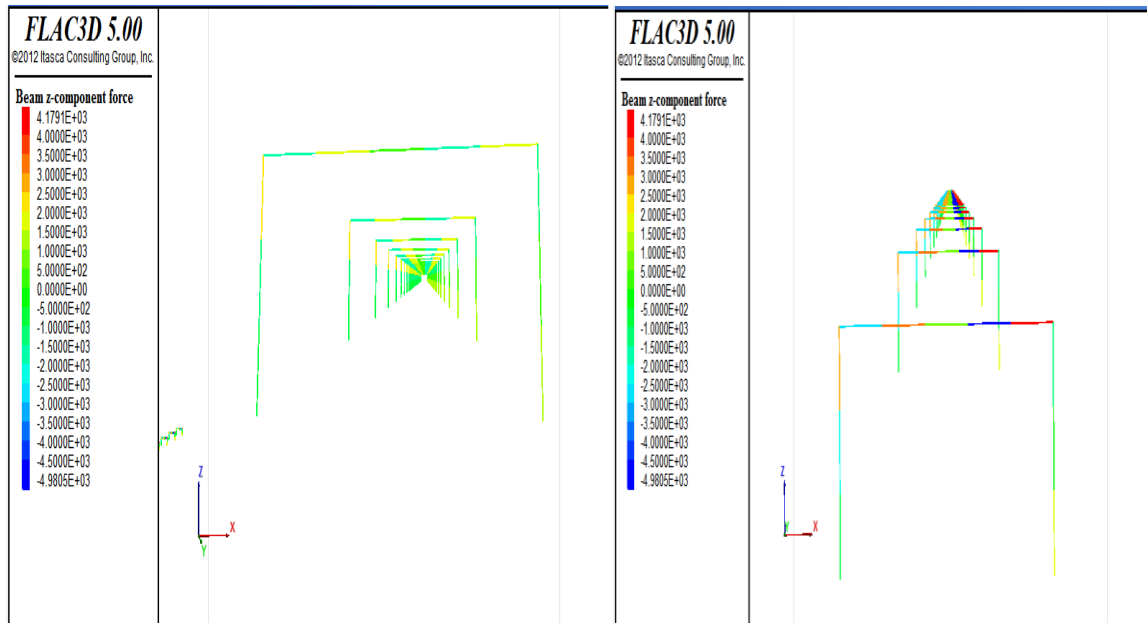
شکل ۱۹-۴- جابه‌جایی قائم در پیچ‌سنگ‌ها پس از پیشروی سرمیله



شکل ۴-۲۰- تنش وارده بر دوعاب پیچ سنگ‌ها پس از حفاری سرمیله و تهمیله



شکل ۴-۲۱- جابه‌جایی در قاب‌ها پس از حفر سرمیله و تهمیله



شکل ۴-۲۲- نیروهای وارد بر قاب‌ها پس از به تعادل رسیدن مدل بعد از حفاری اول

۴-۱ اعتبارسنجی مدل شبیه‌سازی شده

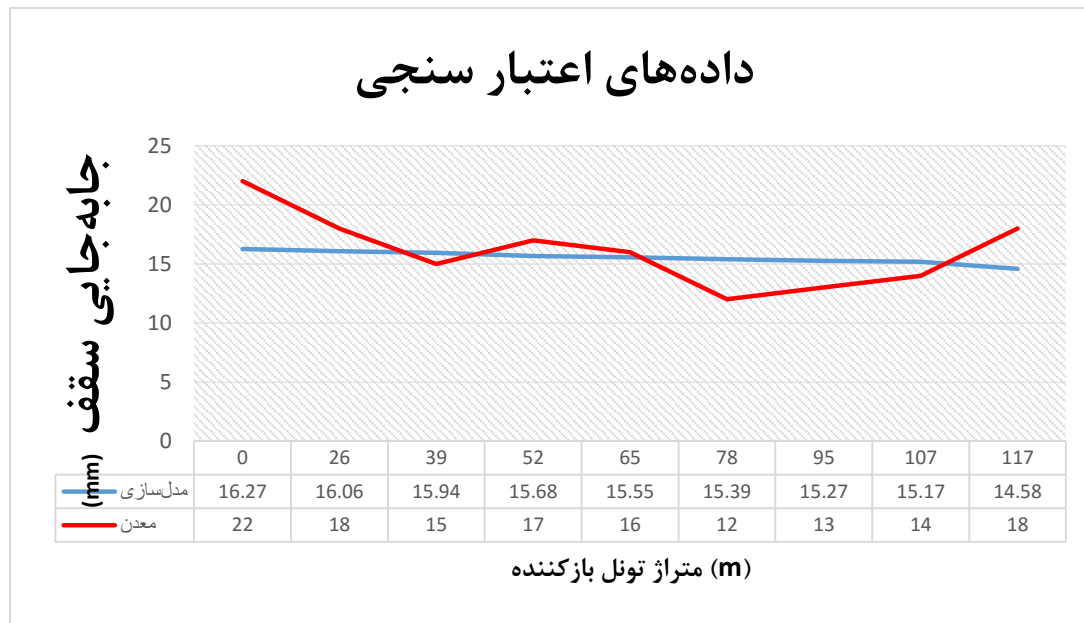
پس از به تعادل رسیدن مدل بعد از حفاری سرمیله و تمیله، داده‌های مربوط به جابه‌جایی افقی از مدل استخراج شده است. با مقایسه‌ی این داده‌ها با داده‌های برداشت شده از تل‌تیل‌ها میزان صحت مدل ساخته شده مشخص شده است. ارتباط داده‌های معدن و داده‌های حاصله از مدل‌سازی عددی بوسیله‌ی خطای جذر میانگین مربعات یا انحراف جذر میانگین مربعات^۱ بررسی شده است. مقدار RMSD از رابطه‌ی ۴-۵ حاصل می‌شود.

$$RMSD = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_{1,i} - x_{2,i})^2}{n}} \quad (۴-۵)$$

در رابطه‌ی (۴-۵)، $x_{1,i}$ داده‌ی دسته‌ی اول و $x_{2,i}$ داده‌ی مربوط به دسته‌ی دوم است. پس از مقایسه‌ی داده‌های بدست آمده از مدل‌سازی عددی و ابزار دقیق سرمیله و تمیله، میزان RMSD، ۳/۹

^۱ Root mean square deviation (RMSD)

میلیمتر محاسبه شده است. این میزان خطا در محاسبات با توجه به خطاها و ساده‌سازی‌های انجام گرفته مقدار قابل قبولی است. نمودار جابه‌جایی‌های برداشت شده از تل‌تیل‌ها و مقادیر تخمین زده شده در مدل‌سازی عددی در شکل ۴-۲۳ با یکدیگر مقایسه شده است.



شکل ۴-۲۳- مقایسه‌ی نمودار جابه‌جایی‌های برداشت شده از تل‌تیل‌ها و مقادیر تخمین زده شده

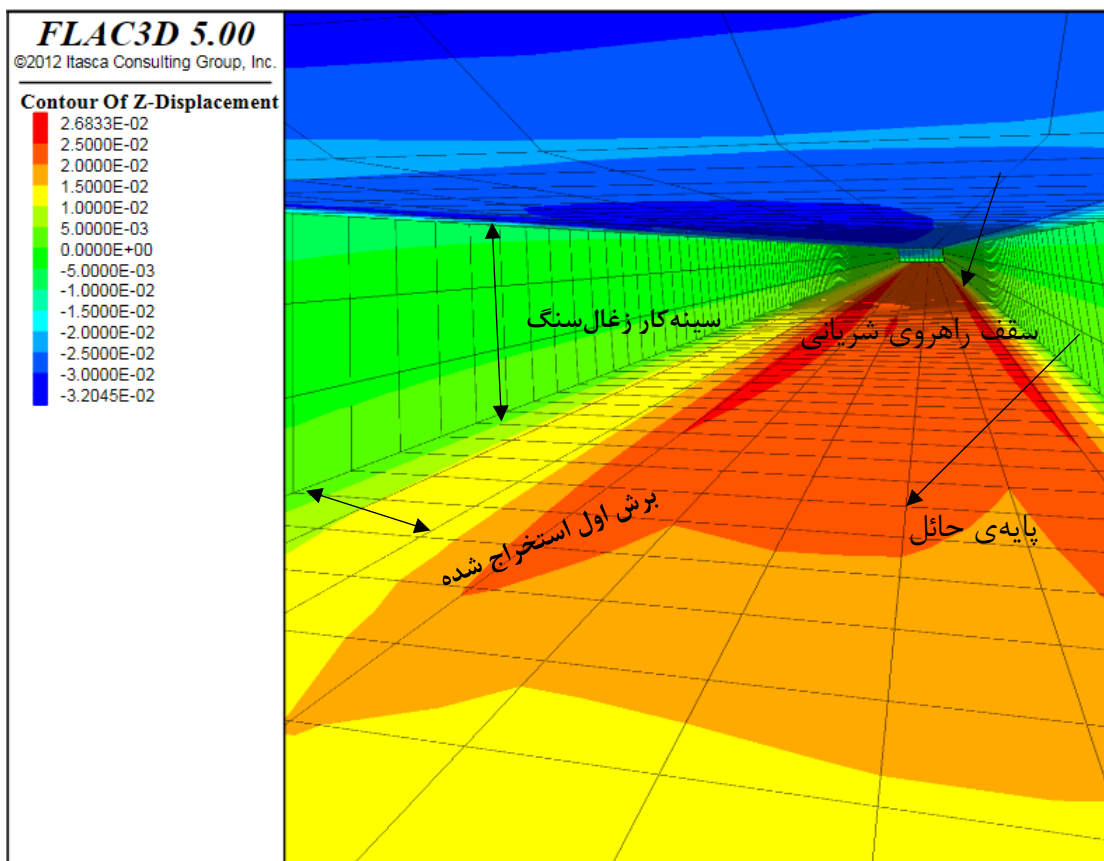
۲-۴ محاسبه‌ی گام تخریب اولیه

پس از اعتبارسنجی مدل ساخته شده اقدام به حفر راهروی شریانی کرده و یک بار دیگر مدل برای رسیدن به تعادل حل می‌شود. پس از به تعادل رسیدن مدل، پهنه‌ی E3 آماده‌ی استخراج است. برش‌های استخراجی براساس یک سیکل رفت و برگشت دستگاه زغال‌بر و عمق برش طبلیک دستگاه، در حدود دو متر در نظر گرفته شده است. پس از هر برش زغال‌سنگ، مدل بین گام‌های محاسباتی ۱۲۰۰، ۱۵۰۰، ۲۰۰۰ و ۳۰۰۰ حل شده و میزان جابه‌جایی سقف و کرنش برشی در این گام‌های محاسباتی با یکدیگر مقایسه شده است. مقایسه این نتایج اختلاف چندانی را میان نتایج حاصل از گام‌های محاسباتی ذکر شده نشان نداد، به همین علت مراحل بعدی برش با ۱۲۰۰ گام محاسباتی حل شده و جابه‌جایی و کرنش برشی سقف پهنه، از آن استخراج شده است.

برای تعیین گام تخریب اولیه داده‌های جابه‌جایی و کرنش برشی محاسبه شده در نرم‌افزار بعد از هر برش استخراجی با مقدار کرنش برشی بحرانی محاسبه شده در رابطه‌ی (۳-۱) و (۳-۲)، مقایسه می‌شود. در صورتی که مقدار کرنش برشی محاسبه شده در نرم‌افزار از مقدار آن در رابطه‌ی ساکورایی (جدول ۳-۵) بیشتر باشد، سنگ سقف شکسته است در غیر این صورت سقف ناحیه تخریب پایدار خواهد بود. مقادیر جابه‌جایی سقف به‌وسیله‌ی تعریف نقاط تاریخچه در نرم‌افزار به‌دست آمده است. نقاط تاریخچه در سطح سقف راهروی شریانی در فواصل ۲۰ متری در طول راهرو و ۳ متری در عرض آن تعریف شده است. علاوه بر آن برای بررسی سقف پهنه‌ی استخراجی در ارتفاع ۱، ۲، ۴، ۹، ۲۰، ۲۵ و ۳۵ متری سقف نیز نقاط تاریخچه تعریف شده و جابه‌جایی را تا ارتفاع ۳۵ متری از سقف ثبت کرده‌اند. برای ثبت میزان جابه‌جایی سقف در قسمت برش زده شده نیز یک ردیف نقاط تاریخچه تا ارتفاع ۳۵ متری تعریف شده است.

۴-۲-۱ برش اول

پس از آماده‌سازی پهنه‌ی استخراجی اولین برش زغال‌سنگ استخراج می‌شود. بعد از استخراج اولین برش مدل تا ۱۲۰۰ گام محاسباتی حل شده و میزان جابه‌جایی قائم، نیروی نامتعادل کننده و کرنش برشی بیشینه اندازه‌گیری شده است. در شکل ۴-۲۴ میزان جابه‌جایی قائم سقف و کف راهروی شریانی، پایه‌ی حائل و جبهه‌کار زغال‌سنگ نشان داده شده است. طبق این شکل، سقف حداکثر به میزان ۳/۲ سانتی‌متر به سمت پایین (قسمت آبی رنگ) و کف ۲/۵ سانتی‌متر به سمت بالا (قسمت نارنجی) حرکت می‌کند. پایه حائل و جبهه‌کار جابه‌جایی چندانی نداشته و در قسمت میانی جابه‌جایی آنها صفر است.

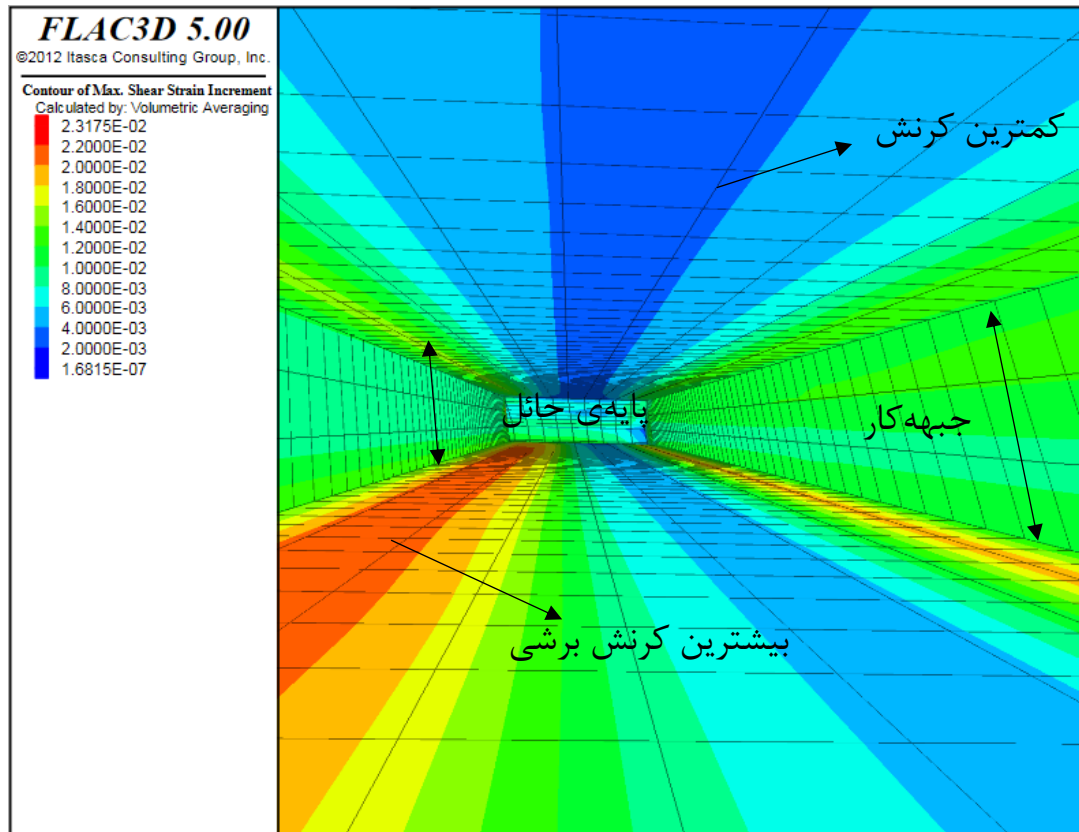


شکل ۴-۲۴- کنتور جابه‌جایی قائم سقف و کف راهروی شریانی

کنتور کرنش برشی در شکل ۴-۲۵ نشان داده شده است، که در آن میزان کرنش برشی سقف به دلیل اعمال بار سیستم نگهدارنده قدرتی کمترین میزان 1.68×10^{-7} (ناحیه ی آبی) است. کف راهروی شریانی در نزدیکی پایه ی حائل با کرنش برشی 2.32×10^{-2} (قسمت نارنجی) بیشترین میزان کرنش برشی بیشینه را بعد از برش اول دارد.

مقدار نیروهای نامتعادل کننده در پهنه ی استخراجی در شکل ۴-۲۶ نشان داده شده است. این نیرو در بیشتر نقاط صفر بوده و تنها در سقف و نقاط اتصال سقف با جبهه کار و پایه ی حائل به ۵۰ کیلونیوتن می‌رسد. در شکل ۴-۲۷ نمودار نقاط تاریخچه تعیین شده در وسط سقف راهروی شریانی نشان داده شده است. در جدول ۴-۱۰ میزان جابه‌جایی و کرنش برشی متوسط در امتداد سقف راهروی شریانی آورده شده است. لازم به ذکر است در زمان برش اول طول سقف آویزان در پشت سیستم نگهدارنده ی قدرتی

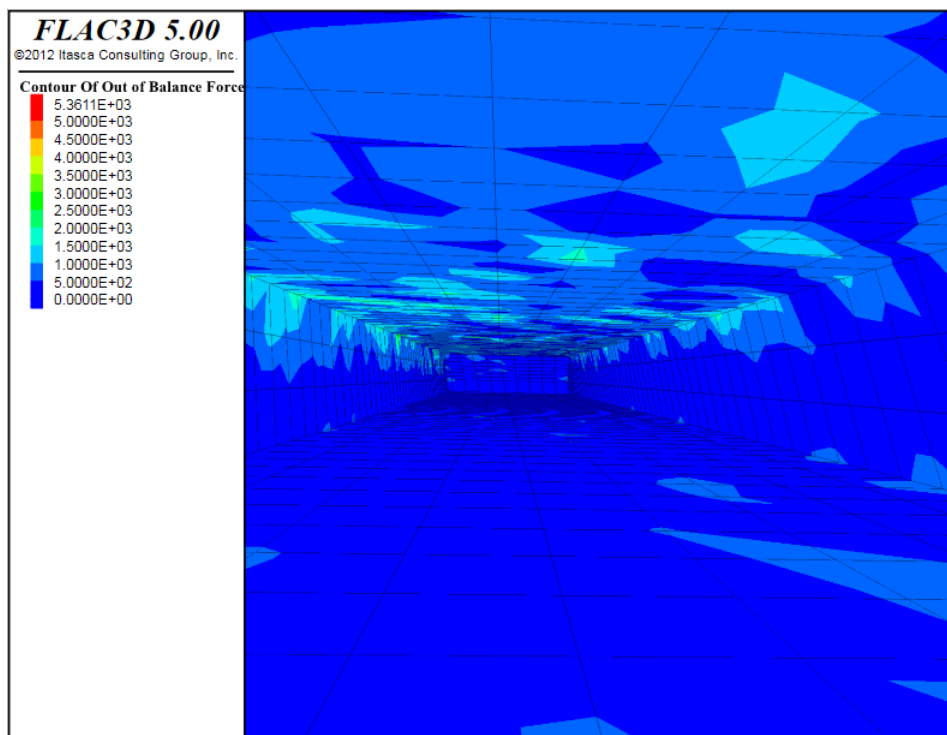
۴ متر است. با توجه به داده‌های جدول ۴-۱۰ و مقایسه آن با مقدار کرنش برشی بحرانی محاسبه شده از معیار ساکورایی برای سقف ($\gamma_c = 0.6 \times 10^{-2}$) سقف پایدار بوده و بعد از برش اول در سقف تخریبی رخ نمی‌دهد.



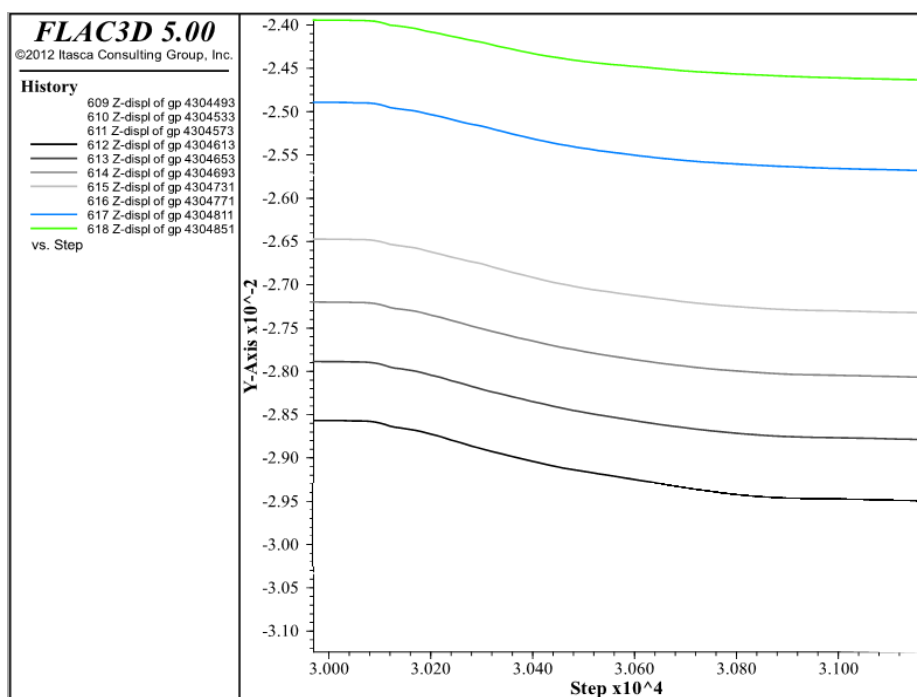
شکل ۴-۲۵- کنتور برشی بیشینه بعد از برش اول در راهروی شریانی

جدول ۴-۱۰- جابه‌جایی و کرنش برشی در طول راهروی شریانی

نقاط تاریخچه	متوسط جابه‌جایی (m)	متوسط کرنش برشی
نزدیک پایه‌ی حائل	۰/۰۲۴	۰/۰۴۵
وسط راهروی شریانی	۰/۰۲۸	۰/۰۰۴
نزدیک سینه‌کار	۰/۰۲۷۴	۰/۰۰۵



شکل ۴-۲۶- نیروی نامتعادل کننده در زمان برش اول زغال سنگ

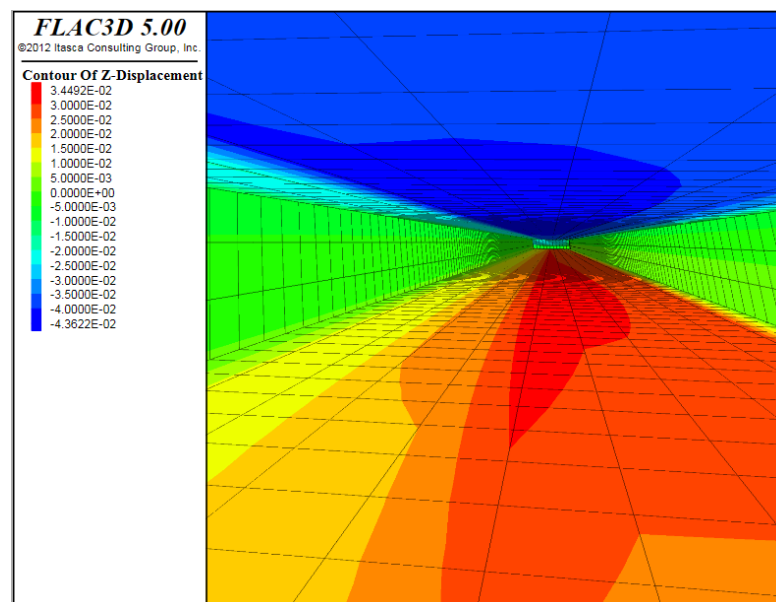


شکل ۴-۲۷- نمودار جابه‌جایی نقاط تاریخچه در وسط راهروی شریانی

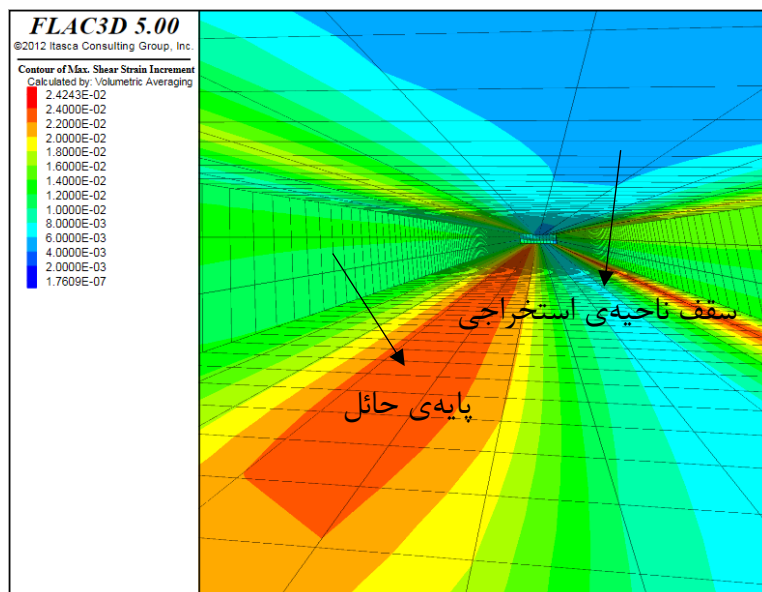
۴-۲-۲ برش دوم

برش دوم نیز همانند برش اول با احتساب یک چرخه‌ی رفت و برگشت دستگاه زغال‌بر به ابعاد $3 \times 2 \times 200$ مترمکعب، استخراج شده و مدل تا ۱۲۰۰ گام محاسباتی حل شده است. کنتور جابه‌جایی قائم سقف و کف فضای استخراج شده در شکل ۴-۲۸ نشان داده شده است. طبق این شکل حداکثر میزان جابه‌جایی به میزان $4/36$ سانتی‌متر به سمت پایین در سقف ناحیه‌ی استخراجی و حداقل جابه‌جایی در کف به میزان $3/45$ سانتی‌متر رو به بالا است.

میزان کرنش برشی وارد به سقف و کف پهنه در شکل ۴-۲۹ نشان داده شده است. بیشتر نواحی سقف در این شکل دارای کمترین مقدار کرنش برشی، (0.5×10^{-2}) هستند که از مقدار کرنش برشی محاسبه شده در معیار ساکورایی کمتر بوده و در نتیجه سقف پایدار است. کف ناحیه‌ی استخراجی درست در قسمت پشت سیستم نگهدارنده‌ی قدرتی، دارای بیش‌ترین میزان کرنش برشی بیشینه معادل 2.42×10^{-2} است.

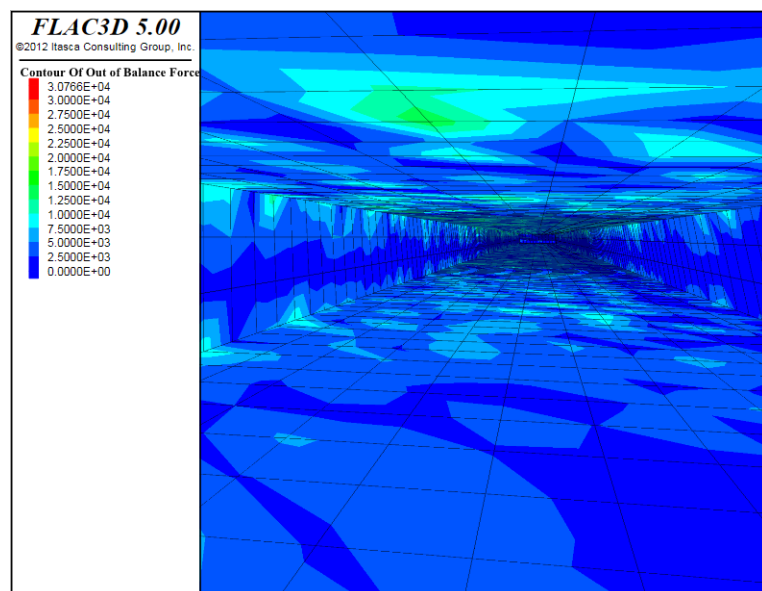


شکل ۴-۲۸- کنتور جابه‌جایی سقف در برش دوم



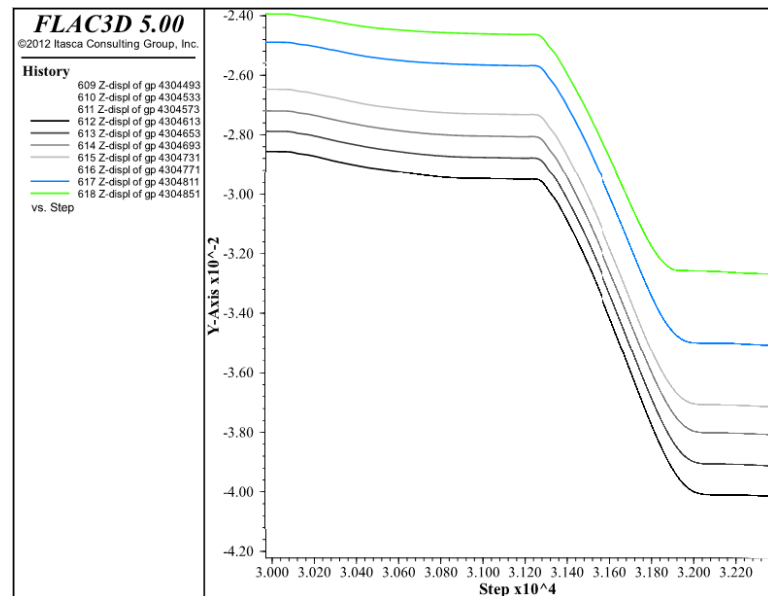
شکل ۴-۲۹- کنتور کرنش برشی بیشینه در برش دوم

نیروهای نامتعادل کننده در سقف و کف راهروی نگهدارنده در شکل ۴-۳۰ نشان داده شده است. این نیروها با پیشروی سینه کار زغال سنگ افزایش یافته، به طوری که در در نواحی سقف پهنه به ۱۰۰۰ پاسکال رسیده است.



شکل ۴-۳۰- کنتور نیروهای نامتعادل کننده

میزان جابه‌جایی قائم نقاط تاریخچه در سقف ناحیه‌ی استخراجی در شکل ۴-۳۱ نشان‌داده شده است. مقادیر این جابه‌جایی به همراه کرنش برشی بیشینه‌ی اندازه‌گیری شده در نرم‌افزار، در جدول ۴-۱۱ آورده شده است.



شکل ۴-۳۱- نمودار نقاط تاریخچه در وسط سقف راهروی شریانی بعد از برش دوم

جدول ۴-۱۱- جابه‌جایی و کرنش برشی در طول راهروی شریانی

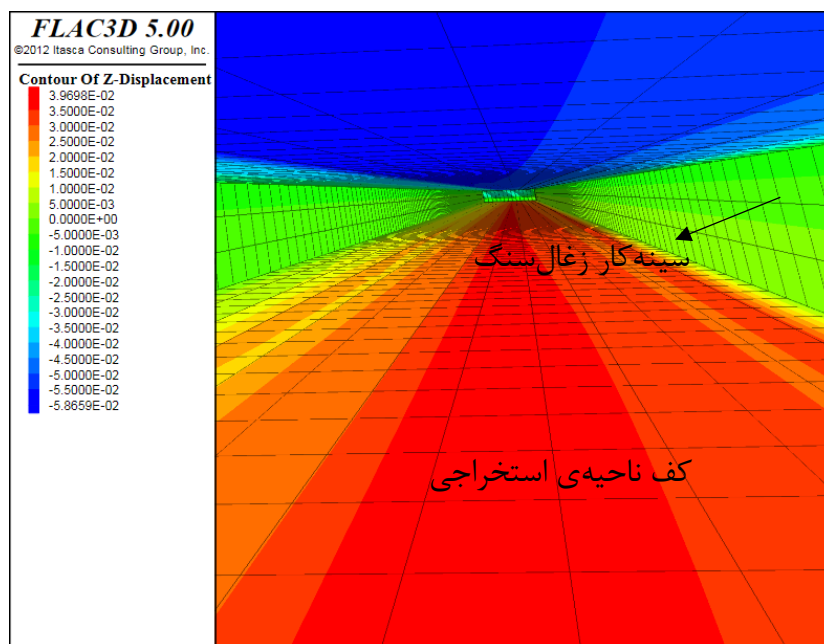
نقاط تاریخچه	متوسط جابه‌جایی (m)	متوسط کرنش برشی
نزدیک پایه‌ی حائل	۰/۰۳	۰/۰۰۵۸
وسط راهروی شریانی	۰/۰۳۷	۰/۰۰۵
نزدیک سینه‌کار اولیه	۰/۰۳۹	۰/۰۰۵۵
سقف برش اول	۰/۰۳	۰/۰۰۵
سقف برش دوم	۰/۰۱۷	۰/۰۰۴۶

باتوجه به کرنش برشی محاسبه شده در سقف ناحیه‌ی استخراجی، تخریبی در سقف ناحیه‌ی استخراجی صورت نگرفته است.

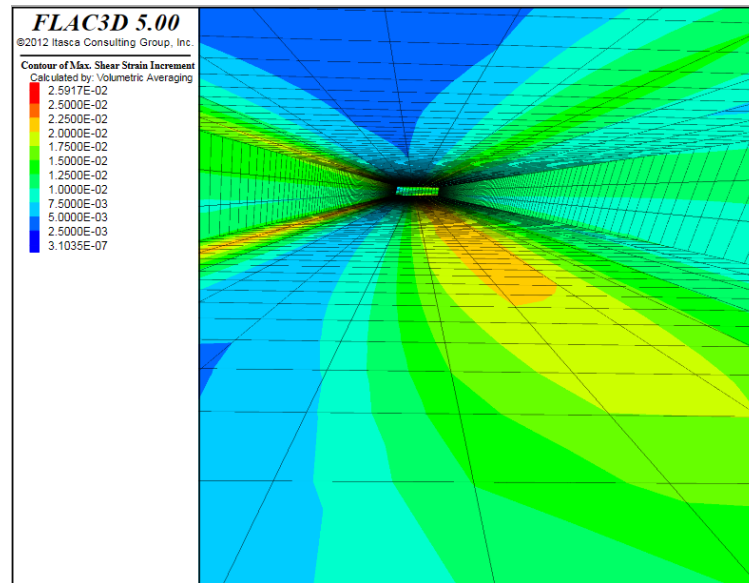
۳-۲-۴ برش سوم

کنتور جابه‌جایی در راستای محور قائم در شکل ۳۲-۴ نشان داده شده است. مطابق این شکل حداکثر جابه‌جایی در راستای قائم برای سقف به اندازه‌ی ۵/۸۶ سانتی‌متر اتفاق افتاده است و کف پهنه بیش‌ترین جابه‌جایی رو به بالا را به مقدار ۳/۹۷ سانتی‌متر دارد. پایه‌ی حائل و سینه‌کار جابه‌جایی چندانی نداشته و تنها ۰/۵ سانتی‌متر در محل اتصال خود به سقف و کف جابه‌جا می‌شوند. همچنین در مرکز پایه‌های حائل و سینه‌کار جابه‌جایی چندانی وجود نداشته و جابه‌جایی آنها به صفر میل می‌کند.

در شکل ۳۳-۴ کنتور کرنش برشی بیشینه نشان داده شده است. مطابق این شکل بعد از استخراج برش سوم زغال‌سنگ بیشتر نواحی سقف ناحیه‌ی استخراجی کرنش برشی بین بازه‌ی 0.3×10^{-2} تا 0.6×10^{-2} را داشته و براساس معیار ساکورایی تخریبی در آن رخ نمی‌دهد.

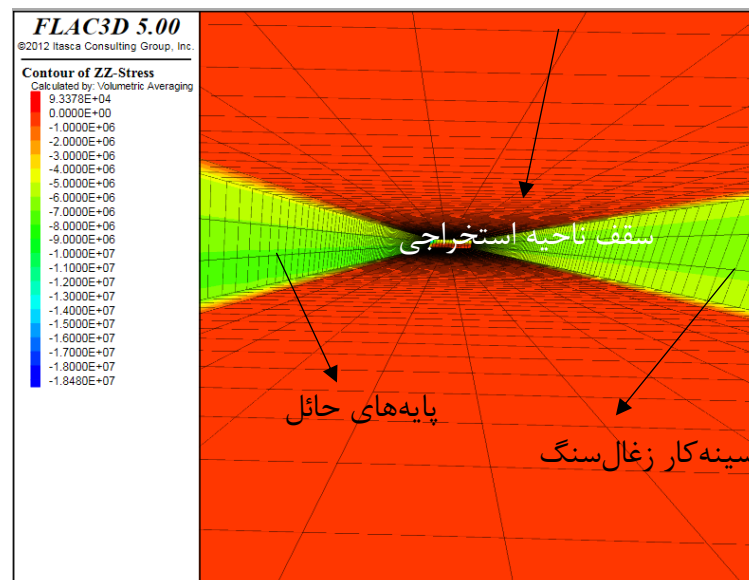


شکل ۳۲-۴- کنتور جابه‌جایی قائم بعد از برش سوم در فضای تخریب



شکل ۴-۳۳- کنتور کرنش برشی بیشینه در برش سوم در فضای تخریب

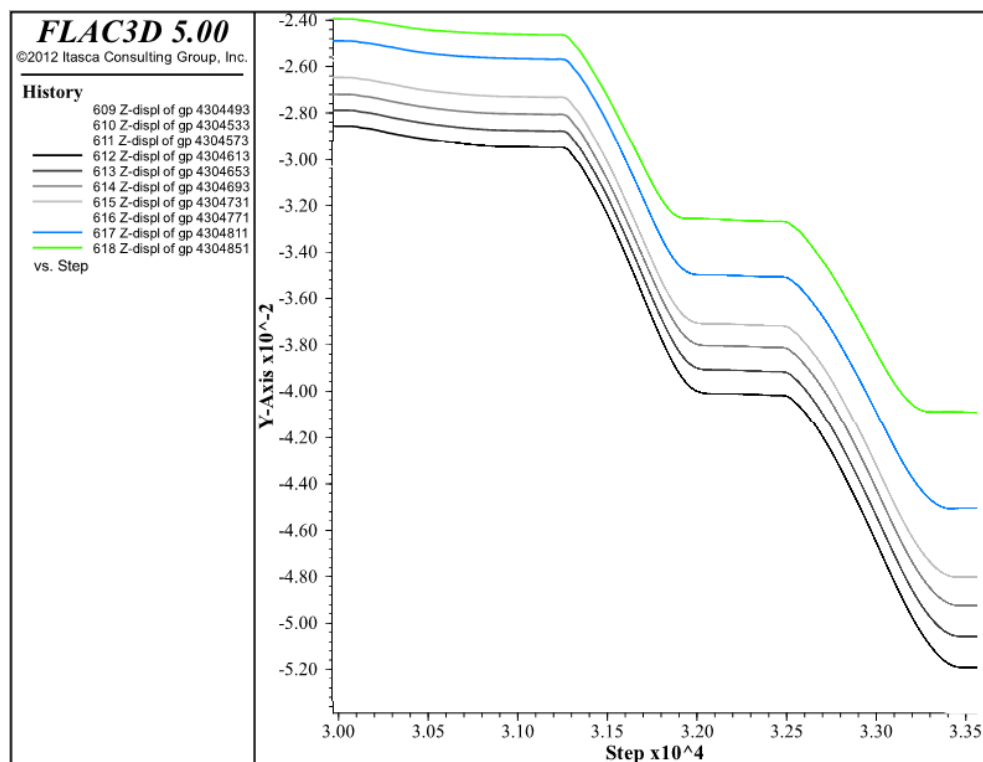
میزان تنش Szz در راستای محور قائم در شکل ۴-۳۴ نشان داده شده است. بیشترین مقدار تنش قائم به سقف و کف به میزان ۹۳۷۰ پاسکال وارد شده است. طبق این شکل پایه‌های حائل و پهنه‌ی استخراجی باری فشاری در حدود ۶ تا ۷ مگاپاسکال را تجربه می‌کنند.



شکل ۴-۳۴- کنتور تنش قائم بعد از برش سوم در فضای تخریب

در شکل ۴-۳۵ نمودار تغییرات جابه‌جایی قائم برای نقاط تاریخچه در سقف ناحیه‌ی تخریب

نشان داده شده است. مقادیر این جابه‌جایی‌ها و کرنش برشی بیشینه در جدول ۴-۱۲ آورده شده است.



شکل ۴-۳۵- نمودار نقاط تاریخچه در وسط سقف راهروی شریانی بعد از برش دوم

جدول ۴-۱۲- جابه‌جایی متوسط و کرنش برشی متوسط سقف در برش سوم

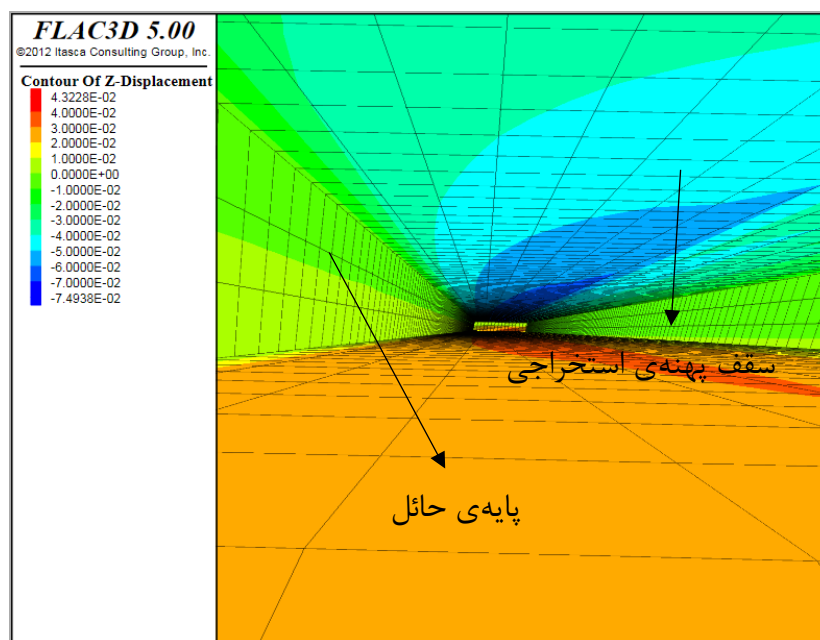
متوسط کرنش برشی	متوسط جابه‌جایی (m)	نقاط تاریخچه
۰/۰۰۶	۰/۰۳۵	نزدیک پایه‌ی حائل
۰/۰۰۵۹	۰/۰۴۸۲	وسط راهروی شریانی
۰/۰۰۵۶	۰/۰۵۱	نزدیک سینه‌کار اولیه
۰/۰۰۵۵	۰/۰۴۲۵	سقف برش اول
۰/۰۰۵۳	۰/۰۳	سقف برش دوم
۰/۰۰۵۶	۰/۰۲	سقف برش سوم

۴-۲-۴ برش چهارم

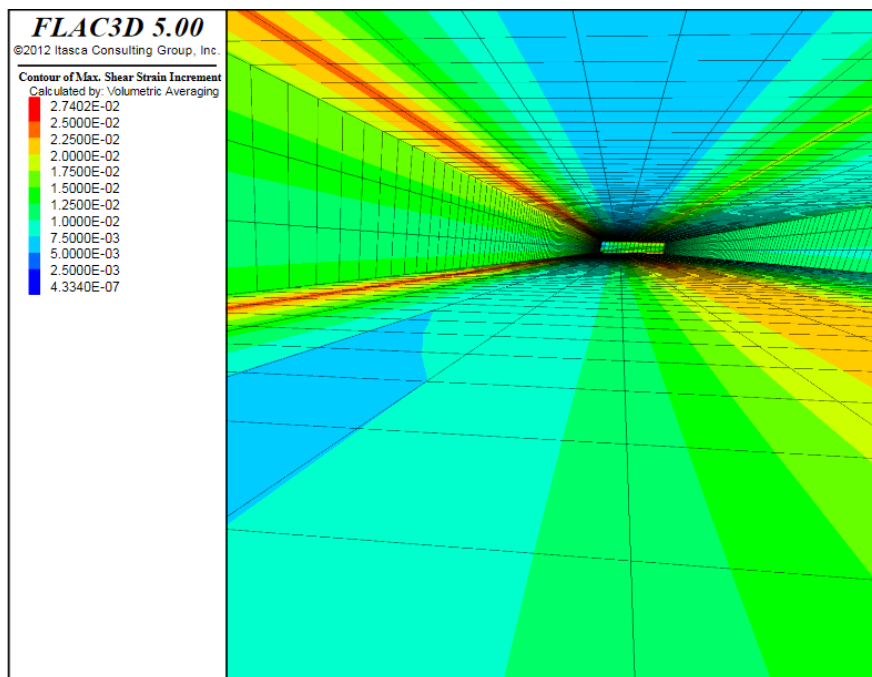
با استخراج برش چهارم، سقف ناحیه‌ی استخراج شده در بیشترین جابه‌جایی، ۷/۵ سانتی‌متر به

سمت پایین حرکت می‌کند. جابه‌جایی روبه بالای کف، $4/33$ سانتی‌متر رو به بالا است. در شکل ۴-۳۶ کنتور جابه‌جایی‌های سقف و کف نشان داده شده است. مطابق این شکل حداکثر جابه‌جایی در نواحی نزدیک سرمیله اتفاق می‌افتد. باقی سقف با رنگ آبی روشن مشخص شده است که به‌طور متوسط ۴-۵ سانتی‌متر جابه‌جایی روبه پایین دارد.

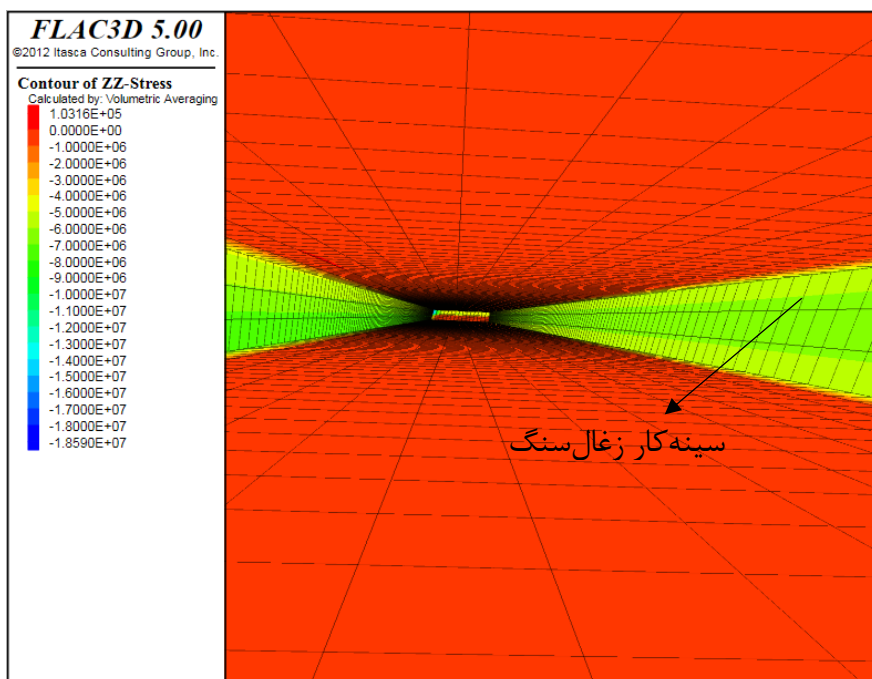
کرنش برشی در شکل ۴-۳۷. نشان داده شده است. مطابق این شکل سقف در نواحی پشت سیستم نگهدارنده و نزدیک به پایه‌های حائل بیشترین مقدار کرنش برشی را با مقدار 2.75×10^{-2} دارد. با توجه به معیار ساکورایی، سقف ناحیه‌ی استخراجی در این بخش شکسته است. در زمان شکست سقف ناحیه‌ی استخراجی، بیشترین بار به پایه‌ها و جبهه‌کار زغال‌سنگ وارد می‌شود، این مقدار در حدود ۸-۱۰ مگاپاسکال است که بر سینه‌کار و پایه‌ی حائل وارد شده است (شکل ۴-۳۸).



شکل ۴-۳۶ - کنتور جابه‌جایی قائم سقف فضای تخریب بعد برش چهارم



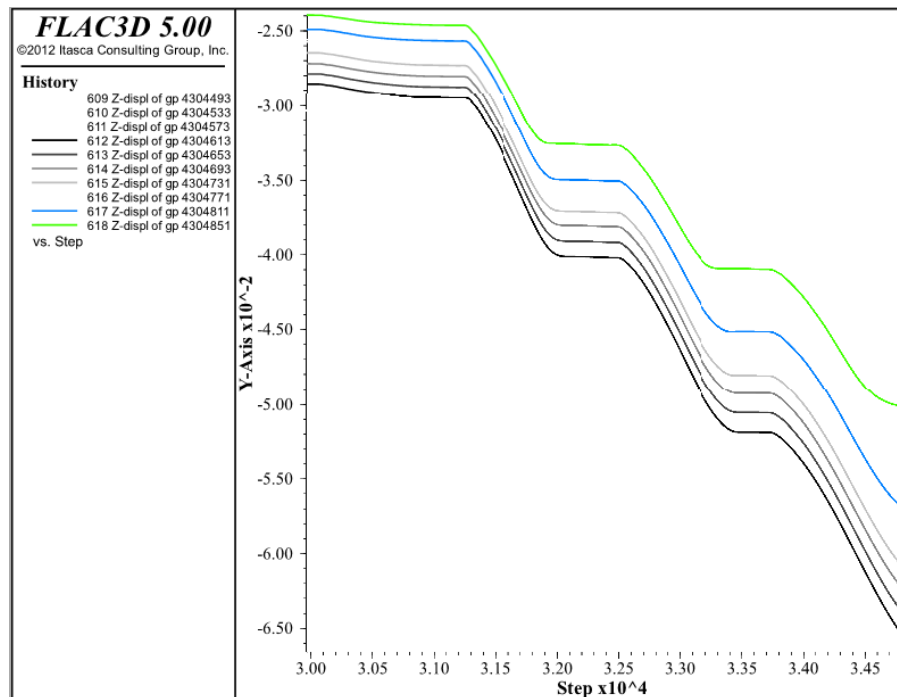
شکل ۴-۳۷- کنتور کرنش برشی در فضای تخریب در برش چهارم



شکل ۴-۳۸- کنتور تنش قائم در سقف و کف فضای تخریب در برش چهارم

نمودار جابه‌جایی نقاط تاریخچه سقف در زمان تخریب در شکل ۴-۳۹ نشان داده شده است و مقادیر

جابه‌جایی این نقاط در جدول ۴-۱۳ آورده شده است. مطابق با داده‌های این جدول و معیار ساکورایی سقف ناحیه‌ی استخراجی (جدول ۳-۲) در فاصله‌ی ۱ متری از پایه‌ی حال شکسته شده است. بیشینه طول آویزانی سقف در پشت سیستم نگهداری قدرتی ۱۱ متر است. بنابراین طول گام تخریب اولیه در پهنه‌ی E3 معدن زغال‌سنگ طبس براساس مدل‌سازی عددی تقریباً ۱۱ متر تخمین زده می‌شود.



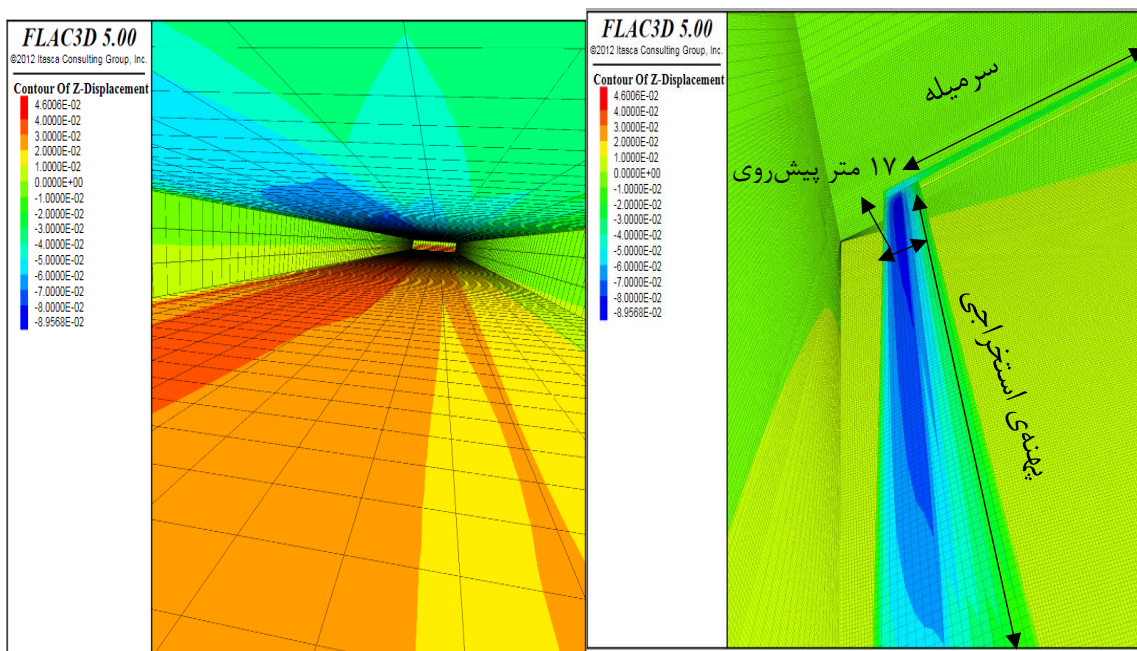
شکل ۴-۳۹- جابه‌جایی نقاط تاریخچه در برش چهارم

جدول ۴-۱۳- جابه‌جایی‌های نقاط تاریخچه در برش چهارم

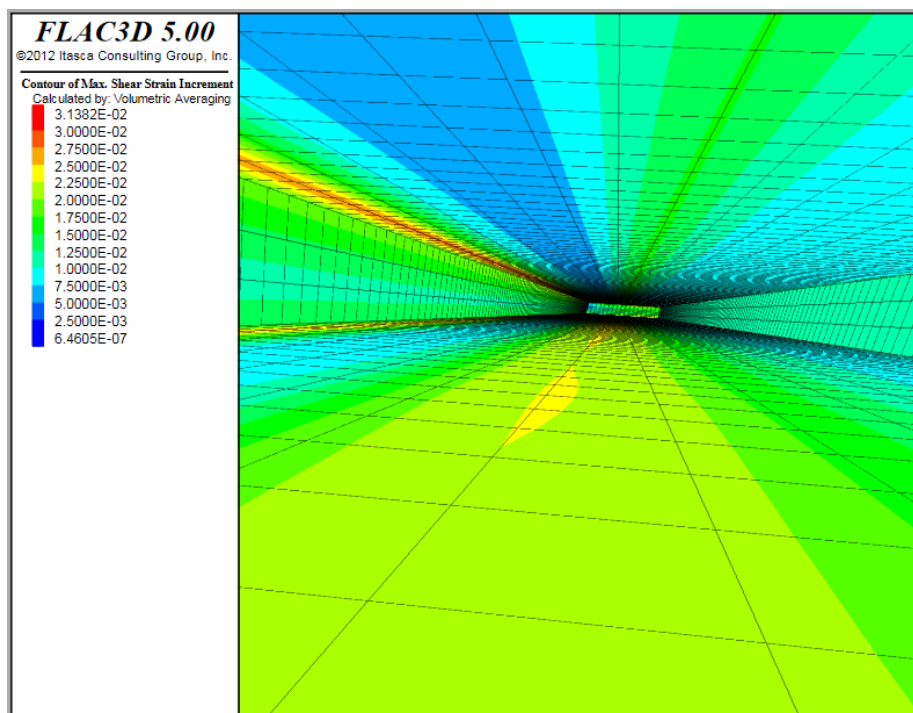
متوسط کرنش برشی	متوسط جابه‌جایی (m)	نقاط تاریخچه
۰/۰۰۶۲	۰/۰۴۲	نزدیک پایه‌ی حائل
۰/۰۰۶۷	۰/۰۶	وسط راهروی شریانی
۰/۰۰۸۲	۰/۰۶۱	نزدیک سینه‌کار اولیه
۰/۰۰۰۶	۰/۰۵۶	سقف برش اول
۰/۰۰۵۵	۰/۰۴۹	سقف برش دوم
۰/۰۰۵۹	۰/۰۳۳	سقف برش سوم
۰/۰۰۵۸	۰/۰۲	سقف برش چهارم

۴-۲-۵ برش پنجم

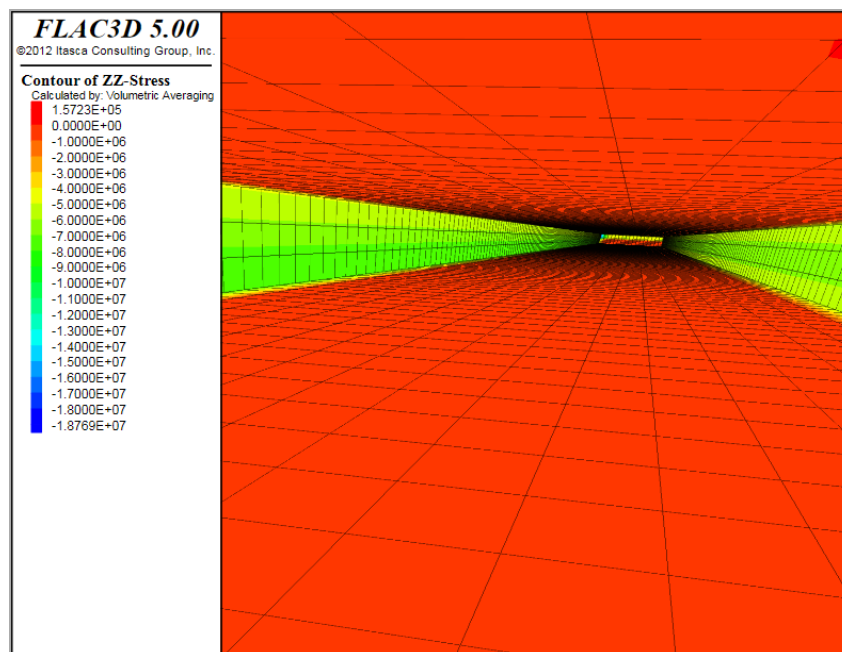
پس از تخریب سقف بر اساس معیار ساکورایی در برش چهارم، بیشینه جابه‌جایی روبه پایین سقف بعد از برش پنجم به ۹ سانتی‌متر رسیده‌است (شکل ۴-۴۰). بیشینه مقدار کرنش برشی در نواحی نزدیک به پایه‌های حائل، 3.2×10^{-2} است (شکل ۴-۴۱). بعد از شکست سقف در روش جبهه‌کار طولانی از شدت بار وارد بر پایه‌های حائل و سینه‌کار زغال‌سنگ کاسته می‌شود، این امر بعد از برش پنجم در شکل ۴-۴۲ کاملاً مشهود است. در این شکل میزان بار وارده به پایه‌های حائل و سینه‌کار به طرز چشم‌گیری کاهش یافته و از بازه‌ی ۸ تا ۱۰ مگاپاسکال در برش چهارم، به ۴ تا ۵ مگاپاسکال در برش پنجم رسیده‌است.



شکل ۴-۴۰- کانتورهای جابه‌جایی افقی در برش پنجم



شکل ۴-۴۱- کنتور کرنش برشی در برش پنجم



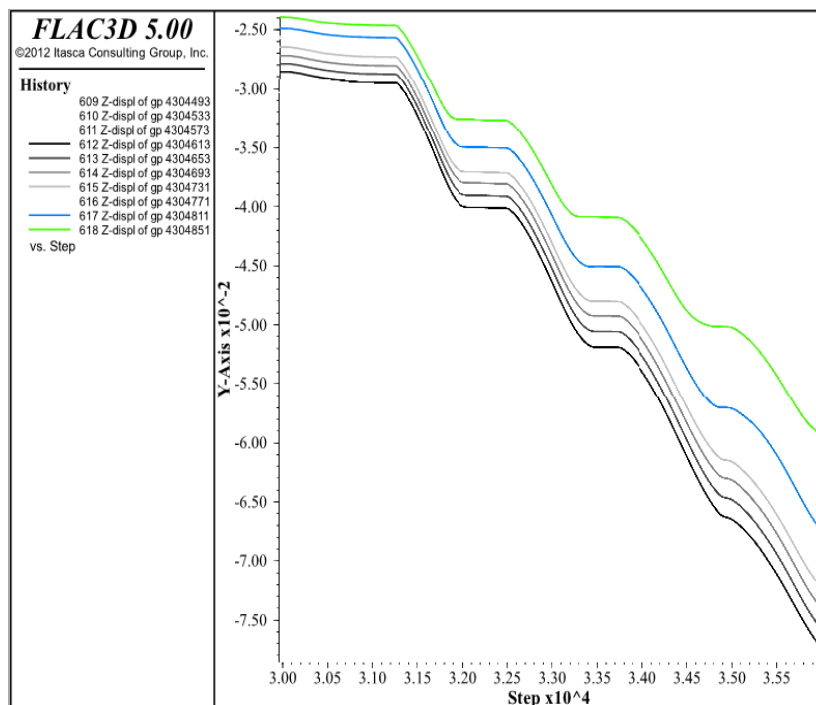
شکل ۴-۴۲- کنتور تنش در راستای محور قائم در برش پنجم

میزان جابه‌جایی سقف ناحیه‌ی استخراجی در جدول ۴-۱۴ آورده شده است. نمودار تغییرات

جایه جایی نقاط تاریخچه بعد از استخراج برش پنجم در شکل ۴-۴۳ نشان داده شده است.

جدول ۴-۱۴- جابه جایی های نقاط تاریخچه در برش پنجم

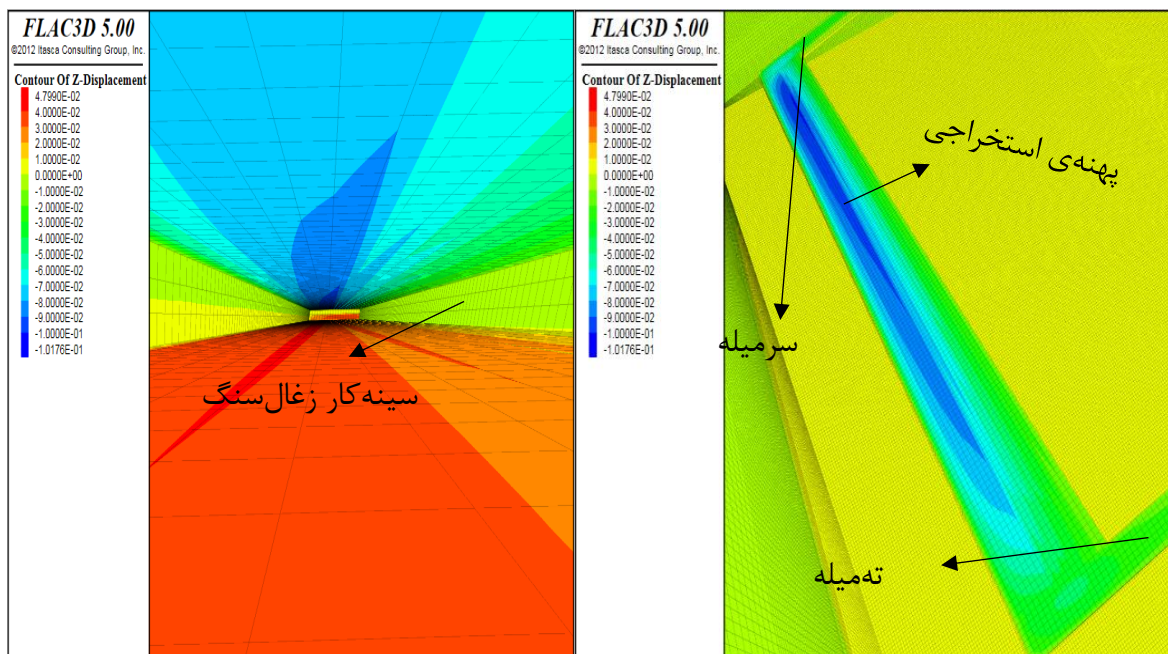
نقاط تاریخچه	متوسط جابه جایی (m)	متوسط کرنش برشی
نزدیک پایه ی حائل	۰/۰۴۸	۰/۰۱۳
وسط راهروی شریانی	۰/۰۷۱	۰/۰۰۷۴
نزدیک سینه کار اولیه	۰/۰۶۵	۰/۰۰۸۵
سقف برش اول	۰/۰۶۷	۰/۰۱۲۸
سقف برش دوم	۰/۰۵۶	۰/۰۰۶۲
سقف برش سوم	۰/۰۴۵	۰/۰۰۰۶
سقف برش چهارم	۰/۰۳۲	۰/۰۰۵۹
سقف برش پنجم	۰/۰۱۹	۰/۰۰۵۴



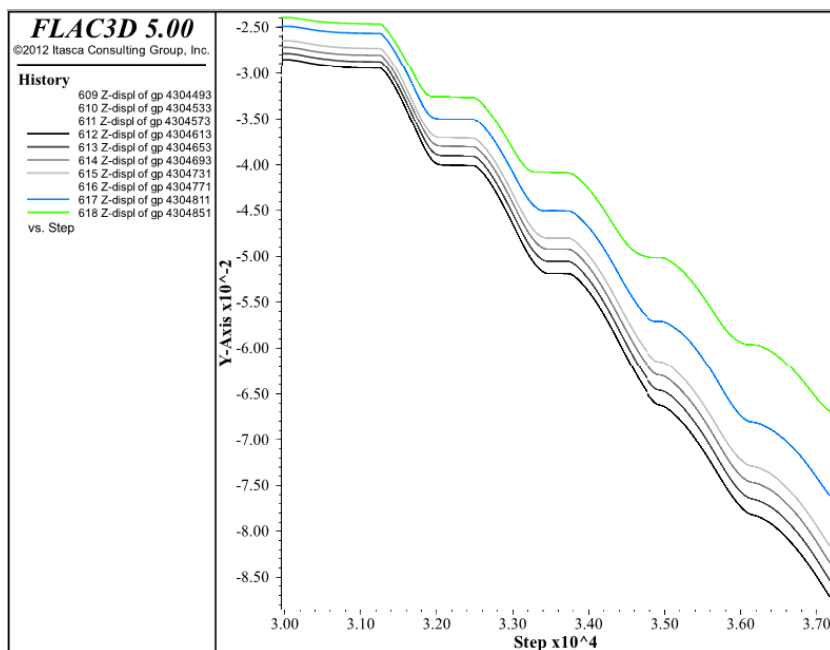
شکل ۴-۴۳- نمودار جابه جایی نقاط تاریخچه در برش پنجم

۴-۲-۶ برش ششم

با انجام برش ششم، سقف ناحیه‌ی استخراجی تا ۱۰ سانتی‌متر روبه پایین در جهت محور قائم، جابه‌جا شده است. در شکل ۴-۴۴ کنتور جابه‌جایی قائم مدل بلوکی در برش ششم نشان داده شده است. مطابق این شکل حداکثر جابه‌جایی رو به بالا برای کف ناحیه‌ی استخراجی، در حدود ۴/۸ سانتی‌متر محاسبه شده است. نمودار جابه‌جایی قائم نقاط تاریخچه در شکل ۴-۴۵ نشان داده شده و مقدار جابه‌جایی‌ها و کرنش برشی سقف ناحیه‌ی تخریب در جدول ۴-۱۵ آورده شده است.



شکل ۴-۴۴- کنتور جابه‌جایی در برش ششم



شکل ۴-۴۵- نمودار نقاط تاریخچه در سقف ناحیه‌ی استخراجی در برش ششم

جدول ۴-۱۵- جابه‌جایی‌های نقاط تاریخچه در برش ششم

متوسط کرنش برشی	متوسط جابه‌جایی (m)	نقاط تاریخچه
۰/۰۱۸	۰/۰۵۳	نزدیک پایه‌ی حائل
۰/۰۰۸۱	۰/۰۸۸	وسط راهروی شربانی
۰/۰۰۸۷	۰/۰۸۱	نزدیک سینه‌کار اولیه
۰/۰۱۳	۰/۰۸	سقف برش اول
۰/۰۰۶۵	۰/۰۷	سقف برش دوم
۰/۰۰۶۲	۰/۰۶	سقف برش سوم
۰/۰۰۶۱	۰/۰۴۷	سقف برش چهارم
۰/۰۰۵	۰/۰۳۴	سقف برش پنجم
۰/۰۰۴۴	۰/۰۲	سقف برش ششم

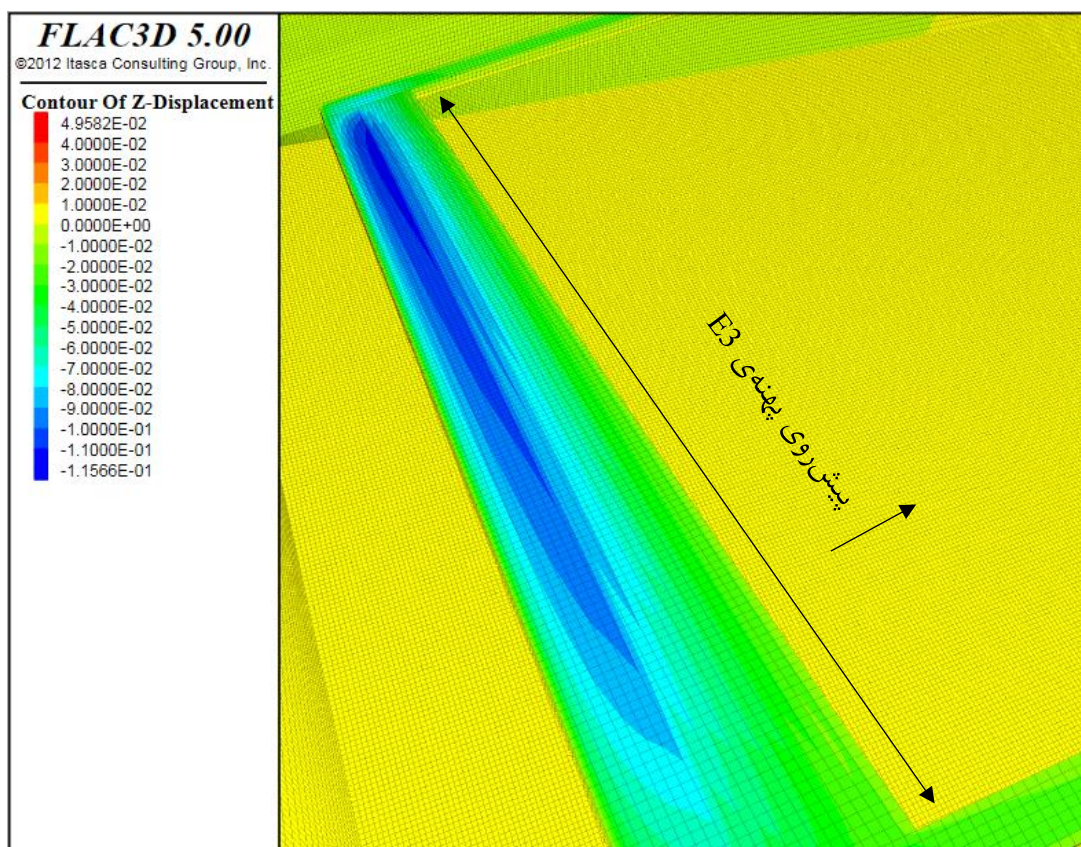
۴-۲-۷ برش هفتم

بعد از استخراج برش هفتم میزان حداکثر جابه‌جایی روبه‌پایین، ۱۱/۵ سانتی‌متر است که در شکل

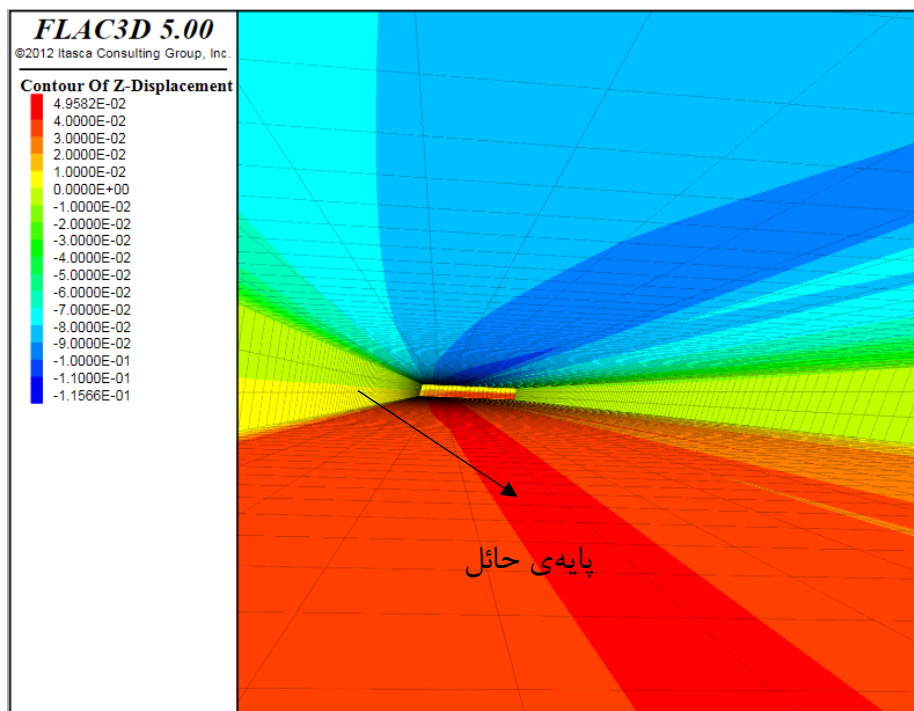
۴-۴۶ نشان داده شده است. حداکثر جابه‌جایی روبه بالای کف در ناحیه‌ی تخریب ۵ سانتی‌متر است که

در شکل ۴-۴۷ نشان داده شده است.

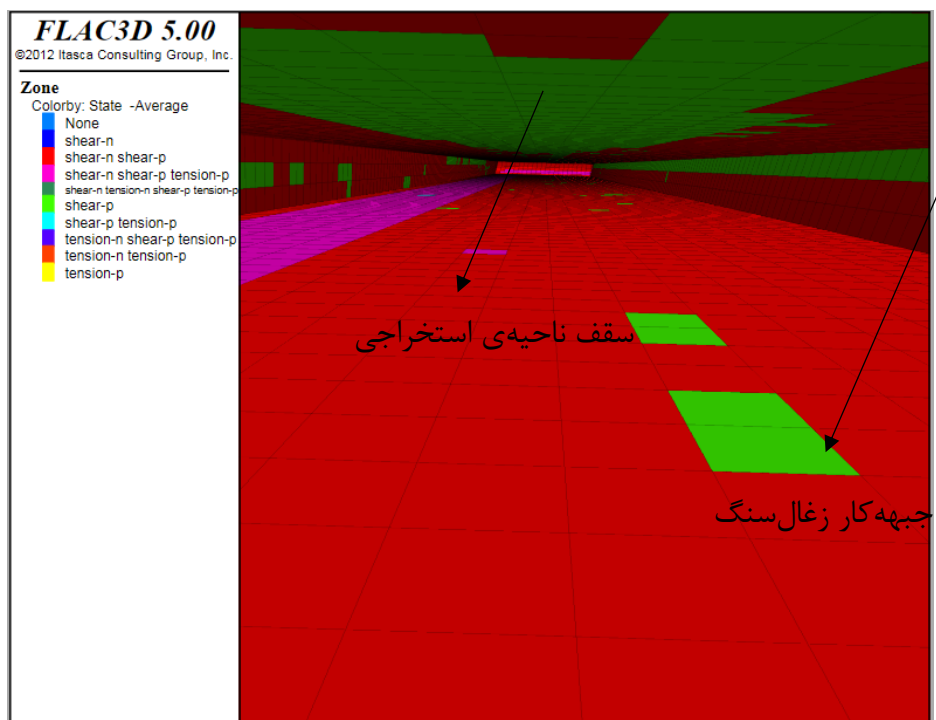
مطابق با شکل ۴-۴۸ سقف ناحیه‌ی تخریب در طول سینه‌کار زغال‌سنگ به‌ترتیب مراحل شکست برشی، حالت کشش برشی، شکست برشی و در انتها حالت کششی را طی کرده است. این نواحی با رنگ سبز تیره در شکل ۴-۴۸ مشخص شده است. نمودار جابه‌جایی قائم نقاط تاریخچه در شکل ۴-۴۹ نشان داده شده است. مقادیر جابه‌جایی‌های نقاط تاریخچه و کرنش برشی سقف در جدول ۴-۱۶ آورده شده است.



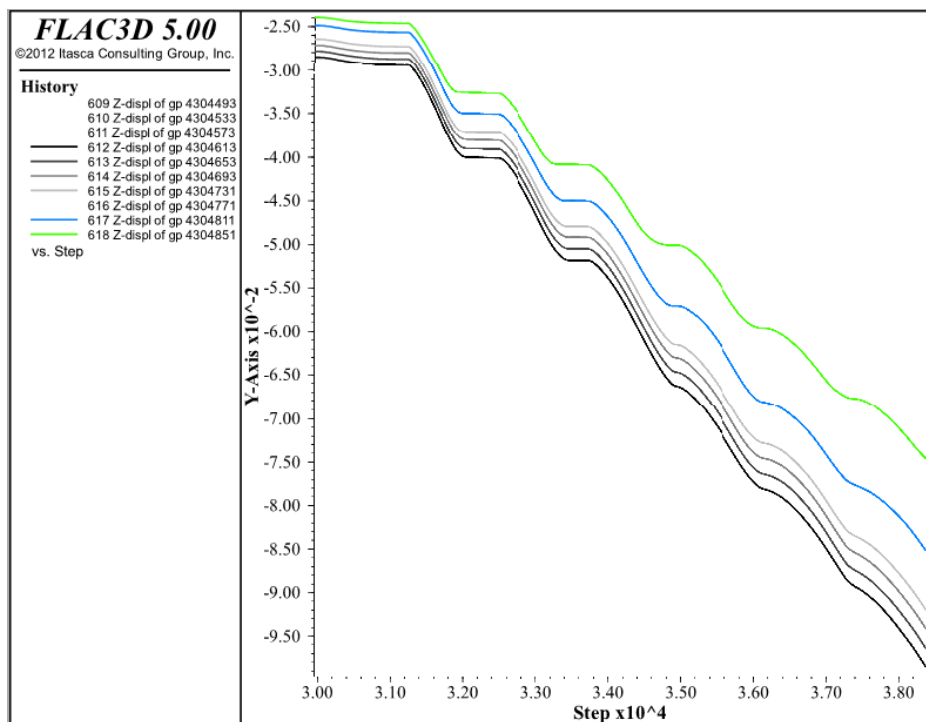
شکل ۴-۴۶- کنتور جابه‌جایی در راستای محور قائم در برش هفتم



شکل ۴-۴۷- کنتور جابه‌جایی در راستای محور قائم درون ناحیه‌ی تخریب در برش هفتم



شکل ۴-۴۸- نواحی‌های الاستیک و برشی پلاستیک



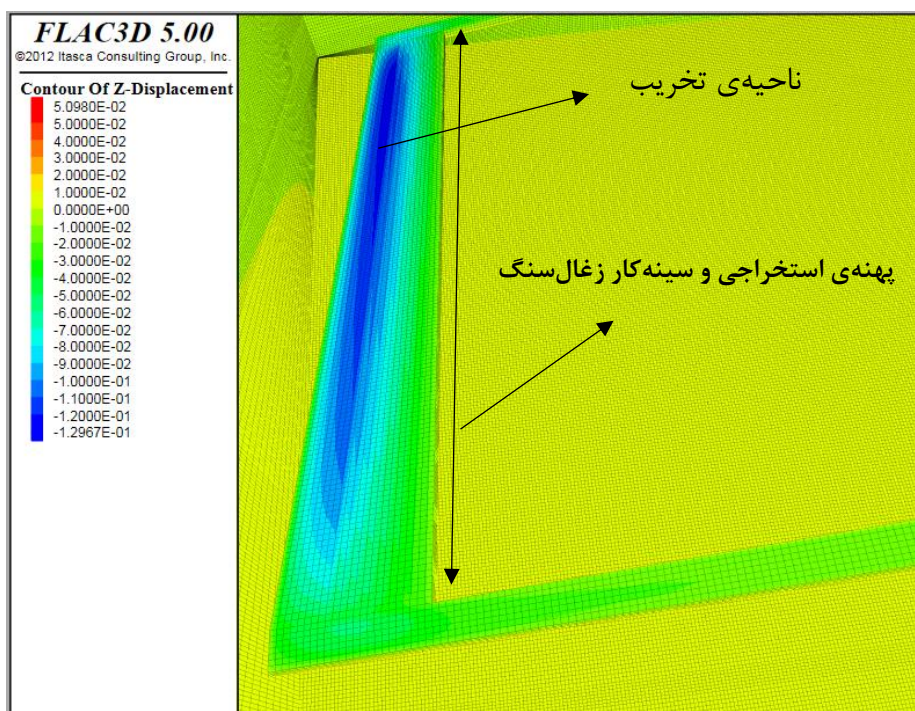
شکل ۴-۴۹- نمودار جابه‌جایی قائم نقاط تاریخچه در برش هفتم

جدول ۴-۱۶- مقدار جابه‌جایی قائم در نقاط تاریخچه و میزان کرنش برشی سقف در برش هفتم

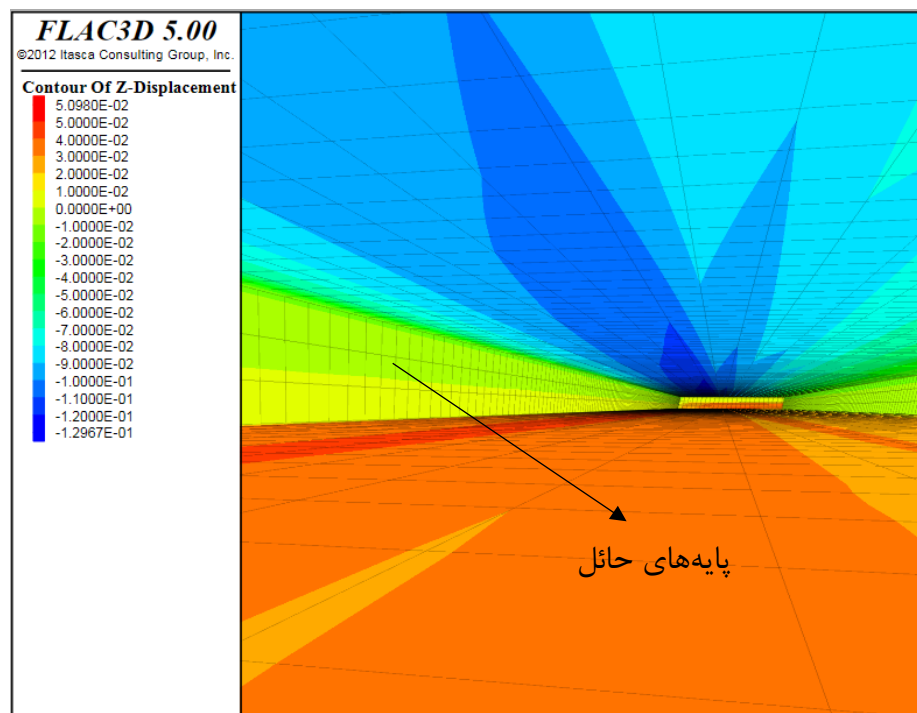
نقاط تاریخچه	متوسط جابه‌جایی (m)	متوسط کرنش برشی
نزدیک پایه‌ی حائل	۰/۰۶	۰/۰۱۸
وسط راهروی شریانی	۰/۰۹	۰/۰۰۸۵
نزدیک سینه‌کار اولیه	۰/۱	۰/۰۰۹۲
سقف برش اول	۰/۰۹۳	۰/۰۱۳
سقف برش دوم	۰/۰۸۳	۰/۰۰۶۸
سقف برش سوم	۰/۰۶۴	۰/۰۰۶۶
سقف برش چهارم	۰/۰۶۱	۰/۰۰۶۴
سقف برش پنجم	۰/۰۴۸	۰/۰۰۵۴
سقف برش ششم	۰/۰۳۵	۰/۰۰۴۸
سقف برش هفتم	۰/۰۲۶	۰/۰۰۶

۸-۲-۴ برش هشتم

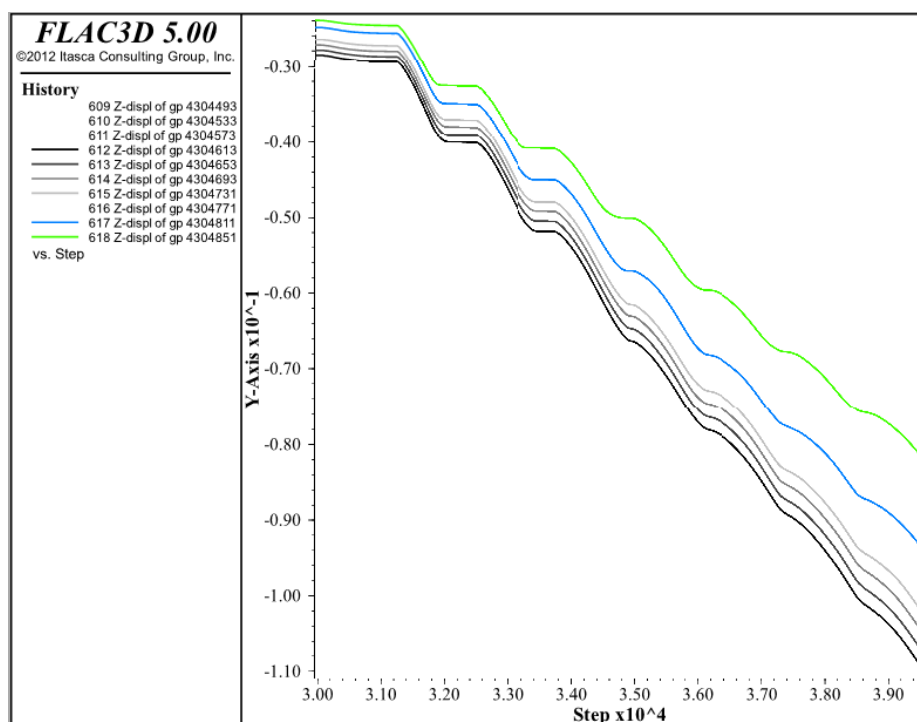
در برش هشتم بیشترین جابه‌جایی روبه‌پایین در ناحیه‌ی تخریب، ۱۳ سانتی‌متر است (شکل ۵۰-۴). در شکل ۵۱-۴ کنتور جابه‌جایی قائم نشان داده شده و مطابق با این شکل حداکثر بالازدگی کف در ناحیه‌ی تخریب برابر ۵ سانتی‌متر است. در شکل ۵۲-۴ نمودار جابه‌جایی قائم نقاط تاریخچه نشان داده شده است و مقدار جابه‌جایی و کرنش برشی سقف در جدول ۱۷-۴ آورده شده است.



شکل ۵۰-۴- کنتور جابه‌جایی قائم از نمای بالای پهنه‌ی استخراجی در برش هشتم



شکل ۴-۵۱- کنتور جابه جایی قائم در برش هشتم



شکل ۴-۵۲- نمودار جابه جایی قائم نقاط تاریخیچه در برش هشتم

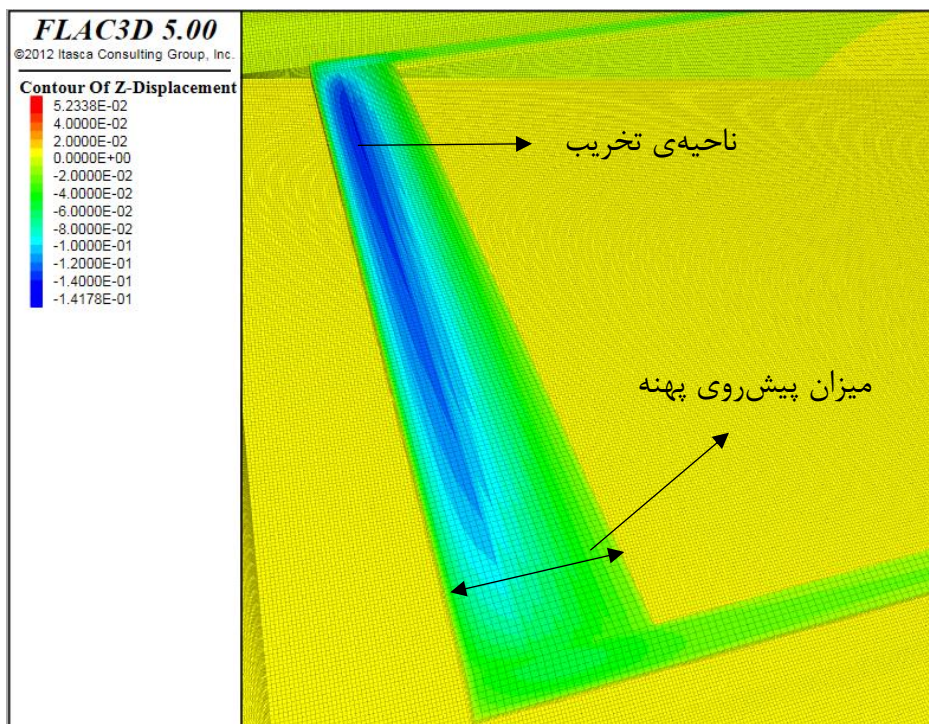
جدول ۴-۱۷- مقدار جابه‌جایی قائم در نقاط تاریخچه و میزان کرنش برشی متوسط سقف در برش

هشتم

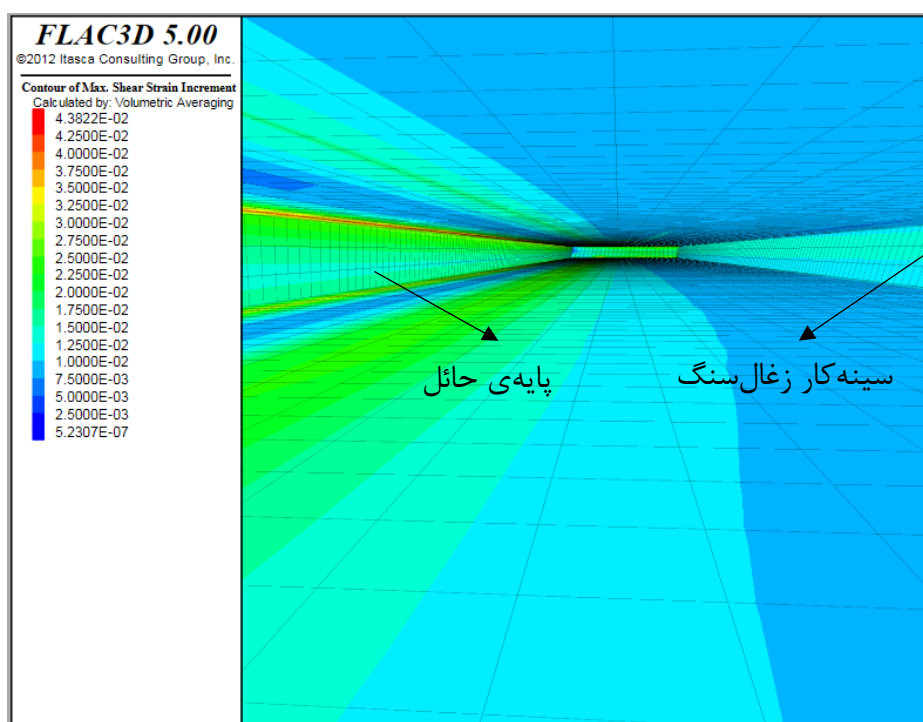
نقاط تاریخچه	متوسط جابه‌جایی (m)	متوسط کرنش برشی
نزدیک پایه‌ی حائل	۰/۰۶۵	۰/۰۲۵
وسط راهروی شریانی	۰/۱	۰/۰۰۹۳
نزدیک سینه‌کار اولیه	۰/۱۱	۰/۰۰۹۵
سقف برش اول	۰/۱۰۵	۰/۰۱۴
سقف برش دوم	۰/۰۹۶	۰/۰۰۶۸
سقف برش سوم	۰/۰۸۷	۰/۰۰۶۴
سقف برش چهارم	۰/۰۸۷	۰/۰۰۶۶
سقف برش پنجم	۰/۰۶۱	۰/۰۰۵۶
سقف برش ششم	۰/۰۴۹	۰/۰۰۵
سقف برش هفتم	۰/۰۳۶	۰/۰۰۵۷
سقف برش هشتم	۰/۰۲۲	۰/۰۰۶

۴-۲-۹ برش نهم

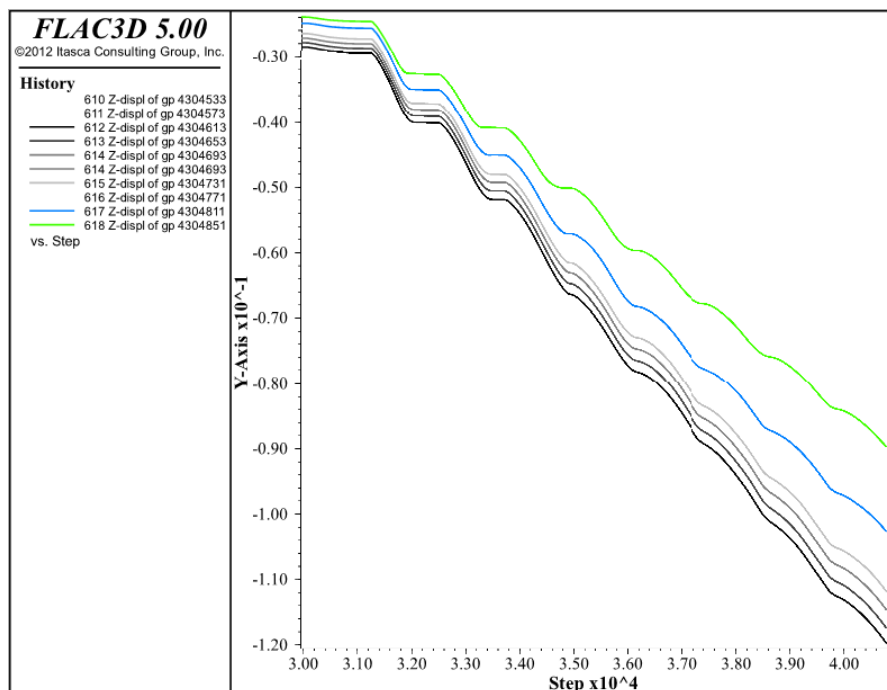
در برش نهم حداکثر مقدار جابه‌جایی قائم سقف ۱۴ سانتی‌متر است (شکل ۴-۵۳). مطابق شکل ۴-۵۴ مقادیر کرنش برشی در سقف بالای سیستم نگهداری و جلوی آن بین 5×10^{-3} و 6×10^{-3} است، این مقادیر از کرنش برشی بحرانی در معیار ساکورایی کمتر بوده و سقف در این قسمت پایدار است. در شکل ۴-۵۵ نمودار جابه‌جایی قائم نقاط تاریخچه نشان داده شده است و مقدار جابه‌جایی و کرنش برشی متوسط سقف در جدول ۴-۱۸ آورده شده است. مطابق این جدول کرنش برشی در سقف بالای جبهه‌کار و سیستم نگهداری قدرتی از مقدار مجاز تعریف شده در معیار ساکورایی بیشتر شده است، عامل اصلی این رویداد می‌تواند میزان زیاد اعمال فشار روبه‌بالا توسط سیستم نگهدارنده‌ی قدرتی باشد که باید مورد بررسی قرار گیرد. اعمال بار زیاد از سمت سیستم نگهدارنده‌ی قدرتی ممکن است موجب شکست سقف در بالای سایبان و ریزش آن بر روی ناو‌نجریری و دستگاه زغال‌بر شود که این عامل پیوستگی استخراج را مختل خواهد کرد.



شکل ۴-۵۳- کنتور جابه‌جایی قائم در نمای بالای پهنه در برش نهم



شکل ۴-۵۴- کنتور کرنش برشی بیشینه در ناحیه ی تخریب در برش نهم



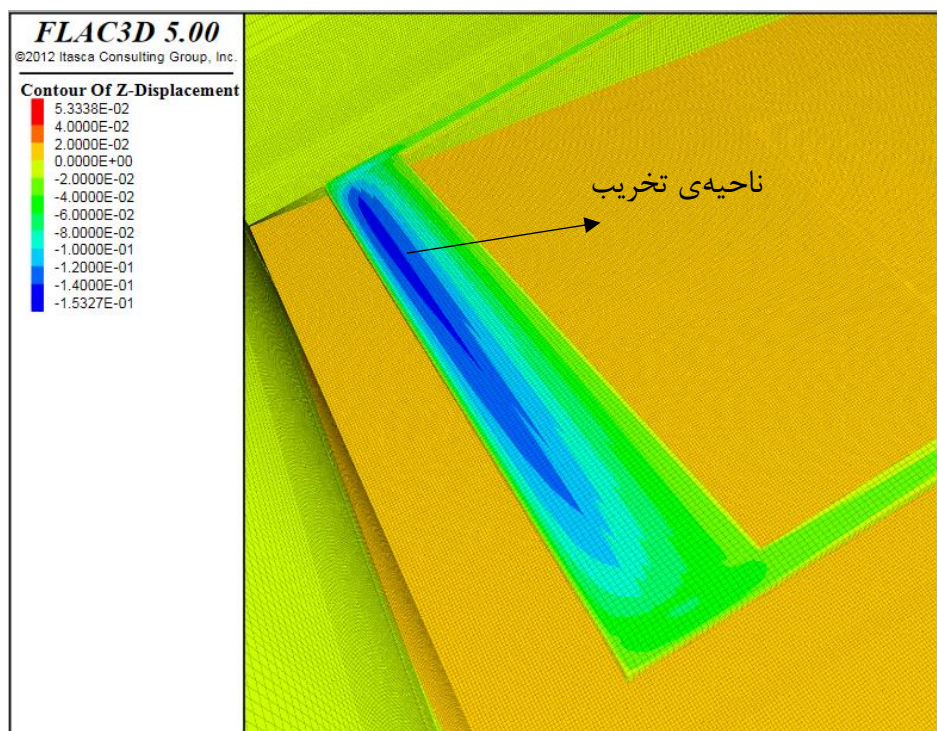
شکل ۴-۵۵- نمودار جابه‌جایی قائم نقاط تاریخچه در برش نهم

جدول ۴-۱۸- مقدار جابه‌جایی قائم در نقاط تاریخچه و میزان کرنش برشی سقف در برش نهم

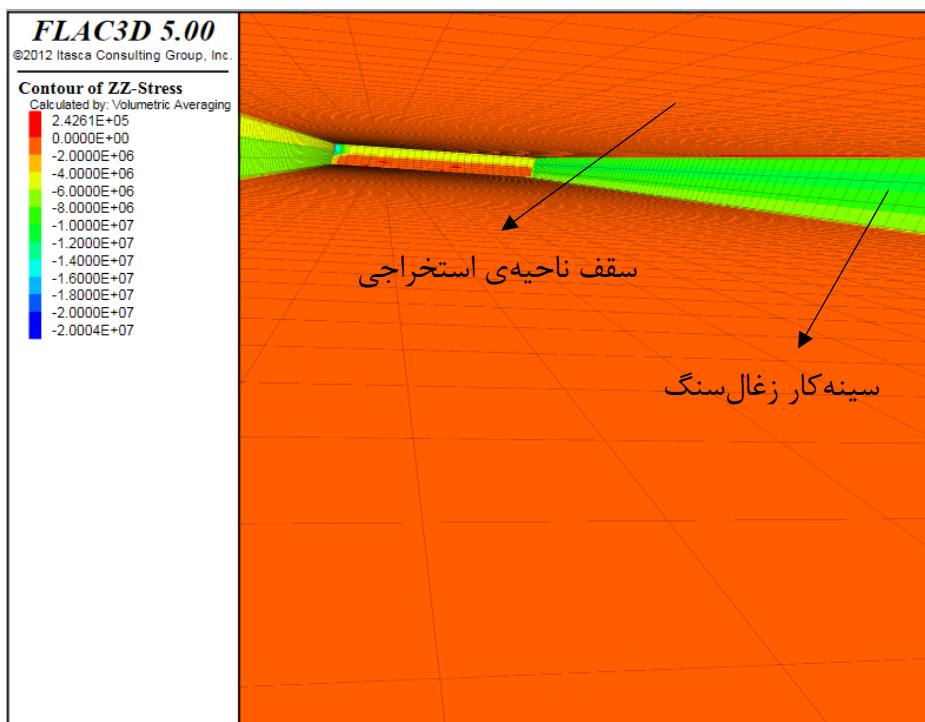
نقاط تاریخچه	متوسط جابه‌جایی (m)	متوسط کرنش برشی
نزدیک پایه‌ی حائل	۰/۰۷	۰/۰۳
وسط راهروی شریانی	۰/۱۱	۰/۰۱
نزدیک سینه‌کار اولیه	۰/۱۲	۰/۰۰۹۸
سقف برش اول	۰/۱۱۶	۰/۰۱۴
سقف برش دوم	۰/۱۱	۰/۰۰۷۴
سقف برش سوم	۰/۰۹۹	۰/۰۰۷
سقف برش چهارم	۰/۰۸۸	۰/۰۰۶۸
سقف برش پنجم	۰/۰۷۵	۰/۰۰۵۸
سقف برش ششم	۰/۰۶۳	۰/۰۰۵۲
سقف برش هفتم	۰/۰۶	۰/۰۰۵۷
سقف برش هشتم	۰/۰۳۶	۰/۰۰۶
سقف برش نهم	۰/۰۲۳	۰/۰۰۹

۱۰-۲-۴ برش دهم

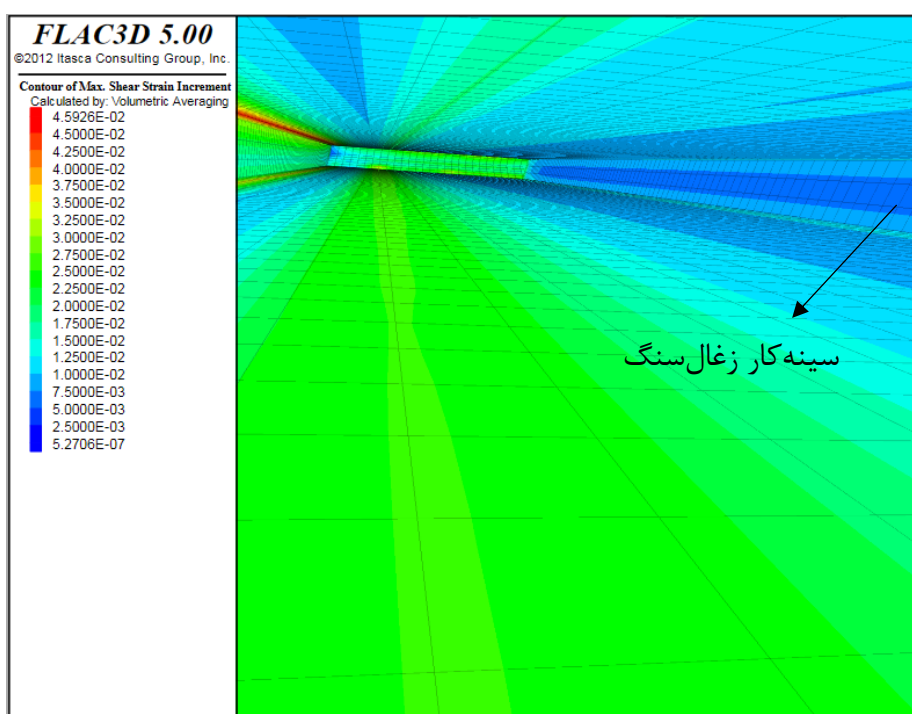
در برش دهم حداکثر میزان جابه‌جایی قائم سقف، ۱۵/۵ سانتی‌متر است که در شکل ۵۶-۴ نشان داده شده است. در شکل ۵۷-۴ کنتور تنش در راستای قائم نشان داده شده است. طبق این شکل پس از استخراج برش دهم، بار وارده بر پایه‌های حائل بین ۶ تا ۴ مگاپاسکال بوده در حالی که، بار وارده بر سینه‌کار ۱۰ تا ۱۲ مگاپاسکال است. این بار، از مقدار بار وارده در زمان اولین تخریب در سقف بیش‌تر است، مطابق کنتور کرنش برشی در شکل ۵۸-۴، مقادیر کرنش برشی در جبهه‌کار بین 2.5×10^{-3} و 6×10^{-3} است که از مقدار کرنش برشی بحرانی در معیار ساکورایی کمتر بوده و جبهه‌کار در این قسمت پایدار است. در شکل ۵۹-۴ نمودار جابه‌جایی قائم نقاط تاریخچه نشان داده شده است و مقدار جابه‌جایی و کرنش برشی سقف در جدول ۱۹-۴ آورده شده است.



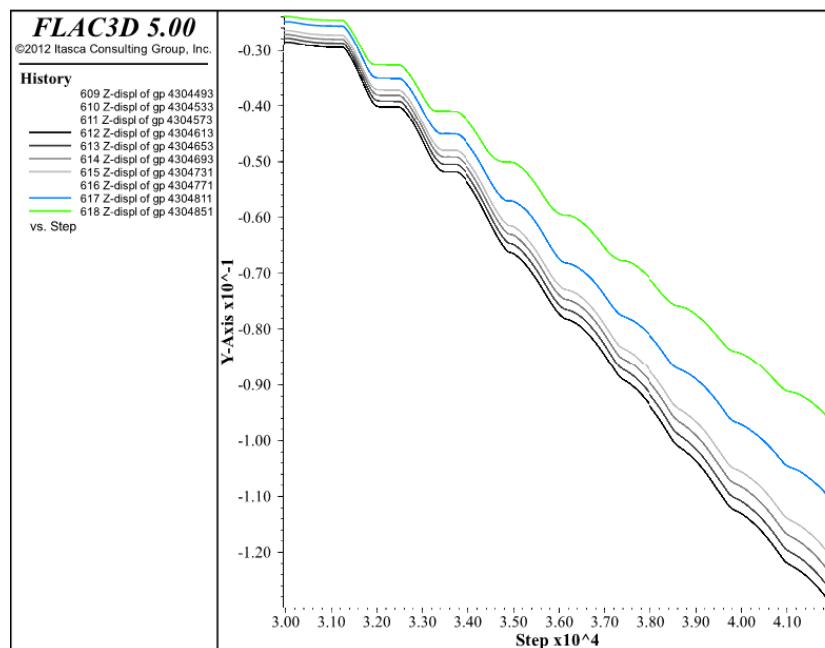
شکل ۵۶-۴ - کنتور جابه‌جایی قائم در نمای بالای پهنه در برش دهم



شکل ۴-۵۷- کنتور تنش قائم در ناحیه‌ی تخریب در برش دهم



شکل ۴-۵۸- کنتور کرنش برشی بیشینه در ناحیه‌ی تخریب در برش دهم



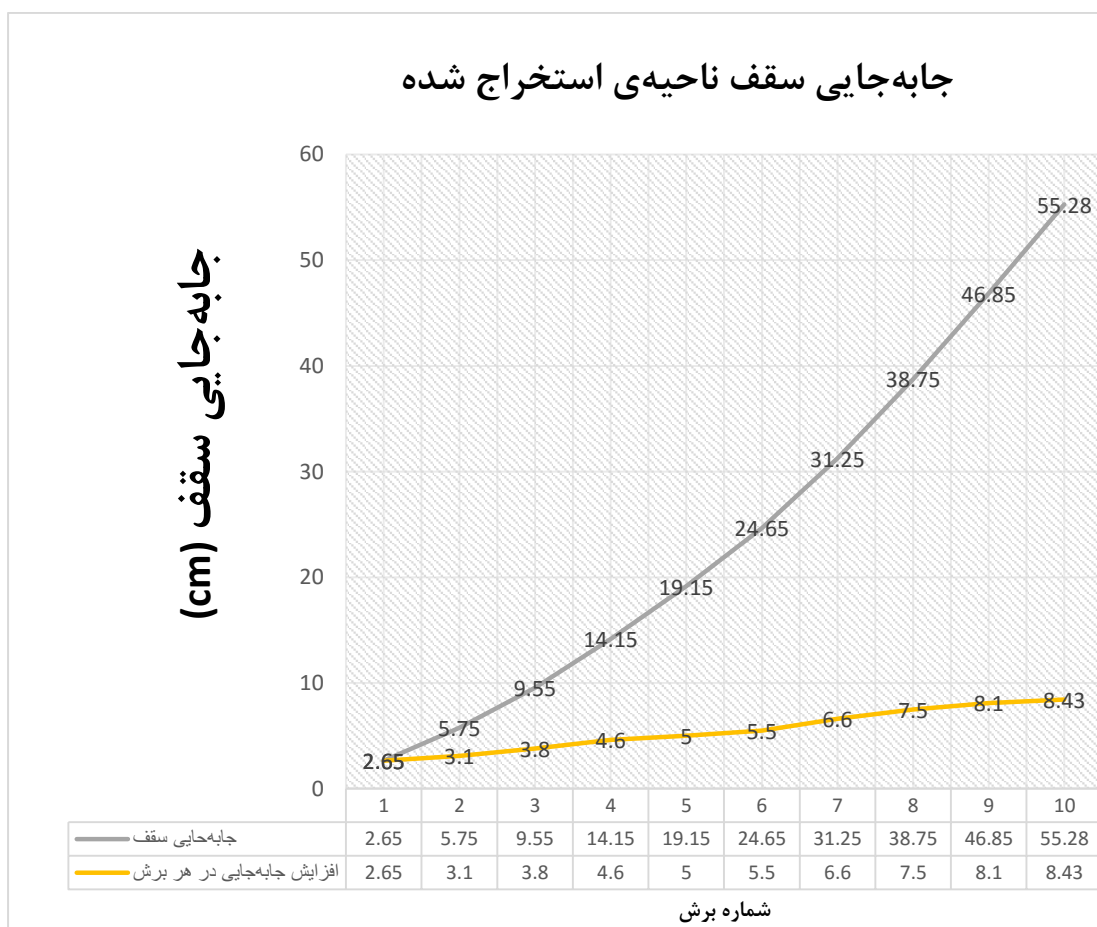
شکل ۴-۵۹- نمودار جابه‌جایی قائم نقاط تاریخچه در برش دهم

جدول ۴-۱۹- مقدار جابه‌جایی قائم در نقاط تاریخچه و میزان کرنش برشی سقف در برش دهم

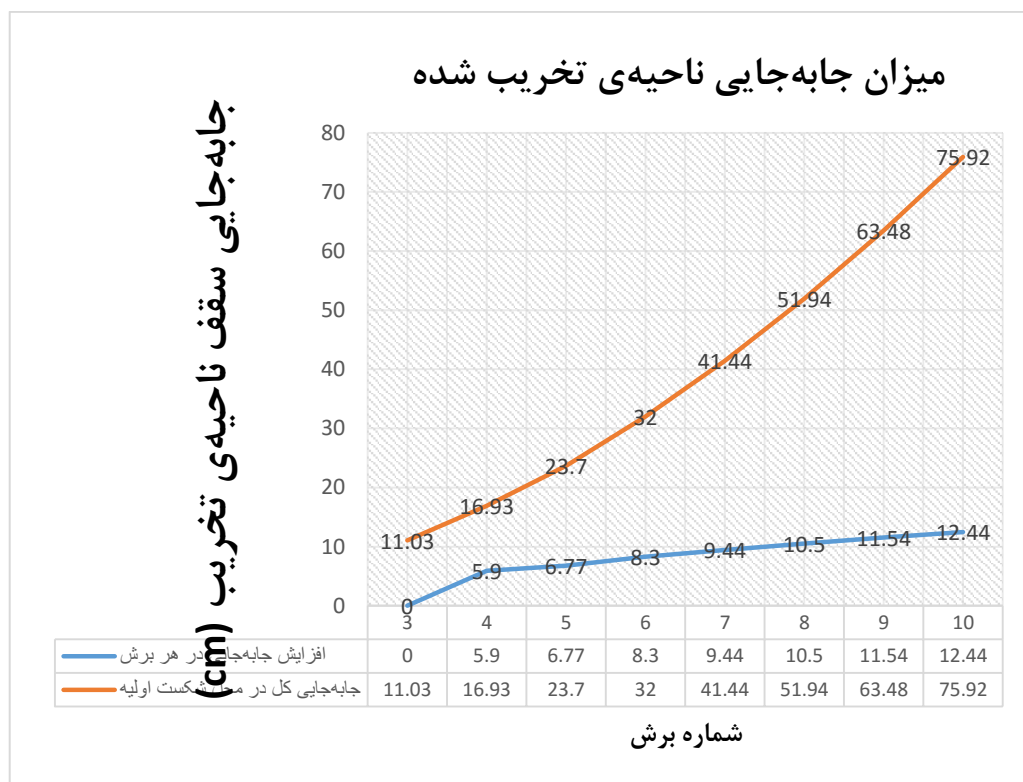
نقاط تاریخچه	متوسط جابه‌جایی (m)	متوسط کرنش برشی
نزدیک پایه‌ی حائل	۰/۰۷۳	۰/۰۳۴
وسط راهروی شربانی	۰/۱۱۸	۰/۰۱۷
نزدیک سینه‌کار اولیه	۰/۱۳	۰/۰۱۵
سقف برش اول	۰/۱۲۵	۰/۰۱۷
سقف برش دوم	۰/۱۲	۰/۰۰۸
سقف برش سوم	۰/۱۱	۰/۰۰۷۴
سقف برش چهارم	۰/۱	۰/۰۰۷۱
سقف برش پنجم	۰/۰۸۷	۰/۰۰۶۲
سقف برش ششم	۰/۰۷۵	۰/۰۰۵۸
سقف برش هفتم	۰/۰۶۲	۰/۰۰۵۷
سقف برش هشتم	۰/۰۴۸	۰/۰۰۰۶
سقف برش نهم	۰/۰۳۵	۰/۰۰۰۵۹
سقف برش دهم	۰/۰۲۱	۰/۰۰۰۵۴

در شکل ۴-۶۰ نمودار روند افزایش جابه‌جایی نهایی سقف در پی استخراج ده برش زغال‌سنگ نشان

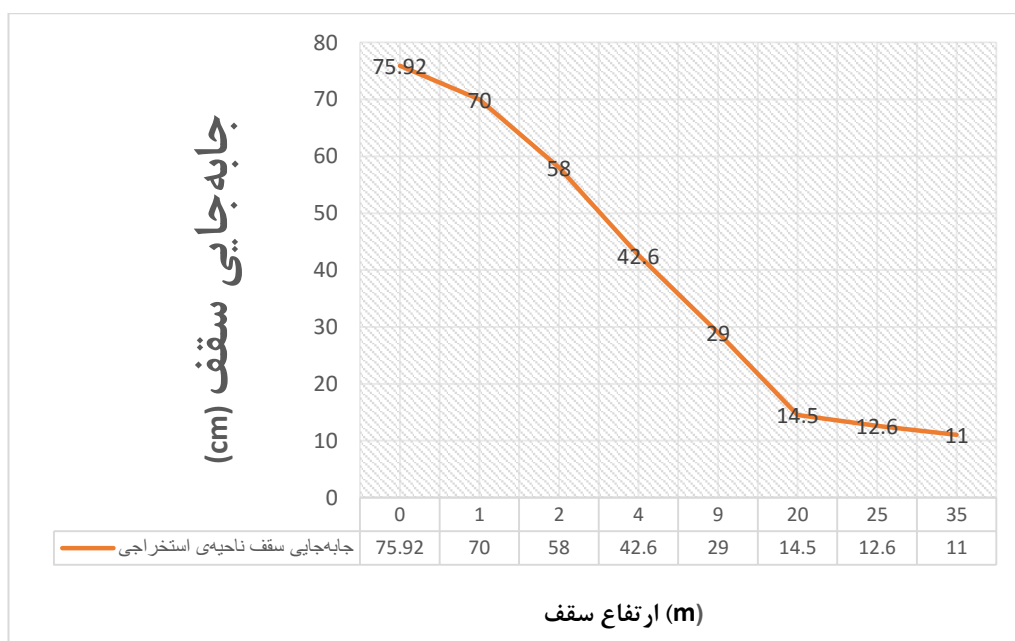
داده شده است. طبق این شکل پس از دهمین برش میزان جابه‌جایی متوسط کل سقف ناحیه‌ی استخراج شده ۵۵ سانتی متر است. در شکل ۴-۶۱ نیز روند افزایش جابه‌جایی نهایی اولین ناحیه‌ی شکسته شده پس از دهمین برش نشان داده شده است. طبق این شکل حداکثر جابه‌جایی بعد از استخراج ده برش، ۷۶ سانتی‌متر شده است. با برداشت جابه‌جایی‌های نقاط تاریخچه تا ارتفاع ۳۵ متری بالای سقف، میزان جابه‌جایی در این نواحی نیز ثبت و بررسی شده است. در شکل ۴-۶۲ جابه‌جایی سقف از ۱ تا ۳۵ متری نشان داده شده است.



شکل ۴-۶۰- نمودار جابه‌جایی متوسط کل سقف ناحیه‌ی استخراج شده



شکل ۴-۶۱- نمودار جابه‌جایی ناحیه‌ی تخریب شده



شکل ۴-۶۲- نمودار جابه‌جایی سقف تا ارتفاع ۳۵ متری

۳-۴ تعیین گام تخریب دوره‌ای

برای محاسبه‌ی گام تخریب دوره‌ای از رابطه‌ی ۴-۴ استفاده شده است و نتیجه‌ی کار در جدول ۴-۲۰ آورده شده است.

$$L_i = l_{i-1} + m - l_i \quad (۴-۴)$$

در این رابطه L_i طول گام تخریب دوره‌ای در هر برش، l_{i-1} طول آویزانی سقف در برش قبلی، m میزان پیشروی در هر برش و l_i طول آویزانی در برش فعلی است.

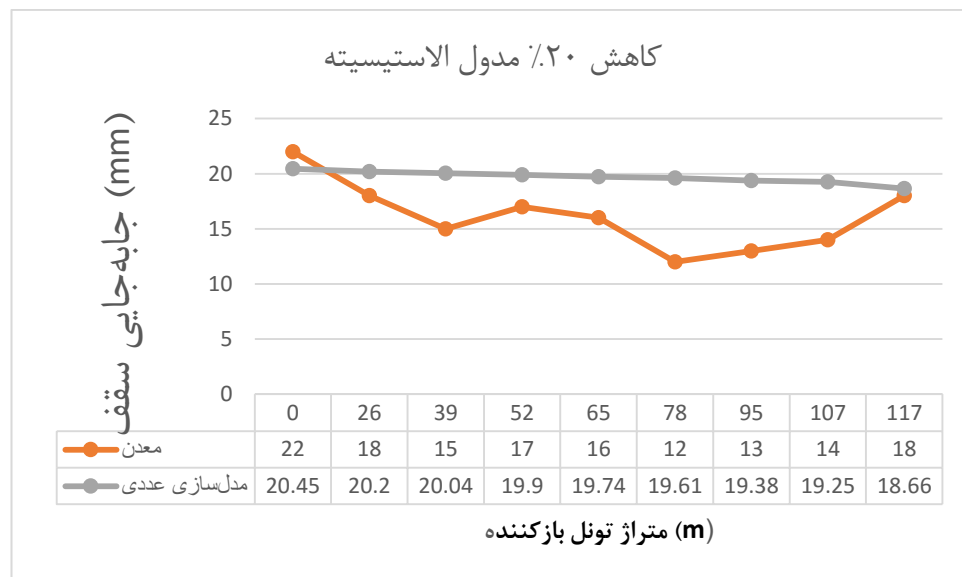
جدول ۴-۲۰- طول تخریب دوره‌ای در هر برش

تخریب دوره‌ای	سقف معلق در پشت سیستم نگهداری	برش
۰	۴	چهارم
۴/۸	۱/۵۵	پنجم
۳/۸۵	۰	ششم
۰/۸	۱/۵۵	هفتم
۰	۳/۹	هشتم
۰	۶/۲۵	نهم
۲/۶	۶	دهم

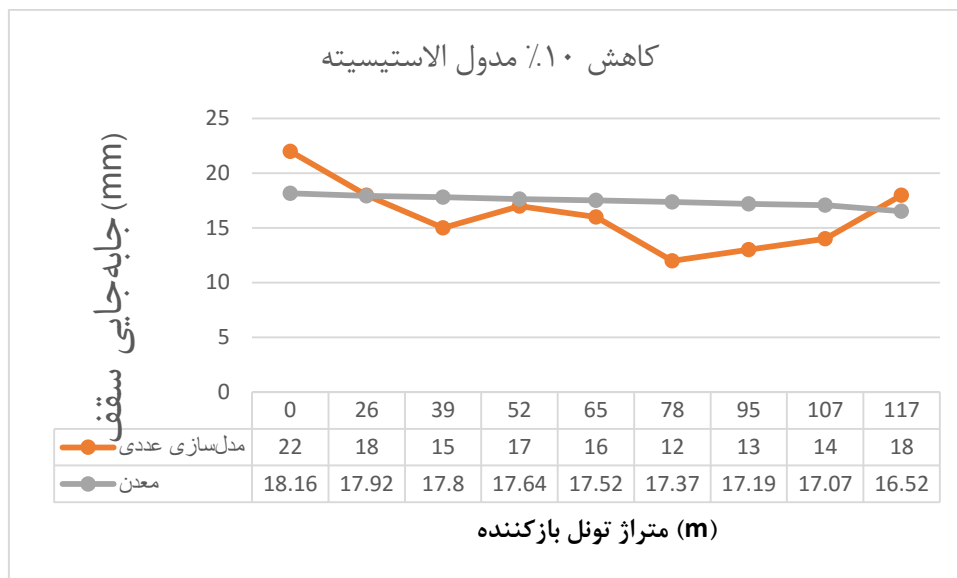
۴-۴ تحلیل حساسیت بر روی مدول الاستیسیته

به منظور بررسی تاثیر تغییرات مدول تغییر شکل پذیری (الاستیسیته) بر میزان جابه‌جایی سقف در پی معدنکاری روش جبهه‌کار طولانی بر روی این پارامتر تحلیل حساسیت صورت گرفته است. برای این کار پارامترهای وابسته به مدول الاستیسیته به ترتیب ۱۰ و ۲۰ درصد کم و زیاد شده و به ازای هر تغییر مدل عددی حل شده است. پارامترهای وابسته به ترتیب مدول برشی و مدول حجمی سنگ سقف است. بر اساس مدل‌سازی انجام گرفته در اثر افزایش مدول الاستیسیته میزان جابه‌جایی سقف کاهش یافته

است و کاهش مدول الاستیسیته با افزایش جابه‌جایی سقف همراه بوده است. بر اساس این تحلیل به صراحت می‌توان گفت افزایش مدول الاستیسیته موجب افزایش طول گام تخریب شده و کاهش آن موجب کاهش طول گام تخریب و طول آویزانی سقف در پشت سیستم نگهدارنده خواهد شد. نتایج این تحلیل در شکل‌های ۴-۶۳ تا ۴-۶۶ نشان داده شده است. میزان جابه‌جایی متوسط سقف سرمیله و ته‌میله در پی تغییرات مدول الاستیسیته در جدول ۴-۲۱ آورده شده است.

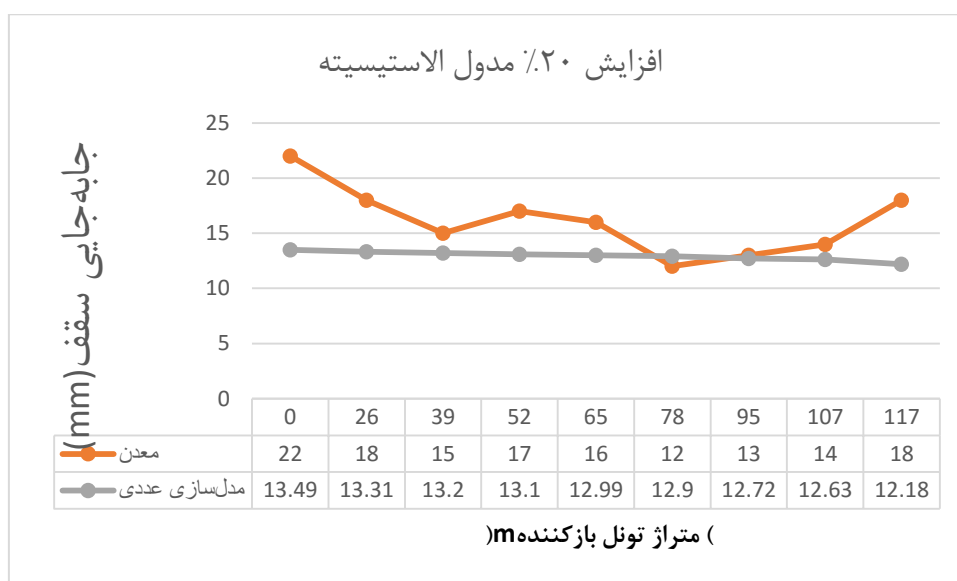


شکل ۴-۶۳- مقایسه تغییرات کاهش ۲۰٪ مدول الاستیسیته سنگ سقف بر جابه‌جایی با حالت واقعی
برداشت شده از ابزار دقیق



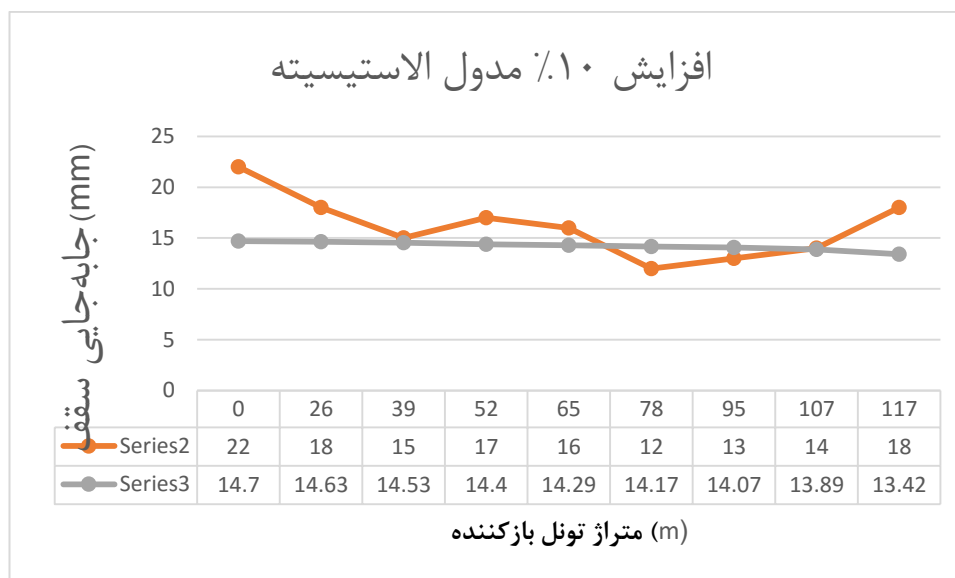
شکل ۴-۶۴- مقایسه تغییرات کاهش ۱۰٪ مدول الاستیسیته سنگ سقف بر جابه جایی با حالت واقعی

برداشت شده از ابزار دقیق



شکل ۴-۶۵- مقایسه تغییرات افزایش ۲۰٪ مدول الاستیسیته سنگ سقف بر جابه جایی با حالت واقعی

برداشت شده از ابزار دقیق



شکل ۴-۶۶- مقایسه تغییرات افزایش ۱۰٪ مدول الاستیسیته سنگ سقف بر جابه‌جایی با حالت واقعی برداشت شده از ابزار دقیق

جدول ۴-۲۱- جابه‌جایی سقف در پی تغییرات مدول الاستیسیته سقف

تغییرات مدول الاستیسیته	متوسط جابه‌جایی سقف (mm)
کاهش ۲۰٪	۱۹/۶۹
کاهش ۱۰٪	۱۷/۴۶
واقعی	۱۵/۵۴
افزایش ۱۰٪	۱۴/۲۳
افزایش ۲۰٪	۱۲/۹۵

۴-۵ جمع‌بندی

این فصل به مدل‌سازی عددی، حل مدل و محاسبه‌ی گام تخریب اولیه و دوره‌ای پرداخته است. یک مدل عددی به ابعاد $244 \times 380 \times 280$ از پهنه‌ی E3 معدن زغال‌سنگ پروده‌ی طبس برای محاسبه‌ی گام تخریب اولیه و دوره‌ای سقف ناحیه‌ی استخراجی ساخته شده است. برای این منظور ده برش استخراجی زغال‌سنگ به طول تقریبی دو متر استخراج شده و مدل در هر مرحله حل شده است. در طول این فرآیند میزان جابه‌جایی قائم نقاط مشخص شده‌ای در مدل تحت عنوان نقاط تاریخچه و پروفیل کرنش برشی بیشینه‌ی سقف ثبت شده است. از مقایسه‌ی میزان جابه‌جایی نقاط تاریخچه و کرنش برشی

محاسبه شده در مدل با کرنش برشی بحرانی به روش ساکورایی، طول گام اولیه و دوره‌ای تخریب محاسبه شده است. طبق مدل‌سازی عددی طول گام تخریب اولیه در حدود ۱۱ متر و طول تخریب دوره‌ای سقف در بازه‌ی ۲/۵ تا ۴/۵ متر محاسبه شده است. در انتها تحلیل حساسیت بر روی تغییرات مدول الاستیسیته انجام گرفته است که بر اساس آن افزایش مدول الاستیسیته موجب افزایش طول گام تخریب شده و کاهش آن موجب کاهش طول گام تخریب و طول آویزانی سقف در پشت سیستم نگهدارنده خواهد شد.

نتیجه‌گیری و پیشنهادات

۵-۱ نتیجه‌گیری

روش جبهه‌کار طولانی از دیدگاه بهره‌برداری یک روش بزرگ مقیاس بوده و هزینه استخراج پایینی دارد. نیاز به شناخت رفتار سقف در زمان تخریب و پیش‌روی پهنه‌ی استخراجی، اصلی‌ترین عامل در اقتصادی بودن روش جبهه‌کار طولانی است. ریزش ناگهانی و پیش‌بینی نشده سقف نه تنها ایمنی کارکنان را به خطر می‌اندازد بلکه موجب تخریب و آسیب تجهیزات استخراج و اجزای نگهدارنده می‌شود و با ایجاد وقفه در عملیات استخراج عملاً اقتصادی بودن معدنکاری را با مشکل روبه‌رو می‌کند. عامل موفقیت در معدنکاری جبهه‌کار طولانی کنترل مناسب و پیش‌بینی رفتار سقف در ناحیه تخریب است. بنابراین با شناخت رفتار لایه‌های سقف و تعیین زمان ریزش و ضربه حاصل از اولین ریزش و ریزش‌های دوره‌ای می‌توان ایمنی و پیوستگی معدنکاری را تأمین کرد.

روش‌های متعددی مانند روش‌های تجربی، تحلیلی، مدل‌سازی فیزیکی و مدل‌سازی عددی برای تعیین طول گام تخریب اولیه وجود دارد. براساس نتایج بدست آمده از روش‌های مختلف توسط محققان و استقبال آنها از روش مدل‌سازی عددی، این روش برای انجام این پایان‌نامه انتخاب شده است. در این پایان‌نامه طول گام تخریب اولیه و دوره‌ای در پهنه‌ی E3 معدن زغال‌سنگ پروده‌ی طبس تخمین زده شده است. برای تعیین طول گام تخریب یک مدل هندسی به ابعاد $244 \times 380 \times 280$ ساخته شده و با استفاده از مدل رفتاری موهر – کلوب خطی به تعادل رسیده است. حفاریات صورت گرفته و سیستم‌های نگهداری بر اساس الگوی معدن، بر روی مدل عددی اعمال شده است. سیستم‌های نگهدارنده‌ی مدل شده شامل پیچ‌سنگ‌های فلزی و فایبرگلاسی، قاب فلزی و سیستم نگهداری قدرتی سقف است. ده برش دومتری برای بررسی تغییرات کرنش برشی و جابه‌جایی سقف در هر مرحله استخراج، در نظر گرفته شده است. تایید شکست در سقف بر اساس معیار ساکورایی صورت گرفته و اعتبارسنجی مدل ساخته شده با مقایسه‌ی داده‌های ابزار دقیق و میزان جابه‌جایی بدست آمده از مدل عددی انجام شده است. نتایج بدست آمده از این تحقیق عبارتند از:

۱. گام تخریب اولیه محاسبه شده برای پهنه‌ی E3 معدن زغال سنگ پروده‌ی طبس ۱۱ متر است.
۲. گام تخریب دوره‌ای محاسبه شده بین ۲/۵-۴/۵ متر تخمین زده شده است.
۳. جابه‌جایی متوسط کل سقف، اعم از ناحیه‌ی تخریب و نواحی پایدار پس از استخراج ده برش زغال سنگ ۵۵ سانتی‌متر محاسبه شده است.
۴. حداکثر جابه‌جایی قائم سقف در محل اولین ریزش پس از استخراج ده برش زغال سنگ ۷۶ سانتی‌متر محاسبه شده است.
۵. طبق مدل‌سازی عددی اولین تخریب در فاصله‌ی ۴ متری از پایه‌ی حائل اتفاق افتاده است.
۶. حداکثر بار اعمالی به سینه‌کار و پایه‌های حائل قبل از تخریب سقف ۱۰ مگاپاسکال محاسبه شده است.
۷. طبق مدل‌سازی عددی در طول فرآیند برش زغال سنگ، کف محدوده بطور متوسط در هر برش ۳/۵ سانتی‌متر به سمت بالا جابه‌جایی دارد.
۸. طبق مدل‌سازی عددی با افزایش پیشروی سینه‌کار میزان بار وارده به جبهه‌کار بار دیگر تا بیش از ۱۰ مگاپاسکال افزایش یافته است.
۹. افزایش مدول الاستیسیته موجب افزایش طول گام تخریب شده و کاهش آن موجب کاهش طول گام تخریب و طول آویزانی سقف در پشت سیستم نگهدارنده خواهد شد.

۲-۵ پیشنهادات

۱. پیشنهاد می‌شود ارزیابی دقیقی از میزان و جهت تنش‌های افقی و قائم بر اساس آزمایش‌های برجا صورت گیرد.
۲. خواص مهندسی توده‌ی سنگ برای استفاده در مدل‌های رفتاری متفاوت در مدل‌سازی عددی تعیین شود.

۳. پیشنهاد می‌شود مکان دقیق نصب ابزار دقیق مشخص شده و قرائت های آن به دست افراد مطلع و آگاه ثبت شود.
۴. پیشنهاد می‌شود رفتار سقف بالای سیستم نگهداری در زمان استقرار سیستم نگهدارنده‌ی قدرتی مطالعه شود.
۵. پیشنهاد می‌شود تأثیر درصد اعمال بار از ظرفیت عملیاتی سیستم نگهدارنده به سقف در حین استقرار و پس از پیشروی سیستم نگهدارنده‌ی قدرتی بر رفتار تخریب پذیری سقف بررسی شود.

عطایی، محمد، روش‌های تخریبی در معدنکاری، چاپ اول، ۱۳۹۴، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود.

Aziz, N. (2009). Proceedings of the 2009 Coal Operators ' Conference, (February), 12–13.

Banerjee, G., Kumbhakar, D., & Ghosh, N. (2016). Assessment of cavability and categorization of coal measure roof rocks by parting plane approach, (Rare), 301–308.

Bise, C. J. (n.d.). *Methods and Applications Modern American Coal Mining MODERN AMERICAN*.

C, R. J., C, R. D., T, D. M., & W, H. D. (2015). International Journal of Mining Science and Technology Longwall automation : Delivering enabling technology to achieve safer and more productive underground mining. *MINING SCIENCE AND TECHNOLOGY (CHINA)*, 1–12. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2015.09.001>

Chuang, L., Huamin, L., & Dongjie, J. (2017). International Journal of Mining Science and Technology Numerical simulation study on the relationship between mining heights and shield resistance in longwall panel. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(2), 293–297. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.01.017>

Das, S. K. (2000). Observations and classification of roof strata behaviour over longwall coal mining panels in India, 37, 585–597.

Deb, A. K. V. D. (2010). Longwall Face Stability Index for Estimation of Chock-Shield Pressure and Face Convergence, 431–445. <https://doi.org/10.1007/s10706-010-9303-y>

Dissertation, A. (2016). AN IMPROVED ROCK MASS BEHAVIOR NUMERICAL MODEL, (May).

Eia-tr-, D. O. E. (1995). This report was prepared by the Energy Information Administration, the independent statistical and analytical agency within the Department of Energy. The information contained herein should not be construed as advocating or reflecting any policy position of the Department of Energy or of any other organization., (March).

Etternavn, F. (2012). *Mahdi Shabanimashcool Fornavn Etternavn Numerical modelling of the Tittel på avhandlingen longwall mining and the stress Undertittel på avhandlingen state in Svea Nord Mahdi Shabanimashcool Numerical modelling of the longwall mining and the stress state in Svea Nord Coal Mine*.

Gaetano, V., Jan, N., & Ting, R. (2014). International Journal of Mining Science and Technology A new fracture model for the prediction of longwall caving characteristics. *International Journal of Mining Science and Technology*, 24(3), 369–372. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2014.03.014>

- Gao, F. (2013). Simulation of Failure Mechanisms around Underground Coal Mine Openings Using Discrete Element Modelling by.
- Gao, F., Stead, D., & Coggan, J. (2014). Computers and Geotechnics Evaluation of coal longwall caving characteristics using an innovative UDEC Trigon approach. *Computers and Geotechnics*, 55, 448–460. <https://doi.org/10.1016/j.compgeo.2013.09.020>
- Haijun, J., Shenggen, C., Yun, Z., & Chen, W. (2016). International Journal of Mining Science and Technology Analytical solutions of hard roof ' s bending moment , deflection and energy under the front abutment pressure before periodic weighting. *International Journal of Mining Science and Technology*, 26(1), 175–181. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2015.11.027>
- Hao, X., Fan, W., & Shan, Z. (2015). An Integrated Approach for the Prediction of Underground- Induced Strata Movement over Longwall Coal Mining Panels. <https://doi.org/10.1007/s10706-015-9850-3>
- He, L., Baiquan, L., Yidu, H., Yabin, G., Wei, Y., Tong, L., ... Zhanbo, H. (2017). International Journal of Mining Science and Technology Effects of in-situ stress on the stability of a roadway excavated through a coal seam. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.06.013>
- Hosseini, N., & Goshtasbi, K. (2013). Calculation of periodic roof weighting interval in longwall mining using finite element method, (Rocscience 2011). <https://doi.org/10.1007/s12517-013-0859-8>
- Jiachen, W., Shengli, Y., & Dezhong, K. (2016). International Journal of Mining Science and Technology Failure mechanism and control technology of longwall coalface in large-cutting-height mining method. *International Journal of Mining Science and Technology*, 26(1), 111–118. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2015.11.018>
- Kai, W. (2011). Procedia Engineering Study of Reasonable Hanging Roof Length on Hard Roof. *Procedia Engineering*, 26, 772–777. <https://doi.org/10.1016/j.proeng.2011.11.2236>
- Kwasniewski, M. (2008). "Numerical analysis of strata behavior in the vicinity of longwall panel in a coal seam mined with roof caving". Continuum and distinct element numerical modeling in geo-engineering
- Khanal, M., Adhikary, D., & Balusu, R. (2011). Effect of strata properties and panel widths on chock performance, 3, 407–414. <https://doi.org/10.3724/SP.J.1235.2011.00407>
- Khanal, M., Adhikary, D., & Balusu, R. (2012). Assessment of Chock Capacity and Strata Caving for a Longwall Mine, 395–405. <https://doi.org/10.1007/s10706-011-9474-1>

- Li, X., Wang, Z., & Zhang, J. (2017). Stability of roof structure and its control in steeply inclined coal seams. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(2), 359–364. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.01.018>
- Liu, C., Li, H., Mitri, H., Jiang, D., Li, H., & Feng, J. (2017). Voussoir beam model for lower strong roof strata movement in longwall mining – Case study. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2017.07.002>
- Mangal, A., & Paul, P. S. (2016). International Journal of Mining Science and Technology Rock mechanical investigation of strata loading characteristics to assess caving and requirement of support resistance in a mechanized powered support longwall face. *International Journal of Mining Science and Technology*, 26(6), 1081–1087. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2016.09.017>
- Medhurst, T., Hatherly, P., & Hoyer, D. (2014). Investigation of the relationship between strata characteristics and longwall caving behaviour, 51–62.
- Mills, K. W., Garratt, O., Blacka, B. G., Daigle, L. C., Rippon, A. C., & Walker, R. J. (2016). International Journal of Mining Science and Technology Measurement of shear movements in the overburden strata ahead of longwall mining. *International Journal of Mining Science and Technology*, 26(1), 97–102. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2015.11.016>
- Mine, C. (n.d.). *STRUCTURES COAL MINE*.
- Mining, L., & Modelling, P. (n.d.). *DEVELOPMENT OF ROOF CONTROL CRITERIA FOR STRATA MECHANICS: DEVELOPMENTS IN GEOTECHNICAL ENGINEERING VOL 32* (Vol. 32). Elsevier Scientific Publishing Company. <https://doi.org/10.1016/B978-0-444-42086-2.50015-6>
- Mining, U., & Mining, P. (2007). Coal Mining Methods Underground Mining.
- Noroozi, A., Oraee, K., Javadi, M., & Goshtasbi, K. (2012). A Model for Determining the Breaking Characteristics of Immediate Roof in Longwall Mines, 33(2), 193–204.
- Oraee, K. (1987). Qualitative and quantitative analysis of hangingwall caving in longwall mining method using a fuzzy system.
- Oraee kazem, Rostami mehrshad.(2008).”Qualitative and quantitative analysis of hangingwall caving in longwall mining method using a fuzzy system”.
- Oraee, K. (2009). Estimation of Coal Pillar Strength by Finite Difference Model, 54–61.
- Orqjzdoo, P., Kdv, P., Wr, F., Xvlqj, P., Plqhuv, F., Orqj, W. K. H., ... Sulfhv, F. (n.d.). Longwall mining.
- Pekarskii, G. (1974). A21 9 +, 478–482.

- Prusek, S., Rajwa, S., Wrana, A., & Krzemień, A. (2017). Assessment of roof fall risk in longwall coal mines. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 0930(November), 1–17. <https://doi.org/10.1080/17480930.2016.1200897>
- Qiu, B., Luo, Y., Ph, D., Heasley, K. A., Ph, D., Kang, B., ... Virginia, W. (2013). Applications of Surface and Subsurface Subsidence Theories to Solve Ground Control Problems.
- Rao, S., Deb, D., & Kumar, H. (2016). International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences Numerical analysis of a longwall mining cycle and development of a composite longwall index. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 89, 43–54. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2016.08.003>
- Reference, C. (n.d.). Fast Lagrangian Analysis of Continua.
- Rezaei, M., Hossaini, M. F., & Majdi, A. (2015a). A time-independent energy model to determine the height of distressed zone above the mined panel in longwall coal mining. *TUNNELLING AND UNDERGROUND SPACE TECHNOLOGY*, 47, 81–92. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2015.01.001>
- Rezaei, M., Hossaini, M. F., & Majdi, A. (2015b). Determination of Longwall Mining-Induced Stress Using the Strain Energy Method. <https://doi.org/10.1007/s00603-014-0704-8>
- Richardson A. M, Gilbride L. J, Agapito J. F. T.(1998).” A study of periodic weighting of logwall supports”. 17th Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, West Virginia, 4–6 August
- Sakurai, S. (1998). Lessons Learned from Field Measurements in Tunnelling, 12(4), 453–460.
- Shabanimashcool, M., Jing, L., & Li, C. C. (2014). Discontinuous Modelling of Stratum Cave-in in a Longwall Coal Mine in the Arctic Area. *Geotechnical and Geological Engineering*, 32(5), 1239–1252. <https://doi.org/10.1007/s10706-014-9795-y>
- Shabanimashcool, M., & Li, C. C. (2012). International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences Numerical modelling of longwall mining and stability analysis of the gates in a coal mine. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 51, 24–34. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2012.02.002>
- Singh, G. S. P., & Singh, U. K. (2010). International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences Prediction of caving behavior of strata and optimum rating of hydraulic powered support for longwall workings. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 47(1), 1–16. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2009.09.001>
- Singh, G. S. P., & Singh, U. K. (2012). Influence of strata characteristics on face support requirement for roof control in longwall workings – a case study, 121(1),

11–19. <https://doi.org/10.1179/174328611X13061613463896>

- Subsidence, M., & Consultants, E. (2007). Introduction to Longwall Mining and Subsidence, (August).
- Trueman, R. Å., Lyman, G., & Cocker, A. (2009). International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences Longwall roof control through a fundamental understanding of shield – strata interaction, 46, 371–380. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2008.07.003>
- Trueman, R., Thomas, R., & Hoyer, D. (2011). Understanding the Causes of Roof Control Problems on A Longwall Face from Shield Monitoring Data - a Case Study, 40–47.
- Verma, A. K., & Deb, D. (2013). Numerical Analysis of an Interaction between Hydraulic-Powered Support and Surrounding Rock Strata, (April), 181–192. [https://doi.org/10.1061/\(ASCE\)GM.1943-5622.0000190](https://doi.org/10.1061/(ASCE)GM.1943-5622.0000190).
- Virginia, W. (1987). Support capacity and roof behaviour at longwall faces with shield supports, (5), 29–57.
- Wang, H., Zhao, Y., Liu, S., Mu, Z., & Lu, Z. (n.d.). Stress wave disturbance of tremors on coal pillar formed by irregular shape workface mining : a case study in a longwall mine, 1–25.
- Wang, S., Li, X., & Wang, S. (2017). Separation and fracturing in overlying strata disturbed by longwall mining in a mineral deposit seam. *Engineering Geology*, 226(August 2016), 257–266. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2017.06.015>
- Wenbing, G., Youfeng, Z., & Quanlin, H. (2012). International Journal of Mining Science and Technology Fractured zone height of longwall mining and its effects on the overburden aquifers. *International Journal of Mining Science and Technology*, 22(5), 603–606. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2012.08.001>
- Xiaodong, Z., Jian, J., & Bochao, L. (2015). International Journal of Mining Science and Technology An integrated method to calculate the spatial distribution of overburden strata failure in longwall mines by coupling GIS and FLAC 3D. *International Journal of Mining Science and Technology*, 25(3), 369–373. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2015.03.007>
- .

Abstract

Prediction the behavior of the roof in caving and face advance is the main factor in economics of the longwall method. the success factor in longwall mining is roof control and prediction of roof behavior in caving zone. Determine the length of First roof weighting effect and periodic roof weighting effect on the roof of caving zone will help. Sudden and unexpected roof fall not only does it endanger the safety of employees but also destroys and damages the extraction equipment and components, and by interrupting the extraction operation creates a problem for economics of Mining. Exist several methods such as experimental method, analytical method, physical modeling and numerical modeling to determine the length of First roof weighting effect and periodic roof weighting effect. Based on the results obtained by researchers and their agreement for numerical modeling, this method is selected for this thesis. Determine the length of first roof weighting effect and periodic roof weighting effect in E3 panel in the tabas parvadeh coal mine in this thesis. confirmation of failure in the roof based on Sakura criteria and validation of the model was made by comparing the instrumentation data and the amount of displacement obtained from the numerical modelling. Based on the work carried out in this research, the length of the length of first roof weighting effect is 11 meters and the length of the periodic roof weighting effect is 2.5 to 4.5 meters. Based on the modeling done by increasing the modulus of elasticity, the displacement of the roof has decreased and the decrease of the modulus of elasticity has been accompanied by an increase in the displacement of the roof. based on this analysis, it can be said that increasing the modulus of elasticity increases the length of the first roof weighting effect and reducing it will reduce the length of the the periodic roof weighting effect and hanging wall.

Key words: Longwall mining, First roof weighting effect, Periodic roof weighting effect, Sakurai failure criterion



Shahrood University of Technology

Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics Engineering

M.Sc. Thesis in Mineral Exploitation

Determine the suitable weighing interval in longwall mining using numerical modeling

(Case study: Tabas parvadeh coal mine)

By: Emad Ansari Ardehjani

Supervisors:

Prof. Mohamad Ataei

Dr. Ramin Rafiee

Advisor

Ali bashari

September 2018

