

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان نامه کارشناسی ارشد

باز طراحی پایه‌های زغالی به منظور افزایش

بازیابی در معدن زغال سنگ طزره

نگارنده: سهیل پرسنده خیال

اساتید راهنما

دکتر محمد عطائی

دکتر مرتضی جوادى اصطهباناتی

استاد مشاور

دکتر رامین رفیعی

بهمن ماه ۱۳۹۹

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

تقدیم بہ:

پدرم، بہ پاس محبت و تلاش بی وقفہ اش.

مادرم، سرچشمہ جوشان مہر و فداکاری کہ وجودش برایم ہمہ مہر است

و خواہر مہربانم

تشکر و قدردانی

سپاس بی کران پروردگار یکتا را که مرا به طریق علم دانش، نمونه و به بهمنشاهی رهروان علم و دانش
مفتخرم ساخت. اکنون که به یاری خدامراحل انجام این تحقیق به پایان رسیده است:

از اساتید راهنمای ارجمندم، آقایان دکتر محمد عطائی و دکتر مرتضی جوادی و استاد مشاور محترم جناب
آقای دکتر امین رفیعی بخاطر راهنمایی، همکاری صمیمانه و آموزنده فراوانشان در طول دوره کمال
سپاسگذاری را دارم.

از دوستان عزیزم مهندس حمید حسین پورو مهندس اردشیر امیرشرنی برای تمام یاری رسانی های
که در به پایان رسیدن این پایان نامه داشتند تشکر می کنم.

تهدنامه

- اینجانب سهیل پرسنده خیال دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته معدن- استخراج دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه باز طراحی پایه های زغالی به منظور افزایش بازیابی در معدن زغال سنگ طزره تحت راهنمایی دکتر عطائی و دکتر جوادی 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 .

چکیده

روش جبهه کار طولانی از جمله روش‌هایی است که در معادن زغال‌سنگ و به‌طور کلی در کانسارهای لایه‌ای و کم شیب تا شیب متوسط به کار می‌رود. در این روش، پایه‌هایی به‌منظور جلوگیری از نشست در سطح زمین و حفاظت از تأسیسات سطحی در دو طرف پهنه استخراجی بر جا گذاشته می‌شود. در روش جبهه کار طولانی ایمنی عملیات معدنکاری میزان تولید و بازیابی زغال‌سنگ وابستگی زیادی به طراحی صحیح پایه‌های زغالی دارد. رفته، رفته با کاربرد بیشتر روش جبهه کار طولانی روش‌های تحلیلی و پس از آن روش‌های عددی برای برآورد ابعاد پایه‌های جبهه کار طولانی معرفی و توسعه داده شد. طراحی ابعاد پایه در معدنکاری زیرزمینی به دلیل مسائل ایمنی و اقتصادی از اهمیت زیادی برخوردار است. به دلیل محدودیت‌های موجود در روش‌های طراحی سنتی و تجربی، امروزه روش‌های عددی به طور وسیعی برای طراحی پایه به کار می‌روند. با کاربرد این روش‌ها امکان در نظر گرفتن بعضی از عوامل، نظیر ترتیب مراحل استخراج و اثر تنش‌های محصورکننده که نمی‌توان آنها را در روش‌های تجربی منظور نمود، وجود دارد.

در این تحقیق باتوجه به گزارش طراحی اولیه کارگاه‌های استخراج جبهه کار طولانی معادن زغال‌سنگ طزره، که سال‌ها قبل توسط روس‌ها صورت گرفته، لایه شماره K8 این معدن مورد مطالعه قرار گرفته است و طبق این گزارش ابعاد پایه‌های کارگاه 6×6 مترمربع در نظر گرفته شده است. مدل‌سازی عددی برای تحلیل پایداری پایه‌ها در نرم‌افزار FLAC3D، باتوجه به شرایط حال حاضر در معدن انجام شده است. برای اعتبارسنجی مدل عددی به دلیل کمبود اطلاعات کافی از نمودارها و روابط تجربی موجود برای تحلیل تنش روی پایه‌ها استفاده شده است. با بررسی‌های انجام شده بحرانی‌ترین حالت پایه زمانی رخ می‌دهد که بیشترین تنش قائم بر آن وارد شده است. باتوجه به بررسی‌های انجام شده این شرایط برای پایه‌های فوقانی و تحتانی متفاوت است. طبق نتایج به‌دست‌آمده از مدل‌سازی عددی

برای پایه با عرض ۶ متر حالت بحرانی برای قسمت فوقانی پهنه در ۶۰ متر و قسمت تحتانی در ۱۲۰ متری فاصله سینه کار از ابتدای پایه‌ها رخ می‌دهد. برای به‌دست‌آوردن ابعاد پایه‌ها مدل با عرض پایه‌های ۵ متر، ۴ متر و ۳ متر ساخته شده است. از نتایج حاصل این مدل‌ها می‌توان نتیجه گرفت که عرض بهینه پایه در قسمت فوقانی پهنه ۴ متر و در قسمت تحتانی ۵ متر است. این نتایج نشان داد که با کوچک‌تر شدن ابعاد پایه‌ها میزان ضریب بازیابی زغال‌سنگ حاصل استخراج پهنه در قسمت پایه‌ها افزایش پیدا می‌کند.

کلمات کلیدی: جبهه کار طولانی - پایه حائل - مدل‌سازی عددی - بازیابی

فهرست مطالب

فصل ۱: کلیات ۱

۱-۱ مقدمه ۲

۲-۱ بیان مسئله ۳

۳-۱ هدف و ضرورت انجام تحقیق ۴

۴-۱ روش انجام تحقیق ۶

۵-۱ ساختار تحقیق ۷

فصل ۲: مبانی و پیشینه تحقیق ۹

۱-۲ مقدمه ۱۰

۲-۲ روش استخراج جبهه کار طولانی ۱۰

۱-۲-۲ آماده سازی کارگاه های استخراج پلکانی معکوس و جبهه کار طولانی ۱۲

۲-۲-۲ استخراج به روش پلکانی معکوس ۱۲

۳-۲-۲ سیستم های نگهداری ۱۳

۴-۲-۲ تخریب سقف ۲۱

۳-۲ تقسیم بندی پایه های معدنی ۲۱

۲۱	۲-۳-۱ انواع پایه‌های زغال سنگ از نظر نوع وظیفه نگهداری.....
۲۳	۲-۳-۲ انواع پایه‌های زغال سنگ از نظر آرایش.....
۲۴	۲-۳-۳ انواع پایه‌های زغال سنگ از نظر مقاومت.....
۲۶	۲-۳-۴ پایه‌های زغال سنگ در جبهه کار طولانی.....
۲۸	۲-۴ تنش وارد پایه.....
۲۹	۲-۵ مقاومت پایه.....
۳۳	۲-۶ طراحی پایه.....
۳۳	۲-۶-۱ محاسبه ابعاد پایه.....
۳۳	۲-۶-۲ محاسبه ضریب ایمنی در طراحی پایه‌ها.....
۳۵	۲-۶-۳ مراحل مختلف طراحی پایه.....
۳۶	۲-۷ پیشینه تحقیق.....
۳۷	۲-۷-۱ روابط تجربی محاسبه عرض پایه حائل.....
۳۹	۲-۷-۲ روش‌های عددی.....
۴۵	۲-۸ جمع‌بندی.....
۴۷	فصل ۳: معرفی مورد مطالعاتی.....
۴۸	۳-۱ مقدمه.....
۴۸	۳-۲ منطقه معدنی طزره.....

۳-۳ تاریخچه مطالعات زمین‌شناسی..... ۴۹

۳-۳-۱ وضعیت کلی زمین‌شناسی منطقه..... ۵۲

۳-۴ مشخصات لایه زغالی K^A رزمجا غربی..... ۵۳

۳-۴-۱ مشخصات کارگاه..... ۵۳

۳-۴-۲ مشخصات پایه‌های زغالی در اطراف تونل‌های باربری و تهویه..... ۵۵

۳-۴-۳ تجهیزات نگهداری کارگاه..... ۵۶

۳-۴-۴ نگهداری قسمت استخراج شده..... ۵۷

۳-۵ جمع‌بندی..... ۵۷

فصل ۴: مدل‌سازی عددی ۵۹

۴-۱ مقدمه..... ۶۰

۴-۲ معرفی نرم‌افزار $FLAC^3D$ ۶۰

۴-۳ مدل‌سازی لایه شماره K^A معدن زغال سنگ طزره..... ۶۱

۴-۳-۱ هندسه مدل و مش بندی..... ۶۱

۴-۴ طراحی شبکه معدن..... ۶۴

۴-۵ تعیین مدل رفتاری..... ۶۵

۴-۵-۱ مدل تهی..... ۶۶

- ۶۶ ۴-۵-۲ مدل رفتاری الاستیک
- ۶۶ ۴-۵-۳ مدل رفتاری پلاستیک
- ۶۷ ۴-۶-۶ تعیین خواص توده سنگ معدن
- ۶۷ ۴-۶-۱ تعیین چگالی کمر بالا و کمر پائین
- ۷۰ ۴-۶-۲ تعیین مقاومت فشاری تک محوره سنگ
- ۷۹ ۴-۷-۷ شرایط مرزی
- ۸۰ ۴-۷-۱ اعمال تنش روباره
- ۸۱ ۴-۸-۸ تعادل اولیه
- ۸۲ ۴-۹-۹ مدل سازی سیستم های نگهداری
- ۸۴ ۴-۹-۱ مدل سازی پایه های چوبی کارگاه
- ۸۵ ۴-۹-۲ مدل سازی جرز بندی کارگاه
- ۸۶ ۴-۱۰-۱۰ حفر بازکننده های معدن و نصب سیستم نگهداری
- ۸۸ ۴-۱۱-۱۱ تخریب در جبهه کار طولانی
- ۸۸ ۴-۱۱-۱ تعیین پارامترهای منطقه تخریب شده
- ۹۳ ۴-۱۲-۴ ارائه نتایج مدل سازی
- ۹۵ ۴-۱۲-۱ شدت بارهای جلویی

۹۸	۲-۱۲-۴ فشار پایه‌ای
۹۹	۳-۱۲-۴ بررسی کنتورهای پلاستیک
۱۰۰	۴-۱۲-۴ اعتبارسنجی مدل
۱۰۴	۱۳-۴ ارزیابی پایداری پایه در مدل عددی
۱۰۶	۱-۱۳-۴ ارزیابی پایداری پایه با عرض شش متر فوقانی
۱۱۲	۲-۱۳-۴ ارزیابی پایداری پایه با عرض شش متر تحتانی
۱۱۶	۳-۱۳-۴ ارزیابی پایداری پایه با عرض پنج متر فوقانی
۱۱۹	۴-۱۳-۴ ارزیابی پایداری پایه با عرض پنج متر تحتانی
۱۲۳	۵-۱۳-۴ ارزیابی پایداری پایه با عرض چهار متر فوقانی
۱۲۶	۶-۱۳-۴ ارزیابی پایداری پایه با عرض چهار متر تحتانی
۱۳۰	۷-۱۳-۴ ارزیابی پایداری پایه با عرض سه متر فوقانی
۱۳۴	۱۴-۴ بررسی اقتصادی
۱۳۵	۱۵-۴ جمع‌بندی و نتیجه‌گیری
۱۳۷	 فصل ۵: نتیجه‌گیری و پیشنهادات
۱۳۸	۱-۵ نتیجه‌گیری
۱۴۰	۲-۵ پیشنهادها

مراجع ١٤١

فهرست جداول

- جدول ۱-۲- مقدار K برای زغال سنگ ۳۱
- جدول ۲-۲- روابط مختلف ارائه شده برای مقاومت پایه ۳۲
- جدول ۳-۲- روابط تجربی ارائه شده برای محاسبه عرض پایه حائل ۳۷
- جدول ۴-۲- پیشینه تحقیق ۴۴
- جدول ۱-۳- نتایج برداشت مغزه ها گمانه اکتشافی شماره ۱۳۷۱ معدن رزم جا ۵۱
- جدول ۱-۴- ابعاد شبکه حفاریات پهنه زغالی k۸ ۶۵
- جدول ۲-۴- نتایج آزمایش تعیین چگالی برای کمر بالا ماده معدنی ۶۹
- جدول ۳-۴- نتایج آزمایش تعیین چگالی برای کمر پائین ماده معدنی ۷۰
- جدول ۴-۴- مقادیر حاصل از آزمایش بار نقطه‌ای برای نمونه‌های کمر بالا ۷۵
- جدول ۵-۴- مقادیر حاصل از آزمایش بار نقطه‌ای برای نمونه‌های کمر پائین ۷۵
- جدول ۶-۴- پارامترهای ورودی سنگ بکر در نرم‌افزار Roc Data ۷۷
- جدول ۷-۴- نتایج آزمایش چکش اشمیت روی زغالسنگ جبهه کار لایه K۸ ۷۷
- جدول ۸-۴- محاسبه مقاومت فشاری زغالسنگ با توجه به ابعاد پایه ۷۸
- جدول ۹-۴- مراجع مورد استفاده جهت تعیین پارامترهای زغالسنگ ۷۹
- جدول ۱۰-۴- خواص ژئومکانیکی توده سنگ در معدن و پارامترهای ورودی در مدل‌سازی عددی ۷۹

جدول ۴-۱۱- مشخصات مهندسی آرک‌ها.....	۸۳
جدول ۴-۱۲- مشخصات مهندسی پایه‌های چوبی	۸۵
جدول ۴-۱۳- مشخصات مهندسی جرزهای چوبی	۸۶
جدول ۴-۱۴- تعیین ضرایب C	۹۲
جدول ۴-۱۵- پارامترهای تعیین مدول تغییرشکل‌پذیری سنگ بخش تخریب	۹۳
جدول ۴-۱۶- پارامترهای ورودی به نرم‌افزار در بخش تخریبی	۹۳
جدول ۴-۱۷- محاسبه ضریب ایمنی پایه ۶ متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار.....	۱۱۱
جدول ۴-۱۸- محاسبه ضریب ایمنی پایه شش متری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار.....	۱۱۵
جدول ۴-۱۹- محاسبه ضریب ایمنی پایه پنج متری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار.....	۱۲۲
جدول ۴-۲۰- محاسبه ضریب ایمنی پایه چهارمتری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار.....	۱۲۶
جدول ۴-۲۱- محاسبه ضریب ایمنی پایه چهارمتری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار.....	۱۲۹
جدول ۴-۲۲- محاسبه ضریب ایمنی پایه سه متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار.....	۱۳۳
جدول ۴-۲۳- بررسی بازیابی باتوجه‌به عرض پایه	۱۳۵
جدول ۵-۱- خلاصه نتایج مدل‌سازی عددی	۱۳۹

فهرست اشکال

- شکل ۱-۲- آماده سازی کارگاه استخراج در روش جبهه کار طولانی و پلکانی معکوس ۱۲
- شکل ۲-۲- کارگاه استخراج در روش پلکانی معکوس ۱۳
- شکل ۳-۲- استفاده از نگهداری چوبی در تونل ۱۵
- شکل ۴-۲- جرزهای چوبی در کارگاه ۱۵
- شکل ۵-۲- نمائی از مقطع قاب کشویی آرک ۱۷
- شکل ۶-۲- استفاده از قاب کشویی آرک برای نگهداری در تونل ۱۹
- شکل ۷-۲- استفاده از لارده بتنی برای نگهداری از تونل ۲۰
- شکل ۸-۲- استفاده از پایه های چوبی جهت نگهداری سقف کارگاه ۲۰
- شکل ۹-۲- انواع پایه زغال سنگ در جبهه کار طولانی مکانیزه ۲۷
- شکل ۱۰-۲- تأثیر ابعاد نمونه بر مقاومت زغال ۳۰
- شکل ۱۱-۲- مدل طراحی شده در تونل استخراجی معدن کاربونار ۴۰
- شکل ۱۲-۲- مدل ساخته شده توسط یاسیتلی و همکاران در نرم افزار ۳D FLAC ۴۱
- شکل ۱۳-۲- مدل ساخته شده توسط نجفی و همکاران در نرم افزار ۳D FLAC ۴۲
- شکل ۱۴-۲- مدل ساخته شده توسط نجفی و همکاران ۴۳
- شکل ۱-۳- مناطق معدنی تحت پوشش شرکت زغال سنگ البرز شرقی ۴۸

- شکل ۳-۲- راه دسترسی به منطقه معدنی طزره..... ۴۹
- شکل ۳-۳- نقشه لایه زغالی k^8 ۵۴
- شکل ۳-۴- ابعاد تونل‌های بازکننده لایه k^8 ۵۵
- شکل ۳-۵- نحوه نصب پایه چوبی در کارگاه..... ۵۷
- شکل ۴-۱- هندسه دوبعدی مدل ساخته شده در نرم‌افزار Phase۲..... ۶۳
- شکل ۴-۲- نمایی از تونل و پایه زغالی مدل شده در نرم‌افزار Phase ۲ (نمای روبرو)..... ۶۳
- شکل ۴-۳- ابعاد پهنه استخراجی و ابعاد تونل‌ها و مش بندی لایه زغال و اطراف حفاری..... ۶۴
- شکل ۴-۴- محل قرار ته میله و سر میله در مدل..... ۶۵
- شکل ۴-۵- تعیین چگالی کمر بالا و کمر پائین به روش اشباع و غوطه‌وری..... ۶۸
- شکل ۴-۶- مغزه گیری از نمونه‌های برداشته شده از کارگاه معدن جهت انجام آزمایش بار نقطه‌ای..... ۷۲
- شکل ۴-۷- استانداردسازی ابعاد نمونه‌ها به طول ۴ سانتیمتر جهت بارگذاری..... ۷۲
- شکل ۴-۸- الف) دستگاه بارگذاری تعیین اندیس بار نقطه‌ای ب) نحوه شکست نمونه در اثر اعمال بار..... ۷۳
- شکل ۴-۹- تعیین اندیس مقاومت زمین‌شناسی به روش سونمز اولسای ، راست کمر بالا، چپ کمر پائین..... ۷۶
- شکل ۴-۱۰- اعمال تنش معادل با روباره مدل نشده به سطح مدل..... ۸۱
- شکل ۴-۱۱- نمودار نیروهای نامتعادل کننده بر اساس تعداد گام حل نرم‌افزار..... ۸۲
- شکل ۴-۱۲- کنتور تنش‌های اولیه در مدل (تنش قائم SZZ)..... ۸۲

- شکل ۴-۱۳- مقطع تونل و نحوه اتصال اجزای قاب فولادی ۸۳
- شکل ۴-۱۴- : نمائی از قاب‌های طراحی شده در نرم‌افزار ۸۴
- شکل ۴-۱۵- پایه‌های چوبی داخل کارگاه مدل شده در نرم‌افزار ۸۴
- شکل ۴-۱۶- معادل‌سازی جرز چهارنقطه‌ای به چهار المان تیر در نرم‌افزار ۸۶
- شکل ۴-۱۷- نمائی از جرزهای طراحی شده در نرم‌افزار و قرارگیری آنها در امتداد کارگاه ۸۶
- شکل ۴-۱۸- نمودار نیروهای نامتعادل کننده پس از حفاری تونل‌های سرمیله و تهمیله ۸۷
- شکل ۴-۱۹- حفر و سیستم نگهداری نصب شده تونل سر میله و ته میله ۸۷
- شکل ۴-۲۰- نواحی مختلف به وجود آمده پس از استخراج جبهه کار طولانی ۸۸
- شکل ۴-۲۱- پلات جابه‌جایی قائم نهایی ۹۴
- شکل ۴-۲۲- جانمایی اجزای پهنه در مدل‌سازی عددی ۹۴
- شکل ۴-۲۳- پروفیل جابه‌جایی قائم در هر برش از پیشروی ۹۵
- شکل ۴-۲۴- نحوه توزیع فشار تکیه‌گاهی جلوئی در محدوده جبهه کار ۹۶
- شکل ۴-۲۵- نمودار شدت تنش جلویی در هر متر پیشروی وارد بر وسط سقف جبهه کار ۹۷
- شکل ۴-۲۶- فشارهای تکیه‌گاهی در اطراف پهنه جبهه کار طولانی ۹۹
- شکل ۴-۲۷- کنتورهای زون پلاستیک در مقطع وسط سقف کارگاه ۱۰۰
- شکل ۴-۲۸- روند توزیع تنش قائم وارد بر وسط سقف جبهه کار باتوجه به فاصله جبهه کار ۱۰۱

- شکل ۴-۲۹- نحوه توزیع تنش فشار تکیه‌گاهی جلوئی در محدوده جبهه کار در مدل‌سازی عددی..... ۱۰۲
- شکل ۴-۳۰- موقعیت پروفیل ثبت تنش پایهای در مدل‌سازی عددی..... ۱۰۳
- شکل ۴-۳۱- نحوه توزیع فشار تکیه‌گاهی کناری در مدل‌سازی عددی..... ۱۰۳
- شکل ۴-۳۲- محل قرارگیری پروفیل جهت ثبت تنش‌های قائم وارد بر پایه..... ۱۰۴
- شکل ۴-۳۳- جانمایی پروفیل‌های ثبت تنش افقی برای پایه الاستیک..... ۱۰۵
- شکل ۴-۳۴- جانمایی پروفیل‌های ثبت تنش افقی برای پایه پلاستیک..... ۱۰۶
- شکل ۴-۳۵- نمودار متوسط تنش قائم وارد بر پایه باتوجه‌به فاصله سینه کار..... ۱۰۷
- شکل ۴-۳۶- کنتور پلاستیک و تنش قائم بر پایه ۶ متری فوقانی..... ۱۰۸
- شکل ۴-۳۷- کنتور تنش‌های محصور (S_{yy}) بر پایه فوقانی..... ۱۱۰
- شکل ۴-۳۸- کنتور تنش‌های محصور (S_{xx}) بر پایه فوقانی..... ۱۱۰
- شکل ۴-۳۹- نمودار تنش‌های افقی وارد بر پایه ۶ متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار..... ۱۱۰
- شکل ۴-۴۰- نمودار تنش‌های قائم وارد بر پایه ۶ متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار..... ۱۱۱
- شکل ۴-۴۱- نمودار تغییرات ضریب ایمنی پایه نسبت به فاصله سینه کار..... ۱۱۱
- شکل ۴-۴۲- نمودار متوسط تنش قائم وارد بر پایه باتوجه‌به فاصله سینه کار..... ۱۱۲
- شکل ۴-۴۳- کنتور پلاستیک شدگی و تنش‌های قائم وارد بر پایه ۶ متری تحتانی..... ۱۱۳
- شکل ۴-۴۴- کنتور تنش‌های محصور (S_{yy}) و (S_{xx}) بر پایه ۶ متری تحتانی..... ۱۱۳

- شکل ۴-۴۵- نمودار تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه شش‌متری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه ۱۱۴
- شکل ۴-۴۶- نمودار تنش‌های قائم وارد بر پایه شش‌متری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه ۱۱۴
- شکل ۴-۴۷- نمودار تغییرات ضریب ایمنی پایه نسبت به فاصله سینه کار ۱۱۵
- شکل ۴-۴۸- نمودار متوسط تنش قائم وارد بر پایه باتوجه‌به فاصله سینه کار ۱۱۶
- شکل ۴-۴۹- کنتور پلاستیک شدگی و تنش‌های قائم وارد بر پایه پنج‌متری فوقانی ۱۱۷
- شکل ۴-۵۰- کنتور تنش‌های محصور (S_{yy}) و (S_{xx}) بر پایه پنج‌متری فوقانی ۱۱۷
- شکل ۴-۵۱- نمودار تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه پنج‌متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه ۱۱۸
- شکل ۴-۵۲- نمودار تنش‌های قائم وارد بر پایه پنج‌متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه ۱۱۸
- شکل ۴-۵۳- نمودار تغییرات ضریب ایمنی پایه نسبت به فاصله سینه کار ۱۱۹
- شکل ۴-۵۴- نمودار متوسط تنش قائم وارد بر پایه باتوجه‌به فاصله سینه کار ۱۲۰
- شکل ۴-۵۵- کنتور پلاستیک شدگی و تنش‌های قائم وارد بر پایه پنج‌متری تحتانی ۱۲۰
- شکل ۴-۵۶- کنتور تنش‌های محصور (S_{yy}) و (S_{xx}) بر پایه پنج‌متری تحتانی ۱۲۱
- شکل ۴-۵۷- نمودار تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه پنج‌متری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه ۱۲۱

شکل ۴-۵۸- نمودار تنش‌های قائم وارد بر پایه پنج متری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه

۱۲۲.....

شکل ۴-۵۹- نمودار تغییرات ضریب ایمنی پایه نسبت به فاصله سینه کار..... ۱۲۳

شکل ۴-۶۰- نمودار متوسط تنش قائم وارد بر پایه باتوجه به فاصله سینه کار..... ۱۲۳

شکل ۴-۶۱- کنتور پلاستیک شدگی و تنش‌های قائم وارد بر پایه چهارمتری فوقانی..... ۱۲۴

شکل ۴-۶۲-: کنتور تنش‌های محصور (S_{yy}) و (S_{xx}) بر پایه چهارمتری فوقانی..... ۱۲۴

شکل ۴-۶۳- نمودار تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه چهارمتری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار از

ابتدای پایه..... ۱۲۵

شکل ۴-۶۴- نمودار تنش‌های قائم وارد بر پایه چهارمتری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه

۱۲۵.....

شکل ۴-۶۵- نمودار تغییرات ضریب ایمنی پایه نسبت به فاصله سینه کار..... ۱۲۶

شکل ۴-۶۶- نمودار متوسط تنش قائم وارد بر پایه چهارمتری تحتانی باتوجه به فاصله سینه کار..... ۱۲۷

شکل ۴-۶۷- کنتور پلاستیک شدگی و تنش‌های قائم وارد بر پایه چهارمتری تحتانی..... ۱۲۷

شکل ۴-۶۸- کنتور تنش‌های محصور (S_{yy}) و (S_{xx}) بر پایه چهارمتری تحتانی..... ۱۲۸

شکل ۴-۶۹- نمودار تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه چهارمتری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از

ابتدای پایه..... ۱۲۸

شکل ۴-۷۰- نمودار تنش‌های قائم وارد بر پایه چهارمتری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای

پایه..... ۱۲۹

شکل ۴-۷۱:- نمودار تغییرات ضریب ایمنی پایه نسبت به فاصله سینه کار ۱۳۰

شکل ۴-۷۲:- نمودار متوسط تنش قائم وارد بر پایه سه‌متری فوقانی باتوجه‌به فاصله سینه کار ۱۳۱

شکل ۴-۷۳:- کنتور پلاستیک شدگی و تنش‌های قائم وارد بر پایه سه‌متری فوقانی ۱۳۱

شکل ۴-۷۴:- کنتور تنش‌های محصور (S_{yy}) و (S_{xx}) بر پایه سه‌متری فوقانی ۱۳۲

شکل ۴-۷۵:- نمودار تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه چهارمتری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از

ابتدای پایه ۱۳۲

شکل ۴-۷۶:- نمودار تنش‌های قائم وارد بر پایه سه‌متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه

..... ۱۳۳

شکل ۴-۷۷:- نمودار تغییرات ضریب ایمنی پایه نسبت به فاصله سینه کار ۱۳۴

شکل ۴-۷۸:- نمودار ستونی ضریب ایمنی برحسب عرض پایه ۱۳۶

فصل ۱: کلیات

۱-۱ مقدمه

یکی از پایه‌های اساسی توسعه صنعتی هر کشوری، توسعه صنایع فولاد آن است. از جمله مواردی که در تولید فولاد نقش ضروری دارد، تأمین حرارت برای ذوب در کوره به‌وسیله زغال‌سنگ است. از این‌رو نقش زغال‌سنگ و اهمیت آن در اقتصاد جهان بر هیچ‌کس پوشیده نیست و وقتی سخن از کک متالورژی و تولید فولاد به میان می‌آید، معدن‌کاری و تکنولوژی زغال‌سنگ در اذهان خطور می‌کند.

ایران از نظر ذخایر زغال‌سنگ مقام ۳۵ و از دیدگاه تولید، رتبه ۳۷ را دارد. اکتشاف، استخراج و شست‌وشوی زغال‌سنگ در ایران بیشتر به‌منظور تولید کک متالورژی است. (رضایی، ۱۳۸۰).

زغال‌سنگ در کشورهای توسعه‌یافته به روش‌های مختلف سطحی و زیرزمینی استخراج می‌شود. متأسفانه در کشورمان زغال‌سنگ تنها به‌صورت زیرزمینی و به جز معادن مکانیزه زغال‌سنگ طبس اغلب به روش‌های سنتی و غیر مکانیزه استخراج می‌شود. از این‌رو مسئله پایداری تونل‌ها و کارگاه‌های استخراجی اهمیت بیشتری پیدا کرده و نیازمند مطالعات تکمیلی در این خصوص است.

در معدن‌کاری زیرزمینی مهم‌ترین کار قبل از انجام عملیات استخراجی ایجاد یک محیط ایمن برای کار است که نگهداری کارگاه استخراج و سایر فضاهای زیرزمینی بخش مهمی از آن را تشکیل می‌دهد. نگهداری موردنیاز در عملیات معدن‌کاری زیرزمینی با نصب سیستم نگهداری و یا با ایجاد پایه‌هایی از ماده معدنی که نقش نگهداری فضای باز شده را برعهده دارد، صورت می‌پذیرد (Merwe, ۲۰۰۱).

به قسمتی از توده سنگ که دست‌نخورده و بین دو یا چند فضای زیرزمینی مشترک است پایه می‌گویند. پایه‌ها با اهداف مختلفی چون حفاظت از راهروها، چاه‌ها و فضاهای زیرزمینی

بزرگ مقیاس احداث می‌شوند. این پایه‌ها باید دارای پایداری کافی بوده و بتوانند بار حاصل از روباره را تحمل نمایند. طراحی پایه‌ها در بهینه‌سازی عملیات معدن‌کاری بسیار مهم است و برای رسیدن به یک طرح ایمن و اقتصادی بایستی مطالعات دقیق رفتار سنگ و تحلیل پایداری فضای استخراجی انجام شود.

پارامترهایی چون ضخامت و وزن مخصوص روباره، عرض اتاق یا کارگاه، ارتفاع کارگاه، طول پایه، عرض پایه و خواص مکانیکی ماده معدنی و سنگ‌های سقف و کف کارگاه تأثیر زیادی بر الگوی توزیع تنش در پایه و مقاومت پایه و طراحی آن دارند (Jeremic M.L, ۱۹۸۵)

مجموعه معادن زغال‌سنگ طزره شامل چهار مجموعه طزره، رزم جا، کلاریز و کلمدر برناکی می‌باشد که به‌صورت جبهه کار طولانی غیر مکانیزه استخراج می‌شوند و توان تولید هرکدام در سال به ۳۰ هزار تن می‌رسد. گرچه خاکستر زغال‌سنگ خام مجموعه معادن طزره نسبتاً بالاست، ولی گوگرد پایین و توان کک دهی مناسب از ویژگی‌های درخور توجه این مجموعه می‌باشد که استخراج از این مجموعه را مقرون‌به‌صرفه می‌کند. در فرایند استخراج زغال‌سنگ از این معادن پایه‌هایی از زغال برای محافظت از فضای کارگاه دست‌نخورده بر جا گذاشته می‌شود که به آنها پایه‌های حائل گفته می‌شود.

در این تحقیق با مطالعه برروی معدن طزره که به‌صورت جبهه کار طولانی غیر مکانیزه استخراج می‌شود، بازطراحی ابعاد پایه توسط روش‌های تجربی و عددی مورد ارزیابی قرار گرفته است و هدف نهایی تعیین حداقل ابعاد پایه به ترتیبی است که پایداری پایه تأمین شود و از نقطه‌نظر اقتصادی افزایش بازایی را به همراه داشته باشد.

۱-۲ بیان مسئله

در روش استخراج جبهه کار طولانی، پایداری کارگاه و تونل‌های طرفین پهنه استخراجی اهمیت بالایی دارد، به‌ویژه در روش استخراج سنتی با چکش هوای فشرده و نگهداری کارگاه با

پایه‌های چوبی این مسئله اهمیت بیشتری پیدا می‌کند، زیرا از این تونل‌ها به‌منظور خدماتی ضروری چون تهویه و حمل‌ونقل استفاده می‌شود، باتوجه‌به موارد گفته شده هرگونه ناپایداری پایه‌های طرفین کارگاه باعث شکست و ریزش در سقف و ایجاد تلفات و کاهش در تولید معدن می‌شود؛ بنابراین طراحی اصولی و بهینه این پایه‌ها موجب پایداری این تونل‌ها و کارگاه استخراج شده و باعث افزایش نرخ بازیابی زغال می‌شود. از آنجایی که روش مدل‌سازی عددی در دهه اخیر به دلایلی چون کم‌هزینه بودن، کارایی بالاتر و قابلیت تکرار تحلیل‌ها با استقبال گسترده‌ای از سوی محققین مواجه شده است، در این پژوهش سعی بر این است که باتوجه‌به اهمیت موضوع پایداری پایه‌های زغالی طرفین کارگاه پهنه استخراجی جبهه کار طولانی معدن زغال‌سنگ طزره، از این روش برای تحلیل پایداری پایه‌ها با عرض کمتر از عرض در نظر گرفته شده برای این پایه‌ها (۶ متر) در طراحی‌های قدیمی، جهت افزایش میزان استخراج زغال و به طبع آن افزایش بازیابی زغال در لایه زغالی K۸ معدن زغال‌سنگ طزره به کار گرفته شود. پایداری پایه با عرض‌های کمتر از ۶ متر بر اساس میزان تنش وارد بر پایه در بحرانی‌ترین حالت (زمانی که بیشترین تنش بر پایه وارد می‌شود) مورد بررسی قرار خواهد گرفت.

در این پژوهش، مدل‌سازی پهنه، تونل‌ها، سیستم نگهداری و توالی استخراج لایه زغال بر اساس شرایط اجرایی پروژه معدن زغال‌سنگ طزره صورت گرفته و به‌منظور بالارفتن دقت، ابعاد و مدل رفتاری مناسب با شرایط نزدیک به واقعیت در پروژه در نظر گرفته شده است.

۱-۳ هدف و ضرورت انجام تحقیق

باتوجه‌به افزایش قیمت جهانی انرژی و اینکه زغال‌سنگ یکی از منابع تأمین انرژی در جهان است، این امر لزوم افزایش بهره‌وری در معادن را نوید می‌دهد. برای افزایش بهره‌وری مهم‌ترین روش موجود و آزموده شده افزایش سطح مکانیزاسیون برای معادن سنتی و افزایش سطح اتوماسیون برای معادن مکانیزه است. از آنجاکه نظام استخراج معادن زغال‌سنگ در ایران به دلیل شرایط زمین ساختی در عمده مناطق زغالی و عدم امکان استفاده از روش‌های مکانیزه از

نوع کارگر بر است، ایجاد شرایط مناسب و فضای کافی برای کار در جهت افزایش تولید همواره مورد توجه بوده است.

در معدن زغال سنگ طزره که با روش جبهه کار طولانی غیر مکانیزه استخراج می شود لنگه هایی در دو طرف هر پهنه جهت پایداری تونل های بالا و پایین پهنه به جای گذاشته شده لذا کاهش ابعاد این لنگه ها می تواند باعث افزایش بهره وری و بازدهی در این معدن شود.

طراحی پایه ها در بهینه سازی عملیات معدن کاری بسیار مهم است و برای رسیدن به یک طرح ایمن و اقتصادی، مطالعات دقیق رفتار سنگ ها و تحلیل پایداری فضای استخراجی غیرقابل اجتناب است. هدف نهائی طراحی، تعیین حداقل ابعاد پایه ها به ترتیبی است که هم ایمنی و هم اقتصادی بودن را تأمین کند. پایه مقداری از ماده معدنی است که اگر ابعاد آن درست انتخاب نشود (ابعاد بیشتر یا کمتر از حد لازم پایداری پایه) باعث ایجاد خسارت و ازدست رفتن سرمایه خواهد شد. زیرا اگر ابعاد آن کمتر از مقدار صحیح آن باشد پایداری فضاهای استخراجی به مخاطره می افتد و ممکن است با تخریب آنها بخشی از ماده معدنی از دست برود و اگر ابعاد پایه ها بیشتر از مقدار صحیح آن باشد موجب می شود که بخشی از ماده معدنی به عنوان پایه باقی مانده و استخراج نشود. در طراحی ابعاد پایه علاوه بر در نظر گرفتن مسائل اقتصادی حداکثر بازیابی مسائل فنی زیر نیز باید در نظر گرفته شود (عطایی، ۱۳۸۴):

- ابعاد پایه ها باید به گونه ای طراحی شود که سنگ پایه دچار شکست فیزیکی یا تغییر شکل بیش از حد مجاز نشود.
- ابعاد پایه به گونه ای باشد که پایه در سقف یا کف فرو نرود با این که این حالت ها کنترل شده و قابل پیش بینی باشد.
- ابعاد پایه تابعی از ابعاد اتاق است. پایه هایی با ابعاد بزرگ تر صلبیت بالایی دارند و به سقف و کف کارگاه آسیب زیادی می رسانند.

- ابعاد پایه‌ها باید در حدی طراحی شود که در صورت لزوم، مشکل نشست سطح زمین و اثر بر تأسیسات سطحی و سازه‌های زیرزمینی را به طور موضعی یا کلی حل کند.

۴-۱ روش انجام تحقیق

مراحل انجام تحقیق را به صورت سازماندهی شده به ترتیب زیر است:

- ✓ مطالعات کتابخانه‌ای و بررسی مقالات و پایان نامه‌های موجود پیرامون کار اصلی
- ✓ جمع‌آوری داده‌ها و انجام آزمایشات لازم جهت تعیین ورودی‌های لازم برای مدل سازی عددی لایه زغالی K₈. این اطلاعات شامل خواص سنگ بکر و توده سنگ دربرگیرنده ماده معدنی و شرایط ناپیوستگی‌ها و ساختارهای زمین‌شناسی (درزه و گسل) منطقه استخراجی و جنس، ضخامت و شیب لایه‌های کف و سقف ماده‌ی معدنی است.
- ✓ این اطلاعات بر اساس حفاری‌های اکتشافی و بررسی مغزه‌های حفاری بازیابی شده و آزمایش‌های مکانیک سنگی به دست آمده است.
- ✓ ساخت مدل هندسی بر اساس ابعاد واقعی پهنه استخراجی و شرایط لایه‌های کمر بالا و پایین ماده‌ی معدنی (شیب، ضخامت و...)، اعمال مدل رفتاری و شرایط مرزی بر اساس نوع رفتار سنگ و تنش‌های برجای منطقه، برای مدل ساخته شده از پهنه در نرم افزار عددی
- ✓ حفر بازکننده‌ها و فضاهای دسترسی به لایه و اعمال سیستم نگهداری
- ✓ تعیین و اعمال پیشروی جبهه کار و برداشت سیستم نگهداری قبلی و اعمال سیستم نگهداری جدید مطابق با شرایط اصلی معدنکاری

✓ اعتبار سنجی مدل ساخته شده

✓ ساخت سایر مدل ها با عرض های مختلف پایه حائل

✓ تحلیل نتایج حاصل از مدلسازی

✓ نتیجه گیری

۵-۱ ساختار تحقیق

پایان نامه پیش رو 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 پایان نامه به مبانی کار و پیشینه تحقیقات صورت گرفته پیرامون موضوع مورد تحقیق، اختصاص داده شده است. معرفی مطالعه موردی، ابزار و اطلاعات در دسترس و بکار گرفته شده در نگارش و انجام پایان نامه در فصل سوم آورده شده است، و فصل های چهارم و پنجم به ترتیب به نحوه انجام کار و نتیجه گیری از تحقیق می پردازند.

فصل ۲: مبانی و پیشینه تحقیق

۱-۲ مقدمه

در اکثر عملیات معدنکاری در معادن زیرزمینی پایه‌هایی از ماده معدنی به عنوان عناصر نگهدارنده و کنترل‌کننده فضای ایجاد شده احداث می‌شوند. پایداری پایه‌ها تأثیر بسیار زیاد در اقتصادی بودن هر معدن زیرزمینی ایفا می‌کنند بنابراین برای کاهش ناپایداری و جلوگیری از وقایع مصیبت‌بار در معادن، طراحی صحیح پایه‌ها از اهمیت بسیار زیادی برخوردار است به همین دلیل در این فصل از تحقیق به بررسی و آشنایی با روش جبهه کار طولانی غیر مکانیزه (سنتی)، معرفی روش استخراج جبهه کار طولانی پلکانی معکوس، آماده‌سازی، سیستم‌های نگهداری مورد استفاده در این روش، انواع پایه‌ها در روش‌های معدنکاری زیرزمینی به‌خصوص روش جبهه کار طولانی، روش‌های طراحی پایه و پیشینه تحقیق پیرامون این کار بررسی شده است.

۲-۲ روش استخراج جبهه کار طولانی

آغاز معدنکاری به روش جبهه کار طولانی برای نخستین بار در قرن هفدهم میلادی در معادن زغال‌سنگ انگلستان ابداع شد و سپس در سراسر کشورهای تولیدکننده زغال‌سنگ به‌جز ایالات متحده آمریکا بکار رفت. در آمریکا به دلیل وجود ذخایر عظیم زغال‌سنگ و شرایط خاص زمین‌شناسی و لایه‌های دربرگیرنده زغال استفاده از روش اتاق و پایه مرسوم بود، اما با پیشرفت تکنولوژی و ابداع و توسعه ماشین‌آلات معدنی از قبیل نوار نقاله‌های متحرک، انعطاف‌پذیر و داری محافظ، ماشین استخراج مداوم با سرعت بالا، افزایش راندمان و پیوستگی تولید و امکان مکانیزاسیون روش جبهه کار طولانی و بازیابی بالای ماده معدنی نسبت به روش اتاق پایه، این کشور نیز به استفاده از این روش استخراج در معادن زیرزمینی زغال‌سنگ خود روی آورد، به‌طوری‌که بین سال‌های ۱۹۸۰ تا ۱۹۹۳ میلادی رشد چشمگیر ۳۵ درصدی در استفاده از روش جبهه کار طولانی در این کشور به چشم می‌خورد. بکارگیری مناسب این روش تنها از طریق برنامه‌ریزی قابل‌اعتماد و اجرای ایمن روش جبهه کار طولانی در شرایط گوناگون لایه‌ها به‌ویژه 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 سینه کار است.

روش استخراج جبهه‌کار طولانی از جمله روش‌هایی است که در معادن زغال‌سنگ و گاهی معادن فلزی یا غیر فلزی و به طور کلی کانسارهای لایه‌ای با شیب و ضخامت کم بکار می‌رود (عطائی، ۱۳۸۴) و در آن یک جبهه کار در عرض یک پهنه بین راهروهای بالایی و پایینی ایجاد و استخراج با کندن برش‌های کم عرض به صورت پیشرو یا پسرو انجام می‌شود و معمولاً همراه با آن سقف یا کمر بالا به طور کامل تخریب می‌گردد. یکی از موارد مهم در طراحی روش جبهه کار طولانی طراحی پایه‌های زنجیری (Chain Pillar)، حائل (Barrier Pillar) و تسلیم شونده (Yield Pillar) است. در این روش پایه‌های زنجیری بین دو پهنه استخراجی، پایه‌های تسلیم شونده در مجاورت پایه‌های زنجیری و پایه‌های حائل در انتهای پهنه استخراجی برجای گذاشته می‌شوند.

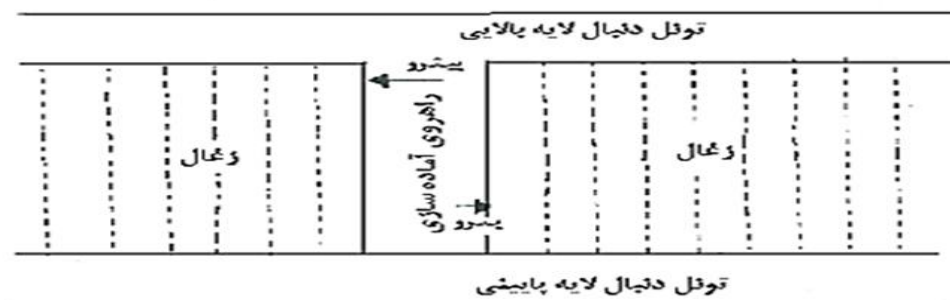
باتوجه به مزایای زیر استخراج زغال‌سنگ با استفاده از روش جبهه کار طولانی پرکاربردترین روش استخراج زیرزمینی زغال‌سنگ در ایران است:

- توالی عملیات در این روش اساساً ساده است
- در اعماق بیش از ۳۰۰ متر، روش اتاق و پایه به لحاظ بازیابی کم زغال اقتصادی نبوده و زغال‌سنگ می‌بایست با روش جبهه کار طولانی استخراج شود. از سوی دیگر در این شرایط احتمال کمی وجود دارد که سقف در پشت سیستم نگهداری به صورت معلق باقی بماند.
- کاهش خطرات، چون کارگران در زیر سقف نگهداری شده مشغول کارند، لذا کمتر در معرض خطر قرار دارند.
- در بین روش‌های زیرزمینی، این روش دارای بالاترین میزان بازیابی زغال‌سنگ است (Golosinski, ۲۰۰۰)

۲-۲-۱ آماده‌سازی کارگاه‌های استخراج پلکانی معکوس و جبهه کار

طولانی

آماده‌سازی این دو روش کاملاً شبیه به هم است. مرحله اول آماده‌سازی کارگاه‌های استخراج جبهه کار طولانی و پلکانی معکوس، حفر تونل‌هایی به صورت دنباله لایه یا موازی با لایه در افق‌های مختلف است، سپس یک دوپل روی خط بزرگ‌ترین شیب لایه زغالی از تونل دنباله لایه زیرین به تونل دنباله لایه فوقانی حفر می‌شود و بعدها این دوپل به کارگاه استخراج تبدیل خواهد شد. هم‌زمان با حفر این دوپل، سیستم نگهداری چوبی نیز نصب می‌گردد. از داخل این دوپل به سمت جلو و به سمت عقب استخراج پیشرو و پسرو لایه زغالی آغاز شده و با افزایش فضای استخراج شده، سقف بلاواسطه کم‌کم شروع به تخریب می‌کند شکل ۱-۲.



شکل ۱-۲- آماده‌سازی کارگاه استخراج در روش جبهه کار طولانی و پلکانی معکوس (اورعی، ۱۳۸۰)

۲-۲-۲ استخراج به روش پلکانی معکوس

استخراج به روش پلکانی معکوس شبیه جبهه کار طولانی است، با این تفاوت که در روش پلکانی معکوس جبهه کار به صورت خط مستقیم نبوده و مانند شکل ۲-۲ به صورت شکسته در می‌آید. علت این کار ایجاد شرایط ایمن برای کارگران استخراج در کارگاه‌های با شیب نسبتاً زیاد است.



روش استخراج در معادن زغال سنگ منطقه البرز شرقی جبهه کار طولانی و در مواقعی که شیب لایه زیاد باشد، پلکانی معکوس است. طول کارگاه‌های استخراج حدود ۱۰۰ متر است که در روش پلکانی معکوس به ۱۰ پله ۱۰ متری تقسیم می‌شود. برای نگهداری کارگاه‌های استخراج از ستون‌های چوبی استفاده می‌شود. برای جلوگیری از ریزش سقف کارگاه به فاصله هر ۳ متر در امتداد لایه و نیز به همین فاصله در فاصله تقریبی یک متر از خط جبهه کار و روی خط بزرگ‌ترین شیب جرزه‌های چوبی بسته می‌شود. (نگاهی کوتاه به معادن تحت پوشش شرکت زغال سنگ البرز شرقی ۱۳۷۰)

۲-۲-۳ سیستم‌های نگهداری

باتوجه به حفریاتی که در عملیات معدنی انجام می‌گیرد، نقاط ضعف جدید ایجاد می‌گردد که باعث ریزش کارهای معدنی می‌شود لذا جهت نگهداری از تونل‌ها و بقیه کارهای معدنی از وسایلی استفاده می‌کنند که به آنها را وسایل نگهداری می‌گویند. بدیهی است که با استفاده از این وسایل هیچگاه نمی‌توان کاملاً فشارهای وارده بر عملیات معدنی را خنثی نمود و از بین برد، بنابراین این وسایل نگهداری را هرچند وقت باید تعویض و یا تعمیر نمود، زیرا در اثر فشارهای

وارده تغییر شکل می‌دهند و مقطع آنها کوچک می‌شود. تعویض این وسایل در معدن به وسیله گروهی به نام واحد تعمیرات انجام می‌گردد که وظایف آنها عبارت است از:

- تعویض لارده های معیوب و آرک های تغییر شکل یافته بر اثر تنش های وارده
- کف کنی چون بر اثر رطوبت کف آماس پیدا می کند
- تنظیم مجدد ریل ها
- کانال کنی جهت عبور آب (غنو) و ...

۲-۲-۳-۱ سیستم های نگهداری چوبی

در معدن طزره اغلب از چوب های جنگلی روسیه و کانادا و ایران استفاده می کرده اند که اکثر چوب های کانادایی و روسی در تونل های پیشروی به عنوان قاب چوبی استفاده می شد و چوب های جنگلی ایرانی اکثراً برای لارده گذاری سینه کارهای پیشروی و گاهی برای کارگاه استخراج جهت جرزبندی مصرف می شود اما امروزه به دلیل گرانی چوب های کانادایی و کمبود آنها بیشتر از چوب درخت کاج برای کارهای مهم از چوب درخت سنجد برای لارده گذاری استفاده می کنند. (ح، قاسم، ۱۳۹۵)

سیستم نگهداری چوبی ای که در معادن طزره مورد استفاده قرار می گیرد.

مزایای چوب:

- آسان تهیه می شود.
- وزن مخصوص آن نسبت به فولاد کم است.
- قبل از شکستگی ایجاد صدا می کند.
- قابل استفاده مجدد است

معایب چوب:

مقاومت مکانیکی آن کمتر از فولاد و بتن است

آب و رطوبت بر آن اثر سوء دارد

آسیب‌پذیری آن در برابر آتش و حرارت زیاد است.

در شکل ۳-۲ نحوه استفاده از چوب در نگهداری از فضای تونل اصلی یا پیشروی مشاهده

می‌شود.



شکل ۳-۲- استفاده از نگهداری چوبی در تونل (ح، قاسم، ۱۳۹۵)

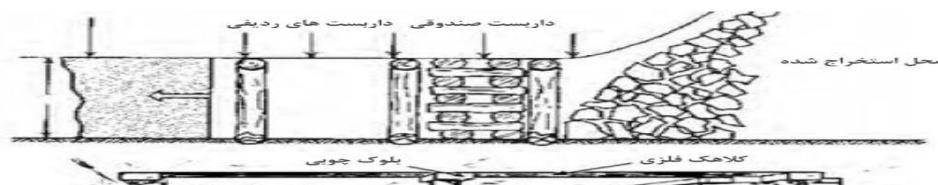
۲-۳-۲-۲ جرز چوبی

جرز یک نوع داربست با پایه‌های چوبی است که به شکل یک مکعب بر روی هم چیده

شده با توجه به این که این نوع داربست قدرت تحمل فشار زیادی دارد در مرز منطقه تخریب شده و

کارگاه فعال نصب شده تا با نگهداری سقف از ریزش مواد تخریب شده به داخل کارگاه جلوگیری

شود. شکل ۴-۲ محل قرارگیری و نحوه استفاده از جرز را نشان داد است.



شکل ۴-۲- جرزهای چوبی در کارگاه (ح، قاسم، ۱۳۹۵)



۳-۳-۲-۲ سیستم‌های نگهداری فولادی

نگهداری فولادی یکی از سیستم‌های متداول و با هزینه بیشتر از چوب در معادن زغال سنگ و بقیه معادنی که نیاز به نگهداری دارند است که مورد استفاده قرار می‌گیرد.

مزایای استفاده از فولاد

- خصوصیات مکانیکی فولاد در تمام جهات یکسان است.
- مقاومت خوبی در برابر فشار دارد.
- فولاد پس از تغییر شکل قابل بازیابی است.

معایب استفاده از فولاد:

- هزینه نسبتاً بالا
- دارای وزن مخصوص بیشتر نسبت به چوب است در معادن طزره با استفاده سیستم نگهداری فولادی نهایتاً تا عرض ۵/۲ متر را نگهداری می‌کنند که در این مورد از آرک‌های جوشی استفاده می‌شود، ولی عرض متداول نگهداری به وسیله آرک های معمولی تقریباً تا ۴/۲۰ متر است.

۲-۲-۳-۴ نگهداری به وسیله قاب‌های فلزی

در این معدن بسیاری از تونل‌ها که مدت بهره‌برداری از آن طولانی است و فشارهای وارده بر تونل زیاد می‌باشد، از این قاب‌ها استفاده می‌کند و امتیازهای آن نسبت به چوب بست با صرفه‌تر بودن، دوام زیاد نصب ساده‌تر آن می‌باشد. این قاب‌ها به‌طور کلی به دو صورت ثابت و کشویی یا قوسی آرک ساخته می‌شوند که از هر دو نوع آن در این معدن استفاده می‌شود. (ح، قاسم، ۱۳۹۵)

الف) قاب‌های فلزی ثابت

این قاب‌ها مانند قاب‌های چوبی از سه قطعه تیرآهن ساخته می‌شوند که آنها را به وسیله پیچ و مهره به یکدیگر متصل می‌کنند، شکل مقطع این قاب‌ها مختلف است و به صورت دوزنقه‌ای، هلالی، دایره و نظایر

آن می‌باشد که در معدن زره شکل قاب دوزنقه است. این قاب‌ها در قسمت فنی معدن طراحی و از تیرآهن معمولی ساخته شده است. کاربرد این نوع قاب در معدن زیاد نیست و به صورت محدود در بعضی از تونل‌ها دیده می‌شود.

ب) قاب‌های کشویی (آرک)

اکثر تونل‌های این معادن به وسیله قاب‌های قوسی (کشویی) نگهداری شده است. این قاب‌ها به طور کلی از ۲ یا ۳ قطعه تشکیل شده است و شکل مقطع آنها مختلف است ولی قاب‌های این معادن معمولاً قوسی شکل بوده و از ۳ قطعه تشکیل شده است که قطعه بالا به کلاهک و دو قطعه پایینی به نام پایه معروف‌اند که توسط کرپی به یکدیگر متصل می‌شوند. مقطع هر یک از قطعات قاب به شکل V بوده و مقطع کلاهک کمی کوچک‌تر از مقاطع پایه‌ها است و بدین ترتیب به آسانی داخل این دو قسمت قرار می‌گیرد (شکل ۲-۵).



شکل ۲-۵- نمائی از مقطع قاب کشویی آرک

بعد از اینکه کلاهک داخل پایه‌ها قرار گرفت، در هر قسمت آن را به وسیله دو کرپی که توسط قسمت آهن‌گری معدن ساخته می‌شود به پایه‌ها متصل می‌گردد. فاصله بین دو قاب متوالی بستگی به فشار وارده دارد و از ۲۰ تا ۱۰۰ سانتی‌متر در این معدن متغیر می‌باشد. در هر صورت این فاصله را به وسیله لارده‌های چوبی می‌پوشانند. البته در تونل مادر از لارده های بتنی استفاده شده است،

ولی در حال حاضر فقط از لارده های چوبی استفاده می شود. برای پایداری قالبها در مقابل انفجار، قابهای متوالی را به وسیله تسمه های فلزی در ستون و کلاhek به یکدیگر به وسیله پیچ و مهره متصل می کنند.

این تسمه های فلزی در معدن به بغل بند معروف اند. این قابها را در معدن بر حسب سطح مقطعشان نام گذاری می کنند و اندازه قابها از $5/6 \times 12/5$ مترمربع می باشد و در بعضی موارد که سطح مقطع تونل بیش از $12/5$ مترمربع است و آرک مورد نظر در معدن وجود ندارد، ابتدا دو کلاhek را به یکدیگر به وسیله جوشکاری متصل نموده و سپس آن را بر روی ستون نصب می کنند، این کار در اشتراک k_5 شرقی تونل مادر جهت احداث تأسیسات اکلون اجرا شده است.

با توجه به فشارهای وارده به قابها در طول زمان این قابها از حالت طبیعی خارج می شود و با توجه هزینه تأمین آن لازم است که تا حد ممکن این قابها بازیابی شوند لذا در نقاطی از معدن که زغال تمام شده و با بنا به دلایلی ادامه کار ممکن نباشد کار به عقب برگشته و با جمع کردن قابها منطقه را تخریب می نمایند. همچنین در نقاطی که نگهداری نیاز به تعمیر داشته باشد قابها را جمع می کنند. این قابهای جمع شده به بیرون از معدن منتقل شده و به قسمت تعمیرات قاب برده می شود و در آنجا با دستگاه پرس، قاب را برای استفاده مجدد تعمیر می کنند (شکل ۲-۶)



شکل ۲-۶- استفاده از قاب کشویی آرک برای نگهداری در تونل (ح، قاسم، ۱۳۹۵)

۲-۳-۲-۵ سیستم نگهداری بتونی

از اجزای اصلی بتون می‌توان به سیمان، آب و مصالح سنگی اشاره کرد و سیستم نگهداری بتون مسلح مجموعه‌ای از بتون و میل‌های فولادی است که به‌صورت یکپارچه و یا قطعات جدا به کار برده می‌شود بعلاوه از بلوک‌های بتونی که به‌صورت پیش‌ساخته در ابعاد مختلف ساخته شده است به‌عنوان لارده استفاده می‌شود.

در بعضی از مناطق نیز می‌توان از شاتکریت (بتون پاشی) استفاده کرد.

در این معادن از لارده بتونی به‌عنوان وسیله نگهداری تنها در تونل مادر استفاده می‌شود و در جاهای دیگر از این لارده استفاده نمی‌شود. ولی در مواردی که فشار وارده بر تونل به حدی زیاد باشد که به‌وسیله ارگ نتوان آن را نگهداری نمود و یا در دوراهی و سه راهی‌ها که فشار وارده خیلی زیاد است و یا در مواردی که قسمتی از تونل به مدت بسیار طولانی مورد بهره‌برداری قرار می‌گیرد، از بتن استفاده می‌کنند، برای انجام این کار، محل موردنظر را قاب‌بندی کرده و سپس ابتدا قسمت دیواره‌ها و بعد قسمت‌های بالا را با بتن پر می‌کنند (شکل ۲-۷)



شکل ۷-۲- استفاده از لارده بتنی برای نگهداری از تونل (ج، قاسم، ۱۳۹۵)

۲-۳-۲- سیستم نگهداری در کارگاه

برای نگهداری در حوالی کارگاه از ستون و لارده استفاده می‌شود، لارده‌ها تخته‌هایی به ضخامت حدود ۵ سانتی‌مترند که در زیر آنها سه ستون نصب می‌شود، بعد از چند سیکل پیشروی (تعداد سیکل به مقاومت کمر بالا بستگی دارد)، برای نگهداری از جرزه‌های چوبی استفاده می‌کنند که معمولاً به حالت زیگزاگی نصب می‌شوند و جنس آنها عموماً از چوب درخت کاج است و بعد از چند سیکل پیشروی فضای قبلی را پر یا تخریب می‌کنند. اگر بخواهند فضا را پر کنند سه سیکل مانده به جبهه کار را تخته‌کوبی می‌کنند. برای تخریب سقف جرزه‌ها را یک‌درمیان می‌کشند و در نتیجه سقف کارگاه به‌مرور تخریب می‌شود (شکل ۸-۲)



شکل ۸-۲- استفاده از پایه‌های چوبی جهت نگهداری سقف کارگاه

۲-۲-۴ تخریب سقف

در مواردی که ضخامت ماده معدنی زیاد نبوده و موقعیت طبقات سنگی زمین بالای کارگاه معدن مناسب باشد با بیرون کشیدن پایه‌هایی که در قسمت پشت جبهه کار نصب شده سقف کارگاه ریزش می‌کند و مواد حاصل خودبه‌خود محل استخراج شده را پر می‌کند. در مواردی که جنس سقف یکپارچه و ریزش قطعات آن مقدور نباشد با انجام آتشباری باعث ریزش سقف در این قسمت و پرشدن محل استخراج می‌شوند. این روش در کنسارهای لایه‌ای مثل زغال‌سنگ به کار می‌رود. برای جداکردن جبهه کار از بخش تخریب در مرز این دو، از داربست‌های صندوقی استفاده می‌شود. از آنجا که سقف باعث محکم شده پایه‌ها می‌گردد برای بیرون کشیدن ستون‌های چوبی به آنها یک کابل محکم می‌بندد و به وسیله جرثقیل مخصوصی از دور آنها را می‌کشند تا پایه‌ها بیرون آورده شوند.

۲-۳ تقسیم‌بندی پایه‌های معدنی

به‌طور کلی پایه‌های معدنی را می‌توان از دیدگاه‌های مختلف تقسیم‌بندی کرد که در ادامه به توضیح هر کدام پرداخته شده است.

۲-۳-۱ انواع پایه‌های زغال‌سنگ از نظر نوع وظیفه نگهداری

۲-۳-۱-۱ پایه‌های نگهداری^۱

از این نوع پایه‌ها بیشتر برای نگهداری فضای معدنکاری استفاده می‌شود. این نوع پایه‌ها بیشتر در روش استخراج اتاق و پایه بر جای گذاشته می‌شود.

^۱ Suport pillar

۲-۱-۳-۲ پایه‌های حفاظتی^۱

به‌منظور حفاظت از کارها با بناهای زیرزمینی از این پایه‌ها استفاده می‌شود، همچنین این پایه‌ها ممکن است معدن را از سایر قسمت‌ها جدا کنند. عرض پایه‌های حفاظتی به عمر معدن، محیط دربرگیرنده و شرایط زمین‌شناسی منطقه بستگی دارد. پایه‌های حائل و پایه‌های چاه نمونه‌ای از این پایه‌ها می‌باشند (عطایی، ۱۳۸۴). پایه‌های حائل پایه‌های بزرگ و دائمی می‌باشند که برای محافظت از سازه‌های سطحی و زیرزمینی بر جای گذاشته می‌شوند (Jeremic, ۱۹۸۷). پایه‌های چاه برای محافظت از چاه‌های افقی یا قائم در معادن برجای گذاشته می‌شوند (عطایی، ۱۳۸۴).

۲-۱-۳-۲ پایه‌های کنترل‌کننده^۲

پایه‌هایی که به‌منظور جلوگیری از انفجار سنگ در معدنکاری کنسارهای لایه‌ای عمیق بر جای گذاشته می‌شوند نمونه بارزی از این نوع پایه‌ها هستند (عطایی، ۱۳۸۴).

۲-۱-۳-۲ پایه‌های ورودی^۳

این‌گونه پایه‌ها در روش استخراج اتاق و پایه در داخل لایه زغال در کنار ورودی‌های اصلی معدن ایجاد می‌شوند. وظیفه این‌گونه پایه‌ها، پایداری راهروهای اصلی حمل‌ونقل و تهویه است. این‌گونه پایه‌ها در اکثر اوقات تا پایان عمر معدن و یا حتی بیشتر پایدار هستند (Barron et al, ۱۹۸۰).

۲-۱-۳-۲ پایه‌های شکاف^۱

^۱ Protective pillar

^۲ Control pillar

^۳ Entry pillar

این‌گونه پایه‌ها در روش استخراج اتاق و پایه، به هنگام بازیابی پایه بر جای گذاشته می‌شوند و در واقع از تقسیم پایه‌های نگهدارنده سقف به دو قسمت ایجاد می‌شوند. نقش این پایه‌ها حفاظت از کارگران و تجهیزات در هنگام بازیابی پایه‌ها برای مدت کم (چند شیفت) است (Barron et al, ۱۹۸۰).

این پایه‌ها در بخشی از معادن اتاق و پایه که شیب ماده معدنی تغییرات کمی دارد ایجاد می‌شوند (Jeremic, ۱۹۸۷).

۲-۳-۱-۶ پایه تاج و پایه‌های کناری^۲

پایه‌های تاج و پایه‌های کار پایه‌هایی هستند که باید نقش نگهداری را شبیه پایه‌های موجود در معادن اتاق و پایه‌ای ایفا کنند ولی از این‌چنین پایه‌هایی بیشتر در موادی که لایه‌های ماده معدنی شیب‌دار است مثل روش‌های پرکردن و روش Blasthole استفاده می‌شود. از نقطه‌نظر مهندسان پایه‌های تاج و پایه‌های کنار می‌توانند به‌عنوان نگهدارنده پهنه استخراجی عمل کنند. این نوع پایه‌ها بیشتر برای محافظت از فضای کارگاه در زمان بازیابی پایه استفاده می‌شوند. عرض پایه‌های کنار کمتر از ۱۰ متر، طول آنها کمتر از ۱۵۰ و ارتفاع کمتر از ۵۰ متر است. ابعاد پایه‌های تاج به این صورت است که طول کمتر از ۱۵۰ متر، عرض کمتر از ۲۰ متر و ارتفاع کمتر از ۱۰ متر است.

۲-۳-۲ انواع پایه‌های زغال‌سنگ از نظر آرایش

۲-۳-۱-۲ پایه‌های منظم^۱

^۱ Split pillar

^۲ Crown and Rib pillar

این نوع پایه‌ها به اشکال مربعی و مستطیلی و به طور معمول در ذخایری که دارای شیب مسطح و خوابیده بوده و ضخامت لایه اجازه ایجاد یک گذرگاه استخراجی را بدهد ایجاد می‌شوند. کاربرد این پایه‌ها در معادن زغال‌سنگ، پتاس، اورانیوم، آهن، مس و سایر انواع مواد معدنی می‌باشد. برای ایجاد این نوع پایه‌ها استخراج معدن در دو فاز صورت می‌گیرد ابتدا اتاق‌ها و در برگشت پایه‌ها ایجاد می‌شوند (Jeremic, ۱۹۸۷).

۲-۳-۲ پایه‌های نامنظم^۲

پایه‌های نامنظم قدیمی‌ترین پایه‌های معدنی هستند که از ۲۰۰۰ سال پیش در معادن قدیمی به کار رفته است. موقعیت این پایه‌ها به عیار ماده معدنی بستگی دارد و در جاهایی ایجاد می‌شوند که کیفیت عیار ماده معدنی و شرایط زمین نامناسب است. این نوع پایه‌ها بیشتر در معادن فلزی به کار گماشته می‌شوند (Jeremic, ۱۹۸۷).

۲-۳-۳ انواع پایه‌های زغال‌سنگ از نظر مقاومت

از نقطه نظر کاربردی مهندسی، پایه‌های زغال‌سنگ می‌توانند به چهار گروه عمده مقاومتی تقسیم شوند (Jeremic, ۱۹۸۵):

- پایه‌های با مقاومت زیاد
- پایه‌های با مقاومت متوسط
- پایه‌های با مقاومت کم
- پایه‌های با مقاومت خیلی کم

۲-۳-۳-۱ پایه‌های با مقاومت زیاد

^۱ Regular pillar

^۲ Irregular pillar

این پایه‌ها دارای ضخامت متوسط هستند و تابع زوایای شیب طبقات سنگ‌های سخت مجاور می‌باشند. این سنگ‌های سخت تمایل دارند مانع انبساط افقی، پایه‌های زغال‌سنگ شوند. این پایه‌ها در زغال‌سنگ‌هایی با کیفیت بالا مانند آنتراسیت و سمی آنتراسیت که دارای مقاومت بالا هستند برجای گذاشته می‌شوند.

۲-۳-۳-۲ پایه‌های با مقاومت متوسط

این نوع مقاومت، برای پایه‌های معدنی بسیار مناسب است. اما مقاومت زغال‌سنگ بعد از یک دوره زمانی تنزل پیدا می‌کند و ممکن است پدیده ریزش ناگهانی پایه‌ها به وقوع پیوندد. مقاومت این‌گونه پایه‌ها بستگی به ضخامت و شیب لایه زغال‌سنگ دارد. اگر طبقات سنگ‌های مجاور دارای مقاومت بالا باشند و به لایه زغال‌سنگ فشار وارد کنند احتمال شکسته شدن پایه زغال‌سنگ وجود دارد. هرچند اگر طبقات سنگ‌های مجاور محدودیت کمی را اعمال کنند ممکن است شکست الاستوپلاستیک در پایه به وقوع پیوندد.

۳-۳-۳-۲ پایه‌ها با مقاومت کم

این پایه‌ها دارای پایداری محدود بوده و برای دوره زمانی کوتاه مورد استفاده قرار می‌گیرند. این‌گونه پایه‌ها به‌گونه‌ای است تغییر شکل تکنیکی در داخل آنها دیده می‌شود. در این‌گونه پایه‌ها طبقات سنگ‌های مجاور (ماسه سنگ، سیلت استون) تمایل دارند پایه‌های زغال‌سنگ را محدود کنند. این نوع پایه‌ها در زغال‌سنگ‌های کک شونده باقی گذارده می‌شوند.

۴-۳-۳-۲ پایه‌ها با مقاومت خیلی کم

این‌گونه پایه‌ها، شامل لایه‌های زغال‌سنگ هوازده یا زغال‌سنگ دارای شکاف‌های تکتونیکی است. در این حالت طبقات سنگ‌های مجاور کمترین اثر بر روی پایه دارند. این گروه پایه شامل هر نوع زغال‌سنگ با هر کیفیت است. در این شرایط و در این نوع پایه‌ها زغال‌سنگ، دارای بافت ورقه‌ورقه و به‌صورت لایه‌های نازک و ضخیم روی هم قرار گرفته است.

۲-۳-۴ پایه‌های زغال سنگ در جبهه کار طولانی

در روش جبهه کار طولانی معمولاً سه نوع پایه برجای گذاشته می‌شوند که بسته به نوع نگهداری و شرایط مختلف عبارت‌اند از (Lu Luo, ۱۹۹۷):

- پایه‌های حفاظتی
- پایه‌های نگهدارنده
- پایه‌های تسلیم شونده

پایه‌های حفاظتی به منظور حفاظت از تأسیسات سطحی و جلوگیری از نشست سطح زمین در معادن زغال سنگ به صورت پایه‌های بزرگ در انتهای پهنه استخراجی و ورودی اصلی معدن برجای گذاشته می‌شوند که پایه حائل از نوع پایه‌های حفاظتی است.

پایه حائل ستونی از زغال سنگ است که برای حفظ ورودی اصلی پهنه، بین اتاق نصب تجهیزات استخراجی در انتهای پهنه استخراجی برجای گذاشته می‌شوند. این پایه‌ها بازپایی نمی‌شوند (اورعی، ۱۳۸۰). مهم‌ترین وظایف پایه‌های حائل عبارت است از:

- به حداقل رساندن تأثیرات منفی معادن مجاور.
- حفاظت از کارهای معدنی در یک معدن در مقابل هجوم آب و سیلاب و گازهای سمی و با قابل اشتغال که می‌تواند از معادن مجاور صورت گیرد.
- جلوگیری از تداخل تنش بین کارهای معدنی مجاور.
- حفاظت از زیرساخت‌های مهم معدن مثل آماده‌سازی اصلی در نتیجه تنش‌های کناری.

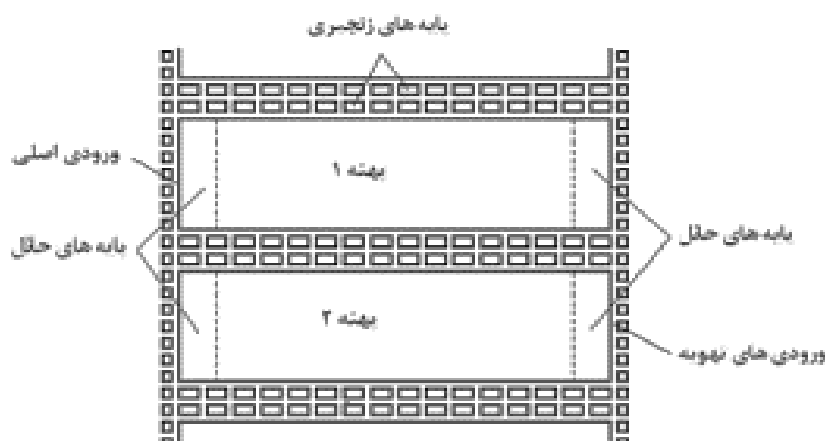
پایه‌های نگهدارنده به منظور جلوگیری از ریزش سقف و حفاظت از ورودی‌های معدن بر جای گذاشته می‌شوند. پایه‌های زنجیری از متداول‌ترین انواع پایه‌های نگهداری هستند. این نوع

پایه‌ها نسبت به پایه‌های حائل دارای عرض کمتری هستند و بین دو پهنه استخراجی برجای گذاشته می‌شوند.

پایه‌های زنجیری در روش جبهه کار طولانی مکانیزه وظایف زیر را برعهده دارند

- حفاظت از راهروهایی که ایجاد می‌شوند یا در آینده ایجاد خواهند شد در مقابل بارهای کناری.
- حفاظت از راهروهای ورود و خروج به جبهه کار.
- به‌عنوان شبکه تهویه.

پایه‌های تسلیم شونده به‌منظور حفاظت از پایه‌های زنجیری در شرایطی که امکان حرکت سقف اصلی و شکست پایه‌های زنجیری وجود داشته باشد بر جای گذاشته می‌شوند و هدف اصلی از طراحی پایه‌های تسلیم، کاهش تمرکز تنش به‌منظور جلوگیری از شکستگی‌های شدید و ناگهانی در پایه‌هاست (Peng, ۱۹۶۸). در شکل ۲-۹، محل قرارگیری پایه‌های زنجیری و حائل در پهنه جبهه کار طولانی نشان داده شده است.



شکل ۲-۹- انواع پایه زغال‌سنگ در جبهه کار طولانی مکانیزه (Lu Luo, ۱۹۹۷)

۲-۴ تنش وارد پایه

به منظور طراحی پایه در روش‌های استخراج زیرزمینی باید میزان تنش وارد بر پایه محاسبه شود. پارامترهای متعددی از جمله عمق روباره، وزن مخصوص روباره، عرض فضا، طول پایه، عرض پایه، ضخامت لایه استخراج شده و خواص مکانیکی کانسار تأثیر زیادی بر الگوی توزیع تنش در پایه دارند. تئوری‌های متعددی برای محاسبه تنش متوسط پایه‌ها وجود دارد. این تئوری‌ها عبارت‌اند از: تئوری سطح تأثیر^۱، خیز تیر^۲، خیز پایه^۳ و ضریب پی^۴ تئوری‌های خیز تیر و خیز پایه بر اساس رفتار الاستیک خطی استوارند و شرایط بارگذاری روباره را می‌توان با تقریب خوبی به صورت یک تیر یا یک صفحه ضخیم در نظر گرفت. معروف‌ترین تئوری تخمین تنش متوسط پایه، تئوری سطح تأثیر است. این تئوری بر اساس تعادل نیروهای وارد بر پایه استوار است. طبق این تئوری پایه‌ها بار خود را در وسط با هم تقسیم می‌کنند.

در تئوری خیز تیر فرض بر این است که سقف کارگاه استخراج (کمر بالای کانسار) شبیه یک صفحه بارگذاری شده عمل می‌نماید. چگونگی اعمال انتقال بار حاصل از سنگ‌های پوششی به پایه‌های معدنی از طریق تغییر شکل و خیز تیر سنگی سقف، به صلیب خمشی سنگ کمر بالا و نیز تراکم‌پذیری پایه‌های سنگی بستگی دارد (Jeremic, ۱۹۸۵).

تئوری خیز پایه برای تخمین مقدار بار متوسط وارد بر پایه‌ها با استفاده از تئوری الاستیسه خطی به کار می‌رود، لازمه کاربرد این روش، شناخت دقیق محیط اطراف کانسار و محدودیت‌های موجود در استفاده از تئوری الاستیسه است (Jeremic, ۱۹۸۵). تئوری ضریب پی

^۱ Tributary area Theory

^۲ Beam deflection concept

^۳ Pillar deflection concept

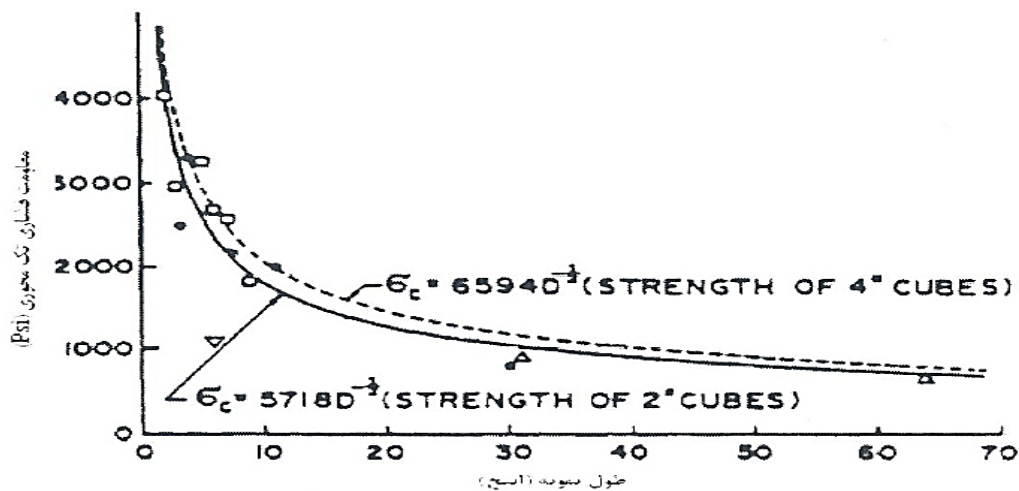
^۴ Concept of foundation coefficient

به منظور ارزیابی تنش متوسط وارد بر پایه بکار می‌رود و بر مبنای تئوری حوزه تأثیر و تئوری تغییر شکل و خیز تیر سنگی تدوین شده است (Jeremic, ۱۹۸۵).

۲-۵ مقاومت پایه

مقاومت مؤثر یک ستون به نسبت عرض به ارتفاع آن بستگی دارد. منظور از عرض، کوچک‌ترین بعد مقطع پایه است (اورعی، ۱۳۸۰)، نتایج بررسی‌های آزمایشگاهی بر روی زغال‌سنگ و سایر سنگ‌ها نشان داده است که مقاومت از ابعاد نمونه تأثیر می‌پذیرد. باتوجه به شکل ۲-۱۰ پذیرفتن ابعاد بحرانی برای مقاومت توده سنگ در طراحی روش‌های تجربی خیلی مهم است (Bieniawski, ۱۹۸۶). منظور از عرض بحرانی اندازه‌ای است که از آن به بعد با افزایش ابعاد نمونه، تغییر قابل‌ملاحظه‌ای در مقاومت آن نمونه رخ ندهد. بنا به این تعریف، مفهوم اندازه بحرانی در تعیین مقاومت برجای پایه‌های دارای ابعاد بزرگ استفاده می‌شود. بنیادوسکی با انجام آزمایش‌هایی بر روی نمونه‌های زغال‌سنگ نشان داد که کاهش مقاومت با افزایش ابعاد نمونه به صورت تابع‌نمایی بوده و لذا به یک مقدار حدی خواهد رسید.

باتوجه به این رابطه مقدار مجانب این منحنی کمترین مقدار مقاومت است و نشانگر مقاومت برجای لایه زغال‌سنگ است. تاکنون محققین مختلف بر روی مفهوم اندازه بحرانی کار کرده‌اند و مقادیر متفاوتی را برای انواع زغال‌سنگ‌ها پیشنهاد کرده‌اند به عنوان مثال پاریسین برای زغال‌سنگ‌های غرب آمریکا مقدار ۰,۹۱۴۴ متر را پیشنهاد کرد. در آفریقای جنوبی مقدار آن ۱/۵ متر و در آمریکا مقدار ۰,۹ متر پیشنهاد شده است (Bieniawski, ۱۹۸۷).



شکل ۱۰-۲- تأثیر ابعاد نمونه بر مقاومت زغال (Bieniawski, ۱۹۸۷)

برای محاسبه مقاومت پایه، می‌توان مقاومت آن را بر اساس مقاومت نمونه‌هایی که در آزمایشگاه اندازه‌گیری شده است، محاسبه نمود. بدین منظور ابتدا باید مقدار تنش بر جای موجود لایه زغال سنگ را محاسبه کرد که تحقیقات هاسترولید (Hustrualid, ۱۹۷۶) برای یافتن مقدار تنش بر جای موجود در لایه زغال سنگ منجر به روابط زیر شده است:

برای پایه‌های مربعی که $h > 0.9m$:

$$\sigma_1 = \frac{k}{\sqrt{36}} \quad (۱-۲)$$

برای پایه‌های مربعی که $h < 0.9m$:

$$\sigma_1 = \frac{k}{\sqrt{h}} \quad (۲-۲)$$

که در آن h : ارتفاع پایه، σ_1 : مقدار تنش بر جای موجود در لایه زغال سنگ و k بستگی به خواص هندسی و مکانیکی پایه دارد که توسط گدی به صورت زیر بیان شده است (Gaddy, ۱۹۶۵) :

$$k = \sigma_c \sqrt{D} \quad (۳-۲)$$

که در آن σ_c : مقاومت فشاری یک نمونه مکعبی با ابعاد معین در آزمایشگاه بر حسب

پوند بر اینچ مربع و D : ابعاد یا قطر نمونه بر حسب اینچ می‌باشد و باتوجه به نمونه های

آزمایشگاهی برای نمونه استوانه ایی و مکعبی این مقدار بین ۵۰ تا ۱۰۰ میلی متر است. مقدار K را می توان برای زغال سنگ مناطق مختلف از جدول زیر محاسبه کرد.

جدول ۱-۲- مقدار K برای زغال سنگ (Howard, ۱۹۹۲)

لایه	K	لایه	K
Cameo	۷۹۷۰-۳۲۰۰	Marylee	۳۰۰۰
Clintwood	۵۲۰۰-۴۲۳۰	Pittsburgh(PA,WV)	۵۸۶۰-۵۵۵۰
Elkhorm No.۴	۶۲۵۰-۶۰۰۰	Pocahonats	۴۸۲۵-۴۳۱۰
Harlan	۹۴۶۰-۸۸۶۰	Springfield	۴۹۳۰
Hernin	۵۵۰۰	Upper Freeport	۱۶۴۰
Marker	۱۰۶۰۰-۱۰۱۲۰	Winifrede(WV)	۶۵۱۰

اولین ملاحظات طراحی پایه های معدنی با مطالعه بر روی مقاومت فشاری زغال سنگ ارائه شده است. پس از تا به امروز روابط زیادی برای طراحی ابعاد پایه توسعه پیدا کرده اند. لیتولوژی مختلف لایه های زغال سنگ و اندرکنش لایه ها نسبت به یکدیگر و تنوع ساختارهای زمین شناسی بر پایداری معدن تأثیرگذار است که در نتیجه این عوامل طبیعی مختلف منجر به روابط زیادی در رابطه با مقاومت پایه شده اند. (اورعی ۱۳۸۰).

در اواخر قرن گذشته تعدادی از محققان، مطالعاتی بر روی رابطه بین مقاومت فشاری تک محوری و ابعاد نمونه های زغال سنگ انجام دادند که این بررسی ها و مطالعات منجر به تدوین یک سری روابط برای تعیین مقاومت پایه شده است که اختلاف عمده این روابط در شکل تابع و شرایط به کارگیری آنها است. اکثر روابط ارائه شده از تابع نمایی زیر پیروی می کنند (Jeremic, ۱۹۸۵)

$$\sigma_c = \alpha H^{-d} \quad (۴-۲)$$

که در آن σ_c : مقاومت فشاری تک محوره نمونه مکعبی H: ارتفاع نمونه مکعبی α : ثابت ویژه مقاومت برای زغال سنگ است.

بنابراین روش‌های مختلفی برای تعیین مقاومت پایه‌ها باتوجه‌به نتایج حاصل از آزمایش‌ها آزمایشگاهی، آزمایش‌ها برجا و نتایج صحرایی وجود دارد که در جدول ۲-۲ مهم‌ترین روابطی که برای تعیین مقاومت پایه‌های زغال‌سنگ ارائه شده است بیان شده است.

جدول ۲-۲- روابط مختلف ارائه شده برای مقاومت پایه (عطائی، ۱۳۸۴)

ارائه‌دهنده	σ_p رابطه	پارامترها
Greenwald et al (۱۹۳۹)	$\sigma_p = ۴.۸۲۶ \sqrt{\frac{W}{h}}$ $\frac{W}{h} = ۰.۵ - ۱.۰۳$	عرض پایه به متر، H ارتفاع پایه به متر، σ_p مقاومت پایه مگاپاسکال
Greenwald et al (۱۹۴۱)	$\sigma_p = ۳.۴۲ \sqrt{\frac{W}{h}}$ $\frac{W}{h} = ۰.۴۱ - ۱.۶۸$	عرض پایه به متر، H ارتفاع پایه به متر، σ_p مقاومت پایه مگاپاسکال
Bieniawski (۱۹۶۸)	$\sigma_p = ۷.۶ \frac{W^{۰.۱۶}}{H^{۰.۵۵}}$	عرض پایه به متر، H ارتفاع پایه به متر، σ_p مقاومت پایه مگاپاسکال
Bieniawski (۱۹۸۷)	$\sigma_p = \sigma_1 \left(۰.۶۴ + ۰.۳۶ \frac{W}{h} \right)$	عرض پایه به متر، H ارتفاع پایه به متر، σ_p مقاومت پایه مگاپاسکال، σ_1 مقاومت فشاری یک نمونه مکعبی شکل با ابعاد بحرانی یا بزرگتر
Van Heerden (۱۹۷۵)	$\sigma_p = ۱۰ + ۴.۲ \frac{W}{h}$ $\frac{W}{h} = ۱.۱۴ - ۳.۳۹$	عرض پایه به متر، H ارتفاع پایه به متر، σ_p مقاومت پایه مگاپاسکال
Wang et al. (۱۹۷۷)	$\sigma_p = \sigma_c \left(۰.۷۸ + ۰.۲۲ \frac{W}{h} \right)$ $\frac{W}{h} = ۴.۴۸ - ۱۳.۶$	عرض پایه به متر، H ارتفاع پایه به متر، σ_p مقاومت پایه مگاپاسکال، σ_c مقاومت فشاری زغال‌سنگ
Hazen and Artler (۱۹۷۶), Zern (۱۹۲۶), Morrison et al (۱۹۵۶)	$\sigma_p = \sigma_c \sqrt{\frac{W}{h}}$	عرض پایه به متر، H ارتفاع پایه به متر، σ_p مقاومت پایه مگاپاسکال، σ_c مقاومت فشاری زغال‌سنگ
Holland and Gaddy (۱۹۷۵)	$\sigma_p = k \frac{\sqrt{W}}{h}$ $۲ < \frac{W}{h} < ۸$ $۱.۸ > F_s < ۲.۲$	به ترتیب عرض و ارتفاع پایه (اینج) k ، فاکتور کدی، σ_p مقاومت پایه (پوند بر اینچ مربع)، F_s فاکتور ایمنی
Sheorey et al. (۱۹۸۶)	$\sigma_p = \sigma_1 + ۰.۲۸ H \left(\frac{W}{h} - ۱ \right)$	عرض پایه به متر، H ارتفاع پایه به متر، σ_p مقاومت پایه مگاپاسکال، H عمق لایه یا ضخامت روباره
Bunting (۱۹۱۱)	$\sigma_p = \sigma_c \left(۰.۷ + ۰.۳ \frac{W}{h} \right)$	عرض پایه به متر، H ارتفاع پایه به متر، σ_p مقاومت پایه مگاپاسکال
Obert and Duvall (۱۹۷۶)	$\sigma_p = \sigma_1 \left(۰.۷۷۸ + ۰.۲۲۲ \frac{W}{h} \right)$ $۰.۲۵ < \frac{W}{h} < ۴$ $۲ < F_s < ۴$	عرض پایه به متر، H ارتفاع پایه به متر، σ_p مقاومت پایه مگاپاسکال
Holland (۱۹۶۴)	$\sigma_p = \sigma_1 \sqrt{\frac{W}{h}}$	عرض پایه به متر، H ارتفاع پایه به متر، σ_1 مقاومت یک پایه زغال‌سنگ با ابعاد $w=h=۱$ ، σ_p مقاومت پایه مگاپاسکال
Salamon and Munro (۱۹۷۶) سیستم متریک	$\sigma_p = ۷.۲ \frac{W^{۰.۴۶}}{h^{۰.۶۶}}$ $۱.۳۱ < F_s < ۱.۸۸$	به ترتیب عرض و ارتفاع پایه (متر)، σ_p مقاومت پایه (مگاپاسکال)، F_s فاکتور ایمنی
Salamon and Munro (۱۹۷۶) سیستم انگلیسی	$\sigma_p = ۱۳۲ \cdot \frac{W^{۰.۴۶}}{h^{۰.۶۶}}$	به ترتیب عرض و ارتفاع پایه (اینج)، σ_p مقاومت پایه (پوند بر اینچ مربع)، F_s فاکتور ایمنی

۲-۶ طراحی پایه

طراحی پایه شامل تعیین ابعاد مناسب آن باتوجه به نحوه بارگذاری مورد انتظار می باشد که برحسب ضریب اطمینان پیشنهادی توسط روش های تجربی و عددی طراحی صورت می پذیرد.

۲-۶-۱ محاسبه ابعاد پایه

در طراحی باتوجه به شرایط، باید یک نسبت استخراج خاص را برای معدن انتخاب کرد. اما دهانه اتاق و ابعاد پایه به چه میزانی باشد. دهانه اتاق را می توان توسط رده بندی های مهندسی سنگ به دست آورد. باتوجه به تئوری سطح تأثیر برای محاسبه ابعاد پایه های مربعی داریم:

$$R = \frac{A_m}{A_t} = \frac{A_t - A_p}{A_t} = 1 - \frac{A_p}{A_t} = 1 - \frac{W_p^2}{(W_A + W_p)^2} \quad (5-2)$$

$$W_p = \frac{W_A \sqrt{1-R}}{1-\sqrt{1-R}} \quad (6-2)$$

در این روابط، A_p : مساحت پایه، W_0 : عرض اتاق، A_t : سطح تأثیر پایه و R : نسبت بازیابی است.

۲-۶-۲ محاسبه ضریب ایمنی در طراحی پایه ها

ضریب اطمینان به عنوان یکی از معیارهای طراحی، سال ها است که توسط مهندسين استفاده می شود. در طراحی هر سازه برای این که بتوان از پایداری یا ناپایداری آن اطمینان حاصل کرد ضریب اطمینان آن سازه محاسبه می شود. ضریب اطمینان در مورد یک سازه از تقسیم نیروهای مقاوم بر نیروهای محرک به دست می آید. برای محاسبه ضریب اطمینان در مورد پایه ها از تقسیم مقاومت پایه بر تنش وارد بر پایه ضریب اطمینان محاسبه می گردد. به عنوان مثال در لحظه شکست پایه، تنش متوسط وارد بر پایه با مقاومت پایه مساوی است و ضریب اطمینان برابر واحد است یعنی:

$$S_p = \sigma_p \quad (7-2)$$

در این رابطه S_p : تنش وارد بر پایه و σ_p : مقاومت پایه است.

برای طراحی و داشتن ضریب ایمنی بایستی رابطه فوق را به صورت زیر بر حسب ضریب اطمینان بازنویسی کرد:

$$\sigma_p = F_s \times S_p \quad (8-2)$$

از آنجایی که انتخاب ضریب اطمینان در طراحی پایه‌ها تأثیر زیادی بر اقتصادی بودن معدن می‌گذارد رابطه ضریب اطمینان و نسبت استخراج به صورت رابطه زیر است:

$$\frac{\sigma_p}{F_s} = \frac{1}{1-R} \sigma_v \quad (9-2)$$

که در این روابط R: نسبت بازیابی، F_s : فاکتور ایمنی و σ_v : تنش قائم است.

انتخاب ضریب اطمینان در طراحی پایه خیلی مهم است زیرا با کوچک در نظر گرفتن ضریب اطمینان طراحی پایه امکان شکست سیستم پایه‌ها وجود دارد و در نتیجه باعث وقایع ناگوار و هزینه‌های بسیار زیاد دوباره سیستم معدنکاری می‌گردد. ضریب اطمینان طراحی پایه‌ها معمولاً بین ۲ تا ۱/۵ قرار دارد (Bieniawski, 1981). باتوجه به جدول ۲-۲ هر کدام از فرمول‌های مقاومتی پایه در یک محدوده خاص ضریب اطمینان قابل استفاده است که باتوجه به ضریب اطمینان پیشنهادی می‌توان از این روابط استفاده نمود. در روش جبهه کار طولانی در صورتی که تجربه به کارگیری این روش در منطقه موجود نباشد مقدار ضریب اطمینان پیشنهاد شده برای پایه‌های زنجیری مقدار ۱/۳ است (Howard, 1992). اصولاً مقدار ضریب اطمینان پیشنهاد شده برای پایه‌های حائل مقدار بزرگ‌تری از پایه‌های زنجیری است و نکته قابل توجه آن است که برخلاف پایه‌های مرسوم، پایه‌های تسلیم^۱ دارای ضریب اطمینان کمتر از یک می‌باشند و در واقع این پایه‌ها سازه‌هایی هستند که بارهای وارده از مقاومت آنها تجاوز می‌کند.

^۱ Yield pillar

۲-۶-۳ مراحل مختلف طراحی پایه

به طور خلاصه مراحل طراحی پایه به شرح زیر است (Bieniawski, ۱۹۸۷)

- با استفاده از اطلاعات زمین‌شناسی و نمونه‌های گرفته شده توسط کارهای اکتشافی نظیر حفر گمانه، مقاومت فشاری تک‌محوری ماده معدنی و کمرها، فاصله داری، وضعیت و جهت ناپیوستگی‌های زمین‌شناسی و شرایط آب‌های زیرزمینی بررسی شود. نمونه‌های مورد استفاده برای تعیین مقاومت زغال‌سنگ، نمونه‌های مکعبی یا استوانه‌ای شکل دارای قطر ۵۴ میلیمتر است.
- تعیین کیفیت توده سنگ با استفاده از رده‌بندی‌های مهندسی سنگ و تعیین عرض راهرو و نگهداری مناسب سقف.
- تعیین ضریب K (ضریب مربوط به مقاومت فشاری نمونه در آزمایشگاه و مقاومت فشاری پایه)
(پایه)
- محاسبه مقاومت پایه (جدول ۲-۲)، در این روابط عرض و مقاومت پایه مجهول هستند.
- محاسبه تنش متوسط وارد بر پایه بر اساس تئوری سطح تأثیر یا سایر روش‌های بیان شده با توجه به نوع روش استخراج و پایه برجای گذاشته شده و نیز هندسی پایه.
- انتخاب فاکتور ایمنی مناسب (معمولاً بین ۱/۵ تا ۲ قرار دارد) و محاسبه عرض پایه با توجه به رابطه زیر:

$$\sigma_p = F_s \times S_p \quad (۲-۱۰)$$

- با توجه به عرض پایه به دست آمده، درصد استخراج محاسبه و از نظر اقتصادی، اقتصادی بودن عملیات معدن‌کاری کنترل می‌شود.
- اگر درصد استخراج قابل قبول نباشد (عملیات اقتصادی نباشد) باید با کاهش عرض پایه درصد استخراج را افزایش داد سپس با توجه به عرض جدید ضریب ایمنی محاسبه شود.

- در صورت مناسب بودن فاکتور ایمنی و درصد استخراج، نتایج به دست آمده با کاربرد روابط دیگر مقایسه می شود.
- باتوجه به قضاوت مهندسی و در نظر گرفتن عوامل معدن کاری و زمین شناسی محل، پایه ها طراحی می شود.

۷-۲ پیشینه تحقیق

در روش جبهه کار طولانی ایمنی تونل ها، تخمین دقیق بار وارد بر آن و جابه جایی رخ داده از اهمیت بالایی برخوردار است و در صورت وجود فشار و جابه جایی زیاد باید سعی در طراحی مجدد سامانه نگهداری راهروها با پایه های اطراف کارگاه داشت. اطمینان از سامانه نگهداری انتخاب شده از لحاظ ایمنی و فنی - اقتصادی جهت حفظ تونل ها در یک معدن جبهه کار طولانی تا پیش از تخریب کارگاه از اهمیت بالایی برخوردار است. پایه ها با اهداف مختلفی چون کنترل توسعه تنش، حفاظت از تونل ها و پهنه های کناری، کنترل نشست زمین و غیره بر جای گذاشته می شوند. پایه ها باید دارای پایداری کافی باشند و بتوانند فشار حاصل از وزن روباره را تحمل کند. ابعاد بهینه پایه ها تحت تأثیر پارامترهایی چون عمق روباره، ضخامت لایه سقف، ارتفاع قابل کار، عرض تونل ها، مقاومت لایه زغال سنگ، مقاومت سنگ سقف و کف و عرض و طول جبهه کار است. (Hartman, ۱۹۹۶)، (Martin & Maybee, ۲۰۰۰)، (Watson, ۲۰۰۴)، (Murali et al, ۲۰۰۱). پایه حائل ستونی از زغال سنگ است که برای حفظ ورودی اصلی پهنه، بین کارگاه استخراجی و تونل های بالائی و پائینی در انتهای پهنه استخراجی بر جای گذاشته می شود. مهم ترین وظایف پایه های حائل به حداقل رساندن تأثیرات منفی پهنه های مجاور، حفاظت از کارهای معدنی در مقابل عوامل پیش بینی نشده، حفاظت از زیرساخت های مهم معدن تا پایان عمر معدن، کنترل توسعه تنش به تونل های اصلی معدن تا پایان عمر معدن است. به طور کلی مراحل طراحی پایه شامل: تعیین عرض پایه، تخمین بار (تنش) وارد بر پایه، تخمین مقاومت پایه، تخمین فاکتور ایمنی پایه است. طراحی عرض پایه های حائل بر اساس روابط تجربی و عددی

صورت می‌گیرد.

۲-۷-۱ روابط تجربی محاسبه عرض پایه حائل

همان طور که گفته شده پایه‌های حائل برای نگهداری راهروهای الی بر جا گذاشته می‌شود. برای طراحی این پایه‌ها چندین فرمول تجربی ارائه شده است که در جدول ۲-۳ آورده شده است.

جدول ۲-۳ روابط تجربی ارائه شده برای محاسبه عرض پایه حائل (عطائی، ۱۳۸۴)

پارامترها	رابطه ارائه شده	ارائه‌دهنده
h فاصله از سطح زمین، w_p عرض پایه حائل	$w_p = \frac{h}{1.0} + 4.5$	کینگ و ویتاگر
h فاصله از سطح زمین، w_p عرض پایه حائل	$w_p = 0.1h + 13.7$	قانون سرانگشتی معادن زغال‌سنگ بریتانیا
w_p عرض پایه حائل به متر، X_b عرض محدوده تسلیم به متر، C ثابت کاهش نمایی	$w_p = 4h + 0.1H + 6.1$ $w_p = 20 + 4H + 0.1h$ $w_p = 2(C + X_b)$ شرط استفاده $\frac{w_p}{H} < 0.6$	روش بازرسان معدن
w_p عرض پایه حائل به متر، H عمق از سطح زمین به متر، H ضخامت لایه به متر	$w_p = \frac{H \cdot w_p}{2133.6 - H}$	روش آمریکای شمالی
w_p عرض پایه حائل به متر، H عمق از سطح زمین به متر	$w_p = \frac{H - 54.9}{6.1} + 4.6$	قانون دون
w_{pa} ماکزیمم عرض قوس فشار، w_t عرض کلی راه روهای چند گانه که معمولاً از ۷۵ درصد ماکزیمم عرض قوس فشار بزرگتر نیست، w_{ba} عرض قوس فشار	$w_{ba} = \frac{w_{pa} + w_t}{2}$	روش قوس فشار

به‌طور کلی طراحی معدن و در نتیجه طراحی پایه‌ها که جزئی از طراحی معدن است در مراحل مختلف و باتوجه به اطلاعاتی که در هر مرحله موجود است، انجام می‌شود. در معادن زغال‌سنگ

طرز طراحی پایه‌ها بر اساس روش‌های تجربی انجام پذیرفته است. تاکنون روابط زیادی برای تعیین مقاومت پایه ارائه شده است. اکثر این روابط تجربی و برای منطقه خاصی صادق هستند. استفاده از روابط مقاومت پایه برای طراحی پایه‌ها در معادن دارای برتری‌ها و محدودیت‌هایی است. این روابط بر اساس تجربه‌های میدانی و آنالیز آماری داده‌های واقعی تدوین شده‌اند، بنابراین دارای اعتبار قابل قبولی هستند. در این میان روابطی مانند رابطه بنیائوسکی، سالامون و مانرو به صورت موفقیت آمیزی در بسیاری از طراحی‌ها استفاده شده است. پارامترهای ورودی این روابط زیاد نیستند ولی تعیین مقادیر ثابت آن‌ها دشوار است زیرا این مقادیر فقط برای بعضی از مناطق موجود است.

با وجود مزایای استفاده از روش‌های تجربی این روش‌ها دارای محدودیت‌هایی نیز هستند که کاربرد آنها را محدود می‌کند. همان طور که ذکر شد روابط تجربی ارائه شده مخصوص ناحیه خاص جغرافیایی هستند و امکان استفاده از آنها برای سایر نقاط خالی از اشکال نیست. در این روش‌ها ویژگی‌های توده سنگ اطراف پایه نادیده گرفته شده است. ضرایب ثابت استفاده در این روابط هیچ رابطه منطقی‌ای با پارامترهای توده سنگ پایه ندارند و برای محدوده خاصی از داده‌ها (پایه‌ها با نسبت عرض به ارتفاع کوچک‌تر از ۳) ارائه شده‌اند و برای تحلیل‌های خارج از آن فاقد اعتبار هستند و در اکثر این روابط تنش‌های محصورکننده در مقاومت پایه نادیده گرفته شده‌اند. (Mrugala et al, ۲۰۰۱).

اولین روابط تجربی برای محاسبه مقاومت پایه در سنگ‌های نرم و برای معادن زغال سنگ ارائه شده است. این روابط توسط سالامون (Salamon, ۱۹۶۷)، گرینوالد (Greenwald, ۱۹۶۱)، استیرت (Stear, ۱۹۵۴)، بیناوسکی (Bieniawski, ۱۹۶۸) و غیره ارائه شده است. روابط تجربی بر اساس تجربه‌های میدانی و آنالیز آماری داده‌های واقعی تدوین شده‌اند و پارامترهای ورودی پرشماری ندارند. با وجود مزایای مذکور، این روش‌ها دارای محدودیت‌هایی به شرح زیر هستند (Mrugala et al, ۲۰۰۱)

۱- عمدتاً منحصر به یک ناحیه خاص جغرافیایی هستند و استفاده از آنها برای سایر نقاط خالی از اشکال نیست.

۲- در این روابط ویژگی‌های توده سنگ اطراف پایه نادیده گرفته شده است.

۳- ضرایب ثابت استفاده شده در این روابط، هیچ رابطه منطقی با پارامترهای توده سنگ پایه ندارند.

۴- این روابط برای پایه‌هایی با نسبت عرض به ارتفاع مشخص ارائه شده‌اند و برای تحلیل‌های خارج از آن محدوده بدون اعتبار هستند.

۵- در اکثر این روابط نقش تنش محصورکننده در مقاومت پایه نادیده گرفته شده است. حال آن که در هر پایه پوسته خارجی پایه باعث به وجود آمدن تنش محصورکننده در قسمت میانی می‌شود.

۶ - تأثیر شیب لایه در نظر گرفته نشده است.

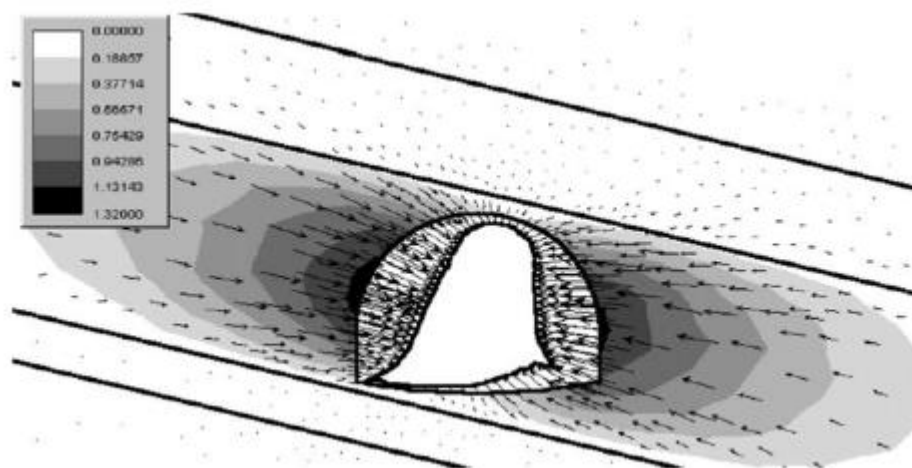
۲-۷-۲ روش‌های عددی

باتوجه به محدودیت‌های بیان شده در مورد روش‌های تجربی، استفاده از روش‌های عددی ضروری به نظر می‌رسد. روش‌های عددی امکانات مناسبی را در اختیار طراح قرار می‌دهد که با استفاده از آنها می‌توان شرایط مرزی مسئله، خصوصیات رفتاری پایه، کمر بالا و کمر پایین آن، چگونگی توزیع بار وارد بر پایه و نیز ترتیب مراحل استخراج را در طراحی پایه منظور نمود (Najafi et al, ۲۰۰۹).

در زمینه مدل‌سازی عددی پایه‌های زغالی در روش جبهه کار طولانی مطالعات زیادی انجام شده است که در ادامه به چند نمونه از آن اشاره شده است.

تورانو و همکاران^۱ به منظور طراحی سیستم نگهداری یک تونل حمل و نقل در معدن کاربونار^۲ در منطقه زغالی رنگوساتریش^۳، اندازه گیری های همگرایی انجام دادند. همان طور که در شکل ۲-۱۲ ملاحظه می شود، نتایج مدل سازی عددی نشان دادند که ناپیوستگی های توده سنگ بر روی هم گرایی های نهایی تأثیر زیادی دارند (Torano et al, ۲۰۰۲)

ژانگ و شن، تغییرات تنش جلوی جبهه کار در معادن زغال سنگ چند لایه ای چین را به صورت تجربی مورد بررسی قرار دادند. نتایج مدل سازی نشان داد که با پیشروی سینه کار، حداکثر تنش قائم در فاصله ۸ تا ۱۵ متری سینه کار، روند صعودی دارد و پس از آن به میزان محسوسی کاهش می یابد و در فاصله ۳۰ متری به حالت اولیه بازمی گردد. همچنین آنها دریافتند که تنش قائم در لایه پایین تراکمی بیشتر از لایه بالایی است و روند افزایش تنش در لایه پایینی بیشتر از لایه های بالایی است (Zhang and Shen, ۲۰۰۴)



شکل ۲-۱۱- مدل طراحی شده در تونل استخراجی معدن کاربونار (Torano et al, ۲۰۰۲)

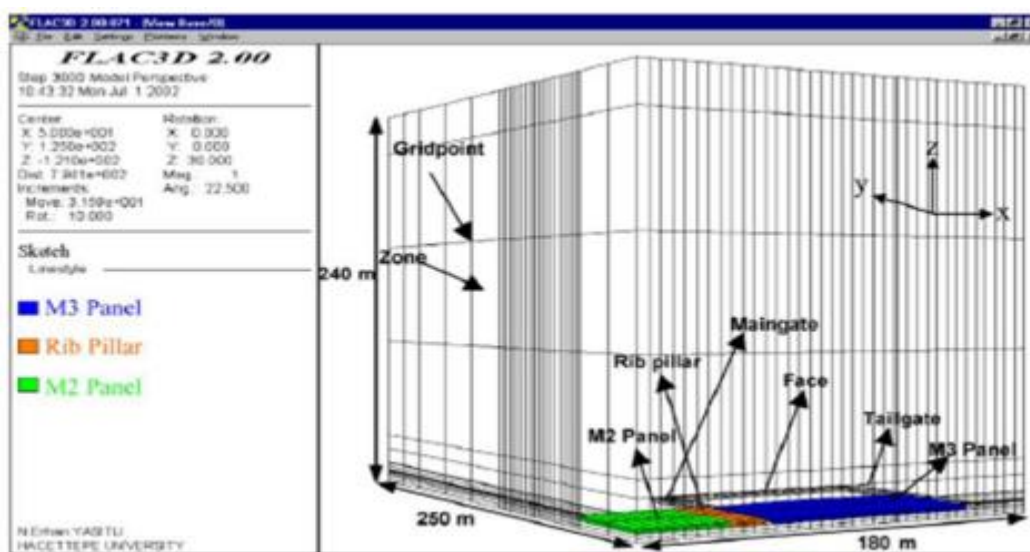
^۱Torano et al

^۲carbonar

^۳Rengos

ساستری و نایر با روش المان محدود به بررسی توزیع تنش روی پایه‌های زنجیری در حین استخراج روش جبهه کار طولانی پرداختند. بررسی‌هایی آنها نشان داده است که بیشترین تنش به لبه‌های پایه‌های زنجیری وارد می‌شود (Sastri & Nair, ۲۰۰۹).

یاسیتلی و همکاران در سال ۲۰۰۵، با استفاده از مدل‌سازی ۳ بعدی، سازوکار استخراج به روش تخریب از بالا را در نرم‌افزار FLAC^{۳D} مورد بررسی قرار دادند (شکل ۲-۱۲). برای این منظور پهنه استخراجی جبهه کار طولانی M^۳ معدن زیرزمینی اومرلر ۱ در ترکیه در نظر گرفته شد. نتایج مدل‌سازی نشان داد که حداکثر تنش قائم ۱۴/۴ مگاپاسکال در فاصله ۷ متری از سینه کار اتفاق می‌افتد. زغال در فاصله ۱/۵ متری از بالای سپر نگهدارنده در ابعاد مناسب خرد شده و به راحتی فرو می‌ریزد (Yasitli, and unver, ۲۰۰۵).

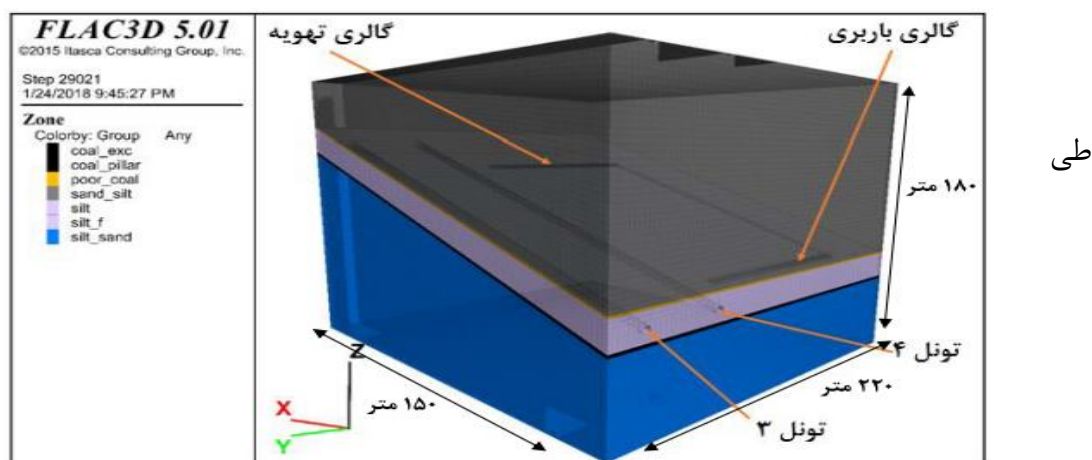


شکل ۲-۱۲- مدل ساخته شده توسط یاسیتلی و همکاران در نرم‌افزار FLAC^{۳D}

دباغ و همکاران با استفاده از روش ناپیوستگی جابه‌جایی مرتبه بالا و روش تفاضل محدود به بررسی میزان نشست زمین و کرنش‌های متناظر در اثر استخراج لایه‌های شیب‌دار به روش

جبهه کار طولانی پرداخته‌اند. در تحقیق مذکور تنش وارد بر پایه‌ها بررسی نشده است (Dabagh, ۲۰۰۹).

نجفی و همکاران با مدل‌سازی عددی به بررسی توزیع تنش‌های کناری و جلویی بر روی پایه‌های زنجیری در معدن زغال‌سنگ طبس پرداخته‌اند. (Najafi et al, ۲۰۱۰). مدل ساخته شده در این تحقیق در شکل ۲-۱۳ آورده شده است.



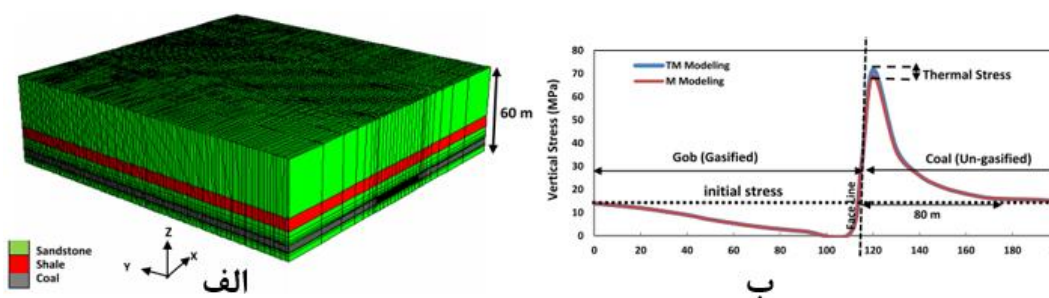
شکل ۲-۱۳- مدل ساخته شده توسط نجفی و همکاران در نرم‌افزار FLAC^{۳D}

مطالعات کوگان و همکاران^۱ با استفاده از مدل‌سازی عددی، تأثیر سقف با لیتولوژی ضعیف در پایداری نوئل ترابری معدن زغال مورد بررسی قرار گرفت. نتایج نشان داد که ضخامت گل سنگ نسبتاً ضعیف در سقف تونل، تأثیر به سزایی در گسترش شکست و ریزش سنگ سقف دارد (Coggan et al, ۲۰۱۲).

شعبانی و لی در سال ۲۰۱۳ با ارائه الگوریتمی برای مدل‌سازی عددی پهنه جبهه کار طولانی، به این نتیجه رسیدند که تنش‌های وارد بر پایه‌های زنجیری و سینه کار به دلیل تخریب بلافاصله سقف در پشت سینه کار به طور مداوم در حال تغییر است، (Shabanimashcool & li, ۲۰۱۳).

^۱ Coggan et al

نجفی و همکاران در سال ۲۰۱۴ با استفاده از مدل سازی عددی در نرم افزار FLAC^{3D}، به بررسی عرض پایه حائل در یک پهنه زغالی که تحت تأثیر تنش های ناحیه خرد شده ناشی از فرایند UCG در اطراف آن است، پرداختند (شکل ۲-۱۴، الف). نتایج مدل سازی نشان داد که بیشترین مقدار تنش ناشی از قسمت های تخریب شده، به سطح و لبه پایه وارد می شود (شکل ۲-۱۴، ب)



شکل ۲-۱۴- مدل ساخته شده توسط نجفی و همکاران

ایکسیوه و همکاران (۲۰۱۴) به تحلیل پایداری پایه های زغالی در لایه های شیب دار که به منظور جلوگیری از نفوذ آب به داخل کارگاه استخراج برجای گذاشته می شوند با استفاده از روش های تحلیلی و عددی پرداخته اند. بررسی های آنها نشان داده است که روش تجربی ارائه شده برای طراحی پایه های مذکور همخوانی خوبی با روش های عددی دارد (Xu, B., Yin, ۲۰۱۴).

ژون دی و همکاران (۲۰۱۴) به مدل سازی عددی ابعاد بهینه پایه برجای گذاشته شده در لایه زغال سنگ با شیب ۱۷ درجه پرداخته است. نتایج بررسی های انجام شده توسط ژون دی و همکاران بر روی ۶ مدل عددی بر روی پایه هایی با عرض ۳ تا ۱۰ متر نشان داده است که با افزایش عرض پایه احتمال شکست پایه کاهش می یابد و شکست پایه در پایه هایی با عرض ۳ متر بیشتر از سایرین است. نتایج بررسی های وی نشان داده است که پایه با عرض ۵ متر برای طراحی مناسب است. (Jun De, ۲۰۱۴)

نجفی و همکاران با استفاده از تحلیل احتمالاتی و مدل سازی عددی به احتمال شکست

پایه های زنجیری در معدن زغال سنگ طبس پرداختند (Najafi et al, ۲۰۱۶)

در ادامه گزیده ای از کارهای محققین پیشین پیرامون تحلیل عددی جنبه کار طولانی در

جدول ۲-۴ آورده شده است.

جدول ۲-۳- پیشینه تحقیق

محقق	موضوع تحقیق	نتیجه تحقیق
(Yavuz, ۲۰۰۴)	توزیع تنش ها در ناحیه تخریب و فاصله تعادلی تنش برجا در کارگاه افقی	رابطه تنش - کرنش سنگ های تخریبی را با پارامترهای مؤثر آن یعنی عمق کارگاه، ضخامت لایه، فاکتور تورم و مقاومت سنگ مطالعه و بر اساس بررسی های میدانی و آزمایشگاهی قبلی روابطی را در این زمینه ارائه نمود و سپس با ارائه یک مدل عددی مورد اعتبارسنجی قرارداد
(Shabanimashcool & Li, ۲۰۱۳)	شعبانی مشکول ولی، با استفاده از مدل سازی عددی به بررسی توزیع تنش بر روی پایه های حائل در معدن سوا نورد (Svea Nord) پرداختند	نتایج بررسی های انجام شده نشان داده است که حدود ۱۲ متر از پایه دچار شکست می شود و بیشتر پایه به صورت سالم و دست نخورده باقی می ماند. همچنین بررسی های آنها نشان داده است که پایه با عرض ۲۵-۳۰ متر می تواند پایداری تونل های اصلی را تأمین کند
(Gao, et al. , ۲۰۱۴)	بررسی تخریب در معادن زغال سنگ جنبه کار طولانی با استفاده از مدل سازی عددی	تعیین ویژگی های تخریب و گام تخریب اولیه و دوره ای
(Damghani, ۲۰۱۴)	به بررسی تأثیر شیب لایه بر میزان تنش ها و جابه جایی اطراف پهنه در معدن زغال سنگ طبس با استفاده از نرم افزار ۳D FLAC پرداخته است	بررسی های انجام شده نشان داده است که میزان حداکثر فشار پایه ای کناری برای دو شیب ۱۲ و ۴۲ درجه تقریباً یکسان است، با این تفاوت که در شیب ۴۲ درجه حداکثر تنش در فاصله کمتری از دیواره راهرو تشکیل می شود
(Qiangling , et al. , ۲۰۱۵)	به بررسی توزیع تنش های کناری بر روی راهروهای روش جنبه کار طولانی در اثر فرایندهای دینامیکی پرداختند	نتایج بررسی های آنها نشان داده است که ماکزیمم تنش های کناری وقتی به راهروها وارد می شود که فاصله از منطقه تخریب حدود ۸ متر است

ادامه جدول ۲-۴

به بررسی بالآمدگی کف تونل‌های معدن زغال سنگ طبس با استفاده از مدل‌سازی عددی پرداختند	باتوجه به شرایط مختلف سیستم نگهداری کف تونل‌های باربری معدن زغال سنگ طبس را پیشنهاد دادند	(Mansoori , et al. , ۲۰۱۷)
با مرور کارهای تحقیقاتی قبلی، مدلی تحلیلی بر اساس مشخصه‌های تنش - کرنش سنگ تخریبی ارائه نمودند	فاصله تثبیت تنش برجا و به فرم لگاریتمی ارائه شد و با مدل آزمایشگاهی آنها مورد تأیید قرار گرفت	(Wang, et al., ۲۰۱۷)
به بررسی توزیع تنش در کف لایه زغال سنگ در روش استخراج جبهه کار طولانی با تخریب زغال بالایی پرداختند	بررسی‌های انجام شده با مدل‌سازی عددی و مطالعات میدانی نشان داده است که شکل راهروها و آرایش آنها تأثیر بسزایی بر توزیع تنش دارد	(Cui , et al. , ۲۰۱۸)
به بررسی رفتار زمین در تونل پایینی روش جبهه کار طولانی در شرایط تنش افقی بالا پرداختند	بررسی‌های انجام شده نشان داده است که تنش‌های افقی تنش بسزایی در ناپایداری سقف تونل پایینی دارد و لازم است از سیستم نگهداری مناسب در این شرایط استفاده شود	(Zhang , et al. , ۲۰۱۹)

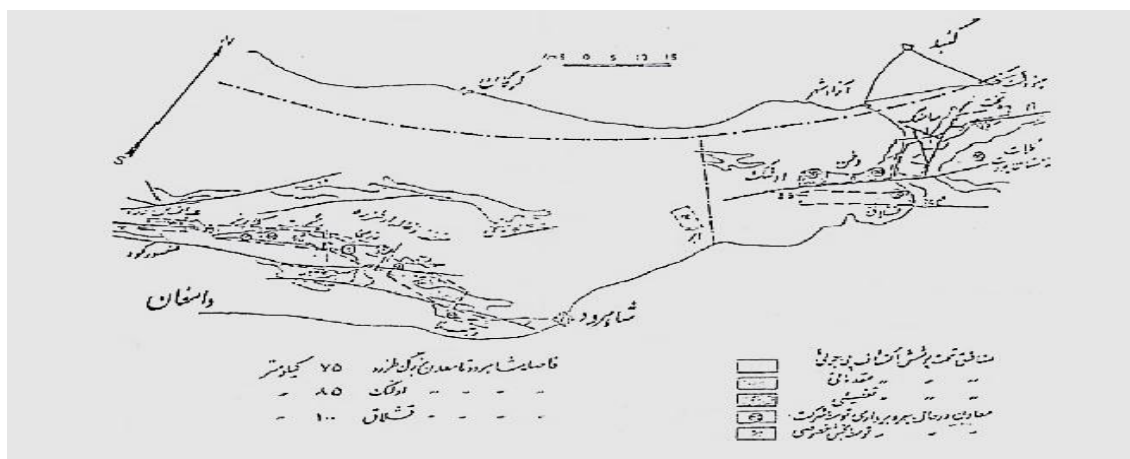
۲-۸ جمع‌بندی

در این فصل ابتدا به شرح روش استخراج جبهه کار طولانی، آماده‌سازی کارگاه استخراج و انواع سیستم نگهداری مورد استفاده در روش جبهه کار طولانی سنتی پرداخته شد. در ادامه به معرفی انواع پایه زغال سنگ، روش‌های طراحی پایه و مراحل طراحی پرداخته شد. در انتهای فصل پیشینه تحقیقات پیرامون روش‌های تجربی و عددی طراحی پایه در جبهه کار طولانی مورد بررسی قرار گرفت. فصل سوم به معرفی مورد مطالعاتی و اطلاعات مورد نیاز برای انجام پایان‌نامه خواهد پرداخت.

فصل ۳ : معرفی مورد مطالعاتی

۳-۱ مقدمه

شرکت زغال سنگ البرز شرقی از واحدهای تابعه شرکت ملی فولاد ایران و یکی از بزرگ‌ترین واحدهای تولیدکننده زغال سنگ کشور است که با هدف استخراج و تغلیظ زغال سنگ و ارسال آن به کارخانه ذوب آهن اصفهان برای تولید کک و احیای سنگ آهن و در نهایت تولید محصولات فولادی فعالیت می‌کند. عملیات اولیه اکتشاف مناطق اطراف شاهرود در سال ۱۳۴۸ شروع شد که طی آن منطقه زغال دار طزره مورد پی‌جویی قرار گرفت. اداره مرکزی شرکت در شهر شاهرود و مناطق معدنی تحت پوشش آن در پهنه‌ای به مساحت تقریبی ۳۰۰ کیلومترمربع و در محدوده دو استان مازندران و سمنان گسترده است. مناطق تحت پوشش شرکت زغال سنگ البرز شرقی در شکل ۱-۴ نشان داده شده است (گزارش اکتشاف ناحیه البرز شرقی، ۱۳۵۳).



شکل ۳-۱- مناطق معدنی تحت پوشش شرکت زغال سنگ البرز شرقی (گزارش اکتشاف ناحیه البرز شرقی، ۱۳۵۳)

۳-۲ منطقه معدنی طزره

این منطقه بخشی از دامنه جنوبی سلسله جبال البرز را تشکیل می‌دهد که در فاصله ۷۰ کیلومتری شمال غربی شاهرود و ۴۰ کیلومتری شمال شرق دامغان قرار گرفته و از لحاظ تقسیمات کشوری تابع استان سمنان می‌باشد. ارتفاع منطقه از سطح دریا ۱۸۰۰ متر و آبوهوای آن کوهستانی و دارای زمستان‌های سرد و پربرف و تابستان‌های معتدل می‌باشد. سازند زغال دار در این سری بخشی از سازند شمشک و دارای گسترش حدود ۴۰ کیلومتر با تناوبی از لایه‌های

زغالی، ماسه سنگ، سیلت استون و شیل است. این منطقه از غرب به شرق شامل معادن کلاریز، پشکلات، و رزمجا می‌باشد. معدن بزرگ طزره واقع در قسمت میانی منطقه طزره یعنی پشکلات به وسیله تونل بزرگی با سطح مقطع ۱۰ / ۵ مترمربع و به طول ۸۰۰ متر گشایش یافته است. شکل ۲-۳ راه دسترسی به منطقه معدنی زغال سنگ طزره را نشان می‌دهد.



شکل ۲-۳- راه دسترسی به منطقه معدنی طزره

۳-۳ تاریخچه مطالعات زمین‌شناسی

از نقطه نظر زمین‌شناسی، کلیه رسوبات زغال دار که در سلسله جبال البرز قرار گرفته‌اند، مجموعاً ناحیه زغالی البرز را تشکیل می‌دهند. زغال‌های منطقه مربوط به دوران دوم زمین‌شناسی و حدفاصل تریاس بالایی و ژوراسیک میانی می‌باشند. رشته کوه‌های البرز به صورت چین‌خوردگی سینوسی شکل تقریباً در امتداد غرب - شمال غرب و شرق - جنوب شرق در سرتاسر شمال ایران گسترش داشته و مناطق کم‌ارتفاع حاشیه دریای خزر را از فلات مرتفع ایران مرکزی جدا می‌کند (گزارش زمین‌شناسی معدن زغال سنگ البرز شرقی، دفتر زمین‌شناسی عمقی، ۱۳۵۵) از نظر مورفولوژی به علت جوان بودن چین‌خوردگی البرز، کوه‌های مرتفعی مناطق زغالی را در برمی‌گیرند. شیب در دامنه ارتفاعات بسیار تند و اکثر سنگ‌های آهکی مربوط به ژوراسیک میانی ستیغ‌ها را به وجود می‌آورند. از نظر زمانی سری‌های زغال دار البرز مربوط به تریاس فوقانی، ژوراسیک تحتانی تا اواسط ژوراسیک میانی هستند. زون زغال دار در این حوضه ضخامت بالی‌بر

۹۷۵ متر را شامل می‌شود. سری زغال دار K در زیربخش کلاریز مربوط به تریاس فوقانی و سری زغال دار P در زیربخش پشکلات مربوط به ژوراسیک تحتانی قرار دارد. سری زغال دار K شامل لایه‌های K_1 تا K_{28} و سری P شامل ۲۱ لایه زغالی از P_1 تا P_{21} می‌باشد. بین دو زیربخش کلاریز در پایین و زیربخش پشکلات در بالا زیربخش اسباب و روی سازند پشکلات زیربخش روزه با ترکیب ماسه سنگی قرار دارد. جنس لایه‌های سنگی اطراف زغال تناوبی از ماسه سنگ، سیلت-استون و به ندرت میان لایه‌های آرژیلیت، گاهی مواقع زغال و آرژیلیتهای زغالی است (نقشه زمین‌شناسی منطقه طزره، ۱۳۵۵). علی رغم این‌که از دید زمین‌شناسی ذخایر نسبتاً بزرگ زغال‌سنگ در این حوضه وجود دارد، به علت تفرق و کوچک بودن ذخایر قابل استخراج کیفیت پایین زغال به لحاظ میزان خاکستر و کک شوندگی، عدم یکنواختی ضخامت لایه‌ها و تکتونیک شدید، فعالیتهای اکتشافی محدود به مناطق مطلوب تر گشته و میزان ذخایر معدنی قابل استخراج چندان قابل توجه نیست. جنس زغال‌سنگ منطقه طزره گازی چرب تا کک شو چرب با مقدار خاکستر متوسط است. ذخایر قطعی و احتمالی آن به ترتیب ۲۱ و ۷۱۹ میلیون تن برآورد شده است. تولید روزانه این منطقه در ابتدا ۲۰۰ تن و هم اکنون بیش از یک هزار تن از کل زغال شرکت را تامین می‌کند. سازند شمشک در منطقه طزره بخشی از یال جنوبی یک ناودیس به نام ژئوسینگلینال میاناب که امتداد شرقی-غربی و به سمت غرب پلانژدار است و به ۱۰۰ الی ۳۰۰۰ متر ضخامت ۸۲ لایه زغالی دارد. ضخامت لایه‌ها بین ۵۰ تا ۱۵۰ سانتی‌متر و شیب لایه‌ها از شرق به غرب از ۲۵ تا ۶۵ درجه متغیر است. گسترده ترین لایه‌های زغالی این منطقه لایه‌های $P_1 - K_{19} - K_{23}$ است که لایه P_1 حدود ۵۰ درصد ذخایر این منطقه را در بر می‌گیرد (گزارش شرکت زغال‌سنگ البرز شرقی، ۱۳۷۰). استخراج روزانه این منطقه حدود ۱۰۰۰ تن می‌باشد. در معدن بزرگ (پشکلات زغال‌های واقع در افق‌های بالاتر از تونل بزرگ استخراج و برای استخراج از افق‌های واقع در زیر افق تونل بزرگ سه عدد اکلن با شیب ۲۵ درجه و یک اکلن برای باربری با شیب ۱۶ درجه حفر گردیده است. از این اکلن برای حمل زغال استخراج شده از

افق های زیرین به تونل مادر و سپس حمل ماده معدنی به فضای بیرون استفاده می شود. باتوجه به این که در مبحث پایداری سنگ سقف و طبقه بندی آن، مقاومت مکانیکی آن از اهمیت زیادی برخوردار است، مشخصات نمونه های سنگی برداشت شده از حفاری مغزه های شماره ۱۳۷۱ معدن رزمجا واقع در منطقه طزره که نشان دهنده ستون چینه شناسی حوضه البرز شرقی می باشد در جدول ۳-۱ آورده شده است (جوانشیر، ۱۳۸۷).

جدول ۳-۱- نتایج برداشت مغزه ها گمانه اکتشافی شماره ۱۳۷۱ معدن رزم جا

ردیف	نوع سنگ	ضخامت (متر)	مقاومت (مگا پاسکال)
۱	ماسه سنگ	۰/۲۰	۴۸
۲	ماسه سنگ	۰/۲۷	۴۵
۳	ماسه سنگ دانه متوسط	۰/۲۵	۴۶
۴	ماسه سنگ دانه متوسط	۰/۳۵	۶۲
۵	ماسه سنگ دانه متوسط	۰/۳۰	۱۰۸
۶	ماسه سنگ دانه متوسط	۰/۲۰	۵۴
۷	ماسه سنگ داندریز	۰/۲۸	۷۲
۸	ماسه سنگ داندریز	۰/۳۰	۷۱
۹	ماسه سنگ داندریز	۰/۲۵	۳۹
۱۰	ماسه سنگ داندریز	۰/۲۲	۶۸
۱۱	ماسه سنگ داندریز	۰/۳۵	۴۵
۱۲	تناوب ماسه سنگ و سیلت استون	۰/۲۵	۳۶
۱۳	تناوب ماسه سنگ و سیلت استون	۰/۳۵	۳۵
۱۴	تناوب ماسه سنگ و سیلت استون	۰/۳۳	۳۳
۱۵	تناوب ماسه سنگ و سیلت استون	۰/۳۵	۵۶
۱۶	سیلت استون	۰/۱۰	۴۸
۱۷	سیلت استون	۰/۳۳	۴۵
۱۸	سیلت استون	۰/۲۷	۶۴
۱۹	سیلت استون	۰/۳۰	۳۵
۲۰	سیلت استون	۰/۳۲	۳۰
۲۱	سیلت استون	۰/۳۳	۴۳
۲۲	آرژیلیت	۰/۲۰	۲۷
۲۳	آرژیلیت	۰/۳۰	۱۸
۲۴	آرژیلیت	۰/۳۲	۳۲
۲۵	آرژیلیت	۰/۲۷	۳۸

با بررسی جدول ۱-۳ می‌توان نتیجه گرفت که رسوباتی که لایه‌های زغالی قابل استخراج را در برمی‌گیرند عبارت‌اند از: ماسه سنگ‌های دانه‌ریز تا دانه‌درشت که گاهی ساختمان لایه‌ای دارند. سیلت استون‌ها با ساختمان‌های مختلف و آرژیلیت که بیشتر ساختمان یکنواختی دارد. ترکیب سنگ‌شناسی توالی رسوبی در این منطقه عبارت است از: انواع مختلف ماسه سنگ از دانه‌درشت تا دانه‌ریز، سیلت استون، شیل، آرژیلیت و مخلوطی از آنها. به‌علاوه ضخامت لایه‌های سنگی از ۰/۱ تا ۰/۴۰ و متوسط ۰/۲۵ متر می‌باشد. کمر بالا و کمر پایین مستقیم اکثر لایه‌های زغال را سیلت استون و گاهی ماسه سنگ و آرژیلیت تشکیل می‌دهد. وجود تکتونیک شدید با گسل‌هایی در جهات مختلف مناطق ضعیفی را تشکیل می‌دهند. در موقع آماده‌سازی و استخراج، بیشترین استحکام و کمترین ریزش را در درجه اول ماسه سنگ‌ها و بعد سیلت استون و سپس آرژیلیت و آرژیلیت‌های زغالی و در آخر زغال سنگ دارا است.

۱-۳-۳ وضعیت کلی زمین‌شناسی منطقه

۱- لایه‌های زغالی دارای شیب بین ۳۵ تا ۵۰ درجه هستند.

۲- ماسه سنگ‌های محکم و نسبتاً محکم و سیلتستون کمر بالا و کمر پایین لایه‌های زغال را تشکیل می‌دهند.

۳- رسوباتی که لایه‌های زغالی قابل استخراج را در برمی‌گیرند عبارت‌اند از:

ماسه سنگ‌های دانه‌ریز تا دانه‌درشت کوارتز دار که گاهی ساختمان لایه‌ای دارند سیلتستون‌هایی با ساختمان‌های مختلف و آرژیلیت که بیشتر ساختمان یکنواخت دارند کمر بالا و کمر پایین مستقیم اکثر لایه‌های زغال را سیلتستون تشکیل می‌دهد و گاهی ماسه سنگ و به‌ندرت آرژیلیت می‌باشد. به‌طور کلی در هنگام کارهای آماده‌سازی و استخراج بیشترین استحکام و کمترین ریزش را در درجه اول ماسه سنگ‌ها و بعد سیلتستون‌ها دارند. آرژیلیت زغالی و زغال دارای استحکام خیلی کم و ریزش زیاد هستند. نگهداری تونل و اشترک در برخورد با گسل‌های

بزرگ و در نزدیکی زون های تکتونیکی بسیار مشکل و نیازمند استحکام بندی زیاد و نگهداری کارگاه های استخراج در این موارد بسیار مشکل است.

۳-۴ مشخصات لایه زغالی K^8 رزمجا غربی

در منطقه طزره بر اساس اطلاعات زمین شناسی حاصل از گمانه ها، نقشه برداری سطحی، ترانشه زنی و تونل های اکتشافی متعدد چندین لایه زغال سنگ با قابلیت استخراج به اثبات رسیده است که لایه زغالی K^8 واقع در منطقه رزمجا غربی مورد مطالعه این پایان نامه قرار گرفته است.

مشخصات لایه زغالی به شرح زیر است:

شیب لایه: شیب لایه ۳۰ درجه است.

ضخامت لایه: ضخامت لایه از ۸۰ سانتی متر الی یک متر متغیر است.

سختی لایه: سختی لایه مشخصاً به گونه ای نرم است که با پیکور به راحتی کنده می شود.

جنس کمرها: کمر بالا ماسه سنگ کوارتز دار دانه درشت و کمر پایین ماسه سنگ کوارتز دار دانه ریز (شیل) می باشد.

۳-۴-۱ مشخصات کارگاه

مشخصات کارگاه استخراج لایه زغالی $k8$ به شرح زیر است:

➤ طول کارگاه: ۱۱۲ متر با احتساب پایه های حائل

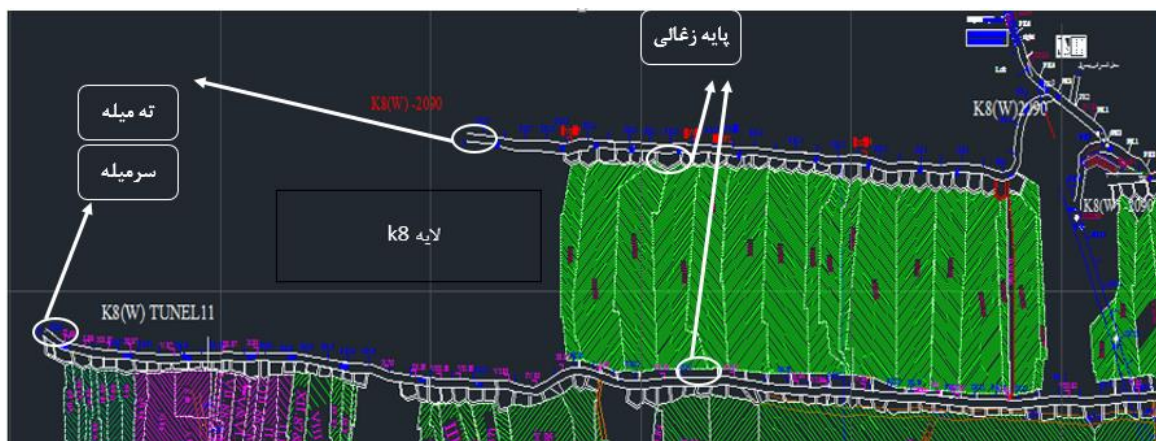
➤ عرض کارگاه: ۳ سیکل (هر سیکل برابر ۰/۸ الی یک متر است)

➤ شیب کارگاه: ۳۰ درجه

- حداکثر فاصله کارگاه تا اولین ردیف جرز: دو سیکل
- فاصله ستون‌های چوبی: ۰/۷ الی یک متر (مرکز به مرکز ستون)
- عرض پایه حائل: ۶ متر
- فواصل دویل نفرو و زغال ریز: ۶ متر
- روش استخراج: جبهه کار طولانی ساده

ضخامت لایه زغال ۸۰ الی ۱۰۰ سانتی‌متر، می‌باشد که به‌صورت پیشرو استخراج می‌شود، شکل مقطع تونل‌های پیشروی سر میله و ته میله، نعل اسبی می‌باشد. عرض تونل‌ها ۳ متر، ارتفاع تونل‌ها ۲/۵۰ متر و نگهداری این تونل‌ها به‌وسیله آرک‌های معدنی و لارده‌های چوبی انجام شده که این آرک‌ها به فاصله ۹۰ الی ۱۰۰ سانتی‌متر از هم نصب می‌شود.

باتوجه به گمانه اکتشافی شماره ۳۶۳ تناوب لایه‌ها به‌صورت سیلتستون، سندستون، زغال‌سنگ و زغال‌سنگ آرژلیت می‌باشد. لایه K^8 از نظر ضخامت، ساختمان، و پارامترهای کیفی دارای تغییرات نسبتاً کم و لایه‌ای با ثبات به شمار می‌رود. شکل ۳-۳ نقشه لایه K^8 را نشان می‌دهد که طول پهنه از ورودی غربی لایه تا انتها بیش از ۶۰۰ متر است.



شکل ۳-۳- نقشه لایه زغالی K^8

تونل‌های دسترسی به‌صورت دنباله‌رو در این لایه تونل سر میله (تهویه) می‌باشد که در افق ۲۱۵۳ حفر شده که از آن برای تهویه این لایه و همچنین باربری لایه بالاتر استفاده می‌شود. به همین ترتیب تونل ته میله که از آن برای باربری استفاده می‌شود در افق ۲۰۹۰ حفر شده است. همچنین برای دسترسی از سطح زمین به این لایه، یک تونل شیب‌دار به طول ۴۷۰۰ متر از سطح زمین در افق ۲۱۸۴ حفر شده که به اکلون نوار معروف می‌باشد. این تونل در انتها به‌صورت افقی حفر شده که در افق ۲۰۹۰ به‌صورت عمود بر لایه، لایه K۸ را قطع می‌کند و از آن ته میله به‌صورت دنباله لایه حفر شده. تونل ۱۱ از سطح زمین در افق ۲۱۵۳ به‌صورت عمود بر لایه، لایه K۸ را قطع کرده و از آن ته میله به‌صورت دنباله لایه حفر شده است. سطح مقطع تونل‌های دنباله لایه به شکل نعل اسبی با ارتفاع ۲/۵ متر و عرض ۳ متر می‌باشد که در شکل ۳-۴ نشان داده شده است.



شکل ۳-۴- ابعاد تونل‌های بازکننده لایه K۸

۳-۴-۲ مشخصات پایه‌های زغالی در اطراف تونل‌های باربری و

تهویه

در تونل باربری و تهویه طول و عرض پایه نگهدارنده ۶ متر می‌باشد. برای جلوگیری از ریزش زغال در زیر پایه زغالی در سمت دویل تهویه یک ردیف جرز به فاصله یک سیکل از یکدیگر بسته می‌شود و قسمت زیر زغال کاملاً تخته کشی می‌شود. در صورتی که کارگاه با سطح

ارتباط داشته باشد. فاصله جبهه کار تا دوپیل تهویه ۶ الی ۷ متر می‌باشد. کارگاه استخراج تحت هر شرایطی بایستی دوراه (زغال ریز و نفر رو) به تونل باربری و تهویه داشته باشد.

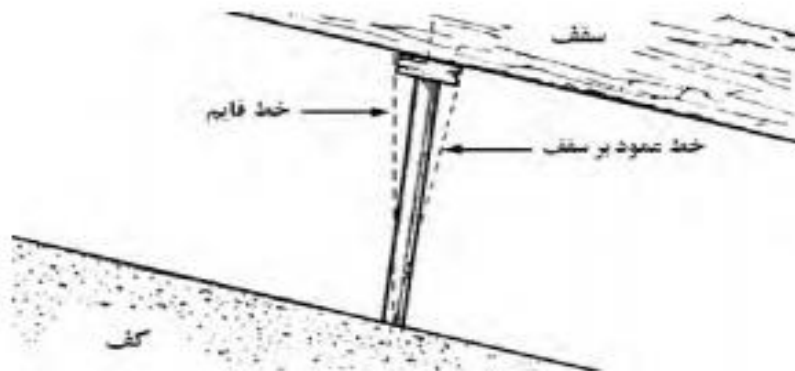
۳-۴-۳ تجهیزات نگهداری کارگاه

جنس تجهیزات نگهدارنده کارگاه استخراج چوب شامل ستون، تخته و جرز می‌باشد. ستون‌ها به قطر میانگین ۲۲ الی ۲۶ سانتی‌متر می‌باشد و به فاصله ۷۰ الی ۱۰۰ سانتی‌متر از هم نصب می‌شود و به‌ازای هر یک سانتی‌متر کاهش قطر ستون‌ها از ۲۲ سانتی‌متر، فاصله آنها به میزان ۵ سانتی‌متر کم می‌گردد و از نصب ستون‌های کمتر از ۱۸ سانتی‌متر می‌بایست خودداری شود.

عرض دوپیل‌ها و گالری‌ها در تونل‌های تهویه و باربری ۷۰ الی ۱۰۰ سانتی‌متر و فاصله ستون‌ها از هم نیز ۷۰ الی ۱۰ سانتی‌متر می‌باشد. برای جلوگیری از ریزش، بین ستون‌ها و کمر بالا تخته گذاری شده و سعی شود در بالای هر سه ستون تخته‌ای به عرض ۱۰ الی ۱۵ سانتی‌متر و به ضخامت بیش از دو سانتی‌متر نصب گردد، چنانچه کمرها خیلی سست و ریزشی باشد علاوه بر تخته‌های مذکور از تخته‌های دیگری به نام کمرکش نیز استفاده می‌شود. جرزها به‌صورت دو ردیفی و زیگزاگ به فاصله ۷۰ الی ۱۰۰ سانتی‌متر از هم‌بسته شده، به‌وسیله پاس یا گوه محکم می‌گردد. جرزهای کارگاه همراه با حرکت جبهه کار به جلو کشیده می‌شود بدین ترتیب که پس از استخراج یک سیکل زغال جرزهای قسمت استخراج شده بازو به ردیف جلو (به فاصله یک سیکل از جبهه کار) بسته می‌شوند. در قسمت‌هایی که کمر پایین سست می‌باشد به‌جای دو لبه در زیر ستون‌ها تخته گذاری می‌شود.

از بازکردن جرزها هم‌زمان با هم خودداری می‌شود بدین ترتیب که یک جرز را باز کرده و پس از محکم کردن در محل جدید جرز بعدی را باز می‌شود. در موقع باز کردن جرزها کارگران باید در محل امنی (زیر جرز به طرف سیکل ذغال) قرار گرفته و سپس نسبت به باز کردن جز اقدام نماید این کار می‌بایست توسط افراد مجرب و آموزش دیده انجام شود. در صورتی که

ضخامت کارگاه بیش از ۳ متر باشد جرزها در دو سیکل بسته شده و ابعاد آن می بایست بین ۱/۴ تا ۲ متر باشد. شکل ۳-۱۵ نحوه نصب صحیح پایه چوبی جهت نگهداری سقف در کارگاه را نشان می دهد.



شکل ۳-۵- نحوه نصب پایه چوبی در کارگاه

۳-۴-۴ نگهداری قسمت استخراج شده

روش نگهداری قسمت استخراج شده تخریبی می باشد که پس از کشیدن جرزها به جلو قسمت استخراج شده به آرامی تخریب می گردد.

چنانچه ضخامت کارگاه کمتر از ۵۰ سانتیمتر باشد بخشی از کمر بالا یا کمر پائین زده می شود تا ضخامت به ۵۰ سانتی متر برسد.

۳-۵ جمع بندی

در این فصل به معرفی منطقه معدنی طزره در قالب موقعیت جغرافیایی، زمین شناسی منطقه معدنی طزره، نحوه استخراج و در ادامه به معرفی ویژگی های لایه زغالی K۸ که در این تحقیق از آن به عنوان مورد مطالعاتی استفاده شده پرداخته شده است. در فصل چهارم به نحوه مدل سازی لایه زغالی K۸ پرداخته می شود.

فصل ۴: مدلسازی عددی

۴-۱ مقدمه

در این فصل به بیان جزئیات مدل سازی عددی لایه زغالی K₈ معدن زغال سنگ طزره پرداخته می شود. قبل از بیان جزئیات مدل سازی عددی، نرم افزار مورد استفاده در مدل سازی معرفی شده و علل انتخاب آن بیان می شود. در فرآیند مدل سازی، ابتدا محدوده مدل سازی تعیین شده از نقشه ارائه خواهد شد. پس از مشخص کردن محدوده مورد نظر ابعاد مدل عددی، جزئیات ابعاد بازکننده ها و نحوه ساخت مدل ارائه خواهند شد. در مرحله بعد مدل رفتاری مناسب برای توده سنگ معدن و همچنین مدل سازی بخش تخریبی ارائه خواهد شد. پس از مراحل فوق مدل حل شده و جزئیات آن از جمله مراحل تعادل اولیه، حفر تونل ها، نصب سیستم نگهداری و پایه های چوبی و جررها تشریح خواهند شد. در این فصل تحلیل عددی پهنه زغالی K₈ با پایه های حائل با عرض شش، پنج، چهار و سه متر که برای هر کدام از این ابعاد مدل های جداگانه ساخته شده است، در بحرانی ترین حالتی که پایه در آن قرار دارد (باتوجه به تنش قائم وارد بر آن) انجام گرفته است که در ادامه به تشریح این موارد می پردازیم.

۴-۲ معرفی نرم افزار FLAC^{3D}

نرم افزار FLAC یک برنامه دوبعدی و سه بعدی برای محاسبات ژئومکانیک مهندسی است و در بسیاری از مسائلی عمرانی و معدنی هم استفاده می شود. این برنامه قادر به شبیه سازی سازه های ساخته شده در خاک و سنگ است. از آن می توان برای بررسی پایداری استاتیکی و دینامیکی سازه های سنگی و خاکی زیرزمینی یا سطحی همچون شیب های سنگی استفاده کرد. همچنین معیارهای شکست مختلفی از جمله معیار شکست موهر - کولمب، دراگر پراگر و هوک و براون در این نرم افزار قابل تعریف هستند.

در این نرم افزار مواد به صورت المان های چندوجهی در یک شبکه سه بعدی که توسط کاربر برای تنظیم ابعاد و شکل هندسی مدل ایجاد می شود، ارائه می شود. هر المان برطبق قانون

خطی با غیرخطی تنش - کرنش که از پیش تعیین شده است، در پاسخ به نیروهای اعمالی یا محدودیت‌های مرزی رفتار می‌کند. مصالح قابلیت تسلیم شدگی و جریان یافتن را داشته و شبکه قابلیت تغییر شکل و حرکت به همراه مصالح را دارد (ITASCA, ۲۰۱۷). باتوجه به مطالب فوق و قابلیت‌های بسیار زیاد این نرم‌افزار در مدل‌سازی‌های ژئوتکنیکی در این پژوهش از نرم‌افزار FLAC^{3D} V۵ استفاده شده است.

۳-۴ مدل‌سازی لایه شماره K^۸ معدن زغال سنگ طزره

مدل‌سازی پهنه جبهه کار طولانی k^۸ معدن زغال سنگ طزره در نرم‌افزار FLAC^{3D} در ۵ مرحله به ترتیب زیر صورت پذیرفته است:

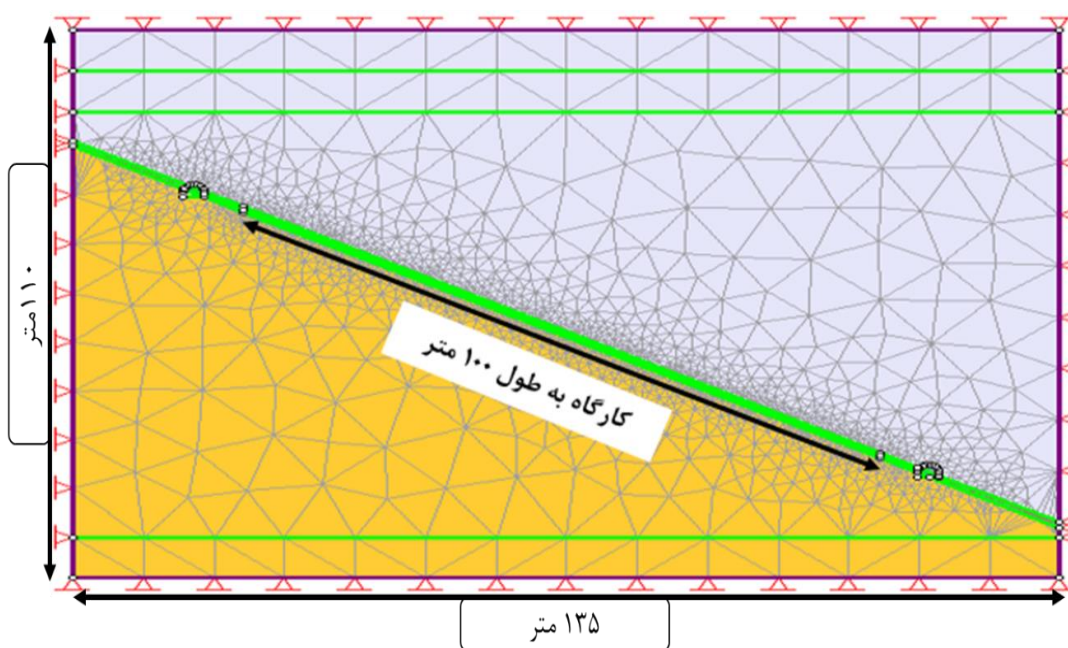
- مشخص کردن مرزها و خصوصیات مواد.
- تشکیل هندسه مدل و مش بندی.
- اعمال شرایط مرزی و شرایط اولیه.
- انجام عملیات حفر راهروها و استخراج پهنه‌های فوقانی و تحتانی و تخریب منطقه و سپس نسبت دادن خصوصیات تخریبی به مواد.
- به دست آوردن نتایج

۳-۴-۱ هندسه مدل و مش بندی

پهنه‌های جبهه کار طولانی معمولاً ابعاد بزرگی نسبت به سایر روش‌های استخراج زیرزمینی دارند. ابعاد مدل باید به گونه‌ای انتخاب شود تا تأثیر شرایط مرزی بر روی نتایج به حداقل ممکن برسد لایه زغالی K^۸ معدن طزره حدود ۷۰۰ متر طول دارد که به دلیل سنگین شدن مدل و طولانی شدن زمان تحلیل، بخشی از این محدوده در مدل‌سازی عددی در نظر گرفته شده است.

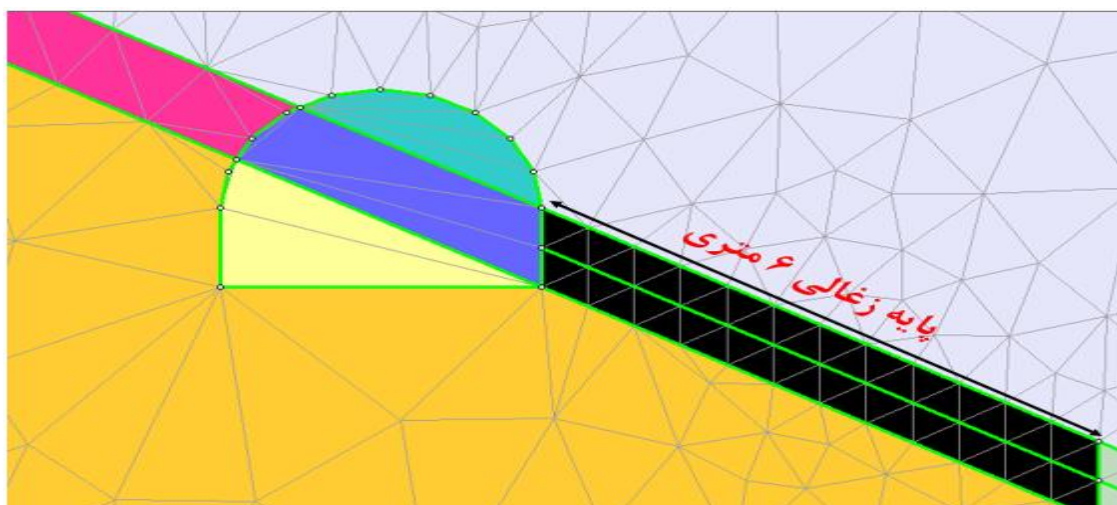
طول جبهه کار زغالی مابین دو تونل بالائی و پائین ۱۱۲ متر است که در مدل‌سازی در راستای محور X، ۱۱۲ متر در نظر گرفته شده که با احتساب دوپایه حائل ۶ متری طول واقعی کارگاه استخراج ۱۰۰ متر در نظر گرفته شده است. به‌طور کلی طول مدل در راستای محور X، ۱۳۵ متر می‌باشد که به لحاظ تأثیر نپذیرفتن معادلات تنش و کرنش در تحلیل مدل عددی نسبت به شرایط مرزی، بیش از ده برابر شعاع تونل در اطراف مدل جزع مدل‌سازی در نظر گرفته شده است. طول کلی پهنه بیش از ۷۰۰ متر می‌باشد که دارای ۴۸۰ متر پیشروی است و در هندسه مدل به‌منظور برقراری شرایط تقارن و کاهش زمان تحلیل برنامه کامپیوتری ۲۰۰ متر در راستای محور Y در نظر گرفته شده است. به علت شیب‌دار بودن لایه زغالی نیاز به افزایش ارتفاع مدل است تا شرایط مرزی و تنش‌های برجا به نزدیک‌ترین حالت نسبت به شرایط حقیقی محیط برسد که با در نظر گرفتن شیب ۳۰ درجه‌ای لایه زغالی در کمترین حالت از تاج تونل سر میله ۳۱ متر و در بیشترین حالت از تاج تونل ته میله ۸۷ متر روباره تحت مدل‌سازی قرار گرفته است، به‌طور کلی ابعاد مدل در راستای محور Z، ۱۱۰ متر در نظر گرفته شده است که جهت مثبت محور به سمت بالا است.

هندسه مدل در ابتدا به‌صورت دوبعدی در نرم‌افزار Phase ۲ ساخته شده و توسط المان‌های مثلثی مش بندی شده این المان‌ها به‌منظور نشان دادن توزیع بهتر تنش در مدل، در نواحی ایجاد پایه حائل و لایه زغال‌سنگ دارای ابعاد و شبکه منظم و ریزتری هستند. ابعاد المان‌های دربرگیرنده در لایه زغال‌سنگ استخراجی در امتداد محور X, Z و Y به ترتیب ۵/، ۲۵/، متر و یک متر در نظر گرفته شده (شکل ۴-۲). هندسه و ابعاد مدل ساخته شده در نرم‌افزار Phase ۲ در شکل ۴-۱ آورده شده است.

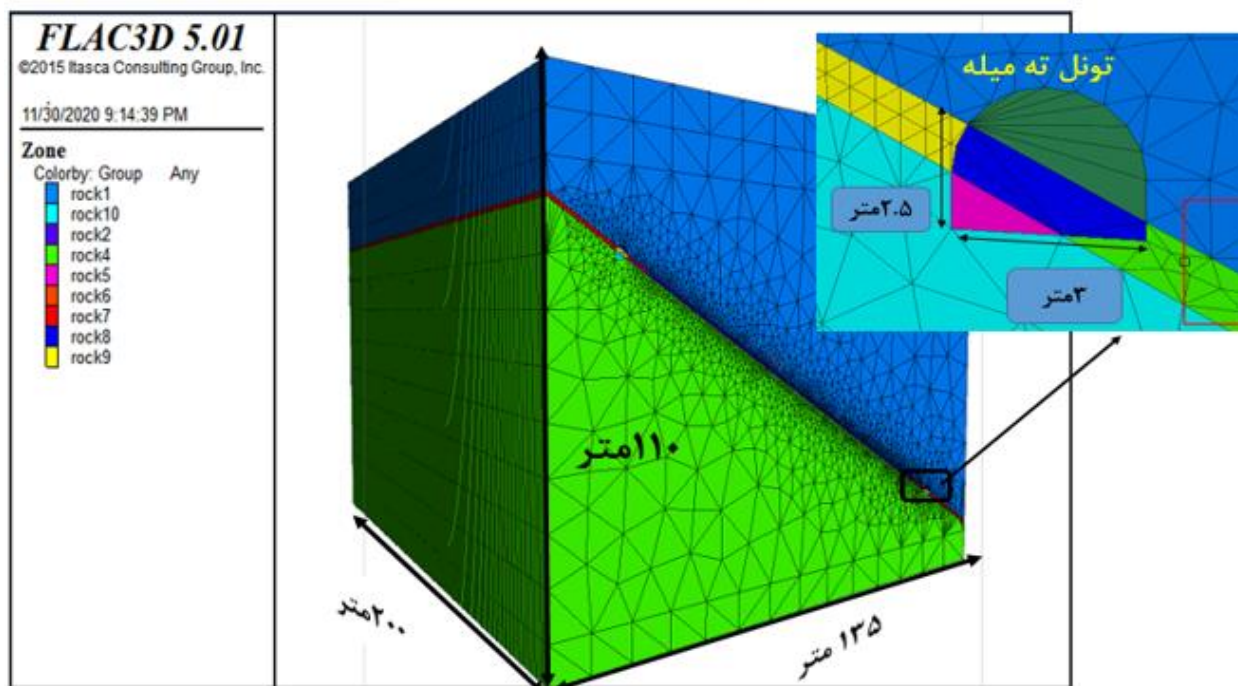


شکل ۱-۴- هندسه دوبعدی مدل ساخته شده در نرم افزار Phase۲

پس از ساخت مدل به صورت دوبعدی در نرم افزار Phase۲ با استفاده از نرم افزار F۲F مدل در جهت y به اندازه ۲۰۰ متر با المان های یک متری با نسبت یک گسترش داده شده است و به خروجی قابل قرائت توسط نرم افزار FLAC تبدیل شده است. در شکل ۳-۴ مدل سه بعدی لایه K۸ معدن زغال سنگ طزره در نرم افزار FLAC۳D نشان داده شده است. تعداد زون های تشکیل دهنده مدل عددی ۱۰۳۸۰۲۰، زون می باشد.



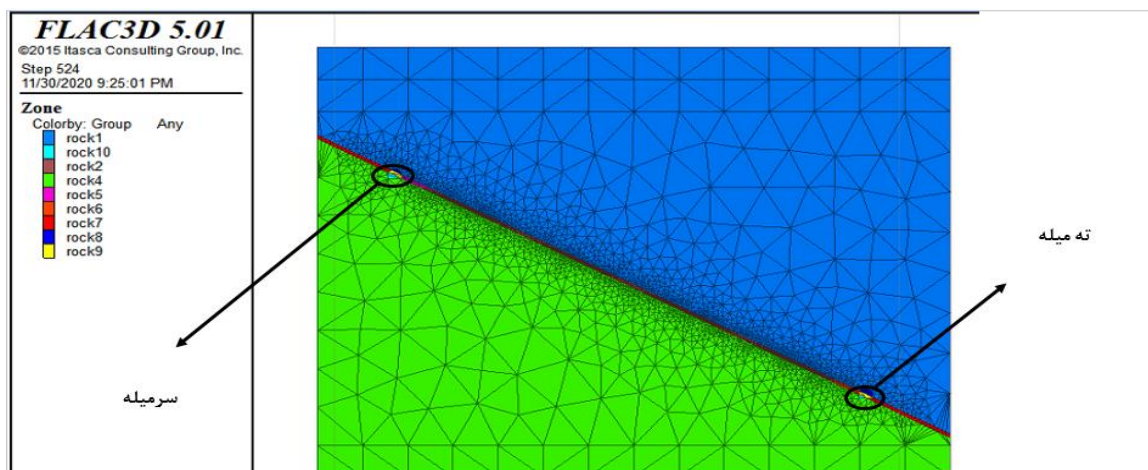
شکل ۲-۴- نمایی از تونل و پایه زغالی مدل شده در نرم افزار Phase ۲ (نمای روبرو)



شکل ۴-۳- ابعاد پهنه استخراجی و ابعاد تونل‌ها و مش بندی لایه زغال و اطراف حفاری

۴-۴ طراحی شبکه معدن

شبکه معادنی که به صورت جبهه کار طولانی استخراج می‌شوند ساده و کارآمد هستند. این شبکه از یک بازکننده اصلی، سر میله، ته میله و راهروی شریانی تشکیل شده است. بازکننده‌های اصلی لایه K۸ شامل تونل‌های عمود بر لایه اوکلون نوار و تونل ۱۱ می‌باشد که به دلیل بررسی قسمت غربی لایه زغالی در مدل‌سازی آورده نشده است. راهروی شریانی در اینجا یک دوپل نفر رو به عرض و ارتفاع یک متر تا ۷۰ سانتی‌متر می‌باشد که سر میله و ته میله را به هم وصل کرده و همچنین منجر به شکل‌گیری کارگاه استخراجی می‌شود. در شکل ۴-۴ می‌توان محل قرارگیری سر میله و ته میله را مشاهده کرد.



شکل ۴-۴- محل قرار ته میله و سر میله در مدل

در جدول ۴-۱ ابعاد حفاریات مختلف پهنه زغالی k_8 آورده شده است.

جدول ۴-۱- ابعاد شبکه حفاریات پهنه زغالی k_8

ارتفاع	عرض	
سر میله	۳ متر	۲/۵ متر
ته میله	۳ متر	۲/۵ متر
دویل نفر رو	۱ متر	۰/۷-۱ متر

۴-۵ تعیین مدل رفتاری

در پروژه‌های ژئومکانیکی ابتدا یک مدل رفتاری به توده سنگ ساخته شده اعمال می‌شود

تا رفتار توده سنگ را در مدل شبیه‌سازی کند. هنگام انتخاب مدل رفتاری برای یک تحلیل

مهندسی خاص، باید دو نکته زیر را در نظر گرفت:

۱- ویژگی‌های معلوم ماده‌هایی که مدل می‌شود

۲- هدف از تحلیل

برای بررسی رفتار مواد و مدل ساخته شده از مدل‌های رفتاری متناسب با مواد و مدل استفاده می‌شود.

هر مدل رفتاری برای نشان دادن نوع خاصی از رفتار بنیادی که عموماً وابسته به خصوصیات زمین‌شناسی است، گسترش داده شده است (Itasca , FLAC^{3D} Manual) مدل رفتاری در FLAC^{3D} به سه دسته اصلی، تهی، الاستیک و پلاستیک تقسیم‌بندی می‌شود که مهم‌ترین آنها به صورت زیر است:

۴-۵-۱ مدل تهی

این مدل رفتاری برای قسمت‌هایی از مواد که حفاری شده و حذف می‌شوند، استفاده می‌گردد.

(Itasca , FLAC^{3D} Manual)

۴-۵-۲ مدل رفتاری الاستیک

این مدل رفتاری برای مواد همسانگرد، همگن، پیوسته که رفتار تنش - کرنش خطی از خود نشان می‌دهند استفاده می‌شود.

۴-۵-۳ مدل رفتاری پلاستیک

الف: مدل رفتاری موهر - کولمب

مدل رفتاری موهر - کولمب بیشترین کاربرد را در مطالعات مهندسی دارد. همچنین پارامترهای مدل موهر کولمب برای چسبندگی و زاویه اصطکاک از دیگر مشخصات مواد زمین مهندسی در دسترس تر است. مدل‌های رفتاری از قبیل همه‌جا درزه، کرنش نرم‌شوندگی، کرنش نرم‌شوندگی غیرخطی همه‌جا درزه و مدل پلاستیک تسلیم ثانویه در واقع تغییر یافته مدل موهر - کولمب هستند. اگر اطلاعات وارد شده از دقت و ارزش بالایی برخوردار باشند، این مدل‌ها و مدل موهر کولمب نتایج یکسانی را تولید می‌کند. از مدل رفتاری موهر - کولمب در مواد سست، مواد دانه‌ای سیمانی شده، خاک، سنگ، بتن استفاده می‌شود. (Itasca , FLAC^{3D} Manual)

ب: مدل رفتاری هوک براون

مدل رفتاری هوک - براون یک رابطه تجربی است که یک سطح شکست غیرخطی نمایش‌دهنده حد مقاومت برای ماده سنگ همسانگرد و توده سنگ است، همچنین این مدل شامل یک قانون جریان پلاستیک است که تغییر یافته یک تابع از میزان تنش محصورکننده است (Itasca , FLAC^{3D} Manual)

در این تحقیق جهت مدل‌سازی و به تعادل رساندن اولیه مدل برای کلیه توده سنگ‌های دربرگیرنده مدل و باتوجه به اینکه برخی مدل‌ها به غیر هوک - براون در واقع تغییر یافته مدل موهر - کولمب هستند و پرکاربرد بودن مدل موهر - کولمب، از مدل رفتاری موهر کولمب استفاده شده است.

۴-۶ تعیین خواص توده سنگ معدن

یکی از مهم‌ترین بخش در مدل‌سازی عددی نسبت دادن خصوصیات مواد به مدل است. مدل جبهه کار طولانی از سه گروه لایه زغال سنگ، گروه سقف (کمر بالا) و کف (کمر پائین) تشکیل شده است. خصوصیات فیزیک و مکانیکی سنگ در برگیرنده پایه و لایه زغال سنگ طی چند مرحله نمونه‌گیری و انجام آزمون‌های آزمایشگاهی تعیین شد.

۴-۶-۱ تعیین چگالی کمر بالا و کمر پائین

هدف از انجام این آزمایش، تعیین تخلخل، چگالی خشک و دیگر خواص وابسته به آن است. این روش برای نمونه‌های سنگی با اشکال هندسی منظم، نامنظم و یا قطعات سنگی استفاده می‌شود. همچنین نمونه نباید ترد و شکننده باشد و بدون تورم بوده و به دلیل قرارگرفتن در آب یا گرم‌خانه تجزیه و متلاشی نشود. در شکل ۴-۵ وسایل جهت انجام آزمایش تعیین چگالی به روش غوطه‌وری نشان داده شده است.



شکل ۴-۵- تعیین چگالی کمر بالا و کمر پائین به روش اشباع و غوطه‌وری

مراحل زیر در مورد این آزمایش اجرا می‌شود (دستورالعمل انجام آزمایش‌های مکانیک سنگ دانشگاه صنعتی شاهرود):

الف- دست کم ۱۰ قطعه نمونه معرف سنگ برای این آزمایش با اشکال هندسی منظم یا نامنظم که هریک وزنی کم‌تر یا معادل ۱۰۰ گرم یا ابعادی دست کم ۱۰ برابر بزرگ‌ترین سنگ دانه (هرکدام که بزرگ‌تر باشد) داشته باشند، تهیه می‌شود.

ب- نمونه با آب شسته می‌شود تا گردوغبار سطحی آب برطرف شود، نمونه در داخل آب و در خلا کمتر از ۸۰۰ پاسکال (۶ تور) به مدت دست کم یک ساعت قرار داده می‌شود تا اشباع گردد. در این مدت باید نمونه را به طور متناوب حرکت داد تا حباب‌های هوای آن خارج شود.

د- نمونه را به داخل سبد گذاشته و آنها را وارد وان آب کرده در این حالت سبد با سیم به ترازو آویزان می‌شود. جرم اشباع غوطه‌ور سبد و نمونه با دقت ۰/۱ گرم اندازه‌گیری می‌شود. جرم اشباع غوطه‌ور نمونه (M_{sub}) از تفاضل جرم اشباع - غوطه‌ور سبد و نمونه از جرم غوطه‌ور سبد به دست می‌آید.

ه- ظرف و درپوش آن کاملاً تمیز و خشک شده و جرم آن (A) اندازه‌گیری می‌شود.

و- نمونه از داخل وان آب خارج شده و سطح آن با دستمال مرطوب خشک می‌شود. باید مراقب بود که تنها آب سطحی خشک شده و هیچ ذره‌ای از سنگ جدا نشود. نمونه در ظرف قرار گرفته و جرم آن (B) اندازه‌گیری می‌شود.

ز- نمونه در درجه حرارت ۱۰۵ درجه سانتی‌گراد تا رسیدن به وزنی ثابت خشک شده و سپس به مدت ۳۰ دقیقه در دسیکاتور قرار داده تا خنک شود. جرم نمونه خشک و ظرف اندازه گرفته می‌شود (C).

ح- مراحل بالا برای تک تک نمونه‌ها تکرار می‌شود.

نتایج به دست آمده از انجام آزمایش تعیین چگالی به روش اشباع و غوطه‌وری برای کمر بالا و پائین ماده معدنی به ترتیب در جدول‌های ۲-۴ و ۳-۴ آورده شده است:

جدول ۲-۴- نتایج آزمایش تعیین چگالی برای کمر بالا ماده معدنی

شماره نمونه	جرم اشباع غوطه‌ور M sub (g)	جرم اشباع سطح خشک M sut خشک (g)	حجم نمونه V(Kg/m ³)	جرم خشک Ms (g)
۱	۳۳/۴۹	۵۲/۰۶	۳۰/۰۴۷ e-۵	۵۱/۶۶
۲	۳۶/۷۸	۵۷/۶۷	۳۰/۱۸۵e-۵	۵۷
۳	۷۲/۶۹	۱۱۵/۳۴	۳۰/۲۳۶e-۵	۱۱۴/۱۴
۴	۵۰/۰۲	۷۸/۵۸	۳۰/۴۲۴ e-۵	۷۷/۸۸
۵	۴۷/۲۰	۷۴/۸۱	۳۱/۰۴۷e-۵	۷۴/۱۰
۶	۵۰/۶۵	۸۰/۲۸	۳۰/۷۰۴e-۵	۷۹/۴۶
۷	۵۶/۲۴	۸۸/۶۷	۳۱/۴۷۰e-۵	۸۸/۰۲
۸	۷۵/۴۵	۱۱۸/۹۰	۲۹/۰۴۷e-۵	۱۱۷/۹۵
۹	۵۶/۴۵	۸۹/۳۹	۳۱/۰۴۷e-۵	۸۸/۵۵
۱۰	۴۵/۳۷	۷۰/۹۶	۳۲/۰۰e-۵	۷۰/۴۲
۱۱	۵۲/۰۹	۸۲/۰۳	۳۰/۰۴۷e-۵	۸۱/۳۵

باتوجه به مقادیر حاصله هر نمونه سنگ از کمر بالای ماده معدنی چگالی خشک کمر بالا از رابطه ۱-۴ به دست می‌آید:

$$\rho_d = \frac{Ms}{V} \quad (۱-۴)$$

که در آن M_s ، جرم خشک و V ، حجم نمونه است.

$$\rho_d = \frac{M_s}{V} = 2686,661$$

جدول ۴-۳- نتایج آزمایش تعیین چگالی برای کمر پائین ماده معدنی

شماره نمونه	جرم اشباع غوطه‌ور $M_{sub} (g)$	حجم نمونه $V(Kg/m^3)$	جرم اشباع با سطح خشک $M_{sut} (g)$	جرم خشک $M_s (g)$
۱	۶۶/۲۲	$4/003 e^{-5}$	۱۰۶/۱۳	۱۰۴/۶۳
۲	۴۷/۳۷	$2/901 e^{-5}$	۷۶/۳۰	۷۴/۸۱
۳	۶۴/۳۲	$3/838 e^{-5}$	۱۰۲/۵۹	۱۰۱/۲۷
۴	۵۰/۴۹	$2/635 e^{-5}$	۸۳/۸۵	۸۲/۱۱
۵	۴۵/۰۴	$3/511 e^{-5}$	۷۱/۵۰	۷۰/۵۲
۶	۵۸/۴۴	$4/422 e^{-5}$	۵۸/۴۴	۹۱/۹۸
۷	۷۲/۸	$3/366 e^{-5}$	۱۱۷/۳۹	۱۱۵/۶۵
۸	۵۵/۹۶	$4/707 e^{-5}$	۸۹/۵۲	۸۸/۳۳
۹	۷۹/۳۵	$3/449 e^{-5}$	۱۲۶/۲۸	۱۲۴/۶۹
۱۰	۵۸/۰۵	$3/923 e^{-5}$	۹۲/۴۴	۹۱/۲۹

باتوجه به مقادیر حاصله هر نمونه سنگ از کمر پائین ماده معدنی، چگالی خشک کمر پائین از رابطه

۴-۱ به دست می‌آید:

$$\rho_d = \frac{M_s}{V} = 2625,199$$

۴-۶-۲ تعیین مقاومت فشاری تک محوره سنگ

مقاومت فشاری یک محوره یکی از مهم‌ترین پارامترهایی است که در اکثر پروژه‌های مهندسی سنگ مورد نیاز است. اما انجام آزمایش تک‌محوری مستلزم آماده‌سازی دقیق نمونه و در اختیار داشتن دستگاه‌های گران و حساس می‌باشد و درعین حال نتایج حاصل از آن وابستگی شدیدی به شیوه بارگذاری دارد؛ بنابراین انجام دقیق و صحیح مقاومت فشاری تک‌محوری پرهزینه و وقت‌گیر است. به‌منظور رفع این اشکالات و تعیین سریع شاخصی برای نشان‌دادن مقاومت سنگ، آزمایش بار نقطه‌ای پیشنهاد گردید. این آزمایش در مرسوم‌ترین شیوه خود روی

مغزه های سنگی و به صورت قطری و محوری انجام می گیرد. (دستورالعمل انجام آزمایش های مکانیک سنگ دانشگاه صنعتی شاهرود)

این روش آزمایش برای تعیین شاخص مقاومت بار نقطه ای سنگ به کار می رود و به دلیل قابل حمل بودن دستگاه می توان آن را در صحرا یا آزمایشگاه انجام داد. هدف از این آزمایش، تعیین یک شاخص مقاومتی می باشد که در طبقه بندی و تعیین خصوصیات سنگ استفاده می گردد. این روش در مورد سنگ های سخت با مقاومت فشاری بالای ۱۵ مگاپاسکال (۲۲۰۰ پوند بر اینچ مربع یا ۱۵۵ کیلوگرم بر سانتیمتر مربع) کاربرد دارد. با داشتن شاخص مقاومت بار نقطه ای می توان مقاومت فشاری تک محوری سنگ را برآورد نمود.

با این روش علاوه بر تعیین شاخص بار نقطه ای می توان شاخص ناهسنگردی مقاومت با نقطه ای را تعیین نمود. این شاخص عبارت است از نسبت مقاومت های بار نقطه ای در جهت هایی که حداکثر و حداقل مقاومت را دارند.

در این آزمایش نمونه ها سنگ که می تواند به شکل یا شکل مغزه، بلوک و یا کلوخه ای نامنظم باشد، توسط اعمال بار متمرکز از طریق یک جفت کله مخروطی شکل که نوک آنها کروی شکل است شکسته می شود. شکل ۴-۶ نحوه تهیه مغزه به قطر ۵۴ میلی متر از نمونه برداشته شده از کارگاه پیشروی k_8 و شکل ۴-۷ استانداردسازی مغزه های تهیه شده جهت انجام آزمایش بار نقطه ای را نشان می دهد. نکته خیلی مهم در این آزمایش نحوه شکست نمونه ها می باشد. طبق استاندارد بار باید به آرامی افزایش یابد تا گسیختگی در مدت ۱۰ الی ۶۰ ثانیه اتفاق بیفتد سپس بار در لحظه گسیختگی (P) یادداشت می گردد.



شکل ۴-۶- مغزه گیری از نمونه‌های برداشته شده از کارگاه معدن جهت انجام آزمایش بار نقطه‌ای



شکل ۴-۷- استانداردسازی ابعاد نمونه‌ها به طول ۴ سانتی‌متر جهت بارگذاری

شکل ۴-۸- دستگاه تست بار نقطه و نحوه شکسته شدن نمونه‌ها پس از بارگذاری توسط دستگاه را نشان می‌دهد.



(الف)



(ب)

شکل ۴-۸- الف) دستگاه بارگذاری تعیین اندیس بار نقطه‌ای (ب) نحوه شکست نمونه در اثر اعمال بار
با به‌دست‌آوردن فشار نقطه گسیختگی با استفاده رابطه ۴-۲ اندیس بار نقطه‌ای به دست می‌آید.

$$I_s = P / D_e^2 \quad (۲-۴)$$

I_s : شاخص بار نقطه‌ای، P (mpa): بار در لحظه گسیختگی D_e (N): قطر معادل مغزه (mm)

مقدار I_s تابعی از مقدار D_e می باشد؛ بنابراین به منظور به دست آوردن یک مقاومت واحد در مقابل بار نقطه‌ای باید تصحیح مربوط به یکنواخت کردن اندازه نمونه را اعمال نمود.

شاخص مقاومت بار نقطه‌ای تصحیح شده نمونه I_{s50} ، عبارت است از مقدار I_s که برای نمونه با D_e برابر با ۵۰ میلیمتر اندازه گیری شده باشد.

وقتی که نمونه‌های با D_e مغایر با ۵۰ میلیمتر آزمایش می شود، تصحیح اندازه را می توان از رابطه ۳-۴ انجام داد:

$$I_{s50} = F \cdot I_s \quad (3-4)$$

که در آن F ضریب تصحیح می باشد و برابر است با:

$$\left(\frac{D_e}{50}\right)^{0.45} = F$$

حال به کمک رابطه ۴-۴ می توان مقاومت فشاری یک محوره سنگ را محاسبه کرد:

$$\sigma_c = (1.4 + 0.175D) \cdot I_{s50} \quad (4-4)$$

بر اساس مطالب بیان شده از کمر بالا و کمرپائین کارگاه استخراج نمونه سنگ‌هایی فاقد

درزه و ترک خوردگی تهیه شد و بر اساس روش آزمایش بار نقطه‌ای مقادیر حاصل از نتایج

آزمایش برای کمر بالا و پائین ماده معدنی به ترتیب در جداول ۴-۴ و ۵-۴ آورده شده است:

جدول ۴۴-- مقادیر حاصل از آزمایش بار نقطه‌ای برای نمونه‌های کمر بالا

نمونه	P(N)	D/W	H/L	De _۲	Is	f	Is _{۵۰}	δ _c
۱	۳۷۲۰	۵۴	۳۹,۲۶	۲۶۹۹,۸۲۸	۱,۳۷۷۸۶۶	۱,۰۳۵۵۲۳۹	۱,۴۲۶۴۲	۳۳,۴۴۹۵۶
۲	۳۹۸۰	۵۳,۹۵	۳۹,۰۶	۲۶۸۳,۵۸۷	۲۶۸۳,۵۸۷	۱,۴۸۳۰۸۹	۱,۵۳۴۷۱۲	۳۵,۹۷۵۵۸
۳	۳۸۹۰	۵۳,۹۵	۳۸,۶۶	۲۶۶۵,۹۵۲	۱,۴۵۹۱۴۱	۱,۰۳۶۵۳۲	۱,۵۱۲۴۷	۳۵,۵۰۶۵۷
۴	۳۸۹۰	۵۳,۷	۳۹,۲	۲۶۸۰,۷۲۵	۱,۴۵۱۰۹	۱,۰۳۲۶۴۷	۱,۴۹۸۴۷۴	۳۵,۰۶۰۵۴
۵	۳۷۸۰	۵۴,۲۵	۳۸,۷۳	۲۶,۷۵۷۱۲	۱,۴۱۲۷۳۸	۱,۰۳۷۳۹۳	۱,۴۶۵۵۳۴	۳۴,۴۳۰۸۹
۶	۳۹۸۰	۵۳,۸۵	۳۹,۱۶	۲۶۸۵,۴۷۱	۱,۴۸۲۰۴۹	۱,۰۳۳۹۴۴	۱,۵۳۲۳۶۵	۳۵,۸۹۳۵۳
۷	۳۸۶۰	۵۳,۹	۳۸,۷	۲۶,۵۶۳۹	۱,۴۸۳۶۲۴	۱,۰۳۷۳۹۳	۱,۵۳۹۱۰۲	۳۶,۱۵۹۲۷
۸	۳۹۸۰	۵۴,۲۵	۳۸,۸۳	۲۶,۸۱۲۶۲	۱,۴۸۳۶۲۴	۱,۰۳۷۳۹۳	۱,۵۳۹۱۰۲	۳۶,۱۵۹۲۷
۹	۳۸۶۰	۵۴,۱	۳۸,۹	۲۶۸۰,۰۲۵	۱,۴۴۰۲۸۵	۱,۰۳۱۰۱	۱,۴۹۲۲۸۱	۳۵,۰۲۰۱۱
۱۰	۳۷۲۰	۵۴,۲۵	۳۸,۸۶	۲۶۸۴,۶۹۳	۱,۳۸۵۶۳۳	۱,۰۳۷۳۹۳	۱,۴۳۷۴۴۷	۳۳,۷۷۱۰۱
۱۱	۳۷۶۰	۵۳,۸۵	۳۸,۸۶	۲۶۶۴,۸۹۸	۱,۴۱۰۹۳۶	۱,۰۳۳۹۴۴	۱,۴۵۸۸۲۹	۳۴,۱۷۱۲۴
۱۲	۳۸۷۰	۵۳,۵	۳۸,۸	۲۶,۴۳۴۸۹	۱,۴۶۳۹۷۴	۱,۰۳۰۹۱۵	۱,۵۰۹۲۳۲	۳۵,۲۵۹۴۴
۱۳	۳۹۰۰	۵۳,۶۵	۳۸,۹۶	۲۶,۶۱۸۳۳	۱,۴۶۵۱۵۶	۱,۰۳۲۲۱۴	۱,۵۱۲۳۵۵	۳۵,۳۷۲۰۹

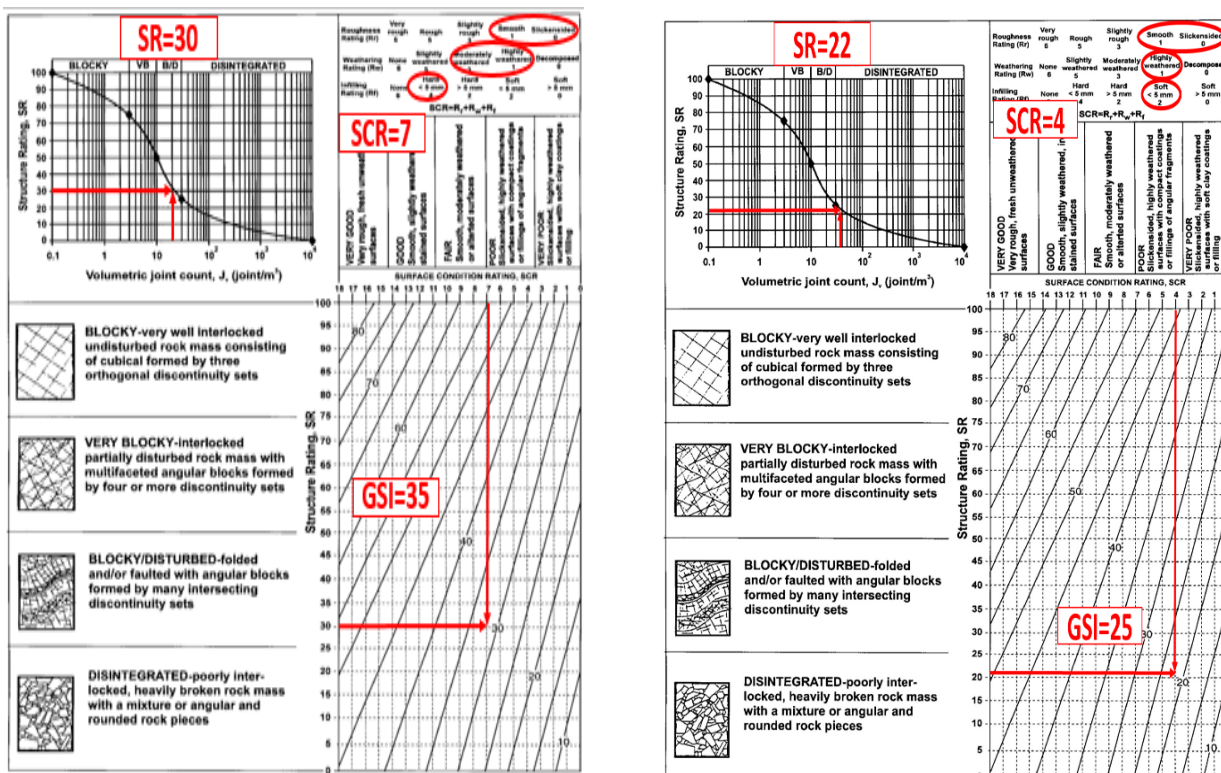
که باتوجه به مقادیر مقاومت فشاری تک محوره برای هر نمونه سنگ و حذف بیشترین و کمترین مقدار و متوسط گیری از این مقادیر، مقاومت فشاری تک محوره کمر بالا به طور متوسط ۳۵ مگاپاسکال تعیین شد.

جدول ۴-۵- مقادیر حاصل از آزمایش بار نقطه‌ای برای نمونه‌های کمر پائین

نمونه	P(N)	D/W	H/L	De _۲	Is	f	Is _{۵۰}	δ _c
۱	۸۹۵۰	۵۳,۵۵	۳۹,۱	۲۶۶۶,۴۱۸	۳,۳۵۶۵۶۳	۱,۰۳۱۳۴۸	۳,۴۶۱۷۸۴	۸۰,۹۰۶۲۳
۲	۸۴۱۰	۵۳,۵	۳۸,۹	۲۶۵۰,۳۰۲	۳,۱۷۳۲۲۳	۱,۰۳۰۹۱۵	۳,۲۷۱۳۲۲	۷۶,۴۲۶۲۵
۳	۶۶۲۰	۵۳,۶۵	۳۹	۲۶۶۴,۵۶۵	۲,۴۸۴۴۵۸	۱,۰۳۲۲۱۴	۲,۵۶۴۴۹۳	۵۹,۹۸۰۲۸
۴	۸۲۷۰	۵۳,۵	۳۹,۰۶	۲۶۶۱,۲۰۳	۳,۱۰۷۶۱۷	۱,۰۳۰۹۱۵۳	۳,۲۰۳۶۸۷	۷۴,۸۴۶۱۵
۵	۷۳۳۰	۵۳,۷۶	۳۹,۴۵	۲۷۰۰,۸۳۷	۲,۷۱۳۹۷۴	۱,۰۳۳۱۶۶	۲,۸۰۳۹۸۶	۶۵,۶۳۵۷
۶	۸۴۱۰	۵۳,۷۸	۳۹,۶۱	۲۷۱۲,۷۹۹	۳,۱۰۰۱۱۹	۱,۰۳۳۳۳۹	۳,۲۰۳۴۷۴	۷۴,۹۹۸۱۲
۷	۸۴۰۰	۵۳,۶۴	۳۹,۷۴	۲۷۱۴,۶۱۸	۳,۰۹۴۳۵۸	۱,۰۳۲۱۲۸	۳,۱۹۳۷۷۳	۷۴,۶۹۲۷۷

که باتوجه به مقادیر مقاومت فشاری تک محوره برای هر نمونه سنگ و حذف بیشترین و کمترین مقدار و متوسط گیری از این مقادیر، مقاومت فشاری تک محوره کمرپائین ۷۳/۳ مگاپاسکال تعیین شد.

به منظور تعیین خواص مقاومتی توده سنگ کمر بالا و کمر پائین از جمله مقدار چسبندگی، زاویه اصطکاک داخلی، مقاومت کششی و مدول تغییر شکل پذیری از نرم افزار راک دیتا استفاده شده است، همچنین برای تعیین مقدار اندیس زمین شناسی (GSI)، با در نظر گرفتن توده سنگ سیلتستون برای کمر بالا و ماسه سنگ سیلتی برای کمر پائین، از روش پیشنهادی سونمز و اولسای (۱۹۹۹) که ریز محاسبات آن در شکل ۴-۹ نشان داده شده است استفاده شده است بر این اساس مقدار اندیس مقاومت زمین شناسی برای کمر بالا و کمر پائین ماده معدنی به ترتیب برابر ۲۵ و ۳۵ تخمین زده شده است. اندیس مقاومت زمین شناسی، ثابت m_i و GSI به ترتیبی که در جدول ۴-۶ ارائه شده است، به عنوان پارامترهای ورودی در نرم افزار Roc Data در نظر گرفته شده اند.



شکل ۴-۹- تعیین اندیس مقاومت زمین شناسی به روش سونمز اولسای، راست کمر بالا، چپ کمر پائین

جدول ۴-۶- پارامترهای ورودی سنگ بکر در نرم افزار Roc Data

نوع سنگ	مقاومت فشاری تک محوره (مگاپاسکال)	شاخص GSI	ثابت m_i
سیلتستون (کمریالا)	۳۵	۲۵	۶
ماسه سنگ سیلتی (کمرپائین)	۷۳/۳	۴۰	۱۰

پارامترهای مورد استفاده در مدل رفتاری موهر - کلمب شامل مدول بالک (k)، مدول برشی (G)، چسبندگی (C)، زاویه اصطکاک داخلی (θ) و مقاومت کششی می باشد که در جدول ۴-۷ آورده شده است. برای محاسبه مدول بالک (K) از رابطه ۴-۴ و مدول برشی (G) از رابطه ۴-۵ استفاده شده است، روابط ذکر شده رابطه بین مدول بانگ (E) و نسبت پواسون (ν) را نشان می دهد (Vasarhelyi et al, ۲۰۱۶)

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

$$G = \frac{E}{2(1+\nu)} \quad (4-5)$$

برای تعیین خواص ژئومکانیکی زغالسنگ به دلیل عدم وجود اطلاعات ژئومکانیکی مربوط به لایه زغالی K۸ در شرکت و اینکه زغالسنگ پس از جدا شدن از لایه به صورت پودر درآمده و امکان انتقال نمونه بلوکی به آزمایشگاه وجود نداشت از آزمایش چکش اشمیت در ۱۹ قسمت از زغالسنگ جبهه کار استفاده شده است که نتایج آن در جدول ۴-۷ آورده شده است.

جدول ۴-۷- نتایج آزمایش چکش اشمیت روی زغالسنگ جبهه کار لایه K۸

شماره آزمایش	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷	۸	۹	۱۰	۱۱	۱۲	۱۳	۱۴	۱۵	۱۶	۱۷	۱۸	۱۹
مقدار (مگاپاسکال)	۱۴	۱۰	۱۰	۱۰	۱۱	۱۱	۱۰	۱۰	۱۲	۱۳	۱۴	۱۰	۱۰	۱۱	۱۱	۱۲	۱۰	۱۰	۱۱

با توجه به نتایج حاصل از جدول ۴-۷ مقاومت فشاری تک محوره زغالسنگ با ابعاد بلوک ۵ سانتی متری مقدار ۱۱ مگاپاسکال تعیین شد. برای اطمینان از صحت نتایج حاصل از چکش اشمیت با

توجه به رابطه ۴-۶ که برای تعیین مقاومت فشاری تک محوره زغالسنگ با نسبت عرض به ارتفاع بزرگتر از یک و عرض بزرگتر از ۱/۵۲۴ است (H.moomivand; ۱۹۹۹)

$$\delta_c = 2,758 + 1,517 \left(\frac{w}{h} \right) \quad (6-4)$$

مقاومت فشاری تک محوره پایه زغالسنگی با عرض ۶ و ارتفاع یک متر، ۱۱/۸ مگاپاسکال بدست می-آید که عدد بدست آمده از چکش اشمیت به این مقدار نزدیک است. با توجه به اینکه مقاومت زغالسنگ با افزایش ابعاد زغال کاهش می-یابد، جهت تعیین مقاومت فشاری زغالسنگ برای پایه با ابعاد ۶ الی ۳ متر و ارتفاع یک متری از رابطه ۴-۷ استفاده شده است و نتایج حاصل در جدول ۴-۸ آورده شده است (J.M. Galvin, ۲۰۱۶):

$$\delta_c = \delta_{c(5.0)} \left(\frac{5.0}{d} \right)^{0.18} \quad (7-4)$$

در این رابطه $\delta_{c(5.0)}$ مقاومت فشاری زغالسنگ برای بلوکی با ابعاد ۵ سانتی متر و d ابعاد بلوک زغالی که می-خواهیم مقاومت فشاری آن را تعیین کنیم به میلی-متر است.

جدول ۴-۸- محاسبه مقاومت فشاری زغالسنگ با توجه به ابعاد پایه

مقاومت پایه (مگاپاسکال)	ابعاد پایه (متر)
۷/۰۳	۶
۷/۲	۵
۷/۵	۴
۷/۹	۳

با توجه به جدول ۴-۸ مقاومت فشاری زغالسنگ برای ابعاد مختلف پایه تقریباً برابر هم هستند. لذا مقاومت فشاری زغالسنگ برای ابعاد مختلف پایه ۷ مگاپاسکال در نظر گرفته شده است.

برای تعیین مدول تغییر شکل پذیری وزاویه اصطکاک داخلی زغالسنگ از چند مرجع در زمینه تعیین پارامترهای ژئومکانیکی زغالسنگ استفاده شده است که در جدول ۴-۹ به آنها اشاره شده است.

جدول ۹-۴- مراجع مورد استفاده جهت تعیین پارامترهای زغالسنگ

مدول تغییر شکل پذیری زغالسنگ	زاویه اصطکاک داخلی	محقق
۲ گیگاپاسکال	۳۷ درجه	J.M. Galvin, ۲۰۱۶
۰/۹۷ گیگاپاسکال	۳۰/۸ درجه	گزارش زمین شناسی منطقه طزره (۱۳۸۸)
۱/۴۳ گیگاپاسکال	۳۴ درجه	گزارش مشخصات مقاومتی توده سنگ معادن طبس

با توجه به جدول ۹-۴ و مقادیر ذکر شده، مقدار مدول تغییر شکل پذیری زغالسنگ ۱/۴ گیگاپاسکال و زاویه اصطکاک داخلی ۳۴ درجه در نظر گرفته شده است. همچنین مقدار چسبندگی زغال از رابطه ۸-۴ برابر ۱/۸ مگاپاسکال محاسبه شده است.

$$\delta_c = \frac{2C \cos(\theta)}{1 - \sin(\theta)} \quad (۸-۴)$$

پارامترهای ژئومکانیکی مورد استفاده در مدلسازی عددی در جدول ۱۰-۴ آورده شده است.

جدول ۱۰-۴- خواص ژئومکانیکی توده سنگ در معدن و پارامترهای ورودی در مدل سازی عددی

ردیف	خصوصیات	نماد	زغال سنگ	کمر بالا	کمر پائین	آحاد
۱	مدول الاستیک	E	۱/۴	۱/۴	۳/۶	گیگا پاسکال
۲	نسبت پواسون	θ	۰/۳	۰/۳	۰/۳	-
۳	مقاومت کششی	σ_t	-۰/۰۱	-۰/۰۲۰۴	-۰/۰۴۲۶	مگاپاسکال
۴	چسبندگی	C	۱/۸	۰/۹	۲/۳۷	مگاپاسکال
۵	زاویه اصطکاک داخلی	φ	۳۴	۱۹/۲۳	۲۲	درجه
۶	چگالی	γ	۱۴۰۰	۲۶۸۶	۲۶۲۵	کیلوگرم بر متر مکعب
۷	مدول حجمی	K	۱/۱۶	۱/۱۶	۳	گیگا پاسکال
۸	مدول برشی	G	۰/۵۳	۰/۵۳۸	۱/۳۸	گیگا پاسکال

۷-۴ شرایط مرزی

مرزهای مدل در جهت محور X در دو گوشه مدل تثبیت شده است. مرزهای مدی در

جهت محور Y از ابتدا و انتهای مدل تثبیت شده است. همچنین مرزهای مدل در جهت محور Z

فقط از پائین تثبیت شه است لذا مدل قادر خواهد بود از بالا به سمت عمق مدل جابه‌جایی داشته باشد.

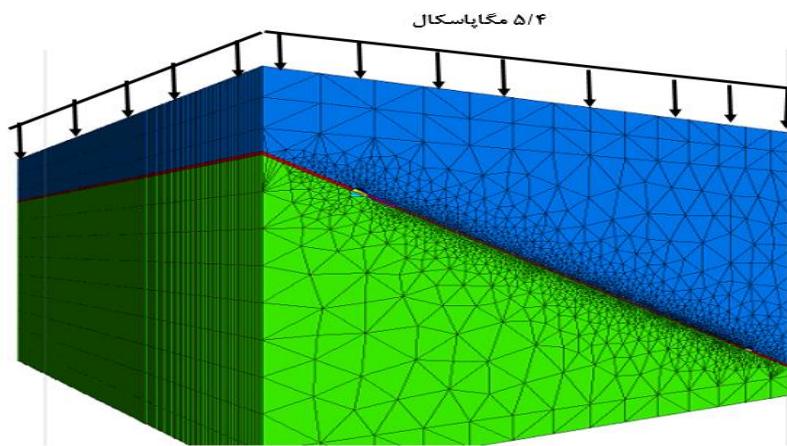
مرزهای تعیین شده در نرم‌افزار FLAC^{3D} نامحدود است و برای انجام محاسبات و رسیدن به تعادل اولیه، باید این مرزها محدود شود. پس از محدود کردن مرزهای مدل در محدوده حرکتی مجاز، نیروها مرزی و بارهای وارده به مدل اعمال می‌شود. در این تحقیق مرزها در جهت محورهای X و Y ثابت شده است و در این محورها جابه‌جایی افقی 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 (کف مدل بر صفحه گذرنده از $Z=0$ منطبق است)، ثابت شده است.

۴-۷-۱ اعمال تنش روباره

باتوجه به اینکه لایه استخراجی زغال‌سنگ در عمق نسبتاً زیادی از سطح زمین واقع شده است و باتوجه به تراز حفاری تونل‌ها نسبت به تراز سطح زمین در همان نقطه، برای کاهش زمان تحلیل و کمتر شدن حجم مدل، به طور متوسط ۲۰۰ متر از سطح بالایی مدل تا سطح زمین مدل نشده است و تنش حاصل از روباره با در نظر گرفتن چگالی متوسط لایه‌های بالایی (سیلتستون و سندستون) به مقدار ۲۶۵۵ کیلوگرم بر مترمکعب در نظر گرفته شده است. مقدار تنش روباره از رابطه ۴-۶ به دست می‌آید:

$$\sigma_{eq} = \rho \cdot g \cdot h \quad (4-6)$$

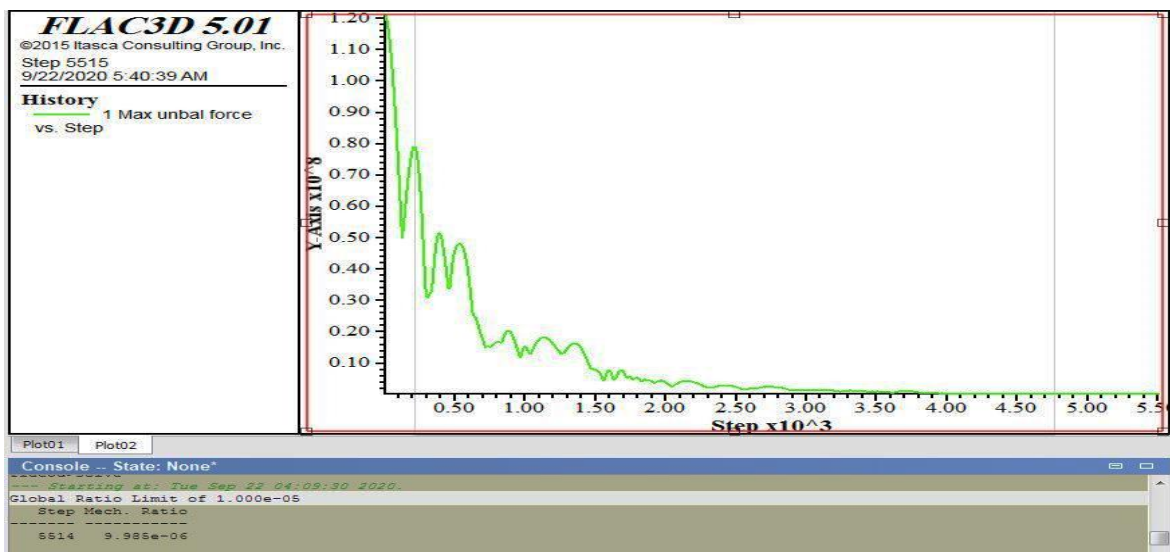
مقدار تنش حاصل از روباره مدل نشده ۵/۴ مگاپاسکال است که این تنش به صورت یک‌بار گسترده به مرزهای بالایی مدل اعمال شده است که در شکل ۴-۱۰ نشان داده شده است.



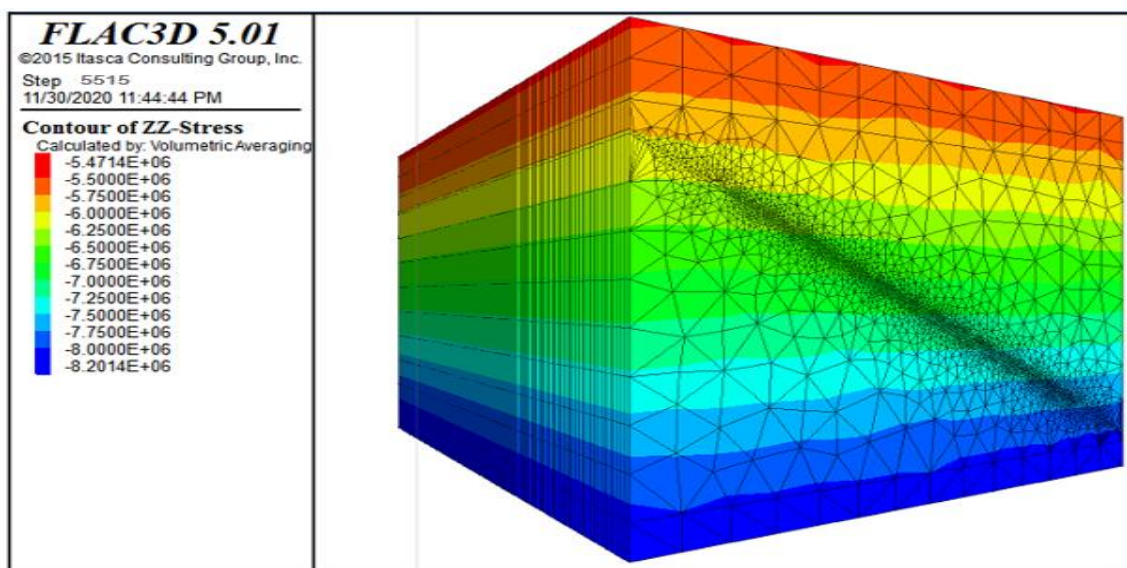
شکل ۴-۱۰- اعمال تنش معادل با روبراه مدل نشده به سطح مدل

۴-۸ تعادل اولیه

پس از اعمال شرایط مرزی و مدل رفتاری مناسب به مدل، مدل ساخته شده برای رسیدن به تعادل اولیه با دستور، solve مدل حل می‌شود. نیروهای نامتعادل کننده پس از طی تعداد گام محاسباتی معینی به صفر میل کرده و از $1e^{-5}$ کوچکتر باشد تا مدل به تعادل برسد. مدل طراحی شده در این تحقیق پس از طی ۵۵۱۴ گام محاسباتی به تعادل اولیه رسیده که در شکل ۴-۱۱ نمودار کاهش نیروهای نامتعادل کننده بر حسب تعداد گام حل نرم‌افزار و در شکل ۴-۱۲ کنترلر تنش‌های اولیه مدل ارائه شده است.



شکل ۴-۱۱- نمودار نیروهای نامتعادل کننده بر اساس تعداد گام حل نرم افزار



شکل ۴-۱۲- کنتور تنش های اولیه در مدل (تنش قائم S_{ZZ})

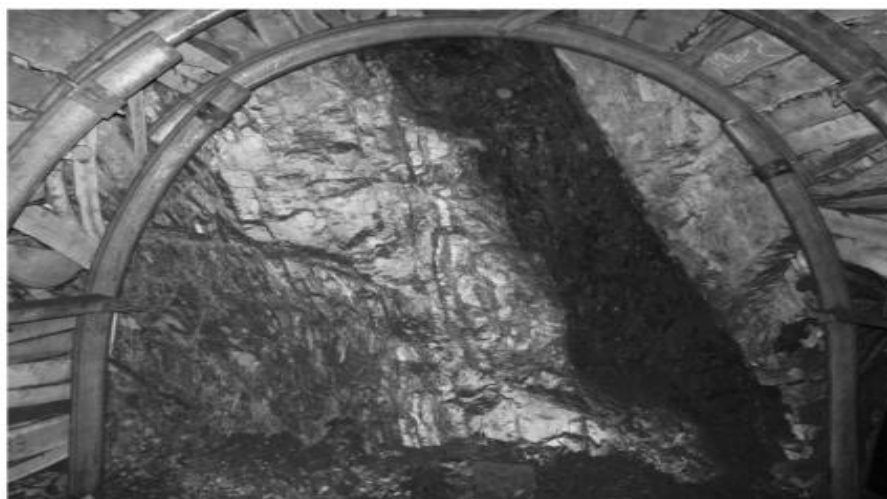
۴-۹ مدل سازی سیستم های نگهداری

در معدن زغال سنگ طرزه برای پایدار ماندن تونل های ته میله و سر میله از قاب های فلزی که از سه بخش تشکیل شده اند استفاده می شود. این قاب های فلزی به آرک A-V معروف هستند دارای سطح V شکل هستند. قطعه بالایی آرک که به آن کلاhek گفته می شود دارای سطح مقطع کمتری نسبت به دو قطعه دیگر که پایه نام دارند است که باعث می شود کلاhek

به راحتی در پایه ها فرو برود و محل اتصال آنها را به وسیله کورپی محکم می کنند. این آرک ها در داخل تونل به طور متوسط با فاصله یک متر از همدیگر نصب می شوند. این قاب ها از فولاد ST-۵۵ ساخته شده است که در شکل ۴-۱۳ نمائی از اتصال این آرک ها برای نگهداری تونل های پیشروی آورده است و مشخصات مهندسی آن در جدول ۴-۱۱ آورد شده است.

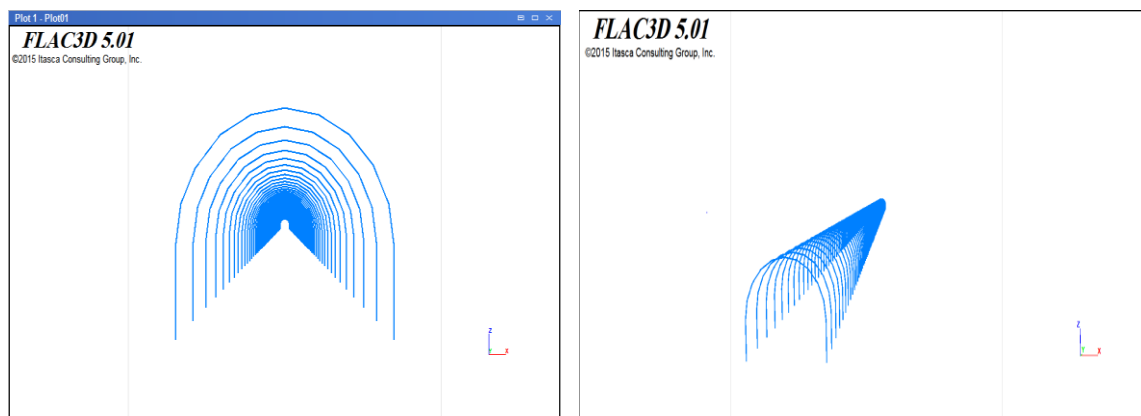
جدول ۴-۱۱- مشخصات مهندسی آرک ها

مدول یانگ M/L^3	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}	۰,۳	$18/45 \times 10^{-4}$	$0/6 \times 10^{-6}$	$2,07 \times 10^{-6}$	$2,67 \times 10^{-6}$



شکل ۴-۱۳- مقطع تونل و نحوه اتصال اجزای قاب فولادی

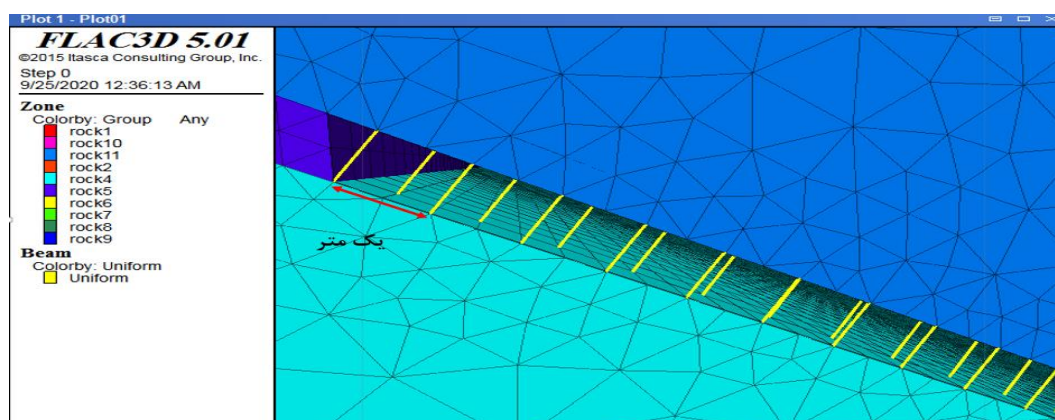
برای طراحی قاب فولادی در قسمت های کناره تونل از دو المان تیر (beam) و برای طراحی قسمت کمانی شکل آرک از ده المان تیر استفاده شده است که در شکل ۴-۱۴ قاب های طراحی شده برای تونل های سر میله و ته میله در مدل سازی عددی قابل مشاهده است.



شکل ۴-۱۴: نمایی از قاب‌های طراحی شده در نرم‌افزار

۴-۹-۱ مدل‌سازی پایه‌های چوبی کارگاه

همان‌طور که در فصل سوم گفته شد در معدن زغال‌سنگ طزره برای کنترل ریزش سقف در داخل کارگاه از پایه‌های چوبی استفاده می‌شود که عموماً از چوب درخت کاج یا صنوبر هستند. قطر این پایه‌ها باتوجه به ضخامت یک‌متری لایه زغال حداقل ۱۵ سانتی‌متر است که به فاصله یک متر از هم در جهت امتداد کارگاه استخراج و به‌صورت زیگزاگی با فاصله هر سیکل یک متر در جهت پیشروی کارگاه در داخل کارگاه نصب می‌شوند. این پایه‌های چوبی در مدل‌سازی عددی به‌صورت المان تیر مدل شده‌اند که به آنها خواصی معادل با خواص چوب داده شده است. شکل ۴-۱۵ این پایه‌های چوبی را در کارگاه نشان می‌دهد.



شکل ۴-۱۵: پایه‌های چوبی داخل کارگاه مدل شده در نرم‌افزار

پارامترهای مورد نیاز در مدل سازی چوب کارگاه استخراج به صورت المان تیر در نرم افزار Flac^{3D} به شرح زیر است:

- مدول الاستیک چوب (E)
- ضریب پواسون (ν)
- سطح مقطع (A)
- ممان اینرسی قطبی تیر (j)
- ممان دوم سطح در محور y (I_y)
- ممان دوم سطح در محور z (I_z)

مشخصات مهندسی چوب های بکار رفته در کارگاه استخراج به ترتیب جدول ۴-۱۲ است:

جدول ۴-۱۲- مشخصات مهندسی پایه های چوبی

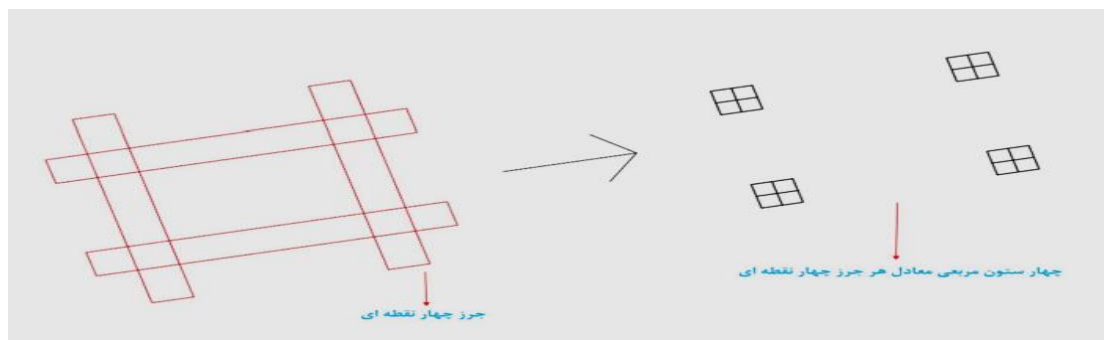
مدول یانگ M/L^2 گیگا پاسکال	ضریب پواسون	سطح مقطع L^2	ممان دوم نسبت به محور افقی L^4	ممان دوم نسبت به محور قائم L^4	ممان اینرسی قطبی L^6
$14 * 10^6$	۰,۳	۰/۰۱۷۶	re^{-5}	re^{-5}	$5e^{-5}$

۴-۹-۲ مدل سازی جرز بندی کارگاه

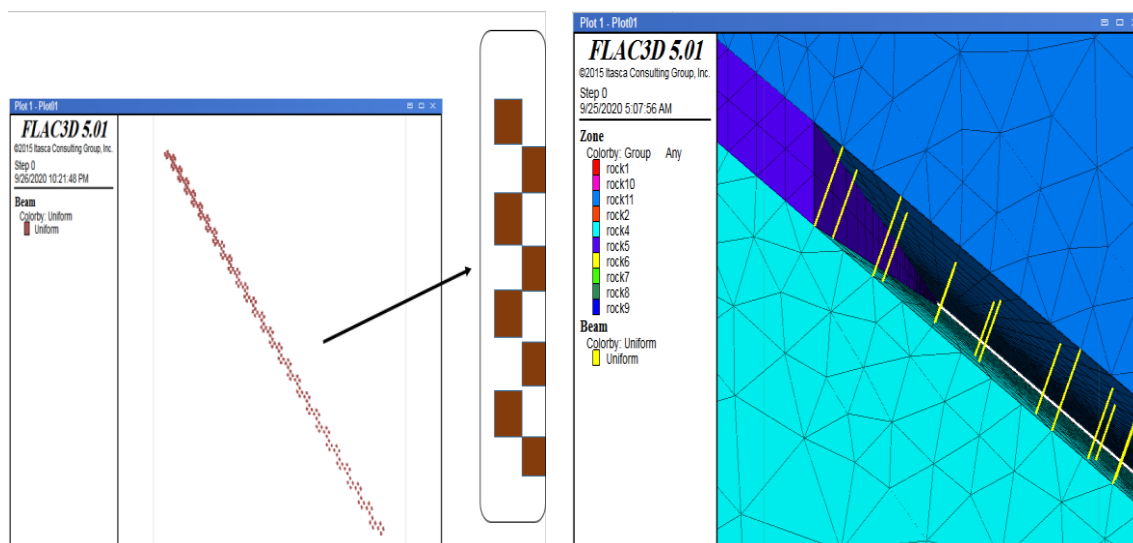
از آنجائی که جرزهای چوبی در محل اتصال خود با سقف و کف در چهار نقطه اتصال پیدا می کنند برای مدل سازی جرزهای چوبی از چهار المان تیر که ابعاد آن به گونه ای است که هر چهار تیر تشکیل یک مکعب $1 \times 1 \times 1$ را می دهد که در شکل ۴-۱۶ نشان داده شده است. این جرزها در امتداد طول کارگاه به صورت یک در میان در امتداد پیشروی کارگاه به صورت زیگزاگی نصب می شوند. شکل ۴-۱۷ نحوه قرارگیری جرزها در امتداد کارگاه را نشان می دهد. سطح مقطع این جرزها به صورت مربعی با ابعاد ۱۵ سانتی متر در نظر گرفته شده که مشخصات مهندسی آنها در جدول ۴-۱۳ آورده شده است.

جدول ۴-۱۳- مشخصات مهندسی جرزهای چوبی

مدول یانگ M/L^3 گیگا پاسکال	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
14×10^6	۰,۳	۰,۰۲۲	$4,2e^{-5}$	$4,2e^{-5}$	$1,4e^{-5}$



شکل ۴-۱۶- معادل سازی جرز چهار نقطه ای به چهار المان تیر در نرم افزار



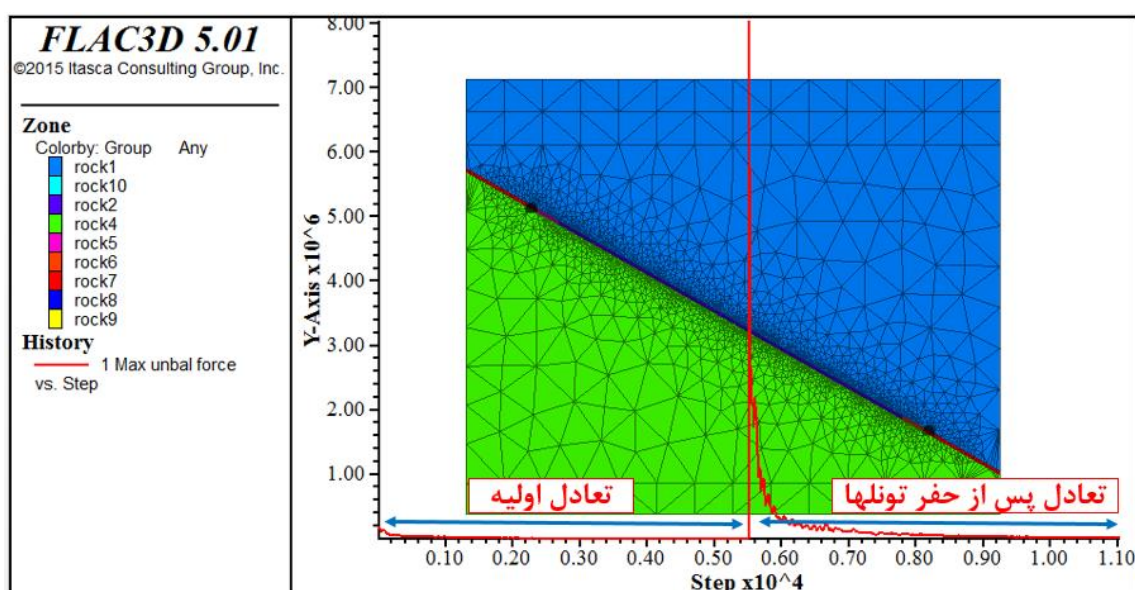
شکل ۴-۱۷- نمائی از جرزهای طراحی شده در نرم افزار و قرارگیری آنها در امتداد کارگاه

۴-۱۰ حفر بازکننده های معدن و نصب سیستم نگهداری

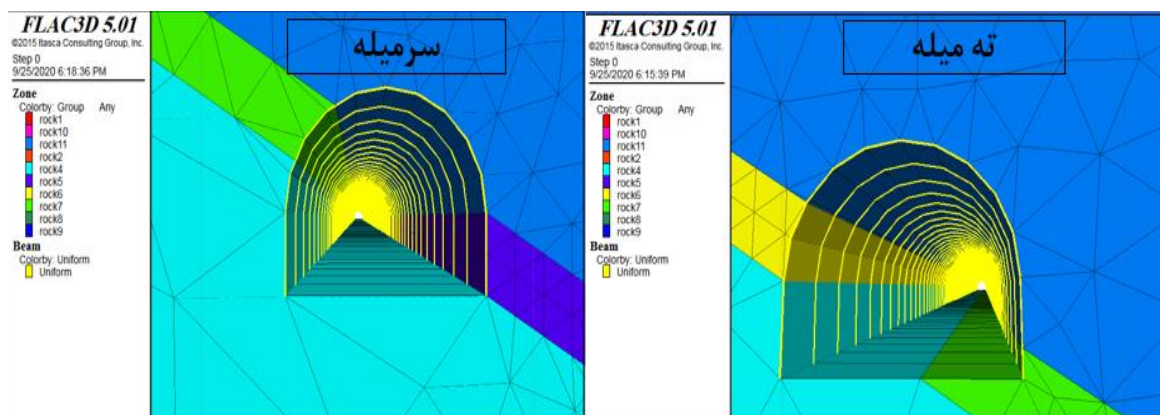
پس از تعادل اولیه و صفر کردن جابه جایی های مدل، به منظور ایجاد کارگاه استخراج

معدن بایستی بازکننده های معدن حفاری شده و سیستم نگهداری نصب شود. از آنجائی که در این

پژوهش هدف تحلیل تنش‌های ناشی از استخراج پهنه و بررسی پایداری پایه‌های اطراف تونل‌های دنباله لایه است، حفاری تونل‌ها به صورت یکجا و بدون در نظر گرفتن حفاری مرحله‌ای انجام گرفته است؛ لذا تونل‌های دنباله لایه سر میله و ته میله در ابتدا به صورت کامل حفر و پس از آن سیستم نگهداری تونل‌ها نصب شده و مدل به تعداد ۵۵۱۴ گام حل شده است و به تعادل رسیده که شکل ۴-۱۸ نمودار نیروهای نامتعادل کننده مدل پس حفر تونل‌های سرمیله و ته‌میله و شکل ۴-۱۹ حفر تونل و نصب نگهداری‌های آن را در مدل نشان می‌دهد.



شکل ۴-۱۸- نمودار نیروهای نامتعادل کننده پس از حفاری تونل‌های سرمیله و ته‌میله

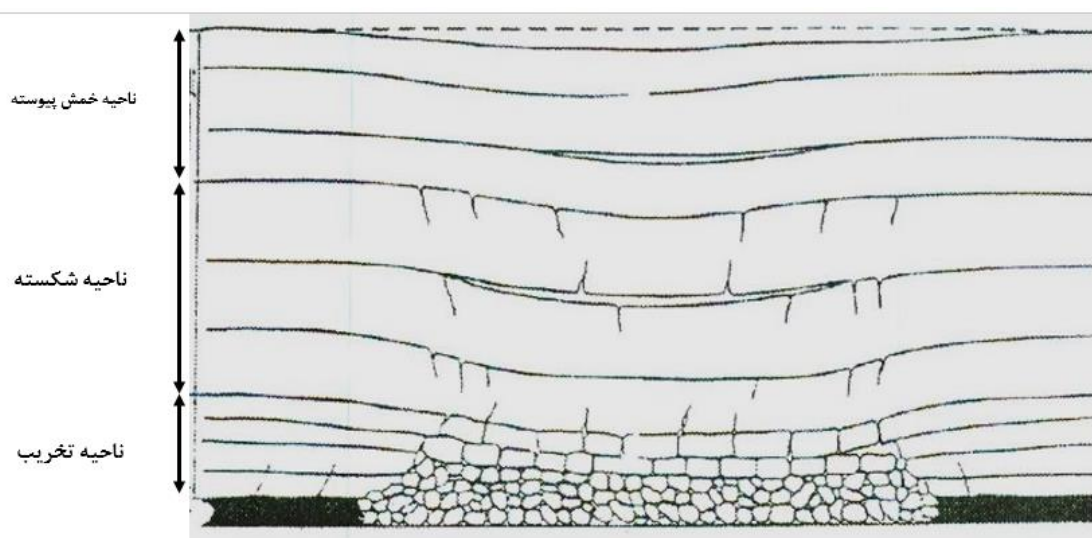


شکل ۴-۱۹- حفر و سیستم نگهداری نصب شده تونل سر میله و ته میله

پس از حفر بازکننده‌های معدن و حل مدل برای ایجاد کارگاه اولیه و شروع فرایند بررسی مدل، جهت ایجاد شرایط واقعی منطقه در مدل بخشی از زغال‌سنگ به طول ۱۹ متر حفاری شده و فضای خالی با مواد تخریبی پر شده است و اولین کارگاه در مدل از $y=19$ تا $y=23$ ایجاد شده و دو ردیف جرز چوبی به صورت زیگزاگی و یک ردیف پایه چوبی چسبیده به زغال کارگاه که وظیفه نگهداری سقف کارگاه را برعهده دارند در مدل ایجاد شده است. در ادامه به نحوه تعیین مدل رفتاری منطقه تخریب شده و تعیین پارامترهای آن می‌پردازیم.

۴-۱۱ تخریب در جبهه کار طولانی

پس از استخراج یک پهنه جبهه کار طولانی با عرض و طول کافی، لایه‌های پوششی سقف صدمه‌دیده و این تغییرات از سقف بلاواسطه شروع شده و تا سطح زمین ادامه می‌یابد. شکل ۴-۲۰ سه ناحیه صدمه‌دیده از مواد پوششی را نشان می‌دهد. این سه ناحیه عبارت‌اند از: ناحیه تخریب، ناحیه شکسته شده و ناحیه خمش پیوسته.



شکل ۴-۲۰- نواحی مختلف به وجود آمده پس از استخراج جبهه کار طولانی (Peng and chiang, ۱۹۸۴)

۴-۱۱-۱ تعیین پارامترهای منطقه تخریب شده

بخش تخریبی همواره یکی از مهم‌ترین، پیچیده‌ترین و چالشی‌ترین بخش‌های مدل‌سازی معادن با روش جبهه کار طولانی است. این پیچیدگی به دلیل غیرقابل‌دسترس بودن مواد و سنگ‌های بخش تخریب شده برای تعیین خواص ژئومکانیکی و همچنین رفتار پیچیده زمین و لیتولوژی سقف در این بخش از حیث تغییرات جابه‌جایی‌ها، تنش و کرنش است همچنین نیاز به تعیین رفتار تنش کرنش مصالح تحت تحکیم قرار گرفته در بخش تخریبی به منظور اهدافی نظیر حفر تونل‌های حمل‌ونقل، تهویه، کارگاه‌های مجاور و غیره موجب شده تا محققان با انجام مدل‌سازی‌های فیزیکی، مدل‌سازی‌های عددی، تست‌های برجا و به‌کارگیری از داده‌های ابزار دقیق سعی در حل این مشکل نمایند.

۴-۱۱-۱-۱ برخی از مطالعات انجام شده در مورد بخش تخریبی

یکی از پارامترهایی که در مدل‌سازی معادن جبهه کار طولانی در نظر گرفته می‌شود، گام تخریب است، زیرا قبل از تخریب اولیه، سقف کارگاه به صورت یک تیر دوسرگیردار عمل کرده و فشار زیادی به سیستم نگهداری وارد می‌شود. در این پژوهش به منظور تعیین گام تخریب، از معیار ساکورایی که در سال ۱۹۸۶ برای پایداری کارگاه استخراج تعمیم داده شد، استفاده شده است. بر اساس این معیار، ابتدا کرنش بحرانی سنگ از رابطه ۴-۹ تعیین شده و سپس مقدار کرنش برشی بحرانی که توسط وی ارائه شد، با استفاده از رابطه ۴-۱۰ به دست می‌آید. شرط تخریب زمانی محقق می‌شود که با پیشروی کارگاه، حداکثر مقدار کرنش برشی سنگ سقف کارگاه در مدل، از کرنش برشی بحرانی بیشتر شود. (Sakurai.S, ۱۹۸۶، ۱۹۷۷)

$$\text{Log } \varepsilon_c = -0.25 \log E - 1.22 \quad (9-4)$$

$$\gamma_c = (1+b) \times \varepsilon_c \quad (10-4)$$

در این روابط ε_c کرنش بحرانی سنگ در حالت محصور نشده ، γ_c کرنش بحرانی سنگ در حالت محصور شده (سه محوره)، E مدول تغییر شکل پذیری سنگ بر حسب کیلوگرم بر سانتی متر مربع، ν ضریب پواسون.

مدل‌های تئوری برای پیش‌بینی ریزش اصلی و تخریب‌های دوره‌ای بر اساس تئوری تیر و صفحه (Obert and Duvall, ۱۹۶۷) و رویکرد لنگر خمشی (Majumdar, ۱۹۸۶) ارائه شده‌اند. مدل‌ها و روابط متعددی برای ارزیابی رفتار سقف به هنگام تخریب پیشنهاد شده‌اند (Zamarski, ۱۹۸۹; Peng et al, ۱۹۸۶; Peng et al., ۱۹۸۴; Arioglu and Yuksel, ۱۹۷۰). پیشنهاد یک رابطه کمی برای پیش‌بینی گام تخریب از اهداف اصلی این مدل‌ها بوده است (Unrug and Singh and Singh, ۱۹۸۴; Peng and Chiang, ۱۹۸۰; Blinski and Konopko, Szwilski, ۱۹۸۲; Singh, ۱۹۷۹). برخی از این مدل‌ها ترکیبی از هر دو رویکرد ارزیابی کیفی تخریب سقف و ارزیابی کمی طول تخریب را ارائه داده‌اند (Sarkar, ۱۹۹۸) (Sarkar, ۱۹۹۳) (Ghose Sarkar and Dhar, ۱۹۸۷ and Dutta, ۲۰۱۰) (Singh and Singh, ۱۹۹۰). ترومن "در سال ۱۹۹۰ رابطه‌ای برای تنش - کرنش یک نمونه سنگی تحت تحکیم ارائه نموده و مقدار حداکثر کرنش حجمی آن را 0.33 در نظر گرفت (Trueman, ۱۹۹۰) سالومون در سال ۱۹۹۰ و ترزاقی در سال ۱۹۹۳ مدلی سخت شونده برای مواد بخش تخریبی در نظر گرفتند (Terzaghi, ۱۹۹۳). بر اساس مطالعات سالومون رابطه ۴-۱۱ بیانگر رفتار فشاری مواد تحت تحکیم در بخش تخریب است (Salamon, ۱۹۹۰).

$$\sigma = \frac{E \cdot \varepsilon}{1 - \frac{\varepsilon}{\varepsilon_m}} \quad (۱۱-۴)$$

در ای رابطه σ تنش اعمالی سقف، E مدول تغییر شکل پذیری سقف در بخش تخریبی، ε کرنش سنگ سقف، ε_m حداکثر کرنش حجمی سنگ است.

تین^۱ و همکاران در سال ۱۹۹۳ با استفاده از مدل رفتاری double – yield در نرم افزار^{۲D} FLAC تحکیم ناشی از تخریب سنگ سقف را در معدن زغال مدل سازی کردند (Thin et al., ۱۹۹۳). یاووز^۲ در سال ۲۰۰۴ به منظور تعیین ارتفاع زون تخریب در مدل سازی بخش تخریب، مدل رفتاری yield – double در نظر گرفته و نتایج مدل^{۲D} FLAC را با نتایج روش ریاضی مقایسه کرده و نتایج همخوانی خوبی را نشان داد. وی برای بخش تخریب با به کارگیری این مدل رفتاری مقدار چسبندگی مواد این بخش را ۰/۰۰۱ مگاپاسکال و مقاومت کششی را صفر در نظر گرفت (Yavuz, ۲۰۰۴). سینگ در سال ۲۰۰۹ به منظور مدل سازی تخریب سنگ سقف و ارزیابی عملکرد سیستم نگهداری قدرتی در آن، مدل پلاستیک موهر – کولمب را به عنوان مدل رفتاری بخش تخریب در نظر گرفته و به منظور تعیین شرط تخریب از معیار شکست کرنش بحرانی برشی ساکورایی استفاده کرد. در این شرط کرنش برشی بحرانی سنگ سقف ۰/۲۵ در نظر گرفته شد و در صورتی که مقدار کرنش برشی سنگ سقف از آن مقدار بیشتر شود، تخریب اتفاق می افتند (Singh and singh, ۲۰۰۹). سینگ در سال ۲۰۱۱ به منظور تعیین خواص مقاومتی سنگ های بخش تخریب و تحکیم مواد در این بخش پس از اعمال فشار طبقات فوقانی، به مدل سازی عددی معادن زغال سنگ هندوستان با نرم افزار^{۲D} FLAC پرداخت. در مدل سازی های صورت گرفته، به منظور تعیین رفتار بخش تخریبی از مدل رفتاری double - yield استفاده شد. (Singh , ۲۰۱۱ and singh) شعبانی مشکول در سال ۲۰۱۲ به منظور مدل سازی بخش تخریبی معدن جبهه کار طولانی تردا^۳ از مدل رفتاری double - yield استفاده نموده و از رابطه سالومون برای تعیین پارامترهای این مدل رفتاری استفاده نموده است. وی مقدار مدول سکانتی اولیه را با سعی و خطا با کالیبراسیون داده های ابزار دقیق مقدار ۸۰ مگاپاسکال و حداکثر کرنش حجمی را ۰/۳ در نظر

^۱ Thin

^۲ Yavuz

گرفته است (Shabanimashcool and li, ۲۰۱۳). مقدار حداکثر کرنش حجمی از رابطه ۴-۱۲

که توسط یاووز در سال ۲۰۰۴ باتوجه به فاکتور بالک ارائه شد نیز محاسبه می‌شود:

$$\varepsilon_m = \frac{K-1}{K} \quad (۴-۱۲)$$

در این رابطه K برابر مدول بالک می‌باشد و ε_m حداکثر کرنش حجمی است.

۴-۱۱-۲ تعیین پارامترهای مکانیکی بخش تخریبی

در این تحقیق جهت مدل‌سازی بخش تخریبی از مدل رفتاری موهر - کولمب استفاده

شده است. جهت تعیین مدول تغییر شکل پذیری سنگ‌های خرد شده از رابطه ۴-۱۳ استفاده شده

است (Yavuz, ۲۰۰۴)

$$E_c = 10,39 \frac{\delta_c^{1.042}}{b^{0.7}} \quad (۴-۱۳)$$

در این رابطه δ_c مقاومت فشاری تک محوره سنگ خرد شده است که باتوجه به داده‌های به دست آمده از

نرم افزار Rocdata این مقدار برابر ۱/۷ مگاپاسکال در نظر گرفته شده، پارامتر b از رابطه ۴-۱۴

محاسبه می‌شود:

$$b = \frac{c_1 \times h + c_2}{100} + 1 \quad (۴-۱۴)$$

در این رابطه c_1 و c_2 ضرایب متناسب با سنگ هستند که از جدول ۴-۱۴ به دست می‌آیند و h نیز

ارتفاع زغال سنگ است.

جدول ۴-۱۴- تعیین ضرایب C (Yavuz, ۲۰۰۴)

لیتولوژی لایه‌ها	مقاومت فشاری (مگاپاسکال)	c_2	c_1
سخت	بزرگ‌تر از ۴۰	۲/۱	۱۶
متوسط	مابین ۲۰ و ۴۰	۴/۷	۱۹
ضعیف	کمتر از ۲۰	۶/۲	۳۲

باتوجه به مطالب گفته شده پارامترهای تعیین شده جهت محاسبه مدول تغییر شکل اولیه سنگ

بخش تخریبی از قرار زیر است:

جدول ۴-۱۵- پارامترهای تعیین مدول تغییر شکل پذیری سنگ بخش تخریب

پارامتر	δ_c	c_1	c_2	h	b	E_0
مقدار	۱/۷	۱۶	۲/۱	۱	۱/۱۸	۵

بر اساس مطالب بیان شده مدول تغییر شکل پذیری سنگ در بخش تخریبی ۵ مگاپاسکال به دست می‌آید و براین اساس سایر پارامترهای بخش تخریبی به دست آمده که در جدول ۴-۱۶ قابل مشاهده است.

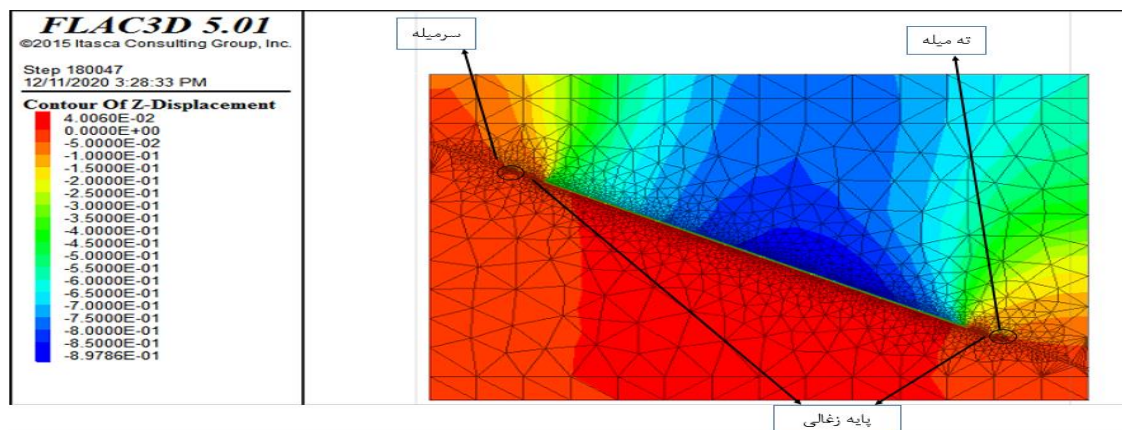
جدول ۴-۱۶- پارامترهای ورودی به نرم افزار در بخش تخریبی

پارامتر	مدول بالک Mpa	مدول برشی Mpa	چسبندگی Mpa	زاویه اصطکاک داخلی	چگالی Kg/m^3	مقاومت کششی Mpa
مقدار	۴/۱۶	۱/۹۲	۰	۱۵	۱۷۰۰	۰

۴-۱۲ ارائه نتایج مدل سازی

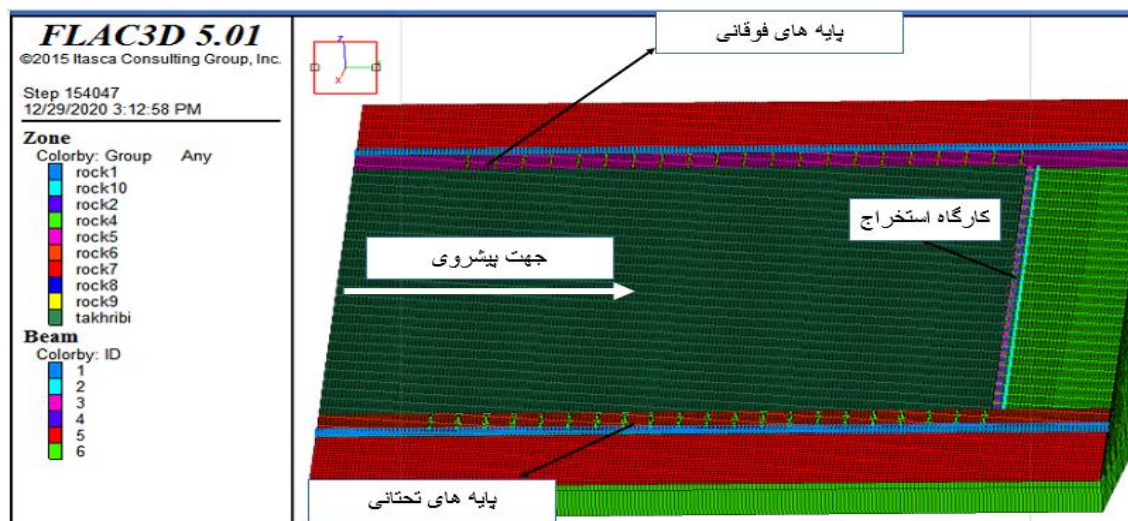
برای شروع پیشروی و استخراج لایه زغال سنگ ابتدا در ۲۰ متر اولیه مدل لایه زغال سنگ سنگ برداشته شده و جای آن توسط مواد با خواص تخریبی پر شده است. سپس اولین کارگاه ایجاد شده و سیستم نگهداری آن نصب شده است و مدل به تعداد گام به تعادل رسیدن حل شده. در هر مرحله پیشروی یک متر از لایه زغال برداشته شده و سیستم نگهداری یک متر به جلو انتقال پیدا کرده و یک متر در پشت کارگاه به بخش تخریب اضافه شده و مجدداً مدل حل می‌شود این فرایند تا بیست متری انتهای مدل ادامه پیدا می‌کند.

با استخراج و برداشته شدن لایه زغال، سقف شروع به تخریب می‌کند در این تحقیق به دلیل اینکه پهنه زغالی از قسمت وسط آن برای مدل سازی در نظر گرفته شده است فرض بر این است که با هر متر پیشروی یک متر از سقف در قسمت پشت سینه کار و آخرین ردیف سیستم نگهداری تخریب می‌شود. کنتور جابه جایی نهائی قائم سقف در شکل ۴-۲۱ آورده شده است.



شکل ۴-۲۱- پلات جابه‌جایی قائم نهایی

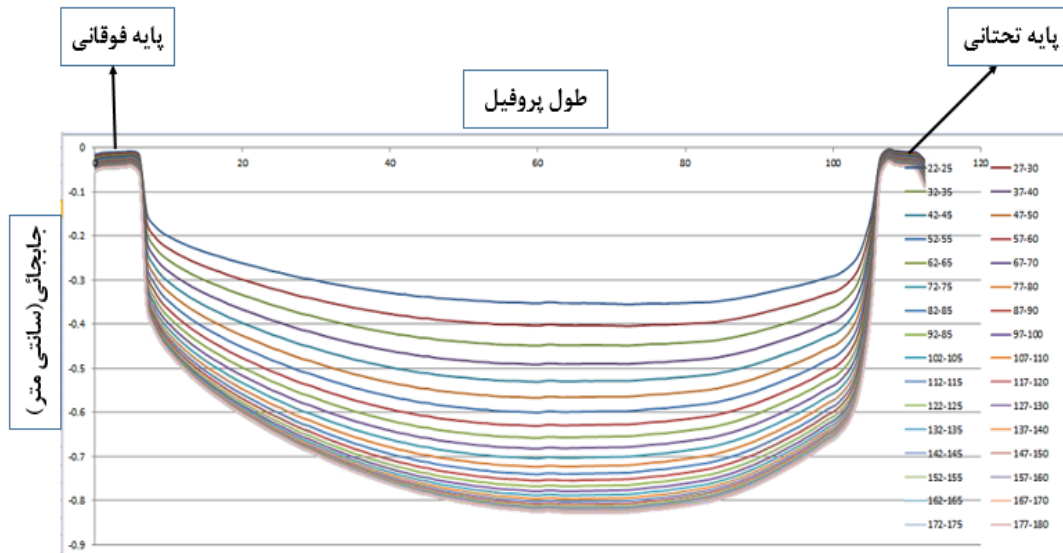
باتوجه‌به اینکه ضخامت لایه زغال‌سنگ تقریباً یک متر است و اینکه جابه‌جایی نهایی سقف در قسمت تخریب تقریباً برابر ۹۰ سانتی‌متر است این میزان جابه‌جایی برای سقف معقول و نشان از عملکرد صحیح مدل‌سازی است. در شکل ۴-۲۲ جانمایی جبهه کار، پایه‌های زغالی، جهت پیشروی آورده شده است.



شکل ۴-۲۲- جانمایی اجزای پهنه در مدل‌سازی عددی

در ادامه پروفیل جابه‌جایی قائم برای برش‌های مختلف و هر مرحله پیشروی در امتداد شروع پایه فوقانی تا انتهای پایه تحتانی در شکل ۴-۲۳ آورده شده است که میزان جابه‌جایی قائم در هر متر از امتداد پروفیل ثبت و به‌صورت نمودار جابه‌جایی قائم در امتداد عرضی پهنه آورده شده است

جابه‌جایی قائم از شروع استخراج زغال‌سنگ روند افزایشی داشته و با رسیدن به ۹۰ سانتی‌متر جابه‌جایی روند ثابتی را طی کرده است.



شکل ۴-۲۳- پروفیل جابه‌جایی قائم در هر برش از پیشروی

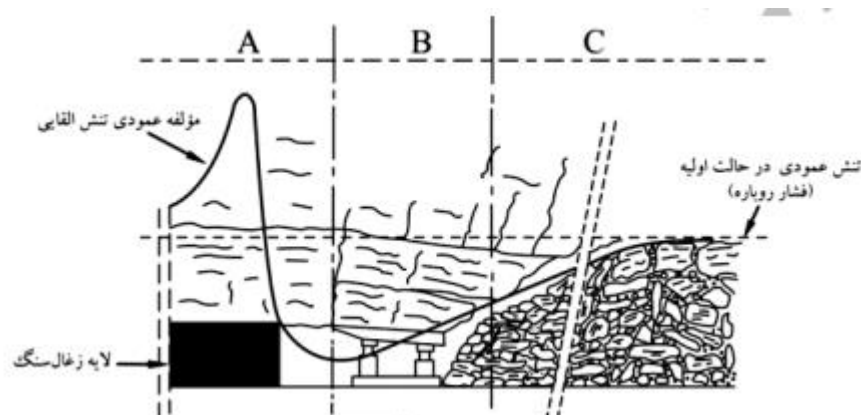
پس از شروع به استخراج لایه بارهای جلوئی و کناری بر پایه وارد می‌شود در این بخش به معرفی این بارها پرداخته شده است.

۴-۱۲-۱ شدت بارهای جلوئی

زمانی که راهروهای آماده‌سازی کارگاه حفر می‌شوند شرایط تعادلی به هم می‌خورد و برای رسیدن به یک حالت تعادلی جدید، توزیع مجدد تنش در سقف و راهروها ایجاد می‌شود و در مقابل بار آن به زغال‌سنگ دو طرف کارگاه و پایه‌ها انتقال می‌یابد. نواحی که در آن تنش قائم از فشار متوسط مواد پوششی بیشتر است در داخل با نزدیکی لبه‌های قطعه کارگاه و یا پایه جلو قرار دارند. این نواحی که تمرکز تنش در آنها به وقوع می‌پیوندد به نام پایه‌ها و فشارهای بیش از مقدار حالت اولیه را فشارهای پایه‌ای گویند (Peng, ۱۹۸۶) باتوجه به شرایط محلی، فشار پایه‌ای جلو را می‌توان برای اولین بار در فاصله‌ای به اندازه عمق لایه در جلوی جبهه کار تشخیص داد.

اگرچه در این زمان فشار به مقدار بسیار کمی تغییر کرده است ولی معمولاً از فاصله ۵۰ تا ۷۰ متری جبهه کار شدت فشار به آرامی افزایش می‌یابد. در فاصله ۳۰ متری از جبهه کار فشار پایه‌ای ناگهان افزایش شدید پیدا می‌کند (شکل ۴-۲۴).

باید توجه داشت که منطقه اوج فشار در پایه جلوی کارگاه استخراج از منطقه‌ای به منطقه دیگر در حال تغییر است و تابع ویژگی‌های روباره است. به عنوان مثال در معادن زغال سنگ انگلستان، نقطه اوج فشار در پایه جلوئی نزدیک به جبهه کار در فاصله ۱ تا ۳ متری آن است در حالی که در معادن زغال سنگ ناحیه رور^۱ آلمان، این فاصله به حدود ۱۰ متر می‌رسد و در معادن زغال سنگ ایالت ویرجینیای غربی آمریکا در حدود ۵ تا ۹ متر است (Bieniawski, ۱۹۸۷).



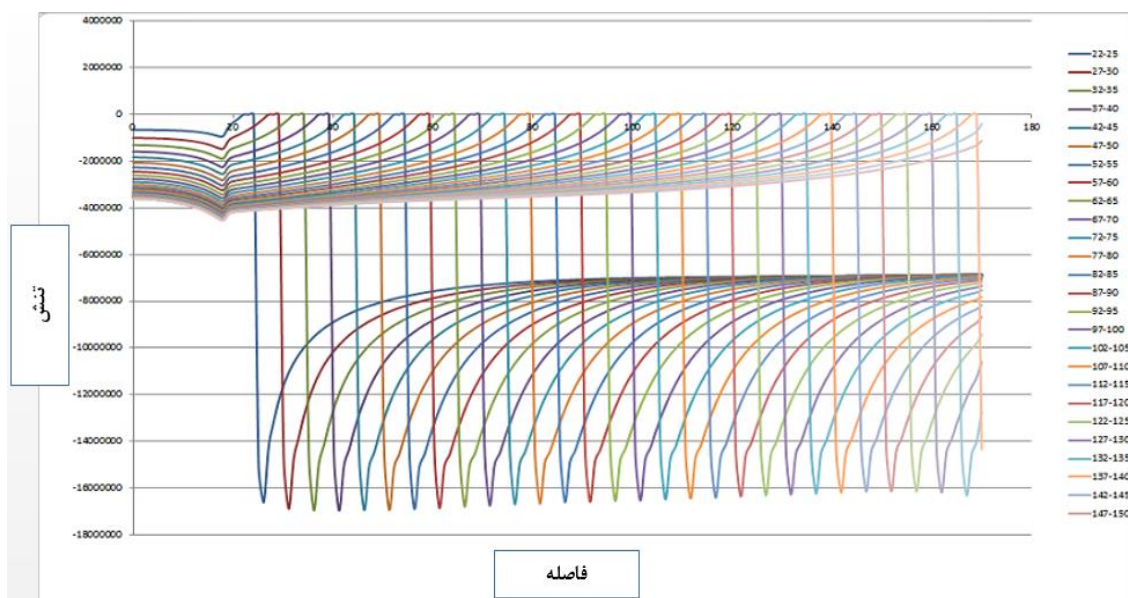
شکل ۴-۲۴- نحوه توزیع فشار تکیه‌گاهی جلوئی در محدوده جبهه کار

در شکل ۴-۲۴ نحوه توزیع مجدد تنش در اطراف کارگاه جبهه کار طولانی نشان داده شده است. در ناحیه A در محدوده ۳۰ متری جلوی جبهه کاره مؤلفه عمودی تنش از مقدار اولیه (فشار روباره) شروع به افزایش می‌کند و در ابتدا به صورت آهسته و سپس با یک نرخ جهشی تا رسیدن به حداکثر مقدار خود افزایش می‌یابد، ناحیه B یک زون کاهش تنش است که در آن بار وارد بر

^۱ Rohar

سقف خیلی کمتر از فشار روباره است، با فاصله از جبهه کار، مؤلفه قائم تنش به صورت آهسته افزایش می‌یابد و در ناحیه C در فاصله چندصدمتری پشت کارگاه (در منطقه تخریب) به افزایش ادامه می‌دهد تا به حالت تعادل (فشار روباره) برسد.

برای یافتن فاصله‌ای که تنش‌ها در آن فاصله نسبت به موقعیت جبهه کار به حداکثر مقدار خود می‌رسد شدت تنش‌های جلوئی جبهه کار در طول پهنه در مرکز سقف جبهه کار در هر پنج متر پیشروی ثبت شده است. شکل ۴-۲۵ نمودار تنش‌های قائم وارد بر وسط سقف جبهه کار باتوجه به فاصله سینه کار از آن را نشان می‌دهد.

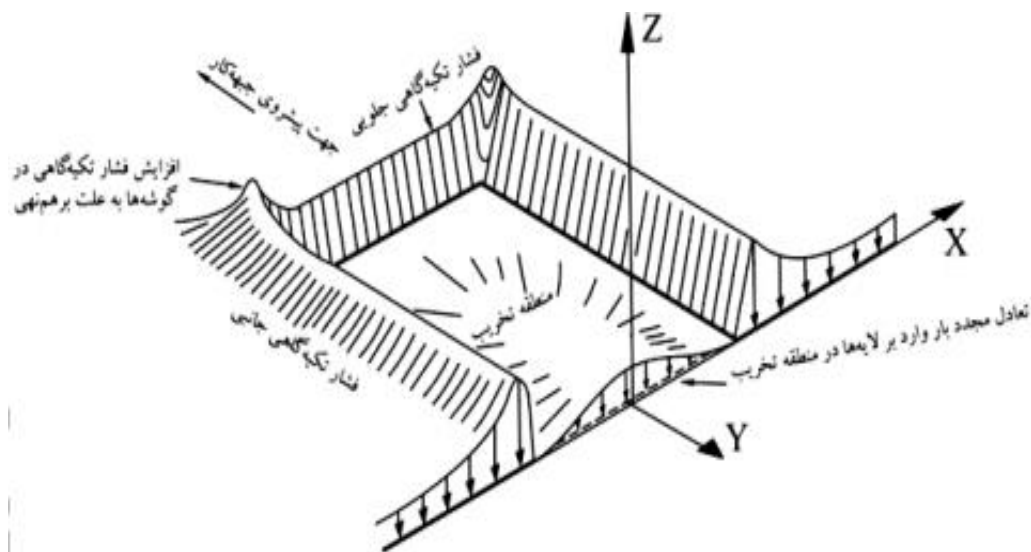


شکل ۴-۲۵- نمودار شدت تنش جلوئی در هر متر پیشروی وارد بر وسط سقف جبهه کار

باتوجه به نمودار فوق و کنتور تنش قائم وارد بر کارگاه حداکثر تنش قائم تقریباً در لبه کارگاه ایجاد شده و تا پنج متر بعد از آن ادامه دارد و تا بیست متر بعد از آن روند کاهشی را طی می‌کند. همچنین میزان تنش در ناحیه تخریبی باتوجه به پیشروی کارگاه به میزان تنش‌های تعادلی اولیه نزدیک می‌شود. همچنین روند کلی نمودارها در هر پیشروی مشابه یکدیگر است که نشانگر عدم وجود مشکل خاص در مدل می‌باشد.

۴-۱۲-۲ فشار پایه‌ای

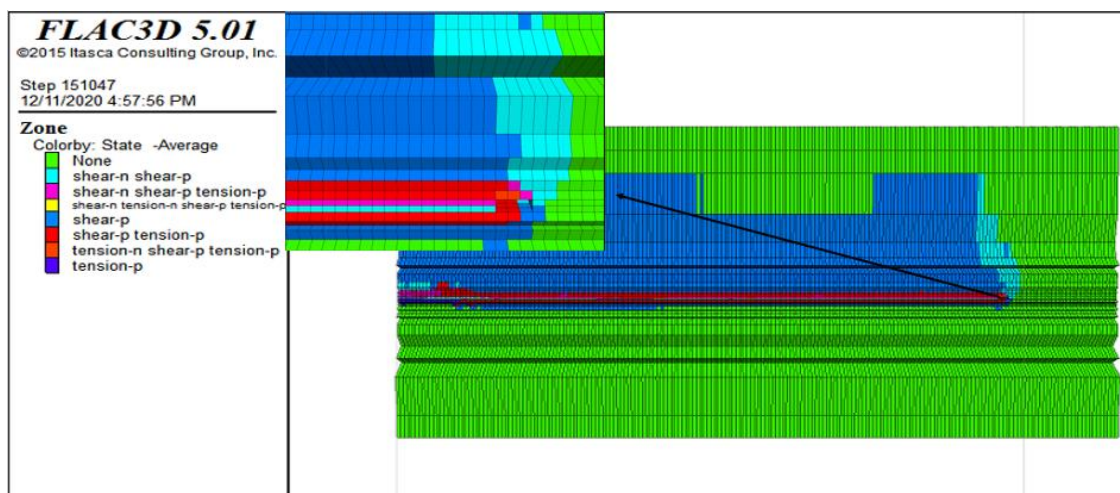
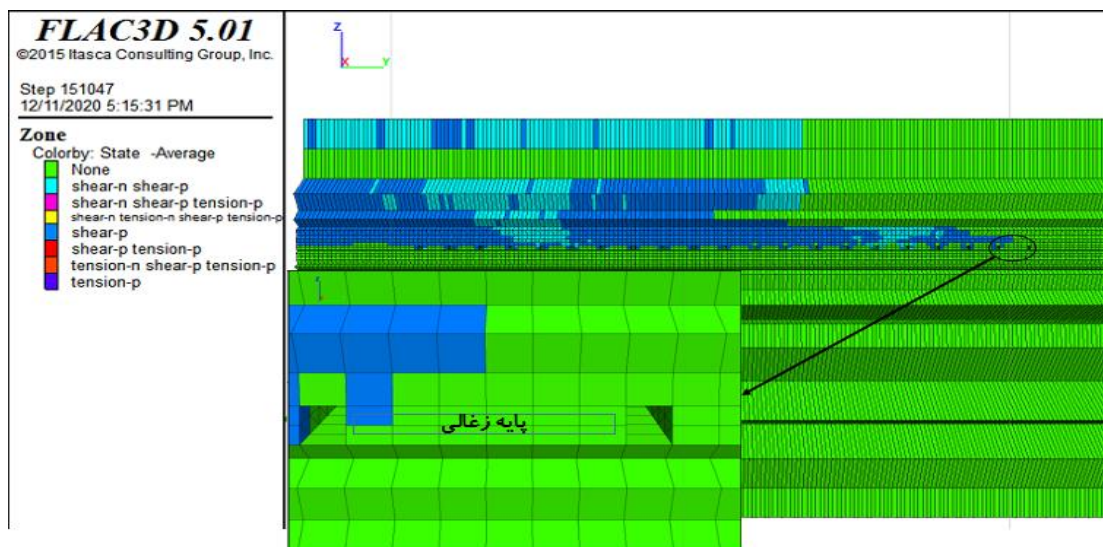
بر اساس اندازه‌گیری‌های انجام شده، در اعماق ۳۰۰ تا ۴۰۰ متری در یک کارگاه جبهه کار طولانی، جبهه کار استخراجی را می‌توان با استفاده از سیستم‌های نگهداری به قدرت ۲۰ تا ۵۰ تن بر مترمربع نگهداری کرد که این عدد در مقایسه با وزن روباره مؤثر در این عمق، ناچیز است و از یک تا دو درصد آن تجاوز نمی‌کند. علت این امر آن است که وزن طبقات روباره به جلو و پشت کارگاه استخراج و نیز طرفین آن یعنی لنگه‌های بالا و پایین کارگاه منتقل می‌شود؛ لذا به این نواحی فشاری بیش از فشار متوسط سنگ‌های پوششی وارد می‌شود. به این نواحی، پایه و به فشارهای بیش از فشار اولیه، فشارهای پایه‌ای گفته می‌شود. البته بخشی از بار که به جلو کارگاه استخراج منتقل می‌شود، بسیار زیاد است و به همین علت، یک بخش پرفشار در این قسمت به وجود می‌آید. همان گونه که در شکل ۴-۲۶ مشاهده می‌شود، توزیع دوباره تنش‌ها در کارگاه استخراج سبب بروز تمرکز تنش شدید در نقاط متعددی در اطراف جبهه کار می‌شود. این امر همانند یک پل در منطقه استخراج شده عمل می‌کند، به گونه‌ای که یک پایه پل را ماده معدنی استخراج نشده جلو کارگاه و پایه دیگر آن را مواد پرکننده در قسمت استخراج شده، تشکیل می‌دهند. بدین ترتیب، هر دو پایه این پل به نوعی تحت فشار قرار دارند و لذا سیستم نگهداری کارگاه استخراج، تنها باید بخش اندکی از روباره را تحمل کند که ضخامت آنها از ۱۰ تا ۱۵ متر تجاوز نمی‌کند (Bieniawski, ۱۹۸۷)



شکل ۴-۲۶- فشارهای تکیه‌گاهی در اطراف پهنه جبهه کار طولانی

۴-۱۲-۳ بررسی کنترهای پلاستیک

شکل ۴-۲۷ حالت‌های مختلف پهنه در حال استخراج را زمانی که جبهه کار در فاصله ۱۷۰ متری است را نشان می‌دهد. مشاهده می‌شود که شکست‌های کششی بیشتر در سقف و کف پهنه استخراجی اتفاق می‌افتد. دلیل این موضوع آن است که وقتی لایه زغال‌سنگ استخراج می‌شود زیر لایه سقف و بالای لایه کف خالی شده است و سبب ایجاد شکستگی کششی در سقف و کف لایه زغال‌سنگ می‌شود. همچنین با دور شدن از منطقه کاملاً خردشده به سمت بالا و پایین کارگاه شکست‌های برشی به وجود می‌آید. همچنین با بررسی پایه حائل برجای گذاشته مشخص است که بیشتر پایه دارای رفتار الاستیک و پایدار دارد.



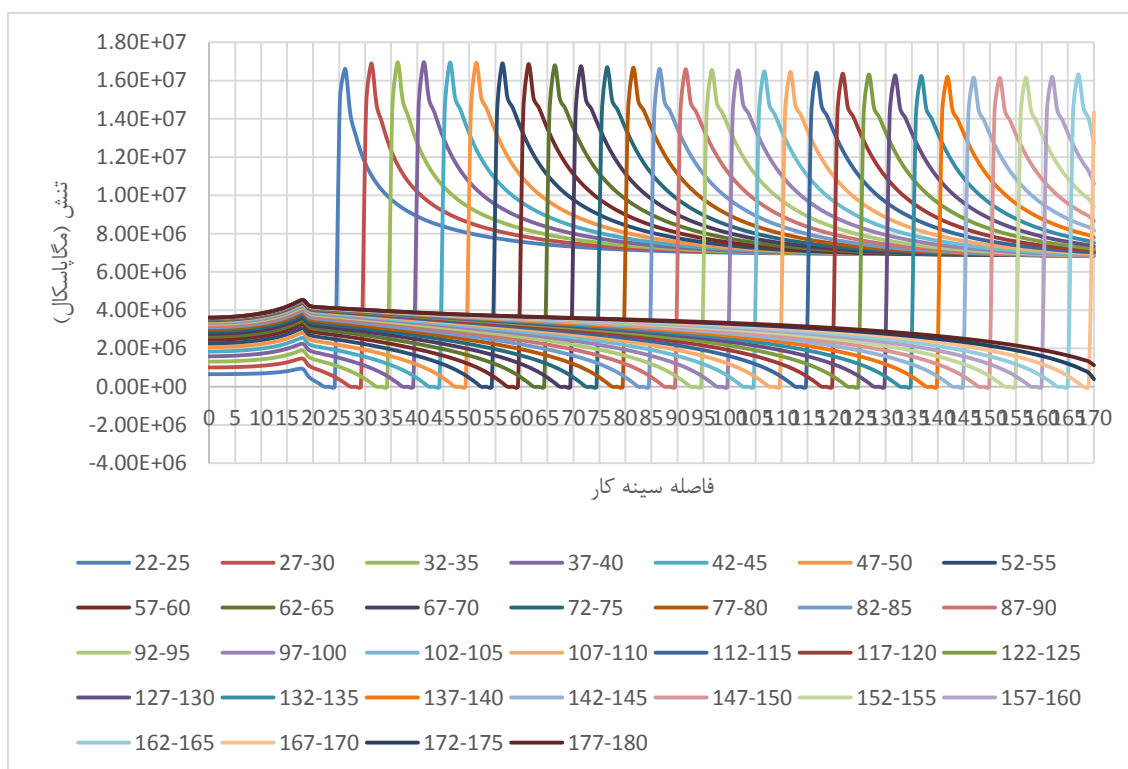
شکل ۴-۲۷- کنتورهای زون پلاستیک در مقطع وسط سقف کارگاه

۴-۱۲-۴ اعتبارسنجی مدل

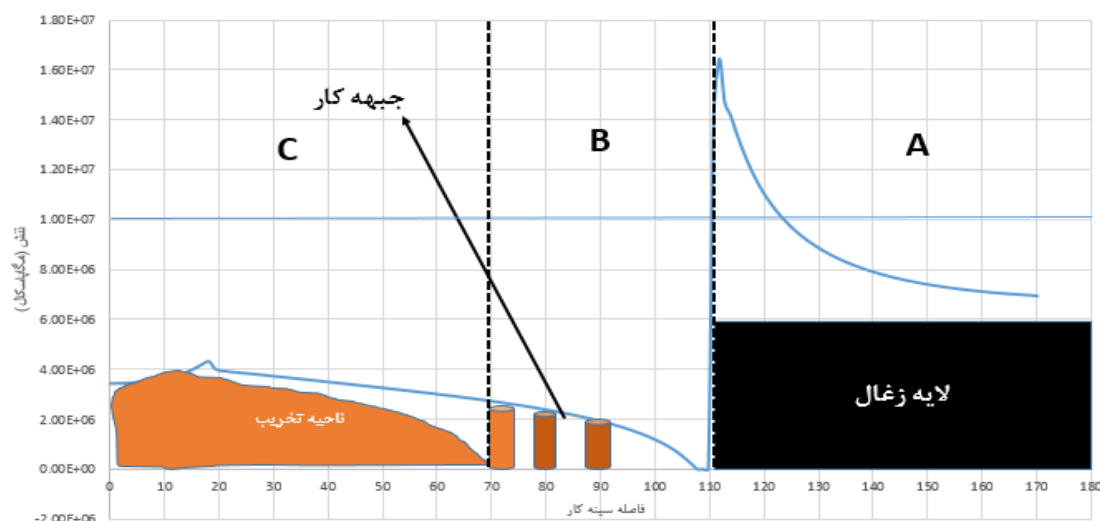
به منظور اعتبارسنجی مدل عددی ساخته شده در معدن طزره از انطباق نتایج حاصل مدل عددی با نمودارهای توزیع مجدد تنش‌های در روش جبهه کار طولانی با توجه به روش تجربی استفاده شده است. روش‌های تجربی استفاده شده در این پایان‌نامه شامل انطباق نحوه توزیع تنش تکیه‌گاهی جلوئی، فشار تکیه‌گاهی در اطراف پهنه می‌باشد.

۱- انطباق توزیع تنش تکیه‌گاهی جلوئی

همان طور که در قبل اشاره شد با آماده سازی پهنه و کارگاه استخراج، شرایط تعادلی به هم می خورد و برای رسیدن به یک حالت تعادلی جدید، توزیع مجدد تنش در سقف و راهروها ایجاد می شود و در مقابل بار آن به زغال سنگ دو طرف کارگاه و پایه ها انتقال می یابد؛ لذا در نزدیکی جبهه کار تنش های عمودی به صورت ناگهانی افزایش می یابد تا به حداکثر مقدار خود برسد این مقدار تنش رفته رفته با فاصله گرفتن از جبهه کار کاهش می یابد تا به مقدار کمتری از تنش های اولیه برسد سپس در ناحیه تخریب با دور شدن از کارگاه استخراج این تنش روند افزایشی به خود گرفته تا پس از مدتی تقریباً برابر تنش های اولیه بشود. در مدل ساخته شده به خوبی می توان روند مذکور را مشاهده کرد. شکل ۴-۲۸ نشان دهنده انطباق روند توزیع تنش تکیه گاهی جلویی مدل عددی در هر برش از پیشروی با مدل های تجربی ارائه شده است.



شکل ۴-۲۸- روند توزیع تنش قائم وارد بر وسط سقف جبهه کار باتوجه به فاصله جبهه کار



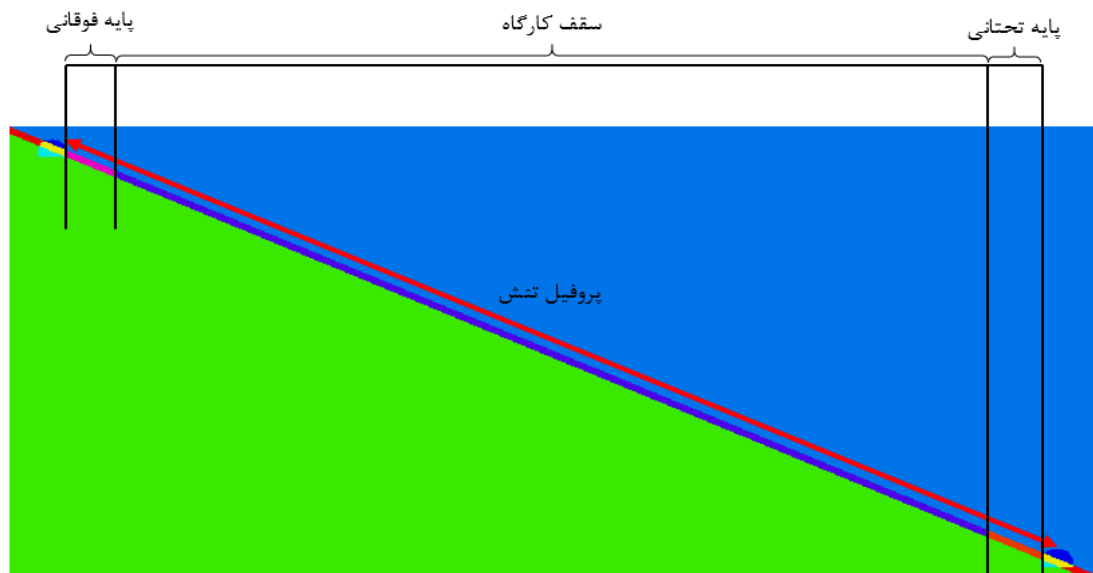
شکل ۴-۲۹- نحوه توزیع تنش فشار تکیه‌گاهی جلوئی در محدوده جبهه کار در مدل‌سازی عددی

در شکل ۴-۲۹ نمودار توزیع تنش تکیه‌گاهی جلوئی برای برش شماره ۱۰۷-۱۱۰ از پیشروی همانند مدل تجربی به سه بخش تقسیم شده است. در بخش A افزایش تنش قائم در لبه جبهه کار به میزان حداکثر ۱۶ مگاپاسکال رسیده و با روند کاهشی در بخش B به کمترین مقدار خود می‌رسد سپس در بخش C تنش با نرخ آرامی افزایش یافته تا به میزان ۸۰ درصد از تنش‌های تعادلی اولیه رسیده است.

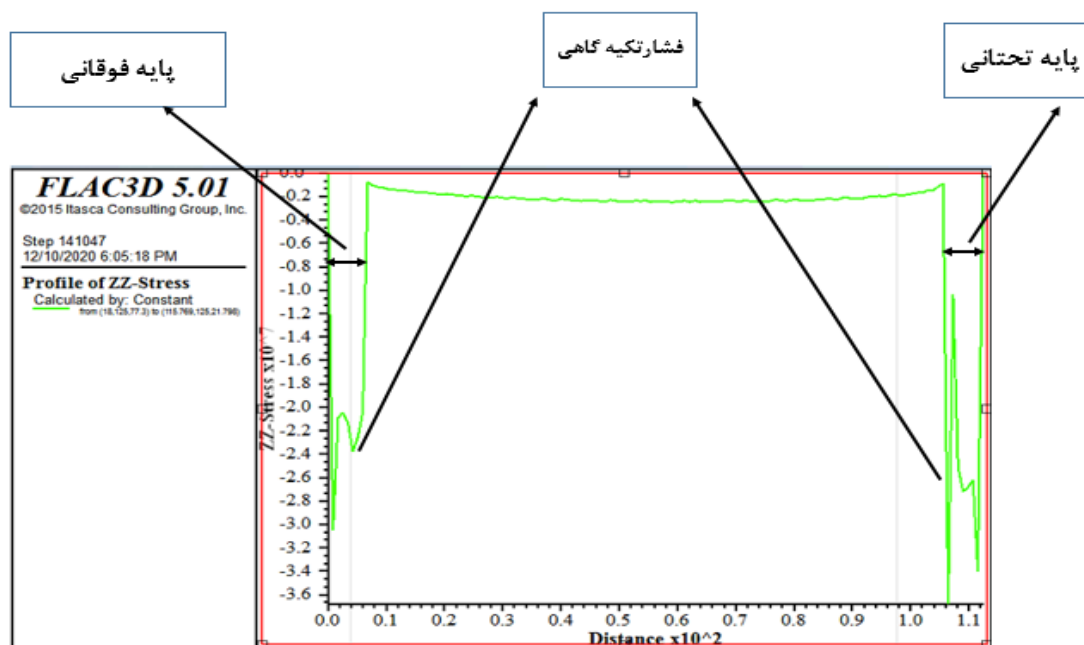
۲- فشار تکیه‌گاهی (پایه‌ای) در اطراف پهنه

باتوجه به مطالب مذکور در این رابطه با آماده‌سازی کارگاه استخراج وزن طبقات روباره به جلو و پشت کارگاه استخراج و به دو طرف پهنه یعنی پایه‌های زغالی منتقل شده که باعث شده به این نواحی تنش بیشتری از سایر قسمت‌های سنگ‌های پوششی وارد شود. به منظور نشان دادن تنش‌های وارده بر پایه‌ها پروفیلی در امتداد طول کارگاه زده شده است به منظور نشان دادن تنش‌های وارده بر پایه‌ها و سقف پروفیلی در یک برش پیشروی در امتداد طول کارگاه زده شده است. شکل ۴-۳۰ نشانگر موقعیت پروفیل تنش نسبت به پایه‌ها و سقف کارگاه است. در شکل ۴-۳۱ نمودار توزیع تنش‌های پایه‌ای مدل عددی در پروفیل مذکور است، همان طور که این شکل

نشان می‌دهد، تنش‌های قائم بر روی پایه‌ها نسبت به سقف کارگاه بیش‌تر است. این مطلب نشانگر انطباق روند توزیع تنش بر پایه و سقف در مدل عددی با مدل‌های تجربی است.



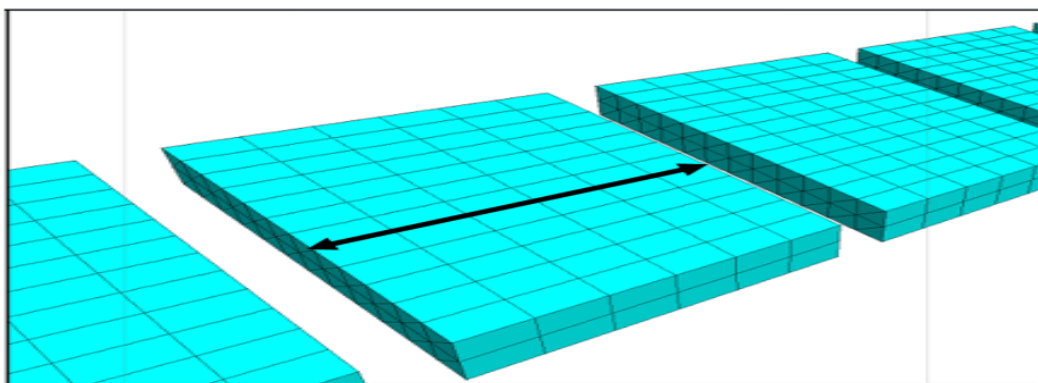
شکل ۴-۳۰- موقعیت پروفیل ثبت تنش پایه‌ای در مدل‌سازی عددی



شکل ۴-۳۱- نحوه توزیع فشار تکیه گاهی کناری در مدل‌سازی عددی

۴-۱۳ ارزیابی پایداری پایه در مدل عددی

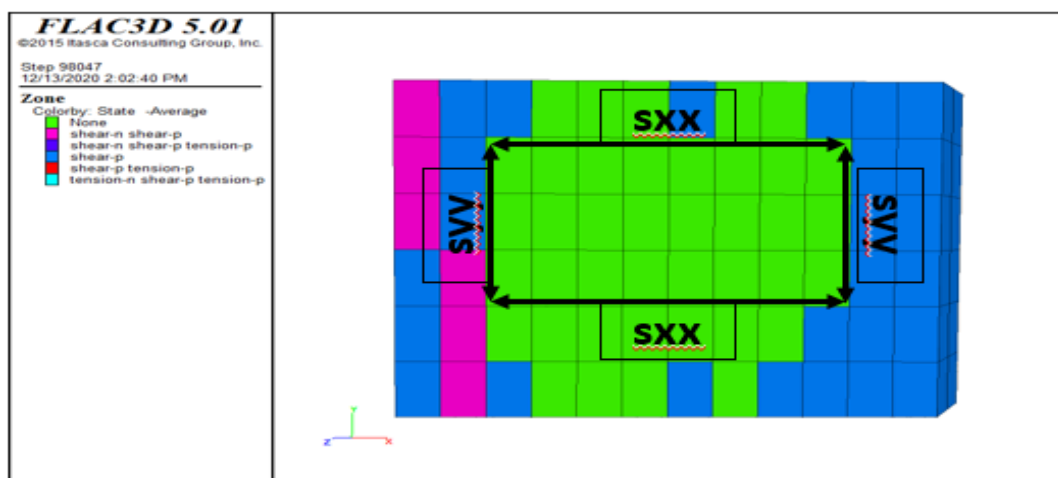
به منظور بالا بردن دقت ارزیابی پایداری پایه‌ها این امر باید در شرایط بحرانی پایه انجام شود شرایط بحرانی پایه زمانی رخ می‌دهد که ماکزیمم مقدار تنش به پایه وارد می‌شود جهت محاسبه این تنش، تنش‌های وارد بر پایه باتوجه به فاصله سینه کار از ابتدای پایه در هر متر تعیین شده است. روش محاسبه این تنش در مدل عددی به این گونه است که ابتدا پروفیلی از مرکز پایه به طول شش متر زده می‌شود سپس تنش‌های قائم وارد بر پایه در امتداد این پروفیل در هر نیم متر مورد بررسی قرار گرفته است در نهایت به منظور به دست آوردن تنش قائم وارد بر پایه میانگین میان تنش‌های ثبت شده در پروفیل گرفته شده است. به منظور درک بهتر از شرایط بحرانی پایه نمودار تنش‌های قائم وارد بر پایه نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه ثبت شده است از ارزیابی داده‌های به دست آمده این نتیجه حاصل می‌شود که با افزایش فاصله از سینه کار تنش قائم وارد بر پایه افزایش یافته تا در یک فاصله معین به حداکثر مقدار خود برسد و پس از آن این روند ثابت خواهد شد و مقدار تنش افزایش نخواهد یافت. در شکل ۴-۳۲ جانمایی پروفیل مذکور برای محاسبه تنش میانگین قائم وارد بر پایه نشان داده شده است.



شکل ۴-۳۲- محل قرارگیری پروفیل جهت ثبت تنش‌های قائم وارد بر پایه

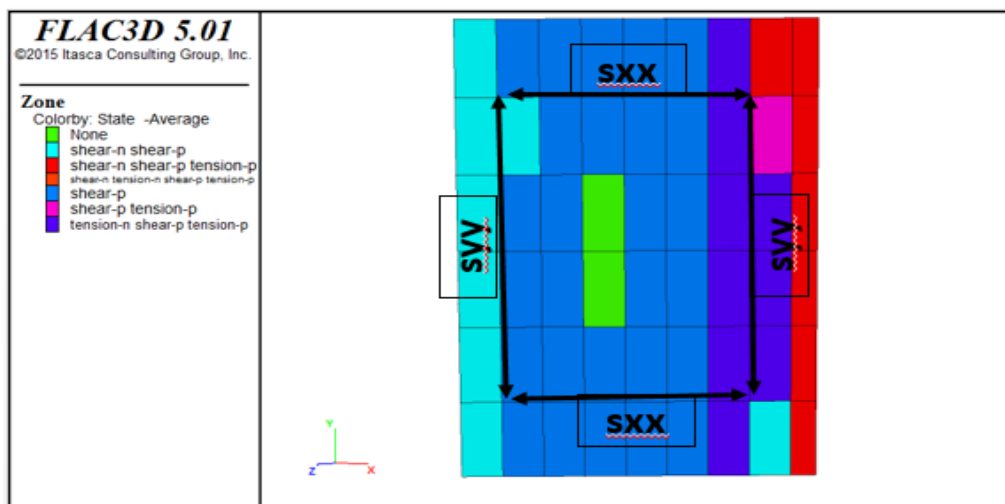
برای محاسبه تنش محصور ابتدا وضعیت پایه از نظر الاستیک یا پلاستیک شدگی مورد ارزیابی قرار گرفته است. در شرایطی که پایه در حالت الاستیک خود باشد چهار پروفیل در امتداد پایه و در قسمت‌هایی از پایه که حالت الاستیک خود را حفظ کرده می‌شود سپس در هر پروفیل

تنش‌های افقی ثبت می‌شود. تنش‌های افقی شامل تنش‌ها در راستای محور X و Y است (S_{xx} , S_{yy}). به‌منظور محاسبه تنش‌های محصور در هر پروفیل تنش‌های افقی باتوجه‌به طول پروفیل در هر نیم متر ثبت شده و میانگین حاصل این تنش‌ها به‌عنوان تنش محصورکننده در پایه‌ای که حالت الاستیک خود را حفظ کرده است در نظر گرفته شده است. در شکل ۴-۳۳ جانمایی پروفیل مذکور برای محاسبه تنش‌های محصور برای پایه‌ای که حالت الاستیک خود را حفظ کرده نشان داده شده است.



شکل ۴-۳۳- جانمایی پروفیل‌های ثبت تنش افقی برای پایه الاستیک

اگر پایه وارد حالت پلاستیک شده باشد برای محاسبه تنش‌های محصور چهار پروفیل در امتداد محور X و Y در فاصله یک‌متری از گوشه‌های پایه در داخل آن زده می‌شود. در هر پروفیل تنش‌های افقی باتوجه‌به طول پروفیل در هر نیم متر ثبت شده و میانگین حاصل از این تنش‌ها به‌عنوان تنش محصورکننده پایه در حالتی که پایه وارد فاز پلاستیک شده است در نظر گرفته شده است. در شکل ۴-۳۴ جانمایی پروفیل مذکور برای محاسبه تنش‌های محصور برای پایه‌ای که وارد فاز پلاستیک شده است نشان داده شده است.

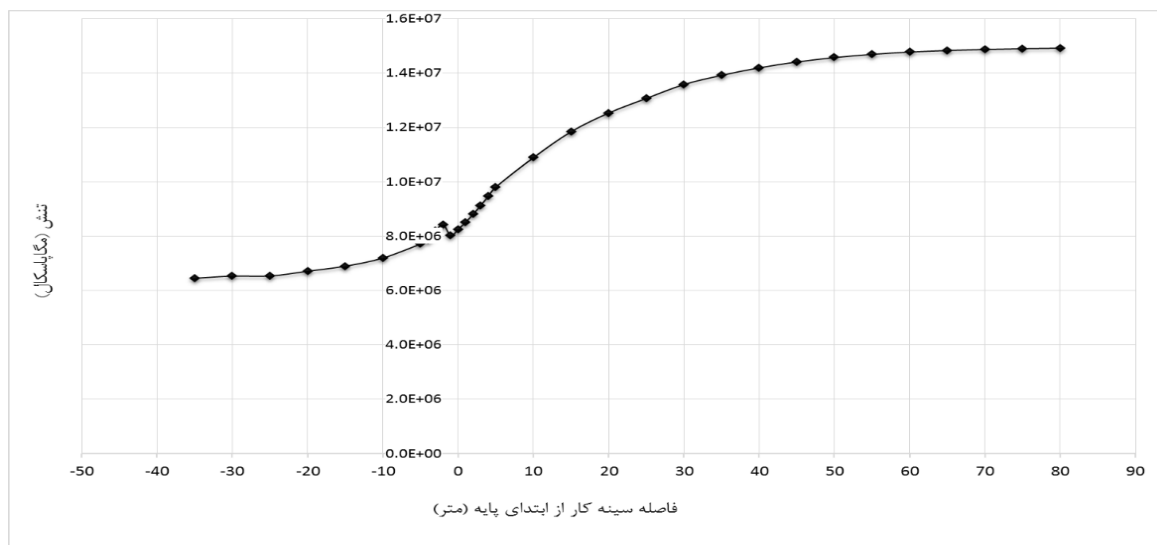


شکل ۴-۳۴- جانمایی پروفیل‌های ثبت تنش افقی برای پایه پلاستیک

برای به‌دست‌آوردن پایه با عرض مناسب جهت افزایش بازیابی زغال مدل عددی ساخته شده با عرض پایه‌های شش متر، پنج متر، چهار متر و سه متر مورد ارزیابی قرار گرفته است. در ادامه به شرح و تفصیل هر هریک از شرایط مذکور پرداخته شده است.

۴-۱۳-۱ ارزیابی پایداری پایه با عرض شش متر فوقانی

برای ارزیابی پایه با عرض شش متر باتوجه‌به مطالب مذکور در بالا، باتوجه‌به شکل ۴-۳۵ که نمودار تنش قائم وارد بر پایه باتوجه‌به فاصله سینه کار از ابتدای پایه است می‌توان نتیجه گرفت که بیشترین مقدار تنش وارد بر پایه در فاصله ۶۰ متری سینه کار از ابتدای پایه بر پایه وارد می‌شود که برابر ۱۴/۷ مگاپاسکال است و پس از این فاصله مقدار تنش ثابت باقی خواهد ماند.

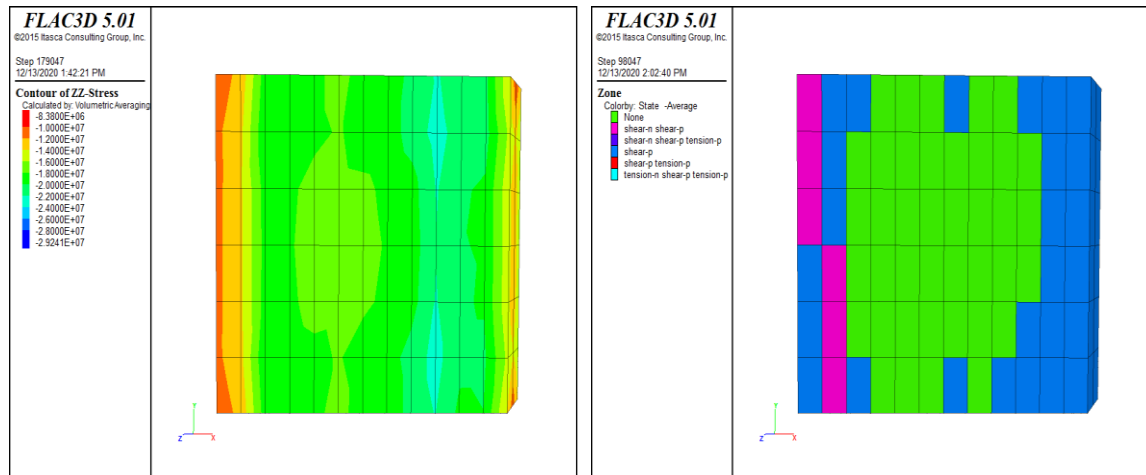


شکل ۴-۳۵- نمودار متوسط تنش قائم وارد بر پایه باتوجه به فاصله سینه کار

همچنین در بررسی‌های به عمل آمده مشخص شد که این روند تغییرات برای تمامی پایه‌های فوقانی یکسان بوده و میزان تنش ماکزیمم، در فاصله ۶۰ متری سینه کار از ابتدای پایه رخ می‌دهد.

با بررسی کنتورهای پلاستیک شدگی پایه‌ها در شرایط بحرانی (همان طور که ذکر شد شرایط بحرانی برای هر پایه زمانی رخ می‌دهد که فاصله جبهه کار از ابتدای پایه ۶۰ متر باشد)، می‌توان نتیجه گرفت که قسمت‌های گوشه‌ای پایه دچار شکست برشی شده است و قسمت‌های داخلی و مرکزی پایه حالت الاستیک خود را حفظ کرده‌اند همچنین قسمتی از پایه که در مجاورت کارگاه استخراج قرار دارد بیشتر از قسمت فوقانی آن دچار شکست شده است. شکل ۴-۳۶ سمت راست کنتور پلاستیک شدگی پایه شماره ۵ فوقانی را نشان می‌دهد. در این شکل رنگ آبی نشان‌دهنده گسیختگی برشی و رنگ سبز نشان‌دهنده حالت الاستیک می‌باشد. همچنین با بررسی کنتور تنش‌های قائم وارد بر پایه که در شکل ۴-۳۶ سمت چپ نشان داده شده است و کنتور پلاستیک می‌توان دریافت که در اثر استخراج کارگاه و فاصله گرفتن آن از پایه بیشترین تنش به لبه مجاور کارگاه استخراج وارد می‌شود همچنین میزان تنش کمتری به گوشه‌های پایه وارد شده است و بیشترین تنش‌ها به طور کلی در مرکز پایه متمرکز است این حالت به این دلیل است که لبه‌های پایه دچار شکست شده‌اند و تنش کمتری به لبه‌های پایه وارد شده و تنش به

مرکز پایه انتقال یافته است. نکته دیگری که از شکل ۴-۳۶ سمت چپ می توان یافت این است که شکل کنتور تنش های قائم در امتداد عرض پایه متقارن نیست که به علت شیب دار بودن لایه است.



شکل ۴-۳۶- کنتور پلاستیک و تنش قائم بر پایه ۶ متری فوقانی

تحلیل پایداری پایه

به منظور محاسبه حداکثر مقاومت پایه می توان از معیار شکست موهر کلمب استفاده کرد. براین اساس مقاومت پایه از رابطه ۴-۱۴ قابل محاسبه است (Najafi, et al. , ۲۰۱۴):

$$PS = 2C \times \sqrt{\frac{1+\sin(\phi)}{1-\sin(\phi)}} + \frac{1+\sin(\phi)}{1-\sin(\phi)} \times \delta_3 \quad (4-14)$$

که در این رابطه PS ، مقاومت پایه، ϕ ، زاویه اصطکاک داخلی پایه و δ_3 تنش محصورکننده در لبه پایدار پایه است.

به منظور تعیین تنش محصورکننده از تنش های افقی (S_{xx}) و (S_{yy}) در چهار گوشه پایه بعد از لبه های شکسته شده پایه استفاده شده. برای تعیین تنش افقی S_{yy} ، دو پروفیل در امتداد پایه در راستای محور Y بعد از لبه های شکسته شده در قسمت فوقانی و تحتانی پایه رسم شده و مقادیر تنش در هر نیم متر ثبت شده، و برای تعیین تنش افقی S_{xx} دو پروفیل در راستای محور X بعد از لبه های شکسته شده در قسمت فوقانی و تحتانی پایه رسم شده و مقادیر تنش باتوجه به

اندازه هر پروفیل در هر نیم متر ثبت شده و مقدار تنش محصورکننده برای تعیین ضریب ایمنی پایه به صورت میانگین، متوسط تنش‌های چهار پروفیل مذکور در نظر گرفته شده است. در شکل ۳۷-۴ و ۳۸-۴ به ترتیب کنتور تنش‌های افقی (S_{yy}) و (S_{xx}) آورده شده است.

تعیین ضریب ایمنی پایه با توجه به فاصله سینه کار از پایه

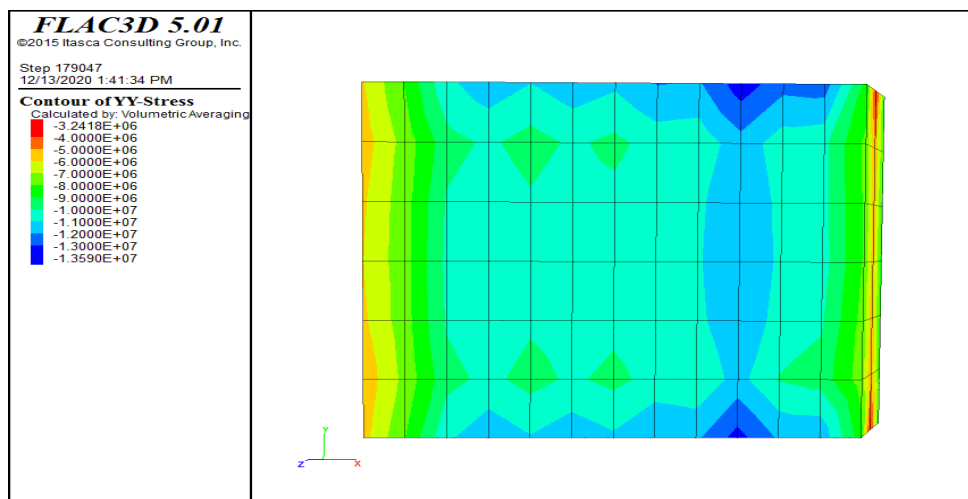
ضریب ایمنی پایه را می‌توان از رابطه شماره ۴-۱۵ محاسبه کرد.

$$SF = \frac{PS}{S_{ZZ}} \quad (۴-۱۵)$$

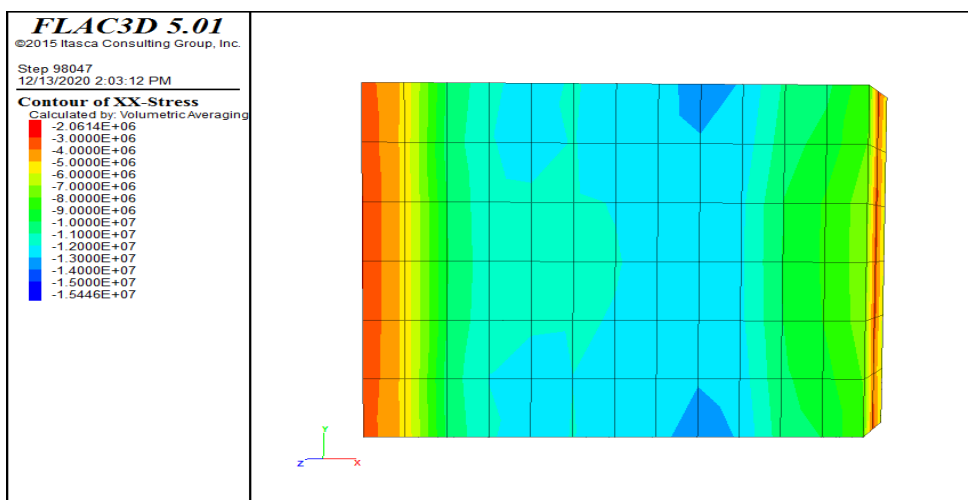
که در این رابطه PS، مقاومت پایه و S_{zz} ، حداکثر تنش وارد بر پایه است که در محاسبه ضریب ایمنی

برای هر پایه برابر حداکثر تنش قائم وارد بر پایه در نظر گرفته شده است.

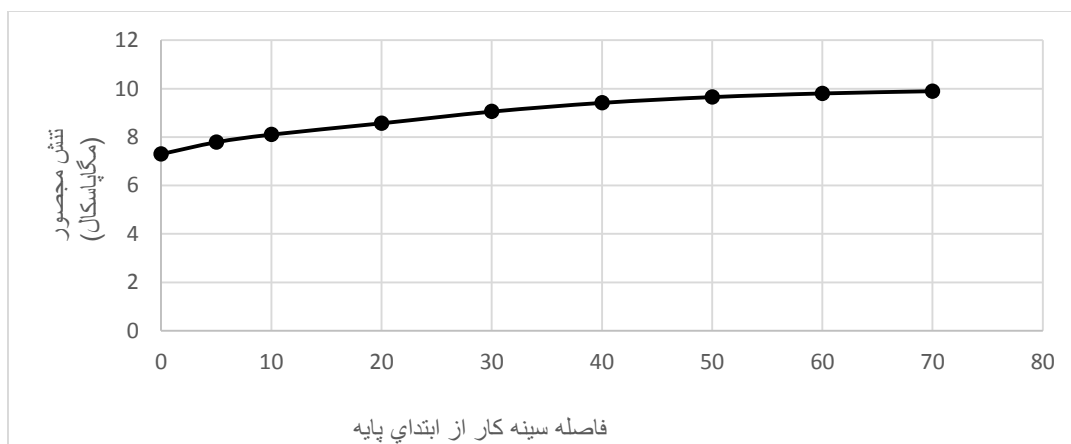
نمودارهای تنش‌های افقی (محصور) و قائم وارد بر پایه نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه به ترتیب در شکل‌های ۴-۳۹ و ۴-۴۰ آمده است. در این نمودارها همان طور که مشاهده می‌شود میران تنش با فاصله گرفتن سینه کار از پایه افزایش یافته و بعد از متر از معینی این مقدار تنش روند ثابت به خود می‌گیرد. با کمک رابطه شماره ۴-۱۵ و نمودارهای تنش می‌توان برای پایه ضریب ایمنی بر حسب فاصله از سینه کار را محاسبه کرد در جدول شماره ۴-۱۷ مقادیر لازم جهت تعیین ضریب ایمنی آورده شده است. شکل ۴-۴۱ نمودار تغییرات ضریب ایمنی بر حسب فاصله سینه کار از ابتدای پایه است.



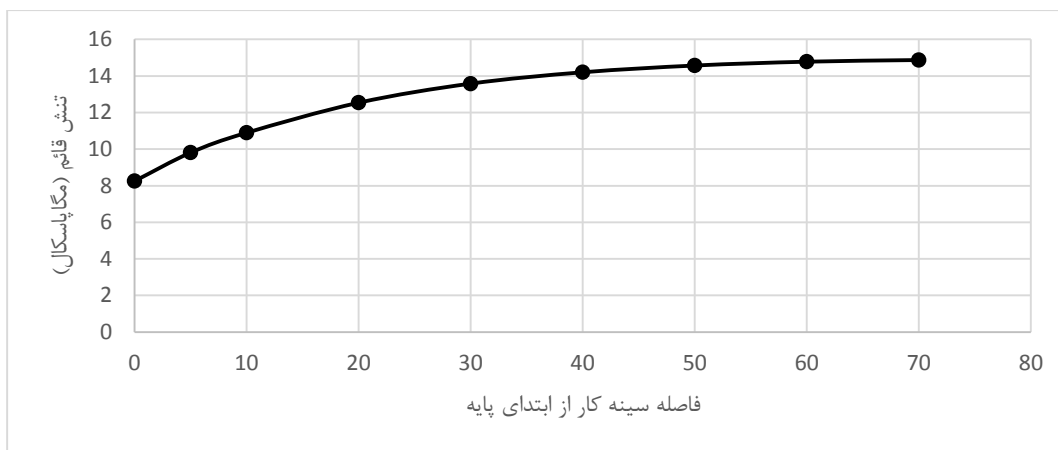
شکل ۴-۳۷- کنتور تنش‌های محصور (S_{yy}) بر پایه فوقانی



شکل ۴-۳۸- کنتور تنش‌های محصور (S_{xx}) بر پایه فوقانی



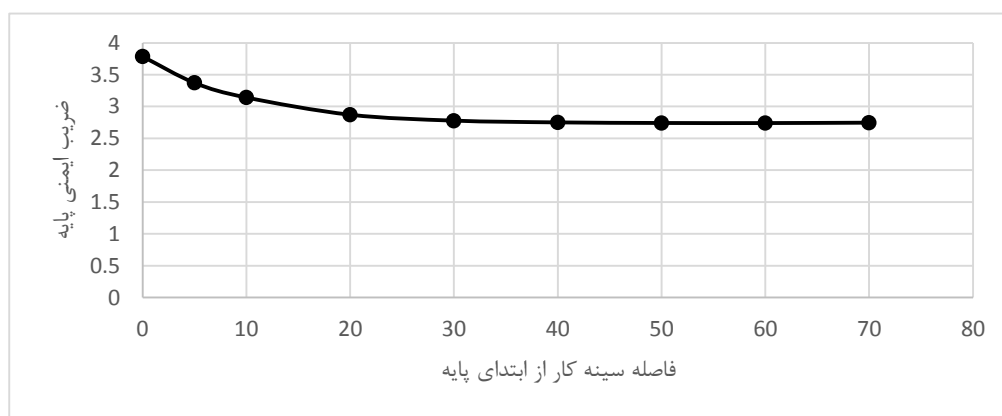
شکل ۴-۳۹- نمودار تنش‌های افقی وارد بر پایه ۶ متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار



شکل ۴-۴۰- نمودار تنش‌های قائم وارد بر پایه ۶ متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار

جدول ۴-۱۷- محاسبه ضریب ایمنی پایه ۶ متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار

فاصله	تنش قائم	تنش افقی	مقاومت پایه	ضریب ایمنی
۰	۸/۵	۷/۲	۳۱/۲	۳/۷۸
۵	۹/۸	۷/۷	۳۳/۰۷	۳/۳۷
۱۰	۱۰/۸	۸/۱	۳۴/۲	۳/۱۴
۲۰	۱۲/۵	۸/۵	۳۵/۹	۲/۸۷
۳۰	۱۳/۵	۹/۰۴	۳۷/۷	۲/۷۷
۴۰	۱۴/۲	۹/۴	۳۹/۰۶	۲/۷۵
۵۰	۱۴/۵	۹/۶	۳۹/۹	۲/۷۴
۶۰	۱۴/۷	۹/۸	۴۰/۵	۲/۷۴
۷۰	۱۴/۸	۹/۸	۴۰/۸	۲/۷۴



شکل ۴-۴۱- نمودار تغییرات ضریب ایمنی پایه نسبت به فاصله سینه کار

از شکل ۴-۴۱ این نتیجه حاصل می‌شود که بحرانی‌ترین مقدار ضریب ایمنی در فاصله ۶۰ متری سینه کار از ابتدای پایه حاصل می‌شود که معیار طراحی پایه با عرض ۶ متر در قسمت فوقانی پهنه باتوجه به این ضریب صورت گرفته که نشان‌دهنده پایداری پایه می‌باشد.

باتوجه به اینکه روند تحلیل پایداری پایه برای همه پایه‌ها یکسان است تمام توضیحاتی که در بخش پایه ۶ متری فوقانی آورده شده است برای تمامی پایه‌های دیگر صدق می‌کند لذا از تکرار دوباره آنها در روند تحلیل سایر پایه‌ها صرف‌نظر شده است.

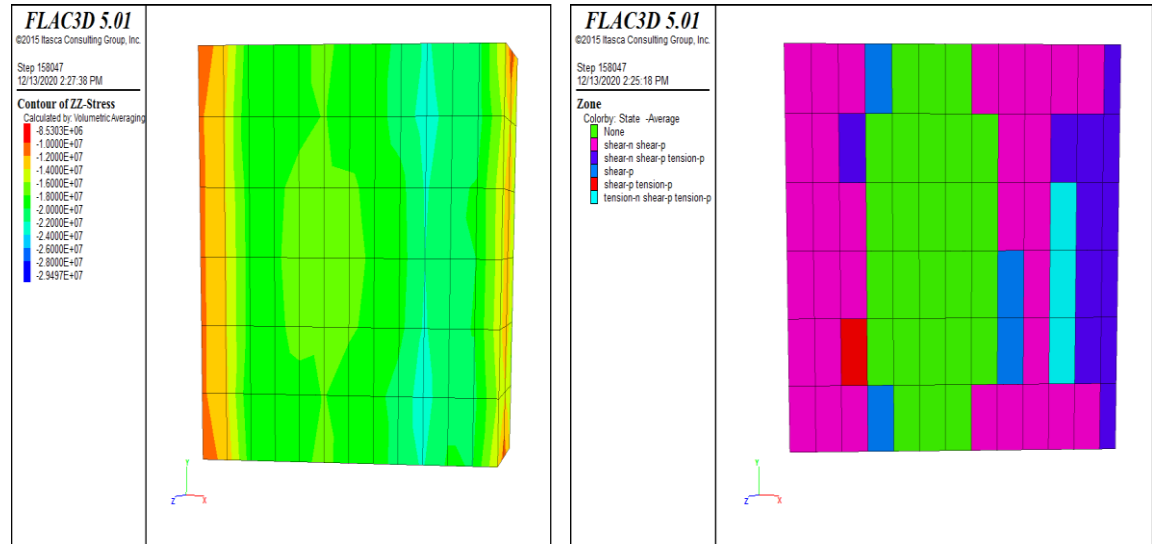
۴-۱۳-۲ ارزیابی پایداری پایه با عرض شش متر تحتانی

باتوجه به شکل ۴-۴۲ که نمودار تنش قائم وارد بر پایه باتوجه به فاصله سینه کار از ابتدای پایه است می‌توان نتیجه گرفت که بیشترین مقدار تنش وارد بر پایه در فاصله ۱۲۰ متری سینه کار از ابتدای پایه بر پایه وارد می‌شود که برابر ۲۶ مگاپاسکال است و پس از این فاصله مقدار تنش ثابت باقی خواهد ماند.



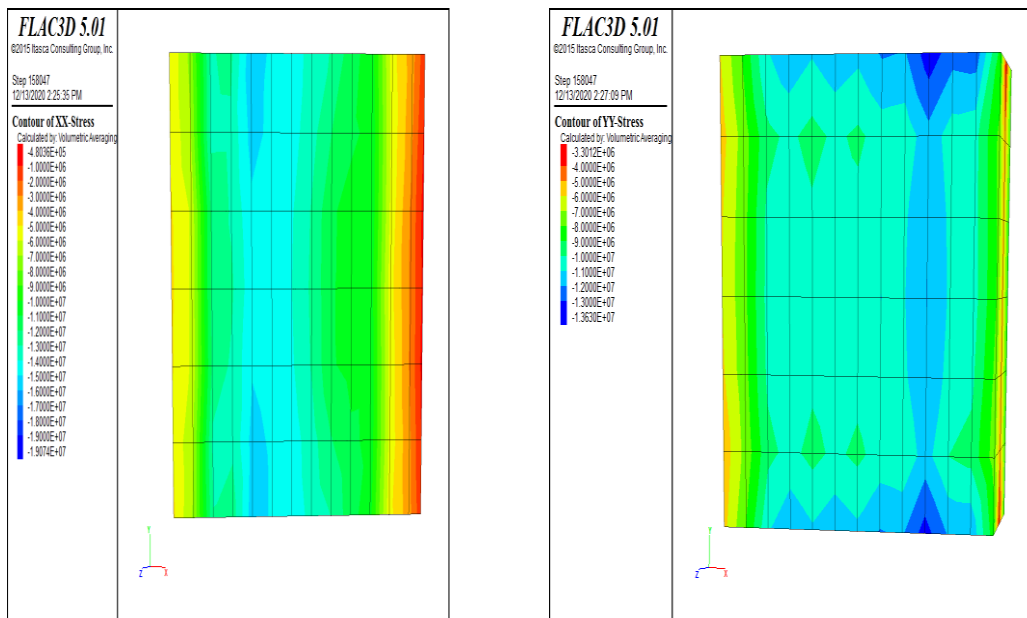
شکل ۴-۴۲- نمودار متوسط تنش قائم وارد بر پایه باتوجه به فاصله سینه کار

در شکل ۴-۴۳ کنتور پلاستیک شدگی پایه و کنتور تنش‌های قائم وارد بر پایه در شرایطی که سینه کار در فاصله ۱۲۰ متری از ابتدای پایه قرار دارد آورده شده است.



شکل ۴-۴۳- کنتور پلاستیک شدگی و تنش‌های قائم وارد بر پایه ۶ متری تحتانی

در شکل ۴-۴۴: کنتور تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه در شرایطی که سینه کار در فاصله ۱۲۰ متری از پایه قرار دارد آورده شده است.

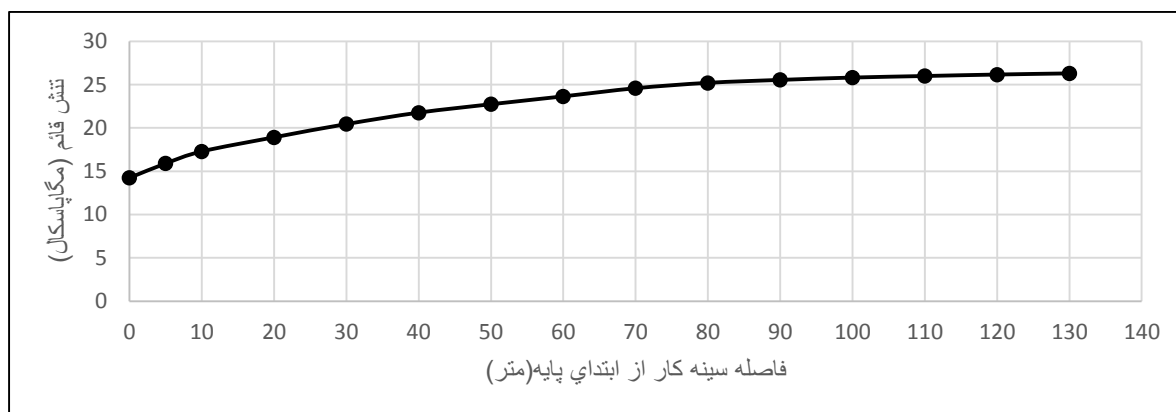


شکل ۴-۴۴- کنتور تنش‌های محصور (S_{yy}) و (S_{xx}) بر پایه ۶ متری تحتانی

نمودارهای تنش‌های افقی (محصور) و قائم وارد بر پایه شش‌متری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه به ترتیب در شکل‌های ۴-۴۵ و ۴-۴۶ آمده است.



شکل ۴-۴۵- نمودار تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه شش‌متری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه

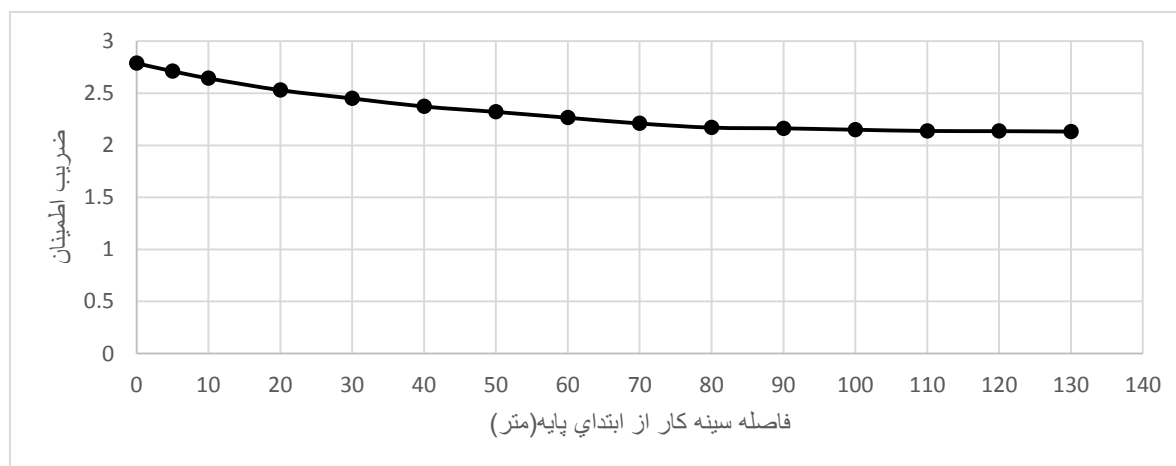


شکل ۴-۴۶- نمودار تنش‌های قائم وارد بر پایه شش‌متری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه

مقادیر لازم جهت تعیین ضریب ایمنی آورده پایه در جدول ۴-۱۸ آورده شده است. شکل ۴-۴۷ نمودار تغییرات ضریب ایمنی برحسب فاصله سینه کار از ابتدای پایه است.

جدول ۱۸-۴- محاسبه ضریب ایمنی پایه شش متری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار

ضریب ایمنی	مقاومت پایه	تنش افقی	تنش قائم	فاصله
۲/۷۸	۳۹/۷	۹/۵	۱۴/۲۴	۰
۲/۷۱	۴۳/۱۲	۱۰/۵	۱۵/۹	۵
۲/۶۴	۴۵/۷	۱۱/۲	۱۷/۲۹	۱۰
۲/۵۷	۴۸/۷۱	۱۲	۱۸/۹	۲۰
۲/۴۷	۵۰/۵۲	۱۲/۵۱	۲۰/۴۵	۳۰
۲/۳۷	۵۱/۶۵	۱۲/۸۲	۲۱/۷۷	۴۰
۲/۳۲	۵۲/۷۷	۱۳/۱۲	۲۲/۷۴	۵۰
۲/۲۶	۵۳/۵۶	۱۳/۳۴	۲۳/۶۵	۶۰
۲/۲۰	۵۴/۳۳	۱۳/۵۴	۲۴/۵۹	۷۰
۲/۱۷	۵۴/۷	۱۳/۶۴	۲۵/۲۱	۸۰
۲/۱۷	۵۵/۲۶	۱۳/۸	۲۵/۵۵	۹۰
۲/۱۵	۵۵/۵	۱۳/۸۶	۲۵/۸۲	۱۰۰
۲/۱۴	۵۵/۵۸	۱۳/۸۸	۲۶	۱۱۰
۲/۱۴	۵۵/۹	۱۳/۹۷	۲۶/۱۷	۱۲۰
۲/۱۳	۵۶/۰۷	۱۴/۰۲	۲۶/۳	۱۳۰

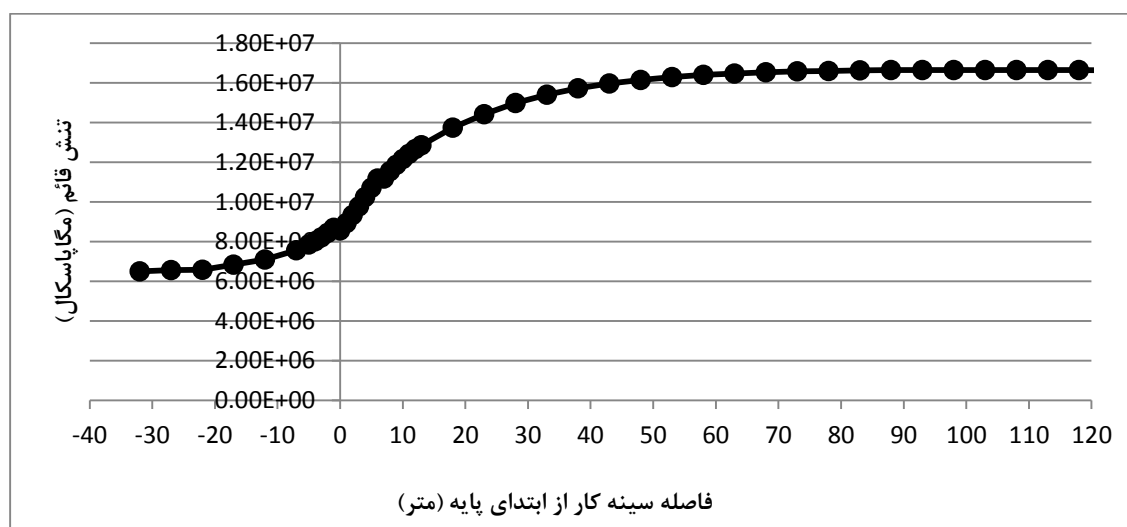


شکل ۴-۴۷- نمودار تغییرات ضریب ایمنی پایه نسبت به فاصله سینه کار

باتوجه به مقادیر به دست آمده ضریب ایمنی برای پایه شش متری در قسمت تحتانی نشان از پایداری این پایه در بحرانی ترین حالت برای این پایه دارد.

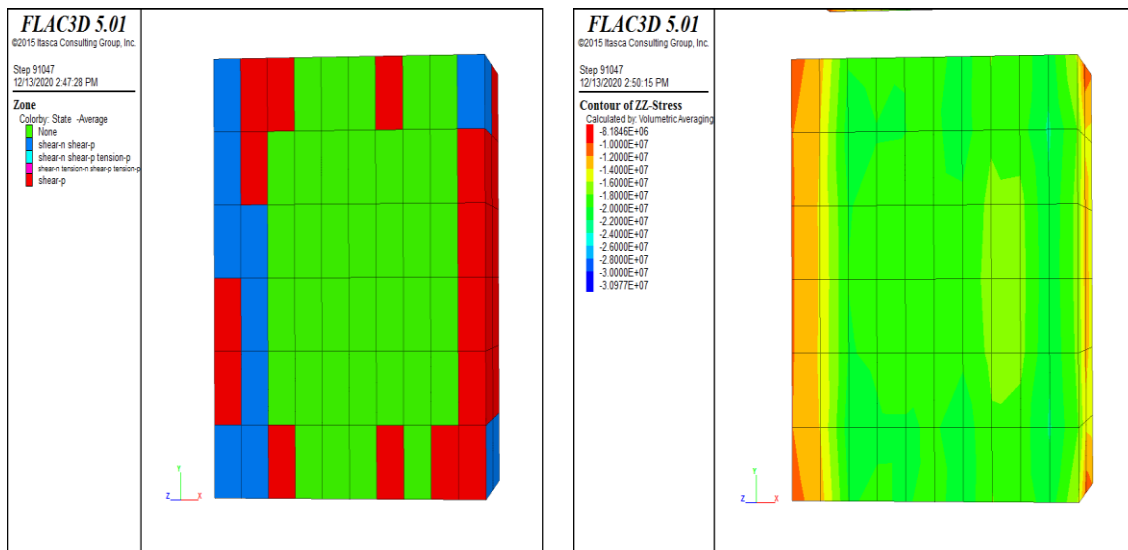
۴-۱۳-۳ ارزیابی پایداری پایه با عرض پنج متر فوقانی

باتوجه به شکل ۴-۴۸ که نمودار تنش قائم وارد بر پایه باتوجه به فاصله سینه کار از ابتدای پایه است می توان نتیجه گرفت که بیشترین مقدار تنش وارد بر پایه در فاصله ۵۳ متری سینه کار از ابتدای پایه بر پایه وارد می شود که برابر $16/3$ مگاپاسکال است و پس از این فاصله مقدار تنش ثابت باقی خواهد ماند.



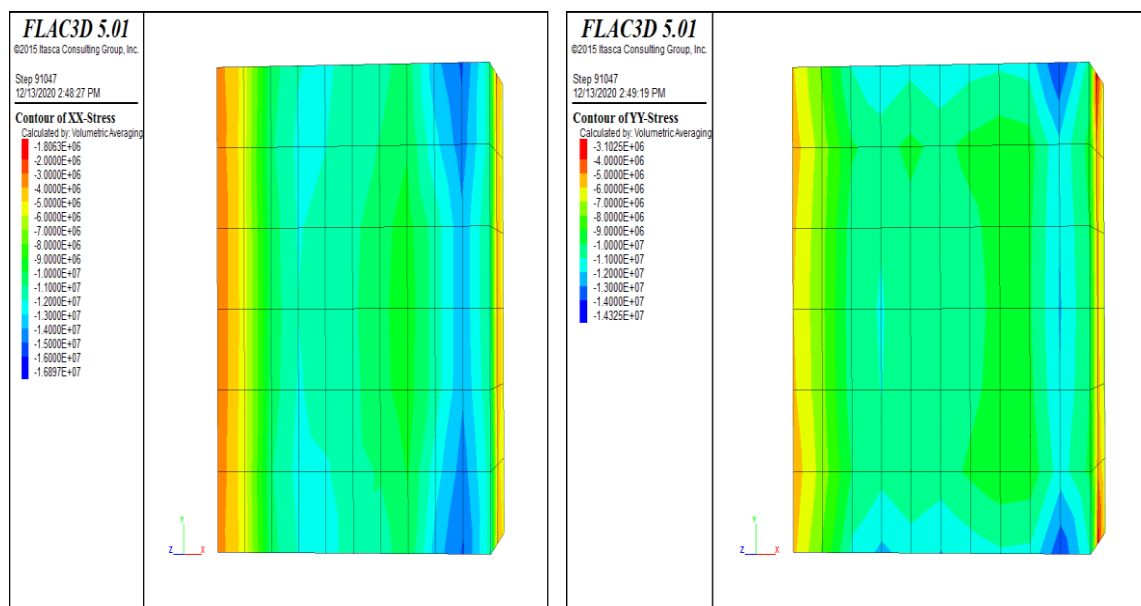
شکل ۴-۴۸- نمودار متوسط تنش قائم وارد بر پایه باتوجه به فاصله سینه کار

در شکل ۴-۴۹ کنتور پلاستیک شدگی پایه و کنتور تنش های قائم وارد بر پایه در شرایطی که سینه کار در فاصله ۵۳ متری از ابتدای پایه قرار دارد آورده شده است.



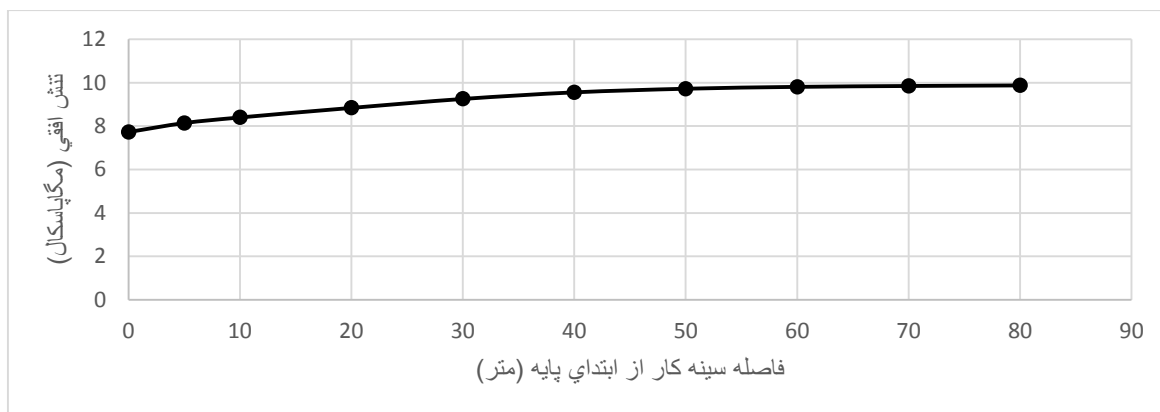
شکل ۴-۴۹- کنتور پلاستیک شدگی و تنش‌های قائم وارد بر پایه پنج متری فوقانی

در شکل ۴-۵۰- کنتور تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه در شرایطی که سینه کار در فاصله ۵۳ متری از پایه قرار دارد آورده شده است.

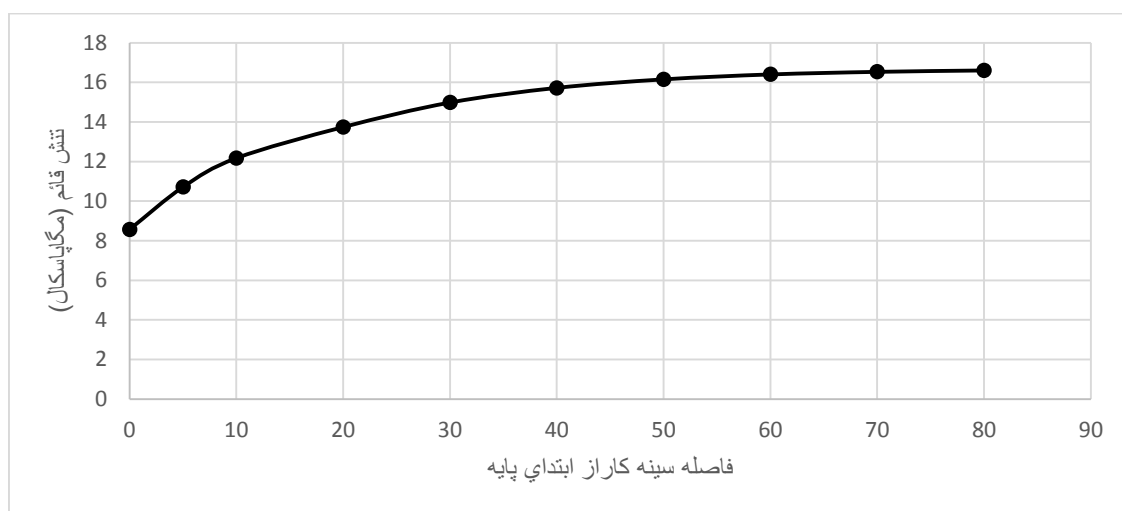


شکل ۴-۵۰- کنتور تنش‌های محصور (S_{yy}) و (S_{xx}) بر پایه پنج متری فوقانی

نمودارهای تنش‌های افقی (محصور) و قائم وارد بر پایه پنج متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه به ترتیب در شکل‌های ۴-۵۱ و ۴-۵۲ آمده است.



شکل ۴-۵۱- نمودار تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه پنج متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه



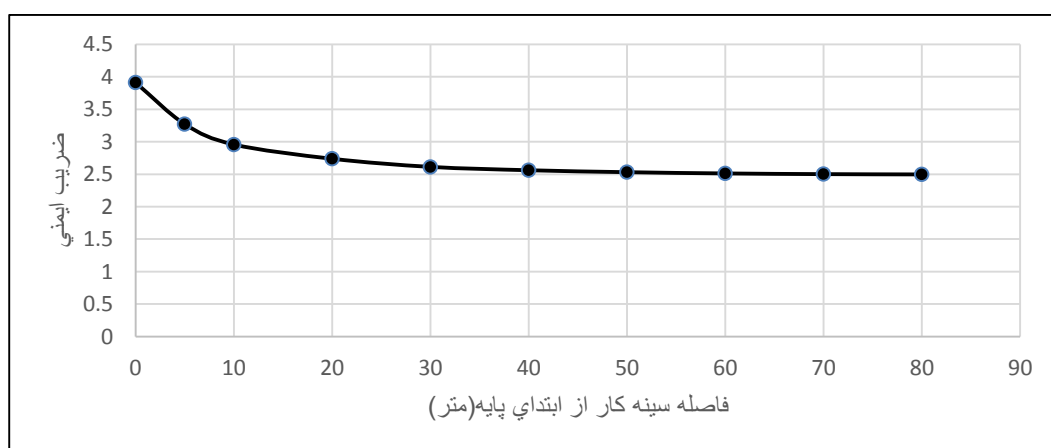
شکل ۴-۵۲- نمودار تنش‌های قائم وارد بر پایه پنج متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه

مقادیر لازم جهت تعیین ضریب ایمنی آورده پایه در جدول ۴-۱۹ آورده شده است. شکل ۴-۵۳

نمودار تغییرات ضریب ایمنی برحسب فاصله سینه کار از ابتدای پایه است.

جدول ۴-۱۹ محاسبه ضریب ایمنی پایه پنج متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار

ضریب ایمنی	مقاومت پایه	تنش افقی	تنش قائم	فاصله
۳/۹	۳۳/۵	۷/۷۲	۸/۵۷	۰
۳/۲۷	۳۵/۰۳	۸/۱۴	۱۰/۷۱	۵
۲/۹۵	۳۶	۸/۴	۱۲/۱۷	۱۰
۲/۷۳	۳۷/۶	۸/۸۴	۱۳/۷۴	۲۰
۲/۶۱	۳۹/۱۳	۹/۲۵	۱۴/۹۸	۳۰
۲/۵۶	۴۰/۲۵	۹/۵۵	۱۵/۷۲	۴۰
۲/۵۳	۴۰/۸۷	۹/۷۲	۱۶/۱۵	۵۰
۲/۵۱	۴۱/۱۹	۹/۸۱	۱۶/۴	۶۰
۲/۵	۴۱/۳۴	۹/۸۵	۱۶/۵۳	۷۰
۲/۴۹	۴۱/۴۴	۹/۸۷	۱۶/۶	۸۰



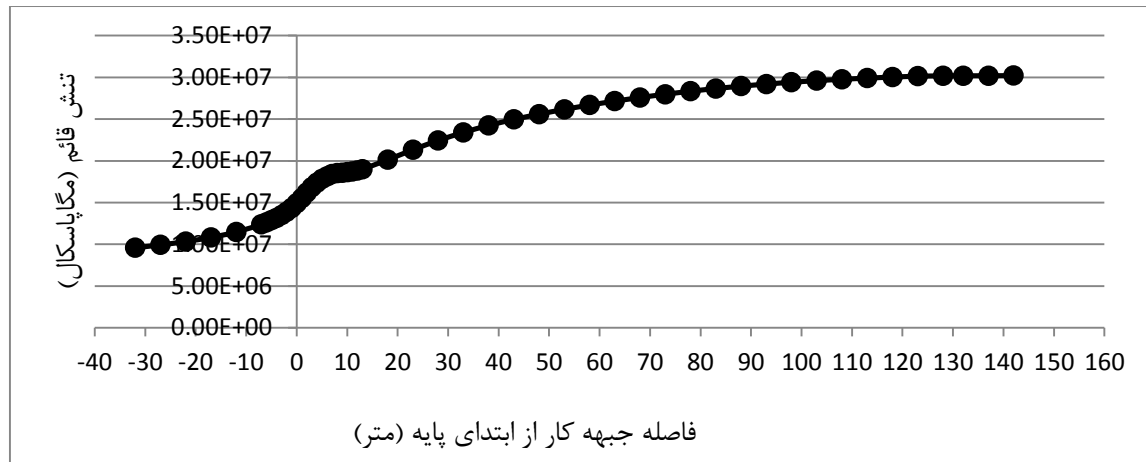
شکل ۴-۵۳- نمودار تغییرات ضریب ایمنی پایه نسبت به فاصله سینه کار

باتوجه به مقادیر به دست آمده ضریب ایمنی برای پایه پنج متری در قسمت فوقانی نشان از پایداری این پایه در بحرانی ترین حالت برای این پایه دارد.

۴-۱۳-۴ ارزیابی پایداری پایه با عرض پنج متر تحتانی

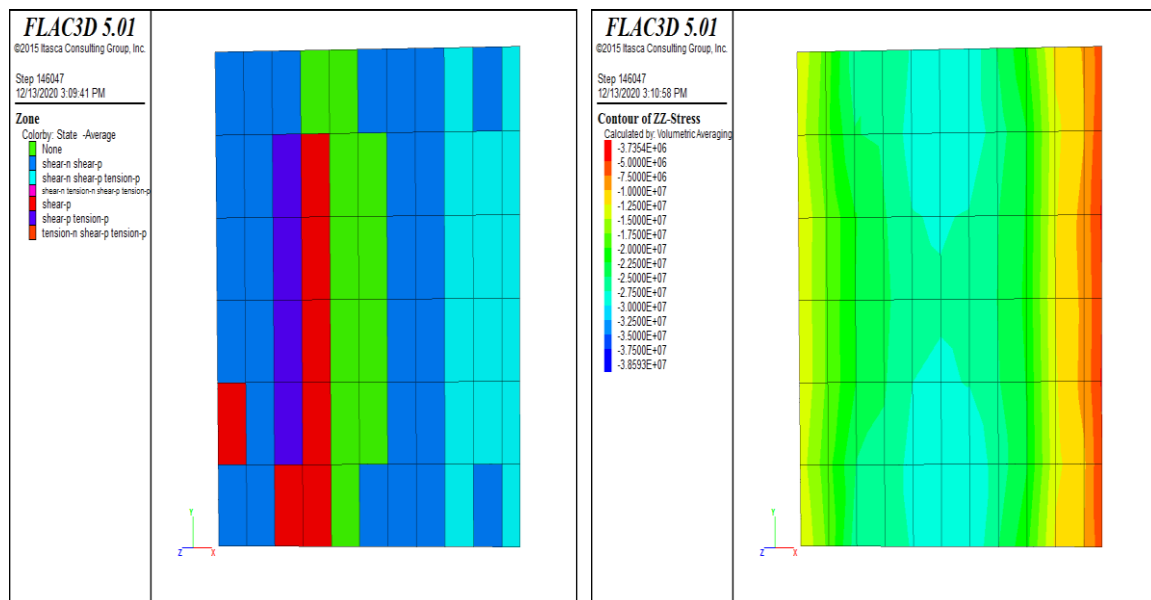
باتوجه به شکل ۴-۵۴ که نمودار تنش قائم وارد بر پایه باتوجه به فاصله سینه کار از ابتدای پایه است می توان نتیجه گرفت که بیشترین مقدار تنش وارد بر پایه در فاصله ۱۰۸ متری سینه کار از

ابتدای پایه بر پایه وارد می‌شود که برابر ۳۰ مگاپاسکال است و پس از این فاصله مقدار تنش ثابت باقی خواهد ماند.



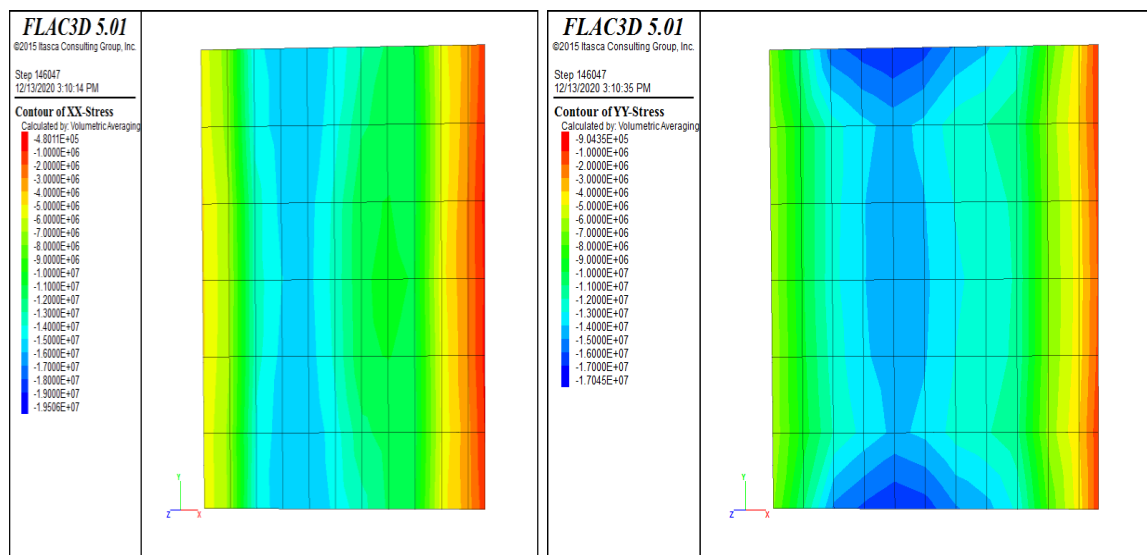
شکل ۴-۵۴- نمودار متوسط تنش قائم وارد بر پایه باتوجه به فاصله سینه کار

در شکل ۴-۵۵- کنتور پلاستیک شدگی پایه و کنتور تنش‌های قائم وارد بر پایه در شرایطی که سینه کار در فاصله ۱۰۸ متری از ابتدای پایه قرار دارد آورده شده است.



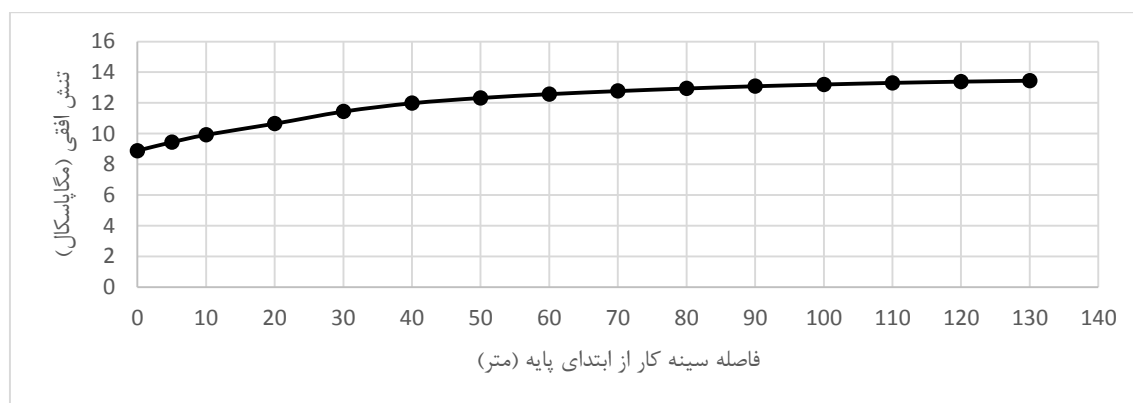
شکل ۴-۵۵- کنتور پلاستیک شدگی و تنش‌های قائم وارد بر پایه پنج متری تحتانی

در شکل ۴-۵۶ کنتور تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه در شرایطی که سینه کار در فاصله ۱۰۸ متری از پایه قرار دارد آورده شده است.

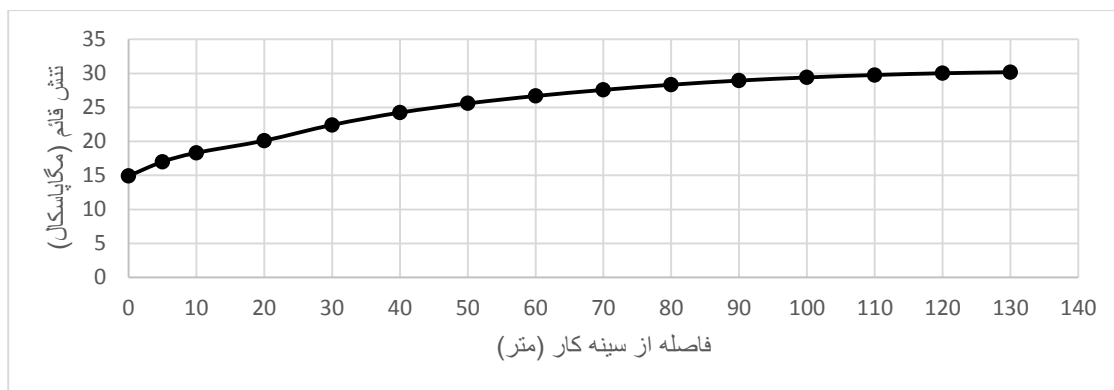


شکل ۴-۵۶- کنتور تنش‌های محصور (S_{yy}) و (S_{xx}) بر پایه پنج تحتانی

نمودارهای تنش‌های افقی (محصور) و قائم وارد بر پایه پنج متری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه به ترتیب در شکل‌های ۴-۵۷ و ۴-۵۸ آمده است.



شکل ۴-۵۷- نمودار تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه پنج متری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه



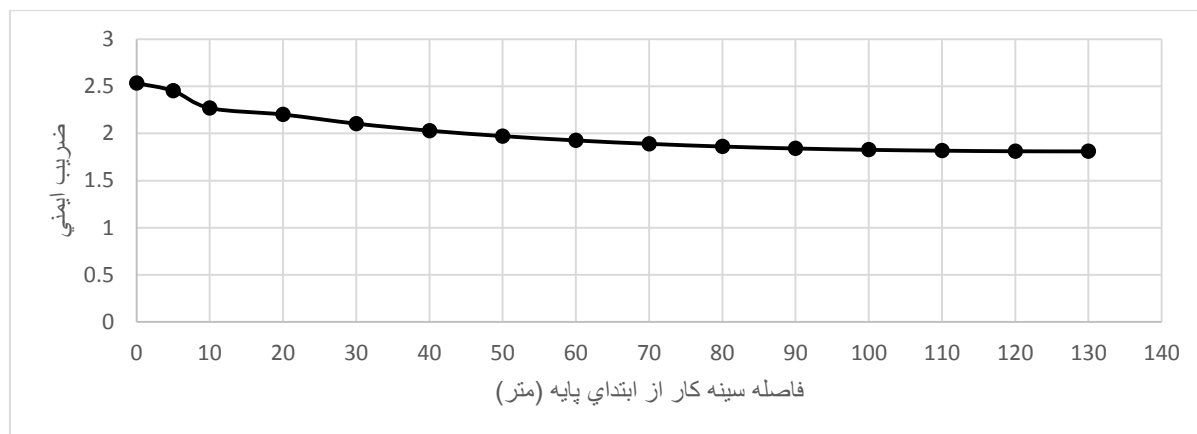
شکل ۴-۵۸- نمودار تنش‌های قائم وارد بر پایه پنج متری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه

مقادیر لازم جهت تعیین ضریب ایمنی آورده پایه در جدول ۴-۲۰ آورده شده است. شکل ۴-۵۹

نمودار تغییرات ضریب ایمنی برحسب فاصله سینه کار از ابتدای پایه است.

جدول ۴-۱۹- محاسبه ضریب ایمنی پایه پنج متری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار

ضریب ایمنی	مقاومت پایه	تنش افقی	تنش قائم	فاصله
۲/۵۳	۳۷/۸	۸/۹	۱۴/۹	۰
۲/۴۵	۴۱/۷	۹/۹۴	۱۷	۵
۲/۲۷	۴۱/۶	۹/۹۲	۱۸/۳۲	۱۰
۲/۲۰	۴۴/۲۷	۱۰/۶۴	۲۰/۱۱	۲۰
۲/۱۰	۴۷/۱۸	۱۱/۴۳	۲۲/۴۲	۳۰
۲/۰۳	۴۹/۱۹	۱۱/۹۷	۲۴/۲۳	۴۰
۱/۹۷	۵۰/۴۵	۱۲/۳۲	۲۵/۵۸	۵۰
۱/۹۲	۵۱/۳۷	۱۲/۵۷	۲۶/۶۷	۶۰
۱/۸۹	۵۲/۱۱	۱۲/۷۷	۲۷/۵۷	۷۰
۱/۸۶	۵۲/۷۴	۱۲/۹۴	۲۸/۳۳	۸۰
۱/۸۴	۵۳/۲۷	۱۳/۰۸	۲۸/۹۴	۹۰
۱/۸۲	۵۳/۷	۱۳/۲	۲۹/۴	۱۰۰
۱/۸۱	۵۴/۱	۱۳/۳	۲۹/۷۶	۱۱۰
۱/۸۱	۵۴/۳۸	۱۳/۳۸	۳۰/۰۲	۱۲۰
۱/۸	۵۴/۶	۱۳/۴۴	۳۰/۱۷	۱۳۰

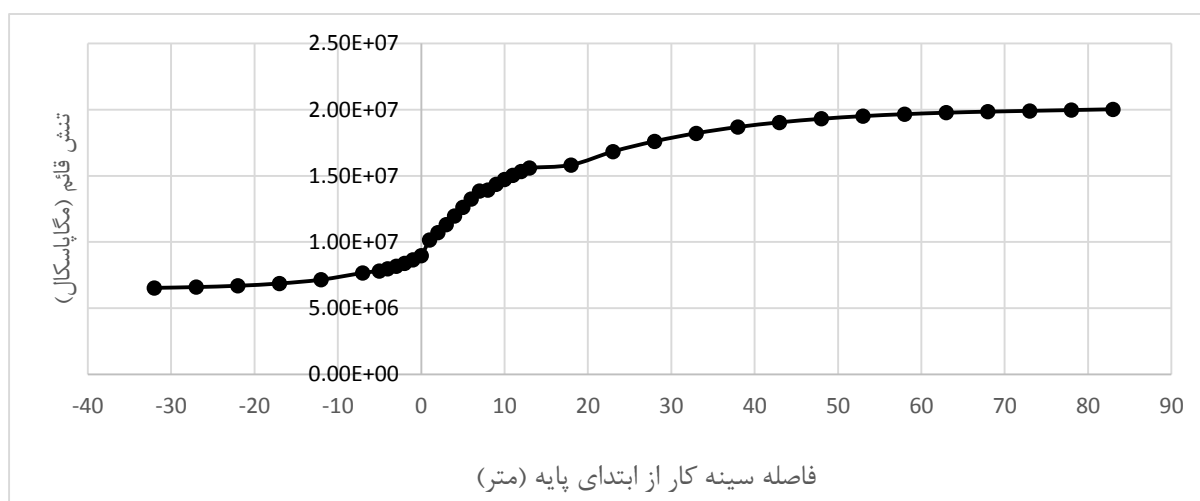


شکل ۴-۵۹- نمودار تغییرات ضریب ایمنی پایه نسبت به فاصله سینه کار

باتوجه به مقادیر به دست آمده ضریب ایمنی برای پایه پنج متری در قسمت تحتانی نشان از پایداری این پایه در بحرانی ترین حالت برای این پایه دارد.

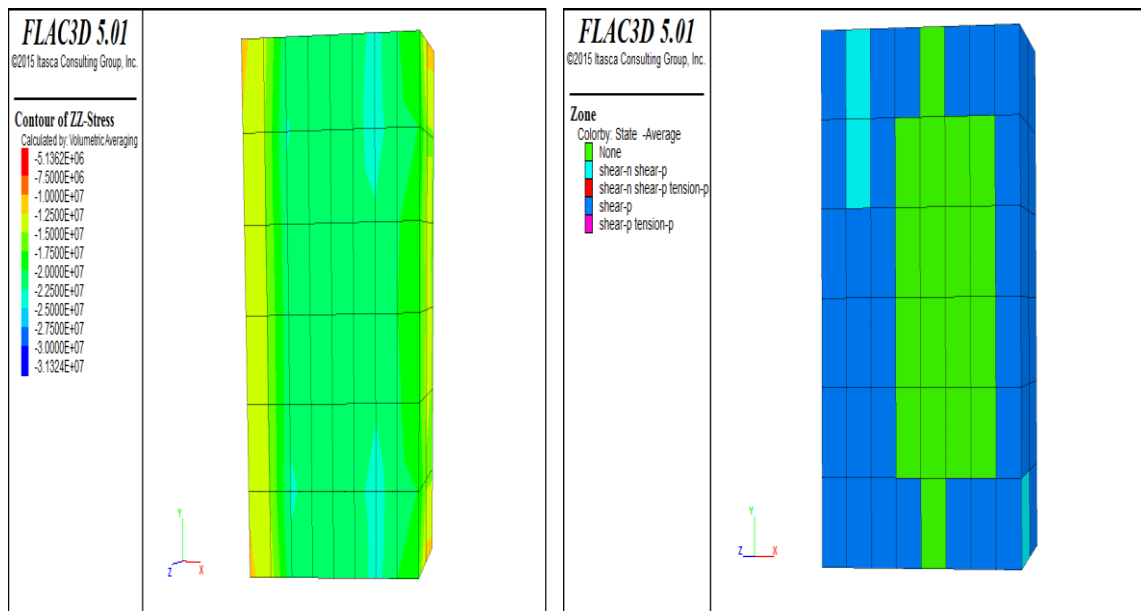
۴-۱۳-۵ ارزیابی پایداری پایه با عرض چهار متر فوقانی

باتوجه به شکل ۴-۶۰ که نمودار تنش قائم وارد بر پایه باتوجه به فاصله سینه کار از ابتدای پایه است می توان نتیجه گرفت که بیشترین مقدار تنش وارد بر پایه در فاصله ۷۳ متری سینه کار از ابتدای پایه بر پایه وارد می شود که برابر ۲۰ مگاپاسکال است و پس از این فاصله مقدار تنش ثابت باقی خواهد ماند.



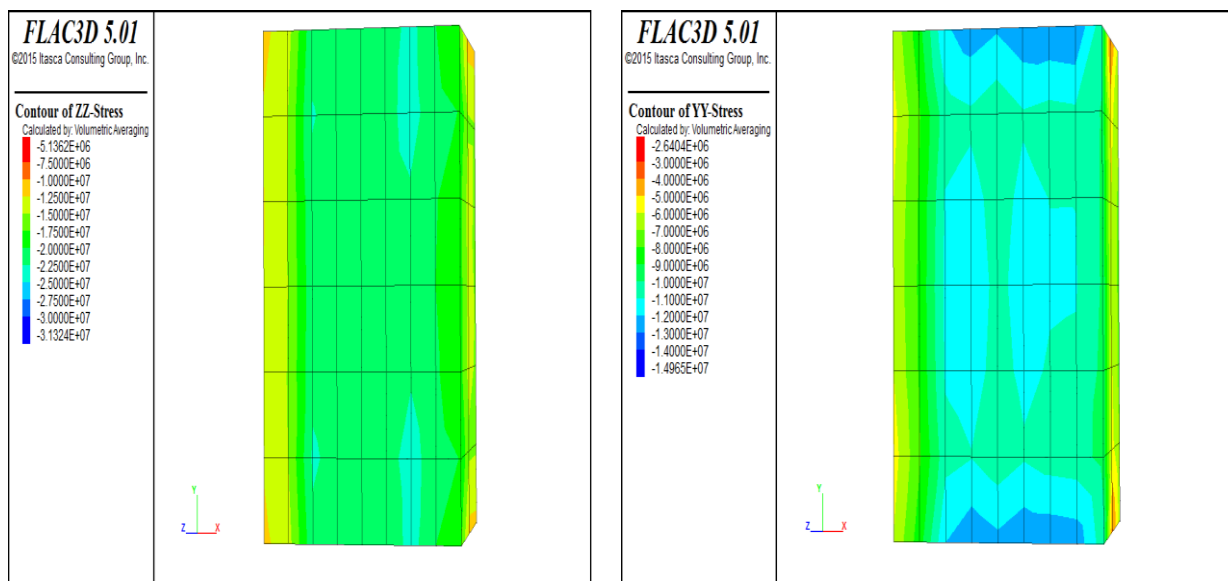
شکل ۴-۶۰- نمودار متوسط تنش قائم وارد بر پایه باتوجه به فاصله سینه کار

در شکل ۴-۶۱ کنتور پلاستیک شدگی پایه و کنتور تنش‌های قائم وارد بر پایه در شرایطی که سینه کار در فاصله ۷۳ متری از ابتدای پایه قرار دارد آورده شده است.



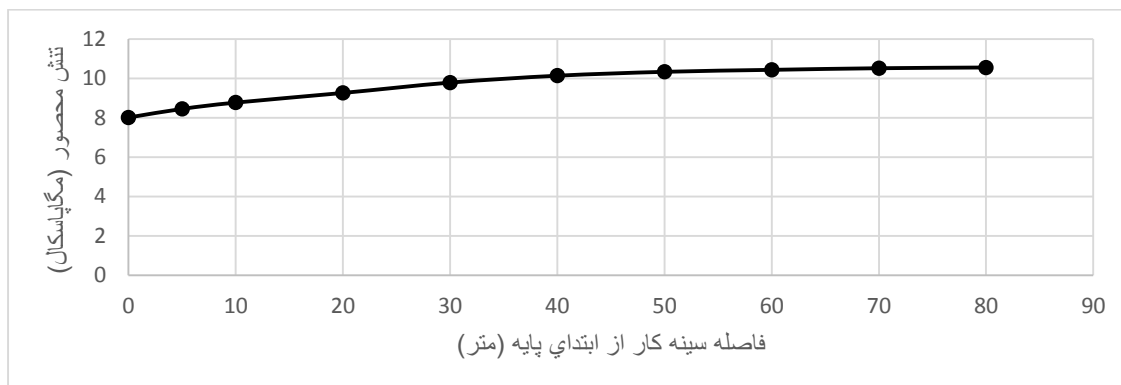
شکل ۴-۶۱- کنتور پلاستیک شدگی و تنش‌های قائم وارد بر پایه چهارمتری فوقانی

در شکل ۴-۶۲ کنتور تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه در شرایطی که سینه کار در فاصله ۷۳ متری از پایه قرار دارد آورده شده است.

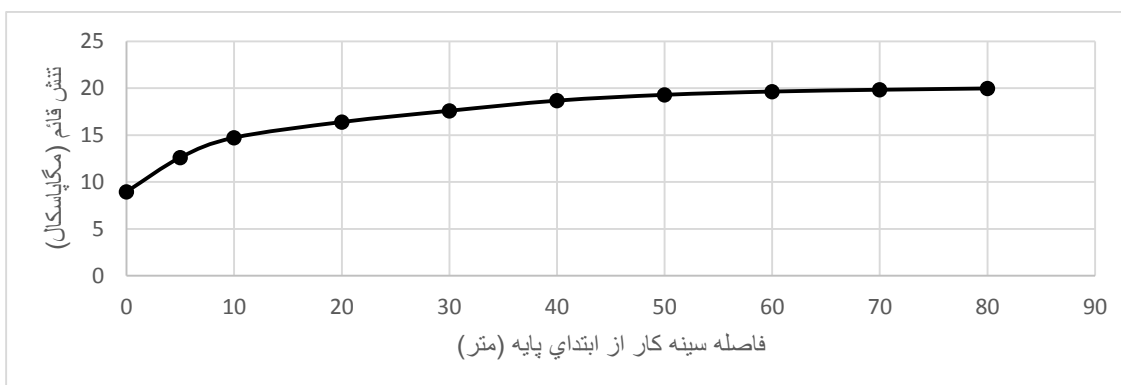


شکل ۴-۶۲- کنتور تنش‌های محصور (S_{yy}) و (S_{xx}) بر پایه چهارمتری فوقانی

نمودارهای تنش‌های افقی (محصور) و قائم وارد بر پایه چهارمتری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه به ترتیب در شکل‌های ۴-۶۳ و ۴-۶۴ آمده است.



شکل ۴-۶۳- نمودار تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه چهارمتری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه

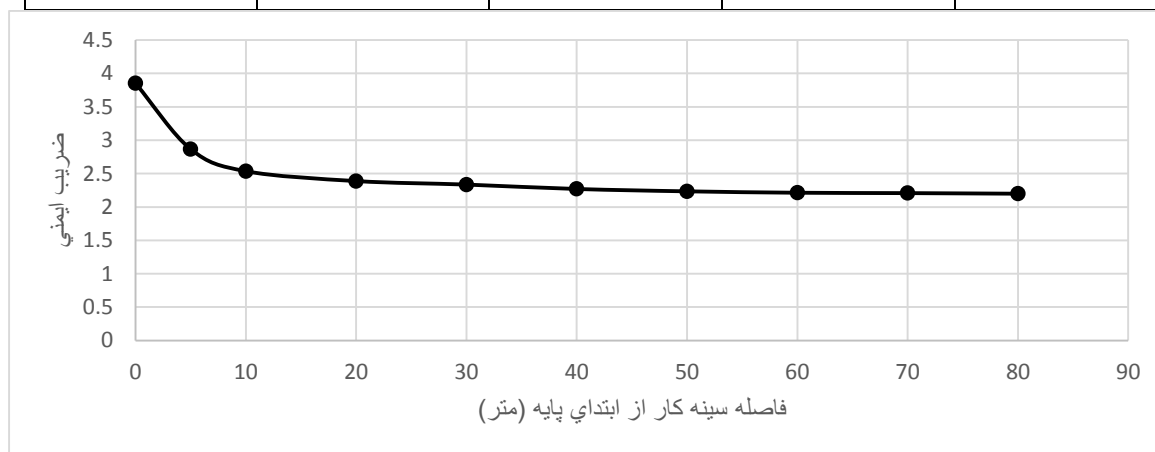


شکل ۴-۶۴- نمودار تنش‌های قائم وارد بر پایه چهارمتری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه

مقادیر لازم جهت تعیین ضریب ایمنی آورده پایه در جدول ۴-۲۱ آورده شده است. شکل ۴-۶۵ نمودار تغییرات ضریب ایمنی برحسب فاصله سینه کار از ابتدای پایه است.

جدول ۴-۲۰- محاسبه ضریب ایمنی پایه چهارمتری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار

ضریب ایمنی	مقاومت پایه	تنش افقی	تنش قائم	فاصله
۳/۸۵	۳۴/۵۶	۸	۸/۹۷	۰
۲/۸۶	۳۶/۱۷	۸/۴۵	۱۲/۶۲	۵
۲/۵۳	۳۷/۳۵	۸/۷۷	۱۴/۷۳	۱۰
۲/۳۸	۳۹/۱۶	۹/۲۶	۱۶/۴	۲۰
۲/۳۳	۴۱/۱	۹/۷۸	۱۷/۶	۳۰
۲/۲۶	۴۲/۴	۱۰/۱۳	۱۸/۶۸	۴۰
۲/۲۳	۴۳/۱۲	۱۰/۳۳	۱۹/۳	۵۰
۲/۲۱	۴۳/۵	۱۰/۴۳	۱۹/۶۵	۶۰
۲/۲	۴۳/۸	۱۰/۵	۱۹/۸۴	۷۰
۲/۱۹	۴۳/۹۳	۱۰/۵۵	۱۹/۹۸	۸۰

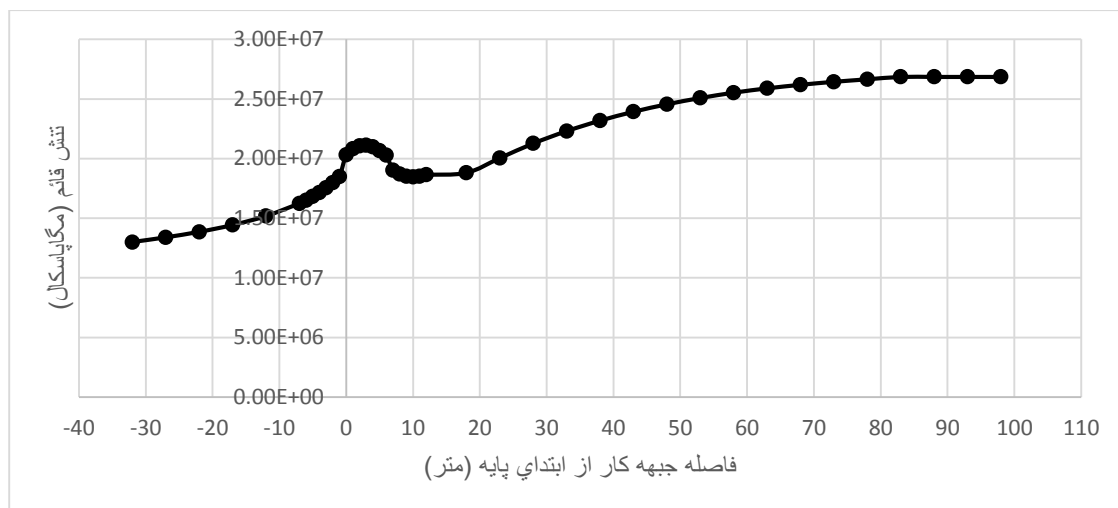


شکل ۴-۶۵ - نمودار تغییرات ضریب ایمنی پایه نسبت به فاصله سینه کار

باتوجه به مقادیر به دست آمده ضریب ایمنی برای پایه چهارمتری در قسمت فوقانی نشان از پایداری این پایه در بحرانی ترین حالت برای این پایه دارد.

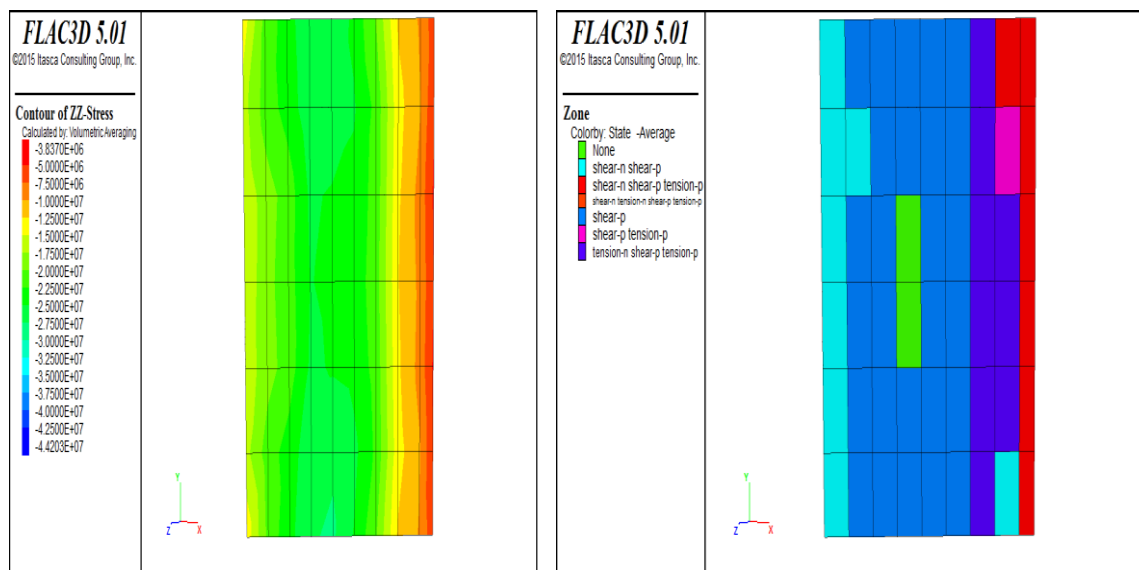
۴-۱۳-۶ ارزیابی پایداری پایه با عرض چهار متر تحتانی

باتوجه به شکل ۴-۶۶ که نمودار تنش قائم وارد بر پایه باتوجه به فاصله سینه کار از ابتدای پایه است می توان نتیجه گرفت که بیشترین مقدار تنش وارد بر پایه در فاصله ۸۳ متری سینه کار از ابتدای پایه بر پایه وارد می شود که برابر ۲۶/۶ مگاپاسکال است و پس از این فاصله مقدار تنش ثابت باقی خواهد ماند.



شکل ۴-۶۶- نمودار متوسط تنش قائم وارد بر پایه چهارمتری تحتانی باتوجه به فاصله سینه کار

در شکل ۴-۶۷- کنتور پلاستیک شدگی پایه و کنتور تنش‌های قائم وارد بر پایه در شرایطی که سینه کار در فاصله ۸۳ متری از ابتدای پایه قرار دارد آورده شده است.

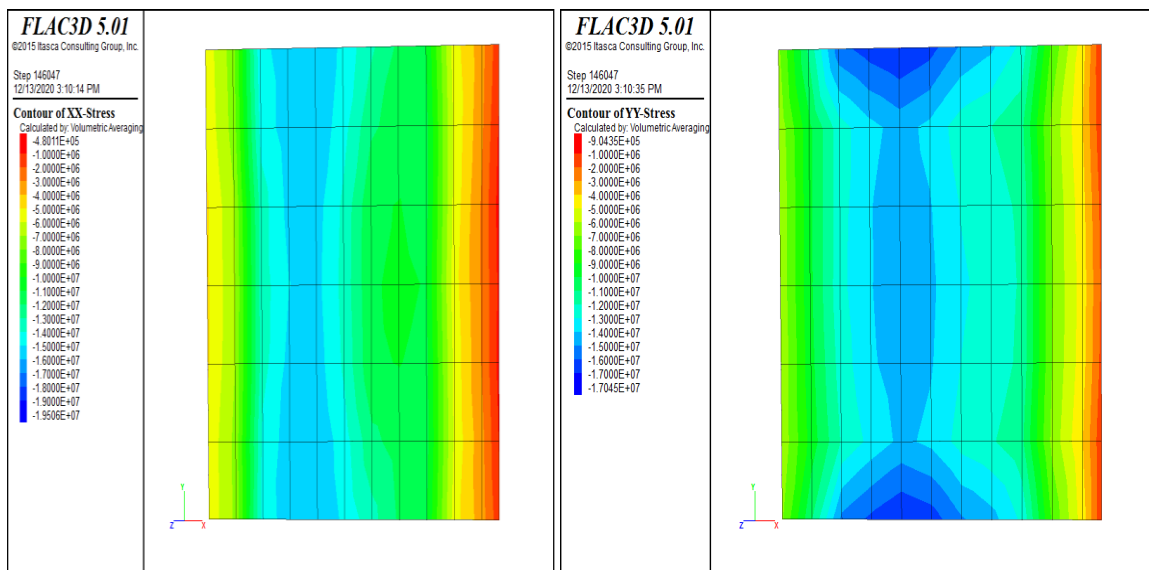


شکل ۴-۶۷- کنتور پلاستیک شدگی و تنش‌های قائم وارد بر پایه چهارمتری تحتانی

همان طور که در کنتور پلاستیک شدگی پایه با عرض چهار متر در قسمت تحتانی پهنه مشاهده می‌شود، اکثر قسمت‌های پایه حالت الاستیک خود را از دست داده است و وارد فاز پلاستیک شده است لذا جهت محاسبه تنش محصور در این پایه از رویکرد دوم استفاده شده است که از

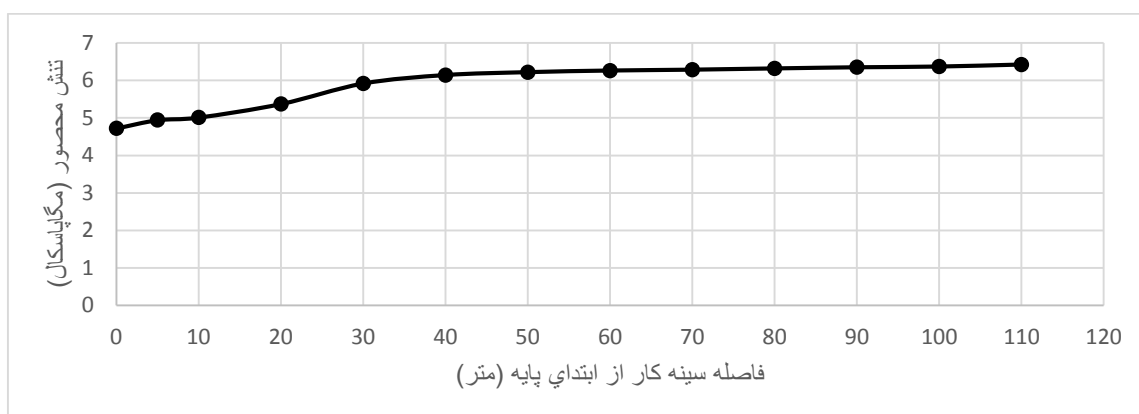
کناره‌های پایه یک متر به سمت داخل پایه پروفیل تنش زده شده است و میانگین این تنش‌ها (S_{xx} و S_{yy})، به عنوان تنش محصورکننده پایه در نظر گرفته شده است.

در شکل ۴-۶۸ کنتور تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه در شرایطی که سینه کار در فاصله ۸۳ متری از ابتدای پایه قرار دارد آورده شده است.

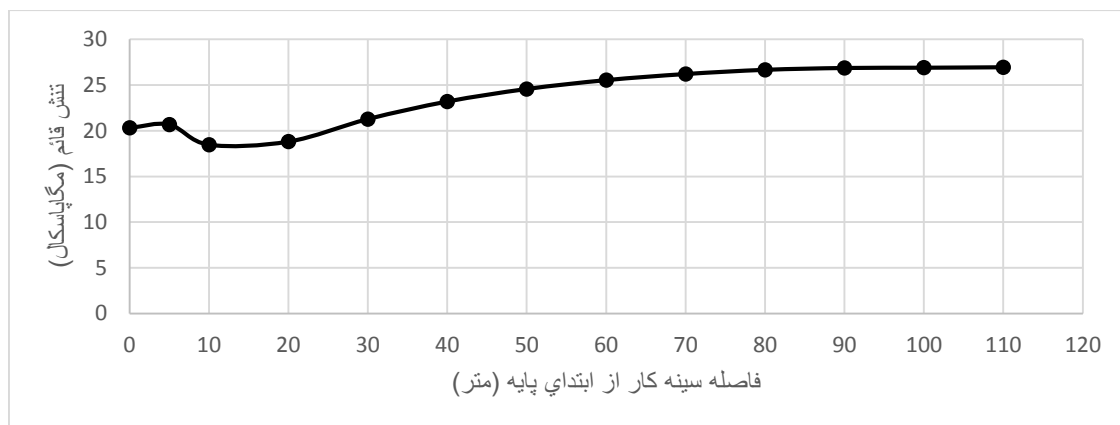


شکل ۴-۶۸- کنتور تنش‌های محصور (S_{yy}) و (S_{xx}) بر پایه چهارمتری تحتانی

نمودارهای تنش‌های افقی (محصور) و قائم وارد بر پایه چهار متری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه به ترتیب در شکل‌های ۴-۶۹ و ۴-۷۰ آمده است.



شکل ۴-۶۹- نمودار تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه چهارمتری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه



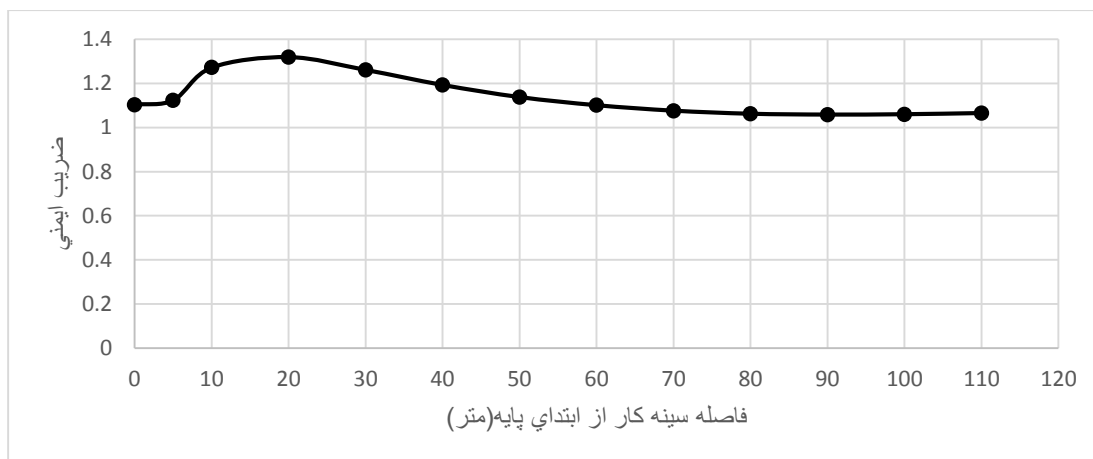
شکل ۴-۷۰- نمودار تنش‌های قائم وارد بر پایه چهارمتری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه

مقادیر لازم جهت تعیین ضریب ایمنی آورده پایه در جدول ۴-۲۲ آورده شده است. شکل ۴-۷۱

نمودار تغییرات ضریب ایمنی برحسب فاصله سینه کار از ابتدای پایه است.

جدول ۴-۲۱- محاسبه ضریب ایمنی پایه چهارمتری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار

ضریب ایمنی	مقاومت پایه	تنش افقی	تنش قائم	فاصله
۱/۱	۲۲/۴۱	۴/۷۲	۲۰/۳۱	۰
۱/۱۲	۲۳/۲۲	۴/۹۴	۲۰/۶۷	۵
۱/۲۷	۲۳/۴۸	۵/۰۱	۱۸/۴۶	۱۰
۱/۳۲	۲۴/۸	۵/۳۷	۱۸/۸	۲۰
۱/۲۶	۲۶/۸	۵/۹۱	۲۱/۲۷	۳۰
۱/۱۹	۲۷/۶۶	۶/۱۴	۲۳/۱۹	۴۰
۱/۱۳	۲۷/۹۴	۶/۲۲	۲۴/۵۶	۵۰
۱/۱	۲۸/۱	۶/۲۶	۲۵/۵۳	۶۰
۱/۰۷	۲۸/۱۹	۶/۲۸	۲۶/۲	۷۰
۱/۰۶	۲۸/۳۱	۶/۳۲	۲۶/۶۶	۸۰
۱/۰۵	۲۸/۴۲	۶/۳۵	۲۶/۸۶	۹۰
۱/۰۵	۲۸/۴۹	۶/۳۷	۲۶/۸۹	۱۰۰
۱/۰۶	۲۸/۶۹	۶/۴۲	۲۶/۹۴	۱۱۰



شکل ۴-۷۱:- نمودار تغییرات ضریب ایمنی پایه نسبت به فاصله سینه کار

باتوجه به مقادیر به دست آمده ضریب ایمنی برای پایه چهارمتری در قسمت تحتانی نشان از عدم پایداری این پایه در بحرانی ترین حالت برای این پایه دارد؛ لذا باتوجه به ناپایداری پایه با عرض چهار متر در قسمت تحتانی پهنه در ادامه مدل سازی به بررسی پایداری پایه با عرض کمتر از چهار متر، فقط در قسمت فوقانی می پردازیم.

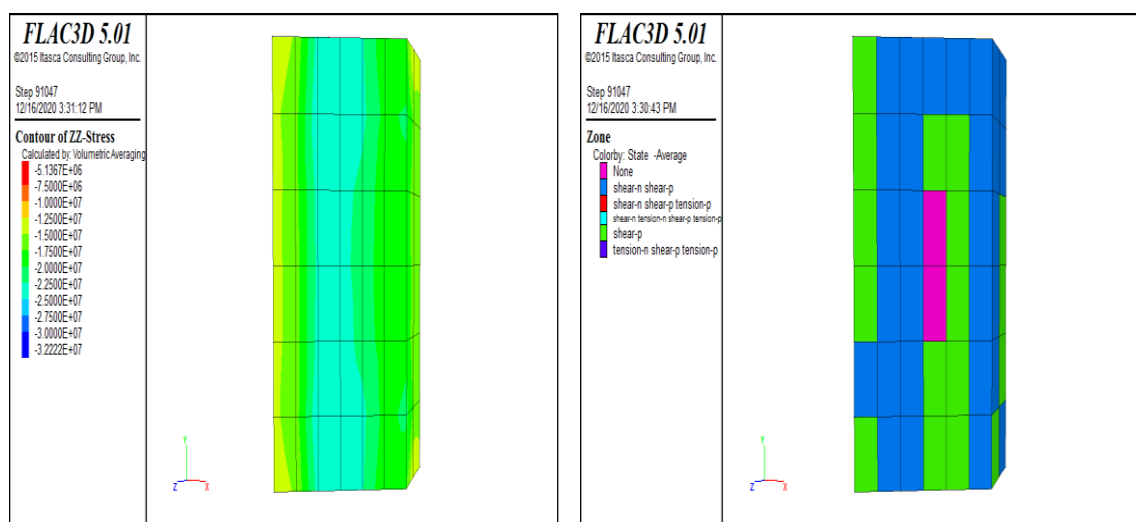
۴-۱۳-۷ ارزیابی پایداری پایه با عرض سه متر فوقانی

باتوجه به شکل ۴-۷۲ که نمودار تنش قائم وارد بر پایه باتوجه به فاصله سینه کار از ابتدای پایه است می توان نتیجه گرفت که بیشترین مقدار تنش وارد بر پایه در فاصله ۷۸ متری سینه کار از ابتدای پایه بر پایه وارد می شود که برابر $24/62$ مگاپاسکال است و پس از این فاصله مقدار تنش ثابت باقی خواهد ماند.



شکل ۷۲-۴- نمودار متوسط تنش قائم وارد بر پایه سه‌متری فوقانی باتوجه‌به فاصله سینه کار

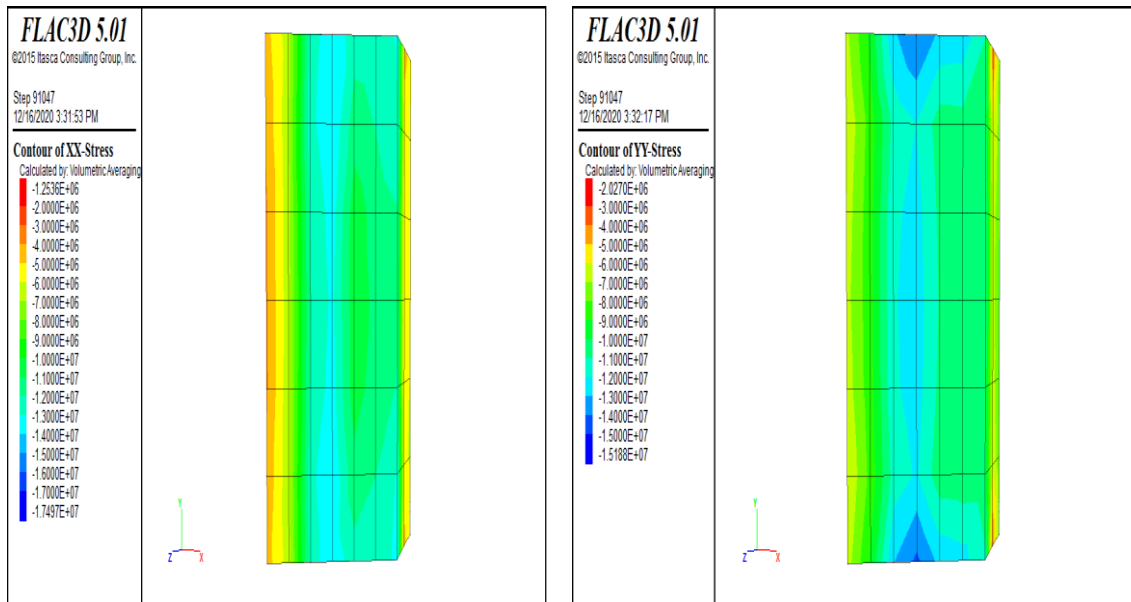
در شکل ۷۳-۴ کنتور پلاستیک شدگی پایه و کنتور تنش‌های قائم وارد بر پایه در شرایطی که سینه کار در فاصله ۷۸ متری از ابتدای پایه قرار دارد آورده شده است.



شکل ۷۳-۴- کنتور پلاستیک شدگی و تنش‌های قائم وارد بر پایه سه‌متری فوقانی

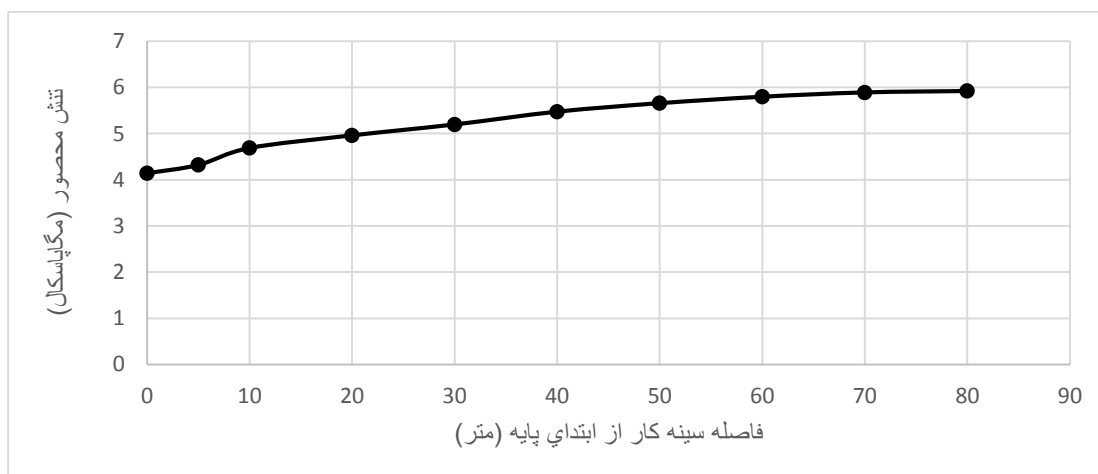
همان طور که در کنتور پلاستیک شدگی پایه با عرض سه متر در قسمت فوقانی پهنه مشاهده می‌شود، اکثر قسمت‌های پایه حالت الاستیک خود را از دست داده است و وارد فاز پلاستیک شده است لذا جهت محاسبه تنش محصور در این پایه از رویکرد دوم استفاده شده است که از کناره‌های پایه یک متر به سمت داخل پایه پروفیل تنش زده شده است و میانگین این تنش‌ها (S_{yy} و S_{xx})، به‌عنوان تنش محصورکننده پایه در نظر گرفته شده است. در شکل ۷۴-۴ کنتور

تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه در شرایطی که سینه کار در فاصله ۷۸ متری از پایه قرار دارد آورده شده است.

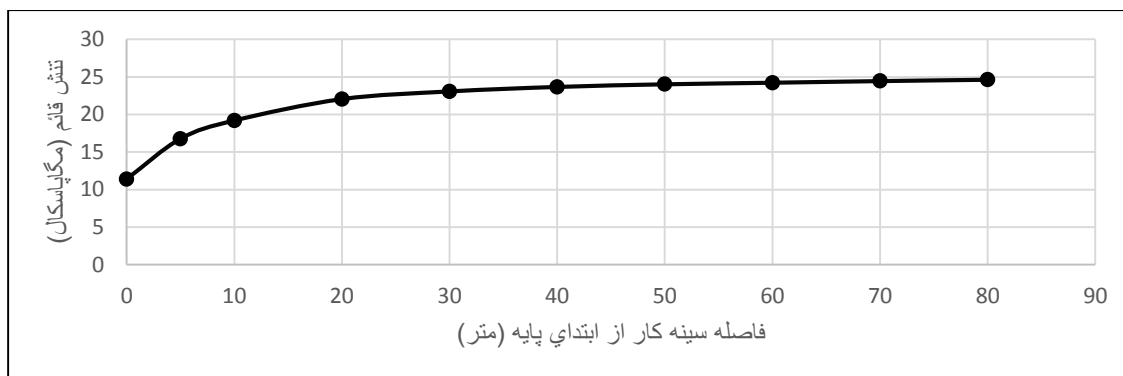


شکل ۴-۷۴- کنتور تنش‌های محصور (S_{yy}) و (S_{xx}) بر پایه سه متری فوقانی

نمودارهای تنش‌های افقی (محصور) و قائم وارد بر پایه سه متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه به ترتیب در شکل‌های ۴-۷۵ و ۴-۷۶ آمده است.



شکل ۴-۷۵:- نمودار تنش‌های افقی (محصور) وارد بر پایه چهارمتری تحتانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه



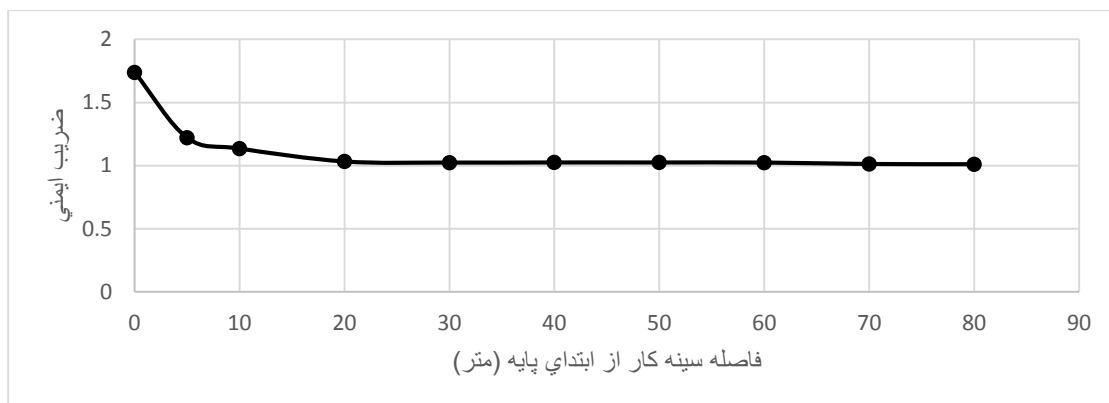
شکل ۴-۷۶- نمودار تنش‌های قائم وارد بر پایه سه‌متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار از ابتدای پایه

مقادیر لازم جهت تعیین ضریب ایمنی آورده پایه در جدول ۴-۲۳ آورده شده است. شکل ۴-۷۷

نمودار تغییرات ضریب ایمنی برحسب فاصله سینه کار از ابتدای پایه است.

جدول ۴-۲۲- محاسبه ضریب ایمنی پایه سه‌متری فوقانی نسبت به فاصله سینه کار

ضریب ایمنی	مقاومت پایه	تنش افقی	تنش قائم	فاصله
۱/۷۳	۱۹/۸۱	۴/۱۴	۱۱/۴	۰
۱/۲۲	۲۰/۴۶	۴/۳۲	۱۶/۷۷	۵
۱/۱۳	۲۱/۷۸	۴/۶۹	۱۹/۲	۱۰
۱/۰۳	۲۲/۷۶	۴/۹۶	۲۲/۰۶	۲۰
۱/۰۲	۲۳/۶۲	۵/۲	۲۳/۰۸	۳۰
۱/۰۲	۲۴/۲۵	۵/۳۷	۲۳/۶۸	۴۰
۱/۰۲	۲۵/۲۷	۵/۶۶	۲۴/۰۳	۵۰
۱/۰۲	۲۵/۷۸	۵/۸	۲۴/۲۴	۶۰
۱/۰۱	۲۶/۱۱	۵/۹	۲۴/۴۶	۷۰
۱/۰۱	۲۶/۲۲	۵/۹	۲۴/۶۴	۸۰



شکل ۴-۷۷- نمودار تغییرات ضریب ایمنی پایه نسبت به فاصله سینه کار

باتوجه به مقادیر به دست آمده ضریب ایمنی برای پایه سه متری در قسمت فوقانی نشان از عدم پایداری این پایه در بحرانی ترین حالت برای این پایه دارد.

۴-۱۴ بررسی اقتصادی

باتوجه به نتایج مدل سازی عددی که در قسمت قبل شرح داده شد به جای در نظر گرفتن عرض ۶ متر برای پایه حائل در پهنه، طبق ضریب ایمنی به دست آمده برای پایه با عرض ۴ متر در قسمت فوقانی و پایه با عرض ۵ متر در قسمت تحتانی که نشان از پایداری این پایه ها دارد؛ لذا در بازطراحی ابعاد پایه حائل برای پهنه زغالی K۸ استفاده از پایه با ابعاد متفاوت در قسمت فوقانی و تحتانی پیشنهاد می شود. بدین منظور می توان در قسمت فوقانی پهنه از پایه با عرض ۴ متر و در قسمت تحتانی پهنه از پایه با عرض ۵ متر استفاده کرد.

باتوجه به آنکه عرض پایه به کار رفته شد در معدن ۶ متر می باشد لذا ضریب بازیابی برای این عرض صفر (نسبی) در نظر گرفته شده است. پس استفاده از پایه با عرض به مراتب کمتر از ۶ متر باعث افزایش استخراج زغال شده که افزایش ضریب بازیابی نسبت به حالت اولیه را به دنبال خواهد داشت. در جدول ۴-۲۴ به شرح میزان ماده معدنی بجا گذاشته شده در هر پایه باتوجه به عرض آن و بررسی تغییرات بازیابی بر حسب عرض هر پایه پرداخته شده است.

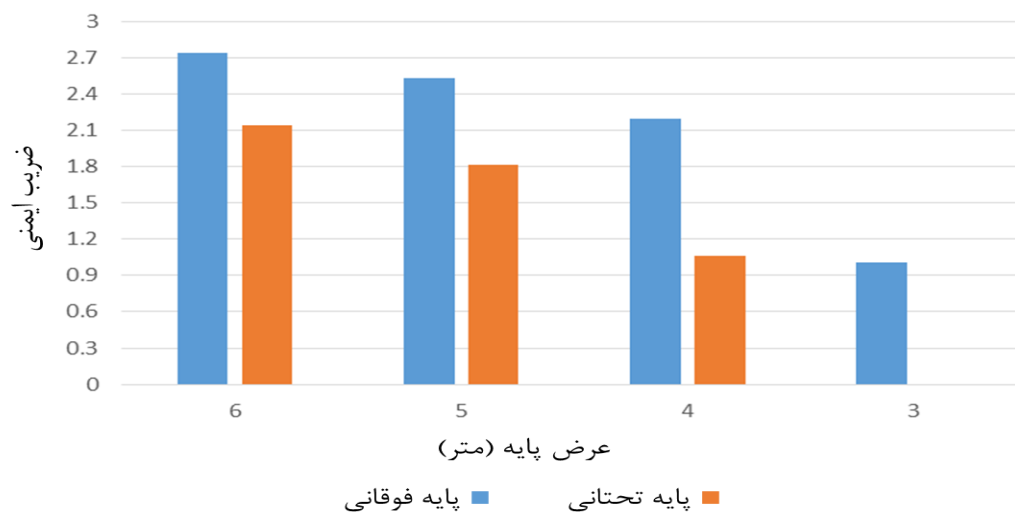
جدول ۴-۲۳- بررسی بازیابی باتوجه به عرض پایه

عرض پایه	حجم ماده معدنی (مترمکعب)	تناژ ماده معدنی بجا گذاشته شده (تن)	افزایش بازیابی (درصد)
۶ متر	۳۶	۵۷/۶	۰
۵ متر	۳۰	۴۸	۱۶
۴ متر	۲۴	۳۸/۴	۳۳

در جدول فوق برای هر عرض پایه یک درصد افزایش بازیابی تعریف شده است. بدیهی است با کاهش عرض پایه میزان بازیابی افزایش خواهد یافت. باتوجه به مطالبی که بخش‌های مربوط به پایداری پایه‌ها ارائه شد عرض پایه تحتانی کمتر از پنج متر نمی‌تواند باشد که این امر موجب کاهش ضریب بازیابی در قسمت تحتانی کارگاه می‌شود. در قسمت فوقانی کارگاه به دلیل پایدار بودن پایه‌ها با عرض ۴ متر می‌توان ضریب بازیابی بهتری را به دست آورد.

۴-۱۵ جمع‌بندی و نتیجه‌گیری

در این فصل به منظور بررسی پایداری پایه‌های زغالی و افزایش بازیابی استخراج زغال سنگ مدل عددی باتوجه به شرایط و اطلاعات موجود، لایه زغالی K۸ معدن طزره در نرم‌افزار FLAC۳D ساخته شده است. این مدل باتوجه به شرایط طراحی فعلی معدن با پایه با عرض ۶ متر ساخته و اعتبارسنجی شده است. به منظور افزایش بازیابی زغال باتوجه به کاهش عرض پایه، پایه‌هایی با عرض ۴، ۵ و ۳ متر در قسمت‌های فوقانی و تحتانی در این مدل بررسی شده است. بررسی پایداری در عرض‌های مختلف پایه و در شرایط بحرانی انجام شده است. نتایج حاصل از این بررسی‌ها نشان می‌دهد که در قسمت فوقانی پایه با عرض ۴ متر و در قسمت تحتانی پایه با عرض ۵ متر مناسب و پایدار است. شکل ۴-۷۸ نمودار ستونی ضریب ایمنی نسبت به عرض پایه در دو موقعیت فوقانی و تحتانی را نشان می‌دهد.



شکل ۴-۷۸- نمودار ستونی ضریب ایمنی برحسب عرض پایه

همان طور که در شکل ۴-۷۸ مشاهده می شود ضریب ایمنی برای پایه فوقانی با عرض ۳ متر و پایه تحتانی با عرض ۴ متر کمتر از $1/5$ است که نشان دهنده ناپایداری این پایه ها در پهنه می- باشد.

فصل ۵: نتیجه گیری و پیشنهادات

۵-۱ نتیجه گیری

در این تحقیق باتوجه به شرایط ژئومکانیکی در معدن زغال سنگ طزره، لایه زغالی k۸ در نرم افزار FLAC۳D شبیه سازی شده است و پایداری پایه های حائل در پهنه باتوجه به طراحی فعلی و در نظر گرفتن عرض های مختلف برای این پایه ها مورد بررسی قرار گرفته است.

به منظور تکمیل اطلاعات مکانیک سنگی کمر بالا و پائین ماده معدنی، اقدام به نمونه برداری از معدن و انجام آزمون های مکانیک سنگی صورت گرفته است. این آزمون های مکانیک سنگی شامل تعیین چگالی و آزمون بار نقطه ای بر روی ۲۰ نمونه است. مقاومت فشاری تک محوره کمر بالا و پائین لایه زغال سنگ به وسیله آزمون بار نقطه ای و به کمک روابط تجربی حاصل شده است. باتوجه به داده های به دست آمده میزان مقاومت کمر بالا از کمر پائین ماده معدنی کمتر است.

با در نظر گرفتن هندسه لایه زغالی، موقعیت قرارگیری تونل های دسترسی سر میله و ته میله، دوپل های نفر رو، نوع و نحوه آرایش سیستم نگهداری، ابعاد پایه استفاده شده در واقعیت و هندسه و ابعاد کارگاه، مدل عددی برای تحلیل پایداری پایه ها در نرم افزار FLAC۳D ساخته شده است. نتایج حاصل از مدل ساخته شده به دلیل عدم وجود اطلاعات ابزار دقیق در معدن مورد مطالعاتی، باتوجه به روابط و نمودارهای تجربی توزیع تنش در جبهه کار طولانی اعتبارسنجی شده است.

در این مدل بررسی پایداری پایه در زمانی انجام می شود که تنش قائم وارد بر پایه به بیشترین مقدار خود رسیده است. این شرایط بحرانی ترین حالت پایه در نظر گرفته شده است. به منظور تحلیل بهتر پایداری پایه ها، بررسی پایه ها در قسمت فوقانی و تحتانی به طور جداگانه انجام شده است. این بررسی ها نشان داده است که شرایط پایداری پایه های فوقانی و تحتانی به دلیل شیب دار بودن لایه و متفاوت بودن وزن روباره وارد بر پایه با یکدیگر متفاوت است. نتایج به دست آمده نشان می دهد که بیشترین تنش وارد بر پایه با عرض شش متر در قسمت فوقانی و

تحتانی به ترتیب زمانی حاصل می‌شود که سینه کار در فاصله ۶۰ و ۱۲۰ متری از پایه قرار بگیرد.

به‌منظور دستیابی به ابعاد مناسب پایه باتوجه‌به اینکه طول پایه ثابت است، مدل با عرض‌های مختلف پایه مورد بررسی قرار گرفته شده است. به‌این‌ترتیب با محاسبه ضریب ایمنی برای پایه‌ها در شرایط بحرانی با عرض‌های مختلف کمترین میزان عرض برای پایه فوقانی ۴ متر و کمترین میزان عرض برای پایه تحتانی ۵ متر به‌دست‌آمده است. بیشترین تنش‌های وارد شده بر پایه‌های فوقانی با عرض‌های ۵ و ۴ متر زمانی حاصل می‌شود که سینه کار به ترتیب در فاصله ۵۳ و ۷۳ متری از پایه قرار بگیرد. همچنین بیشترین تنش‌های وارد بر پایه تحتانی با عرض ۵ متر زمانی حاصل می‌شود که سینه کار در فاصله ۱۰۸ متری از پایه قرار بگیرد. جدول ۵-۱ خلاصه‌ای از نتایج به‌دست‌آمده از مدل‌های عددی را نشان می‌دهد. در این جدول باتوجه‌به فاصله‌ای که کارگاه از ابتدای پایه قرار دارد و بیشترین تنش قائم به پایه وارد می‌شود، به شرایط پایداری پایه در عرض‌های مختلف اشاره شده است.

جدول ۵-۱- خلاصه نتایج مدل‌سازی عددی

موقعیت پایه در پهنه	عرض پایه (متر)	فاصله کارگاه از ابتدا پایه (متر)	حداکثر تنش قائم (مگاپاسکال)	میزان پلاستیک شدگی	ضریب ایمنی	وضعیت پایه
قسمت فوقانی	۶	۶۰	۱۴/۷	۳۰ <	۲/۷۴	پایدار
	۵	۵۳	۱۶/۳	۳۰ <	۲/۵۳	پایدار
	۴	۷۳	۲۰	۴۰ <	۲/۱۹	پایدار
	۳	۷۸	۲۴/۶	۷۰ <	۱/۰۱	نا پایدار
قسمت تحتانی	۶	۱۲۰	۲۶	۳۰ <	۲/۱۴	پایدار
	۵	۱۰۸	۳۰	۵۰ <	۱/۸۱	پایدار
	۴	۸۳	۲۷	۸۰ <	۱/۰۶	نا پایدار

به‌منظور بررسی‌های اقتصادی باتوجه‌به پیشنهاد استفاده از حالت ترکیبی برای بازطراحی ابعاد پایه‌های حائل در قسمت‌های فوقانی و تحتانی میزان تناژ ماده معدنی به‌دست‌آمده، حاصل از

کوچک کردن ابعاد پایه‌ها برای یک‌پایه در نظر گرفته شده است؛ لذا برای محاسبه میزان تناژ حاصل از پهنه مقدار ماده معدنی حاصل از کوچک شدن پایه باید در طول پهنه ضرب شود. با بررسی‌های صورت‌گرفته در صورت استفاده از پایه با عرض ۴ متر در قسمت فوقانی و استفاده از پایه با عرض ۵ متر در قسمت تحتانی میزان بازیابی در هر پایه به ترتیب ۳۳ و ۱۶ درصد نسبت به حالت اولیه افزایش پیدا خواهد کرد.

۵-۲ پیشنهادها

برای بهبود در نتایج پژوهش‌های بعدی موارد زیر پیشنهاد می‌گردد:

۱- به‌منظور تحلیل دقیق‌تر از وضعیت پایداری پایه‌های زغالی در عرض‌های مختلف نیاز به مطالعات گسترده ژئومکانیکی و ابزار دقیق در بخش‌های حساس معدن است. برای تکمیل اطلاعات ژئومکانیکی نیازمند انجام آزمون‌هایی همچون آزمون مقاومت تک‌محوری و سه محوره آزمون مقاومت کششی و آزمون برش مستقیم است.

۲- از نظر مطالعات ابزار دقیق نیز نیازمند به مطالعاتی در راستای تعیین میزان تنش و کرنش در پایه‌ها و سقف کارگاه است؛ لذا با تکمیل شدن این اطلاعات، می‌توان کمک شایانی به تحلیل‌های آینده کرد.

۳- باتوجه به قابلیت‌های نرم‌افزار FLAC^{3D} در پروژه‌های بعدی می‌توان تأثیر ابعاد پایه بر روی همگرایی تونل‌های دنباله لایه را نیز بررسی کرد.

مراجع

اورعی، ک، (۱۳۸۰). "روش‌های استخراج زیرزمینی زغال‌سنگ". جلد اول، تهران، انتشارات دانشگاه صنعتی امیرکبیر.

جوانشیر م، (۱۳۸۷) رفتار سنگ سقف در معادن زغال و ارائه یک سیستم رده بندی برای آن (بر اساس شرایط معادن حوزه البرز شرقی)، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود، دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک.

حسین ق، (۱۳۹۵)، "تخمین نشست سطح زمین در اثر تخریب سقف کارگاه استخراج جبهه کار طولانی، مطالعه موردی معادن زغال‌سنگ البرز شرقی" دانشگاه آزاد اسلامی واحد شاهرود.

رخشانی م، (۱۳۹۶). "بررسی و تحلیل روش Q و سیستم‌های نگهداری جدید به همراه مدل‌سازی عددی، مطالعه موردی معدن طزره" دانشگاه صنعتی شاهرود، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

رضایی، بهرام، (۱۳۸۰)، تکنولوژی زغال‌سویی، مرکز نشر دانشگاه صنعتی امیرکبیر، چاپ اول.

شرکت زغال‌سنگ البرز شرقی، گزارش اکتشاف ناحیه البرز شرقی (۱۳۵۳)

عطائی م، (۱۳۸۴) "معدن کاری زیرزمینی" جلد اول، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود، ص ۲۱۰-۲۳۰.

عطائی م، (۱۳۸۴) "معدن کاری زیرزمینی" جلد دوم، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود.

گزارش زمین‌شناسی منطقه طزره، دفتر نظارت (۱۳۸۸)

نگاهی کوتاه به معادن تحت پوشش شرکت زغال‌سنگ البرز شرقی، ۱۳۷۰

Arioglu, E., & Yuksel, A. (۱۹۸۴). Design curves for hydraulic face supports. Journal of Mines, Metals and Fuels, ۱, ۱۷۳e۸.

Bai, Q., Tu, S., Wang, F., & Zhang, C. (۲۰۱۷). Field and numerical investigations of gateroad system failure induced by hard roofs in a longwall top coal caving face. International Journal of Coal Geology, ۱۷۳, ۱۷۶-۱۹۹.

Barron, K., Wright, P. L. and Smales, T., (۱۹۸۰), "Guidelines for the design of coal pillars in the seam at Msinyre mines LTD"

Bieniawski Z. T., (۱۹۸۷), "Strata Control in Mineral Engineering". A.A balkema Publication, PP.۷۱-۷۵.

Bieniawski, Z. T., (۱۹۶۸). "The Effect of Specimen Size on the Strength of Coal," International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Vol. ۵, pp. ۳۲۵-۳۳۵.

Bilinski, A., & Konopko, W. (۱۹۷۳, January). Criteria of Choice and use of Powered Supports. In ISRM International Symposium. International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering.

Cui, Z., Chanda, E., Zhao, J., & Wang, Z. (۲۰۱۸). Stress distribution characteristics in the vicinity of coal seam floor. In IOP Conference Series: Earth and Environmental Science (Vol. ۱۰۸, No. ۳, p. ۰۳۲۰۵۶). IOP Publishing.

Dabagh , A ., Fatehi Marji, M., Forghani, H., (۲۰۰۹). "Simulation of Subsidence with a Higher Order Displacement Discontinuity Method". International Journal of Mining Engineering, Volume ۱, Issue ۷, Page ۵۳-۶ (In Persian).

Damghani, M. (۲۰۱۳). Evaluation Behavior of Longwall Face, Case Study Parvadeh Tabas coal mine. M. Sc Thesis, Shahid Bahonar University of Kerman (in Persian).

FLAC۳D Manual V۵,۰۱

Galvin. J.M, Ground Engineering - Principles and Practices for Underground Coal Mining, Manly, NSW, Australia December ۲۰۱۵

Gaddy, F. L., (۱۹۵۶), "A Study of the Ultimate Strength of Coal as Related to Absolute Size of the Cubical Specimens Tested," Virginia Polytechnic Institute Bulletin, Series No. ۱۱۲, pp. ۱-۲۷.

Gao, F., Stead, D., & Coggan, J. (۲۰۱۱). Computers and Geotechnics Evaluation of coal longwall caving characteristics using an innovative UDEC Trigon approach. Computers and Geotechnics, ۵۵, ۱۱۸-۱۲۰.

Ghose, A. K., & Dutta, D. (۱۹۸۷). A rock mass classification model for caving roofs. Geotechnical and Geological Engineering, ۵(۳), ۲۵۷-۲۷۱.

Golosinski., (۲۰۰۰), "Support Handbook, Structural Geo", http://web.umn.edu/~mining/stud_info/classes/golosinski/index.html.

Greenwald, H. P., Howarth, H. C., Hartmann, I. (۱۹۳۹). Progress Report: Experiments on strength of small pillars of coal in the Pittsburgh bed. USBM, R. I. ۳۵۷۵.

Hartman., H. (۱۹۹۶). SME Handbook. Inc. Littleton Colorado. Society for Mining, Metallurgy and Exploration.

Howard L. and Hartman. (۱۹۹۲). "Mining Engineering Handbook", Inc. Littleton Colorado. Society for Mining, Metallurgy and Exploration.

Hsiung S.M. and Peng. S. S. (۱۹۸۴). "Chain Pillar Design for U.S. Longwall Panels", Mining Science and Technology. ۲ - pp. ۳۰۵-۳۷۹

Hustrulid. W. A. (۱۹۷۶). "A Review of Coal Pillar Strength Formulas," Rock Mechanics, Vol. ۸, pp. ۱۱۵-۱۴۵.

ITASCA Consulting group, F. (۲۰۱۶). Fast Lagrangian Analysis of Continua, Theory & Background. ITASCA Consulting group Consulting Group, Inc, Minneapolis.

Jeremic M. L. (۱۹۸۷), "Strata Mechanic in Coal Mining" ,A.A balkema Publication.

Jeremic M. L. (۱۹۸۵). "Strata Mechanic in Coal Mining". A.A balkema Publication.

Jun De, Q. I., Jing, C. H. A. I., & ZHANG, J. (۲۰۱۴). Numerical Design of Pillar Width in the Inclined Coal Seam. Advanced Materials Research, ۹۷۷.

Lu Luo J. (۱۹۹۷). "Gateroad Design in Overlying Multi-Seam Mines", Department of Mining and Minerals Engineering Virginia Polytechnic Institute and State University.

Majumder, S. (۱۹۸۶, January). The Support Requirement At A Longwall Face-A Bending Moment Approach. In The ۲۷th US Symposium on Rock Mechanics (USRMS). American Rock Mechanics Association.

Mansoori, A. A. H., Gholamnezhad, J., and Najafi, M. (۲۰۱۷). ۳D Numerical Modeling of Tunnel Floor Heave in Tabas Mechanized Coal Mine. Journal of Tunneling and Underground Space Engineering (TUSE), Volume ۵, issue ۲, Page ۱۵-۲۹, DOI: ۱۰,۲۲۰۴۴/tuse.۲۰۱۷,۳۴۳۱,۱۲۳۶.

Martin, C.D., Maybee, W.G. (۲۰۰۰). The strength of hard-rock pillars. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* ۳۷, ۱۲۳۹-۱۲۴۶.

Merwe JN van der. , ۲۰۰۱ , ‘ Develop international links for cooperative research in coal mining with special emphasis on interaction with international experts for developing industry guidelines for the design of pillar in coal mining ‘ , research enterprises at up, COL ۸۱۵.

Murali, M. S., Mathur, J. N & Nash, K. L. (۲۰۰۱). Actinide partitioning—a review. *Solvent extraction and ion exchange*, ۱۹(۳), ۳۵۷-۳۹۰.

Mrugala M. G., Sheorey P.R. and Kushwaha A. (۲۰۰۱). Numerical estimation of pillar strength in coal mines. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* ۳۸ , pp ۱۱۸۵-۱۱۹۲.

Moomivand, H. "Effect of size on the compressive strength of coal". ۹۹ International Symposium on Mining Science and Technology, ed. by Xie Heping and Golosinski, Tad S., Beijing, China, ۲۹ - ۳۱ August ۱۹۹۹, pp. ۳۹۹-۴۰۴.

Najafi, M. (۲۰۰۹). Optimum Design of Longwall Chain Pillar in Tabas Coal Mine. Shahrood University of Technology, MSc Thesis (in Persian).

Najafi, M., Jalali, S. M., Sereshki, F., & Yarahmadi Bafghi, A. (۲۰۱۶). Probabilistic analysis of stability of chain pillars in Tabas coal mine in Iran using Monte Carlo simulation. *Journal of Mining and Environment*, ۷(۱), ۲۵-۳۵.

Najafi, M., Jalali, S., Sereshki, F., & Yarahmadi, B. A. (۲۰۱۰). Estimation of the load distribution on the chain pillars of the mechanized longwall panels in tabas coal mine using numerical method. *Iranian journal of mining engineering (irjme)*, volume ۵, number ۹; page (s) ۴۷ to ۵۸.

Obert, L., & Duvall, W. I. (۱۹۶۷). Rock mechanics and the design of structures in rock.

parameters on longwall mining design. In *The ۲۱st US Symposium on Rock Mechanics (USRMS)*. American Rock Mechanics Association.

Peng, S. S., Zhu, D. R., & Jiang, Y. M. (۱۹۸۹). Roof classification and determination of the support capacity for the fully mechanized longwall faces. *J Mines Metals Fuels, Longwall Mine Developments Special Number*, ۲۸۹-۲۹۶.

Peng, S. M., Wang, Y., & Chiang, C. K. (۱۹۸۴). Structure of bis (diiminosuccinonitrilo) nickel (II), [Ni (C₄H₂N₄)₂]. *Acta Crystallographica Section C: Crystal Structure Communications*, ۴۰(۹), ۱۵۴۱-۱۵۴۲.

Peng, S. S., & Chiang, H. S. (1988). Longwall mining.

Peng, S. S., Wu, J., Li, H. C., & Chen, S. L. (1986). How to determine yield load of longwall roof supports. *Coal Min. Process.*; (United States), 23(10).

pressure distribution in the goaf of longwall coal mines, *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 41 (2004) 193–205

Qiangling, Y., Jian, Z., Yanan, L., Yingming, T., & Zhigang, J. (2015). Distribution of side abutment stress in roadway subjected to dynamic pressure and its engineering application. *Shock and Vibration*, 2015.

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

Salamon, M. D. G. (1990). Mechanism of caving in longwall coal mining MDG Salamon. In *Rock Mechanics Contributions and Challenges: Proceedings of the 31st US Symposium on Rock Mechanics* (p. 161). CRC Press.

Salamon, M. D. G. & Munro, A. H. (1967), “A study of the strength of coal pillars”. *J. S. Afr. Inst. Min. Metall.*: 67, 56–67.

Sarkar, S. K. (1998). Mechanised longwall mining: the Indian experiences. Oxford & IBH Publ.

Sarkar, S. K., & Dhar, B. B. (1993). Strata control failures at caved longwall faces in India—experience from Raffinato Churha (1968 to 1990). *Proceedings of 4th Asian Mining, MGMI, Calcutta, India*, 361–380.

Sastry, V. R., & Nair, R. (2009). Stress distribution on longwall barrier pillar due to goaf formation during extraction. *IE (I) J*, 89, 19–24.

Shabanimashcool, M., & Li, C. C. (2013). A numerical study of stress changes in barrier pillars and a border area in a longwall coal mine. *International Journal of Coal Geology*, 106, 39–47.

Singh, G. S. P., & Singh, U. K. (2009). A numerical modeling approach for assessment of progressive caving of strata and performance of hydraulic powered support in longwall workings. *Computers and Geotechnics*, 36(7), 1142–1156.

Singh, G. S. P., & Singh, U. K. (२०११). Assessment of goaf characteristics and compaction in longwall caving. *Mining Technology*, १२०(१), २२२-२३२.

Singh, G. S. P., & Singh, U. K. (२०१०). Prediction of caving behavior of strata and optimum rating of hydraulic powered support for longwall workings. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, ११(१), १-१६.

Singh, T. N., & Singh, B. (१९९९). Design of support system in caved longwall faces. In *Proceeding of colloquium on longwall face supports*, Dhanbad, India (pp. १९-२०).

Singh, T. N., & Singh, B. (१९९२). Design criteria of face supports. In *Proceeding of symposium on state of the art of ground control in longwall mining and mining subsidence*, Society of Mining Engineers, New York, USA.

Stearns, F. A. (१९०१). Strength and stability of pillars in coal mines. *J. Chem. Metall. Min. Soc. SA*, XV: ३०९-३२०.

Terzaghi, K. (१९९३). *Theoretical soil mechanics*. Chapman And Hall, Limited John Wiler And Sons, Inc; New York.

Thin, I. G. T., Pine, R. J., & Trueman, R. (१९९३, December). Numerical modelling as an aid to the determination of the stress distribution in the goaf due to longwall coal mining. In *International journal of rock mechanics and mining sciences & geomechanics abstracts*. Vol. ३०, No. १. ११३-११९.

Trueman, R. (१९९०). The application of a numerical model to longwall coal mine roadway design. *Mining Science and Technology*, १०(२), १०१-११०.

Toraño, J., Díez, R. R., Cid, J. R., & Barciella, M. C. (२००२). FEM modeling of roadways driven in a fractured rock mass under a longwall influence. *Computers and Geotechnics*, २९(१), १११-१३१.

Unrug, K. D. A., & Szwilski, A. D. A. (१९९०). Influence of strata control

Vásárhelyi, B. (२००९). A possible method for estimating the Poisson's ratio values of the rock masses. *Acta Geodaetica et Geophysica Hungarica*, ११(३), ३१३-३२२.

Wang, S., Li, X., & Wang, S. (२०११). Separation and fracturing in overlying strata disturbed by longwall mining in a mineral deposit seam. *Engineering Geology*, २२१(August २०११), २०१-२११.

Watson, j. (2002). The strength of coal pillars. 23rd Int. Conf. on Ground Control in Mining.

Xu, B., Yin, S., Zhang, X., & Wu, J. (2012). Research on the Stability of Waterproof Coal Pillar in Steep Seam under Aquifers. An Interdisciplinary Response to Mine Water Challenges - Sui, Sun & Wang ,China University of Mining and Technology Press, Xuzhou, ISBN 978-7-5646-2237-8

Yavuz, H. (2002). An estimation method for cover pressure re-establishment distance and pressure distribution in the goaf of longwall coal mines. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 39(2), 193-200.

Zamarski, B. (1970). Control of roof in longwall faces of Ostrava-Karvina Coal Basin. Report of Coal Research Institute, Ostrava, (11).

Zhang, P., Gearhart, D., Van Dyke, M., Su, D., Esterhuizen, E., & Tulu, B. (2019). Ground response to high horizontal stresses during longwall retreat and its implications for longwall headgate support. International journal of mining science and technology, 29(1), 27-33.

Abstract

The long-wall mining method is one of the underground coal mining methods that used generally in low to medium slope layered deposits. In this method, Pillars are placed on both sides of the extraction zone in order to prevent subsidence at the ground level that protected building and plants. In this method, coal production, recovery and mining operations safety is highly depends on coal pillars design. With development of the long-wall mining method, analytical methods and numerical method could be useful for determining of pillar dimension. Pillar dimensions is very important due to safety and economic issue. Limitations in Traditional and Experimental Design Methods gives opportunity to Numerical methods for pillar design. By using numerical methods, it is possible to consider some factors, such as the sequence of extraction and the effect of confinement stresses that is the advantage of this method to analytical methods. In this research, according to the long-wall design report of TAZAREH coal mines, layer K₁ has been selected for further studies. According to this report, the pillar dimensions considered 6×6 square meters. A Numerical model for pillar stability analyze performed in FLAC3D. To validate the numerical model, due to the lack of sufficient information, the existing graphs and empirical relationships have been used to analyze the stress on the foundations. According to the studies, the most critical pillar state occurs when the vertical stress reach at maximum amount, the maximum amount differ for upper and lower pillars. According to the results, for the pillar with a width of 6 meter, a critical state occurs for the upper part when the distance between coal face and pillars reach to 60 meters and it happen for the lower part when this distance reach to 120 meters. For further analysis to reach optimum pillar width, models with a pillar width of 5, 4 and 3 meters has been made. From the results of these models, it can be concluded that the optimal width of the pillar is 4 meters in the upper part and 5 meters in the lower part. These results showed that with smaller dimensions of the pillars the recovery rate of coal will be increased

.....
Keywords: long-wall, barrier pillar, numerical modelling, recovery



Shahrood University of
Technology

Faculty of Mining Engineering, Petroleum and Geophysics

Redesign of Coal Pillars to Increase Recovery in Tazareh Coal Mine

By Soheil Paesandeh Khial

Supervisor:

Prof. M. Ataei

Dr. M. Javadi

Advisor:

Dr. R. Rafiee

January, ۲۰۲۱