

گزارش فنی:

امکان‌سنجی، طراحی و تحلیل پایداری پایه‌ها و راهروهای معدنکاری به روش تخریب بلوکی (مورد مطالعاتی: کانسار مس واقع در شرق اصفهان)

رامین رفیعی^{۱*}، مهدی نوروزی^۳، محمدرضا پیرھوشیاران^۴

۱- استادیار، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود

۲- استادیار، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود

۳- دانشجوی کارشناسی ارشد، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود

(دریافت: تیر ۱۳۹۶، پذیرش: آذر ۱۳۹۷)

چکیده

در این مقاله با تمرکز بر پتانسیل معدنی واقع در شرق اصفهان به عنوان مطالعه موردی، در ابتدا به انتخاب مناسب‌ترین روش استخراج با استفاده از تکنیک نیکولاس و منطق فازی پرداخته شده است. نتایج نشان داد که با توجه به ویژگی‌های کانسار، روش تخریب بلوکی اقتصادی‌ترین روش برای کانسار موردنظر است. سپس بر اساس روش آنالیز مقطع موثر، محدوده معدنی موردنظر انتخاب شده است. در ادامه، طراحی زیربرش، پایه‌های اصلی و قیف‌های تخلیه انجام شده است. از آنجا که در روش تخریب بلوکی، لازم است پایه‌ها و راهروهای باربری برای مدت زمان زیادی و تا پایان عمر معدن پایدار بمانند، لذا تعیین تنش‌های القا شده و بررسی وضعیت پایداری و میزان جابجایی آنها و در نهایت ارایه یک سیستم نگهداری به منظور فراهم آوردن پایداری پایه‌ها و راهروهای باربری، بسیار ضروری و حایز اهمیت است. در این مقاله، روش عددی تفاضل محدود برای تعیین مقدار تنش‌های القا شده بر روی پایه‌ها و راهروها که به علت ایجاد زیربرش و چرخه‌های معدنکاری پس از ایجاد زیربرش به وجود می‌آید، مورد استفاده قرار گرفته است. نتایج تحلیل‌های عددی نشان داد که باید از ترکیب قاب‌های فولادی و شاتکریت برای پایداری پایه‌ها و راهروهای باربری استفاده شود که در نهایت قاب فولادی IPE120 و شاتکریت با ضخامت ۲۰ سانتی‌متر به عنوان سیستم نگهداری مناسب برای مورد مطالعاتی انتخاب شد.

کلمات کلیدی

تخریب بلوکی، طراحی، تحلیل پایداری، تنش‌های القا شده، سیستم نگهداری، روش تفاضل محدود

* عهده دار مکاتبات: raminrafiee@shahroodut.ac.ir

۱- مقدمه

طرفی، به دلیل اینکه این پایه‌ها و راهروهای باربری باید تا انتهای عمر معدن و پایان عملیات معدنکاری پایدار بمانند، بررسی پایداری و تعیین تنش‌های القا شده در آنها امری ضروری است.

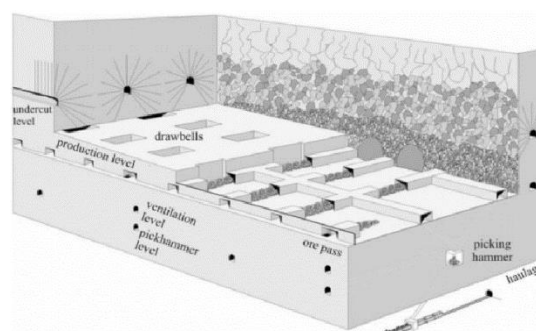
استرهایزن [۴] با استفاده از روش المان مرزی (BEM) مطالعه‌ای را با هدف بررسی تاثیر پایه‌های فرعی^۳ بر پایداری افق استخراجی و تعیین امکان انتقال تنش‌های افقی از طریق این پایه‌ها، انجام داد. مدلسازی‌های وی نشان داد که تنش‌های موجود در اطراف یک توده تخریبی کمتر از تنش‌های ناحیه‌ای است. همچنین وی نشان داد پایه‌های فرعی تاثیر زیادی بر پایداری دارند.

در مطالعه‌ای دیگر، ترومن و همکاران [۵] مقدار تنش‌های القا شده در مرزهای افق تولید و تونل‌های افق زیربرش را برای شرایط مختلف تنش‌های برجا و الگوهای متفاوت زیربرش با استفاده از مدلسازی عددی با نرم‌افزار $FLAC^{3D}$ مورد بررسی قرار دادند. مطالعه آنها شامل یک تحلیل پارامتری به منظور بررسی تاثیر توالی زیربرش‌ها، رژیم تنش‌های برجا، فاصله جدایش بین افق‌های زیربرش و تولید، شعاع هیدرولیکی و عمق زیر سطح زمین بر تنش‌های افق تولید بود.

ریچ و لوریگ یک مدل دو بعدی تفاضل محدود به منظور بررسی وضعیت تخریب در معادن هندرسون در آمریکا ارائه دادند و رفتار گسترش تخریب را در این معدن پیش‌بینی کردند [۶]. پالما و آگارول اولین مدل دوبعدی الاستیک را برای مطالعه رفتار گسترش تخریب برای معدن ال تنینت^۴ در شیلی ارائه دادند [۷]. در طول این مطالعه، آنها دو پارامتر شبکه ناپیوستگی‌ها و جهت تنش‌های اصلی نسبت به ابعاد زیربرش را به عنوان دو پارامتر موثر در رفتار گسترش تخریب معرفی کردند. در طول مطالعات جهانی تخریب (ICS^۵) کارزولویک و فلورس تاثیر عمق، تنش، ناپیوستگی‌های بزرگ مقیاس، مقاومت توده‌سنگ و آب زیرزمینی را بر روی تخریب‌پذیری با استفاده از مدلسازی المان محدود دو بعدی و با نرم‌افزار Phase2 [۸] بررسی کردند [۹]. لوریگ با استفاده از برنامه‌نویسی در مدل المان مجزای دو بعدی در نرم‌افزار PFC^{2D} درک بهتری از درزه-داری توده‌سنگ و بهبود شکل فضای پشت تخریب در معادن تخریب بلوکی ارائه داد [۱۰].

گیل‌براید و همکاران [۱۱] با استفاده از مدلسازی عددی در محیط پیوسته، شرایط تنش متغیر حین احداث زیربرش

تخریب بلوکی واژه‌ای عمومی است و به روش معدنکاری توده‌ای عمیق اشاره دارد که در آن استخراج ماده معدنی تا حد زیادی به عمل گرانث بستگی دارد [۱]. روش تخریب بلوکی به دلیل هزینه پایین و ظرفیت تولید بالا، اکثراً در مورد توده‌های معدنی بزرگ به کار می‌رود. در این روش به وسیله زیربرش، ناحیه‌ای با ابعاد کافی برداشته می‌شود، به گونه‌ای که توده بالایی به طور طبیعی تخریب شود. تخلیه مواد معدنی خرد شده از قسمت پایینی ستون معدنی سبب می‌شود که عمل تخریب به سمت بالا و تا زمانی که تمام توده بالای افق زیربرش خرد شود، ادامه یابد [۲]. شکل ۱ نمایی از این روش را نشان می‌دهد.



شکل ۱: نمایی از روش تخریب بلوکی [۳]

تخریب بلوکی کم هزینه‌ترین روش استخراجی، به استثنای معدنکاری روباز یا بازیابی درجا، است. در این روش نرخ تولید به بیش از ۷۲۰۰۰ تن در روز می‌رسد [۱]. روش معدنکاری تخریب بلوکی شامل چندین افق مختلف است. در حین آماده‌سازی اولیه باید افق‌های ترابری، تولید و زیربرش و همچنین نقاط تخلیه احداث شوند. پس از آماده‌سازی اولیه، تضعیف مرزها و عملیات آتشباری زیربرش انجام می‌شود. نگهداری سنگ نیز با توجه به آنکه وزن زیادی را متحمل می‌شود، در روش تخریب بلوکی از اهمیت بالایی برخوردار است [۱].

پایداری افق استخراج یکی از موضوعات اصلی مورد توجه در معدنکاری به روش تخریب بلوکی است. فاصله نسبتاً زیاد نقاط تخلیه از یکدیگر (۱۰ تا ۱۵ متر)، وجود واحدهای باربری LHD^1 (این واحدها برای انجام عملیات نیازمند تونل‌های بزرگ هستند) و ایجاد سقف قوسی شکل^۲ ماده معدنی در نقاط تخلیه، موجب اعمال بار و تنش زیاد بر پایه‌های استخراج و راهروهای باربری می‌شود [۴]. از

سنگ‌های آذرین هستند. با توجه به پیمایش‌های صحرایی انجام گرفته در محدوده معدن، ناپیوستگی‌ها و گسل‌ها با روندهای مختلف به مقدار فراوان در منطقه مشاهده می‌شوند.

توده‌سنگ‌های محدوده از دیدگاه سنگ‌شناسی شامل گرانیت، گرانودیوریت، کوارتزیدیوریت، دیوریت، آندزیت، بازالت، تراکیت و توف است که در سطوح کوهپایه‌ای عموماً سنگ‌های آذرین نفوذی بوده و به طرف نواحی مرتفع‌تر بیش‌تر به توف و سنگ‌های آذرین خروجی تغییر یافته‌اند. این سنگ‌ها در حالت سالم و یکپارچه دارای مقاومت بالایی هستند ولی با توجه به تأثیرات تکتونیک فعال و نفوذ توده‌های پلوتونیک در این محدوده به شدت خرد شده‌اند. همچنین تحت تأثیر آلتراسیون‌های انجام شده، به میزان قابل ملاحظه‌ای از مقاومت آن‌ها کاسته شده است.

محدوده تغییرات چگالی سنگ‌ها بین 2.35 g/cm^3 برای آندزیت دایک تا 2.82 g/cm^3 برای گرانیت است. نتایج آزمون مقاومت تک‌محوره بر روی سنگ‌های محدوده نشان می‌دهد که اغلب سنگ‌ها دارای مقاومت ۳۱ تا ۷۸ مگاپاسکال هستند. همچنین بر اساس نتایج حاصل از انجام آزمایش‌های سه‌محوری، مقادیر ضریب پواسون ۰/۱۷ و مدول الاستیسیته ۱۰ گیگاپاسکال محاسبه شده است و مقدار متوسط زاویه اصطکاک داخلی سنگ برابر ۵۱ درجه به دست آمده است.

۳- طراحی معدن تخریب بلوکی

۳-۱- انتخاب روش استخراج

در این پژوهش از روش نیکولاس و منطق فازی برای انتخاب روش استخراج استفاده شده است. روش نیکولاس یک روش کمی است که با امتیازدهی به عوامل و معیارها، روش استخراج مناسب را پیشنهاد می‌نماید. در این الگو، ده روش استخراج شامل، روباز، تخریب توده‌ای، استخراج از طبقات فرعی، تخریب در طبقات فرعی، جبهه‌کار بلند، اتاق و پایه، انبارهای، کندن و آکندن، استخراج برش از بالا و کرسی چینی با یکدیگر مقایسه شده‌اند. شاخص‌های در نظر گرفته شده برای انتخاب روش استخراج، شکل، ضخامت، شیب، نحوه توزیع عیار کانسار، نسبت مقاومت فشاری تک‌محوره به تنش ناشی از روباره، RQD و مقاومت برشی درزه‌ها است. سه شاخص آخر در مورد سنگ کمربالا،

را پیش‌بینی و عملکرد شاتکریت و قاب فولادی طراحی شده را ارزیابی کردند و بر اساس نتایج حاصل از مدلسازی، پیشنهادهای برای ضخامت شاتکریت، مقاومت بتن و خصوصیات قاب فولادی ارائه کردند. آنها در ابتدا یک پوشش بتنی به ضخامت ۶۱ تا ۶۹ سانتی‌متر با مقاومت بتن ۲۱ مگاپاسکال برای نگهداری ثانویه خطوط برداشت، پوشش شاتکریت به ضخامت ۱۵ سانتی‌متر برای تونل‌های ترابری و یک قاب فولادی برای راهروهای بین افق‌های گریزلی و باربری پیشنهاد دادند. همچنین آنها نشان دادند که کاربرد یک پوشش بتنی ضخیم‌تر و مقاوم‌تر به ضخامت ۹۱ سانتی‌متر در افق گریزلی و ۳۰ سانتی‌متر در افق باربری صلبیت پوشش را افزایش می‌دهد، اما بار بیش‌تری را نیز جذب کرده و از لحاظ پایداری کلی، شرایط خوبی را فراهم نمی‌کند.

در این مقاله یک کانسار مس واقع در شرق استان اصفهان به عنوان مطالعه موردی در نظر گرفته شده است. در این پژوهش، در ابتدا جهت انتخاب روش‌های استخراج زیرزمینی محتمل با استفاده از تکنیک نیکولاس و منطق فازی، مناسب‌ترین روش سازگار با ویژگی‌های کانسار انتخاب گردید. بر این اساس، روش تخریب بلوکی به عنوان بهترین گزینه معرفی شد. سپس طراحی معدنکاری به روش تخریب بلوکی شامل تعیین محدود معدنی بر اساس روش آنالیز مقطع موثر، طراحی زیربرش، طراحی پایه و نقاط تخلیه، انجام شده است. در نهایت تنش‌های القا شده بر پایه‌ها در افق استخراجی، با استفاده از مدلسازی عددی در نرم‌افزار FLAC به صورت دوبعدی بررسی شده است. چندین مدلسازی با به کارگیری سیستم‌های نگهداری با خصوصیات مختلف انجام شد و با استفاده از روابط ساکورایی، سیستم نگهدارنده مناسب که پایداری پایه‌ها را تضمین کند، پیشنهاد شده است. از آنجا که روش تخریب بلوکی تاکنون در کشور به کار گرفته نشده است، این پژوهش می‌تواند نقطه شروعی برای گسترش مطالعات بر روی معدنکاری تخریب بلوکی در ایران باشد.

۲- مورد مطالعاتی

کانسار مورد مطالعه در عمق ۵۰۰ متری زمین واقع شده است. گستره مورد مطالعه در ناحیه ماگمایی ارومیه- دختر قرار دارد. فراوان‌ترین سنگ‌های موجود در این ناحیه،

جدول ۱: امتیازدهی روش نیکولاس برای انتخاب روش استخراج

مناسب		
پارامتر	امتیاز	
هندسه	توده‌ای	
مشخصات	ضخامت متوسط	۳۷۰
زمین‌ساختی	شیب متوسط	۹۰
	نحوه توزیع عیار	یکنواخت
مشخصات مکانیک	UCS/Sv	۳/۶۸
سنگی (کانسنگ)	RQD	۱۶
	مقاومت برشی درزه	۲۰
مشخصات مکانیک	UCS/Sv	۳/۶۸
سنگی (کمر بالا)	RQD	۱۶
	مقاومت برشی درزه	۲۰
مشخصات مکانیک	UCS/Sv	۳/۶۸
سنگی (کمر پایین)	RQD	۱۶
	مقاومت برشی درزه	۲۰
	آیا نشست سطح زمین قابل چشم‌پوشی است؟	۵
	آیا می‌توان از خیزش گاز صرف نظر نمود؟	۵
	آیا مکانیزاسیون تولید مد نظر است؟	۵
	آیا از نیروی متخصص برخوردارید؟	۵
	آیا مشکل محیط زیستی دارید؟	۴
	آیا ماده معدنی تخریب‌پذیری بالایی دارد؟	۵
	آیا می‌توان از رقیق‌شدگی صرف نظر نمود؟	۲
	آیا مایلید بیشینه بازیابی را داشته باشید؟	۳
	آیا ماده معدنی در عمق بسیار زیاد (>۱۵۰۰) قرار دارد؟	۵
	آیا ماده معدنی از قابلیت اکسیداسیون بالایی برخوردار است؟	۲
رتبه یک	۰/۵۴۵	تخریب بلوکی
رتبه دو	۰/۳۵۲	تخریب در طبقات فرعی
رتبه سه	۰/۲۲۴	انباره‌ای

با توجه به روش آنالیز مقطع موثر، محدوده مشخص شده دارای ارتفاع ۲۰۰ متر و پهنای ۳۰۰ متری است.

۳-۳ طراحی زیربرش

همانطور که ذکر شد در روش تخریب بلوکی لازم است که در ابتدا یک زیربرش ایجاد شود. تخریب توده‌سنگ زمانی آغاز می‌شود که شعاع هیدرولیکی زیربرش به یک مقدار بحرانی برسد یا از آن بیش‌تر شود [۱۲]. تجربه نشان داده است که زیربرش سهم ویژه‌ای در موفقیت یا عدم موفقیت در این روش دارد [۱۳]. برنامه‌ریزی، طراحی،

کمر پایین و خود کانسار نیز در نظر گرفته می‌شود. در این روش با توجه به مطلوب و یا نامطلوب بودن هر یک از ویژگی‌های کانسار برای روش‌های استخراج از امتیازهای صفر، ۱، ۲، ۳، ۴ و ۴۹- استفاده می‌شود. امتیاز صفر در صورتی استفاده می‌شود که امکان اجرای روش پیشنهادی با وجود شاخص موردنظر خیلی کم ولی غیرممکن نباشد. با این امتیاز شانس به کارگیری روش افزایش پیدا نمی‌کند. در صورتی که استفاده از روش استخراج مورد بررسی با توجه به آن مشخصه امکان‌پذیر باشد امتیاز ۱ یا ۲ منظور می‌شود. امتیازهای ۳ و ۴ نشان‌دهنده مطلوبیت اجرای روش استخراج با توجه به آن شاخص است. از امتیاز ۴۹- برای غیرممکن بودن به کارگیری روش استخراج با توجه به مشخصه موردنظر استفاده شده است.

نتایج حاصل از بررسی‌های انجام شده بر روی مورد مطالعاتی این پژوهش در جدول ۱ ارایه شده است. بر این اساس، روش تخریب بلوکی با امتیاز ۰/۵۴۵ رتبه یک و روش تخریب در طبقات فرعی و روش انباره‌ای به ترتیب رتبه‌های دوم و سوم را اختیار کردند.

۳-۲ تعیین محدوده معدن تخریب بلوکی

برای به دست آوردن محدوده معدن تخریب بلوکی در منطقه مورد مطالعه، از روش آنالیز مقطع مؤثر استفاده شده است. مقطع مؤثر به سطحی افقی در توده معدنی گفته می‌شود که مبنای تحلیل بخشی از پیکره معدنی است که در آن تخریب صورت می‌گیرد. برای تعیین مقطع مؤثر لازم است موارد زیر مورد ارزیابی قرارگیرد:

۱- عیار حد

۲- یافتن بلوکی از ماده معدنی با مشخصات زیر:

- در برگیرنده کانسنگ با عیار بالاتر از عیار حد
- به حد کافی گسترده جهت القای تخریب

در این تحقیق ارتفاع مناسب بلوک ماده معدنی به منظور تخریب و خردایش مناسب با استفاده از روش آنالیز مقطع مؤثر محاسبه شد، سپس تمامی بلوک‌های کانسنگ واجد شرایط، با ابعاد و موقعیت‌های مختلف در داخل بلوک بزرگ عیاری معدن توسط نرم‌افزار Datamine جستجو و در نهایت محدود معدنی مورد نظر انتخاب شده است.

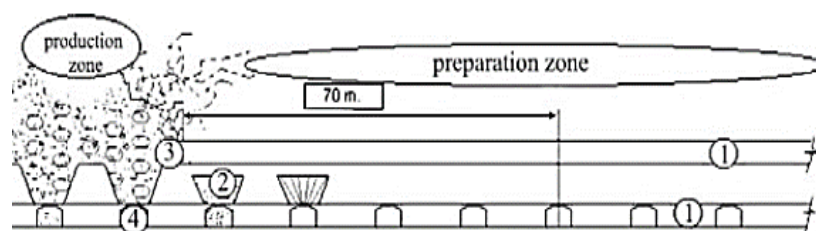
▪ رسیدن به شعاع هیدرولیکی تخریب، ایجاد تخریب، انتشار حفره و به دنبال آن کاهش تنش‌های تکیه‌گاهی

سازوکار اتخاذ شده برای ایجاد زیربرش می‌تواند تاثیر قابل توجهی بر تنش‌های القا شده در افق استخراج، انتشار تخریب و هزینه‌های مربوط به الزامات نگهداری داشته باشد. اساساً سه سازوکار متفاوت برای ایجاد زیربرش وجود دارد: پس زیربرش^۶، پیش زیربرش^۷ و زیربرش پیشرفته^۸ (شکل ۲).

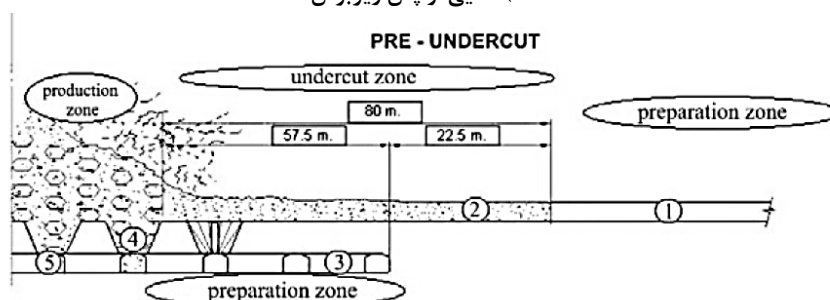
پیاده‌سازی و مدیریت ضعیف زیربرش می‌تواند موفقیت نهایی، بهره‌وری و هزینه‌های عملیات را به خطر اندازد. طراحی نادرست زیربرش ممکن است باعث اعمال تنش‌های تکیه‌گاهی بیش از حد به حفاری‌های افق استخراج شود. در این صورت موجب تاخیر در تولید و تحمیل هزینه‌های اضافی (تقویت سیستم نگهداری) خواهد شد.

احداث زیربرش سه هدف زیر را دنبال می‌کند [۱۲]:

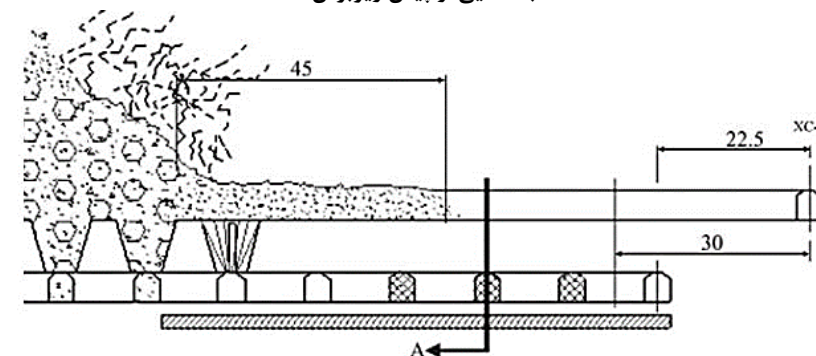
- ایجاد یک فضای خالی با ابعاد کافی تا امکان تخریب فراهم شود
- دستیابی به ابعاد لازم زیربرش برای آغاز تخریب با حداقل خسارت به توده‌سنگ اطراف



الف) نمایی از پس زیربرش



ب) نمایی از پیش زیربرش



ج) نمایی از زیربرش پیشرفته

شکل ۲: نمایی از روش‌های مختلف احداث زیربرش [۱۵]

راهروهای نقاط تخلیه باشد. شوت‌های تخلیه^۹ همیشه در منطقه‌ای که در آن رهاسازی تنش^{۱۰} انجام شده (پشت فضای زیربرش) ایجاد می‌شوند.

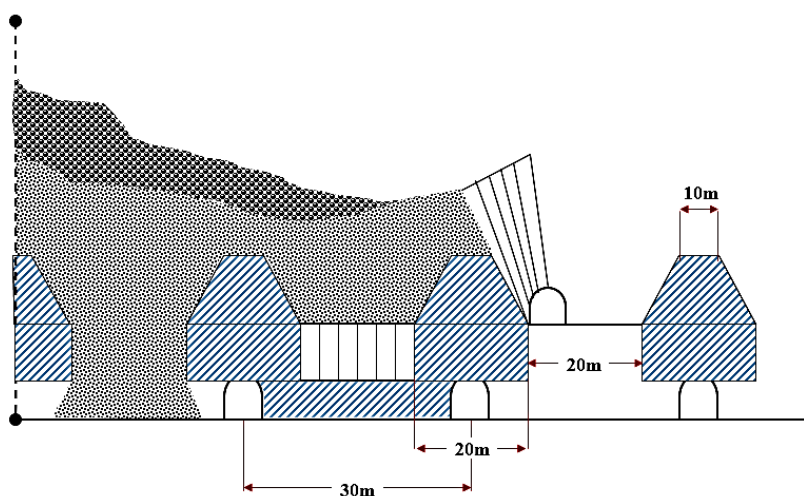
در گذشته باور بر این بود که یک زیربرش با ارتفاع زیاد، تنش‌های القا شده در حفاری‌های افق استخراج را

سازوکاری که در معدن مورد مطالعه اتخاذ شده، روش زیربرش پیشرفته است. در این روش عملیات چالزنی و آتشباری بر روی زیربرش، در بالای افق استخراج که بخشی از آن آماده‌سازی شده، انجام می‌شود. این آماده‌سازی جزئی می‌تواند شامل راهروهای استخراجی و

با توجه به ابعاد محاسبه شده برای محدوده تخریب، ۱۸۰ قیف تخلیه در این محدوده برای تخلیه مواد معدنی در نظر گرفته شده است. زیربرش طراحی شده برای ایجاد فضای خالی در زیر کانسنگ از نوع w شکل است [۱۳]. طرح زیربرش و جانمایی پایه‌های اصلی و قیف‌های تخلیه در شکل ۳ نشان داده شده است. در شکل ۴ ابعاد قیف طراحی شده در دو مقطع طولی و عرضی، نشان داده شده است.

محدود می‌کند [۱۴]. از نقطه نظر چالزنی و آتشباری، شکستن زیربرش با ارتفاع زیاد به دلیل افزایش سطح آزاد، آسان‌تر است. اما از طرفی با افزایش ارتفاع و عرض زیربرش مشکلات ناپایداری فضای کار بیش‌تر می‌شود. در خصوص مورد مطالعاتی این مقاله، با توجه به شعاع هیدرولیکی لازم برای تخریب، ارتفاع زیربرش ۵ متر در نظر گرفته شده است.

۳-۴ - طراحی پایه‌ها و نقاط تخلیه

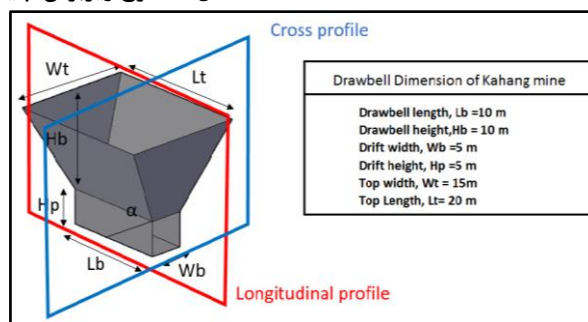


شکل ۳: طرح زیربرش، پایه‌های اصلی و قیف‌های تخلیه

۴-۱ - شکل هندسی مدل

همان‌طور که در بخش قبل اشاره شد با استفاده از روش آنالیز مقطع مؤثر، ارتفاع ۲۰۰ متری و پهنای ۳۰۰ متری برای محدوده تخریب در نظر گرفته شده است. با توجه به محدودیت محاسباتی موجود در نرم‌افزار FLAC^{2D} از ۳۰۰ متر پهنای ۱۴۰ متر آن مدلسازی شده است. با توجه به اینکه عمق ماده معدنی ۵۰۰ متر است، ۹۵ متر آن مدلسازی و مابقی به صورت تنش به مدل ساخته شده اعمال شده است.

ابعاد هندسی مدل ساخته شده در شکل ۵ نشان داده شده است. در این مدل عرض هر زیربرش ۳۰ متر و ارتفاع آن ۵ متر، عرض هر شوت استخراجی ۱۴ متر، عرض تونل ترابری ۴ متر و ارتفاع آن ۶ متر در نظر گرفته شده است.



شکل ۴: ابعاد قیف تخلیه طراحی شده برای معدن مورد مطالعه

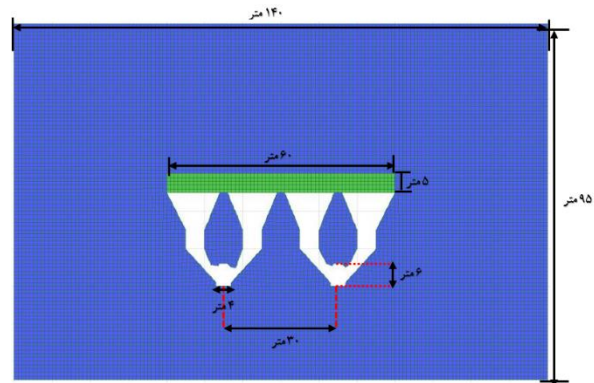
۴-۲ - تحلیل پایداری پایه‌ها و راهروها با استفاده از مدلسازی عددی

در این مقاله روش عددی تفاضل محدود با کاربرد نرم‌افزار FLAC جهت تعیین میزان تنش وارد بر پایه‌ها و همچنین مقدار جابجایی تاج تونل‌های ترابری به کار گرفته شده است.

شامل قاب فولادی و مش و شاتکریت است، نصب می‌شود. همگام با پیشروی زیربرش روند بالا تکرار می‌شود.

۴-۲- خصوصیت مواد

در ابتدا و پیش از ایجاد زیربرش خواص ماده سنگ و توده سنگ به صورت جدول ۲ به مدل اعمال و مدل رفتاری موهر-کولمب برای آن در نظر گرفته شده است. برای زیربرش نیز خواص توده سنگ بر اساس روابط لاسچر تغییر کرده و خصوصیات مواد خرد شده بر اساس این روابط به زیربرش اعمال شده است.



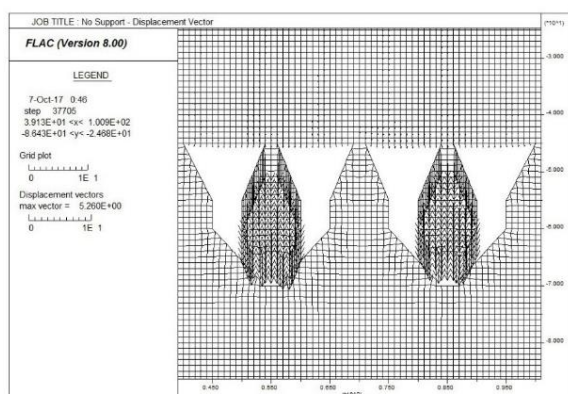
شکل ۵: هندسه مدل ساخته شده در نرم‌افزار $FLAC^{2D}$

در این مقاله، روند مدلسازی به این صورت است که ابتدا یک زیربرش ایجاد و سپس دو شوت تخلیه و یک تونل ترابری در زیر آن حفر شده و در ادامه سیستم نگهداری که

جدول ۲: خواص ژئومکانیکی توده سنگ و ماده سنگ معدن مورد مطالعه

پارامترها	مقاومت فشاری تک محوره (UCS)	مدول الاستیسیته (E)	ضریب پواسون (ν)	چگالی (ρ)	زاویه اصطکاک داخلی (φ)
واحد	MPa	GPa	-	Kg/m ³	درجه
مقدار (ماده سنگ)	۴۶	۱۰	۰/۱۷	۲۵۶۰	۵۰
مقدار (توده سنگ)	۹/۵	۵/۵	۰/۱۷	۲۵۶۰	-

وضعیت پایداری تونل‌های ترابری و پایه‌ها بدون اعمال سیستم نگهداری بررسی شده و نتایج در شکل ۶ نشان داده شده است. در این حالت پایه‌ها و تونل ترابری کاملاً تخریب شدند که البته قابل پیش‌بینی نیز بود. میزان زیاد جابجایی پایه‌ها که مقدار آن بیش از ۵ متر است را می‌توان در شکل ۶ مشاهده نمود.



شکل ۶: بردار جابجایی پایه‌ها قبل از نصب سیستم نگهداری

۴-۳-۲- پس از نصب سیستم نگهداری

در این مرحله چندین سیستم نگهداری با خصوصیات مختلف به مدل اعمال شده تا مناسب‌ترین سیستم

وزن مخصوص سنگ پس از تخریب نسبت به سنگ سالم تغییر می‌کند. اگر مقدار وزن مخصوص سنگ سالم γ باشد، این مقدار پس از تخریب برابر با $\frac{\gamma}{1+B}$ خواهد شد که در این رابطه B فاکتور افزایش حجم است. لاسچر برای خردایش ریز مقدار ۱/۱۶، متوسط ۱/۱۲ و درشت ۱/۰۸ را برای فاکتور افزایش حجم پیشنهاد داد [۱۳]. در این مدل با فرض خردایش متوسط، مقدار ۱/۱۲ برای افزایش حجم در نظر گرفته شده است. در جدول ۳ خواص مواد خرد شده زیربرش ارایه شده است.

جدول ۳: خصوصیات مواد خرد شده در بخش زیربرش بر اساس روابط لاسچر

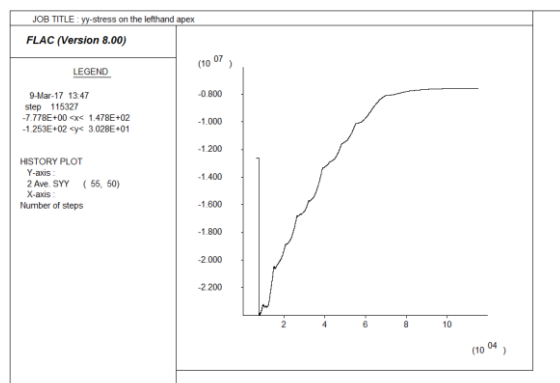
پارامترها	مدول الاستیسیته (E)	ضریب پواسون (ν)	چگالی (ρ)
واحد	GPa	-	Kg/m ³
مقدار	۰/۱	۰/۲۵	۱۲۳۰/۷۷

۴-۳-۳- نتایج مدلسازی عددی

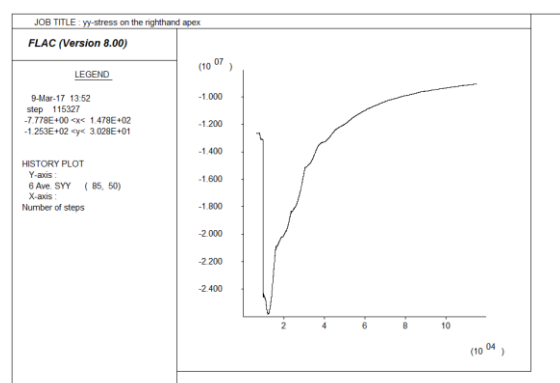
۴-۳-۱- پیش از نصب سیستم نگهداری

جابجایی‌های به وجود آمده و رهایی تنش این مقدار کاهش می‌یابد.

در شکل ۹، تاریخچه کرنش برشی در تاج تونل سمت چپ بعد از نصب قاب فولادی IPE80 نشان داده شده است. پس از رسیدن به حالت تعادل مقدار کرنش برشی برابر با 0.00953 است که بزرگ‌تر از مقدار کرنش برشی بحرانی مجاز است. بنابراین لازم است که سیستم نگهداری تقویت شود.



شکل ۷: تاریخچه تنش قائم وارد بر پایه چپ



شکل ۸: تاریخچه تنش قائم وارد بر پایه راست

به منظور تقویت سیستم نگهداری و رسیدن به پایداری مطلوب پایه‌ها و تونل ترابری، سناریوهای مختلف سیستم‌های نگهداری حاصل از ترکیب قاب‌های فولادی و شاتکریت (همراه با مش) با ضخامت‌های مختلف مورد بررسی قرار گرفته است. نتایج حاصل از مدلسازی‌های عددی شامل مقدار کرنش‌های برشی در هر سه پایه و همچنین تاج دو تونل ترابری در هنگام اعمال سناریوهای مختلف سیستم‌های نگهداری در جدول ۴ آورده شده است. خصوصیات معادل شاتکریت استفاده شده در جدول ۵ ذکر شده است.

نگهداری تعیین شود. لازم به ذکر است که تمامی سیستم‌های نگهداری تنها در تونل ترابری به کار رفته است. برای اطمینان از اینکه سیستم نگهداری به کار رفته، پایداری پایه‌ها را تضمین می‌کند، لازم است از معیاری برای این منظور استفاده شود. در این مقاله از رابطه‌های ساکورایی که کرنش برشی بحرانی را در حالت فشاری محصور نشده در اطراف فضای زیرزمینی (ϵ_c) بر حسب مدول الاستیسیته محیط بیان می‌کند، استفاده شده است. این رابطه‌ها برای سه تراز هشدار خطر مختلف ارائه شده‌اند (رابطه‌های (۱) تا (۳)). با توجه به اینکه پایه‌ها تحت تنش‌های بالایی هستند و از طرفی نیز لازم است مدت زمان زیادی پایدار بمانند، تراز هشدار خطر III در نظر گرفته شده است [۱۶]:

$$\log \epsilon_c = -0.25 \log E - 0.85 \quad \text{I تراز هشدار خطر}$$

$$\log \epsilon_c = -0.25 \log E - 1.22 \quad \text{II تراز هشدار خطر}$$

$$\log \epsilon_c = -0.25 \log E - 1.59 \quad \text{III تراز هشدار خطر}$$

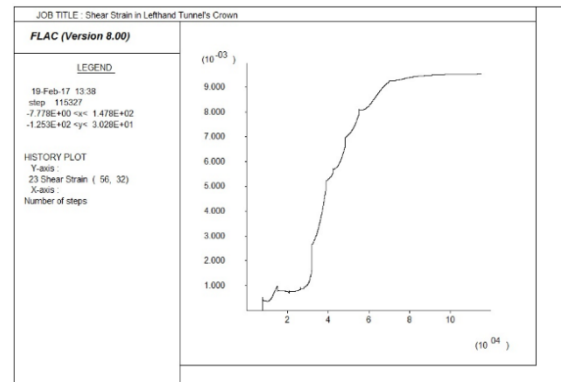
از آنجا که توده سنگ در معرض تنش سه محوره قرار دارد، لذا باید از معیار بیشینه کرنش برشی برای سنجش پایداری پایه‌ها استفاده نمود. ساکورایی و همکارانش، رابطه (۴) را برای محاسبه کرنش برشی بحرانی مجاز (γ_c) در شرایط تنش سه محوری با استفاده از کرنش برشی بحرانی (ϵ_c) در حالت فشاری نامحصور ارائه دادند [۱۶]:

$$\gamma_c = (1 + \nu) \epsilon_c \quad (4)$$

با قرار دادن مقادیر مدول الاستیسیته و نسبت پواسون در رابطه مربوط به تراز هشدار خطر III و رابطه (۴)، مقادیر کرنش برشی بحرانی مجاز برای این تراز 0.003 محاسبه شده است. بنابراین پایه‌ها و تونل‌های ترابری در شرایطی که کرنش برشی در آنها کوچک‌تر از این مقدار است، پایدار هستند.

اولین سیستم نگهداری به کار رفته، قاب فولادی IPE80 است. با اعمال این قاب فولادی و پس از به تعادل رسیدن مدل، به پایه سمت چپ مقدار $7/55$ مگاپاسکال، به پایه میانی $30/46$ مگاپاسکال و به پایه سمت راست $9/06$ مگاپاسکال تنش فشاری وارد می‌شود. البته تاریخچه تنش وارد بر پایه‌ها (شکل‌های ۷ و ۸) نشان می‌دهد که بلافاصله پس از حفر تونل‌های ترابری، میزان تنش وارد بر پایه‌های چپ و راست به ترتیب تا $23/99$ و $25/83$ مگاپاسکال افزایش می‌یابد و به تدریج به دلیل

قاب فولادی IPE120 به همراه مش و ۲۰ سانتی‌متر شانکریت، اولین و سبک‌ترین سیستمی است که در آن تمام پایه‌ها و تونل‌ها پایدار هستند. به منظور کنترل نیروها و گشتاور خمشی ایجاد شده در مقطع سیستم‌های نگهداری مورد نظر از روش تنش مجاز استفاده شده است. با مدلسازی مقطع مورد نظر و وارد نمودن نیروی محوری و گشتاور خمشی (محاسبه شده توسط نرم‌افزار $FLAC^{2D}$) در نرم‌افزار PCACol وضعیت پایداری تونل باربری بررسی شده است. در شکل ۱۰ کنترل پوشش اولیه برای مقطع تونل باربری در نرم‌افزار PCACol نشان داده شده است. همان‌طور که مشاهده می‌شود نیروی محوری و گشتاور خمشی اعمال شده به سیستم نگهداری برای سقف و دیواره‌های تونل در محدوده مجاز قرار دارد.



شکل ۹: تاریخچه کرنش برشی در تاج تونل سمت چپ بعد از نصب IPE80

اعداد سیاه نشان دهنده کرنش‌های برشی کم‌تر از حد مجاز و اعداد قرمز نشانگر کرنش‌های برشی بیشتر از حد مجاز است. به منظور تامین پایداری باید سیستم نگهداری انتخاب شود که کرنش برشی در تمام نقاط کم‌تر از مقدار مجاز باشد. با توجه به جدول ۴، سیستم نگهداری که شامل

جدول ۴: مقادیر کرنش برشی پایه‌ها و تاج راهروها بر اساس سناریوهای مختلف سیستم‌های نگهداری

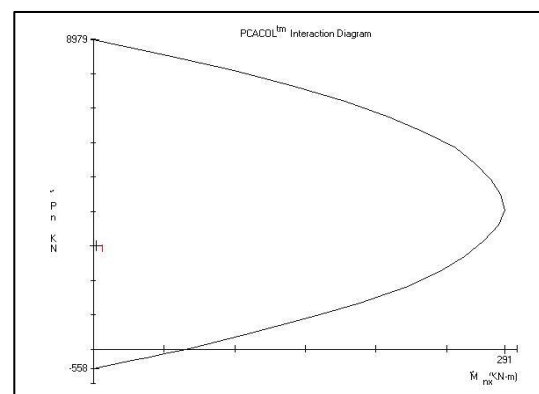
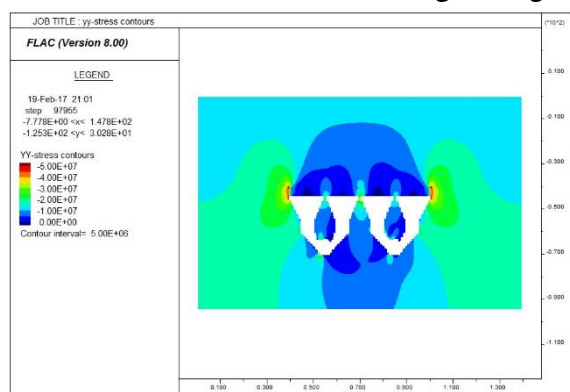
محل رفتارسنجی		سیستم نگهداری			
پایه چپ	پایه میانی	پایه راست	تاج تونل چپ	تاج تونل راست	
۰/۰۰۱۳۲	۰/۰۰۱۵۸	۰/۰۰۱۲۳	۰/۰۰۹۵۳	۰/۰۰۶۱۷	IPE80
۰/۰۰۱۱۸	۰/۰۰۱۵۸	۰/۰۰۱۱۲	۰/۰۰۶۹۷	۰/۰۰۴۴۷	IPE80+10cm shotcrete+mesh
۰/۰۰۱۱۷	۰/۰۰۱۵۸	۰/۰۰۱۱۱	۰/۰۰۶۷۴	۰/۰۰۴۳۶	IPE80+15cm shotcrete+mesh
۰/۰۰۱۰۹	۰/۰۰۱۵۷	۰/۰۰۱۰۳	۰/۰۰۴۱۱	۰/۰۰۲۶۱	IPE80+20cm shotcrete+mesh
۰/۰۰۱۲۵	۰/۰۰۱۵۹	۰/۰۰۱۱۸	۰/۰۰۸۹۰	۰/۰۰۵۹۸	IPE100
۰/۰۰۱۱۵	۰/۰۰۱۵۸	۰/۰۰۱۰۹	۰/۰۰۶۲۹	۰/۰۰۴۰۶	IPE100+10cm shotcrete+mesh
۰/۰۰۱۱۴	۰/۰۰۱۵۸	۰/۰۰۱۰۷	۰/۰۰۵۹۰	۰/۰۰۳۸۸	IPE100+15cm shotcrete+mesh
۰/۰۰۱۰۷	۰/۰۰۱۵۷	۰/۰۰۱۰۱	۰/۰۰۳۳۸	۰/۰۰۰۹۱	IPE100+20cm shotcrete+mesh
۰/۰۰۱۱۸	۰/۰۰۱۵۸	۰/۰۰۱۱۲	۰/۰۰۷۰۰	۰/۰۰۴۵۰	IPE120
۰/۰۰۱۱۰	۰/۰۰۱۵۷	۰/۰۰۱۰۴	۰/۰۰۴۶۵	۰/۰۰۳۰۴	IPE120+10cm shotcrete+mesh
۰/۰۰۱۰۹	۰/۰۰۱۵۷	۰/۰۰۱۰۴	۰/۰۰۴۱۷	۰/۰۰۲۸۳	IPE120+15cm shotcrete+mesh
۰/۰۰۱۰۳	۰/۰۰۱۵۷	۰/۰۰۰۹۲	۰/۰۰۰۹۱	۰/۰۰۰۹۳	IPE120+20cm shotcrete+mesh
۰/۰۰۱۱۰	۰/۰۰۱۵۸	۰/۰۰۱۰۵	۰/۰۰۴۶۰	۰/۰۰۳۰۰	IPE140
۰/۰۰۱۰۵	۰/۰۰۱۵۸	۰/۰۰۰۹۶	۰/۰۰۱۴۶	۰/۰۰۰۹۳	IPE140+10cm shotcrete+mesh
۰/۰۰۱۰۳	۰/۰۰۱۵۸	۰/۰۰۰۹۳	۰/۰۰۰۹۱	۰/۰۰۰۹۳	IPE140+15cm shotcrete+mesh
۰/۰۰۰۹۹	۰/۰۰۱۵۸	۰/۰۰۰۷۲	۰/۰۰۰۸۴	۰/۰۰۰۵۶	IPE140+20cm shotcrete+mesh
۰/۰۰۱۰۲	۰/۰۰۱۵۷	۰/۰۰۰۹۱	۰/۰۰۰۸۸	۰/۰۰۰۹۱	IPE160
۰/۰۰۰۹۸	۰/۰۰۱۵۸	۰/۰۰۰۸۸	۰/۰۰۰۸۲	۰/۰۰۰۸۸	IPE160+10cm shotcrete+mesh

سیستم نگهداری	محل رفتارسنجی	پایه چپ	پایه میانی	پایه راست	تاج تونل چپ	تاج تونل راست
IPE160+15cm shotcrete+mesh		۰/۰۰۰۹۸	۰/۰۰۱۵۸	۰/۰۰۰۷۲	۰/۰۰۰۸۲	۰/۰۰۰۵۵
IPE160+20cm shotcrete+mesh		۰/۰۰۰۹۵	۰/۰۰۱۵۸	۰/۰۰۰۷۱	۰/۰۰۰۷۳	۰/۰۰۰۵۴
IPE180		۰/۰۰۰۹۵	۰/۰۰۱۵۸	۰/۰۰۰۷۱	۰/۰۰۰۷۲	۰/۰۰۰۵۸
IPE180+10cm shotcrete+mesh		۰/۰۰۰۹۳	۰/۰۰۱۵۷	۰/۰۰۰۷۴	۰/۰۰۰۸۰	۰/۰۰۰۵۱
IPE180+15cm shotcrete+mesh		۰/۰۰۰۹۳	۰/۰۰۱۵۷	۰/۰۰۰۷۴	۰/۰۰۰۸۲	۰/۰۰۰۵۲
IPE180+20cm shotcrete+mesh		۰/۰۰۰۹۱	۰/۰۰۱۵۸	۰/۰۰۰۷۴	۰/۰۰۰۸۳	۰/۰۰۰۵۱

جدول ۵: خصوصیات معادل شاتکریت مورده استفاده

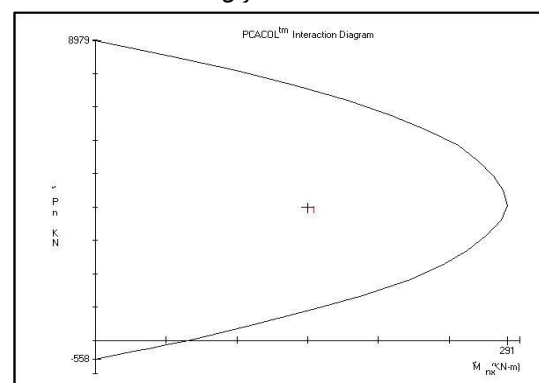
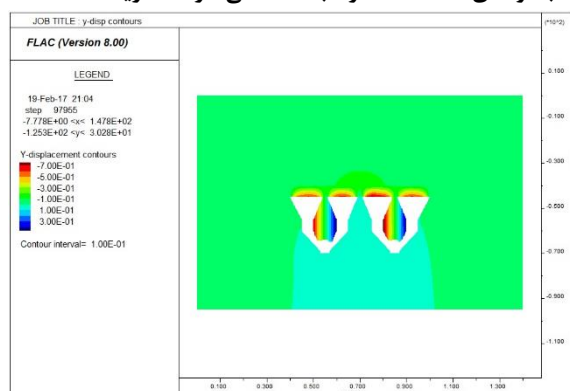
پارامترها	مدول الاستیسیته (E)	ممان اینرسی (I)	سطح (A)	چگالی (ρ)
واحد	Pa	m ⁴	m ²	Kg/m ³
مقدار	2.0×10^9	۵۰۰۰	۰/۲۵	۲۱۰۰

شکل ۱۱ نشان داده شده است. کنتور جابجایی قائم نیز در شکل ۱۲ نشان داده شده است.



الف) سقف تونل

شکل ۱۱: کنتور تنش‌های قائم بعد از نصب سیستم نگهداری قاب فولادی IPE120 همراه با ۲۰ سانتی‌متر شاتکریت



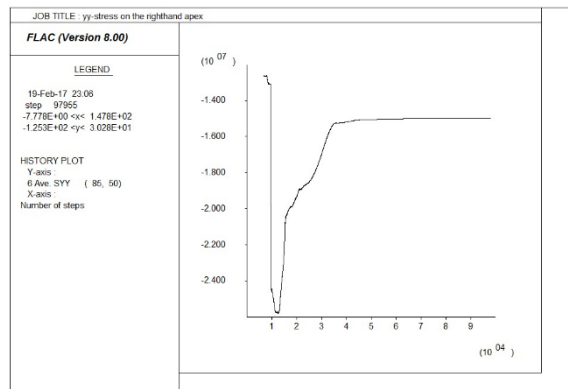
ب) دیواره تونل

شکل ۱۰: کنترل مقطع تونل باربری برای بررسی پایداری سیستم نگهداری قاب فولادی IPE120 همراه با ۲۰ سانتی‌متر شاتکریت

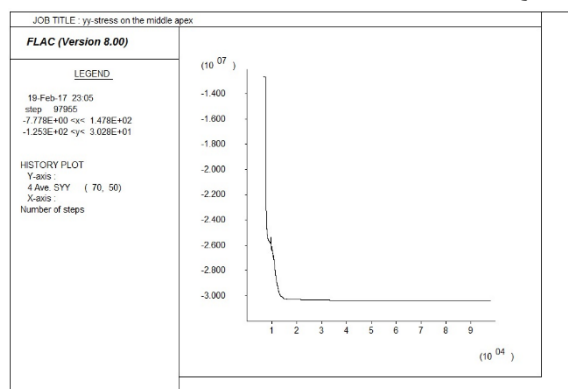
شکل ۱۲: کنتور جابجایی قائم بعد از نصب سیستم نگهداری قاب فولادی IPE120 همراه با ۲۰ سانتی‌متر شاتکریت

کنتورهای تنش‌های قائم در اطراف پایه‌ها در هنگام اعمال قاب فولادی IPE120 و ۲۰ سانتی‌متر شاتکریت در

محض ایجاد زیربرش دوم تنش مقدار کمی کاهش و به ۲۵/۳۶ مگاپاسکال می‌رسد. اما روند افزایش تنش دوباره پس از حفر شوت‌های تخلیه و تونل ترابری سمت راست ادامه یافته و در نهایت به ۳۰/۳۶ مگاپاسکال می‌رسد.



شکل ۱۴: تاریخچه تنش قائم وارد بر پایه راست بعد از نصب سیستم نگهداری قاب فولادی IPE120 همراه با ۲۰ سانتی‌متر شاتکریت



شکل ۱۵: تاریخچه تنش قائم وارد بر پایه میانی بعد از نصب سیستم نگهداری قاب فولادی IPE120 همراه با ۲۰ سانتی‌متر شاتکریت

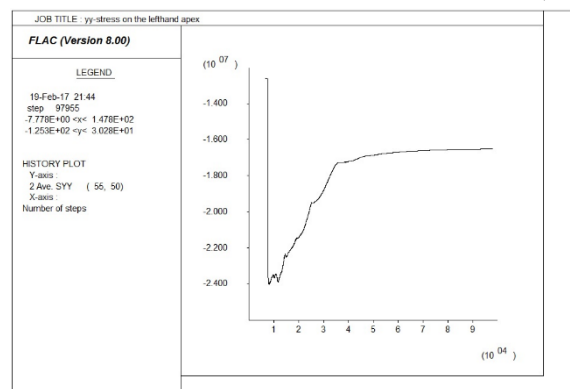
۴-۳-۴- تنش القایی بر روی راهروهای باربری

تنش وارد بر تاج راهروهای باربری نیز بعد از نصب سیستم نگهداری قاب فولادی IPE120 همراه با ۲۰ سانتی‌متر شاتکریت مورد بررسی قرار گرفته است. همانطور که در شکل ۱۶ نمایش داده شده است تاریخچه تنش قائم وارد بر تاج راهروی سمت چپ نشان می‌دهد که پیش از ایجاد تغییرات در محیط، تنش برجا برابر با ۱۳/۰۸ مگاپاسکال بوده است. ایجاد زیربرش اندکی تغییر در تنش برجا ایجاد می‌کند، اما بسیار ناچیز و قابل چشم‌پوشی است. اما با حفر شوت‌های تخلیه کاهش ناگهانی در مقدار تنش به وجود آمده و تنش به ۱/۸ مگاپاسکال می‌رسد.

با توجه به شکل ۱۲، سقف زیربرش (در بالای شوت‌های تخلیه) بیش از ۶۰ سانتی‌متر رو به پایین جابجا شده، که بیانگر فرآیند تخریب است. پایه‌های چپ و راست نیز در حدود ۱۰ سانتی‌متر رو به پایین حرکت کرده و پایه میانی اندکی دچار بالازدگی شده است.

۴-۳-۳- تنش‌های القایی بر روی پایه‌ها

تاریخچه تنش قائم وارد بر پایه سمت چپ به هنگام اعمال قاب IPE120 و ۲۰ سانتی‌متر شاتکریت (شکل ۱۳) نشان می‌دهد که پیش از ایجاد تغییرات در محیط، تنش برجا برابر با ۱۲/۶۳ مگاپاسکال بوده است. با اعمال زیربرش مقدار تنش به‌صورت جزئی تغییر و در حدود ۰/۰۱ مگاپاسکال کاهش می‌یابد که می‌توان از آن صرف نظر کرد. اما به محض حفر دو شوت استخراجی سمت چپ و تونل ترابری واقع در زیر آن، ناگهان مقدار تنش افزایش یافته و تا بیش از ۲۴ مگاپاسکال افزایش می‌یابد. اما به تدریج به دلیل جابجایی، تنش کاهش می‌یابد و در انتها مقدار تنش وارد بر پایه سمت چپ به ۱۶/۵۲ مگاپاسکال می‌رسد. پایه سمت راست نیز تقریباً روند مشابهی را طی می‌کند (شکل ۱۴). با این تفاوت که درگام‌های ابتدایی اندکی افزایش تنش مشاهده می‌شود که علت آن ایجاد زیربرش سمت چپ است. مقدار تنش نهایی روی پایه سمت راست ۱۴/۹۸ مگاپاسکال است.



شکل ۱۳: تاریخچه تنش قائم وارد بر پایه چپ بعد از نصب سیستم نگهداری قاب فولادی IPE120 همراه با ۲۰ سانتی‌متر شاتکریت

تاریخچه تنش روی پایه میانی روند متفاوتی دارد (شکل ۱۵). در گام‌های ابتدایی مشابه دیگر پایه‌ها اندکی افزایش تنش بابت ایجاد زیربرش اتفاق می‌افتد که قابل چشم‌پوشی است. اما بلافاصله پس از حفر شوت‌های تخلیه سمت چپ، تنش تا ۲۵/۸۴ مگاپاسکال افزایش می‌یابد. به

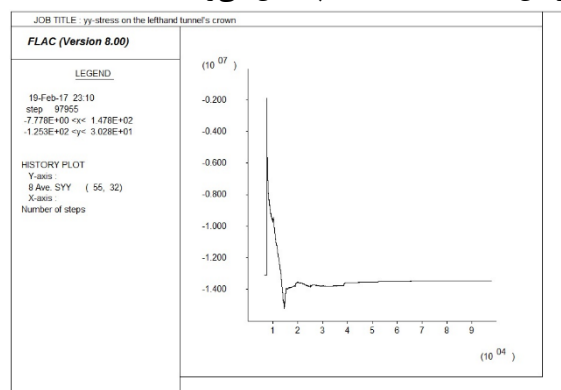
از آنجا که، در معدنکاری به روش تخریب بلوکی، یکی از اصلی‌ترین مسایلی که به آن پرداخته می‌شود بحث پایداری پایه‌ها است، در این مقاله با بهره‌گیری از نرم‌افزار تفاضل محدود $FLAC^{2D}$ ، چندین مدل‌سازی با اعمال سیستم‌های نگهداری مختلف انجام شده و مقادیر تنش وارد بر پایه‌ها و تاج تونل‌های ترابری و همچنین میزان جابجایی آنها محاسبه شده است. به منظور تعیین سیستم نگهداری مناسب جهت تامین پایداری پایه‌ها، روابط ساکورایی مورد استفاده قرار گرفته است. این روابط نشان دادند که در اثر نصب سیستم نگهداری شامل قاب فولادی IPE120 همراه با شاتکریت به ضخامت ۲۰ سانتی‌متر، کرنش برشی‌ای کمتر از حد مجاز در تمامی پایه‌ها و تاج تونل‌های باربری ایجاد می‌شود. بنابراین به عنوان سیستم نگهداری مناسب برای مورد مطالعاتی موردنظر، در نظر گرفته شده است. اعمال سیستم نگهداری شامل قاب فولادی IPE120 به همراه ۲۰ سانتی‌متر شاتکریت نشان داد که مقادیر تنش وارد بر پایه سمت چپ، سمت راست و پایه میانی به ترتیب برابر با ۱۶/۵۲، ۱۴/۹۸ و ۳۰/۳۶ مگاپاسکال است. همچنین مقادیر تنشی که بر تاج تونل‌های سمت چپ و راست وارد می‌شود به ترتیب برابر با ۱۳/۴۵ و ۱۷/۶۹ مگاپاسکال است. مقدار جابجایی پایه‌های سمت چپ، راست و میانی نیز پس از نصب سیستم نگهداری قاب فولادی IPE120 همراه با ۲۰ سانتی‌متر شاتکریت به ترتیب برابر ۱۱/۱۱، ۱۶/۰۳ و ۲/۰۴ سانتی‌متر است. تاج تونل‌های ترابری سمت چپ و سمت راست نیز به ترتیب ۱۱/۷۴ و ۱۶/۷۲ سانتی‌متر جابجایی داشته‌اند.

مراجع

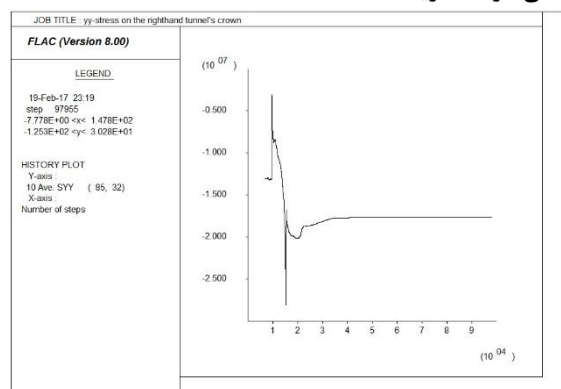
- [1] Hartman, Howard L. (1996), SME mining engineering handbook. Ed. Scott G. Britton. Vol. 1. Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- [2] Hustrulid, William A. (1982), "Underground mining methods handbook." (1982).
- [3] Brady, Barry HG, and Edwin T. Brown. (2004), Rock mechanics: for underground mining. Springer Science & Business Media.
- [4] ESTERHUIZEN, GS. (1987), "Three-dimensional Stress Analysis of Block Caving Mining Layouts." APCOM 87: Mining 1: 43.
- [5] Trueman, R., M. Pierce, and R. Wattimena. (2002), "Quantifying stresses and support

درگام‌های بعدی مقدار تنش افزایش یافته و در انتها به ۱۳/۴۵ مگاپاسکال می‌رسد.

تاریخچه تنش وارد بر تاج راهروی سمت راست (شکل ۱۷) نیز روند مشابهی را طی می‌کند و در انتها مقدار تنش در این نقطه به ۱۷/۶۹ مگاپاسکال می‌رسد.



شکل ۱۶: تاریخچه تنش قائم وارد بر تاج راهروی چپ بعد از نصب سیستم نگهداری قاب فولادی IPE120 همراه با ۲۰ سانتی‌متر شاتکریت



شکل ۱۷: تاریخچه تنش قائم وارد بر تاج راهروی راست بعد از نصب سیستم نگهداری قاب فولادی IPE120 همراه با ۲۰ سانتی‌متر شاتکریت

۵- نتیجه‌گیری

در این مقاله با در نظر گرفتن یک پتانسیل معدنی در شرق اصفهان به عنوان مورد مطالعاتی، در ابتدا با توجه به عمق، عیار، مشخصات هندسی و مکانیکی کانسار و ویژگی‌های مکانیک‌سنگی توده‌سنگ دربرگیرنده، بر اساس روش نیکولاس و منطق فازی، روش استخراج تخریب بلوکی به عنوان مناسب‌ترین روش استخراج انتخاب شد. در ادامه به طراحی معدن شامل تعیین ابعاد محدوده معدن با استفاده از روش آنالیز مقطع مؤثر، طراحی زیربرش، قیف‌های تخلیه، پایه‌ها و راهروهای باربری پرداخته شد.

requirements in the undercut and production level drifts of block and panel caving mines." International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 39.5, 617-632.

[6] Rech, W., and Lorig, L., 1992, Predictive numerical stress analysis of panel caving at the Henderson Mine: MASSMIN, v. 92, p. 55-62.

[7] Palma, R., and Agarwal, R., 1973, A Study of the Caveability of Primary Ore at the El Teniente Mine.

[8] Rocscience, 2004, Phase 2 version 5.0, Rocscience Inc., Toronto, Canada

[9] Karzulovic, A., and Flores, H., 2003, Geotechnical guidelines for a transition from open pit to under-ground mining.

[10] Lorig, L., 2000, The Role of Numerical Modelling in Assessing Caveability, Itasca Consulting Group, Inc., Report to the International Caving Study: ICG00-099-3-16, October.

[11] Gilbride, Leo J., J. F. T. Agapito, and Robert Kehrman, (2004), "Ground support design using three-dimensional numerical modeling at Molycorp, Inc.'s, block caving Questa Mine." MassMin 2004—Proceedings, 22-25.

[12] Brown, E. T. (2007). Block Caving Geomechanics: International Caving Study 1997-2004. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, the University of Queensland.

[13] Laubscher, D. H. (1994), "Cave mining-the state of the art." Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy 94.10, 279-293.

[14] Laubscher, D. H. (2000), "A practical manual on block caving." Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, Brisbane.

[15] Ferguson, G. A. (1979), "Optimization of block caving with a complex environment." Mining Magazine 140, 126-139.

[16] Sakurai, S. (1981), "Direct strain evaluation technique in construction of underground opening." The 22nd US Symposium on Rock Mechanics (USRMS). American Rock Mechanics Association

¹ Load Haul Dump

² Hangup

³ Minor Apex

⁴ El Teniente

⁵ International Caving Study

⁶ Post-undercutting

⁷ Pre-undercutting

⁸ Advance undercutting

⁹ Drawbell

¹⁰ De-stressed zone