

دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده مهندسی معدن و ژئوفیزیک
گروه استخراج معدن

پایان نامه کارشناسی ارشد

**بررسی رفتار سنگ سقف در کارگاه استخراج
معدن ذغال سنگ طزره (لایه P_{10} شیب دار)**

تهیه کننده :

مجتبی سرلک

استاد راهنما:

دکتر سید رحمان ترابی

استاد مشاور:

مهندس سید محمد اسماعیل جلالی

تابستان ۱۳۸۲

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ

تقدیم به

روح پر فتوح بنیانگذار انقلاب اسلامی حضرت امام خمینی (رضوان الله تعالی علیه)

و

ارواح مطهر شهدای انقلاب و شهدای جنگ تحمیلی

و تقدیم به مادر و پدرم

همان‌هایی که خاطراتشان در طول دوران پر تلاطم زندگی این حقیر، برگ‌ها شد از کتاب پر ارزش و پند دهنده تاریخ و گواهی بر این حقیقت، که همواره گذشت، صبر و فداکاری‌های کسانی در این دنیا، امید به سعادت و اعتقاد به واژه عشق و محبت را در وجود انسان‌ها زنده نگه می‌دارد.

ستایش خدایی را که با آفرینش آسمان‌ها و فرستادن کتاب‌ها و پیغمبران و نصب ائمه معصومین، وجود، علم و قدرتش را بما شناساند و شکر و سپاس از نعمتهای خود را به ما الهام نمود. چنان سپاسی که با آن، میان کسانی از خلقش که او را سپاس‌گذارند، زندگی و معاشرت کنیم.

تقدیر و تشکر

بدین‌وسیله از زحمات آقایان دکتر سید رحمان ترابی (استاد راهنما)، مهندس سید محمد اسماعیل جلالی (استاد مشاور)، کلیه اساتید محترم دانشکده معدن و ژئوفیزیک، کارکنان و دانشجویان دانشگاه، بخصوص آقایان مهندس کبیریان، مهندس ظفری، مهندس پذیره، مهندس بیطرفان، مهندس کر، مهندس زیاری، مهندس شفیع‌نژاد، محمد بهاری‌پور، مهدی خانی‌زاده، جلیل سعید، هاشم چگینی و همچنین از کلیه کارکنان محترم شرکت ذغال‌سنگ البرز شرقی بخصوص مدیریت محترم شرکت ذغال‌سنگ جناب آقای مهندس صدیقی‌فر، مهندس مدنی، مهندس ناطقی، آقایان شهریار، آدینه، سراج، پاک‌باطن، فکری، کارکنان بخش انتظامات، نقلیه و همه کارگران زحمت‌کش معدن ذغال سنگ طزره و کلیه عزیزانی که در تهیه این پایان‌نامه، دلسوزانه همکاری نموده‌اند، کمال تشکر و امتنان را داشته و

توفیق روز افزون همه این عزیزان را از خداوند متعال خواهانم.

مجتبی سرلک

چکیده

استخراج لایه‌های ذغال در زیر سطح زمین باعث برهم زدن وضعیت تنش‌ها در لایه‌های فوقانی می‌شود. با افزایش فضای خالی ناشی از استخراج ذغال، تمایل به ریزش و پرکردن این فضای خالی در لایه‌های سقف افزایش می‌یابد. در بعضی از موارد، تخریب سقف بلاواسطه و یا سقف اصلی در مساحت بسیار زیاد اتفاق افتاده و باعث مسدود شدن فضای خالی کارگاه استخراج و وارد آمدن خسارات مالی و جانی زیادی شده است.

در این تحقیق به برخی از روش‌های ارزیابی قابلیت تخریب لایه‌های سقف که در نتیجه پژوهش‌های قبلی تعیین شده‌اند، اشاره شده است. در ارزیابی پایداری سقف اصلی و سقف بلاواسطه لایه P_{10} منطقه پشکلات معدن طزره، بعضی از این روش‌ها مورد استفاده قرار گرفته و مشاهده شد که نتایج در بعضی از موارد، مغایر با وضعیتی است که در اثر مشاهدات تجربی بدست آمده است. این مسئله نشان از عدم عمومیت کاربرد روش ارزیابی بکار رفته، در معادن دیگر دارد.

در بخش دیگر این تحقیق با استفاده از دو روش Q و RMR ، وضعیت سقف بلاواسطه تونل‌های دنباله لایه مورد بررسی قرار گرفته است که نتیجه هر دو روش لزوم نصب سیستم نگهداری را مشخص می‌کند.

به منظور تعیین امتیاز مهندسی سقف بلاواسطه لایه P_{10} و تعیین پارامترهای مکانیک سنگی از نرم افزار $ROCLAB$ استفاده شده است. پس از تعیین پارامترهای مکانیک سنگی توده‌سنگهای اطراف کارگاه استخراج و تونل‌های دنباله‌لایه، تحلیل عددی رفتار سقف بلاواسطه با استفاده از نرم‌افزار $FLAC$ در دو وضعیت صورت گرفت. در وضعیت اول مقطع مورد بررسی در راستای امتداد خط بزرگترین شیب کارگاه استخراج تهیه شده است. تحلیل عددی در این وضعیت نشان می‌دهد که تغییر در چگونگی نگهداری در قسمت‌های میانی کارگاه، باعث تغییر در وضعیت ضریب ایمنی منطقه اطراف کارگاه استخراج و تونل‌های دنباله لایه و تغییر در چگونگی مقدار جابجایی‌های افقی و عمودی نقاطی از سقف کارگاه استخراج و تونل‌های دنباله لایه می‌شود.

در وضعیت دوم، مقطع مورد بررسی در راستای عمود بر امتداد خط بزرگترین شیب کارگاه استخراج انتخاب شد. در این وضعیت میزان جابجایی‌های افقی و عمودی در سقف و سینه کار کارگاه دوم (پسرو) و همچنین ضریب ایمنی در اطراف کارگاه دوم (پسرو) لایه P_{10} در دو حالت مورد بررسی

قرار گرفت. حالت اول مربوط به وضعیتی است که استخراج در کارگاه مجاور (کارگاه اول) واقع در همان پهنه استخراجی به صورت پیشرو و حالت دوم مربوط به وضعیتی است که استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو انجام می شود.

نتایج تحلیل عددی نشان می دهد که در وضعیتی که استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو صورت می گیرد، مقدار جابجایی های عمودی در سقف و مقدار جابجایی های افقی در سینه کار کارگاه دوم (پسرو) کمتر و همچنین مقادیر ضریب ایمنی در اطراف کارگاه دوم لایه P_{10} شیب دار بیشتر از حالت دیگر است. بنابراین میزان ذخیره ذغالی که به منظور ایجاد شرایط ایمن در بین دو کارگاه باقی گذارده می شود، کمتر خواهد بود. در نهایت به دلیل وجود ایمنی بیشتر و همچنین بهره‌وری بالاتر لایه‌های ذغالی، نحوه استخراج در کارگاه‌های استخراج مجاور (واقع در یک پهنه استخراجی) به صورت مشابه (هر دو پیشرو و یا هر دو پسرو) به عنوان روش بهتر پیشنهاد گردیده است.

فصل اول - مقدمه و کلیات	۱
۱-۱ اهداف تحقیق و مروری بر مطالعات قبلی	۱
۲-۱ موضوعات مطرح شده در فصل‌های مختلف	۲
فصل دوم- زمین‌شناسی منطقه	۵
۱-۲ شناخت ذغال‌سنگ	۵
۲-۲ ترکیب شیمیائی ذغال سنگ	۶
۳-۲ انواع ذغال‌سنگ	۶
۱-۳-۲ تورب	۶
۲-۳-۲ لیگنیت و ذغال قهوه‌ای	۶
۳-۳-۲ بیتومینوس	۷
۴-۳-۲ ذغال‌های نیمه بیتومینوس	۷
۵-۳-۲ آنتراسیت	۷
۴-۲ تاریخچه و حوزه فعالیت شرکت ذغال‌سنگ البرز شرقی	۸
۵-۲ مناطق تحت پوشش معدنی	۸
۳-۵-۲ منطقه طزره	۸
۱-۳-۵-۲ معدن رزمجا	۱۰
۲-۳-۵-۲ معدن کلاریز	۱۰
۳-۳-۵-۲ معدن پشکلات (معدن بزرگ)	۱۰
۴-۳-۵-۲ تونل مادر	۱۱
۶-۲ مشخصات منطقه عملیاتی مورد نظر	۱۱
فصل سوم- نگهداری و استخراج	۱۶
۱-۳ روش‌های استخراج جبهه‌کار بلند و پلکانی معکوس	۱۶
۱-۱-۳ آماده‌سازی کارگاه‌های استخراج جبهه‌کار بلند و پلکانی معکوس	۱۶
۲-۱-۳ استخراج به روش پلکانی معکوس	۱۶
۲-۳ انواع روش‌های استخراج جبهه‌کار طویل با توجه به جهت پیشروی کارگاه	۱۷

- ۱۷-۲-۳ مزایا و معایب روش‌های استخراج پیشرو و پسرو.....
- ۱۸-۳ ترتیب استخراج لایه‌های ذغالی.....
- ۱۸-۴ نگهداری در معدن طزره.....
- ۱۸-۴-۳ نگهداری تونل‌ها.....
- ۱۹-۴-۳ نگهداری در دوپل‌ها.....
- ۱۹-۵-۳ تخریب و پرکردن کارگاه استخراج.....
- ۱۹-۵-۳-۱ پر کردن کارگاه استخراج.....
- ۱۹-۵-۳-۲ تخریب کارگاه استخراج.....
- ۲۰-۵-۳ معایب روش تخریب.....
- ۲۱- فصل چهارم- مشخصات مکانیک سنگی توده‌سنگ‌های اطراف لایه P_{10} شیب‌دار.....
- ۲۱-۴ بررسی وضعیت ناپیوستگی‌های منطقه.....
- ۲۱-۴-۲ برداشت درزه‌ها.....
- ۲۲-۴-۳ تعیین وضعیت دسته درزه‌ها.....
- ۲۷-۴-۴ تعیین فاصله‌داری متوسط درزه‌ها.....
- ۲۸-۴-۵ محاسبه شاخص کیفیت سنگ (RQD).....
- ۲۹-۴-۶ استفاده از طبقه‌بندی‌های توده‌سنگ برای تخمین اندیس مقاومت زمین‌شناسی.....
- ۲۹-۴-۶-۱ تخمین اندیس مقاومت زمین‌شناسی GSI با استفاده از RMR_{76}
- ۳۰-۴-۶-۲ تخمین اندیس مقاومت زمین‌شناسی (GSI) با استفاده از RMR_{89}
- ۳۰-۴-۷ استفاده از RMR_{89} جهت تعیین پارامترهای مکانیک‌سنگی توده‌سنگ‌های اطراف منطقه عملیاتی مورد نظر.....
- ۳۱-۴-۷-۱ محاسبه اندیس مقاومت زمین‌شناسی سقف بلاواسطه.....
- ۳۲-۴-۷-۲ محاسبه اندیس مقاومت زمین‌شناسی سقف اصلی.....
- ۳۳-۴-۷-۳ محاسبه اندیس مقاومت زمین‌شناسی لایه ذغالی.....
- ۳۴-۴-۷-۴ محاسبه اندیس مقاومت زمین‌شناسی توده‌سنگ ناحیه تخریب شده.....
- ۳۵-۴-۸ تعیین پارامترهای مکانیک‌سنگی توده‌سنگ‌های منطقه عملیاتی مورد نظر.....
- ۳۷-۴-۹ وضعیت تنش برجا.....
- ۴۰- فصل پنجم- روش‌های تجربی ارزیابی کیفیت سقف کارگاه استخراج.....

- ۱-۵ مقدمه ۴۰
- ۲-۵- روش‌های تجربی ارزیابی قابلیت تخریب سنگ‌های سقف ۴۳
- ۱-۲-۵ تقسیم‌بندی سقف بلاواسطه بر اساس تغییرات جنس و ضخامت سقف ۴۳
- ۱-۱-۲-۵ سقف بلاواسطه ناپایدار ۴۳
- ۲-۱-۲-۵ سقف بلاواسطه نیمه پایدار ۴۴
- ۳-۱-۲-۵ سقف بلاواسطه پایدار ۴۵
- ۴-۱-۲-۵ ارزیابی رفتار سقف اصلی و سقف بلاواسطه لایه P_{10} بر اساس جنس و ضخامت ۴۷
- ۲-۲-۵ روش *E.T.Proyavkin* ۴۹
- ۱-۲-۲-۵ ارزیابی رفتار سنگ سقف اصلی و سقف بلاواسطه لایه P_{10} بر اساس طبقه بندی *proyavkin* ۵۰
- ۳-۲-۵ طبقه بندی سقف بر اساس مقاومت جدایش لایه‌ای ۵۱
- ۴-۲-۵ ارزیابی سقف بلاواسطه بر اساس شاخص مهندسی L ۵۳
- ۵-۲-۵ طبقه‌بندی سقف بلاواسطه بر اساس شاخص مقاومت ۵۴
- ۱-۵-۲-۵ ارزیابی سقف بلاواسطه لایه P_{10} بر اساس شاخص مقاومت و شاخص مهندسی ۵۵
- ۶-۲-۵ ارزیابی رفتار سقف اصلی بر اساس شاخص N ۵۶
- ۱-۶-۲-۵ ارزیابی رفتار سقف اصلی بر اساس شاخص N و شاخص مقاومت ۵۷
- ۷-۲-۵ طبقه بندی سقف بلاواسطه با استفاده از چکش اشمیت ۵۹
- ۸-۲-۵ تقسیم بندی بر اساس محاسبه اندیس کیفیت سقف (RQI) ۶۲
- ۱-۸-۲-۵ محاسبه میزان پیشروی جبهه کار بدون وقوع اولین تأثیر وزنی ۶۴
- ۲-۸-۲-۵ ارزیابی سقف بلاواسطه لایه P_{10} بر اساس شاخص کیفیت سنگ ۶۷
- فصل ششم - روش‌های تجربی تحلیل پایداری تونل‌های دنباله‌لایه ۶۸
- ۱-۶ طبقه‌بندی سقف بر اساس امتیاز توده سنگ (سیستم RMR) ۶۸
- ۱-۱-۶-۱ ارزیابی سقف بلاواسطه لایه P_{10} با استفاده از سیستم RMR ۶۹
- ۲-۶-۲ شاخص کیفیت سنگ به روش NGI (روش بارتون یا Q) ۷۱
- ۱-۲-۶ تعیین شاخص Q سقف بلاواسطه تونل‌های دنباله‌لایه، لایه P_{10} شیب‌دار ... ۷۳

- ۳-۶ بررسی پدیده خودانفجاری در توده سنگ سقف بلاواسطه ۷۴
- ۴-۶ اصول فیزیکی انفجار سنگ ۷۴
- ۵-۶ عوامل موثر در انفجار خودبه‌خودی سنگ ۷۵
- ۱-۵-۶ عمق ۷۵
- ۱-۱-۵-۶ بررسی فعالیت خودانفجاری سنگ بر اساس پارامتر عمق ۷۵
- ۲-۱-۵-۶ معایب استفاده از معیار عمق در تعیین قابلیت خودانفجاری ۷۵
- ۲-۵-۶ پیوستگی توده سنگ ۷۶
- ۶-۶ ارتباط بین شاخص کیفیت سنگ با شاخص سرعت (λ) ۷۷
- ۷-۶ بررسی پیوستگی سنگ‌های سقف بلاواسطه معدن طزره ۷۸
- فصل هفتم - تحلیل عددی رفتار سقف در کارگاه استخراج ۷۹
- ۱-۷-۱ آشنایی با روش‌های عددی ۷۹
- ۱-۷-۱ روش اجزای جداگانه ۸۰
- ۲-۱-۷ روش اجزای محدود ۸۰
- ۳-۱-۷ روش المان‌های مرزی ۸۱
- ۴-۱-۷ روش تفاضل محدود ۸۱
- ۲-۷ نحوه مدل‌سازی با نرم‌افزار *FLAC* ۸۲
- ۳-۷ انواع مدل‌های کاربردی در نرم‌افزار *FLAC* ۸۳
- ۴-۷ اطلاعات ورودی نرم‌افزار *FLAC* ۸۴
- ۵-۷ تحلیل عددی رفتار سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار ۸۶
- ۶-۷ تحلیل عددی رفتار سقف بلاواسطه در وضعیت اول ۸۹
- ۷-۷ تحلیل عددی رفتار سقف بلاواسطه در وضعیت دوم ۹۲
- ۱-۷-۷ بررسی میزان جابجایی‌های عمودی در سقف کارگاه دوم (پسرو) ۹۲
- ۱-۱-۷-۷ حالت اول (استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو) ۹۲
- ۲-۱-۷-۷ حالت دوم (استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو) ۹۴
- ۲-۷-۷ مقایسه میزان جابجایی عمودی در سقف کارگاه دوم (پسرو) در دو وضعیت ۹۴
- استخراجی کارگاه اول ۹۶
- ۳-۷-۷ بررسی میزان جابجایی‌های افقی در سینه کار کارگاه دوم (پسرو) ۹۸

۹۸.....	۱-۳-۷-۷ حالت اول (استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو)
۱۰۰.....	۲-۳-۷-۷ حالت دوم (استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو)
۱۰۲.....	۴-۷-۷ مقایسه میزان جابجایی‌های افقی در سینه‌کار کارگاه دوم (پسرو) در دو وضعیت استخراجی کارگاه اول
۱۰۴.....	۵-۷-۷ بررسی ضریب ایمنی
۱۰۵.....	فصل هشتم- نتیجه‌گیری و پیشنهادات
۱۱۱.....	منابع
۱۱۳.....	ضمیمه

فصل اول - مقدمه و کلیات

۱-۱- اهداف تحقیق و مروری بر مطالعات قبلی

استخراج لایه‌های ذغال در زیر سطح زمین باعث ایجاد فضای خالی و برهم‌خوردن وضعیت تنش‌ها در زیر سطح زمین می‌شود. با افزایش فضای خالی ناشی از استخراج لایه ذغال، لایه‌های سقف این فضا، تمایل به ریزش و پرکردن این فضای خالی را دارند. نحوه ریزش سنگ‌های لایه‌های فوقانی کارگاه استخراج به ضخامت، جنس و مشخصات مکانیک سنگی این لایه‌ها وابسته است.

در بعضی از موارد، ریزش ناگهانی سقف کارگاه استخراج باعث ایجاد خسارات جانی و مالی زیادی می‌شود. ریزش ناگهانی سقف کارگاه استخراج گاهی باعث مسدود شدن فضای کارگاه شده و راه‌اندازی مجدد کارگاه تخریب شده با اتلاف زیاد ذغال و صرف زمان همراه خواهد بود. به‌منظور راه‌اندازی مجدد کارگاه تخریب شده، مقدار زیادی از ذغال به عنوان لنگه محافظتی به‌جای گذاشته می‌شود که این امر باعث کاهش ضریب بهره‌وری ذغال می‌گردد. همچنین زمان صرف شده جهت راه‌اندازی مجدد کارگاه تخریب شده، باعث کاهش روزهای مفید کاری می‌شود.

بررسی نحوه ریزش سنگ‌های سقف در کارگاه استخراج با استفاده از روش‌های تجربی و روش‌های عددی، توانایی طراحان و کارکنان معدن را در کاهش و تا حدی کنترل عوارض ناگهانی ناشی از ریزش سنگ‌های سقف تا حد قابل ملاحظه‌ای افزایش می‌دهد.

این تحقیق با اهداف زیر انجام شده است :

(۱) معرفی تعدادی از روش‌های تعیین قابلیت تخریب سنگ‌های سقف و در صورت امکان، استفاده از این روش‌ها در ارزیابی سقف بلاواسطه و سقف اصلی منطقه عملیاتی مورد نظر (لایه P_{10} منطقه پشکلات).

(۲) ارزیابی فعالیت انفجار خودبه‌خودی سنگ‌های سقف بلاواسطه

(۳) بررسی امکان استفاده از نرم‌افزار *FLAC* در تحلیل عددی معادنی که در آنها از سیستم نگهداری چوبی استفاده می‌شود.

(۴) تعیین روش استخراج بهتر با در نظر گرفتن بررسی‌های زیر:

منطقه عملیاتی مورد بررسی در این تحقیق کارگاه دوم لایه P_{10} که به لایه شیب‌دار نیز معروف است، می‌باشد. عملیات استخراجی از این لایه از طریق تونل مادر انجام می‌گیرد.

در فصل سوم، انواع روش‌های استخراج و نگهداری در کارگاه‌های منطقه طزره توضیح داده شده است. این روش‌ها شامل روش‌های استخراج پلکانی معکوس و جبهه‌کار طویل می‌باشد. استخراج این دو روش با توجه به جهت پیشروی جبهه‌کار نسبت به دهانه تونل مادر، به دو صورت پیشرو و پسرو صورت می‌گیرد. در بعضی از لایه‌های ذغالی جهت افزایش تولید روزانه، ترکیبی از هر دو روش مورد استفاده قرار گرفته است.

در فصل چهارم به منظور تعیین پارامترهای مکانیک‌سنگی مربوط به توده‌سنگ‌های اطراف کارگاه استخراج و تونل‌های دنباله لایه، وضعیت ناپیوستگی‌های منطقه مورد بررسی قرار گرفته است. از آنجایی که امکان بررسی وضعیت ناپیوستگی‌های سقف اصلی لایه P_{10} شیب‌دار در تونل‌های دنباله لایه بالا و پایین و همچنین رخنمون لایه وجود ندارد، لذا تنها وضعیت ناپیوستگی‌های سقف بلاواسطه مورد ارزیابی قرار گرفته است.

به منظور ارزیابی وضعیت ناپیوستگی‌های سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار، مشخصات مربوط به ۱۰۰ درزه شامل شیب، جهت شیب، گسترش و میزان بازشدگی و وضعیت پرکننده‌های درزه‌ها مورد بررسی قرار گرفته است. جهت تعیین تعداد دسته‌درزه‌های موجود در سقف بلاواسطه از نرم‌افزار *DIPS* نسخه ۲ استفاده شده است.

جهت تعیین فاصله‌داری متوسط درزه‌ها از روش *SCANLINE* استفاده شده است. در این روش، فاصله میان درزه‌های متوالی در یک مسیر چندمتری محاسبه شده، سپس متوسط این فواصل جهت تعیین فاصله‌داری متوسط درزه‌ها مورد استفاده قرار گرفته شده است [۴].

از آنجایی که امکان محاسبه فاصله میان درزه‌ها در یک مسیر طولانی به دلیل وجود وسایل نگهداری در تونل‌های دنباله لایه و همچنین به دلیل وجود یک لایه ذغال کاذب در سقف کارگاه استخراج وجود ندارد، لذا اقدام به محاسبه متوسط فاصله‌داری در چند مسیر شده است و چون طول این مراحل متفاوت از یکدیگر است، لذا بر اساس مجموع کل طول برداشت شده، به هر مرحله یک ضریب وزنی اختصاص داده شده و نهایتاً فاصله‌داری متوسط محاسبه گردیده است.

در مرحله بعد به دلیل آن که امکان محاسبه شاخص کیفیت سنگ از روی مغزه‌های حفاری وجود ندارد، از روشی که توسط Hudson و Priest در سال ۱۹۷۶ ارائه شده، به منظور تعیین RQD استفاده شده است [۱۱].

در مرحله بعد با استفاده از نرم‌افزار *ROCLAB* پارامترهای مکانیک سنگی توده‌سنگ‌های منطقه عملیاتی مورد نظر تعیین شده‌اند. در تعیین پارامترهای مکانیک سنگی توده‌سنگ‌های سقف بلاواسطه، سقف اصلی، توده سنگ ناحیه تخریب شده و توده ذغال سنگی، پارامترهای مقاومت فشاری تک‌محوری، اندیس مقاومت زمین‌شناسی، ثابت m_i مربوط به ماده سنگ و پارامتر D (میزان تاثیر آتش‌باری در تونل‌های دنباله‌لایه بر توده‌سنگ‌های اطراف تونل) به عنوان پارامترهای ورودی در نظر گرفته می‌شوند. پس از تعیین پارامترهای ورودی مورد نیاز نرم‌افزار *ROCLAB*، از میان مقادیر خروجی نرم‌افزار، بعضی از پارامترهای مورد نیاز در ارزیابی رفتار سقف ثبت شده است.

در فصل پنجم به معرفی برخی از روش‌های ارزیابی قابلیت تخریب سنگ‌های سقف اشاره شده است.

در فصل ششم ارزیابی سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار در تونل‌های دنباله‌لایه بر اساس طبقه‌بندی مهندسی سنگ صورت گرفته است. در قسمت اول این فصل، از سیستم طبقه بندی *RMR* و در قسمت بعد ارزیابی سقف بلاواسطه بر اساس سیستم بارتن (Q) صورت گرفته است. در بخش دیگر این فصل، انفجار خودبه‌خودی سنگ‌های سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار در تونل‌های دنباله لایه با توجه به دو مورد از پارامترهای موثر بر وجود انفجار خودبه‌خودی در سنگ‌ها مورد بررسی قرار گرفته است.

در فصل هفتم تحلیل عددی سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار با استفاده از نرم‌افزار *FLAC* انجام شده است. این نرم‌افزار بر اساس روش تفاضل محدود کار می‌کند. تحلیل عددی رفتار سقف بلاواسطه با استفاده از نرم‌افزار *FLAC*، به صورت بررسی میزان جابجایی‌ها و ضریب ایمنی در دو وضعیت مورد بررسی قرار گرفته است. در وضعیت اول مقطع مورد بررسی در راستای امتداد خط بزرگترین شیب کارگاه استخراج و در وضعیت دوم مقطع مورد بررسی در راستای عمود بر امتداد خط بزرگترین شیب کارگاه استخراج تهیه شده است.

فصل دوم - زمین شناسی منطقه

۱-۲ شناخت ذغال سنگ

یکی از منابع عمده تأمین انرژی دنیا ذغال سنگ می باشد. طبق نظریه های تشکیل کانسارهای سوخته های فسیلی، ذخایر ذغال سنگ حاصل تدفین و دگرگونی بقایای گیاهی هستند. در ادوار مختلف زمین شناسی، هر زمان که شرایط مساعد از جمله آب و هوای مرطوب فراهم آمده، پوشش گیاهی مناطق مزبور سریعاً رشد و گسترش یافته است و هر جا که باقی مانده این گیاهان در محیطی دور از اکسیژن قرار می گرفته، پس از تحمل تغییراتی به ذغال سنگ تبدیل شده است.

شواهد موجود نشان می دهد که باتلاقها محیط مناسبی برای رشد گیاهان و جمع شدن بقایای آنها پس از مرگ و دور ماندن آنها از اکسیژن و بالاخره تشکیل ذغال بوده اند. س از تدفین قسمت های مختلف گیاه (تنه-ریشه- ساقه-برگ دانه و گرده گل) در باتلاقها، باکتری های بی هوازی در بافت های آن تغییرات شیمیایی بوجود آورده و به تدریج مواد گیاهی به یک توده رشته مانند سبک و مرطوب بنام تورب^(۱) تبدیل می شوند.

با مدفون شدن تورب، مرحله تغییرات بیوشیمیایی پایان می یابد و مرحله فرآیندهای بسیار کند فیزیکی و شیمیایی که به تشکیل ذغال سنگ منتهی می گردد، آغاز می شود. فشار لایه های جدیدتر فوقانی و افزایش حرارت (به علت قرار گرفتن در اعماق بیشتر) به مرور باعث تراکم هر چه بیشتر توده توربی می شود. تراکم تورب با از دست رفتن آب و مواد فرار همراه است. با پیشرفت این مرحله، مقدار درصد کربن در تورب افزایش یافته و به تدریج رنگ و ترکیب شیمیایی ذغال را به دست می آورد. مجموعه عواملی که بر تورب اثر می گذارند و آن را سخت و به ذغال سنگ تبدیل می کنند را می توان تا حدی مشابه عمل سنگ شدن رسوبی و نیز مشابه عمل دگرگون شدن سنگ های دگرگونی دانست [۱].

۲-۲ ترکیب شیمیائی ذغال سنگ

ذغال سنگ‌ها از مجموعه مواد آلی و معدنی ساخته شده‌اند. قسمت آلی شامل کربن، اکسیژن، هیدروژن، مقدار کمی گوگرد، نیتروژن و فسفر است (جدول ۱-۲). بخش معدنی ذغال‌ها بیشتر از سیلیس - آلومینیوم - آهن - کلسیم - منگنز - پتاسیم - سدیم و مقدار جزئی عناصر دیگر تشکیل شده است که این مواد از خاک‌هایی که گیاهان اولیه روی آنها رویده‌اند و همچنین نمک‌های معدنی موجود در بافت‌های گیاهی حاصل شده‌اند. تقریباً کل خاکستر باقی‌مانده پس از سوختن ذغال سنگ، از مواد معدنی تشکیل شده است [۱۰].

جدول ۱-۲- درصد عناصر اصلی سازنده‌ی بخش آلی ذغال سنگ [۱۰]

مواد	کربن	اکسیژن	هیدروژن	گوگرد	نیتروژن	فسفر
درصد	۶۰-۹۸	۲-۲۵	۵-۱۰	۰/۵-۳	جزئی	جزئی

۳-۲ انواع ذغال سنگ

ذغال سنگ‌ها را بر مبنای مختلف از جمله بر اساس مقدار کربن، مقدار مواد فرار، درجه ذغال‌شدگی، مقدار رطوبت، ارزش حرارتی و غیره طبقه‌بندی می‌کنند. در اینجا خلاصه‌ای از طبقه‌بندی ذغال سنگ‌ها، بر مبنای درجه ذغال‌شدگی آنها ارائه می‌شود [۱۰].

۲-۳-۱ تورب

تورب که به ذغال نارس نیز موسوم است، عبارت است از جسمی قهوه‌ای سبک و متخلخل که در ضمن لمس کردن آن، دست به رنگ قهوه‌ای درمی‌آید. تورب دارای مقدار کمی رطوبت است. در ضمن سوختن دوده زیادی تولید می‌کند و پس از سوختن آن، مقدار زیادی خاکستر برجا می‌ماند. تورب بندرت جزو ذغال سنگ‌ها به حساب می‌آید و معمولاً یک مرحله آغازی برای تشکیل ذغال محسوب می‌شود. مقدار کربن تورب کمتر از ۶۰ درصد است [۱۰].

۲-۳-۲ لیگنیت^(۱) و ذغال قهوه‌ای

این دو نمونه معرف مراحل اولیه ذغالی‌شدن تورب هستند. با این تفاوت که در لیگنیت هنوز

مقداری مواد چربی موجود است. مقدار کربن در ذغال قهوه‌ای و لیگنیت‌ها بین ۴۰ تا ۵۵ درصد متغیر است. رنگ این ذغال‌ها از قهوه‌ای تا قهوه‌ای متمایل به سیاه در ذغال قهوه‌ای و سیاه تا سیاه متمایل به قهوه‌ای در لیگنیت متغیر است [۱۰].

۲-۳-۳ بیتومینوس^(۱)

این دسته از ذغال‌سنگ‌ها از فراوان‌ترین نوع سوخته‌های جامد فسیلی هستند، که با شعله دوددار سوخته و در اثر حرارت (در محیط بدون هوا) ذوب می‌شوند. این ذغال‌ها دارای ارزش حرارتی زیاد بوده و بیش از هر نوع از دیگر ذغال‌سنگ‌ها مصرف می‌شود. ذغال‌های بیتومینوس در صنعت به دو دسته تقسیم می‌شوند: دسته اول دارای ۳۰ تا ۴۰ درصد مواد فرار است و بیشتر جهت سوخت مصرف می‌شود. دسته دوم دارای ۲۰ تا ۳۰ درصد مواد فرار است و جهت تهیه کک مصرف می‌شود. کک که به صورت ماده سبک و متخلخل است، عمدتاً در صنایع تولید فولاد استفاده می‌شود. کک در کوره بلند دارای سه وظیفه مهم ایجاد حرارت، تولید گازهای احیا کننده و فیلتر کردن گازها به سمت بالای کوره است. مقدار کربن ذغال‌های بیتومینوس همواره کمتر از ۹۰ درصد است [۱۰].

۲-۳-۴ ذغال‌های نیمه بیتومینوس^(۲)

ذغال‌های بین لیگنیت و ذغال‌های بیتومینوس هستند.

۲-۳-۵ آنتراسیت^(۳)

این ذغال‌ها که به ذغال‌های سخت نیز مشهورند، بیش از دیگر ذغال‌سنگ‌ها تحت دگرگونی قرار گرفته‌اند. مسئله مهم آنست که مراحل تدریجی تبدیل ذغال سنگ بیتومینوس به آنتراسیت با از دست دادن خاصیت کک دهی همراه بوده که علت این امر کم شدن مواد فرار است که مقدار آن در آنتراسیت‌ها به حداقل می‌رسد. آنتراسیت‌ها از انواع دیگر ذغال‌سنگ‌ها سخت‌ترند و رنگ سیاه و جلای نیمه فلزی دارند. آنتراسیت به سختی مشتعل می‌شود [۱۰].

1-Bituminous

2-Subbituminous

3-Antrasite

۴-۲ تاریخچه و حوزه فعالیت شرکت ذغال سنگ البرز شرقی

اداره مرکزی و مدیریت اصلی شرکت در شهرستان شاهرود مستقر است. اهم وظایف اصلی این شرکت را می توان در سه بخش کلی، اکتشاف، استخراج و تغلیظ خلاصه نمود که به موازات آن بخش های اداری، مالی و فنی، پشتیبانی آن را به عهده دارند [۱۲].

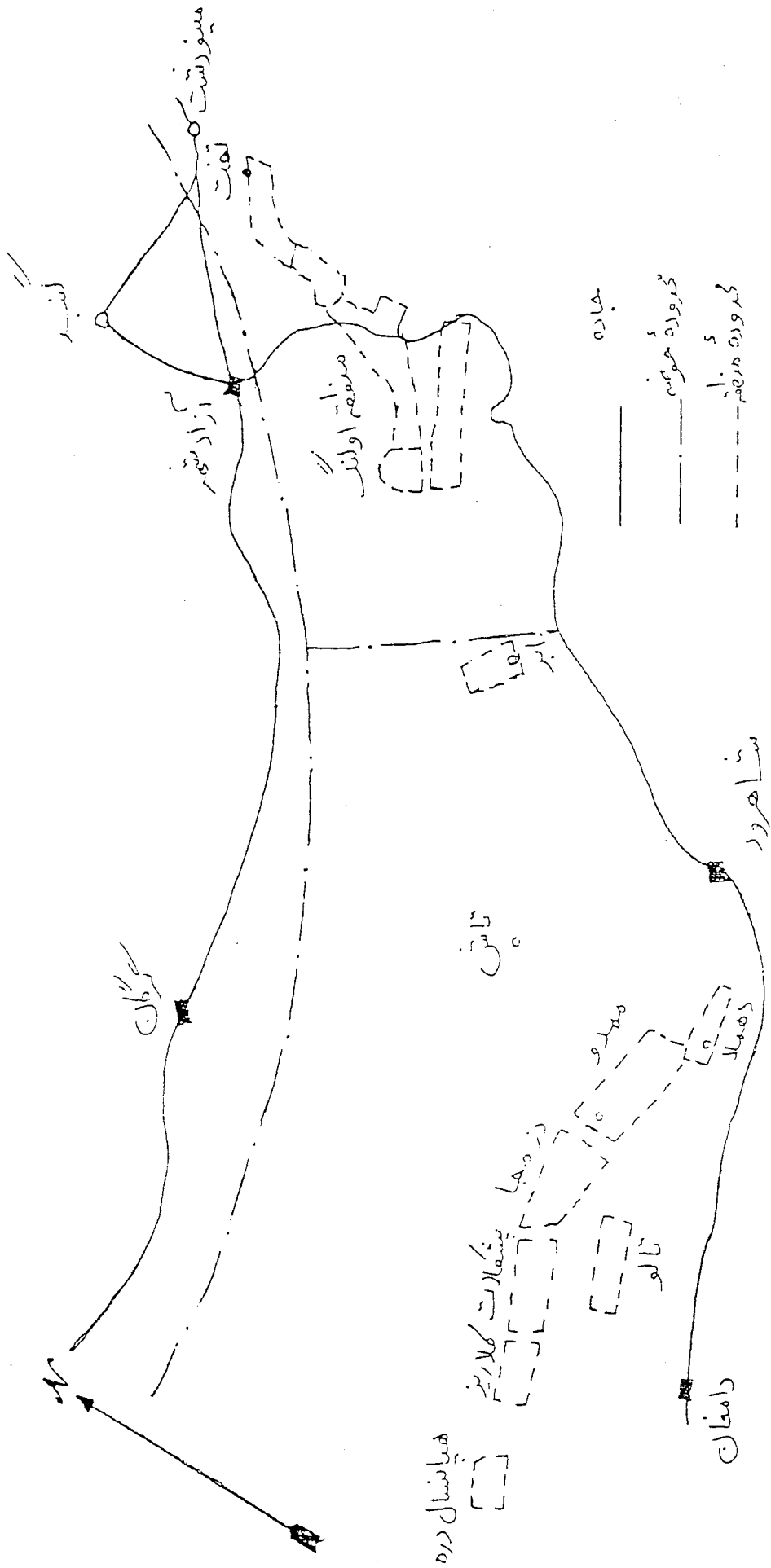
کارهای مقدماتی اکتشاف مناطق شاهرود در اواسط سال ۱۳۴۸ برای اولین بار شروع گردید و در طی آن، منطقه ذغال دار طزره مورد تجسس قرار گرفت. در ابتدا اکیپ اکتشافی در دامغان مستقر و پس از مدتی به شاهرود منتقل شد و عملیات اکتشافی تحت عنوان سازمان منطقه شاهرود- دامغان وابسته به طرح ذغال البرز شروع به کار نمود. در خرداد ماه ۱۳۵۱ منطقه مذکور از طرح فوق جدا گردید و به طور مستقل با نام مناطق معدنی و اکتشافی شاهرود و سپس در سال ۱۳۵۶ به نام شرکت ذغال سنگ البرز شرقی تغییر نام یافت و عملیات اکتشافی- معدنی خود را ادامه داده و هم اکنون نیز تحت همین عنوان به فعالیت خود ادامه می دهد. شرکت ذغال سنگ البرز شرقی با هدف استخراج و تغلیظ ذغال سنگ و ارسال به کارخانه ذوب آهن جهت تولید کک و احیای سنگ آهن فعالیت می نماید و یکی از بزرگترین واحدهای تولید کننده ذغال سنگ می باشد [۱۲].

۵-۲ مناطق تحت پوشش معدنی

بطور کلی مناطق معدنی تحت پوشش شرکت ذغال سنگ البرز شرقی را می توان به سه منطقه اولنگ، قشلاق و طزره تقسیم نمود.

۲-۵-۳ منطقه طزره

این منطقه بخشی از دامنه جنوبی سلسله جبال البرز را تشکیل می دهد و در فاصله ۷۰ کیلومتری غرب و شمال غربی شاهرود و ۴۰ کیلومتری شمال شرقی دامغان قرار گرفته است. آب و هوای این منطقه کوهستانی و دارای زمستان های سرد و پر برف و تابستان های معتدل است. ذخیره تقریبی این منطقه ۳۰ میلیون تن پیش بینی شده است. این منطقه مربوط به دوران دوم (تریاس بالایی) تا ژوراسیک میانی است [۱۲]. به علت گستردگی، این سازند به چند منطقه کوچکتر تقسیم گردیده است (شکل ۲-۱). این مناطق از غرب به شرق عبارتند از منطقه دهملا، منطقه ممدویه و معادن طزره (شامل سه معدن بزرگ به نام های رزمجا- پشکلات (معدن بزرگ) و کلاریز).



شکل ۱-۲ مناطق ذغال‌دار شرکت ذغال سنگ البرز شرقی [۱۱]

به دلیل آنکه استخراج در مناطق دهملا و ممدویه تمام شده است، به توضیح بیشتر در مورد سایر معادن منطقه ذغالی طزره می پردازیم [۱۲].

۲-۵-۳-۱ معدن رزمجا

معدن رزمجا از جوان ترین معادن منطقه بوده و به سه بخش شرقی، مرکزی و غربی تقسیم می شود. این معدن در شرق معدن طزره واقع شده است. عملیات عمده این معدن، توسط کارشناسان ایرانی انجام شده است. به طور کلی در منطقه رزمجا لایه های ذغالی k_3, k_8, k_{13}, k_{17} قابل استخراج و بهره برداری هستند. پس از مطالعه و اکتشافات تفصیلی در مورد ذغال خیزی منطقه رزمجا، چنین نتیجه گیری شده که به طور کلی تمام لایه های قابل بهره برداری منطقه، مربوط به دوره تریاس بالایی است. البته لایه های ذغالی غیر قابل بهره برداری نیز وجود دارد که مربوط به دوره ژوراسیک پایینی است [۱۲].

۲-۵-۳-۲ معدن کلاریز

این معدن در غرب معدن طزره واقع شده است. در برنامه اول معدن کلاریز (سال ۶۸) تونل ۳۰ با افق ۲۲۰۳ + و با ذخیره ای بالغ بر ۱۰۰ هزار تن طراحی و آماده سازی شده و استخراج آن از سال ۱۳۷۰ شروع گردیده است. اکلن ۴ (تونل شیب دار) برای ترانسپورت و تدارکات افق ۲۲۵۰ و همچنین رسیدن به لایه های k_5, k_6, k_{10}, k_{26} با ذخیره ای بالغ بر ۱۹۳ هزار تن طراحی شده است و هم اکنون عملیات استخراجی از طریق آن انجام می شود. این اکلن به منظور رسیدن به افق های ۲۱۵۰ و ۲۰۵۰ و گرفتن لایه های $k_5, k_{10}, k_{25}, p_{10}$ ادامه می یابد. استخراج از لایه های افق ۲۱۵۰ از سال ۱۳۷۳ آغاز گردیده است که عمده ترین این لایه ها، لایه ذغالی P_{10} می باشد [۱۲].

۲-۵-۳-۳ معدن پشکلات (معدن بزرگ)

از معدن بزرگ سه افق تا سطح آن استخراج شده است (تونل های ۱۰-۱۲-۱۴). به منظور دستیابی به افق های زیرین، طرح پشکلات توسط کارشناسان ایرانی طراحی و در سال ۱۳۶۸ به اجرا درآمد. در حال حاضر عملیات استخراجی به صورت گسترده ای از تونل مادر در حال انجام است [۱۲].

۲-۵-۳-۴ تونل مادر

این تونل که یکی از بزرگترین مقاطع در تونل‌های ایران است، در ارتفاع ۲۲۴۰ متر از سطح دریا قرار دارد. امتداد آن شمالی- جنوبی بوده و لایه‌های ذغالی $k_{12}, k_{19}, k_{23}, p_{10}$ را قطع می‌کند. مقطع این تونل نیم‌دایره بوده و سطح آن ۱۲ متر مربع می‌باشد.

به منظور نگهداری تونل، از قاب‌های فلزی کشویی با فواصل ۷۰ cm از یکدیگر استفاده شده و حدفاصل این قاب‌ها و توده‌سنگ را لارده‌های بتنی قرار داده‌اند.

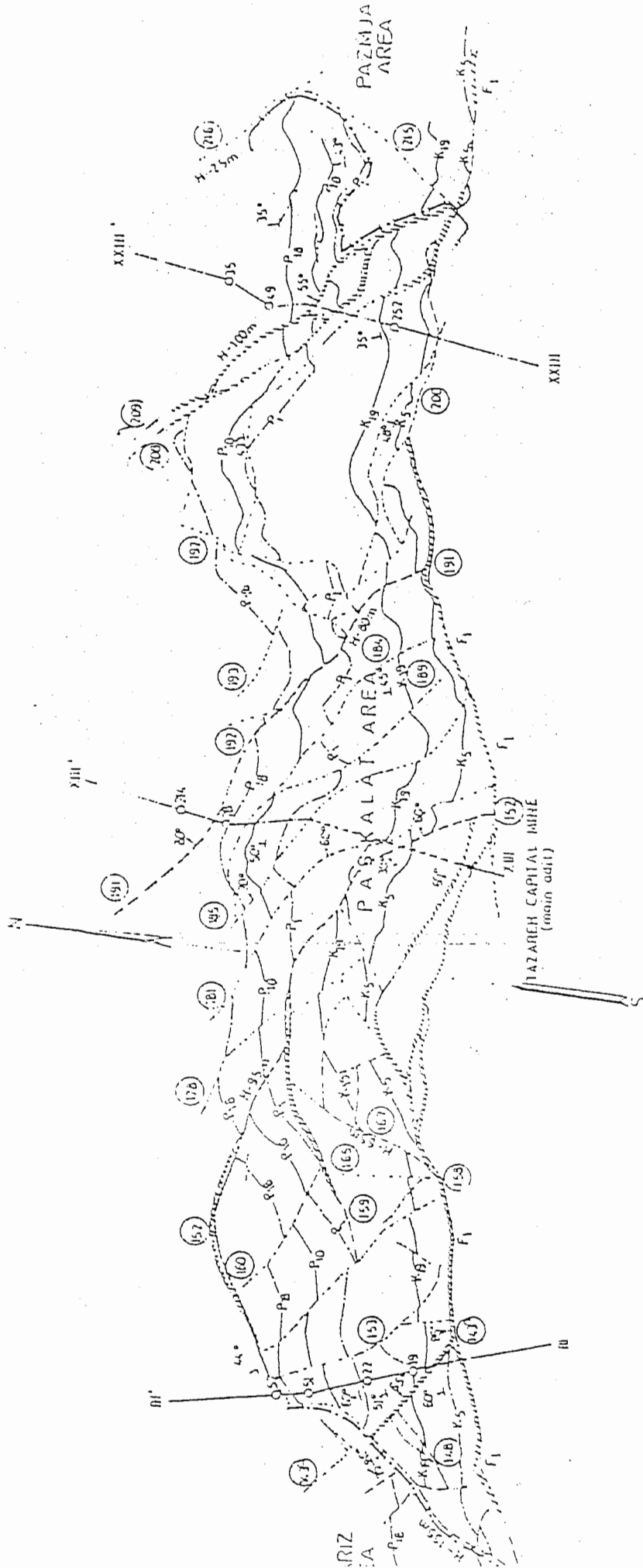
برای روشنایی تونل از لامپ‌های فلورسنت ضدگاز استفاده شده است ولی این لامپ‌ها روشنایی داخل تونل را به دلیل عدم انجام تعمیرات به موقع و مناسب، تامین نمی‌کنند.

در ابتدای تونل مادر یک تونل فرعی قرار دارد که به تونل مادر متصل شده است. هوای لازم توسط بادبزن‌های اصلی تامین و از طریق این تونل فرعی، وارد شبکه معدن می‌شود [۱۲]. در تونل مادر سه اکلن (تونل مایل با شیب ۲۵ درجه) و یک اکلن نوار (تونل مایل با شیب ۱۶ درجه) قرار دارد. از اکلن نوار جهت باربری استفاده می‌شود. اکلن شماره یک برای دستیابی به افق‌های ۲۱۷۵ + و ۲۱۱۰ + و ۲۰۴۵ + و ۱۹۸۰ + و رسیدن به لایه‌های k_{19}, k_{21}, k_{23} و ذخیره‌ای بالغ بر ۱/۳ میلیون تن حفر گردیده است. اکلن شماره ۲ جهت دستیابی به افق‌های ۲۱۶۰ + و ۲۰۷۰ + و ۱۹۸۰ + و رسیدن به لایه P_{10} (قسمت شرقی تونل مادر) با ذخیره‌ای بالغ بر ۲۰۰ هزار تن و ارتباط با اکلن شماره ۳ می‌باشد. اکلن شماره ۳ جهت دستیابی به افق‌های ۲۱۶۰ + و ۲۰۷۰ + و برای گرفتن لایه‌های k_5, k_6, k_{10}, p_{10} (قسمت غربی تونل مادر) و ذخیره‌ای بالغ بر ۹۰۰ هزار تن می‌باشد. استخراج از این قسمت از سال ۱۳۷۳ شروع شده است. اکلن نوار جهت حمل ذغال از اکلن‌های ۱ و ۲ و ترانسپورت طراحی شده که هم‌اکنون ذغال استخراج شده از افق ۲۱۷۵ + اکلن ۱ توسط نوار به افق تونل بزرگ حمل و سپس به بیرون منتقل می‌گردد [۱۲].

۲-۶ مشخصات منطقه عملیاتی مورد نظر

منطقه عملیاتی مورد نظر لایه P_{10} می‌باشد که به لایه P_{10} شیب دار معروف است. این لایه توسط تونل‌های ۶ - ۸ - ۷ و ۹ گرفته شده است. با اینکه ضخامت لایه P_{10} در بیشتر نقاط یکنواخت است ولی در بعضی از نقاط تونل‌های ۶ و ۸ ضخامت لایه حتی به صفر هم رسیده است. ضخامت

لایه P_{10} در تونل ۶ به ۲/۳۰ متر هم می‌رسد. جنس سقف بلاواسطه در برداشت حفاری‌ها (حفاری شماره ۲۱۴) سیلتستون و جنس سقف اصلی ماسه‌سنگ بوده و جنس کمرپایین آن از سیلتستون تشکیل یافته است. در حال حاضر در این لایه عملیات استخراجی در سه کارگاه در حال انجام است. استخراج در کارگاه دوم به صورت پسر و استخراج در دو کارگاه دیگر به صورت پیشرو صورت می‌گیرد. در شکل ۱-۲ لایه‌های ذغالی منطقه طزره و منطقه عملیاتی مورد نظر نشان داده شده‌اند. جدول ۲-۲ نیز مشخصات زمین شناسی و مکانیک سنگی لایه‌های منطقه طزره را نشان می‌دهد [۹].



شکل ۲-۲ لایه‌های ذخالی منطقه کزیره [۱۱]

جدول ۲-۲ مشخصات زمین شناسی و مکانیک سنگی لایه‌های متعلقه طازره [۹]

مقاومت برشی (kg/cm ²)	مقاومت کشش برونش (kg/cm ²)	مقاومت فشاری (موازی با لایه بندی)		مقاومت فشاری (عمود بر لایه بندی)		جنس	گروه
		تر	خشک	تر	خشک		
۶۵	۶۸	۴۴	۲۶۳/۵	۲۴۰	۸۸۰/۱-	ماسه سنگ دانه ریز	۱
۲۰	۲۴	۴۹	۲۳۹/۵	۸۵	۲۸۳/۵	سیلت	۲
۴۵	۴۴	۸۰/۵	۳۸۱	۱۲۲	۴۹۴/۱-	سیلت	۳
۵۰	۴۸	۲۹	۴۰۵/۵	۳۰۶/۵	۵۵۲/۵	سیلت ماسه دار	۴
۲۵	۴۵	۳۹	۳۸۱/۱-	۱۰۳	۵۰۳/۵	سیلت	۵
۴۷	۴۶	۲۹	۲۷۳/۵	۱۶۶	۵۳۲/۱-	ماسه سنگ دانه متوسط	۶
۳۲	۳۳	۹۸	۲۲۴/۵	۱۲۷	۳۱۸/۱-	سیلت	۷
۵۴	۵۷	۱۲۲	۵۷۷	۱۳۳	۶۰۱/۱-	ماسه سنگ دانه متوسط	۸
۴۴	۴۵	۱۰۸	۴۹۸/۵	۱۴۷	۵۱۶/۵	سیلت	۹
۴۸	۵۰	۲۰۵/۵	۴۹۹	۱۲۹/۵	۵۱۶/۵	ماسه سنگ	۱۰
۴۰	۳۹	۱۰۳	۳۰۳	۱۳۷/۵	۳۷۱/۵	سیلت	۱۱
۳۶	۳۷	۸۸	۳۱۰/۵	۹۴	۳۴۴/۱-	سیلت ماسه ای	۱۲
۳۰	۳۴	۷۵/۵	۲۶۹	۶۸/۵	۲۹۸/۵	سیلت آرزلیتی	۱۳
۲۰	۲۱	۶۸	۱۲۴/۵	۷۷/۵	۱۳۳/۱-	سیلت و ماسه سیلتی خرد شده	۱۴

ادامه جدول ۲-۲ مشخصات زمین شناسی و مکانیک سنگی لایه‌های منطقه طزره [۹]

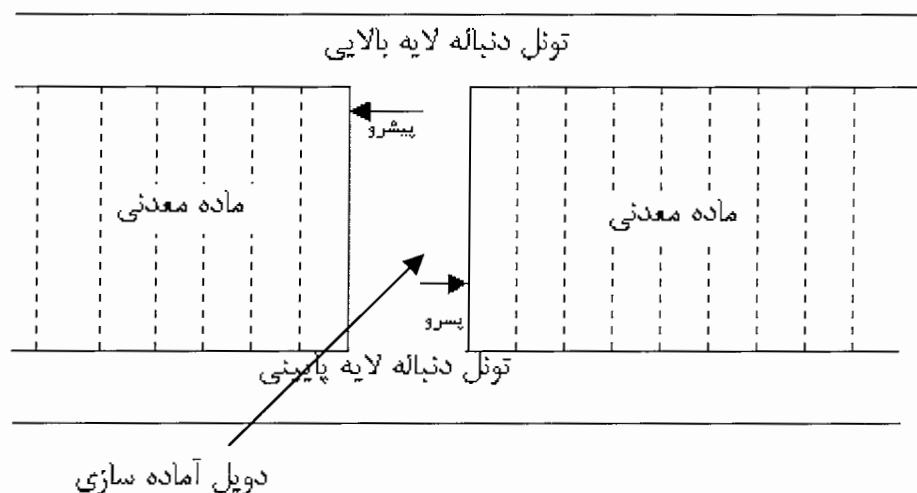
گروه	جنس	درصد جذب آب	وزن مخصوص gr/cm ³	ضریب الاستیک (مدول یانگ) E (x10 ⁵) kg/cm ²	ضریب پواسون V
۱	ماسه سنگ دانه ریز	۱۱۰۸۸	۲/۵۵	۲/۲۳	۰/۰۷
۲	سیلت	۱۱۰۲۵	۲/۵۵	۰/۸۱	۰/۳۰
۳	سیلت	۳/۱۳۴	۲/۶۰	۰/۸۶	۰/۴۲
۴	سیلت ماسه دار	۱/۷۶۶	۲/۵۵	۱/۲۱	۰/۱۷
۵	سیلت	۱/۲۸۶	۲/۶۳	۰/۸۹	۰/۳۲
۶	ماسه سنگ دانه متوسط	۱۱۰۶۵	۲/۴۵	۱/۱۰	۰/۱۵
۷	سیلت	۰/۴۱۵	۲/۷۰	۰/۸۴	۰/۲۰
۸	ماسه سنگ دانه متوسط	۰/۸۸۴	۲/۶۰	۱/۲۰	۰/۱۲
۹	سیلت	۰/۷۹۵	۲/۷۰	۰/۹۰	۰/۲۳
۱۰	ماسه سنگ	۰/۹۹۱	۲/۵۵	۱/۰۳	۰/۰۹
۱۱	سیلت	۰/۶۸۰	۲/۶۰	۰/۸۸	۰/۲۱
۱۲	سیلت ماسه ای	۰/۹۴۹	۲/۵۰	۰/۸۷	۰/۱۵
۱۳	سیلت آرژلیتی	۰/۹۰۱	۲/۴۰	۰/۸۳	۰/۲۵
۱۴	سیلت و ماسه سیلتی خردشده	۱۱۰۶۲	۲/۴۵	۰/۰۰۹	۰/۲۸

فصل سوم - نگهداری و استخراج

۱-۳ روش‌های استخراج جبهه کار بلند و پلکانی معکوس

۱-۱-۳ آماده‌سازی کارگاه‌های استخراج جبهه کار بلند و پلکانی معکوس

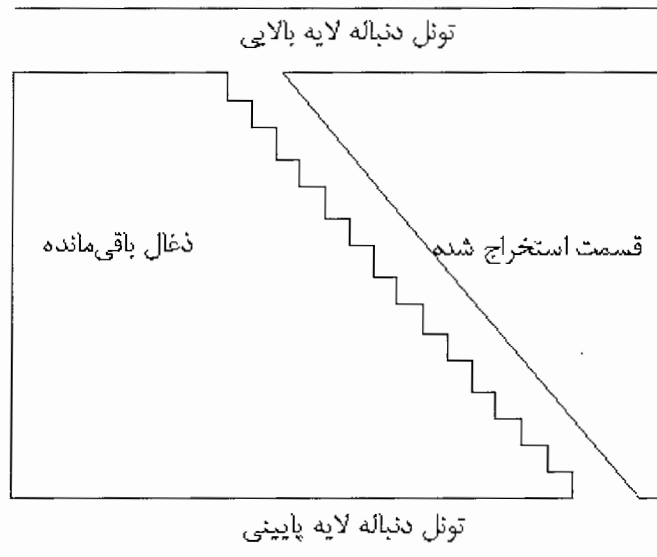
آماده‌سازی این دو روش کاملاً شبیه به هم است. مرحله اول آماده‌سازی کارگاه‌های استخراج جبهه کار بلند و پلکانی معکوس، حفر تونل‌هایی به صورت دنباله‌لایه یا موازی با لایه در افق‌های مختلف است. سپس یک دوپل روی خط بزرگترین شیب لایه ذغالی از تونل دنباله‌لایه زیرین به تونل دنباله‌لایه فوقانی حفر می‌شود و بعدها 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 ذغالی آغاز شده و با افزایش فضای استخراج شده، سقف بلاواسطه کم‌کم شروع به تخریب می‌کند شکل ۱-۳ [۱۳].



شکل ۱-۳ آماده‌سازی کارگاه استخراج [۱۳]

۲-۱-۳ استخراج به روش پلکانی معکوس

روش پلکانی معکوس تقریباً شبیه به روش جبهه کار بلند است، با این تفاوت که خط جبهه کار به صورت مستقیم نبوده و همانند شکل ۲-۳ به صورت شکسته در می‌آید. علت این کار ایجاد شرایط ایمنی برای پرسنل استخراجی در کارگاه‌هایی با شیب نسبتاً زیاد است [۱۳].



شکل ۲-۳ روش استخراج پلکانی معکوس [۱۳]

۲-۳ انواع روش‌های استخراج جبهه کار طویل با توجه به جهت پیشروی کارگاه

با توجه به جهت پیشروی کارگاه استخراج نسبت به دهانه تونل، دو نوع روش استخراج جبهه کار طویل وجود دارد :

الف- چنانچه جهت پیشروی به سمت خلاف دهانه تونل باشد، به این روش استخراج پیشرو^(۱) گفته می شود.

ب- چنانچه جهت پیشروی کارگاه به سمت دهانه تونل باشد، به این روش استخراج پسرو^(۲) گفته می شود.

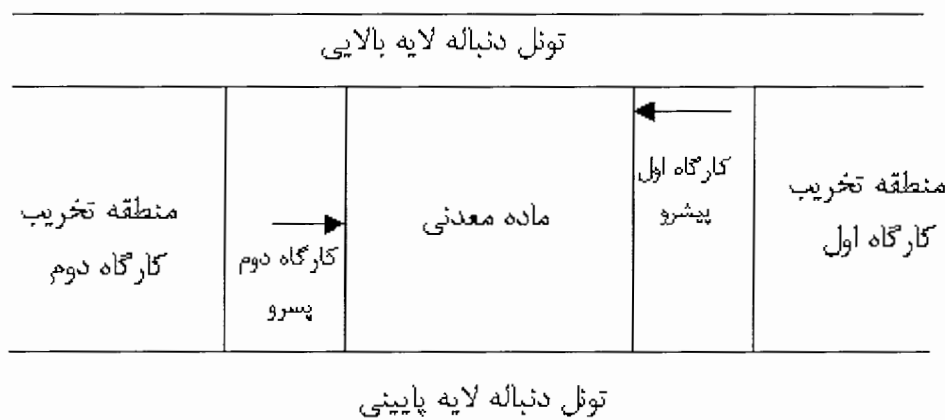
۱-۲-۳ مزایا و معایب روش‌های استخراج پیشرو و پسرو :

در استخراج به روش پیشرو همزمان با پیشروی تونل‌های باربری و تهویه، می توان لایه ذغالی را نیز استخراج نمود، بر خلاف روش پسرو که ابتدا باید تونل‌های باربری و تهویه را تا طول نهایی موردنظر حفر نمود و پس از آن، از انتهای تونل به استخراج لایه ذغالی پرداخت. از روش پسرو زمانی که وقت کافی برای استخراج ذغال وجود دارد، استفاده می شود. مزیت استخراج پسرو در این است که پس از استخراج هر قسمت از لایه ذغالی بین دو تونل، می توان وسایل نگهداری و سایر تجهیزات تونل را به جز مواردی که تونل جهت تهویه مورد استفاده قرار خواهد گرفت، برداشته و تونل

1-Advance mining

2-Retreat mining

را تخریب نمود. با این کار هزینه اضافی جهت نگهداری از بین می‌رود. عیب استخراج پسر و این است که ابتدا باید تمام تونل را حفر کرده و سپس استخراج را آغاز کرد که عملیات حفر تونل باعث گرفتن وقت زیادی می‌شود. در معدن طزره در بعضی از پهنه‌های استخراجی مثل لایه P_{10} همزمان از هر دو روش استفاده می‌شود و این مسئله به خاطر بالا بردن تولید روزانه است.



شکل ۳-۳ استخراج در لایه P_{10}

۳-۳ ترتیب استخراج لایه‌های ذغالی

برای استخراج چند لایه ذغالی، ابتدا استخراج از لایه ذغالی بالا شروع می‌شود. در صورتی که استخراج لایه ذغالی پایین‌تر ابتدا صورت بگیرد، حرکت لایه‌های فوقانی لایه پایین‌تر، باعث ایجاد شرایط نامنی برای استخراج لایه فوقانی می‌شود. اگر فاصله لایه‌های ذغالی به حدی باشد که نشست ناشی از استخراج لایه‌های تحتانی تاثیری بر روی لایه‌های فوقانی نداشته باشد، می‌توان هر لایه‌ای را که مورد نظر باشد، در ابتدا استخراج نمود.

۴-۳ نگهداری در معدن طزره

۱-۴-۳ نگهداری تونل‌ها

انواع روش‌هایی که در معدن طزره برای نگهداری تونل‌ها به کار می‌رود عبارتند از:

(۱) نگهداری توسط قاب‌های فلزی

(۲) نگهداری توسط تیرهای آهنی

(۳) نگهداری توسط قاب‌های چوبی

۳-۴-۲ نگهداری در دوپیل‌ها

برای نگهداری در دوپیل‌ها در معدن طزره از چوب استفاده می‌شود. در دوپیل‌های دو سیکله در عرض دوپیل، سه پایه چوبی قرار می‌دهند و روی آن تخته‌ای که به کلاhek معروف است قرار می‌دهند که طول آن برای دوپیل‌های دوسیکله ۲/۲ متر و ضخامت آن تا ۱۰ سانتی‌متر می‌رسد. برای نگهداری دوپیل‌های سه سیکله باید از چهار پایه چوبی استفاده نمود. طول کلاhek در این حالت ۳/۲ متر می‌باشد. در هر حالت قبل از قراردادن پایه‌ها، باید برای آنها فولیه ایجاد کرد. پس از تراشیدن سر پایه‌ها به صورت مخروط ناقص، آنها را در فولیه قرار می‌دهند. فاصله هر سری از ستون‌ها از یکدیگر تقریباً یک متر می‌باشد و برای جلوگیری از حرکت ستون‌ها نسبت به یکدیگر، بین آنها چوب قرار می‌دهند و با فشار، این چوب را به دو ستون مجاور محکم می‌کنند.

۳-۵-۵ تخریب و پر کردن کارگاه استخراج

پس از اینکه مقدار پیشروی در کارگاه استخراج به بیش از چند سیکل رسید، نصب وسایل نگهداری معمولی، توان مقاومت در مقابل فشار کمربالا را ندارد، لذا باید کمربالا را به طریقی برای همیشه کنترل کرد. برای این کار معمولاً دو کار انجام می‌دهند [۱۳]:

(۱) پر کردن کارگاه استخراج (۲) تخریب کارگاه استخراج

۳-۵-۱-۳ پر کردن کارگاه استخراج

پر کردن کارگاه استخراج در مواقعی صورت می‌گیرد که اولاً کارگاه، شیب مناسب برای انتقال مواد به پایین را داشته باشد و ثانیاً امکان حمل خاک و سنگ لازم به داخل کارگاه وجود داشته باشد. از این روش بیشتر در کارگاه‌هایی که به سطح زمین راه دارند، استفاده می‌شود. (منطقه کلمدر با شیب ۶۵-۶۰ درجه) [۸] و [۱۳].

۳-۵-۲-۳ تخریب کارگاه استخراج

در مواقعی که شیب لایه مناسب نباشد و یا امکان انتقال مواد لازم برای پر کردن کارگاه وجود نداشته باشد، برای نگهداری دایم کارگاه استخراج از روش تخریب استفاده می‌کنند و اصطلاحاً اجازه می‌دهند کمربالا بخوابد. برای این کار وسایل نگهداری را که قبلاً نصب کرده بودند را کشیده و کارگاه را تخریب

می‌کنند. از وسایل نگهداری به دست آمده از روش تخریب، به دلیل وجود خطرات بسیار هرگز نباید برای نگهداری مجدد استفاده کرد [۱۰].

۳-۵-۳- معایب روش تخریب

۱) اجرای تخریب مخصوصا در حالتی که از سیستم نگهداری چوبی استفاده شده است خالی از خطر نبوده و ایمنی کارگاه را کاهش می‌دهد. با افزایش ضخامت بیش از ۲/۵ متر و شیب بیش از ۳۵ درجه عملیات مشکل‌تر و خطرات آن بیشتر می‌شود.

۲- بر اثر تخریب، سطوح فوقانی محل تخریب دچار حداکثر نشست می‌شوند.

۳) در صورت وجود ساختارهای زیرزمینی در اطراف ناحیه تخریب، احتمال بروز مشکلات جدی در نگهداری این حفاری‌ها وجود خواهد داشت.

۴) در صورت وجود تاسیسات سطحی در زمین‌های بالای ناحیه تخریب، احتمال صدمه دیدن آنها وجود خواهد داشت.

۵) هر چقدر سقف از استحکام بیشتری برخوردار باشد، عملیات تخریب مشکل‌تر و احتمال ایجاد صدمه در سیستم نگهداری جلوی جبهه کار بیشتر خواهد بود.

۶) کنترل و تنظیم تهویه کارگاه‌های تخریبی مشکل بوده و در صورت وجود کانی‌های خودسوز و یا باقی ماندن مقداری از ذرات ذغال در قسمت تخریب‌شده کارگاه، احتمال بروز خودسوزی و آتش‌سوزی در کارگاه بیشتر می‌شود [۱۰].

در کارگاه‌های لایه P_{10} از سیستم تخریب جهت کنترل قسمت عقب کارگاه استفاده می‌شود.

فصل چهارم - مشخصات مکانیک سنگی توده‌سنگ‌های اطراف لایه P_{10} شیب‌دار

۴-۱ بررسی وضعیت ناپیوستگی‌های منطقه

در بررسی وضعیت ناپیوستگی‌های منطقه موردنظر به دلیل عدم وجود رخنمون سقف اصلی در تونل‌های دنباله‌لایه و عدم امکان بررسی وضعیت ناپیوستگی‌های سقف اصلی در سطح زمین، تنها اقدام به بررسی وضعیت ناپیوستگی‌های سقف بلاواسطه می‌شود. ویژگی‌هایی از ناپیوستگی‌ها که در ارتباط با رفتار مکانیکی سقف بلاواسطه هستند عبارتند از:

تداوم درزه

تداوم درزه عبارتست از میزان گستردگی درزه در توده‌سنگ سقف کارگاه

بازشدگی دهانه

از خصوصیات مهم درزه‌ها میزان بازشدگی آنها است. درزه‌ها ممکن است باز یا بسته باشند. در صورت بازبودن، فضای خالی میان سطوح آن می‌تواند از پرکننده‌های مختلفی پر بشود. منشا پرکننده‌ها هر چه باشد، وجودشان تاثیر مهمی بر روی مقاومت برشی درزه‌ها خواهد داشت.

وضعیت آب

حضور آب در درزه‌ها باعث تضعیف پارامترهای مقاومتی درزه‌ها می‌شود.

هوازگی

هوازگی دیواره درزه‌ها نیز باعث تضعیف پارامترهای مقاومتی درزه‌ها می‌شود.

شیب و امتداد دسته درزه‌ها

وضعیت شیب و امتداد دسته درزه‌ها نسبت به جهت پیشروی تونل یا کارگاه استخراج تاثیر مهمی بر رفتار این فضاهاى زیرزمینی دارد.

۴-۲ برداشت درزه‌ها

به منظور بررسی وضعیت ناپیوستگی‌های سقف بلاواسطه، مشخصات مربوط به ۱۰۰ درزه در سقف بلاواسطه لایه P_{10} شامل شیب، جهت شیب، باز شدگی و تداوم آنها برداشت شده است. وضعیت عمومی بازشدگی این درزه‌ها تقریباً مشابه یکدیگر و به صورت بازشدگی کمتر از 5mm همراه با

پرکننده‌های سخت می‌باشد. گسترش این درزه‌ها در رخنمون نیز کمتر از یک متر می‌باشد. قابل ذکر است که برداشت مشخصات این درزه‌ها از تونل‌های دنباله‌لایه فوقانی و تحتانی صورت گرفته است. جدول ۴-۱ مشخصات مربوط به ۱۰۰ درزه در سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار شامل شیب و جهت شیب را نشان می‌دهد.

۴-۳ تعیین وضعیت دسته درزه‌ها

به‌منظور تعیین تعداد دسته درزه‌ها و تعیین چگونگی وضعیت این دسته درزه‌ها نسبت به جهت پیشروی تونل از نرم‌افزار *DIPS* نسخه ۲ استفاده شده است. در استفاده از این نرم‌افزار، شیب و جهت شیب مربوط به درزه‌ها به عنوان ورودی‌های نرم‌افزار در نظر گرفته شده است.

جدول ۴-۱ مشخصات درزه‌های سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب دار منطقه طزره

شماره درزه	شیب درزه (درجه)	جهت شیب درزه (درجه)	شماره درزه	شیب درزه (درجه)	جهت شیب درزه (درجه)
۱	۵۰	۱۰۰	۱۶	۴۵	۳۴۵
۲	۵۱	۱۱۵	۱۷	۶۰	۲۵۵
۳	۷۵	۶۴	۱۸	۳۳	۲۲۰
۴	۳۲	۲۸۰	۱۹	۳۰	۲۲۳
۵	۸۰	۲۸۵	۲۰	۳۹	۱۹۲
۶	۲۶	۰	۲۱	۷۵	۳۲۵
۷	۴۵	۲۲۹	۲۲	۸۵	۱۹۱
۸	۴۱	۳۳۵	۲۳	۸۶	۱۷۲
۹	۳۴	۳۳۶	۲۴	۷۵	۲۲۲
۱۰	۴۰	۳۳۰	۲۵	۸۰	۱۴۲
۱۱	۳۹	۳۴۶	۲۶	۸۰	۲۲۲
۱۲	۶۰	۳۲۶	۲۷	۷۸	۲۲۷
۱۳	۵۵	۳۳۴	۲۸	۸۵	۲۲۲
۱۴	۴۶	۳۳۵	۲۹	۷۶	۲۰۵
۱۵	۳۳	۲۳۰	۳۰	۸۴	۲۳۳

ادامه جدول ۱-۴ مشخصات درزه های سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب دار منطقه طزره

شماره درزه	شیب درزه (درجه)	جهت شیب درزه (درجه)	شماره درزه	شیب درزه (درجه)	جهت شیب درزه (درجه)
۵۲	۸۵	۱۹۰	۳۱	۲۲	۳۳۶
۵۳	۸۴	۳۲۵	۳۲	۲۵	۳۳۰
۵۴	۸۴	۲۳۲	۳۳	۳۴	۳۳۶
۵۵	۶۷	۲۱۰	۳۴	۳۷	۲۵
۵۶	۷۵	۲۲۵	۳۵	۳۵	۱۴
۵۷	۸۴	۲۳۳	۳۶	۴۲	۵
۵۸	۸۵	۲۲۳	۳۷	۳۰	۳۳۹
۵۹	۸۳	۲۲۱	۳۸	۲۷	۳۳۳
۶۰	۶۰	۲۴۰	۳۹	۳۳	۳۴۰
۶۱	۸۴	۲۹۰	۴۰	۳۱	۳۳۹
۶۲	۵۵	۱۸۰	۴۱	۶۶	۱۳۲
۶۳	۸۵	۱۳۰	۴۲	۷۲	۲۶۵
۶۴	۷۶	۵۷	۴۳	۸۵	۲۶۵
۶۵	۸۲	۲۰۰	۴۴	۸۰	۲۵۵
۶۶	۸۷	۲۵۶	۴۵	۶۸	۱۱۰
۶۷	۸۷	۲۵۶	۴۶	۳۴	۱۷۵
۶۸	۸۵	۲۱۰	۴۷	۷۶	۲۰۲
۶۹	۷۵	۱۹۵	۴۸	۷۹	۳۰۰
۷۰	۷۶	۲۶۶	۴۹	۳۸	۱۹۵
۷۱	۷۱	۲۲۷	۵۰	۸۴	۱۹۷
۷۲	۴۰	۵۰	۵۱	۵۷	۲۶۲

ادامه جدول ۱-۴ مشخصات درزه‌های سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب دار منطقه طزره

شماره درزه	شیب درزه (درجه)	جهت شیب درزه (درجه)	شماره درزه	شیب درزه (درجه)	جهت شیب درزه (درجه)
۷۳	۵۶	۱۶۸	۸۷	۶۶	۵۶
۷۴	۷۰	۳۰۰	۸۸	۴۴	۷۰
۷۵	۵۸	۶	۸۹	۴۴	۱۰۰
۷۶	۲۵	۲۳۸	۹۰	۴۷	۱۰۰
۷۷	۵۲	۵۳	۹۱	۲۷	۹۰
۷۸	۵۶	۸۰	۹۲	۵۲	۷۲
۷۹	۳۲	۷۵	۹۳	۵۰	۶۴
۸۰	۳۵	۶۴	۹۴	۴۶	۸۰
۸۱	۲۵	۷۵	۹۵	۴۸	۸۰
۸۲	۴۲	۵۵	۹۶	۳۴	۱۰۸
۸۳	۸۳	۲۳۳	۹۷	۲۷	۹۰
۸۴	۸۴	۲۲۵	۹۸	۵۳	۸۵
۸۵	۸۲	۲۳۰	۹۹	۵۰	۸۵
۸۶	۸۶	۲۵۶	۱۰۰	۵۱	۱۴۰

نتایج بررسی دسته درزه‌ها با نرم‌افزار *DIPS* نشان می‌دهد که تعداد دو دسته درزه در سقف

بلاواسطه وجود دارد (شکل ۱-۴) که مشخصات آنها در جدول ۲-۴ نشان داده شده است.

جدول ۲-۴ مشخصات دسته درزه‌های سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار منطقه طزره

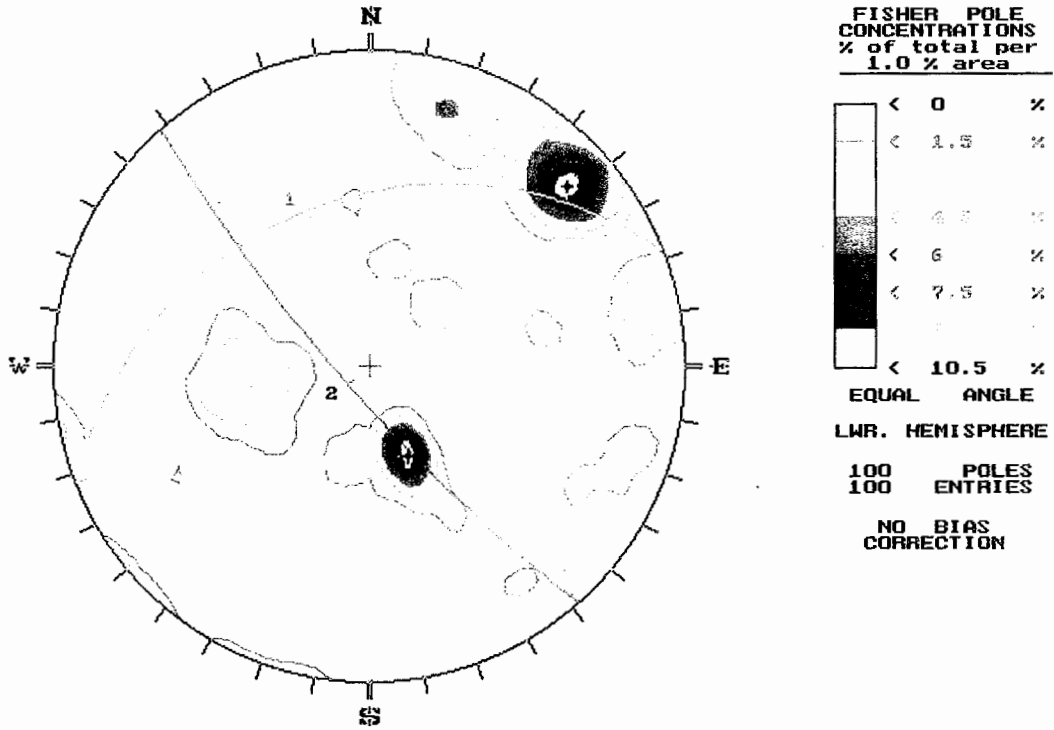
دسته درزه	شیب دسته درزه (درجه)	جهت شیب دسته درزه (درجه)	وضعیت دسته درزه نسبت به جهت پیشروی تونل
دسته درزه اول	۳۴	۳۳۸	امتداد تقریباً عمود بر محور تونل جهت پیشروی تونل هم‌جهت با شیب دسته درزه
دسته درزه دوم	۸۰	۲۲۸	امتداد تقریباً موازی با محور تونل

شکل ۱-۴ وضعیت درزه‌ها و دسته‌درزه‌ها و شکل ۲-۴ مشخصات دسته‌درزه‌های سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار را نشان می‌دهد.

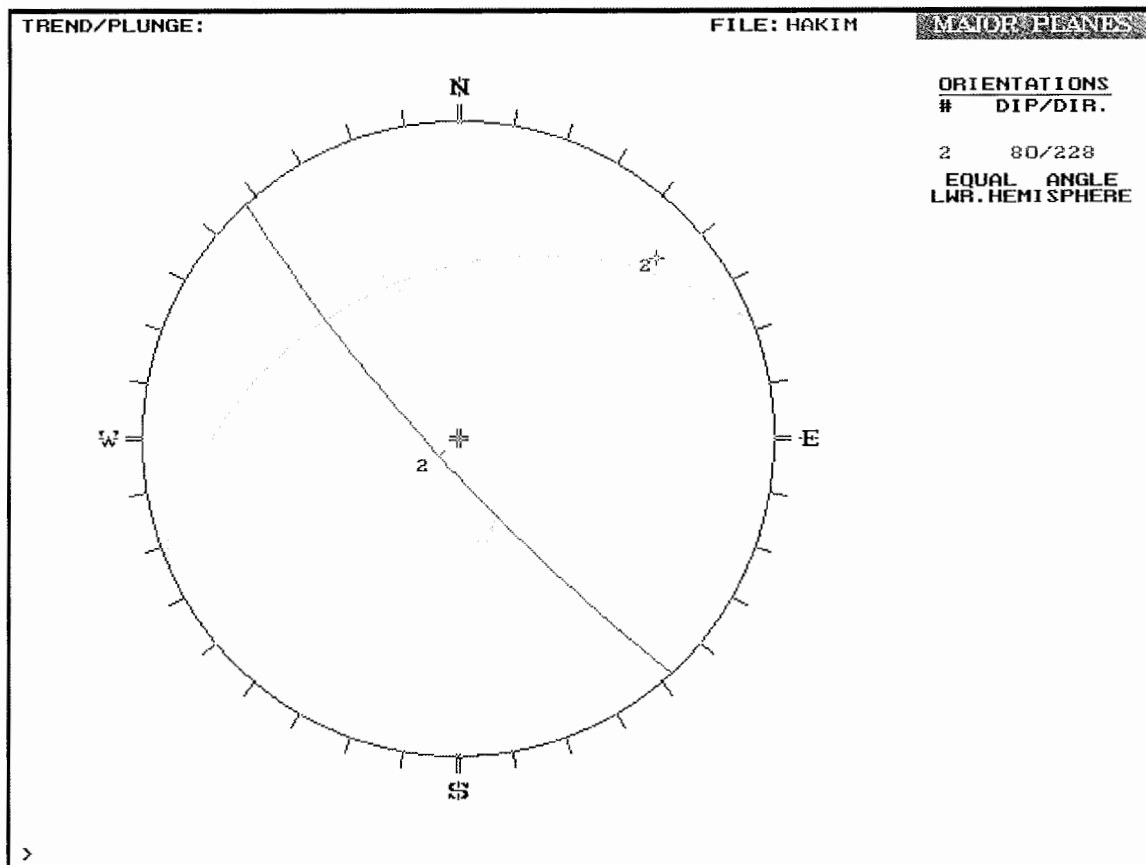
TREND/PLUNGE:

FILE: HAKIM

CONTOUR PLOT



شکل ۱-۴ وضعیت درزه‌ها و دسته‌درزه‌های سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار



شکل ۴-۲ مشخصات دسته‌درزه‌های سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار

۴-۴ تعیین فاصله‌داری متوسط درزه‌ها

جهت تعیین فاصله‌داری متوسط درزه‌ها از روش SCANLINE استفاده شده است. در این روش فاصله میان درزه‌های متوالی در یک مسیر چند متری محاسبه شده، سپس متوسط این فواصل جهت تعیین فاصله‌داری متوسط درزه‌ها مورد استفاده قرار می‌گیرد [۴].

از آنجایی که امکان محاسبه فاصله میان درزه‌ها در یک مسیر طولانی به دلیل وجود وسایل نگهداری در تونل‌های دنباله‌لایه و همچنین به دلیل وجود یک لایه ذغال کاذب در سقف کارگاه استخراج ممکن نیست، لذا اقدام به محاسبه فاصله‌داری میان درزه‌ها در چند مسیر شده و چون طول این مراحل متفاوت از یکدیگر است، بر اساس مجموع کل طول برداشت شده، به هر مرحله یک ضریب وزنی اختصاص داده شده و نهایتاً فاصله‌داری متوسط محاسبه گردیده است. جدول ۳-۴ مراحل تعیین فاصله‌داری متوسط میان درزه‌ها را نشان می‌دهد.

$$\text{طول کل برداشت} = 100 + 300 + 130 + 110 + 100 = 740 \text{ cm}$$

$$L_1 = \frac{100}{740} = 0.135$$

$$L_2 = \frac{110}{740} = 0.148$$

$$L_3 = \frac{130}{740} = 0.176$$

$$L_4 = \frac{300}{740} = 0.406$$

$$L_5 = \frac{100}{740} = 0.135$$

جدول ۳-۴: مراحل تعیین فاصله‌داری متوسط میان درزه‌ها

$X_i \times L_i$	فاصله‌داری متوسط میان درزه‌ها در هر مرحله X_i (cm)	ضریب وزنی L_i	طول مرحله (cm)	مرحله
۲/۵۲	۱۸/۶۶	$L_1 = .135$	۱۰۰	۱
۱/۹۹	۱۳/۴۳	$L_2 = .148$	۱۱۰	۲
۳/۸۳	۲۱/۷۵	$L_3 = .176$	۱۳۰	۳
۶/۵۲	۱۶/۰۶	$L_4 = .406$	۳۰۰	۴
۱/۸۶	۱۳/۷۵	$L_5 = .135$	۱۰۰	۵

$$\text{فاصله‌داری متوسط} = \sum_{i=1}^5 X_i \times L_i = 2/52 + 1/99 + 3/83 + 6/52 + 1/86 = 16/72 \text{ cm}$$

۴-۵ محاسبه شاخص کیفیت سنگ (RQD)

از آنجایی که امکان محاسبه RQD از روی مغزه‌های حفاری وجود ندارد، از روشی که توسط Priest و Hudson در سال ۱۹۷۶ ارائه شده، به منظور تعیین RQD استفاده می‌شود [۸]. بر اساس پیشنهاد Priest و Hudson، RQD می‌تواند از رابطه زیر تخمین زده شود (شکل ۴-۲):

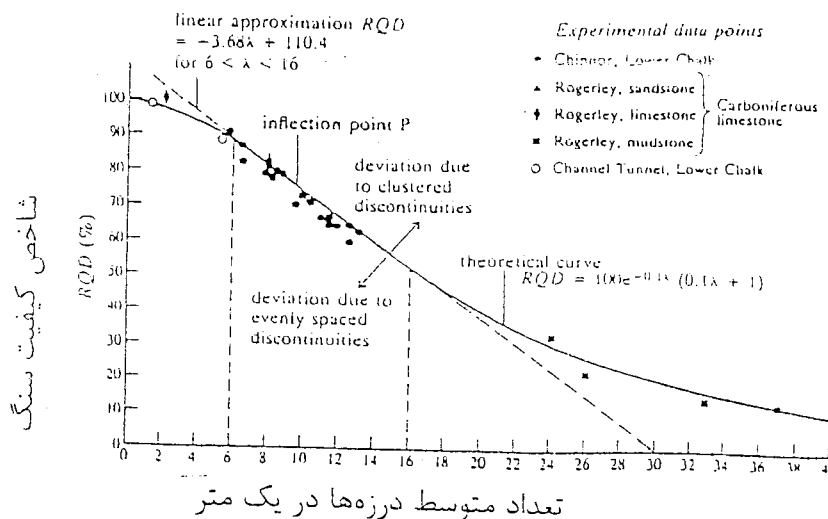
$$RQD = 100 \times e^{-0.1 \times \lambda} \times (0.1 \times \lambda + 1) \quad 4-1$$

در این رابطه: λ تعداد متوسط درزه‌ها در یک متر از سنگ است که مقدار آن را می‌توان از رابطه زیر محاسبه نمود:

$$\lambda = \frac{100}{x} \quad 4-2$$

در این جا:

\bar{x} : فاصله‌داری متوسط درزه‌ها (cm)



شکل ۴-۳ ارتباط میان RQD و تعداد متوسط درزه‌ها در یک متر [۸]

با استفاده از رابطه ۲-۴ تعداد متوسط درزه‌ها در یک متر از توده‌سنگ سقف بلاواسطه لایه P_{10} را

$$\lambda = \frac{100}{16/7} = 5/98 \quad \text{به صورت زیر محاسبه می‌کنیم:}$$

RQD سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار با استفاده از رابطه ۱-۴ و مقدار λ به صورت زیر محاسبه می‌شود:

$$RQD = 100 \times e^{-0.1 \times \lambda} \times (0.1 \times \lambda + 1) = 100 \times e^{-0.1 \times 5.98} \times (0.1 \times 0.598 + 1) = 87.88 \%$$

۴-۶ استفاده از طبقه‌بندی‌های توده‌سنگ برای تخمین اندیس مقاومت زمین‌شناسی^(۱)

از آنجایی که به منظور محاسبه بعضی از پارامترهای مکانیک سنگی مربوط به توده‌سنگ توسط نرم افزار $ROCLAB$ ، مقدار GSI به عنوان یک پارامتر ورودی در نظر گرفته شده است، لذا جهت تعیین مقدار GSI برای توده‌سنگ‌های سقف بلاواسطه، سقف اصلی، ناحیه تخریب شده و توده ذغال سنگی از RMR استفاده می‌شود [۱].

۴-۶-۱ تخمین اندیس مقاومت زمین‌شناسی GSI با استفاده از RMR_{76}

در موقع استفاده از RMR_{76} بایستی امتیاز مربوط به ۴ پارامتر اول (مقاومت فشاری تک محوره، RQD ، فاصله ناپیوستگی‌ها و وضعیت ناپیوستگی‌ها) را مطابق جدول ۱ (ضمیمه) در نظر گرفت. وضعیت آب زیرزمینی توده‌سنگ باید کاملاً خشک فرض شده و امتیاز مربوط به آن مساوی ۱۰ در نظر گرفته شود، همچنین جهت ناپیوستگی‌ها باید خیلی مطلوب فرض شده و امتیاز مربوط به جهت ناپیوستگی‌ها صفر در نظر گرفته شود. پس از محاسبه پارامترهای موثر در تعیین RMR_{76} اندیس مقاومت زمین‌شناسی از روابط زیر به دست می‌آید:

$$\text{حالت اول: } RMR_{76} \geq 18$$

$$GSI = RMR_{76} \quad 3-4$$

$$\text{حالت دوم: } RMR_{76} < 18$$

در این حالت طبقه بندی ۱۹۷۶ بنیوسکی را نمی‌توان برای تخمین GSI استفاده کرد و به جای آن باید مقدار GSI را از روابط زیر محاسبه کرد [۱]:

1) Geological Strength Index (GSI)

$$GSI = 9 \times \log_e Q' + 44 \quad 4-4$$

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \quad 5-4$$

۴-۶-۲ تخمین اندیس مقاومت زمین شناسی (GSI) با استفاده از RMR_{89}

طبقه‌بندی سال ۱۹۸۹ بنیادسکی را به‌همان ترتیبی که در بالا برای طبقه‌بندی سال ۱۹۷۶ توضیح داده شد، می‌توان برای تخمین مقدار GSI مورد استفاده قرار داد، با این تفاوت که وضعیت آب زیرزمینی توده‌سنگ کاملاً خشک فرض شده و امتیاز ۱۵ برای آن در نظر گرفته می‌شود. امتیاز مربوط به جهت ناپیوستگی‌ها مثل حالت قبل مساوی صفر قرار داده می‌شود. پس از محاسبه پارامترهای موثر در تعیین RMR_{89} ، اندیس مقاومت زمین‌شناسی از روابط زیر به‌دست می‌آید:

$$RMR_{89} \geq 23 \quad \text{حالت اول}$$

$$GSI = RMR_{89} - 5 \quad 6-4$$

$$RMR_{89} < 23 \quad \text{حالت دوم}$$

در این حالت، طبقه‌بندی ۱۹۸۹ بنیادسکی را نمی‌توان برای تخمین GSI استفاده کرد و به‌جای آن باید از رابطه ۴-۴ استفاده کرد [۱].

۴-۷ استفاده از RMR_{89} جهت تعیین پارامترهای مکانیک‌سنگی مربوط به

توده‌سنگ‌های اطراف لایه P_{10}

جهت محاسبه امتیاز دقیق مربوط به مقاومت فشاری تک‌محوری، شاخص کیفیت سنگ و همچنین فاصله ناپیوستگی‌ها از رابطه زیر استفاده می‌شود:

$$R_i = b_i \times (p_i)^{t_i} \quad 7-4$$

R_i امتیاز مربوط به هر پارامتر بوده و مقادیر b_i ، t_i ، p_i بر اساس جدول ۴-۴ تعیین می‌شوند [۴].

جدول ۴-۴ تعیین ضرایب p_i ، t_i ، b_i [۴]

p_i	b_i	t_i
$\sigma_c (MPa)$	۰/۲۱۴۶	۰/۸۰۳۱
$RQD(\%)$	۰/۲۹۳۶	۰/۹۱۷۰
$\bar{x} (m)$	۱۸/۶۰۵۹	۰/۳۵۶۲

۴-۷-۱ محاسبه اندیس مقاومت زمین‌شناسی سقف بلاواسطه

با استفاده از رابطه ۴-۷ مقدار ضریب R_1 مربوط به مقاومت فشاری تک محوری سقف بلاواسطه

$$R_1 = 0.2146(29.85)^{0.8031} = 3.282 \quad \text{به صورت زیر محاسبه می‌شود:}$$

با استفاده از رابطه ۴-۷ مقدار ضریب R_2 مربوط به ضریب RQD سقف بلاواسطه به صورت زیر محاسبه

$$R_2 = 0.2936 \times (87.88)^{0.917} = 17 / 79 \quad \text{می‌شود:}$$

با استفاده از رابطه ۴-۷ مقدار ضریب R_3 مربوط به فاصله‌داری متوسط درزه‌های سقف بلاواسطه

به صورت زیر محاسبه می‌شود:

$$R_3 = 18.6059 \times (0.1672)^{0.3562} = 9.83$$

جدول ۴-۵ مراحل محاسبه RMR_{89} جهت تخمین اندیس مقاومت زمین‌شناسی (GSI سقف بلاواسطه)

را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۵ محاسبه RMR_{89} جهت تخمین اندیس مقاومت زمین‌شناسی (GSI سقف بلاواسطه)

ردیف	پارامتر	مقدار (وضعیت)	امتیاز R_i	منبع
۱	مقاومت فشاری تک محوری MPa	$29/85 MPa$	۳/۲۸۲	رابطه ۴-۷
۲	شاخص کیفیت سنگ RQD	۸۷/۸۸	۱۷/۷۹	رابطه ۴-۷
۳	فاصله ناپیوستگی‌ها	$167/2 mm$	۹/۸۳	رابطه ۴-۷
۴	وضعیت ناپیوستگی‌ها	طول ناپیوستگی‌ها > 1 متر باز شدگی $1 - 5 mm$ سطوح درزه زبر- کمی هوازده پر کننده سخت $> 5 mm$	۲۱	جدول ۱-۱ ضمیمه
۵	شرایط آب زیرزمینی	کاملاً خشک	۱۵	جدول ۱-الف-۵ ضمیمه
۶	جهت ناپیوستگی‌ها	خیلی مساعد	۰	جدول ۱-ب ضمیمه

$$RMR_{89} = \sum_{i=1}^6 Ri = 3/282 + 17/79 + 9/83 + 21 + 15 = 66/90.2$$

$$GSI = RMR_{89} - 5 = 66/90.2 - 5 = 61/90.2 \quad \text{اندیس مقاومت زمین‌شناسی سقف بلاواسطه}$$

۴-۷-۲ محاسبه اندیس مقاومت زمین‌شناسی سقف اصلی

در تعیین RMR_{89} مربوط به توده‌سنگ سقف اصلی، نکته زیر لازم به ذکر است :

به دلیل عدم وجود رخنمون سقف اصلی در تونل‌های پیشروی و کارگاه استخراج، مقادیر مربوط به وضعیت ناپیوستگی‌های سقف بلاواسطه برای سقف اصلی در نظر گرفته شده است. با استفاده از رابطه ۴-۷ مقدار ضریب R_1 مربوط به مقاومت فشاری تک محوری سقف اصلی به صورت زیر محاسبه می‌شود :

$$R_1 = 0.2146 (63.26)^{0.8031} = 6$$

جدول ۴-۶ مراحل محاسبه RMR_{89} جهت تخمین اندیس مقاومت زمین‌شناسی (GSI سقف اصلی) را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۶ محاسبه RMR_{89} جهت تخمین اندیس مقاومت زمین‌شناسی (GSI) سقف اصلی

ردیف	پارامتر	مقدار (وضعیت)	امتیاز R_i	منبع
۱	مقاومت فشاری تک محوری MPa	۶۳/۲۶۲	۶	رابطه ۴-۷
۲	شاخص کیفیت سنگ RQD	۸۷/۸۸	۱۷/۷۹	جدول ۴-۵ ردیف ۲
۳	فاصله ناپیوستگی‌ها	۱۶۷/۲ mm	۹/۸۳	جدول ۴-۵ ردیف ۳
۴	وضعیت ناپیوستگی‌ها	طول ناپیوستگی‌ها > 1 متر باز شدگی $1 - 5$ mm سطوح درزه زبر-کمی هوازده پر کننده سخت > 5 mm	۲۱	جدول ۱-۳ ضمیمه
۵	شرایط آب زیرزمینی	کاملاً خشک	۱۵	جدول ۱-الف-۵ ضمیمه
۶	جهت ناپیوستگی‌ها	خیلی مساعد	۰	جدول ۱-ب ضمیمه

$$RMR_{89} = \sum_{i=1}^6 R_i = 6 + 17/79 + 9/83 + 21 + 15 + 0 = 69/62$$

$$GSI = RMR_{89} - 5 = 69/62 - 5 = 64/62$$

اندیس مقاومت زمین‌شناسی سقف اصلی

۴-۷-۳ محاسبه اندیس مقاومت زمین‌شناسی لایه ذغالی

در تعیین RMR_{89} مربوط به توده ذغال‌سنگی نکات زیر لازم به ذکر است :

- (۱) امتیاز مربوط به شاخص کیفیت سنگ توده ذغال سنگی بر اساس جدول ۱-الف-۲ ضمیمه، حداقل امتیاز یعنی برابر با ۳ در نظر گرفته شده است.
 - (۲) امتیاز مربوط به مقاومت فشاری تک محوری توده ذغال سنگی بر اساس جدول ۱-الف-۱ ضمیمه، حداقل امتیاز یعنی صفر در نظر گرفته شده است.
 - (۳) امتیاز مربوط به فاصله ناپیوستگی‌ها در توده ذغال‌سنگی بر اساس جدول ۱-ث ضمیمه، حداقل امتیاز (حالتی که فاصله ناپیوستگی‌ها کمتر از ۶۰mm است) منظور شده است.
- جدول ۴-۷ مراحل محاسبه RMR_{89} جهت تخمین اندیس مقاومت زمین‌شناسی (GSI لایه ذغالی) را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۷ محاسبه RMR_{89} جهت تخمین اندیس مقاومت زمین‌شناسی GSI لایه ذغالی

ردیف	پارامتر	مقدار (وضعیت)	امتیاز	منبع
۱	مقاومت فشاری تک محوری MPa	$< 1MPa$	۰	جدول ۱-الف-۱ ضمیمه
۲	شاخص کیفیت سنگ RQD	< 25	۳	جدول ۱-الف-۲ ضمیمه
۳	فاصله ناپیوستگی‌ها	$< 60 mm$	۵	جدول ۱-الف-۳ ضمیمه
۴	وضعیت ناپیوستگی‌ها	طول ناپیوستگی < 20 متر باز شدگی $< 5 mm$ سطوح شکستگی صاف و کمی هوازده پر کننده نرم < 5 میلیمتر	۶	جدول ۱-ث ضمیمه
۵	شرایط آب زیرزمینی	کاملاً خشک	۱۵	جدول ۱-الف-۵ ضمیمه
۶	جهت ناپیوستگی‌ها	خیلی مساعد	۰	جدول ۱-ب ضمیمه

$$RMR_{89} = \sum_{i=1}^6 Ri = 0 + 3 + 5 + 6 + 15 + 0 = 29$$

$$GSI = RMR_{89} - 5 = 29 - 5 = 24$$

اندیس مقاومت زمین‌شناسی لایه ذغالی

۴-۷-۴ محاسبه اندیس مقاومت زمین‌شناسی توده‌سنگ ناحیه تخریب شده

در تعیین RMR_{89} مربوط به توده‌سنگ ناحیه تخریب شده، نکات زیر لازم به ذکر است:

(۱) امتیاز مربوط به شاخص کیفیت سنگ توده‌سنگ ناحیه تخریب شده بر اساس جدول ۱-الف-۲ ضمیمه، حداقل امتیاز یعنی برابر با ۳ در نظر گرفته شده است.

(۲) امتیاز مربوط به فاصله ناپیوستگی‌ها در توده سنگ ناحیه تخریب شده بر اساس جدول ۱-ث ضمیمه حداقل امتیاز (حالتی که فاصله ناپیوستگی‌ها کمتر از ۶۰ mm است) منظور شده است.

جدول ۴-۸ مراحل محاسبه RMR_{89} جهت تخمین اندیس مقاومت زمین‌شناسی (GSI) توده‌سنگ ناحیه تخریب را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۸ محاسبه RMR_{89} جهت تخمین اندیس مقاومت زمین‌شناسی GSI توده‌سنگ ناحیه تخریب

ردیف	پارامتر	مقدار (وضعیت)	امتیاز	منبع
۱	مقاومت فشاری تک‌محوری	۲۹/۸۵ Mpa	۳/۲۸	جدول ۴-۵ ردیف ۱
۲	شاخص کیفیت سنگ RQD	< ۲۵	۳	جدول ۱-الف-۲ ضمیمه
۳	فاصله ناپیوستگی‌ها	< ۶۰ mm	۵	جدول ۱-الف-۳ ضمیمه
۴	وضعیت ناپیوستگی‌ها	طول ناپیوستگی < ۲۰ متر باز شدگی < ۵ mm سطوح شکستگی زبر و کمی هوازده پر کننده سخت < ۵ میلیمتر	۱۴	جدول ۱-ث ضمیمه
۵	شرایط آب زیرزمینی	کاملاً خشک	۱۵	جدول ۱-الف-۵ ضمیمه
۶	جهت ناپیوستگی‌ها	خیلی مساعد	۰	جدول ۱-ب ضمیمه

$$RMR_{89} = \sum_{i=1}^6 Ri = 3/28 + 3 + 5 + 14 + 15 + 0 = 40/28$$

$$GSI = RMR_{89} - 5 = 40/28 - 5 = 35/28 \quad \text{اندیس مقاومت زمین‌شناسی توده سنگ ناحیه تخریب}$$

۴-۸ تعیین پارامترهای مکانیک سنگی توده‌سنگ‌های منطقه عملیاتی موردنظر

در تعیین پارامترهای مکانیک سنگی توده‌سنگ‌های سقف بلاواسطه، سقف اصلی، توده‌سنگ ناحیه تخریب شده و توده ذغال‌سنگی، پارامترهای مقاومت فشاری تک محوری، اندیس مقاومت زمین شناسی، ثابت m مربوط به ماده‌سنگ و پارامتر D (میزان تاثیر آتش‌باری در تونل‌های دنباله‌لایه بر توده‌سنگ‌های اطراف تونل) به عنوان پارامترهای ورودی در نظر گرفته می‌شوند. مقادیر پارامتر D برای توده‌سنگ‌های منطقه عملیاتی در جدول ۴-۹ نشان داده شده است.

جدول ۴-۹ مقادیر پارامتر D برای توده‌سنگ‌های اطراف لایه P_{10} شیب‌دار منطقه طزره

توده‌سنگ	میزان تاثیر آتش باری تونل‌های دنباله‌لایه بر توده‌سنگ	مقدار D
سقف بلاواسطه در تونل‌های دنباله‌لایه	تاثیر زیاد	۰/۸
سقف اصلی در تونل‌های دنباله‌لایه و کارگاه استخراج	بدون تاثیر	۰
سقف بلاواسطه در کارگاه استخراج (سیلتستون)	بدون تاثیر	۰
کمرپایین در تونل‌های دنباله‌لایه	تاثیر زیاد	۰/۸
کمرپایین در کارگاه استخراج	بدون تاثیر	۰
لایه ذغالی تا شعاع ۳متری اطراف تونل‌های دنباله‌لایه (۳متر اول)	تاثیر زیاد	۰/۸
لنگه ذغال بالایی و پایینی (۳متر دوم-کارگاه استخراج)	بدون تاثیر	۰
توده‌سنگ ناحیه تخریب	بدون تاثیر	۰

پس از تعیین پارامترهای ورودی مورد نیاز نرم‌افزار *ROCLAB*، از میان مقادیر خروجی نرم‌افزار، بعضی از پارامترهای مورد نیاز برای ارزیابی رفتار سقف در جدول ۴-۱۰ ثبت شده است.

جدول ۴-۱۰ پارامترهای توده‌سنگ های اطراف لایه P_{10} منطقه طزره

توده سنگ	مدول الاستیسیته توده سنگ E_M (Mpa)	چسبندگی توده سنگ C (Mpa)	زاویه اصطکاک داخلی توده سنگ ϕ (درجه)
سقف بلاواسطه و کمربین (تا شعاع ۳ متری) در تونل‌های دنباله‌لایه	۶۵۰۳/۸۹	۰/۹۶۰۷۳	۲۶/۱۶
سقف اصلی در تونل‌های دنباله‌لایه و کارگاه استخراج	۱۸۴۵۳/۳	۲/۴۷۴۰۹	۴۷/۷۱
سقف بلاواسطه و کمربین در کارگاه استخراج	۱۰۸۳۹/۸	۱/۴۱۶۸	۳۳/۲۱
لایه ذغالی تا شعاع ۳ متری اطراف تونل‌های دنباله‌لایه (۳ متر اول)	۱۳۴/۳۲	۰/۰۵۱	۲/۴۹
لنگه ذغال بالایی و پایینی (۳ متر دوم- کارگاه استخراج)	۲۲۳/۸۷۲	۰/۱۳	۵/۹۷
توده سنگ ناحیه تخریب	۲۳۴۱/۳۸	۰/۸۳۴	۲۵/۷۴

۴-۹ وضعیت تنش برجا

در طول بیست سال گذشته روش‌های متعددی برای اندازه‌گیری تنش‌های برجا توسعه یافته و به منظور اندازه‌گیری تنش‌ها در فضاهای زیرزمینی مورد استفاده قرار گرفته‌اند. شکل ۴-۴ مقادیر تنش‌های قائم در نقاط مختلف را نشان می‌دهد. در انتخاب این اطلاعات اندازه‌گیری‌هایی را که در محیط‌های زمین‌شناسی فوق‌العاده غیرعادی بدست آمده، از قبیل مناطقی که فعالیت‌های تکتونیکی خیلی تازه داشته‌اند حذف گردیده و مقادیر اصلی نشان داده شده‌اند. این شکل نشان می‌دهد که تنش‌های قائم اندازه‌گیری شده در توافقی خوب با مقادیری است که توسط رابطه ساده زیر بیان می‌شود:

$$\sigma_v = \delta \times h \quad ۸-۴$$

در این رابطه:

δ وزن حجمی سنگ (کیلو نیوتن بر متر مکعب)

h عمقی که تنش باید در آن اندازه‌گیری شود (متر)

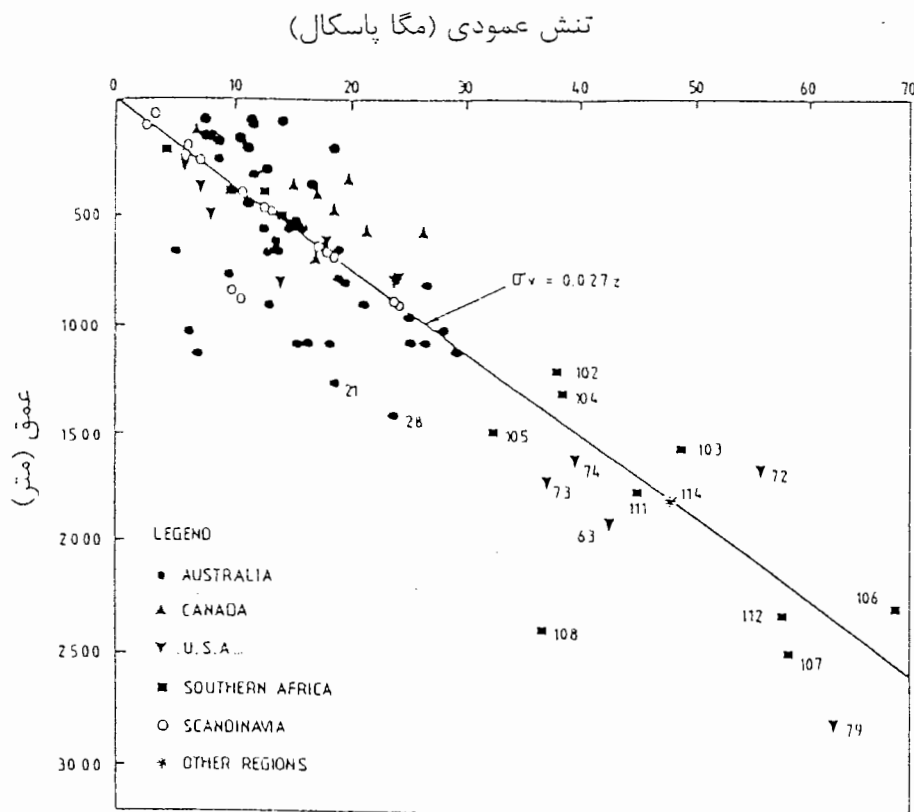
تخمین تنش‌های افقی موثر بر جای فضاهای زیرزمینی در اعماق، به مراتب سخت‌تر از تخمین تنش‌های قائم است و عمدتاً با خطای بیشتری همراه خواهد بود. معمولاً نسبت تنش افقی متوسط به تنش عمودی با حرف K مشخص می‌شود. در سال‌های اخیر کوشش‌های جدیدی برای ارائه یک رابطه ریاضی به‌منظور پیش‌بینی ضریب K انجام گرفته است. در سال ۱۹۵۲ ترزاقی و ریچارد پیشنهاد کردند که در مناطقی از سنگ‌های رسوبی که از نظر زمین‌شناسی به هم نخورده است و لایه‌ها به‌صورت افقی تشکیل شده و ابعاد افقی آنها بدون تغییر باقی مانده است، از آنجایی که تنش‌های افقی در همه امتدادها یکسان در نظر گرفته می‌شود و کرنش‌های جانبی برابر صفر می‌باشد نسبت میان تنش‌های افقی و قائم از رابطه زیر پیروی می‌کند [۱۲]:

$$\frac{\sigma_h}{\sigma_v} = K \quad ۹-۴$$

$$K = \frac{\nu}{1-\nu} \quad ۱۰-۴$$

در این رابطه:

σ_h تنش متوسط افقی و σ_v تنش متوسط قائم و K نسبت تنش متوسط افقی به تنش متوسط قائم است.



شکل ۴-۴ اندازه‌گیری تنش عمودی در نقاط مختلف جهان [۱۲]

در سال ۱۹۹۴ میلادی، شوری مدلی برای تعیین وضعیت تنش‌های برجا در نقاط مختلف زمین ارائه داد که در آن انحنای پوسته و تغییرات ضرایب الاستیک، چگالی، ضرایب انبساط گرمایی در پوسته و گوشته زمین مد نظر قرار گرفته بود. اگر چه تئوری وی مفصل است اما در اینجا به طور خلاصه اشاره می‌کنیم که وی توانست رابطه ساده‌ای به شرح زیر برای تعیین ضریب K در نقاط مختلف زمین ارائه دهد [۱]:

$$K = 0.25 + 7 \times E_h \times \left(0.001 + \frac{1}{Z} \right) \quad ۱۱-۴$$

در این رابطه:

K = نسبت تنش‌های افقی به قائم در هر نقطه

Z = عمق نسبت به سطح زمین بر حسب متر

E_H مدول تغییر شکل توده‌های سقف که به صورت افقی محاسبه می‌شود (بر حسب GPa)

در محاسبه ضریب k و تنش‌های مربوط به منطقه عملیاتی مورد نظر از روابط ۴-۹ و ۴-۱۰ استفاده شده است.

فصل پنجم - روش‌های تجربی ارزیابی کیفیت سقف کارگاه استخراج

۱-۵ مقدمه

ارزیابی کیفیت سقف کارگاه استخراج، این امکان را فراهم می‌سازد، تا کنترل عوارض ناشی از ریزش سنگ‌های کمربالا افزایش یابد. بدیهی است هر چقدر میزان پیش‌بینی رفتار سنگ‌های سقف در کارگاه استخراج با دقت بیشتر و با استفاده از تئوری‌های کاملتری صورت پذیرد، ضمن رعایت ایمنی در کارگاه، هزینه‌های نگهداری و کنترل سقف نیز به مراتب کاهش می‌یابد.

طی سالیان اخیر روش‌های تجربی متفاوتی به منظور ارزیابی قابلیت تخریب سنگ‌های سقف پیشنهاد شده است. این روش‌ها که در اثر تحقیقات انجام شده در نواحی مختلف تعیین شده‌اند، از لحاظ قابلیت ارزیابی سقف کارگاه‌های استخراج متفاوت بوده و در بعضی از موارد کاربرد محلی داشته و در بررسی رفتار سنگ سقف در نواحی دیگر، کاربردی ندارند. پیش از معرفی برخی از روش‌های ارزیابی قابلیت تخریب سنگ سقف، به توضیح چند واژه می‌پردازیم [۹] و [۱۰]:

سقف بلاواسطه^(۱):

آن قسمت از چینه‌های پوششی که بلافاصله پس از پیشروی جبهه‌کار به داخل فضای کارگاه ریزش می‌کند. در بعضی از مواقع سقف بلاواسطه همه فضای تخریب را پر نمی‌کند. در این حالت امکان تخریب سقف اصلی در مساحت زیاد وجود دارد (شکل ۵-۱).

سقف اصلی^(۲):

معمولا به پایین‌ترین چینه در زون شکسته و یا به قسمتی از چینه‌ها که در بالای سقف بلاواسطه قرار می‌گیرد سقف اصلی می‌گویند. این سقف معمولا در طول جهت پیشروی جبهه‌کار شکسته شده و باعث بروز تاثیر وزنی سقف^(۳) به صورت دوره‌ای بر روی ناحیه کارگاه می‌شود (شکل ۵-۱).

ضریب انبساط حجمی

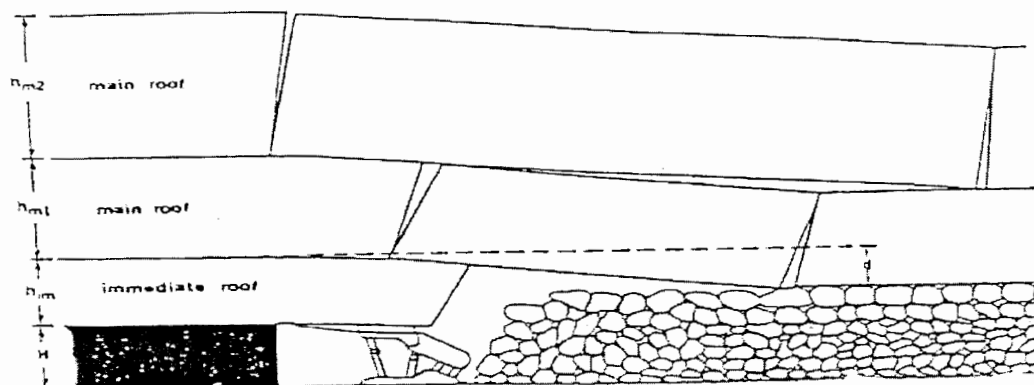
نسبت حجم مواد پس از شکسته شدن به حجم اولیه را ضریب انبساط حجمی^(۴) می‌گویند.

1-Immediate roof

2-Main roof

3- Roof weighting

4-Bulking factor



شکل ۱-۵ سقف بلاواسطه و سقف اصلی

ارتفاع تخریب

قسمتی از سقف که پس از شکسته شدن در ابعاد مختلف به داخل فضای خالی ریزش می‌کند.

$$h = \frac{t}{k-1} \quad (1-5)$$

در اینجا t ضخامت لایه استخراجی و k فاکتور انبساط حجمی سنگ سقف است.

گام اولین تخریب

حداکثر فاصله میان دوپیل آماده‌سازی و جبهه کار ذغالی که با افزایش این فاصله، تخریب سقف در یک ناحیه بزرگ رخ می‌دهد (شکل ۲-۵).

اولین تاثیر وزنی^(۱)

فشار سقف که در زمان وقوع اولین تخریب وارد می‌شود.

گام تخریب دوره‌ای سقف

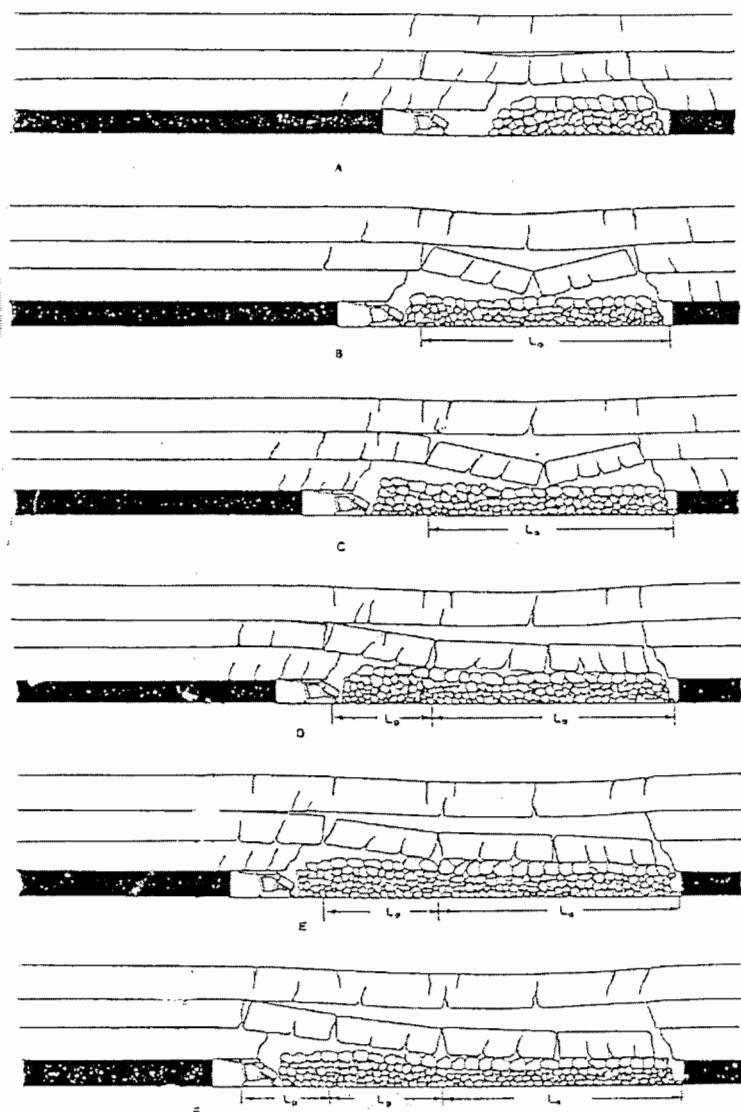
حداکثر فاصله میان جبهه کار و ناحیه تخریب شده در کارگاه بعد از وقوع اولین تاثیر وزنی که با افزایش این فاصله شکست دوره‌ای سقف اتفاق می‌افتد. (فاصله میان دو تاثیر وزنی متوالی) (شکل ۲-۵).

تاثیر وزنی دوره‌ای^(۲)

فشار سقف که در زمان وقوع تخریب دوره‌ای وارد می‌شود.

1-First weighting interval

2- Periodic roof weighting



شکل ۵-۲ گام اولیه و گام دوره‌ای سقف [۱۸]

۵-۲- روش‌های تجربی ارزیابی قابلیت تخریب^(۱) سنگ‌های سقف

از میان این روش‌ها می‌توان به موارد زیر اشاره نمود :

الف- تقسیم‌بندی براساس تغییرات جنس و ضخامت و چگونگی تناوب چینه‌های فوقانی

ب - روش E.T. Proyavkin

ج - تقسیم‌بندی بر اساس مقاومت جدایش لایه‌ای

د- تقسیم بندی بر اساس شاخص مهندسی L

ه- تقسیم بندی بر اساس شاخص مقاومت

و- تقسیم بندی بر اساس شاخص N

ز - طبقه‌بندی با استفاده از چکش اشمیت

ح- تقسیم‌بندی بر اساس محاسبه شاخص کیفیت سقف^(۲)

۵-۲-۱ تقسیم‌بندی سقف بلاواسطه بر اساس تغییرات جنس و ضخامت سقف

بلاواسطه (طبقه بندی $PENG$)

در این نوع از تقسیم‌بندی سقف‌های اصلی و بلاواسطه بر اساس جنس و ضخامت سقف به سه دسته تقسیم می‌شوند [۱۶] و [۹].

۵-۲-۱-۱ سقف بلاواسطه ناپایدار^(۳)

چنین سقفی دارای خصوصیات زیر است [۹]:

۱- جنس این نوع سقف ممکن است شیل کربونیزه نرم وضعیف^(۴) یا شیل ماسه‌ای درزه‌دار یا شکسته^(۵) باشد.

۲- اگر بلافاصله پس از گرفتن ذغال، سیستم نگهداری در زیر این سقف نصب نشود، در مدتی کمتر از ده دقیقه ریزش می‌کند.

1-Caveability

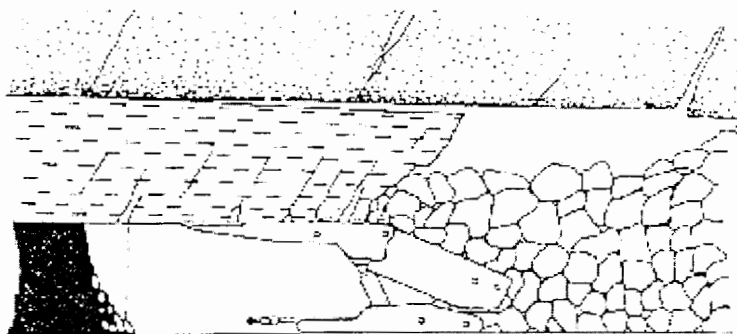
2-Roof Quality Index

3- Unstable Immediate Roof

4- Soft and weak carbonaceous shale

5 - Jointed or fractured sandy shale

- ۳- این لایه در قسمت عقب کارگاه پس از پیشروی سیستم نگهداری یا بازیابی سیستم نگهداری بلافاصله در محل تخریب ریزش می‌کند و در این قسمت هیچ‌گونه طره‌ای باقی نمی‌ماند.
- ۴- ابعاد قطعات خرد شده نسبتاً کوچک است (شکل ۳-۵).



شکل ۳-۵ سقف بلاواسطه ناپایدار [۹]

۵-۱-۲-۱-۲ سقف بلاواسطه نیمه پایدار^(۱)

این نوع سقف دارای خصوصیات زیر است [۹] و [۱۸]:

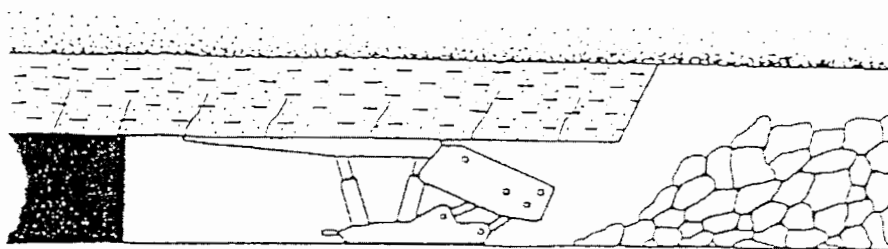
- ۱- جنس این نوع سقف ممکن است شیل سخت، شیل ماسه‌ای و یا ماسه‌سنگ ضعیف باشد.
- ۲- درزه‌ها و ترک‌ها در سقف به صورت کامل وجود ندارند.
- ۳- تحت شرایط نرمال امکان آن وجود دارد که بدون نصب وسیله نگهداری، گرفتن ذغال به عمق یک سیکل بدون ریزش سقف انجام شود. یعنی می‌توان یک برش کامل ذغال را گرفت و سپس سیستم نگهداری را به جلو انتقال داد.
- ۴- معمولاً سقف در زمان کوتاهی پس از پیشروی سیستم نگهداری، تخریب می‌شود. مواد تخریب شده دارای ابعاد بزرگتری نسبت به حالت قبل هستند. خط تخریب^(۲) درست در پشت خط فشار حاصل از نگهداری‌ها یا کمی عقب‌تر از آن قرار می‌گیرد.
- ۵- در صورت استفاده از سپرهای قدرتی^(۳)، توزیع فشار بر روی سپر فوقانی تقریباً یکنواخت خواهد بود.
- ۶- بارگذاری و بار برداری متناوب به وسیله سیستم نگهداری روی پایدار سقف تأثیر می‌گذارد.

1- Medum Stable Immediate Roof

2-Gob line

3-Powered supports

۷- در صورت انتخاب نامناسب سیستم نگهداری و بالارفتن رطوبت (باتلاقی شدن کارگاه) یک سقف نیمه پایدار به یک سقف ناپایدار تبدیل می‌شود (شکل ۴-۵).



شکل ۴-۵ سقف بلاواسطه نیمه پایدار [۹]

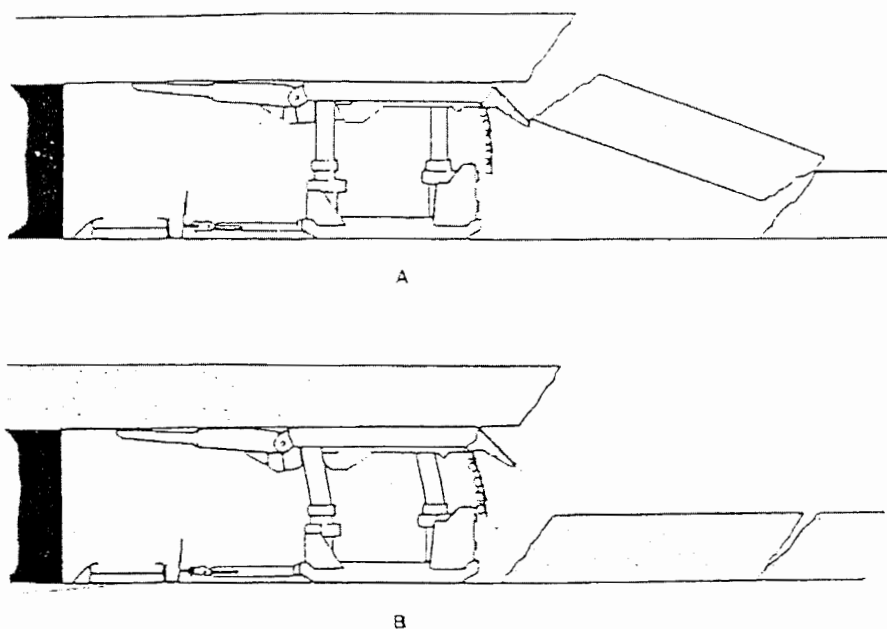
۵-۲-۱-۳) سقف بلاواسطه پایدار^(۱)

سه حالت از سقف بلاواسطه پایدار وجود دارد [۹].

I- حالتی که سقف از جنس شیل ماسه‌ای قوی یا ماسه سنگ ضخیم می‌باشد.

این نوع سقف دارای خصوصیات زیر است [۹]:

- ۱- این نوع سقف می‌تواند برای مدتی بین ۵ تا ۸ ساعت بدون هیچگونه وسیله نگهداری و بدون بروز عارضه‌ای در آن، باقی بماند.
- ۲- بارگذاری و بار برداری متفاوت به وسیله سیستم نگهداری تأثیری روی آن ندارد.
- ۳- نیروی عکس العمل در سیستم‌های نگهداری قدرتی به قسمت عقب سپر وارد می‌شود.
- ۴- سقف در قسمت عقب به حالت طره‌ای درآمد و قطعات خردشده آن دارای ابعاد نسبتاً بزرگی هستند.
- ۵- در صورتی که اینگونه سقف‌ها در نزدیکی انتهای خط نگهداری ریزش کنند، ممکن است نیروی ضربه‌ای حاصله، روی سیستم نگهداری تأثیر بگذارد (شکل ۵-۵).



شکل ۵-۵ سقف بلاواسطه پایدار نوع I [۹]

II - سقف بلاواسطه از جنس ماسه‌سنگ یا کنگلومرای سخت یا بسیار ضخیم می‌باشد.

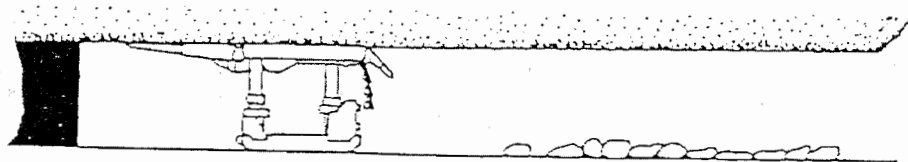
این نوع سقف دارای خصوصیات زیر است [۹]:

۱- این گونه سقف‌ها می‌توانند در یک ناحیه وسیع به صورت معلق باقی بمانند. این مساحت تا حدود $6500-7740 m^2$ نیز گزارش شده است.

۲- این نوع سقف‌ها برای مدت زمان طولانی، بدون بروز هیچگونه ریزش باقی می‌مانند.

۳- پیش از زمان تأثیر وزنی، فشار زیاد سقف آشکار نیست اما وقتی که زمان تأثیر وزنی آغاز می‌شود، سقف بالای منطقه تخریب به صورت یکجا و پر قدرت عمل کرده و در هنگام تخریب بار ضربه‌ای شدیدی تولید می‌شود. چنین بار ضربه‌ای در مدت زمان بسیار کوتاهی ظاهر شده و باعث افزایش فشار در ردیف آخر نگهداری‌ها می‌شود. در صورت استفاده از سیستم‌های نگهداری قدرتی، فشار زیادی به پایه‌های عقبی می‌شود. در این مورد مهلت عمل کردن به دریچه‌های خروج سیال داده نشده و صدمه زیادی به سیستم نگهداری وارد می‌شود (شکل ۵-۶).

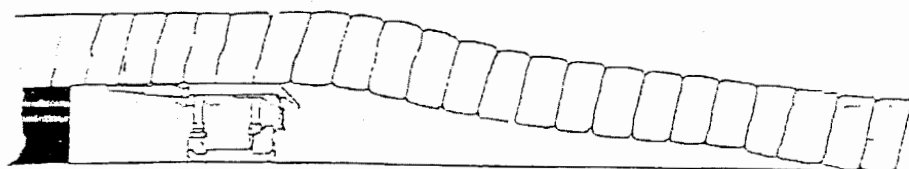
۳- برای یک چنین سقفی، ضروری است که تخریب‌های القائی مصنوعی مناسبی ترتیب داده شود.



شکل ۵-۶ سقف بلاواسطه پایدار نوع II [۹]

III- سقف بلاواسطه از جنس سنگ آهک یا ماسه سنگ سخت می‌باشد.

در این نوع از سقف، درزه‌ها و شکستگی‌ها به صورت مطلوبی عمل کرده و باعث تشکیل صفحات ضعیفی که در طول آنها سنگ می‌شکند، می‌شود. با پیشرفت جبهه کار، این سقف شکم داده و به صورت بلوک‌هایی شکسته می‌شود. شکم دادگی و نشست بیشتر باعث تشکیل یک نیم‌قوس توسط این بلوک‌ها می‌شود. این نیم‌قوس کم‌کم روی منطقه تخریب می‌خوابد (شکل ۵-۷).



شکل ۵-۷ سقف بلاواسطه پایدار نوع III [۹]

۵-۲-۱-۴ ارزیابی رفتار سنگ سقف اصلی و سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار بر

اساس جنس و ضخامت

بررسی اطلاعات حاصل از گمانه‌های اکتشافی و مشاهدات تجربی نشان می‌دهد که رفتار سقف بلاواسطه منطقه عملیاتی موردنظر شبیه رفتار سقف بلاواسطه نوع دوم می‌باشد. جنس این سقف از سیلتستون بوده و ترک‌ها و شکستگی‌ها در آن امتداد طولانی ندارند.

در هنگام حفر دوپل آماده‌سازی بلافاصله سیستم نگهداری نصب می‌شود. با افزایش گام پیشروی (حدود ۱۰ سیکل و در حدود ۸/۵ متر) شکستگی‌هایی در ردیف‌های میانی پایه‌های چوبی اتفاق می‌افتد. این شکستگی‌ها بیانگر این مسئله است که در قسمت‌های میانی فشار بیشتری به سقف وارد شده است. با افزایش گام پیشروی، به دلیل اینکه سقف بلاواسطه تمایل به ایجاد اولین تاثیر وزنی

دارد، شکستگی‌های بیشتری در پایه‌های چوبی رخ داده و اولین تاثیر وزنی سقف، به دلیل وجود پایه‌های چوبی با شدت نسبتاً زیادی رخ می‌دهد. لازم به ذکر است که در صورت عدم وجود پایه‌های چوبی، اولین تاثیر وزنی با شدت بیشتری رخ خواهد داد.

بررسی رفتار مربوط به سقف اصلی هنگامی از اهمیت بالایی برخوردار است که ضخامت سقف بلاواسطه کمتر از ارتفاع تخریب سقف بلاواسطه باشد. با استفاده از رابطه ۵-۱ ارتفاع تخریب مربوط به سقف بلاواسطه به صورت زیر محاسبه می‌شود:

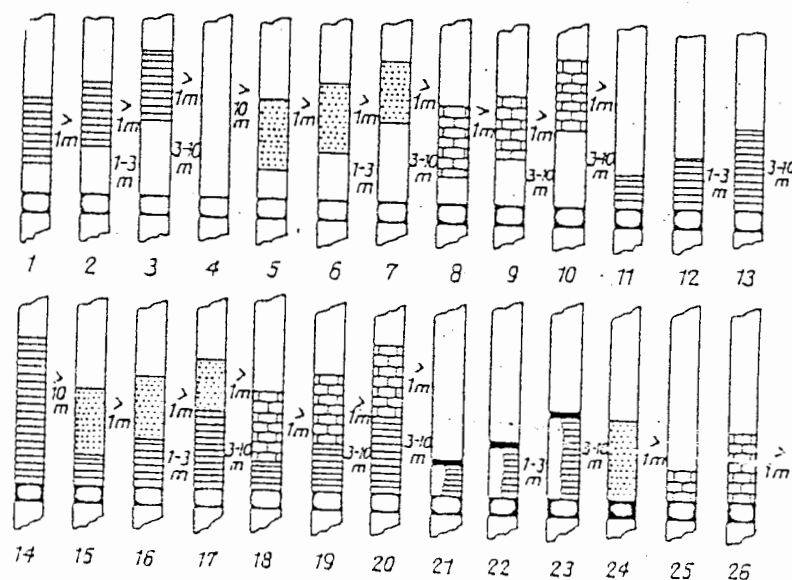
$$h = \frac{t}{k-1} = \frac{1.7}{1.4-1} = 4.25 > 3.24$$






از آنجائی که مقدار ارتفاع تخریب مربوط به سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار بیشتر از ضخامت سقف بلاواسطه این لایه است، تخریب سقف بلاواسطه نمی‌تواند فضای خالی ایجاد شده ناشی از استخراج لایه ذغالی و ریزش سقف بلاواسطه را پر کند، در نتیجه وجود یک فضای خالی میان سقف بلاواسطه تخریب شده و سقف اصلی، شرایط را جهت ایجاد تاثیر وزنی سقف اصلی فراهم می‌سازد.

بررسی گمانه‌های اکتشافی مربوط به لایه P_{10} شیب دار نشان می‌دهد که سقف اصلی مربوط به این لایه از جنس ماسه سنگ ضخیم می‌باشد و ضخامت آن در حدود ۳۳ متر است. ویژگی‌های مربوط به این سقف، شبیه ویژگی‌های مربوط به گروه سوم (حالت دوم) طبقه بندی $PENG$ می‌باشد. این سقف در بالای سقف بلاواسطه به صورت طره‌ای در می‌آید. تخریب این سقف با تاخیر زیاد و در یک مساحت بزرگ و به صورت بسیار پر قدرت عمل کرده و در بیشتر مواقع باعث مسدود شدن فضای کارگاه استخراج می‌شود. وقوع ناگهانی این تخریب خسارات مالی و جانی زیادی را به همراه خواهد داشت. خوشبختانه وقوع این تخریب در روزهای تعطیل صورت گرفته و هیچگونه خسارت جانی به دنبال نداشته است.

۵-۲-۲ روش E.T.Proyavkin

این طبقه‌بندی کیفی توسط E.T. Proyavkin و همکارانش برای منطقه ذغالی دونتز واقع در کشور شوروی ارائه شده است. در شکل ۵-۸، ۲۶ حالت از تناوب چینه‌ها پشت سر هم نشان داده شده است. اولین تناوب نشان‌دهنده سقفی است که بلافاصله پس از پیشروی استخراج، ریزش کرده و بسیار راحت تخریب می‌شود، در حالی که آخرین تناوب معرف محکم‌ترین سقف است. این سقف در قسمت عقب کارگاه (ناحیه تخریب) تشکیل قسمت طره‌ای می‌دهد و تخریب این سقف با تاخیر زیاد و در یک مساحت بزرگ و به صورت بسیار پرقدرت عمل کرده و در بیشتر مواقع باعث مسدود شدن فضای کارگاه استخراج می‌شود. بنابراین به منظور جلوگیری از خطرات ناشی از ریزش این نوع از سقف‌ها تخریب مصنوعی لازم است. [۹] و [۱۹].



-  clay shale
-  siltstone, mudstone
-  sandstone
-  limestone
-  coal

شکل ۵-۸ طبقه‌بندی سقف بر اساس جنس و ضخامت لایه‌ها [۱۹]

۵-۲-۱- ارزیابی رفتار سنگ سقف اصلی و سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار بر

اساس طبقه بندی *Proyavkin*

بر طبق این طبقه‌بندی وضعیت لایه P_{10} شیب دار، مشابه حالت ۱۶ می‌باشد. در این حالت سقف بلاواسطه از لحاظ تخریب در وضعیتی متوسط قرار دارد، یعنی تخریب سقف با تاخیر همراه بوده و قسمت طره‌ای در مساحت بسیار زیاد ایجاد نمی‌شود.

وضعیت سقف اصلی نیز شبیه حالت ۲۴ از طبقه بندی *Proyavkin* می‌باشد. در این حالت تخریب سقف اصلی با تاخیر زیاد همراه بوده و تخریب این سقف با تاخیر بسیار زیاد و در یک مساحت نسبتاً بزرگ و به‌صورت پرقدرت انجام می‌گیرد. پس از وقوع اولین تخریب، این سقف در قسمت بالای سقف بلاواسطه تشکیل طره می‌دهد و تخریب‌های دوره‌ای این سقف، بار ضربه‌ای شدیدی تولید می‌کنند و این تخریب‌ها در دو مورد باعث مسدود شدن فضای کارگاه استخراج شده است.

۵-۲-۳ طبقه بندی سقف براساس مقاومت جدایش لایه‌ای

در این طبقه بندی از دو مفهوم زیر استفاده می شود :

الف) چینه‌های سقف در طول صفحات لایه‌بندی، جدا و تخریب می‌شوند. بنابراین مقاومت در مقابل جدایش لایه‌ای، یک اندازه‌گیری از قابلیت تخریب چینه‌ها است.

ب) قابلیت تخریب چینه‌ها با فاصله رو به بالای لایه از سقف، نسبت معکوس دارد.

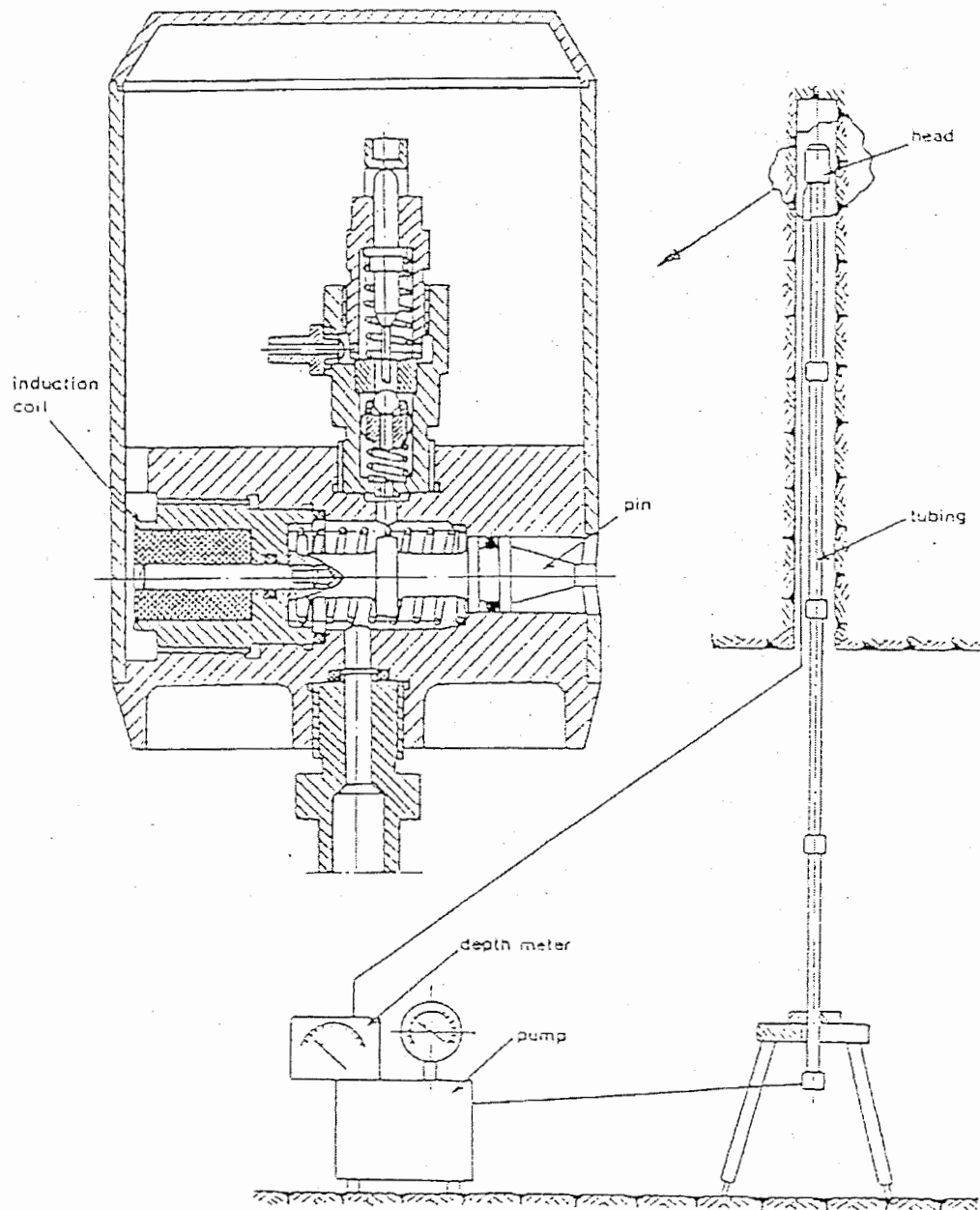
مقاومت جدایش لایه‌ای چینه‌ها به وسیله نفوذسنج گمانه‌ای^(۱) (شکل ۵-۹) و در طول دیواره گمانه اندازه‌گیری می‌شود [۹] و [۱۹].

بر اساس دو پارامتر الف و ب رفتار سنگ‌های سقف را به شش گروه تقسیم می‌کنند (جدول ۵-۱).

جدول ۵-۱ قابلیت تخریب سقف براساس مقاومت جدایش لایه‌ای [۹]

گروه	مقاومت جدایش لایه‌ای $R(Mpa)$	قابلیت تخریب
۱	۰-۴۹	سنگهای سقف، بلافاصله پس از استخراج ذغال تخریب می‌شوند .
۲	۴۹ - ۱۴۷	سنگها درحالت خود نگهدارضعیف بوده و به‌سادگی تخریب می‌شوند.
۳	۱۴۷- ۲۹۴	سنگها دارای شکستگی هستند و تا حدودی قسمتهایی از آن به‌صورت خود نگهدار بوده ولی براحتی تخریب می‌شوند
۴	۲۹۴ - ۴۴۱	سنگها بصورت خود نگهدارند ولی به سادگی تخریب می‌شوند
۵	۴۴۱ - ۵۵۸	سنگها بصورت خود نگهدارند و کمتر تخریب می‌شوند
۶	> ۵۵۸	سنگها بسیار محکم هستند و خیلی کم تخریب می‌شوند

به‌دلیل عدم وجود دستگاه نفوذسنج گمانه‌ای، این روش در ارزیابی سقف بلاواسطه و سقف اصلی لایه P_{10} مورد استفاده قرار نگرفته است.



شکل ۵-۹ نفوذ سنج گمانه ای [۹]

۴-۲-۵ ارزیابی سقف بلاواسطه بر اساس شاخص مهندسی L

شاخص مهندسی L (گام اولین تخریب سقف بلاواسطه) نیز به‌عنوان معیاری در طبقه‌بندی سقف بلاواسطه بکار می‌رود. باید توجه کرد که اولین تخریب به ریزشی اطلاق می‌شود که ارتفاع آن بیش از $1/5$ متر و طول آن بیش از نصف عرض جبهه کار (W) باشد. گام اولین تخریب یا اولین فاصله تأثیر وزنی سقف بلاواسطه از فرمول زیر به‌دست می‌آید [۹]:

$$L_{oim} = \sqrt{\frac{2 \times h_{im} \times T_{im}}{\delta_m}} \quad ۲-۵$$

در این رابطه:

L_{oim} اولین فاصله تأثیر وزنی برای سقف بلاواسطه (m)

h_{im} ضخامت سقف بلاواسطه (m)

T_{im} مقاومت کششی سقف بلاواسطه (MPa)

δ_{im} وزن مخصوص سقف بلاواسطه ($\frac{MN}{m^3}$)

جدول (۲-۵) طبقه‌بندی سقف بلاواسطه را بر اساس مقادیر مختلف شاخص مهندسی L_{oim} نشان می‌دهد [۹].

جدول (۲-۵) طبقه بندی سقف بلاواسطه براساس مقادیر مختلف شاخص مهندسی L_{oim} [۹]

۴	۳	۲	۱	کلاس سقف
محکم	پایدار	نیمه پایدار	ناپایدار	وضعیت پایداری
>۲۵	۱۹-۲۵	۹-۱۸	۸ >	شاخص مهندسی L_{oim} (m)

۵-۲-۵- طبقه‌بندی سقف بلاواسطه بر اساس شاخص مقاومت

در این نوع از طبقه‌بندی که حاصل انجام تحقیقات در معادن چین می باشد، سقف بلاواسطه بر اساس پایداری به چهار گروه تقسیم می‌شود. فاکتور مورد استفاده جهت طبقه‌بندی سقف بلاواسطه شاخص مقاومت (σ_1) است که مقدار آن از رابطه تجربی زیر محاسبه می‌گردد [۱۷]:

$$\sigma_1 = C_{oim} \times C_1 \times C_2 \quad 3-5$$

در این رابطه :

$$C_{oim} = \text{مقاومت فشاری تک‌محوری سقف بلاواسطه (MPa)}$$

$$C_1 = \text{شاخص ضخامت سقف بلاواسطه}$$

ای درزه‌ای به صورت تابعی از فضای درزه‌ای و شاخص ضخامت سقف بلاواسطه به صورت تابعی از ضخامت سقف بلاواسطه تعریف شده است. فضای درزه‌ای متوسط فاصله‌داری بیشترین درزه‌های قابل رویت موجود در سقف بلاواسطه است.

در جدول ۳-۵ مقادیر شاخص‌های C_1, C_2 به‌ازای مقادیر مختلف ضخامت سقف بلاواسطه و متوسط فاصله‌داری درزه‌ها نشان داده شده است. در شرایطی که متوسط فاصله‌داری درزه‌ها و ضخامت سقف بلاواسطه از ۱۲۰ cm بزرگتر باشند، حداکثر مقادیر جدول ۳-۵ برای هر دو شاخص در نظر گرفته می‌شود. جدول ۴-۵ نیز طبقه‌بندی سقف بلاواسطه را بر اساس مقادیر مختلف شاخص مقاومت نشان می‌دهد [۹] و [۱۷].

جدول ۳-۵ شاخص‌های C_1 و C_2 به‌ازای مقادیر مختلف ضخامت سقف بلاواسطه و متوسط فاصله‌داری درزه‌ها [۱۷]

ضخامت سقف بلاواسطه (cm)	۱۰	۲۰	۳۰	۴۰	۵۰	۶۰	۷۰	۸۰	۹۰	۱۰۰	۱۱۰	۱۲۰
متوسط فاصله‌داری درزه‌ها (cm)	۱۰	۲۰	۳۰	۴۰	۵۰	۶۰	۷۰	۸۰	۹۰	۱۰۰	۱۱۰	۱۲۰
شاخص ضخامت سقف بلاواسطه C_1	.۱۲۴	.۱۲۵	.۱۲۷	.۱۲۹	.۱۳	.۱۳۲	.۱۳۳	.۱۳۵	.۱۳۶	.۱۳۸	.۱۳۹	.۱۴۱
شاخص فضای درزه‌ای C_2	.۱۳	.۱۳۲	.۱۳۴	.۱۳۷	.۱۳۹	.۱۴۱	.۱۴۳	.۱۴۶	.۱۴۸	.۱۵۰	.۱۵۲	.۱۵۵

جدول ۴-۵ طبقه بندی سقف بلاواسطه بر اساس مقادیر مختلف شاخص مقاومت [۱۷]

گروه	۱	۲	۳	۴
شاخص مقاومت MPa	< 3	۳/۱-۷	۷-۱۲	> 12
وضعیت پایداری	ناپایدار	نیمه پایدار	پایدار	محکم
حداکثر گام پیشروی قبل از وقوع اولین تخریب دوره ای (m)	≤ 8	۸-۱۸	۱۸-۲۵	≥ 25

۵-۲-۵-۱- ارزیابی سقف بلاواسطه لایه P_{10} بر اساس شاخص مقاومت و شاخص

مهندسی

الف - استفاده از روش شاخص مقاومت

میزان شاخص مقاومت مربوط به سقف بلاواسطه به صورت زیر تعیین می‌شود:

$$C_{oim} = 29/85 MPa$$

نتایج بخش ۴-۴ نشان می‌دهد که متوسط فاصله‌داری سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار برابر $16/72$ cm می‌باشد. از آنجایی که این مقدار با توجه به جدول ۳-۵ در محدوده ۲۰-۱۰ قرار می‌گیرد، لذا مقدار متوسط ۳۱/۰. به عنوان شاخص فضای درزه‌ای سقف بلاواسطه در نظر گرفته می‌شود. با توجه به اینکه مقدار ضخامت سقف بلاواسطه برابر $3/24$ متر است و این مقدار بیشتر از حداکثر ضخامت ذکر شده در جدول ۳-۵ می‌باشد، بر اساس توضیحات بخش ۵-۲-۵ حداکثر مقدار ممکن یعنی مقدار ۴۱/۰. به عنوان شاخص ضخامت سقف بلاواسطه در نظر گرفته می‌شود.

$$\sigma_1 = C_{oim} \times C_1 \times C_2 = 29/85 \times 0/41 \times 0/31 = 3.939 MPa$$

ب - محاسبه شاخص مهندسی L_{oim} مربوط به سقف بلاواسطه لایه P_{10}

مقدار L_{oim} سقف بلاواسطه لایه P_{10} با استفاده از رابطه ۲-۵ به صورت زیر تعیین می‌شود:

$$T_1 = \frac{2 \times C \times \cos \varphi}{1 + \sin \varphi} = \frac{2 \times 1.4168 \times \cos 33.20}{1 + \sin 33.20} = 1/532 MPa$$

مقاومت کششی سقف بلاواسطه

$$L_{oim} = \sqrt{\frac{2 \times h_1 \times T_1}{\delta_1}} = \sqrt{\frac{2 \times 3.24 \times 1.532}{0.025}} = 19/927 m$$

شاخص مهندسی سقف بلاواسطه

نتایج ارزیابی سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار بر اساس معیارهای شاخص مقاومت و شاخص مهندسی در جدول ۵-۵ نشان داده شده است.

جدول ۵-۵ ارزیابی سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار بر اساس معیارهای شاخص مقاومت و شاخص مهندسی

معیار ارزیابی سقف بلاواسطه	مقدار	وضعیت سقف بلاواسطه
شاخص مقاومت (MPa)	۳۷/۹۳۹	نیمه پایدار
شاخص مهندسی L_{oim} (m)	۱۹/۹۲۷	پایدار

۵-۲-۶- ارزیابی رفتار سقف اصلی بر اساس شاخص N

به منظور بررسی این مسئله که آیا شرایط، جهت اعمال بار سقف اصلی وجود دارد یا خیر از شاخص N استفاده می‌شود. مقدار این شاخص از رابطه زیر به دست می‌آید:

$$N = \frac{H}{M} \quad ۴-۵$$

در این رابطه:

H ضخامت سقف بلاواسطه (متر)

M ارتفاع کارگاه استخراج (متر)

پس از تعیین مقدار شاخص N بر اساس جدول ۵-۶ چگونگی اعمال تاثیر وزنی سقف مورد بررسی قرار می‌گیرد [۱۷].

جدول ۵-۶ رابطه میان شاخص N و چگونگی بروز تاثیر وزنی [۱۷]

کلاس شاخص	۱	۲	۳	۴
مقدار شاخص N	$N > 3$	$0.5 < N \leq 3$	$0.3 < N \leq 0.5$	$N < 0.3$
نوع تاثیر وزنی	وجود ندارد	قابل تشخیص	شدید	بسیار شدید

۵-۲-۶-۱ ارزیابی رفتار سقف اصلی بر اساس شاخص N و شاخص مقاومت

به منظور ارزیابی سقف اصلی، در ابتدا وضعیت سقف اصلی از لحاظ پایداری بررسی می‌شود.

شاخص مقاومت سقف اصلی می‌تواند معیاری جهت تعیین وضعیت پایداری سقف اصلی باشد. مقادیر موثر در تعیین شاخص مقاومت سقف اصلی به صورت زیر تعیین می‌شوند:

مقدار شاخص فضای درزه‌ای سقف اصلی برابر با شاخص فضای درزه‌ای سقف بلاواسطه در نظر گرفته می‌شود.

مقدار شاخص ضخامت لایه نیز بر اساس توضیحات بخش ۵-۲-۵ حداکثر مقدار ممکن و برابر با ۰/۴۱ منظور می‌گردد.

با توجه به اینکه مقاومت فشاری تک محوری سقف اصلی برابر $63/26 \text{ MPa}$ است، مقدار شاخص مقاومت سقف اصلی با استفاده از رابطه ۳-۵ به صورت زیر محاسبه می‌گردد.

$$\sigma_1 = C_{oim} \times C_1 \times C_2 = 63 / 26 \times . / 41 \times . / 31 = 8 / 04 \text{ MPa}$$

با مراجعه به جدول ۴-۵ مشخص می‌شود که سقف اصلی وضعیتی پایدار دارد. همچنین حداکثر گام پیشروی قبل از وقوع اولین تخریب دوره‌ای ۱۸-۲۵ متر می‌باشد. قابل توجه است که مقدار شاخص فضای درزه‌ای که برای این سقف در نظر گرفته شده است تقریباً کمترین مقدار ممکن است. یعنی در بهترین حالت، سقف وضعیتی پایدار دارد و با افزایش متوسط فاصله‌داری درزه‌ها که به دنبال آن شاخص فضای درزه‌ای سقف اصلی نیز افزایش می‌یابد، وضعیت سقف اصلی به وضعیت نوع ۴ نزدیک می‌شود. هر چند که در این حالت سقف وضعیتی پایدار از خود نشان می‌دهد، ولی این حالت بسیار خطرناک بوده و تخریب سقف در این حالت در مساحت بسیار زیاد و با بار ضربه‌ای زیاد همراه خواهد بود.

پس از تعیین وضعیت پایداری سقف اصلی، این مسئله که آیا شرایط، جهت اعمال بار ضربه‌ای شدید از سوی این سقف وجود دارد یا خیر، مورد بررسی قرار می‌گیرد. شاخص N معیار مناسبی جهت تعیین این مسئله می‌باشد.

مقدار این شاخص با استفاده از رابطه ۴-۵ به صورت زیر محاسبه می‌شود:

$$N = \frac{h_{im}}{H} = \frac{3.24}{1.7} = 1.9$$

با توجه به مقدار شاخص N و مراجعه به جدول ۵-۶ مشخص می‌شود که تاثیر وزنی سقف قابل تشخیص است.

این مسئله را با استفاده از رابطه ۵-۱ نیز می‌توان تعیین کرد. در این روش با استفاده از رابطه ۵-۱ ارتفاع تخریب مربوط به سقف بلاواسطه را محاسبه می‌کنیم:

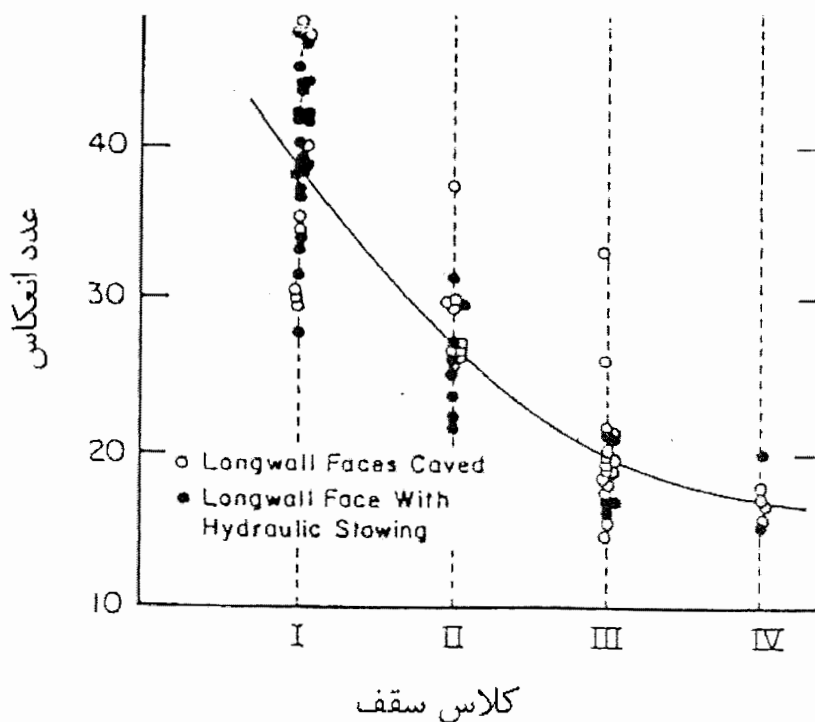
$$h = \frac{t}{k-1} = \frac{1.7}{1.4-1} = 4.25 > 3.24$$

از آنجایی که مقدار ارتفاع تخریب مربوط به سقف بلاواسطه لایه P_{10} بیشتر از ضخامت سقف بلاواسطه این لایه است، نتیجه گرفته می‌شود که تخریب سقف بلاواسطه نمی‌تواند فضای خالی ایجاد شده ناشی از استخراج لایه ذغالی و ریزش سقف بلاواسطه را پر کند، در نتیجه وجود یک فضای خالی میان سقف بلاواسطه تخریب شده و سقف اصلی، شرایط را جهت ایجاد تاثیر وزنی سقف اصلی فراهم می‌سازد.

۵-۲-۷ طبقه بندی سقف بلاواسطه با استفاده از چکش اشمیت

این روش در اثر انجام آزمایشات در معادن ذغال سیلسیان شمالی^(۱) واقع در کشور هلند ارائه گردیده است. در این نوع از طبقه‌بندی کیفیت سقف بلاواسطه، با استفاده از چکش اشمیت نوع N مورد ارزیابی قرار می‌گیرد. ارزیابی آزمایشات عملی انجام شده در منطقه مذکور، یک ارتباط تجربی میان میانگین اعداد انعکاس به‌دست آمده از چکش اشمیت و کیفیت سقف را نشان می‌دهد (جدول ۷-۵). در این طبقه‌بندی چهار معیار اصلی در نظر گرفته می‌شود که عبارتند از: حالت (وضعیت) سقف، همگرایی، حداکثر فضای بدون نگهداری و میانگین حجم تکه‌های جدا شده. سه مورد از این عوامل به‌صورت کمی و یک مورد به‌صورت کیفی است.

آزمایشات عملی در سه ردیف موازی و نزدیک جبهه‌کار توسط نویسنده انجام شده است. در هر ردیف ۲۰ آزمایش صورت گرفته که فواصل این آزمایش‌ها در هر ردیف ۲۰ cm است. در پایان میانگین اعداد انعکاس به‌دست آمده در این آزمایشات محاسبه و جهت تعیین کلاس سقف مورد استفاده قرار می‌گیرد. شکل ۵-۱۰ نشان می‌دهد که بر اساس میانگین مقادیر عددی به‌دست آمده از چکش اشمیت سقف‌ها به چهار کلاس خیلی خوب، خوب، متوسط و بسیار مشکل تقسیم می‌شوند.



شکل ۵-۱۰ رابطه میان میانگین مقادیر عددی به‌دست آمده از چکش اشمیت و کلاس سقف‌ها [۱۹]

پس از تعیین کلاس سقف با توجه به جدول ۵-۷ یک ارزیابی کیفی از سقف بلاواسطه صورت می‌گیرد [۱۹].

استفاده از این روش در ارزیابی تقریبی کیفیت سقف بلاواسطه و کمک در انتخاب سیستم نگهداری مناسب در حالتی که بررسی در یک فضای زیرزمینی جدید مورد نظر باشد پیشنهاد می‌شود. از معایب استفاده از این روش می‌توان به عدم ارائه اطلاعات راجع به میزان فشار وارده به سیستم نگهداری اشاره نمود.

جدول ۵-۷ رابطه میان کلاس سقف و برخی از ویژگی‌های کیفی [۱۹]

کلاس سقف بلاواسطه	ویژگی‌های کمی و کیفی مربوط به سقف بلاواسطه			
	توصیف وضعیت سقف بلاواسطه	همگرایی cm/m براساس عرض کارگاه و در حالتی که ارتفاع کارگاه ۲ متر است	بیشترین فضای باز بدون نگهداری (متر مربع)	حجم ذرات ایجاد شده به ازای یک متر مربع از سطح سقف cm^3
کلاس ۱	سقف قوی بدون شکست فضای باز بدون نگهداری بزرگ است.	<۲	>۷	<۲
کلاس ۲	سقف یکنواخت شکستگی کم	۲-۴	۴-۷	۲-۱۱
کلاس ۳	شکست زیاد- همگرایی قابل توجه ریزش تقریباً زیاد	۴-۶	۰/۵-۴	۱۱-۲۰
کلاس ۴	ریزش تقریباً زیاد حفاری مشکل	>۶	۰/۵<	۲۰>

استفاده از این روش به دلیل وجود نقایص زیر در ارزیابی رفتار سقف بلاواسطه در معادن

ذغال سنگ طرزه پیشنهاد نمی‌شود :

- ۱- عدم امکان محاسبه دقیق میانگین اعداد انعکاسی مربوط به سقف بلاواسطه در تونل‌های دنباله لایه به دلیل وجود شکستگی‌های زیادی که در اثر آتش‌باری در سقف بلاواسطه ایجاد شده است .
- ۲- عدم امکان محاسبه دقیق میانگین اعداد انعکاسی مربوط به سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار در کارگاه‌های استخراج، به‌علت وجود لایه‌های نازک ذغال کاذب (لیچه) در سطح پایینی سقف بلاواسطه و عدم امکان حذف این لایه‌های نازک به‌دلیل خطر ریزش سقف و امکان ایجاد اشکال در موقعیت چوب‌های مربوط به سیستم نگهداری.

۵-۲-۸ تقسیم بندی بر اساس محاسبه اندیس کیفیت سقف (R_{QI})

این روش به منظور طبقه بندی اولین قابلیت تخریب سنگ‌های کمربالا در نواحی معدنی سیلیسیا (واقع در کشور هلند) توسط *Pawlowicz* و در سال ۱۹۶۷ ارائه شده است. اندیس کیفیت سقف که به منظور توصیف کمربالا بکار گرفته می‌شود، از رابطه زیر محاسبه می‌شود [۱۹]:

$$L = \frac{R_M \cdot d}{10} \quad 5-5$$

R_M - مقاومت فشاری توده سنگ سقف کارگاه استخراج (مگا پاسکال).

d - ضخامت سقف (سانتی متر)

در جدول ۵-۸ توضیحات مربوط به طبقات مختلف بر اساس مقادیر مختلف شاخص کیفیت سقف مشاهده می‌شود. این تقسیم بندی بوسیله *Bilinski* در سال ۱۹۷۳ اصلاح و بهبود یافت. او روش دیگری به منظور محاسبه شاخص کیفیت سقف ارائه نمود. بر اساس نظریه او مقدار شاخص کیفیت سقف از رابطه تجربی زیر محاسبه می‌گردد [۱۹]:

$$L = 16 R_M \cdot d \quad 6-5$$

در این رابطه :

R_M - مقاومت فشاری توده سنگ سقف کارگاه استخراج (مگا پاسکال)

d - ضخامت سقف (متر)

Bilinski به منظور محاسبه مقدار R_M رابطه تجربی زیر را ارائه نمود :

$$R_M = R_c \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \quad 7-5$$

در این رابطه :

R_c - مقاومت فشاری تک محوری سنگ سقف که در آزمایشگاه محاسبه می‌گردد. (مگا پاسکال)

k_1 فاکتور مربوط به کارایی مقاومت.^(۱)

ضریب k_1 برای ماسه سنگ ۰/۳۳ ، برای گلسنگ ۰/۴۲ و برای سیلتستون ۰/۵ در نظر گرفته می‌شود.

k_2 - فاکتور کاهش مقاومت در اثر زمان^(۲)

1-Coefficient of strength utilization

2-Time factor describing weakening of rock in time

مقدار این فاکتور بوسیله نتایج حاصل از آزمایشات مربوط به کاهش مقاومت سنگ‌ها در طی زمان برای سنگ‌های مختلف محاسبه گردیده است. مقدار k_2 در شرایطی که در معادن جبهه‌کار طویل کار می‌شود برای ماسه‌سنگ در حدود ۰/۷ و برای گلسنگ و سیلتستون در حدود ۰/۶ در نظر گرفته می‌شود.

k_3 - ضریب سست شوندگی سنگ در اثر رطوبت^(۱)

این ضریب برای انواع سنگ‌ها تقریباً ۰/۵ در نظر گرفته می‌شود [۱۹].

جدول ۵-۸ تقسیم‌بندی کیفی لایه‌های سقف بر اساس شاخص کیفیت سقف [۱۹]

کلاس سقف	شاخص کیفیت سقف $\left(\frac{MN}{m}\right)$	توصیف کیفی لایه‌های سقف
۱	$0 < L \leq 18$	سقف خیلی ضعیف - در حالتی که مقدار L کم باشد سقف بلافاصله بعد از استخراج ذغال، ریزش می‌کند. در حالتی که L زیاد باشد سقف با تأخیر ریزش می‌کند باقی گذاردن مقداری ذغال به منظور حفظ پایداری لایه‌ها لازم است.
۲	$18 < L \leq 35$	کنترل سقف بسیار مشکل - برای مقادیر بیشتر از ۳۰ خردشدگی وجود دارد. سقف براحتی تخریب شده و شکستگی در سنگ سقف وجود دارد.
۳	$35 < L \leq 60$	به ازای مقادیر زیادتر L ، سقف وضعیت خوبی دارد. سقف ضعیف است و به آسانی تخریب می‌شود.
۴	$60 < L \leq 130$	به ازای مقادیر پایین L وضعیت تخریب سقف مناسب است. از لحاظ پایداری وضعیت سقف خوب است. به ازای مقادیر بالای L تخریب سقف مشکل است.
۵	$L > 130$	سقف بسیار پایدار و شرایط کار بسیار خوب است. تخریب مشکل و امکان تخریب در مقیاس بزرگ وجود دارد.

۵-۲-۸-۱- محاسبه میزان پیشروی جبهه کار بدون وقوع اولین تأثیر وزنی

یکی از کاربردهای دیگر محاسبه شاخص کیفیت سقف، تعیین حداکثر میزان پیشروی جبهه کار

بدون وقوع اولین تأثیر وزنی می‌باشد که مقدار آن را می‌توان از رابطه زیر محاسبه نمود [۱۹].

$$R = 4/47 \times L^{0/4} \quad ۸-۵$$

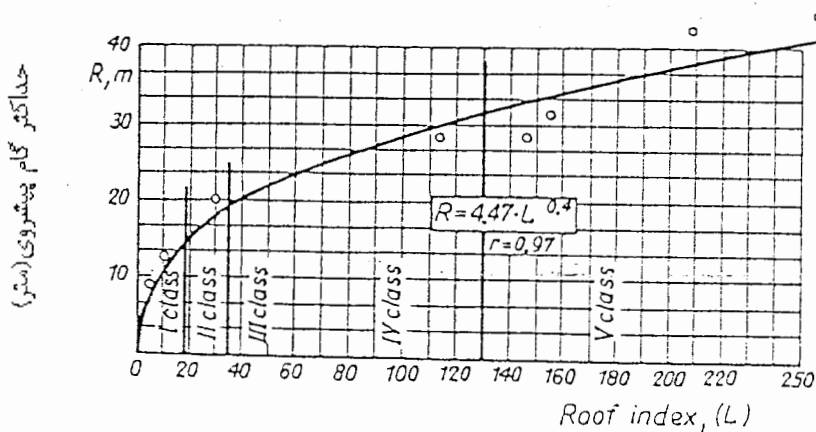
در این رابطه :

R - پیشروی مورد نیاز جهت وقوع اولین تخریب (متر)

$$L - \text{ شاخص کیفیت سقف } \left(\frac{MN}{m} \right)$$

پس از محاسبه شاخص کیفیت سقف بر اساس نمودار شکل ۵-۱۱ نیز می‌توان حداکثر گام پیشروی

بدون تأثیر وزنی اولیه را محاسبه نمود .



اندیس کیفیت سقف

شکل ۵-۱۱ ارتباط میان اندیس کیفیت سقف RQI و حداکثر گام پیشروی [۱۹]

Szwilski و *Unrug* در سال ۱۹۸۰ به منظور طراحی کارگاه‌های جبهه کار طویل، بعضی از پارامترهای گوناگون موثر در تقسیم‌بندی رفتار سنگ سقف را به صورت شاخص کیفیت سقف بلاواسطه نشان داده‌اند. فرمول تجربی زیر به منظور محاسبه شاخص کیفیت سقف بلاواسطه بکار می‌رود [۱۹]:

$$L = 0.016 \times C_s \times d \quad ۸-۵$$

در این رابطه:

d : ضخامت سقف بلاواسطه (cm)

C_s : مقاومت فشاری برجای توده سنگ سقف بلاواسطه ($\frac{kg}{cm^2}$)

در صورتی که مقاومت برجای توده سنگ سقف بلاواسطه را نتوان محاسبه نمود، مقدار تقریبی

آن را می‌توان با استفاده از رابطه تجربی زیر بدست آورد:

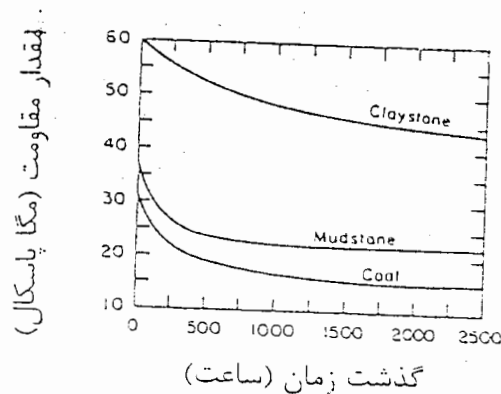
$$C_s = C \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3$$

در اینجا

K_1 ضریب کارایی مقاومت توده سنگ سقف بلاواسطه

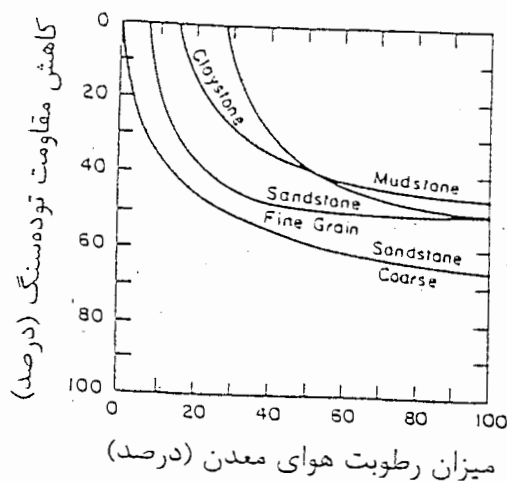
K_2 ضریب کاهش مقاومت توده سنگ سقف بلاواسطه در طی زمان

مقدار این ضریب برای توده‌سنگ‌های مختلف را می‌توان از شکل ۵-۱۲ محاسبه نمود.



شکل ۵-۱۲ نمودار کاهش مقاومت در اثر گذشت زمان [۱۹]

K_3 : ضریب کاهش مقاومت توده سنگ سقف در اثر تأثیر رطوبت هوای معدن
مقدار این ضریب برای توده‌سنگ‌های مختلف را می‌توان از شکل ۵-۱۳ محاسبه نمود.



شکل ۵-۱۳ نمودار کاهش مقاومت توده سنگ سقف در اثر تأثیر رطوبت هوای معدن [۱۹]

جدول ۵-۹ طبقه‌بندی سقف بلاواسطه براساس مقدار شاخص کیفیت سقف بلاواسطه را نشان می‌دهد.

جدول ۵-۹ طبقه بندی سقف بلاواسطه براساس مقدار شاخص کیفیت سقف بلاواسطه [۱۹]

گروه	شاخص کیفیت سقف ($\frac{kg}{cm}$)	رفتار سنگ سقف	سطح مجاز بدون نگهداری (مترمربع)
۱	$0 < L \leq 18$	خیلی ضعیف - سقف کارگاه فوراً ریزش می‌کند. بمنظور افزایش ایمنی کارگاه مقداری از زغال نیاز است که باقی‌گذارده شود.	۰
۲	$18 < L \leq 35$	قابل شکست و ناپایدار بسختی کنترل می‌شود	۱-۲
۳	$35 < L \leq 60$	محکم - مناسب - جنس سقف معمولاً از سنگ رس و گلسنگ همراه با شکستگی تشکیل شده است. سقف به آسانی تخریب می‌شود.	۲-۵
۴	$60 < L \leq 130$	تخریب خوب - ماسه سنگ، گلسنگ و سنگ رس قوی و یا ماسه سنگ ضعیف وجود دارد.	۵-۸
۵	$130 < L \leq 250$	قوی - مستحکم به یک تخریب اولیه نیاز است. جنس سقف گلسنگ قوی و یا ماسه سنگ می‌باشد.	> 8
۶	$L > 250$	خیلی قوی - تخریب طبیعی رخ نمی‌دهد ماسه سنگ ضخیم در سقف وجود دارد.	> 8

۵-۲-۸-۲- ارزیابی سقف بلاواسطه لایه P_{10} بر اساس شاخص کیفیت سنگ

مقادیر شاخص کیفیت سنگ سقف بلاواسطه و سقف اصلی در جدول ۵-۱۰ نشان داده شده است.

جدول ۵-۱۰ ارزیابی سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار

نوع سقف	سقف اصلی	سقف بلاواسطه
ضخامت سقف (متر)	۳۲/۹	۳/۲۴
مقاومت فشاری تک محوری توده‌سنگ سقف (مگاپاسکال)	۱۲/۷۹۳	۵/۲۴
شاخص کیفیت سقف $\left(\frac{MN}{m}\right)$	۶۷۳۴	۲۷۱
وضعیت سقف	تخریب مشکل و امکان تخریب در مقیاس بزرگ وجود دارد.	تخریب مشکل و امکان تخریب در مقیاس بزرگ وجود دارد.
حداکثر میزان پیشروی جبهه کار بدون وقوع اولین تأثیر وزنی (متر)	۱۵۱/۹	۴۲/۰۷

نتایج جدول ۵-۱۰ وضعیت سقف‌های بلاواسطه و سقف اصلی را به صورت تخریب در مقیاس بزرگ بیان می‌کند. همچنین بر اساس نتایج این جدول گام تخریب سقف بلاواسطه برابر با ۴۲/۰۷ متر برآورد شده است، در حالی که مشاهدات تجربی نشان می‌دهد که گام اولین تخریب سقف بلاواسطه کمتر از این مقدار است. همچنین استفاده از این روش در ارزیابی قابلیت تخریب سقف اصلی لایه P_{10} وضعیت این سقف را به صورت کاملاً پایدار و لزوم تخریب مصنوعی در سقف اصلی را بیان می‌کند. نتایج حاصل از ارزیابی سقف بلاواسطه و سقف اصلی لایه P_{10} با استفاده از روش تعیین شاخص کیفیت سقف و مقایسه این نتایج با مشاهدات تجربی و گزارشات مربوط به وضعیت تخریب در کارگاه‌های مربوطه، نشان از عدم عمومیت کاربرد این روش دارد.

فصل ششم - روش‌های تجربی تحلیل پایداری تونل‌های دنباله‌لایه

۱-۶ طبقه‌بندی سقف بر اساس امتیاز توده سنگ (سیستم RMR^(۱))

از آنجایی که شاخصی منفرد جهت نشان دادن رفتار پیچیده توده‌سنگی که سازه زیرزمینی را محصور نموده وجود ندارد، به منظور تعیین رفتار سنگ سقف در نظر گرفتن چندین عامل مربوط به سنگ سقف ضروری به نظر می‌رسد. چنین نوعی از طبقه‌بندی در سال ۱۹۷۶ توسط بنیائوسکی از مرکز تحقیقات علمی و صنعتی افریقای جنوبی^(۲) پیشنهاد شده است. این سیستم به‌طور پیوسته و در طول سال‌ها تصحیح گردیده است. طبقه‌بندی زیر بر اساس نسخه سال ۱۹۸۹ بنیائوسکی است [۱]. در این طبقه‌بندی از شش پارامتر زیر استفاده می‌شود:

۱- مقاومت فشاری تک‌محوری سنگ

۲- شاخص کیفیت سنگ^(۳)

۳- فاصله ناپیوستگی‌ها

۴- شرایط ناپیوستگی‌ها

۵- شرایط آب زیرزمینی

۶- جهت ناپیوستگی‌ها

بنیائوسکی یک رشته نمرات را به عنوان درجات اهمیت^(۴) به پارامترهای پیشنهادی خود نسبت داد. به این صورت که به هر محدوده‌ای از یک پارامتر، یک نمره نسبت داد و نهایتاً پس از جمع نمرات مربوط به همه پارامترها، یک نمره کلی به توده‌سنگ موردنظر اختصاص داد. این نمره کلی پس از اعمال تاثیر راستا و جهت میل درزه‌ها تصحیح می‌شود (جدول ضمیمه [۱]).

بنیائوسکی نمره توده سنگ بر اساس طبقه‌بندی خود را به زمان خود پایداری یک دهانه فعال بدون حائل (مفهومی که اولین بار توسط لوفر پیشنهاد شد) ارتباط داد. این طبقه‌بندی به توصیه برخی از مولفین در طرح مقدماتی سازه‌های زیرزمینی مطلوب می‌باشد [۱۳].

1-Rock Mass Rating , RMR

2- South African Council for Scientific and Industrial Research ,CSIR

3- Roof Quality Index

4 -Importance rating

جدول ۶-۱ امتیازات مربوط به پارامترهای موثر در نمره توده سنگ (RMR) سقف بلاواسطه لایه P_{10}

ردیف	پارامتر	مقدار (وضعیت)	امتیاز R_i	منبع
۱	مقاومت فشاری تک محوری	$29/85 MPa$	۳/۲۸۲	رابطه ۴-۷
۲	RQD شاخص کیفیت سنگ	۸۷/۸۸	۱۷/۷۹	رابطه ۴-۷
۳	فاصله ناپیوستگی‌ها	$167/2 mm$	۹/۸۳	رابطه ۴-۷
۴	وضعیت ناپیوستگی‌ها	طول ناپیوستگی‌ها $>$ یک متر بازشدگی ۱ تا ۵ میلی‌متر کمی هوازده- سطوح درزه زیر پر کننده سخت $> 5 mm$	۲۱	جدول ۱-ث ضمیمه
۵	شرایط آب زیرزمینی	مرطوب	۱۰	جدول ۱-الف-۵ ضمیمه
۶	جهت ناپیوستگی‌ها	امتداد یک دسته درزه تقریباً عمود بر محور تونل و جهت شیب آن هم‌جهت با جهت پیشروی تونل امتداد دسته درزه دوم تقریباً موازی با محور تونل	-۱۴	جدول ۱-ب ضمیمه

$$RMR_{89} = \sum_{i=1}^6 R_i = 3/282 + 17/79 + 9/83 + 21 + 10 - 14 = 47/9$$

باتوجه به مقدار RMR_{89} مربوط به سقف بلاواسطه و مراجعه به شکل اضمیمه مشخص می‌شود که برای قطر ۳/۶ متری مربوط به تونل‌های دنباله‌لایه منطقه عملیاتی مورد نظر نصب سیستم نگهداری لازم است.

۶-۲- شاخص کیفیت سنگ به روش NGI (روش بارتون یا Q)

بر اساس ارزیابی پایداری تعداد زیادی از فضاهای زیرزمینی که در زمان‌های گذشته حفاری و اجرا شده‌اند، بارتون و همکارانش از انستیتو ژئوتکنیک نروژ شاخصی را برای تعیین کیفیت توده‌سنگی که تونل در آن حفر می‌شود ارائه نمودند. مقدار عددی این شاخص به صورت زیر تعریف می‌شود:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) \times \left(\frac{J_r}{J_a} \right) \times \left(\frac{J_w}{SRF} \right) \quad ۱-۶$$

در این رابطه:

RQD = ضریب کیفیت سنگ

J_n = عدد مجموع درزه

J_r = عدد زبری درزه

J_a = عدد دگرگونی درزه

J_w = ضریب کاهش آب درزه

SRF = ضریب کاهش تنش

شاخص Q را می‌توان تابعی از سه ویژگی زیر دانست:

۱- اندازه بلوک $\left(\frac{RQD}{J_n} \right)$

۲- مقاومت برش بلوک $\left(\frac{J_r}{J_a} \right)$

۳- تنش فعال $\left(\frac{J_w}{SRF} \right)$

جدول ۲ - ضمیمه طبقه‌بندی مربوط به پارامترهای موثر در تعیین Q را نشان می‌دهد. استفاده از این سیستم نیز همانند سیستم RMR به منظور طبقه‌بندی توده‌سنگی است که فضاهای زیرزمینی اعم از تونل‌های دنباله‌لایه و همچنین کارگاه‌های استخراج در آن حفر شده است و این شرایط در معادن ذغال‌سنگ (که تونل‌های دنباله‌لایه در لایه‌های ذغالی و سنگ‌های کمربالا و کارگاه‌های استخراج در اثر استخراج لایه‌های ذغالی ایجاد شده‌اند) وجود ندارد، لذا استفاده از این سیستم طبقه‌بندی تنها در طبقه‌بندی سنگ سقف بلاواسطه در تونل‌های دنباله‌لایه مورد استفاده قرار می‌گیرد.

به‌منظور ایجاد ارتباط میان مقدار شاخص Q با حداکثر فضای زیرزمینی پایدار (شکل ۲ ضمیمه) بارتن و همکارانش یک پارامتر بنام بعد معادل^(۱) فضای زیرزمینی تعریف کرده‌اند. این بعد از تقسیم قطر یا ارتفاع دیواره فضای زیرزمینی به مقداری که ضریب پایداری فضا^(۲) (ESR) نامیده می‌شود بدست می‌آید.

بنابراین :

$$۲-۶ \quad \text{ضریب پایداری فضا } ESR / \text{دهنه حفاری، قطر یا ارتفاع (متر)} = D_e$$

مقدار ESR به نحوه استفاده از حفاری زیرزمینی و درجه ایمنی مورد انتظار از سیستم نگهدارنده نصب شده جهت ایجاد پایداری در حفاری زیرزمینی بستگی دارد. جهت تعیین مقدار ESR فضاهای زیرزمینی مختلف، بارتن و همکارانش مقادیر جدول ۳ ضمیمه را پیشنهاد کرده‌اند.

1-Equivalent dimension

2-Excavation Support Ratio (ESR)

۶-۲-۱ تعیین شاخص Q سقف بلاواسطه تونل‌های دنباله‌لایه، لایه P_{10} شیب‌دار

جدول ۶-۲ پارامترهای موثر در تعیین شاخص Q سقف بلاواسطه تونل‌های دنباله‌لایه، لایه P_{10} را نشان می‌دهد.

جدول ۶-۲ پارامترهای موثر در تعیین شاخص Q سقف بلاواسطه تونل‌های دنباله‌لایه، لایه P_{10} شیب‌دار

منبع	امتیاز	مقدار (وضعیت)	پارامتر	ردیف
جدول ۳ ضمیمه قسمت ۱	۸۷/۸۸	۸۷/۸۸	شاخص کیفیت سنگ	۱
جدول ۳ ضمیمه قسمت ۲	۶	دو دسته درزه و درزه‌های اتفاقی	تعداد دسته درزه‌ها	۲
جدول ۳ ضمیمه قسمت ۳	۳	دیواره‌ها در تماس نیستند. زبر و نامنظم و موج‌دار	زبری سطح درزه‌ها	۳
جدول ۳ ضمیمه قسمت ۴	۲	دیواره درزه‌ها کمی هوازده مواد پوششی درزه‌ها کانی‌های غیر نرم	هوازده‌گی و دگرسانی دسته درزه‌ها	۴
جدول ۳ ضمیمه قسمت ۵	۱	$5 \frac{Lit}{min} < \text{جریان آب}$	وضعیت آب درزه‌ها	۵
جدول ۳ ضمیمه قسمت ۶	۲۰	سنگ متراکم (انفجار شدید) $\frac{\sigma_c}{\sigma_1} < 2/5$ (سنگ)	ضریب کاهش تنش	۶

شاخص Q با استفاده از رابطه ۶-۱ به صورت زیر محاسبه می‌گردد:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) \times \left(\frac{J_r}{J_a} \right) \times \left(\frac{J_w}{SRF} \right) = \frac{87.88}{6} \times \frac{3}{2} \times \frac{1}{20} = 1.09$$

با استفاده از رابطه ۶-۲ بعد معادل تونل‌های دنباله‌لایه فوقانی و تحتانی لایه P_{10} شیب‌دار به صورت زیر محاسبه می‌گردد:

$$De = \frac{3.6}{1.6} = 2.25$$

با توجه به مقادیر بعد معادل و شاخص Q مربوط به تونل‌های دنباله‌لایه فوقانی و تحتانی لایه P_{10} شیب‌دار منطقه طزره و مراجعه به شکل ۲ ضمیمه مشخص می‌شود که تونلی با این مشخصات به نصب سیستم نگهداری نیاز دارد.

۳-۶ بررسی پدیده خودانفجاری^(۱) در توده سنگ سقف بلاواسطه

انفجار خودبه‌خود در سنگ‌ها شامل یک سری شکست‌های سنگی شدیدی است که در اثر انفجار قطعات کوچک سنگ از سینه‌کار حفاری‌های زیرزمینی یا دیواره‌های کناری بوجود می‌آید. این‌گونه انفجار ناگهانی، باعث ریزش قسمت بزرگی از تونل یا سازه زیرزمینی می‌شود. انفجار سنگ‌های اطراف سازه‌های زیرزمینی که به‌صورت ناگهانی و شدید رخ می‌دهد، ارتباط مستقیمی با تنش زیاد، نوع مواد ترد و یا الاستیسیته دارد. در بعضی از حالت‌ها، انفجار سنگ در اثر خروج گازها بوجود می‌آید. این حوادث می‌توانند صدمات شدیدی به پرسنل معدن وارد کرده و علاوه بر آن منجر به تعطیلی کار و کاهش راندمان کاری بشوند.

۴-۶ اصول فیزیکی انفجار سنگ

مراحل فیزیکی انفجار سنگ که بر اساس مشاهدات تجربی تقسیم‌بندی شده، شامل موارد زیر است:

الف) ایجاد شکاف ب) تعدیل تنش در سنگ ج) پرتاب قطعات سنگ به خارج

اصولا خودانفجاری ناشی از حفاریات زیرزمینی در سنگ‌ها، با ایجاد سطح جدید و تمرکز تنش، بوجود آمده و منجر به تشکیل شکاف‌هایی در سطح توده‌سنگ می‌شود. شکاف‌های ایجاد شده تقریباً در جهت مشخصی توسعه پیدا می‌کنند که معمولاً موازی با سطح جدید حفاری زیرزمینی و در جهت تنش اصلی می‌باشد. ایجاد این شکاف‌ها با صدا همراه است. بنابراین با استفاده از خروج صدا می‌توان به پدیده انفجارسنگ پی برد.

بواسطه اختلاف شدت تمرکز تنش و خصوصیات سنگ، پدیده خودانفجاری در سنگ‌ها به صورت‌های مختلفی رخ می‌دهد. در بعضی از شرایط فقط با اتساع، پوسته شدن یا فروریختن همراه است و در بعضی از شرایط دیگر، قطعات سنگ به سمت داخل فضای حفاری شده پرتاب می‌شوند.

۵-۶ عوامل موثر در انفجار خودبه‌خودی سنگ

۵-۶-۱ عمق

شدت و تکرار انفجارهای خودبه‌خودی در توده‌سنگ‌های واقع در زیر زمین با افزایش عمق زیاد می‌شود. در حقیقت افزایش عمق باعث افزایش وزن طبقات فوقانی می‌شود که به نوبه خود عاملی جهت افزایش تنش در سنگ‌های عمیق است. شاخص به‌کار رفته در معادن چین به‌عنوان یکی از روش‌هایی است که قابلیت خودانفجاری در سنگ‌ها را بر اساس میزان تنش‌های اعمال شده بر آنها مورد بررسی قرار می‌دهد.

۵-۶-۱-۱ بررسی فعالیت خودانفجاری سنگ بر اساس پارامتر عمق

شاخص انفجار سنگ در کشور چین بر اساس نسبت $\frac{\sigma_c}{\sigma_1}$ است که در این نسبت σ_c مقاومت فشاری تک محوری سنگ (MPa) و σ_1 تنش اصلی حداکثر (MPa) می‌باشد. بنابراین می‌توان انفجارات سنگی را به‌صورت جدول ۳-۶ تقسیم‌بندی نمود [۲].

جدول ۳-۶ تقسیم‌بندی انفجارات سنگی [۲]

ردیف	$\frac{\sigma_c}{\sigma_1}$	توضیح	وضعیت
۱	$13/5 >$	پدیده خودانفجاری وجود ندارد	بدون صدا
۲	$5/5 - 13/5$	فعالیت خودانفجاری سنگ کم است	صدای آهسته
۳	$5/2 - 5/5$	فعالیت خودانفجاری سنگ ملایم است	صدای شکستن زیاد
۴	$< 2/5$	فعالیت خودانفجاری سنگ بالا است	صدای شکستن بسیار زیاد

۵-۶-۱-۲ معایب استفاده از معیار عمق در تعیین قابلیت خودانفجاری سنگ‌ها

گزارشات منتشر شده از انفجار خودبه‌خودی سنگ‌ها در عمق ۳۰۴/۸ متر نشان می‌دهد که افزایش عمق تنها عامل موثر در خودانفجاری سنگ محسوب نمی‌شود. معمولاً در حفاری‌های کم‌عمق انفجارها کمتر رخ داده و در صورت بروز، با شدت کمی انجام می‌شود. انفجارها معمولاً در عمق ۲۰۰۰ فوت (حدود ۶۸۱ متر) شروع شده و در اعماق بیشتر از ۳۰۰۰ فوت مشکلات جدی‌تری را بوجود

می‌آورد. البته در تعدادی از حفاری‌های زیرزمینی که در عمق بیشتر از ۵۰۰۰ فوت انجام شده‌اند پدیده خودانفجاری سنگ مشاهده نشده است. این امر نشان دهنده این است که شرایط خاص دیگری غیر از عمق وجود دارد که بر روی انفجار سنگ موثر است [۲].

۶-۵-۲- پیوستگی توده سنگ

پیوستگی توده سنگ از جمله عوامل موثر در خودانفجاری سنگ است. جهت تعیین پیوستگی توده سنگ از ضریب λ استفاده می‌شود. این ضریب به صورت زیر تعریف می‌شود [۲]:

$$\lambda = \left(\frac{V_{QM}}{V_{QR}} \right)^2 \quad (1-6)$$

در اینجا: V_{QR} و V_{QM} به ترتیب سرعت امواج طولی در توده سنگ و ماده سنگ است.

در صورتی که $\lambda > 0.75$ باشد توده سنگ سالم و پیوسته خواهد بود و از پیوستگی لازم جهت فعالیت خودانفجاری برخوردار است. در غیر این صورت توده سنگ پیوسته نیست. برای بدست آوردن این نسبت به چند طریق می‌توان محاسبات مربوطه را انجام داد. یکی از این محاسبات استفاده از فرمول‌های زیر می‌باشد [۲۰] و [۱۴]:

$$V_{QR} = \left\{ \left(\frac{(1-\nu)}{(0.5-\nu)} \right) \times \left(\frac{G}{\rho} \right) \right\}^{0.5} \quad (2-6)$$

و یا

$$E = \frac{(1-2\nu)(1+\nu)}{(1-\nu)} \rho V_{QR}^2 \quad (3-6)$$

در این روابط G مدول برشی و ρ چگالی سنگ و E ضریب الاستیسیته دینامیکی است. همچنین ارتباط بین سرعت انتشار موج در توده سنگ با مقدار شاخص کیفیت سنگ Q در

طبقه بندی بارتن، توسط بارش در سال ۱۹۹۱ به صورت زیر ارائه گردیده است [۱۳].

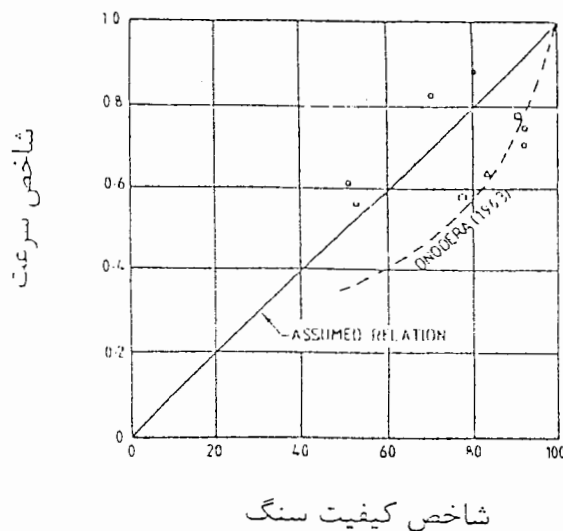
$$V_{QM} = 100Q \log Q + 350Q \left(\frac{m}{s} \right) \quad (4-6)$$

۶-۶- ارتباط بین شاخص کیفیت سنگ با شاخص سرعت (λ)

ارتباط بین RQD و شاخص سرعت (λ) برای اولین بار توسط واندرا در سال ۱۹۶۳ تعیین و در سال ۱۹۶۶ توسط دیر و همکارانش تکمیل گردید. با توجه به عوامل موثر در سرعت انتشار امواج بدیهی است که وجود درزه‌ها و شکاف‌ها در توده‌سنگ اعم از اینکه از آب یا مواد دیگری پر شده یا خالی باشد، موجب تغییر سرعت انتشار نسبت به وضعیت یک توده‌سنگ بدون درزه می‌گردد. چنانچه سرعت انتشار موج در نمونه‌های سالم و کامل آزمایشگاهی تعیین شود، می‌توان بر اساس مجذور نسبت این سرعت به سرعت موج در توده‌سنگ به میزان فراوانی شکاف‌ها پی برد. بطوری‌که اگر این نسبت برابر واحد باشد، سنگ موجود در ناحیه کاملاً سالم و بدون درزه و شکاف خواهد بود.

نتایج تجربی نشان می‌دهد که بین RQD و شاخص سرعت $\left(\frac{V_{QM}}{V_{QR}} \right)^2$ رابطه مستقیمی وجود

دارد که مطابق شکل ۶-۱ با تقریب، می‌توان آنرا خطی فرض کرد [۲۱].



شکل ۶-۱ رابطه میان شاخص کیفیت سنگ با شاخص سرعت [۲۱]

در سال ۱۹۷۰ کن و مریت مقدار دقیقتر این نسبت را بدست آوردند که در جدول ۲-۶ مقدار و ارتباط بین آنها نشان داده شده است.

جدول ۴-۶ ارتباط میان ضریب کیفیت سنگ و شاخص سرعت (λ) [۲۱]

شاخص سرعت (λ)	ضریب کیفیت سنگ RQD	طبقه بندی کیفی دیر و میلر
۰-۰/۲	۰-۲۵	خیلی ضعیف
۰/۲-۰/۴	۲۵-۵۰	ضعیف
۰/۴-۰/۶	۵۰-۷۵	مناسب
۰/۶-۰/۸	۷۵-۹۰	خوب
۰/۸-۱	۹۰-۱۰۰	خیلی خوب

۶-۷- بررسی پیوستگی سنگ‌های سقف بلاواسطه معدن طزره

به منظور بررسی پیوستگی سنگ‌های سقف بلاواسطه معدن طزره از RQD مربوط به این سقف استفاده شده است. با توجه به این که مقدار شاخص کیفیت سنگ سقف بلاواسطه لایه P_{10} برابر ۸۷/۸۸ است، با مراجعه به جدول ۴-۶ مقدار شاخص سرعت در محدوده ۰/۶-۰/۸ تخمین زده می‌شود که بر اساس توضیحات بخش ۶-۵-۲ توده‌سنگی با این مشخصه، از پیوستگی لازم برای وجود فعالیت خودانفجاری برخوردار است.

فصل هفتم - تحلیل عددی رفتار سقف در کارگاه استخراج

۷-۱- آشنایی با روش‌های عددی

روش‌های تجربی که پیشتر به آنها اشاره شد، در بررسی رفتار سقف معادن ارزش کمتری نسبت به روش‌های تحلیل عددی دارند. خوشبختانه در چند دهه اخیر تعدادی از روش‌های عددی ارائه شده است که وسیله‌ای برای ارزیابی حفاریات زیرزمینی محسوب می‌شوند. اساس روش‌های عددی تبدیل یک محیط با بینهایت درجه آزادی به محیطی با تعداد درجه آزادی محدود در تعداد معینی از نقاط محیط می‌باشد. با بررسی اثر نیرو و بارگذاری در این نقاط و تعیین میزان تغییر شکل آنها با استفاده از میان‌یابی، می‌توان تغییرشکل‌های سایر نقاط را به دست آورد. موقعیت، تعداد و ارتباط نقاط فوق‌الذکر توسط المان‌بندی محیط مشخص می‌شود. هر المان نشان دهنده جزء کوچکی از محیط است که دارای مشخصات هندسی و مواد مخصوص به خود است. ارتباط المان‌ها با یکدیگر بر اساس گره‌های مشترک آنها می‌باشد. وجود اضلاع در المان‌ها مفهومی ندارد ولی برای افزایش دقت می‌توان گره‌هایی در روی اضلاع در نظر گرفت. در تمامی روش‌های عددی، المان‌های متنوعی وجود دارد. یک مدل خاص می‌تواند دارای چندین نوع المان مختلف باشد، که انتخاب آنها به نوع مساله و هدف مدل‌سازی وابسته است.

انواع روش‌های عددی که در مدل‌سازی محیط‌های ژئومکانیکی (سنگی و خاکی) استفاده شده‌اند عبارتند از: روش اجزای مرزی^(۱)، روش اجزای محدود^(۲)، روش اجزای جداگانه^(۳) و روش تفاضل محدود^(۴). البته روش‌های ترکیبی (هیبرید) نیز مورد استفاده قرار گرفته‌اند که برنامه‌های کاربردی مختلفی براساس آنها نوشته شده است. به عنوان مثال برنامه *Phases* براساس ترکیب روش اجزای محدود با روش اجزای مرزی نوشته شده است [۳].

1-Boundary element method

2-Finient Element method

3-Distinct Element method

4-Finient difference method

۷-۱-۱ روش اجزای جداگانه

در این روش توده سنگ به صورت یک محیط ناپیوسته در نظر گرفته می‌شود. بنابراین تاثیر عوارض ساختاری نظیر درزه‌های سنگی، لایه‌بندی، گسل‌ها و انواع ناپیوستگی‌ها قابل بررسی است. وقتی محیط تحت بارگذاری قرار می‌گیرد، تغییرات نیرو در سطوح هم‌جوار، با زمان شروع شده و معادلات تعادل دینامیکی برای هر المان به صورت تکراری حل می‌شود تا اینکه شرایط مرزی مساله برآورده شود. در حالت پیشرفته‌تر این روش، المان‌ها می‌توانند مانند روش اجزای مرزی دارای هر شکل دلخواهی باشند و همچنین می‌توانند به صورت بلوک‌های صلب یا تغییر شکل‌پذیر در نظر گرفته شوند. پارامترهای مورد نیاز برای توصیف مصالح و ناپیوستگی‌های توده‌سنگ در این روش باید از دقت بالایی برخوردار باشند و علاوه بر این، پارامترهای ویژه‌ای نظیر ضریب میرایی سیستم، بایستی از قبل تعیین شده باشند. زمان محاسبه در این روش در مقایسه با روش‌های دیگر بیشتر است. در حال حاضر این روش با توجه به ماهیت ناپیوسته بودن محیط‌های سنگی، روش کاملاً مناسبی برای بررسی تغییر شکل و شکست توده‌های سنگی می‌باشد [۳].

۷-۱-۲ روش اجزای محدود

اساس این روش در سال ۱۹۵۶ ابداع شد. عموماً هر پدیده طبیعی که با یک معادله دیفرانسیل بیان می‌شود، می‌تواند به وسیله این روش مدل شود. این روش در اغلب مسائل مهندسی از جمله مکانیک جامدات، سیالات، ساختمان و معدن به کار گرفته می‌شود. در این روش ابتدا محیط به شبکه‌های کوچکتری به نام المان تقسیم‌بندی می‌شود. این المان‌ها در نقاط گره‌ای به هم متصل شده‌اند. جابجایی هر گره محاسبه شده و جابجایی هر نقطه در داخل المان به جابجایی گره‌ها با یک سری از فرضیات وابسته است.

از محدودیت‌های این روش می‌توان به محدود بودن اختلاف شماره گره‌ها در المان، دشواری مدل‌سازی ناپیوستگی‌ها در توده‌سنگ، محدود کردن اطلاعات رفتاری سنگ برای نرخ بارگذاری متغیر و محدودیت بارهای دینامیکی ناشی از زلزله و نیاز به حافظه زیاد کامپیوتر اشاره نمود. به هر حال برای توده‌سنگی تقریباً پیوسته و شیروانی‌های خاکی، استفاده از این روش نتایج خوبی در مقایسه با سایر روش‌ها دارد [۳].

۷-۱-۳ روش المان‌های مرزی

این روش نیز مانند روش اجزای محدود از عمومیت خاصی برخوردار است. در این روش فقط محیط موردنظر مثلا توده سنگ به اجزای کوچکتری تقسیم‌بندی می‌شود. بنابراین در مسائل دوبعدی این اجزا به صورت المان‌های محیطی در مرز محیط و در حالت سه‌بعدی، به صورت المان‌های سطحی در مرز مسئله تعریف می‌شوند. فراهم کردن اطلاعات مورد نیاز این روش بسیار راحت بوده ولی در مواردی که تغییر خواص مصالح وجود دارد، بایستی سطح جداگانه مواد را تعریف نمود. این روش معمولا برای مصالح با رفتار خطی و محیط‌هایی با یک نوع ماده به کار می‌رود. در این روش ابتدا واکنش المان‌ها نسبت به شرایط بارگذاری خارجی محاسبه می‌شود. رفتار المان‌های مرزی بر اساس معادلات دیفرانسیل جزئی شبیه‌سازی و تحلیل می‌شود. در صورتی که مقادیر تنش و تغییر شکل‌ها در داخل محیط موردنظر را خواسته باشیم، با انتگرال‌گیری از معادلات دیفرانسیل جزئی می‌توان آن را محاسبه نمود. از مزایای این روش عدم نیاز به حافظه زیاد کامپیوتر می‌باشد [۳].

۷-۱-۴ روش تفاضل محدود

روش تفاضل محدود از قدیمی‌ترین روش‌های عددی می‌باشد که برای حل یک سری معادلات دیفرانسیل که مقادیر اولیه و شرایط مرزی آنها مشخص باشد استفاده شده است. در این روش هر مشتقی که در دسته معادلات حاکم وجود دارد توسط یک عبارت جبری (مثلا جابجایی‌ها یا تنش‌ها) که بر حسب متغیرهای مساله هستند جایگزین می‌شود. عبارت جبری موردنظر بر حسب مقادیر متغیرها در یک سری نقاط مجزا (نقاط گره‌ای) بوده و در نقاط دیگر تعریف نشده است. در مقابل، در روش اجزای محدود کمیت‌های مورد بررسی (تنش‌ها و جابجایی‌ها) در روی هر المان (جدا از نقاط گره‌ای) در سایر نقاط نیز توسط توابع خاصی تعریف شده است و فرمولاسیون آن طوری انجام می‌گیرد که مقدار خطا حداقل شود. هر دو روش تولید یکسری معادلات جبری می‌کنند که باید حل شوند. اگر چه این معادلات به روش‌های کاملا متفاوتی بدست می‌آیند ولی در بعضی از موارد معادلات نهایی هر دو روش یکسان است.

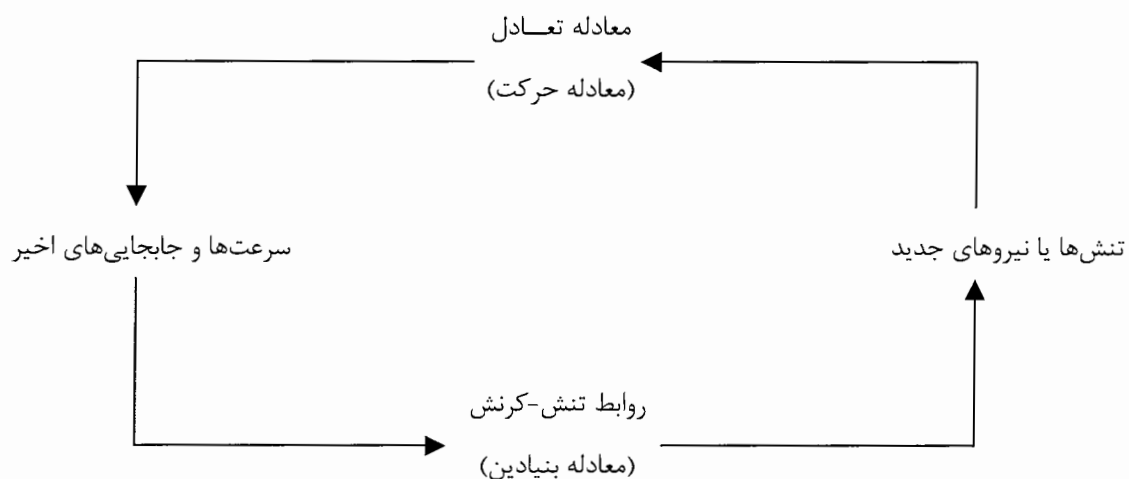
غالبا افراد تصور می‌کنند که روش تفاضل محدود به شبکه‌های مستطیلی محدود می‌شود، در حالی که این خلاف واقعیت است. آقای ویلکینز در سال ۱۹۶۴ روشی را برای بدست آوردن معادلات

تفاضل محدود برای المان‌هایی با شکل دلخواه ارائه کرده است که این روش در نرم افزار *FLAC* نیز مورد استفاده قرار گرفته است. در روش ویلکینز می‌توان المان‌هایی با شکل دلخواه و مصالحی با خصوصیات متفاوت در نظر گرفت [۳].

۲-۷ نحوه مدل‌سازی با نرم‌افزار *FLAC*

نرم‌افزار *FLAC* در سال ۱۹۸۶ توسط دکتر پیتر کندال برای تحلیل مهندسی انواع سازه‌های ژئوتکنیکی نوشته شده است. با این نرم‌افزار می‌توان سازه‌هایی متشکل از خاک یا سنگ یا هر ماده دیگری را شبیه‌سازی و تحلیل کرد. همچنین می‌توان رفتار مصالح را در مرحله بعد از تسلیم و با تغییر شکل‌های پلاستیک تجزیه و تحلیل نمود.

FLAC یک نرم‌افزار وابسته به زمان است. در فرمولاسیون این برنامه (حتی برای حل استاتیکی یک مساله) از معادلات دینامیکی استفاده شده است. مراحل کلی حل مساله در *FLAC* در شکل ۱-۷ نشان داده شده است [۲].



شکل ۱-۷ مراحل کلی حل مساله در نرم‌افزار *FLAC* [۲]

در این چرخه ابتدا با فراخوانی معادلات حرکت، سرعت‌ها و جابجایی‌ها از روی تنش‌ها و نیروها بدست می‌آیند. سپس از روی سرعت‌ها، نرخ کرنش‌ها بدست آمده و از روی نرخ کرنش‌ها، تنش‌های جدید محاسبه می‌شوند. هر سیکل دور این حلقه به عنوان یک پله زمانی در نظر گرفته می‌شود.

در مدل‌سازی با نرم افزار *FLAC* باید سه اصل زیر در هر مساله مشخص شود :

(۱) تعیین شبکه تفاضل محدود

(۲) تعیین شرایط مرزی و شرایط اولیه

(۳) تعیین خصوصیات مصالح و رفتار آنها

تعیین شبکه تفاضل محدود تعیین کننده هندسه مساله می‌باشد. شرایط مرزی و شرایط اولیه گویای شرایط برجای محیط، قبل از تغییر و اغتشاش در مساله می‌باشد. رفتار و خواص مصالح، گویای عکس‌العمل مدل در مقابل تغییرات انجام شده مثل حفاری و غیره است. تحلیل در این نرم‌افزار به صورت دوبعدی بوده و این نرم‌افزار قابلیت تحلیل الاستیک یا ویسکوالاستیک فضاهای زیرزمینی را دارد [۲].

۳-۷ انواع مدل‌های کاربردی در نرم‌افزار *FLAC*

انواع مدل‌هایی که در این نرم‌افزار مورد استفاده قرار می‌گیرند عبارتند از [۳]:

۱- الاستیک ایزوتروپیک

۲- الاستیک ایزوتروپیک متقاطع

۳- مدل درزه‌دار

۴- سخت شوندگی یا نرم‌شوندگی کرنشی

۵- خزش^(۱)

در تحلیل عددی سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار از معیار شکست موهر-کلمب استفاده شده است. این معیار قابلیت تحلیل رفتار الاستوپلاستیک را دارا است.

۴-۷ اطلاعات ورودی نرم افزار *FLAC*

مقادیر مورد نیاز جهت تحلیل عددی منطقه عملیاتی موردنظر به صورت زیر تعیین می‌شوند [۲]:

(۱) مدول الاستیسیته برشی (پاسکال)

$$S = \frac{E}{2(1+\nu)} \quad 1-8$$

(۲) مدول سختی (پاسکال)

$$b = \frac{E}{3(1-2\nu)} \quad 2-8$$

(۳) جرم مخصوص سنگ (کیلوگرم بر متر مکعب)

(۴) زاویه اصطکاک داخلی توده سنگ (درجه)

(۵) چسبندگی توده سنگ (پاسکال)

(۶) مقاومت کششی توده سنگ (پاسکال)

مقدار این مقاومت از رابطه زیر تعیین می‌شود:

$$\sigma_t = \frac{2C \cos \varphi}{1 + \sin \varphi} \quad (3-8)$$

در این رابطه

C : چسبندگی توده سنگ (پاسکال)

φ : زاویه اصطکاک داخلی توده سنگ (درجه)

جدول ۱-۷ پارامترهای مربوط به توده‌سنگ‌های اطراف لایه P_{10} شیب‌دار جهت تحلیل عددی با

نرم‌افزار *FLAC* را نشان می‌دهد.

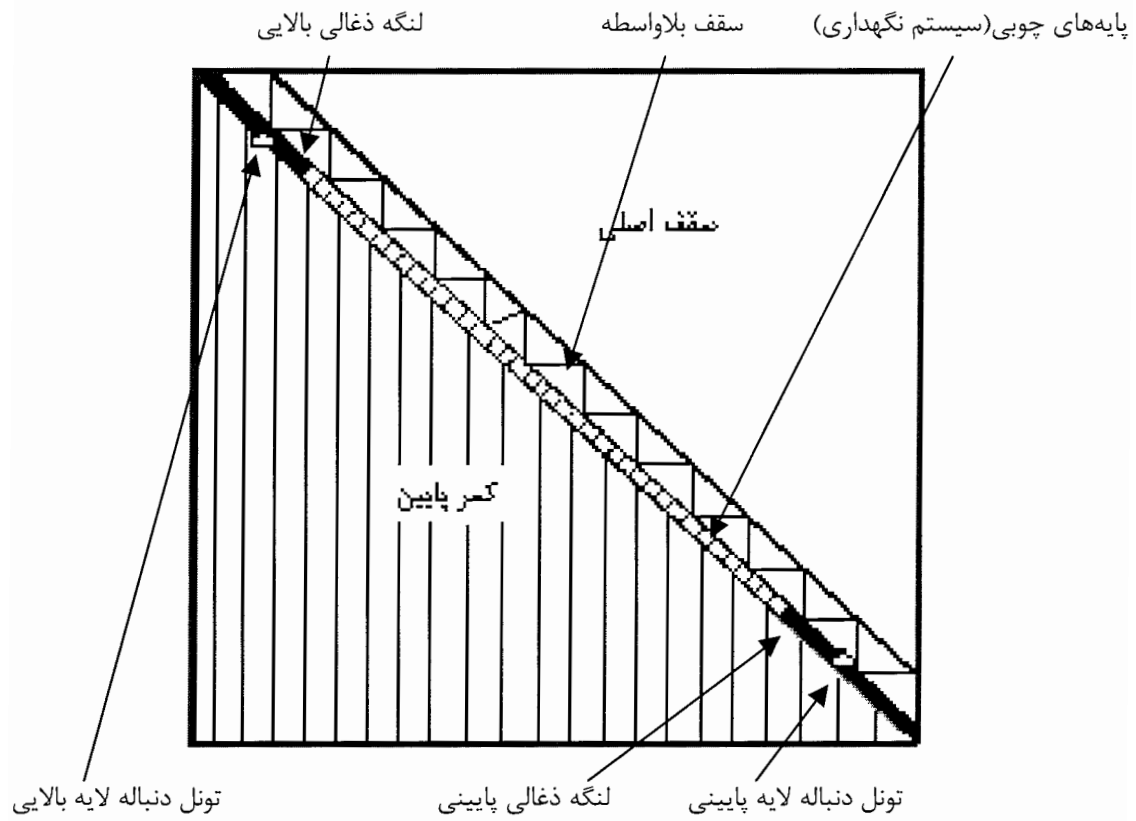
جدول ۷-۱ پارامترهای مربوط به توده‌سنگ‌های اطراف لایه P_{10} شیب‌دار جهت تحلیل عددی با نرم‌افزار *FLAC*

توده‌سنگ	زاویه اصطکاک داخلی توده سنگ φ (درجه)	چسبندگی توده‌سنگ (مگاپاسکال)	جرم حجمی $\left(\frac{kg}{m^3}\right)$	مدول الاستیسیته برشی (مگاپاسکال) s	مدول سختی (مگاپاسکال) b
سقف بلاواسطه و کمربایین (تا شعاع ۳ متری) در تونل‌های دنباله لایه	۲۶/۱۶	۰/۹۶۰۷۳	۲۴۰۰	۲۶۰۱/۵۵۶	۴۳۳۵/۹۲۷
سقف اصلی در تونل‌های دنباله لایه و کارگاه استخراج	۴۷/۷۱	۲/۴۷۴۰۹	۲۵۰۰	۸۲۳۸/۰۸۰	۸۰۹۳/۵۵۳
سقف بلاواسطه و کمربایین در کارگاه استخراج	۳۳/۲۱	۱/۴۱۶۸	۲۴۰۰	۴۳۳۵/۹۲	۷۲۲۶/۵۳۳
لایه ذغالی تا شعاع ۳ متری اطراف تونل‌های دنباله لایه (۳ متر اول)	۲/۴۹	۰/۰۵۱	۱۶۴۰	۵۱/۶۶۲	۱۱۱/۹۳۵
لنگه ذغال بالایی و پایینی (۳ متر دوم - کارگاه استخراج)	۵/۹۷	۰/۱۳	۱۶۴۰	۸۶/۱۰۴	۱۸۶/۵۶
توده‌سنگ ناحیه تخریب	۲۵/۷۴	۰/۸۳۴	۱۷۱۴	۸۸۸/۰۱۲	۱۳۱۳/۳۵۳

۷-۵ تحلیل عددی رفتار سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار

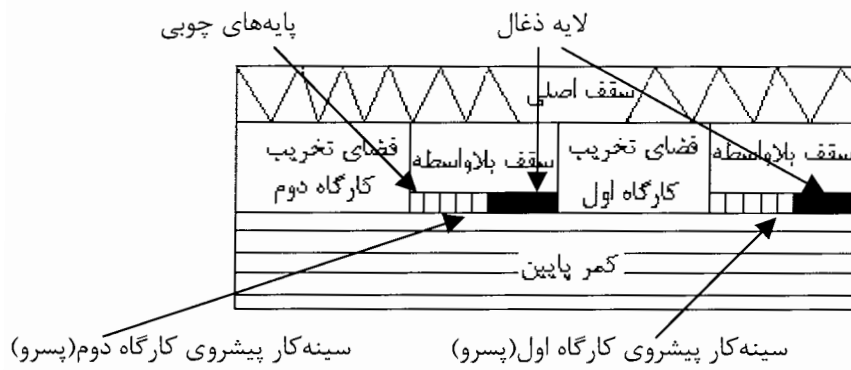
از آنجایی که نرم‌افزار *FLAC* نسخه ۲/۲۷ قابلیت تحلیل عددی دوبعدی فضاهای زیرزمینی را دارد، لذا تحلیل عددی رفتار سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار در وضعیت‌های مختلف در دو بخش به صورت بررسی میزان جابجایی‌های افقی و عمودی و تعیین وضعیت ضریب ایمنی انجام گرفته است. در بخش اول، مقطع عمودی در امتداد خط بزرگترین شیب کارگاه استخراج دوم (پسرو) تهیه شده است (شکل ۷-۲). لازم به ذکر است که از آنجایی که در تحلیل دوبعدی فضاهای زیرزمینی، بعد سوم بزرگتر از ابعاد دیگر در نظر گرفته می‌شود، بنابراین تحلیل دوبعدی فضاهای زیرزمینی همچون تونل‌ها از دقت قابل قبولی برخوردار است، ولی در مورد کارگاه استخراج در حالتی که مقطع دوبعدی این کارگاه در امتداد خط بزرگترین شیب کارگاه تهیه شده باشد، بعد سوم نسبت به ابعاد دیگر بزرگتر نبوده و لذا تحلیل عددی در این وضعیت با خطای زیادی همراه خواهد بود. با قبول وجود خطای زیاد در این وضعیت، جابجایی‌ها و ضریب ایمنی در دو حالت وجود و عدم وجود سیستم نگهداری در کارگاه استخراج در نقاطی از سقف کارگاه استخراج و تونل‌های دنباله لایه مورد بررسی قرار می‌گیرد. در قسمت دوم، تحلیل عددی رفتار سقف بلاواسطه در وضعیتی که مقطع دوبعدی به صورت عمود بر خط بزرگترین شیب کارگاه استخراج تهیه شده، مورد بررسی قرار می‌گیرد.

شکل ۷-۳ وضعیتی را که مقطع عمودی در راستای عمود بر خط بزرگترین شیب کارگاه استخراج دوم (پسرو) تهیه شده است را در دو حالت نشان می‌دهد. در حالت اول (شکل ۷-۳-الف) استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو و در حالت دوم (شکل ۷-۳-ب) استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو انجام می‌شود.

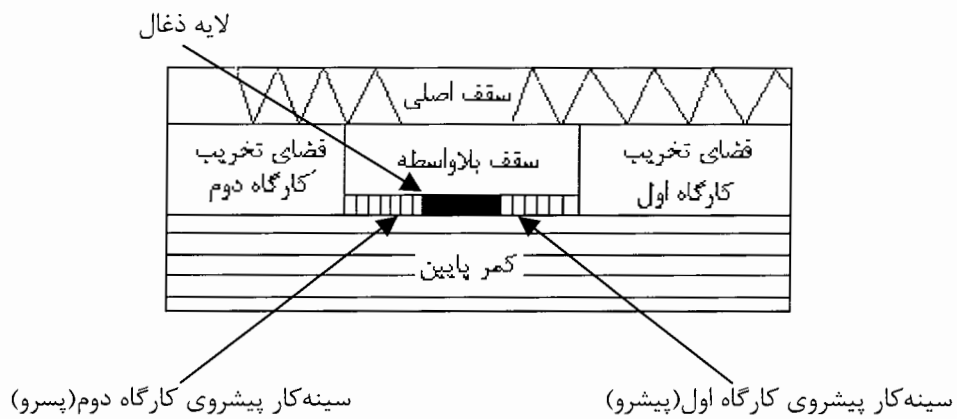


شکل ۲-۷ مقطع عمودی در راستای خط بزرگترین شیب کارگاه استخراج شماره دو (پسرو)

(در شرایط نصب کامل سیستم نگهداری در کارگاه استخراج)



شکل ۷-۳- الف مقطع عمودی در راستای عمود بر خط بزرگترین شیب کارگاه دوم (پسرو) به صورت شماتیک (استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو)



شکل ۷-۳- ب مقطع عمودی در راستای عمود بر خط بزرگترین شیب کارگاه دوم (پسرو) به صورت شماتیک (استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو)

۶-۷ تحلیل عددی رفتار سقف بلاواسطه در وضعیت اول (مقطع در راستای خط

بزرگترین شیب کارگاه استخراج)

در وضعیتی که مقطع در راستای خط بزرگترین شیب کارگاه استخراج دوم (پسرو) تهیه شده است تحلیل عددی در دو حالت مورد بررسی قرار می‌گیرد. در حالت اول سیستم نگهداری در کارگاه به‌طور کامل نصب گردیده و در حالت دوم تعدادی از پایه‌های چوبی واقع در قسمت میانی کارگاه حذف شده‌اند. مقادیر جابجایی‌های عمودی و افقی مربوط به نقاطی از سقف بلاواسطه کارگاه و سقف تونل‌های دنباله‌لایه فوقانی و تحتانی در این دو حالت در جدول ۲-۷ نشان داده شده است. مقایسه میزان جابجایی‌های عمودی و افقی نقاط در این دو حالت نشان می‌دهد که کاهش تعداد پایه‌های چوبی در کارگاه استخراج باعث افزایش میزان جابجایی‌های عمودی و افقی در نقاطی از سقف کارگاه و سقف تونل‌های دنباله‌لایه بالایی و پایینی می‌شود.

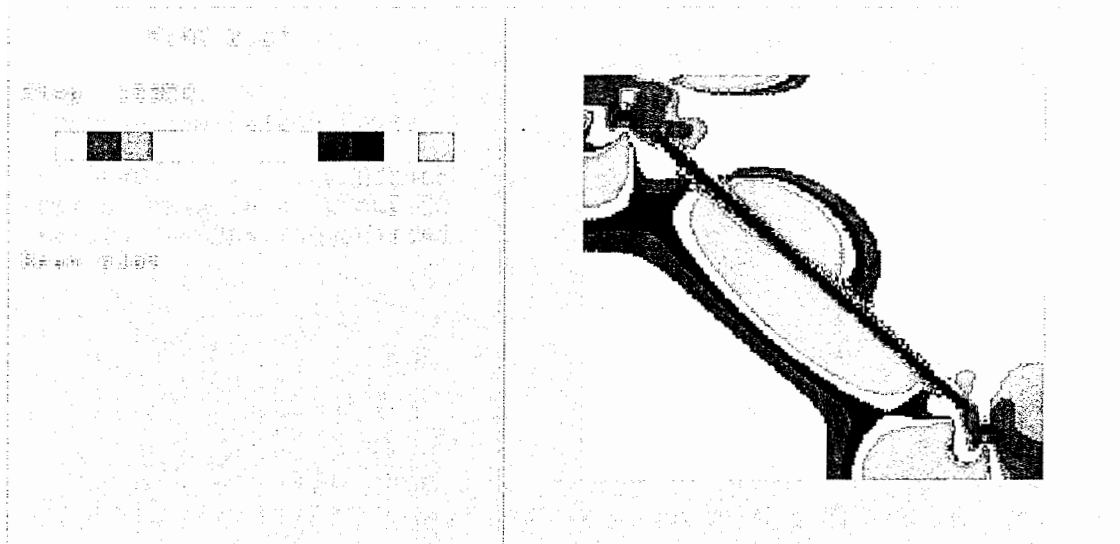
جدول ۲-۷ مقادیر جابجایی‌های عمودی و افقی نقاطی از سقف کارگاه و سقف تونل‌های دنباله‌لایه در دو حالت اول (نصب کامل سیستم نگهداری در کارگاه استخراج) و حالت دوم (حذف تعدادی از پایه‌های چوبی واقع در قسمت میانی کارگاه استخراج)

موقعیت مکان مورد بررسی	جابجایی افقی در حالت اول (cm)	جابجایی افقی در حالت دوم (cm)	جابجایی عمودی در حالت اول (cm)	جابجایی عمودی در حالت دوم (cm)
سقف تونل دنباله‌لایه بالایی	—	—	۷/۷۴۷	۱۰
سقف تونل دنباله‌لایه پایینی	—	—	۵/۵۵۲	۶/۹۶۲
ابتدای سقف بلاواسطه کارگاه استخراج	۰/۷	۰/۷۶	۶/۱۳	۷/۳
بخش میانی سقف بلاواسطه کارگاه استخراج	۱/۸۵	۲/۱۸	۲/۸۷	۳/۵۱
انتهای سقف بلاواسطه کارگاه استخراج	۱/۹	۲/۴۴	۰/۹۴	۱/۱۳

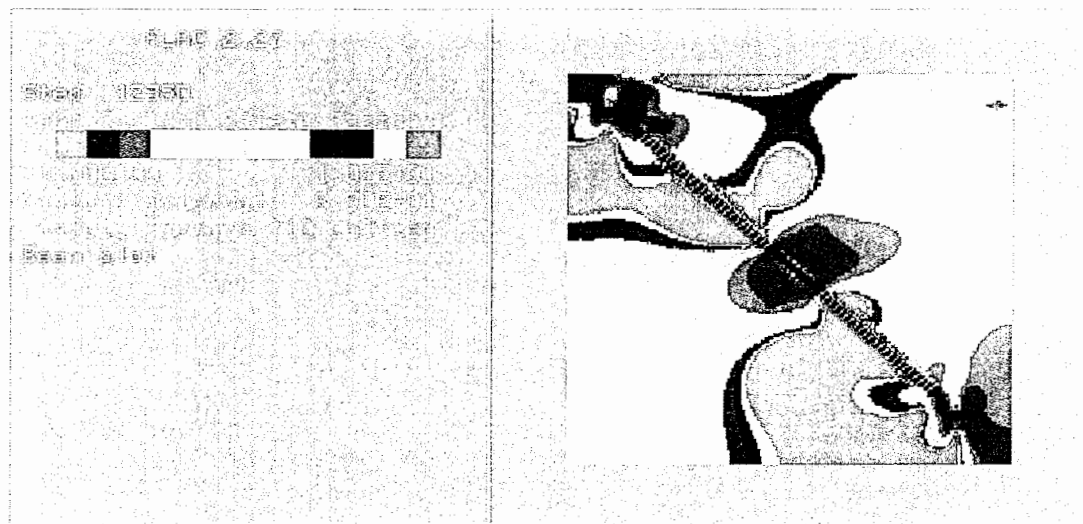
شکل‌های ۴-۷ و ۵-۷ وضعیت ضریب ایمنی در اطراف کارگاه استخراج و تونل‌های دنباله‌لایه بالایی و پایینی را نشان می‌دهند. شکل ۴-۷ مربوط به حالتی است که سیستم نگهداری در کارگاه

استخراج به‌طور کامل نصب گردیده و شکل ۷-۵ مربوط به حالتی است که تعدادی از پایه‌های چوبی واقع در بخش میانی کارگاه استخراج حذف گردیده‌اند. مقایسه وضعیت ضریب ایمنی در این دو حالت نیز نشان می‌دهد که کاهش تعداد پایه‌های چوبی در کارگاه استخراج باعث تغییر در مقادیر ضریب ایمنی در اطراف کارگاه و تونل‌های دنباله‌لایه بالایی و پایینی می‌شود.

نتایج بررسی مقادیر جابجایی‌های عمودی و افقی در نقاطی از سقف کارگاه و سقف تونل‌های دنباله‌لایه در دو حالت نصب کامل سیستم نگهداری در کارگاه استخراج و حذف تعدادی از پایه‌های چوبی واقع در قسمت میانی کارگاه استخراج و همچنین مقایسه وضعیت ضریب ایمنی در این دو حالت نشان می‌دهد که نرم‌افزار *FLAC* قابلیت تحلیل عددی معادنی که در آنها از سیستم نگهداری چوبی استفاده می‌شود را دارد.



شکل ۴-۷ وضعیت ضریب ایمنی در اطراف کارگاه استخراج و تونل‌های دنباله‌لایه فوقانی و تحتانی (در شرایط نصب کامل سیستم نگهداری در کارگاه استخراج)



شکل ۵-۷ وضعیت ضریب ایمنی در اطراف کارگاه استخراج و تونل‌های دنباله‌لایه فوقانی و تحتانی (در شرایطی که تعدادی از پایه‌های چوبی واقع در بخش مرکزی کارگاه استخراج حذف گردیده‌اند)

۷-۷ تحلیل عددی رفتار سقف بلاواسطه در وضعیت دوم (مقطع عمود بر خط

بزرگترین شیب کارگاه استخراج)

در این وضعیت، جابجایی‌ها و ضریب ایمنی در نقاطی از سقف و سینه کار کارگاه دوم (پسرو) در دو حالت مورد بررسی قرار گرفته است. در حالت اول استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو و در حالت دیگر استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو در نظر گرفته می‌شود.

۷-۷-۱ بررسی میزان جابجایی‌های عمودی در سقف کارگاه دوم (پسرو)

۷-۷-۱-۱ حالت اول (استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو)

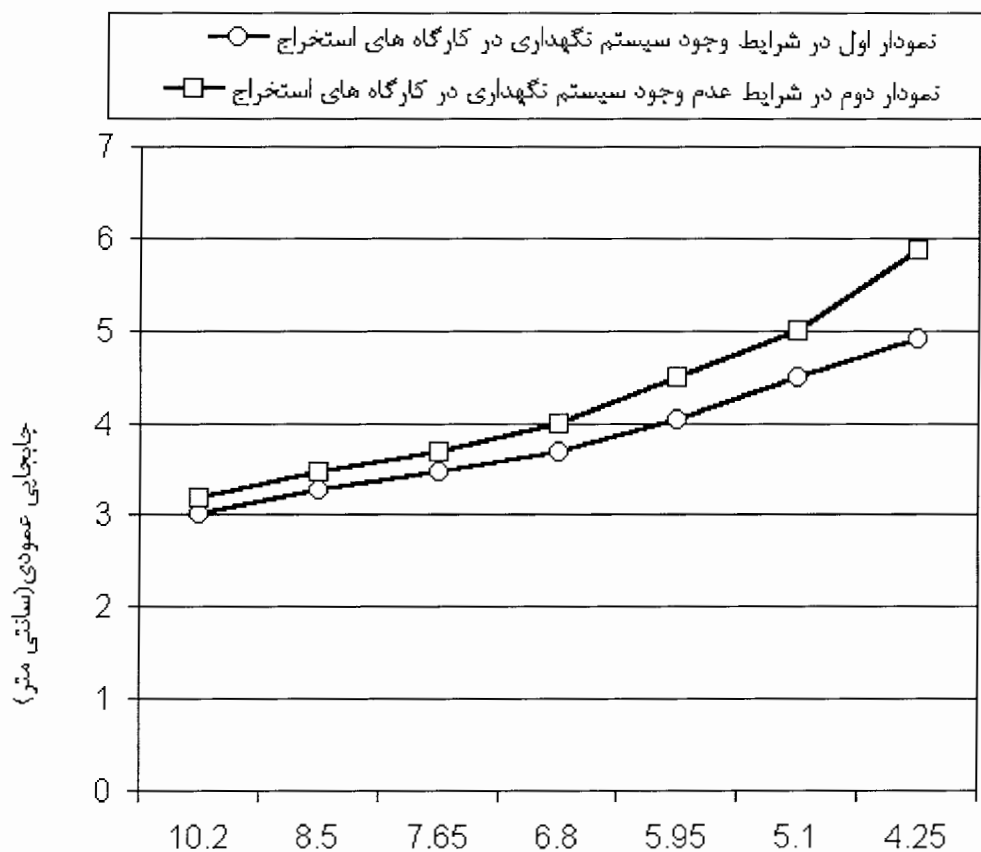
در این حالت مقادیر جابجایی‌های عمودی در نقطه‌ای واقع در سقف کارگاه دوم و به فاصله یک متر از سینه کار کارگاه دوم در دو وضعیت وجود و عدم وجود سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج مورد بررسی قرار گرفته است. جدول ۷-۳ مقادیر مربوط به جابجایی‌های عمودی نقطه‌ای واقع در سقف کارگاه دوم به‌ازای فواصل مختلف میان جبهه کارهای کارگاه اول و دوم را نشان می‌دهد. جدول ۷-۳ مقادیر مربوط به جابجایی‌های عمودی نقطه‌ای واقع در سقف کارگاه دوم و به فاصله یک متر از سینه کار کارگاه دوم به‌ازای فواصل مختلف میان سینه کار پیشروی کارگاه دوم (پسرو) از سینه کار پیشروی کارگاه اول (پیشرو)

جابجایی عمودی در شرایط عدم وجود سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج (cm)	جابجایی عمودی در شرایط وجود سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج (cm)	فاصله میان سینه کار پیشروی کارگاه دوم (پسرو) از سینه کار پیشروی کارگاه اول (پیشرو) (m)
۳/۱۷۴	۳/۰۱۳	۱۰/۲
۳/۴۷	۳/۲۷	۸/۵
۳/۶۹	۳/۴۶۲	۷/۶۵
۳/۹۹۹	۳/۶۸۵	۶/۸
۴/۴۸۲	۴/۰۳	۵/۹۵
۴/۹۹۵	۴/۴۸۶	۵/۱
۵/۸۷۳	۴/۸۹۷	۴/۲۵

نمودار شکل ۷-۶ که بر اساس مقادیر جدول ۷-۳ تهیه شده، شامل دو نمودار است. نمودار

اول مربوط به وضعیتی است که سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج وجود دارد و نمودار دوم

مربوط به وضعیتی است که سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج وجود ندارد. بررسی این دو نمودار نشان می‌دهد که با کاهش فاصله میان جبهه‌کارهای کارگاه اول و دوم، مقدار جابجایی عمودی در سقف کارگاه دوم افزایش می‌یابد. از آنجایی که موقعیت نمودار اول در زیر نمودار دوم است، نتیجه گرفته می‌شود که نصب سیستم نگهداری چوبی در کارگاه‌های استخراج باعث کاهش میزان جابجایی عمودی نسبت به وضعیتی می‌شود که سیستم نگهداری در کارگاه استخراج وجود ندارد.



فاصله میان سینه کار پیشروی کارگاه دوم (پسرو) از سینه کار پیشروی کارگاه اول (پیشرو) (متر)

شکل ۶-۷ نمودار جابجایی نقطه ای از سقف کارگاه دوم (پسرو) بر حسب فاصله میان سینه کار پیشروی کارگاه دوم (پسرو) از سینه کار پیشروی کارگاه اول (پیشرو)

۷-۷-۱-۲ حالت دوم (استخراج در کارگاه اول به صورت پسر)

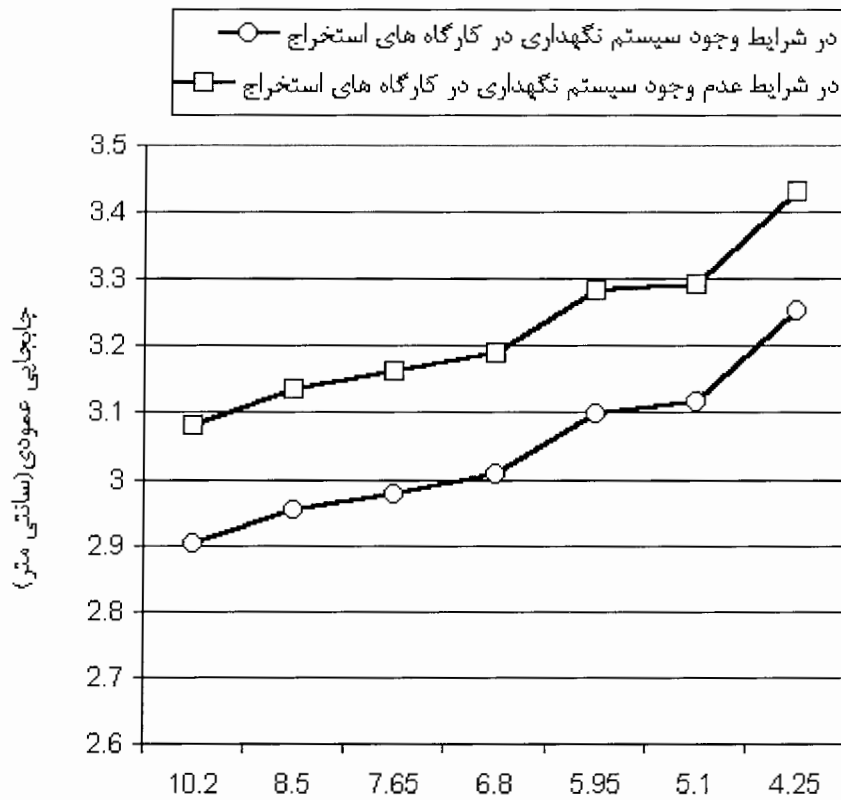
در این حالت مقادیر جابجایی‌های عمودی در نقطه‌ای واقع در سقف کارگاه دوم (پسر) در دو وضعیت وجود و عدم وجود سیستم نگهداری در این کارگاه مورد بررسی قرار گرفته است. جدول ۴-۷ مقادیر مربوط به جابجایی‌های عمودی نقطه‌ای واقع در سقف کارگاه دوم به‌ازای فواصل مختلف میان جبهه‌کار کارگاه دوم و فضای تخریب کارگاه اول را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۷ مقادیر مربوط به جابجایی‌های عمودی نقطه‌ای واقع در سقف کارگاه دوم به‌ازای فواصل مختلف

میان سینه‌کار پیشروی کارگاه دوم (پسر) از فضای تخریب کارگاه اول (پسر)

فاصله میان سینه‌کار پیشروی کارگاه دوم (پسر) از فضای تخریب کارگاه اول (پسر) (m)	جابجایی عمودی در شرایط وجود سیستم نگهداری در کارگاه استخراج دوم (cm)	جابجایی عمودی در شرایط عدم وجود سیستم نگهداری در کارگاه استخراج دوم (cm)
۱۰/۲	۲/۹۰۱	۳/۰۸۱
۸/۵	۲/۹۵۲	۳/۱۳۵
۷/۶۵	۲/۹۷۹	۳/۱۶۱
۶/۸	۳/۰۰۸	۳/۱۹
۵/۹۵	۳/۰۹۷	۳/۲۸۴
۵/۱	۳/۱۱۷	۳/۲۹۱
۴/۲۵	۳/۲۵۲	۳/۴۳۲

نمودار شکل ۷-۷ که بر اساس مقادیر بدست آمده جدول ۴-۷ تهیه شده، شامل دو نمودار است نمودار اول مربوط به وضعیتی است که سیستم نگهداری در کارگاه استخراج دوم (پسر) وجود دارد و نمودار دوم مربوط به وضعیتی است که سیستم نگهداری در کارگاه استخراج دوم (پسر) وجود ندارد. بررسی این دو نمودار نشان می‌دهد که با کاهش فاصله میان جبهه‌کار کارگاه دوم و فضای تخریب کارگاه اول، مقدار جابجایی عمودی در سقف کارگاه دوم افزایش می‌یابد. از آنجایی که موقعیت نمودار اول در زیر نمودار دوم است، نتیجه گرفته می‌شود که نصب سیستم نگهداری چوبی در کارگاه دوم باعث کاهش میزان جابجایی عمودی نقاط واقع در سقف این کارگاه نسبت به وضعیتی می‌شود که سیستم نگهداری در این کارگاه وجود ندارد.



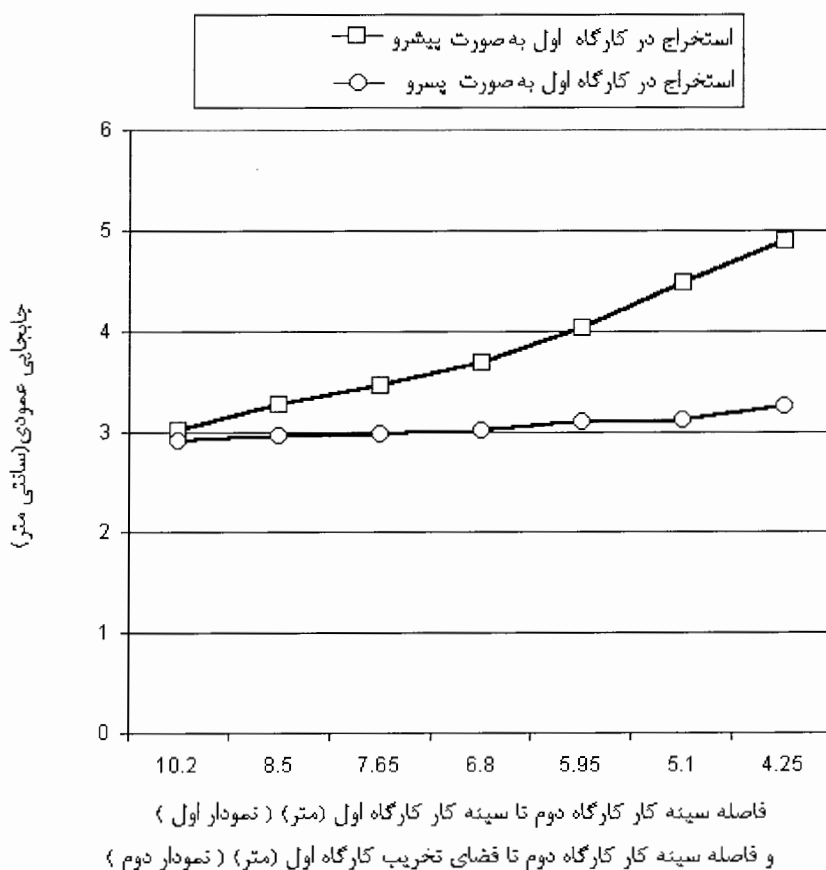
فاصله میان سیپنه کار پیشروی کارگاه دوم (پسرو) از فضای تخریب کارگاه اول (پسرو) (متر)

شکل ۷-۷ نمودار جابجایی نقطه ای از سقف کارگاه دوم (پسرو) بر حسب فاصله میان سیپنه کار پیشروی کارگاه دوم (پسرو) از فضای تخریب کارگاه اول (پسرو) (متر)

۷-۷-۲ مقایسه میزان جابجایی عمودی در سقف کارگاه دوم (پسرو) در دو

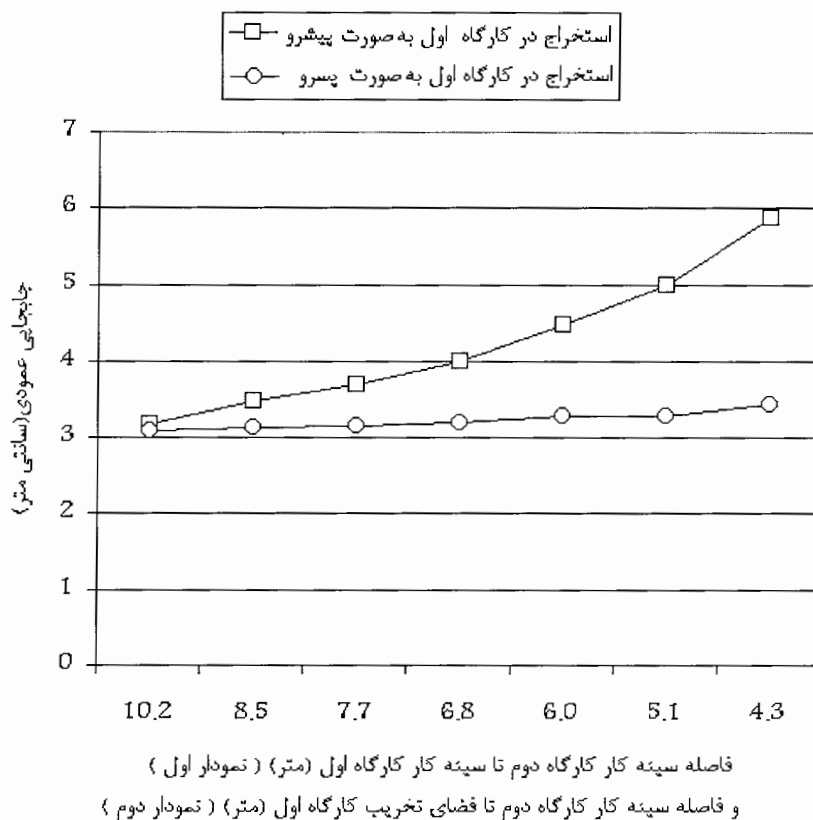
وضعیت استخراجی کارگاه اول

شکل ۷-۸ نمودارهای مربوط به میزان جابجایی عمودی در نقطه‌ای از سقف بلاواسطه کارگاه استخراج دوم (پسرو) در وضعیتی که سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج وجود دارد را نشان می‌دهد. نمودار اول مربوط به حالتی است که استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو و نمودار دوم مربوط به حالتی است که استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو انجام می‌شود. این شکل نشان می‌دهد که میزان جابجایی عمودی در حالتی که استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو انجام می‌شود کمتر از حالتی است که استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو انجام می‌شود.



شکل ۷-۸ نمودار جابجایی نقطه‌ای از سقف کارگاه دوم (پسرو) برحسب فاصله سینه کار کارگاه دوم تا فضای تخریب کارگاه اول (نمودار دوم) و فاصله سینه کار کارگاه دوم تا فضای تخریب کارگاه اول (متر) (نمودار اول) (در شرایط وجود سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج)

شکل ۷-۹ نمودارهای مربوط به میزان جابجایی عمودی در نقطه‌ای از سقف بلاواسطه کارگاه استخراج دوم (پسرو) در وضعیتی که سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج وجود ندارد را نشان می‌دهد. در این شکل، نمودار اول مربوط به حالتی است که استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو و نمودار دوم مربوط به حالتی است که استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو انجام می‌شود. نتایج بررسی نمودارهای این شکل نیز نشان می‌دهد که میزان جابجایی عمودی در حالتی که استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو انجام می‌شود، کمتر از حالتی است که استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو انجام می‌شود.



شکل ۷-۹ نمودار جابجایی نقطه ای از سقف کارگاه دوم (پسرو) برحسب فاصله سینه کار کارگاه دوم تا فضای تخریب کارگاه اول (نمودار اول) و فاصله سینه کار کارگاه دوم تا فضای تخریب کارگاه اول (متر) (نمودار دوم) (در شرایط عدم وجود سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج)

۳-۷-۷ بررسی میزان جابجایی‌های افقی در سینه‌کار کارگاه دوم (پسرو)

۳-۷-۷-۱ حالت اول (استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو)

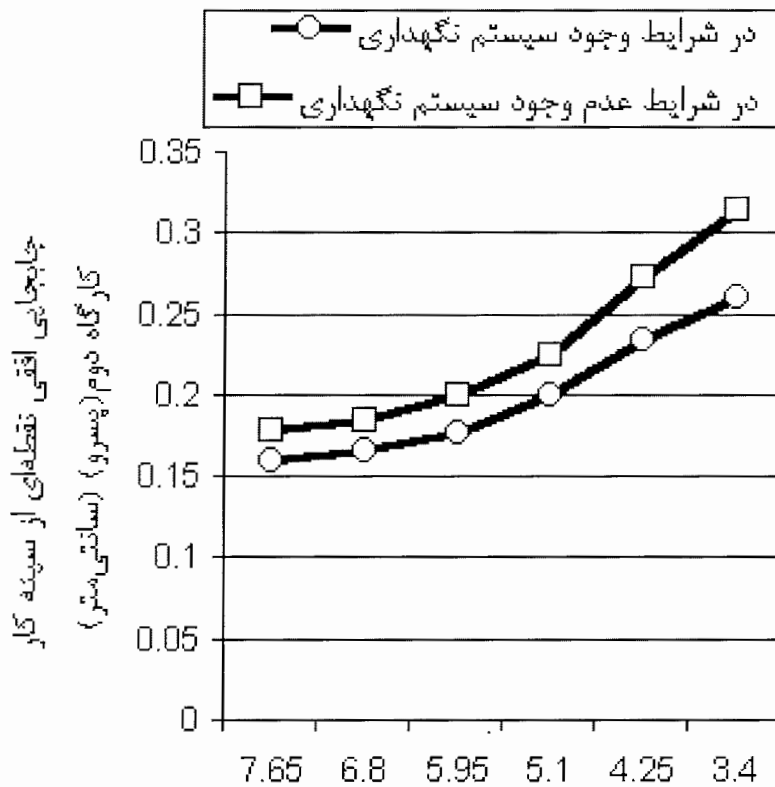
در این حالت مقادیر جابجایی‌های افقی در نقطه‌ای واقع در سینه‌کار کارگاه دوم در دو وضعیت وجود و عدم وجود سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج مورد بررسی قرار گرفته است. جدول ۵-۷ مقادیر مربوط به جابجایی‌های افقی نقطه‌ای واقع در سینه‌کار کارگاه دوم به‌ازای فواصل مختلف میان جبهه‌کارهای کارگاه اول و دوم را نشان می‌دهد.

جدول ۵-۷ مقادیر مربوط به جابجایی‌های افقی نقطه‌ای واقع در سینه‌کار کارگاه دوم به‌ازای فواصل مختلف

میان سینه‌کار پیشروی کارگاه دوم (پسرو) از سینه‌کار پیشروی کارگاه اول (پیشرو)

جابجایی افقی در شرایط عدم وجود سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج (cm)	جابجایی افقی در شرایط وجود سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج (cm)	فاصله میان سینه‌کار پیشروی کارگاه دوم (پسرو) از سینه‌کار پیشروی کارگاه اول (پیشرو) (m)
۰/۱۷۸۶	۰/۱۵۹۶	۷/۶۵
۰/۱۸۴۴	۰/۱۶۵۲	۶/۸
۰/۲	۰/۱۷۷۳	۵/۹۵
۰/۲۲۴۶	۰/۲	۵/۱
۰/۲۷۳	۰/۲۳۴۵	۴/۲۵
۰/۳۱۴۳	۰/۲۵۹۶	۳/۴

نمودار شکل ۷-۱۰ که بر اساس مقادیر بدست آمده جدول ۵-۷ تهیه شده، شامل دو نمودار است. نمودار اول مربوط به وضعیتی است که سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج وجود دارد و نمودار دوم مربوط به وضعیتی است که سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج وجود ندارد. بررسی این دو نمودار نشان می‌دهد که با کاهش فاصله میان جبهه‌کارهای کارگاه اول و دوم، مقدار جابجایی افقی در نقطه‌ای واقع در سینه‌کار کارگاه دوم افزایش می‌یابد. از آنجایی که موقعیت نمودار اول در زیر نمودار دوم است، نتیجه گرفته می‌شود که نصب سیستم نگهداری چوبی در کارگاه‌های استخراج باعث کاهش میزان جابجایی‌های افقی در سینه‌کار کارگاه دوم نسبت به وضعیتی می‌شود که سیستم نگهداری در کارگاه استخراج وجود ندارد.



فاصله سینه کار کارگاه دوم (پسرو) از سینه کار کارگاه اول (پیشرو) (متر)

شکل ۷-۱۰ نمودار جابجایی افقی نقطه‌ای از سینه کار کارگاه دوم (پسرو) بر اساس فاصله سینه کار کارگاه دوم (پسرو) از سینه کار کارگاه اول (پیشرو)

۷-۳-۲ حالت دوم (استخراج در کارگاه اول به صورت پسر و)

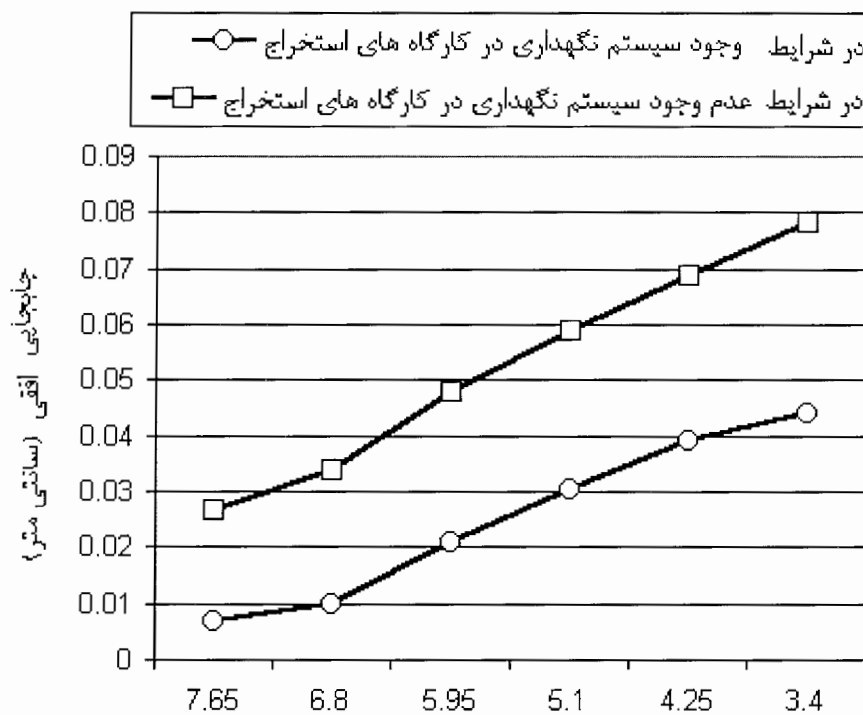
در این حالت مقادیر جابجایی‌های افقی در نقطه‌ای واقع در سینه‌کار کارگاه دوم (پسر و) در دو وضعیت وجود و عدم وجود سیستم نگهداری در این کارگاه مورد بررسی قرار گرفته است. جدول ۶-۷ مقادیر مربوط به جابجایی‌های افقی نقطه‌ای واقع در سینه‌کار کارگاه دوم به‌ازای فواصل مختلف میان جبهه‌کار کارگاه دوم و فضای تخریب کارگاه اول را نشان می‌دهد.

جدول ۶-۷ مقادیر مربوط به جابجایی‌های افقی نقطه‌ای واقع در سینه‌کار کارگاه دوم به‌ازای فواصل مختلف

میان سینه‌کار پیشروی کارگاه دوم (پسر و) از فضای تخریب کارگاه اول (پسر و)

فاصله میان سینه‌کار پیشروی کارگاه دوم (پسر و) از فضای تخریب کارگاه اول (پسر و) (m)	جابجایی افقی در شرایط وجود سیستم نگهداری در کارگاه استخراج دوم (cm)	جابجایی افقی در شرایط عدم وجود سیستم نگهداری در کارگاه استخراج دوم (cm)
۷/۶۵	۰/۰۰۶۸۶۸	۰/۰۲۶۶۶
۶/۸	۰/۰۰۹۸۸۹	۰/۰۳۳۹۱
۵/۹۵	۰/۰۲۱۰۱	۰/۰۴۷۷۱
۵/۱	۰/۰۳۰۲۳	۰/۰۵۸۸
۴/۲۵	۰/۰۳۹۱	۰/۰۶۸۶۴
۳/۴	۰/۰۴۴۰۱	۰/۰۷۸۲۲

نمودار شکل ۷-۱۱ که بر اساس مقادیر بدست آمده جدول ۶-۷ تهیه شده، شامل دو نمودار است نمودار اول مربوط به وضعیتی است که سیستم نگهداری در کارگاه استخراج دوم (پسر و) وجود دارد و نمودار دوم مربوط به وضعیتی است که سیستم نگهداری در کارگاه استخراج دوم (پسر و) وجود ندارد. بررسی این دو نمودار نشان می‌دهد که با کاهش فاصله میان جبهه‌کار کارگاه دوم و فضای تخریب کارگاه اول، مقدار جابجایی افقی در نقطه‌ای واقع در سینه‌کار کارگاه دوم افزایش می‌یابد. از آنجایی که موقعیت نمودار اول در زیر نمودار دوم است، نتیجه گرفته می‌شود که نصب سیستم نگهداری چوبی در کارگاه دوم باعث کاهش میزان جابجایی‌های افقی نسبت به وضعیتی می‌شود که سیستم نگهداری در این کارگاه استخراج وجود ندارد.



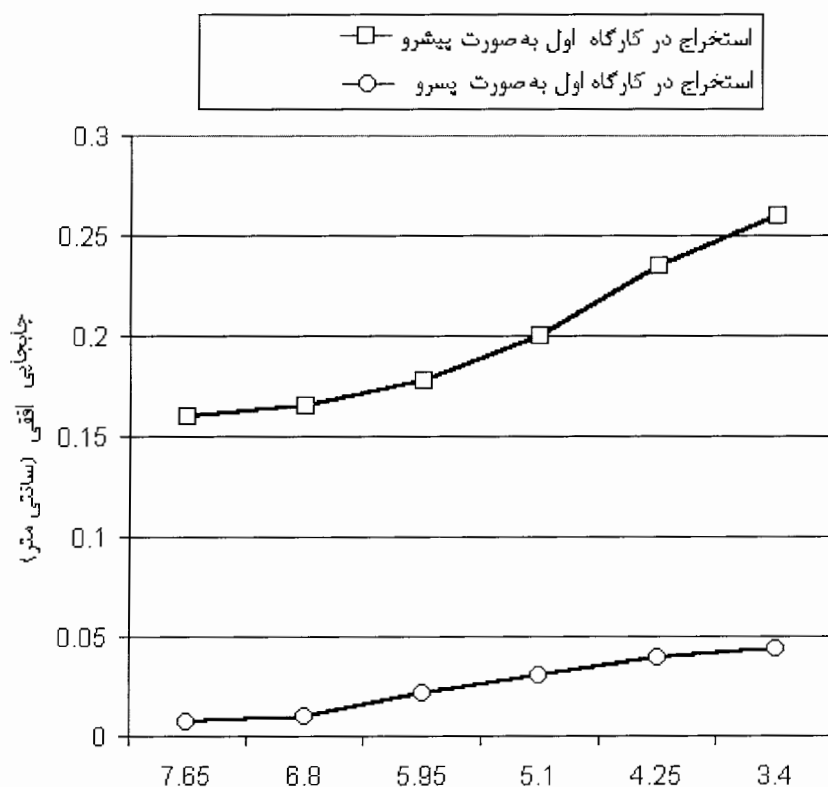
فاصله میان سینه کار پیشروی کارگاه دوم (پسروی) از فضای تخریب کارگاه اول (پسروی) (متر)

شکل ۷-۱۱ نمودار جابجایی افقی نقطه ای از سینه کار کارگاه دوم (پسروی) بر حسب فاصله میان سینه کار پیشروی کارگاه دوم (پسروی) از فضای تخریب کارگاه اول (پسروی) (متر)

۷-۷-۴ مقایسه میزان جابجایی‌های افقی در سینه‌کار کارگاه دوم (پسرو) در

دو وضعیت استخراجی کارگاه اول

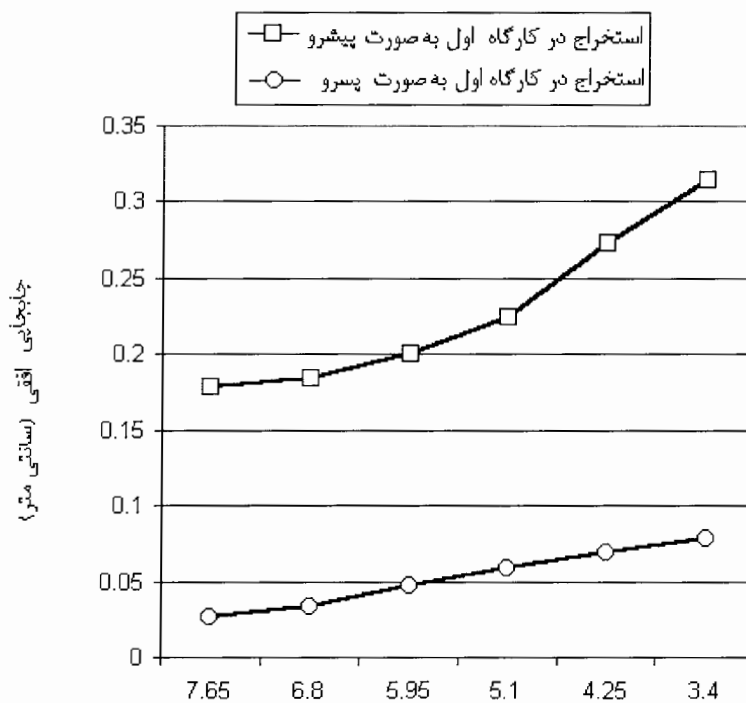
شکل ۷-۱۲ نمودارهای مربوط به میزان جابجایی‌های افقی در نقطه‌ای واقع در سینه‌کار کارگاه استخراج دوم (پسرو) در وضعیتی که سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج وجود دارد را نشان می‌دهد. نمودار اول مربوط به حالتی است که استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو و نمودار دوم مربوط به حالتی است که استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو انجام می‌شود. این شکل نشان می‌دهد که میزان جابجایی‌های افقی در حالتی که استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو انجام می‌شود کمتر از حالتی است که استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو انجام می‌شود.



فاصله سینه کار کارگاه دوم تا سینه کار کارگاه اول (متر) (نمودار اول)
و فاصله سینه کار کارگاه دوم تا فضای تخریب کارگاه اول (متر) (نمودار دوم)

شکل ۷-۱۱ نمودار جابجایی افقی نقطه‌ای از سینه‌کار کارگاه دوم (پسرو) برحسب فاصله سینه‌کار کارگاه دوم تا سینه‌کار کارگاه اول (نمودار اول) و فاصله سینه‌کار کارگاه دوم تا فضای تخریب کارگاه اول (نمودار دوم) (در شرایط وجود سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج)

شکل ۷-۱۳ نیز نمودارهای مربوط به میزان جابجایی‌های افقی در نقطه‌ای واقع در سینه‌کار کارگاه استخراج دوم (پسرو) در وضعیتی که سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج وجود ندارد را نشان می‌دهد. در این شکل، نمودار اول مربوط به حالتی است که استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو و نمودار دوم مربوط به حالتی است که استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو انجام می‌شود. نتایج بررسی نمودارهای این شکل نیز نشان می‌دهد که جابجایی‌های افقی در حالتی که استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو انجام می‌شود، کمتر از حالتی است که استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو انجام می‌شود.

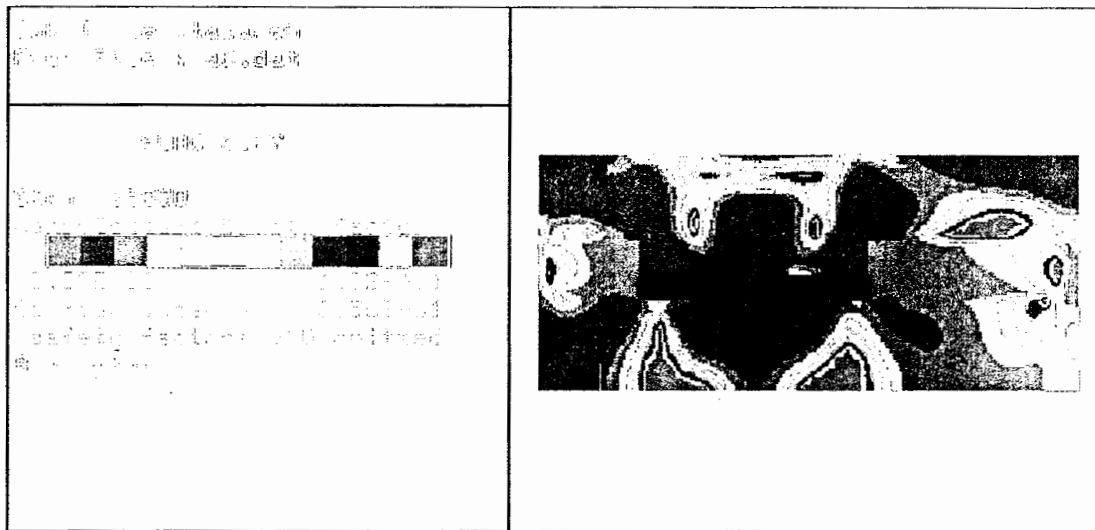


فاصله سینه کار کارگاه دوم تا سینه کار کارگاه اول (متر) (نمودار اول) و فاصله سینه کار کارگاه دوم تا فضای تخریب کارگاه اول (متر) (نمودار دوم)

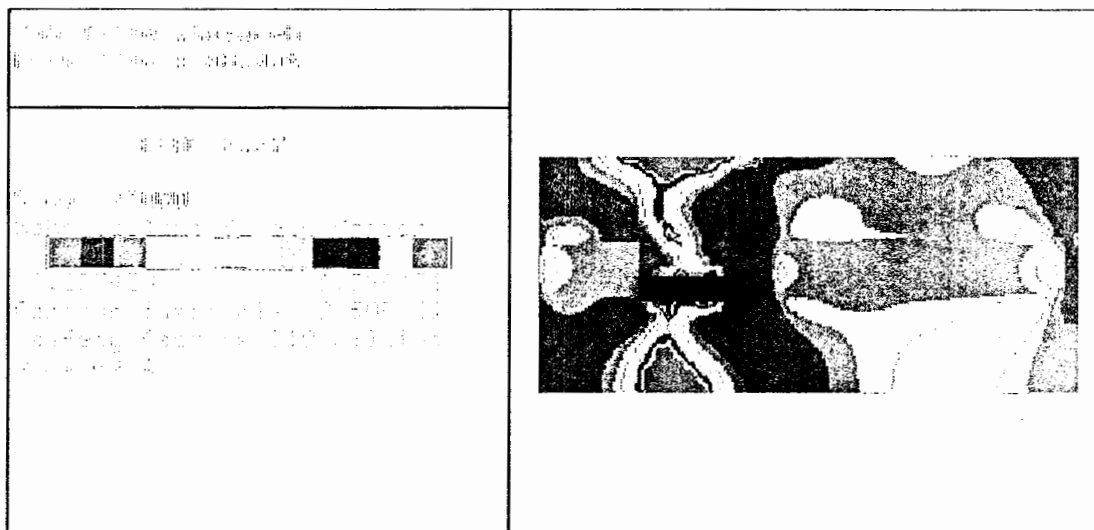
شکل ۷-۱۴ نمودار جابجایی افقی نقطه‌ای از سینه کار کارگاه دوم (پسرو) برحسب فاصله سینه کار کارگاه دوم تا سینه کار کارگاه اول (نمودار اول) و فاصله سینه کار کارگاه دوم تا فضای تخریب کارگاه اول (نمودار دوم) در شرایط عدم وجود سیستم نگهداری در کارگاه‌های استخراج)

۷-۷-۵ بررسی ضریب ایمنی (مقطع عمود بر خط بزرگترین شیب کارگاه استخراج)

شکل‌های ۷-۱۳-الف و ب وضعیت ضریب ایمنی را در دو وضعیت استخراج کارگاه اول نشان می‌دهند. در شکل ۷-۱۳-الف استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو و در شکل ۷-۱۳-ب استخراج در این کارگاه به صورت پسرو انجام می‌شود. مقایسه ضریب ایمنی در اطراف کارگاه استخراج دوم (پسرو) نشان می‌دهد، در حالتی که استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو باشد میزان ضریب ایمنی در اطراف کارگاه استخراج دوم (پسرو) بیشتر از حالتی است که استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو انجام می‌شود.



شکل ۷-۱۳-الف توزیع ضریب ایمنی در اطراف کارگاه دوم (استخراج در کارگاه اول به صورت پیشرو)



شکل ۷-۱۳-ب توزیع ضریب ایمنی در اطراف کارگاه دوم (استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو)

فصل هشتم - نتیجه‌گیری و پیشنهادات

استخراج ذغال در معادن زیر زمینی باعث ایجاد فضای خالی در زیر سطح زمین و بر هم خوردن تعادل در سنگ‌های اطراف این فضا می‌شود. با ایجاد فضای خالی، لایه‌های سقف این فضا تمایل به ریزش و پر کردن این فضا دارند. حرکت این لایه‌ها بر وضعیت تأسیسات سطحی و حتی کارگاه‌های مجاور مؤثر است. شدت این تأثیرات به ضخامت، جنس و مشخصات مکانیک سنگی توده‌سنگ‌های اطراف فضای استخراج شده و همچنین مشخصات هندسی فضای ایجاد شده وابسته است. در بعضی موارد، ریزش ناگهانی سقف کارگاه استخراج باعث مسدود شدن کارگاه و ایجاد خسارات جانی و مالی زیادی می‌شود. به منظور راه‌اندازی مجدد کارگاه تخریب شده، مقدار زیادی از ذغال به عنوان لنگهٔ محافظتی به جا گذاشته می‌شود که این مسأله باعث کاهش بهره‌وری ذغال و کاهش روزهای مفید کاری خواهد شد.

در این تحقیق، بررسی رفتار سنگ سقف لایه P_{10} بخش پشکلات منطقه طزره (از معادن شرکت ذغال‌سنگ البرز شرقی - شهرستان شاهرود) با استفاده از روش‌های تجربی و روش‌های عددی انجام شده است.

به منظور تعیین پارامترهای مکانیک‌سنگی مربوط به توده‌سنگ‌های اطراف کارگاه استخراج و تونل‌های دنباله لایه، وضعیت ناپیوستگی‌های منطقه مورد بررسی قرار گرفته است. از آنجایی که امکان بررسی وضعیت ناپیوستگی‌های سقف اصلی لایه P_{10} شیب‌دار در تونل‌های دنباله‌لایه بالا و پایین و کارگاه به دلیل عدم وجود رخنمون این لایه وجود ندارد، لذا تنها وضعیت ناپیوستگی‌های سقف بلاواسطه مورد ارزیابی قرار گرفته است.

جهت تعیین وضعیت ناپیوستگی‌های سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار، مشخصات مربوط به ۱۰۰ درزه شامل شیب، جهت شیب، گسترش و میزان بازشدگی و وضعیت پرکننده‌های درزه‌ها مورد بررسی قرار گرفته است. استفاده از نرم‌افزار *DIPS* نسخه ۲ تعداد دسته‌درزه‌های موجود در سقف بلاواسطه را دو دسته درزه نشان می‌دهد. امتداد یکی از این دسته درزه‌ها عمود بر امتداد تونل‌های پیشروی و شیب آن در جهت پیشروی تونل بوده و امتداد دسته درزه دوم موازی با امتداد تونل‌های پیشروی است.

جهت تعیین فاصله‌داری متوسط درزه‌ها از روش *SCANLINE* استفاده شده که مقدار فاصله‌داری متوسط درزه‌ها در حدود $16/72 \text{ cm}$ برآورد شده است. در تعیین شاخص کیفیت سنگ (*RQD*) با استفاده از روش پیشنهادی *Hudson* و *Priest* مقدار این شاخص $87/88$ محاسبه شده است.

در تحلیل تجربی این تحقیق، تعدادی از روش‌های تجربی ارزیابی رفتار سقف که حاصل انجام تحقیقات در معادن دیگر است معرفی شده اند. روش تعیین مقاومت جدایش لایه‌ای با استفاده از نفوذسنج گمانه‌ای یکی از این روش‌ها می‌باشد که به دلیل عدم دسترسی به ابزار مورد نیاز، مورد استفاده قرار نگرفته است. روش استفاده از چکش اشمیت به دلایل وجود نقایص زیر در ارزیابی رفتار سقف بلاواسطه در معادن ذغال طزره مورد استفاده قرار نگرفته است :

۱- عدم امکان محاسبه دقیق میانگین اعداد انعکاسی مربوط به سقف بلاواسطه در تونل‌های دنباله لایه به دلیل وجود شکستگی‌های زیادی که در اثر آتش‌باری در سنگ سقف ایجاد شده است.

۲- عدم امکان محاسبه دقیق میانگین اعداد انعکاسی مربوط به سنگ سقف بلاواسطه لایه P_{10} در کارگاه‌های استخراج به علت وجود لایه‌های نازک ذغال کاذب (لیچه) در سطح پایینی سقف بلاواسطه و عدم امکان حذف این لایه‌های نازک به علت خطر ریزش سقف و امکان ایجاد اشکال در موقعیت چوب‌های مربوط به سیستم نگهداری.

دو روش طبقه‌بندی *Peng* و طبقه‌بندی *Proyavkin* رفتار سقف بلاواسطه و سقف اصلی را تا حدودی مشابه نتایج بدست آمده از گزارش‌های مربوط به گذشته و مشاهدات تجربی معرفی می‌کند.

در استفاده از روش شاخص مقاومت، مقدار این شاخص برای سقف بلاواسطه لایه P_{10} برابر با $3/939$ مگاپاسکال بدست می‌آید که این مقدار وضعیت سقف بلاواسطه را نیمه پایدار معرفی می‌کند. همچنین حداکثر گام پیشروی قبل از وقوع اولین تخریب دوره‌ای در حدود 8 الی 18 متر برآورد می‌شود که نتیجه به دست آمده از این روش تا حد مطلوبی مشابه وضعیت سقف بلاواسطه در واقعیت است.

در ارزیابی سقف اصلی با استفاده از روش شاخص مقاومت، مقدار این شاخص برای سقف اصلی برابر $8/04$ مگاپاسکال بدست می‌آید که این مقدار وضعیت سقف اصلی را پایدار معرفی می‌کند.

همچنین حداکثر گام پیشروی قبل از وقوع اولین تخریب دوره‌ای سقف اصلی در حدود ۱۸ الی ۲۵ متر برآورد شده که نتیجه به‌دست آمده تا حد مطلوبی مشابه وضعیت سقف اصلی در واقعیت است. مسئله بررسی وجود شرایط جهت اعمال بار ضربه‌ای شدید از سوی سقف اصلی با استفاده از شاخص N نشان می‌دهد که تاثیر وزنی سقف قابل تشخیص است. همچنین مسئله وجود شرایط لازم جهت اعمال تاثیر وزنی سقف اصلی با استفاده از میزان ارتفاع تخریب سقف بلاواسطه نیز نشان می‌دهد که مقدار ارتفاع تخریب مربوط به سقفی از جنس سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار بیشتر از ضخامت سقف بلاواسطه مربوط به این لایه است، در نتیجه تخریب سقف بلاواسطه نمی‌تواند فضای خالی ایجاد شده ناشی از استخراج لایه ذغالی و ریزش سقف بلاواسطه را پر کند و وجود یک فضای خالی میان سقف بلاواسطه تخریب شده و سقف اصلی شرایط را جهت ایجاد و تشخیص تاثیر وزنی سقف اصلی فراهم می‌سازد.

در استفاده از روش تعیین شاخص مهندسی نیز مقدار این شاخص برای سقف بلاواسطه لایه P_{10} برابر با ۱۹/۹۲۷ متر بدست می‌آید که این مقدار وضعیت سقف بلاواسطه را پایدار معرفی می‌کند. این وضعیت با مشاهدات تجربی هم‌خوانی مطلوبی ندارد. استفاده از این روش حداکثر گام پیشروی قبل از وقوع تخریب در سقف بلاواسطه و سقف اصلی را بسیار بیشتر از مقداری که در واقع اتفاق افتاده است بیان می‌کند و این مسئله عدم عمومیت کاربرد این روش در معادن را نشان می‌دهد.

از آنجایی که استفاده از دو سیستم طبقه‌بندی بنیواسکی و بارتن به منظور طبقه‌بندی توده‌سنگی است که فضاهای زیرزمینی (تونل‌های دنباله لایه و کارگاه‌های استخراج) در آن حفر شده است و این شرایط در معادن ذغال‌سنگ طزره (که تونل‌های دنباله لایه در لایه‌های ذغالی و سنگ‌های کمربالا و کارگاه‌های استخراج در اثر استخراج لایه‌های ذغالی ایجاد شده‌اند) وجود ندارد، لذا استفاده از این سیستم طبقه‌بندی تنها در ارزیابی سقف بلاواسطه تونل‌های دنباله لایه مربوط به لایه P_{10} مورد استفاده قرار می‌گیرد.

در استفاده از سیستم طبقه‌بندی بنیواسکی RMR_{89} مقدار امتیاز توده سنگ سقف بلاواسطه برابر ۴۷/۹ محاسبه شده است. این مقدار شرایط سقف را ناپایدار و لزوم نصب سیستم نگهداری را معرفی می‌کند.

در استفاده از سیستم طبقه‌بندی بارتن (شاخص Q) مقدار این شاخص برای سقف بلاواسطه برابر $1/0.9$ برآورد می‌شود که با توجه به بعد معادل تونل‌های دنباله لایه (مقدار $2/25$) و شاخص Q مربوط به تونل‌های دنباله لایه بالایی و پایینی و مراجعه به نمودارهای مربوطه، مشخص شد که نصب سیستم نگهداری لازم است.

بررسی وضعیت انفجار خودبه‌خودی در سنگ‌های سقف بلاواسطه براساس دو عامل عمق و چگونگی پیوستگی توده‌سنگ سقف بلاواسطه، وقوع انفجار شدید در سنگ‌های سقف را بیان می‌کند، در حالی که مشاهدات و گزارشات نشان می‌دهد که فعالیت انفجار خودبه‌خودی در سنگ‌های سقف شدید نیست.

تحلیل عددی سقف بلاواسطه لایه P_{10} شیب‌دار با استفاده از نرم افزار $FLAC$ به صورت بررسی میزان جابجایی‌ها و ضریب ایمنی در دو وضعیت صورت گرفته است. در وضعیت اول مقطع مورد بررسی در راستای امتداد خط بزرگترین شیب کارگاه استخراج تهیه شده است. نتایج حاصل از این قسمت، نشان می‌دهد که تغییر در وضعیت نگهداری کارگاه‌های استخراج بر میزان جابجایی‌های عمودی و افقی در نقاطی از سقف تونل‌های دنباله لایه و کارگاه استخراج موثر است.

در وضعیت دوم، مقطع مورد بررسی در راستای عمود بر امتداد خط بزرگترین شیب کارگاه استخراج تهیه شده است. در این وضعیت میزان جابجایی‌ها در سقف و سینه کار کارگاه استخراج دوم (پسرو) لایه P_{10} در دو حالت مورد بررسی قرار گرفته است. حالت اول مربوط به وضعیتی است که استخراج در کارگاه مجاور (کارگاه اول) واقع در همان پهنه استخراجی به صورت پیشرو و حالت دوم مربوط به وضعیتی است که استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو انجام می‌شود. نتایج تحلیل عددی نشان می‌دهد که در وضعیتی که استخراج در کارگاه اول به صورت پسرو صورت می‌گیرد، مقدار جابجایی‌های عمودی در سقف و مقدار جابجایی‌های افقی در سینه کار کارگاه دوم (پسرو) کمتر و همچنین مقادیر ضریب ایمنی در اطراف کارگاه دوم لایه P_{10} شیب‌دار بیشتر از حالت دیگر است در نتیجه میزان ذخیره ذغالی که به منظور ایجاد شرایط ایمن در بین دو کارگاه باقی گذارده می‌شود، کمتر خواهد بود. بنابراین به دلیل وجود ایمنی بیشتر و همچنین بهره‌وری بیشتر لایه‌های ذغالی، نحوه استخراج در دو کارگاه استخراج مجاور (واقع در یک پهنه استخراجی) به صورت مشابه (هر دو پیشرو و یا هر دو پسرو) به عنوان روش بهتر پیشنهاد می‌شود.

در پایان با توجه به نتایج ارزیابی رفتار سقف لایه P_{10} شیب‌دار، موارد زیر پیشنهاد می‌گردد:

- ۱- پیش از آغاز مرحله آماده سازی کارگاه (با توجه به وضعیت سنگ‌شناسی توده‌سنگ‌های اطراف کارگاه موردنظر که از گمانه‌های اکتشافی به‌دست‌آمده) یک ارزیابی اولیه با استفاده از روش‌های ذکر شده انجام شود. هر چند که نتایج حاصل از همه روش‌های تجربی ذکر شده با واقعیت رفتار سقف‌ها تشابه کامل ندارند ولی اطلاع از نوع ریزش سنگ‌های سقف توانایی طراحان و تکنسین‌های معدنی را در پیشگیری و تا حدی کنترل عوارض ناشی از ریزش‌های ناگهانی بالا می‌برد.
- ۲- در تحلیل عددی کارگاه‌های ذغالی که در آنها از سیستم نگهداری چوبی استفاده می‌شود از نسخه‌های بالاتر نرم‌افزار *FLAC* استفاده شود و جهت افزایش دقت تحلیل تا حد امکان از تحلیل سه‌بعدی استفاده شود.
- ۳- سیستم‌های طبقه‌بندی بنیادسکی و بارتن تنها در ارزیابی سقف بلاواسطه تونل‌های دنباله لایه مورد استفاده قرار بگیرد.
- ۴- پس از حفر مقداری از تونل‌های دنباله لایه بالایی و پایینی جهت استفاده از بعضی از روش‌های ارزیابی قابلیت تخریب در کارگاه و تونل‌های دنباله لایه وضعیت ناپیوستگی‌های سقف بلاواسطه به دقت مورد بررسی قرار بگیرد.
- ۵- جهت تعیین وضعیت تنش‌های برجای سقف بلاواسطه، از ابزار مربوط به آن که از بیشترین دقت برخوردار هستند، استفاده شوند.
- ۶- هر چند که استفاده از پیشرفته‌ترین امکانات در تحلیل رفتار سقف، توانایی مهندسین و طراحان را تا زیادی بالا می‌برد ولی باید به این نکته اشاره نمود که همواره پدیده‌ها و عواملی ممکن است در عالم طبیعت رخ دهد که همه محاسبات و پیش‌بینی‌های مهندسی را تحت شعاع خود قرار داده و بی‌تاثیر نماید. بنابراین در آغاز هر عملیات استخراج روزانه باید کوچکترین عوامل غیر طبیعی همانند ریزش‌های موردی، صدای شکستن سنگ‌های سقف و مشاهده شکستگی‌های زود هنگام در نگهداری‌های چوبی را عاملی هشدار دهنده برای وقوع حوادثی غیرقابل جبران دانست.

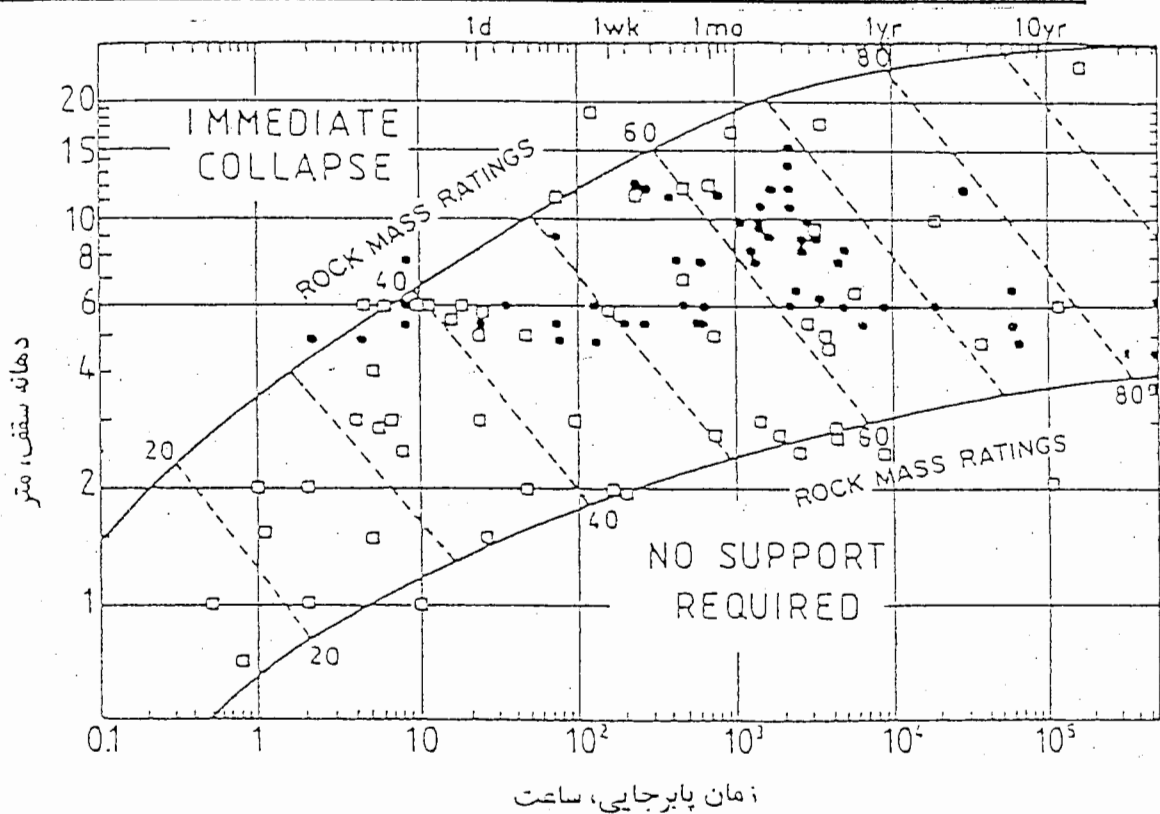
منابع

- ۱- قارونی نیک، مرتضی و همزه ابیازنی، مرتضی [مترجمین] ۱۳۸۰. نگهداری حفريات زیرزمینی در سنگ‌های سخت. هوک، کیسر، باودن. [مولفین]. چاپ اول. چاپ و صحافی سپهر. تهران
- ۲- واحدی، محمد، ۱۳۸۰. تحلیل پایداری تونل‌ها در محیط‌های پرتنش. پایان‌نامه کارشناسی ارشد. دانشکده معدن و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود
- ۳- صفری، اباسد، ۱۳۸۰. تحلیل پایداری شیروانی ساحل راست سد گتوند علیا. پایان‌نامه کارشناسی ارشد. دانشکده معدن و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود
- ۴- طالبی، کاوه، ۱۳۸۱. تجزیه و تحلیل پایداری دیواره شرقی معدن مس سرچشمه. پایان‌نامه کارشناسی ارشد. دانشکده معدن و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود
- ۵- هراتی، محمدرضا، ۱۳۷۴. طبقه بندی مهندسی سنگ‌ها در ارتباط با طراحی فضاهای زیرزمینی. انتشارات شرکت فنی ایران
- ۶- مدنی، حسن، ۱۳۷۹. تونل‌سازی جلد سوم (تحلیل پایداری). مرکز نشر دانشگاه صنعتی امیرکبیر
- ۷- حسینی، امیر، ۱۳۸۰. روش‌های ارزیابی قابلیت تخریب سقف در معادن ذغال. مجموعه مقالات دومین کنفرانس دانشجویی مهندسی معدن. انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود
- ۸- ترابی، سید رحمان، ۱۳۸۱. مقدمه ای بر مکانیک سنگ. انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود
- ۹- همتیان، جمال، ۱۳۶۷. طراحی سیستم‌های نگهداری در کارگاه‌های جبهه کار بلند. پروژه کارشناسی ارشد. دانشکده معدن دانشگاه صنعتی امیرکبیر
- ۱۰- همتیان، جمال، ۱۳۷۶ [مترجم]. طراحی سیستم‌های نگهداری در معادن. ک. بایرون-آریگلو. [مولفین]. موسسه نشر جهاد وابسته به جهاد دانشگاهی
- ۱۱- گزارش تفصیلی منطقه ذغال سنگ البرز شرقی ۱۳۵۵- شرکت ذغال سنگ البرز شرقی
- ۱۲- فهیمی فر، احمد- ۱۳۷۶. سازه های زیرزمینی در سنگ. انتشارات دانشگاه صنعتی امیرکبیر
- ۱۳- اورعی، کاظم [تالیف] دی‌ماه ۱۳۸۰. روش‌های استخراج زیرزمینی (ذغال سنگ). مرکز نشر دانشگاه صنعتی امیرکبیر. تهران
- ۱۴- بصیر، حسن، ۱۳۸۱. روش‌های استخراج معدن. مرکز نشر دانشگاه صنعتی امیرکبیر

- 15- Bieniawski Z.T ,1984,*Rock mechanics design and tunneling . Printed in the Netherlands*
- 16- Bieniawski Z.T , 1987 .*Strata control in mineral engineering . Printed in the Netherlands*
- 17- SARKAR S.K .1997 .*Ground control in mining . Distributed in usa and Canada*
- 18- PENG ,S ,1986 . *Coal mine ground control .Printed in the united states of America*
- 19- Chugh ,P, Karmis, Michael .1982 . *State of -the-Art of ground control in long wall mining and mining subsidence. Printed in the New york*
- 20- Brady ,B.H , Brown E.T .1993 .*Rock mechanics for underground mining*
- 21- Farmer , Ian .1983 .*Engineering behaviour of rock . Published by chapman and Hall Ltd.second editor*

ادامه جدول ۱ پارامترهای طبقه‌بندی RMR و امتیاز مربوط به آنها [۱]

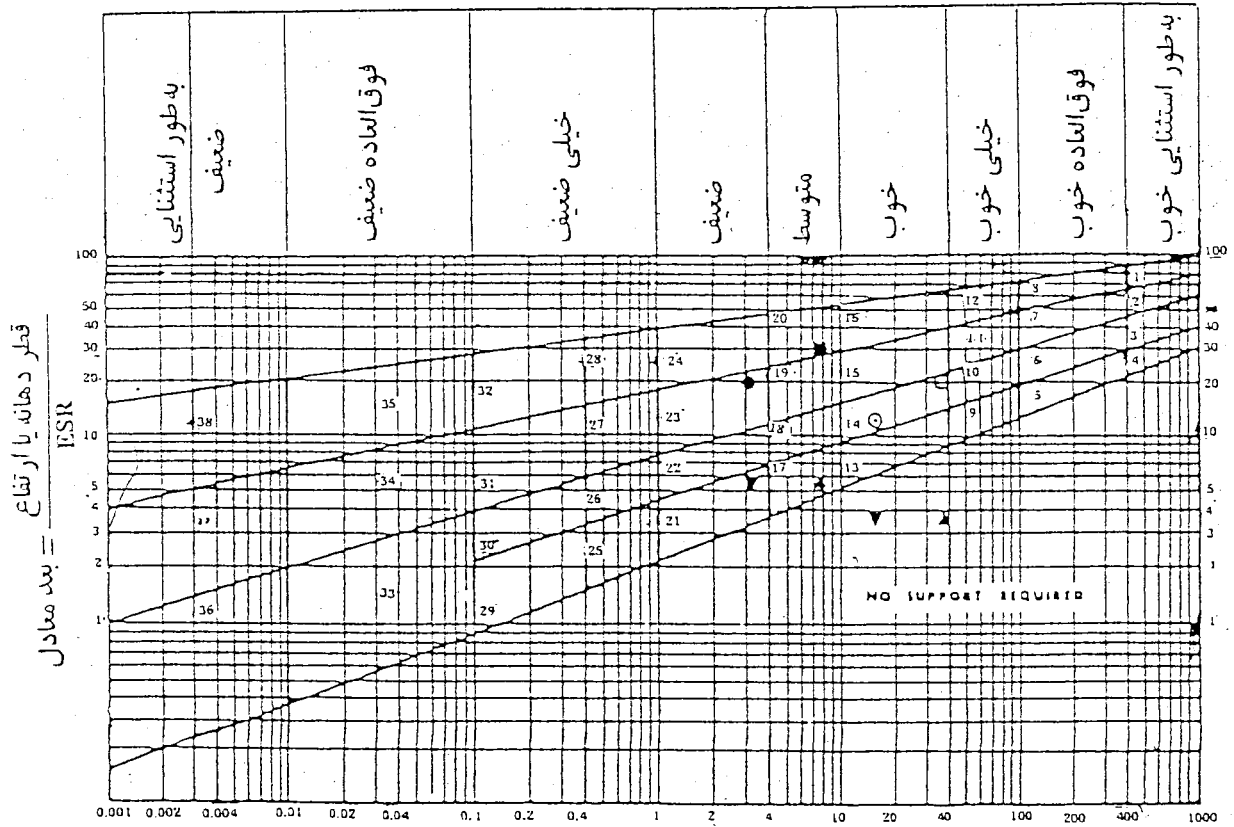
ب - رده و کلاس توده سنگ که براساس امتیاز کل تعیین می‌شود					
< ۲۱	۲۱ - ۲۰	۲۱ - ۶۰	۶۱ - ۸۰	۸۱ - ۱۰۰	امتیاز
V	IV	III	II	I	شماره طبقه (کلاس)
سنگ خیلی ضعیف	سنگ ضعیف	سنگ متوسط	سنگ خوب	سنگ خیلی خوب	
ت - معنای رده و کلاس سنگ					
V	IV	III	II	I	شماره طبقه (کلاس)
۳۰ دقیقه برای ۵ متری	۱ ساعت برای دهانه	یک هفته برای دهانه	یک سال برای	۲۰ سال برای دهانه	متوسط زمان خورد پایداری
دهانه ۱ متری	دهانه ۵/۵ متری	۵ متری	دهانه ۱۰ متری	۱۵ متری	
کمتر از ۱۰۰	۱۰۰ - ۲۰۰	۲۰۰ - ۳۰۰	۳۰۰ - ۲۰۰	بیشتر از ۲۰۰	چسبندگی توده سنگ (KPa)
کمتر از ۱۵	۱۵ - ۲۵	۲۵ - ۳۵	۳۵ - ۲۵	بیشتر از ۲۵	زائره اصطکاک توده سنگ (درجه)
ث - رهنمودهایی برای طبقه‌بندی شرایط ناپوستگی‌ها					
بیشتر از ۲۰ متر	۱۰ - ۲۰ متر	۲ - ۱۰ متر	۲ - ۳ متر	کمتر از ۱ متر	طول ناپوستگی (گسترش ناپوستگی)
بیشتر از ۵ میلی‌متر	۵ - ۱ میلی‌متر	۱۰ - ۱ میلی‌متر	کمتر از ۱ میلی‌متر	ندارد	بازشدگی (شکاف)
مجبلی	صاف	کمی زبر	زبر	خیلی زبر	امتیاز
بیشتر از ۵mm برکنده نرم	۵ برکنده نرم	۵ برکنده سخت	۵ برکنده سخت	ندارد	برندگی (خردشدگی)
ملاصق شده	مرازدگی زیاد	مرازدگی متوسط	کمی مرازده	مرازده	مرازدگی
	۱	۲	۳	۴	امتیاز
ج - اثر راستا و جهت شیب در تونلاژی					
استاد مرازی محور تونل			استاد عمود بر محور تونل		
زائره شیب ۲۰-۲۵ درجه	زائره شیب ۲۵-۹۰ درجه	زائره شیب ۹۰-۲۰ درجه	جهت پیشروی هم جهت شیب، شیب ۲۰-۲۵ درجه	جهت پیشروی هم جهت شیب، شیب ۲۵-۹۰ درجه	جهت پیشروی هم جهت شیب، شیب ۹۰-۲۰ درجه
مناسب	خیلی نامساعد	نامساعد	مساعد	خیلی مساعد	
زائره شیب ۲۰-۹۰ درجه بدون توجه به راستا			جهت پیشروی خلاف جهت شیب، شیب ۲۰-۲۵ درجه		
مناسب			نامساعد		



شکل ۱ ارتباط میان زمان پابرجایی و دهانه سقف [۶]

جدول ۲ اندازه عددی ضریب ESR در وضعیت های مختلف [۶]

اندازه عددی ESR	وضعیت تونل	رده
۳ تا ۵	تونلهای معدنی موقتی	الف
۱/۶	تونلهای معدنی دائمی، تونلهای آبرسانی به نیروگاههای برق آبی (به استثنای تونلهای تحت فشار)، تونلهای پیشاهنگ، تونلهای دنباله‌رو، تونلهای پیشاهنگ حفاریات بزرگ	ب
۱/۳	انبارهای زیرزمینی، تصفیه‌خانه‌های زیرزمینی، تونلهای فرعی راه و یا راه آهن، تونلهای دسترسی	ج
۱	نیروگاههای برقی زیرزمینی، تونلهای اصلی راه و یا راه آهن، پناهگاههای عمومی زیرزمینی، ورودی تقاطع‌های زیرزمینی	د
۰/۸	نیروگاههای هسته‌ای زیرزمینی، ایستگاههای راه آهن، مراکز عمومی و ورزشی زیرزمینی، کارخانجات زیرزمینی	ه



$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) \times \left(\frac{J_r}{J_a} \right) \times \left(\frac{J_w}{SRF} \right)$$

شکل ۲ ارتباط میان بعد معادل و مقدار شاخص Q [۶]

جدول ۳ طبقه بندی پارامترهای مورد استفاده در تعیین شاخص کیفیت تونل زنی Q [۶]

توصیف	مقدار	ملاحظات
۱- شاخص کیفیت سنگ	RQD	۱- وقتی که مقدار RQD بین صفر تا ۱۰ باشد برای ارزیابی Q مقدار RQD برابر با ۱۰ فرض می شود ۲- مقادیر RQD با تغییرات ۵ یعنی ۱۰۰، ۹۵، ۹۰ و غیره به اندازه کافی دقیق هستند.
۲- عدد مربوط به تعداد درزه‌ها الف. توپر، بدون درزه یا با درزه کم ب. یک مجموعه درزه ج. یک مجموعه درزه و نامنظم د. دو مجموعه درزه ه. دو مجموعه درزه و نامنظم و. سه مجموعه درزه ز. سه مجموعه درزه و نامنظم ح. چهار مجموعه درزه یا بیشتر، نامنظم، شدیداً درزه دار، دانه‌ها به اندازه قند شکسته و غیره ی. سنگ خرد شده، خاک مانند	J_n ۱ تا ۰/۵ ۲ ۳ ۴ ۶ ۹ ۱۲ ۱۵ ۲۰	۱- برای تقاطع دو تونل J_n را در ۳ ضرب کنید: ($J_n \times 3$) ۲- برای ورودی تونل‌ها J_n را در ۲ ضرب کنید: ($J_n \times 2$)
۳- عدد مربوط به زبری درزه‌ها دیواره درزه‌ها در تماس با یکدیگر دیواره درزه‌ها در تماس با یکدیگر قبل از ۱۰ سانتیمتر برش الف. درزه‌های غیرمستند ب. زبر و نامنظم، موجدار ج. صاف - موجدار د. آینه‌ای، موجدار ه. زبر و نامنظم، مسطح و. صاف، مسطح ز. آینه‌ای، مسطح وقتی برش اتفاق می افتد دیواره درزه‌ها با هم در تماس نیستند ح. زون حاوی مراد رسی با ضخامت کافی که از تماس دیواره‌ها مسامت می کند ط. زون ماسه‌ای، شنی یا سنگ خرد شده با ضخامت کافی که از تماس دیواره‌ها جلوگیری می کند.	J_r J_r ۴ ۳ ۲ ۱/۵ ۱/۵ ۱ ۰/۵ ۱ ۱	۱- چنانچه فاصله داری متوسط مجموعه درزه‌ها بزرگتر از ۳ متر باشد، مقدار J_r را به J_r اضافه کنید. ۲- $J_r = 0/5$ را می توان برای درزه‌های مسطح و آینه‌ای که لایه بندی داشته باشند استفاده کرد، به شرطی که لایه‌ها در جهتی قرار گرفته باشند که مقاومت حداقل باشد.

ادامه جدول ۳ طبقه بندی پارامترهای مورد استفاده در تعیین شاخص کیفیت تونل زنی [۶] Q

Φ_r (تقریبی)	J_a	۴- عدد مربوط به دگرسانی درزه‌ها
	۰/۷۵	دیواره درزه‌ها در تماس الف. شدیداً جوش خورده، سخت، غیر نرم، مواد آکنده غیر قابل نفوذ
(۲۵ تا ۳۵)	۱	ب. دیواره‌های درزه دگرسان نشده، سطوح درزه‌ها صرفاً زنگ زده است.
(۲۵ تا ۳۰)	۲	ج. دیواره درزه‌ها کمی دگرسان شده است، مواد پوششی درزه‌ها از کانی‌های غیر نرم، ذرات ماسه‌ای، سنگ شکسته عاری از مواد رسی و غیره
(۲۵ تا ۲۰)	۳	د. مواد آکنده درزه‌ها از سیلت، رس یا ماسه، بخش‌های کوچک رسی (غیر نرم)
(۱۶ تا ۸)	۴	ه. مواد آکنده درزه‌ها از مواد رسی نرم یا با اصطکاک کم، مثل کائولینیت، میکا. همچنین کلریت، تالک، گچ، گرانیت و غیره، و مقادیر کم رس‌های تورمی (پوشش ناپیوسته، با ضخامت ۱ تا ۲ میلیمتر و یا کمتر است). دیواره درزه‌ها تا قبل از ۱۰ میلیمتر برش در تماس با هم هستند.
(۳۰ تا ۲۵)	۴	و. ذرات ماسه، سنگ شکسته عاری از مواد رسی و غیره.
(۲۴ تا ۱۶)	۶	ز. شدیداً پیش تحکیم شده، مواد آکنده رسی غیر نرم (ممتد، ضخامت کمتر از ۵ میلیمتر)
(۱۶ تا ۱۲)	۸	ح. پیش تحکیم شده متوسط یا کم، نرم، مواد آکنده رسی (ممتد، ضخامت کمتر از ۵ میلیمتر)
(۱۲ تا ۶)	۸ تا ۱۲	ط. مواد آکنده تورمی، یعنی مونت مرر یلویت (ممتد، ضخامت کمتر از ۵ میلیمتر) مقدار J_a بستگی به درصد اندازه ذرات رس تورمی و به مقدار دسترسی به آب دارد.
	J_a	دیواره درزه‌ها پس از برش در تماس نیستند.
	۶	ی. زونیا یا نوارهای شکسته و غیر سالم
	۸	ک. یا سنگ خرد شده و رس G ، H و J .
(۲۴ تا ۶)	۸ تا ۱۲	ل. برای شرایط رسی را نگاه کنید).
	۵	م. زونیا یا نوارهای سیلنی یا رس ماسه‌ای، رگه‌های کوچک رسی (غیر نرم)
		ن. ضخیم، مناطق ممتد یا
(۲۴ تا ۶)	۱۰ تا ۱۳	ص. نوارهایی از رس G ، H و J .
	۱۳ تا ۲۰	ع. برای شرایط، رس را ببینید.

ادامه جدول ۲ طبقه بندی پارامترهای مورد استفاده در تعیین شاخص کیفیت تونل زنی Q [۶]

فشار تقریبی آب kgf/cm^2 < ۱	(J_w) ۱	۵- ضریب مربوط به کاهش آب درزه‌ها الف. حفاری خشک یا جریان آب کم، یعنی کمتر از ۵ لیتر در دقیقه به صورت محلی
۱ تا ۲/۵	۰/۶۶	ب. جریان آب یا فشار متوسط، گاهی آب‌شستگی مواد اتفاق می‌افتد.
۲/۵ تا ۱۰	۰/۵	ج. جریان آب زیاد یا فشار بالا در سنگ خوب با درزه‌های پر نشده
۲/۵ تا ۱۰	۰/۳۳	د. جریان آب زیاد با فشار بالا، آب‌شستگی مواد آکنده قابل ملاحظه است
> ۱۰	۰/۲ تا ۰/۱	ه. جریان فوق‌العاده زیاد آب یا فشار در لحظه آتشباری کاهش در طول زمان
ضرایب C تا F مقادیر تسخمینی خام هستند. چنانچه سیستم زه‌کشی ایجاد شد مقدار J_w را افزایش دهید	۰/۱ تا ۰/۰۵	و. جریان فوق‌العاده زیاد آب یا فشار به‌طور مداوم بدون کاهش در طول زمان
۲- مسائل خاصی که به علت تشکیل یخ به وجود می‌آیند، موردنظر قرار نگرفته‌اند.	(SRF)	۶- ضریب مربوط به کاهش تنش زونهای ضعیفی که تونل را قطع می‌کند، ممکن است موجب سستی توده سنگ به هنگام حفاری تونل شود.
۱- چنانچه زونهای برشی تونل را قطع نمی‌کند بلکه تحت تاثیر قرار می‌دهد، این مقادیر SRF را به میزان ۲۵-۵۰٪ کاهش دهید.	۱۰	الف: وقوع متعدد زونهای ضعیف که محتوی رس یا سنگ خرد شده و تجزیه شده است، سنگ خیلی بست در اطراف تونل (در هر عمق).
	۵	ب: زونهای ضعیف منفرد محتوی رس، یا سنگ تجزیه شده و هوازده، عمق حفاری کمتر از ۵۰ متر
	۲/۵	ج: زونهای ضعیف منفرد محتوی رس، یا سنگ تجزیه شده و هوازده، عمق حفاری بیشتر از ۵۰ متر