

بسم الله الرحمن الرحيم



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک
رشته مهندسی معدن، گرایش استخراج

پایان نامه کارشناسی ارشد

ارائه الگوی چالزنی و آتشباری مناسب در پیشروی تونل‌های سنگی با هدف
کاهش خسارات ناشی از حفر تونل (مطالعه موردی - معدن طزره)

نگارنده : مهتاب کیانی‌نژاد

اساتید راهنما

دکتر فرهنگ سرشکی

دکتر محمد عطایی

شهریور ۹۶

تقدیم به خانواده مهربان و عزیزم که امید و روشنی را هم هستند...

شکر و قدردانی

خدای را بسی شاکرم که از روی کرم پدر و مادری فداکار نصیم ساخته تا در سایه درخت پربار وجودشان بیایم و از ریشه آنها شاخ و برگ بگیرم و از سایه

وجودشان در راه کسب علم و دانش تلاش نمایم. والدینی که بودنشان تاج افتخاری است بر سرم و نشان دلیلی است بر بودنم چرا که این دو وجود

پس از پروردگار مایه هستی ام بوده اند، دستم را گرفتند و راه رفتن را در این وادی زندگی پر از فراز و نشیب به من آموختند، سر تعظیم را به پیشگاه

مقدشان فرود می آورم و همچنین خواهر عزیزم که همیشه مانند خورشید روشنای را هم بود.

از اساتید مهربان و بزرگوارم جناب آقای دکتر سرکشی و دکتر عطایی پاسکزارم که در این راه سخت پشتوانه ام بودند و هر چه دارم به لطف ایشان

است. از آقایان مهندس ابوالقاسمی، فریزی، متحدی، قهری و رجبی نهایت شکر را دارم.

از دوستان و همکاران همیشگی ام که هر لحظه کنارم و دلگرمی ام بودند بی نهایت پاسکزارم.

تعهد نامه

اینجانب مهتاب کیانی نژاد دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی استخراج معدن دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه ارائه الگوی چالزنی و آتشیاری مناسب در پیشروی تونل های سنگی با هدف کاهش خسارات ناشی از حفر تونل تحت راهنمایی دکتر فرهنگ سرشکی و محمد عطایی متعهد می شوم.

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

تاریخ ۱۳۹۶/۰۶/۱۹

امضای دانشجو: مهتاب کیانی نژاد

مالکیت نتایج و حق نشر

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

چکیده

نیاز روزافزون جامعه بشری به حفاریات زیرزمینی متنوع اعم از تونل‌های حمل و نقل و تونل‌های معدنی ایجاب می‌کند که تکنیک‌های ساخت این فضاها همواره مورد توجه محققین مختلف قرار گیرد. بدین منظور در این مطالعه تونل سنگی دنباله لایه با نام تونل K12 از مجموعه معدنی زغال‌سنگ طزره که تونل پیشروی لایه زغال است مورد بررسی قرار گرفت. در این راستا اطلاعات زمین‌شناسی و پارامترهای فنی استخراج برای شناخت محیط سنگی جمع‌آوری شد. برای انتخاب روش مناسب طراحی الگوی انفجار، روش‌های موجود مطالعه و بررسی شدند. روش ساروس که برای انفجار تونل‌های کوچک مقطع مناسب است انتخاب و اجرا شد که در نتیجه آن خرج ویژه به میزان ۳۵٪ کاهش یافت، خردایش سنگ‌های حاصل از انفجار بهبود بخشیده شد، پرتاب سنگ و آسیب به سیستم نگهداری کاهش یافته است.

کلمات کلیدی: حفاری زیرزمینی، تونل پیشروی، روش‌های انفجار، روش ساروس، طراحی الگو.

لیست مقالات استخراج شده از پایان نامه

- کیانی نژاد، مهتاب؛ سرشکی، فرهنگ؛ عطایی، محمد؛ " بررسی کیفیت خردایش تونل پیشروی در معدن زغال سنگ طزره با استفاده از نرم افزار Goldsize"، سومین کنگره ملی زغال سنگ ایران، شهریور ماه ۹۵.

فهرست مطالب

عنوان	صفحه
فصل اول - کلیات	۱
۱-۱ مقدمه	۲
۲-۱ تعریف مسئله	۳
۳-۱ ضرورت و اهمیت تحقیق	۴
۴-۱ هدف تحقیق	۴
۵-۱ سابقه تحقیق	۵
۶-۱ معرفی منطقه مورد نظر	۸
۷-۱ روش تحقیق	۹
۸-۱ ساختار پایان نامه	۱۰
فصل دوم - آتشباری در تونل ها	۱۳
۱-۲ مقدمه	۱۴
۲-۲ پارامترهای تأثیرگذار در آتشباری	۱۴
۱-۲-۲ پارامترهای قابل کنترل	۱۴
۲-۲-۲ پارامترهای غیرقابل کنترل	۱۴
۳-۲ فرآیند انفجار در تونل	۲۴
۴-۲ الگوهای آتشباری تونل ها	۲۶
۱-۴-۲ انواع برش ها و محاسبات آتشباری مربوطه	۲۷
۲-۴-۲-۱ برش های استوانه ای	۲۸
۲-۴-۲-۲ برش سوخته	۳۸

۳۹	 ۳-۱-۴-۲ برش ساروس
۴۰	 ۴-۱-۴-۲ برش سوئدی
۴۱	 ۲-۴-۲ روش روسی
۴۱	 ۱-۲-۴-۲ محاسبه خرج ویژه
۴۱	 ۲-۲-۴-۲ تعیین تعداد چال لازم در سینه کار
۴۴	 ۳-۴-۲ بررسی صحت الگوهای آتشیاری
۴۶	 ۵-۲ جمع بندی فصل
۴۷	 فصل سوم - جمع آوری اطلاعات
۴۸	 ۱-۳ مقدمه
۴۸	 ۲-۳ معرفی تونل سنگی مورد مطالعه
۴۸	 ۳-۳ سیستم درزه داری
۵۵	 ۴-۳ پارامترهای فنی استخراج
۶۰	 ۵-۳ بررسی خردایش
۶۱	 ۱-۵-۳ معرفی نرم افزار Goldsize
۶۱	 ۲-۵-۳ آنالیز تصاویر
۷۱	 ۶-۳ جمع بندی فصل
۷۳	 فصل چهارم- ارائه الگوی چالزنی و آتشیاری مناسب و بررسی نتایج
۷۴	 ۱-۴ مقدمه
۷۴	 ۲-۴ مقایسه روش های پیشنهادی
۷۴	 ۳-۴ طراحی الگوی انتخابی
۸۱	 ۴-۴ نتایج انفجار
۸۱	 ۵-۴ جمع بندی فصل

فصل پنجم- نتیجه گیری و پیشنهادها	۸۳
۱-۵ مقدمه	۸۴
۲-۵ نتیجه گیری	۸۴
۳-۵ پیشنهادها	۸۵
منابع	۸۷
پیوست	۹۱

فهرست شکل‌ها

عنوان	صفحه
شکل ۱-۱ موقعیت مکانی منطقه معدنی طزره.....	۹
شکل ۲-۱ فلوجارت مراحل انجام روش تحقیق.....	۱۱
شکل ۱-۲ جهت سطوح لایه‌بندی نسبت به محور تونل.....	۲۲
شکل ۲-۲ سیستم‌های پیشروی در حفر تونل‌ها.....	۲۶
شکل ۳-۲ زون‌های مختلف در آتشیاری تونل‌ها.....	۲۷
شکل ۴-۲ برش چهار مقطعی.....	۳۰
شکل ۵-۲ نتایج آتشیاری به ازاء فواصل مختلف بین چال خالی و خرج‌گذاری شده و مقادیر مختلف قطر آنها.....	۳۰
شکل ۶-۲ رابطه بین تمرکز خطی خرج و حداکثر بارسنگ برای قطرهای مختلف چال خالی.....	۳۳
شکل ۷-۲ رابطه بین تمرکز خطی خرج و حداکثر بارسنگ برای عرض‌های مختلف فضای حفر شده.....	۳۳
شکل ۸-۲ تأثیر انحراف چالزنی.....	۳۴
شکل ۹-۲ برش مارپیچی دوگانه.....	۳۵
شکل ۱۰-۲ برش کرومانت.....	۳۶
شکل ۱۱-۲ برش فاگرستا.....	۳۶
شکل ۱۲-۲ مثال‌هایی از برش سوخته.....	۳۸
شکل ۱۳-۲ حفر تونل بوسیله برش sarrois.....	۳۹
شکل ۱۴-۲ برش سوئدی.....	۴۰
شکل ۱۵-۲ فاکتور پودر به صورت تابعی از مساحت تونل و قطر چال‌ها.....	۴۵
شکل ۱۶-۲ تعداد چال‌های هر دور به صورت تابعی از مساحت تونل.....	۴۵

- شکل ۲-۱۷: چالزنی ویژه به صورت تابعی از مساحت تونل و قطر چال ها ۴۶
- شکل ۳-۱: شبکه راه‌های دسترسی مجموعه معدن در قسمت تونل مادر ۴۹
- شکل ۳-۲: توصیف نوع زبری ناپیوستگی ها ۵۳
- شکل ۳-۳: نحوه قرار گیری سطوح درزه و صفحات لایه‌بندی در مقطع شماره ۱ ۵۴
- شکل ۳-۴: نحوه قرار گیری سطوح درزه و صفحات لایه‌بندی در مقطع شماره ۲ ۵۴
- شکل ۳-۵: نحوه قرار گیری سطوح درزه و صفحات لایه‌بندی در مقطع شماره ۳ ۵۵
- شکل ۳-۶: مشخصات هندسی مقطع تونل ۵۶
- شکل ۳-۷: جانمایی چال‌ها در مقطع شماره ۱ ۵۶
- شکل ۳-۸: جانمایی چال‌ها در مقطع شماره ۲ ۵۷
- شکل ۳-۹: جانمایی چال‌ها در مقطع شماره ۳ ۵۷
- شکل ۳-۱۰: آسیب به سیستم نگهداری پس از انفجار انجام شده در مقطع ۱ ۵۹
- شکل ۳-۱۱: آسیب به سیستم نگهداری پس از انفجار انجام شده در مقطع ۲ ۵۹
- شکل ۳-۱۲: آسیب به سیستم نگهداری پس از انفجار انجام شده در مقطع ۳ ۶۰
- شکل ۳-۱۳: کپه انفجاری حاصله از مقطع شماره ۱ ۶۲
- شکل ۳-۱۴: کپه انفجاری حاصله از مقطع شماره ۲ ۶۳
- شکل ۳-۱۵: کپه انفجاری حاصله از مقطع شماره ۳ ۶۳
- شکل ۳-۱۶: مزربندی قطعه‌های سنگ در مقطع شماره ۱ ۶۴
- شکل ۳-۱۷: اختصاص یافتن شکل‌های منظم هندسی به هر قطعه سنگ در مقطع شماره ۱ ۶۴
- شکل ۳-۱۸: مزربندی قطعه‌های سنگ در مقطع شماره ۲ ۶۵
- شکل ۳-۱۹: اختصاص یافتن شکل‌های منظم هندسی به هر قطعه سنگ در مقطع شماره ۲ ۶۵
- شکل ۳-۲۰: مزربندی قطعه‌های سنگ در مقطع شماره ۳ ۶۵
- شکل ۳-۲۱: اختصاص یافتن شکل‌های منظم هندسی به هر قطعه سنگ در مقطع شماره ۳ ۶۶

- شکل ۳-۲۲: توزیع ابعاد تخمین زده شده برای مقطع شماره ۱ ۶۷
- شکل ۳-۲۳: توزیع ابعاد تخمین زده شده برای مقطع شماره ۲ ۶۷
- شکل ۳-۲۴: توزیع ابعاد تخمین زده شده برای مقطع شماره ۳ ۶۸
- شکل ۳-۲۵: نمودار خردایش کپه انفجاری حاصل از مقطع شماره ۱ ۶۹
- شکل ۳-۲۶: نمودار خردایش کپه انفجاری حاصل از مقطع شماره ۲ ۶۹
- شکل ۳-۲۷: نمودار خردایش کپه انفجاری حاصل از مقطع شماره ۳ ۶۹
- شکل ۴-۱: الگوی طراحی شده با استفاده از روش ساروس ۷۸
- شکل ۴-۲: الگوی آتشباری ارائه شده با استفاده از روش ساروس اصلاح شده ۷۹

فهرست جدول‌ها

عنوان	صفحه
جدول ۱-۱: تحقیقات صورت گرفته طی سال‌های گذشته	۷
جدول ۱-۲ طبقه‌بندی سنگ‌ها براساس قابلیت خردشدن بوسیله مواد منفجره	۱۷
جدول ۲-۲ مقدار بارسنگ و اندازه ضلع مقطع برای مقاطع اول تا چهارم	۳۷
جدول ۳-۲ فرمول‌های مربوط به قسمت‌های مختلف جبهه‌کار	۳۷
جدول ۴-۲ طبقه‌بندی سنگ‌ها بر اساس میزان مقاومت	۴۲
جدول ۵-۲ تعداد چال لازم برای هر مترمربع از حفاریات معمولی	۴۴
جدول ۱-۳: اطلاعات ناپیوستگی مربوط به مقطع شماره ۱ تونل انفجاری K12	۵۰
جدول ۲-۳: اطلاعات ناپیوستگی مربوط به مقطع شماره ۲ تونل انفجاری K12	۵۱
جدول ۳-۳: اطلاعات ناپیوستگی مربوط به مقطع شماره ۳ تونل انفجاری K12	۵۲
جدول ۴-۳: پارامترهای آتشباری مربوط سه مقطع تونل k12	۵۸
جدول ۵-۳ پارامترهای کالیبره‌سازی نرم‌افزار	۶۶
جدول ۶-۳: نتایج بازدهی خردایش در هر سه مقطع	۷۰
جدول ۷-۳: رده‌بندی کیفی وضعیت خردایش	۷۰
جدول ۱-۴: پارامترهای آتشباری طراحی شده برای روش ساروس	۷۷
جدول ۲-۴: مقدار ماده منفجره مصرفی و طول گل‌گذاری در هر قسمت از الگوی انفجار	۷۸
جدول ۳-۴: پارامترهای آتشباری طراحی شده برای روش ساروس اصلاح شده	۸۰
جدول ۴-۴: مقدار ماده منفجره مصرفی و طول گل‌گذاری در هر قسمت از الگوی انفجار	۸۰

فصل اول

کلیات

۱-۱- مقدمه

نیاز روزافزون جامعه بشری به حفریات زیرزمینی متنوع اعم از تونل‌های حمل‌ونقل و تونل‌های معدنی ایجاب می‌کند که تکنیک‌های ساخت این فضاها همواره مورد توجه محققین مختلف قرار گیرد. به طور کلی تونل‌ها با توجه به اهداف حفر آنها به انواع: تونل‌های معدنی، تونل‌های خدماتی، تونل‌های ارتباطی و فضا‌های زیرزمینی تقسیم می‌شوند. تکنیک‌های اجرای تونل‌ها را می‌توان به دو بخش سنتی (حفاری و انفجار) و مکانیزه تقسیم‌بندی کرد که انتخاب هر روش با توجه به ویژگی‌های ساختگاه پروژه انجام می‌شود، اما روش حفاری و انفجار به علت نیاز به سرمایه اولیه کمتر و انعطاف‌پذیری بیشتر، مورد توجه مهندسين طراح است.

عملیات حفاری و انفجار تونل‌ها بسیار پیچیده‌تر از عملیات حفاری و انفجار سطحی است زیرا تنها سطح آزادی که شکست اولیه می‌تواند به سمت آن برود، سینه‌کار تونل است. به دلیل عدم وجود سطح آزاد کافی یا درجه تحکیم بالا در تونل‌ها، نسبت به انفجارهای سطحی به ماده منفجره قوی‌تر با وزن مخصوص بیشتر نیاز است. میزان پیشروی در این عملیات به قطر چال خالی (در صورت وجود)، سطح مقطع تونل، میزان خرج‌گذاری و آرایش چال‌ها بستگی دارد.

فرآیند چالزنی و آتشباری در تونل‌ها توسط سیکل: چالزنی، خرج‌گذاری (قرار دادن چاشنی و گل‌گذاری و...)، انفجار، تهویه، نگهداری، بارگیری و باربری انجام می‌شود. مهم‌ترین عملیات در فرآیند انفجار تونل، ایجاد یک حفره باز در سینه‌کار برای گسترش سطوح آزاد دیگر در سنگ است که این امر تابع چال‌هایی است که در سطح مقطع تونل زده می‌شوند. انواع چال‌های موجود در این فرآیند به ترتیب انفجار چال‌های برش، پیشروی و محیطی هستند. چال‌های بخش برش به دو گروه چال‌های برش موازی و چال‌های برش زاویه‌ای تقسیم می‌شوند؛ که انتخاب هر یک بستگی به تمامی پارامترهای تأثیرگذار در فرآیند چالزنی و آتشباری دارد. چال‌های موازی بیشتر مورد استفاده قرار می‌گیرند در صورتی که چال‌های زاویه‌ای به دلیل مشکل بودن حفاری آنها، کمتر استفاده می‌شوند.

حفر راهروهای سنگی و تونل‌ها بخش مهمی از معدنکاری زیرزمینی را تشکیل می‌دهد، گاهی تا ۲۵ درصد از مجموع سنگ شکسته شده در یک معدن از حفر تونل‌ها و راهروها به دست می‌آید. ضریب ایمنی تونل‌های معدنی کمتر از تونل‌های راه و راه‌آهن است زیرا عمر تونل‌های معدن در مقایسه با سایر تونل‌ها کمتر است. عمر مفید تونل‌های معدنی تابع نوع استفاده و هدف از حفر آن است. برخی از تونل‌های معدنی مثل شبکه‌بندی کارگاه استخراج کافی است عمری کمتر از یک ماه داشته باشند و بعضی دیگر مثل تونل‌های باربری اصلی تا پایان عمر معدن باید دوام داشته باشند درحالی‌که تونل‌های راه، راه‌آهن، مترو و نظایر آنها بایستی سال‌های سال و برای چندین نسل باقی بمانند (استوار، ۱۳۸۲).

به دنبال انجام عملیات انفجار در تونل‌ها، خسارت‌های جانبی شامل: آسیب رساندن به سینه‌کارها و تونل‌های مجاور و یا سازه‌های سطحی، آسیب به سیستم نگهداری، نشست زمین در سطح، ایجاد بیش-شکست^۱ در سینه‌کار، ایجاد پاشنه در کف تونل، لرزش زمین، پرتاب سنگ، خطرات جانی کارگران و ... به وجود خواهند آمد. با شناخت دقیق از ناحیه عملیاتی و پارامترهای ژئومکانیکی سنگ مربوطه و طراحی یک الگوی چالزنی و آتشیاری مناسب و اجرای صحیح آن در حفر تونل می‌توان این خسارات را به حداقل رساند.

۱-۲- تعریف مسأله

در این تحقیق با بررسی نتایج انفجارهای انجام شده در تونل سنگی مورد نظر، اقدام به طراحی الگوی چالزنی و آتشیاری مناسب به منظور استفاده در پیشروی تونل شده است. به این منظور، پارامترهای انفجارهای فعلی معدن (قطر چال، طول چال، قطر خرج و طول آن و...) برداشت شده و اقداماتی برای مناسب‌تر کردن این پارامترها برای ارائه یک الگوی جامع صورت گرفته است. از جمله این اقدامات: برداشت درزه‌های موجود در سطح سینه‌کار و بررسی اثرات آنها بر انفجار، ارزیابی خردایش سنگ‌ها پس

^۱ Over Break

از انفجار و... می‌باشند. در نهایت با ارزیابی و تحلیل نتایج (میزان آسیب‌های وارده، خرج مصرفی و...)، الگوی چالزنی و آتشباری مناسب ارائه شده است.

۳-۱- ضرورت و اهمیت تحقیق

در تونل‌های سنگی معدن طزره، در حین پیشروی به طور متناوب لایه‌هایی با جنس‌های مختلف تکرار می‌شوند که این پدیده باعث ایجاد اختلال در روند انفجار شده است. مسئولین این معدن به دنبال طرحی اجمالی هستند که در حین پیشروی در لایه‌های مختلف، نتیجه مطلوبی داشته باشد.

در حال حاضر الگوی انفجار در حال اجرا، از روش خاصی تبعیت نکرده و بر اساس تجربه پیاده‌سازی می‌شود که گاهی خطرات جبران‌ناپذیری را در پی دارد. از این رو، این تحقیق به دنبال یافتن یک روش مناسب برای الگوی انفجار در پیشروی این تونل‌ها با توجه به تمامی پارامترهای فنی استخراج و زمین-شناسی این ناحیه معدنی خواهد بود. انجام این تحقیق به دلیل اهمیت وجود یک الگوی انفجار مناسب دارای فوریت زمانی است و هر چه زودتر نتیجه حاصل شود برای معدن مناسب‌تر خواهد بود.

۴-۱- هدف تحقیق

هدف از این تحقیق، اصلاح الگوی انفجار در تونل K12 از مجموعه معدنی طزره، به منظور کاهش میزان ماده منفجره مصرفی، کاهش نیروی انسانی مورد نیاز برای عملیات انفجار، بهبود خردایش کپه‌های انفجاری^۱ حاصل از انفجار، به حداقل رساندن آسیب‌ها و خسارات ناشی از انفجارهای نامطلوب و به طور کلی کاهش هزینه‌ها است.

^۱ Muck pile

۱-۵- سابقه تحقیق

به دلیل مکانیزه شدن اکثر معادن به منظور کمتر کردن خطرات احتمالی چالزنی و انفجار، تحقیقات در زمینه طراحی الگوی انفجار کاهش یافته است. از جمله مطالعات صورت گرفته در ارتباط با موضوع مورد بحث به اختصار در جدول ۱-۱ آورده شده است.

مهم‌ترین تحقیقات انجام شده به شرح زیر هستند:

زارع و برونلند^۱، مقایسه مدل‌های طراحی انفجار تونل‌ها را انجام دادند که در این تحقیق به بررسی روش‌های NTNU و سوئدی که در آنها چال‌ها به صورت موازی حفر می‌شوند، پرداخته شده است. هر دو مدل آتشباری آرام را پیشنهاد می‌دهند و در هر دو مدل طراحی قسمت برش به طول چال انفجاری و قطر چال خالی بستگی دارد. برای چال‌های بلندکننده و کارگاه استخراج با مدل سوئدی مقادیر بارسنگ بیشتری را ایجاد می‌کند که موجب کمتر شدن تعداد چال‌ها می‌شود. به طور کلی مدل NTNU، طول خرج‌گذاری نشده بیشتری را ایجاد می‌کند که موجب کاهش مصرف ماده منفجره می‌شود.

چو^۲ و همکاران، بهینه‌سازی چال برش حفاری تونل معدنی را انجام دادند، که در این تحقیق برش دو گوه‌ای، برش ۹ چالی و برش مارپیچی منفرد با در نظر گرفتن شرایط و محیط انفجار در معدن آهن Da-ye بررسی شدند. که در این تحقیق نتیجه گرفته شد که برش مارپیچی منفرد، اثرات حفاری بهینه را ایجاد می‌کند.

اوندرا^۳ و همکاران، مدل‌سازی خسارات القا شده از انفجار به وسیله خرج‌گذاری کاملاً جفت‌شده ماده منفجره را انجام دادند. در این تحقیق به بررسی جدیدترین مدلسازی مهندسی انفجار، مدل انفجار تنش

^۱ Amund Bruland

^۱ Zouh Chuan-bo

^۲ Italo A. Onederra

ترکیبی-میدانی (HSBM) پرداخته شده است. این مدل شامل یک محاسبه گر شکست سنگ برای مدلسازی تغییرشکل، انتشار موج، خردایش سنگ و تشکیل کپه انفجاری^۱ است.

خلیلی و همکاران، مقایسه و تحلیل پارامترهای پایه برای مدل‌های طراحی انفجار تونل‌ها را انجام دادند. در این تحقیق، نرم‌افزاری برای طراحی انفجار تونل ارائه شده است که اثر و حساسیت قطر چال و سطح مقطع تونل را بر روی نتایج انفجار در مدل‌های مختلف طراحی انفجار تحلیل می‌کند. با استفاده از این نرم‌افزار امکان تعیین سریع خرج ویژه، حفاری ویژه و تعداد چال‌ها برای هر مدل طراحی انفجاری امکان‌پذیر است. نتایج این تحقیق نشان می‌دهد که روش زاویه‌ای به تعداد چال‌های بیشتری نسبت به روش موازی در شرایط یکسان، نیاز دارد و خرج ویژه در هر دو روش تقریباً یکسان است.

باقری و همکاران، افزایش راندمان حفاری، با اصلاح الگوی حفاری و انفجار تونل دسترسی معدن زغال‌سنگ اشکلی را انجام دادند. در این تحقیق با استفاده از یکی از روش‌های طراحی الگوی حفاری یعنی برش موازی چهارمقطعی بر اساس روابط نیترونوبل جهت طراحی در معدن زغال‌سنگ اشکلی استفاده شده است. با استفاده از این روش، متوسط میزان پیشروی در هر سیکل از ۰/۷۵ متر به ۱/۳۵ متر و راندمان حفر تونل از ۵۰ درصد به ۹۰ درصد افزایش یافت.

شمس کردگانه و همکاران، توسعه مدلی جدید برای طراحی الگوی چالزنی و انفجار در فضا‌های زیرزمینی را انجام دادند. در این مقاله با استفاده از مرکز سطح بلوک‌های حاصل از ناپیوستگی‌های سینه‌کار، رویکردی ارائه شده است که نتیجه آن، الگوی چالزنی و انفجار مطلوب از نظر خردایش و تعداد چال نسبت به مدل سوئدی است. جهت توزیع چال‌ها با استفاده از نرم‌افزار 3DEC ناپیوستگی‌های سینه‌کار مدل و مرکز سطح بلوک مشخص شده است. سپس با کدنویسی انجام شده در نرم‌افزار MATLAB، الگوی چالزنی و انفجار تعیین شده است. با اجرای این الگو در تونل شماره ۱۵ معدن طزره نتایج رضات بخشی حاصل شده است.

^۱ Muck pile

جدول ۱-۱: تحقیقات صورت گرفته طی سال‌های گذشته

نویسندگان	سال	عنوان تحقیق
Kenji Hagimori Michinao Terada Finn Ouchterlony Kohei Furukawa Koji Nakagawa	۱۹۹۳	استفاده از چالزنی شبیری برای کاهش لرزش‌ها و آسیب انفجار تونل‌ها در مناطق شهری
Shokrollah Zare Amund Bruland	۲۰۰۶	مقایسه مدل‌های طراحی انفجار تونل‌ها
M. Monjezi H. Deghani	۲۰۰۸	ارزیابی اثرات پارامترهای الگوی انفجار بر روی عقب‌زدگی با استفاده از شبکه عصبی
ZHOU Chuan-bo WANG peng LEI Yong-jian YIN Xiao-peng	۲۰۰۹	بهینه‌سازی چال برش حفاری تونل معدنی
Reza Nateghi	۲۰۱۱	کمینه‌سازی اثرات منفی انفجار بر روی ساختارهای زیرزمینی
H. Bakhshandeh Amnieh A. Siamaki S. Soltani	۲۰۱۲	طراحی الگوی انفجار به نسبت سرعت اوج ذره (PPV): رویکرد شبکه‌های عصبی مصنوعی
X. Xia H.B. Li J.C. Li B. Liu C. Yu	۲۰۱۲	یک مطالعه موردی بر روی پیش‌بینی آسیب سنگ و روش کنترل برای تونل‌های زیرزمینی در معرض انفجار حفاری‌های مجاور
Italo A. Onederra Jason K. Furtney Ewan Sellers Stephen Iverson	۲۰۱۲	مدل‌سازی خسارات القا شده از انفجار به وسیله خرج‌گذاری کاملاً جفت-شده ماده منفجره
Amichai Mitelman Davide Elmo	۲۰۱۴	مدل‌سازی خسارات ناشی از انفجار در تونل‌ها با استفاده از رویکرد عددی ترکیبی گسسته-محدود
Sorosh Khalili Mehdi Yavari Arash Ebrahimabadi	۲۰۱۵	مقایسه و تحلیل پارامترهای پایه برای مدل‌های طراحی انفجار تونل‌ها

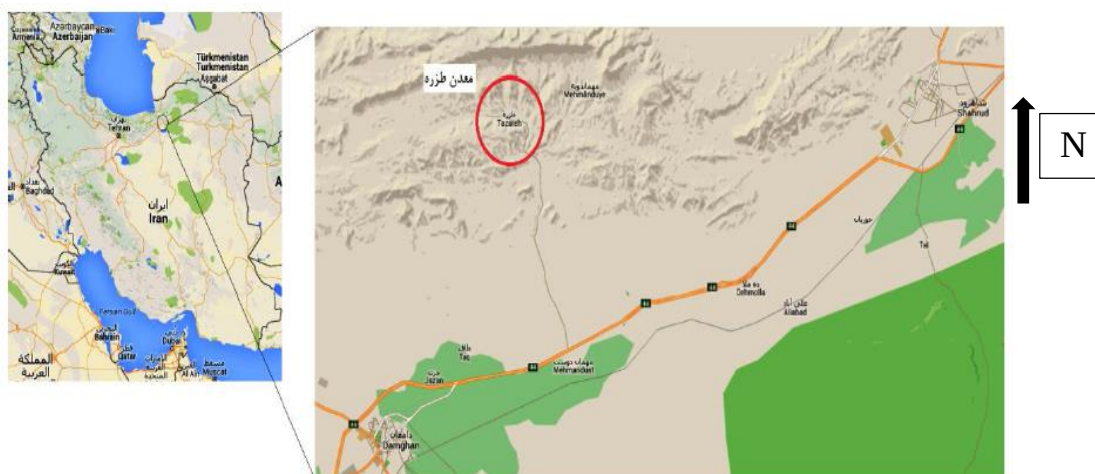
ادامه جدول (۱-۱) :

نویسندگان	سال	عنوان تحقیق
Nick Yugo Woo Shin	۲۰۱۵	تحلیل آسیب‌های انفجار در حفریه‌های معدنی مجاور
Slavko Torbica Veljko Lapčević	۲۰۱۵	تخمین اندازه و ویژگی‌های ناحیه آسیب انفجار اطراف حفاری‌های زیرزمینی
عادل طاهری	۱۳۹۰	طراحی الگوی بهینه حفاری و انفجار معدن سرب و روی عمارت اراک
میثم باقری محمد رضا مقدم سید مرتضی موسوی راد	۱۳۹۱	افزایش راندمان حفاری، با اصلاح الگوی حفاری و انفجار تونل دسترسی معدن زغال سنگ اشکلی
حامد اسمعیلی مهدی طیاری سید مهدی موسوی نسب	۱۳۹۳	طراحی الگوی انفجار در تونل‌های سنگی بلوک شرقی معدن اصلی زغال سنگ پابدانا
علی صالحی حسین جلالی فر حامد ارجمند کرمانی	۱۳۹۳	طراحی بهینه الگوی حفاری و انفجار با استفاده از تکنیک کونیا در سیکل پیشروی معدن زغال سنگ آب نیل کرمان
یحیی شمس گردکانه فرهنگ سرشکی حسین میرزایی نصیرآباد کرامت قنبری	۱۳۹۳	توسعه مدلی جدید برای طراحی الگوی چالزنی و انفجار در فضاهای زیرزمینی

۱-۶- معرفی منطقه مورد نظر

منطقه معدنی طزره در ۷۰ کیلومتری شمال غرب شهرستان شاهرود و ۴۵ کیلومتری شمال شرق شهرستان دامغان بین طول‌های "۴۸، ۱۸'، ۵۴° و "۴۵، ۳۰'، ۵۴° شرقی و عرض‌های "۳۰، ۲۲'، ۳۶° و "۵۰، ۲۵'، ۳۶° به مساحت ۶۸/۴۵ کیلومترمربع واقع شده است و از جاده آسفالت تهران - مشهد ۲۸ کیلومتر فاصله دارد (شکل ۱-۱). زغال موجود در این منطقه، درون سنگ‌های ژوراسیک قرار دارد و به شکل لایه‌ای و رگه‌ای دیده می‌شود. زغال‌های طزره مربوط به دوران دوم زمین‌شناسی و در حد فاصل

تریاس بالایی تا ژوراسیک میانی قرار دارند. تشکیلات شمشک در طزره بین ۹۰۰ تا ۳۰۰۰ متر ضخامت داشته و دارای ۸۲ لایه زغالی است.



شکل ۱-۱ موقعیت مکانی منطقه معدنی طزره.

پیشروی در معادن این منطقه با روش انفجاری و سیستم استخراج در لایه‌های کم شیب به روش جبهه کار طولانی و در لایه‌های پرشیب با روش پلکانی معکوس انجام می‌گیرد. زغال‌های استخراجی از این معدن به کارخانه زغال‌شویی که در فاصله ۸ کیلومتری منطقه قرار دارد حمل و پس از شست و شو به ایستگاه راه‌آهن زرین انتقال و از آنجا به وسیله راه‌آهن به کارخانه ذوب‌آهن اصفهان حمل می‌شود.

تونل K12 که در این تحقیق مورد مطالعه قرار گرفته است، تونل دنبال لایه با نام تونل تعریض است که در بخش مرکزی این مجموعه معدنی که تحت نام تونل مادر شناخته می‌شود، قرار دارد. این تونل در فاصله ۸۰۰ متری از دهانه تونل مادر با آزمون ۳۵ درجه حفر شده است و در طول پیشروی تاکنون به آزمون ۱۰۵ درجه رسیده است. در مسیر تونل لایه‌های سنگی به همراه دو دسته درزه غالب مشاهده شدند. لایه‌های سنگی غالب در مسیر این تونل شامل شیل متورق خاکستری و ماسه سنگ می‌شدند.

۱-۷- روش تحقیق

به طور کلی، روند تحقیق به صورت زیر است که در شکل ۱-۲ نیز نشان داده شده است :

۱- جمع‌آوری اطلاعات ناحیه معدنی، اعم از اطلاعات زمین‌شناسی، زمین‌ساخت و پارامترهای فنی

استخراج

۲- مطالعه اطلاعات طبقه‌بندی شده

۳- بازدید اولیه برای کنترل و مشاهده انفجارهای در حال اجرا در معدن

۴- ارائه راهکارهایی به منظور کاهش خسارت‌های ناشی از حفر تونل

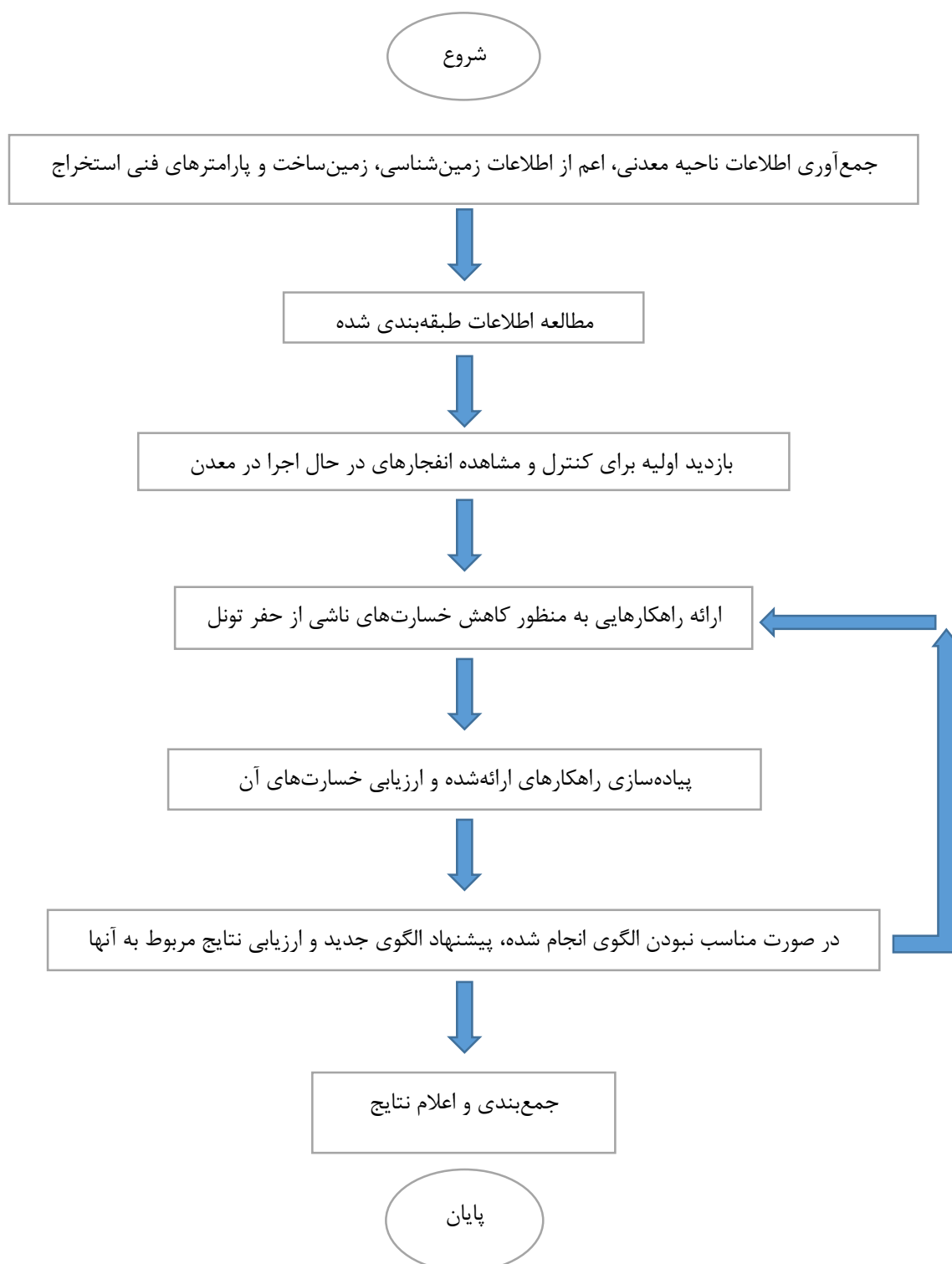
۵- پیاده‌سازی راهکارهای ارائه شده و ارزیابی خسارت‌های آن

۶- در صورت مناسب نبودن الگوی انجام شده، پیشنهاد الگوی جدید و ارزیابی نتایج مربوط به آنها

۷- جمع‌بندی و اعلام نتایج

۸-۱- ساختار پایان‌نامه

فصل اول همانطور که بیان شد، شامل کلیات و آشنایی با موضوع تحقیق است. در فصل دوم انواع روش‌های آتشباری در تونل‌ها و عوامل مؤثر بر آن بیان می‌شود. در فصل سوم اطلاعات جمع‌آوری شده از معدن و بررسی شرایط انفجار فعلی معدن آورده شده است. فصل چهارم شامل انتخاب الگوی مناسب چالزنی و آتشباری و تحلیل نتایج حاصل از انفجار در تونل است. در فصل پنجم نیز نتیجه‌گیری و پیشنهادها آورده شده است.



شکل ۱-۲: فلوچارت مراحل انجام روش تحقیق

فصل دوم

آتشباری در تونل ها

۲-۱- مقدمه

در این فصل به منظور طراحی یک الگوی چالزنی و آتشباری مناسب برای یک تونل سنگی، مراحل فرآیند انفجار آورده شده است و عوامل تأثیرگذار در این فرآیند شناسایی و بیان شده‌اند. دو دسته عوامل در انفجار مؤثر هستند: پارامترهای قابل کنترل و پارامترهای غیرقابل کنترل، که هر یک به تفصیل بیان شده‌اند و همچنین روش‌های متداول طراحی الگوی انفجار عنوان شده‌اند.

۲-۲- پارامترهای تأثیرگذار در آتشباری

۲-۲-۱- پارامترهای قابل کنترل

پارامترهای قابل کنترل در محاسبات و طراحی آتشباری به گروه‌های زیر تقسیم می‌شوند (Jimeno et al, 1995):

الف) پارامترهای هندسی: شامل قطر، طول خرج، بارسنگ^۱، فاصله‌داری^۲ و غیره.

ب) پارامترهای فیزیکی-شیمیایی یا پارامترهای مربوط به ماده منفجره: نوع ماده، قدرت، انرژی، سیستم شروع انفجار و غیره.

ج) زمان: زمان‌های تأخیر و ترتیب انفجارها.

۲-۲-۲- پارامترهای غیرقابل کنترل

مشخصات توده‌سنگ و شرایط محیط کاری از جمله پارامترهای غیرقابل کنترل آتشباری هستند که نمی‌توان آنها را تغییر داد و باید پارامترهای قابل کنترل را بر مبنای آنها طراحی کرد. این پارامترها به

^۱ Burden

^۲ Spacing

دو دسته ویژگی‌های سنگ و ویژگی‌های توده سنگ تقسیم‌بندی می‌شود که هر کدام شامل پارامترهای جداگانه‌ای هستند (Jimeno et al, 1995).

الف) ویژگی‌های سنگ

- چگالی

مقاومت سنگ معمولاً با چگالی آن در ارتباط است. عموماً سنگ‌های با چگالی پایین به راحتی تغییر شکل پیدا کرده و خرد می‌شوند و به فاکتورهای انرژی پایینی نیاز دارند. درحالی‌که در سنگ‌های با چگالی بالا بالعکس است، در سنگ‌های با چگالی بالا برای اطمینان از ایجاد یک انرژی قوی، کارهای زیر بایستی انجام شوند (Persson et al, 1970):

- به منظور افزایش فشار چال، قطر چال‌ها بیشتر انتخاب می‌شود.
- کاهش فواصل الگوی آتشباری و تصحیح ترتیب‌های انفجار.
- بهبود کار آبی گل‌گذاری برای افزایش زمان عملکرد گازها در چال و اطمینان از اینکه گازها از طریق سطح آزاد جلوی سینه‌کار خارج خواهند شد و نه از مسیر گل‌گذاری.
- استفاده از مواد منفجره با انرژی گازی^۱ (EB) بالا.

- مقاومت دینامیکی سنگ‌ها

مقاومت فشاری و کششی استاتیکی سنگ‌ها اولین پارامترهای نشان‌دهنده مناسب بودن سنگ برای آتشباری هستند (Jimeno et al, 1995). هینو^۲ (۱۹۵۹) قابلیت آتشباری سنگ را به صورت نسبت

^۱ Bubble Energy

^۲ Hino

مقاومت استاتیکی فشاری به کششی تعریف می‌کند که هرچقدر مقدار این نسبت بالاتر باشد، خرد شدن سنگ راحت‌تر صورت می‌گیرد.

برای حالات موجود در آتشباری، استفاده از مقاومت دینامیکی سنگ، منطقی‌تر می‌نماید. مقاومت دینامیکی سنگ با توجه به اندیس خرج به ۵ تا ۱۳ برابر مقدار استاتیک آن می‌رسد (Persson et al, 1970).

هنگامی که میزان تنش موج تولیدشده بیش از مقاومت فشاری دینامیکی باشد، سنگ در اثر فروپاشی ساختار میان کانی‌های آن خرد خواهد شد (به طور مثال سنگ‌های اطراف چال). البته پودر شدگی بیش از حد، کمک چندانی به فرآیند خردایش نمی‌کند و تنها باعث تضعیف انرژی موج کرنشی می‌شود. بنابراین موارد زیر پیشنهاد شده است (Kutuzov, 1979):

- از مواد منفجره‌ای که تولید انرژی کرنشی کوچک‌تر یا مساوی مقاومت فشاری سنگ دارند استفاده شود.
- با استفاده از عدم جفت‌شدگی^۱ خرج در چال منحنی فشار-زمان (P-T)، به تناسب تغییر داده شود.
- فاکتور پودر مورد نیاز در آتشباری را می‌توان با توجه به مقاومت فشاری مطابق با جدول (۱-۲) تعیین نمود.

- تخلخل

تخلخل دارای دو نوع است: تخلخل بین دانه‌ای یا تشکیلاتی و تخلخل در اثر حل شدن یا فرا تشکیلاتی. نوع اول تخلخل دارای توزیع نرمال در سنگ بوده و باعث موارد زیر می‌شود (Persson et al, 1970):

- انرژی موج کرنشی میرا شود.

^۱ Coupling

- مقاومت فشاری دینامیکی سنگ کاهش یابد و در نتیجه میزان شکسته شدن سنگ و تولید قطعات ریز بالا رود.

تخلخل فرا تشکیلاتی در اثر انحلال مواد سنگی در آب‌های زیرزمینی ایجاد می‌شود (کارستی شدن). در این حالت حجم فضاهای خالی بزرگ‌تر بوده و توزیع آن نسبت به تخلخل بین دانه‌ای غیریکنواخت‌تر است. حفره‌هایی که توسط چال قطع می‌شوند نه تنها باعث بروز مشکلاتی در امر حفاری و از دست رفتن میله حفاری می‌شوند، بلکه تأثیرات نامطلوبی نیز در راندمان آتشباری دارند. حتی اگر حفره‌ها به وسیله چال قطع نشوند، راندمان آتشباری به دلایل زیر کاهش خواهد یافت:

- گسترش ترک‌های شعاعی در برخورد با حفره‌ها متوقف خواهد شد.
- افت سریع فشار گازها در اثر رسیدن به حفره‌ها. با توجه به اینکه باز شدن ترک‌های شعاعی متوقف شده است، تمام گازها به درون حفره‌ها نفوذ خواهد کرد.

جدول ۱-۲ طبقه‌بندی سنگ‌ها براساس قابلیت خردشدن به وسیله مواد منفجره (Kutuzov, 1979)

چگالی سنگ (t/m^3)	مقاومت فشاری تک محوره (Mpa)	فاصله متوسط میان شکاف‌های طبیعی توده سنگ (m)	فاکتور پودر	
			مقدار متوسط (Kg/m^3)	حدود دسته (Kg/m^3)
۱/۴۰-۱/۸۰	۱۰-۳۰	<۰/۱۰	۰/۱۵۰	۰/۱۲-۰/۱۸
۱/۷۵-۲/۳۵	۲۰-۴۵	۰/۱۰-۰/۲۵	۰/۲۲۵	۰/۱۸-۰/۲۷
۲/۲۵-۲/۵۵	۳۰-۶۵	۰/۲۰-۰/۵۰	۰/۳۲۰	۰/۲۷-۰/۳۸
۲/۵۰-۲/۸۰	۶۵-۹۰	۰/۴۵-۰/۷۵	۰/۴۵۰	۰/۳۸-۰/۵۲
۲/۷۵-۲/۹۰	۷۰-۱۲۰	۰/۷۰-۱/۰۰	۰/۶۰۰	۰/۵۲-۰/۶۸
۲/۸۵-۳/۰۰	۱۱۰-۱۶۰	۰/۹۵-۱/۲۵	۰/۷۸۰	۰/۶۸-۰/۸۸
۲/۹۵-۳/۲۰	۱۴۵-۲۰۵	۱/۲۰-۱/۵۰	۰/۹۹۰	۰/۸۸-۱/۱۰
۳/۱۵-۳/۴۰	۱۹۵-۲۵۰	۱/۴۵-۱/۷۰	۱/۲۳۵	۱/۱۰-۱/۳۷
۳/۳۵-۳/۶۰	۲۳۵-۳۰۰	۱/۶۵-۱/۹۰	۱/۵۲۵	۱/۳۷-۱/۶۸
>۳/۵۵	>۲۸۵	>۱/۸۵	۱/۸۵۵	۱/۶۸-۲/۰۳

- اصطکاک داخلی

با توجه به اینکه سنگ‌ها یک محیط به طور کامل الاستیک نیستند، بخشی از انرژی موج کرنشی که از میان آنها عبور می‌کند، در اثر مکانیزم‌های مختلف تبدیل به گرما می‌شود. این مکانیزم‌ها به نام اصطکاک داخلی یا ظرفیت خفه‌کنندگی ویژه^۱ (SDC) نامیده می‌شوند. ظرفیت خفه‌کنندگی ویژه، مبین توانایی سنگ در میرا کردن امواج کرنشی حاصل از انفجار است. مقدار SDC بر حسب نوع سنگ می‌تواند بسیار متفاوت باشد. این مقدار برای گرانیت‌ها ۰/۰۲ تا ۰/۰۶ و برای ماسه‌سنگ ۰/۰۷ تا ۰/۳۳ است (Jimeno et al, 1995). با افزایش نفوذپذیری، درزه‌داری و آب محتوای سنگ مقدار SDC نیز بالا می‌رود. بر حسب شرایط جوی نیز مقدار SDC به طور قابل‌ملاحظه‌ای به صورت تابعی از ضخامت و هوازدگی افزایش می‌یابد.

با کاهش SDC مقدار ترک‌های تولیدشده در اثر موج کرنشی بیشتر می‌شود. بنابراین استفاده از مواد منفجره ژل آبی (امولوسیون) در سنگ‌های سخت و تشکیلات کریستالین بهتر از استفاده آنها در سنگ‌های نرم و مواد سست است (Jimeno et al, 1995).

- هدایت الکتریکی

در سنگ‌هایی همچون سولفیدهای کمپلکس، مگنتیت و ... که مقدار هدایت الکتریکی از حد خاصی بالاتر است، وجود جریان‌های الکتریکی سرگردان ممکن است خطراتی را برای چاشنی‌های قرار داده شده در چال‌ها ایجاد نمایند. این مسئله با ساییده‌تر شدن سنگ و حضور آب در محل شدیدتر است (Persson et al, 1970). ملاحظات که برای مقابله با این خطرات باید مدنظر باشند عبارتند از (Jimeno et al, 1995):

- پوشش پلاستیکی کابل چاشنی‌ها کنترل شود.

^۱ Specific detention capacity

- جدا بودن و پوشیده بودن تمامی اتصالات رعایت شود که برای این کار استفاده از اتصالات سریع پیشنهاد می‌شود.

- ترکیب سنگ و گردهای قابل انفجار ثانویه

گردهای قابل انفجار ثانویه معمولاً در معادن زغال‌سنگ و معادن فلزی زیرزمینی با پیریت بالا تولید می‌شوند. امروزه با افزایش کاربرد چال‌های قطور تولید این گردها نیز بالاتر است. انفجار اولین خرج‌های آتشباری از یک سو باعث تولید مقادیری گرد قابل انفجار می‌شود و از سوی دیگر لرزش ایجاد شده، گردهایی را که روی دیوارها و سقف محل رسوب کرده‌اند را بلند کرده و وارد اتمسفر می‌نماید. حال اگر انرژی خرج‌های آخری به اندازه کافی زیاد باشد، می‌تواند باعث اشتعال این گردها شده و به تأسیسات تهویه و درها، تجهیزات متحرک و... آسیب رساند. احتمال ایجاد انفجار ثانویه را می‌توان با تمهیدات زیر کاهش داد (Jimeno et al, 1995):

- عدم استفاده از مواد منفجره آلومینیوم‌دار، چون ذرات Al_2O_3 داغ تولید شده می‌توانند به صورت مراکز انفجار عمل نمایند.
- تمام چال‌ها با استفاده از ماسه، کیسه‌های رسی یا آب گل‌گذاری شوند.
- با استفاده از انفجار یک کیسه حاوی آهک یا سایر مواد خفه‌کننده که چند میلی‌ثانیه قبل از انفجار اصلی انجام می‌شود، ابری از مواد مذکور در جلو سینه کار ایجاد شود.
- هرچند مدت یک بار دیوارهای محل شسته شود تا از انباشتگی گرد روی آنها جلوگیری شود.
- آتشباری پس از خروج کلیه کارکنان از معدن انجام شود.

(ب) ویژگی‌های توده سنگ

- لیتولوژی^۱

طرح آتشباری در مناطقی با تغییر لیتولوژی ناگهانی (مانند مرز باطله و ماده معدنی) که مقاومت سنگ نیز به طبع تغییر می‌کند، باید مورد بررسی مجدد قرار گیرد. در این حالات از یکی از دو روش زیر می‌توان استفاده کرد :

(الف) : استفاده از الگوی یکسان برای هر دو نوع سنگ و تغییر نوع ماده منفجره

(ب) : استفاده از الگوهای متفاوت و ماده منفجره یکسان برای چال‌ها

خرد کردن توده سنگ چینه‌ای دارای لایه‌های محکم نوع خاصی از آتشباری را می‌طلبد که در آن خرج درون چال در محل لایه‌های سخت به طور کامل محصور می‌شود. همچنین توصیه می‌شود که پرایمرها در محل قوی‌ترین لایه قرار داده شوند تا بتوان از انرژی کرنشی آن حداکثر استفاده را کرد.

هنگامی که دو نوع سنگ با مقاومت‌های خیلی متفاوت، مثلاً سنگ آهک فشرده با رس بسیار پلاستیک، در کنار هم وجود داشته باشند و چال خرج‌گذاری شده از میان هر دو آنها عبور کند، فشار گازها و در نتیجه انرژی اعمال‌شده در اثر خروج گاز از لایه نرم افت پیدا خواهد کرد. بدین ترتیب لایه نرم دچار تغییر شکل شدیدی می‌شود و خردشدگی کمتر از حد لازم خواهد بود. به منظور افزایش راندمان آتشباری در این حالات موارد زیر توصیه می‌شود (Jimeno et al, 1995):

- زون‌هایی را که در نزدیکی مواد پلاستیک قرار دارند به خوبی گل‌گذاری کرد.
- جفت‌شدگی^۲ بین چال و ماده منفجره کامل بوده و ماده منفجره دارای سرعت انفجار و نسبت ET^3/EB بالایی باشد.

^۱ Lithology

^۲ Coupling

^۳ Thermal Energy

- ماده منفجره در تراز وسط لایه سخت قرار داده شود تا تأثیر موج کرنشی در آن افزایش داده شود.

- طول گل‌گذاری کافی باشد تا از خروج پیش از موعد گازها به اتمسفر جلوگیری شود (حداقل ۲۰D) و اندازه بارسنگ در بالای چال تصحیح شود.

- شکاف‌های اولیه سنگ

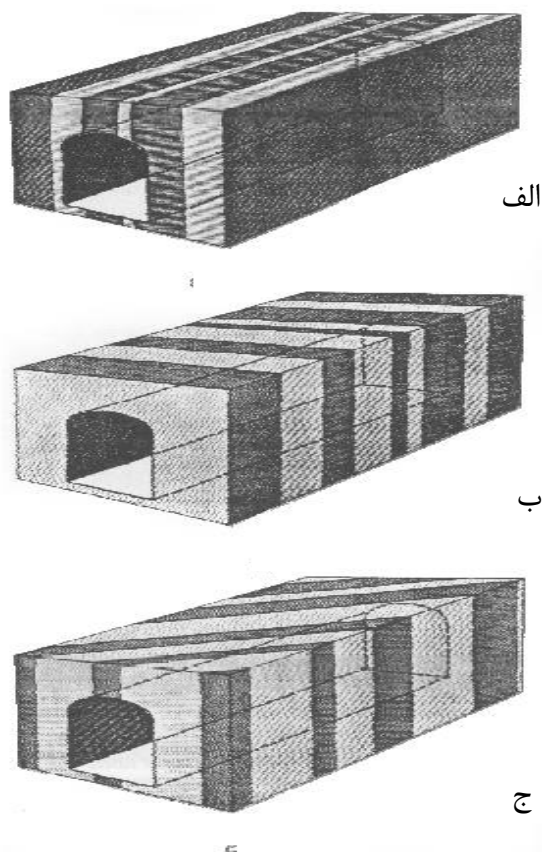
تمامی سنگ‌ها به طور طبیعی دارای یک سری ناپیوستگی، ریز ترک و درشت ترک‌هایی هستند که به‌طور قابل‌ملاحظه‌ای در خواص فیزیکی و مکانیکی آن و در نتیجه بر آتشفباری تأثیر می‌گذارند. ناپیوستگی‌ها می‌توانند شامل صفحات لایه‌بندی، صفحات تورق و فولیاسیون اولیه، صفحات شیستوزیته و اسلیت، شکاف‌ها و درزه‌ها باشند.

ناپیوستگی‌ها ممکن است بسته، باز و یا پر شده باشند، به همین دلیل می‌توانند درجات مختلفی از عبور انرژی انفجار را از خود نشان دهند. دیواره این ناپیوستگی‌ها سطوحی هستند که بسته به آنها موج کرنشی منعکس، میرا و یا پراکنده می‌شود.

در حفاری تونل، شکل مقطع حفاری به شدت وابسته به خواص ساختاری توده سنگ است و معمولاً از مقطع مستطیل در سنگ‌های محکم و از مقطع منحنی در سنگ‌های ناپایدارتر استفاده می‌شود (Persson et al, 1970). اگر ناپیوستگی‌ها موازی بر محور تونل باشند، نتایج آتشفباری معمولاً خوب خواهد بود، (شکل ۱-۲ الف)، ولی اگر ناپیوستگی‌ها عمود بر محور تونل باشند، (شکل ۱-۲ ب)، میزان پیشروی رضایت‌بخش نبوده و شکل مقطع نیز صاف نخواهد بود.

اگر ناپیوستگی‌ها نسبت به محور تونل حالت موربی داشته باشد، آتشفباری در یک طرف تونل راحت‌تر از طرف دیگر صورت می‌پذیرد. مثلاً در شکل (۱-۲ ج)، آتشفباری در طرف چپ راحت‌تر است. در

سنگ‌های لامینه و شیستوز که درزه‌های زیاد نزدیک به هم دارند، حفاری با برش V^1 مناسب‌تر است و تونل‌های قطور ۶ متری را نیز می‌توان با این نوع برش حفر کرد (Jimeno et al, 1995).



شکل ۱-۲: جهت سطوح لایه‌بندی نسبت به محور تونل (Jimeno et al, 1995)

- میدان‌های تنش

در صورت وجود میدان‌های تنش، خواه تکتونیکی و یا ثقلی (غیر هیدروستاتیک)، الگوی ترک‌های ایجادشده در اطراف چال‌ها متأثر از تمرکز تنش‌های غیریکنواخت حول آنها خواهد بود. در توده سنگ‌های فشرده و همگن، ترک‌هایی که شروع به گسترش شعاعی می‌کنند، بیشتر تمایل دارند از جهت تنش‌های اصلی تبعیت نمایند (Persson et al, 1970).

V^1 Cut

- آب محتوای

سنگ‌های متخلخل و شدیداً درزه‌دار به هنگام اشباع شدن از آب، برای آتشیاری مشکلات زیر را ایجاد می‌کنند:

- تنها از مواد منفجره مقاوم در برابر آب می‌توان استفاده کرد.
 - امکان از دست رفتن چال در اثر ریزش وجود دارد.
 - حفاری مایل مشکل است.
- از سوی دیگر وجود آب بر سنگ و توده سنگ نیز تأثیرهای زیر را خواهد داشت:
- افزایش سرعت انتشار امواج الاستیک در سنگ‌های متخلخل و درزه‌دار.
 - کاهش مقاومت فشاری و کششی سنگ‌ها در اثر کاهش اصطکاک بین ذرات (Jimeno et al, 1995).
 - کاهش میرایی موج تنش و در نتیجه تشدید خردشدگی سنگ در اثر اثر ET (Ash, 1968).
 - آب پر شده در شکاف‌ها باعث می‌شود موج کرنشی ایجادشده به راحتی از توده سنگ عبور نماید ولی به هنگام بازگشت موج کششی گوه‌های بزرگ در توده سنگ ایجاد کرده و بیش-شکست شدیدی به وجود خواهد آمد.

- دمای توده سنگ

توده‌های معدنی حاوی پیریت معمولاً به علت اکسیداسیون تدریجی این کانی با مشکل دمای بالا مواجه می‌شوند. دمای بالا، 10 ± 120 درجه سانتی گراد، باعث می‌شود تا عوامل انفجاری همچون آنفو به صورت گرمازا با پیریت واکنش دهند. حساسیت مواد منفجره ژل آبی تا حد زیادی به دمای سنگ‌های مجاور بستگی دارد. بنابراین توجه خاصی نیز باید به این مورد داشت. توصیه عمومی که در چنین حالاتی

می‌توان داشت، این است که تعداد چال‌های هر آتشباری را بایستی کاهش داد تا فاصله زمانی بین خرج‌گذاری و آتش کردن کمتر شود (Jimeno et al, 1995).

۲-۳- فرآیند انفجار در تونل

در طی چند سال گذشته، حفر مکانیکی با استفاده از ماشین‌های تونلسازی در سنگ سخت، کاربردهای گسترده‌تر و مزایای فراوانی را در بر گرفته است. ولی به هر حال حفر تونل با استفاده از مواد منفجره هنوز به طور گسترده به کار گرفته می‌شود. علت این امر در معایب روش قبلی است که عبارتند از (Persson et al, 1970):

- زمینی که حفر تونل در آن انجام می‌شود، نباید دارای تغییرات و آشفستگی‌های زمین‌شناختی مهم باشد.
- قوس‌ها باید دارای شعاعی بیش از ۳۰۰ متر باشند.
- حفر اولیه هزینه زیادی دارد.
- نیاز به نیروی انسانی بسیار ماهر دارد.

خرد کردن با روش چالزنی و آتشباری بیشتر این مشکلات را حل می‌کند. حتی اگر مقطع تونل بزرگ باشد، می‌توان با روش‌های حفر مرحله‌ای و یا روش پله‌ای عملیات را انجام داد. علاوه بر این جامبوهای مدرن قادرند مقاطع بزرگ و با شکل‌های مختلف را پوشش دهند. سنگ باقیمانده را نیز می‌توان با بهره‌گیری از آتشباری کنتری^۱ و تکنیک‌های آتشباری آرام^۲ و پیش‌برشی^۳ در شرایط نسبتاً خوبی ایجاد کرد. این روش‌ها با تغییرات لیتولوژی زمین سازگارتر بوده و زمان کار ماشین نیز در این روش‌ها کمتر است، چون تجهیزات را می‌توان به کارهای دیگر نیز اختصاص داد (Persson et al, 1970).

^۱ Countor Blasting

^۲ Smooth Blasting

^۳ Pre Splitting

چرخه اصلی چالزنی و آتشیاری از عملیات‌های زیر تشکیل یافته است (Jimeno et al, 1995):

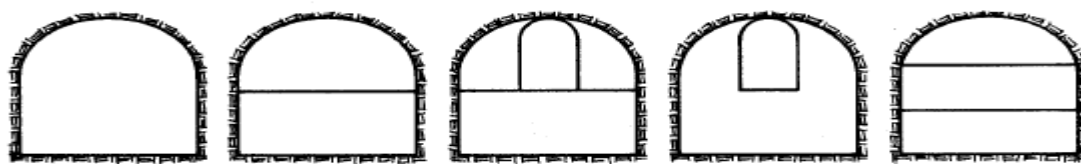
- حفر چال
- خرج‌گذاری
- آتشیاری
- تهویه
- لق‌گیری و تزریق دوغاب (در صورت نیاز)
- بارگیری و باربری
- آماده شدن برای شروع چرخه جدید

روش یا الگوی مورد استفاده در حفر تونل‌ها به عوامل مختلفی بستگی دارد که مهم‌ترین آنها عبارتند

از:

- تجهیزات چالزنی مورد استفاده
- زمان در دسترس برای عملیات
- نوع سنگ
- نوع نگهداری
- سیستم‌های تهویه

در یک سنگ خوب تونل‌هایی با مقطع کمتر از ۱۰۰ مترمربع را می‌توان به صورت تمام مقطع حفر کرد (Jimeno et al, 1995). برای تونل‌های بزرگ‌تر که دستگاه چالزنی قادر به پوشش کل مقطع نبوده و یا خواص ژئومکانیکی سنگ اجازه حفر تمام مقطع را نمی‌دهد، از روش جبهه‌کار فوقانی استفاده می‌شود که در شکل ۲-۲ نشان داده شده است.



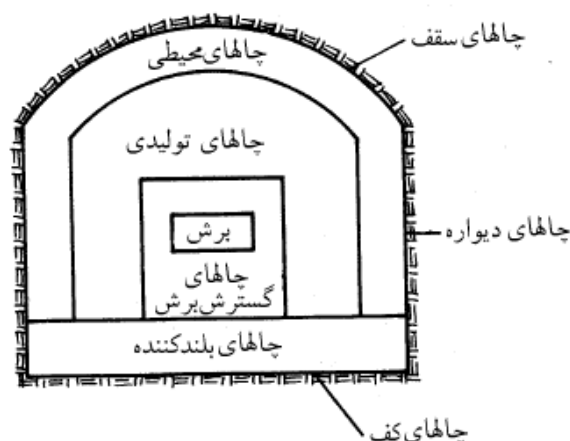
شکل ۲-۲: سیستم‌های پیشروی در حفر تونل‌ها (Jimeno et al, 1995)

معمولاً هنگامی که کیفیت سنگ پایین باشد، سطح تونل به چند بخش کوچک‌تر تقسیم می‌شود. تکنیک معمول، باز کردن یک جبهه پیش‌تاز یا چال راهنما در قسمت فوقانی، با یک یا دو چال سینه‌کاری جانبی است. چال راهنما اساساً به منظور مطالعه و بررسی شرایط زمین در جلو جبهه‌کار، جلوتر از جبهه‌کار اصلی و حتی گاهی قبل از شروع حفاری جانبی برای بهبود تهویه حفر می‌شود (Jimeno et al, 1995).

۲-۴- الگوهای آتشیاری تونل‌ها

مشکل آتشیاری در تونل‌ها این است که فقط یک سطح آزاد یعنی فقط سینه‌کار تونل وجود دارد و سطح آزاد دومی وجود ندارد که خرد شدن به سمت آن صورت گیرد (Persson et al, 1970). همانطور که در شکل ۲-۳ نشان داده شده است، مفهوم اصلی آتشیاری تونل این است که ابتدا می‌بایست یک فضای اولیه بریده و ایجاد شود و سپس خرد شدن‌های بعدی به طرف آن انجام شود. سطح این فضا معمولاً ۱ تا ۲ مترمربع است، گرچه با حفاری‌های قطور به سطح مقطع ۴ مترمربع نیز می‌تواند برسد. در برش‌های بادبزی، چال‌های برش و چال‌های توسعه برش معمولاً بیشتر مقطع را اشغال می‌کنند. موقعیت برش بر نحوه و میزان پخش شدن سنگ در جلوی سینه‌کار، خردشدگی و تعداد چال‌ها مؤثر است. از میان سه حالت مختلف برای چال‌های برش که عبارتند از گوشه، وسط قسمت پایین و وسط قسمت فوقانی، مورد سوم به دلیل جلوگیری از سقوط سنگ‌ها، پخش‌شدگی وسیع‌تر در جلوی سینه‌کار و فشردگی کمتر و نیز خردشدگی بهتر، بیشتر مورد استفاده قرار می‌گیرد.

حفاری تونل‌ها در مقایسه با آتشباری پله‌ای دارای فاکتور پودر ۴ تا ۱۰ برابر است. این امر به دلیل خطاهای حفاری، فضای مورد نیاز برای افزایش حجم، عدم وجود شیب چال، عدم کمک خرج‌های مجاور به همدیگر و گاهی هم تأثیر منفی ثقل روی چال‌های کف است.



شکل ۲-۳: زون‌های مختلف در آتش‌کاری تونل‌ها (Jimeno et al, 1995)

۲-۴-۱- انواع برش‌ها و محاسبات آتشباری مربوطه

آتشباری در تونل‌ها در مقایسه با آتشباری پله‌ای، به دلیل وجود تنها یک سطح آزاد یعنی جبهه‌کار تونل، بسیار پیچیده‌تر است. فاکتور پودر نیز بالاتر بوده و خرج‌ها به شدت محصور (محبوس) می‌شوند. از سوی دیگر بارسنگ نیز کمتر است که به همین دلیل می‌بایست از مواد منفجره مقاوم در برابر انتقال موج استفاده شود، در عین حال این مواد باید دارای سرعت انفجار کافی (بیشتر از ۳۰۰۰ متر بر ثانیه) نیز باشند تا از ایجاد پدیده اثر کانالی در مواد منفجره فشنگی درون چال‌های قطور جلوگیری شود (Persson et al, 1970).

تمایل برای حفر چال‌های برش موازی به دلایل سهولت حفر، عدم نیاز به تغییر زاویه بازوی دستگاه چالزنی و این مسأله که پیشروی تابع عرض تونل نیست، در مقایسه با برش‌های زاویه‌دار بیشتر است. بنابراین برش‌ها را می‌توان در دو گروه بزرگ تقسیم‌بندی کرد:

- برش‌های با چال موازی

- برش‌های با چال‌های زاویه‌دار

دسته اول در عملیات حفاری مکانیزه بیشتر استفاده می‌شود، درحالی‌که دسته دوم به واسطه مشکلات حفاری (چالزنی) در حال منسوخ شدن است. این برش‌ها معمولاً در حفاری‌های کوچک استفاده می‌شوند. در ادامه انواع مختلف برش‌ها بر حسب اهمیت تشریح شده و محاسبات مربوط به آرایش و خرج چال‌های آتشباری، توضیح داده می‌شود.

۲-۴-۱-۱- برش‌های استوانه‌ای

این برش در حال حاضر پر کاربردترین برش در تونل‌های معدنی و عمرانی صرف‌نظر از ابعاد آنها است. این برش، تکامل‌یافته برش سوخته موازی است که در ادامه آورده خواهد شد. این نوع برش شامل یک یا دو چال خرج‌گذاری نشده است که به عنوان سطح آزاد اولیه عمل کرده و چال‌های خرج‌گذاری شده به طرف آن خرد می‌شوند. با استفاده از سرمته‌های برق‌وزن که به همان دستگاه چالزنی سایر چال‌ها وصل می‌شود، چال‌های قطور با قطر ۶۵ تا ۱۷۵ میلی‌متر را می‌توان حفر نمود (Jimeno et al, 1995).

برش چهارم مقطعی پر کاربردترین نوع برش استوانه‌ای است. این برش از لحاظ مشخص کردن محل چال‌ها و اجرای حفاری ساده‌ترین روش است. روش محاسبه الگوها و خرج‌های این نوع برش و بقیه

چال‌های تونل با استفاده از تئوری‌های سوئدی انجام می‌شود که توسط هولمبرگ^۱ (۱۹۸۲) به روز شده و توسط اولفسون^۲ (۱۹۹۰) ساده‌سازی شده است.

مقدار پیشروی در هر مرحله بستگی به قطر چال خرج‌گذاری نشده و انحراف چال‌های دیگر دارد. با فرض انحراف کمتر از ۲٪ برای چال‌های آتشباری، متوسط پیشروی (X) می‌تواند به ۹۵٪ عمق چال‌ها (L) برسد (Jimeno et al, 1995):

$$X = 0.95L \quad (۱-۲)$$

در برش‌های چهارضلعی عمق چال‌ها را می‌توان با معادله زیر تخمین زد:

$$L = 0.15 + 34.1D_2 - 39.4D_2^2 \quad (۲-۲)$$

که در آن D_2 قطر چال خالی بر حسب متر است.

هنگامی که به جای استفاده از یک چال خالی با قطر بزرگ D_2 از NB عدد چال خالی با قطر کمتر D_2' استفاده می‌شود، رابطه زیر صادق است (Jimeno et al, 1995):

$$D_2 = D_2' \cdot \sqrt{NB} \quad (۳-۲)$$

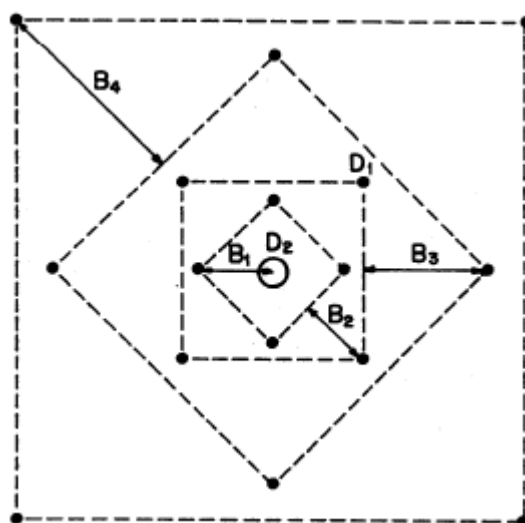
که در آن D_2' قطر چال خالی است.

آرایش عمومی برش چهارمقطعی با چال‌های موازی در شکل (۲-۴) نشان داده شده است. برای رسیدن به خردشدگی و جابجایی مناسب سنگ، فاصله بین چال مرکزی و چال‌های اولین مقطع نبایستی بیشتر از ۱/۷ متر باشند (Persson et al, 1970)، میزان خردشدگی به شدت بستگی به نوع مواد منفجره، خواص سنگ و فاصله بین چال‌های خرج‌گذاری شده و چال خالی دارد (Jimeno et al, 1995). همانطور که در شکل (۲-۵) دیده می‌شود، برای بارسنگ‌های بیشتر از D_2^2 زاویه شکست بسیار کوچک

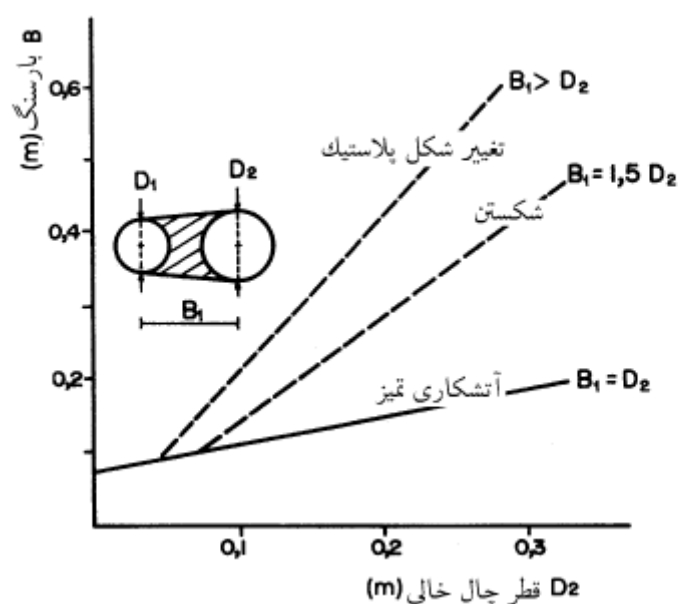
^۱ Holmberg

^۲ Olofsson

بوده و در بین دو چال تنها تغییر شکل پلاستیک رخ خواهد داد. حتی اگر بار سنگ کمتر از $2D_2$ بوده ولی تمرکز خرج بالا باشد، سنگ‌های خردشده در هم قفل شده و برش از کار خواهد افتاد. به همین دلیل پیشنهاد می‌شود که مقدار بار سنگ برابر $B_1 = 1/5 D_2$ انتخاب شود (Jimeno et al, 1995).



شکل ۲-۴: برش چهار مقطعی (Persson et al, 1970)



شکل ۲-۵: نتایج آتشباری به ازاء فواصل مختلف بین چال خالی و خرج‌گذاری شده و مقادیر مختلف قطر آنها (Holeberg, 1982)

هنگامی که انحراف چال‌ها بیش از ۱٪ باشد، مقدار بارسنگ عملی را می‌توان از رابطه زیر محاسبه کرد (Persson et al, 1970) :

$$B_1 = 1.7D_2 - E_p = 1/7D_2 - (\alpha \times L + e') \quad (4-2)$$

که در آن E_p خطای چالزنی (m)، α انحراف زاویه‌ای (m/m)، L عمق چال (m) و e' خطای استقرار سرمته (m) است (شکل ۷-۲).

در عمل با اتخاذ بار سنگ به اندازه یک تا یک و نیم برابر قطر فضای آزاد، نتایج رضایت‌بخشی به دست می‌آید. تمرکز خطی خرج را می‌توان از رابطه زیر محاسبه کرد:

$$q_1 = 55D_1 \left[\frac{B}{D_2} \right]^{1.5} \times \left[B - \frac{D_2}{2} \right] \times \left[\frac{c}{0.4} \right] \times \frac{1}{PRP_{ANFO}} \quad (5-2)$$

که در آن q_1 تمرکز خطی خرج (kg/m)، D_1 قطر چالزنی (m)، D_2 قطر چال خالی (m)، B حداکثر فاصله بین چال‌ها و سطح آزاد (m)، c ثابت سنگ، PRP_{ANFO} قدرت وزنی نسبی ماده منفجره نسبت به آنفو هستند. اغلب چون مواد منفجره فشنگی از تنوع زیادی برخوردار نیستند، مقادیر امکان‌پذیر برای تراکم خطی خرج نیز محدود است. این بدان معنی است که برای هر مقدار تراکم خطی خرج از پیش تعیین شده، مقدار بار سنگ را می‌توان از روابط فوق‌الذکر محاسبه نمود (Jimeno et al, 1995)، رابطه بین تمرکز خطی خرج و بارسنگ برای قطرهای مختلف چالزنی و عرض‌های مختلف حفاری در شکل‌های (۶-۲) و (۷-۲) نشان داده شده است.

برای محاسبه مقطع‌های برش بعدی فرض می‌شود که یک فضای مستطیلی به عرض A_h از قبل وجود دارد و تراکم خرج خطی q_1 نیز مشخص است. بار سنگ را برای این مقاطع می‌توان از رابطه زیر محاسبه کرد:

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_1 \times PRP_{ANFO}}{D_1 \times c}} \quad (6-2)$$

در صورت وجود خطای حفاری، که در شکل (۸-۲) نشان داده شده است، مقدار A_h متفاوت و برابر مقدار زیر خواهد بود:

$$A_h = \sqrt{2} (B_1 - E_p) \quad (۷-۲)$$

با جاگذاری این مقدار در معادله قبل خواهیم داشت:

$$B = 10.5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_1 - E_p) \times q_1 \times PRP_{ANFO}}{D_1 \times C}} \quad (۸-۲)$$

برای به دست آوردن بار سنگ عملی، باید مقدار انحراف چال از آن کسر شود:

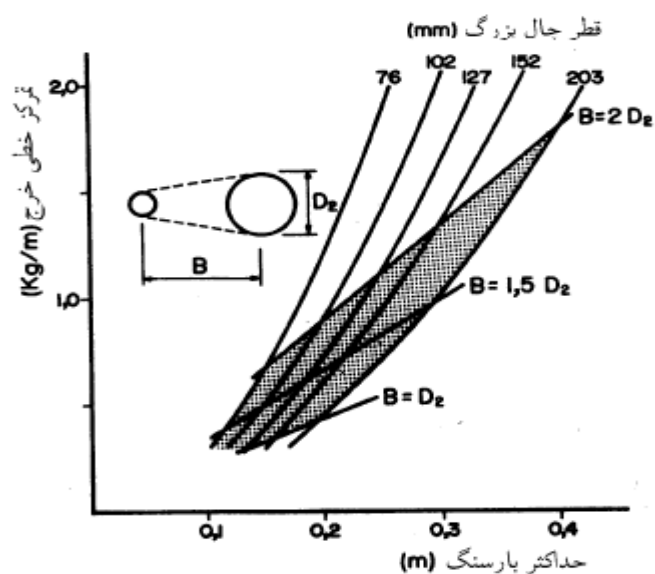
$$B_2 = B - E_p \quad (۹-۲)$$

گوستافسن^۱ (۱۹۷۳) پیشنهاد می‌کند که بار سنگ برای هر مقطع از رابطه $B_2 = 0.7 B_1$ محاسبه شود.

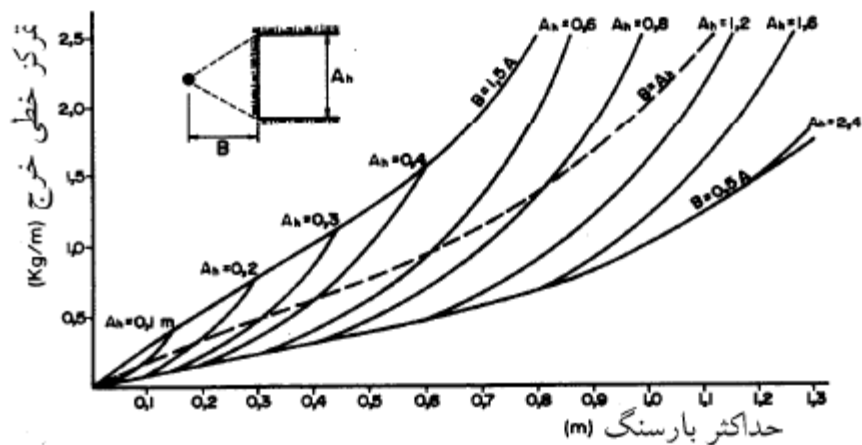
یک قاعده سرانگشتی برای تعیین تعداد مقطع‌های برش لازم این است که طول ضلع آخرین مربع (A_h) نباید کمتر از ریشه دوم مقدار پیشروی باشد یعنی: $A_h \geq \sqrt{L}$ طول گل‌گذاری از رابطه زیر تخمین زده می‌شود (Jimeno et al, 1995):

$$T = 10D_1 \quad (۱۰-۲)$$

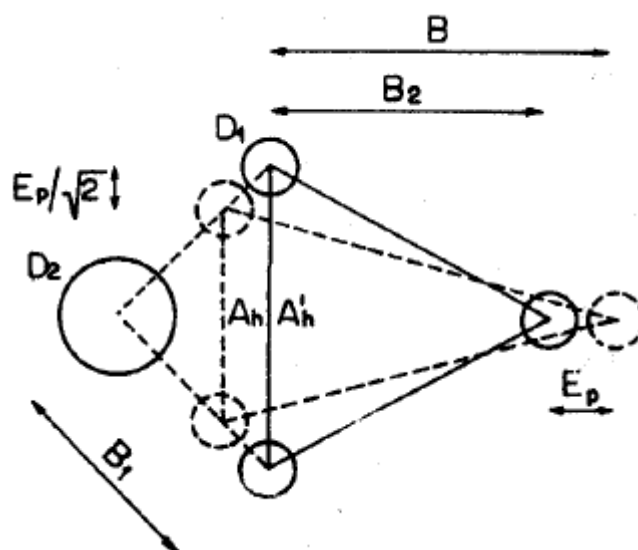
^۱ Gustafsson



شکل ۲-۶: رابطه بین تمرکز خطی خرج و حداکثر بار سنگ برای قطرهای مختلف چال خالی (Larson and Clark, 1982)



شکل ۲-۷: رابطه بین تمرکز خطی خرج و حداکثر بار سنگ برای عرض‌های مختلف فضای حفر شده (Larson and Clark, 1982)



شکل ۸-۲: تأثیر انحراف چالزنی (Holeberg, 1982)

انواع برش‌های استوانه‌ای عبارت‌اند از:

الف) برش موازی مارپیچی مضاعف

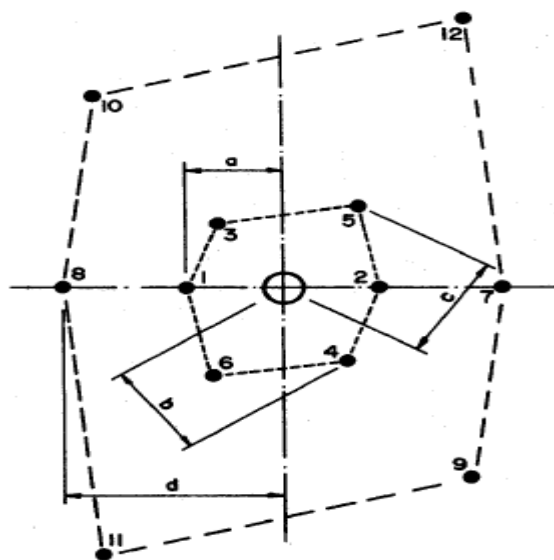
یک چال مرکزی به قطر ۷۵ تا ۲۰۰ میلی‌متر به وسیله چند چال خرج‌گذاری شده کوچک‌تر و به صورت مارپیچی احاطه می‌شود، این برش در شکل (۹-۲) نشان داده شده است، چال‌های ۱-۲، ۳-۴ و ۵-۶ در هم مارپیچ متقابل هستند.

ب) کرومانت

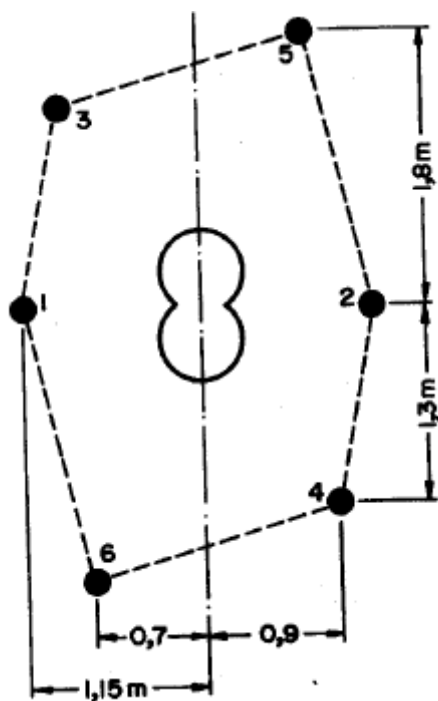
این برش شامل حفر دو چال مماس با قطر برابر ۵۷ میلی‌متر است، به طوری که ایجاد یک فضای آزاد به شکل شکاف را برای اولین خرج‌ها بنمایند. همانطور که در شکل (۱۰-۲) قابل مشاهده است، برای حفاری این چال‌ها از یک شابلون استفاده می‌شود که در آن ابتدا دو عدد از چال‌ها حفر شده، سپس شابلون محکم می‌شود و در نهایت بقیه چال‌ها حفر می‌شوند.

ج) برش فاگرستا

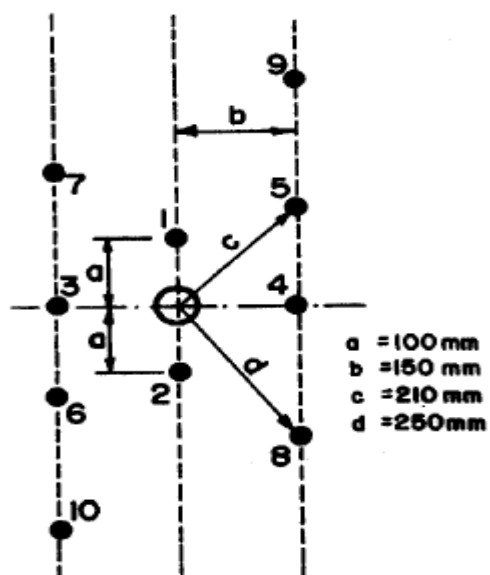
در این برش یک چال مرکزی به قطر ۶۴ تا ۷۶ میلی‌متر حفر شده و بقیه چال‌ها که قطر کوچک‌تری هم دارند، مطابق با شکل (۲-۱۱) چالزنی می‌شوند. این برش آرایش بینابینی برش چهار مقطعی و برش مارپیچی مضاعف است که برای تونل‌های کوچکی که از دستگاه‌های چالزنی دستی استفاده می‌کنند مناسب است.



شکل ۲-۹: برش مارپیچی دوگانه (Jimeno et al, 1995).



شکل ۲-۱۰: برش کرومانت (Jimeno et al, 1995)



شکل ۲-۱۱: برش فاگرسا (Jimeno et al, 1995)

به منظور محاسبه آتشباری تونل با برش چال موازی چهار مقطعی، می‌توان از فرمول‌های جدول‌های

(۲-۲) و (۳-۲) برای تسریع محاسبات استفاده کرد.

جدول ۲-۲: مقدار بار سنگ و اندازه ضلع مقطع برای مقاطع اول تا چهارم (Jimeno et al, 1995)

مقطع برش	مقدار بار سنگ	اندازه ضلع مقطع
اول	$B_1 = \frac{1}{5}D_2$	$B_1\sqrt{2}$
دوم	$B_2 = B_1\sqrt{2}$	$\frac{1}{5}B_2\sqrt{2}$
سوم	$B_3 = \frac{1}{5}B_2\sqrt{2}$	$\frac{1}{5}B_3\sqrt{2}$
چهارم	$B_4 = \frac{1}{5}B_3\sqrt{2}$	$\frac{1}{5}B_4\sqrt{2}$

جدول ۳-۲: فرمول‌های مربوط به قسمت‌های مختلف جبهه کار (Jimeno et al, 1995)

قسمت	بار سنگ	فاصله جناحی	طول خرج ته چال	تمرکز خرج	خرج ستون	گل‌گذاری
کف	B	$\frac{1}{11}B$	$L/3$	q_f	q_f	0.2
دیواره	$0.9B$	$\frac{1}{11}B$	$L/6$	q_f	0.4	$0.5B$
سقف	$0.9B$	$\frac{1}{11}B$	$L/6$	q_f	$0.36 q_f$	$0.5B$
تولید						
به طرف بالا	$0.9B$	$\frac{1}{11}B$	$L/3$	q_f	$0.36 q_f$	$0.5B$
افقی	$0.9B$	$\frac{1}{11}B$	$L/3$	q_f	$0.36 q_f$	$0.5B$
به طرف پایین	$0.9B$	$\frac{1}{11}B$	$L/3$	q_f	$0.36 q_f$	$0.5B$

در جدول ۳-۲، q_f تراکم خرج ته چال است که از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$q_f = 7.85 \times 10^{-4} \times d^2 \times \rho \quad (11-2)$$

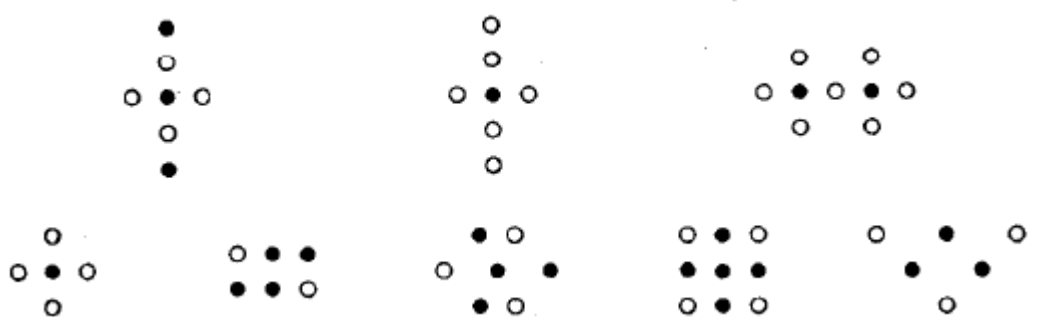
$$B = 0.88 \times q_f^{0.35} \quad (12-2)$$

که در آن d قطر فشنگ ماده منفجره (mm) و ρ چگالی ماده منفجره (g/cm^3) است.

۲-۴-۱-۲- برش سوخته

در این برش کلیه چال‌ها به صورت موازی و قطر یکسان حفر می‌شوند. تعدادی از آنها با تمرکز بالایی خرج‌گذاری شده و تعدادی دیگر خالی رها می‌شوند. از آنجا که تراکم خرج بالاست، سنگ‌های خردشده در انتهای بخش برش سوخته و سینتر می‌شوند. بر خلاف برش‌های مارپیچی که در آنها فضای لازم برای بیرون آمدن وجود دارد. پیشروی در این حالت کاهش یافته و به حداکثر ۲/۵ متر در هر دور آتشیاری می‌رسد.

یکی از انواع برش سوخته که در پیشروی تونل‌های معادن زغال استفاده می‌شود، متشکل از هشت چال خرج‌گذاری شده و یک چال خالی است. قطر چالزنی ۳۸ میلی‌متر و فاصله بین محور چال‌ها از ۱۰ سانتی‌متر در سنگ‌های سخت تا ۲۰ سانتی‌متر در سنگ‌های نرم متغیر است. طول پیشروی آن حداکثر ۲/۵ متر است و خرج ویژه بالایی دارد. خرج‌ها مطابق شکل (۲-۱۲) طراحی می‌شوند تا از انتقال انفجار بین چال‌ها با تأخیر مختلف جلوگیری به عمل آید. معمولاً برای گل‌گذاری از تکه‌های گل رس استفاده می‌شود.

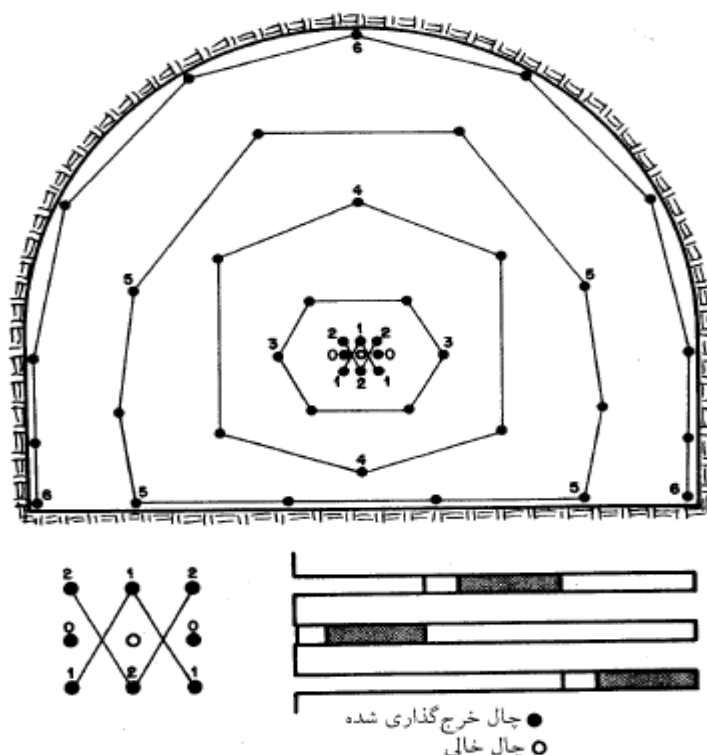


شکل ۲-۱۲ مثال‌هایی از برش سوخته (Jimeno et al, 1995)

۲-۴-۱-۳- برش ساروس^۱

این روش زیرمجموعه برش سوخته است که در قسمت قبلی به طور کامل بیان شد. این روش و یا در واقع این برش، مخصوص تونل‌های دسترسی معادن زغال و سطح مقطع‌های کوچک است (Jimeno et al, 1995). برای طراحی این برش فرمول‌های خاصی وجود ندارد و کاملاً تجربی است.

در این برش، قطر چالزنی ۳۸ میلی‌متر و فاصله بین محور چال‌ها از هم ۱۰ سانتی‌متر در سنگ‌های سخت تا ۲۰ سانتی‌متر در سنگ‌های نرم متغیر است. طول پیشروی آن حداکثر ۲/۵ متر است و خرج ویژه بالایی دارد. آرایش چال‌ها در این نوع برش در شکل (۲-۱۳) نشان داده شده است.



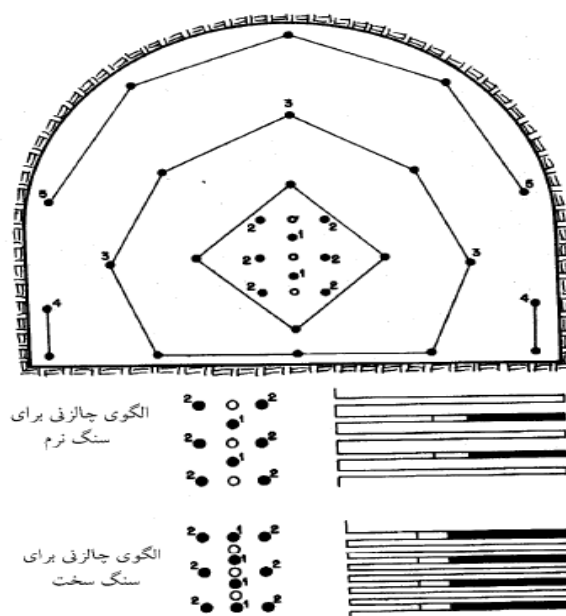
شکل ۲-۱۳: حفر تونل به وسیله برش Sarrois (Jimeno et al, 1995)

^۱ Sarrois

۲-۴-۱-۴- برش سوئدی

برش دیگری که در معادن زغال سنگ و به ویژه در شمال اسپانیا استفاده می‌شود، برش سوئدی است. آرایش چال‌ها در این نوع برش بر حسب نوع سنگ در شکل (۲-۱۴) نشان داده شده است. برای قطر ۳۸ میلی‌متر، فاصله میان ردیف‌های قائم ۲۰ سانتی‌متر، فاصله قائم چال‌های ردیف‌های کناری ۳۰ سانتی‌متر و فاصله میان چال‌های خرج‌گذاری شده و چال‌های خالی در ستون میانی، بر حسب مقاومت فشاری سنگ، از ۱۰ تا ۱۵ سانتی‌متر متغیر است.

بیرون آمدن سنگ‌ها در این روش بهتر از برش ساروس است، در عوض فاکتور پودر در آن بالاتر است. میزان پیشروی بین ۹۰ تا ۱۰۰ درصد عمق چالزنی است و چالزنی بایستی با دقت انجام شود (Jimeno et al, 1995).



شکل ۲-۱۴: بیرش سوئدی (Jimeno et al, 1995)

۲-۴-۲- روش روسی

این روش در حقیقت روشی نیست که به طراحی جزئیات الگوی آتشیاری از قبیل فاصله‌داری، بارسنگ و طول گل‌گذاری چال‌ها بپردازد. این روش تنها یک راهنمایی برای تعیین تعداد چال‌ها در سینه‌کار، خرج ویژه و عمق ایده‌آل چال می‌باشد و چگونگی توزیع چال‌ها در سینه‌کار را توضیح نداده است. مبنای این روش، ضریبی به نام ضریب پروتودیاکنوف^۱ می‌باشد. جزئیات مربوط به انتخاب مقدار این ضریب در سنگ‌های با جنس مختلف در جدول ۲-۴ آمده است.

۲-۴-۲-۱- محاسبه خرج ویژه

برای به دست آوردن میزان خرج ویژه در هر انفجار می‌توان از فرمول‌هایی که پروتودیاکنوف ارائه داده است، استفاده کرد (مدنی، ۱۳۹۱):

$$q = \sqrt{f/s} \quad (۱۳-۲)$$

$$q = 0.4 \left(\sqrt{0.2f} - \frac{1}{\sqrt{s}} \right)^2 \quad (۱۴-۲)$$

که در این روابط: q ، خرج ویژه (kg/m^3)، f ضریب پروتودیاکنوف و s سطح مقطع تونل (m^2) است.

۲-۴-۲-۲- تعیین تعداد چال لازم در سینه‌کار

تعداد چال‌های لازم در هر سینه‌کار تابع عوامل متعددی است که مهم‌ترین آنها مقاومت، سختی و میزان شکاف‌های سنگ، سطح مقطع تونل، قدرت ماده منفجره، قطر لول‌های ماده ناریه، میزان خرج هر چال، روش بستن چال، عمق چال‌ها، درجه خردشدگی لازم برای سنگ‌ها، میزان دقت لازم در حفر تونل و عواملی نظیر آنها است (مدنی، ۱۳۹۱).

^۱ Protodyaknov

در حالت کلی می‌توان گفت که هرچه قدر سطح مقطع تونل بزرگ‌تر باشد، تعداد چال‌های لازم در واحد سطح مقطع تونل کمتر است (مدنی، ۱۳۹۱).

جدول ۲-۴: طبقه‌بندی سنگ‌ها بر اساس میزان مقاومت (مدنی، ۱۳۹۱)

طبقه	گروه	شرح سنگ	ضریب مقاومت
I	فوق‌العاده مقاوم	مقاوم‌ترین انواع کوارتزیت‌ها- بازالت‌ها و سایر انواع سنگ‌های مقاوم	۲۰
II	خیلی مقاوم	گرانیت‌های فوق‌العاده مقاوم- کوارتز پرفیری- گرانیت‌های خیلی سخت چرت- کوارتزیت- ماسه سنگ‌ها و آهک‌های فوق‌العاده سخت	۱۵
III	مقاوم	گرانیت مقاوم- آهک‌ها و ماسه‌سنگ‌های خیلی مقاوم- ریف‌ها- رگه‌های فلزی- کنگلومراهای مقاوم- کانه‌های آهن مقاوم	۱۰
III-a	مقاوم	آهک‌های مقاوم- گرانیت‌های با مقاومت متوسط- ماسه سنگ‌های مقاوم	۸
IV	نسبتاً مقاوم	ماسه سنگ‌های معمولی- کانه‌های آهن با مقاومت متوسط	۶
IV-a	نسبتاً مقاوم	شیل ماسه‌دار- ماسه سنگ‌های متورق	۵
V	نیمه مقاوم	شیل‌های مقاوم- ماسه سنگ‌ها و آهک‌های نیمه مقاوم- کنگلومراهای نرم	۴
V-a	نیمه مقاوم	انواع شیل‌های نیمه مقاوم- مارن‌های متراکم	۳
VI	نسبتاً نرم	شیل‌های نرم- آهک‌های خیلی نرم- چاک- نمک سنگی ژئیس	۲
VII	نرم	رس‌های نرم	۱
VIII	خاکی	خاک روئی	۰/۶
IX	شل	ماسه- شن‌های نرم	۰/۵
X	روان	شن‌های روان	۰/۳

برای تعیین تعداد چال‌های لازم در هر سینه‌کار، فرمول‌هایی نیز ارائه شده است که یکی از معروف-ترین آنها فرمول استشنکو^۱ به شرح زیر است:

$$N = 2/86\sqrt{f/s} \quad (15-2)$$

که در آن N ، تعداد چال حفر شده در یک مترمربع از سطح سینه‌کار است.

یکی دیگر از روش‌های تعیین تعداد چال لازم در هر سینه‌کار آن است که میزان کل مواد ناریه لازم در هر نوبت آتشباری را بر مقدار متوسط ماده منفجره موجود در هر چال تقسیم می‌کنیم. بدیهی است برای این کار بایستی میزان ماده ناریه لازم در هر نوبت آتشباری را تعیین کرد و برای این منظور از رابطه زیر استفاده می‌کنند:

$$Q = s.l.q \quad (16-2)$$

که در آن :

Q : مقدار ماده منفجره لازم برای یک نوبت آتشباری بر حسب کیلوگرم

l : عمق متوسط چال بر حسب متر

q : مقدار خرج ویژه بر حسب کیلوگرم بر مترمکعب

$$C = 0.785d^2l\Delta\gamma \quad (17-2)$$

C : مقدار ماده منفجره مربوط به هر چال بر حسب کیلوگرم

d : قطر لول ماده منفجره به متر

l : عمق چال به متر

در نتیجه تعداد چال‌ها در هر مترمربع از سطح مقطع از رابطه زیر به دست خواهد آمد:

$$N = \frac{Q}{C} \quad (18-2)$$

^۱ Steshenkov

در جدول ۵-۲ تعداد چال لازم برای هر مترمربع از حفاریات معدنی معمولی در صورتیکه مواد ناریه با قدرت معمولی استفاده شود، درج شده است.

جدول ۵-۲: تعداد چال لازم برای هر مترمربع از حفاریات معمولی (مدنی، ۱۳۹۱).

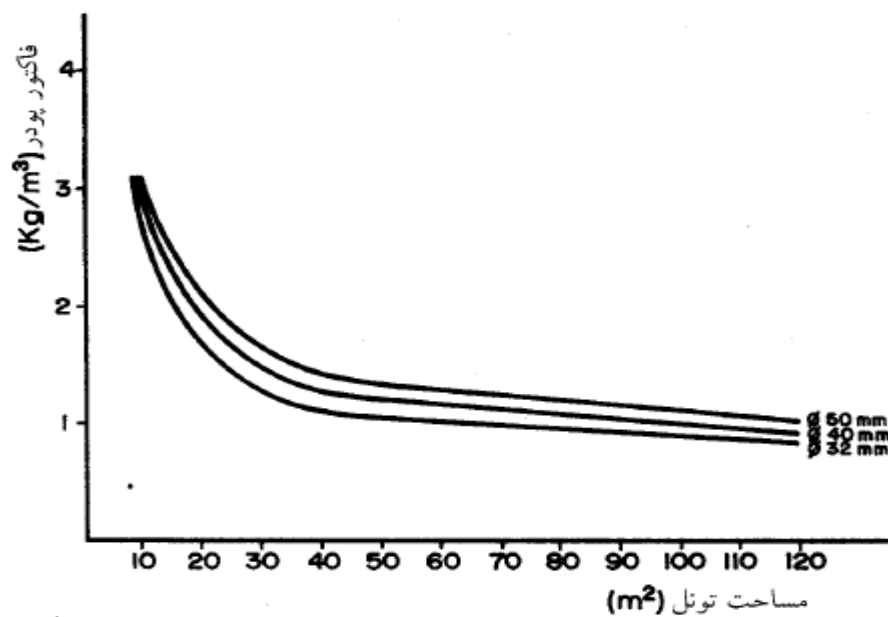
ماسه سنگ و آهک		شیل		نوع سنگ
۴۵	۳۲-۳۶	۴۵	۳۲-۳۶	قطر چال (mm)
۰/۹-۱/۲	۱/۴-۱/۶	۰/۸-۱	۱/۱-۱/۳	چاه قائم
۱/۸-۲/۵	۲/۵-۳/۵	۱/۵-۲/۱	۲/۵-۳	میان‌بر
-	۲/۲-۳/۲	-	۲-۲/۸	تونل‌های امتدادی

۲-۴-۳- بررسی صحت الگوهای آتشباری

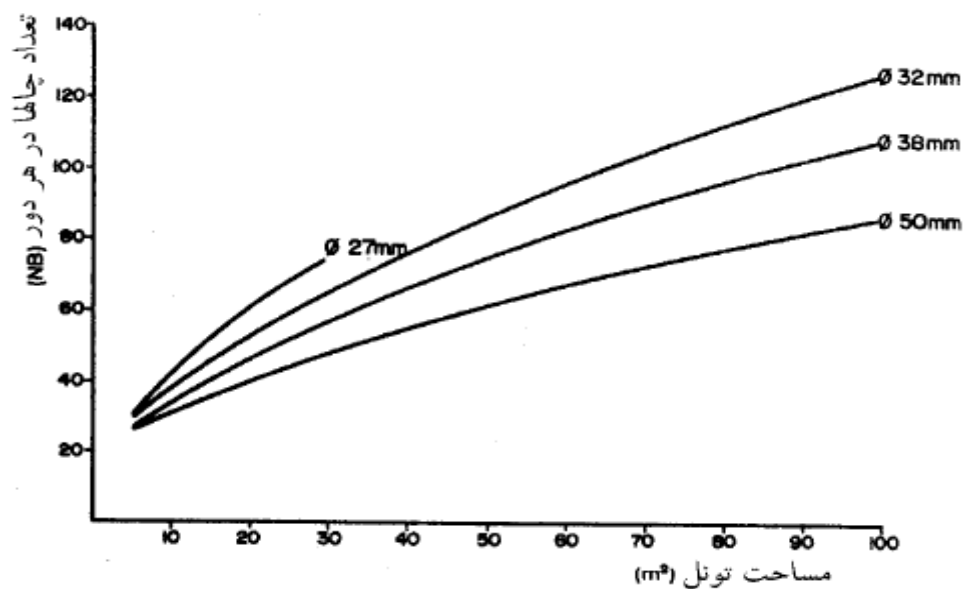
پس از محاسبه الگوها و خرج‌ها و قبل از شروع آتشباری بهتر است جواب‌ها و اطلاعات حاصل با نتایج استاندارد و یا عملیات‌های مشابه مقایسه شوند. این بررسی را می‌توان به سادگی از نمودارهای شکل‌های (۱۵-۲) تا (۱۷-۲) انجام داد. در این نمودارها فاکتور پودر به صورت تابعی از سطح مقطع تونل و قطر چالزنی نشان داده شده است. تعداد چال‌ها در هر مرحله آتشباری و چالزنی ویژه را می‌توان با داشتن دو پارامتر فوق‌الذکر به دست آورد.

این نمودارها مربوط به آتشباری با چال‌های موازی بوده و تنها می‌توانند به عنوان یک راهنما به کار روند، چرا که پارامترهای زیادی بر روی نتایج حفاری تونل مؤثرند که از آن جمله به : نوع سنگ و ماده منفجره، اندازه چال، نوع برش، نیاز به آتشباری کنتوری، محدودیت‌های مربوط به لرزش و ... اشاره نمود. این پارامترها می‌توانند باعث تغییر در الگوی طراحی شده، شوند.

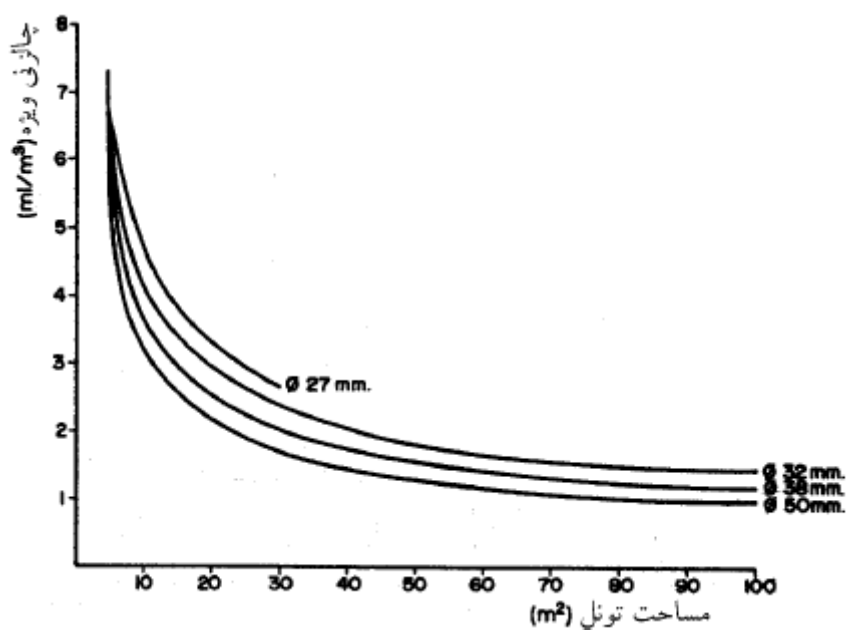
تصحیح‌های نهایی پس از انجام آتشباری انجام می‌شود. انجام اصلاحات پس از بررسی نتایج اولین دوره‌های آتشباری باید تدریجی و سیستماتیک باشد تا به تدریج میزان پیشروی افزایش یابد.



شکل ۲-۱۵: فاکتور پودر به صورت تابعی از مساحت تونل و قطر چال‌ها (Jimeno et al, 1995)



شکل ۲-۱۶: تعداد چال‌های هر دور به صورت تابعی از مساحت تونل (Jimeno et al, 1995)



شکل ۲-۱۷: چالزنی ویژه به صورت تابعی از مساحت تونل و قطر چال‌ها (Jimeno et al, 1995)

۲-۵- جمع‌بندی فصل

با توجه به اهمیت شناخت عوامل تأثیرگذار در طراحی الگوهای آتشباری در این فصل به معرفی پارامتر-های مؤثر در آتشباری تونل‌ها، فرآیند انفجار و انواع الگوهای آتشباری در تونل‌ها پرداخته شد. با شناخت این فاکتورها می‌توان اقدام به طراحی یک الگوی آتشباری مناسب نمود. در فصل بعدی اطلاعات جمع-آوری شده از تونل مورد نظر برای شناخت آسیب‌های ناشی از انفجار در تونل‌ها بررسی خواهد شد.

فصل سوم

جمع آوری اطلاعات

۳-۱- مقدمه

در این فصل، با توجه به ذکر اهمیت پارامترهای قابل کنترل و غیرقابل کنترل در نتایج انفجار در فصل گذشته، ابتدا اطلاعاتی اعم از سیستم درزه‌داری و پارامترهای انفجار مربوط به تونل موردنظر برای شناخت کامل از توده سنگ در حال حفاری، عنوان شده است. در ادامه با استفاده از اطلاعات برداشت شده، به وضعیت کیفیت دانه‌بندی و بررسی خردایش انفجار اجرا شده توسط معدن، با استفاده از نرم‌افزار Goldsize، پرداخته خواهد شد.

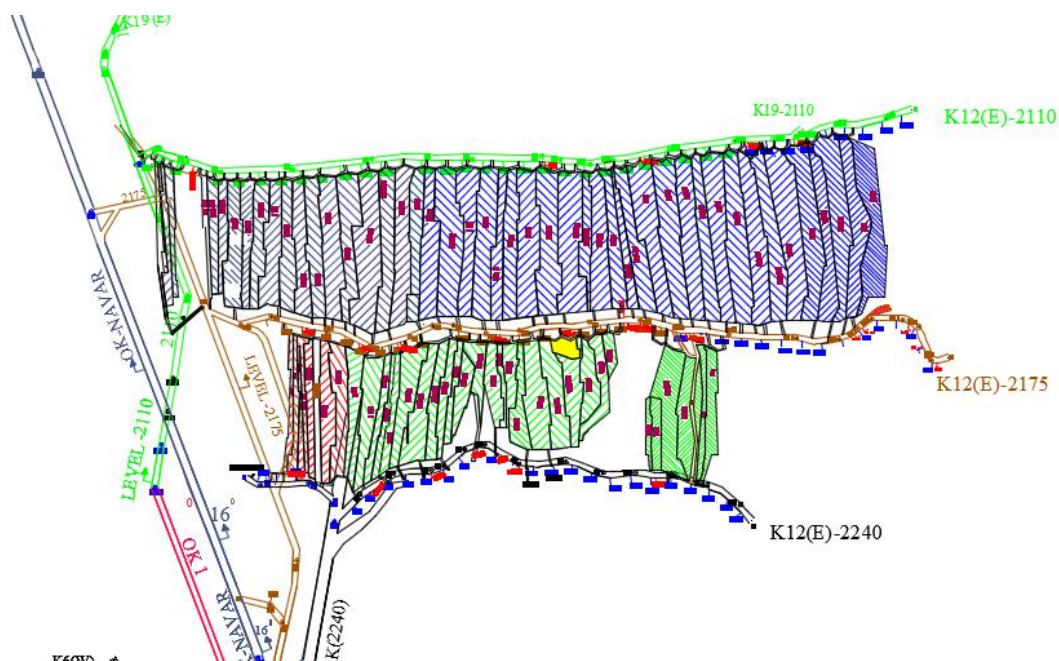
۳-۲- معرفی تونل سنگی مورد مطالعه

تونل K12 که در این تحقیق مورد مطالعه قرار گرفته است، تونلی دنبال لایه با نام تونل تعریض است که در بخش مرکزی این مجموعه معدنی که تحت نام تونل مادر شناخته می‌شود، قرار دارد. این تونل در فاصله ۸۰۰ متری از دهانه تونل مادر با آزمون ۳۵ درجه حفر شده است و در طول پیشروی تاکنون به آزمون ۱۰۵ درجه رسیده است. در مسیر تونل لایه‌های سنگی به همراه دو دسته درزه غالب مشاهده شدند. لایه‌های سنگی غالب در مسیر این تونل شامل شیل متورق خاکستری و ماسه سنگ می‌شدند. شبکه مجموعه معدنی در قسمت تونل مادر، در شکل (۳-۱) نشان داده شده است.

۳-۳- سیستم درزه‌داری

به منظور بررسی وضعیت درزه‌ها در سه مقطع متوالی تونل مورد نظر که مقطع ۲،۱ و ۳ نامیده شده‌اند از روش برداشت درزه‌ای خطی استفاده شده به طوریکه خط برداشت به صورت افقی در سطح مقطع ترسیم شده است. اطلاعات به دست آمده به ترتیب در جدول‌های ۳-۱ تا ۳-۳ آورده شده است.

در راستای بررسی دقیق‌تر ناپیوستگی‌ها، برای هر ناپیوستگی که با خط اثر برخورد کرده است، ویژگی‌های میزان هوازدگی، طول خط اثر، نوع زبری و نوع پرشدگی تعیین شده است. در تمامی مراحل برداشت اطلاعات مربوط به درزه، وضعیت تونل از نظر آبهای زیرزمینی خشک فرض شده است. برای تعیین نوع زبری در هر ناپیوستگی از شکل (۳-۲) استفاده شده است.



شکل ۳-۱: شبکه راه‌های دسترسی مجموعه معدن در قسمت تونل مادر.

جدول ۳-۱: اطلاعات ناپیوستگی مربوط به مقطع شماره ۱ تونل انفجاری K12.

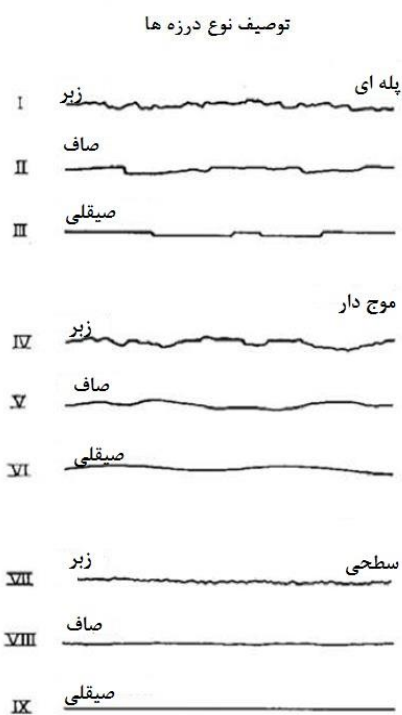
ارتفاع خط برداشت (cm)						طول خط برداشت (cm)					
۱۱۰						۲۹۵					
وضعیت سنگ	شرایط آبداری	هوازدهی	بازشدگی	زبری	طول خط اثر (cm)	نوع سنگ	نوع ساختار	جهت شیب	شیب	فاصله برخورد با خط اثر (cm)	شماره ناپیوستگی
خردشده	خشک	هوازده	بسته	V	ادامه دار	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۴۴	۴	۱
خردشده	خشک	هوازده	بسته	V	ادامه دار	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۴۴	۳۲	۲
خردشده	خشک	هوازده	بسته	V	۶۰	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۴۶	۴۰	۳
خردشده	خشک	هوازده	بسته	II	ادامه دار	سیلتستون	لایه بندی	۳۵۵	۳۳	۷۳	۴
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	V	۷۰	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۴۳	۸۲	۵
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	V	۱۴۵	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۵۰	۱۰۸	۶
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	II	ادامه دار	سیلتستون	لایه بندی	۳۵۵	۳۲	۱۲۳	۷
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	V	۵۵	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۵۰	۱۳۵	۸
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	V	ادامه دار	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۵۱	۱۸۵	۹
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	V	ادامه دار	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۵۳	۲۳۳	۱۰
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	V	ادامه دار	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۶۰	۲۵۳	۱۱
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	II	ادامه دار	سیلتستون	لایه بندی	۳۵۵	۳۵	۲۶۳	۱۲
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	V	ادامه دار	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۵۹	۲۸۸	۱۳

جدول ۳-۲: اطلاعات ناپیوستگی مربوط به مقطع شماره ۲ تونل انفجاری K12.

ارتفاع خط برداشت (cm)						طول خط برداشت (cm)					
۱۱۰						۲۹۵					
وضعیت سنگ	شرایط آبداری	هوازدهی	بازشدگی	زبری	طول خط اثر (cm)	نوع سنگ	نوع ساختار	جهت شیب	شیب با خط اثر (cm)	فاصله برخورد	شماره ناپیوستگی
خردشده	خشک	هوازده	بسته	II	ادامه دار	سیلتستون	لایه بندی	۳۵۵	۳۴	۰	۱
خردشده	خشک	هوازده	بسته	V	۸۰	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۴۶	۷	۲
خردشده	خشک	هوازده	بسته	V	۷۸	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۴۴	۵۲	۳
خردشده	خشک	هوازده	بسته	V	۸۰	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۴۶	۶۰	۴
خردشده	خشک	هوازده	بسته	V	۸۵	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۴۶	۸۰	۵
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	II	ادامه دار	سیلتستون	لایه بندی	۳۵۵	۳۲	۸۰	۶
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	V	۱۴۰	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۳۸	۹۵	۷
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	V	۱۸۰	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۳۴	۱۲۵	۸
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	II	ادامه دار	سیلتستون	لایه بندی	۳۵۵	۳۵	۱۵۰	۹
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	V	ادامه دار	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۵۵	۱۸۰	۱۰
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	V	ادامه دار	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۴۷	۲۰۰	۱۱
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	V	ادامه دار	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۵۵	۲۴۰	۱۲
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	II	ادامه دار	سیلتستون	لایه بندی	۳۵۵	۳۲	۲۴۰	۱۳
خردشده	خشک	بدون هوازدهی	بسته	V	ادامه دار	سیلتستون	درزه	۱۷۵	۵۵	۲۷۲	۱۴

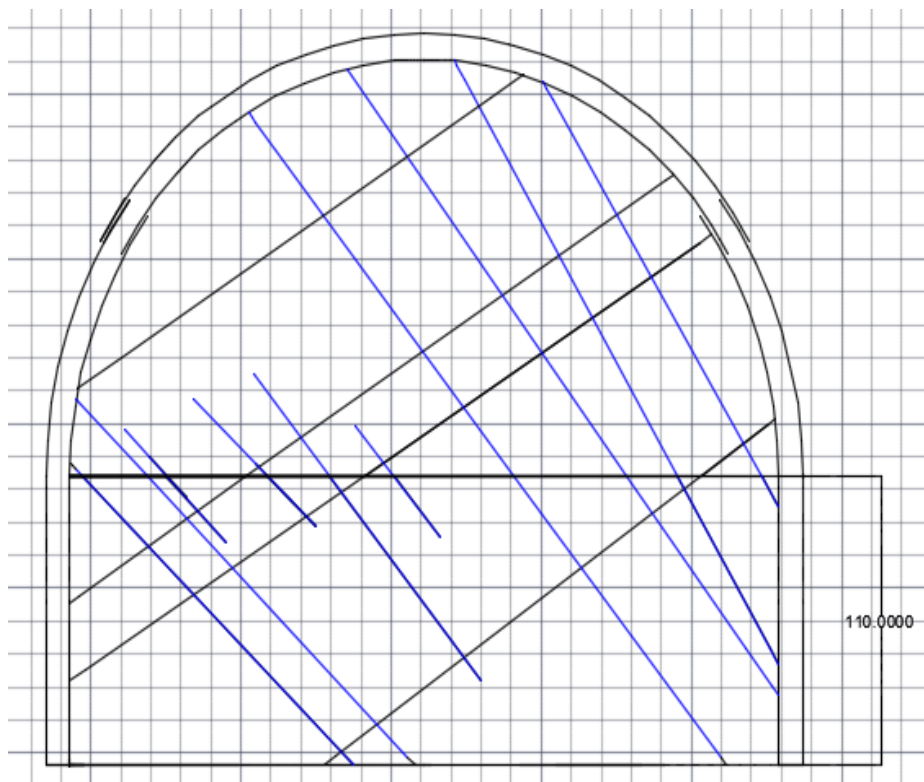
جدول ۳-۳: اطلاعات ناپیوستگی مربوط به مقطع شماره ۳ تونل انفجاری K12.

طول خط برداشت (cm)						ارتفاع خط برداشت (cm)					
۲۹۵						۱۱۰					
شماره ناپیوستگی	فاصله برخورد با خط اثر (cm)	شیب	جهت شیب	نوع ساختار	نوع سنگ	طول خط اثر (cm)	زبری	بازشدگی (mm)	هوازدهی	شرایط آبداری	وضعیت سنگ
۱	۸	۴۴	۱۷۵	درزه	سیلتستون	ادامه دار	V	بسته	هوازده	خشک	خردشده
۲	۱۹	۳۱	۳۵۵	لایه بندی	سیلتستون	۸۰	II	بسته	هوازده	خشک	خردشده
۳	۳۰	۴۴	۱۷۵	درزه	سیلتستون	۷۸	V	بسته	هوازده	خشک	خردشده
۴	۷۲	۴۶	۱۷۵	درزه	سیلتستون	۸۰	V	۵	هوازده	خشک	خردشده
۵	۱۰۳	۴۶	۱۷۵	درزه	سیلتستون	۸۵	V	بسته	هوازده	خشک	خردشده
۶	۱۱۰	۳۲	۳۵۵	لایه بندی	سیلتستون	ادامه دار	II	بسته	بدون هوازدهی	خشک	خردشده
۷	۱۳۰	۴۸	۱۷۵	درزه	سیلتستون	۱۴۰	V	بسته	بدون هوازدهی	خشک	خردشده
۸	۱۷۲	۴۶	۱۷۵	درزه	سیلتستون	۱۸۰	V	بسته	بدون هوازدهی	خشک	خردشده
۹	۲۲۰	۳۸	۳۵۵	لایه بندی	سیلتستون	ادامه دار	II	بسته	بدون هوازدهی	خشک	خردشده
۱۰	۲۲۵	۴۶	۱۷۵	درزه	سیلتستون	ادامه دار	V	۳	بدون هوازدهی	خشک	خردشده
۱۱	۲۵۰	۶۰	۱۷۵	درزه	سیلتستون	ادامه دار	V	بسته	بدون هوازدهی	خشک	خردشده
۱۲	۲۵۶	۶۰	۱۷۵	درزه	سیلتستون	ادامه دار	V	بسته	بدون هوازدهی	خشک	خردشده
۱۳	۲۸۲	۵۸	۱۷۵	درزه	سیلتستون	ادامه دار	V	بسته	بدون هوازدهی	خشک	خردشده

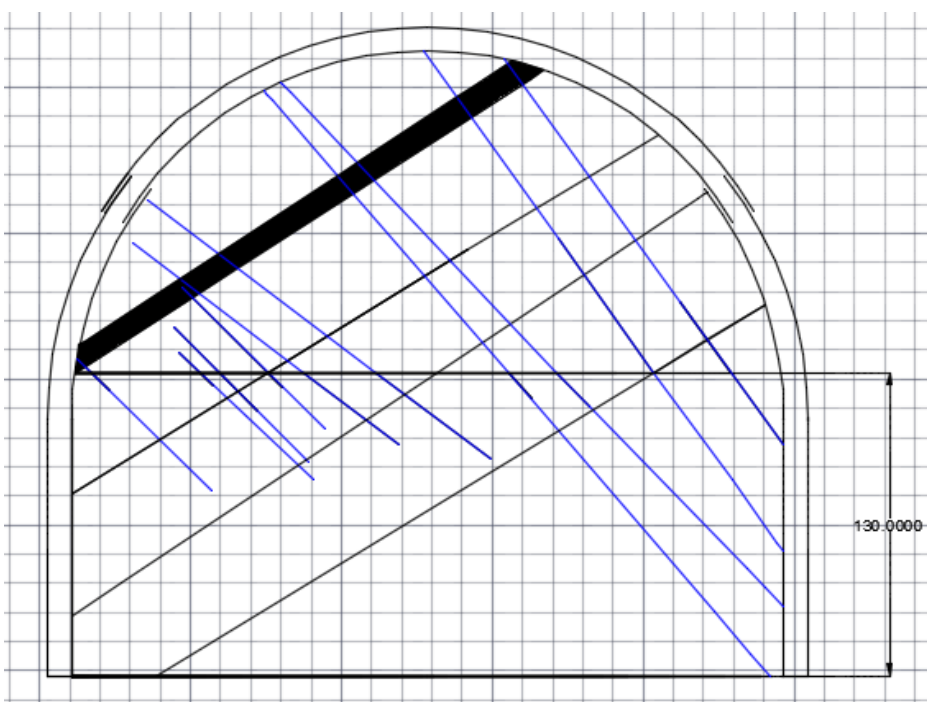


شکل ۳-۲: توصیف نوع زبری ناپیوستگی‌ها.

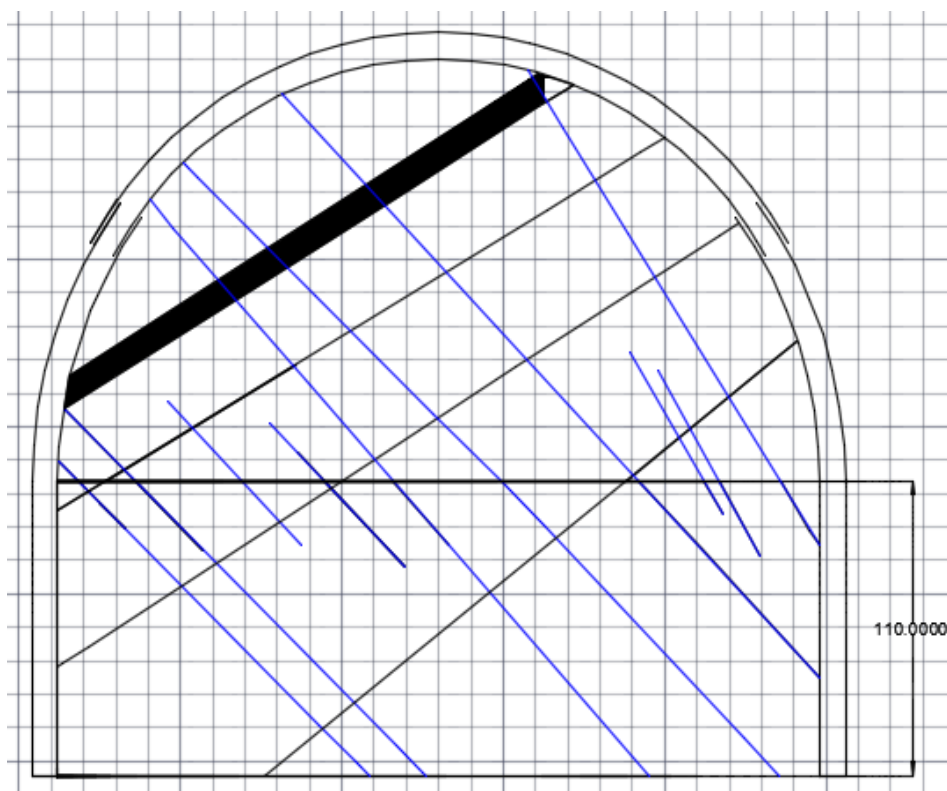
نحوه قرارگیری درزه‌ها و همچنین لایه‌بندی تونل در هر سه مقطع و همچنین محل قرارگیری خط برداشت در سینه‌کارها به ترتیب در شکل‌های (۳-۳) تا (۵-۳) آورده شده است. ارتفاع خط برداشت در سینه‌کار به ترتیب ۱۱۰، ۱۳۰ و ۱۱۰ سانتی متر و طول آن ۲۹۵ سانتی متر است. درزه‌ها با خطوط آبی و لایه‌بندی با خطوط مشکی مشخص شده‌اند.



شکل ۳-۳: نحوه قرار گیری سطوح درزه و صفحات لایه‌بندی در مقطع شماره ۱.



شکل ۳-۴: نحوه قرار گیری سطوح درزه و صفحات لایه‌بندی در مقطع شماره ۲.

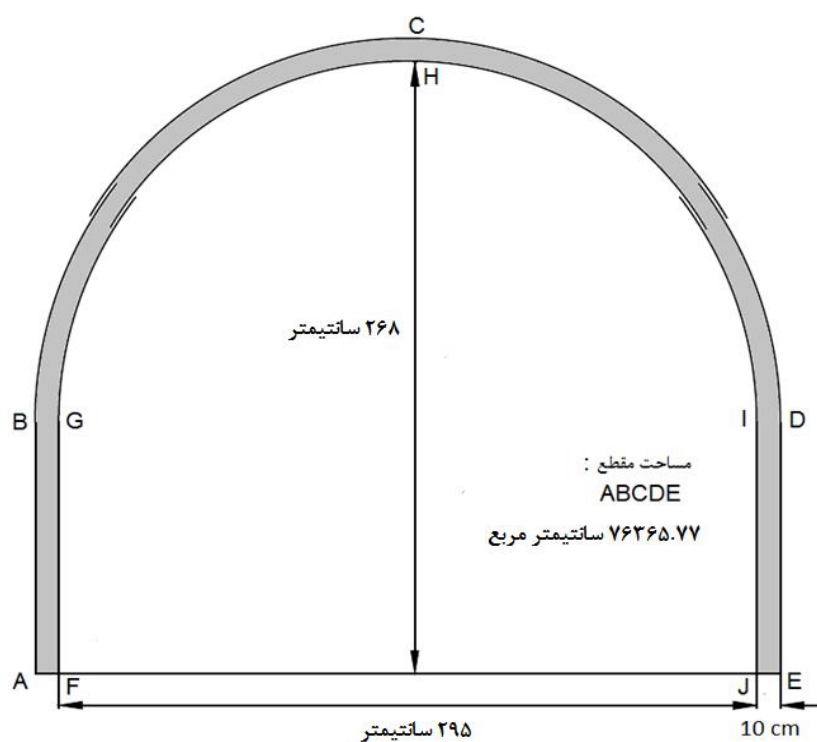


شکل ۳-۵: نحوه قرار گیری سطوح درزه و صفحات لایه‌بندی در مقطع شماره ۳.

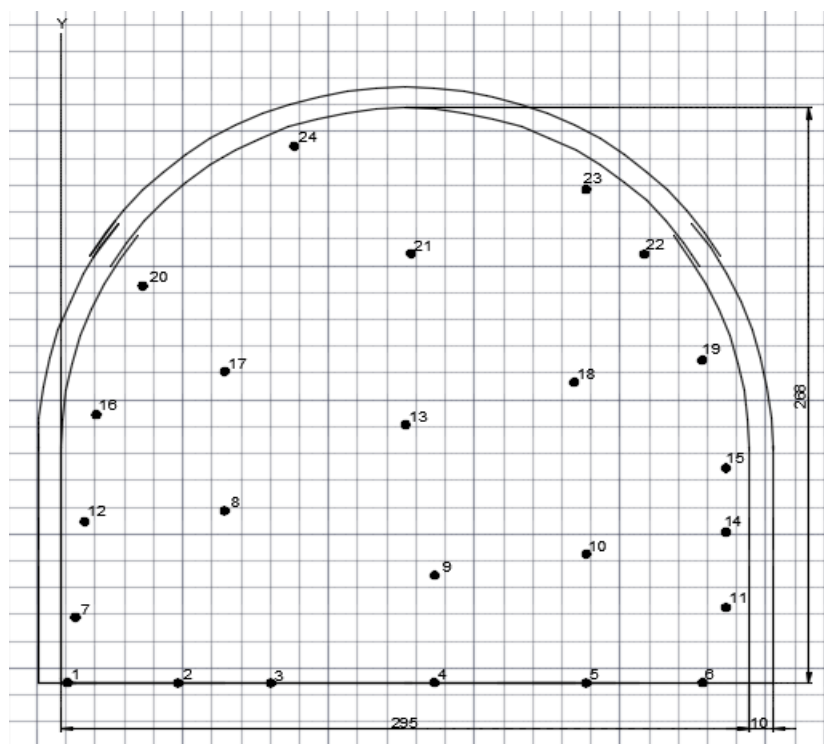
۳-۴- پارامترهای فنی استخراج

مشخصات ماده منفجره، مشخصات چال‌های انفجاری و هندسه الگوی آتشباری پارامترهای فنی استخراج هستند که در سه مقطع از تونل که مورد بررسی قرار گرفته، بیان شده است. شکل (۳-۶) نشان دهنده مشخصات هندسی مقطع تونل است و همچنین الگو و جانمایی چال‌ها در این سه مقطع به ترتیب در شکل‌های (۳-۷) تا (۳-۹) آورده شده‌اند.

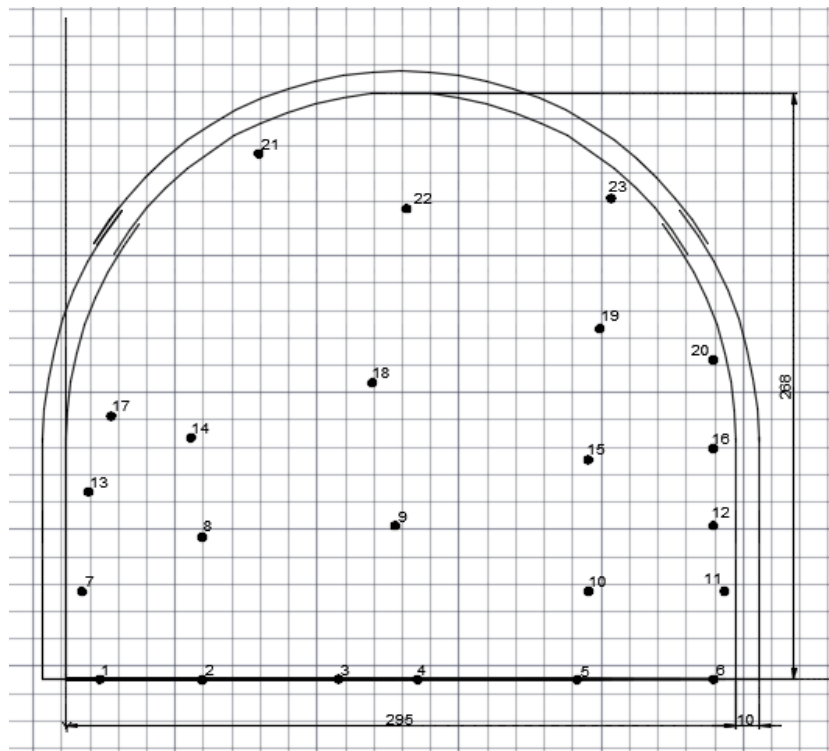
شایان ذکر است که در این تونل الگوی خاصی اجرا نشده و چال‌ها به صورت تجربی جانمایی شده‌اند. اطلاعات در جدول ۳-۴ آورده شده است، توجه شود که پارامترهای مربوط به هندسه چال‌ها و نوع خرج در تمامی مقاطع ثابت است و فقط تعداد چال‌ها در هر مقطع متفاوت است.



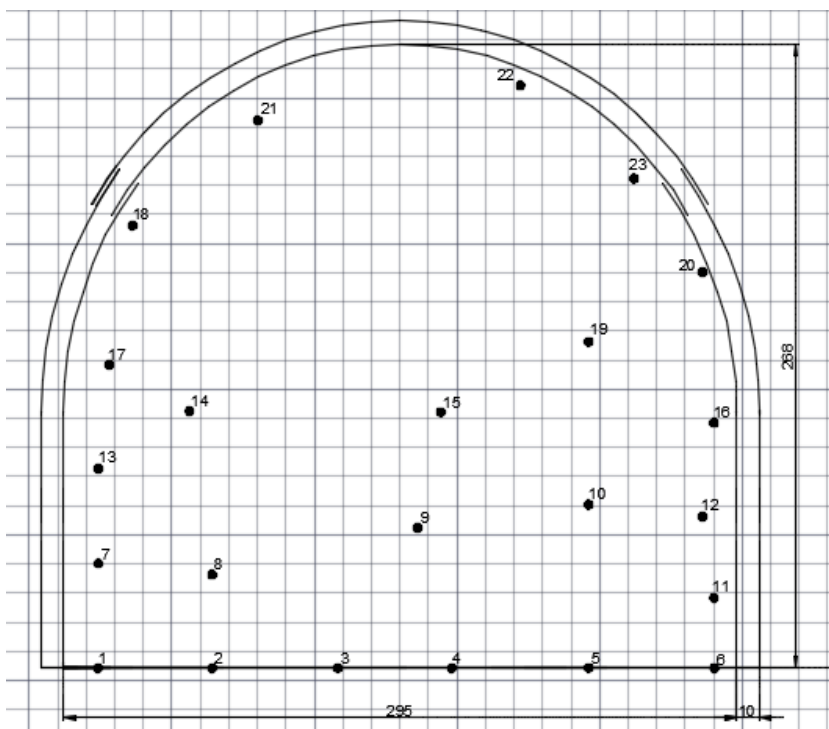
شکل ۳-۶: مشخصات هندسی مقطع تونل (متحدی، ۱۳۹۵).



شکل ۳-۷: جانمایی چال‌ها در مقطع شماره ۱.



شکل ۳-۸: جانمایی چال‌ها در مقطع شماره ۲.



شکل ۳-۹: جانمایی چال‌ها در مقطع شماره ۳.

جدول ۳-۴: پارامترهای آتشباری مربوط به سه مقطع از تونل K12.

پارامتر	مقطع ۱	مقطع ۲	مقطع ۳
نوع خرج	Emulite(cartridge)	Emulite(cartridge)	Emulite(cartridge)
تعداد چال حفاری شده	۲۴	۲۳	۲۳
تعداد چال خالی	۰	۰	۰
عمق چال (m)	۱/۱-۱/۲۰	۱/۱-۱/۲۰	۱/۱-۱/۲۰
قطر چال (mm)	۳۵	۳۵	۳۵
قطر خرج (mm)	۲۷	۲۷	۲۷
طول خرج (cm)	۳۰	۳۰	۳۰
طول گل گذاری (cm)	۳۰-۴۰	۳۰-۴۰	۳۰-۴۰
تعداد خرج مصرفی در هر چال	۳	۳	۳
نوع چاشنی مصرفی	کپسول انفجاری الکتریکی پوکه مسی	کپسول انفجاری الکتریکی پوکه مسی	کپسول انفجاری الکتریکی پوکه مسی
سرعت انفجار ماده منفجره (m/s)	۴۰۰۰	۴۰۰۰	۴۰۰۰
چگالی خرج (gr/cm^3)	۱/۰۵-۱/۲۵	۱/۰۵-۱/۲۵	۱/۰۵-۱/۲۵
وزن کل خرج مصرفی (kg)	۱۴/۴	۱۳/۸	۱۳/۸
حجم کل حفاری (m^3)	۷/۲	۷/۲	۷/۲
خرج ویژه (kg/m^3)	۲	۱/۹۱	۱/۹۱
میزان پرتاب سنگ (m)	۶/۵	۵/۵	۶
وزن مخصوص سنگ (ton/m^3)	۲/۴۳	۲/۴۳	۲/۴۳
سرعت امواج الاستیک در سنگ (m/s)	۲	۲	۲
امپدانس خرج ($\text{kg/m}^3.\text{sec}$)	۴/۶	۴/۶	۴/۶
امپدانس سنگ ($\text{kg/m}^3.\text{sec}$)	۴/۸۶	۴/۸۶	۴/۸۶

میزان آسیب به سیستم نگهداری تونل پس از انفجارهای انجام شده در هر سه مقطع در شکل

(۱۰-۳) تا (۱۲-۳) نشان داده شده است.



شکل ۱۰-۳: آسیب به سیستم نگهداری پس از انفجار انجام شده در مقطع ۱.



شکل ۱۱-۳: آسیب به سیستم نگهداری پس از انفجار انجام شده در مقطع ۲.



شکل ۳-۱۲: آسیب به سیستم نگهداری پس از انفجار انجام شده در مقطع ۳.

برای فهمیدن اینکه انفجارهای انجام شده در تونل مناسب بوده‌اند یا نه، نیاز به این است که نتایج حاصل از هر انفجار به دقت بررسی شود. به این دلیل باید بعد از انفجار شرایط ایجاد شده مشاهده و بررسی‌ها ثبت شود. در این مطالعه تأکید بر بهبود فرآیند خردایش و نیز بهبود شرایط سینه‌کار حاصل از انفجار و به حداقل رساندن آسیب‌های وارد شده به سیستم نگهداری است. در قسمت بعد به بررسی خردایش کپه‌های حاصل از انفجار در تونل پرداخته خواهد شد.

۳-۵- بررسی خردایش

خروج سنگ‌های حاصل از انفجار در فرآیند بارگیری و باربری در تونل‌ها اهمیت زیادی دارد. بررسی کیفیت خردایش در هر سیکل از انفجار امری ضروری است. روش‌های تعیین کیفیت خردایش کپه انفجاری شامل روش‌های مستقیم و غیرمستقیم است. روش‌های مستقیم از جمله تجزیه سرندي و شمارش قطعات درشت هستند. تجزیه سرندي اصلی‌ترین و در عین حال پرهزینه‌ترین روش است که به همین دلیل کاربرد آن کاهش یافته است. روش‌های غیر مستقیم شامل روش‌های مبتنی بر

تصویربرداری و روش‌های کیفی مشاهده‌ای هستند. از نرم افزارهای مورد استفاده برای آنالیز تصویر Goldsize، Wipfrag و Spilit هستند. در این بین، نرم افزار Goldsize به دلیل راحتی و آسانی در کاربرد بیشتر مورد استفاده قرار گرفته است.

۳-۵-۱- معرفی نرم افزار Goldsize

نرم افزار Goldsize محصول شرکت Golder است. این نرم افزار تحت سیستم عامل ویندوز عمل می کند. این نرم افزار از دسته نرم افزارهای کاربر محور (دستی) است. روش کار با این نرم افزار به این ترتیب است که در ابتدا از سطح توده سنگ پس از انفجار عکس برداری می شود. عملیات با تعریف مقیاس اندازه گیری قطعات توسط نرم افزار ادامه می یابد. از دو توپ پلاستیکی با قطر ۱۷ سانتی متر به عنوان مقیاس استفاده شده است. سپس باید مرز قطعه سنگ‌ها را به صورت دستی و با ماوس کامپیوتر مشخص کرد. این کار زمان زیادی را می گیرد اما این اطمینان را می دهد که مرز قطعات به دقت مشخص شده است. این نرم افزار قابلیت تغییر و بهبود کیفیت تصاویر تهیه شده را ندارد، اما در عین حال با توجه به اینکه مرزبایی قطعات به طور دستی انجام می شود، کیفیت نامناسب تصویر از جمله وجود سایه و گرد و غبار تأثیر چندانی بر ترسیم محیط قطعات نمی گذارد. توزیع ابعادی به روشی ساده و با اختصاص دادن هر قطعه به محدوده ابعادی مناسب (مثلاً یک مستطیل یا مربع) آن به دست می آید.

۳-۵-۲- آنالیز تصاویر

به منظور بررسی کیفیت خردایش در این تونل پیشروی، کپه انفجاری^۱ سه سینه کار متوالی و در واقع سه سیکل انفجار در نظر گرفته شده است (شکل‌های ۳-۱۳، ۳-۱۴ و ۳-۱۵). در هر سیکل بعد از انفجار

^۱ Muck pile

و تهویه تونل، از کپه انفجاری با قراردادن توپ‌ها به عنوان مقیاس، عکس گرفته شده است. نحوه عکس-برداری از رو به روی کپه و به موازات آن است. بدین منظور از دوربین Sony با مدل Cybershot Carl Zeiss با لنز ۲۵ میلی‌متری استفاده شده است.

با وارد کردن هر کدام از تصاویر از سربرگ Add Sample، تصویر در محیط نرم‌افزار قرار می‌گیرد. با مقیاس‌دهی اولیه و مشخص کردن مرزهای هر قطعه سنگ در کپه یک شکل منظم هندسی به هر قطعه اختصاص داده شده است. تصاویر تعیین محدوده قطعه سنگ‌ها و اختصاص اشکال هندسی منظم به آنها توسط نرم‌افزار در شکل‌های (۳-۱۶) تا (۳-۲۱) آورده شده است.



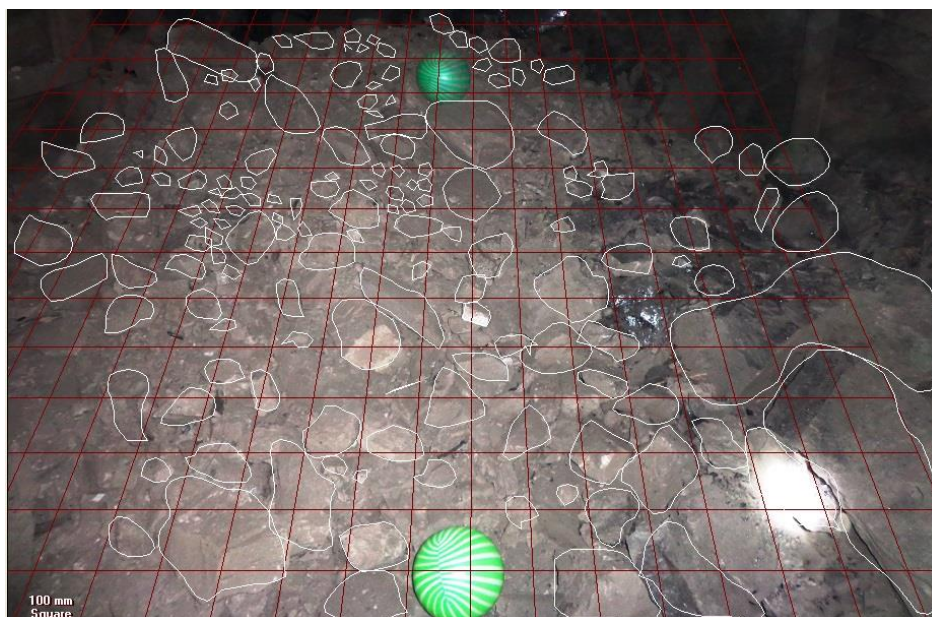
شکل ۳-۱۳: کپه انفجاری حاصله از مقطع شماره ۱.



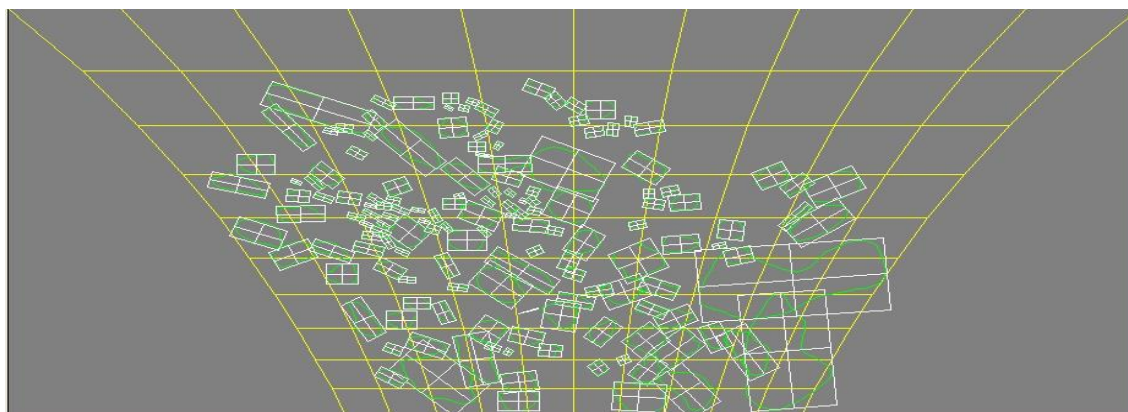
شکل ۳-۱۴: کپه انفجاری حاصله از مقطع شماره ۲.



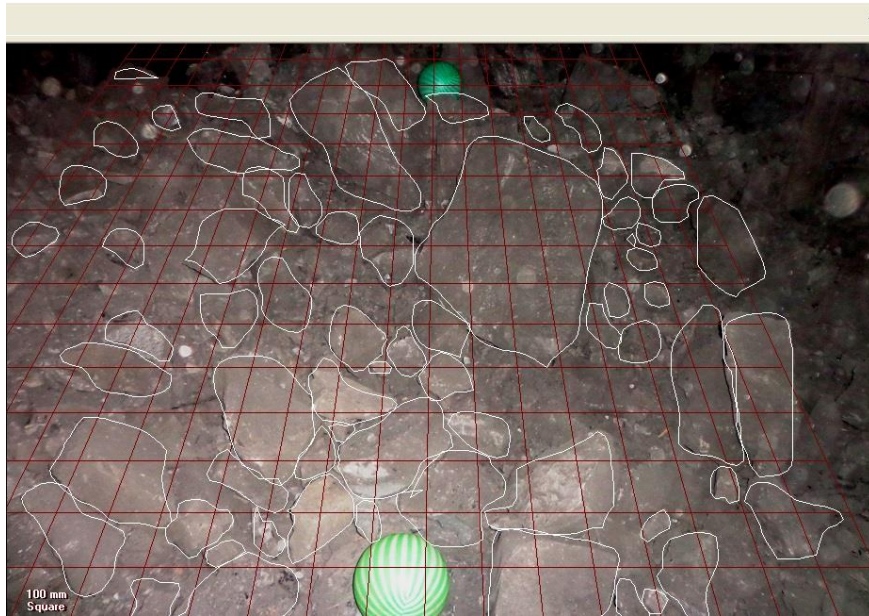
شکل ۳-۱۵: کپه انفجاری حاصل از مقطع ۳.



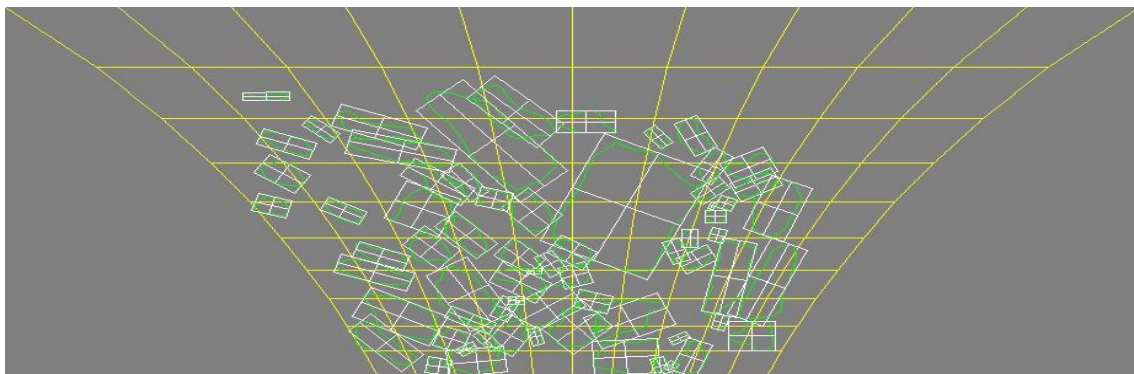
شکل ۳-۱۶: مزربندی قطعه‌های سنگ در مقطع شماره ۱.



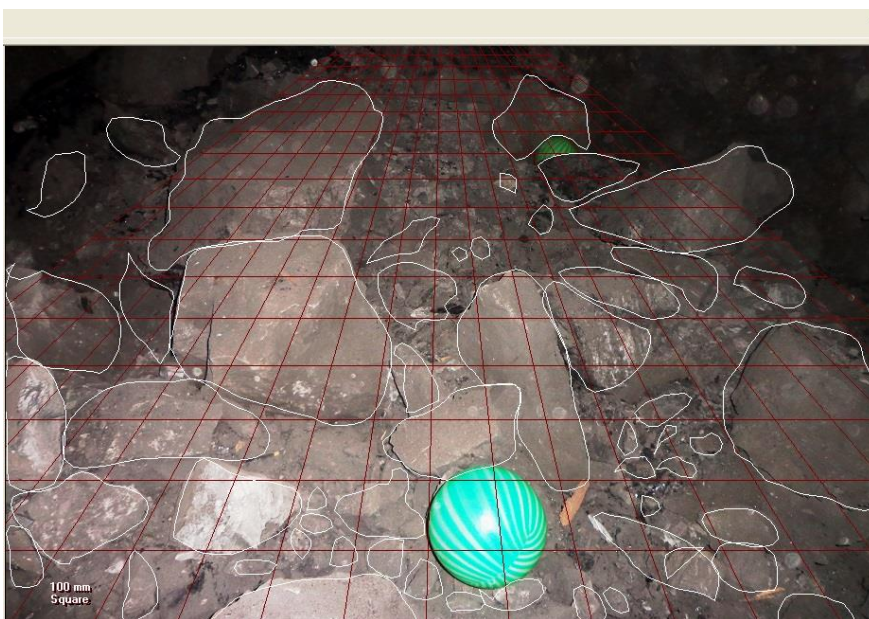
شکل ۳-۱۷: اختصاص یافتن شکل‌های منظم هندسی به هر قطعه سنگ در مقطع شماره ۱.



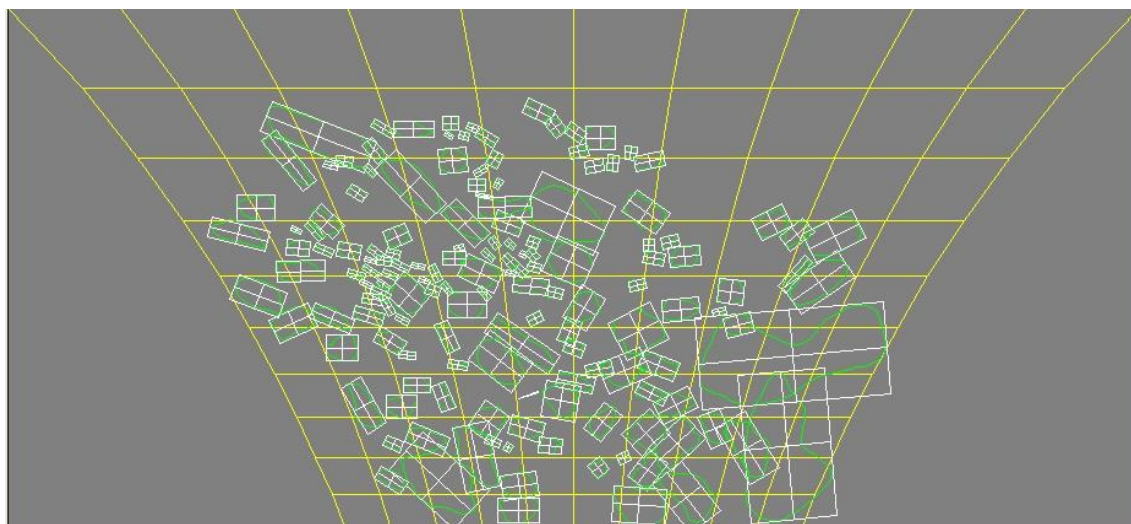
شکل ۳-۱۸: مزربندی قطعه‌های سنگ در مقطع شماره ۲.



شکل ۳-۱۹: اختصاص یافتن شکل‌های منظم هندسی به هر قطعه سنگ در مقطع شماره ۲.



شکل ۳-۲۰: مزربندی قطعه‌های سنگ در مقطع شماره ۳.

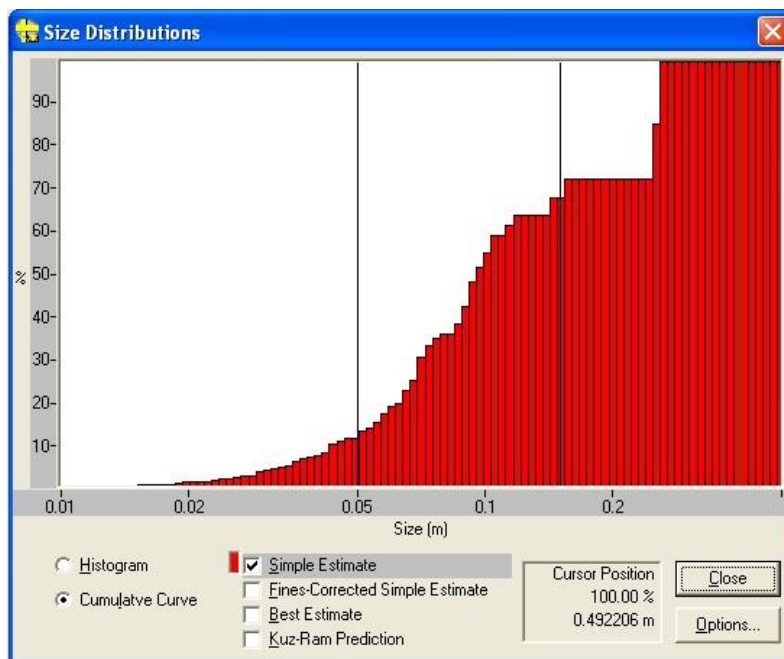


شکل ۳-۲۱: اختصاص یافتن شکل‌های منظم هندسی به هر قطعه سنگ در مقطع شماره ۳.

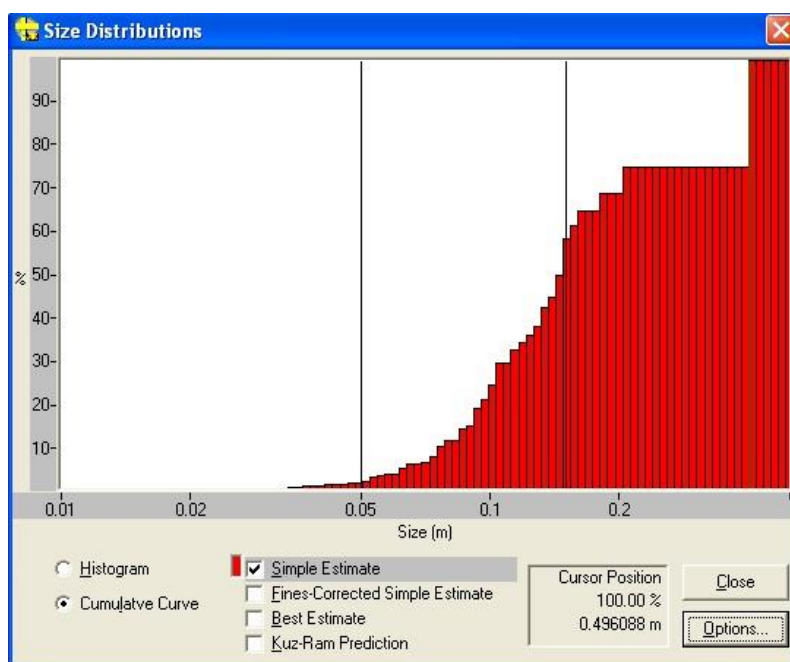
در راستای بهبود نتایج نرم‌افزار و اجرای آن در محیط تونلی، بعد از اتمام مراحل فوق، برای کالیبره کردن نرم‌افزار با محیط تونل، مطابق با جدول ۳-۸ تنظیماتی اعمال شده است. این اعداد با توجه به اندازه جام لودر بارگیری در تونل انتخاب شده‌اند. با توجه به تنظیمات انجام شده، نرم‌افزار برای هر تصویر و در واقع هر مقطع یک گراف تجمعی بر اساس اندازه ذرات و درصد ذرات عبوری در اختیار قرار می‌دهد (شکل‌های ۳-۲۲ تا ۳-۲۴).

جدول ۳-۵: پارامترهای کالیبره‌سازی نرم‌افزار.

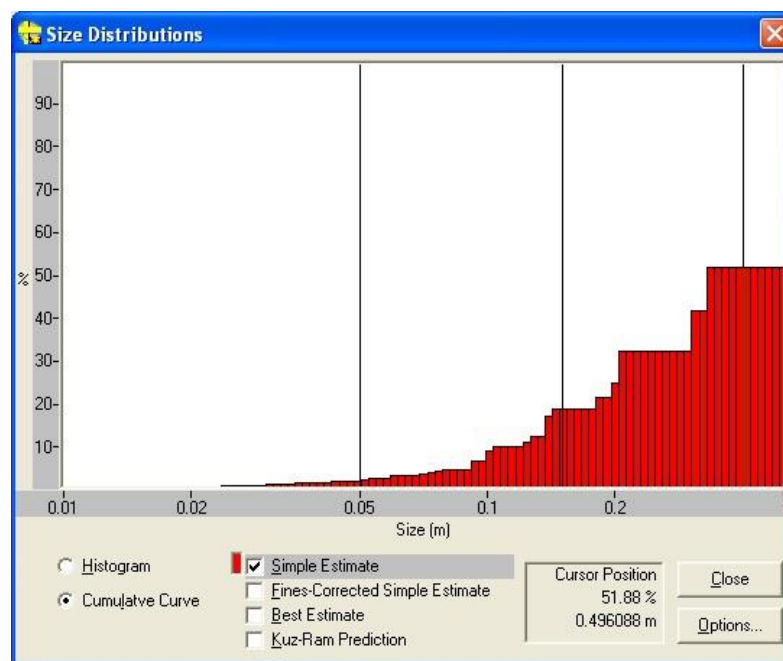
Over size	$\cdot/4\ m$
Optimum	$\cdot/15\ m$
Under size	$\cdot/0.5\ m$
Unit	metric
Graph	cumulative
Sieve shit	$\cdot/9\ m$
Top size	$\cdot/5\ m$



شکل ۳-۲۲: توزیع ابعاد تخمین زده شده برای مقطع شماره ۱.



شکل ۳-۲۳: توزیع ابعاد تخمین زده شده برای مقطع شماره ۲.



شکل ۳-۲۴: توزیع ابعاد تخمین زده شده برای مقطع شماره ۳.

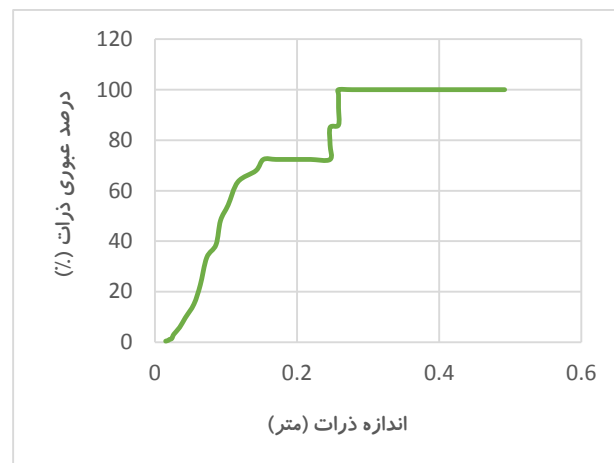
با استفاده از توزیع ابعاد دانه‌بندی، نمودارهای خردایش در هر مقطع، در نرم‌افزار Excle تهیه شده‌است (شکل‌های ۳-۲۵ تا ۳-۲۷). برای بررسی کیفیت خردایش در انفجار نیاز به بازدهی خردایش است که با استفاده از خروجی‌های نهایی نرم‌افزار و فرمول ۳-۱ بازدهی در هر مقطع محاسبه شده است.

$$e(\%) = \text{Inrange} - \text{Undersize} \quad (۳-۱)$$

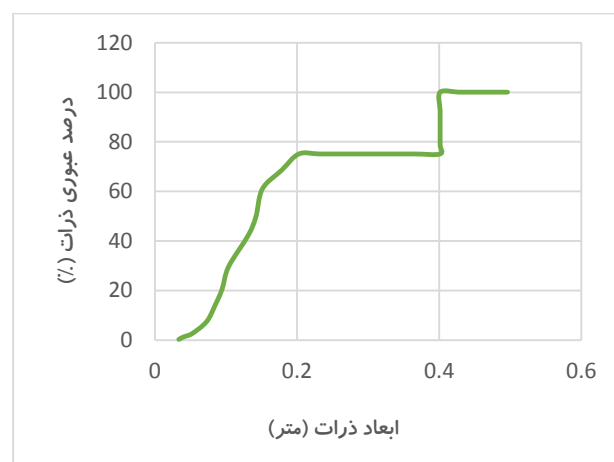
که در این رابطه e بازدهی خردایش، Inrange درصد ابعاد در محدوده خردایش و Undersize درصد ابعاد زیر محدوده خردایش هستند که توسط نرم‌افزار محاسبه و ارائه شده است.

نتایج به دست آمده برای هر مقطع در جدول ۳-۶ آورده شده است. و در نهایت با توجه به جدول

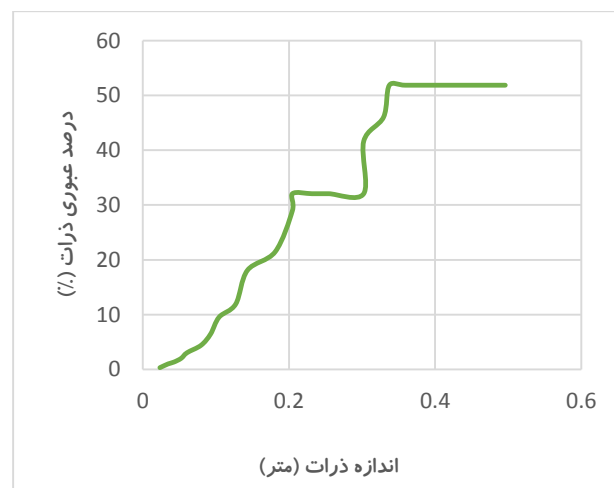
۳-۷ نتیجه کیفی هر انفجار مشخص شده است.



شکل ۳-۲۵: نمودار خردایش کپه انفجاری حاصل از مقطع شماره ۱.



شکل ۳-۲۶: نمودار خردایش کپه انفجاری حاصل از مقطع شماره ۲.



شکل ۳-۲۷: نمودار خردایش کپه انفجاری حاصل از مقطع شماره ۳.

با توجه به نمودارهای دانه‌بندی به دست آمده، در مقطع شماره ۱، ۷۰ درصد از سنگ‌های خرد شده دارای اندازه زیر ۲۲ سانتی‌متر هستند، و ۳۰ درصد باقی‌مانده در بازه ۲۲ تا ۴۵ سانتی‌متر است. در مقطع شماره ۲، نزدیک ۸۰ درصد ذرات زیر ۲۰ سانتی‌متر هستند و در بازه ۲۰ تا ۴۰ سانتی‌متر تقریباً هیچ سنگی قرار نگرفته و ۲۰ درصد ذرات دارای اندازه ۴۰ سانتی‌متر هستند، که به وضوح پراکندگی نامناسب خردایش را نشان می‌دهد. در نمودار مقطع شماره ۳ مشاهده می‌شود که نزدیک به ۵۰ درصد ذرات تا اندازه ۴۰ سانتی‌متر هستند و بقیه آنها در محدوده مناسب برای بارگیری نیستند و دارای اندازه بزرگتر از ۴۰ سانتی‌متر هستند که به عنوان حداکثر اندازه سنگ خرد شده به نرم‌افزار داده شده است.

جدول ۳-۶: نتایج بازدهی خردایش در هر سه مقطع.

پارامتر مقطع	Inrange (%)	Undersize (%)	X ₅₀ (m)	بازدهی (%)
۱	۶۷/۸۸	۱۳/۰۴	۰/۱۰	۵۴/۸۴
۲	۵۸/۳۲	۷/۷۲	۰/۱۵	۵۰/۶
۳	۱۸/۳۲	۱/۷۰	۰/۳۳	۱۶/۶۲

جدول ۳-۷: رده‌بندی کیفی وضعیت خردایش (تاجی و همکاران، ۲۰۱۰).

رده	۱	۲	۳	۴	۵	۶
خردشدگی (%)	۹۵<	۹۵-۸۵	۸۵-۷۵	۷۵-۶۵	۶۵-۵۰	۵۰>
وضعیت کیفی	عالی	خیلی خوب	خوب	متوسط	نامناسب	خیلی بد

بر اساس رده‌بندی‌های ذکر شده در جدول ۳-۷، مقاطع شماره ۱ و ۲ در رده ۵ یعنی وضعیت کیفی "نامناسب" و مقطع شماره ۳، در رده ۶ یعنی وضعیت "خیلی بد" دسته‌بندی می‌شوند. با در نظر گرفتن میانگین بین بازدهی‌های هر سه مقطع وضعیت کیفی خردایش کلی این تونل در رده ۶ قرار دارد.

۳-۶- جمع بندی فصل

با توجه به فصل گذشته، در این فصل اطلاعات برداشت شده از تونل آورده شده است. این اطلاعات عبارتند از: مشخصات درزه های موجود در تونل، پارامترهای فنی استخراج. برای بررسی نتایج انفجارهای انجام شده در تونل، خردایش کپه های حاصل از انفجارها با استفاده از نرم افزار Goldsize، آنالیز شده است. در فصل بعد با استفاده از نتایج حاصل شده، الگوهای مناسب و قابل اجرا در معدن ارائه خواهد شد.

فصل چهارم:

ارائه الگوی چالزنی و آشنایی مناسب و بررسی نتیجه

۴-۱- مقدمه

در این فصل، با توجه به اطلاعات به دست آمده از تونل موردنظر مناسب‌ترین الگوهای چالزنی و آتشباری قابل اجرا در معدن پیشنهاد شده‌اند. این روش‌ها عبارتند از: روش روسی، روش ساروس و روش سوئدی. از بین این روش‌ها، به دلیل محدودیت اجرا در معدن، روش ساروس برای آزمایش و بررسی نتایج انتخاب شده است. در آخر، نتایج به دست آمده از انفجار با نتایج انفجارهای انجام شده توسط معدن مقایسه شده است.

۴-۲- مقایسه روش‌های پیشنهادی

از بین سه روش ذکر شده در فصل دوم، روش روسی به دلیل اینکه الگوی مشخصی برای انفجار در اختیار نمی‌گذارد و نیاز به اجرای انفجارهای پی در پی برای رسیدن به یک الگوی مناسب دارد، و به دلیل وجود محدودیت اجرای انفجار در معدن مورد نظر، این روش در این مطالعه قابل استفاده نیست. همچنین روش سوئدی به دلیل بالا بودن تعداد چال و سخت‌تر بودن اجرا و نیز بالا بودن فاکتور پودری آن نسبت به روش ساروس، مناسب نیست. در نتیجه روش ساروس برای انجام انفجار آزمایشی در تونل موردنظر انتخاب شده است.

۴-۳- طراحی الگوی انتخابی

از آنجایی که بخش برش، مهم‌ترین بخش هر طراحی زیرزمینی است (کتاب راهنمای ISEE^۱)، در انفجارهای زیرزمینی که فقط یک سطح آزاد برای انفجار وجود دارد، قسمت برش بایستی فضای خالی لازم برای شکست مؤثر قسمت‌های بعدی انفجار را ایجاد کند (Robert, 2014)، ازین رو تمرکز بر

^۱ ISEE blaster's Handbook

طراحی قسمت برش می‌باشد و جانمایی چال‌های پیشروی و محیطی طبق الگوی داده شده در این روش (شکل ۲-۱۳) انتخاب شده است.

به منظور رسیدن به نتیجه مطلوب که مصرف کمتر ماده منفجره، کاهش خسارات وارده بر سیستم نگهداری تونل و بهبود فرآیند خردایش است، با استفاده از اطلاعات در دسترس از سه انفجار انجام شده توسط معدن، مقادیر پارامترهای فنی استخراج برای این برش در نظر گرفته شده است. اطلاعات در جدول ۴-۱، آورده شده‌اند. پارامترها با توجه به محدودیت‌های موجود در معدن از جمله: قطر و طول ثابت چال به دلیل در دسترس نبودن سرشته با قطرهای دیگر و ثابت بودن طول میله مته دستگاه چالزنی انتخاب شده‌اند. الگوی طراحی شده با استفاده از این برش در شکل (۴-۱) آورده شده است.

فاصله محور چال‌ها در قسمت برش، به دلیل اینکه سیلتستون در گروه سنگ‌های نسبتاً نرم قرار می‌گیرد و دارای مقاومت فشاری تقریبی ۴۵/۱۷ مگاپاسکال است (متحدی، ۱۳۹۵)، ۱۸ سانتی متر انتخاب شده است.

خرج‌گذاری در هر قسمت از حفاری به دلیل رسیدن به نتایج مطلوب‌تر، متفاوت انتخاب شده و مقدار خرج مورد استفاده و همچنین طول گل‌گذاری در هر چال در جدول ۴-۲ آورده شده است. به منظور استفاده از تمام انرژی ماده منفجره مصرفی در چال‌ها نیاز است که چال‌ها، موازی با صفحات ناپیوستگی حفر شوند. برای این کار، چال‌ها باید هم موازی صفحات درزه و هم موازی صفحات لایه‌بندی باشند. اجرای این کار به شدت وقت‌گیر خواهد بود و باعث افزایش هزینه حفاری ناشی از مصرف بیشتر میله حفاری خواهد شد و به دلیل نبودن زمان کافی در فرآیند حفر چال‌ها از این کار صرف نظر شده است.

در قسمت چال‌های محیطی برای کنترل پدیده بیش‌شکست^۱ و آسیب کمتر به سنگ در سقف، کف و دیوارها، طراحی چال‌های محیطی با استفاده از روش آتشباری آرام^۲ (مفاهیم مربوط به روش آتشباری

^۱ Over Break

^۲ Smooth Blasting

آرام در پیوست ذکر شده است) انجام شده است. به دلیل عدم وجود زمان کافی و نبودن سرمته با قطر دلخواه، تغییر قطر چال‌های محیطی امکان‌پذیر نبوده است. برای رسیدن به نتایج مطلوب، در این چال‌ها تمرکز خرج کمتر در نظر گرفته شده است و همچنین ماده منفجره به صورت جفت‌نشده^۱ در چال خرج‌گذاری شده است. برای ایجاد صحیح شکل مقطع تونل، چال‌ها به میزان ۳ درصد شیب‌دار به سمت دیوارها و سقف حفر شده‌اند، به همین خاطر برای جلوگیری از بیرون افتادن خرج از چال، چال‌های محیطی نیز گل‌گذاری شده‌اند.

شایان ذکر است که اگر امکان انتخاب نوع دیگری از ماده منفجره باشد، برای این نوع سنگ که درزه‌دار است و مقاومت بالایی ندارد آنفو نیز می‌توانست مناسب باشد. با استفاده از امولایت^۲، بیشتر انرژی گازی این ماده منفجره قوی از صفحات ناپیوستگی‌ها به هدر خواهد رفت. به همین خاطر تعداد چال‌ها زیادتر شده است تا توزیع خرج در تمام سینه‌کار بهتر شود.

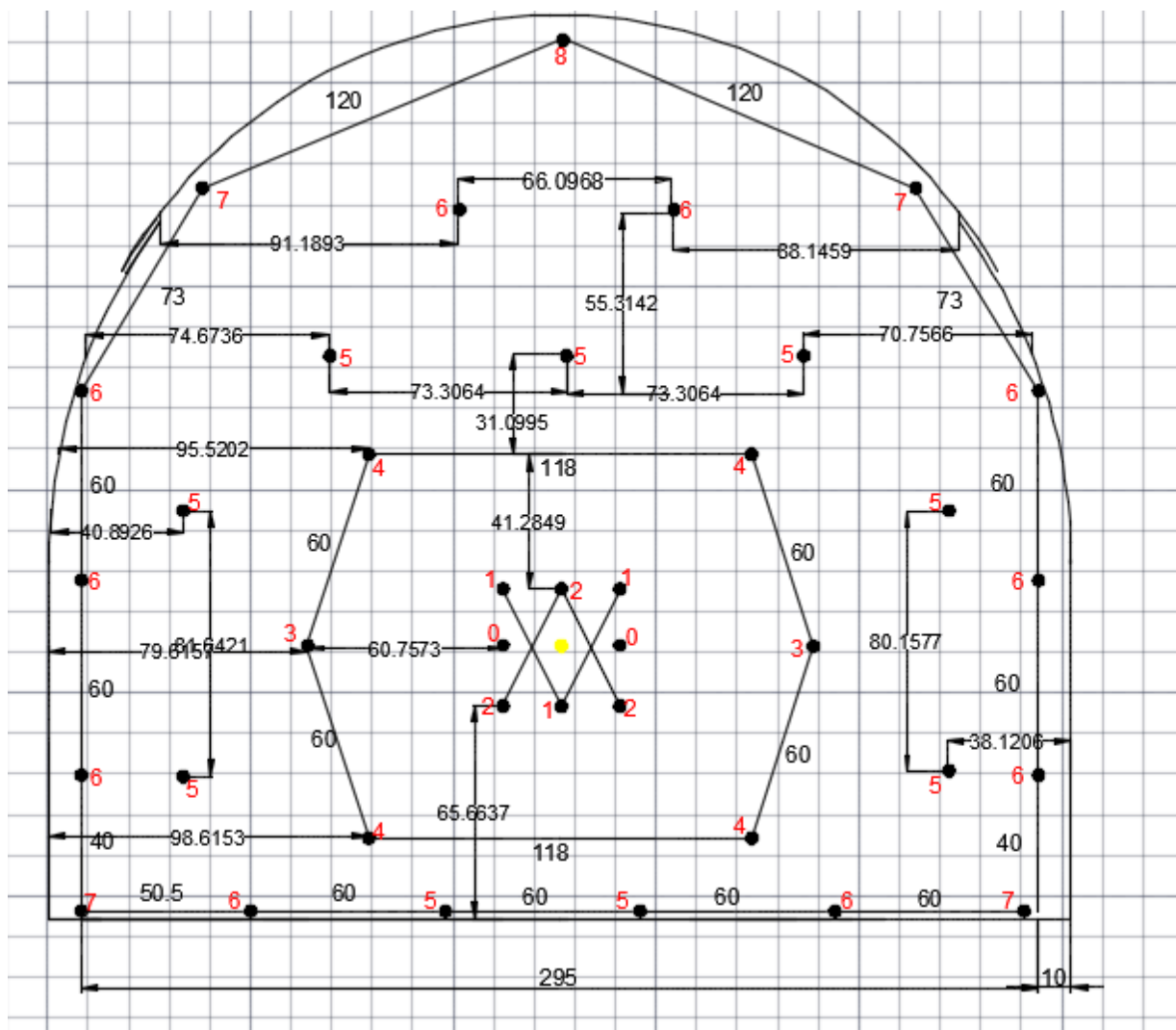
به دلیل زیاد بودن تعداد چال‌های موجود در این روش، میزان خرج ویژه به دست آمده نسبت به مقدار آن در انفجارهای قبلی معدن، بالاست. در نتیجه این الگو با کم شدن تعداد چال‌ها از قسمت برش و پیشروی اصلاح شده است. الگوی اصلاح شده در شکل (۴-۲) نشان داده شده است. پارامترهای آتشباری اصلاح شده در جدول ۴-۳ آورده شده، مقدار خرج و میزان گل‌گذاری در هر قسمت مطابق با جدول ۴-۴ است.

^۱ Decoupling

^۲ Emulite

جدول ۴-۱: پارامترهای آتشباری طراحی شده برای روش ساروس.

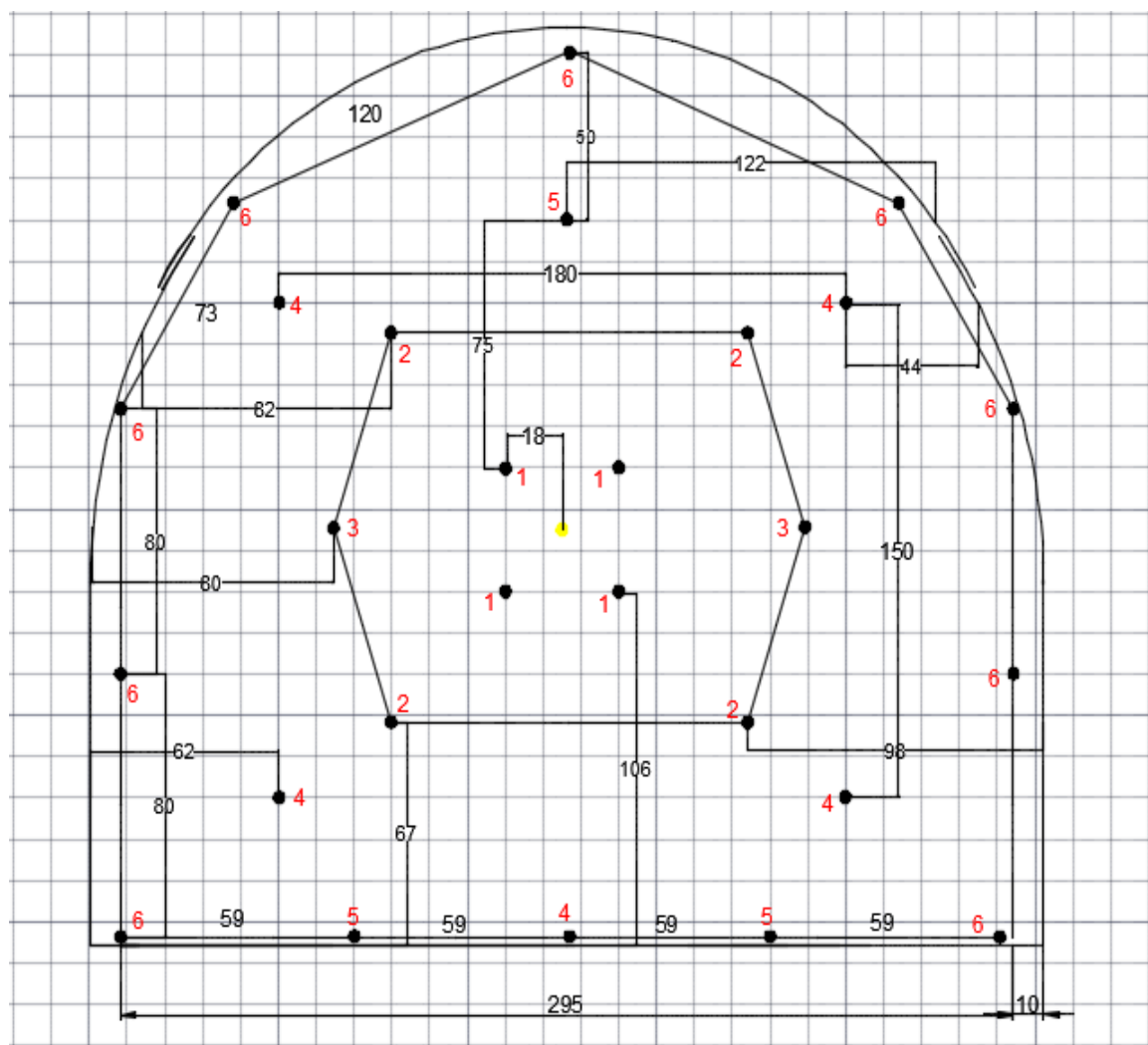
نوع خرج	Emulite(cartridge)
تعداد چال خرج گذاری شده	۳۸
تعداد چال خالی	۱
عمق چال (m)	۱-۱/۱
قطر چال (mm)	۳۵
قطر خرج (mm)	۲۷
طول خرج (mm)	۳۰۰
تعداد خرج مصرفی در هر چال	متغیر
سرعت انفجار ماده منفجره (m/s)	۴۰۰۰
نوع چاشنی مصرفی	کپسول انفجاری الکتریکی مسی
چگالی خرج (gr/cm^3)	۱/۰۵-۱/۲۵
وزن کل خرج مصرفی (kg)	۱۳/۴
حجم کل حفاری (m^3)	۷/۲
خرج ویژه (kg/m^3)	۱/۸۶
وزن مخصوص سنگ (kg/m^3)	۲/۴۳
سرعت امواج الاستیک در سنگ (m/s)	۲
امپدانس خرج ($\text{kg/m}^3.\text{sec}$)	۴/۶
امپدانس سنگ ($\text{kg/m}^3.\text{sec}$)	۴/۸۶
فشار انفجار (Kbar)	۴۳/۰۶



شکل ۴-۱: الگوی طراحی شده با استفاده از روش ساروس.

جدول ۴-۲: مقدار ماده منفجره مصرفی و طول گل گذاری در هر قسمت از الگوی انفجار.

نوع چال	تعداد چال	تعداد اموالیت	طول گل گذاری
برش	۸	۲ عدد در هر چال	۳۰ تا ۴۰ سانتی متر
پیشروی	۱۵	۲ عدد در هر چال	۳۰ تا ۴۰ سانتی متر
محیطی	۹	۱ عدد در هر چال	۲۰ سانتی متر
کف	۶	۲ عدد در هر چال	۳۰ تا ۴۰ سانتی متر



شکل ۴-۲: الگوی آتشباری ارائه شده با استفاده از روش ساروس اصلاح شده.

جدول ۴-۳: پارامترهای آتشیاری طراحی شده برای روش ساروس اصلاح شده.

نوع خرج	Emulite(cartridge)
تعداد چال خرج گذاری شده	۲۷
تعداد چال خالی	۱
عمق چال (m)	۱-۱/۱
قطر چال (mm)	۳۵
قطر خرج (mm)	۲۷
طول خرج (mm)	۳۰۰
تعداد خرج مصرفی در هر چال	متغیر
سرعت انفجار ماده منفجره (m/s)	۴۰۰۰
نوع چاشنی مصرفی	کپسول انفجاری الکتریکی مسی
چگالی خرج (gr/cm^3)	۱/۰۵-۱/۲۵
وزن کل خرج مصرفی (kg)	۹/۴
حجم کل حفاری (m^3)	۷/۲
خرج ویژه (kg/m^3)	۱/۳
وزن مخصوص سنگ (kg/m^3)	۲/۴۳
سرعت امواج الاستیک در سنگ (m/s)	۲
امپدانس خرج ($\text{kg}/\text{m}^3.\text{sec}$)	۴/۶
امپدانس سنگ ($\text{kg}/\text{m}^3.\text{sec}$)	۴/۸۶
فشار انفجار (Kbar)	۴۳/۰۶

جدول ۴-۴: مقدار ماده منفجره مصرفی و طول گل گذاری در هر قسمت از الگوی انفجار.

نوع چال	تعداد چال	تعداد امولایت	طول گل گذاری
برش	۴	۲ عدد در هر چال	۳۰ تا ۴۰ سانتی متر
پیشروی	۱۱	۲ عدد در هر چال	۳۰ تا ۴۰ سانتی متر
محیطی	۷	۱ عدد در هر چال	۲۰ سانتی متر
کف	۵	۲ عدد در هر چال	۳۰ تا ۴۰ سانتی متر

۴-۴- نتایج انفجار

با اصلاح روش ساروس برای تونل مورد نظر تعداد چالها از ۳۹ چال به ۲۸ چال کاهش یافته است و در نتیجه میزان خرج ویژه نیز کمتر شده و به مقدار $1/3$ کیلوگرم بر مترمکعب رسیده است که در مقایسه با خرج ویژه به دست آمده از الگوی اجرایی در معدن که حدود ۲ کیلوگرم بر مترمکعب است کاهش قابل ملاحظه‌ای است.

به دلیل مسائل امنیتی به صلاح دید شرکت البرزشرقی، عکس از نتیجه انفجار و نیز اجرای الگوی طراحی شده برای آنالیز خردایش در اختیار نبود و متأسفانه بررسی خردایش کپه انفجاری^۱ حاصل امکان‌پذیر نبوده است. به این دلیل بررسی خردایش صرفاً به صورت کیفی و بنا بر مشاهدات کارشناسان معدن انجام شده است. نتایج زیر با استفاده از انفجار الگوی طراحی شده حاصل شده است:

- کاهش میزان پرتاب سنگ
- کاهش آسیب به قاب‌های سیستم نگهداری
- بهبود وضعیت خردایش سنگ‌ها و ایجاد قطعات با ابعاد یکنواخت
- کاهش ۳۵ درصدی خرج ویژه

۴-۸- جمع‌بندی فصل

در این فصل روش‌های مناسب برای طراحی الگوی انفجار در تونل مورد نظر ارائه شدند و از بین آنها روش ساروس برای اجرا انتخاب شد. با استفاده از این روش میزان خرج ویژه ۳۵٪، پرتاب سنگ و آسیب به سیستم نگهداری کاهش یافت و خردایش سنگ‌های حاصل از انفجار نیز بهبود یافت.

^۱ Muck pile

فصل پنجم

نتیجہ گیری و پیشہاوا

۵-۱- مقدمه

به منظور طراحی و ارائه الگوی مناسب چالزنی و آتشباری در تونل‌های سنگی، تونل پیشروی لایه زغال به نام K12، از مجموعه معدنی طزره انتخاب شد. در این تونل برای شناخت محیط سنگی و بررسی شرایط انفجار در آن، برداشت درزه در سه مقطع از تونل انجام و نتایج انفجار در این سه مقطع بررسی شدند. آنالیز خردایش کپه‌های انفجاری حاصل از این سه مقطع نشان دادند که کیفیت خردایش در این تونل در رده ۶ یعنی کیفیت "خیلی بد" قرار دارد. همچنین میزان میانگین خرج ویژه مصرفی در این سه مقطع تقریباً ۲ کیلوگرم بر مترمکعب بود.

۵-۲- نتیجه‌گیری

در این مطالعه به بررسی روش‌های موجود برای طراحی الگوی انفجار در تونل‌های سنگی پرداخته شد. به دلیل کوچک بودن سطح مقطع تونل مورد مطالعه اکثر روش‌ها برای طراحی غیرقابل اجرا بوده و تنها سه روش برای تونل‌های کوچک مقطع یافت شد که عبارتند از روش روسی، روش سوئدی و روش ساروس. در این بین تنها روش ساروس با توجه به شرایط و محدودیت‌های موجود مناسب شناخته شد. با توجه به اهدافی که این مطالعه دنبال کرده است که عبارتند از کاهش میزان ماده منفجره مصرفی، کاهش نیروی انسانی مورد نیاز برای عملیات انفجار، بهبود خردایش کپه‌های انفجاری حاصل از انفجار، به حداقل رساندن آسیب‌ها و خسارات ناشی از انفجارهای نامطلوب و به طور کلی کاهش هزینه‌ها نتایج زیر به دست آمده است:

- کاهش میزان پرتاب سنگ
- کاهش آسیب به قاب‌های سیستم نگهداری
- بهبود وضعیت خردایش سنگ‌ها و ایجاد قطعات با ابعاد یکنواخت
- کاهش ۳۵ درصدی خرج ویژه

۵-۳- پیشنهادها

به منظور بهبود نتایج حاصله و کامل‌تر شدن این مطالعه، پیشنهادات زیر ارائه شده است:

۱. برای جلوگیری از به هدر رفتن انرژی ماده منفجره و در نتیجه کاهش هزینه انفجار پیشنهاد می‌شود که چال‌ها به موازات صفحات ناپیوستگی حفر شوند.
۲. برای کنترل بهتر بیش‌شکست پیشنهاد می‌شود که چال‌ها در قسمت محیطی با قطری بزرگ-تری نسبت به سایر قسمت‌ها حفر شوند که در نتیجه آن میزان خرج در واحد سطح قسمت محیط کمتر شده و میزان آسیب به محیط تونل کاهش می‌یابد.
۳. به منظور کاهش بیشتر هزینه انفجار، در شرایطی مشابه با این محیط سنگی می‌توان از سایر مواد منفجره ارزان‌تر و ضعیف‌تر استفاده کرد.

منابع

منابع فارسی:

استوار، رحمت اله، "آتشکاری در معادن - جلد دوم"، انتشارات جهاد دانشگاهی، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، ۱۳۸۲.

استوار، رحمت اله، "آتشکاری در معادن - جلد اول"، انتشارات جهاد دانشگاهی واحد صنعتی امیرکبیر، ۱۳۸۲.

اسمعیلی، حامد، طیار، مهدی، موسوی نسب، سید مهدی؛ "طراحی الگوی انفجار در تونل‌های سنگی بلوک شرقی معدن اصلی زغال‌سنگ پابدانا"، دومین کنگره ملی زغال‌سنگ، ۱۳۹۳.

باقری، میثم، مقدم، محمدرضا، موسوی راد، سید مرتضی؛ "افزایش راندمان حفاری، با اصلاح الگوی حفاری و انفجار تونل دسترسی معدن زغال‌سنگ اشکلی"، اولین کنگره ملی زغال‌سنگ، ۱۳۹۱.

شمس گردکانه، یحیی، سرشکی، فرهنگ، میرزایی نصیرآباد، حسین، قنبری، کرامت؛ "توسعه مدلی جدید برای طراحی الگوی چالزنی و انفجار در فضاهای زیرزمینی"، دومین کنگره ملی زغال‌سنگ، ۱۳۹۳.

صالحی، علی، جلالی فر، حسین، ارجمند کرمانی، حامد؛ "طراحی بهینه الگوی حفاری و انفجار با استفاده از تکنیک کونیا در سیکل پیشروی معدن زغال‌سنگ آب نیل کرمان"، دومین کنگره ملی زغال‌سنگ، ۱۳۹۳.

متحدی، عادل؛ "پیش‌بینی میزان پخش‌شکست در حفر تونل‌ها با استفاده از روش‌های بهینه‌سازی هوشمند"، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود، ۱۳۹۳.

مدنی، حسن، "تونلسازی - جلد اول: حفاری و اجرا"، انتشارات دانشگاه صنعتی امیرکبیر، ۱۳۹۱.

منابع لاتین:

- Allen.M.R, “An analysis of burn cut pull optimization through varying relief hole depths”, Master’s thesis, scholar’s mine, 2014.
- Ash.R.I, “the design of blasting rounds”. Ch 7. 3. Surface mining, Ed, 1986.
- Bakhshandeh Amnieh.H, Siamaki.A, Soltani.S, “Design of blasting pattern in proportion to the peak particle velocity (PPV): Artificial neural networks approach”, Safety Science, p.1913–1916, 2012.
- Chuan-bo.Z, peng.W, Yong-jian.L, Xiao-peng.Y, “Optimization on cut-hole of mining tunnel excavation”, Mining Science and Technology, p. 70-73, 2009.
- Gustafsson.R, “Swedish blasting technique”, SPI, 1973.
- Hagimori.k, Terada.M, Ouchterlony.F, Furukawa.K, Nakagawa.K, “Using slot drilling to reduce vibration and damage from tunnel blasting in urban area”, Rock fragmentation by blasting, Rossmanith(ed), 1993.
- Holemborg.R, “Charge calculation for tunneling”, underground mining handbook, AIME, 1982.
- ISEE blaster’s handbook, International society of explosives engineers, Ohio, ch 33 and 35, pp. 741, 843-876, (18th Ed), 2011.
- Jimeno Lopez C, Jemino Lopez E, Drilling and Blasting of rocks. Rotterdam: A.A.Balkema; 1995.
- Khalili.S, Yavar.M, Ebrahimabadi.A, “Trend analysis and comparison of basic parameters for tunnel blast design models”, International Journal of Mining Science and Technology p.595–599, 2015.
- Kutuzov.B.N, et al. “Classification des roches d.apers leur explosibilite pour les decouvertes, Moscow, 1979.
- Larson.B, Clark.D.A, “Cost saving and improved stability through optimized rock blasting”, VME-Nitro consult, 1982.
- Mitelman.A, Elmo.D, “Modelling of blast-induced damage in tunnels using a hybrid finite-discrete numerical approach”, Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, p. 565-573, 2014.
- Monjezi.M, Dehghani.H, “Evaluation of effect of blasting pattern parameters on back break using neural networks”, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, p. 1446-1453, 2008.

Nateghi.R, “Minimizing Negative Effects of Blasting on underground Structures”, First Asian and ninth Iranian Tunneling Symposium, 2011.

Olofsson Stig O.; (1988). “Applied Explosives Technology for Construction and Mining”, 3rd Edition, Gotheberg, Sweden.

Onederra.I.A, Furtney.J.K, Sellers.E, Iverson.S, “Modelling blast induced damage from a fully coupled explosive charge”, International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, p. 73-84, 2013.

Persson, p.; Holmberg, R.; Lee, J.; “Rock blasting and explosives engineering”, CRC PRESS, 2001.

Sing, B. R.; Roy, p. p.; “Blast Design”, ISBN 0-9649560-0-4, (1995).

Torbica.S, Lapčević.V, “Estimating extent and properties of blast damaged zone around underground excavations”, REM: R. Esc. Minas, p. 441-453, 2015.

Xia.X, H.B. Li , J.C. Li, B. Liu, C. Yu, “Case study on rock damage prediction and control method for underground tunnels subjected to adjacent excavation blasting”, Tunnelling and Underground Space Technology, p.1–7, 2013.

Yugo.N, Shin.W, “Analysis of blasting damage in adjacent mining excavations”, Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, p.282-290, 2015.

Zare.Sh, Bruland.A, “Comparison of tunnel blast design models”, Tunnelling and Underground Space Technology, p. 533–541, 2006.

پوست

روش آتشباری آرام:

این روش در حفر فضاهای زیرزمینی، ترانشه راه‌سازی، استخراج سنگ‌های تزئینی و نظایر آن کاربرد دارد. برای اجرای این روش آتشباری، تعدادی چال نزدیک به هم در پیرامون محوطه موردنظر حفر می‌شوند. این چال‌ها که چال کنترل نام دارند با خرج ضعیف‌تر از چال‌های عمومی خرج‌گذاری شده و پس از آن منفجر می‌شوند. انفجار چال‌های کناری فوری یا کم تاخیری است و نتیجه عمل به وجود آمدن سطح صاف و بدون شکستگی در توده سنگ باقیمانده است.

عوامل مؤثر در اجرای آتشباری آرام شامل آرایش و خرج‌گذاری چال‌ها و سایر ملاحظات به شرح زیر است:

- چال:

مثل همه روش‌های آتشباری مهارشده، چال‌ها در پیرامون محوطه مورد نظر حفر می‌شوند. دقت در حفر چال برای رسیدن به نتیجه مطلوب بسیار مهم است. نقطه شروع چال یا دهانه چال بایستی در جای خود باشد، ممکن است در اثر لرزش مته نقطه شروع چال جابه‌جا شود و اثر نامطلوب در نتیجه انفجار داشته باشد. همچنین حفظ امتداد چال باید مورد توجه قرار داشته باشد. قطر چال‌ها معمولاً از ۲۵ تا ۶۴ میلیمتر تغییر می‌کند. هرچه قطر چال‌ها کمتر باشد توزیع چال و خرج یکنواخت‌تر صورت گرفته و سطح سینه کار پس از انفجار صاف‌تر خواهد بود.

- ماده منفجره:

در روش آتشباری آرام، غلظت خرج‌گذاری (میزان خرج در هر چال) باید کم بوده و سرعت انفجار و انرژی حاصل از انفجار پایین باشد.

- خرج گذاری

در خرج گذاری، فشنگ ماده منفجره نباید با دیواره چال در تماس باشد لذا خرج در پوشش پلاستیکی نسبتاً محکم قرار دارد و حد فاصل فشنگ‌ها پره‌های پلاستیکی مخصوصی قرار می‌گیرد تا فشنگ مواد منفجره در محور تونل بایستد. قطر خرج همیشه از قطر چال کوچکتر است. در جدول شماره ۱، آرایش و خرج گذاری چال‌ها در این روش آتشیاری آورده شده است.

آرایش و خرج گذاری چال‌ها در روش آتشیاری آرام (استوار، ۱۳۸۳)

بارسنگ متر	فاصله چال‌ها از هم متر	تراکم خرج کیلوگرم در متر	قطر خرج میلیمتر	قطر چال میلیمتر
۱/۱-۰/۹	۰/۸-۰/۶	۰/۲۱	۲۲	۳۲
۱/۱-۰/۹	۰/۸-۰/۶	۰/۲۱	۲۵	۳۲
۱/۱-۰/۹	۰/۸-۰/۶	۰/۲۱	۲۲	۳۸
۱/۱-۰/۹	۰/۸-۰/۶	۰/۲۱	۲۵	۳۸
۱/۳-۰/۹	۱-۰/۷	۰/۳۸	۳۲	۵۱
۱/۴-۱	۱-۰/۸	۰/۴۷	۳۲	۵۱
۱/۳-۰/۹	۱-۰/۷	۰/۳۸	۳۲	۶۴
۱/۴-۱	۱-۰/۸	۰/۴۷	۳۲	۶۴
۱/۶-۱/۲	۱/۳-۱	۰/۵۵	۲۵	۶۴
۱/۶-۱/۲	۱/۳-۱	۰/۵۵	۲۵	۷۶
۱/۷-۱/۳	۱/۳-۱	۰/۷۱	۴۰	۷۶
۱/۹-۱/۷	۱/۴-۱/۲	۰/۹	۳۲	۸۹
۲-۱/۸	۱/۵-۱/۳	۱/۳۲	۵۰	۸۹
۱/۹-۱/۷	۱/۴-۱/۲	۰/۹	۳۲	۱۰۲
۲-۱/۸	۱/۵-۱/۳	۱/۳۲	۵۰	۱۰۲

Abstract:

Increasing demand of human society to underground excavations such as transportation tunnels and mining tunnels, require that construction techniques of this areas always must be considered by different researchers. For this purpose, an advanced rock tunnel named K12 tunnel, of Tazare coal mine complex was investigated in this study. In this regard, geological information and extraction technical parameters for identifying the rock mass environment were collected.

For choosing a proper blasting pattern design method, all available methods have studied. The Sarrois method were selected and this method is appropriate for small-section tunnels. Finally the following results were obtained: reducing the specific charge up to 35%, improvement of muck piles fragmentation, reducing of fly rock and reducing the support system damage.

Key word: underground excavation, advance tunnels, blasting patterns, sarrois method, fragmentation.



Shahrood University of Technology

Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics

MSc Thesis in Mining, Exploitation

**Development an appropriate drilling and blasting pattern in
advanced rock tunnels in order to reduce damages caused by tunneling**

Case study: Alborz sharghi coal mine- Tazare

By: Mahtab kianinejad

Supervisors:

Dr Farhang Sereshki

Dr Mohammad Ataei

September 2017

