

توسعه روشی نوین برای طراحی الگو و پیش‌بینی نتایج حاصل از آتشکاری تونل بر اساس مطالعات پارامتریک علمی و میدانی با توجه به برش‌های زاویه‌ای

مهدی محمدی^۱؛ محمد غفوری مقدم^۲؛ جعفر خانی^۳؛ احسان صالحی^۴؛ سینا رستم آبادی^۴

۱- دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، تهران، ایران.

۲- دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه تربیت مدرس، تهران ایران.

۳- دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی اصفهان، اصفهان، ایران.

۴- باشگاه پژوهشگران جوان و نخبگان، واحد تهران جنوب، دانشگاه آزاد اسلامی، تهران، ایران.

دریافت: ۱۴۰۱/۱۱/۱۷؛ پذیرش: ۱۴۰۲/۰۳/۰۷

* نویسنده مسئول: ehsansalehi@mi.iut.ac.ir

چکیده

انتخاب الگوی بهینه چالزنی و آتشکاری در تونل با توجه به روش‌های موجود از مسائل چالش برانگیز مهندسی است. از مهم‌ترین روش‌های طراحی الگوی چالزنی و آتشکاری در تونل می‌توان به روش انتقال انرژی، نروژی و روش سوئدی اشاره کرد. در تمام روش‌های ارائه شده به پارامترهای نوع ماده منفجره و شرایط توده‌سنگ (چگالی، مقاومت فشاری، شرایط درزه‌داری و غیره) اشاره‌ای نشده است. ویژگی‌های ژئومکانیکی توده‌سنگ به منظور آتشکاری به صورت شاخص‌های مختلف قابلیت آتشکاری بیان شده است. در این تحقیق با استفاده از پارامترهای سیستم رده‌بندی توده‌سنگ (RMR) و اندیس انفجارپذیری توده‌سنگ (BI)، پارامتر قابلیت آتشکاری توده‌سنگ (RMB) ارائه شده است. با توجه به قابلیت آتشکاری توده‌سنگ (RMB)، پارامترهای مقاومت فشاری تک محوره، جهت صفحات درزه، فاصله داری درزه‌ها، بازشدگی درزه‌ها و چگالی سنگ امتیازبندی شده‌اند که در نهایت با توجه به مقادیر بدست آمده، مقدار پارامتر RMB محاسبه می‌شود. کمترین و بیشترین مقدار این پارامتر به ترتیب برابر با ۸ و ۱۱۵ می‌باشد. هر چه مقدار RMB بیشتر باشد، نشان از سختی سنگ است. در ادامه به منظور بررسی نوع ماده منفجره از شاخص مقاومت زمین‌شناسی (GSI) استفاده شده است. با توجه به نتایج بدست آمده، دستورالعمل‌های روش جدید برای برش زاویه‌ای ارائه شده است. در ادامه با توجه به روش ارائه شده، برای تونل سد نرگسی، الگوهای چالزنی و آتشکاری برای برش زاویه‌ای طراحی شده است. نتایج طراحی‌های انجام شده نشان داده است که مقدار پیشروی ۱/۴۵-۱/۴۵ متر، حداکثر پرتاب سنگ ۱۲ متر، پس‌شکست و بیش‌شکست به ترتیب ۶ و ۴ درصد، حداکثر ابعاد سنگ حاصل از انفجار ۲۵ سانتی‌متر و حجم استخراجی ۱۸ مترمربع بوده است.

الگوی بهینه چالزنی، انفجارپذیری سنگ، قابلیت انفجارپذیری سنگ، شاخص مقاومت زمین‌شناسی

واژگان کلیدی

پیشروی [۱-۳]، بیش‌شکست در دیواره تونل [۴-۵]، میزان
لرزش زمین و هوا [۶-۷]، بهینه نمودن حفاری ویژه و خرج

۱- مقدمه
در حفاری تونل به روش انفجار، باید به عواملی از قبیل میزان

وزن زمین به پارامترهای مقاومت سنگ، سرعت موج P، وزن مخصوص و نسبت پواسون ارتباط دارد. ورما و همکارانشان، به بررسی ارزیابی آسیب توده سنگ ناشی از انفجار پرداخته‌اند [۲۱]. در تحقیق انجام شده از پارامتر کیفیت توده سنگ (Q)، خرج ویژه و فاکتور پیشروی به منظور ارزیابی آسیب توده سنگ ناشی از انفجار استفاده شده است. نتایج تحقیق نشان داده است که وسعت ناحیه آسیب دیده شده با توجه به پارامترهای انتخابی و همبستگی‌های بدست آمده در تحقیق برای پارامترهای طراحی انفجار محاسبه می‌شود. زارع و برونلند، به بررسی ارائه روش نروژی با توجه به پارامتر اندیس انفجارپذیری سنگ پرداخته‌اند [۲۲]. اندیس انفجارپذیری سنگ به صورت میزان ماده منفجره (کیلوگرم بر مترمکعب) لازم برای شکستن سنگ درحالی که ۵۰ درصد از سنگ‌های خردشده زیر ۲۵۰ میلی‌متر باشد تعریف می‌شود. اندیس انفجارپذیری سنگ، قابلیت آتشکاری سنگ را توصیف می‌کند که به ناهمسانگردی، وزن مخصوص، سرعت موج صوتی، کانی‌شناسی و بافت دانه، وزن مخصوص و سرعت انفجار ماده منفجره بستگی دارد. این پارامتر، درزه‌ها و جهت‌داری آن‌ها را در نظر نمی‌گیرد. شاتزبانجلو و همکاران، به بررسی یک سیستم طبقه‌بندی جدید به منظور ارزیابی قابلیت انفجارپذیری توده سنگ، زمانی که فاصله داری درزه‌ها کمتر از ۰/۱ متر است، پرداخته‌اند [۲۳]. سیستم طبقه‌بندی ارائه شده، پارامترهای کیفیت توده سنگ (Q)، جهت‌داری ناپیوستگی‌ها و سختی توده سنگ را با شاخص انفجارپذیری توده سنگ (BI) ترکیب کرده است. سیستم طبقه‌بندی جدید (BQS)، قابلیت آتشکاری توده سنگ را به صورت بسیار سخت، سخت، متوسط، راحت و بسیار راحت طبقه‌بندی کرده است. پتروویچ و همکاران، به بررسی تعیین پارامترهای سنگ برای طراحی انفجار موثر با توجه به شاخص استحکام زمین‌شناسی (GSI) پرداخته‌اند [۲۴]. نتایج تحقیق نشان داده است که استفاده از نرم افزار مبتنی بر مدل Kuz-Ram با پارامتر ورودی GSI که تصویر واقعی از توده سنگ را ارائه می‌دهد، می‌تواند خردایش توده سنگ انفجار را به طور دقیق پیش‌بینی کند.

در این تحقیق به بررسی ارائه روشی جدید برای طراحی و پیش‌بینی نتایج الگوهای آتشکاری در تونل پرداخته شده است. به این منظور با ترکیب دو سیستم طبقه‌بندی RMR و

ویژه [۸-۹]، خردایش مناسب برای حمل و نقل [۱۰-۱۱]، عدم انفجار ثانویه و غیره توجه داشت که همه‌ی این عوامل و مشکلات را می‌توان با یک الگوی چالزنی و آتشکاری مناسب بهینه کرد. روش‌های گوناگونی برای طراحی الگوی چالزنی و آتشکاری در هر دو برش موازی و زاویه‌ای ارائه شده است [۱۲]. این روش‌ها شامل روش انتقال انرژی با برش موازی و زاویه‌ای، روش نروژی (NTNU) با برش موازی و در نهایت روش سوئدی (نیترونوبل) که شامل روش‌های هلمبرگ-پرسون با برش موازی، گوستافسون با برش زاویه‌ای، لویز با برش زاویه‌ای، افسون با برش موازی و کونیا با برش موازی و زاویه‌ای است. در طراحی الگوها با روش‌های ذکر شده، عوامل تاثیرگذاری از جمله شرایط توده سنگ (چگالی، مقاومت فشاری، شرایط درزه داری و غیره) و نوع مواد منفجره چندان دیده نشده است. محققان مختلفی به بررسی تاثیر پارامترهای زمین‌شناسی [۱۳-۱۴] سیستم‌های طبقه‌بندی [۱۵-۱۶]، شاخص‌های ارزیابی قابلیت انفجارپذیری توده سنگ [۱۷] در تعیین روش‌های طراحی و پیش‌بینی نتایج انفجار در تونل پرداخته‌اند. محمدی و همکاران، به بررسی توسعه مدلی برای خردایش سنگ با توجه به مدل کاز-رام برای تونل پرداخته‌اند [۱۸]. از مهمترین پارامترهای استفاده شده در این مدل، استفاده از شاخص قابلیت انفجار (BI)، پارامترهای طراحی انفجار (فاصله بین چال‌ها، بار سنگ، قطر چال و غیره) و سایز ذرات حاصل از انفجار است. نتایج تحقیق نشان داده است که با تجزیه و تحلیل رگرسیون مقادیر واقعی و پیش‌بینی شده توزیع اندازه ذرات، معادلات جدیدی برای محاسبه میانگین اندازه قطعات حاصل از انفجار با مقادیر بالای ضریب همبستگی از ۰/۹۲ تا ۰/۹۶ درصد ارائه شده است. سالمی و همکاران، به بررسی ارزیابی انفجارپذیری توده سنگ با توجه به پارامترهای زمین‌شناسی و ژئوتکنیکی در طراحی انفجار پرداخته‌اند [۱۹]. نتایج تحقیق نشان داده است که سه پارامتر کلیدی استحکام، چگالی و ناپیوستگی‌ها نقش مهمی در تعیین رفتار توده سنگ برای انفجار دارند. دی و همکاران، به بررسی پیش‌بینی بیش شکست‌های ناشی از انفجار در تونل با توجه به کلاس‌بندی توده سنگ پرداخته‌اند [۲۰]. نتایج تحقیق نشان داده است که یکی از دلایل اصلی بیش‌شکست در تونل ناشی از سطوح غیرقابل قبول ارتعاش زمین از انفجار در تونل است. همچنین نشان داده شده است که سطح آستانه ارتعاش

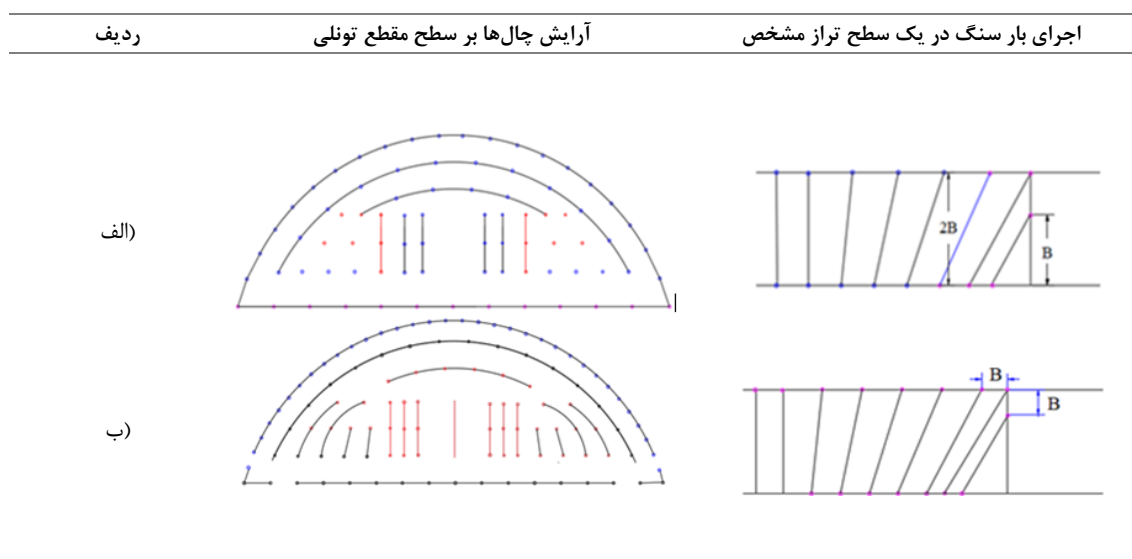
میلی‌متر در چال‌های انفجاری به منظور آسیب کمتر به دیواره و سقف تونل استفاده شده است. برای اجرای آتشکاری کنتوری در بخش محیط، باید قطر خرج بصورت ۵۰ درصد قطر چال و یا کمتر از ۵۰ درصد در نظر گرفته شود. همچنین، نسبت بین فاصله جناحی چال‌ها در بخش محیط به بار سنگ باید برابر با ۰/۸ متر در نظر گرفته شود. معمولاً در روش‌های سوئدی، با توجه به فرض خرج‌گذاری کل چال، در یک چال با عمق ۳/۲ متری به مقدار ۲/۷ متر چال خرج‌گذاری می‌شود. در شکل ۲، نحوه اعمال بار سنگ در بخش برش سینه‌کار تونل برای روش‌های طراحی با برش زاویه‌ای ترسیم شده است. با توجه به شکل ۲، برای روش‌های سوئدی، بار سنگ تقریباً برابر با نصف عمق چال در نظر گرفته می‌شود، در صورتی که برای روش انتقال انرژی، بار سنگ محاسباتی از قسمت برش و پیشروی، در عرض تونل اعمال می‌شود.

تا ۲۰ سانتی‌متر در نظر می‌گیرند. در روش انتقال انرژی مقدار بار سنگ محاسباتی در قسمت پیشروی برابر با فاصله جناحی بین چال‌ها است. برای روش سوئدی-گوستافسون بار سنگ مطابق با قطر چال انفجاری و برای روش لوپز و کونیا به ترتیب از معادله (۱) و (۲) برای محاسبه مقدار بار سنگ استفاده می‌شود.

$$B_{\max} = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times PRP_{ANFO}}{C \times f(S/B)}} \quad (1)$$

$$B = 0.012 \left[\frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right] \times D_{\text{فجر}} \quad (2)$$

در بخش محیطی، به دلیل وجود سطح آزاد نسبتاً بزرگ ناشی از انفجار چال‌های برش و چال‌های پیشروی، بزرگ‌ترین بعد قطعه‌سنگ‌های حاصل از انفجار چال‌های محیط ۴۰ سانتی‌متر یا بزرگ‌تر در نظر گرفته می‌شود. برای تمام روش‌های طراحی، از ماده منفجره امولسیون با قطر ۲۲ تا ۳۰



شکل ۲- اعمال بار سنگ در بخش برش الف) برای روش‌های سوئدی ب) برای روش انتقال انرژی

طراحی الگو و نتایج حاصل از آتشکاری دارند. برای بررسی شرایط سنگ و مقایسه سنگ‌ها از لحاظ شرایط مختلف از سیستم‌های طبقه‌بندی توده سنگ استفاده می‌شود. در واقع هدف اصلی از به کارگیری یک سیستم طبقه‌بندی این است که بتوان مشخصه‌هایی را با استفاده از تکنیک‌های ساده

۳- ارائه روش جدید

در طراحی الگوها با روش‌های ذکر شده، عوامل تاثیرگذاری از جمله شرایط توده سنگ (چگالی، مقاومت فشاری، شرایط درزه داری و غیره) و نوع مواد منفجره چندان دیده نشده است. این درحالی است که عوامل یادشده تاثیر بسیار زیادی در

ارزیابی، سنجش و دسته‌بندی کرد [۲۶].

۱-۳- سیستم طبقه بندی توده سنگ RMR

سیستم رده‌بندی توده‌سنگ RMR، یک سیستم ژئومکانیکی رایج برای طبقه‌بندی توده سنگ‌ها است. این سیستم در بین سال‌های ۱۹۷۲ تا ۱۹۷۳ توسط بیناوسکی توسعه یافته است. مهم‌ترین پارامترهای زمین‌شناسی را با هم ترکیب کرده و یک شاخص کلی و جامع را برای بیان کیفیت توده سنگ ارائه می‌دهد. این شاخص به منظور طراحی و ساخت حفريات سنگی نظیر تونل‌ها، معادن، شیب‌ها و پی‌ها مورد استفاده قرار می‌گیرد [۲۷-۲۸].

پارامترهای مورد استفاده در این روش عبارت است از:

- شاخص کیفیت سنگ
- فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها
- وضعیت ناپیوستگی‌ها
- وضعیت آب
- مقاومت فشاری تک محوری

۲-۳- شاخص انفجارپذیری لایلی (BI)

هنگامی که در دو توده‌سنگ مختلف با الگوی آتشکاری و نوع ماده منفجره یکسان، انفجار صورت می‌گیرد، درجه‌های مختلفی از خردایش در آنها ملاحظه می‌شود. علت این است که توده‌سنگ‌ها به‌طور ذاتی مقاومت متفاوتی در برابر خرد شدن به‌وسیله انفجار دارند. این خاصیت را قابلیت انفجارپذیری می‌نامند و به نظر می‌رسد که نوعی خاصیت ذاتی سنگ است. به بیان ساده‌تر قابلیت انفجارپذیری توده‌سنگ بیانگر میزان آسیب‌پذیری توده‌سنگ در مقابل انفجار یا میزان آسانی خرد شدن توده‌سنگ است. باید در نظر داشت که عوامل متعددی بر روی قابلیت انفجارپذیری توده‌سنگ تأثیر می‌گذارد و استفاده ترکیبی از خواص ذاتی توده‌سنگ می‌تواند مفید باشد. بنابراین برای اینکه برآورد درستی در این خصوص انجام گیرد، باید عوامل متعددی را مورد ارزیابی قرار داد. به عنوان مثال ویژگی‌های سنگ بکر از قبیل خواص مقاومتی، ارتجاعی، شکل‌پذیری، سختی، جرم مخصوص سنگ‌ها و ویژگی‌های ساختاری توده‌سنگ مانند جهت‌داری و فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها، ابعاد بلوک‌های برجای سنگی، سرعت عبور امواج در توده‌سنگ و شاخصه‌های ناهمسانگردی و ناهمگنی توده‌سنگ و غیرهمگنی باید مورد توجه واقع شوند [۲۹]. لایلی محقق استرالیایی در سال ۱۹۸۶ اندیس قابلیت

انفجارپذیری BI را با کمک ارزیابی وضعیت ساختاری توده‌سنگ، شدت درزه‌داری، جهت‌داری درزه‌ها، وزن مخصوص و سختی توده‌سنگ تعریف نمود. این ضریب، قابلیت خوبی در بیان انفجارپذیری توده‌سنگ داشته و مشابه سیستم‌های طبقه‌بندی سنتی RMR و Q است که به طور گسترده‌ای در حفاری تونل‌ها مورد استفاده قرار می‌گیرد. در خصوص پارامتر ناپیوستگی‌های توده‌سنگ که بیانگر ماهیت ساختار توده‌سنگ است می‌توان گفت که اگر یک توده‌سنگ، ساختار بلوکی داشته باشد، این مشخصه اندازه قطعات سنگ که در اثر انرژی انفجاری و مکانیسم‌های شکست سنگ ایجاد شده‌اند را کنترل می‌کند. اما در یک سنگ یکپارچه، اندازه قطعات تحت تأثیر اندرکنش انرژی انفجاری با سنگ خواهد بود. پارامتر فاصله‌داری درزه‌ها نیز بر اندازه قطعات سنگ پس از آتشکاری بسیار مؤثر است. سنگ با درزه‌های نزدیک به هم، با صرف انرژی کمتر به ابعاد مطلوب شکسته می‌شود. از دیدگاه لایلی تمام ناپیوستگی‌های موجود در سنگ مانند لایه‌بندی، فولیاسیون، شیستوزیته، گسل و حتی شکستگی‌های ناشی از فعالیت انسانی، درزه هستند. جهت‌یابی صفحات درزه که شامل شیب و جهت شیب درزه‌ها است، نقش مهمی در رفتار توده سنگ در برابر انفجار دارند. وزن مخصوص و سختی نیز از عوامل مؤثر در فرآیند خردایش سنگ در اثر انفجار هستند. عموماً سنگ‌های سنگین‌تر و سخت‌تر برای جابجایی و شکسته شدن، نیاز به انرژی انفجاری بیشتری دارند [۲۹].

۳-۳- سیستم شاخص مقاومت زمین‌شناسی (GSI)

این شاخص که در سال ۱۹۹۷ توسط هوک و براون ارائه شده است، ابزاری برای تعیین مشخصات توده‌سنگ است که برای طراحی تونل‌ها، کارگاه‌های استخراج و سایر سازه‌های زیرزمینی بر اساس مشاهدات میدانی از جمله داده‌های زمین‌شناسی در مورد توده‌سنگ توسعه یافته است. این روش یک روش کیفی است که با بررسی شرایط ساختاری توده‌سنگ و سطح درزه‌های آن تعیین می‌شود. در این روش جدولی مانند شکل ۳ تهیه می‌شود. محور افقی این جدول مربوط به شرایط سطح درزه‌ها و محور قائم این جدول مربوط به وضعیت ساختاری توده‌سنگ است. با تعیین سطح درزه‌ها و ساختار سنگ، امتیاز GSI از جدول که به صورت خطوط مورب است، تعیین می‌شود. هرچقدر امتیاز GSI بیشتر باشد، نمایانگر

سخت بودن سنگ است [۳۰].

منفجره مناسب پیشنهاد می‌شود. روش محاسبه RMB به

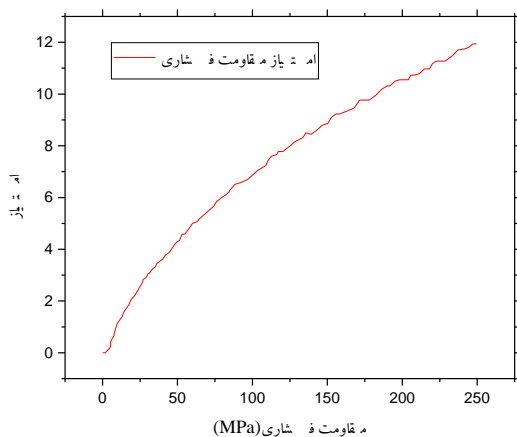
شرح ذیل است:

الف) مقاومت فشاری سنگ (RS)

امتیازات مقاومت فشاری به شرح جدول ۱ و نمودار شکل ۴ است. حداقل امتیاز مقاومت فشاری برای خاک برابر صفر و حداکثر امتیاز آن برابر ۱۲ است.

جدول ۱- امتیازات مقاومت فشاری سنگ

بازه مقاومت فشاری (مگا پاسکال)	۱	۵	۳۰	۶۰	۱۰۰	۱۵۰	۲۰۰
امتیاز	۰	۲	۴	۶	۸	۱۰	۱۲



شکل ۴- نمودار امتیازات مقاومت فشاری توده سنگ

کاهش پیدا می‌کند. از آنجا که زاویه حفاری، موازی محور تونل است، می‌توان گفت در صورتی که صفحه درزه‌ها عمود بر چال‌ها باشد (شکل ۶ حالت ۲)، به دلیل جلوگیری از فرار گاز و تاثیر حداکثری فشار گاز و موج انفجار به سنگ، میزان پیشروی حداکثر بوده و ته چال کمتری ایجاد خواهد شد. اما اگر صفحات درزه موازی چال‌ها باشد (شکل ۶ حالت ۳)، به دلیل فرار گاز از شکاف درزه‌ها که به سینه کار دسترسی دارند، فشار زیادی به سنگ وارد نشده و میزان پیشروی کمتر خواهد بود.

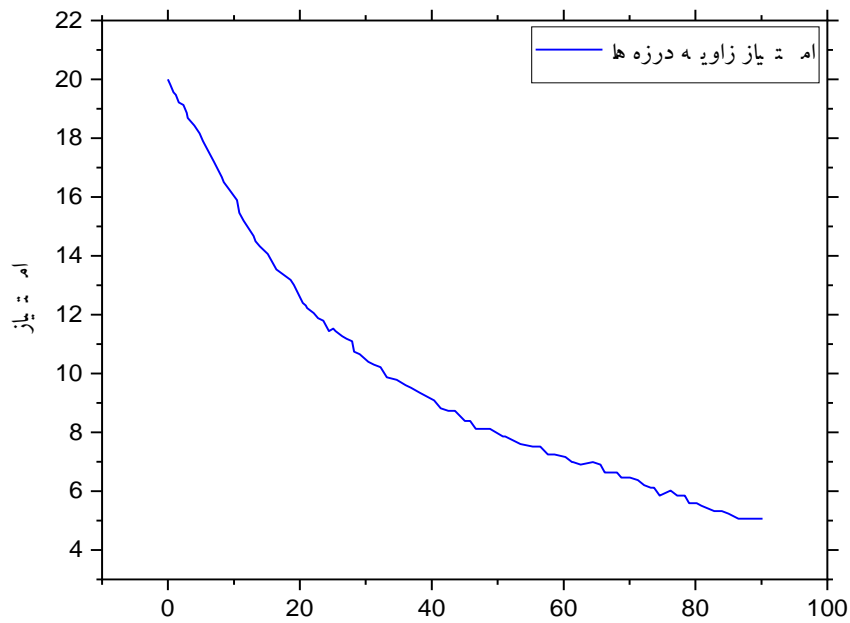
جدول ۲- امتیاز جهت داری صفحات درزه

جهت صفحات درزه	صفحه درزه عمود بر محور تونل	صفحه درزه با زاویه کم نسبت به محور تونل	صفحه درزه موازی محور تونل	صفحه درزه فاقد درزه
امتیاز	۵	۱۰	۱۵	۲۰

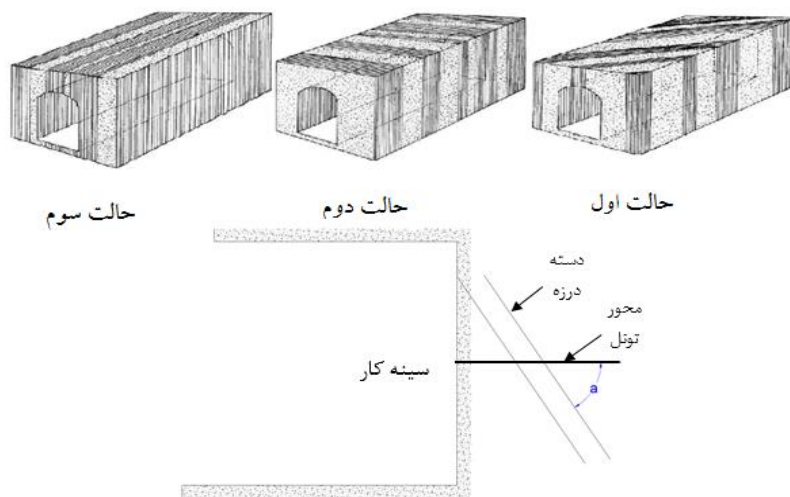
STRUCTURE	DECREASING SURFACE QUALITY				
	VERY GOOD Very rough, fresh, unweathered surfaces	GOOD Rough, slightly weathered, non-stained surfaces	Fair Smooth, moderately weathered and altered surfaces	POOR Slickensided, highly weathered surfaces with compact coating or fillings of angular fragments	VERY POOR Slickensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings
INTACT OR MASSIVE- Intact rock specimens or massive in-situ rock with few widely spaced discontinuities	90	80		N/A	N/A
BLOCKY - Well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets		70	60		
VERY BLOCKY - Interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets			50		
BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - Folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity			40	30	
DISINTEGRATED - Poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces				20	
LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of the weak schistosity or shear planes	N/A	N/A			10

شکل ۳- جدول تعیین امتیاز GSI [۳۰]

با توجه به بررسی سیستم‌های طبقه‌بندی توده سنگ و مطالعه آن‌ها، شاخص RMR بیناوسکی و BI لایلی بیشترین پارامترهای تاثیرگذار را در تعیین شرایط توده سنگ از لحاظ انفجار پذیری داشته‌اند. برای ساده‌سازی این شاخص‌ها و استفاده و اندازه‌گیری راحت آن‌ها در کارگاه استخراج، شاخص کیفی RMB با تلفیق این دو شاخص محاسبه می‌شود. در ادامه نتایج حاصل از آن با شاخص GSI مقایسه شده و ماده (ب) جهت‌داری صفحات درزه (JPO) جهت‌داری درزه‌ها که در BI ذکر شده است مربوط به معادن روباز و پله‌ها می‌باشد. در این بخش این جهت براساس تونل و محور آن معادل سازی شده است. امتیازات جهت صفحات درزه به شرح جدول ۲ و نمودار شکل ۵ است. در شکل ۶ نمایی از زاویه درزه با محور تونل قابل مشاهده است. حداقل امتیاز جهت صفحات درزه برابر ۵ و حداکثر امتیاز آن برابر ۲۵ است. همانطور که از شکل ۵ و جدول ۲ دیده می‌شود، با افزایش زاویه دسته درزه با محور تونل، امتیاز صفحات درزه



شکل ۵- نمودار امتیازات زاویه درزه با محور تونل (زاویه درزه با محور تونل (درجه))

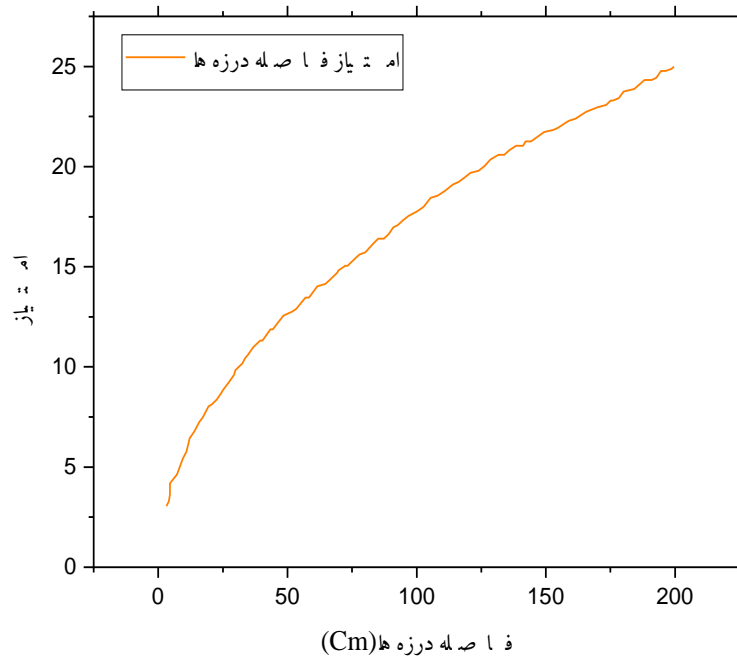


شکل ۶- نمایی از زاویه درزه با محور تونل

ج) فاصله داری درزه‌ها (JPS) امتیازات فاصله داری درزه‌ها به شرح جدول ۲ و نمودار شکل ۷ است: حداقل امتیاز فاصله داری درزه‌ها برابر ۳ و حداکثر امتیاز آن برابر ۲۵ است.

جدول ۲- امتیاز فاصله داری درزه

۱۵۰	۱۰۰	۷۵	۵۰	۲۵	۱۰	۵	۱	بازه فاصله داری درزه‌ها
-	۱۵۰	۱۰۰	۷۵	۵۰	۲۵	۱۰	۵	(سانتی متر)
۲۵	۲۰	۱۵	۱۲	۱۰	۷	۵	۳	امتیاز



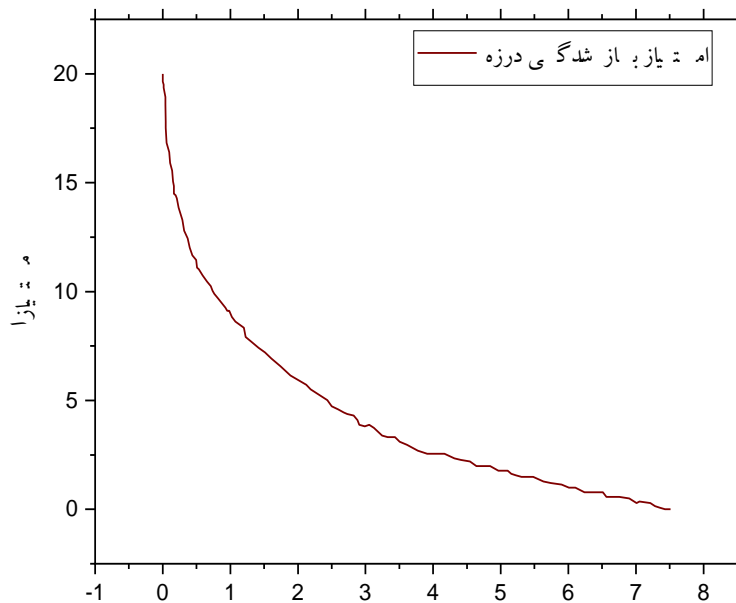
شکل ۷- نمودار امتیازات فاصله داری درزه‌ها

(د) بازشدگی درزه‌ها (DD)

امتیازات بازشدگی درزه‌ها به شرح جدول ۳ و نمودار شکل ۸ است: حداقل امتیاز بازشدگی درزه‌ها برابر صفر و حداکثر امتیاز آن برابر ۲۰ است.

جدول ۳- جدول امتیاز بازشدگی درزه

۰/۱	۰/۲۵	۰/۵	۱	۲	۳	۵	۱۰	بازشدگی درزه‌ها
۰	۰/۱	۰/۲۵	۰/۵	۱	۲	۳	۵	(میلیمتر)
۲۰	۱۵	۱۲	۱۰	۷/۵	۵	۲/۵	۰	امتیاز



شکل ۸- نمودار امتیازات باز شدگی درزه ها
فاصله باز شدگی درزه ها (mm)

است و همچنین خرج اصلی در ایران آنفو و امولایت است، بنابراین از نمودارهای ساده سازی شده شکل ۹-الف و ۹-ب، می توان برای تعیین شرایط توده سنگ و نوع مواد منفجره استفاده کرد. همانطور که از امتیازات مشخص است، شرایط درزه ها مانده جهت، فاصله و باز شدگی بیشترین تاثیر را در تعیین شرایط توده سنگ از لحاظ انفجار پذیری دارند.

جدول ۴- بازه RMB و نوع سنگ مربوط به آن		
RMB	نوع سنگ	توضیحات
۸-۲۵	شل	بدون نیاز به انفجار
۲۵-۴۰	خیلی نرم	نیاز به ماده منفجره ضعیف
۴۰-۵۰	نرم	(آنفو فله ای)
۵۰-۶۵	متوسط	نیاز به ماده منفجره متوسط
		(آنفو پنوماتیکی)
۶۵-۸۰	سخت	نیاز به ماده منفجره قوی
۸۰-۱۱۵	خیلی سخت	(امولایت)

(ح) چگالی سنگ (SG)

امتیاز چگالی سنگ از رابطه (۳) محاسبه می شود.

$$SGI = 12.5 \times SG - 25 \quad (3)$$

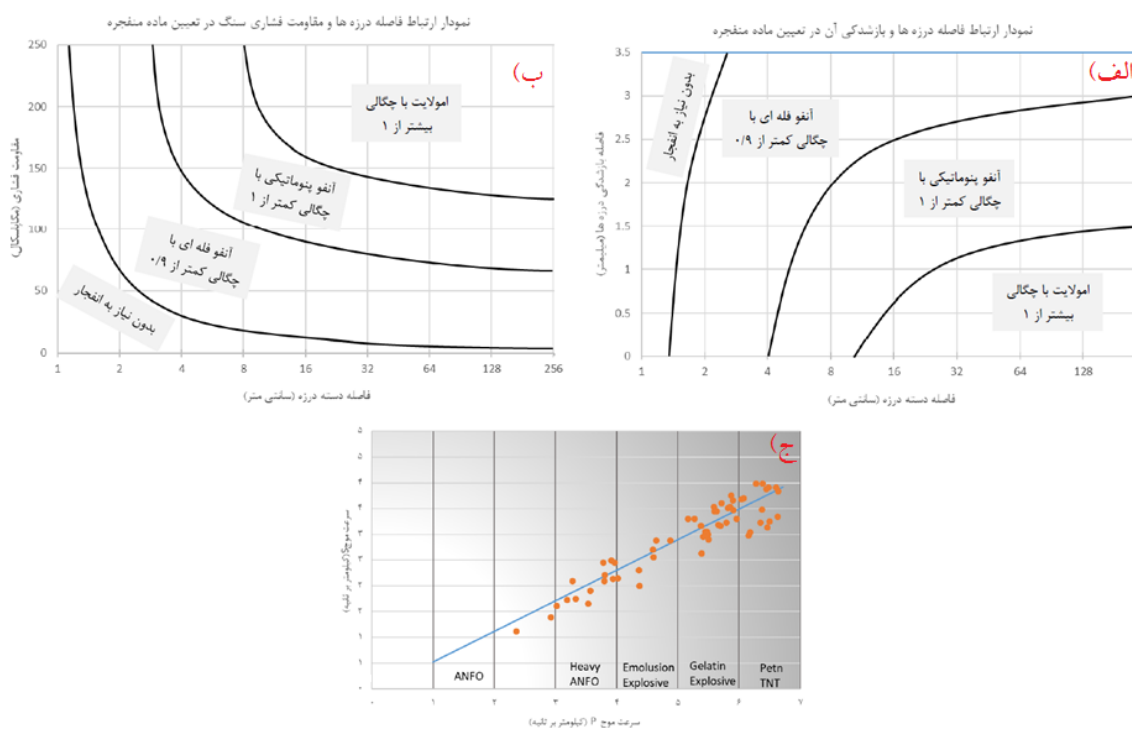
SGI: امتیاز چگالی

در نهایت RMB حاصل از رابطه (۴) محاسبه می شود.

$$RMB = RS + JPO + JPS + DD + SGI \quad (4)$$

حداقل امتیاز RMB برابر ۸ و حداکثر امتیاز آن برابر ۱۱۵ است. پس از تعیین امتیاز RMB، بر اساس شاخص GSI شرایط سنگ و نوع مواد منفجره مورد نیاز تعیین می شود. هرچقدر امتیاز RMB بیشتر باشد، نشانگر این است که برای انجام عملیات آتشکاری مناسب و دریافت نتایج بهینه از آن، نیازمند استفاده از مواد منفجره قوی تری است. در نتیجه با محاسبه RMB می توان مواد منفجره مناسب با شرایط توده سنگ را انتخاب کرد. در جدول ۴ بازه امتیازی RMB به همراه نوع سنگ و مواد منفجره مناسب ذکر شده است.

برای انتخاب مواد منفجره مناسب می توان از نمودارهای مختلفی استفاده کرد. یکی از این نمودارها در شکل ۹ قابل مشاهده است. از آنجا که در کارگاه استخراج امکان محاسبه تعدادی از پارامترها از جمله سرعت امواج در سنگ دشوار



شکل ۹- الف) نمودار شرایط درزه‌داری و نوع مواد منفجره (ب) نمودار شرایط توده سنگ و نوع مواد منفجره (ج) ارتباط بین سرعت امواج طولی و عرضی انواع سنگ‌های سخت با نوع ماده منفجره [۳۱].

استفاده می‌شود. کمترین عدد از روابط یاد شده به عنوان طول

بهینه چالزنی انتخاب می‌شود. در اکثر روش‌های طراحی الگو،

نصف عرض تونل به عنوان طول چالزنی در نظر گرفته می‌شود.

$$L = 0.5 \times \sqrt{A} \quad (5)$$

$$L = 0.5 \times W \quad (6)$$

حداقل طول حفاری برابر ۰/۵ متر و حداکثر طول حفاری برابر

۵ متر در نظر گرفته می‌شود.

A: سطح مقطع تونل

W: عرض تونل

۴-۱-۲- زاویه گوه برش

با توجه به شرایط اجرایی، عرض تونل و انحراف چال، زاویه

راس گوه (R) در بخش برش دارای محدودیت است. این زاویه

که در شکل ۱۰ قابل مشاهده است، عددی بین ۴۰ الی ۷۰

درجه است که بر اساس عرض تونل و میزان پیشروی مورد

نیاز تعیین می‌شود. زاویه راس گوه به طور متوسط ۶۰ درجه

۴- پیشنهادهای اولیه روش جدید

پس از تعیین شرایط توده سنگ، پیشنهادات اولیه روش

طراحی الگو به شرح ذیل ارائه می‌شود.

۴-۱-۱- برش زاویه‌ای

در روش‌های زاویه‌ای، چال‌های بخش برش و توسعه برش، با

زاویه‌ای نسبت به چال‌های دیگر حفاری می‌شود. در بین

روش‌های زاویه‌ای (گوه‌ای، هرمی و بادبزی)، برش گوه‌ای به

دلیل سهولت در اجرای آن، بیشترین کاربرد را دارد. برش

بادبزی برای شرایط درزه‌داری و جهت دادن به پخش مواد

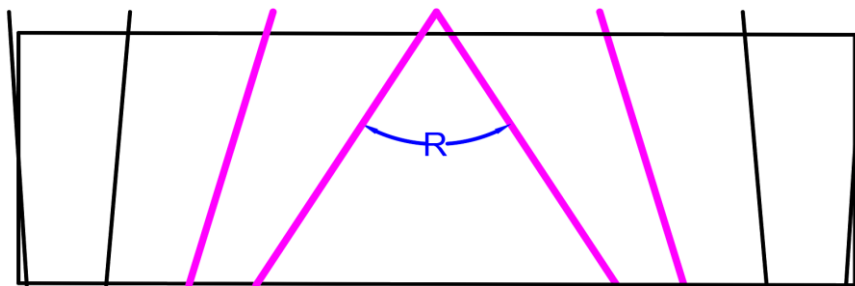
خرد شده و برش هرمی برای سنگ‌های بسیار سخت استفاده

می‌شود. روش طراحی برش گوه‌ای به شرح ذیل است:

۴-۱-۱- طول چالزنی

برای محاسبه طول چالزنی از روابط (5) و (6)

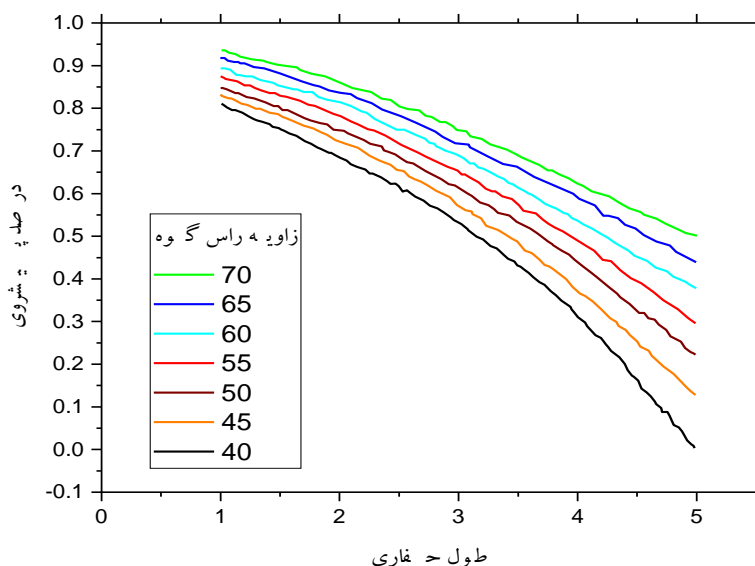
در نظر گرفته می‌شود. در سایر روش‌های طراحی الگو، زاویه بهینه راس گوه برابر ۶۰ درجه در نظر گرفته شده است [۳۲].



شکل ۱۰- زاویه راس گوه در برش گوه‌ای

۳-۱-۴- طول پیشروی

از نمودار شکل ۱۱ می‌توان بدست آوردن درصد پیشروی استفاده کرد.

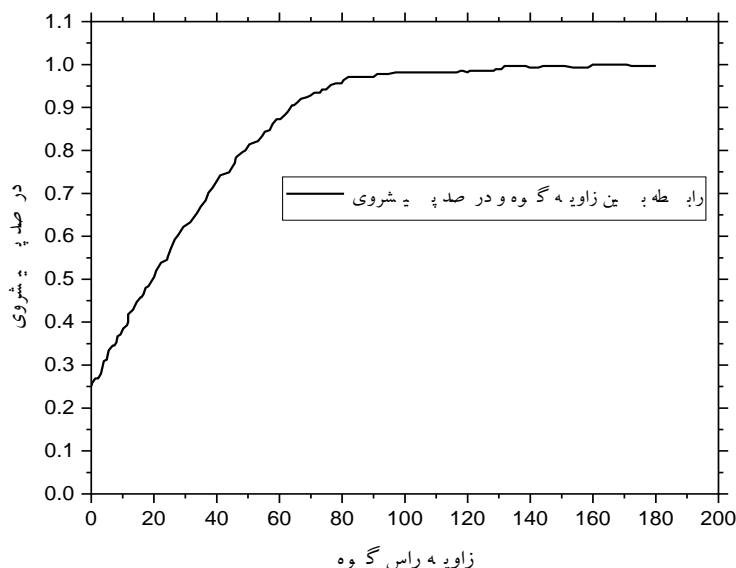


شکل ۱۱- نمودار رابطه بین طول حفاری و زاویه گوه در بدست آوردن درصد پیشروی

گوه شبیه آتشکاری پله‌ای شده و ۱۰۰ درصد پیشروی حاصل می‌شود. با فرض زاویه گوه برابر با ۹۰ درجه و با توجه به مکانیزم شکست گوه‌ها و احتمال بسیار کم قفل شدن ته چال، تقریباً ۹۸ الی ۹۹ درصد پیشروی حاصل می‌شود. می‌توان نتیجه گرفت با تغییر زاویه راس گوه از ۹۰ درجه به بالا، تغییرات آنچنانی در پیشروی بدست نمی‌آید. در نتیجه تغییرات اساسی در زوایای صفر الی

حداقل درصد پیشروی برابر ۸۴ درصد و حداکثر درصد پیشروی برابر ۹۹ درصد است. این نمودارها از تحلیل‌های مختلف بدست آمده است. یکی از تحلیل‌ها، در نظر گرفتن زاویه گوه صفر درجه (برش سیلندری با قطر چال خالی برابر با قطر چال انفجاری) و زاویه گوه ۱۸۰ درجه است. اگر زاویه گوه صفر درجه باشد پیشروی مانند برش سیلندری است اما اگر زاویه گوه ۱۸۰ درجه باشد عملاً

زاویه راس گوه مشخص است. با افزایش زاویه راس گوه، حفاری زاویه گوه، این زوایا بین ۴۰ الی ۷۰ درجه اجرا می‌شود. در شکل ۱۲ نمودار درصد پیشروی بر اساس زاویه راس گوه مشخص است. با افزایش زاویه راس گوه، به دلیل کاهش قفل شدگی مواد خرد شده در انتهای چال، میزان پیشروی بیشتر می‌شود.



شکل ۱۲- نمودار رابطه بین زاویه گوه و درصد پیشروی

Ba: بارسنگ بخش پیشروی بر حسب متر

Bf: بارسنگ بخش کف بر حسب متر

Bp: بارسنگ بخش محیط بر حسب متر

۴-۱-۵- توسعه برش

این قسمت برای توسعه بخش برش و رساندن آن به بخش پیشروی طراحی می‌شود. از روابط (۱۱) و (۱۲) برای محاسبه بارسنگ گوه استفاده می‌شود. بخش توسعه برش حداقل از یک گوه و حداکثر از ۵ گوه تشکیل شده است.

$$Bc1 = 14 \times \left(\frac{SGe}{0.85}\right) \times \left(\frac{De}{Dh}\right)^3 \times RC \times Dh \quad (11)$$

$$Bc1' = Ba = 23 \times \left(\frac{SGe}{0.85}\right) \times \left(\frac{De}{Dh}\right)^3 \times RC \times Dh \quad (12)$$

در شکل ۱۳ نمایی از مشخصات الگوی گوه‌ای دیده می‌شود. در این الگو دو گوه در بخش برش و دو گوه در بخش توسعه برش طراحی شده است.

۴-۱-۴- بخش برش

در این بخش ابتدا بایستی تعداد ردیف گوه‌ها مشخص شود که برای مشخص کردن آن از مقایسه ارتفاع تونل با بارسنگ کف، بارسنگ محیط، بارسنگ پیشروی و فاصله داری بخش برش استفاده می‌شود. ارتفاع تونل باید حداقل از جمع جبری بارسنگ کف، سقف، پیشروی و فاصله‌داری گوه‌ها بیشتر باشد. از رابطه (۷) برای محاسبه فاصله داری گوه‌ها، از روابط (۸) و (۹) برای تعیین تعداد گوه و از رابطه (۱۰) نیز برای محاسبه بارسنگ انتهایی گوه استفاده می‌شود.

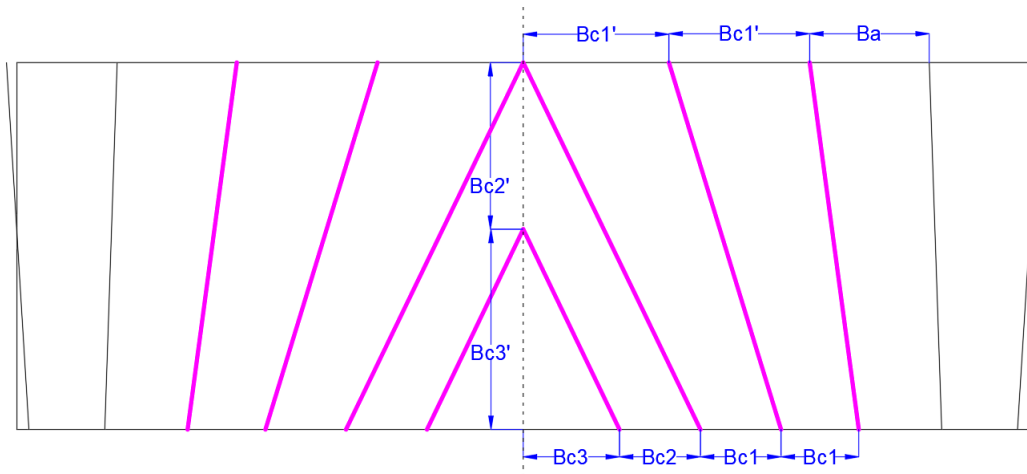
$$Sc = 21 \times \left(\frac{SGe}{0.85}\right) \times \left(\frac{De}{Dh}\right)^3 \times RC \times Dh \quad (7)$$

$$(H - (Bp + Bf + Ba)) > 2.45 \times Sc \quad (8)$$

$$(H - (Bp + Bf + Ba)) < 2.45 \times Sc \quad (9)$$

$$Bc2' = 30 \times \left(\frac{SGe}{0.85}\right) \times \left(\frac{De}{Dh}\right)^3 \times RC \times Dh \quad (10)$$

H: ارتفاع تونل بر حسب متر
Bcn: بارسنگ بخش برش بر حسب متر



شکل ۱۳- مشخصات الگوی گوه‌ای

بود [۳۲]. نسبت قطر خرج به قطر چال را ضریب چفت شدگی می‌نامند که عددی کمتر از یک است. هر چقدر این ضریب به عدد یک نزدیک باشد، انرژی موج و ضربه‌ی بیشتری از مواد منفجره به سنگ منتقل می‌شود. ضریب چفت شدگی در روش انتقال انرژی در نظر گرفته شده است ولی در روش‌های دیگر ذکر نشده است. همچنین چگالی سنگ و ماده منفجره نیز در روش‌های محدودی در نظر گرفته شده است. در اکثر روش‌ها بارسنگ بخش پیشروی به قطر چال بستگی دارد. با بررسی روش‌ها و الگوهای اجرا شده در معادن با طیف وسیعی از سنگ‌ها، بارسنگ بخش برش تقریباً ۲۲ الی ۲۵ برابر قطر چال انفجاری است. در بخش پیشروی، فاصله داری چال‌ها از بارسنگ بیشتر است. دلیل آن شبیه بودن انفجار بخش پیشروی به استخراج پله‌ای است. در پله‌های استخراجی معادن روباز، فاصله داری عموماً ۱/۲ برابر بارسنگ است. با توجه به مکانیزم شکست چال، انتخاب این عدد از لحاظ خرج ویژه، حفاری ویژه، خردایش مناسب و پرتاب سنگ، بهینه است. در تمامی روش‌های طراحی الگو فاصله داری ۱/۱ الی ۱/۲ برابر بارسنگ بخش پیشروی در نظر گرفته شده است. در این روش نیز نسبت فاصله داری به بارسنگ برابر ۱/۱۵ در نظر گرفته شده است.

در طراحی الگوهای گوه‌ای ممکن است تعدادی حالت خاص پیش بیاید که در این صورت تصمیم‌گیری در انتخاب پارامترهای بهینه سخت است. در این الگو تلاش شده است تا برای شرایط مختلف مطابق جدول ۵، روش طراحی الگو ارائه شود. در استفاده از این الگوها کافی است ابتدا $Bc'2$ مطابق رابطه (۱۰) محاسبه شده و با طول چالزنی مقایسه شود. در ادامه به قسمت شروط جدول مراجعه شود و روش طراحی الگو با استفاده از حالت‌های مختلف انتخاب شود. در این روش برای کاهش خرج ویژه از چال موازی وسط برش و یک ردیف گوه کمتر استفاده شده است تا از صرف هزینه زیاد در عملیات چالزنی و آتشکاری جلوگیری شود.

۶-۱-۴- طول و قطر خرج‌گذاری

طول و قطر خرج‌گذاری برای امولایت و آنفو، با توجه به روابط جدول ۵ و ۶ محاسبه می‌شود. در این جداول نیز برای راحتی محاسبات در کارگاه استخراج، از روابط ساده سازی شده استفاده شده است.

۷-۱-۴- بخش پیشروی

از روابط (۱۳) و (۱۴) برای محاسبه بارسنگ و فاصله داری بخش پیشروی استفاده می‌شود. در این روابط علاوه بر در نظر گرفتن شرایط توده‌سنگ، قطر خرج‌گذاری و چگالی مواد منفجره نیز منظور شده است. چگالی ماده منفجره با چگالی آنفو پله‌ای مقایسه می‌شود. عموماً هر چقدر چگالی مواد منفجره بیشتر باشد، قدرت انفجاری آن بیشتر خواهد

جدول ۵- حالت های مختلف الگوی گوهای

حالت	دید پلن	مقطع	شروط	مثال
۱			$0.5 \times Bc2'$ $< L <$ $0.8 \times Bc2'$ اضافه شدن چال موازی	$L = 0.75 \text{ m}$ $Dh = 32 \text{ mm}$ $Ba = 0.74 \text{ m}$ $Bc1' = 0.74 \text{ m}$ $Bc2' = 0.96 \text{ m}$ $Bc3' = 0.8 \text{ m}$ $Bc3 = 0.95 \text{ m}$
۲			$0.8 \times Bc2'$ $< L <$ $1.0 \times Bc2'$ یک ردیف گوه کمتر	$L = 0.9 \text{ m}$ $Dh = 32 \text{ mm}$ $R = 60^\circ$ $Bc1 = 0.45 \text{ m}$ $Bc1' = 0.74 \text{ m}$ $Bc2' = 0.96 \text{ m}$ $Bc3' = 0.9 \text{ m}$ $Bc3 = 0.52 \text{ m}$
۳			$1.0 \times Bc2'$ $< L <$ $1.3 \times Bc2'$ حذف گوه اول و دوم	$L = 1.2 \text{ m}$ $Dh = 32 \text{ mm}$ $R = 60^\circ$ $Bc1 = 0.45 \text{ m}$ $Bc1' = 0.74 \text{ m}$ $Bc2' = 0.96 \text{ m}$ $Bc3' = 1.2 \text{ m}$ $Bc3 = 0.7 \text{ m}$
۴			$1.3 \times Bc2'$ $< L <$ $1.6 \times Bc2'$ اضافه شدن چال موازی	$L = 1.5 \text{ m}$ $Dh = 32 \text{ mm}$ $R = 60^\circ$ $Ba = 0.74 \text{ m}$ $Bc1 = 0.45 \text{ m}$ $Bc1' = 0.74 \text{ m}$ $Bc2' = 0.96 \text{ m}$ $Bc3' = 1.5 \text{ m}$ $Bc3 = 0.87 \text{ m}$

ادامه جدول ۵- حالت های مختلف الگوی گوه ای

<p>L = 2 m Dh=38 mm R=60° Bc1= 0.53 m Bc1'=0.87 m Bc2'=1.14 m Bc2= 0.65 m Bc3'=0.86 m Bc3= 0.50 m</p>	<p>$1.6 \times Bc2'$ <L< $1.9 \times Bc2'$ یک ردیف گوه کمتر</p>			۵
<p>L = 2.3 m Dh=38 mm R=60° Bc1= 0.53 m Bc1'=0.87 m Bc2'=1.14 m Bc2= 0.65 m Bc3'=1.16 m Bc3= 0.67 m</p>	<p>$1.9 \times Bc2'$ <L< $2.3 \times Bc2'$ حالت استاندارد</p>			۶
<p>L = 2.8 m Dh=38 mm R=60° Ba= 0.87 m Bc1= 0.53 m Bc1'=0.87 m Bc2'=1.14 m Bc2= 0.65 m Bc3'=1.66 m Bc3= 0.96 m</p>	<p>$2.3 \times Bc2'$ <L< $2.6 \times Bc2'$ اضافه شدن چال موازی</p>			۷

ادامه جدول ۵- حالت های مختلف الگوی گوه ای

<p>L = 4.2 m Dh=51 mm R=60° Bc1= 0.71 m Bc1'=1.17 m Bc2'=1.53 m Bc2= 0.88 m Bc3'=1.14 m Bc3= 0.66 m</p>	<p>$2.6 \times Bc2'$ $<L<$ $2.9 \times Bc2'$ اضافه شدن گوه اول یک ردیف گوه کمتر</p>			۸
<p>L = 5 m Dh=51 mm R=60° Bc1= 0.71 m Bc1'=1.17 m Bc2'=1.53 m Bc2= 0.88 m Bc3'=1.94 m Bc3= 1.12 m</p>	<p>$2.9 \times Bc2'$ $<L<$ $3.3 \times Bc2'$ اضافه شدن گوه اول حالت استاندارد</p>			۹
<p>L = 2.3 m Dh=38 mm R=60° Bc'=0.3 m Bc1= 0.53 m Bc1'=0.87 m Bc2'=1.14 m Bc2= 0.80 m Bc3'=1.16 m Bc3= 0.67 m</p>	<p>$0 < Bc' < 0.8 \times Bc1$ فاصله انتهایی گوه ها</p>			۱۰

جدول ۵- محاسبه طول و قطر خرج گذاری در روش زاویه ای با برش گوه ای در امولایت

امولایت	قطر خرج		طول خرج		طول انسداد		
	ته چال	میان چال	ته چال	میان چال	دقیق	تقریبی	
برش	چال وسط	$Db=0.9 \times Dh$	$Dc=0.65 \times Dh$	$Lb=0.25 \times L$	$Lc=L-T-Lb$	$T=Ba \times (0.38+0.2 \times \ln(L))^*$	$T=(10-20) \times Dh$
		گوه اول	$Db=0.9 \times Dh$	$Dc=0.65 \times Dh$	$Lb=0.3 \times L$	$Lc=L-T-Lb$	$T=Ba \times (0.38+0.2 \times \ln(L))^*$
	گوه دوم	$Db=0.9 \times Dh$	$Dc=0.65 \times Dh$	$Lb=0.3 \times L$	$Lc=L-T-Lb$	$T=Ba \times (0.38+0.2 \times \ln(L))^*$	$T=(10-20) \times Dh$
	گوه سوم	$Db=0.9 \times Dh$	$Dc=0.65 \times Dh$	$Lb=0.3 \times L$	$Lc=L-T-Lb$	$T=Ba \times (0.38+0.2 \times \ln(L))^*$	$T=(10-20) \times Dh$
	توسعه برش	$Db=0.9 \times Dh$	$Dc=0.65 \times Dh$	$Lb=0.3 \times L$	$Lc=L-T-Lb$	$T=Ba \times (0.38+0.2 \times \ln(L))^*$	$T=(10-20) \times Dh$
	پیشروی	$Db=0.9 \times Dh$	$Dc=0.65 \times Dh$	$Lb=0.3 \times L$	$Lc=L-T-Lb$	$T=Ba \times (0.38+0.2 \times \ln(L))^*$	$T=(10-20) \times Dh$
	کف	$Db=0.9 \times Dh$	$Dc=0.65 \times Dh$	$Lb=0.4 \times L$	$Lc=L-T-Lb$	$T=Bf \times (0.33+0.18 \times \ln(L))^*$	$T=(8-18) \times Dh$
محیط	کنتوری	$Db=0.88 \times Dh$	$Dc=0.55 \times Dh$	$Lb=0.15 \times L$	$Lc=L-T-Lb$	$T=Bp \times (0.33+0.18 \times \ln(L))^*$	$T=(8-18) \times Dh$
		معمولی	$Db=0.88 \times Dh$	$Dc=0.55 \times Dh$	$Lb=0.25 \times L$	$Lc=L-T-Lb$	$T=Bp \times (0.45+0.22 \times \ln(L))^*$

جدول ۶- محاسبه طول و قطر خرج گذاری در روش زاویه‌ای با برش گوه‌ای در آنفو

طول انسداد		طول خرج	قطر خرج	آنفو	
تقریبی	دقیق			بخش	
$T=(12-25)\times Dh$	$T=Ba\times(0.5+0.35\times\ln(L))$	$Le=L-T$	$De=Dh$	برش چال وسط	
$T=(12-25)\times Dh$	$T=Ba\times(0.5+0.35\times\ln(L))$	$Le=L-T$	$De=Dh$	گوه اول	
$T=(12-25)\times Dh$	$T=Ba\times(0.5+0.35\times\ln(L))$	$Le=L-T$	$De=Dh$	گوه دوم	
$T=(12-25)\times Dh$	$T=Ba\times(0.5+0.35\times\ln(L))$	$Le=L-T$	$De=Dh$	گوه سوم	
$T=(12-25)\times Dh$	$T=Ba\times(0.5+0.35\times\ln(L))$	$Le=L-T$	$De=Dh$	توسعه	
$T=(12-25)\times Dh$	$T=Ba\times(0.5+0.35\times\ln(L))$	$Le=L-T$	$De=Dh$	پیشروی	
$T=(10-20)\times Dh$	$T=Bf\times(0.45+0.32\times\ln(L))$	$Le=L-T$	$De=Dh$	کف	
$T=(12-25)\times Dh$	$T=Ba\times(0.5+0.35\times\ln(L))$	$Le=L-T$	$De=Dh$	محیط انفجار معمولی	

بخش کف کمتر از بارسنگ بخش پیشروی است. همچنین با توجه به اینکه بخش کف آخرین تاخیر را دارد و سنگ‌های ردیف محیط و پیشروی بر روی آنها ریخته شده است، بنابراین چال‌های بخش کف علاوه بر خردایش سنگ ردیف کف، باید مواد خرد شده از بخش‌های مختلف را به سمت بالا پرتاب کنند. در نتیجه به انرژی زیادتری نسبت به بخش پیشروی نیاز است. فاصله داری چال‌ها در روش‌های مختلف ۱ الی ۱/۲ برابر بارسنگ کف است. در این روش نیز با توجه به موارد یاد شده، ۱/۱ در نظر گرفته شده است.

$$Bf=22\times\left(\frac{SGe}{0.85}\right)\times\left(\frac{De}{Dh}\right)^3\times RC\times Dh \quad (15)$$

$$Sf=1.1\times Bf \quad (16)$$

Bf: بارسنگ بخش کف بر حسب متر

Sf: فاصله داری بخش کف بر حسب متر

۹-۱-۴- بخش محیط

از روابط (۱۷)، (۱۸) و (۱۹) برای محاسبه بارسنگ و فاصله داری بخش محیط استفاده می‌شود. در این روابط نیز علاوه بر در نظر گرفتن شرایط توده سنگ، قطر خرج گذاری و چگالی مواد منفجره منظور شده است. بارسنگ بخش کف تقریباً از بارسنگ بخش پیشروی کمتر است. در روش‌های سوئدی بارسنگ بخش کف تقریباً مساوی بارسنگ بخش پیشروی است. اما در روش‌های انتقال انرژی و روش نروژی بارسنگ

Db: قطر خرج ته چال امولایت بر حسب متر

Dc: قطر خرج میان چال نظری امولایت بر حسب متر

Dc': قطر خرج میان چال اجرایی امولایت بر حسب متر

De: قطر خرج آنفو بر حسب متر

$$Ba=23\times\left(\frac{SGe}{0.85}\right)\times\left(\frac{De}{Dh}\right)^3\times RC\times Dh \quad (13)$$

$$Sa=1.15\times Ba \quad (14)$$

SGe: چگالی ماده منفجره

De: قطر خرج گذاری (خرج ته چال در امولایت) بر حسب متر

Dh: قطر چال انفجاری بر حسب متر

Sa: فاصله داری بخش پیشروی بر حسب متر

۸-۱-۴- بخش کف

از روابط (۱۵) و (۱۶) برای محاسبه بارسنگ و فاصله داری بخش کف استفاده می‌شود. در این روابط نیز علاوه بر در نظر گرفتن شرایط توده سنگ، قطر خرج گذاری و چگالی مواد منفجره منظور شده است. بارسنگ بخش کف تقریباً از بارسنگ بخش پیشروی کمتر است. در روش‌های سوئدی بارسنگ بخش کف تقریباً مساوی بارسنگ بخش پیشروی است. اما در روش‌های انتقال انرژی و روش نروژی بارسنگ

۵- مطالعه موردی

برای تونل سد نرگسی مطابق جدول ۷، پارامترهای مختلف زمین‌شناسی محاسبه شده است که در نهایت مقدار عددی RMB با توجه به کدنویسی انجام شده برابر با ۴۴ شده است. با توجه به دستورالعمل‌های ارائه شده، الگوی برش زاویه‌ای ارائه شده است (شکل ۱۶). در جدول ۸، نتایج بدست آمده از اجرای طراحی‌ها نشان داده شده است. از آنجایی که خردایش و دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده، حائز اهمیت است. ابعاد بهینه این سنگ‌ها با ظرفیت جام بارکننده (در اینجا لودر) تعیین می‌شود. از خردایش و توزیع مواد می‌توان به کیفیت آتشکاری پی‌برد. در صورتیکه ابعاد خردایش بزرگ بوده و دانه‌بندی آن درشت باشد، نشانگر خرج ویژه کم است. اما در صورتیکه خردایش زیاد بوده و مواد بیش از حد ریز شده‌اند، خرج ویژه بیشتر بوده است. در این تحقیق، مشاهده چشمی دیپوی حاصل از آتشکاری در هر مرحله بیانگر مناسب بودن میزان مواد بوده است. برای بررسی دقیق‌تر دانه‌بندی مصالح از نرم افزار Split Desktop استفاده شده است (شکل ۱۴). در این نرم افزار ابتدا عکس خردایش با نمونه مقیاس (مثلاً توپ پلاستیکی) از چندین زاویه با صورت عمودی برداشت می‌شود. در ادامه با تعیین ابعاد نمونه مقیاس در تصویر، آنالیز تصویر انجام می‌شود. در نهایت نمودار خردایش و دانه بندی ارائه می‌شود. نمودار دانه‌بندی حاصل نیز بیانگر مناسب بودن خردایش می‌باشد. در برش زاویه‌ای، پرتاب سنگ بیشتری اتفاق می‌افتد و دیپوی حاصل کشیده‌تر بوده و ارتفاع کمتری خواهد داشت؛ که در تست‌های میدانی نیز این موضوع مشاهده شده است (شکل ۱۵).

ارائه شده است. برای کاهش آسیب به دیواره و سقف تونل از انفجار کنتوری و یا انفجار نرم استفاده می‌شود. در این شرایط فاصله ردیفی چال‌های حاشیه ۲۰ الی ۲۵ درصد کاهش یافته و خرج هر چال نیز با کاهش قطر خرج، کاهش پیدا می‌کند [۳۳]. در عملیات آتشکاری، انرژی فشاری چال از مقاومت فشاری سنگ بسیار بیشتر است که موجب شکستن سنگ‌ها می‌شود. در انفجار کنتوری با کاهش فاصله ردیفی چال‌ها و خرج هر چال، انرژی و توان مواد منفجره کمتر می‌شود به حدی که به جای غلبه بر مقاومت فشاری و خرد کردن سنگ، بر مقاومت کششی سنگ غلبه می‌کند. در نتیجه با انفجار کنتوری، برشی در حاشیه تونل ایجاد شده و دیواره ایمن باقی می‌ماند. لازم به ذکر است مقاومت کششی سنگ ۸ الی ۱۲ درصد مقاومت فشاری سنگ است. برای افزایش ایمنی و کاهش هزینه‌های نگهداری که ناشی از پس شکست، پیش شکست و درزه و ترک‌های ناشی از انفجار در دیواره تونل است، فاصله ردیفی چال‌ها در بخش محیط از بارسنگ کمتر انتخاب می‌شود. در این روش به دلیل اینکه فاصله داری در روش انفجار کنتوری با انفجار معمولی یکسان نیست، بنابراین بارسنگ بخش محیط برابر ۹۵ درصد بارسنگ بخش کف در نظر گرفته شده است.

$$Sp=15 \times \left(\frac{SGe}{0.85}\right) \times \left(\frac{De}{Dh}\right)^3 \times RC \times Dh \quad (17)$$

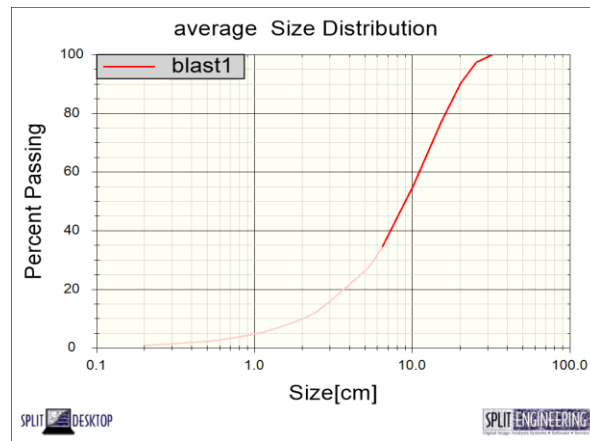
$$Sp=18 \times \left(\frac{SGe}{0.85}\right) \times \left(\frac{De}{Dh}\right)^3 \times RC \times Dh \quad (18)$$

$$Bp=0.95 \times Bf \quad (19)$$

Bp: بارسنگ بخش محیط بر حسب متر

Sp: فاصله داری بخش محیط بر حسب متر

با توجه به اینکه قطر خرج‌گذاری در آنفو یکسان است و امکان تفکیک قطر خرج میان چال و ته چال ممکن نیست، بنابراین در استفاده از آنفو، انفجار کنتوری انجام نمی‌شود.



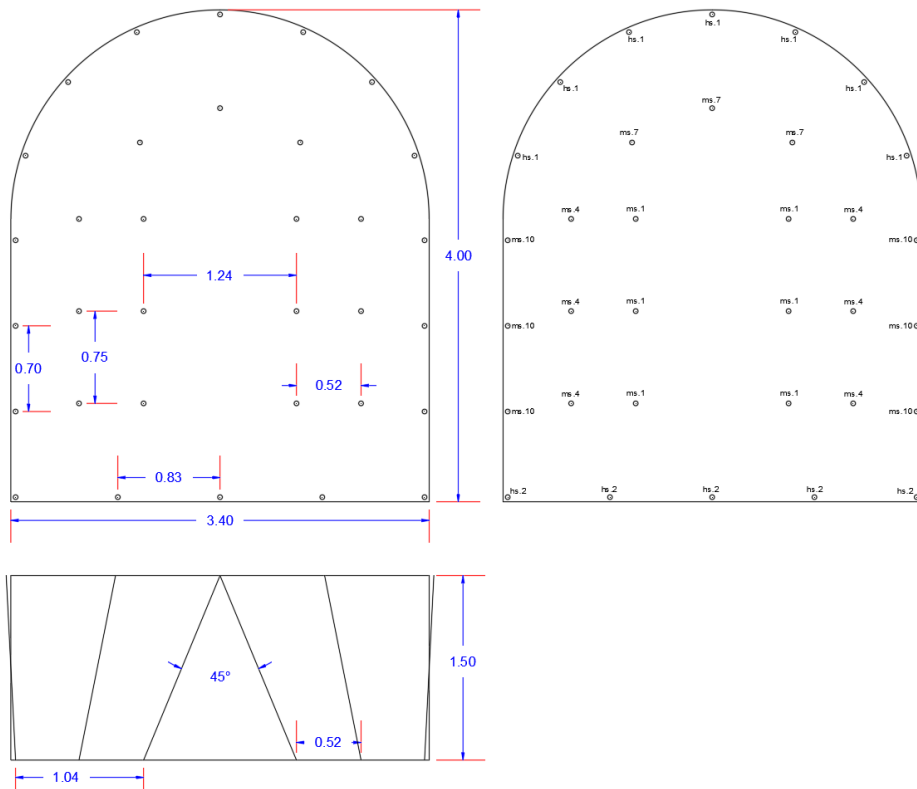
شکل ۱۴- نمودار دانه بندی حاصل از خردایش سنگ



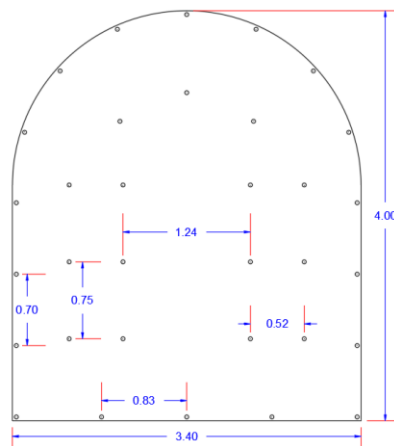
شکل ۱۵- پرتاب سنگ حاصل از انفجار با برش زاویه‌ای

جدول ۷- مشخصات الگوهای سد نرگسی

قدم اول		قدم دوم		قدم سوم		قدم چهارم		پیشنهاد اولیه	
مشخصات سنگ		مشخصات تونل		مشخصات ماده منفجره		نوع انفجار حاشیه		پیشنهاد اولیه	
انقباض	افک هارنی	کد	عرض کف تونل	کد	نوع	کد	1	43	قطر چال مناسبترین
چگالی سنگ	2.60	8	5.0	1	انواع	1	1	آنفو	ماده منفجره
مقاومت فشاری سنگهای اسکال	65	5	4.4	چگالی	1.2	1	0.82-0.9	400	چگالی ماده منفجره
زاویه درزه ها-درجه	45	15	3.0	وزن قفسه گرم	400	2	200	200	نه چال
فاصله درزه ها- سانتی متر	10	6	12.0	کد	200	2	200	200	وزن قفسه گرم
بازشدگی درزه ها-حیلمتر	0.5	10	20.0	نوع	2	2	200	200	میان چال
شرایط آب	1	-		کد					
				نوع					
RMB	44			چگالی					
RC	1.05			چگالی پرایمر					
کد				وزن پرایمر گرم					
شرایط آب									
خشک	1								
تم کم	2								
مرطوب	3								
خیس	4								
روان	5								



شکل ۱۶- الگوهای تونل سد نرگسی



شکل ۱۷- اجرای الگوهای طراحی تونل سد نرگسی
جدول ۷- نتایج حاصل از آتشفکری در تونل سد نرگسی

نتایج			ویژگی های توده سنگ			الگوهای اجرا شده		
مقدار	واحد	عنوان	مقدار	واحد	عنوان	مقدار	واحد	عنوان
۱.۳۵-۱.۴۵	متر	پیشروی	آهک مازنی متوسط	-	جنس سنگ	۱۴۰/۱۰۶/۲۲-۲۸	-	تاریخ حفاری و انفجار
۱۳	متر مربع	سطح مقطع ایجاد شده	۶۵	مگاپاسکال	مقاومت سنگ	۱۲.۴	متر مربع	سطح مقطع طراحی
۱۸.۲	متر مکعب	حجم استخراجی	۱۰	سانتیمتر	فاصله درزه ها	۱۷.۴	متر مکعب	حجم استخراجی
مناسب	-	خردایش	۱۲۰	درجه	امتداد درزه ها	۳۳-۳۵	-	تعداد چال
۲۵	سانتیمتر	حداکثر ابعاد سنگ ها	۴۵	درجه	شیب درزه ها	۱.۵	متر	طول حفاری
۶	درصد	پس شکست	خشک	-	شرایط آب	۶	-	تعداد تاخیر
۴	درصد	زیرشکست	۵۱	-	RMR	۱۲۰	-	تعداد امولایت ۲۰۰ گرمی
۱۲	متر	حداکثر پرتاب سنگ				نانل	-	نوع چاشنی
۱.۳۲	کیلوگرم بر متر مکعب	خرج ویژه واقعی				۱.۳۸	کیلوگرم بر متر مکعب	خرج ویژه



شکل ۱۸- نتایج اجرای الگوهای مختلف

۶- نتایج

در حفاری تونل به روش انفجار، بایستی به عواملی از قبیل میزان پیشروی، بیش شکست در دیواره تونل، میزان لرزش زمین و هوا، کاهش حفاری ویژه و خرج ویژه، خردایش مناسب برای حمل و نقل، عدم انفجار ثانویه و غیره توجه داشت، که همه‌ی این عوامل و مشکلات را می‌توان با یک الگوی چالزنی و آتشکاری مناسب بهینه کرد. روش‌های مختلفی برای طراحی الگوهای چالزنی و آتشکاری در تونل ارائه شده است. در تمام روش‌های ارائه شده از پارامترهای نوع ماده منفجره و شرایط توده‌سنگ از قبیل مقاومت فشاری، چگالی، شرایط درزه‌داری توده‌سنگ و غیره استفاده نشده است. در این تحقیق با استفاده از سیستم طبقه‌بندی توده‌سنگ (RMR)، و اندیس قابلیت انفجارپذیری توده‌سنگ (BI)، پارامتر قابلیت آتشکاری توده‌سنگ (RMB) ارائه شده است. با توجه به قابلیت آتشکاری توده‌سنگ (RMB)، پارامترهای مقاومت فشاری تک محوره، جهت صفحات درزه، فاصله داری درزه‌ها،

بازشدگی درزه‌ها و چگالی سنگ امتیازبندی شده‌اند که در نهایت با توجه به مقادیر بدست آمده، مقدار پارامتر RMB محاسبه می‌شود. کمترین و بیشترین مقدار این پارامتر به ترتیب برابر با ۸ و ۱۱۵ می‌باشد. هر چه مقدار RMB بیشتر باشد، نشان از سختی سنگ است. در ادامه به منظور بررسی نوع ماده منفجره از شاخص مقاومت زمین شناسی (GSI) استفاده شده است. در نهایت دستورالعمل‌هایی برای برش زاویه‌ای ارائه شده است. به منظور بررسی روش ارائه شده، برای تونل سد نرگسی طراحی چالزنی و آتشکاری در برش زاویه‌ای ارائه شده است. در نهایت نتایج نشان داده است که مقدار بیش شکست و پس شکست‌های ایجاد شده به ترتیب برابر با ۶ و ۴ درصد بوده است. حداکثر ابعاد سنگ بدست آمده برابر با ۲۵ سانتیمتر و مقدار خردایش مناسب را داشته است. مقدار پیشروی بدست آمده در بازه ۱.۴۵-۱.۳۵ بوده است. همچنین بیشترین پرتاب سنگ حاصل از انفجار نیز ۱۲ متر بدست آمده است.

۷- منابع

- [1] Girmscheid, G., & Schexnayder, C. (2002). Drill and Blast Tunneling Practices. Practice Periodical on Structural Design and Construction, 7(3), 125–133. [https://doi.org/10.1061/\(asce\)1084-0680\(2002\)7:3\(125\)](https://doi.org/10.1061/(asce)1084-0680(2002)7:3(125)).
- [2] Salum, A. H., & Murthy, V. M. S. R. (2019). Optimising blast pulls and controlling blast-induced excavation damage zone in tunnelling through varied rock classes. Tunnelling and Underground Space Technology, 85(July 2017), 307–318. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2018.11.029>.
- [3] Saliu, M.A. and Akande, J.M., 2007. Improvement of drilling and blasting in underground mine/tunnel: a case study of Cominak mine Niger Republic. J. of Engineering and Applied Sciences, 2(10), pp.1546-

- 1552.
- [4] Chen, J., Qiu, W., Zhao, X., Rai, P., Ai, X., & Wang, H. (2021). Experimental and numerical investigation on overbreak control considering the influence of initial support in tunnels. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 115(January), 104017. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2021.104017>.
- [5] Koopialipoor, M., Jahed Armaghani, D., Haghghi, M., & Ghaleini, E. N. (2019). A neuro-genetic predictive model to approximate overbreak induced by drilling and blasting operation in tunnels. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 78(2), 981–990. <https://doi.org/10.1007/s10064-017-1116-2>
- [6] Murthy, V. M. S. R., & Dey, K. (2003). Predicting overbreak from blast vibration monitoring in a lake tap tunnel - A success story. *Fragblast*, 7(3), 149–166. <https://doi.org/10.1076/frag.7.3.149.16787>.
- [7] Lee, J. S., Ahn, S. K., & Sagong, M. (2016). Attenuation of blast vibration in tunneling using a pre-cut discontinuity. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 52, 30–37. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2015.11.010>.
- [8] Soroush, K., Mehdi, Y., & Arash, E. (2015). Trend analysis and comparison of basic parameters for tunnel blast design models. *International Journal of Mining Science and Technology*, 25(4), 595–599. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2015.05.012>
- [9] Alipour, A., Mokhtarian-Asl, M., & Asadizadeh, M. (2021). Support vector machines for the estimation of specific chargin tunnel blasting. *Periodica Polytechnica Civil Engineering*, 65(3), 967–976. <https://doi.org/10.3311/PPci.17790>
- [10] Monjezi, M., Bahrami, A., & Yazdian Varjani, A. (2010). Simultaneous prediction of fragmentation and flyrock in blasting operation using artificial neural networks. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 47(3), 476–480. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2009.09.008>.
- [11] Agyei, G., & Nkrumah, M. O. (2021). A review on the prediction and assessment of powder factor in blast fragmentation. *Nigerian Journal of Technology*, 40(2), 275–283. <https://doi.org/10.4314/njt.v40i2.13>
- [12] Paithankar, A. (1998). Agyei, G. and Nkrumah, M.O., 2021. A review on the prediction and assessment of powder factor in blast fragmentation. *Nigerian Journal of Technology*, 40(2), 275–283.
- [13] Chakraborty, A. K., Jethwa, J. L., & Paithankar, A. G. (1994). Assessing the effects of joint orientation and rock mass quality on fragmentation and overbreak in tunnel blasting. *Tunnelling and Underground Space Technology Incorporating Trenchless*, 9(4), 471–482. [https://doi.org/10.1016/0886-7798\(94\)90106-6](https://doi.org/10.1016/0886-7798(94)90106-6)
- [14] Chakraborty, A. K., Raina, A. K., Ramulu, M., Choudhury, P. B., Haldar, A., Sahu, P., & Bandopadhyay, C. (2004). Parametric study to develop guidelines for blast fragmentation improvement in jointed and massive formations. *Engineering Geology*, 73(1–2), 105–116. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2003.12.003>.
- [15] Yang, Z., He, B., Liu, Y., Wang, D., & Zhu, G. (2021). Classification of rock fragments produced by tunnel boring machine using convolutional neural networks. *Automation in Construction*,

- 125(January), 103612. <https://doi.org/10.1016/j.autcon.2021.103612>.
- [16] Wang, M., Zhao, S., Tong, J., Wang, Z., Yao, M., Li, J., & Yi, W. (2021). Intelligent classification model of surrounding rock of tunnel using drilling and blasting method. *Underground Space (China)*, 6(5), 539–550. <https://doi.org/10.1016/j.undsp.2020.10.001>
- [17] Azimi, Y., Osanloo, M., Aakbarpour-Shirazi, M., & Aghajani Bazzazi, A. (2010). Prediction of the blastability designation of rock masses using fuzzy sets. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 47(7), 1126–1140. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmmms.2010.06.016>
- [18] Mohammadi, H., & Barati, B. (2018). Development of a Rock Fragmentation Model for Using in Tunnel Blasts. *Geotechnical and Geological Engineering*, 36(4), 2379–2390. <https://doi.org/10.1007/s10706-018-0469-z>.
- [19] Salmi, E. F., & Sellers, E. J. (2021). A review of the methods to incorporate the geological and geotechnical characteristics of rock masses in blastability assessments for selective blast design. *Engineering Geology*, 281(June 2019), 105970. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2020.105970>.
- [20] Dey, K., & Murthy, V. M. S. R. (2012). Prediction of blast-induced overbreak from uncontrolled burn-cut blasting in tunnels driven through medium rock class. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 28(1), 49–56. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2011.09.004>.
- [21] Verma, H. K., Samadhiya, N. K., Singh, M., Goel, R. K., & Singh, P. K. (2018). Blast induced rock mass damage around tunnels. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 71(March 2017), 149–158. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2017.08.019>.
- [22] Zare, S., & Bruland, A. (2006). Comparison of tunnel blast design models. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 21(5), 533–541. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2005.09.001>.
- [23] Maria Chatziangelou, & Basile Christaras. (2017). A New Development of BQS (Blastability Quality System) for Closely Spaced Formations. *Journal of Geological Resource and Engineering*, 5(1), 24–37. <https://doi.org/10.17265/2328-2193/2017.01.003>.
- [24] Petrovic, N., Toth, I. and Stranjik, A., 2010. Determination rock parameters for effective Blasting using GSI. In *Proceedings on 42nd International October Conference on Mining and Metallurgy*, Ivanov and Zivkovic (ed), University of Belgrade, Technical Faculty in Bor (pp. 142-145).
- [25] Olofsson, S.O, 1988. *Applications Explosive Technology for Construction and Mining*, Applex Publisher.
- [26] Barton, N. R. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock mechanics*, 189-236.
- [27] Bienawski, Z. T. (1976). *Rock mass classifications in rock engineering*.
- [28] Pells, P. B. (2016). Rock quality designation (RQD): time to rest in peace. *Can. Geotech. J.* . 54, 825–834.
- [29] Lilly, P. A. (1986). *An empirical method of assessing rock mass blastability*.
- [30] Hoek, E., & Brown, E. T. (2019). The Hoek–Brown failure criterion and GSI – 2018 edition. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 11(3), 445–463.

<https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2018.08.001>

- [31] Sanchidrián, J. S. (2018). Energy efficiency in rock blasting. In: Awuah-Offei, K. (Ed.), *Energy Efficiency in the Minerals Industry*. . Springer, pp. 87–118.
- [32] Cheng, B., Wang, H., Zong, Q., Xu, Y., Wang, M. and Zheng, Q., 2021. Study of the double wedge cut technique in medium-depth hole blasting of rock roadways. *Arabian Journal for Science and Engineering*, 46, pp.4895-4909.
- [33] Shigao, H., 2012. The best choice of empty blasting hole spacing in the presplit blasting. *Mineral Engineering Research*, 27(1), pp.4-7.



Development of a new method for pattern design and predicting the results of tunnel blasting based on scientific and field parametric studies under V-Cut

Mehdi Mohammadi¹, Mohammad Ghafouri Moghadam², Jafar Khani², Ehsan Salehi^{3*},
Sina Rostamabadi⁴

1. Faculty of Mining Engineering, Amirkabir University of Technology, Tehran, Iran

2. Faculty of Engineering, Tarbiat Modares University, Tehran, Iran.

3. Faculty of Mining Engineering, Isfahan University of Technology, Isfahan, Iran.

4. Young Researchers and Elite Club, South Tehran Branch, Islamic Azad University, Tehran-Iran

Received: 2023. February.06; Accepted: 2023.May.28

(* Corresponding author: ehsansalehi@mi.iut.ac.ir)

Keywords

Overbreak and Underbreak
Drilling and Blasting
Geology
Rock mass classification system
RMB
RMR
GSI

Final English Extended Abstract

In the construction of a tunnel using explosives, several parameters must be taken into account including ground advance rate, overbreak and underbreak, ground vibrations, the decline in the specific drilling and specific charge, rock fragmentation, prevention of secondary detonations, etc., all of which can be easily optimized using an adequate drilling and blasting pattern. In all the presented methods, the parameters of the type of explosive material and the conditions of the rock mass (density, compressive strength, sealing conditions, etc.) are not mentioned. In this research, using rock mass rating (RMR) and blastability index (BI), the Rock mass blastability parameter (RMB) is presented. The minimum and maximum values of this parameter are 8 and 115. The higher the RMB

value, the harder the rock. According to the obtained results, instructions for a new method for Angular cutting have been presented.

Introduction

The selection of the optimal pattern of drilling and blasting in the tunnel according to the existing methods is one of the challenging engineering issues. The most important methods of designing the drilling and blasting pattern in the tunnel are the energy balance model, the Norwegian method, and the Swedish method.

Methodology and Approaches

In this research, using rock mass rating (RMR) and the blastability index (BI), the rock mass blastability parameter (RMB) is presented. According to the rock mass blastability (RMB), uniaxial compressive strength parameters, the direction of joint plates, joint spacing, joint opening, and rock density are scored, and finally, according to the obtained values, the RMB parameter value is calculated.

Results and Conclusions

According to the presented method, tunneling and blasting patterns for parallel cutting have been designed for the Nargesi dam tunnel. The results of the designs have shown that the amount of overbreak and underbreak created was equal to 6 and 4 percent, respectively. The maximum size of the obtained rock (fragmentation) is equal to 25 cm and it has the appropriate amount of crushing.