

توسعه روشی نوین برای طراحی الگوی آتش کاری تونل با برش‌های موازی براساس مطالعات پارامتریک علمی و میدانی

مقاله پژوهشی

- مهدی محمدی^۱؛ محمد غفوری مقدم^۲؛ جعفر خانی^۳؛ احسان صالحی^۴؛ سینا رستم‌آبادی^۵
- ۱- کارشناسی ارشد؛ دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، تهران، Sar17mehdim17@gmail.com
- ۲- کارشناسی ارشد؛ دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه تربیت مدرس، تهران، m.ghafori.m@gmail.com
- ۳- دانشجوی دکتری؛ دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه تربیت مدرس، تهران، jafar.khani@modares.ac.ir
- ۴- کارشناسی ارشد؛ دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی اصفهان، اصفهان، ehsansalehi@mi.iut.ac.ir
- ۵- عضو پیوسته انجمن تونل ایران، کارگروه تونل‌های عمیق و طویل، تهران، s.rostamabadi@srbiau.ac.ir

دریافت دست‌نوشته: ۱۴۰۱/۱۱/۰۸؛ پذیرش دست‌نوشته: ۱۴۰۲/۰۴/۲۵

شماره صفحات: ۹۷ تا ۱۲۷

شناسه دیجیتال (DOI): 10.22044/TUSE.2023.12634.1471

واژگان کلیدی	چکیده
چالزنی و آتش کاری خرج ویژه و حفاری ویژه قابلیت آتش کاری برش موازی سد نرگسی	بررسی الگوهای چالزنی و آتش کاری در تونل به منظور بهینه کردن خرج ویژه و حفاری ویژه، کاهش بیش-شکست در تونل و غیره باعث صرفه اقتصادی در چرخه‌های عملیاتی تونل می‌شود. ویژگی‌های ژئومکانیکی توده‌سنگ به منظور آتش کاری به صورت شاخص‌های مختلف قابلیت آتش کاری بیان شده است. روش‌های مختلفی برای طراحی الگوهای چالزنی و آتش کاری در تونل وجود دارد که می‌توان روش‌های انتقال انرژی، نروژی و سوئدی را نام برد. در روش‌های ارائه شده برای طراحی الگوی چالزنی و آتش کاری تونل‌ها، تاثیر قابلیت انفجارپذیری توده‌سنگ به طور کامل لحاظ نشده است. در این تحقیق با استفاده از پارامترهای سیستم رده‌بندی توده‌سنگ (RMR) و اندیس انفجارپذیری توده‌سنگ (BI)، پارامتر قابلیت آتش کاری توده‌سنگ (RMB) ارائه شده است. با توجه به قابلیت آتش کاری توده‌سنگ (RMB)، پارامترهای مقاومت فشاری تک محوره، جهت صفحات درزه، فاصله‌داری درزه‌ها، بازشدگی درزه‌ها و چگالی سنگ امتیاز بندی 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 موازی ارائه شده است. در ادامه با توجه به روش ارائه شده، برای تونل سد نرگسی، الگوهای چالزنی و آتش کاری برای برش موازی طراحی شده است. نتایج طراحی‌های انجام شده نشان داده است که مقدار بیش‌شکست و پس‌شکست‌های ایجاد شده به ترتیب برابر با ۶ و ۴ درصد بوده و حداکثر ابعاد سنگ بدست آمده برابر با ۲۵ سانتیمتر و از خردایش قابل قبولی برخوردار است.

پیشروی (Girmscheid & Schexnayder, 2002)
(Saliu & Akande, 2007); (Salum & Murthy, 2019)

۱ - مقدمه

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

است. دی و همکاران، به بررسی پیش‌بینی بیش شکست‌های ناشی از انفجار در تونل با توجه به کلاس‌بندی توده‌سنگ پرداخته‌اند (Dey & Murthy, 2012). 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 زمین به پارامترهای مقاومت سنگ، سرعت موج P ، وزن مخصوص و نسبت پواسون ارتباط دارد. ورما و همکارانشان، به بررسی ارزیابی آسیب توده‌سنگ ناشی از انفجار پرداخته‌اند (Verma, et al., 2018). در تحقیق انجام شده از پارامتر کیفیت توده‌سنگ (Q)، خرج ویژه و فاکتور پیشروی به منظور ارزیابی آسیب توده‌سنگ 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. لیلی محقق استرالیایی در سال ۱۹۸۶ اندیس قابلیت انفجارپذیری BI را تعریف کرد. این ضریب، قابلیت خوبی در بیان انفجارپذیری توده‌سنگ داشته و مشابه سیستم‌های طبقه‌بندی سنتی RMR و Q است. زارع و برونلند، به بررسی ارائه روش نیروژی با توجه به پارامتر اندیس انفجارپذیری سنگ پرداخته‌اند (Zare & Bruland, 2006). 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. در سال ۱۹۹۴، چاکرابورتی به کمک مفهوم قابلیت انفجارپذیری تونل (TBI)، مقدار خرج ویژه مورد نیاز برای انفجار توده‌سنگ را به مقدار Q توده‌سنگ ارتباط داده است. چاکرابورتی در سال ۲۰۰۴ نیز مدل‌هایی را برای پیش‌بینی نتایج آتش‌کاری بر اساس یک رویکرد جامع توسعه داد. چاتزیانگلو و همکاران با استفاده از رابطه قابلیت انفجارپذیری توسعه داده شده توسط لیلی و ارتباط بین این شاخص با سیستم رده‌بندی RMR سیستم کیفیت انفجار توده‌سنگ را معرفی کردند. آن‌ها معتقدند که

بیش‌شکست در دیواره تونل (Chen, et al., 2021) و (Koopalipoor, et al., 2019)، میزان لرزش زمین و هوا (Murthy & Dey, 2003): (Lee, et al., 2016)، بهینه نمودن حفاری ویژه و خرج ویژه (Alipour, et al., 2021): (Soroush, et al., 2015)، خردایش مناسب برای حمل و نقل (Monjezi, et al., 2010): (Agyei & krumah, 2021)، عدم انفجار ثانویه و غیره توجه داشت که همه‌ی این عوامل و مشکلات را می‌توان با یک الگوی چالزنی و آتش‌کاری مناسب بهینه کرد. ساختار و خصوصیات توده‌سنگ بر میزان خرج ویژه و حفاری ویژه تأثیرگذار است. هنگامی که در دو توده‌سنگ مختلف با الگوی آتش‌کاری و ماده منفجره یکسان، انفجار انجام می‌شود، درجه‌های مختلفی از خردایش ملاحظه می‌شود. علت این است که توده‌سنگ‌ها، مقاومت متفاوتی در برابر خرد شدن به وسیله انفجار را از خود نشان می‌دهند. این خاصیت را قابلیت انفجارپذیری می‌نامند. انفجارپذیری بیانگر میزان آسیب‌پذیری توده‌سنگ در مقابل انفجار یا میزان آسانی خرد شدن توده‌سنگ است. قابلیت انفجارپذیری توده‌سنگ، بازتابی جامع و کامل از خصوصیات فیزیکی و مکانیکی توده سنگ، کارایی و عملکرد مواد منفجره و فرایند انفجار است. بدیهی است که ویژگی‌های توده‌سنگ مهمترین پارامترهای تأثیرگذار در قابلیت انفجارپذیری بوده و فرایند انفجار باید بر اساس آن‌ها طراحی شود (Zou, 2017). محققان مختلفی به بررسی تأثیر پارامترهای زمین‌شناسی (Chakraborty, et al., 1994, 2004) سیستم‌های طبقه‌بندی (Wang, et al., 2021): (Yang, et al., 2021) شاخص‌های ارزیابی قابلیت انفجارپذیری توده‌سنگ (Azimi, et al., 2010) 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 (Mohammadi & Barati, 2018). از مهمترین پارامترهای استفاده شده در این مدل، شاخص قابلیت انفجار (BI)، پارامترهای طراحی انفجار (فاصله بین چال‌ها، بار سنگ، قطر چال و غیره) و سائز قطعات 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

بخش مهندسی عمران و حمل و نقل دانشگاه NTNU ارائه شده است که یک مدل تجربی طراحی آتش‌کاری با استفاده از چال‌های موازی است. در هر کدام از این روش‌ها پارامترهای مختلفی از ویژگی‌های ماده منفجره، توده‌سنگ و چالزنی به عنوان عوامل موثر در طراحی لحاظ شده است. بررسی‌های انجام شده، نشان می‌دهد که در هیچ یک از این روش‌ها در طراحی الگو، یک خاصیت انفجارپذیری جامع که بیانگر ویژگی‌های توده‌سنگ بوده و سه ویژگی مقاومت فشاری، چگالی و خصوصیات ناپیوستگی‌ها توده‌سنگ در آن لحاظ شود، مورد استفاده قرار نگرفته است. در این تحقیق سعی شده است که بین ویژگی‌های توده‌سنگ و طراحی الگوی چالزنی و آتش‌کاری ارتباط بهتری ارائه شود. به این منظور با ترکیب دو سیستم طبقه‌بندی *RMR* و *BI* شاخص کیفی جدیدی تعریف شده است و بر اساس آن دستورالعمل‌هایی برای طراحی الگوی چالزنی و آتش‌کاری در تونل‌ها با برش موازی ارائه شده است. با توجه به نتایج بدست آمده الگوهای چالزنی و آتش‌کاری برای تونل سد نرگسی طراحی شده است.

۲ - روش‌های طراحی الگوی آتش‌کاری در تونل با استفاده از برش موازی

از جمله روش‌هایی که بصورت برش موازی تعریف شده‌اند، می‌توان به روش انتقال انرژی، روش نرژوی و از روش‌های سوئدی، روش هلمبرگ و پرسون، الافسون و روش کونیا را نام برد. روش انتقال انرژی (*EBM*) یک روش تئوری بوده که بر اساس اصل انتقال انرژی انفجار به سنگ توسعه یافته است. در این روش، ابتدا لازم است مشخص شود چه مقدار از انرژی ماده منفجره به سنگ انتقال می‌یابد. قانون انتقال انرژی تابعی از کیفیت ماده منفجره، سنگ دریافت‌کننده انرژی (ضریب امیدانس) و کیفیت خرج‌گذاری (ضریب جفت‌شدگی) است. در روش انتقال انرژی برای بخش برش، فاصله بین چال‌های خرج‌گذاری شده تا چال خالی به‌صورت تابعی از قطر چال خالی محاسبه می‌شود به‌طوری‌که، هر چال انفجاری باید سطح آزاد ایجاد شده توسط چال خالی را حداقل تحت زاویه ۴۵ تا ۵۰ درجه ببیند. همچنین، حجم چال خالی باید فضای لازم برای افزایش حجم سنگ‌های شکسته شده را داشته باشد. در محاسبه فاصله بین چال‌های انفجاری و حفره ایجاد شده، این فرض بنا شده است که سنگ‌های شکسته شده مربوط به هر

سیستم طبقه بندی *GSI* نیز در داخل سیستم *BI* گنجانده شده است. بنابراین می‌توان از این روش به عنوان یک روش عملی جمع‌آوری داده‌هایی که در فرآیند طراحی آتش‌کاری به کار می‌روند، استفاده کرد (*Maria Chatziangelou & Basile Christaras, 2017*). سیستم طبقه‌بندی ارائه شده، پارامترهای کیفیت توده‌سنگ (*Q*)، جهتداری ناپیوستگی‌ها و سختی توده‌سنگ را با شاخص انفجارپذیری توده‌سنگ (*BI*) ترکیب کرده است. سیستم طبقه‌بندی جدید (*BQS*)، قابلیت آتش‌کاری توده‌سنگ را به‌صورت 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 (*Maria Chatziangelou & Basile Christaras, 2017*). نتایج تحقیق نشان داده است که استفاده از نرم افزار مبتنی بر مدل *Kuz-Ram* با پارامتر ورودی *GSI* که تصویر واقعی از توده‌سنگ را ارائه می‌دهد، می‌تواند خردایش توده‌سنگ انفجار را به طور دقیق پیش‌بینی کند. سالمی و همکاران، به بررسی ارزیابی انفجارپذیری توده سنگ با توجه به پارامترهای زمین‌شناسی و ژئوتکنیکی در طراحی انفجار پرداخته‌اند. نتایج تحقیق نشان داده است که سه پارامتر کلیدی مقاومت فشاری، چگالی و ناپیوستگی‌ها نقش مهمی در تعیین رفتار توده‌سنگ برای انفجار دارند و در یک روش خوب برای ارزیابی خاصیت انفجارپذیری توده‌سنگ باید این سه ویژگی لحاظ شده باشد (*Salmi & Sellers, 2021*). چگونگی جانمایی و نحوه خرج‌گذاری چال‌ها، مهم‌ترین پارامتر قابل کنترل در آتش‌کاری‌های زیرزمینی است. روش‌های مختلفی برای طراحی الگوی آتش‌کاری سینه‌کارهای تونلی وجود دارد که عموماً به دو صورت طراحی با برش موازی و برش زاویه‌ای توسعه یافته‌اند (*Salehi, et al., 2022*). می‌توان گفت اولین تلاش‌ها برای طراحی الگوی مناسب آتش‌کاری در سال ۱۹۷۸ توسط لانگفورس (*Langfors, 1978*) با ارائه روش سوئدی که یک روش تجربی است، آغاز شد و پس از آن توسط افراد دیگری نظیر هلمبرگ (۱۹۸۲)، الافسون (۱۹۹۰) و کونیا (۱۹۹۵) توسعه داده شد (*Konya, 1995*). تئوری انتقال انرژی روش دیگری است که توسط افرادی نظیر برتا (*Berta, 1990*) پیشنهاد شده است. همچنین مدل طراحی آتش‌کاری *NTNU* توسط

بخش برش، بار سنگ با توجه به عرض پایه فضای آزاد تعیین می‌شود. در روش‌های سوئدی، از برش چهار مقطعی با چال‌های موازی استفاده می‌شود. اگرچه چگونگی شکست سنگ و میزان خردشدگی به شدت بستگی به نوع مواد منفجره، کیفیت سنگ، شرایط خرج‌گذاری و آتش کاری دارد، با این حال فاصله مرکز به مرکز چال‌های انفجاری و چال خالی (بار سنگ اولین برش) می‌تواند تأثیر اساسی در نتیجه انفجار داشته باشد. در روش هلمبرگ و پرسون، مقدار بار سنگ و تراکم خطی برای چهار چال اول برش بصورت معادله‌های ۱ و ۲ محاسبه می‌شود. همچنین، برای محاسبه بار سنگ برای چال‌های باقی مانده روش هلمبرگ از معادله ۳ استفاده می‌شود.

چال باید قبل از انفجار چال بعدی جابجا شوند. این اصل بر این منطق استوار است که تأخیرها باید طوری تعیین شوند که به سنگ‌ها اجازه دهند قبل از انفجار چال‌های بعدی جابجا شوند. همچنین، نظر به اینکه فضای کافی برای حرکت سنگ‌های حاصل از انفجار وجود ندارد، حداکثر ابعاد سنگ‌های حاصل شده از انفجار در قسمت برش برابر 0.1 متر در نظر گرفته می‌شود. در روش نروژی با توجه به قابلیت آتش کاری توده سنگ، برای طراحی جانمایی چال‌ها در قسمت برش، در ابتدا با توجه به طول چال‌های حفاری شده در سینه کار، مقدار مساحت لازم برای قسمت برش به منظور انتخاب قطر چال خالی محاسبه می‌شود. در ادامه برای چهار چال اول نزدیک به چال خالی متناسب با قطر چال خالی فاصله بین چال‌ها تعیین می‌شود. همچنین، برای جانمایی چال‌های دیگر

$$B = 1.7D_{\text{چال خالی}} - E_p = 1.7D_{\text{چال خالی}} - (\alpha H + e') \quad (1)$$

$$I_1 = 55D_{\text{چال انفجاری}} \left[\frac{B}{D_{\text{چال خالی}}} \right]^{1.5} \times \left[B - \frac{D_{\text{چال خالی}}}{2} \right] \times \frac{1}{PRP_{ANFO}} \quad (2)$$

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{x \times I_1 \times PRP_{ANFO}}{D_{\text{چال انفجاری}} \times C}} \quad (3)$$

حسب متر، چال خالی D قطر چال خالی برحسب متر، C ثابت سنگ و PRP_{ANFO} قدرت وزنی نسبی ماده منفجره نسبت به آنفو است. در ادامه، برای طراحی قسمت برش در روش افسون، می‌توان از *Error! Reference source not found* استفاده کرد.

در معادله‌های ارائه شده، E_p خطای چالزنی (m) ، α انحراف زاویه‌ای (m/m) ، H عمق چال (m) و e' خطای استقرار محل سرمته (m) ، چال انفجاری D قطر چال انفجاری بر

جدول ۱- محاسبات مربوط به بخش برش در روش افسون (Olofsson, 1998)

شمار مقطع	بار سنگ	عرض باز شده
۱	$B_1 = 1.5D_{\text{چال خالی}}$	$X_1 = \sqrt{2}B_1$
۲	$B_2 = \sqrt{2}B_1$	$X_2 = \sqrt{2}B_2 \times 1.5$
۳	$B_3 = \sqrt{2}B_2 \times 1.5$	$X_3 = \sqrt{2}B_3 \times 1.5$
۴	$B_4 = \sqrt{2}B_3 \times 1.5$	$X_4 = \sqrt{2}B_4 \times 1.5$

فاصله مرکز به مرکز چال خالی با چال خرج‌گذاری شده، مقدار تراکم چال محاسبه می‌شود. در ادامه برای محاسبه تراکم سایر

همچنین در روش افسون برای محاسبه تراکم خرج چال در چهار چال اول برش، متناسب با قطر چال خالی و

همان‌طور که از جدول شماره ۲ مشخص است، در خیلی از این روش‌ها مانند روش‌های گوستافسون، الافسون و لویز و ویژگی‌های توده‌سنگ هیچ تاثیری در طراحی الگوی چالزنی و آتش‌کاری ندارد. در روش هلمبرگ و پرسون یک پارامتر تحت عنوان ثابت سنگ برای لحاظ کردن شرایط توده‌سنگ در طراحی لحاظ شده است که عبارت است از حداقل ماده منفجره مورد نیاز برای سست کردن یک مترمکعب از سنگ که بین ۰/۳ تا ۰/۴ کیلوگرم بر مترمکعب در نظر گرفته می‌شود. با توجه به این موضوع که توضیح خاصی در خصوص انتخاب این عدد هم ارائه نشده است، پارامتر ارائه شده در این روش نیز نمی‌تواند معیار مناسبی برای تاثیر انفجارپذیری توده‌سنگ باشد. در روش کونیا تنها پارامتر توده‌سنگ که در طراحی لحاظ شده است چگالی سنگ است و اثر شرایط ناپیوستگی و مقاومت توده‌سنگ در نظر گرفته نشده است، بنابراین این پارامتر هم نمی‌تواند به عنوان شاخصی در ارزیابی قابلیت انفجارپذیری تعریف شود. در روش انتقال انرژی، اثر توده‌سنگ به صورت تاثیر سرعت عبور موج و تاثیر آن بر ضریب امیدانس لحاظ شده است. نکته‌ای که وجود دارد این است که با اینکه می‌توان فرض کرد که پارامترهای مربوط به چگالی، مقاومت و شرایط درزه‌داری بر روی سرعت عبور موج تاثیرگذار هستند اما میزان تاثیر هر کدام در آن مشخص نبوده و از طرفی به دست آوردن سرعت موج نیز یک کار آزمایشگاهی است که برآورد آنها زمانبر است و امکان استفاده آسان از این روش‌ها در محل پروژه وجود ندارد. تنها روشی که برای طراحی الگوی چالزنی و آتش‌کاری در تونل، پارامتری تحت عنوان قابلیت انفجارپذیری لحاظ کرده است، روش انرژی است.

طبق پیشنهاد زارع (۲۰۰۶) قابلیت آتش‌کاری به دو دسته خوب و ضعیف تقسیم می‌شود و برای قسمت متوسط باید درون‌یابی شود. در روش ارزیابی انفجارپذیری *NTNU*، آزمایش‌ها بر روی نمونه‌های سنگی در مقیاس کوچک انجام می‌شود؛ تست‌های آزمایشگاهی در مقیاس کوچک نمایانگر ویژگی‌های توده‌سنگ درزه‌دار و غیرهمگن نخواهد بود. این ممکن است در سنگ‌های فاقد درزه مانند گرانیت‌های توده‌ای که اغلب در اسکاندیناوی مشاهده می‌شود، قابل قبول باشد اما در ایران توده‌سنگ همگن و عاری از درزه و شکاف وجود ندارد و بنابراین چنین روشی نمی‌تواند معرف قابلیت انفجارپذیری خوبی باشد چرا که اثر درزه به عنوان یک پارامتر مهم در آن

چال‌های برش، متناسب با بار سنگ و فضای خالی ایجاد شده از مراحل قبل، مقدار تراکم چال محاسبه می‌شود. در روش کونیا، برای طراحی قسمت برش، از روش الافسون استفاده می‌شود. سینه‌کار تونل علاوه بر بخش برش، به دو بخش پیشروی و محیطی تقسیم می‌شود. در بخش پیشروی، به سبب اینکه در اثر انفجار چال‌های برش، سطح آزاد جدیدی به وجود آمده است و فضای تقریباً کافی برای شکستن سنگ‌ها وجود دارد، ابعاد بزرگ‌ترین قطعه‌سنگ حاصل از انفجار را ۱۰ تا ۲۰ سانتی‌متر در نظر می‌گیرند.

در روش انتقال انرژی مقدار بار سنگ محاسباتی در قسمت پیشروی برابر با فاصله جناحی بین چال‌ها است. در صورتی که در روش انرژی بار سنگ متناسب با قابلیت آتش‌کاری سنگ، مقدار ثابتی در نظر گرفته می‌شود. برای روش‌های سوئدی، مقدار بار سنگ برای روش کونیا، هلمبرگ و روش الافسون به ترتیب طبق معادله‌های ۴، ۵ و ۶ محاسبه می‌شود.

$$B = 0/012 \left[\frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right] \times D \quad \text{قطر خرج} \quad (۴)$$

$$B_{max} = 0/9 \sqrt{\frac{q_1 \times PRP_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}} \quad (۵)$$

$$B = 0/88 \times I_{\text{ته چال}}^{0.35} \quad (۶)$$

پارامترهای ρ_e به عنوان جرم مخصوص ماده منفجره ρ_r ، (g/cm^3) جرم مخصوص سنگ (g/cm^3) ، قطر خرج D قطر ماده منفجره f ، ضریب تصحیح، (S/B) به عنوان نسبت فاصله جناحی به بار سنگ، C ثابت سنگ، ته چال I تراکم خرج ته چال در نظر گرفته می‌شود. 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 محیطی ۴۰ سانتی‌متر یا بزرگ‌تر در نظر گرفته می‌شود. برای اجرای آتش‌کاری کنتوری در بخش محیطی، 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 محیطی به بار سنگ باید برابر با ۰/۸ متر در نظر گرفته شود. در جدول ۲، مقایسه‌ای کلی بین روش‌های طراحی الگوی چالزنی و آتش‌کاری در تونل ارائه شده است.

لحاظ نشده است. علاوه بر این، اندازه‌گیری سرعت موج عرضی (P)، به تجهیزات آزمایشگاهی خاصی نیاز دارد که به راحتی نمی‌توان این آزمایش‌ها را در محل انفجار انجام داد.

جدول ۲- مقایسه‌ای کلی بین روش‌های طراحی الگوی چالزنی و آتش کاری در تونل

روش	ارائه دهنده	نوع برش	تأثیر شرایط توده‌سنگ	عوامل تأثیرگذار
انتقال انرژی	۱	موازی و زاویه‌ای	با استفاده از سرعت عبور موج از سنگ و تأثیر آن بر ضریب امپدانس	امپدانس سنگ و ماده منفجره، قطر چال و قطر خرج، ضریب خردایش، انرژی مخصوص ماده منفجره، انرژی سطحی مخصوص سنگ، سطح مخصوص سنگ، میزان خردایش مورد نیاز، فشار ویژه ماده منفجره، مقاومت کششی سنگ
نروژی	دانشگاه NTNU	موازی	با استفاده از اندیس انفجارپذیری سنگ و تأثیر آن بر قابلیت آتش کاری	قابلیت آتش کاری توده‌سنگ، قطر چال خالی، طول چال خالی، قطر چال انفجاری، سطح مهارت کارکنان، نوع ماده منفجره (استفاده معمول از آنفو و سامانه شوک‌بر)
هلمبرگ و پرسون		موازی	ثابت سنگ	قطر چال خالی و چال انفجاری، ثابت سنگ، قدرت وزنی ماده منفجره نسبت به آنفو، انتخاب قطر خرج با توجه به تراکم خرج مجاز، ضریب تصحیح
گوستافسون		زاویه‌ای	-	قطر چال انفجاری
سوئدی	الافسون	موازی و زاویه‌ای	-	قطر چال خالی، قطر خرج، چگالی ماده منفجره
لوپز		زاویه‌ای	-	قطر چال انفجاری و پارامترهای مؤثر در روش هلمبرگ و پرسون (برای چال‌های پیشروی، کف و محیط مانند روش هلمبرگ و پرسون با برش موازی است.)
کونیا		موازی و زاویه‌ای	چگالی سنگ	قطر خرج، چگالی سنگ و چگالی ماده منفجره

۳ - ارائه روش جدید

همان‌طور که مشاهده شد، در طراحی الگوهای مرسوم در هیچ‌کدام از روش‌های طراحی، تأثیر شرایط توده‌سنگ (چگالی، مقاومت فشاری، شرایط درزه داری و غیره) و قابلیت انفجارپذیری چندان دیده نشده است. این درحالی است که عوامل یادشده تأثیر بسیار زیادی در طراحی الگو و نتایج حاصل از آتش کاری دارد. برای بررسی شرایط سنگ و مقایسه سنگ‌ها از لحاظ شرایط مختلف از سیستم‌های طبقه‌بندی توده‌سنگ استفاده می‌شود. در واقع هدف اصلی از به کارگیری یک سیستم طبقه‌بندی این است که بتوان مشخصه‌هایی را با استفاده از تکنیک‌های ساده ارزیابی، سنجش و دسته‌بندی کرد (Chatziangelou, 2016): (Barton, 1974). با توجه

به روش‌های مختلف ارائه شده برای ارزیابی قابلیت انفجارپذیری، به‌نظر روش لیلی به دلیل اینکه از پارامترهایی شبیه پارامترهای موجود در سیستم‌های طبقه‌بندی توده‌سنگ استفاده می‌کند امکان استفاده آسانتری در پروژه‌ها را دارد. لیلی روابط خود را برای معادن سطحی و انفجار پله با استفاده از آنفو ارائه نموده است. بنابراین سعی شده است در این تحقیق با استفاده از این شاخص (با اندکی تغییر متناسب با شرایط آتش کاری در فضاهای زیرزمینی) و با توجه به سیستم‌های طبقه‌بندی مرسوم در تونل‌ها، شاخص جدیدی ارائه شود و با استفاده از آن، به طراحی الگوی چالزنی و آتش کاری پرداخت.

۳-۱- سیستم طبقه‌بندی توده‌سنگ RMR

سیستم RMR، یک سیستم رایج برای طبقه‌بندی ژئومکانیکی توده‌سنگ‌ها است. این سیستم در بین سال‌های ۱۹۷۲ تا ۱۹۷۳ توسط بیناوسکی توسعه یافته است. این شاخص به منظور طراحی و ساخت حفاریات سنگی نظیر تونل‌ها، معادن، شیب‌ها و پی‌ها مورد استفاده قرار می‌گیرد (Pells, 2016)، (Bienawski, 1976).

۳-۲- شاخص انفجارپذیری لیلی (BI)

لیلی 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. لیلی دریافت که پنج پارامتر اساسی وجود دارند که در کارایی آتش‌کاری نقش اساسی ایفا می‌کنند (lilly, 1986). این پارامترها عبارتند از: ماهیت ناپیوستگی‌های توده‌سنگ (RMD)، فاصله‌داری درزه‌ها (JPS)، جهت‌داری صفحات درزه (JPO)، وزن مخصوص (SGI) و سختی سنگ‌ها (H). رابطه (۷) برای محاسبه شاخص انفجارپذیری توده‌سنگ توسط لیلی ارائه شده است که پارامترهای آن طبق جدول ۳، امتیازدهی می‌شوند (lilly, 1986).

$$BI = 0.5 \times (RMD + JPS + JPO + SGI + H) \quad (7)$$

جدول ۳- مقادیر متغیرهای انتخاب شده برای محاسبه شاخص قابلیت انفجارپذیری پیشنهادی لیلی (lilly, 1986)

امتیاز	پارامترهای ژئومکانیکی	
۱۰	پودری	توصیف توده‌سنگ (RMD)
۲۰	بلوکی	
۵۰	کاملاً یکپارچه	
۱۰	نزدیک ($< 0.1m$)	فاصله صفحات درزه (JPS)
۲۰	متوسط ($0.1-1m$)	
۵۰	دور ($> 1m$)	
۱۰	افقی	جهت صفحات درزه (JPO)
۲۰	شیب به سمت بیرون سطح آزاد	
۳۰	امتداد عمود بر سطح آزاد	
۴۰	شیب به سمت درون سطح آزاد	
	SG بر حسب تن بر متر مکعب است.	وزن مخصوص ویژه (SGI)
	$SGI = 25 \times SG - 50$	
۱-۱۰		سختی (H)

که در این رابطه q خرج ویژه (کیلوگرم بر تن) و BI شاخص قابلیت انفجار است.

۳-۳- سیستم شاخص مقاومت زمین‌شناسی (GSI)

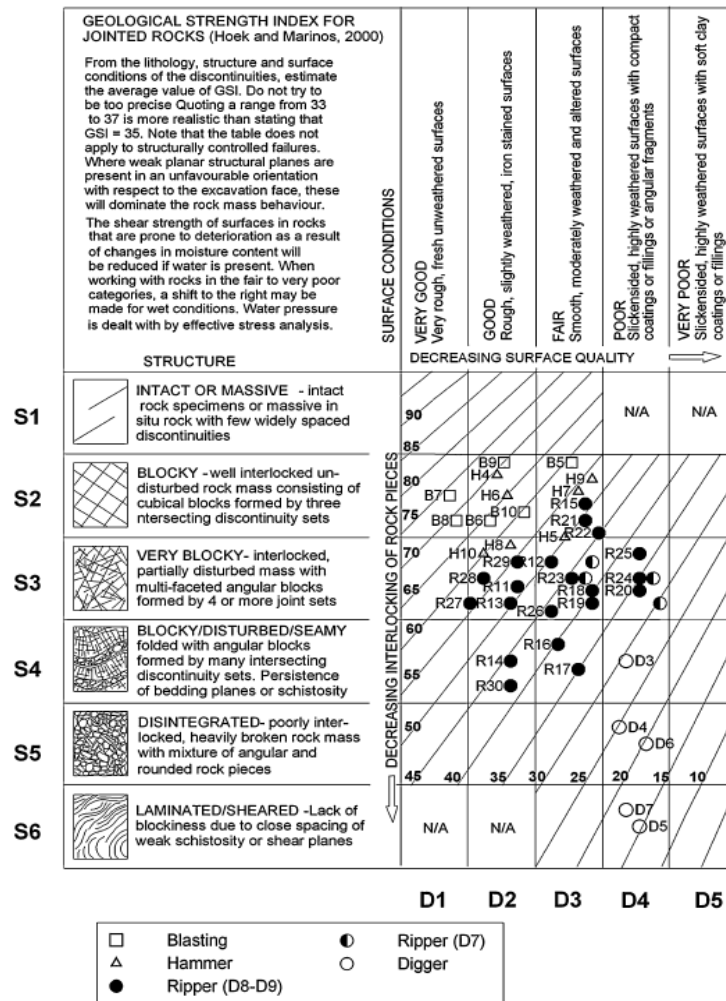
این شاخص که در سال ۱۹۹۷ توسط هوک و براون ارائه شده است، ابزاری برای تعیین مشخصات توده‌سنگ است که برای طراحی تونل‌ها، کارگاه‌های استخراج و سایر سازه‌های زیرزمینی بر اساس مشاهدات میدانی از جمله داده‌های

از مشکلات این روش آن است که خرج ویژه را برآورد نکرده و برای محاسبه خرج ویژه لازم است با انجام چند انفجار آزمایشی، رابطه بین BI و خرج ویژه در هر محل را به طور اختصاصی پیدا کرد. البته لیلی برای همچنین برای محاسبه خرج ویژه با شاخص قابلیت انفجار، در آتش‌کاری روباز با آنفو رابطه زیر را پیشنهاد کرده است (Lilly P. A., 1986):

$$q = 0.004 \times BI \quad (8)$$

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 (Hoek & Brown, 2019).

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 مطابق شکل ۱، محور افقی این جدول مربوط به شرایط سطح درزه‌ها و محور قائم این جدول مربوط به وضعیت ساختاری



شکل ۱- جدول تعیین امتیاز *GSI* و انتخاب نحوه حفاری (Saroglou & Tsiambaos, 2010)

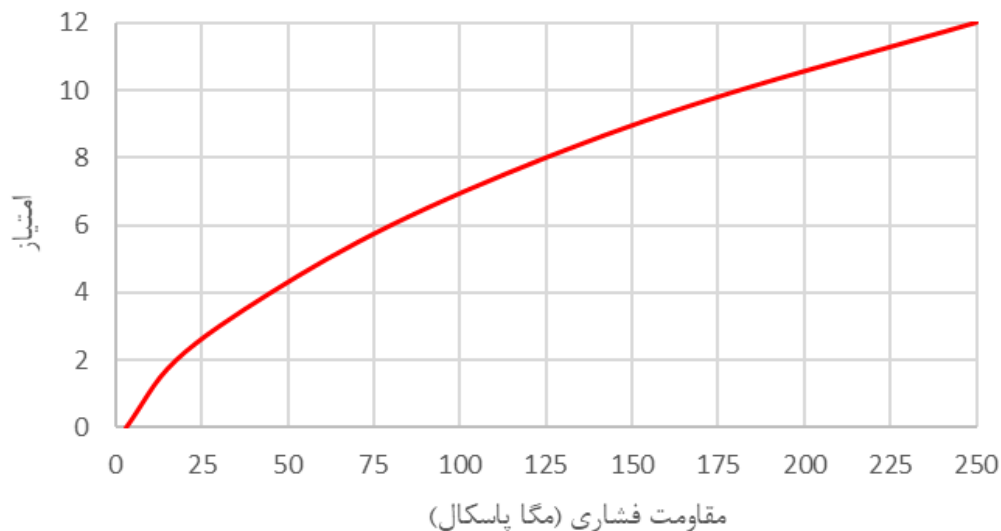
GSI مقایسه شده و ماده منفجره مناسب پیشنهاد می‌شود. روش محاسبه *RMB* به شرح ذیل است:
 الف) مقاومت فشاری سنگ
 امتیازات مقاومت فشاری به شرح *Error! Not a valid bookmark self-reference.* و نمودار شکل ۲ است. حداقل امتیاز مقاومت فشاری برای خاک برابر صفر و حداکثر امتیاز آن برابر ۱۲ است.

۳-۴- شاخص کیفی *RMB*

با توجه به بررسی سیستم‌های طبقه‌بندی توده‌سنگ و مطالعه آن‌ها، شاخص *RMR* بیناوسکی و *BI* لیلی بیشترین پارامتر مشترک در تعیین شرایط توده‌سنگ را داشته‌اند. شاخص کیفی (*Rock Mass Blastability*) *RMB* با تلفیق این دو شاخص ارائه شده و در ادامه نتایج حاصل از آن با شاخص

جدول ۴- امتیازات مقاومت فشاری سنگ

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



شکل ۲- نمودار امتیازات مقاومت فشاری توده‌سنگ

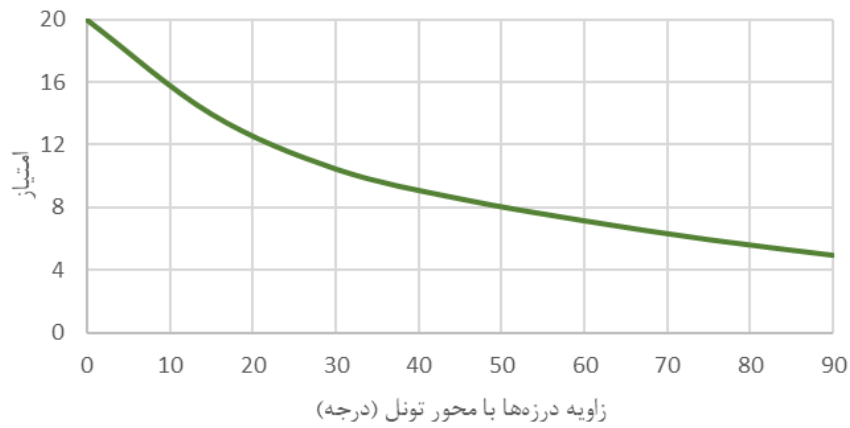
افزایش زاویه دسته درزه با محور تونل، امتیاز صفحات درزه کاهش پیدا می‌کند. از آنجا که زاویه حفاری، موازی محور تونل است، می‌توان گفت در صورتیکه صفحه درزه‌ها عمود بر چال‌ها باشد (شکل ۴-ب)، به دلیل جلوگیری از فرار گاز و تاثیر حداکثری فشار گاز و موج انفجار به سنگ، میزان پیشروی حداکثر بوده و ته چال کمتری ایجاد خواهد شد. اما اگر صفحات درزه موازی چال‌ها باشد (شکل ۴-ج)، 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.

ب) جهت‌داری صفحات درزه 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 ۵ و نمودار شکل ۳، است. در شکل ۴، 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 ۳ و جدول ۵، دیده می‌شود، با

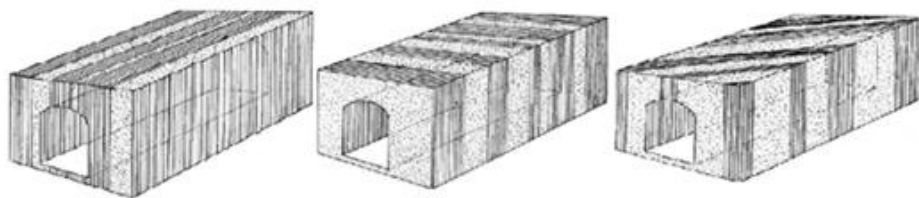
جدول ۵- امتیاز جهت داری صفحات درزه

جهت صفحات درزه	صفحه درزه عمود بر محور تونل	صفحه درزه با زاویه زیاد نسبت به محور تونل	صفحه درزه با زاویه کم نسبت به محور تونل	صفحه درزه موازی محور تونل	فاقد درزه
امتیاز	۵	۱۰	۱۵	۲۰	۲۵

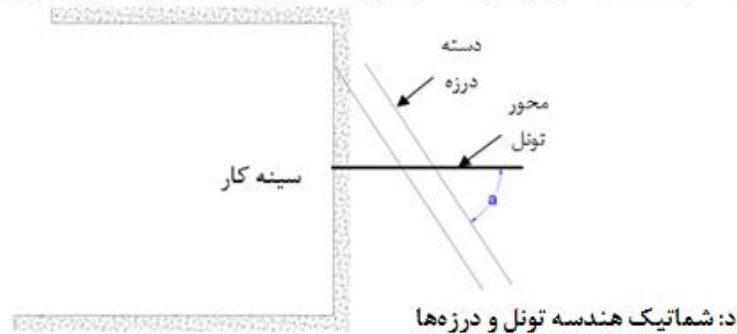
توسعه روشی نوین برای طراحی الگوی آتش‌کاری تونل با برش‌های موازی براساس... مهدی محمدی و ...، ص ۹۷-۱۲۷



شکل ۳- نمودار امتیازات زاویه درزه با محور تونل



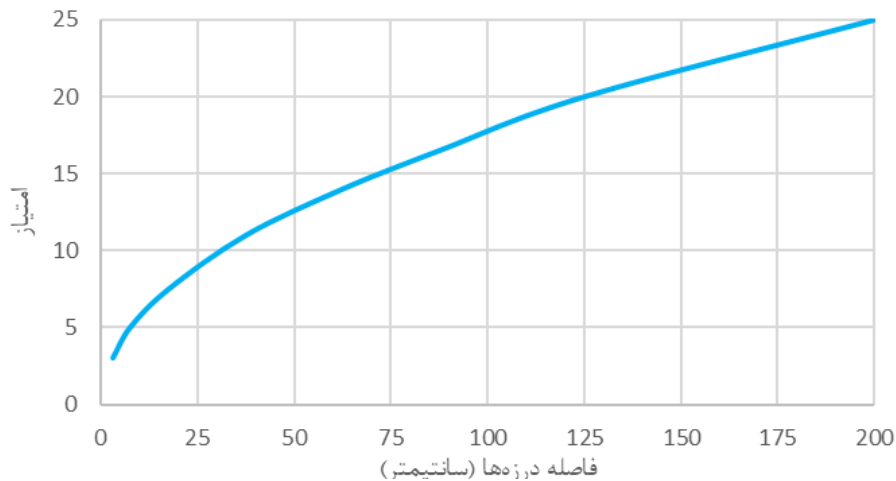
ج: درزه‌ها نسبت به امتداد تونل مورب ب: درزه‌ها عمود بر امتداد تونل الف: درزه‌ها موازی امتداد تونل



شکل ۴- نمایی از وضعیت زاویه درزه نسبت به محور تونل (Singh, 2006)

فاصله‌داری درزه‌ها (ج) حداقل امتیاز فاصله‌داری درزه‌ها برابر ۳ و حداکثر امتیاز آن برابر ۲۵ است. امتیازات فاصله‌داری درزه‌ها به شرح جدول ۶ و نمودار شکل ۵، است.

۱۵۰	۱۰۰	۷۵	۵۰	۲۵	۱۰	۵	۱	بازه فاصله‌داری درزه‌ها
-	۱۵۰	۱۰۰	۷۵	۵۰	۲۵	۱۰	۵	(سانتی‌متر)
۲۵	۲۰	۱۵	۱۲	۱۰	۷	۵	۳	امتیاز



شکل ۵- نمودار امتیازات فاصله‌داری درزه‌ها

توده‌سنگ، پیشنهادات اولیه روش طراحی الگو به شرح ذیل ارائه می‌شود.

۴ - الگوی موازی - برش سیلندری

این الگوها به ۴ بخش برش، پیشروی، کف و محیط تقسیم بندی می‌شود. در ابتدا بخش برش برای ایجاد سطح آزاد برای سایر بخش‌ها، آتش‌کاری می‌شود. در ادامه بخش پیشروی آتش شده و پس از آن بخش محیط که شامل دیواره و سقف است آتش می‌شود. در انتها بخش کف آتش می‌شود. در این روش تمامی چال‌ها موازی محور تونل حفاری می‌شود و از یک چال خالی قطور به منظور ایجاد سطح آزاد در مرکز برش استفاده می‌شود. با توجه به اهداف ارائه روش نوین که ذکر شده است، یکی از نوآوری‌های این تحقیق، استفاده از شرایط توده‌سنگ (RMB) در طراحی الگوها است که در روشهای دیگر چندان مورد اهمیت واقع نشده است. از آنجا که شرایط توده‌سنگ تاثیر به سزایی در طراحی الگوها دارد، بنابراین لازم است RMB محاسبه شده مطابق رابطه (۱۱) به ضریب تبدیل شود تا در طراحی الگوها بتوان استفاده کرد.

$$RC = 1.2 - 0.0033 \times RMB \quad (11)$$

(د) بازشدگی درزه‌ها

در حین عملیات انفجار نیز ابتدا موج باعث ایجاد درزه شکاف شده و گاز با تزریق در داخل درزه‌ها موجب جابجایی خرده سنگ‌ها می‌شود. در سنگ خرد شده با توجه به اینکه درزه شکاف سنگ از قبل انفجار در سنگ ایجاد شده است، به انرژی موج زیادی نیاز نیست و کافی است گاز وظیفه خود را انجام دهد. به عبارتی انرژی کمتری نیاز است.

امتیازات بازشدگی درزه‌ها به شرح جدول ۷ و نمودار شکل ۶، است. حداقل امتیاز بازشدگی درزه‌ها برابر صفر و حداکثر امتیاز آن برابر ۲۰ است.

(ح) چگالی سنگ

امتیاز چگالی سنگ از رابطه (۹) محاسبه می‌شود.

$$SGI = 12.5 \times SG - 25 \quad (9)$$

SGI : امتیاز چگالی

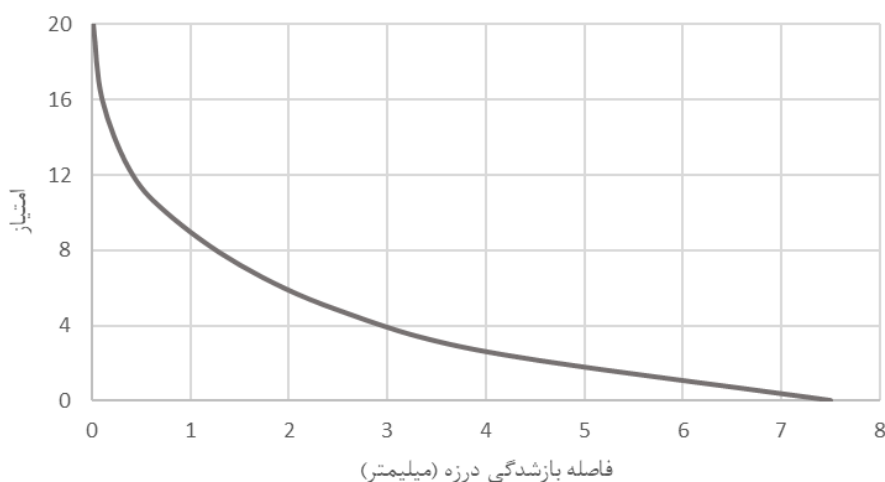
در نهایت RMB حاصل از رابطه (۱۰) محاسبه می‌شود.

$$RMB = RS + JPO + JPS + DD + SGI \quad (10)$$

حداقل امتیاز RMB برابر ۸ و حداکثر امتیاز آن برابر ۱۱۵ است. پیشنهادات اولیه روش جدید پس از تعیین شرایط

جدول ۷- جدول امتیاز بازشدگی درزه‌ها

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



شکل ۶- نمودار امتیازات بازشدگی درزه‌ها

چال با قطر کمتر از ۳۸ میلی‌متر ممکن است نیازمند چال‌زنی بیش از حد باشد و چال‌های قطورتر از ۵۱ میلی‌متر به دلیل خرج زیاد ممکن است باعث آسیب بیشتر به سنگ و انجام انفجار کنترل نشده شود (Hindistan, 2006).

در شکل ۷، قطرهای مختلف چال براساس سطح مقطع قابل مشاهده است. با افزایش سطح مقطع تونل، می‌توان از ماشین‌آلات حفاری بزرگ در تونل استفاده کرد. در صورت استفاده از چال‌های قطور، تعداد چال‌ها در واحد و در نتیجه میزان حفاری مورد نیاز کاهش می‌یابد (Tatiya, 2005). اما انعطاف‌پذیری در انتخاب موقعیت و تعداد چال‌ها کاهش می‌یابد که نتیجه آن افزایش خرج مصرفی و خرج ویژه است. با توجه به امکانات موجود و طرح انفجار معمولاً بزرگترین مقدار ممکن برای قطر چال انتخاب می‌شود. با بررسی شرایط مختلف از جمله ابعاد ماشین‌آلات حفاری، تعداد چال‌ها، مدت زمان چال‌زنی، هزینه چال‌زنی و آتش‌کاری، قدرت مواد منفجره و مواردی از این قبیل، نمودار شکل ۸، بدست می‌آید و از روی نمودار، رابطه قطر حفاری مناسب رابطه (۱۲) بدست می‌آید.

$$Dh = 15.6 + 9 \times \ln(A) \quad (12)$$

RC: ضریب RMB

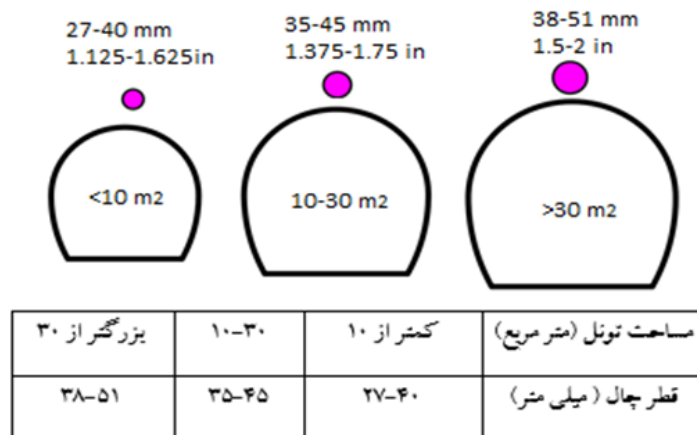
این ضریب عددی بین ۰/۸۲ الی ۱/۱۲ است و هر چقدر بیشتر باشد نشانگر ضعیف بودن سنگ است. این ضریب برای اعمال RMB در طراحی الگوها لحاظ می‌شود. در تعدادی از روش‌ها به صورت خلاصه تاثیر سنگ در طراحی الگو لحاظ شده است. از جمله در روش انتقال انرژی این تاثیر برابر ۳۵ درصد، در روش نیروی برابر ۱۰ الی ۱۵ درصد و در روش سوندی نیز با تعریف ثابت C (عددی بین ۰/۳ الی ۰/۴)، ۲۵ الی ۳۰ درصد است. ضریب RC نیز با تغییر ۲۵ الی ۳۰ درصدی، قابلیت انفجارپذیری سنگ را نشان می‌دهد.

۴-۱- قطر حفاری مناسب

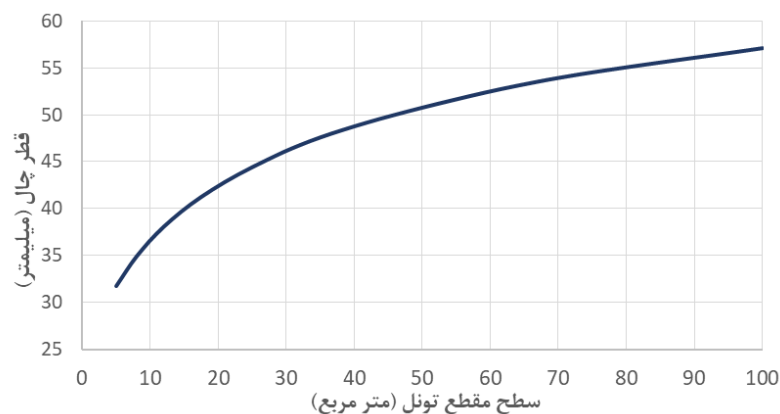
قطر چال‌زنی به مقطع تونل بستگی دارد. استفاده از چال‌های با قطر زیاد باید در تونل‌های بزرگ انجام گیرد (Tatiya, 2005). توجه به امکانات موجود و طرح انفجار معمولاً بزرگترین مقدار ممکن برای قطر چال انتخاب می‌شود (Ostovar, 2017). چال‌های با قطر ۳۲-۳۸ میلی‌متر معمولاً با استفاده از دستگاه‌های دستی حفر می‌شوند، برای حفر چال‌های با قطر ۴۰ تا ۵۵ میلی‌متر از جامبو استفاده می‌شود.

قطر حفاری برابر ۲/۵ اینچ (۶۴ میلی‌متر) در نظر گرفته می‌شود.

Dh : قطر حفاری بر حسب میلی‌متر
 A : سطح مقطع تونل بر حسب متر مربع
 حداقل قطر حفاری برابر ۱/۲۵ اینچ (۳۲ میلی‌متر) و حداکثر



شکل ۷- رابطه قطر چال با سطح مقاطع تونل (lopez,1995): (R. Shan, 2011): (Singh,2006)



شکل ۸- رابطه قطر چال با سطح مقاطع تونل

ضریب امیدانس و ضریب جفت‌شدگی لحاظ شده است. با توجه به تئوری انتقال انرژی، هرچقدر سنگ سخت‌تر باشد، نیاز به ماده منفجره قوی‌تری است تا امیدانس سنگ به مواد منفجره نزدیک شود. در روش ارائه شده بر اساس مطالعه منابع مختلف و با توجه به شرایط معادن و تونل‌ها، قطر بحرانی و قیمت مواد ناریه، ماده منفجره مناسب پیشنهاد می‌شود. لازم به ذکر است در ایران از دو ماده منفجره آنفو و امولایت به عنوان خرج اصلی در معادن و تونل‌ها استفاده می‌شود. آنفو به دلیل ارزان بودن نسبت به امولایت در معادن روباز، همچنین

۴-۲- ماده منفجره مناسب

یکی از مهم‌ترین مراحل طراحی آتش‌کاری، انتخاب نوع ماده منفجره است که منجر به نتایج بدست آمده از انفجار می‌شود (Ostovar,2017). در اکثر روش‌های طراحی الگو به موضوع تعیین ماده منفجره مناسب پرداخته نشده است. البته به این معنا نیست که اثر نوع ماده منفجره و نحوه خرج‌گذاری به طور کامل نادیده گرفته شده است. شاید بهترین روشی که اثر خرج‌گذاری و نوع ماده منفجره را تا حدودی در محاسبات لحاظ کرده است روش انتقال انرژی باشد که در آن دو پارامتر

و یا بازشدگی درزه‌ها بیشتر باشد، از آنجا که در حین آتش‌کاری، امواج انفجاری و گاز موجب شکستن و خرد شدن سنگ می‌شود، امواج انفجاری در بین شکاف‌ها به دلیل اینکه درزه و شکاف عایق می‌باشند، مستهلک شده و تاثیر خود را برای شکستن مناسب سنگ از دست می‌دهد. در حالیکه گاز با پرسیدن در بین درزه و شکاف، موجب خردایش سنگ می‌شود. بنابراین در شرایطی که سنگ دارای درزه و شکاف زیادی باشد، باید از ماده منفجره‌ای استفاده شود که حجم گاز زیادی تولید می‌کند. با توجه به ساختار و ترکیبات آنفو و امولایت، آنفو گاز بیشتری تولید می‌کند. در نتیجه استفاده از آنفو در شرایط سنگ درزه‌دار، مناسب است (Lopez, 1995). در این روش پس از تعیین امتیاز *RMB* می‌توان مواد منفجره مناسب با شرایط توده‌سنگ را انتخاب کرد. 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 قوی‌تری است. در جدول ۸، بازه امتیازی *RMB* به همراه نوع سنگ و مواد منفجره مناسب ذکر شده است.

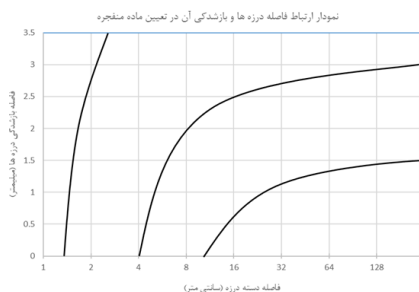
در تونل‌ها بیشتر از امولایت استفاده می‌شود. در ایران هزینه هر کیلوگرم امولایت تقریباً ۳/۵ برابر آنفو است. بزرگترین مشکل آنفو قطر بحرانی آن و عدم مقاومت در برابر رطوبت و آب است. امولایت در مقابل آب بدون کاهش کیفیت و سرعت انفجار، مقاوم است و می‌توان در چال‌های آبدار از آن استفاده کرد. در انتخاب نوع و قطر ماده منفجره باید به قطر بحرانی توجه شود. حداقل قطر انتخابی باید از قطر ماده منفجره بیشتر باشد. حداقل قطر پیشنهادی برای آنفو در زمانی که خرج‌گذاری به صورت ریختن در چال می‌باشد، ۷۵ میلی‌متر است. حداقل قطر پیشنهادی برای آنفوی خرج‌گذاری شده با هوای فشرده ۲۵ میلی‌متر پیشنهاد شده است (Dyno, 2020). یادآور می‌شود که بر اساس مطالعات انجام شده توسط اداره معادن آمریکا نیز این مطلب بیان شده است که چال‌هایی با قطر کمتر از ۴۰ میلی‌متر شارژ شده با آنفو، ممکن است نتایج مناسبی در پی نداشته باشد، اما زمانی که قطر چال از ۴۰ میلی‌متر بیشتر باشد، استفاده از آنفو ارزان و دارای نتایج مناسب است (USACE, 2009). در شرایطی که درزه و شکاف در توده‌سنگ بیشتر باشد

جدول ۸- بازه *RMB* و نوع سنگ مربوط به آن

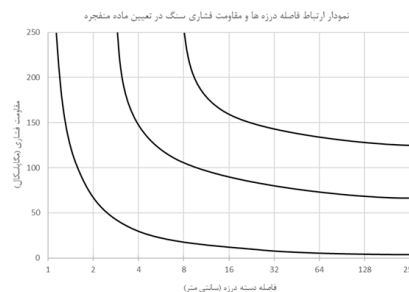
<i>RMB</i>	۸-۲۵	۲۵-۴۰	۴۰-۵۰	۵۰-۶۵	۶۵-۸۰	۸۰-۱۱۵
نوع سنگ	شل	خیلی نرم	نرم	متوسط	سخت	خیلی سخت
توضیحات	بدون نیاز به انفجار	نیاز به ماده منفجره ضعیف (آنفو فله‌ای)	نیاز به ماده منفجره متوسط (آنفو پنوماتیکی)	نیاز به ماده منفجره قوی (امولایت)		

برای انتخاب نوع ماده منفجره در تونل‌ها، فلوجارت رسم شده در شکل ۱۰، پیشنهاد شده است.

از آنجا که خرج اصلی در ایران آنفو و امولایت است، از نمودارهای ساده‌سازی شده شکل ۹، نیز می‌توان برای تعیین نوع مواد منفجره بر اساس شرایط توده‌سنگ استفاده کرد.

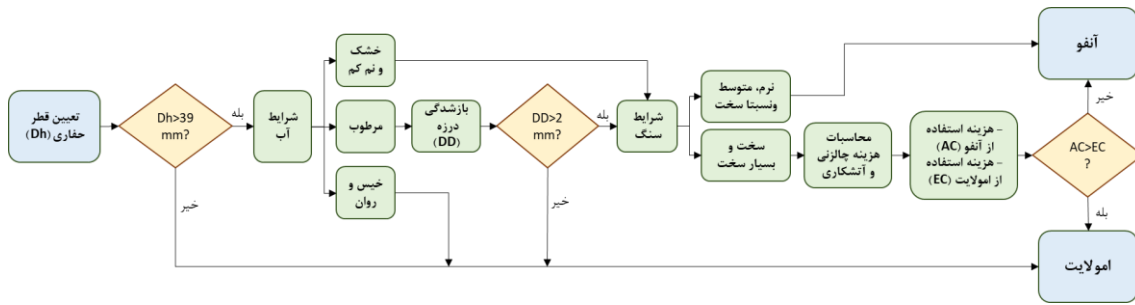


ب) نمودار ارتباط فاصله درزه‌ها و بازشدگی آن در تعیین ماده منفجره



الف) نمودار ارتباط فاصله درزه‌ها و مقاومت فشاری در تعیین ماده منفجره

شکل ۹- نمودارهای شرایط توده‌سنگ و نوع مواد منفجره (Lopez, 1995)



شکل ۱۰- فلوچارت انتخاب مواد منفجره

با انتخاب قطر چال حفاری، فشنگ مورد نیاز از جدول ۹، انتخاب می‌شود. البته در صورت عدم استفاده از قطرهای پیشنهادی (استفاده از فشنگ‌هایی با قطرهای کمتر از قطر پیشنهادی جدول ۹، می‌توان با کوبیدن فشنگ داخل چال، به قطر مورد نظر رسید. پس از تعیین قطر چال، مواد منفجره و فشنگ انفجاری، طراحی الگوهای چالزنی و آتش‌کاری آغاز می‌شود.

۳-۴- وزن فشنگ

وزن فشنگ‌های امولایت که در معادن استفاده می‌شود ۲۰۰ الی ۶۰۰ گرم است. با توجه به طول ثابت فشنگ‌ها که معمولاً برابر ۳۰ سانتیمتر است، اختلاف وزن امولایت در قطر فشنگ است. قطر فشنگ بایستی کمتر از قطر چال باشد تا به راحتی در داخل چال قرار بگیرد. معمولاً ۵ الی ۸ میلی‌متر کمتر از قطر چال را به عنوان قطر مناسب خرج (فشنگ) انتخاب می‌کنند.

جدول ۹- مشخصات فشنگ امولایت و قطر چال مناسب

قطر چال مناسب (میلی‌متر)	۳۲	۳۸	۴۵	۵۱	۵۷	۶۴
قطر فشنگ (میلی‌متر)	۲۷	۳۰	۳۵	۴۰	۴۵	۵۰
وزن فشنگ (گرم)	۲۰۰	۲۴۰	۴۰۰	۴۵۰	۵۰۰	۶۱۰

استفاده کرد. با افزایش طول چالزنی، میزان پیشروی روزانه نیز افزایش یافته و هزینه چالزنی و آتش‌کاری کاهش خواهد یافت. بایستی توجه شود طول چالزنی به‌صورت بهینه انتخاب شود. زیرا در صورتیکه طول آن با سطح مقطع تونل متناسب نباشد، با طول حفاری کم، تعداد سیکل‌های چالزنی زیاد می‌شود و با طول حفاری زیاد، درصد پیشروی کمتر می‌شود که موجب افزایش هزینه‌ها خواهد شد. محاسبه طول حفاری تنها در روش‌های سوئدی ذکر شده است که می‌توان به روش‌های هولمبرگ و کونیا اشاره کرد. هولمبرگ و پرسون برای محاسبه طول حفاری از قطر چال خالی مطابق رابطه (۱۳) استفاده می‌کنند. همچنین کونیا نیز برای محاسبه طول حفاری از قطر چال خالی مطابق رابطه (۱۴) استفاده می‌کند. همان‌طور که مشاهده می‌شود، طول حفاری در روش‌های سوئدی تنها به قطر چال خالی وابسته بوده و پارامترهای دیگر از جمله سطح مقطع و عرض تونل در محاسبه آن لحاظ نشده است.

۴-۴- طول چالزنی

انتخاب عمق مناسب چال‌ها و گام پیشروی مجاز از مهمترین نکات در حفاری تونل‌ها است که انتخاب مقدار مناسب آن در راندمان عملیات حفاری تأثیرگذار است. عمق مناسب چال تابع عوامل متعددی از جمله خصوصیات زمین‌شناسی، درزه‌داری توده‌سنگ، وضعیت پایداری تونل و مقدار مجاز حفاری هر سیکل، مشخصات دستگاه چالزنی، نوع ماده منفجره، نحوه خرج‌گذاری و مسائل مشابه آن است.

طول حفاری یا مقدار پیشروی مجاز در هر دور در توده‌سنگ‌های ضعیف طوری انتخاب می‌شود که نصب سیستم نگهداری در بخش تازه حفاری شده بتواند در مدت زمان خود نگهداری تونل کامل شود که این مسئله وابسته به نوع و کیفیت سنگ، دهانه حفاری و سیستم نگهداری است. طول چالزنی و در نهایت پیشروی مناسب، به سطح مقطع و عرض تونل بستگی دارد. هر چقدر سطح مقطع و عرض تونل بیشتر باشد، از طول چالزنی زیادتری می‌توان

می‌شود. قطر چال خالی برای پیشروی حداقل ۹۵ درصد، از رابطه (۱۶) محاسبه می‌شود. همان‌طور که از رابطه (۱۷) مشخص است، قطر چال خالی به طول حفاری وابسته است. هر چقدر طول چالزنی بیشتر باشد، برای داشتن پیشروی مناسب، قطر چال خالی نیز بایستی بیشتر انتخاب شود. در روابط (۱۲) و (۱۳) هولمبرگ و کونیا ارائه کرده‌اند، قطر چال خالی با طول حفاری رابطه دارد.

به منظور دسترسی به پیشروی ۹۵ درصد از عمق چال، می‌توان قطر چال خالی را از رابطه زیر نیز محاسبه کرد:

$$D_{\text{چال خالی}} = (3.2 \times H)^2 \quad (17)$$

که در این رابطه $D_{\text{چال خالی}}$ قطر چال خالی بر حسب میلی‌متر و H عمق چال بر حسب متر است (Zou, 2017). نموداری هم توسط (Olofsson, 1998) برای ارتباط بین میزان پیشروی بر اساس طول چال و قطر خالی نیز ارائه شده است. در این روش با مقایسه روابط و نمودارهای ارائه شده، رابطه ۱۸ بین طول پیشروی و قطر چال خالی پیشنهاد شده است.

$$Dv = 2.1 \times L^3 - 20.9 \times L^2 + 110 \times L - 68.5 \quad (18)$$

Dv : قطر چال خالی پیشنهادی بر حسب میلی‌متر
حداقل قطر چال خالی برابر ۱/۲۵ اینچ (۳۲ میلی‌متر) و حداکثر قطر چال خالی برابر ۸ اینچ (۲۰۳ میلی‌متر) است. قابل ذکر است که برای طول چالزنی کمتر از ۱/۱۳ متر، قطر چال خالی برابر ۳۲ میلی‌متر در نظر گرفته می‌شود که موجب افزایش میزان پیشروی (بیشتر از ۹۵ درصد) می‌شود. زمانی که از N عدد چال خالی با قطر کمتر (D' چال خالی) به جای یک چال خالی با قطر بزرگ استفاده شود، باید از رابطه (۱۹) استفاده کرد (lopez, 1995):

$$D_{\text{چال خالی}} = D' \sqrt{N} \quad (19)$$

۴-۶- طول پیشروی

در هنگام اجرا به دلیل محدودیت‌های کارگاهی، ممکن است قطر چال خالی با قطر پیشنهادی در رابطه (۱۶) یکسان نباشد که در این صورت، درصد پیشروی ممکن است از ۹۵ درصد طول چالزنی کمتر باشد. برای بدست آوردن درصد پیشروی می‌توان از نمودار شکل ۱۱، استفاده کرد. در ادامه برای بدست

$$L = 0.15 + 34.1 \times DH - 39.4 \times DH^2 \quad (13)$$

$$L = \frac{DH + 16.51}{41.76} \quad (14)$$

L : طول چالزنی بر حسب متر
 DH : در رابطه (۱۲) قطر چال خالی بر حسب متر و در رابطه (۱۴) بر حسب میلی‌متر می‌باشد.

کمترین عدد از روابط یاد شده به عنوان طول بهینه چالزنی انتخاب می‌شود. برای تعیین میزان طول پیشروی در هر سیکل آتش‌کاری در تونل‌ها به عنوان راهنما توسط پکروفسکی در سال ۱۹۸۸ به‌ویژه برای تونل‌هایی با سطح مقطع کم، حداکثر عمق چال $0.5 \times \sqrt{A}$ برای چال‌های زاویه‌ای و $0.75 \times \sqrt{A}$ برای چال‌های موازی پیشنهاد شده است که در آن A سطح مقطع تونل است (Zou, 2017). در تونل‌های کوچک مقطع، پیشروی ۰/۶ تا ۱/۱ متر و در تونل‌های بزرگ مقطع، پیشروی معمولاً تا ۵ متر می‌رسد. طول استاندارد حفاری در تونل‌های عمرانی کشور نروژ ۵/۳ متر می‌باشد، حتی در تونل‌های بزرگ اگر شرایط زمین‌شناسی اجازه دهد، از میله‌های حفاری ۶/۲ متری نیز استفاده می‌شود (NORWEGIAN, 2014). البته برخی منابع بیان نموده‌اند که در مقادیر بیشتر از ۵ متر محصورشدگی بیشتر بوده و چال‌زنی مقرون به‌صرفه نیست (Maidl, 2013). با توجه به سطح مقطع و عرض تونل و مکانیزم شکست چال‌های بخش برش که تعیین‌کننده طول پیشروی هستند، میزان پیشروی با داشتن طول حفاری معادل ۷۵ درصد عرض تونل را تحت تاثیر قرار داده و آن را کاهش می‌دهد. بنابراین استفاده از روابط یاد شده نتایج بهینه‌ای از لحاظ تعداد سیکل آتش‌کاری و درصد پیشروی به همراه خواهد داشت. در روش ارائه شده، برای محاسبه طول چالزنی از روابط (۱۵) و (۱۶) استفاده می‌شود.

$$L = 0.6 \times \sqrt[2]{A} \quad (15)$$

$$L = 0.6 \times W \quad (16)$$

W : عرض تونل بر حسب متر
حداقل طول چالزنی برابر ۰/۶ متر و حداکثر طول چالزنی برابر ۶ متر در نظر گرفته می‌شود.

۴-۵- قطر چال خالی

چال خالی برای ایجاد سطح آزاد ثانویه در مرکز برش حفاری

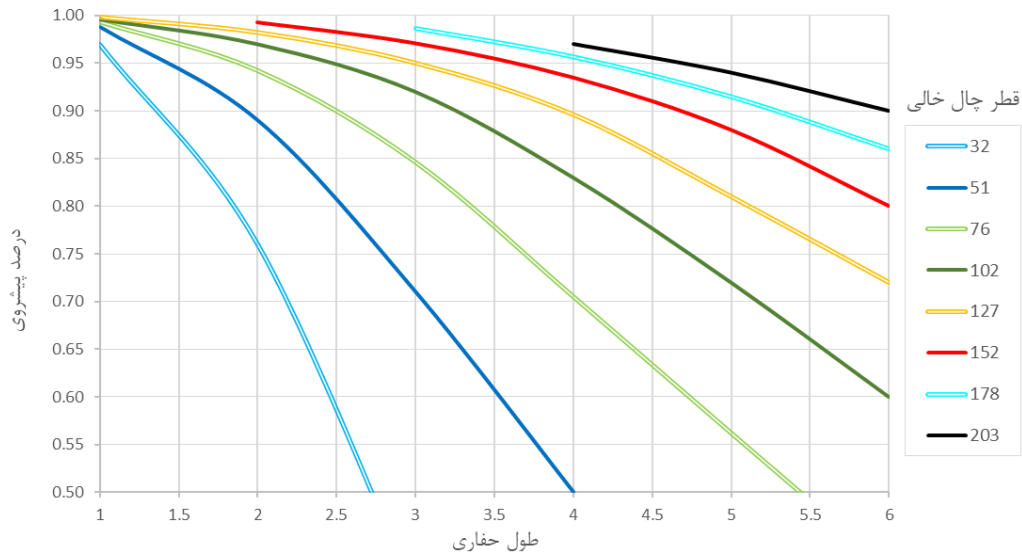
آوردن میزان پیشروی از رابطه (۲۰) استفاده می‌شود. باید به این نکته توجه شود درصد پیشروی مناسب و بهینه حداقل ۹۵ درصد است و اگر از ۹۰ درصد کمتر باشد، عملیات چالزنی و آتش‌کاری با الگوهای اجرایی اقتصادی نبوده و لازم است الگوها تغییر کنند.

$$P = p \times L \quad (20)$$

P : طول پیشروی بر حسب متر

p : درصد پیشروی

حداقل درصد پیشروی برابر ۵۰ درصد و حداکثر درصد پیشروی برابر ۹۹ درصد است. برای داشتن پیشروی مناسب بهتر است طول چال خالی ۵ الی ۱۰ درصد (حدود ۳۰-۲۰ سانتی‌متر) بیشتر از چال‌های دیگر حفاری شود.

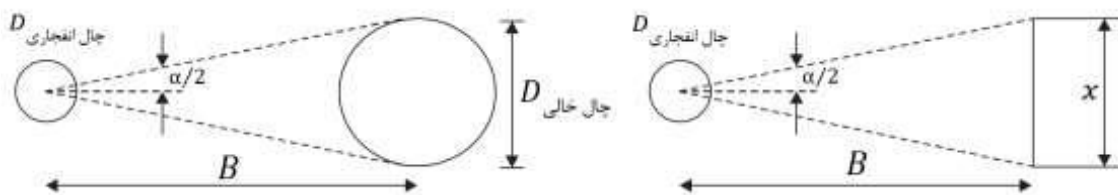


شکل ۱۱- نمودار رابطه بین طول حفاری و قطر چال در بدست آوردن درصد پیشروی (بر اساس نمودار (Olofsson, 1998))

۴-۷- بخش برش

بخش برش در روش نوین طراحی الگو، چهارمقطعی است. در روش‌های سوئدی فاصله اولین چهارضلعی با چال خالی ۱/۵ الی ۲ برابر قطر چال خالی است. با توجه به اینکه فاصله از

سطح آزاد در حالت دایره و سطح صاف به دلیل محدودتر بودن سطح آزاد مستقیم دایره، باهم متفاوت است، بنابراین فاصله بارسنگ در حالتی که سطح آزاد به صورت دایره‌ای باشد، مطابق شکل ۱۲، از مرکز چال خالی محاسبه می‌شود (Olofsson, 1998).



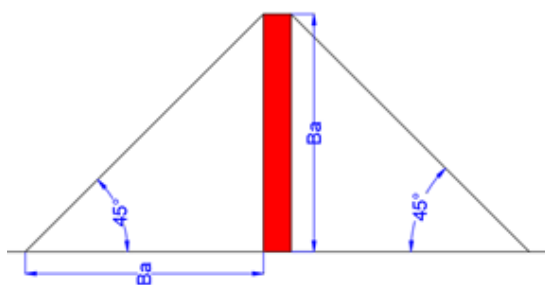
شکل ۱۲- سطح آزاد دایره‌ای و مستقیم

از لحاظ اجرایی بسیار سخت است. در شرایطی که طول و قطر حفاری کمتر بوده و قطر چال خالی کمتر باشد، حفاری چال انفجاری در کنار چال خالی با فاصله‌ای برابر با قطر چال خالی عملاً غیر ممکن است. به‌طور مثال در صورتیکه قطر چال خالی

با توجه به شکل ۱۲، در صورتیکه فاصله چال‌های اولین ردیف به چال خالی برابر ۱/۵ باشد، در این صورت مرکز چال از حاشیه چال خالی به اندازه قطر چال خالی فاصله خواهد داشت. حفاری چال انفجاری در کنار چال خالی با این فاصله

در این صورت فاصله اولین چهارضلعی تقریباً ۲ برابر قطر چال خالی است (شکل ۱۴). در صورتی که طول چالزنی کمتر از ۲ برابر و بیشتر از ۱ برابر بارسنگ بخش پیشروی باشد، فاصله اولین چهارضلعی تقریباً بین ۲ الی ۴ برابر قطر چال خالی خواهد بود. لازم به ذکر است این نسبت ها با شرایط اجرایی و قطرهای چال خالی که کمتر هستند، بررسی شده است. به طور مثال در صورتیکه طول حفاری برابر ۱ متر و قطر چال خالی برابر ۳۲ میلی‌متر باشد، فاصله اولین ردیف چال از چال خالی تقریباً برابر با ۹۰ میلی‌متر خواهد بود. در حالت کلی با افزایش نسبت طول چال به بارسنگ بخش پیشروی، فاصله اولین چهارضلعی از ۴ به ۱/۵ کاهش پیدا می‌کند. برای بدست آوردن بارسنگ اولین چهارضلعی از روابط (۲۱) و (۲۲) استفاده می‌شود. برای محاسبه چهارضلعی‌های دوم به بعد از روش‌های سوئدی (الافسون) مطابق روابط (۲۳) الی (۳۰) استفاده می‌شود.

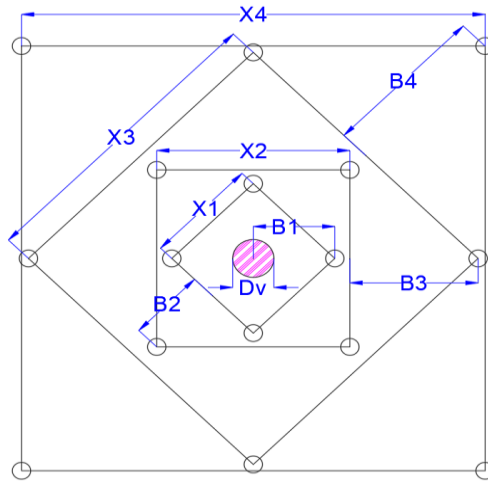
برابر ۳۲ میلی‌متر باشد، عملاً نمی‌توان با فاصله ۳۲ میلی‌متر از چال خالی حفاری کرد. از طرفی با توجه به مکانیزم شکست چال به صورت مخروطی، عمق چال اگر کمتر از بارسنگ بخش پیشروی باشد، نیازی به چال خالی نخواهد بود. زیرا چال به صورت مخروطی خواهد شکست و سنگ خرد شده به بیرون ریخته می‌شود (شکل ۱۳). می‌توان گفت همیشه طول چالزنی بیشتر از بارسنگ بخش پیشروی است. با افزایش طول حفاری، به دلیل فاصله گرفتن انتهای چال از سینه کار، فاصله اولین ردیف چال با چال خالی باید کاهش یابد. بنابراین می‌توان گفت فاصله اولین ردیف چال انفجاری از چال خالی علاوه بر قطر چال خالی به طول حفاری و بارسنگ پیشروی نیز وابسته است. با بررسی‌ها و تحلیل‌های انجام شده، نسبت فاصله بارسنگ اولین ردیف بر قطر چال خالی از بازه ۱ الی ۲ برابر بارسنگ پیشروی تغییرات شدیدی داشته و بیشتر از ۲ برابر بارسنگ پیشروی، شیب آن کمتر می‌شود. در بیشتر اوقات طول حفاری بیشتر از ۲ برابر بارسنگ بخش پیشروی است.



شکل ۱۳- شکستن گوه‌ای چالی با طول کمتر از بارسنگ بخش پیشروی

$K = RC \times (4 \times (\frac{L}{Ba})^{-1})$	طول حفاری کمتر از $2 \times Ba$	(۲۱)
$K = RC \times (2.35 \times (\frac{L}{Ba})^{-0.234})$	طول حفاری بیشتر از $2 \times Ba$	(۲۲)
$B1 = K \times Dv$		(۲۳)
$X1 = \sqrt{2} \times B1 = 1.41 \times K \times Dv$		(۲۴)
$B2 = \frac{X1}{1.2} = 1.18 \times K \times Dv$		(۲۵)
$X2 = \sqrt{2} \times (B2 + X1/2) = 2.67 \times K \times Dv$		(۲۶)
$B3 = \frac{X2}{1.35} = 1.98 \times K \times Dv$		(۲۷)
$X3 = \sqrt{2} \times (B3 + X2/2) = 4.68 \times K \times Dv$		(۲۸)
$B4 = \frac{X3}{1.5} = 3.12 \times K \times Dv$		(۲۹)
$X4 = \sqrt{2} \times (B4 + X3/2) = 7.72 \times K \times Dv$		(۳۰)

K : نسبت بارسنگ به قطر چال خالی (۱/۵ الی ۴)
 Ba : بارسنگ بخش پیشروی بر حسب متر
 Bn : بارسنگ بخش برش بر حسب متر
 Xn : عرض بازشدگی بر حسب متر



شکل ۱۴- الگوی طراحی بخش برش در برش سیلندری

ویژه، حفاری ویژه، خردایش مناسب و پرتاب سنگ، بهینه است. در تمامی روش‌های طراحی الگو فاصله‌داری ۱/۱ الی ۱/۲ برابر بارسنگ بخش پیشروی در نظر گرفته شده است. در این روش نیز نسبت فاصله‌داری به بارسنگ برابر ۱/۱۵ در نظر گرفته شده است.

$$Ba = 23 \times \left(\frac{SGe}{0.85}\right) \times \left(\frac{De}{Dh}\right)^3 \times RC \times Dh \quad (31)$$

$$Sa = 1.15 \times Ba \quad (32)$$

SGe : چگالی ماده منفجره

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

Dh : قطر چال انفجاری بر حسب متر

Sa : فاصله‌داری بخش پیشروی بر حسب متر

۴-۹- بخش کف

از روابط (۳۳) و (۳۴) برای محاسبه بارسنگ و فاصله‌داری بخش کف استفاده می‌شود. در این روابط نیز علاوه بر در نظر گرفتن شرایط توده‌سنگ، قطر خرج‌گذاری 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 بخش کف کمتر از بارسنگ بخش پیشروی است. همچنین با توجه به اینکه بخش کف آخرین تاخیر را دارد و سنگ‌های

۴-۸- بخش پیشروی

از روابط (۳۱) و (۳۲) برای محاسبه بارسنگ و فاصله‌داری 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 فله‌ای مقایسه می‌شود. عموماً هر چقدر چگالی مواد منفجره بیشتر باشد، قدرت انفجاری آن بیشتر خواهد بود. نسبت قطر خرج به قطر چال را ضریب جفت‌شدگی می‌نامند که عددی کمتر از ۱ است. هر چقدر این ضریب به عدد ۱ نزدیک باشد، انرژی موج و ضربه‌ی بیشتری از مواد منفجره به سنگ منتقل می‌شود. ضریب جفت‌شدگی 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، فاصله‌داری چال‌ها از بارسنگ بیشتر است. دلیل آن شبیه بودن انفجار بخش پیشروی به استخراج پله‌ای است. در پله‌های استخراجی معادن روباز، فاصله‌داری عموماً ۱/۲ برابر بارسنگ است. با توجه به مکانیزم شکست چال، انتخاب این عدد از لحاظ خرج

$$Sp = 18 \times \left(\frac{SGe}{0.85}\right) \times \left(\frac{De}{Dh}\right)^3 \times RC \times Dh \quad \text{انفجار معمولی} \quad (36)$$

$$Bp = 0.95 \times Bf \quad (37)$$

Bp : بار سنگ بخش محیط بر حسب متر
 Sp : فاصله‌داری بخش محیط بر حسب متر

۵ - رابطه خرج و حفاری ویژه با سطح مقطع

تونل بر اساس ویژگی‌های توده‌سنگ

مقدار ماده منفجره لازم برای شکستن یک متر مکعب یا یک تن سنگ، پارامتری است که تحت عنوان فاکتور پودر یا خرج ویژه نامیده می‌شود. طول کل چال‌های حفاری شده در سینه کار تونل بر حسب متر به حجم سنگ‌های حاصل از آتش کاری بر حسب متر مکعب، حفاری ویژه نامیده می‌شود و واحد آن متر بر متر مکعب می‌باشد. به دلیل نبودن سطح آزاد، آتش کاری در تونل‌ها پیچیده‌تر از آتش کاری روباز بوده و میزان خرج ویژه در تونل‌ها حدود ۳-۱۰ برابر آتش کاری روباز می‌باشد (Ostovar, 2017). خرج ویژه و حفاری ویژه با سطح مقطع تونل نیز رابطه معکوس دارند. سطح مقطع‌های کوچک‌تر، دارای خرج ویژه نسبتاً بالایی هستند زیرا ناحیه برش که در آن خرج‌گذاری با چگالی زیادتری انجام می‌گیرد درصد زیادی از کل سطح مقطع را تشکیل می‌دهد. با افزایش سطح مقطع، نسبت ناحیه برش به مساحت کل سینه کار تونل، کمتر شده و درصد بیشتری از تونل با تراکم کمتر خرج‌گذاری می‌شود؛ در نتیجه خرج ویژه کاهش می‌یابد (Singh, 2006). باید در نظر داشت که ساختار و خصوصیات سنگ بر میزان خرج ویژه و حفاری ویژه تأثیرگذار است. سنگ‌های متراکم و توده‌ای به خرج ویژه و حفاری ویژه بالایی نیاز دارند و سنگ‌های ضعیف و سست با خرج ویژه کم به خوبی شکسته می‌شوند. یک سری نمودار نیز برای پیش‌بینی مقدار خرج ویژه و حفاری ویژه برای شرایط مختلف سنگی مانند شکل ۱۵، نیز ارائه شده است که البته در این نمودارها تمامی پارامترهای موثر لحاظ نشده است.

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. فاصله‌داری چال‌ها در روش‌های مختلف ۱ الی ۱/۲ برابر بار سنگ کف است. در این روش نیز با توجه به موارد یاد شده، ۱/۱ در نظر گرفته شده است.

$$Bf = 22 \times \left(\frac{SGe}{0.85}\right) \times \left(\frac{De}{Dh}\right)^3 \times RC \times Dh \quad (33)$$

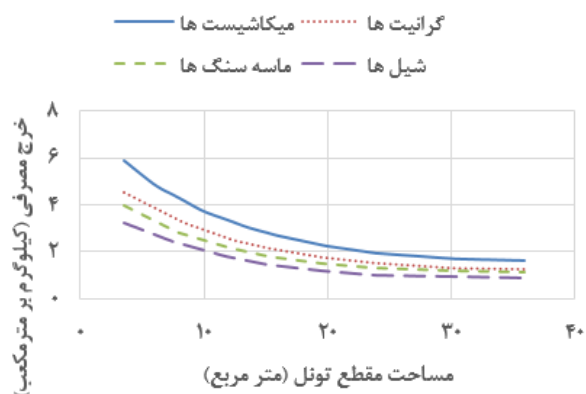
$$Sf = 1.1 \times Bf \quad (34)$$

Bf : بار سنگ بخش کف بر حسب متر
 Sf : فاصله‌داری بخش کف بر حسب متر

۴-۱۰ - بخش محیط

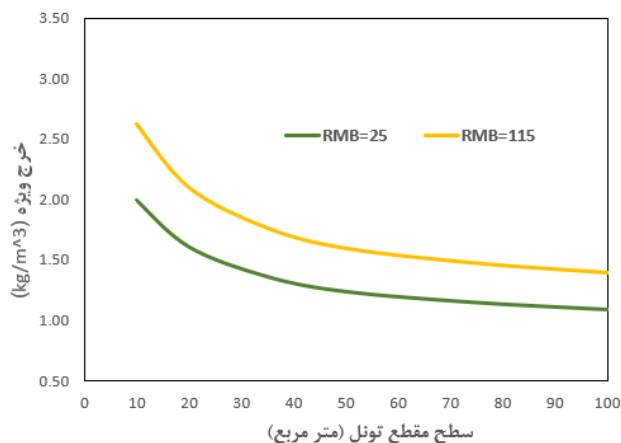
از روابط (۳۵)، (۳۶) و (۳۷) برای محاسبه بار سنگ و فاصله‌داری بخش محیط استفاده می‌شود. در این روابط نیز علاوه بر در نظر گرفتن شرایط توده‌سنگ، قطر خرج‌گذاری و چگالی مواد منفجره منظور شده است. در این روش برای انفجار کنتوری (کنترل شده) و انفجار معمولی فرمول‌های جداگانه‌ای ارائه شده است. برای کاهش آسیب به 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 (Weidong, 2012). 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 بار سنگ کمتر انتخاب می‌شود. در این روش به دلیل اینکه فاصله‌داری در روش انفجار کنتوری با انفجار معمولی یکسان نیست، بنابراین بار سنگ بخش محیط برابر ۹۵ درصد بار سنگ بخش کف در نظر گرفته شده است.

$$Sp = 15 \times \left(\frac{SGe}{0.85}\right) \times \left(\frac{De}{Dh}\right)^3 \times RC \times Dh \quad \text{انفجار کنتوری} \quad (35)$$

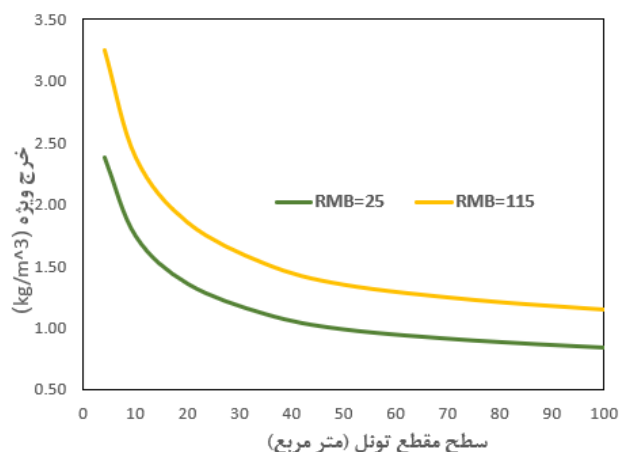


شکل ۱۵- ارتباط بین میزان مواد منفجره لازم برای یک متر مکعب بر حسب سطح مقطع (Zou,2017).

ارتباط بین خرج ویژه در این روش، با توجه به ارائه شاخص کیفی *RMB* در این روش، مختلف برای دو ماده منفجره آنفو و امولایت در شکل ۱۶ و شکل ۱۷، ارائه شده است.

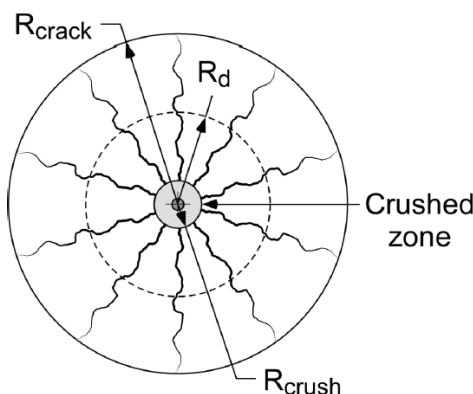


شکل ۱۶- رابطه خرج ویژه آنفو با سطح مقطع تونل- برش سیلندری



شکل ۱۷- رابطه خرج ویژه امولایت با سطح مقطع تونل- برش سیلندری

بصورت ناحیه خرد شده و ناحیه ترک خورده تقسیم کرد. حداکثر میزان آسیب ناشی از ترک‌های شعاعی و حداکثر میزان خردشدن در شکل ۱۸، نشان داده شده است (Hustrulid, 2013).



شکل ۱۸- ناحیه‌های خرد شده، ترک خورده و آسیب دیده در اطراف یک چال خرج‌گذاری شده (Hustrulid, 2013)

ارائه شد.

در اغلب روش‌های مرسوم برای طراحی الگو بر لزوم تماس ماده منفجره با دیواره چال تاکید شده است اما اثر تفاوت قطر ماده منفجره با قطر چال لحاظ نشده است و تنها روشی که این پارامتر را لحاظ کرده است روش انتقال انرژی است که در آن ضریب جفت‌شدگی (η_2) به صورت تابعی از D چال انفجاری به صورت رابطه زیر بیان می‌شود:

$$\eta_2 = \frac{1}{e^{\left(\frac{D}{D_{\text{چال انفجاری}}}\right)} - (e-1)} \quad (38)$$

این تابع نشان می‌دهد که در شرایط مطلوب زمانی که قطر خرج به قطر چال نزدیک شود، جفت‌شدگی برابر یک شده و ضریب جفت‌شدگی برابر یک خواهد شد (فشار چال P) برابر مقدار حداکثر ممکن یعنی P_1 ، اما اگر قطر خرج کمتر از قطر چال باشد، انتقال انرژی روی دیواره به صورت نمایی کاهش می‌یابد. در نمودار ارائه شده در شکل ۲۰، نیز اثر جفت‌شدگی در روش‌های مختلف بر روی شعاع آسیب عملی نیز ارائه شده است.

با بررسی اثر جفت‌شدگی در روش‌های اشاره شده، در روش پیشنهادی برای بحث جفت‌شدگی ماده منفجره با چال انفجاری نسبت $\left(\frac{De}{Dh}\right)^3$ پیشنهاد شده است. این رابطه بر خلاف ضریب موجود در روش انتقال انرژی از محاسبات ساده‌ای

۶- بررسی روابط ارائه شده و مطالعه موردی

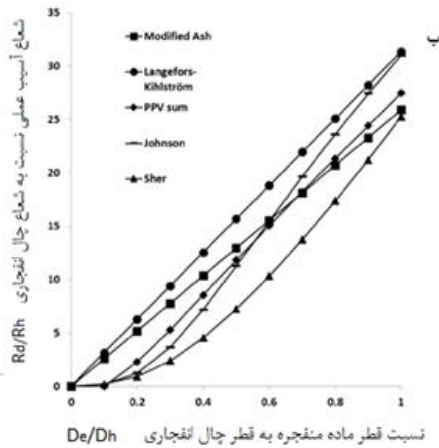
فرآیند گسترش ترک در اطراف چال انفجاری چند بخش مجزا را در اطراف چال ایجاد می‌کند می‌کند که می‌توان آنها را

شعاع آسیب عملی (R_d) بین حد خردشدگی و حد ترک خوردگی بوده و به این معنی است که اگر توده سنگی که خارج از دایره آسیب عملی قرار دارد، حذف شود، سنگ باقیمانده در محدوده شعاع آسیب عملی به راحتی از هم جدا می‌شود. روش‌های مختلفی برای محاسبه شعاع آسیب عملی (R_d) وجود دارد (شکل ۱۹). از جمله این روش‌ها می‌توان به روش‌های اصلاح شده مبتنی فشار و انرژی اش، روش مبتنی بر انرژی لانگفوردس و کیلستروم اشاره کرد. هر یک از روش‌های طراحی الگوی چالزنی به نحوی فاصله چال‌ها را بر اساس شعاع آسیب عملی پیشنهاد داده‌اند. شعاع آسیب عملی در تمامی روش‌ها معادل نیمی از بار سنگ است (Hustrulid, 2013). بررسی روش‌های ارائه شده برای محاسبه شعاع آسیب عملی و روش‌های مرسوم در طراحی الگوی چالزنی که در جدول ۲، ارائه شده است، نشان می‌دهد که مهمترین پارامترهای موثر در انتخاب فاصله بین چال‌ها شامل شرایط توده سنگ، قطر چال انفجاری، قدرت ماده منفجره (نسبت به آنفو) و جفت‌شدگی ماده منفجره می‌باشند.

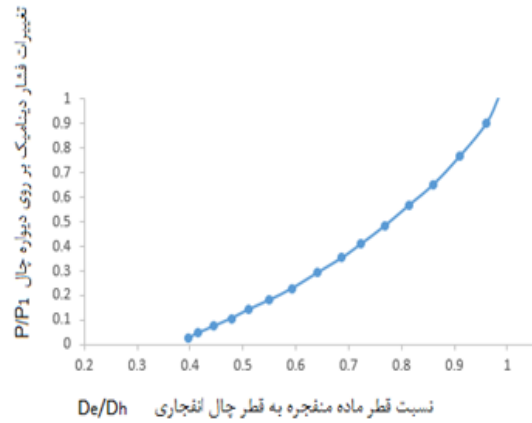
در روابطی که برای محاسبه فاصله بین چال‌ها در این روش پیشنهاد شده است، تمامی این پارامترها در نظر گرفته شده است. در بحث تاثیر خصوصیات توده سنگ پارامتر RMB پیشنهاد شد که بر اساس روابط لیلی شکل گرفته است و نتایج به دست آمده با برخی از نمودارهای پیشنهادی همخوانی خوبی دارد، مانند نمودارهایی که در بخش محاسبه خرج ویژه

خوبی دارد.

برخوردار است و همان‌طور که در شکل ۲۰، مشاهده می‌شود که با نمودارهای ارائه شده توسط محققین مختلف همخوانی

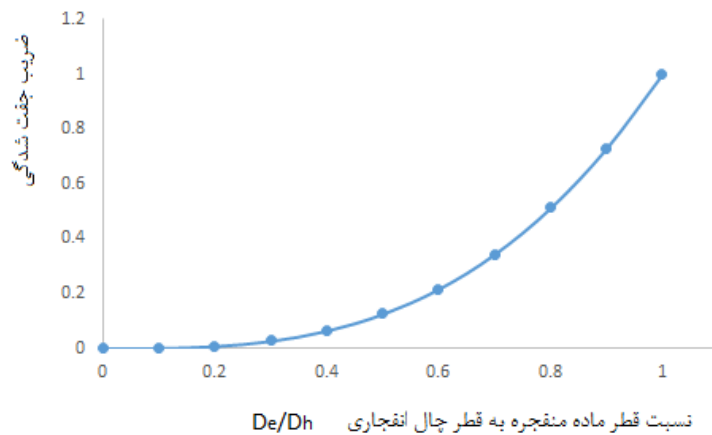


ب: اثر ضریب جفت‌شدگی بر روی شعاع آسیب عملی در روش‌های مختلف (Mark Kuchta, 2019).



الف: تغییرات فشار دینامیکی دیواره چال نسبت به ضریب جفت‌شدگی (Ostovar, 2017)

شکل ۱۹- بررسی تغییرات ضریب جفت‌شدگی



شکل ۲۰- اثر جفت‌شدگی در محاسبه فاصله چال‌ها در روش پیشنهادی

بارسنگ است. در این روش نیز با توجه به نوع چال (پیشروی، محیط یا کف)، ضریب پیشنهادی در این بازه قرار می‌گیرد.

۱-۶ مطالعه موردی

اغلب روابط پیشنهادی بر اساس مطالعات صورت گرفته بر روی روش‌های ارائه شده توسط محققین مختلف، مطالعات صورت گرفته بر روی نتایج حاصل از اجرای عملیات آتش‌کاری

در بحث تأثیر نوع ماده منفجره در روش‌های مختلف از پارامترهایی مانند امیدانس ماده منفجره، قدرت وزنی ماده منفجره نسبت به آنفو و یا چگالی ماده منفجره استفاده شده است. در روش‌های پیشنهادی مانند روش‌های ارائه شده توسط الافسون و کونیا، از چگالی ماده منفجره به عنوان عامل موثر در طراحی استفاده شده است.

فاصله‌داری چال‌ها در روش‌های مختلف ۱ الی ۱/۲ برابر

توسعه روشی نوین برای طراحی الگوی آتش‌کاری تونل با برش‌های موازی براساس... مهدی محمدی و ...، ص ۹۷-۱۲۷

با توجه به دستورالعمل‌های ارائه شده، الگوی برش موازی ارائه شده است (جدول ۱۱). در شکل ۲۱، الگوهای اجرا شده بر روی سطح مقطع نمایش داده شده است. همچنین، نتایج طراحی‌های انجام شده نیز در جدول ۱۲ و شکل ۲۲ ارائه شده است.

در پروژه‌های مختلف و اجرای چند الگوی آزمایشی ارائه شده است. در ادامه اطلاعات مربوط به طراحی و اجرای الگو با استفاده از روش پیشنهادی در تونل دسترسی جناح راست سد نرگسی ارائه شده است. برای این تونل، پارامترهای مختلف زمین‌شناسی محاسبه شده است که در نهایت مقدار عددی *RMB* مطابق جدول ۱۰، برابر با ۴۲ شده است.

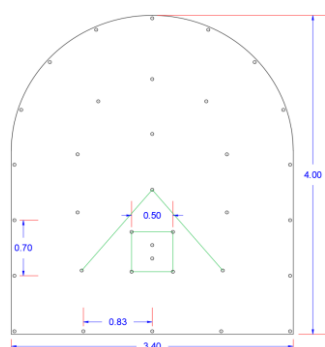
جدول ۱۰- پارامترهای زمین‌شناسی و شاخص کیفی *RMB* برای تونل دسترسی جناح راست سد نرگسی

پارامتر	مقاومت فشاری سنگ (مگاپاسکال)	جهت‌داری درزه‌ها	بازشدگی درزه‌ها (میلی‌متر)	فاصله درزه‌ها (سانتی‌متر)	چگالی سنگ (تن بر متر مکعب)
وضعیت	۵-۳۰	زاویه کم نسبت به محور تونل	۱ >	۲۵-۵۰	۲/۴
امتیاز	۲	۱۵	۱۰	۱۰	۵

$RMB=2+15+10+10+5=42$

جدول ۱۱- جزئیات الگوهای تونل دسترسی جناح راست سد نرگسی

نوع برش	خرج اصلی	سطح مقطع	طول حفاری	طول پیشروی	قطر چال	جزئیات	تعداد چال	ترتیب تاخیر		طول حفاری	طول خرج		قطر خرج		تعداد اموالیت هر چال		
								میلی ثانیه	-		ته چال	میان چال	ته چال	میان چال		متر	متر
-	-	متر مربع	متر	متر	میلی‌متر	-	-	-	-	۱.۵	-	-	-	-	۲۰۰ (گرمی)		
موازی- سیلندری	اموالیت	۱۲.۴	۱.۵	۱.۴۰	۳۸	چال خالی	۱	-	-	۱.۵	-	-	-	-	۲۰۰ (گرمی)		
						پوش‌لوزی ایل	۴	۴-۱-۴ ms	۱.۵	۱۰۰-۲۵	۰.۰۰	۱.۰۲	۰.۴۸	۳۰	۲۷	۰.۴۸	۳۰.۵
						پوش‌سه ضلعی دوم	۳	۶-۵-۵ ms	۱.۵	۱۵۰-۱۲۵	۰.۴۷	۰.۵۸	۳۰	۲۷	۰.۴۵	۲۰	
						پیشروی	۸	۱-۸-۸ ms	۱.۵	۵۰۰-۲۰۰	۰.۳۷	۰.۵۸	۳۴	۲۷	۰.۵۵	۲۰	
						کف	۵	۴-۴ hs	۱.۵	۲۰۰	۰.۴۶	۰.۵۸	۳۴	۲۷	۰.۴۶	۲۰	
						سقف و دیواره	۱۳	۳-۲-۲ hs	۱.۵	۱۵۰۰-۱۰۰۰	۰.۳۵	۰.۵۸	۳۰	۲۷	۰.۵۶	۲۰	
مجموع	۳۴	-	-	۵۱	-	-	-	-	۲۵	۲۴	-	۷۲					



شکل ۲۱- اجرای الگوهای طراحی تونل سد نرگسی

جدول ۱۲- نتایج حاصل از اجرای الگوهای طراحی تونل سد نرگسی

نتایج			الگوهای اجرا شده		
مقدار	واحد	عنوان	مقدار	واحد	عنوان
۱/۴۵-۱/۳۵	متر	پیشروی	۱۴۰۱/۰۶/۲۲-۲۸	-	تاریخ حفاری و انفجار
۱۳	متر مربع	سطح مقطع ایجاد شده	۱۲/۴	مترمربع	سطح مقطع طراحی
۱۸/۲	مترمکعب	حجم استخراجی	۱۷/۴	مترمکعب	حجم استخراجی
مناسب	-	خردایش	۳۳-۳۵	-	تعداد چال
۲۵	سانتی‌متر	حداکثر ابعاد سنگ‌ها	۱/۵	متر	طول حفاری
۶	درصد	پس شکست	۶	-	تعداد تاخیر
۴	درصد	زیرشکست	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 مربع	خرج ویژه



شکل ۲۲- نتایج حاصل از الگوهای طراحی شده

۷- نتایج

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 مقاومت‌فشاری تک محوره، جهت صفحات درزه، فاصله‌داری درزه‌ها، بازشدگی درزه‌ها و چگالی سنگ امتیاز بندی شده‌اند که در نهایت با توجه به مقادیر بدست آمده، مقدار پارامتر *RMB* محاسبه می‌شود. اندیس قابلیت انفجارپذیری را می‌توان فاکتوری کلیدی در بحث انفجار دانست که

در حفاری تونل به روش انفجار، بایستی به عواملی از قبیل میزان پیشروی، بیش‌شکست 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

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 موازی ارائه شده است. به منظور بررسی روش ارائه شده، برای تونل سد نرگسی طراحی چالزنی و آتش‌کاری در برش موازی ارائه شده است. در نهایت نتایج نشان داده است که مقدار بیش‌شکست و پس‌شکست‌های 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.

پارامترهایی نظیر مشخصات توده‌سنگ، چگالی، شرایط درزه و مقاومت سنگ را در نظر می‌گیرد که در روش‌های طراحی موجود این قبیل پارامترها لحاظ نمی‌شوند و وجود ندارند. بر اساس تحقیقات صورت گرفته توسط محققین این پژوهش، طبقه‌بندی ارائه شده توسط لیلی و همکاران مناسب تشخیص داده شد و شرایط توده‌سنگ در طراحی‌ها لحاظ شد. نتایج بدست آمده بر اساس مطالعه موردی صورت گرفته نیز گویای این حقیقت است. کمترین و بیشترین مقدار این پارامتر به ترتیب برابر با ۸ و ۱۱۵ می‌باشد. هر چه مقدار RMB بیشتر

۸ - مراجع

- Ageyi, 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>
- 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>
- 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>
- Barton, N. R. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock mechanics*, 189-236.
- Bienawski, Z. T. (1976). *Rock mass classifications in rock engineering*.
- Berta, G. (1990) Explosive: An Engineering Tool, Italesplosive
- Chatziangelou, M. C. (2016). geological classification of rock mass quality and blast ability for widely spaced formations. . *Journal of Geological Resource and Engineering*, 160–174
- 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)
- 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>
- 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>

- Chapman, David, Nicole Metje, Alfred Stark, and David N. Chapman. Introduction to tunnel construction. Crc Press, 2017.
- 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>.
- Dyno Nobel, Explosives Engineers Guide, 2020.
- 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))
- G. Tsiambaos, H. Saroglou. (2010). Excavatability assessment of rock masses using the Geological Strength Index (GSI). *Bull Eng Geol Environ*.
- 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>
- Hindistan, M. Ali, and Özgür SATICI. (2006). Drilling & Blasting as a Tunnel Excavation Method.
- Hustrulid, William A., and Stephen R. Iverson. (2013). "A new perimeter control blast design concept for underground metal/nonmetal drifting applications.
- 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>.
- Konya, C.J. (1995) Blast Design, Inter Continental Development Corporation..
- Jalali, S. E., & Eftekari, M. (2008). An Experimental Criterion to Determine Pillar Strength in Salt Mines. *Modern Management of Mine Prouducting, Geology & Environmental Protection* (pp. 27-34). Albena: International Scientific GeoConference.
- Jalali, S. E., & Forouhandeh, S. F. (2011, June). Reliability Estimation of Auxiliary Ventilation Systems in Long Tunnels during Construction. *Safety Science*, 49(5), 664-669.
- Jalali, S. M., Emami, M., Najafi, M., Gharib-Bolok, F., Mohammadi, H., & Ramezanzadeh, A. (2015). Underground Coal Gasification as a Strategy to Improve Energy Economy of Iran. *Iranian Energy Economics*, 4(13), 63-88. Retrieved from http://jiece.atu.ac.ir/article_852_202.html
- 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>
- Langfors, U. and kihlistrom, B. (1978) The Modern Technique of Rock Blasting (3rd edn), Holsted press.
- Lilly, P. A. (1986). *An empirical method of assessing rock mass blastability*.
- Olofsson, S. (1998). Applications Explosive Technology for Construction and Mining,. *Applex Publishe*.

- Ostovar, R. (2017). Blasting in mines. (J. D. Industrial unit) Amirkabir
- Jimeno, C. Lopez and Jimeno, E. Lopez. (1995) Drilling and Blasting of Rocks, A.A.Balkema.
- 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>
- 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>
- 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>
- 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>.
- Maidl, Bernhard, Markus Thewes, and Ulrich Maidl. Handbook of Tunnel Engineering, Vol. 1 and Vol. II. Ernst, Wilhelm & Sohn, 2013.
- 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
- Pells, P. B. (2016). Rock quality designation (RQD): time to rest in peace. *Can. Geotech. J.* . 54, 825–834.
- 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>.
- Singh, Bhawani, and R. K. Goel. Tunnelling in Weak Rocks. Elsevier Geo-Engineering Book Series, Volume 5. Elsevier Science & Technology, 2006.
- 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>
- Salehi, E., Moghadam, M., Khani, J., haji hasani, M., Rostamabadi, S. (2022). Investigation of optimal methods for drilling and blasting tunnels pattern in P-Cut under the influence of economic indices of blasting. *Tunnel engineering and underground spaces*, doi: 10.22044/tuse.2022.11927.1455
- Sanchidrián, J. S. (2018). Energy efficiency in rock blasting. In: Awuah-Offei, K. (Ed.), *Energy Efficiency in the Minerals Industry*. . Springer, pp. 87–118.
- Singh, B., & Goel, R. K. (2006). *Tunnelling in Weak Rocks*. (J. A. Hudson, Ed.) Amsterdam: Elsevier B.V.
- 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>.
- NORWEGIAN TUNNELLING SOCIETY. NORWEGIAN TUNNELLING TECHNOLOGY. Publication

No. 23. (2014).

R. Shan, B. H. (2011). Case study on new technology application of quasi-parallel cut blasting in rock roadway drivage,” *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*. pp. 225–232.

USACE, Engineering and Design blasting for rock excavations. Engineering Manual EM 1110-2-3800, US Army Corps of Engineers, 20189

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>

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>.

Weidong Duan, Shigao Hu. The best choice of empty blasting hole spacing in the presplit blasting[J]. *Mineral Engineering Research*, 2012.

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>

Tatiya, Ratan. *Civil excavations and tunnelling: A practical guide*. Thomas Telford, 2005.

Zare, S., & Bruland, A. (2006). Comparison of tunnel blast design models. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 21(5), 533–541.

Zou, Dingxiang. (2017). *Theory and technology of rock excavation for civil engineering*. Springer Singapore.