

دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان نامه کارشناسی ارشد مکانیک سنگ

بهینه‌سازی الگوی آتش‌باری مبتنی بر فرآیند شکست سنگ
به منظور دستیابی به توزیع مناسب دانه‌بندی در معدن آهک
جاجرم

نگارنده: سید محمود معصومی نسب

استاد راهنما

دکتر سید محمد اسماعیل جلالی

اساتید مشاور

دکتر مهدی نوروزی

مهندس محسن وهابی

شهریور ۱۳۹۷

تقدیم اثر

ماحصل آموخته‌هایم را تقدیم می‌کنم به آنان که مهر آسمانی‌شان تسکین آلام زمینی ام است:

به استوارترین تکیه‌گاهم؛ پدرمهربانم، که در زندگی هیچ چیز را بر تحصیلم مقدم نمی‌دانند.

به عشق جاری در زندگی ام؛ مادر فداکارم، که جایگاه کنونی ام شمره دعای خالصانه اوست.

به باارزش‌ترین جواهرم؛ خواهر نازنینم، که شادی، بخش سخطات حیاتم است.

در محضر پر از عشق‌شان، درس عشق و زندگی آموختم و هر چه بگو شتم قطره‌ای از دریای بی‌کران مهربانی‌شان را نمی‌توانم سپاس بگویم.

امروز، سستی ام به وجودشان است و فردا کلید باغ بهشتم رضای‌شان.

دست‌آوردی‌گران سنگ‌تراز این ارزان‌نذاشتم تا به خاک پای‌شان نثار کنم، امید است که حاصل تلاشم، نسیم کوزه‌غبار محبتی‌شان را برزید

و مایه مسرت‌شان باشد.

بوسه می‌زنم بر دستان پر از مهرشان

تشکر و قدردانی

«من لم یشکر المخلوق لم یشکر الخالق»

بر خود واجب می دانم، از تمام کسانی که در مکارش این پژوهش و به ثمر رسیدن آن، مریاری نموده اند، تشکر و قدردانی به عمل آورم. امید

است که ذره ای از زحماتشان را جبران کرده باشم:

پدر، مادر و خواهر عزیزم؛ که امید بخش به ابدانم در این راه بوده اند.

دکتر سید محمد اسماعیل جلالی؛ استاد راهنمای دانايم که رهنمودهای ایشان، همواره چراغ راهم در این عرصه بوده است.

دکتر مهدی نوروزی؛ استاد مشاور صبورم که در مکارش این تحقیق و انجام بازدیدهای میدانی مرا همراهی نموده اند.

مهندس علی رضایی و مهندس میلاد مونسان؛ دوستان برادرگونه ام که حمایت های شان یار دگر می ام بوده است.

و عوامل دست اندر کار معدن سنگ آهک جاجرم؛ که در اجرای این طرح پژوهشی، همکاری نموده اند.

چکیده

این پژوهش به منظور بهینه‌سازی عملیات آتش‌باری در معدن سنگ آهک جاجرم صورت پذیرفته است. به منظور تعیین دانه‌بندی سنگ آهک خرد شده بر اثر انفجار از روش پردازش تصویر استفاده شده و پس از مقایسه دو نرم‌افزار Split Desktop و WipFrag در شرایط مختلف، نرم‌افزار Split Desktop به عنوان نرم‌افزار مناسب برای انجام پردازش تصویر، انتخاب شده است. نتایج بررسی خردایش حاصل از آتش‌باری الگوی موجود در معدن با شبکه حفاری $2/4 \times 2/8$ متر مربع نشان می‌دهد که ۱۹ درصد از بار خرد شده دارای ابعادی بین صفر تا ۳۰ میلی‌متر، ۱۱ درصد دارای ابعاد ۳۰ تا ۷۰ میلی‌متر، ۱۳ درصد با ابعاد ۷۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر و ۵۷ درصد از بار خرد شده دارای ابعاد بیش از ۱۴۰ میلی‌متر است. در این پروژه، مطالعات سیستم ناپیوستگی‌های منطقه به روش‌های پیمایش خطی و برداشت پنجره‌ای انجام شده است. در منطقه مورد مطالعه، سه دسته درزه عمده وجود دارد که دسته درزه‌های اول و دوم تقریباً با هم موازی بوده و دسته درزه سوم بر آن‌ها عمود است. پس از تحلیل ناپیوستگی‌های برداشت شده، مدل شبکه ناپیوستگی‌های مجزا (DFN) ساخته شده و با شرایط واقعی اعتبارسنجی شده که مقدار خطا در حدود ۸ درصد برآورد شده است. پس از آن، طراحی الگوی آتش‌باری اولیه با استفاده از روش تئوری انتقال انرژی انجام شده و اعتبارسنجی آن با روش‌های مختلف تجربی صورت پذیرفته است. الگوی پیشنهاد شده اولیه، شبکه حفاری با ابعاد $2/6 \times 2/9$ متر مربع و آرایش لوزی دارد. این الگو در ابعاد ۵ ردیف ۱۴ تایی از چال‌ها با نسبت طول به عرض آتش‌باری معادل ۳/۱، طراحی شده است. با توجه به مطالعات انجام شده بر روی ناپیوستگی‌ها، جهت مناسب آتش‌باری در پله شرقی این معدن، عمود بر امتداد ۱۴۵ درجه (امتداد ردیف‌های چال) انتخاب شده است. عملیات آتش‌باری در سه مرحله آزمایشی و در مقیاس واقعی انجام شده که آتش‌باری‌های شماره یک و دو با ابعاد شبکه حفاری $2/6 \times 2/9$ متر مربع و آتش‌باری شماره سه با ابعاد شبکه حفاری $2/7 \times 3/25$ متر مربع انجام شده است. آرایش چال‌های آتش‌باری اول و دوم از نوع لوزی بوده که خرج ویژه در آتش‌باری اول ۰/۲۱ کیلوگرم بر متر مکعب و در آتش‌باری دوم ۰/۲۷ کیلوگرم بر متر مکعب است. آرایش چال‌ها در آتش‌باری

سوم نیز از نوع لوزی بوده و خرج ویژه در این الگو برابر $0/23$ کیلوگرم بر متر مکعب است. پس از اجرای سه مرحله آتش‌باری آزمایشی، مقدار نرمه تولید شده نسبت به آتش‌باری‌های متداول معدن، از ۱۹ درصد به ۱۰ درصد کاهش یافته است. همچنین ۵۶ درصد از بار خرد شده بر اثر آتش‌باری در محدوده ۳۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر قرار دارد. بنابراین الگوی آتش‌باری شماره سه با ابعاد شبکه حفاری $2/7 \times 3/25$ متر مربع، به‌عنوان الگوی مناسب برای اجرا در معدن سنگ آهک جاجرم انتخاب و پیشنهاد شده است. در پایان این پروژه، طرح آتش‌باری پیشنهاد شده از دیدگاه فنی و اقتصادی مورد ارزیابی قرار گرفته که سودآوری حاصل از اجرای آن به‌صورت سالانه در حدود $9/5$ میلیارد ریال پیش‌بینی شده است.

کلمات کلیدی: ساز و کار شکست سنگ، بهینه‌سازی عملیات آتش‌باری، پردازش تصویر، معدن سنگ آهک جاجرم، مطالعات درزه‌داری، بررسی فنی و اقتصادی.

مقالات مستخرج از پایان نامه

فهرست مطالب

فصل اول: کلیات تحقیق..... ۱

۱-۱- مقدمه ۲

۱-۲- تشریح پروژه ۲

۱-۳- ضرورت تحقیق ۴

۱-۴- اهداف تحقیق ۴

۱-۵- ساختار گزارش تحقیق ۵

فصل دوم: پیشینه تحقیق..... ۷

۲-۱- مقدمه ۸

۲-۲- تاریخچه مطالعات انجام شده در زمینه خردایش ۸

۲-۳- جمع‌بندی و نتیجه‌گیری ۱۵

فصل سوم: بررسی ساز و کار شکست سنگ بر اثر آتش‌باری و عوامل موثر بر آن ۱۷

۳-۱- مقدمه ۱۸

۳-۲- ساز و کار شکست سنگ ۱۸

۳-۲-۱- شکستن سنگ ۱۸

۳-۲-۲- تولید ترک‌های شعاعی ۱۹

۳-۲-۳- خردشدگی در اثر انعکاس موج ۲۰

۳-۲-۴- شکاف‌های حاصل از انبساط گازها ۲۱

- ۲۳ ۳-۲-۵- خرد شدن سنگ‌ها در اثر برخورد با یکدیگر
- ۲۴ ۳-۳- پارامترهای طراحی آتش‌باری
- ۲۵ ۳-۳-۱- قطر چال انفجاری
- ۲۶ ۳-۳-۲- طول چال
- ۲۶ ۳-۳-۳- شیب چال
- ۲۷ ۳-۳-۴- ارتفاع پله
- ۲۸ ۳-۳-۵- فاصله ردیف‌های چال
- ۲۹ ۳-۳-۶- فاصله‌داری چال‌ها
- ۳۰ ۳-۳-۷- اضافه حفاری
- ۳۱ ۳-۳-۸- انسداد (گل‌گذاری)
- ۳۳ ۳-۳-۹- آرایش چال‌ها
- ۳۳ ۳-۳-۱۰- ابعاد بلوک آتش‌باری
- ۳۴ ۳-۳-۱۱- حفاری ویژه
- ۳۴ ۳-۳-۱۲- خرج ویژه (فاکتور پودر)
- ۳۵ ۳-۳-۱۳- توالی انفجار و زمان‌های تاخیر
- ۳۷ ۳-۴- خردایش سنگ و عوامل موثر بر آن
- ۳۷ ۳-۴-۱- ویژگی‌های توده‌سنگ
- ۴۲ ۳-۴-۲- هم‌راستایی چال‌ها
- ۴۲ ۳-۴-۳- ویژگی‌های ماده منفجره
- ۴۲ ۳-۴-۴- چگونگی خرج‌گذاری چال
- ۴۳ ۳-۴-۵- خرج ویژه
- ۴۳ ۳-۴-۶- ترتیب انفجار

۴۴	۳-۵- جمع‌بندی و نتیجه‌گیری
۴۵	فصل چهارم: طراحی الگوهای آتش‌باری در معدن سنگ آهک جاجرم
۴۶	۴-۱- موقعیت جغرافیایی معدن سنگ آهک جاجرم
۴۸	۴-۲- پردازش تصویر دیجیتالی
۴۸	۴-۲-۱- نرم‌افزارهای پردازش تصویر
۴۸	۴-۲-۱-۱- نرم‌افزار WipFrag
۴۹	۴-۲-۱-۲- نرم‌افزار Split Desktop
۴۹	۴-۲-۱-۳- مزایای نرم‌افزارهای WipFrag و Split Desktop
۵۰	۴-۲-۲- قواعد تصویربرداری
۵۱	۴-۲-۳- انتخاب نرم‌افزار مناسب پردازش تصویر برای سنگ آهک خرد شده
۵۲	۴-۲-۳-۱- اعتبارسنجی نرم‌افزارها با نتایج تجزیه سرندي
۵۴	۴-۲-۳-۲- اثر نوع مرزبندی بر نتایج پردازش
۵۶	۴-۲-۳-۳- اثر دوران تصویر
۵۸	۴-۲-۳-۴- اثر تفکیک تصویر و ترکیب منحنی‌ها
۶۱	۴-۳- تحلیل ابعادی خردشدگی در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم
۶۴	۴-۴- مطالعه ناپیوستگی‌های بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم
۶۴	۴-۴-۱- برداشت درزه‌ها
۶۵	۴-۴-۲- توزیع جهات درزه‌ها
۶۶	۴-۴-۳- شدت درزه‌داری
۶۷	۴-۴-۴- توزیع فاصله‌داری درزه‌ها
۶۸	۴-۴-۵- توزیع پایایی
۶۹	۴-۴-۶- مدل‌سازی شبکه ناپیوستگی‌ها (DFN) و اعتبارسنجی آن

- ۷۱-۴-۵- طراحی الگوی آتش‌باری بر مبنای فرآیند شکست سنگ
- ۷۲-۴-۵-۱- طراحی الگوی آتش‌باری بر اساس تئوری انتقال انرژی
- ۷۶-۴-۵-۲- مقایسه نتایج حاصل از روش تئوری انتقال انرژی با روش‌های تجربی
- ۷۶-۴-۵-۲-۱- روش لانگفرس - کیلستروم
- ۷۸-۴-۵-۲-۲- روش فولدسی
- ۸۰-۴-۵-۲-۳- روش لیلی (اندیس قابلیت آتش‌باری)
- ۸۲-۴-۵-۲-۴- روش اولافسن
- ۸۴-۴-۵-۲-۵- جمع‌بندی
- ۸۴-۴-۵-۳- طرح پیشنهادی و ویژگی‌های آن
- ۸۴-۴-۵-۳-۱- هندسه الگوی آتش‌باری
- ۸۶-۴-۵-۳-۲- آرایش چال‌ها و ترتیب انفجار
- ۸۷-۴-۵-۳-۳- ابعاد بلوک آتش‌باری
- ۸۸-۴-۵-۳-۴- توزیع خرج
- ۹۰-۴-۵-۳-۵- جمع‌بندی
- ۹۰-۴-۶- انتخاب جهت مناسب آتش‌باری
- ۹۴-۴-۷- اجرای الگوی آتش‌باری پیشنهادی
- ۹۴-۴-۷-۱- آتش‌باری شماره یک
- ۹۹-۴-۷-۲- آتش‌باری شماره دو
- ۱۰۳-۴-۷-۳- آتش‌باری شماره سه
- ۱۰۷-۴-۷-۴- انتخاب الگوی مناسب آتش‌باری
- ۱۰۸-۴-۸- جمع‌بندی و نتیجه‌گیری
- ۱۱۱- فصل پنجم: ارزیابی فنی و اقتصادی طرح آتش‌باری پیشنهاد شده

۱۱۲	۵-۱- مقدمه
۱۱۲	۵-۲- ارزیابی فنی و اقتصادی طرح آتشباری پیشنهادی
۱۱۸	۵-۳- جمع‌بندی و نتیجه‌گیری
۱۲۱	فصل ششم: نتیجه‌گیری و پیشنهادها
۱۲۲	۶-۱- نتیجه‌گیری
۱۲۴	۶-۲- پیشنهادها

فهرست شکل‌ها

فصل سوم: بررسی ساز و کار شکست سنگ بر اثر آتش‌باری و عوامل موثر بر آن

- شکل (۳ - ۱): چگونگی انتشار امواج حاصل از انفجار در اطراف چال ۱۹
- شکل (۳ - ۲): مولفه‌های کششی در سطوح مماسی موج فشاری و تولید ترک‌های شعاعی ۲۰
- شکل (۳ - ۳): انعکاس موج ضربه‌ای از سطح آزاد ۲۱
- شکل (۳ - ۴): انبساط گازهای حاصل از انفجار و جابجایی سنگ‌های خرد شده ۲۲
- شکل (۳ - ۵): خردشدگی در اثر خمش ۲۲
- شکل (۳ - ۶): نمودار ارتباط انبساط چال و زمان ۲۳
- شکل (۳ - ۷): خلاصه ساز و کار شکست و خردشدگی سنگ ۲۴
- شکل (۳ - ۸): مهم‌ترین پارامترهای حفاری بلوک‌های انفجاری ۲۵
- شکل (۳ - ۹): تعیین قطر چال برای مقایسه مختلف ارتفاع پله ۲۶
- شکل (۳ - ۱۰): یکنواختی فاصله تا سطح آزاد در چال‌های شیب‌دار ۲۷
- شکل (۳ - ۱۱): نحوه خم‌شدگی سنگ‌ها در آتش‌باری پله‌هایی با H/B مختلف ۲۸
- شکل (۳ - ۱۲): رابطه فاصله ردیف‌های چال و قطر چال در سنگ‌های مختلف ۲۹
- شکل (۳ - ۱۳): فاصله‌داری چال‌ها به‌عنوان تابعی از فاصله ردیف‌ها ۲۹
- شکل (۳ - ۱۴): اثر اضافه حفاری بر یکنواختی کف پله انفجاری ۳۰
- شکل (۳ - ۱۵): کاهش مقدار اضافه حفاری با شیب‌داری چال ۳۱
- شکل (۳ - ۱۶): طول انسداد بیشتر در چال‌های ردیف اول و ردیف آخر ۳۲
- شکل (۳ - ۱۷): انواع آرایش متداول چال‌ها در آتش‌باری روباز ۳۳
- شکل (۳ - ۱۸): تشکیل کپه سنگ‌های خرد شده پس از انفجار ۳۳
- شکل (۳ - ۱۹): تاثیر مقدار تاخیر زمانی بین ردیف‌های متوالی در آتش‌باری روباز ۳۶

- شکل (۳ - ۲۰): روش‌های مختلف اجرای مدار آتش‌باری در آرایش لوزی ۳۷
- شکل (۳ - ۲۱): آتش‌باری در جهت شیب لایه‌بندی ۳۸
- شکل (۳ - ۲۲): آتش‌باری در خلاف جهت لایه‌بندی ۳۸
- شکل (۳ - ۲۳): آتش‌باری در راستای امتداد لایه‌بندی ۳۹
- شکل (۳ - ۲۴): تاثیر درزه روی خردشدگی سنگ ۳۹
- شکل (۳ - ۲۵): ارتباط ویژگی‌های ناپیوستگی‌های توده‌سنگ و ابعاد سنگ خرد شده بر اثر آتش‌باری ۴۰
- شکل (۳ - ۲۶): تاثیر توام امتداد و شیب درزه‌ها در طراحی آتش‌باری و نتایج حاصل از آن‌ها ۴۱
- شکل (۳ - ۲۷): بهبود خردشدگی در قسمت بالای بلوک ۴۳
- شکل (۳ - ۲۸): شکل کپه سنگ انفجاری در اثر تاخیرهای متفاوت ردیفی ۴۴

فصل چهارم: طراحی الگوهای آتش‌باری در معدن سنگ آهک جاجرم

- شکل (۴ - ۱): موقعیت معدن سنگ آهک جاجرم و واحدهای مختلف آن ۴۷
- شکل (۴ - ۲): تصویربرداری نامناسب و فاصله زیاد از هدف ۵۰
- شکل (۴ - ۳): وجود قطعات بسیار بزرگ در کادر تصویر کوچک ۵۰
- شکل (۴ - ۴): زمان نامناسب تصویربرداری و وجود سایه قطعات در تصویر ۵۱
- شکل (۴ - ۵): تصویر نمونه پردازش شده توسط نرم‌افزارهای پردازش تصویر ۵۱
- شکل (۴ - ۶): منحنی دانه‌بندی حاصل از پردازش تصویر به‌وسیله WipFrag ۵۲
- شکل (۴ - ۷): منحنی دانه‌بندی حاصل از پردازش تصویر به‌وسیله Split Desktop ۵۳
- شکل (۴ - ۸): منحنی حاصل از تعیین مرز خودکار و دستی توسط نرم‌افزار WipFrag ۵۴
- شکل (۴ - ۹): منحنی حاصل از تعیین مرز خودکار و دستی توسط نرم‌افزار Split Desktop ۵۵
- شکل (۴ - ۱۰): دوران شده تصویر شکل (۴ - ۵) ۵۶
- شکل (۴ - ۱۱): منحنی‌های خروجی در حالت افقی و دوران شده تصویر در نرم‌افزار WipFrag ۵۷

- شکل (۴ - ۱۲): منحنی‌های خروجی در حالت افقی و دوران شده تصویر در نرم‌افزار Split Desktop
- ۵۷
- شکل (۴ - ۱۳): تصویر تفکیک شده شکل (۴ - ۵)
- شکل (۴ - ۱۴): منحنی پردازش چهار ربع تصویر و منحنی پردازش تصویر کامل توسط نرم‌افزار WipFrag
- ۵۹
- شکل (۴ - ۱۵): منحنی پردازش چهار ربع تصویر و منحنی پردازش تصویر کامل توسط نرم‌افزار Split Desktop
- ۶۰
- شکل (۴ - ۱۶): تصاویر تهیه شده از قسمت‌های مختلف کپه انفجاری برای پردازش تصویر ابعاد خرد شده بر اثر آتش‌باری در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم
- ۶۲
- شکل (۴ - ۱۷): منحنی توزیع دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده بر اثر انفجار در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم
- ۶۳
- شکل (۴ - ۱۸): نمای کلی از بلوک شرقی، سطح نمایان سنگی و خط برداشت
- ۶۵
- شکل (۴ - ۱۹): شیب و جهت شیب دسته درزه‌های اصلی در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم
- ۶۶
- شکل (۴ - ۲۰): اندازه‌گیری شدت درزه (P₂₁) به روش پنجره برداشت
- ۶۷
- شکل (۴ - ۲۱): توزیع فاصله‌داری نمایی منفی برای ناپیوستگی‌های بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم
- ۶۸
- شکل (۴ - ۲۲): شبکه ناپیوستگی تصادفی شیب‌سازی شده توده بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم
- ۷۰
- شکل (۴ - ۲۳): اثرات ناپیوستگی به‌دست آمده از تولید ناپیوستگی بر روی پنجره مستطیلی عمودی دارای امتداد رخنمون و واقع در میانه مدل در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم
- ۷۱

- شکل (۴ - ۲۴): منحنی تغییرات فشار دینامیکی را روی دیواره چال بر حسب نسبت قطر چال به قطر خرج ۷۴
- شکل (۴ - ۲۵): محاسبه خرج ویژه و ضریب انرژی با استفاده از اندیس قابلیت آتش‌باری ۸۱
- شکل (۴ - ۲۶): طرح شماتیک از ویژگی‌های هندسی الگوی آتش‌باری پیشنهادی در معدن سنگ آهک جاجرم ۸۵
- شکل (۴ - ۲۷): آرایش چال‌ها و ترتیب انفجار در الگوی آتش‌باری پیشنهادی در معدن سنگ آهک جاجرم ۸۸
- شکل (۴ - ۲۸): بوستر پنتولایتی $\frac{۳}{۴}$ پوندی ۸۹
- شکل (۴ - ۲۹): تصویر استریوگرافی ناپیوستگی‌های پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم و امتداد پله ۹۲
- شکل (۴ - ۳۰): مقاطع قائم از مدل DFN پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم در امتداد عمود بر جبهه‌کار ۹۳
- شکل (۴ - ۳۱): جهت مناسب آتش‌باری در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۹۴
- شکل (۴ - ۳۲): آرایش چال‌ها و راستای آتش‌باری آزمایشی شماره یک در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۹۵
- شکل (۴ - ۳۳): خردشدگی حاصل از آتش‌باری آزمایشی شماره یک در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۹۶
- شکل (۴ - ۳۴): منحنی توزیع دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده حاصل از آتش‌باری آزمایشی شماره یک در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۹۷
- شکل (۴ - ۳۵): مقایسه منحنی دانه‌بندی خردشدگی بر اثر آتش‌باری الگوی پیشین و الگوی پیشنهادی شماره یک ۹۸

- شکل (۴ - ۳۶): آرایش چال‌ها و راستای آتش‌باری آزمایشی شماره دو در پله شرقی معدن سنگ آهک
 جاجرم ۹۹
- شکل (۴ - ۳۷): خردشدگی حاصل از آتش‌باری آزمایشی شماره دو در پله شرقی معدن سنگ آهک
 جاجرم ۱۰۰
- شکل (۴ - ۳۸): منحنی توزیع دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده حاصل از آتش‌باری آزمایشی شماره دو
 در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۱۰۱
- شکل (۴ - ۳۹): مقایسه منحنی دانه‌بندی خردایش بر اثر آتش‌باری الگوی پیشین و آتش‌باری شماره
 یک و شماره دو ۱۰۲
- شکل (۴ - ۴۰): آرایش چال‌ها و راستای آتش‌باری آزمایشی شماره سه در پله شرقی معدن سنگ آهک
 جاجرم ۱۰۳
- شکل (۴ - ۴۱): خردشدگی حاصل از آتش‌باری آزمایشی شماره سه در پله شرقی معدن سنگ آهک
 جاجرم ۱۰۴
- شکل (۴ - ۴۲): منحنی توزیع دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده حاصل از آتش‌باری آزمایشی شماره سه
 در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۱۰۵
- شکل (۴ - ۴۳): مقایسه منحنی دانه‌بندی خردایش بر اثر آتش‌باری الگوی پیشین و آتش‌باری شماره
 دو و شماره سه ۱۰۶

فهرست جدول‌ها

فصل چهارم: طراحی الگوهای آتش‌باری در معدن سنگ آهک جاجرم

- جدول (۴ - ۱): مختصات جغرافیایی چهارگوشه معدن سنگ آهک جاجرم ۴۶
- جدول (۴ - ۲): اختلاف نتایج پردازش تصویر با استفاده از دو نرم‌افزار Split Desktop و WipFrag و تجزیه‌سرندي ۵۳
- جدول (۴ - ۳): اختلاف نتایج مرزبندی دستی و خودکار قطعات توسط نرم‌افزارهای Split Desktop و WipFrag ۵۵
- جدول (۴ - ۴): نتایج اثر دوران تصویر بر منحنی توزیع دانه‌بندی توسط نرم‌افزارهای Split Desktop و WipFrag ۵۸
- جدول (۴ - ۵): مقایسه نتایج ترکیب ربع تصاویر و تصویر کامل توسط نرم‌افزارهای Split Desktop و WipFrag ۶۱
- جدول (۴ - ۶): ویژگی‌های الگوی آتش‌باری متداول (فعلي) در معدن سنگ آهک جاجرم ۶۲
- جدول (۴ - ۷): محدوده ابعادی سنگ‌های خرد شده بر اثر انفجار در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۶۳
- جدول (۴ - ۸): خلاصه درزه‌های برداشت شده در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۶۵
- جدول (۴ - ۹): جهت‌داری و ثابت فیشر دسته درزه‌های بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۶۶
- جدول (۴ - ۱۰): شدت حجمی دسته درزه‌های بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۶۷
- جدول (۴ - ۱۱): ویژگی‌های هندسی دسته ناپیوستگی‌های برداشت شده از بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۶۸
- جدول (۴ - ۱۲): روابط محاسبه فاصله‌داری چال‌ها در هر ردیف ۷۲
- جدول (۴ - ۱۳): برآورد پارامترهای آتش‌باری با استفاده از روش برتا (تئوری انتقال انرژی) ۷۶

- جدول (۴ - ۱۴): برآورد پارامترهای آتش‌باری با استفاده از روش لانگفرس - کیلستروم ۷۸
- جدول (۴ - ۱۵): برآورد پارامترهای آتش‌باری با استفاده از روش فولدسی ۷۹
- جدول (۴ - ۱۶): امتیاز پارامترهای ژئومکانیکی توده‌سنگ در تعیین اندیس قابلیت آتش‌باری ۸۰
- جدول (۴ - ۱۷): برآورد پارامترهای آتش‌باری با استفاده از روش لیلی (اندیس قابلیت آتش‌باری) .. ۸۲
- جدول (۴ - ۱۸): مقادیر R_1 با توجه به شیب‌های مختلف ۸۳
- جدول (۴ - ۱۹): مقادیر R_2 با توجه به نوع سنگ ۸۳
- جدول (۴ - ۲۰): برآورد پارامترهای آتش‌باری با استفاده از روش اولافسن ۸۳
- جدول (۴ - ۲۱): مقایسه الگوی آتش‌باری پیشنهادی مناسب و الگوی فعلی معدن سنگ آهک جاجرم ۸۴
- جدول (۴ - ۲۲): ثابت زمان تاخیر بین چال‌های یک ردیف ۸۶
- جدول (۴ - ۲۳): ثابت زمان تاخیر بین ردیف‌های متوالی ۸۷
- جدول (۴ - ۲۴): پارامترهای خرج‌گذاری الگوی آتش‌باری پیشنهادی برای اجرا در معدن سنگ آهک جاجرم ۸۹
- جدول (۴ - ۲۵): انرژی ضربه‌ای و انرژی حبابی برخی از مواد منفجره استفاده شده در معادن ۹۱
- جدول (۴ - ۲۶): خلاصه ویژگی‌های مهم ناپیوستگی‌های پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۹۱
- جدول (۴ - ۲۷): مرتب‌سازی ناپیوستگی‌های پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم بر اساس شیب، فراوانی و طول متوسط ۹۳
- جدول (۴ - ۲۸): توزیع دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده حاصل از آتش‌باری شماره یک در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۹۷
- جدول (۴ - ۲۹): مقایسه توزیع دانه‌بندی سنگ خرد شده بر اثر آتش‌باری الگوی پیشین و الگوی اجرا شده شماره یک ۹۸

- جدول (۴ - ۳۰): توزیع دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده حاصل از آتش‌باری شماره دو در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۱۰۱
- جدول (۴ - ۳۱): مقایسه توزیع دانه‌بندی خردایش بر اثر آتش‌باری الگوی پیشین و آتش‌باری شماره یک و شماره دو ۱۰۲
- جدول (۴ - ۳۲): توزیع دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده حاصل از آتش‌باری شماره سه در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۱۰۵
- جدول (۴ - ۳۳): مقایسه توزیع دانه‌بندی خردایش بر اثر آتش‌باری الگوی پیشین و آتش‌باری شماره دو و شماره سه ۱۰۶
- جدول (۴ - ۳۴): ویژگی‌های الگوهای آتش‌باری آزمایشی اجرا شده در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۱۰۷
- جدول (۴ - ۳۵): توزیع دانه‌بندی حاصل از اجرای سه آتش‌باری آزمایشی در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ۱۰۷

فصل پنجم: ارزیابی فنی و اقتصادی طرح آتش‌باری پیشنهادی

- جدول (۵ - ۱): ویژگی‌های الگوی آتش‌باری فعلی و الگوی آتش‌باری پیشنهادی ۱۱۳
- جدول (۵ - ۲): توزیع دانه‌بندی حاصل از اجرای الگوی آتش‌باری فعلی و پیشنهادی ۱۱۳
- جدول (۵ - ۳): متوسط درآمد حاصل از تولید سنگ آهک در معدن جاجرم به‌طور روزانه، ماهانه و سالانه ۱۱۴
- جدول (۵ - ۴): هزینه‌های روزانه حفاری و ماده منفجره در طرح آتش‌باری فعلی با شبکه حفاری $۲/۴ \times ۲/۸$ متر مربع ۱۱۷
- جدول (۵ - ۵): هزینه‌های روزانه حفاری و ماده منفجره در طرح آتش‌باری پیشنهادی با شبکه حفاری $۲/۷ \times ۳/۲۵$ متر مربع ۱۱۷

جدول (۵ - ۶): اختلاف مجموع هزینه‌های روزانه حفاری و ماده منفجره در طرح آتش‌باری فعلی و

پیشنهاد شده ۱۱۷

جدول (۵ - ۷): کاهش روزانه، ماهانه و سالانه مجموع هزینه‌های حفاری و ماده منفجره در معدن سنگ

آهک جاجرم ۱۱۸

جدول (۵ - ۸): سودآوری حاصل از اجرای طرح آتش‌باری پیشنهاد شده با شبکه حفاری ۲/۷×۳/۲۵

متر مربع ۱۱۸

فصل اول: کلیات تحقیق

۱-۱- مقدمه

عملیات حفاری و انفجار یکی از مهم‌ترین فعالیت‌های مرتبط با استخراج مواد معدنی و یک جز ضروری در معادن سطحی است. این روش هنوز به عنوان ارزان‌ترین و اقتصادی‌ترین ابزار برای استخراج سنگ‌ها در معدنکاری به شمار می‌رود [۱]. توجه به اولین مرحله از خردایش سنگ که عمدتاً توسط حفاری و انفجار صورت می‌پذیرد، یکی از اساسی‌ترین پارامترهای موثر بر اقتصاد و حیات معدن به شمار می‌رود. به جرات می‌توان خردایش را یکی از مهم‌ترین و حساس‌ترین نتایج هر انفجار نام برد. هدف اصلی از خرد کردن سنگ‌ها با مواد منفجره در معادن، آماده‌سازی آن برای انجام فرآوری و به دست آوردن محصولی با مشخصات فنی مناسب به منظور بارگیری و حمل و همچنین رسیدن به یک خردشدگی مناسب برای عملیات پایین دستی است [۲].

یک انفجار با خردشدگی مناسب بر کل عملیات معدنکاری اثر می‌گذارد و باعث کاهش هزینه‌های کلی معدنکاری و افزایش راندمان تولید می‌شود. بنابراین الگوی چال‌زنی و انفجار در عملیات معدنکاری باید به گونه‌ای طراحی و اجرا شود که سنگ‌های خرد شده از توزیع مناسبی برخوردار باشند. توزیع ابعاد سنگ تاثیر به‌سزایی بر کارایی عملیات مختلف معدنکاری و فرآوری دارد. عدم طراحی دقیق و حتی اجرای نامناسب الگوی آتش‌باری، موجب عدم دسترسی به اهداف مورد نظر می‌شود و هزینه‌ها را افزایش می‌دهد. هزینه‌های کلی تولید ماده معدنی با ابعاد مناسب و بهینه، کمترین مقدار را به خود اختصاص می‌دهد [۳].

۱-۲- تشریح پروژه

هزینه‌های حفاری و انفجار حدود ۳۰ درصد از کل هزینه مستقیم تولید در معادن روباز را در برمی‌گیرد که با افزایش قطعات بزرگ و نیاز به آتش‌باری ثانویه تا ۵۰ درصد نیز افزایش می‌یابد. تولید نرمه می‌تواند باعث از بین رفتن بخشی از ماده معدنی و وارد آمدن خسارت به بهره‌بردار شود. به هر حال خردشدگی نامطلوب سنگ بر اثر انفجار سبب بالا رفتن هزینه‌ها و کاهش درآمد معدن می‌شود. بنابراین،

عامل اساسی برای موفقیت انفجار در یک جبهه کار، خردشدگی مناسب است که در به حداقل رساندن هزینه‌های معدنکاری و افزایش درآمد حاصل از تولید ماده معدنی نقش بنیادین دارد [۴].

برای انجام یک انفجار مناسب، به گونه‌ای که خردایش مطلوبی ارایه دهد، عوامل متعددی نظیر ویژگی‌های مکانیکی توده سنگ (مقاومت، مدول الاستیسیته، نسبت پواسون و ...)، ویژگی‌های هندسی توده سنگ (فاصله‌داری درزه، شیب و جهت شیب درزه، بازشدگی درزه، طول درزه و ...)، مشخصات ماده منفجره (نوع خرج، نوع چاشنی، نوع شروع کننده انفجار، نوع تقویت کننده انفجار، نوع خط آتش و ...)، مشخصات هندسی چال (قطر چال، عمق چال، طول چال، فاصله‌داری چال‌ها در هر ردیف و فاصله‌داری ردیفی چال‌ها، طول گل‌گذاری و ...)، پارامترهای اجرایی آتش‌باری (نوع سیستم چال‌زنی، روش خرج‌گذاری، تراکم خرج، خرج ویژه، ترتیب و تاخیر انفجار و ...) و پارامترهای عملیاتی (روش‌های بارگیری، باراندازی و دپو کردن) دخیل بوده که لازم است به دقت مورد بررسی قرار گیرند [۵ و ۶].

ویژگی‌های مکانیکی و هندسی توده سنگ از عوامل ذاتی و غیر قابل کنترل هستند که بر اساس نوع کانسنگ، ماده معدنی و شرایط تکتونیکی منطقه از موردی به مورد دیگر متفاوت خواهد بود. مشخصات ماده منفجره، هندسه چال، پارامترهای اجرایی آتش‌باری و پارامترهای عملیاتی از عوامل قابل کنترل و موثر بر نتیجه آتش‌باری و خردایش سنگ است که باید به طور مناسب و صحیح طراحی و اجرا شوند [۶ و ۷].

اندازه‌گیری ابعاد سنگ‌های خرد شده بر اثر انفجار به منظور ارزیابی کارایی عملیات آتش‌باری از اهمیت قابل توجهی برخوردار است. روش‌های مختلفی برای تعیین توزیع ابعادی قطعات وجود دارد که به دو گروه روش مستقیم و روش‌های غیرمستقیم دسته‌بندی می‌شوند. دقیق‌ترین، قابل اعتمادترین و تنها روش مستقیم تعیین توزیع ابعادی قطعات، تجزیه سرنندی است اما در این روش برای به دست آوردن توزیع دانه‌بندی باید هزینه و زمان زیادی را صرف کرد. همچنین این روش به صورت جزئی و در برخی انفجارهای آزمایشی با حجم کم قابل کاربرد است. به همین دلیل، روش‌های غیرمستقیم مانند

روش‌های مشاهده‌ای، تجربی و پردازش تصویر توسعه پیدا کرده‌اند. با پیشرفت‌های رایانه‌ای، پردازش تصویر در کارهای صنعتی و معدنی، توانسته به‌عنوان یک روش غیرمستقیم و نسبتاً قابل اعتماد مورد توجه واقع شود. در بحث معدن‌کاری، مهم‌ترین کاربرد پردازش تصویر تعیین توزیع دانه‌بندی توده انفجاری برای ارزیابی الگوهای آتش‌باری بهینه و رسیدن به خردایش مناسب است [۸].

۳-۱- ضرورت تحقیق

در پروژه‌های معدنی با توجه به دانه‌بندی مورد نیاز برای بار ورودی به واحدهای خردایش و جدایش، باید الگوی مناسبی برای آتش‌باری، طراحی و اجرا شود. توزیع نامناسب دانه‌بندی مهم‌ترین مسأله‌ای است که در صورت طراحی و اجرای نامناسب آتش‌باری بروز می‌نماید. در صورت ایجاد ابعاد بزرگ‌تر از مقادیر پیش‌بینی شده، نیاز به آتش‌باری ثانویه و خرد کردن مجدد خواهد بود و در بخش بارگیری و حمل، مشکلات زیادی به‌وجود خواهد آمد. همچنین ایجاد ابعاد ریزتر از محدوده ابعادی مورد نیاز، باعث تولید باطله، از دست رفتن ماده معدنی و اختلال در خطوط کانه‌آرایی می‌شود [۹].

خردشدگی مناسب سنگ‌ها در اثر آتش‌باری باعث کاهش مقدار باطله ریزدانه، سهولت در عملیات بارگیری و کاهش هزینه‌های تولید خواهد شد. بنابراین الگوی چال‌زنی و انفجار باید به گونه‌ای طراحی و اجرا شود که سنگ‌های خرد شده از توزیع دانه‌بندی مناسبی برخوردار باشند [۹]. در حال حاضر در معدن سنگ آهک جاجرم به‌طور روزانه حدود ۲۰۰۰ تن سنگ آهک استخراج می‌شود که پس از خردایش و دانه‌بندی در تاسیسات موجود در معدن، حدود ۶۰ درصد آن به‌عنوان محصول در دو اندازه ۳۰ تا ۷۰ میلی‌متر (۲۷ درصد) و ۷۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر (۳۳ درصد) به کارخانه حمل می‌شود و حدود ۴۰ درصد باقی‌مانده که اندازه ذرات آن صفر تا ۳۰ میلی‌متر است، به‌صورت باطله دیو می‌شود [۱۰].

۴-۱- اهداف تحقیق

با توجه به درصد بالای باطله تولید شده در معدن سنگ آهک جاجرم، ضروری است تمهیداتی برای کاهش مقدار آن اتخاذ نمود. بنابراین لازم است با بررسی ویژگی‌های سنگ مورد مطالعه و عوامل

موثر بر خردایش سنگ، الگو یا الگوهای آتش‌باری مناسب‌تر طراحی شود به‌طوری‌که بیشترین مقدار مواد معدنی تولید شده در محدوده دانه‌بندی خوراک کارخانه باشد و درعین‌حال میزان تولید نرمه (ابعاد صفر تا ۳۰ میلی‌متر) نیز کاهش یابد. در پژوهش حاضر در نظر است بهینه‌سازی الگوی آتش‌باری معدن سنگ آهک جاجرم به‌منظور دستیابی به اهداف فوق انجام پذیرد.

۵-۱- ساختار گزارش تحقیق

به‌طور کلی این گزارش به‌عنوان پایان‌نامه کارشناسی ارشد در پنج فصل گردآوری و تنظیم شده است که شامل موارد زیر است:

فصل اول - کلیات تحقیق (فصل حاضر): این فصل شامل مقدمه و تشریح مساله مورد تحقیق است و در ادامه آن به ضرورت تحقیق و اهداف مورد نظر این پژوهش پرداخته شده است.

فصل دوم - پیشینه تحقیق: در این فصل، مروری بر تحقیقات گذشته و تاریخچه مطالعات انجام شده توسط محققین در زمینه خردایش، صورت پذیرفته است.

فصل سوم - بررسی ساز و کار شکست سنگ بر اثر آتش‌باری و عوامل موثر بر آن: در این فصل ساز و کار شکست سنگ بر اثر انفجار تشریح شده است. در ادامه پارامترهای طراحی آتش‌باری معرفی شده و مورد بررسی قرار گرفته‌اند. همچنین در پایان این فصل به بیان عوامل موثر بر خردایش سنگ در اثر آتش‌باری پرداخته شده است.

فصل چهارم - طراحی الگوهای آتش‌باری در معدن سنگ آهک جاجرم: در ابتدای این فصل موقعیت جغرافیایی معدن سنگ آهک جاجرم بیان شده است. در ادامه از بین دو نرم‌افزار پردازش تصویر WipFrag و Split Desktop، نرم‌افزار مناسب انتخاب شده است. در معدن سنگ آهک جاجرم، بلوک شرقی به‌عنوان بلوک مورد مطالعه انتخاب شده و نتایج تحلیل ابعادی قطعات در اثر آتش‌باری، قبل از بهینه‌سازی عملیات آتش‌باری و همچنین نتایج مطالعات درزه‌داری این بلوک ارائه شده است. در پایان این فصل نیز، طراحی الگوی آتش‌باری با استفاده از روش تئوری انتقال انرژی انجام شده و نتیجه حاصل

از آن با نتایج روش‌های تجربی مختلف، مقایسه و اعتبارسنجی شده است. در نهایت الگوی مناسب برای اجرا در معدن و همچنین جهت مناسب آتش‌باری پیشنهاد شده است.

فصل پنجم – نتیجه‌گیری و پیشنهادها: در این فصل نیز به‌طور مختصر به دستاوردهای این پژوهش اشاره شده و همچنین پیشنهادهایی به‌منظور انجام تحقیق‌های بعدی برای سایر پژوهشگران و دانشجویان ارائه شده است.

فصل دوم: پیشینه تحقیق

۱-۲- مقدمه

خرد کردن سنگ به وسیله ماده منفجره از ابتدای قرن هفدهم و هم‌زمان با شناسایی باروت آغاز شده است. پس از آن با اختراع دینامیت در سال ۱۸۶۷ و دینامیت ژلاتینی در سال ۱۸۷۵ توسط آلفرد نوبل^۱، تحولی در صنعت مواد منفجره ایجاد شده است. از سال ۱۹۵۵، کاربرد مخلوط نیترات آمونیوم و سوخت‌های مایع (آنفو^۲) به‌عنوان ماده منفجره صنعتی متداول شده و پس از آن مواد منفجره ژله‌ای و امولسیون‌ی ساخته و وارد بازار شده‌اند [۱۱]. هدف از ساخت مواد منفجره و استفاده از آن، متفاوت است. در معدنکاری قسمت عظیمی از هزینه استخراج، صرف شکستن سنگ‌ها با مقاومت‌های مختلف می‌شود. در معادن زیرزمینی و روباز با توجه به نوع معدن از مواد منفجره مختلف استفاده می‌شود. هدف اصلی از کاربرد مواد منفجره در تمام معادن، خرد کردن مناسب سنگ‌ها در مرحله اول آتش‌باری است و ابعاد خردایش به‌عنوان یکی از مهم‌ترین پارامترهای استخراج سنگ‌ها به حساب می‌آید [۱۲].

۲-۲- تاریخچه مطالعات انجام شده در زمینه خردایش

با توجه به اهمیت خردایش و توزیع دانه‌بندی سنگ‌ها پس از انفجار، پژوهش‌گران متعددی طی سال‌های گذشته، مطالعاتی را به‌منظور طراحی، باز طراحی و بهینه‌سازی الگوی حفاری و انفجار انجام داده‌اند که مرور آن‌ها ضروری بوده و می‌تواند در پروژه‌های مختلف راهنمای خوبی باشد. به‌همین منظور نتایج تعدادی از پژوهش‌های محققین مختلف در ادامه بیان شده است.

اش^۳ در سال ۱۹۶۳ اثر طول انسداد^۴ (گل‌گذاری) بر ابعاد خردایش را مورد بررسی قرار داده است. وی طی تحقیقات و انفجارهای آزمایشی خود به این نتیجه رسید که اگر طول انسداد به‌اندازه ۷۰ درصد فاصله بین ردیف‌های چال‌ها^۵ (B) باشد، خردایش حاصل از انفجار مناسب خواهد بود، همچنین کاهش لرزش هوا^۶ و پرتاب سنگ^۷ قابل قبول را در پی خواهد داشت [۱۳].

1 Alfred Nobel
2 ANFO
3 Ash
4 Steaming

5 Burden
6 Air Blast
7 Fly Rock

گرگوری^۱ در سال ۱۹۷۳ اظهار داشته است، هنگامی که فاصله‌داری چال‌ها در هر ردیف^۲ (S) بیش از دو برابر فاصله ردیف‌های چال شود ($S > 2B$)، شکست ناکافی و ناقص رخ می‌دهد و نتایج خردایش ضعیف خواهد بود [۱۳].

پرسون^۳ و پدرسن^۴ در سال ۱۹۷۳، روش فاصله‌داری عریض چال‌ها در یک ردیف را در مقیاس آتش‌باری تولیدی در معدن سنگ آهک کواری^۵ اعتبارسنجی نموده‌اند. بهترین نتایج خردایش زمانی به‌دست آمده است که فاصله‌داری چال‌ها به بزرگی ۸ برابر فاصله ردیف‌های چال است. استفاده از این روش در دهه ۱۹۷۰ متداول بوده و به‌نام روش سوئدی فاصله‌داری عریض^۶ شناخته می‌شود [۱۳].

بهانداری^۷ در سال ۱۹۷۵ تحقیقات خود را در مقیاس مدل آزمایشگاهی با استفاده از بلوک‌های سیمانی انجام داده است. وی شبکه حفاری با فاصله ردیف‌های (B) کوچک و فاصله‌داری (S) بزرگ و ترجیحاً با نسبت ۳ تا ۴ ($3 < S/B < 4$) را توصیه کرده است. در نتیجه این نسبت، فرآیند شکست هر چال به‌صورت مجزا اتفاق می‌افتد. او همچنین شرح داده است که کاهش فاصله ردیف‌ها باعث بهره‌وری بهتر از انرژی ماده منفجره می‌شود. این محقق نشان داد در سنگ‌های درزه‌دار، افزایش فاصله ردیف‌ها، خردایش با ابعاد بزرگ‌تر را در پی خواهد داشت [۱۴].

اش و اسمیت^۸ در سال ۱۹۷۶ نشان داده‌اند با انتخاب نسبت فاصله‌داری چال‌ها به فاصله ردیف‌ها برابر با ۲ و آتش‌باری تاخیری، نتایج بهتری در خصوص خردایش حاصل می‌شود. آن‌ها همچنین برای افزایش این نسبت به ۳ تا ۴، عدم شکستن سنگ بین چال‌ها را پیش‌بینی نموده‌اند [۱۳].

سینگ^۹ طی تحقیقات خود در سال‌های ۱۹۸۳ و ۱۹۸۷ به این نتیجه رسیده است که جهت‌داری درزه‌ها روی نتایج آتش‌باری اثرگذار است، زیرا فاصله بهینه ردیف‌ها برای جهت‌داری‌های مختلف، متفاوت است. اما هیچ ملاحظه‌ای برای سایر پارامترهای آتش‌باری در ارتباط با جهت‌داری

1 Gregory

2 Spacing

3 Person

4 Pedersen

5 Laminated Limestone Quarry

6 Swedish Wide Spacing Technique

7 Bhandari

8 Smith

9 Singh

درزه‌ها در نظر نگرفته است. او همچنین اظهار داشت اگر نسبت فاصله‌داری چال‌ها به فاصله ردیف‌ها بین ۳ تا ۴ انتخاب شود، خردایش بهینه را فراهم می‌نماید [۱۳].

بیران^۱ در سال ۱۹۹۴ بیان نموده است که برای انتخاب پارامترهای موثر در خردایش مناسب، روابط تجربی زیادی وجود دارد اما برای افزایش کارایی عملیات آتش‌باری و یکنواختی خردایش، خرج در چال باید به صورت یکنواخت توزیع شده باشد [۱۳ و ۱۵].

ثوت^۲ و سینگ در سال ۱۹۹۷ ملاحظه نموده‌اند که نتایج خردایش بر اثر انفجار متأثر از عوامل مختلفی است. به طور مثال بالا بودن مقاومت سنگ باعث کاهش خردایش می‌شود. همچنین خردایش از شاخص قابلیت انفجار، تخلخل و اختلالات زمین‌شناسی نیز اثرپذیر است. در مواردی که توده سنگ ناپیوسته است، موج ضربه^۳ به دلیل میرایی بالا در یک سطح کوچک‌تر، منعکس می‌شود که باعث تشکیل قطعات سنگی بزرگ^۴ خواهد شد. تمامی این عوامل نیاز به مطالعه و آزمایش‌های میدانی دارند تا در مورد مقدار ماده منفجره، تصمیم مناسب‌تری اتخاذ شده و با جلوگیری از تشکیل قطعات بزرگ، خردایش مناسب‌تری حاصل شود [۱۳، ۱۵ و ۱۶].

بوزیج^۵ در سال ۱۹۹۸ در خصوص کنترل خردایش بر اثر انفجار، مطالعاتی را انجام داده است. وی ویژگی‌های خردایش مانند ابعاد و شکل را از جمله اطلاعات مهم برشمرده که در بهینه‌سازی عملیات آتش‌باری موثر است. این محقق ساختار سنگ، مقدار ماده منفجره و توزیع آن در توده سنگ را به عنوان سه عامل کنترل کننده خردایش بر اثر انفجار بیان نموده است [۱۷].

پال^۶ و گوش^۷ در سال ۲۰۰۲ مطالعاتی را در خصوص بهینه‌سازی الگوی آتش‌باری در معدن سونپور بازاری^۸ به منظور کنترل لرزش زمین، کنترل انفجار هوا، کنترل پرتاب سنگ و بهبود خردایش انجام داده‌اند. آن‌ها پیشنهاد کرده‌اند از سیستم شروع انفجار غیرالکتریکی استفاده شود. این امر باعث

1 Biran

2 Thote

3 Shock Wave

4 Boulder

5 Bozic

6 Pal

7 Gosh

8 Sonapur Bazari

افزایش هزینه‌ها می‌شود، اما این هزینه‌ها با کاهش شانس دزد کردن^۱ چال‌ها، کاهش پرتاب سنگ و دستیابی به خردایش مناسب قابل جبران هستند الگوی آتش‌باری پیشنهادی ایشان با هدف تعادل مناسب بین جنبه‌های محیط زیستی و معیارهای بهره‌وری بوده و همچنین جهت انفجار را نیز با اهمیت عنوان کرده‌اند [۱۳] [۱۶].

کومار و همکارانش^۲ در سال ۲۰۰۴ با توجه به مطالعات خود متوجه شده‌اند که نتایج حاصل از آتش‌باری به عوامل مختلفی مانند ویژگی‌های سنگ، هندسه آتش‌باری، نسبت فاصله‌داری (S) به فاصله ردیف‌ها (B)، مدت زمان تاخیر، مقدار و نوع مواد انسداد، نسبت ارتفاع به عرض بلوک انفجاری و خواص ماده منفجره مورد استفاده بستگی دارد. ایشان همچنین تلاش‌هایی برای ارزیابی پتانسیل حجمی ماده منفجره به منظور افزایش استخراج سنگ‌ها انجام داده‌اند. آن‌ها عملکرد ماده منفجره را در معادن نیگاهی^۳ و جایانت^۴ مورد مطالعه قرار داده و به این نتیجه رسیده‌اند که افزایش مقاومت کششی سنگ، کاهش فاکتور پودر^۵ (مقدار سنگ شکسته شده به ازای واحد وزن ماده منفجره) را در پی دارد. همچنین افزایش شاخص قابلیت انفجار باعث افزایش چگالی و سرعت امواج P می‌شود و با افزایش فاکتور پودر، خردایش افزایش می‌یابد [۱۳ و ۱۵].

مومیوند در سال ۲۰۰۸ برای بهینه‌سازی عملیات آتش‌باری، پژوهش خود را روی یک ماده معدنی در دو شرایط مختلف از نظر ویژگی توده‌سنگ، خرج ویژه و قیمت تمام شده انجام داده است، به طوری که خرج ویژه و قیمت تمام شده در یکی از شرایط حدود دو برابر دیگری است. در این تحقیق روشی تجربی به نام شاخص خردایش سنگ (RFI)^۶ ارائه شده که تأثیر ویژگی‌های متعدد پیچیده توده‌سنگ را به طور کامل تر نشان می‌دهد. بر اساس این روش، بیشترین تأثیر ویژگی‌های توده‌سنگ در آتش‌باری، مربوط به ناپیوستگی‌های موجود در آن است (حدود ۶۰ درصد). هرچه شاخص خردایش سنگ افزایش یابد، خرج ویژه و قیمت تمام شده یک متر مکعب سنگ کاهش می‌یابد [۱۸].

1 Misfire

2 Kumar et al.

3 Nigahi

4 Jayant

5 Powder Factor

6 Rock Fragmentation Index

بخشنامه امنیه و مالکی نژاد در سال ۲۰۱۱ طی تحقیقات خود، مدلی برای پیش‌بینی خردایش حاصل از انفجار ارایه داده‌اند که با استفاده از ترکیب مدل گرادی^۱ و کیپ^۲ (بیان‌کننده تعداد ترک‌های شعاعی ایجاد شده پیرامون چال انفجار) و مفهوم خردشدگی متوسط بیان شده است. آن‌ها متوسط ابعاد خردشدگی را تابعی از ویژگی‌های توده‌سنگ (مقاومت و سفتی شکست)، ویژگی‌های ماده منفجره مصرفی (سرعت انفجار و چگالی ماده منفجره) و پارامترهای مربوط به هندسه طرح آتش‌باری (فاصله ردیف‌ها، فاصله‌داری چال‌ها در هر ردیف و قطر چال انفجاری) معرفی کرده‌اند [۱۹].

هوداوردی و همکارانش^۳ در سال ۲۰۱۲، خردایش حاصل از آتش‌باری را بر اساس مفهوم شاخص خردایش سنگ، مورد مطالعه و بررسی قرار داده‌اند. در این تحقیق که در معادن اورانیوم اسپانیا و استانبول انجام شده است، شاخص خردایش سنگ که وابسته به پارامترهایی از جمله نسبت فاصله‌داری چال‌ها به فاصله ردیف‌ها، خرج ویژه و RMR^۴ است، محاسبه شده و بر اساس آن، آتش‌باری‌ها به سه دسته $FI \leq 4$ ، $4 < FI < 8$ و $FI \geq 8$ تقسیم‌بندی شده‌اند. با افزایش شاخص خردایش سنگ، تعداد قطعات خرد شده در بلوک آتش‌باری افزایش می‌یابد [۱۲ و ۲۰].

پنگ‌یان و همکارانش^۵ در سال ۲۰۱۳، خردایش حاصل از انفجار و تکه‌تکه شدن سنگ را با استفاده از روش عددی (روش المان محدود^۶) در دانشگاه ووهان^۷ چین شبیه‌سازی نموده‌اند. در این پژوهش فرآیند انفجار یک چال از زمان شروع انفجار تا انتهای آن مدل‌سازی شده است. یکی از مهم‌ترین نتایج این پژوهش این است که با افزایش ارتفاع پله، ارتفاع کپه انفجار افزایش می‌یابد که این مساله در انتخاب ماشین‌آلات بارگیری بسیار اهمیت دارد [۱۲ و ۲۱].

لشنی‌زند و همکارانش در سال ۲۰۱۵ به‌منظور بهینه‌سازی عملیات آتش‌باری و کاهش هزینه‌های جاری در معدن شماره یک گل‌گهر، تاثیر نوع پرایمر بر خردایش حاصل از آتش‌باری را مورد

1 Grady

2 Kipp

3 Hudaverdi et al.

4 Rock Mass Rating

5 Peng Yan et al.

6 Finite Element Method

7 Wuhan

بررسی قرار داده‌اند. طی این تحقیق که عملیات آتش‌باری آن در بخش پله‌های خاکی معدن مذکور انجام و از بوسترهای دو پوندی و سه پوندی و امولایت کارتریجی ۶۵ و ۹۰ استفاده شده است، مشخص شده که نوع پرایمر تاثیری بر ویژگی‌های انفجار در قسمت خاکی ندارد. همچنین پیشنهاد شده برای کاهش هزینه‌ها از امولایت کارتریجی به جای بوسترهای دو پوندی و سه پوندی به‌عنوان پرایمر استفاده شود. در این پژوهش برای بررسی تاثیر پرایمر، هندسه آتش‌باری (قطر چال، فاصله‌داری چال‌ها، سیستم انتقال انفجار و ...) ثابت نگه داشته و انفجار در پله‌های نزدیک به هم انجام شده تا شرایط زمین‌شناسی مشابه هم باشد [۲۲].

جهانی و تاجی در سال ۲۰۱۵ طی پژوهش خود از مدل‌های تجربی پیش‌بینی کننده توزیع دانه‌بندی پس از انفجار مانند سوئدیفو^۱، کاز - رام^۲، مدل ناحیه خرد شده^۳ (CZM)، کاز - رام اصلاح شده در سال ۲۰۰۵، KCO^۴ و مدل غیبی و همکاران برای پیش‌بینی خردایش پس از ۲۰ مرحله آتش‌باری در معدن سنگ آهن گل‌گهر و در دو بخش هماتیتی و مگنتیتی استفاده کرده‌اند. ایشان روش پردازش تصویر را با استفاده از نرم‌افزار Split Desktop، برای دستیابی به توزیع دانه‌بندی پس از انفجار به‌کار برده‌اند و از نتایج آن با عنوان نتایج واقعی توزیع دانه‌بندی یاد کرده‌اند. این پژوهشگران، اظهار داشته‌اند به‌جز مدل کاز - رام برای کانسنگ مگنتیت، هیچ‌کدام از مدل‌ها عملکرد قابل قبولی نداشته‌اند. هر چند این مدل نیز برای کانسنگ هماتیت نتایج مناسبی نداشته است. همچنین از بین دو تابع توزیع سوئبرک^۵ و روزین - رامر^۶، عملکرد سوئبرک در خصوص محدوده نرمه از روزین - رامر بهتر بوده است. این نتایج برای قسمت مواد درشت دانه (قسمت بالایی منحنی دانه‌بندی) برعکس بوده است [۲۳].

کاتسابانیس^۷ و امیدی در سال ۲۰۱۵، اثر تاخیر زمانی را روی خردایش حاصل از انفجار مورد بررسی قرار داده‌اند. آن‌ها تحقیقات و آزمایش‌های خود را به‌صورت کوچک مقیاس در بلوک‌های سیمانی

1 SveDeFo
2 Kuz - Ram
3 Crushed Zone Model
4 Kuznestsov – Cunningham - Ouchterlony

5 Swebrec
6 Rosin - Rammler
7 Katsabanis

و بزرگ مقیاس در بلوک‌های معدنی انجام داده‌اند. ایشان اظهار داشته‌اند اثر تاخیر روی ابعاد درشت خردایش (مانند X_{80}) بیشتر است و روی ابعاد کوچک تاثیری نداشته است. نتایج تحقیقات این دو پژوهش‌گر در مورد استفاده از لوله‌های مسی برای جلوگیری از فرار گازهای انفجاری نشان می‌دهد که افزایش زمان تاخیر انفجار چال‌ها، باعث افزایش X_{80} می‌شود [۲۴].

سینگ و همکارانش در سال ۲۰۱۵، اثر پارامترهای طراحی الگوی آتش‌باری روی خردایش سنگ را در دو معدن در کشور هند مورد بررسی قرار داده‌اند. نتایج پژوهش آن‌ها در ادامه بیان شده است. با افزایش نسبت فاصله ردیف‌های چال به قطر چال، اندازه میانگین ابعاد خردایش افزایش می‌یابد. در افزایش نسبت مذکور، قطر چال ثابت بوده و فاصله ردیف‌ها افزایش یافته است. اندازه میانگین ابعاد خردایش حاصل از انفجار و شاخص یکنواختی^۱ (η) کپه انفجاری با افزایش نسبت فاصله‌داری چال‌ها (S) به فاصله ردیف‌ها (B)، کاهش یافته است. مقدار بهینه برای نسبت فاصله‌داری چال‌ها به فاصله ردیف‌ها بین ۱/۱ تا ۱/۳ بوده و بهترین خردایش را در پی داشته است. با کاهش نسبت طول انسداد به فاصله ردیف‌ها، اندازه میانگین ابعاد خردایش کاهش یافته است. همچنین افزایش خرج ویژه باعث کاهش اندازه میانگین ابعاد خردایش شده است. تغییر مقدار فاصله ردیف‌ها نسبت به ارتفاع پله اثرات چشم‌گیری روی خردایش داشته و برای ضریب صلبیت^۲ (نسبت ارتفاع پله به فاصله ردیف‌ها) کمتر از دو، خردایش درشت‌تر بوده است. ایشان ضریب سفتی بهینه را حدود ۳ پیشنهاد کرده‌اند [۲۵].

اکبری و همکارانش در سال ۲۰۱۵، اثر ویژگی‌های توده‌سنگ بر خردشدگی ناشی از انفجار را بررسی کرده‌اند. بنابر نتایج تحقیق ایشان، افزایش فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها، پایایی ناپیوستگی‌ها، بازشدگی ناپیوستگی‌ها و زبری ناپیوستگی‌ها، باعث افزایش ابعاد سنگ‌های خرد شده می‌شود [۲۶].

دانفورد^۳ در سال ۲۰۱۶، مهم‌ترین عوامل کنترل کننده خردایش سنگ بر اثر انفجار در سنگ‌های خوب و نسبتاً مقاوم را به ترتیب درجه اهمیت، خرج ویژه، توزیع ماده منفجره، نوع ماده

1 Index of Uniformity
2 Stiffness Ratio

3 Dunford

منفجره، زمان تاخیر و سیستم ناپیوستگی‌های توده‌سنگ معرفی کرده است. وی همچنین ترتیب درجه اهمیت عوامل کنترل کننده خردایش بر اثر انفجار در سنگ‌های ضعیف را سیستم ناپیوستگی‌های توده‌سنگ، نوع ماده منفجره، خرج ویژه، توزیع ماده منفجره و زمان تاخیر معرفی کرده است [۲۷].

پراساد و همکارانش^۱ در سال ۲۰۱۷، طی پژوهش خود در خصوص تاثیر نسبت طول انسداد به فاصله ردیف‌های چال (T/B) و خرج ویژه به این نتیجه رسیده‌اند که متوسط ابعاد سنگ‌های خرد شده و بیشینه ابعاد سنگ‌های خرد شده با نسبت طول انسداد به فاصله ردیف‌های چال رابطه مستقیم و با خرج ویژه رابطه معکوس دارد. بنابراین با افزایش نسبت طول انسداد به فاصله ردیف‌های چال، متوسط ابعاد سنگ‌های خرد شده و بیشینه ابعاد سنگ‌های خرد شده افزایش می‌یابد. در حالی که افزایش خرج ویژه، کاهش بیشینه و متوسط ابعاد سنگ خرد شده را در پی دارد [۲۸].

۳-۲- جمع‌بندی و نتیجه‌گیری

چنانچه از مطالب ذکر شده در این فصل بر می‌آید، مساله خردایش و توزیع دانه‌بندی سنگ‌ها پس از آتش‌باری از چالش‌های اساسی و با اهمیت در عملیات معدن‌کاری روباز است و تا کنون پژوهش‌های متعددی برای بهینه‌سازی عملیات آتش‌باری به‌منظور دستیابی به خردایش مطلوب، صورت پذیرفته است. با توجه به تولید نرمه قابل توجه در معدن سنگ آهک جاجرم و همچنین عدم وجود سابقه پژوهشی در این معدن، سعی بر آن است که با بهره‌گیری از مطالعات انجام شده در گذشته و دانش موجود، تولید نرمه سامان‌بخشی شود.

1 Prasad et al.

فصل سوم: بررسی ساز و کار شکست سنگ بر اثر

آتش‌باری و عوامل موثر بر آن

۱-۳- مقدمه

هدف اصلی آتش‌باری در معادن روباز، خردایش و جابجایی سنگ است. ویژگی‌های توده‌سنگ، ویژگی‌های ماده منفجره، الگوی حفاری و خرج‌گذاری و نحوه شروع انفجار عواملی هستند که روی عملیات آتش‌باری اثرگذار هستند. اگر چه عوامل وابسته به ویژگی‌های سنگ قابل کنترل نیستند اما می‌توان پارامترهای قابل کنترل را به‌نحوی انتخاب کرد که خردایش و جابجایی سنگ مطلوبی حاصل شود. هرچند ویژگی‌های توده‌سنگ در کنترل شکست سنگ و لرزش، نسبت به ویژگی‌های ماده منفجره اهمیت بیشتری دارد اما انتخاب ماده منفجره نیز دارای اهمیت است. بر خلاف ویژگی‌های توده‌سنگ و ماده منفجره، الگوی آتش‌باری و شروع انفجار از پارامترهای قابل کنترل در آتش‌باری هستند. بهینه‌سازی عملیات حفاری و انفجار نیازمند درک کافی از پارامترهای مذکور و همچنین اطلاع از اهمیت این پارامترها است.

۲-۳- ساز و کار شکست سنگ^۱

در مدت زمان انفجار ماده منفجره، شرایطی در سنگ ایجاد می‌شود که در دو مرحله قابل بیان است. در مرحله اول، انرژی ضربه‌ای موج^۲، یک ضربه شدید به‌صورت انرژی کرنشی^۳ به سنگ وارد می‌کند. در مرحله دوم، گازهای تولید شده در اثر انفجار با دما و فشار بسیار بالای خود، باعث تولید انرژی جنبشی^۴ می‌شوند. بر اساس تجارب صحرایی و آزمایشگاهی، تئوری‌های مختلفی برای تشریح رفتار سنگ تحت انفجار از گذشته تا حال ارائه شده است. در خرد شدن سنگ در اثر انفجار، عوامل متعددی دخیل هستند که در ادامه به آن‌ها پرداخته می‌شود [۲۹].

۱-۲-۳- شکستن سنگ

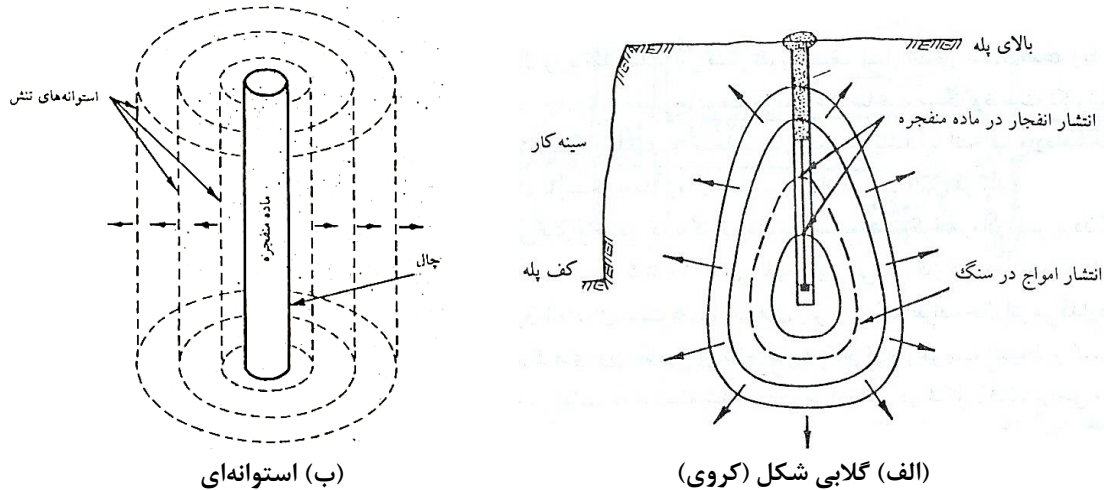
در لحظه شروع انفجار، مقدار فشار موج کرنشی که در حال گسترش است از حد مقاومت فشاری دینامیکی سنگ تجاوز کرده و سنگ تحت تنش فشاری قرار می‌گیرد که باعث ایجاد شکستگی‌های ریز

1 Mechanism of Rock Breakage
2 Shockwave Energy

3 Strain Energy
4 Bubble Energy

و درشت در سنگ می‌شود [۳۰]. ضخامت ناحیه شکسته^۱ با افزایش فشار انفجار ماده منفجره و جفت‌شدگی ماده منفجره با دیواره چال، افزایش می‌یابد. این عامل، نقش بسیار کوچکی (یک درصد از حجم خرد شده به‌وسیله هر چال) در خردشدگی سنگ دارد [۲۹].

شکل انتشار امواج حاصل از انفجار تابع عوامل متعددی است. محل شروع انفجار در چال، سرعت انفجار ماده منفجره و سرعت انتشار امواج در سنگ از این عوامل هستند. علاوه بر عوامل ذکر شده، شکل انتشار امواج مستقل از شکل خرج نیست. اگر نسبت ارتفاع خرج به قطر آن کمتر یا مساوی ۶ باشد، شکل انتشار امواج کروی است. انتشار کروی امواج به این دلیل است که سرعت انفجار بیش از سرعت انتشار امواج الاستیک در سنگ است. در شرایط معمولی، پرایمر در ته چال قرار دارد. در حالی که امواج حاصل از انفجار در سنگ‌های اطراف پایین چال در حال تاثیر هستند، خود ماده منفجره در حال انفجار است. در نتیجه شکل انتشار امواج در سنگ به‌شکل گلابی [شکل (۳ - ۱ - الف)] است. اگر نسبت ارتفاع به قطر خرج بیش از ۶ باشد، شکل انتشار امواج استوانه‌ای [شکل (۳ - ۱ - ب)] خواهد بود [۳۱].



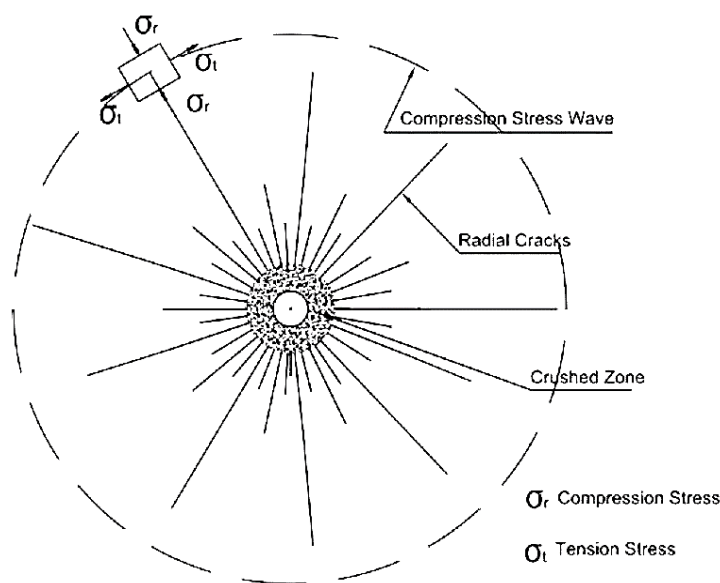
شکل (۳ - ۱): چگونگی انتشار امواج حاصل از انفجار در اطراف چال [۳۱]

۲-۲-۳- تولید ترک‌های شعاعی

موج کرنشی آزاد شده در اثر انفجار با توجه به جنس و ویژگی‌های هندسی ناپیوستگی‌های توده‌سنگ، با سرعتی معادل ۳۰۰۰ تا ۶۰۰۰ متر بر ثانیه از توده‌سنگ عبور می‌کند. حین انتشار موج

1 Fractured Zone

کرنشی، سنگ‌های اطراف چال، فشار شعاعی بسیار شدیدی را متحمل می‌شوند که باعث تولید تنش‌های کششی مماسی می‌شود. هنگامی که تنش‌های مماسی از مقاومت کششی دینامیکی سنگ تجاوز کند، ترک‌های شعاعی در ناحیه شکسته شده اطراف چال تشکیل می‌شوند [شکل (۳ - ۲)]. هر چه مقاومت کششی دینامیکی سنگ کمتر باشد، تنش‌های کششی مماسی راحت‌تر بر مقاومت کششی دینامیکی سنگ غلبه می‌کنند. بنابراین تعداد و همچنین طول ترک‌های شعاعی افزایش می‌یابد [۲۹ و ۳۲].



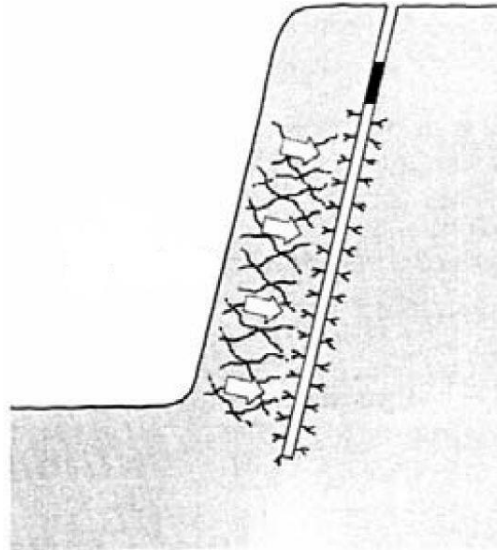
شکل (۳ - ۲): مولفه‌های کششی در سطوح مماسی موج فشاری و تولید ترک‌های شعاعی [۳۲]

علاوه بر این ناحیه خرد شده، برخی از ترک‌ها نیز توسعه قابل توجهی یافته و در اطراف چال گسترش می‌یابند. سرعت گسترش این ترک‌ها ۰/۱۵ تا ۰/۴ سرعت موج کرنشی است. شکاف‌های بسیار ریز در زمان کوتاهی در حدود ۲ میلی‌ثانیه ایجاد می‌شوند. هنگامی که شکاف‌های اولیه‌ای در سنگ وجود داشته باشد، این ترک‌ها در طول آن‌ها ایجاد خواهد شد [۲۹].

۳-۲-۳- خردشدگی در اثر انعکاس موج

هنگامی که موج کرنشی به یک سطح آزاد می‌رسد باعث تولید موج کششی و موج برشی می‌شود. این امر در حالی رخ می‌دهد که ترک‌های شعاعی، حداکثر تا ۳۳ درصد فاصله بین چال‌ها و سطح آزاد تشکیل می‌شوند [شکل (۳ - ۳)]. معمولاً خرد شدن سنگ در اثر موج کششی منعکس شده رخ می‌دهد. اگر موج کششی به اندازه کافی قوی باشد تا بر مقاومت دینامیکی سنگ غلبه کند، توده‌سنگ در جهت

قسمت عقب خود خرد خواهد شد. این پدیده به پوسته پوسته شدن معروف است. سرعت موج ضربه‌ای در شروع انفجار بین ۳۰۰۰ تا ۶۰۰۰ متر بر ثانیه و سرعت موج منعکس شده بین ۵۰۰ تا ۲۰۰۰ متر بر ثانیه است [۳۰ و ۳۲].

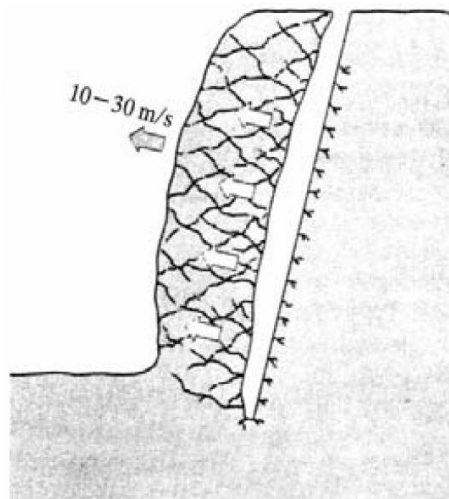


شکل (۳ - ۳): انعکاس موج ضربه‌ای از سطح آزاد [۳۰]

این عامل نیز در خردایش کلی سنگ دخالت ندارد و اگر قرار باشد توده سنگ در اثر موج انعکاسی خرد شود، مقدار ماده منفجره مورد نیاز حدود ۸ برابر بیشتر از حالت معمول خواهد بود [۲۹].

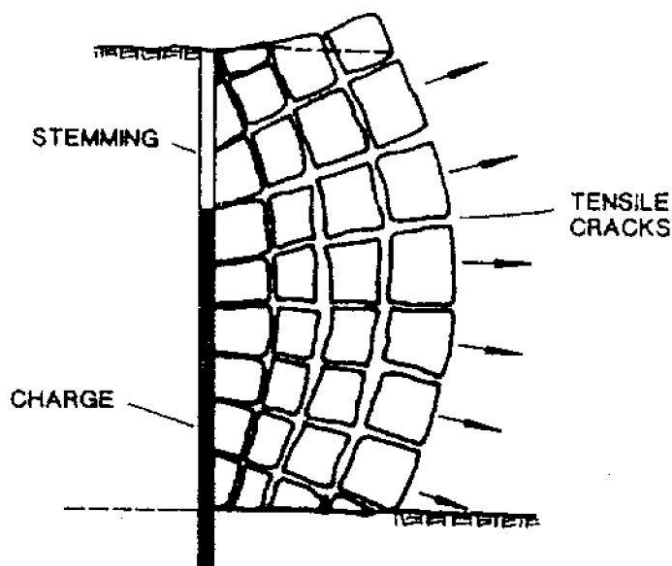
۳-۲-۴ - شکاف‌های حاصل از انبساط گازها

بلافاصله پس از انفجار، حجم زیادی از گازها با فشار بالا تشکیل می‌شود. هنگام تشکیل یا بعد از تشکیل ترک‌های شعاعی، گازها شروع به انبساط نموده و به‌داخل این شکاف‌ها نفوذ می‌کنند. در نتیجه، این شکاف‌ها در اثر تمرکز تنش در نقاط تیز خود گسترش می‌یابند. تعداد و طول ترک‌های باز شده و گسترش یافته در این حالت به‌شدت وابسته به فشار گازها است. بنابراین خروج زودتر از موعد گازها در اثر کم بودن گل‌گذاری و یا وجود صفحات ضعف باعث افت شدید عملکرد انرژی ماده منفجره خواهد شد. با استفاده از فناوری عکاسی با سرعت بالا هنگام آتش‌باری مشخص شده که سرعت حرکت سنگ‌های خرد شده معمولاً بین ۱۰ تا ۳۰ متر بر ثانیه است [شکل (۳ - ۴)] [۳۰].



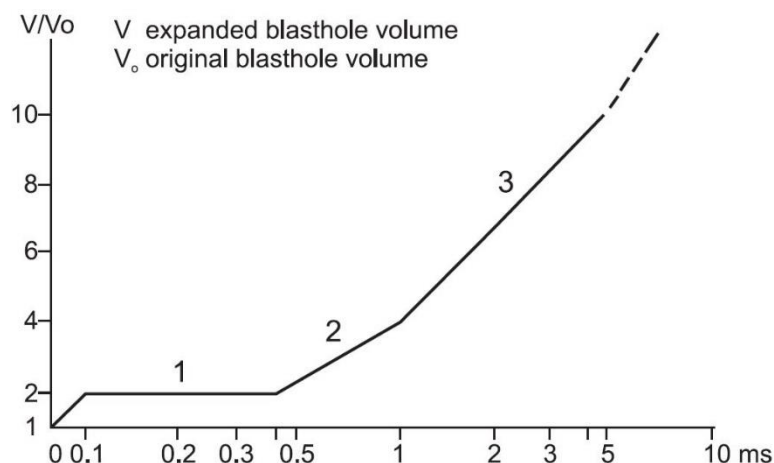
شکل (۳ - ۴): انبساط گازهای حاصل از انفجار و جابجایی سنگ‌های خرد شده [۳۰]

در طول فرآیند تشکیل ترک‌های شعاعی و پوسته پوسته شدن و همچنین بعد از آن، مواد جلوی چال را می‌توان مانند یک تیر دو سر گیردار (در پای پله و محل گل‌گذاری) در نظر گرفت که تحت بارگذاری ناشی از فشار گازها قرار گرفته است [شکل (۳ - ۵)]. در نتیجه، سنگ‌ها در اثر خمش ایجاد شده، شکسته و خرد می‌شوند [۲۹].



شکل (۳ - ۵): خردشدگی در اثر خمش [۲۹]

فعل و انفعال شیمیایی ماده منفجره درون چال بسیار سریع است و توان آن زمانی کامل در نظر گرفته می‌شود که حجم چال به ۱۰ برابر حجم اولیه‌اش برسد که در حدود ۵ میلی‌ثانیه از زمان را سپری می‌کند. شکل (۳ - ۶)، منحنی انبساط چال انفجاری با گذشت زمان را نشان می‌دهد [۳۰].



شکل (۳ - ۶): نمودار ارتباط انبساط چال و زمان [۳۰]

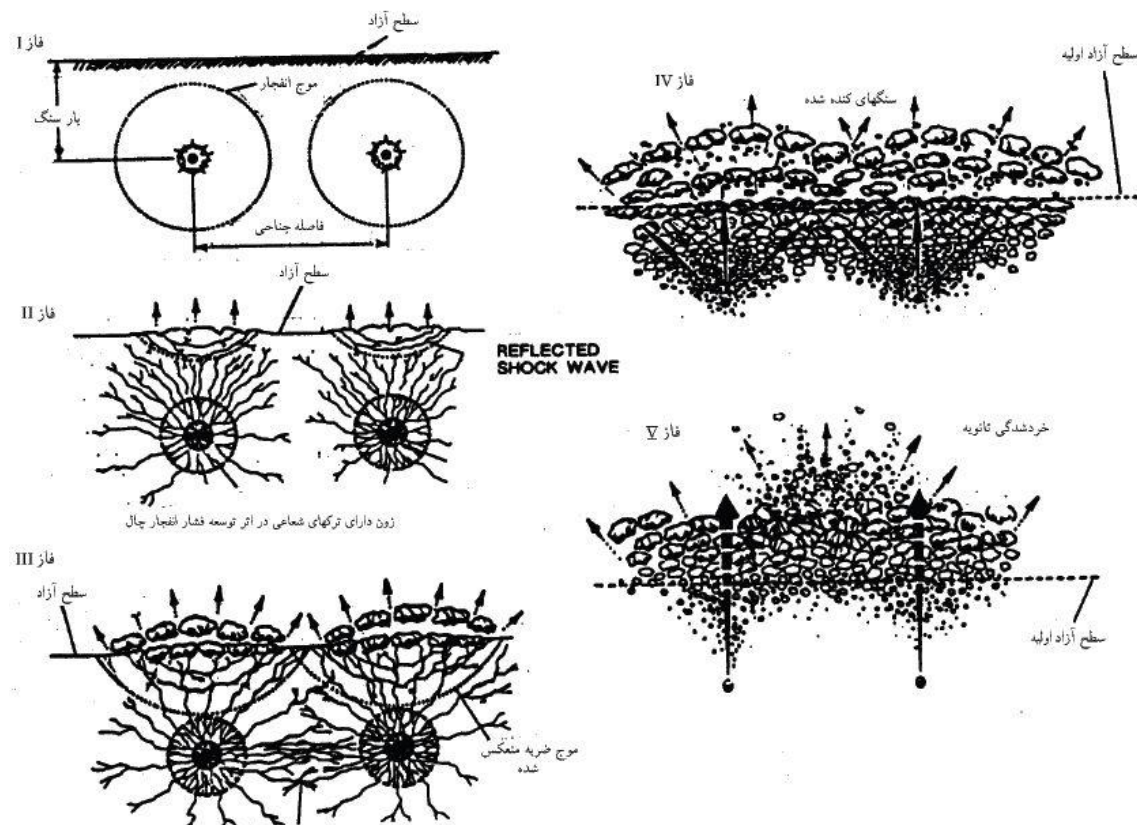
در قسمت اول این منحنی، شکست سنگ با موج ضربه‌ای شروع می‌شود و حجم چال به دو برابر حجم اولیه افزایش می‌یابد. قبل از باز شدن ترک‌های شعاعی، حجم چال به مدت (۰/۱ تا ۰/۴ میلی‌ثانیه) در این حجم باقی می‌ماند. در بخش دوم این منحنی، علاوه بر ترک‌های طبیعی، بر اثر اندرکنش بین میدان تنش اطراف چال انفجاری و تنش کششی ایجاد شده در اثر انعکاس موج ضربه‌ای از سطح آزاد، شکاف‌های جدید ایجاد می‌شوند. در نتیجه حجم چال ۴ برابر شده و با نفوذ گاز چال به داخل ترک‌ها، خردایش شروع می‌شود. در بخش سوم این منحنی نیز گاز درون چال منبسط شده و به توده سنگ شتاب حرکت می‌دهد [۳۰].

۵-۲-۳- خرد شدن سنگ‌ها در اثر برخورد با یکدیگر

قطعات سنگی که به وسیله عوامل مذکور ایجاد شده‌اند و در اثر انبساط گازهای حاصل از انفجار در حال حرکت به سمت سطح آزاد هستند، در نتیجه برخورد با یکدیگر شکسته و به قطعات ریزتری تقسیم می‌شوند. این پدیده در آتش‌باری‌های روباز با آرایش جناغی (شکل ۷) که سنگ‌ها از روبرو به یکدیگر برخورد می‌نمایند، بیشتر مشهود است [۲۹].

با توجه به آن‌چه بیان شده است، عملکرد ماده منفجره بر روی سنگ شامل گروهی از اعمال مجزا از یکدیگر است که در یک لحظه کوتاه چند میلی‌ثانیه‌ای و به‌طور هم‌زمان عمل می‌کنند و می‌توان آن را به دو دسته اثرات موج کرنشی و اثرات ناشی از انبساط گازها تقسیم نمود. شکل (۳ - ۷)، تصویری

کلی از خلاصه ساز و کار خرد شدن سنگ بر اثر انفجار را ارایه می‌نماید. همچنین بر اساس مطالعات هاگان^۱ در سال ۱۹۷۷، تنها حدود ۱۵ درصد از انرژی تولید شده در آتش‌باری، صرف خردشدگی و جابجایی سنگ‌ها می‌شود و حدود ۸۵ درصد از انرژی ماده منفجره صرف لرزش زمین، لرزش هوا و موارد دیگر می‌شود [۲۹].



شکل (۳ - ۷): خلاصه ساز و کار شکست و خردشدگی سنگ [۲۹]

۳-۳- پارامترهای طراحی آتش‌باری

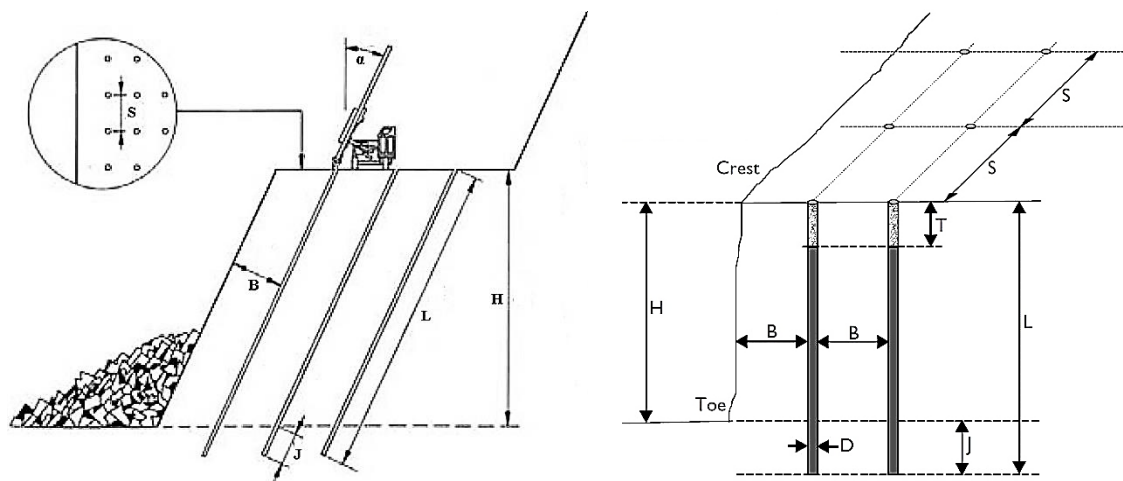
هدف از عملیات آتش‌باری در معادن روباز استفاده معقول از حفر چال و مواد منفجره است تا بتوان اقدام به خرد کردن سنگ نمود. بین پارامترهای مربوط به عملیات حفاری و آتش‌باری، می‌تواند روابط منطقی وجود داشته باشد، اما این روابط تابع شرایطی از قبیل هدف آتش‌باری، نوع و ساختمان سنگ، کیفیت ماده منفجره و شرایط محیط کار هستند. پارامترهای تعیین‌کننده خردایش سنگ به دو دسته قابل کنترل و غیر قابل کنترل دسته‌بندی می‌شوند. پارامترهای قابل کنترل شامل پارامترهای

1 Hagan

مربوط به طراحی انفجار و ماده منفجره مورد استفاده است. ویژگی‌های فیزیکی و مکانیکی سنگ‌ها و ویژگی‌های ساختاری آن‌ها از پارامترهای غیر قابل کنترل هستند [۳۳].

خردشده‌گی توده‌سنگ، جابجایی توده‌سنگ آتش‌باری شده، شکل کپه حاصل از آتش‌باری، لرزش زمین، پرتاب سنگ و لرزش هوا، مهم‌ترین نتایجی هستند که کیفیت انفجار را مشخص می‌نمایند. در طراحی هندسه انفجار، مهندس طراح باید تمام پارامترهای قابل کنترل و غیر قابل کنترل را مورد توجه قرار دهد. پارامترهای غیر قابل کنترل شامل ویژگی‌های سنگ، شیب و امتداد ناپیوستگی‌ها، آب‌های زیرزمینی و هوازده‌گی و پارامترهای قابل کنترل شامل نوع ماده منفجره، خرج ویژه، قطر چال، شیب چال، فاصله‌داری چال‌ها، طول انسداد، ابعاد بلوک، عمق چال، فاصله ردیف‌ها، اضافه حفاری، الگوی حفر چال و توالی انفجار است [۳۴].

پارامترهای هندسی مهم در عملیات حفاری بلوک انفجاری در شکل (۳ - ۸) نشان داده شده است. این پارامترها شامل قطر چال (D)، ارتفاع پله (H)، انحراف قائم چال (α)، طول انسداد (T)، اضافه حفاری (J)، طول چال (L)، فاصله تا سطح آزاد (B) و فاصله‌داری چال‌ها (S) هستند [۳۰].

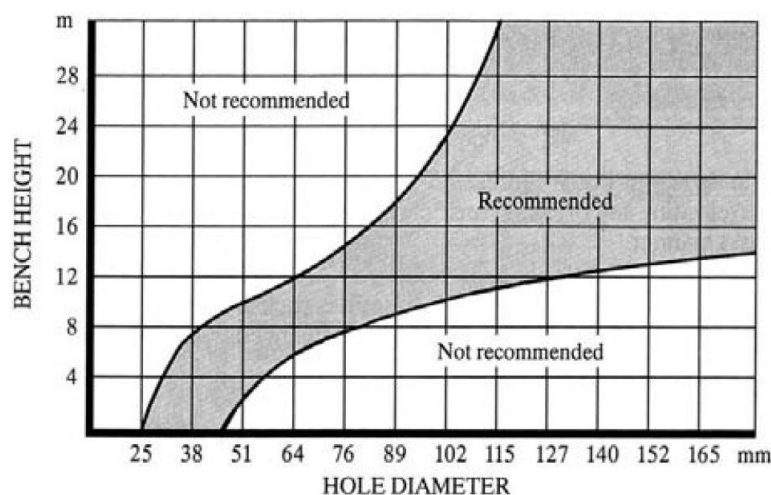


شکل (۳ - ۸): مهم‌ترین پارامترهای حفاری بلوک‌های انفجاری [۳۰]

۱-۳-۳- قطر چال انفجاری

انتخاب قطر چال تا حد زیادی به مقدار تولید مورد نظر بستگی دارد. از عوامل تعیین کننده قطر چال می‌توان به نرخ تولید مطلوب، مقدار خردشده‌گی مطلوب، ویژگی‌های توده‌سنگ و ارتفاع پله

اشاره کرد. افزایش قطر چال باعث افزایش نرخ تولید می‌شود. همچنین افزایش قطر چال باعث درشت شدن ابعاد خردایش می‌شود و برعکس، کاهش قطر چال باعث افزایش تراکم حفاری و کاهش ابعاد خردایش می‌شود [۳۴]. با کاهش نسبت طول به قطر چال (L/d) به کمتر از ۶۰، ابعاد خردایش سنگ افزایش می‌یابد. برای انتخاب تجهیزات حفاری و قطر چال، ارتفاع پله انفجاری نیز باید مورد توجه قرار گیرد. معمولاً پله‌های با ارتفاع کم به چال‌های با قطر کم نیاز دارد و برعکس، افزایش ارتفاع پله، چال‌هایی با قطر بیشتر را می‌طلبد. شکل (۳ - ۹)، نمودار تعیین قطر چال مناسب برای پله‌های با ارتفاع مختلف را نمایش می‌دهد [۳۰].



شکل (۳ - ۹): تعیین قطر چال برای مقایسه ارتفاع پله [۳۰]

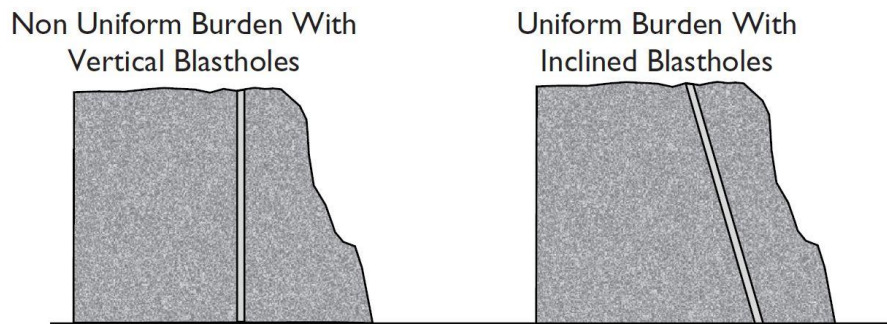
۳-۳-۲- طول چال

از آن‌جا که در معادن روباز بیشتر از چال‌های قائم استفاده می‌شود، عمق چال نیز برای بیان این پارامتر متداول است. طول چال به پارامترهای دیگری مانند ارتفاع بلوک، اضافه حفاری و شیب چال وابسته است [۳۴].

۳-۳-۳- شیب چال

گاهی اوقات تعدادی از چال‌ها با مقدار انحراف مشخص از حالت قائم حفر می‌شوند. با توجه به شکل (۳ - ۱۰)، هنگامی که چال‌ها به صورت شیب‌دار و موازی با جبهه کار حفر می‌شوند، فاصله چال‌های ردیف اول تا سطح آزاد یکنواخت است [۳۴]. همچنین آتش‌باری با چال‌های شیب‌دار باعث خردایش

بهتر، جابجایی و تورم مناسب کپه توده سنگ آتشباری شده، و کاهش عقب‌زدگی^۱ می‌شود. اما حفر چال‌های شیب‌دار محدودیت‌هایی نیز دارد که از جمله مهم‌ترین آن‌ها می‌توان به افزایش انحراف حفاری، راندمان حفاری پایین، افزایش طول حفاری، افزایش سایش ابزار حفاری، افزایش پرتاب سنگ در جبهه کارهای ناهموار و افزایش مشکلات خرج‌گذاری خصوصاً در چال‌های آب‌دار اشاره کرد [۳۲].



شکل (۳ - ۱۰): یکنواختی فاصله تا سطح آزاد در چال‌های شیب‌دار [۳۴]

۳-۳-۴- ارتفاع پله

مقدار استخراج روزانه، توپوگرافی زمین، مشخصات مکانیکی سنگ معدن و امکان دسترسی به ماشین‌آلات و سنگ‌شکن از مهم‌ترین عوامل تعیین‌کننده ارتفاع پله هستند. هنگامی که نسبت ارتفاع پله به فاصله ردیف‌ها (H/B) بزرگ باشد، جابجایی و تغییر شکل سنگ‌ها در مرکز پله ساده‌تر خواهد بود. اش در سال ۱۹۷۷ مقدار مناسب این نسبت را با رابطه $H/B \geq 3$ بیان نموده است. اگر $H/B=1$ باشد، اندازه قطعات ناشی از انفجار بزرگ بوده و مشکلات مربوط به انفجار مجدد و ایجاد پاشنه وجود خواهد داشت. این مشکلات با $H/B=2$ تا حدودی و با $H/B \geq 3$ به‌طور برطرف می‌شوند. حالت $H/B \geq 3$ معمولاً در معادن سنگ ساختمانی و معدنکاری نواری^۲ زغال‌سنگ دیده می‌شود. این شرایط در معادن فلزی به‌خاطر امکان دسترسی ماشین و ترقیق ماده معدنی معمولاً به‌وجود نمی‌آید [۲۹].

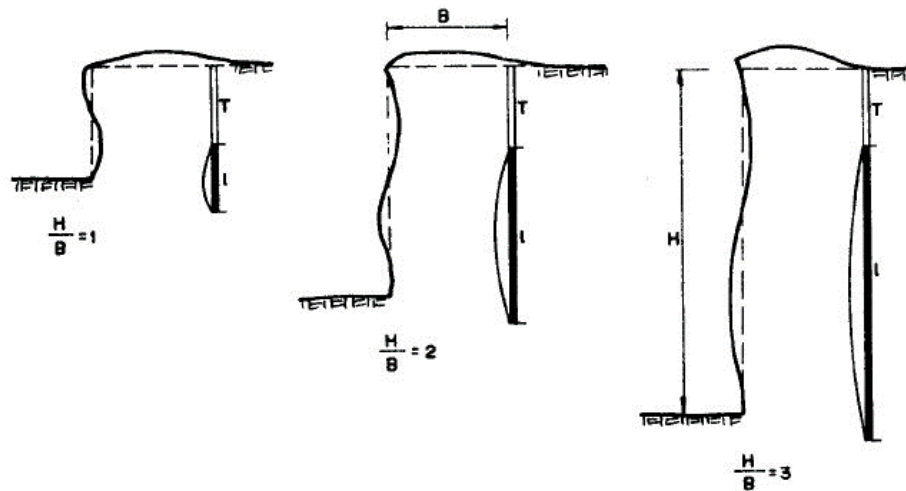
اگر ارتفاع پله کم باشد، هر تغییر در فاصله ردیف‌های چال و فاصله‌داری چال‌ها تاثیر زیادی در نتیجه انفجار دارد اما اگر ارتفاع پله زیاد باشد، برای ثابت نگه‌داشتن خردایش با فرض ثابت بودن فاصله ردیف‌ها، می‌توان فاصله‌داری چال‌ها را افزایش داد. با افزایش ارتفاع چال احتمال انحراف چال بیشتر

1 Backbreak

2 Strip Mining

می‌شود که باعث خردایش نامناسب، لرزش زمین، پرتاب سنگ و عقب‌زدگی می‌شود. شکل (۳ - ۱۱)،

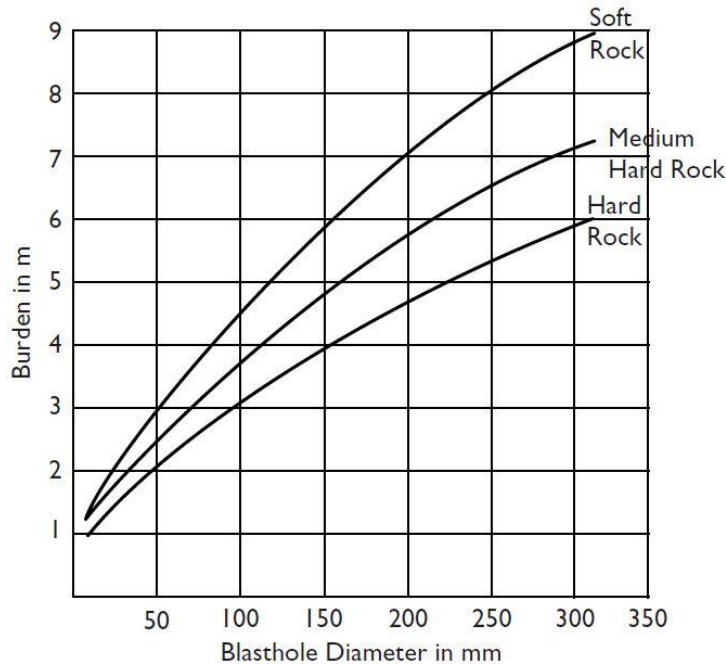
نحوه خم‌شدگی سنگ‌ها در آتش‌باری پله‌هایی با H/B های مختلف را به تصویر کشیده است [۲۹].



شکل (۳ - ۱۱): نحوه خم‌شدگی سنگ‌ها در آتش‌باری پله‌هایی با H/B های مختلف [۲۹]

۵-۳-۳- فاصله ردیف‌های چال

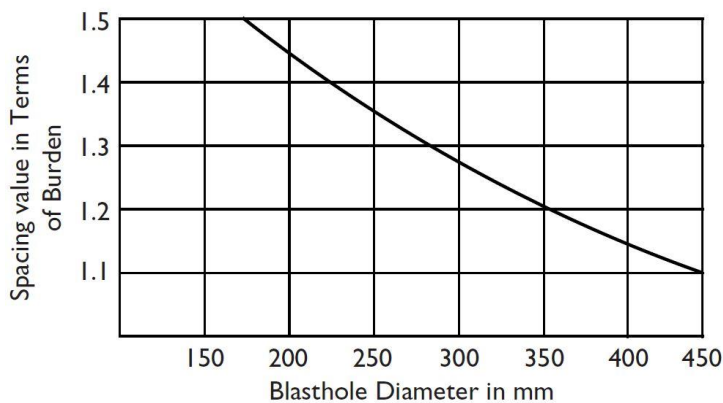
فاصله ردیف‌های چال که بارسنگ نیز نامیده می‌شود، یکی از بحرانی‌ترین پارامترهای طراحی آتش‌باری بلوکی است و معادل کمینه فاصله محور چال تا سطح آزاد بلوک است اما هنگامی که چال‌ها قائم حفر شده باشند به اندازه فاصله پاشنه پله تا محور چال است. این فاصله توسط قابلیت انفجار سنگ، قطر چال و عملکرد خرج کنترل می‌شود [۳۲]. اگر فاصله ردیف‌ها خیلی زیاد باشد، فقط ترک‌هایی در توده‌سنگ ایجاد و توسعه می‌یابد و هیچ جدایش و خردایشی رخ نمی‌دهد. همچنین انرژی آزاد شده از انفجار خرج باعث لرزش‌های بزرگ می‌شود. در مقابل اگر فاصله ردیف‌ها خیلی کم باشد، گازهای حاصل از انفجار با سرعت بسیار زیادی به سمت سینه‌کار فرار می‌کنند و باعث پرتاب سنگ شدید می‌شوند. مقادیر مناسب فاصله‌داری به پارامترهای متعددی از جمله قطر چال و سختی سنگ‌ها وابسته است. شکل (۳ - ۱۲)، تغییرات فاصله ردیف‌ها برای قطر چال و سنگ‌های مختلف ارایه می‌نماید [۳۴]. تا کنون روابط تجربی متعددی برای محاسبه فاصله ردیف‌ها ارایه شده است که هر کدام از آن‌ها تعدادی از پارامترهای اثرگذار را در نظر می‌گیرد اما به‌طور کلی پاسخ این روابط بین ۲۵ تا ۴۰ برابر قطر چال است و به ویژگی‌های توده‌سنگ بستگی دارد [۲۹].



شکل (۳ - ۱۲): رابطه فاصله ردیف‌های چال و قطر چال در سنگ‌های مختلف [۳۴]

۳-۳-۶- فاصله‌داری چال‌ها

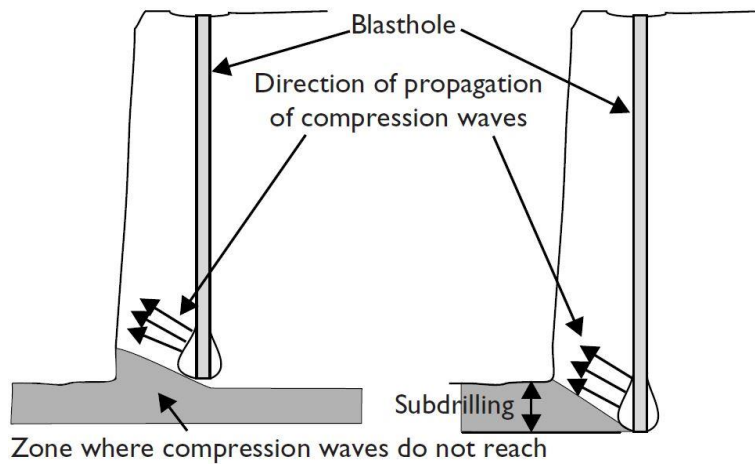
این پارامتر به صورت فاصله بین دو چال مجاور که عمود بر فاصله ردیف‌ها است، تعریف می‌شود. معمولاً فاصله‌داری به عنوان تابعی از فاصله ردیف‌ها قابل محاسبه است. همچنین تاخیر بین چال‌ها و توالی انفجار ردیف‌ها روی آن اثر گذار است. اگر فاصله‌داری چال‌ها کم باشد، ممکن است بلوک‌های بزرگ در جلوی چال تشکیل شود و مشکلات پاشنه را پدید آورد. اگر فاصله‌داری چال‌ها بیش از حد زیاد باشد باعث شکست ناکافی بین چال‌ها، مشکلات پاشنه و سطح نامنظم سینه‌کار می‌شود [۳۲]. شکل (۳ - ۱۳)، منحنی انتخاب فاصله‌داری مناسب بر حسب قطر چال را ارائه می‌نماید [۳۴].



شکل (۳ - ۱۳): فاصله‌داری چال‌ها به عنوان تابعی از فاصله ردیف‌ها [۳۴]

۳-۳-۷- اضافه حفاری

اضافه حفاری طولی از چال است که پایین تر از کف پله حفر می شود و حفر آن برای کنده شدن سنگ های کف پله، ایجاد خردشدگی و جابجایی سنگ (برای کارکرد موثر وسایل بارگیری) ضروری است [۲۹]. یکی از مهم ترین خواسته ها در عملیات آتش باری، کف هموار و بدون پاشنه است. شروع انفجار در یک چال انفجاری از ته چال است، بنابراین انفجار از ته چال به سمت دهانه چال منتقل می شود. به همین دلیل موج های تراکمی در صفحه عمود بر چال منتشر نمی شوند و با یک زاویه رو به بالا حرکت می کنند. همان طور که در شکل (۳-۱۴) مشاهده می شود اگر چال انفجاری اضافه حفاری نداشته باشد، همیشه یک ناحیه وجود دارد که موج های تراکمی به آن نرسیده و موج های کششی منعکس نمی شوند. بنابراین توده سنگ در این ناحیه خرد نشده باقی می ماند. در حالی که اگر اضافه حفاری انجام شده باشد، هیچ ناحیه خرد نشده ای باقی نمی ماند [۳۴].

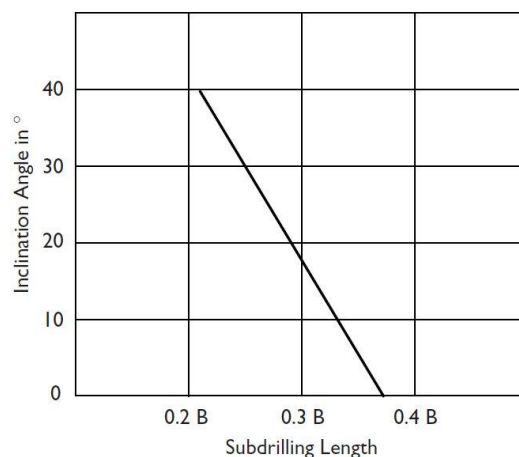


شکل (۳-۱۴): اثر اضافه حفاری بر یکنواختی کف پله انفجاری [۳۴]

مقدار اضافه حفاری باید بهینه باشد. اگر مقدار آن زیاد باشد باعث افزایش هزینه های حفاری و انفجار، افزایش لرزش زمین، خردشدگی بیش از حد، کاهش پایداری پله و افزایش احتمال بیش شکست^۱ می شود. همچنین اگر اضافه حفاری کم باشد، سنگ های کف پله به طور کامل کنده نمی شود و باعث ایجاد پاشنه و افزایش هزینه های بارگیری خواهد شد [۲۹].

1 Overbreak

مقدار اضافه حفاری بهینه به عواملی مانند ساختار و مقاومت سنگ، نوع ماده منفجره و خرج ته چال، قطر چال، شیب چال و فاصله ردیفها، موقعیت شروع کننده انفجار بستگی دارد. اضافه حفاری باید حدود ۳۰ درصد فاصله ردیفها ($J=0.3B$) باشد. اگر ساختار و مقاومت سنگ مطلوب باشد، اضافه حفاری کاهش می‌یابد (صفر برای لایه‌بندی‌های افقی) [۳۲]. برای کاهش مقدار اضافه حفاری، استفاده از مواد منفجره قوی‌تر در ته چال و حفر چال‌های شیب‌دار [شکل (۳ - ۱۵)] پیشنهاد می‌شود [۳۴].



شکل (۳ - ۱۵): کاهش مقدار اضافه حفاری با شیب‌داری چال [۳۴]

۸-۳-۳- انسداد (گل‌گذاری)

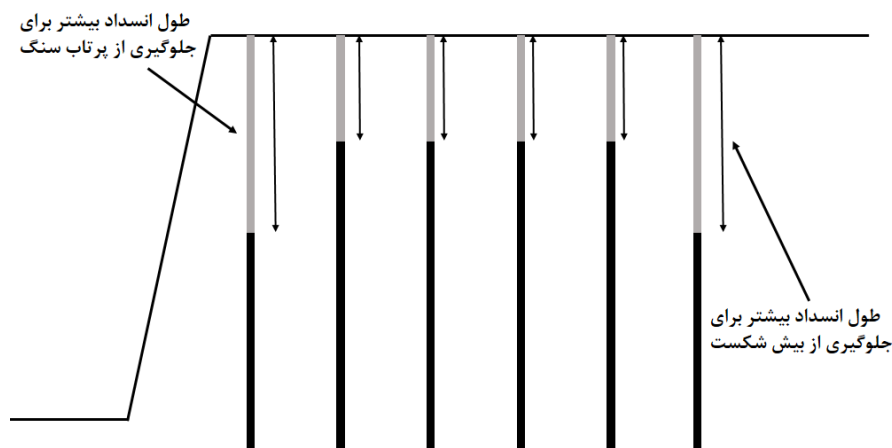
گل‌گذاری بخش بالای چال است که توسط مواد خنثی پر می‌شود و با محصور کردن گازهای حاصل از انفجار، خردشدگی را بهبود می‌دهد. نوع و طول گل‌گذاری اثر چشم‌گیری بر تولید موج کرنشی توسط ماده منفجره ندارد اما یک ستون گل‌گذاری با طول و مواد مناسب می‌تواند باعث کاهش تخلیه زودتر از موعد گاز پر فشار حاصل از انفجار به اتمسفر شود. بنابراین ایجاد ترک و جابجایی سنگ‌ها به وسیله انرژی گاز افزایش می‌یابد. در صورتی که از طول ناکافی یا مواد نامناسب برای گل‌گذاری استفاده شود، مشکلاتی همچون لرزش هوا و پرتاب سنگ رخ می‌دهد و روی خردایش و جابجایی اثر می‌گذارد. از ظرف دیگر اگر مقدار گل‌گذاری بیش از حد باشد، باعث ایجاد مقدار زیادی قطعات درشت^۱ در بخش بالای پله، تورم ضعیف کپه و افزایش لرزش زمین می‌شود [۳۴].

1 Boulder

گل گذاری بهینه علاوه بر طول و مواد مناسب به ابعاد ذرات گل گذاری نیز بستگی دارد. موثرترین ابعاد مواد گل گذاری بین ۰/۰۴ تا ۰/۰۶ برابر اندازه قطر چال است. تحقیقات به عمل آمده حاکی از آن است که مواد درشت گوشه دار مانند خرده سنگ، مناسب ترین مواد برای گل گذاری هستند [۳۴].

خرده های حفاری که حین حفر چال ایجاد می شوند برای گل گذاری مناسب هستند و همچنین با توجه به اصطکاک پایین و تولید گرد و غبار زیاد توسط خاک، استفاده از آن برای انسداد توصیه نمی شود. در عمل طول بهینه گل گذاری بین ۲۵ تا ۴۰ برابر قطر چال متغیر است، اما موارد زیر نیز باید در تعیین آن مورد توجه واقع شوند [۳۲]:

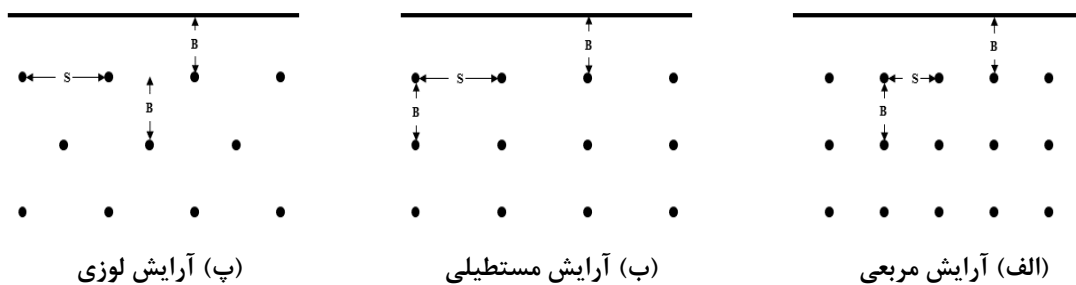
- با کاهش کیفیت سنگ های استفاده شده، طول انسداد افزایش می یابد.
- در آتش باری های چند ردیفه باید توجه خاصی روی گل گذاری چال های ردیف اول داشت. به ویژه هنگامی که سطح پله نامنظم بوده و فاصله تا سطح آزاد (B) از بالا تا پاشنه پله تغییرات زیادی دارد. معمولا طول گل گذاری در ردیف اول و آخر بیشتر از چال های سایر ردیف ها است. افزایش طول گل گذاری در چال های ردیف اول باعث جلوگیری از پرتاب سنگ و چال های ردیف آخر باعث جلوگیری از پدیده بیش شکست می شود [شکل (۳ - ۱۶)].
- گاهی استفاده از پرایمر در قسمت بالای چال اثر منفی داشته و انفجار فتیله باعث ایجاد یک مسیر برای خروج گازها شود.



شکل (۳ - ۱۶): طول انسداد بیشتر در چال های ردیف اول و ردیف آخر [۳۲]

۹-۳-۳- آرایش چال‌ها

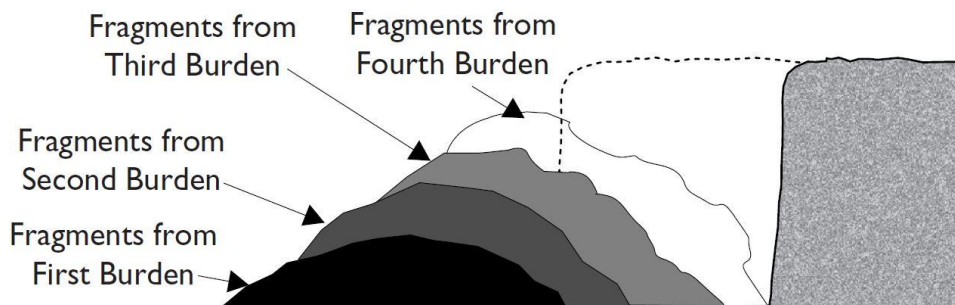
منظور از آرایش چال‌ها تعیین محلی است که هر چال باید در آن جا حفر شود تا بهترین نتیجه از انفجار حاصل شود. آرایش چال‌ها در یک آتش‌باری معمولاً به شکل مربع، مستطیل و لوزی است. در آرایش مربعی رابطه $S=B$ و در آرایش مستطیلی رابطه $S>B$ بر قرار است [۳۱]. آرایش لوزی باعث توزیع بهتر انرژی ماده منفجره در سنگ و خردشدگی بهتر به‌ویژه در سنگ‌های سخت و یکپارچه می‌شود [۲۷]. شکل (۳-۱۷)، انواع آرایش چال‌ها را به تصویر کشیده است [۳۲].



شکل (۳-۱۷): انواع آرایش متداول چال‌ها در آتش‌باری روباز [۳۲]

۱۰-۳-۳- ابعاد بلوک آتش‌باری

هنگامی که چال‌های ردیف اول منفجر می‌شوند، توده سنگ خرد شده حاصل از ردیف اول روی کف پله و با فاصله از جبهه کار می‌ریزد. با انفجار چال‌های ردیف بعدی با تاخیرهای مشخص، سنگ خرد شده روی سنگ‌های آتش‌باری شده ردیف‌های قبل می‌ریزد. به این ترتیب کپه حاصل از آتش‌باری شکل می‌گیرد. آنچه بیان شد، در شکل (۳-۱۸) ارایه شده است [۳۴].



شکل (۳-۱۸): تشکیل کپه سنگ‌های خرد شده پس از انفجار [۳۴]

اندازه بلوک آتش‌باری تا حد امکان باید بزرگ انتخاب شود تا بهره‌وری از تجهیزات افزایش یابد و زمان‌های غیرتولیدی دستگاه‌های حفاری، خرج‌گذاری و حمل و نقل کاهش یابد. به‌طور کلی نتایج

خردشدگی در آتش‌باری‌های چند ردیفه بهتر از یک ردیف است. بهتر است در آتش‌باری با یک سطح آزاد، نسبت طول به عرض بلوک بیش از ۳ و در آتش‌باری با دو سطح آزاد، این نسبت بیشتر باشد [۲۹].

۱۱-۳-۳- حفاری ویژه

طول حفاری انجام شده برای استحصال یک تن یا یک متر مکعب سنگ را حفاری ویژه گویند

که به اختصار طبق رابطه (۳-۱) نشان داده می‌شود [۳۳].

$$SD = \frac{\frac{H}{\cos\alpha} + J}{\frac{B}{\cos\alpha} \times S \times H} \quad (۱-۳)$$

که در آن:

SD حفاری ویژه (m^3/m)، H ارتفاع پله (m)، J اضافه حفاری (m)، S فاصله ردیفی چال‌ها (m)،

B فاصله ردیف‌های چال (m) و α شیب چال (درجه) است.

۳-۳-۱۲- خرج ویژه (فاکتور پودر)

مقدار ماده منفجره مورد نیاز برای شکستن یک تن یا یک متر مکعب سنگ را خرج ویژه گویند.

افزایش قطر، درجه خردایش، مقاومت سنگ، جابجایی سنگ، تورم حفاری در قسمت محدب، مقاومت

کم در بخش گل‌گذاری، توزیع نامناسب خرج، زمان تاخیر نامناسب، تولید زون ضربه‌گیر، نسبت کم طول

جبهه‌کار به عرض بلوک انفجاری از عوامل افزایش‌دهنده خرج ویژه هستند [۳۱].

خرج ویژه یکی از مهم‌ترین پارامترها در آتش‌باری پله‌ای است. محدوده تغییرات خرج ویژه

برای آتش‌باری‌های پله‌ای متداول بین ۰/۱ تا ۰/۷ کیلوگرم بر متر مکعب است. خرج ویژه توسط عواملی

کنترل می‌شود که عبارت‌اند از [۳۲]:

- قابلیت انفجار سنگ که افزایش آن، کاهش خرج ویژه را در پی دارد.

- خردایش مورد نظر که افزایش خرج ویژه باعث افزایش خردشدگی می‌شود.

- تورم و جابجایی مورد نظر که با افزایش خرج ویژه متناسب است.
 - توزیع خرج در چال که توزیع ضعیف خرج در چال باعث افزایش خرج ویژه می‌شود.
 - درجه تثبیت توده‌سنگ که با افزایش آن، خرج ویژه نیز افزایش می‌یابد.
- روابطی برای برآورد مقدار خرج مورد نیاز موجود است که به صورت روابط (۳-۲) و (۳-۳) ارائه شده‌اند [۳۲].

$$Q_1 = q \times B \times S \times H \quad (3-2)$$

$$Q_2 = k \times q \times B \times S \times H \quad (3-3)$$

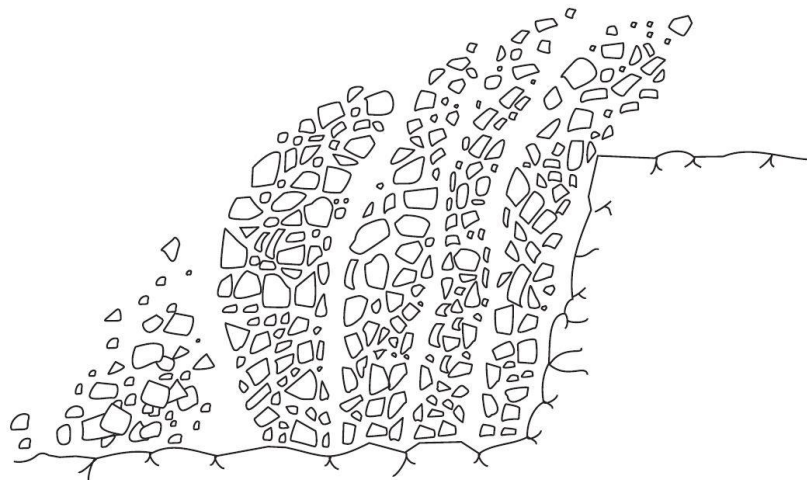
که در روابط فوق:

Q_1 وزن خرج مورد نظر برای انفجار ردیف اول (kg)، q خرج ویژه (kg/m^3)، S فاصله‌داری ردیفی چال‌ها (m)، B فاصله ردیف‌ها (m)، H ارتفاع بلوک (m)، Q_2 وزن خرج مورد نیاز برای انفجار ردیف‌های بعد و k ضریب مقاومت ردیف جلویی (اول) که بین ۱/۱ تا ۱/۲ است.

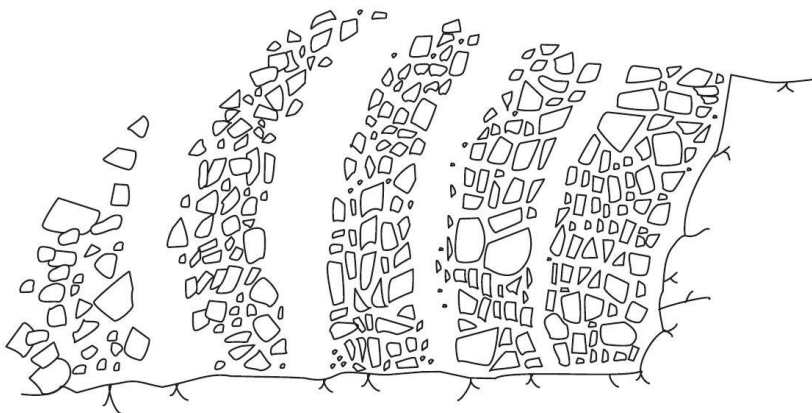
۱۳-۳-۳- توالی انفجار و زمان‌های تاخیر

در آتش‌باری تاخیری، چال‌ها در هر مرحله از آتش‌باری به نوبت و پشت سرهم منفجر می‌شوند. در صورتی که چال‌ها با هم منفجر شوند، آتش‌باری فوری صورت گرفته است. آتش‌باری تاخیری این امکان را فراهم می‌کند تا خرج مورد نیاز برای استفاده به مقادیر کوچک‌تر تقسیم شده و با فاصله زمانی معینی از یکدیگر منفجر شوند. مهم‌ترین نقش آتش‌باری تاخیری، انفجار مقدار معینی ماده منفجره در فواصل زمانی کوتاه و ایجاد سطح آزاد است. یکی از روش‌های اجرای آتش‌باری تاخیری استفاده از چاشنی‌های الکتریکی تاخیری است. این نوع چاشنی، زمان بسیار کوتاهی پس از دریافت انرژی الکتریکی، منفجر شده و خرج اولیه را منفجر می‌کنند که در ادامه باعث انفجار خرج اصلی خواهد شد. فاصله زمانی مناسب تاخیر بین ردیف‌های چال به قدری است که سنگ‌ها در هر ردیف شکسته و جابه‌جا شوند و انفجار چال‌های ردیف بعد بلافاصله و بدون وقفه انجام پذیرد [۳۱].

تاخیر زمانی بین چال‌ها و ردیف‌ها، نقش بسیار مهمی را در تحقق یک انفجار خوب بازی می‌کند. تاخیر زمانی کافی باعث می‌شود موج کرنشی و گازهای حاصل از انفجار زمان کافی برای شکستن سنگ و هل دادن سنگ‌های شکسته پیدا نماید. اگر تاخیر زمانی بین ردیف‌ها خیلی کوتاه باشد، خردایش ضعیف، شکل کپه متراکم، لرزش زیاد زمین، پرتاب سنگ، عقب‌زدگی در امتداد جبهه کار جدید و افزایش ناپایداری پله را در پی خواهد داشت [شکل (۳ - ۱۹ - الف)]. اگر تاخیر بین ردیف‌ها خیلی طولانی باشد می‌تواند باعث لرزش هوا و قطع شدن شبکه تاخیر شود و در صورتی که فاصله اولین ردیف تا سطح آزاد کم باشد، پرتاب سنگ را در پی داشته باشد. زمان تاخیر مناسب می‌تواند مسایل مذکور را تا حد امکان مرتفع نماید [شکل (۳ - ۱۹ - ب)] [۳۲].



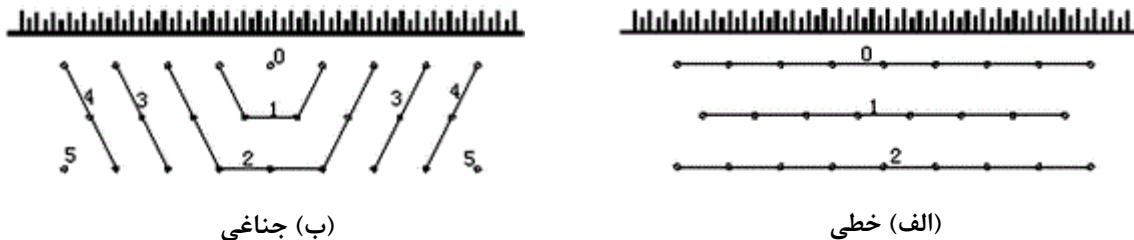
(الف) زمان تاخیر ناکافی بین ردیف‌ها



(ب) زمان تاخیر کافی بین ردیف‌ها

شکل (۳ - ۱۹): تاثیر مقدار تاخیر زمانی بین ردیف‌های متوالی در آتش‌باری روباز [۳۲]

مدار آتش‌باری در آرایش لوزی به شکل‌های مختلفی از جمله خطی و جناغی (V شکل) بسته می‌شود که تصاویر آن‌ها در شکل (۳ - ۲۰)، ارایه شده است. در مدارهای جناغی، سنگ‌ها پس از آتش‌باری نیز به یکدیگر برخورد کرده و خردشدگی مجدد اتفاق می‌افتد [۳۵].



شکل (۳ - ۲۰): روش‌های مختلف اجرای مدار آتش‌باری در آرایش لوزی [۳۵]

۳-۴- خردایش سنگ و عوامل موثر بر آن

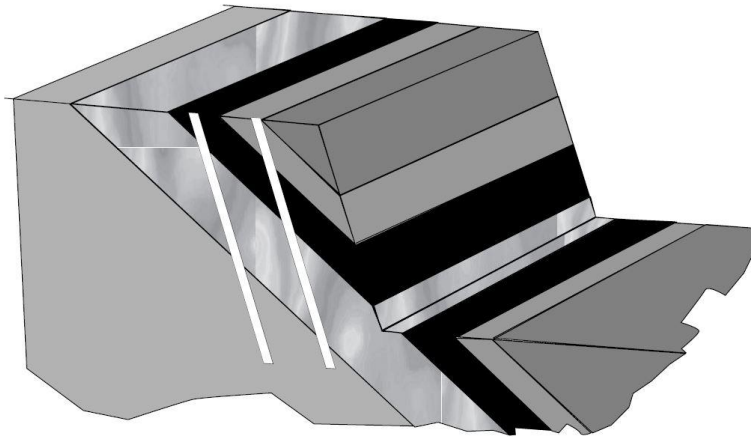
درجه خردشدگی، کیفیت و توزیع ابعاد مواد پس از آتش‌باری را توصیف می‌کند. توزیع خردایش سنگ بر سایر عملیات معدنکاری مانند بارگیری، باربری، سنگ‌شکنی، آسیا کنی و بازیابی ماده معدنی موثر است. خردشدگی مناسب سنگ‌ها بر اثر انفجار باعث افزایش راندمان تولید در معادن و کاهش مصرف انرژی می‌شود [۲]. عوامل متعددی بر کیفیت و مقدار خردشدگی بر اثر انفجار اثرگذار هستند که ویژگی‌های توده‌سنگ، هم‌راستایی چال‌ها، ویژگی‌های ماده منفجره، نحوه خرج‌گذاری چال، خرج ویژه و سیستم انفجار از مهم‌ترین این عوامل هستند [۳۰]. در ادامه، این عوامل، تشریح شده و اثرگذاری آن‌ها بر خردایش سنگ ناشی از آتش‌باری مورد بحث قرار گرفته است.

۳-۴-۱- ویژگی‌های توده‌سنگ

خردایش تا حد زیادی از ذات سنگ اثرپذیر است. یکی از مهم‌ترین ویژگی‌های سنگ‌ها، تغییرپذیری آن‌ها است. یکی از مهم‌ترین ویژگی‌های مکانیک سنگی توده‌سنگ که بر خردایش حاصل از انفجار اثرگذار است، ناپیوستگی‌های توده‌سنگ است [۳۰]. بر اساس پژوهش‌های هاسترولید^۱، نتایج انفجار از جهت‌داری ساختارهای توده‌سنگ اثرپذیر است. آتش‌باری در جهت شیب، خلاف جهت شیب و در راستای امتداد لایه‌بندی از مواردی هستند که باید مورد توجه قرار گیرند [۲۵] [۳۴].

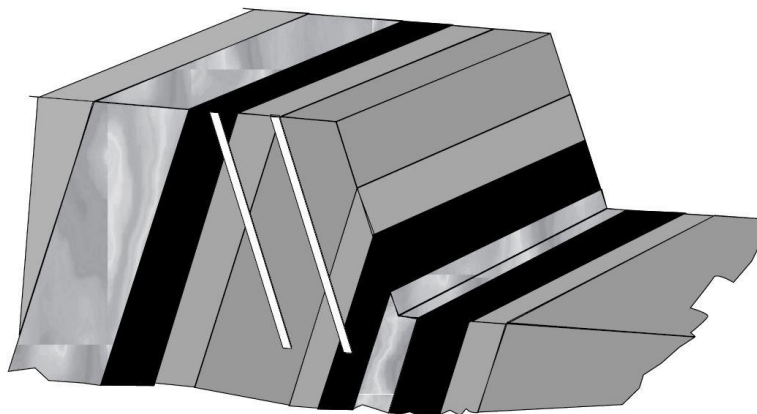
1 Hustrulid

آتش‌باری در جهت شیب [شکل (۳ - ۲۱)] باعث افزایش عقب‌زدگی، کاهش مشکلات پاشنه و همواری کف پله می‌شود. در این حالت خردایش رضایت‌بخش بوده و کپه سنگ حاصل از انفجار به فاصله دورتری از سینه‌کار پله جابجا می‌شوند که عملیات بارگیری راحتی نیز دارد. برای کاهش مشکلات عقب‌زدگی، حفر چال‌های شیب‌دار در راستای شیب لایه‌ها توصیه می‌شود [۳۴].



شکل (۳ - ۲۱): آتش‌باری در جهت شیب لایه‌بندی [۳۴]

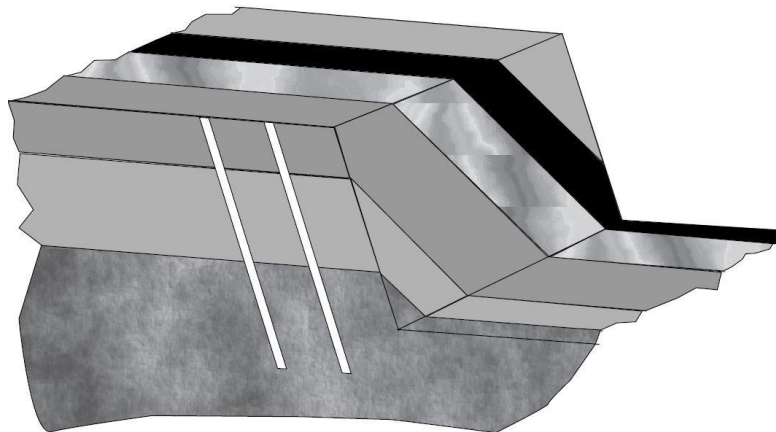
آتش‌باری در خلاف جهت شیب [شکل (۳ - ۲۲)]، کاهش عقب‌زدگی، افزایش مشکلات پاشنه، ناهمواری کف پله و کپه سنگ متمرکز را در پی دارد. همچنین در این حالت وجود قطعات بیش از اندازه بزرگ محتمل است. برای غلبه بر مشکلات مذکور، افزایش اضافه حفاری، استفاده از بوستر قوی‌تر و استفاده از چال‌های با قطر کمتر نزدیک لبه^۱ بلوک توصیه می‌شود [۳۴].



شکل (۳ - ۲۲): آتش‌باری در خلاف جهت لایه‌بندی [۳۴]

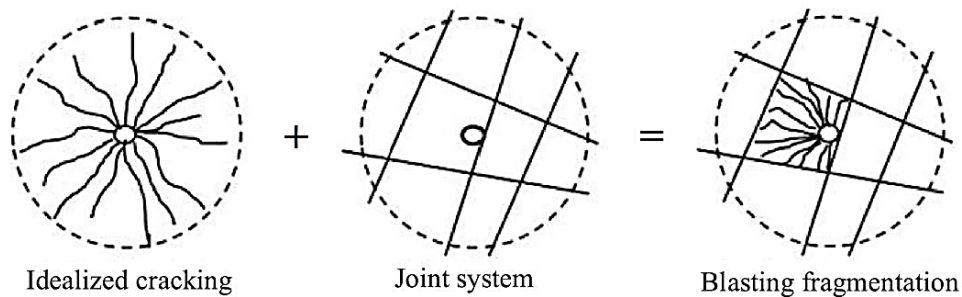
1 Crest

آتش‌باری در راستای امتداد [شکل (۳ - ۲۳)] باعث دنداندار شدن کف پله به دلیل انواع مختلف سنگ و عقب‌زدگی نامنظم می‌شود. تجربه این نوع آتش‌باری نشان دهنده این مساله است که بدترین نتایج مربوط به آتش‌باری در راستای امتداد لایه‌بندی است. جانمایی و اصلاح جهت سینه‌کار و شیب‌دار حفر کردن چال‌ها مهم‌ترین پیشنهاداتی است که ممکن است باعث بهبود نتایج انفجار شود [۳۴].



شکل (۳ - ۲۳): آتش‌باری در راستای امتداد لایه‌بندی [۳۴]

بر اساس تحقیقات هاسترولید، تاثیر درزه‌داری روی خردشدگی سنگ مطابق شکل (۳ - ۲۴) است [۲۵]. جهت یافتگی درزه‌ها به ویژه شرایط و راستای قرارگیری آن‌ها نسبت به سطح آزاد پله تاثیر زیادی بر فرآیند انتقال انرژی و خردشدگی دارد. اطلاع از جهت درزه‌ها در دیواره‌های معدن بسیار حایز اهمیت است. در دیواره‌های معدن معمولاً جهت دیواره‌ها تغییری نمی‌کند، اما همواره می‌توان گزینه‌های مختلفی را برای الگوی انفجاری و جهت آتش اتخاذ نمود [۳۶].

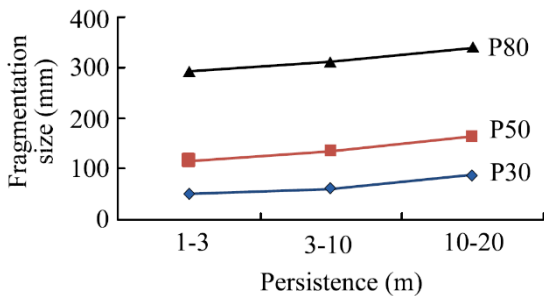


شکل (۳ - ۲۴): تاثیر درزه روی خردشدگی سنگ [۲۵]

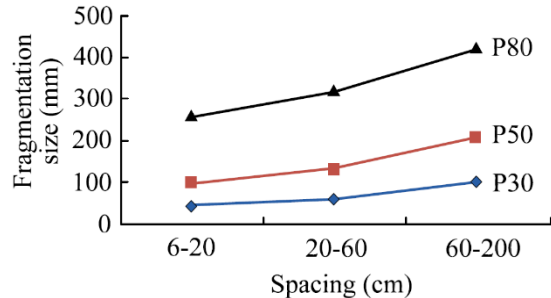
اکبری و همکارانش در سال ۲۰۱۵، اثر ویژگی‌های توده‌سنگ بر خردشدگی ناشی از انفجار مورد بررسی قرار داده‌اند. ایشان اندازه‌گیری‌های خود را روی ابعاد سنگ خرد شده برای ۳۰، ۵۰ و ۸۰

درصد عبوری (P30، P50 و P80) انجام دادند. شکل (۳ - ۲۵)، ارتباط بین ویژگی‌های ناپیوستگی‌های

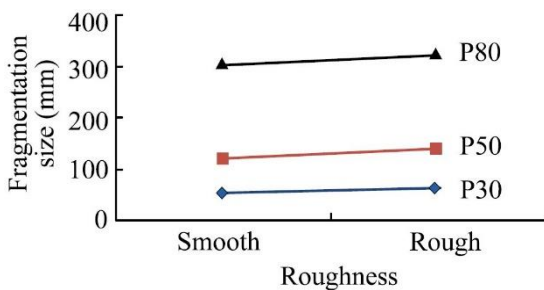
توده‌سنگ و خردشدگی ناشی از آتش‌باری را نشان می‌دهد [۲۶].



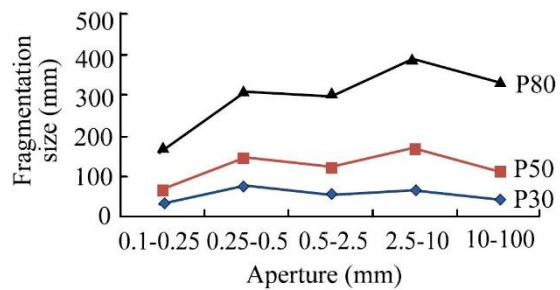
(ب) پایایی



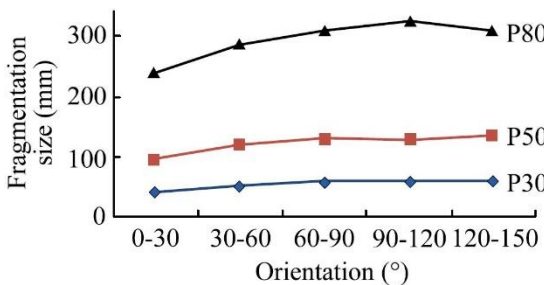
(الف) فاصله‌داری



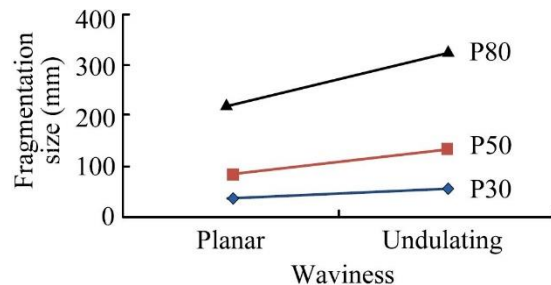
(ت) زبری



(پ) بازشدگی



(ج) جهت‌داری



(ث) موجی بودن

شکل (۳ - ۲۵): ارتباط ویژگی‌های ناپیوستگی‌های توده‌سنگ و ابعاد سنگ خرد شده بر اثر آتش‌باری [۲۶]

با توجه به شکل (۳ - ۲۵ - الف)، با افزایش فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها، ابعاد سنگ خرد شده

افزایش می‌یابد. همچنین با افزایش پایایی ناپیوستگی‌ها [شکل (۳ - ۲۵ - ب)] نیز، ابعاد سنگ خرد

شده افزایش می‌یابد. افزایش بازشدگی ناپیوستگی‌ها [شکل (۳ - ۲۵ - پ)]، افزایش زبری ناپیوستگی‌ها

[شکل (۳ - ۲۵ - ت)] و افزایش موجی بودن صفحه ناپیوستگی‌ها نیز [شکل (۳ - ۲۵ - ث)] باعث

افزایش ابعاد سنگ خرد شده بر اثر آتش‌باری می‌شود. در خصوص جهت‌داری (جهت شیب) ناپیوستگی‌ها

نیز [شکل (۳ - ۲۵ - ج)] می توان گفت؛ هنگامی که زاویه بین ناپیوستگی ها و سطح جبهه کار نزدیک به ۹۰ درجه باشد، ابعاد قطعات سنگ حاصل از آتشباری افزایش خواهد یافت [۲۶].

در صورتی که فرض شود توده سنگ دارای درزه داری منظم و قانون مند است، با کاربرد زاویه مناسب برای خط برش انفجار و امتداد عمومی درزه های سینه کار، به میزان زیادی می توان از سیستم درزه ها برای بهبود نتایج آتشباری استفاده نمود. شکل (۳ - ۲۶)، تاثیر توام امتداد و شیب درزه ها را در طراحی شبکه آتشباری و نتایج حاصل از آن ها را در تمامی حالت های ممکن نشان می دهد [۲۹].

نتیجه	زاویه بین جهت لایه و آتشکاری	شیب لایه ها
	جهت شکست بی اهمیت	$\alpha = 0$
خرد شدگی خوب و پله منظم	$\beta = 0 = 180 = 360$	
خرد شدگی متغیروپله دندانمانند ای	$= 135 = 225 = 315$	$\alpha = 90$
	$\beta = 45$	
مناسب ترین جهت	$\beta = 90 = 270$	
خوب نامناسب نسبتاً نامناسب قابل قبول بسیار خوب	$\beta = 0 = 180 = 360$ $\beta = 45 = 135$ $\beta = 90$ $\beta = 225 = 315$ $\beta = 270$	$\alpha = 45$
خوب نامناسب نسبتاً نامناسب قابل قبول بسیار خوب نامناسب	$\beta = 0 = 180 = 360$ $\beta = 45 = 135$ $\beta = 90$ $\beta = 225 = 315$ $\beta = 270$	$0 < \alpha < 45$ (همانند مورد قبل سختی عامل تعیین کننده می باشد.)
مناسب	(بسته به مقدار α و یکپارچگی سنگ نتایج میتواند نزدیک به $\alpha = 45$ و $\alpha = 90$ باشد.)	$45 < \alpha < 90$

شکل (۳ - ۲۶): تاثیر توام امتداد و شیب درزه ها در طراحی آتشباری و نتایج حاصل از آن ها [۳۱]

عموماً بهتر است جبهه کار موازی با امتداد سیستم درزه عمده باشد. در این صورت تاثیر انبساط گازهای ناشی از آتشباری روی سنگ بیشتر خواهد بود. به این صورت که ابتدا درزه های عمده و سپس درزه های جزئی تحت تاثیر تنش گاز قرار می گیرند [۳۱].

۲-۴-۳- همراستایی چال‌ها

مستقیم بودن و عدم وجود انحراف در چال‌ها یکی از عوامل اثرگذار بر آتش‌باری است. از جمله عواملی که باعث ایجاد انحراف در چال می‌شوند می‌توان به استفاده نادرست از تجهیزات حفاری و ویژگی‌های ساختاری سنگ اشاره کرد. در صورتی که چال‌ها انحراف داشته باشند، خردایش ضعیف، مشکلات پاشنه، پرتاب سنگ زیاد و پراکندگی سنگ‌ها حین آتش‌باری را در پی خواهد داشت [۳۰].

بروز انحراف در چال‌ها باعث می‌شود انتهای چال‌ها به هم نزدیک یا از هم دور شوند. نزدیک شدن انتهای چال‌ها به هم باعث افزایش تمرکز محلی خرج و دور شدن انتهای چال‌ها موجب کاهش محلی خرج ویژه می‌شود [۳۰].

۳-۴-۳- ویژگی‌های ماده منفجره

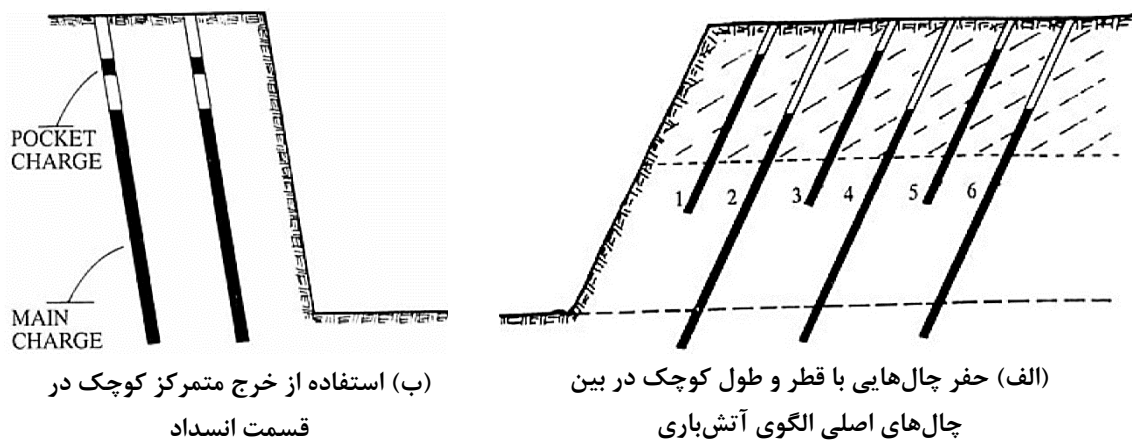
از ویژگی‌های ماده منفجره که تاثیر به‌سزایی در خردشدگی سنگ دارند می‌توان به چگالی، سرعت انفجار، گرمای انفجار، فشار و حجم گاز تولیدی اشاره نمود. حجم گاز آزاد شده بر اثر انفجار، بعد از مرحله شکست سنگ بسیار مهم است به‌طوری‌که در آتش‌باری سنگ‌های ضعیف و خرده شده طبیعی به‌عنوان یک عامل بحرانی مورد توجه است [۳۰].

۳-۴-۴- چگونگی خرج‌گذاری چال

به‌طور کلی خردشدگی سنگ تحت تاثیر سه بخش از خرج ته چال (پرایمر)، خرج ستونی و انسداد قرار می‌گیرد. خرج ته چال باید به‌گونه‌ای باشد که قدرت کافی برای خرد شدن سنگ‌ها در کف پله را فراهم نماید. پودر شدن سنگ زمانی اتفاق می‌افتد که تنش انفجار القایی در اطراف چال بر مقاومت تراکمی سنگ غلبه کند. وسعت ناحیه خرد شده در اطراف چال به قطر چال و چگالی خطی ماده منفجره وابسته است. خرج میانه چال باعث سست شدن و خرد شدن قسمت میانی می‌شود [۳۰].

علاوه‌بر موارد ذکر شده، خردایش به انسداد چال نیز بستگی دارد. گل‌گذاری مناسب باعث افزایش زمان محصورشدگی گاز درون چال می‌شود. مناسب‌ترین گل‌گذاری از طریق افزایش طول انسداد

یا استفاده از قطعات زبر حاصل می‌شود. به منظور بهبود خردایش حاصل از انفجار در قسمت بالای پله، دو راه پیشنهاد می‌شود. اولین راه حل پیشنهادی حفر چال‌هایی با قطر و طول کوچک، علاوه بر چال‌های اصلی الگوی آتش‌باری است [شکل (۳ - ۲۷ - الف)]. همچنین مطابق با شکل (۳ - ۲۷ - ب)، برای بهبود خردایش استفاده از خرج‌های متمرکز کوچک در قسمت بالای چال (درون ستون انسداد) توصیه می‌شود [۳۰].



شکل (۳ - ۲۷): بهبود خردشده‌گی در قسمت بالای بلوک [۳۰]

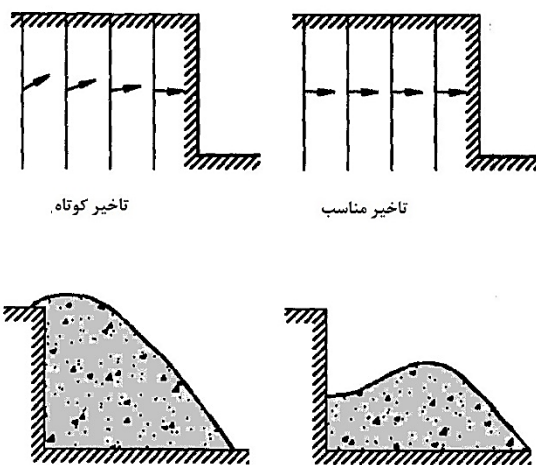
۵-۴-۳- خرج ویژه

یکی دیگر از عواملی که خردایش حاصل از انفجار را تحت تاثیر قرار می‌دهد، خرج ویژه (فاکتور پودر) است. خرج ویژه با افزایش قطر چال متناسب است. چال‌هایی با قطر کمتر به دلیل کم بودن فاصله ردیف‌ها و فاصله‌داری چال‌ها، امکان عملکرد بهتر خرج و خردشده‌گی مناسب‌تری را فراهم می‌آورند. بنابراین با فرض ثابت بودن هندسه انفجار با افزایش خرج هر چال، خردشده‌گی افزایش می‌یابد. البته می‌توان برای مقدار خرج ثابت، فاصله ردیف‌ها و فاصله‌داری را کاهش داد [۳۰].

۶-۴-۳- ترتیب انفجار

به‌عنوان یکی از مهم‌ترین عوامل موثر بر شکست سنگ، خردایش بهینه زمانی حاصل می‌شود که خرج درون هر چال، زمان کافی برای جدا کردن سنگ، قبل از انفجار چال بعدی را فراهم کند [۳۰]. توالی انفجار چال‌های یک ردیف و این که با فاصله یا همزمان منفجر شوند از اهمیت زیادی برخوردار

است. اگر انفجار چال‌های یک ردیف هم‌زمان رخ دهد (فاصله‌داری زیاد)، خردایش حاصله از حالتی که تاخیر مناسب در انفجار چال‌ها وجود دارد (فاصله‌داری کوتاه)، درشت‌تر و زبرتر است. انفجار تاخیری در یک ردیف باعث کاهش لرزش زمین و تولید نرمه می‌شود. علاوه بر توالی انفجار در چال‌های یک ردیف، تاخیر بین ردیف‌ها نیز مهم است. زمان تاخیر کوتاه بین ردیف‌های متوالی، نزدیکی کپه سنگ به جبهه کار [شکل (۳ - ۲۸)]، عقب‌زدگی بیشتر، تشدید لرزش هوا و لرزش زمین و پرتاب سنگ را در پی خواهد داشت. تاخیرهای طولانی باعث کاهش ترازهای لرزش زمین و کاهش عقب‌زدگی می‌شود [۳۷].



شکل (۳ - ۲۸): شکل کپه سنگ انفجاری در اثر تاخیرهای متفاوت ردیفی [۳۷]

۵-۳- جمع‌بندی و نتیجه‌گیری

این فصل شامل بیان مباحث تئوری در حفاری و انفجار است. در ابتدای این فصل، ساز و کار شکست سنگ در اثر آتش‌باری معرفی شده است و هر یک از عوامل موثر بر آن (شکستن سنگ، تولید ترک‌های شعاعی، خردشدگی در اثر انعکاس موج، شکاف‌های حاصل از انبساط گازها و خردشدگی در اثر برخورد سنگ‌ها با یکدیگر) توصیف شده است. در ادامه به تشریح پارامترهای مهم طراحی آتش‌باری مانند قطر چال، طول چال، فاصله‌داری ردیفی چال‌ها، فاصله ردیف‌های چال، خرج ویژه، حفاری ویژه و ... پرداخته شده است. ویژگی‌های سنگ، ویژگی‌های ماده منفجره، سیستم انفجار و ... نیز از عوامل موثر بر خردشدگی سنگ در اثر انفجار هستند که در پایان این فصل به آن اشاره شده است.

فصل چهارم: طراحی الگوهای آتش‌باری در معدن سنگ

آهک جاجرم

۱-۴- موقعیت جغرافیایی معدن سنگ آهک جاجرم

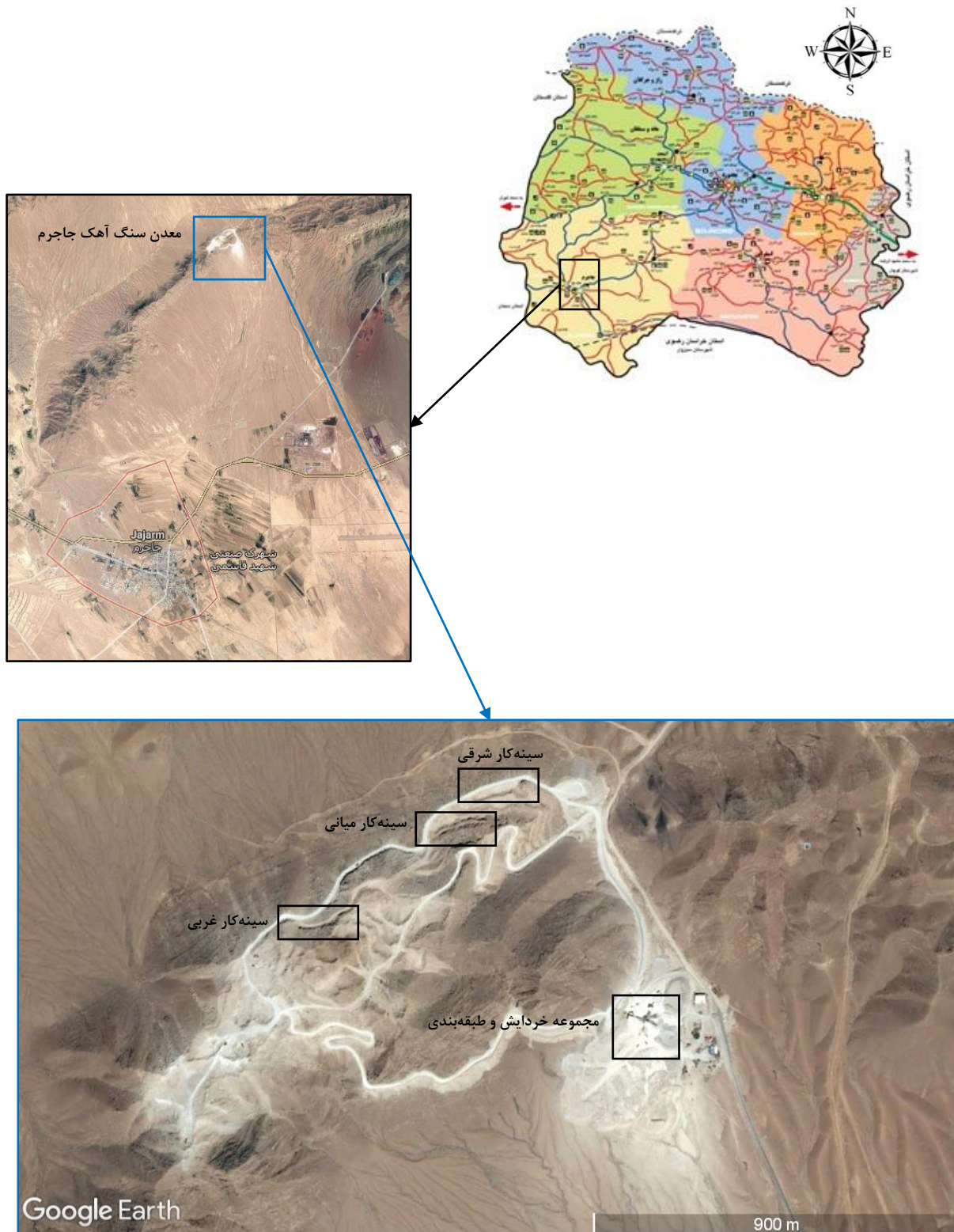
معدن سنگ آهک جاجرم به منظور تامین آهک مورد نیاز برای کارخانه آلومینا طراحی شده و در حال بهره‌برداری است. در فرآوری و تولید آلومینا از بوکسیت جاجرم به روش بایر، آهک به عنوان کاتالیزور در روند انحلال بوکسیت و همچنین برای بازیافت سود سوزآور موجود در گل قرمز مورد نیاز است [۱۰]. این معدن در شمال شرق ایران و در ۱۶ کیلومتری شمال شهرستان جاجرم واقع شده است. شهرستان جاجرم در شمال غربی استان خراسان شمالی و در ۱۲۵ کیلومتری جنوب غرب بجنورد و در ۱۶۰ کیلومتری شمال غرب سبزوار و در ۱۲۵ کیلومتری شمال شرق شاهرود قرار دارد. معدن آهک جاجرم از نظر مختصات جغرافیایی به مختصات مندرج در جدول (۴ - ۱) محدود می‌شود [۳۸].

جدول (۴ - ۱): مختصات جغرافیایی چهارگوشه معدن سنگ آهک جاجرم [۳۸]

طول جغرافیایی			عرض جغرافیایی		
ثانیه	دقیقه	درجه	ثانیه	دقیقه	درجه
۲۵	۲۲	۵۶	۵۵	۲	۳۷
۱۰	۲۴	۵۶	۱۵	۴	۳۷
۳۵	۲۴	۵۶	۴۰	۳	۳۷
۵۶	۲۲	۵۶	۳۰	۲	۳۷

شکل (۴ - ۱) موقعیت معدن سنگ آهک را نسبت به شهرستان جاجرم نشان می‌دهد. این معدن نسبت به کارخانه آلومینا حدود ۷ کیلومتر فاصله دارد. این شکل همچنین واحدهای مختلف موجود در این معدن را نشان می‌دهد. مجموعه معدن سنگ آهک جاجرم متشکل از سه سینه کار فعال استخراج سنگ آهک، کارخانه خردایش و طبقه‌بندی، ساختمان فنی و سالن تعمیر ماشین‌آلات و ساختمان‌های مربوط به راهبری معدن است. فاصله سینه‌کارهای فعال معدن تا کارخانه سنگ‌شکنی در حدود یک کیلومتر است. مدار سنگ‌شکنی معدن سنگ آهک، ماده معدنی را به وسیله دو سنگ‌شکن فکی خرد می‌کند. در حال حاضر به‌طور روزانه حدود ۲۰۰۰ تن سنگ آهک از معدن استخراج می‌شود

که پس از خردایش ودانه‌بندی در تاسیسات موجود در معدن، محصول نهایی در سه رده صفر تا ۳۰ میلی‌متر (نرمه)، ۳۰ تا ۷۰ میلی‌متر و ۷۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر طبقه‌بندی می‌شود [۱۰].



شکل (۴ - ۱): موقعیت معدن سنگ آهک جاجرم و واحدهای مختلف آن

۲-۴- پردازش تصویر دیجیتالی

ارزیابی قابل اطمینان خردشدگی در معادن یکی از مسایل مورد توجه است. دقیق‌ترین، قابل اعتمادترین و تنها روش مستقیم تعیین توزیع ابعادی قطعات، تجزیه سرنندی است اما در این روش برای به‌دست آوردن توزیع مناسب دانه‌بندی باید هزینه و زمان زیادی را صرف کرد [۳۹]. این روش به‌صورت جزئی و در برخی انفجارهای آزمایشی با حجم کم قابل کاربرد است [۴۰]. به‌دلیل محدودیت‌های تجزیه سرنندی، روش‌های غیرمستقیم مانند روش‌های مشاهده‌ای، تجربی و پردازش تصویر توسعه پیدا کرده‌اند [۳۱]. با پیشرفت‌های رایانه‌ای، پردازش تصویر دیجیتالی در کارهای صنعتی و معدنی، توانسته به‌عنوان یک روش غیرمستقیم و نسبتاً قابل اعتماد مورد توجه واقع شود [۴۱]. در بحث معدنکاری، تعیین توزیع دانه‌بندی توده انفجاری برای ارزیابی الگوهای آتش‌باری بهینه و رسیدن به خردایش مناسب از مهم‌ترین کاربردهای پردازش تصویر است [۴۲].

۴-۲-۱- نرم‌افزارهای پردازش تصویر

به‌منظور پردازش تصاویر و دستیابی توزیع دانه‌بندی سنگ آهک پس از عملیات آتش‌باری، دو نرم‌افزار پرکاربرد در زمینه پردازش تصویر WipFrag و Split Desktop معرفی شده است. نرم‌افزارهای دیگری مانند Goldsize و FragScan نیز به‌همین منظور وجود دارند اما در این تحقیق با مقایسه بین دو نرم‌افزار WipFrag و Split Desktop، نرم‌افزار مناسب انتخاب شده است.

۴-۲-۱-۱- نرم‌افزار WipFrag

نرم‌افزار WipFrag که در سال‌های اخیر در زمینه بررسی توزیع دانه‌بندی توسعه پیدا کرده است، با بهره‌گرفتن از فناوری پردازش تصویر برای ارزیابی خردایش توده‌های انفجاری، بسیار پرکاربرد است. دوربین‌های دیجیتال پیشرفته به‌عنوان یک استاندارد برای تصویربرداری از اهداف در معدن پیشنهاد می‌شود. پس از انجام تصویربرداری، تصاویر به سیستم WipFrag منتقل می‌شود و پس از تعیین مقیاس در تصویر، قطعات توسط برنامه مرزبندی و به‌صورت خودکار شبکه‌بندی می‌شوند که

قابلیت ویرایش دستی را نیز دارا است. نواحی شبکه‌بندی شده به حجم‌هایی تبدیل می‌شوند و نتایج به صورت یک منحنی نمایش داده می‌شود [۴۳].

۲-۱-۲-۴- نرم‌افزار Split Desktop

نرم‌افزار Split Desktop یک برنامه پردازش تصویر است که برای ارزیابی توزیع ابعادی سنگ خرد شده از طریق تحلیل تصاویر دیجیتال سیاه و سفید، طراحی شده است. این نرم‌افزار نتیجه ۱۰ سال تحقیق و پژوهش و توسعه در دانشگاه آریزونا^۱ است. تصاویر می‌تواند از دپوی سنگ، بار کامیون‌ها، توده فروشویی شده، سنگر باطله، نوار نقاله یا در هر مکان دیگری که بتوان تصاویر واضح از سنگ خرد شده تهیه کرد، باشد [۴۴]. نرم‌افزار Split Desktop هر تصویری که بر روی رایانه ذخیره می‌شود را در پنج مرحله تحلیل می‌کند. اولین گام این است که باید به برنامه یک مقیاس مشخص و دقیق ارایه داد. سپس در دومین مرحله نرم‌افزار به صورت خودکار هر قطعه سنگ را تشخیص داده و مرزی برای آن ترسیم می‌کند. سومین مرحله برای اطمینان از دقت نتایج به کاربر اجازه ویرایش مرزهای قطعات سنگ داده می‌شود. گام چهارم شامل محاسبه اندازه قطعات و بررسی توزیع ابعادی است. در پایان منحنی توزیع ابعادی و نتایج خروجی قابل مشاهده است [۴۵].

۳-۱-۲-۴- مزایای نرم‌افزارهای WipFrag و Split Desktop

مهم‌ترین مزایای نرم‌افزارهای معرفی شده را می‌توان در عبارات زیر خلاصه کرد [۴۳] [۴۵]:

- پردازش تصاویر با استفاده از این دو نرم‌افزار در زمان کمی انجام می‌شود.
- قابل نصب بر روی رایانه و تلفن‌های هوشمند هستند.
- تصاویر دیجیتال با هر فرمتی را پردازش می‌نمایند.
- دارای قابلیت مرزبندی خودکار قطعات هستند.
- قابلیت کاربرد برخط^۲ را دارا هستند و منحنی دانه‌بندی را به صورت لحظه‌ای ارایه می‌دهند.

۴-۲-۲- قواعد تصویربرداری

به منظور پردازش دقیق و دستیابی به نتایج نزدیک به واقعیت، ضروری است که در تهیه تصاویر

از نمونه، نکات فنی مورد توجه واقع شود که در ادامه به مهم‌ترین آن‌ها اشاره شده است [۴۶].

- محور لنز دوربین باید بر سطح نمونه عمود باشد تا اثر شیب بر طول مقیاس از بین رود.
- فاصله دوربین تا نمونه باید به قدر مناسب باشد تا وضعیت خردایش قابل تشخیص باشد.
- شکل (۴ - ۲) نمونه‌ای از تصویر نامناسب به دلیل دور بودن هدف از دوربین را نشان می‌دهد.



شکل (۴ - ۲): تصویربرداری نامناسب و فاصله زیاد از هدف [۴۶]

- وجود قطعات بسیار بزرگ می‌تواند باعث نتایج غیر واقعی شود. بنابراین بسیار مهم است که نسبت ابعاد قطعات به ابعاد محدوده تصویر مناسب باشد [شکل (۴ - ۳)].



شکل (۴ - ۳): وجود قطعات بسیار بزرگ در کادر تصویر کوچک [۴۶]

- یکی دیگر از مهم‌ترین مسایل در عکس‌برداری، جهت تابش نور و عدم وجود سایه است. وجود سایه‌ی قطعات باعث بروز خطا در تعیین مرز قطعات توسط نرم‌افزار می‌شود [شکل (۴ - ۴)]. بنابراین مناسب‌ترین زمان برای تصویربرداری از نمونه هنگامی است که هوا ابری باشد یا جهت تابش نور به گونه‌ای باشد که کمترین سایه برای قطعات ایجاد شود.



شکل (۴ - ۴): زمان نامناسب تصویربرداری و وجود سایه قطعات در تصویر [۴۶]

۴-۲-۳- انتخاب نرم‌افزار مناسب پردازش تصویر برای سنگ آهک خرد شده
 به منظور انتخاب نرم‌افزار مناسب برای سنگ آهک خرد شده، مقایسه‌ای بین دو نرم‌افزار WipFrag و Split Desktop انجام شده است. تصویر پردازش شده در شکل (۴ - ۵) ارائه شده است. تجزیه سرنندی این نمونه در مرکز کنترل کیفیت کارخانه آلومینای جاجرم انجام شده است.

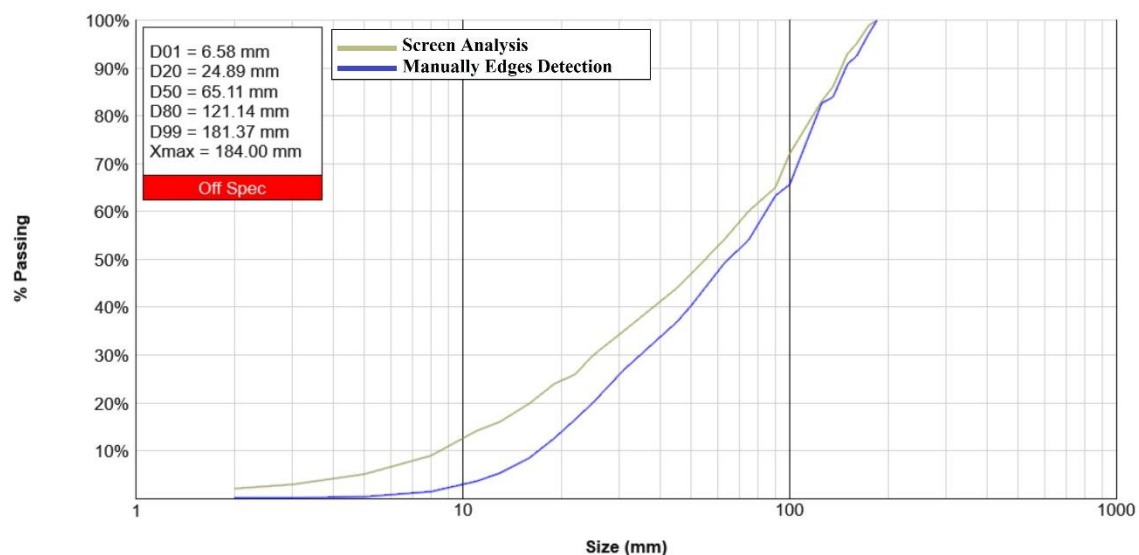


شکل (۴ - ۵): تصویر نمونه پردازش شده توسط نرم‌افزارهای پردازش تصویر

۱-۳-۲-۴- اعتبارسنجی نرم افزارها با نتایج تجزیه سرندي

تجزیه سرندي تنها روش دقيق و قابل اطمینان در تعیین توزیع دانه بندی مواد است. بنابراین باید نتایج نرم افزارهای مورد استفاده با نتیجه تجزیه مقایسه و اعتبارسنجی شود. شکل (۴ - ۶)، منحنی دانه بندی حاصل از پردازش تصویر به وسیله WipFrag و مقایسه آن با تجزیه سرندي را ارایه می نماید. همچنین شکل (۴ - ۷)، منحنی دانه بندی حاصل از پردازش تصویر به وسیله Split Desktop و مقایسه آن با تجزیه سرندي را نشان می دهد. مرزبندی قطعات در هر دو نرم افزار به صورت دستی و با دقت بالا انجام شده است.

جدول (۴ - ۲)، اختلاف نتایج پردازش تصویر این دو نرم افزار و نتایج تجزیه سرندي را برای برخی ابعاد نشان می دهد. اطلاعات مندرج در جدول (۴ - ۲)، نشان می دهد که اختلاف نتایج حاصل از Split Desktop نسبت به نتایج حاصل از WipFrag، مطابقت بیشتری با نتایج تجزیه سرندي دارد. از سوی دیگر، مندرجات جدول (۴ - ۲) نشان می دهد که اعتبار نتایج حاصل از نرم افزار WipFrag در محدود ابعادی کوچک تر، کمتر است. حال آن که در مورد اعتبار نتایج حاصل از Split Desktop، چنین قانون مندی وجود ندارد.



شکل (۴ - ۶): منحنی دانه بندی حاصل از پردازش تصویر به وسیله WipFrag



شکل (۴ - ۷): منحنی دانه‌بندی حاصل از پردازش تصویر به وسیله Split Desktop

جدول (۴ - ۲): اختلاف نتایج پردازش تصویر با استفاده از دو نرم‌افزار Split Desktop و WipFrag و تجزیه سرندي

اختلاف با تجزیه سرندي		درصد عبوري			ابعاد قطعات (mm)	ردیف
Split Desktop	WipFrag	تجزیه سرندي	Split Desktop	WipFrag		
۲/۳۶	۱۰/۴۲	۱۴	۱۵/۹۲	۳/۵۸	۱۰	۱
۰/۶۸	۱۱/۳۸	۲۴	۲۳/۳۲	۱۲/۶۲	۲۰	۲
۲/۱۸	۸/۲	۳۵	۳۲/۷۸	۲۶/۸	۳۰	۳
۱/۹۸	۶/۶۷	۴۷	۴۴/۸۳	۴۰/۳۳	۵۰	۴
۲/۱۹	۴/۸۶	۵۴	۵۱/۹۳	۴۹/۱۴	۶۳	۵
۰/۵۷	۵/۹۸	۶۰	۵۹/۴۳	۵۴/۰۲	۷۵	۶
۲/۰۶	۳/۶۶	۶۷	۶۹/۳۶	۶۳/۳۴	۹۰	۷
۳/۵۹	۶/۳۷	۷۲	۷۵/۵۷	۶۵/۶۳	۱۰۰	۸
۲/۸	۲/۲۹	۹۳	۹۵/۸	۹۰/۷۱	۱۵۰	۹

با توجه به جدول (۴ - ۲)، کمترین و بیشترین اختلاف با نتایج تجزیه سرندي برای نرم‌افزار

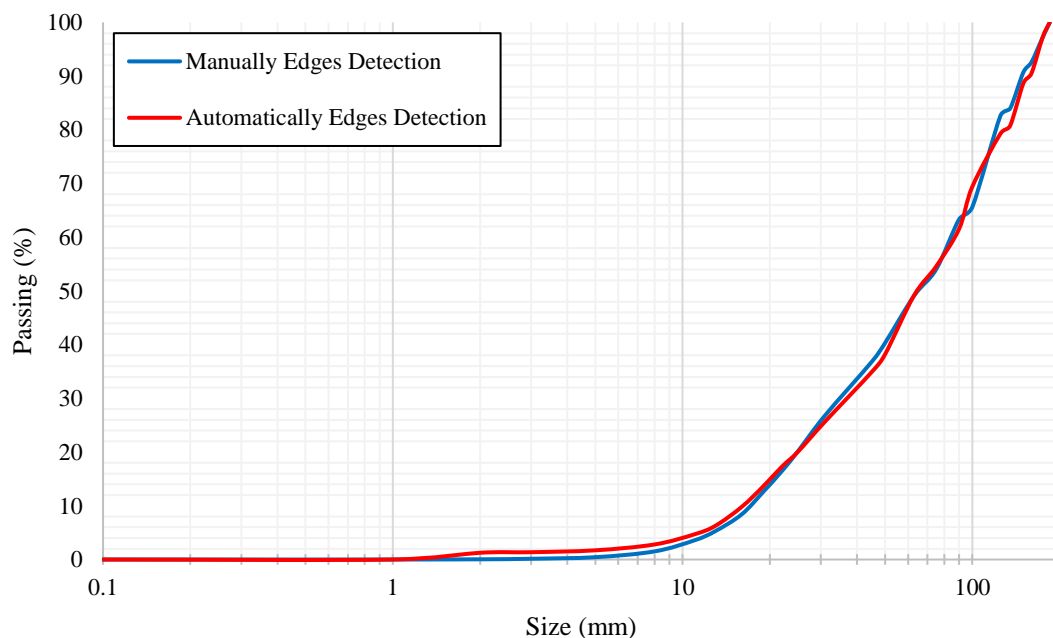
Split Desktop به ترتیب ۰/۵۷ درصد و ۳/۵۹ درصد است. این مقادیر برای نرم‌افزار WipFrag به ترتیب

برابر با ۲/۲۹ درصد و ۱۱/۳۸ درصد است. همچنین جذر میانگین مربعات اختلاف نتایج با تجزیه سرندي

برای دو نرم‌افزار Split Desktop و WipFrag به ترتیب برابر ۲/۲۳ و ۷/۲۱ است. بنابراین، نتایج حاصل از نرم‌افزار Split Desktop و نتایج تجزیه سرندي دارای تطابق و نزدیکی بیشتری هستند.

۲-۳-۲-۴- اثر نوع مرزبندی بر نتایج پردازش

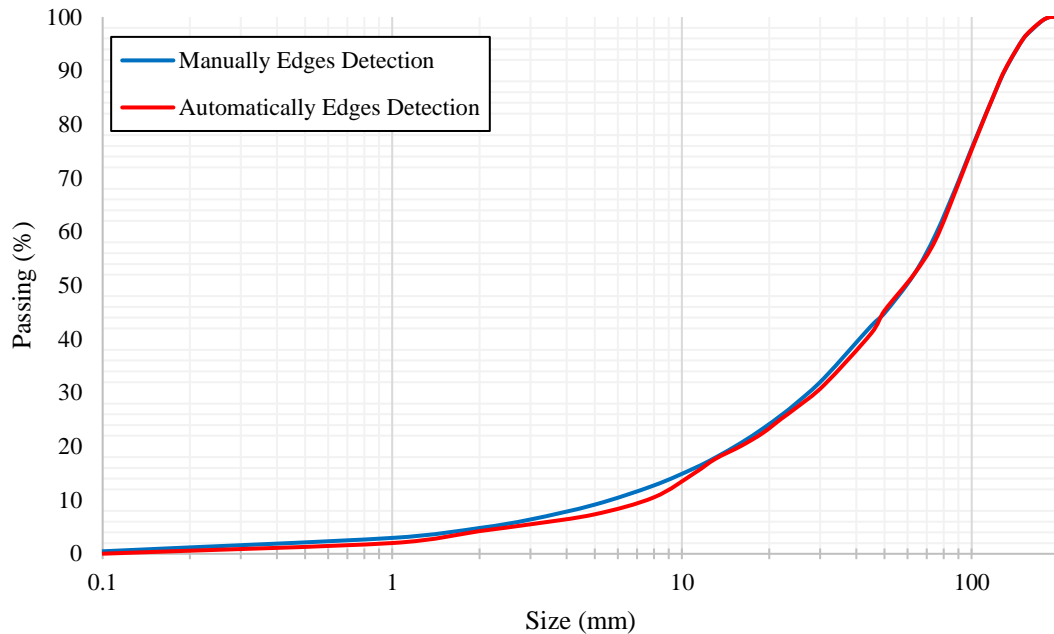
همان‌طور که ذکر شد، به‌منظور اعتبارسنجی نتایج نرم‌افزارهای مورد بحث با تجزیه سرندي، مرزبندی قطعات در هر دو نرم‌افزار به‌صورت دستی و با دقت بالا انجام شده است. از آن‌جا که دو نرم‌افزار مورد استفاده قابلیت مرزبندی قطعات به‌صورت خودکار را نیز دارند بنابراین مهم است که دقت تشخیص مرز قطعات در این نرم‌افزارها مشخص شود. به‌منظور تعیین دقت هر دو نرم‌افزار در تشخیص مرز قطعات به‌صورت خودکار، منحنی حاصل از آن با منحنی خروجی از تعیین مرز دستی مقایسه شده است. شکل (۴ - ۸) و شکل (۴ - ۹)، به ترتیب منحنی‌های مقایسه‌ای از تعیین مرز خودکار و دستی در دو نرم‌افزار WipFrag و Split Desktop را نشان می‌دهد. همچنین جدول (۴ - ۳)، اختلاف نتایج حاصل از مرزبندی دستی و خودکار قطعات با استفاده از نرم‌افزارهای Split Desktop و WipFrag را ارایه می‌نماید.



شکل (۴ - ۸): منحنی حاصل از تعیین مرز خودکار و دستی توسط نرم‌افزار WipFrag

همان‌طور که در جدول (۴ - ۳)، مشاهده می‌شود کمترین و بیشترین اختلاف برای نرم‌افزار Split Desktop به ترتیب ۰/۰۱ درصد و ۱/۲۸ درصد است. در حالی که کمترین و بیشترین اختلاف برای

نرم افزار WipFrag به ترتیب برابر با ۰/۰۷ درصد و ۳/۷۹ درصد است. همچنین جذر میانگین مربعات اختلاف نتایج مرزبندی خودکار و دستی برای دو نرم افزار Split Desktop و WipFrag به ترتیب برابر ۰/۷۱ و ۱/۸۳ است. بنابراین، نتایج حاصل از مرزبندی قطعات به روش خودکار و دستی با استفاده از نرم افزار Split Desktop دارای مطابقت بیشتری هستند.



شکل (۴ - ۹): منحنی حاصل از تعیین مرز خودکار و دستی توسط نرم افزار Split Desktop

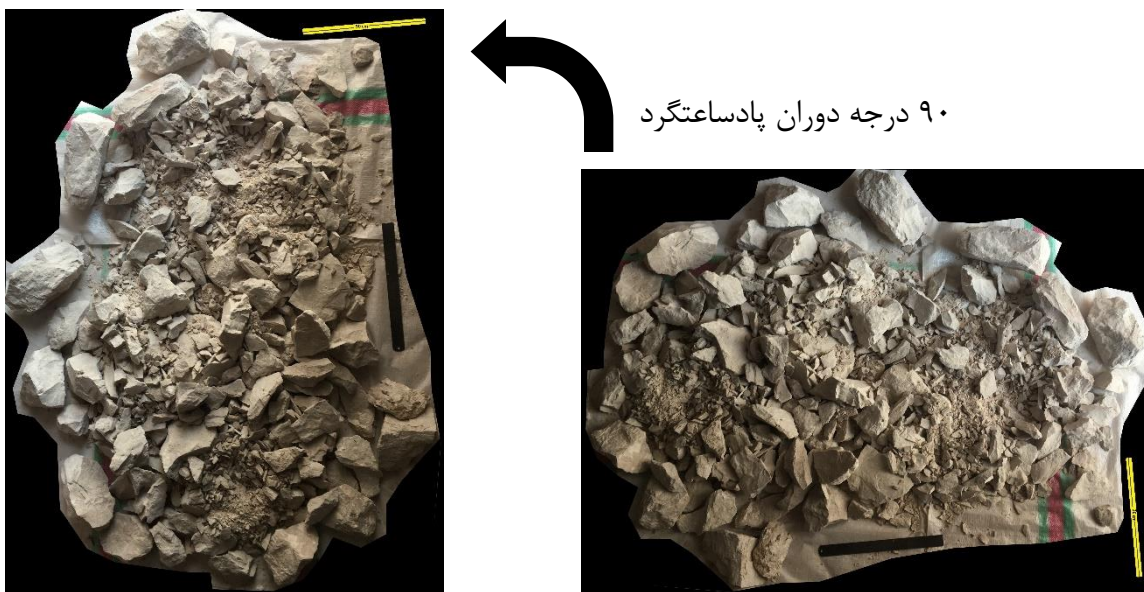
جدول (۴ - ۳): اختلاف نتایج مرزبندی دستی و خودکار قطعات توسط نرم افزارهای Split Desktop و WipFrag

WipFrag			Split Desktop			ابعاد قطعات (mm)	ردیف
اختلاف	خودکار	دستی	اختلاف	خودکار	دستی		
۱/۱۲	۴/۷	۳/۵۸	۰/۹۴	۱۴/۹۸	۱۵/۹۲	۱۰	۱
۱/۰۲	۱۳/۶۴	۱۲/۶۲	۰/۸۲	۲۲/۵	۲۳/۳۲	۲۰	۲
۱/۱۴	۲۵/۶۶	۲۶/۸	۱/۲۸	۳۱/۵	۳۲/۷۸	۳۰	۳
۲/۱۱	۳۸/۲۲	۴۰/۳۳	۰/۴۷	۴۵/۳	۴۴/۸۳	۵۰	۴
۰/۰۷	۴۹/۲۱	۴۹/۱۴	۰/۰۵	۵۱/۹۸	۵۱/۹۳	۶۳	۵
۰/۵۵	۵۴/۵۷	۵۴/۰۲	۰/۹۶	۵۸/۴۷	۵۹/۴۳	۷۵	۶
۱/۷۹	۶۱/۵۵	۶۳/۳۴	۰/۳۹	۶۸/۹۷	۶۹/۳۶	۹۰	۷
۳/۷۹	۶۹/۴۲	۶۵/۶۳	۰/۲۸	۷۵/۲۹	۷۵/۵۷	۱۰۰	۸
۲/۰۳	۸۸/۶۸	۹۰/۷۱	۰/۰۱	۹۵/۷۹	۹۵/۸	۱۵۰	۹

پردازش تصاویر با استفاده از تعیین مرزها به صورت خودکار باعث افزایش سرعت و صرفه جویی در زمان می شود. لازم به ذکر است تعیین مرز قطعات به روش خودکار با اصلاحاتی همراه بوده است. یکی دیگر از مهم ترین نکات قابل ذکر این است که مرزبندی دستی قطعات در هر دو نرم افزار برای هر تصویر حدود ۱۲۰ دقیقه زمان برده است در حالی که مرزبندی خودکار بر روی ماشین های مشابه برای هر دو نرم افزار مورد استفاده به زمانی حدود ۱۵ دقیقه نیاز داشته است.

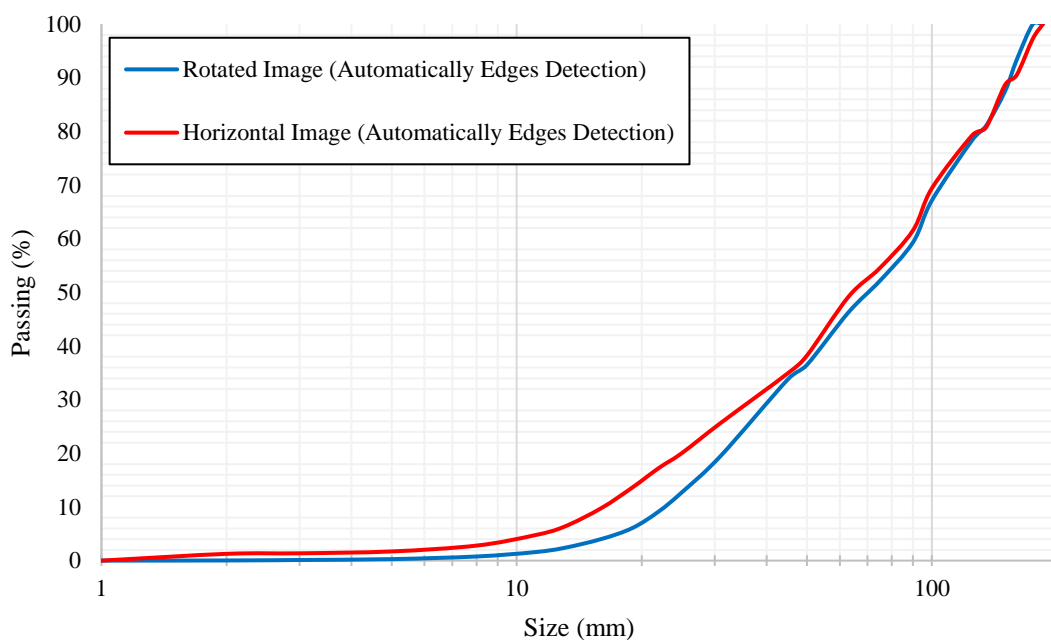
۳-۳-۲-۴- اثر دوران تصویر

با توجه به شکل نامنظم قطعات خرد شده، ممکن است در صورت دوران تصویر، اندازه محاسبه شده برای قطعات تغییر کند و نتایج پردازش را تغییر دهد. به همین منظور تصویر شکل (۴ - ۵)، با ثابت نگه داشتن مقیاس به مقدار ۹۰ درجه پادساعتگرد دوران کرده [شکل (۴ - ۱۰)] و توسط دو نرم افزار پردازش شده است. با توجه به دقت کافی دو نرم افزار، از مرزبندی خودکار برای پردازش این تصویر استفاده شده است. شکل (۴ - ۱۱) و شکل (۴ - ۱۲)، به ترتیب منحنی های خروجی از نرم افزار WipFrag و Split Desktop را برای حالت افقی تصویر [شکل (۴ - ۵)] و حالت دوران یافته تصویر نمایش می دهد. همان طور که مشاهده می شود منحنی های خروجی از نرم افزار Split Desktop در هر دو حالت بر هم منطبق اند. در حالی که منحنی های خروجی از نرم افزار WipFrag دارای اختلاف هایی هستند.

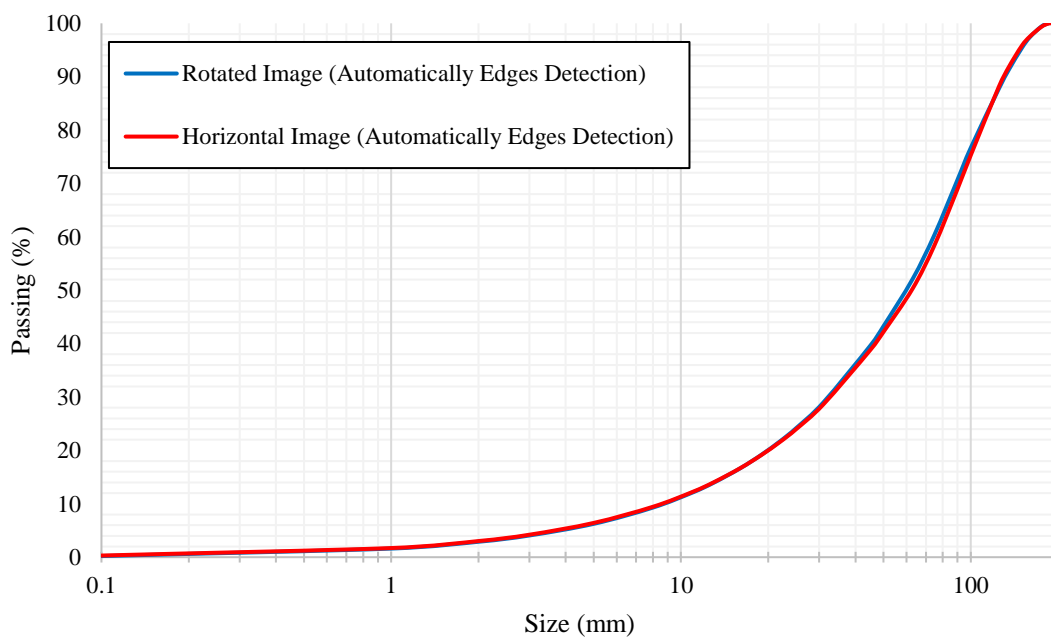


۹۰ درجه دوران پادساعتگرد

شکل (۴ - ۱۰): دوران شده تصویر شکل (۴ - ۵)



شکل (۴ - ۱۱): منحنی‌های خروجی در حالت افقی و دوران شده تصویر در نرم‌افزار WipFrag



شکل (۴ - ۱۲): منحنی‌های خروجی در حالت افقی و دوران شده تصویر در نرم‌افزار Split Desktop

مقایسه نتایج دو نرم‌افزار برای بررسی اثر دوران تصویر در جدول (۴ - ۴)، ارائه شده است.

باتوجه به جدول (۴ - ۴)، کمترین و بیشترین اختلاف برای نرم‌افزار Split Desktop به ترتیب ۰/۰۲

درصد و ۱/۹۶ درصد است. در حالی که کمترین و بیشترین اختلاف برای نرم‌افزار WipFrag به ترتیب

برابر با ۱/۱۴ درصد و ۸/۰۹ درصد است. همچنین جذر میانگین مربعات اختلاف نتایج دوران یافتن تصویر برای دو نرم‌افزار Split Desktop و WipFrag به ترتیب برابر ۱ و ۴/۶۷ است. بنابراین، نتایج حاصل از دروان یافتگی تصویر در نرم‌افزار Split Desktop دارای مطابقت بهتری هستند.

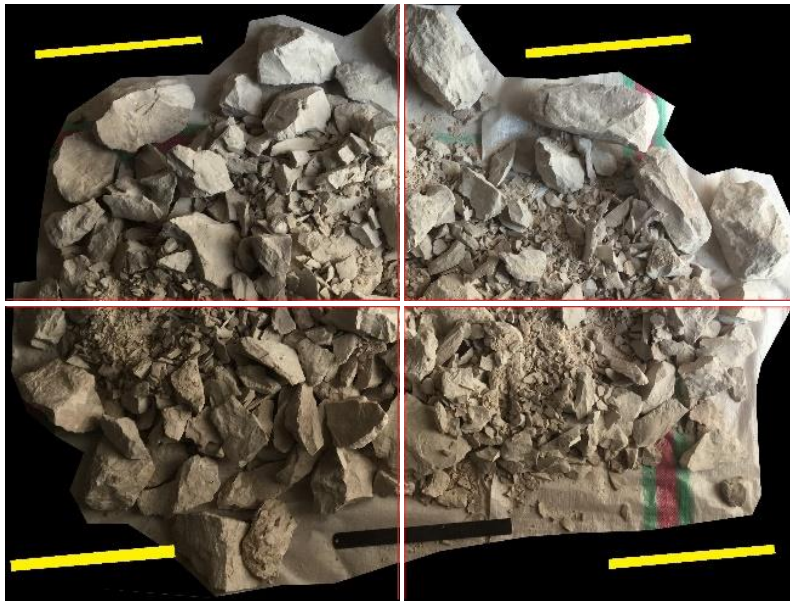
جدول (۴ - ۴): نتایج اثر دوران تصویر بر منحنی توزیع دانه‌بندی توسط نرم‌افزارهای Split Desktop و WipFrag

WipFrag			Split Desktop			ابعاد قطعات (mm)	ردیف
اختلاف	دوران یافته	افقی	اختلاف	دوران یافته	افقی		
۲/۰۳	۰/۷۷	۲/۸	۰/۱۵	۹/۲۹	۹/۴۴	۸	۱
۳/۱۴	۱/۵۶	۴/۷	۰/۱۱	۱۲/۱۵	۱۲/۲۶	۱۱	۲
۳/۹۴	۲/۳۶	۶/۳	۰/۰۸	۱۳/۹۸	۱۴/۰۶	۱۳	۳
۵/۷۷	۴/۰۳	۹/۸	۰/۰۲	۱۶/۶۴	۱۶/۶۶	۱۶	۴
۷/۵۶	۶/۰۸	۱۳/۶۴	۰/۰۵	۱۹/۲۳	۱۹/۱۸	۱۹	۵
۸/۰۹	۹/۱۸	۱۷/۲۷	۰/۱۲	۲۱/۷۴	۲۱/۶۲	۲۲	۶
۷/۳۱	۱۲/۷۴	۲۰/۰۵	۰/۲	۲۴/۲	۲۴	۲۵	۷
۶/۱۴	۱۹/۵۲	۲۵/۶۶	۰/۳۷	۲۸/۹۹	۲۸/۶۲	۳۱	۸
۱/۱۴	۳۳/۸	۳۴/۹۴	۰/۸۲	۳۹/۶۲	۳۸/۸	۴۵	۹
۱/۷۴	۳۶/۴۸	۳۸/۲۲	۱/۰۷	۴۳/۲۸	۴۲/۲۱	۵۰	۱۰
۲/۹	۴۶/۳۱	۴۹/۲۱	۱/۸	۵۲/۱	۵۰/۳	۶۳	۱۱
۲/۳۸	۵۲/۱۹	۵۴/۵۷	۱/۹۶	۶۰/۴۳	۵۸/۴۷	۷۵	۱۲
۲/۲۳	۵۹/۳۲	۶۱/۵۵	۱/۷۲	۷۰/۶۹	۶۸/۹۷	۹۰	۱۳
۲/۲۶	۶۷/۱۶	۶۹/۴۲	۱/۳۸	۷۶/۶۷	۷۵/۲۹	۱۰۰	۱۴

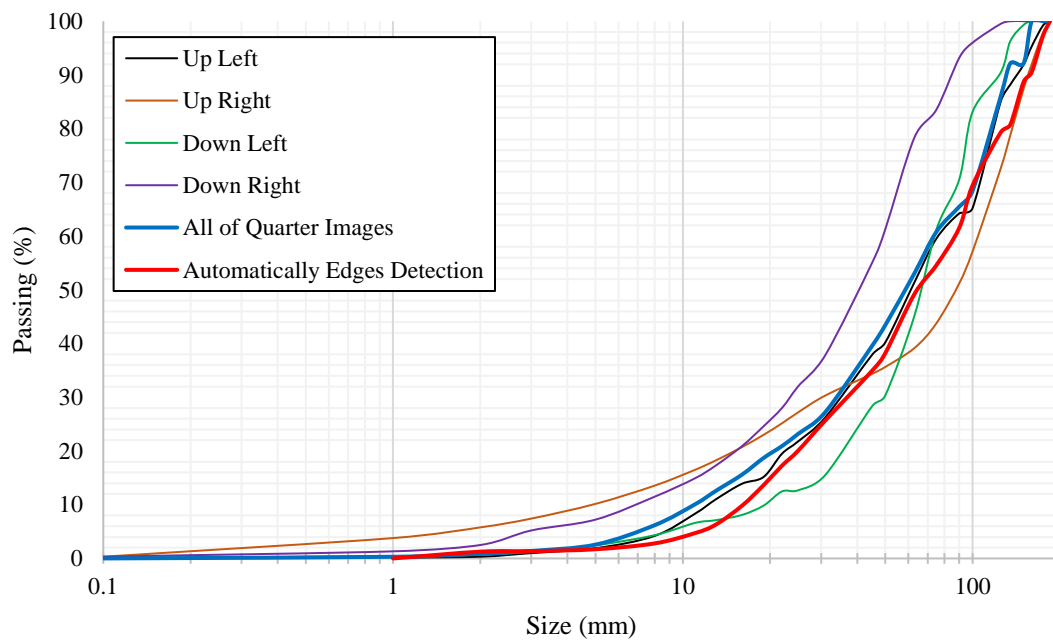
۴-۳-۲-۴- اثر تفکیک تصویر و ترکیب منحنی‌ها

به منظور بررسی اثر حجم نمونه بر نتایج پردازش، تصویر مورد نظر در شکل (۴ - ۵) به چهار قسمت تفکیک شده است که در شکل (۴ - ۱۳)، نشان داده شده و در هر قسمت آن مقیاس مورد نظر با خط زرد رنگ ترسیم شده است. هر ربع تصویر به صورت مجزا و مرزبندی خودکار، توسط هر دو نرم‌افزار پردازش شده است. پس از پایان پردازش چهار تصویر، منحنی دانه‌بندی هر ربع تصویر و منحنی حاصل از ترکیب چهار منحنی با منحنی حاصل از مرزبندی خودکار تصویر کامل [شکل (۴ - ۵)]

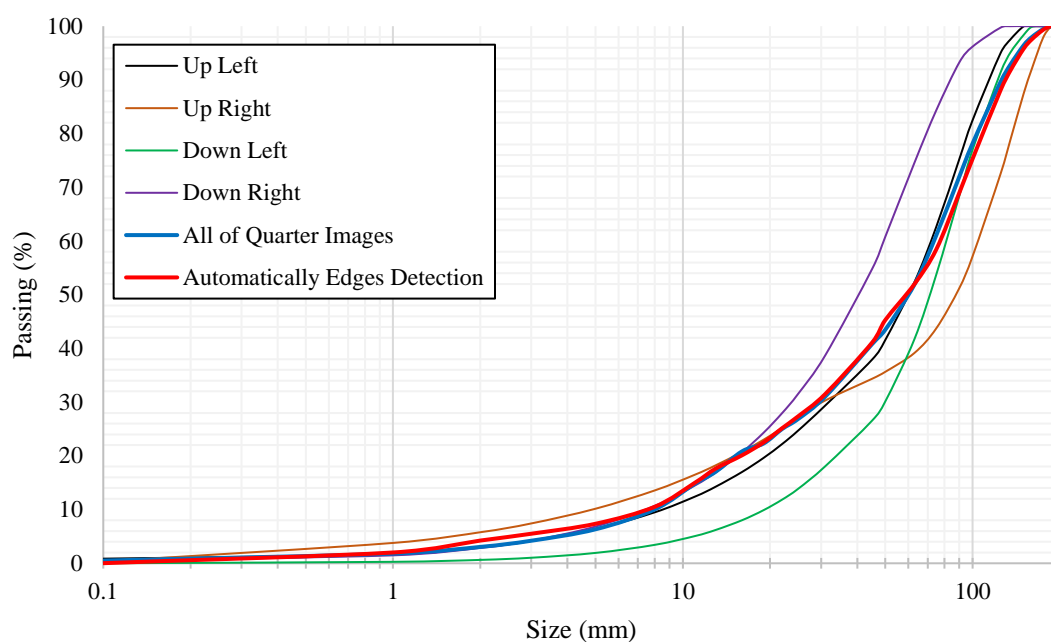
مقایسه شده است. شکل (۴ - ۱۴) و شکل (۴ - ۱۵)، به ترتیب نتایج مربوط به پردازش تصویر حاصل از WipFrag و Split Desktop را نشان می‌دهد. در شکل (۴ - ۱۴) و شکل (۴ - ۱۵)، منحنی ضخیم قرمز رنگ مربوط به پردازش تصویر کامل و منحنی ضخم آبی رنگ مربوط به ترکیب چهار ربع تصویر است.



شکل (۴ - ۱۳): تصویر تفکیک شده شکل (۴ - ۵)



شکل (۴ - ۱۴): منحنی پردازش چهار ربع تصویر و منحنی پردازش تصویر کامل توسط نرم‌افزار WipFrag



شکل (۴ - ۱۵): منحنی پردازش چهار ربع تصویر و منحنی پردازش تصویر کامل توسط نرم‌افزار Split Desktop

همان‌طور که در هر دو شکل مشاهده می‌شود، برای نرم‌افزار WipFrag، منحنی‌های قرمز و آبی با هم دارای اختلاف هستند اما در مورد نرم‌افزار Split Desktop، دو منحنی بر هم منطبق هستند. جدول (۴ - ۵)، مقادیر کمی این اختلاف‌ها را نشان می‌دهد. همان‌طور که در جدول (۴ - ۵) مشاهده می‌شود، کمترین و بیشترین اختلاف برای نرم‌افزار Split Desktop به ترتیب ۰/۰۹ درصد و ۳/۰۱ درصد است. در حالی که کمترین و بیشترین اختلاف برای نرم‌افزار WipFrag به ترتیب برابر با ۰/۹۸ درصد و ۹/۵۸ درصد است. همچنین جذر میانگین مربعات اختلاف نتایج تفکیک تصویر و ترکیب منحنی‌ها برای دو نرم‌افزار Split Desktop و WipFrag به ترتیب برابر ۱/۳۶ و ۵/۳۲ است. بنابراین، نتایج حاصل از تفکیک تصویر و ترکیب منحنی در نرم‌افزار Split Desktop دارای تطابق بیشتری نسبت به نرم‌افزار WipFrag هستند.

پس از انجام مقایسه دو نرم‌افزار در شرایط مختلف مشخص شده است، نرم‌افزار Split Desktop نسبت به نرم‌افزار WipFrag از سازگاری بیشتری با سنگ آهک خرد شده برخوردار است و کمترین اثرپذیری از شرایط مختلف را دارد. بنابراین نرم‌افزار Split Desktop به‌عنوان نرم‌افزار مناسب برای پردازش تصویر سنگ آهک خرد شده در معدن جاجرمد انتخاب شده است.

جدول (۴ - ۵): مقایسه نتایج ترکیب ربع تصاویر و تصویر کامل توسط نرم‌افزارهای Split Desktop و WipFrag

WipFrag			Split Desktop			ابعاد قطعات (mm)	ردیف
اختلاف	ترکیب ربع تصاویر	تفکیک نشده	اختلاف	ترکیب ربع تصاویر	تفکیک نشده		
۵/۳۵	۱۰/۰۵	۴/۷	۰/۱۸	۱۴/۸	۱۴/۹۸	۱۱	۱
۶/۲۷	۱۲/۵۷	۶/۳	۰/۶	۱۷/۰۵	۱۷/۶۵	۱۳	۲
۵/۷۹	۱۵/۵۹	۹/۸	۰/۷۳	۲۰/۸۳	۲۰/۱	۱۶	۳
۵/۰۶	۱۸/۷	۱۳/۶۴	۰/۲	۲۲/۳	۲۲/۵	۱۹	۴
۳/۶۵	۲۰/۹۲	۱۷/۲۷	۰/۱۵	۲۴/۹۹	۲۵/۱۴	۲۲	۵
۳/۱۳	۲۳/۱۸	۲۰/۰۵	۰/۵	۲۶/۸۶	۲۷/۳۶	۲۵	۶
۱/۵۴	۲۷/۲	۲۵/۶۶	۰/۴۸	۳۱/۰۲	۳۱/۵	۳۱	۷
۴/۶۲	۳۹/۵۶	۳۴/۹۴	۰/۲۸	۴۰/۸	۴۱/۰۸	۴۵	۸
۵/۲۲	۴۳/۴۴	۳۸/۲۲	۱/۸	۴۳/۵	۴۵/۳	۵۰	۹
۳/۸۶	۵۳/۰۷	۴۹/۲۱	۰/۰۹	۵۱/۸۹	۵۱/۹۸	۶۳	۱۰
۶/۲۱	۶۰/۷۸	۵۴/۵۷	۲/۶۳	۶۱/۱	۵۸/۴۷	۷۵	۱۱
۳/۹۴	۶۵/۴۹	۶۱/۵۵	۳/۰۱	۷۱/۹۸	۶۸/۹۷	۹۰	۱۲
۰/۹۸	۶۸/۴۴	۶۹/۴۲	۲/۸۷	۷۸/۱۶	۷۵/۲۹	۱۰۰	۱۳
۶/۶۹	۸۵/۹۷	۷۹/۲۸	۱/۵۴	۸۹/۶۶	۸۸/۱۲	۱۲۵	۱۴
۹/۵۸	۹۰/۳۳	۸۰/۷۵	۱/۱۱	۹۲/۸۳	۹۱/۷۲	۱۳۵	۱۵
۳/۴۷	۹۲/۱۵	۸۸/۶۸	۰/۶۳	۹۶/۴۲	۹۵/۷۹	۱۵۰	۱۶
۹/۴۸	۱۰۰	۹۰/۵۲	۰/۴۳	۹۷/۹۶	۹۷/۵۳	۱۶۰	۱۷
۲/۷۱	۱۰۰	۹۷/۲۹	۰/۱۴	۹۹/۴۵	۹۹/۳۱	۱۷۵	۱۸

۳-۴- تحلیل ابعادی خردشدگی در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

عملیات خردایش در معادن به‌منظور کاهش ابعاد ماده معدنی تا اندازه مورد نظر و برای سهولت

در حمل و نقل و دیو کردن انجام می‌شود. خردشدگی ناشی از انفجار، نقش مهمی در کنترل و کاهش

هزینه‌های عملیات بارگیری، باربری و سنگ‌شکنی دارد [۱۹]. یکی از مهم‌ترین اقدامات برای بهینه‌سازی

عملیات آتش‌باری در معادن، بررسی و تحلیل الگوی آتش‌باری اجرا شده (الگوی فعلی) است [۲۸].

جدول (۴ - ۶)، ویژگی‌های الگوی فعلی آتش‌باری در معدن سنگ آهک جاجرم را ارائه می‌کند.

جدول (۴ - ۶): ویژگی‌های الگوی آتش‌باری متداول (فعلی) در معدن سنگ آهک جاجرم

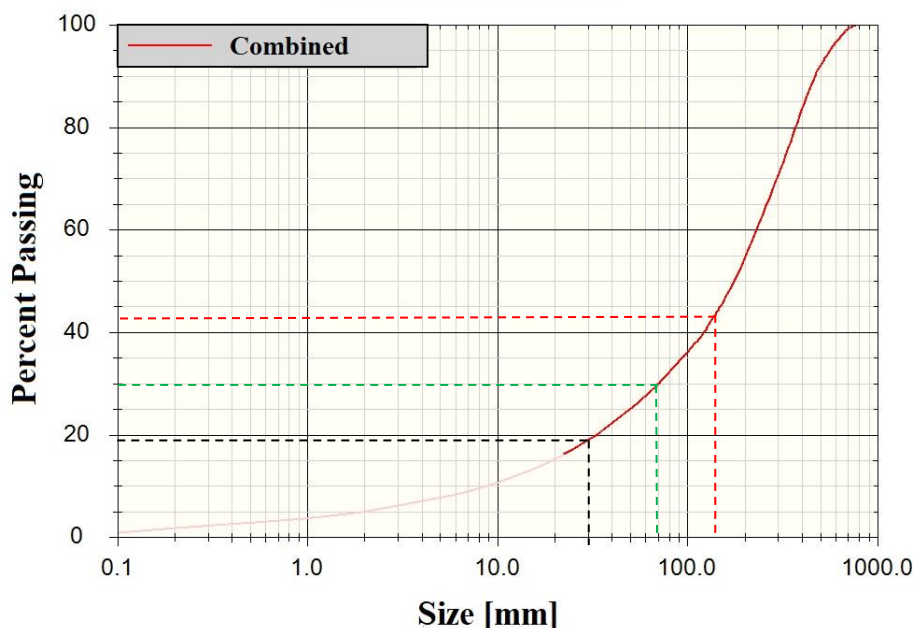
پارامتر	D (mm)	B (m)	S (m)	H (m)	J (m)	L (m)	T (m)	l (m)	SD (m/m ³)	q (kg/m ³)
مقدار	۶۴	۲/۴	۲/۸	۵	۰/۵	۵/۵	۱/۸	۳/۷	۰/۱۶	۰/۲۸

آتش‌باری از نوع تاخیری میلی‌ثانیه با آرایش مستطیلی چال‌ها است. خرج مورد استفاده نیز آنفوی فله‌ای است و از یک لول امولایت ۲۵۰ گرمی به‌عنوان پرایمر استفاده می‌شود. موقعیت لول امولایت در ته چال بوده و به‌وسیله چاشنی‌های الکتریکی منفجر می‌شود. به‌منظور ارزیابی خردشدگی حاصل از انفجار در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم، تصاویر تهیه شده از قطعات خرد شده پس از آتش‌باری با استفاده از نرم‌افزار Split Desktop پردازش شده است. شکل (۴ - ۱۶)، تصاویری از قطعات سنگ خرد شده بر اثر آتش‌باری در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم و شکل (۴ - ۱۷) و جدول (۴ - ۷) به‌ترتیب نمودار و جدول توزیع دانه‌بندی مربوط به آن را ارائه می‌نماید.



شکل (۴ - ۱۶): تصاویر تهیه شده از قسمت‌های مختلف کپه انفجاری برای پردازش تصویر ابعاد خرد شده بر اثر آتش‌باری در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

Size Distribution



SPLIT DESKTOP



شکل (۴ - ۱۷): منحنی توزیع دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده بر اثر انفجار در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

جدول (۴ - ۷): محدوده ابعادی سنگ‌های خرد شده بر اثر انفجار در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

رده	رده ابعادی (mm)	درصد وزنی	درصد وزنی تجمعی
۱	صفر تا ۳۰	۱۹	۱۹
۲	۳۰ تا ۷۰	۱۱	۳۰
۳	۷۰ تا ۱۴۰	۱۳	۴۳
۴	بیش از ۱۴۰	۵۷	۱۰۰

با توجه به شکل (۴ - ۱۷)، مشاهده می‌شود که بار خرد شده بر اثر انفجار، قبل از بارگیری و

باربری دارای حدود ۱۹ درصد ابعاد زیر ۳۰ میلی‌متر (نرمه) است. همچنین درصد وزنی برای ابعاد ۷۰

و ۱۴۰ میلی‌متر به ترتیب برابر ۳۰ و ۴۳ درصد است. همان‌طور که در جدول (۴ - ۷) مشخص است از

بار خرد شده بر اثر انفجار، تنها ۲۴ درصد آن در محدوده‌ی ابعاد مورد نیاز (۳۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر) است.

همچنین در نمونه مورد ارزیابی، بیش از نیمی از این بار، ابعادی بزرگ‌تر از ۱۴۰ میلی‌متر دارد. ابعاد

بزرگ‌ترین قطعه نیز حدود ۸۰۰ میلی‌متر برآورد شده است.

۴-۴- مطالعه ناپیوستگی‌های بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

عنوان ناپیوستگی به‌طور کلی شامل شکستگی‌ها^۱، ترک‌ها^۲، درزه‌ها^۳، گسل‌ها، صفحات لایه‌بندی و دیگر سطوح ضعف^۴ می‌شود. در این میان، درزه‌ها متداول‌ترین نوع ناپیوستگی‌ها هستند. بنابراین در این تحقیق، از واژه درزه‌نگاری استفاده شده است. اما منظور، برداشت کلیه ناپیوستگی‌های توده‌سنگ است. اولین مرحله در فرآیند مدل‌سازی هندسی، جمع‌آوری اطلاعات ناپیوستگی‌ها برای تحلیل‌های آماری است. به‌طور معمول، ویژگی‌های هندسی درزه‌ها با استفاده از پیمایش درزه‌ها در طول سطوح نمایان سنگی و از طریق روش‌های پیمایش خطی یا پنجره‌ای تعیین می‌شوند [۴۷]. در این پروژه از روش برداشت خطی استفاده شده است. در این روش ویژگی‌های قابل برداشت تمامی درزه‌هایی که خط برداشت را قطع می‌کنند، اندازه‌گیری می‌شود.

برای دستیابی به دیدگاهی درست از درزه‌های برداشت شده، لازم است درزه‌ها به سه گروه تقسیم شوند: (۱) درزه‌هایی که هر دو انتهای آن‌ها دیده می‌شود (n)، (۲) درزه‌هایی که فقط یک انتهای آن‌ها دیده می‌شود (m) و (۳) درزه‌هایی که هیچ یک از دو انتهای آن‌ها دیده نمی‌شود (p). ضرایب R_0 ، R_1 و R_2 برای نشان دادن وضعیت پایان‌یابی درزه‌های گروه‌های ۱، ۲ و ۳ مطابق رابطه (۴-۱) زیر محاسبه می‌شود [۴۷] [۴۸].

$$\begin{aligned} R_0 &= \frac{p}{p+m+n} \\ R_1 &= \frac{m}{p+m+n} \\ R_2 &= \frac{n}{p+m+n} \end{aligned} \quad (1-4)$$

۴-۴-۱- برداشت درزه‌ها

مختصات مرکز این پله ۳۷ درجه ۳ دقیقه ۵۰ ثانیه شمالی و ۵۶ درجه ۲۴ دقیقه ۱۸ ثانیه شرقی است. شیب و امتداد خط برداشت به ترتیب ۶ و ۵۵ درجه است. در شکل (۴-۱۸)، وضعیت این پله، خط برداشت و سطح نمایان سنگی نشان داده شده است. در مجموع تعداد ۱۴۳ درزه برداشت شده

1 Fractures
2 Fissures

3 Joints
4 Weak planes

است. مشخصات درزه‌ها بر روی سطح نمایان سنگی در طول خط برداشت و با استفاده از نوار اندازه‌گیری ۵ متری اندازه‌گیری شده است. در جدول (۴ - ۸) نیز خلاصه‌ای از درزه‌های برداشتی از رخنمون ارایه شده است.



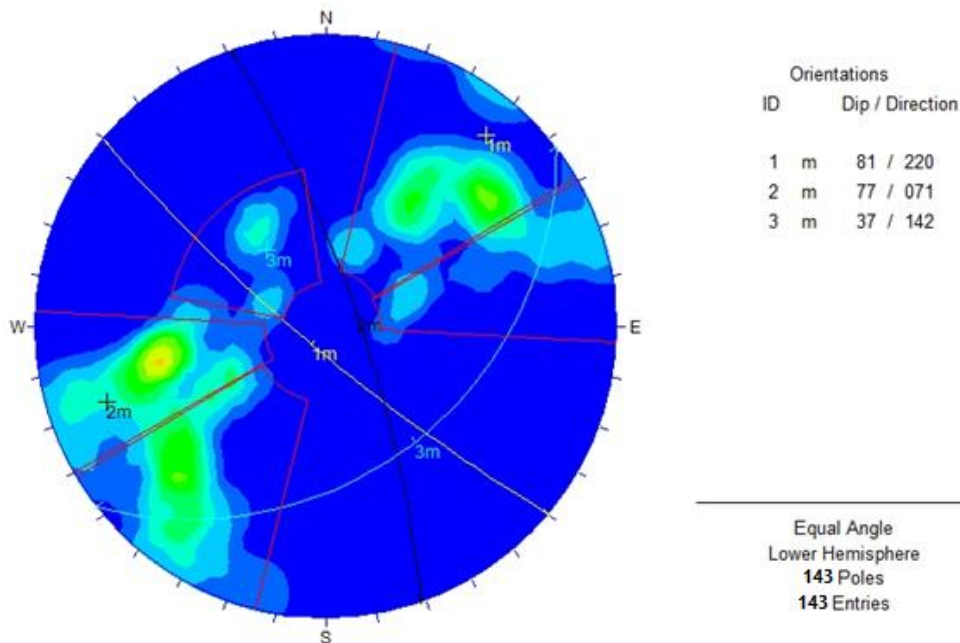
شکل (۴ - ۱۸): نمای کلی از بلوک شرقی، سطح نمایان سنگی و خط برداشت

جدول (۴ - ۸): خلاصه درزه‌های برداشت شده در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

نوع سنگ	تعداد درزه‌ها	نوع قطع شدگی (درصد)			طول اثر متوسط (m)
		R ₂	R ₁	R ₀	
آهک دولومیتی	۱۴۳	۷۱	۲۵	۴	۰/۸۷

۲-۴-۴- توزیع جهات درزه‌ها

جهات درزه‌ها با استفاده از نرم‌افزار Dips 5 و بر اساس تصویر استریوگرافی، پردازش شده و دسته درزه‌های اصلی برای توده‌سنگ مشخص شده‌اند. جهات درزه‌ها و دسته درزه‌های اصلی برای توده‌سنگ بلوک شرقی در شکل (۴ - ۱۹) ارایه شده است.



شکل (۴ - ۱۹): شیب و جهت شیب دسته درزه‌های اصلی در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

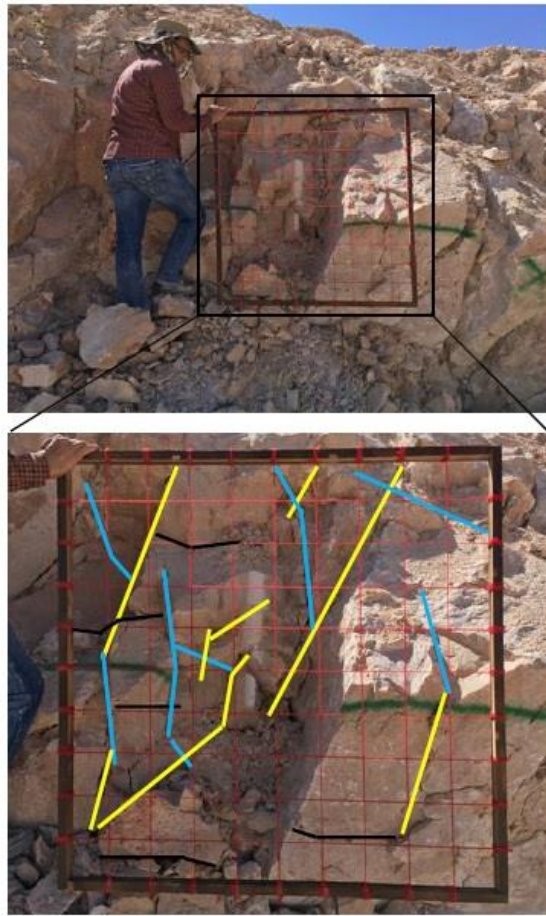
تحقیقات پیشین برخی پژوهشگران نشان داده که جهت شیب از توزیع یکنواخت و زاویه شیب از توزیع فیشر پیروی می‌کند [۴۹] [۵۰]. در این پروژه نیز، این توزیع‌ها برای جهت درزه به کار برده شده است. ثابت فیشر برای هر دسته درزه محاسبه شده و در جدول (۴ - ۹) ارائه شده است.

جدول (۴ - ۹): جهت‌داری و ثابت فیشر دسته درزه‌های بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

ردیف	جهت دسته درزه‌ها (شیب/جهت شیب)	ثابت فیشر (K)
۱	دسته درزه ۱ (۲۲۰/۸۱)	۷,۲۲
۲	دسته درزه ۲ (۷۱/۷۷)	۶,۲۸
۳	دسته درزه ۳ (۱۴۲/۳۷)	۳۰,۵۰

۳-۴-۴- شدت درزه‌داری

در این تحقیق، مطابق با شکل (۴ - ۲۰)، درزه‌ها با استفاده از یک چارچوب مربع شکل به مساحت ۱ متر مربع دارای شبکه مش‌بندی ۱۰ سانتی‌متر مربع شمارش شده‌اند و تعداد کلی درزه‌های شمارش شده به‌عنوان چگالی درزه (P₂₀) تعریف شده است [۵۱]. با استفاده از اندازه‌گیری‌های میدانی انجام شده و روابط مربوطه، مقادیر مساحت متوسط درزه، قطر متوسط درزه، P₃₀ (تعداد درزه‌ها در واحد حجم) و P₃₂ برای هر دسته درزه به‌طور جداگانه محاسبه شده و در جدول (۴ - ۱۰) ارائه شده است.



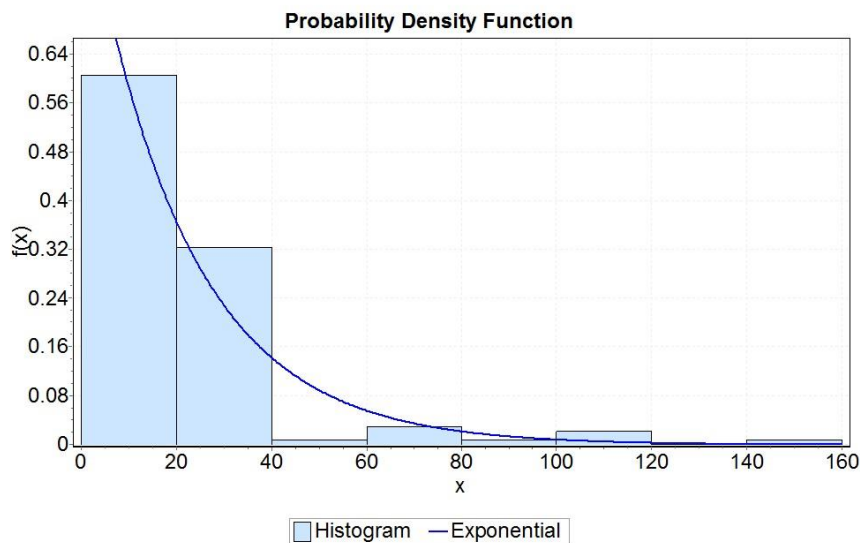
شکل (۴ - ۲۰): اندازه‌گیری شدت درزه (P₂₁) به روش پنجره برداشت

جدول (۴ - ۱۰): شدت حجمی دسته درزه‌های بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

ردیف	جهت دسته درزه‌ها (شیب/جهت شیب)	شدت، P ₃₀	شدت، P ₃₂ (m ⁻¹)
۱	دسته درزه ۱ (۲۲۰/۸۱)	۴	۳,۶۷
۲	دسته درزه ۲ (۷۱/۷۷)	۳	۲,۶۱
۳	دسته درزه ۳ (۱۴۲/۳۷)	۳	۲,۶۶

۴-۴-۴- توزیع فاصله‌داری درزه‌ها

هیستوگرام برازش شده بر ناپیوستگی‌های برداشت شده از بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم در شکل (۴ - ۲۱) نشان داده شده است. توزیع فاصله‌داری‌های ناپیوستگی‌ها نشان‌دهنده مناسب بودن توزیع نمایی منفی برای آن‌ها است. بر این اساس، در این پروژه از توزیع نمایی منفی برای فاصله‌داری ناپیوستگی‌های این بلوک به کار برده شده است. با توجه به مطالعات انجام شده در این بلوک، متوسط فاصله‌داری کل ناپیوستگی‌ها، ۰/۲۱ متر و فراوانی ناپیوستگی‌ها ۴/۷۸ برآورد شده است.



شکل (۴ - ۲۱): توزیع فاصله‌داری نمایی منفی برای ناپیوستگی‌های بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

۴-۴-۵- توزیع پایایی

توابع توزیع برازش شده بر پایایی ناپیوستگی‌ها در هر دسته ناپیوستگی از بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم به شکل تابع توزیع لاگ‌نرمال برای دسته درزه ۱ و ۲ و تابع توزیع گاما برای دسته درزه ۳ است. مشخصات این توابع به همراه سایر ویژگی‌های دسته ناپیوستگی‌ها در جدول (۴ - ۱۱) بیان شده است.

جدول (۴ - ۱۱): ویژگی‌های هندسی دسته ناپیوستگی‌های برداشت شده از بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

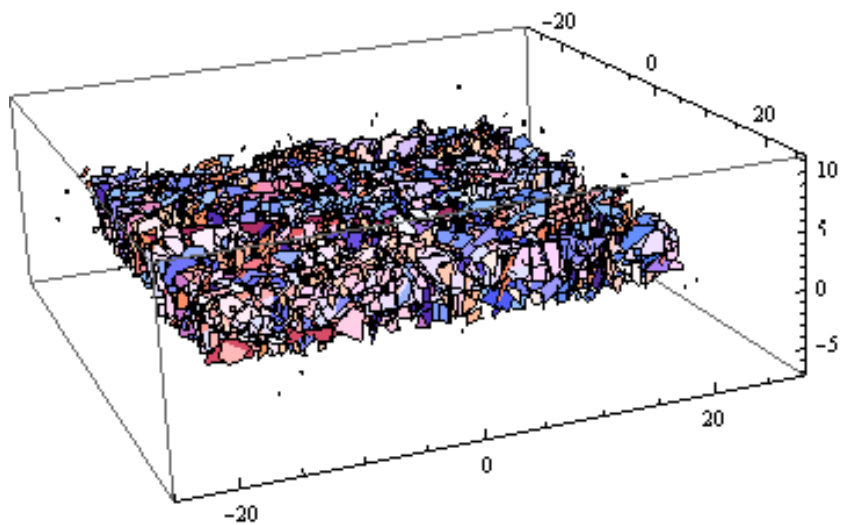
پارامترهای توزیع طول					شدت، P_{32} (m^{-1})	ثابت فیشر (K)	جهت دسته ناپیوستگی‌ها (شیب/جهت شیب)
انحراف استاندارد (m)	متوسط (m)	پارامتر تابع	پارامتر تابع	تابع توزیع			
۰/۷۲۴	۰/۹۴۴	$\mu = -۰/۳۳۳$	$\sigma = ۰/۷۴۹$	لاگ‌نرمال	۳/۶۷	۷/۲۲	دسته ناپیوستگی ۱ (۲۲۰/۸۱)
۰/۶۳۷	۰/۸۵۶	$\mu = -۰/۳۹۸$	$\sigma = ۰/۷۰۷$	لاگ‌نرمال	۲/۶۱	۶/۲۸	دسته ناپیوستگی ۲ (۰۷۱/۷۷)
۰/۶۳۶	۰/۸۹۸	$\beta = ۰/۴۵$	$\alpha = ۱/۹۹۵$	گاما	۲/۶۶	۳۰/۵	دسته ناپیوستگی ۳ (۱۴۲/۳۷)

۴-۴-۶- مدل سازی شبکه ناپیوستگی‌ها (DFN)^۱ و اعتبارسنجی آن

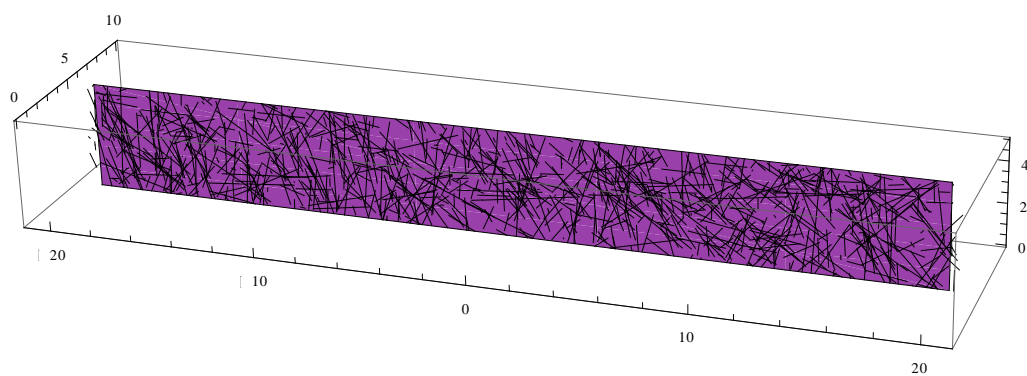
در این پروژه، برنامه کامپیوتری $DFN-FRAC^{3D}$ برای مدل سازی هندسی- تصادفی توده سنگ منطقه به کار برده شده است. این برنامه کامپیوتری به زبان برنامه نویسی ++C نوشته شده و و متشکل از ۱۴ کلاس، ۱۱۰ تابع و بیش از ۳۰۰۰ خط برنامه است. این برنامه کامپیوتری قادر است با استفاده از داده‌های برداشت شده، علاوه بر تولید خروجی رقومی، نمایش گرافیکی از شبکه ناپیوستگی‌ها را در راستاهای مختلف ارایه دهد. به منظور تعیین سطح اعتبار مدل در این برنامه، امکان برخی ابزارهای نمونه برداری مانند نمونه برداری صفحه‌ای و مغزه‌ای نیز فراهم شده است. این برنامه دارای قابلیت ایجاد مقاطع در راستاهای مختلف و بررسی آماری اثر ناپیوستگی‌ها بر روی مقاطع است. مدل تصادفی شبکه ناپیوستگی در این برنامه بر اساس مدل احتمالاتی پیشنهاد شده توسط ونزیانو^۲ (۱۹۷۸) است [۵۲].

در شکل (۴ - ۲۲) شبکه ناپیوستگی شبیه سازی شده، بر اساس برنامه مدل سازی تصادفی سه بعدی $DFN-FRAC^{3D}$ و با استفاده از پارامترهای آماری بیان شده در جدول (۴ - ۱۱)، متشکل از ۲۳۹۹۸ ناپیوستگی در محدوده‌ای به ابعاد $۵ \times ۴۰ \times ۴۰$ مترمکعب نشان داده شده است.

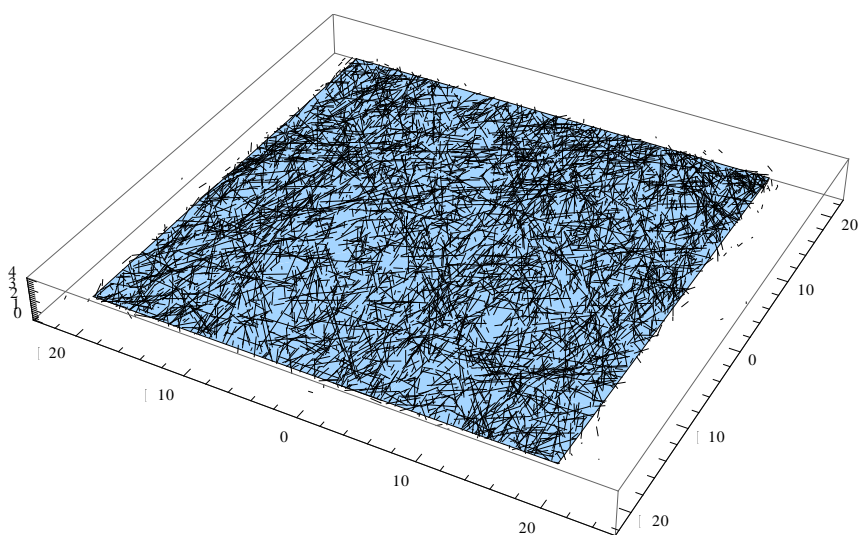
به منظور اعتبارسنجی مدل DFN، می توان از فراوانی ناپیوستگی‌های برداشت شده از پیمایش خط برداشت استفاده کرد. در این روش با پیمایش خط برداشت گذرنده از خطوط اثر شبیه سازی شده در مدل DFN (مانند شیوه پیمایش برجا)، فراوانی ناپیوستگی اندازه گیری می شود. تولید مدل های DFN تا زمانی ادامه می یابد که فراوانی ناپیوستگی مشاهده شده در طول یک و یا تعداد بیشتری خط برداشت به مقدار مورد نظر و یا به مقدار مشاهده شده در توده سنگ واقعی نزدیک شود. در این شرایط، توده سنگ اعتبارسنجی شده به عنوان نماینده محتمل سیستم ناپیوستگی برجا پذیرفته می شود. از آن جا که مدل های سیستم ناپیوستگی بر اساس تولید تصادفی است، سیستم ناپیوستگی پذیرفته شده، تنها یکی از سیستم های محتمل بسیار است [۵۲].



(الف) شبکه ناپیوستگی سه بعدی



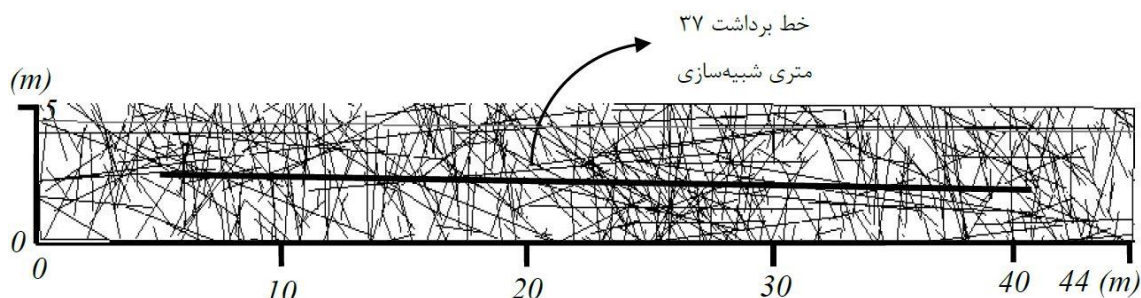
(ب) مقطع عمودی خطوط اثر ناپیوستگی



(پ) مقطع افقی خطوط اثر ناپیوستگی

شکل (۴ - ۲۲): شبکه ناپیوستگی تصادفی شبیه‌سازی شده توده بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

برای اعتبارسنجی مدل شبکه ناپیوستگی ارایه شده در شکل (۴ - ۲۲)، مقطعی عمودی از این مدل برای آزمایش تطابق بین فراوانی‌های ناپیوستگی شبیه‌سازی شده و برداشت شده تهیه شده که در شکل (۴ - ۲۳) نشان داده شده است.



شکل (۴ - ۲۳): اثرات ناپیوستگی به دست آمده از تولید ناپیوستگی بر روی پنجره مستطیلی عمودی دارای امتداد رخنمون و واقع در میانه مدل در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

طول ۳۰ متر از خط برداشت واقعی در شکل (۴ - ۲۳) شبیه‌سازی شده است. فراوانی ناپیوستگی یک بعدی در این خط برداشت شبیه‌سازی شده، حدود $5/23$ ناپیوستگی بر متر است. این مقدار با فراوانی ناپیوستگی واقعی برداشت شده در امتداد خط برداشت (برابر $4/78$ در هر متر) مطابقت خوبی دارد. این تطابق نشان می‌دهد که ویژگی‌های هندسی شبکه ناپیوستگی تولید شده به خوبی با اطلاعات ناپیوستگی واقعی برداشت شده تطابق دارد. درصد خطای رخ داده در این مورد در حدود ۸ درصد است. این مقدار خطا قابل قبول است. به عنوان یک مورد اعتبارسنجی با روشی مشابه می‌توان به پژوهش کولاتیلاک^۱ و همکاران در سال ۲۰۰۴ اشاره نمود که در آن میزان خطای رخ داده در حدود ۱۵ درصد است [۵۳].

۵-۴- طراحی الگوی آتش‌باری بر مبنای فرآیند شکست سنگ

هر برنامه‌ای برای بهینه‌سازی آتش‌باری، نیازمند داشتن درک روشنی از تاثیر پارامترهای اصلی آتش‌باری و کاربرد دقیق آن‌ها است [۵۴]. از مهم‌ترین پارامتر در طراحی الگوی حفاری می‌توان به بارسنگ (B) اشاره کرد. سایر پارامترهای آتش‌باری نیز از مقدار بارسنگ اثرپذیر هستند. از دیگر پارامترهای مهم در طراحی الگوی آتش‌باری معادن روزباز، فاصله‌داری چال‌ها در هر ردیف (S)، طول

1 Kulatilake

انسداد (T)، اضافه حفاری (J)، خرج ویژه (q) و حفاری ویژه (SD) هستند [۳۱]. در این تحقیق، طراحی الگوی آتش‌باری با استفاده از روش تئوری انتقال انرژی انجام شده و سپس با مقایسه آن با نتایج حاصل از کاربرد آن دسته از روش‌های تجربی که ویژگی‌های مختلف سنگ و ماده منفجره در آن‌ها در نظر گرفته شده، ارزیابی شده است.

اغلب روابط ارایه شده به‌منظور برآورد مقدار بارسنگ (B) پیشنهاد شده‌اند. در صورتی‌که روش‌های مورد استفاده، روابطی را برای برآورد سایر پارامترهای آتش‌باری مانند فاصله‌داری چال‌ها در هر ردیف (S)، طول انسداد (T) و اضافه حفاری (J)، پیشنهاد نداده باشند، این پارامترها، مطابق آن‌چه در ادامه بیان شده، برآورد می‌شوند. به‌طور کلی همه اجزای آتش‌باری در تعیین فاصله ردیفی چال‌ها (S) موثر هستند. در جدول (۴ - ۱۲)، روابطی برای محاسبه فاصله‌داری ردیفی چال‌ها ارایه شده است [۳۱]. همچنین معمولاً مقدار اضافه حفاری، ۲۵ تا ۳۰ درصد بارسنگ ($J = [0.25 \sim 0.3]B$) و طول انسداد نیز معادل ۷۰ تا ۷۵ درصد بارسنگ ($T = [0.7 \sim 0.75]B$) در نظر گرفته می‌شود [۲۹].

جدول (۴ - ۱۲): روابط محاسبه فاصله‌داری چال‌ها در هر ردیف [۳۱]

پله‌های بلند ($\frac{H}{B} > 4$)		پله‌های کوتاه ($1 < \frac{H}{B} < 4$)		فاصله‌داری (S)
آتش‌باری فوری	آتش‌باری تاخیری	آتش‌باری فوری	آتش‌باری تاخیری	
$S = 1.4B$	$S = 2B$	$S = \frac{H+7B}{8}$	$S = \frac{H+2B}{3}$	

۱-۵-۴- طراحی الگوی آتش‌باری بر اساس تئوری انتقال انرژی^۱

حفر چال در سنگ، خرج‌گذاری و گل‌گذاری از اصلی‌ترین اعمال قبل از انفجار است. بدیهی است پس از انفجار این چال، سنگ به قطعات ریز و درشت خرد می‌شود. اگر به‌روش آتش‌باری روسنگی^۲ به‌جای حفر چال و خرج‌گذاری درون چال، مقداری ماده منفجره روی سنگ قرار داده شود و منفجر شود، پس از انفجار در محل تماس مقداری از انرژی موج ضربه‌ای بر سنگ تاثیر می‌گذارد. با توجه به

این که قسمت بزرگی از ماده منفجره با سنگ در تماس نیست، بیشتر انرژی آن هدر می‌رود. برای این که به اندازه حالت اول سنگ خرد شود، لازم است مقدار ماده منفجره چند برابر شود. در حالت دوم اگر روی ماده منفجره مقداری گل و خاک ریخته شود، کارایی آن در شکستن سنگ افزایش می‌یابد. بدیهی است مقداری گل نمی‌تواند مانعی در مقابل فشار بسیار زیاد حاصل از انفجار تولید کند، بلکه دلیل شکستن بیشتر سنگ این است که بخشی از انرژی موج ضربه‌ای در سطح خارجی گل منعکس شده و به سنگ منتقل می‌شود. در هر دو حالت نوع سنگ و ماده منفجره یکی بوده است اما نتیجه انفجارها به دلیل اختلاف در توزیع و انتقال انرژی از ماده منفجره به سنگ متفاوت است [۳۱].

انتقال انرژی از ماده منفجره به سنگ تابع دو عامل است. یکی از این دو عامل کیفیت ماده منفجره و سنگ است که تعیین کننده ضریب امیدانس^۱ است. عامل دیگر کیفیت خرج گذاری است که ضریب جفت‌شدگی^۲ را تعیین می‌کند. عاملی از سنگ یا ماده منفجره که کیفیت انتقال انرژی را از ماده منفجره تعیین می‌کند، امیدانس است و از حاصل ضرب چگالی ماده در سرعت انتشار موج (یا سرعت انفجار) محاسبه می‌شود. هر چه امیدانس سنگ و ماده منفجره به هم نزدیک باشد، انرژی بیشتری از ماده منفجره به سنگ منتقل می‌شود. بنابراین باید برای هر نوع سنگ، ماده منفجره‌ای انتخاب شود که امیدانس آن دو به هم نزدیک باشد [۳۱].

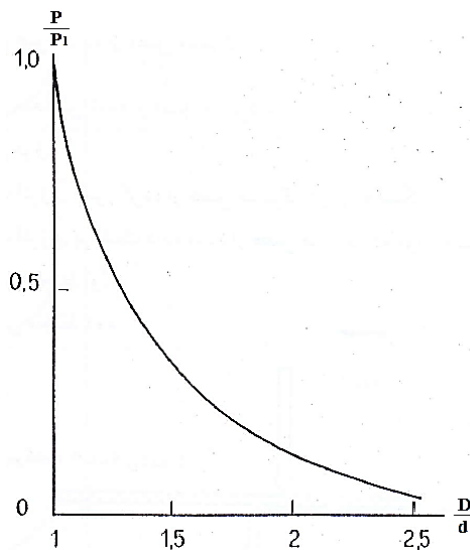
شکل (۴ - ۲۴)، منحنی تغییرات فشار دینامیکی روی دیواره چال را بر حسب نسبت قطر چال به قطر خرج نشان می‌دهد. هنگامی که نسبت مذکور مساوی ۱ باشد، فشار P روی دیواره چال برابر با بیشینه مقدار ممکن یعنی P1 است. بنابراین هر چه ماده منفجره در چال بیشتر فشرده شود، انرژی بیشتری به سنگ منتقل می‌شود [۳۱].

بررسی‌های انجام شده حاکی از آن است که به‌طور کلی، توزیع انرژی منتقل شده از ماده منفجره به سنگ، صرف ایجاد شکاف در جا در سنگ به مقدار کمتر از ۱ درصد، شکستن سنگ حدود

1 Impedance factor

2 Coupling factor

۱۵ درصد، جابجایی سنگ حدود ۴ درصد، خردکردن سنگ در نزدیکی چال (پودر شدن) حدود ۱/۵ تا ۲ درصد، پرتاب سنگ حدود ۱ درصد، تغییر شکل سنگ حدود ۱ درصد، لرزش زمین حدود ۴۰ درصد و لرزش هوا حدود ۳۸ تا ۳۹ درصد می‌شود. در بین انرژی‌های مصرف شده، انرژی شکستن سنگ از سایر انرژی‌های مصرف شده مهم‌تر است و سنگ تقریباً ۱۵ درصد از انرژی منتقل شده از ماده منفجره را مصرف می‌کند [۳۱].



شکل (۴ - ۲): منحنی تغییرات فشار دینامیکی را روی دیواره چال بر حسب نسبت قطر چال به قطر خرج [۳۱]

برتا^۱ در سال ۱۹۸۶، رابطه (۴-۲) را بر مبنای تئوری انتقال انرژی ارایه نموده است [۲۹].

$$B = d \left(\frac{\pi \times \rho_e}{4 \times CE} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (۲-۴)$$

که در آن:

B فاصله ردیف‌ها بر حسب متر (m)، d قطر خرج بر حسب متر (m)، ρ_e چگالی خرج بر حسب

کیلوگرم بر متر مکعب (kg/m^3) و CE فاکتور پودر بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب (kg/m^3) است.

برای محاسبه CE از رابطه (۴-۳) و همچنین به منظور محاسبه ضریب امپدانس و ضریب

جفت‌شدگی به ترتیب از روابط (۴-۴) و (۴-۵) استفاده می‌شود [۲۹].

$$CE = \frac{g_f \times \varepsilon_s}{\eta_1 \times \eta_2 \times \eta_3 \times \varepsilon} \quad (3-4)$$

$$\eta_1 = 1 - \frac{(\rho_e \times VD - \rho_r \times VC)^2}{(\rho_e \times VD + \rho_r \times VC)^2} \quad (4-4)$$

$$\eta_2 = \frac{1}{e^{\frac{D}{d}} - (e-1)} \quad (5-4)$$

در روابط فوق:

g_f سطوح جدید در واحد حجم سنگ بر حسب متر مربع بر متر مکعب (m^2/m^3)، ε_s انرژی سطحی ویژه سنگ بر حسب مگاژول بر متر مربع (Mj/m^2)، ε انرژی بر واحد جرم ماده منفجره بر حسب مگاژول بر کیلوگرم (Mj/kg)، η_1 ضریب امپدانس، η_2 ضریب جفت‌شدگی، η_3 ضریب شکست^۱، VD سرعت انفجار خرج بر حسب متر بر ثانیه (m/s)، VC سرعت موج در توده‌سنگ بر حسب متر بر ثانیه (m/s)، ρ_r وزن مخصوص سنگ بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب (kg/m^3) و D قطر چال بر حسب متر (m) است. سرعت موج در توده‌سنگ حدود ۸۳ درصد سرعت موج در سنگ بکر در نظر گرفته می‌شود.

g_f سطوح جدیدی در واحد حجم سنگ است که بر اثر شکسته شدن سنگ به‌وجود آمده‌اند و معمولاً ($g_f = \frac{64}{M}$) است که در M اندازه بزرگ‌ترین قطعه آتش‌باری شده است. همچنین ضریب شکست معادل ۰/۱۵ در نظر گرفته می‌شود.

در طراحی الگوی آتش‌باری با این روش، ابعاد بزرگ‌ترین قطعات آتش‌باری، ۰/۶ متر (ابعاد چشمه سرنده گریزلی در کارخانه سنگ‌شکنی و طبقه‌بندی معدن سنگ آهک جاجرم، ۰/۶×۰/۶ متر مربع است) در نظر گرفته شده است. با توجه به استفاده از آنفوی فله‌ای در این معدن، قطر چال و قطر خرج با هم برابر و ضریب جفت‌شدگی برابر با ۱ خواهد شد. همچنین در این معدن، حفر چال فقط با قطر ۶۴ میلی‌متر (۲/۵ اینچ) امکان‌پذیر است. سرعت انفجار آنفو نیز ۴۱۰۰ متر بر ثانیه و سرعت انتشار

1 Breaking factor

موج در توده سنگ آهک، ۵۰۰۰ متر بر ثانیه در نظر گرفته شده است. سایر پارامترهای آتشباری طراحی شده برای معدن سنگ آهک جاجرم با استفاده از این روش در جدول (۴ - ۱۳)، ارایه شده است.

جدول (۴ - ۱۳): برآورد پارامترهای آتشباری با استفاده از روش برتا (تئوری انتقال انرژی)

پارامترهای برآورد شده			پارامترهای مفروض
پارامترهای حفاری و خرج‌گذاری	سایر پارامترهای هندسی	پارامترهای اصلی هندسی	
$\eta_1=0.65$ $\eta_2=1$ $\eta_3=0.15$ $Q=10.1 \text{ kg}$ $V=37.7 \text{ m}^3$ $q=0.27 \text{ kg/m}^3$ $SD=0.15 \text{ m/m}^3$	$J=0.6 \text{ m}$ $L=5.6 \text{ m}$ $l=3.7 \text{ m}$ $T=1.9 \text{ m}$	$B=2.6 \text{ m}$ $S=2.9 \text{ m}$	$D=0.064 \text{ m}$ $d=0.064 \text{ m}$ $\rho_e=850 \text{ kg/m}^3$ $\rho_r=2700 \text{ kg/m}^3$ $VD=4100 \text{ m/s}$ $VC=5000 \text{ m/s}$ $M=0.6 \text{ m}$ $\varepsilon_s = 1.4 \times 10^{-3} \text{ MJ/m}^2$ $\varepsilon=3.66 \text{ MJ/kg}$

۲-۵-۴ - مقایسه نتایج حاصل از روش تئوری انتقال انرژی با روش‌های تجربی

با توجه به تجربی بودن عملیات آتشباری و از آن‌جا که طراحی الگوی آتشباری بر اساس تجارب محلی بازدهی بیشتری دارد، بنابراین ضروری است الگوی طراحی شده با استفاده از روش تئوری انتقال انرژی (مکانیسم شکست سنگ)، با الگوهای طراحی شده با روش‌های تجربی، مقایسه و اعتبارسنجی شود. به‌همین منظور از روش‌های تجربی که ویژگی‌های مختلف سنگ و ماده منفجره را در نظر گرفته‌اند، استفاده شده است که در ادامه به آن پرداخته شده است.

۲-۵-۴-۱ - روش لانگفرس^۱ - کیلستروم^۲

لانگفرس و کیلستروم در سال ۱۹۶۳ رابطه (۴-۶) را برای محاسبه بیشینه مقدار بارسنگ

پیشنهاد داده‌اند [۲۹] [۵۵].

$$B_{\max} = \frac{D}{33} \times \left(\frac{\rho_c \times PRP}{\bar{c} \times f \times (S/B)} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (۴-۶)$$

که در آن:

1 Langefors

2 Kihlstrom

B_{max} بیشینه فاصله ردیف‌های چال بر حسب متر (m)، D قطر چال بر حسب متر (m)، \bar{c} ضریب وابسته به ثابت سنگ (c) بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب (kg/m^3)، f درجه تغییر ناپذیری^۱، ρ_c چگالی خرج‌گذاری بر حسب کیلوگرم بر دسی‌متر مکعب (kg/dm^3)، S فاصله‌داری چال‌ها در هر ردیف بر حسب متر (m)، B فاصله عملی ردیف‌های چال بر حسب متر (m) و PRP قدرت وزنی نسبی ماده منفجره نسبت به آنفو است.

درجه تغییر ناپذیری برای چال‌های قائم معادل ۱، چال‌های شیب‌دار با شیب ۳:۱ معادل ۰/۹ و چال‌های شیب‌دار با شیب ۲:۱ معادل ۰/۸۵ است. همچنین چگالی خرج‌گذاری برای خرج‌گذاری دستی در حالت ایده‌آل بین ۱ تا ۱/۳ و برای خرج‌گذاری مکانیزه بین ۱/۳ تا ۱/۶ در نظر گرفته می‌شود. قدرت وزنی نسبی ماده منفجره نیز بین ۱ تا ۱/۴ متغیر است. نسبت فاصله چال‌ها در هر ردیف به بارسنگ نیز معادل ۱/۲۵ در نظر گرفته می‌شود [۳۱].

ثابت سنگ (c) مقدار ماده منفجره لازم برای خرد کردن یک متر مکعب سنگ است و معمولاً در آتش‌باری‌های سطحی با سنگ سخت (مانند گرانیت) برابر 0.4 kg/m^3 در نظر گرفته می‌شود و برای سنگ‌های نرم مقدار آن بیشتر می‌شود. این مقدار با توجه به اندازه بارسنگ و طبق رابطه (۷-۴) باید تصحیح شود. مقدار c در سنگ‌های خیلی درزه‌دار ۰/۶، در سنگ‌های درزه‌دار ۰/۵۵ و در سنگ‌های معمولی با ترک‌های مویی ۰/۵ کیلوگرم بر متر مکعب است [۲۹].

$$\begin{cases} \bar{c} = c + 0.05, & 1.4m \leq B \leq 15m \\ \bar{c} = c + \frac{0.07}{B}, & B < 1.4m \end{cases} \quad (7-4)$$

پارامترهای مفروض و برآورد شده برای معدن سنگ آهک جاجرم با استفاده از این روش در جدول (۴ - ۱۴)، ارائه شده است. چگالی خرج‌گذاری در این معدن حدود ۱/۱۵ کیلوگرم بر دسی‌متر مکعب قدرت وزنی نسبی ماده منفجره (آنفو) برابر ۱ در نظر گرفته شده است.

جدول (۴ - ۱۴): برآورد پارامترهای آتش‌باری با استفاده از روش لانگفرس - کیلستروم

پارامترهای برآورد شده			پارامترهای مفروض
پارامترهای حفاری و خرج‌گذاری	سایر پارامترهای هندسی	پارامترهای اصلی هندسی	
$Q=11 \text{ kg}$ $V=36 \text{ m}^3$ $q=0.3 \text{ kg/m}^3$ $SD=0.16 \text{ m/m}^3$	$J=0.7 \text{ m}$ $L=5.7 \text{ m}$ $l=4 \text{ m}$ $T=1.7 \text{ m}$	$B_{max}=2.4 \text{ m}$ $S=3 \text{ m}$	$D=64 \text{ mm}$ $\rho_c=1.15 \text{ kg/dm}^3$ $PRP=1$ $c=0.55 \text{ kg/m}^3$ $\bar{C}=0.6 \text{ kg/m}^3$ $S/B=1.25$ $f=1$

۲-۲-۵-۴- روش فولدسی^۱

روش معروف به روش مجارستانی که توسط فولدسی و همکارانش در سال ۱۹۸۰ برای محاسبه

مقدار بارسنگ پیشنهاد شده، به صورت رابطه (۴-۸) است [۲۹].

$$B = 0.88 \times D \times \left(\frac{\rho_e}{m \times CE} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (۴-۸)$$

$$m = 1 + \frac{0.693}{\ln(\rho_e \times VD^2) - \ln RC - 1.39} \quad (۴-۹)$$

در روابط فوق:

B فاصله ردیف‌های چال بر حسب متر (m)، D قطر چال بر حسب میلی‌متر (mm)، ρ_e چگالی

ماده منفجره درون چال بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب (kg/m^3)، CE فاکتور پودر بر حسب کیلوگرم

بر متر مکعب (kg/m^3)، m ضریب ثابت وابسته به تاخیر مورد استفاده، VD سرعت انفجار بر حسب متر

بر ثانیه (m/s) و RC مقاومت فشاری سنگ بر حسب مگاپاسکال (MPa) است.

مقدار m در آتش‌باری‌های فوری بین ۲/۲ تا ۲/۸ و در آتش‌باری‌های تاخیری بین ۱/۱ تا ۱/۴

است. سایر پارامترهای هندسی الگوی آتش‌باری از روابط (۴-۱۰) تا (۴-۱۲) محاسبه می‌شوند [۲۹].

$$S = m \times B \quad (۴-۱۰)$$

$$T = 1.265 \times \frac{B \times VD}{VC} \times \left(\frac{\rho_e}{\rho_s}\right)^{\frac{1}{2}} \quad (11-4)$$

$$J = 0.3 \times B \quad (12-4)$$

در روابط فوق:

S فاصله‌داری چال‌ها در هر ردیف بر حسب متر (m)، T مقدار انسداد چال بر حسب متر (m)، J اضافه حفاری بر حسب متر (m)، ρ_s چگالی مواد گل‌گذاری چال بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب (kg/m³) و VC سرعت موج در سنگ بکر بر حسب متر بر ثانیه (m/s) است.

با فرض این که مواد گل‌گذاری خرده‌های حفاری هستند، چگالی مواد گل‌گذاری در معدن سنگ آهک ۲۲۰۰ کیلوگرم بر متر مکعب، چگالی آنفو مورد استفاده در این معدن برابر با ۸۵۰ کیلوگرم بر متر مکعب، قطر چال ۶۴ میلی‌متر و فاکتور پودر برای سنگ آهک جاجرم حدود ۰/۳۴ کیلوگرم بر متر مکعب در نظر گرفته می‌شود. با توجه به رابطه (۹-۴) مقدار m برابر با ۱/۰۴ محاسبه شده است. چون مقدار m بین ۱/۱ تا ۱/۴ تعریف می‌شود، مقدار ۱/۱ به آن اختصاص داده شده است. سرعت انفجار آنفو ۴۱۰۰ و سرعت موج در سنگ آهک بین ۳۵۰۰ تا ۶۵۰۰ متر بر ثانیه است، اما با توجه به نتایج آزمون اولتراسونیک، سرعت موج در سنگ آهک جاجرم، ۵۹۷۰ متر بر ثانیه برآورد شده است. مقاومت فشاری تک‌محوره سنگ آهک این معدن نیز معادل ۱۱۰ مگاپاسکال است. پارامترهای آتش‌باری طراحی شده برای معدن سنگ آهک جاجرم با استفاده از این روش در جدول (۴ - ۱۵)، ارائه شده است.

جدول (۴ - ۱۵): برآورد پارامترهای آتش‌باری با استفاده از روش فولدسی

پارامترهای برآورد شده			پارامترهای مفروض
پارامترهای حفاری و خرج‌گذاری	سایر پارامترهای هندسی	پارامترهای اصلی هندسی	
$Q=12.0 \text{ kg}$ $V=40.5 \text{ m}^3$ $q=0.3 \text{ kg/m}^3$ $SD=0.14 \text{ m/m}^3$	$J=0.8 \text{ m}$ $L=5.8 \text{ m}$ $l=4.4 \text{ m}$ $T=1.4 \text{ m}$	$B=2.7 \text{ m}$ $S=3 \text{ m}$	$D=0.064 \text{ m}$ $\rho_e=850 \text{ kg/m}^3$ $\rho_s=2200 \text{ kg/m}^3$ $VD=4100 \text{ m/s}$ $VC=5970 \text{ m/s}$ $CE=0.34 \text{ kg/m}^3$ $RC=110 \text{ MPa}$

۴-۵-۲-۳- روش لیلی^۱ (اندیس قابلیت آتش‌باری)

لیلی در سال ۱۹۸۵ اندیس قابلیت آتش‌باری^۲ (BI) را مطابق با رابطه (۴-۱۳) به صورت مجموع مقادیر پنج پارامتر ژئومکانیکی تعریف کرد. مقدار این پارامترها از جدول (۴-۱۶) تعیین می‌شود [۲۹].

$$BI = 0.5 \times (RMD + JPS + JPO + SGI + H) \quad (۴-۱۳)$$

در جدول (۴-۱۶)، RMD^۳ امتیاز توصیفی توده‌سنگ، JPS^۴ امتیاز فاصله‌داری صفحات درزه، JPO^۵ امتیاز جهت‌داری صفحات درزه، SGI^۶ امتیاز تاثیر وزن مخصوص سنگ بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب (kg/m^3) و H مقدار سختی موهس^۷ است.

جدول (۴-۱۶): امتیاز پارامترهای ژئومکانیکی توده‌سنگ در تعیین اندیس قابلیت آتش‌باری [۲۹]

امتیاز	پارامترهای ژئومکانیکی		ردیف	
۱۰	RMD	پودری / خردشده	۱	
۲۰		بلوکی		
۵۰		کاملاً یکپارچه		
۱۰	JPS	نزدیک (کمتر از ۰/۱ متر)	۲	
۲۰		متوسط (از ۰/۱ متر تا ۱ متر)		
۵۰		دور (بیشتر از ۱ متر)		
۱۰	JPO	افقی	۳	
۲۰		شیب به سمت بیرون سطح آزاد		
۳۰		امتداد عمود بر سطح آزاد		
۴۰		شیب به سمت درون سطح آزاد		
SGI=(0.025×SG)-50		SGI	۴	
۱ تا ۱۰	سختی موهس		H	۵

1 Lilly

2 Blastability index

3 Rock Mass Description

4 Joint Plane Spacing

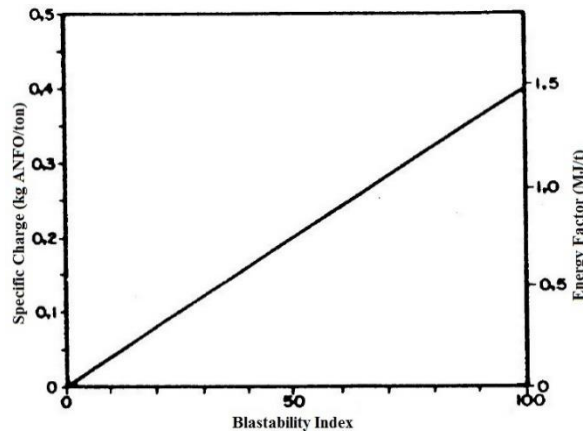
5 Joint Plane Orientation

6 Specific Gravity Influence

7 Mohs Hardness

خرج ویژه (q) یا ضریب انرژی را می‌توان از شکل (۴-۲۵) یا روابط (۴-۱۴) و (۴-۱۵)

تعیین نمود. در پایان مقدار بارسنگ از رابطه (۴-۱۶) محاسبه می‌شود.



شکل (۴-۲۵): محاسبه خرج ویژه و ضریب انرژی با استفاده از اندیس قابلیت آتش‌باری [۲۹]

$$q = 0.004 \times BI \quad (۴-۱۴)$$

$$EF = 0.015 \times BI \quad (۴-۱۵)$$

$$B = d \left(\frac{\pi \times \rho_e}{4 \times q} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (۴-۱۶)$$

در روابط مذکور:

q مقدار خرج ویژه بر حسب کیلوگرم آنفو بر تن سنگ معدن (kg ANFO/ton rock), BI

قابلیت آتش‌باری سنگ، EF ضریب انرژی بر حسب مگاژول بر تن (MJ/ton)، B بارسنگ بر حسب متر

(m)، d قطر خرج بر حسب متر (m) و ρ_e وزن مخصوص ماده منفجره بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب

(kg/m³) است.

در رابطه (۴-۱۶) مقدار خرج ویژه محاسبه شده بر حسب کیلوگرم آنفو بر تن سنگ معدن

است که برای تبدیل به کیلوگرم بر متر مکعب، q محاسبه شده باید در چگالی سنگ مورد نظر بر حسب

تن بر متر مکعب ضرب شود. توده‌سنگ مورد مطالعه از نوع بلوکی به‌همراه درزه‌داری متوسط، فاصله‌داری

بین ۰/۱ تا ۱ متر و شیب به سمت بیرون سطح آزاد است. با توجه به مطالعات درزه‌نگاری انجام شده

در پروژه جاری، امتیاز هر یک از عوامل RMD، JPS، JPO و H برای سنگ آهک معدن جاجرم به‌ترتیب

برابر با ۲۰، ۱۵، ۲۰ و ۳ خواهد بود. پارامترهای آتش‌باری طراحی شده برای معدن سنگ آهک جاجرم با استفاده از این روش در جدول (۴ - ۱۷)، ارائه شده است.

جدول (۴ - ۱۷): برآورد پارامترهای آتش‌باری با استفاده از روش لیلی (اندیس قابلیت آتش‌باری)

پارامترهای برآورد شده			پارامترهای مفروض
پارامترهای حفاری و خرج‌گذاری	سایر پارامترهای هندسی	پارامترهای اصلی هندسی	
$Q=10.1 \text{ kg}$ $V=37.7 \text{ m}^3$ $q=0.27 \text{ kg/m}^3$ $SD=0.15 \text{ m/m}^3$	$J=0.6 \text{ m}$ $L=5.6 \text{ m}$ $l=3.7 \text{ m}$ $T=1.9 \text{ m}$	$B=2.6 \text{ m}$ $S=2.9 \text{ m}$	$d=0064 \text{ m}$ $RMD=20$ $JPS=15$ $JPO=20$ $SGI=17.5$ $H=3$ $\rho_r=2.7 \text{ t/m}^3$ $BI=37.75$

۴-۵-۲-۴- روش اولافسن^۱

اولافسن در سال ۱۹۹۰ رابطه ساده شده خود را بر اساس معادله لانگفرس - کیلستروم به صورت

رابطه (۴-۱۷) ارائه داده است [۲۹] [۵۵].

$$B_{\max} = K \times \sqrt{q_f} \times R_1 \times R_2 \times R_3 \quad (۴-۱۷)$$

که در آن:

B_{\max} بیشینه بار سنگ بر حسب متر (m)، K ضریب وابسته به نوع ماده منفجره، q_f تمرکز خرج

در طول ستون خرج در چال بر حسب کیلوگرم بر متر (kg/m)، R_1 ضریب تصحیح شیب‌داری، R_2

ضریب تصحیح نوع سنگ و R_3 ضریب تصحیح ارتفاع پله است.

مقدار K برای مواد منفجره ژلاتینی ۱/۴۷، امولسیون ۱/۴۵ و آنفو ۱/۳۶ در نظر گرفته می‌شود.

ضرایب تصحیح R_1 و R_2 نیز با توجه به شرایط مختلف به ترتیب از جدول (۴ - ۱۸) و جدول (۴ - ۱۹)

تعیین می‌شود [۲۹].

جدول (۴ - ۱۸): مقادیر R_1 با توجه به شیب‌های مختلف [۲۹]

۱:۱	۲:۱	۳:۱	۵:۱	۱۰:۱	∞:۱	شیب
۱/۱۰	۱/۰۳	۱/۰۰	۰/۹۸	۰/۹۶	۰/۹۵	R_1

جدول (۴ - ۱۹): مقادیر R_2 با توجه به نوع سنگ [۲۹]

۰/۵	۰/۴	۰/۳	ثابت سنگ (c)
۰/۹۰	۱/۰۰	۱/۱۵	R_2

هنگامی که ارتفاع پله به صورت ($H < 2B_{max}$) و قطر حفاری کوچک‌تر از ۱۰۳ میلی‌متر باشد،

ضریب تصحیح R_3 از رابطه (۴-۱۸) محاسبه می‌شود.

$$R_3 = 1.16 - \left(0.16 \frac{H_2}{H_1} \right)^2 \quad (۴-۱۸)$$

که در آن:

H_1 ارتفاع واقعی پله و H_2 ارتفاع پله است که $H_2 = 2B_{max}$ و $H_2 > 2H_1$ فرض می‌شود.

برای محاسبه فاصله عملی ردیف‌های چال از روش لانگفرس استفاده می‌شود و با استفاده از

آن، ضریب R_3 مشخص می‌شود. با فرض این که $q_f = 2.7 \text{ kg/m}$ باشد، پارامترهای آتش‌باری طراحی شده

برای معدن سنگ آهک جاجرم با استفاده از این روش در جدول (۴ - ۲۰)، ارائه شده است.

جدول (۴ - ۲۰): برآورد پارامترهای آتش‌باری با استفاده از روش اولافسن

پارامترهای برآورد شده			پارامترهای مفروض
پارامترهای حفاری و خرج‌گذاری	سایر پارامترهای هندسی	پارامترهای اصلی هندسی	
$Q=11.5 \text{ kg}$ $V=28.6 \text{ m}^3$ $q=0.4 \text{ kg/m}^3$ $SD=0.2 \text{ m/m}^3$	$J=0.7 \text{ m}$ $L=5.7 \text{ m}$ $l=4.2 \text{ m}$ $T=1.5 \text{ m}$	$B_{max}=2.2 \text{ m}$ $S=2.6 \text{ m}$	$q_f=2.7 \text{ kg/m}$ $B=2.4 \text{ m}$ $K_{ANFO}=1.36$ $R_1=0.95$ $R_2=0.9$ $R_3=1.14$

۴-۵-۲-۵- جمع بندی

همان طور که بررسی شد، الگوهای طراحی شده با استفاده از روش‌های تجربی (به جز روش اولافسن) با الگوی طراحی شده با استفاده از روش تئوری انتقال انرژی مطابقت می‌نماید. از طرفی الگوی طراحی شده با استفاده از روش تئوری انتقال انرژی و الگوی طراحی شده با استفاده از روش لیلی (اندیس قابلیت آتش‌باری) که ویژگی‌های ژئومکانیکی منطقه را در نظر می‌گیرد، دقیقاً مشابه هم هستند، بنابراین الگو با شبکه حفاری ۲/۶×۲/۹ متر مربع، به‌عنوان الگوی اولیه برای اجرا در معدن سنگ آهک جاجرم انتخاب شده است.

۴-۵-۳- طرح پیشنهادی و ویژگی‌های آن

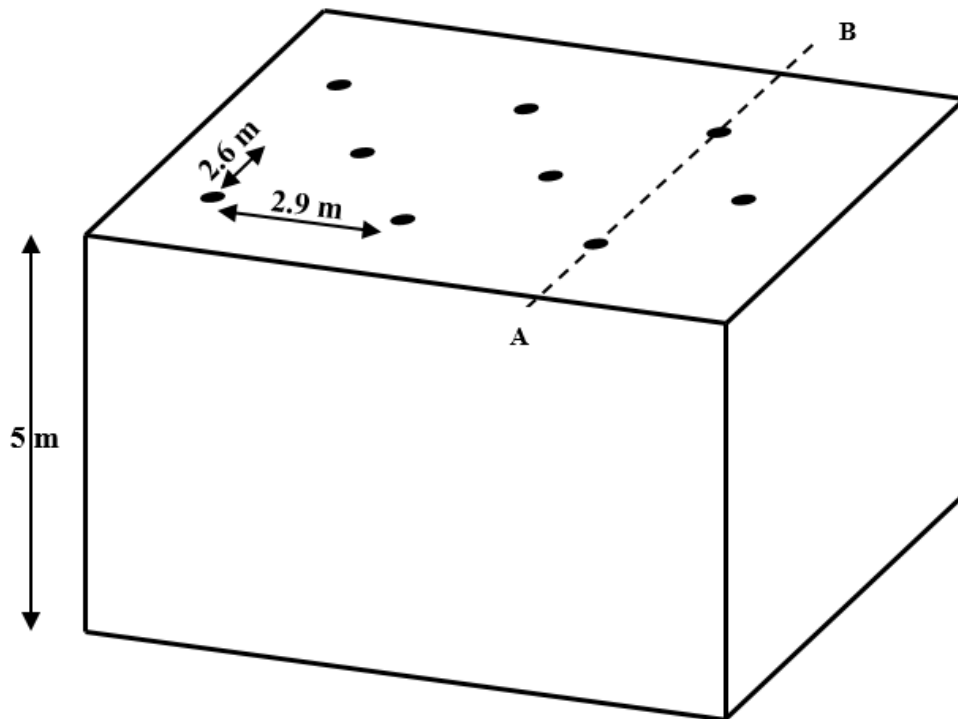
پس از طراحی الگوی آتش‌باری با روش تئوری انتقال انرژی و مقایسه و اعتبارسنجی آن با نتایج حاصل از طراحی با روش‌های تجربی، طرح مناسب برای اجرا پیشنهاد و ارایه شده است. طرح مناسب آتش‌باری برای اجرا در معدن سنگ آهک جاجرم شامل ویژگی‌هایی است که در این بخش به بیان آن‌ها پرداخته شده است.

۴-۵-۳-۱- هندسه الگوی آتش‌باری

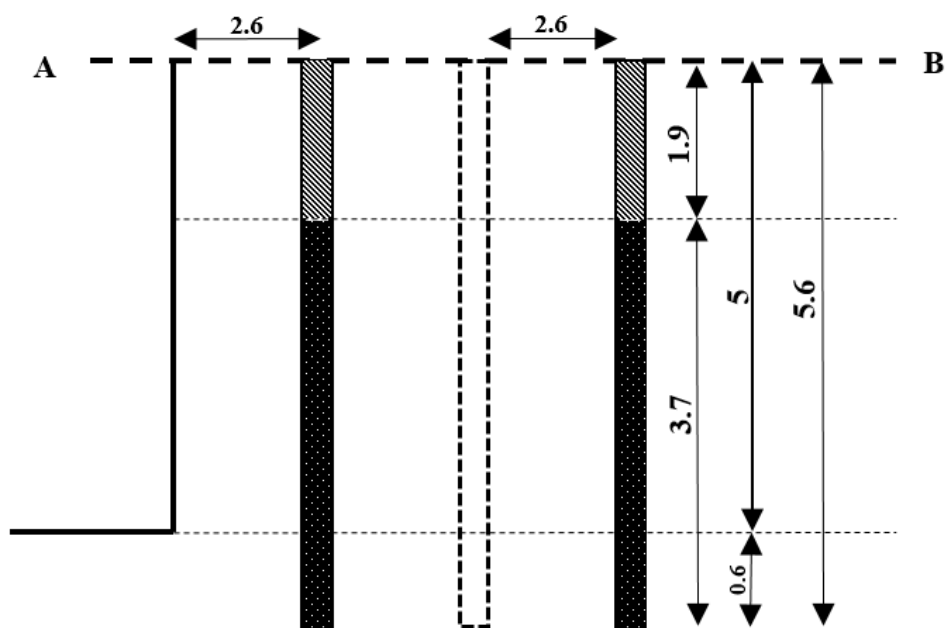
همان طور که پیش‌تر گفته شد، الگو با شبکه حفاری ۲/۶×۲/۹ متر مربع، به‌عنوان الگوی مناسب برای اجرا در معدن سنگ آهک جاجرم انتخاب شده است. جدول (۴ - ۲۱)، مقایسه‌ای از الگوی مناسب پیشنهادی و الگوی فعلی را ارایه می‌نماید. الگوی انتخاب شده برای چال‌های قائم پیشنهاد شده و به‌دلیل ارتفاع نه‌چندان زیاد پله‌های آتش‌باری، به‌لحاظ پایداری شیب پله مساله‌ای به‌وجود نخواهد آمد. شکل (۴ - ۲۶)، تصویری شماتیک از ویژگی‌های هندسی الگوی آتش‌باری پیشنهادی ارایه می‌نماید.

جدول (۴ - ۲۱): مقایسه الگوی آتش‌باری پیشنهادی مناسب و الگوی فعلی معدن سنگ آهک جاجرم

ردیف	الگو	D (mm)	B (m)	S (m)	H (m)	J (m)	L (m)	T (m)	I (m)	V (m ³)	SD (m/m ³)	q (kg/m ³)
۱	فعلی	۶۴	۲/۴	۲/۸	۵	۰/۵	۵/۵	۱/۸	۳/۷	۳۳/۶	۰/۱۶	۰/۲۸
۲	پیشنهادی	۶۴	۲/۶	۲/۹	۵	۰/۶	۵/۶	۱/۹	۳/۷	۳۷/۷	۰/۱۵	۰/۲۷



(الف) نمای کلی موقعیت چال‌ها روی پله



(ب) مقطع قائم عمود بر امتداد پله

شکل (۴ - ۲۶): طرح شماتیک از ویژگی‌های هندسی الگوی آتش‌باری پیشنهادی در معدن سنگ آهک جاجرم

۴-۵-۳-۲- آرایش چال‌ها و ترتیب انفجار

در آرایش لوزی به دلیل توزیع بهتر انرژی حاصل از انفجار، خردایش بهتر و یکنواخت‌تری صورت می‌گیرد [۳۱]. بنابراین حفاری شبکه چال‌ها با آرایش لوزی برای الگوی آتش‌باری پیشنهاد شده در معدن سنگ آهک جاجرم مد نظر است.

هنگامی که در مورد تاخیر زمانی در آتش‌باری صحبت می‌شود، منظور تاخیر بین چال‌های یک ردیف و تاخیر بین ردیف‌های متوالی است. به منظور محاسبه زمان حدودی مناسب برای تنظیم تاخیرهای انفجار از روابط (۴-۱۹) و (۴-۲۰) استفاده می‌شود [۳۷].

$$t_h = T_h \times S \quad (۱۹-۴)$$

$$t_r = T_r \times B \quad (۲۰-۴)$$

در روابط فوق:

t_h زمان تاخیر بین چال‌های یک ردیف بر حسب میلی‌ثانیه (ms)، T_h ثابت زمان تاخیر بین چال‌های یک ردیف بر حسب میلی‌ثانیه بر متر (ms/m)، S فاصله‌داری چال‌ها در یک ردیف بر حسب متر (m)، t_r زمان تاخیر بین ردیف‌های متوالی بر حسب میلی‌ثانیه (ms)، T_r ثابت زمان تاخیر بین ردیف‌های متوالی بر حسب میلی‌ثانیه بر متر (ms/m) و B بارسنگ بر حسب متر (m) است.

T_r و T_h به نوع سنگ و همچنین پیامدهای آتش‌باری بستگی دارد و به ترتیب با استفاده از جدول

(۴ - ۲۲) و جدول (۴ - ۲۳)، تعیین می‌شوند.

جدول (۴ - ۲۲): ثابت زمان تاخیر بین چال‌های یک ردیف [۳۷]

ردیف	نوع سنگ	T_h (ms/m)	
		با دو سطح آزاد	با یک سطح آزاد
۱	ماسه، شن، مارل و زغال‌سنگ	۵/۹ تا ۶/۹	۷/۱ تا ۸/۳
۲	برخی از آهک‌ها، برخی از شیل‌ها، سنگ نمک	۴/۹ تا ۵/۹	۶/۹ تا ۵/۹
۳	آهک فشرده، گرانیت، بازالت، کوارتز، گابرو و گنایس	۳/۹ تا ۴/۹	۴/۶ تا ۵/۹
۴	دیاباز پورفیری، گنایس فشرده، میکاشیست و مگنتیت	۲/۹ تا ۳/۹	۳/۵ تا ۴/۶

جدول (۴ - ۲۳): ثابت زمان تاخیر بین ردیف‌های متوالی [۳۷]

ردیف	پیامدها	T_r (ms/m)
۱	لرزش زمین و لرزش هوای بسیار زیاد	۶/۵
۲	کپه سنگ با ارتفاع زیاد و نزدیک به جبهه کار، انفجار هوای متوسط و عقب‌زدگی	۶/۵ تا ۹/۸
۳	کپه سنگ با ارتفاع متوسط، انفجار هوای متوسط و عقب‌زدگی	۹/۸ تا ۱۳/۲
۴	کپه سنگ پراکنده با حداقل عقب‌زدگی	۱۳/۲ تا ۱۹/۷

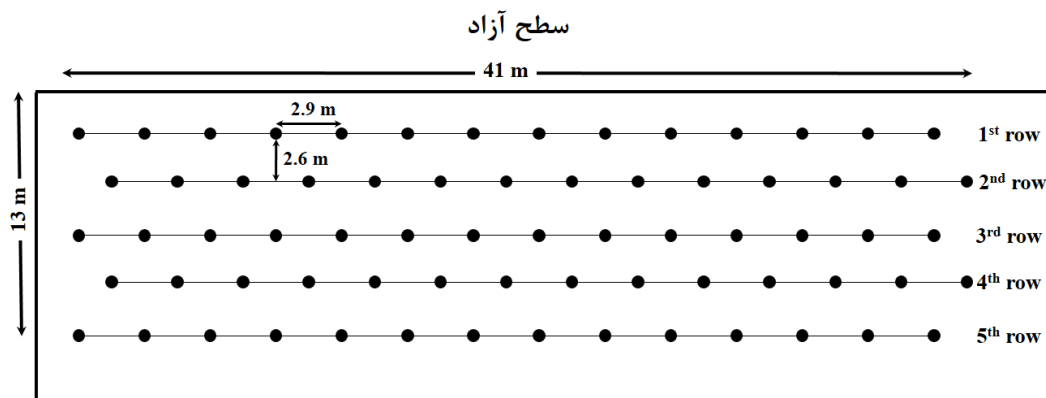
ممکن است فراهم کردن تاخیر برآورد شده با استفاده از جدول‌ها و روابط فوق به‌دلیل محدودیت‌های موجود امکان‌پذیر نباشد. بنابراین بدیهی است نزدیک مقدار ممکن به مقادیر برآورد شده را می‌توان به‌عنوان زمان تاخیر در آتش‌باری در نظر گرفت. اگر مقادیر T_r و T_h برای آتش‌باری در معدن سنگ آهک جاجرم به‌ترتیب برابر با ۵ و ۱۲ میلی‌ثانیه بر متر انتخاب شوند، بنابراین زمان تاخیر بین چال‌های یک ردیف حدود ۱۵ میلی‌ثانیه و زمان تاخیر بین ردیف‌های متوالی حدود ۳۰ میلی‌ثانیه برآورد می‌شود.

مدار آتش‌باری در آرایش لوزی به‌شکل‌های مختلفی از جمله خطی و جناغی (V شکل) بسته می‌شود، اما در مدارهای جناغی، سنگ‌ها پس از آتش‌باری نیز به‌یکدیگر برخورد کرده و خردشدگی مجدد اتفاق می‌افتد [۳۵]. بنابراین با افزایش خردشدگی سنگ، تولید مقدار نرمه بر اثر آتش‌باری نیز افزایش می‌یابد. پیشنهاد می‌شود مدار چال‌های هر ردیف، پس از حفاری و خرج‌گذاری به‌صورت خطی به‌یکدیگر متصل شود.

۴-۵-۳- ابعاد بلوک آتش‌باری

بلوک آتش‌باری تا حد امکان باید بزرگ انتخاب شود تا بهره‌وری از تجهیزات افزایش یابد و زمان‌های غیرتولیدی دستگاه‌های حفاری، خرج‌گذاری و حمل و نقل کاهش یابد [۲۹]. به‌طور کلی نتایج خردشدگی در آتش‌باری‌های چند ردیفه بهتر از یک ردیف است. بهتر است در آتش‌باری با یک سطح آزاد، نسبت طول به عرض بلوک بیش از ۳ و در آتش‌باری با دو سطح آزاد، این نسبت بیشتر باشد [۵۴]. ابعاد مناسب بلوک برای اجرای الگوی آتش‌باری با شبکه $۲/۶ \times ۲/۹$ متر مربع در معدن سنگ آهک

جاجرم، ۵ ردیف چال و در هر ردیف تعداد ۱۴ چال پیشنهاد می‌شود. بنابراین طول آتش‌باری حدود ۴۱ متر، عرض آن حدود ۱۳ متر و نسبت طول آتش‌باری به عرض آتش‌باری برابر با ۳/۱ خواهد بود. شکل (۴ - ۲۷)، تصویری از جانمایی چال‌ها روی بلوک، نحوه بستن مدار انفجار (خطی) و ترتیب انفجار در الگوی مورد نظر را ارایه می‌نماید. مقدار سنگ آهک تولید شده از آتش‌باری با این ابعاد، حدود ۲۶۴۰ متر مکعب (۷۱۲۵ تن) برآورد می‌شود.



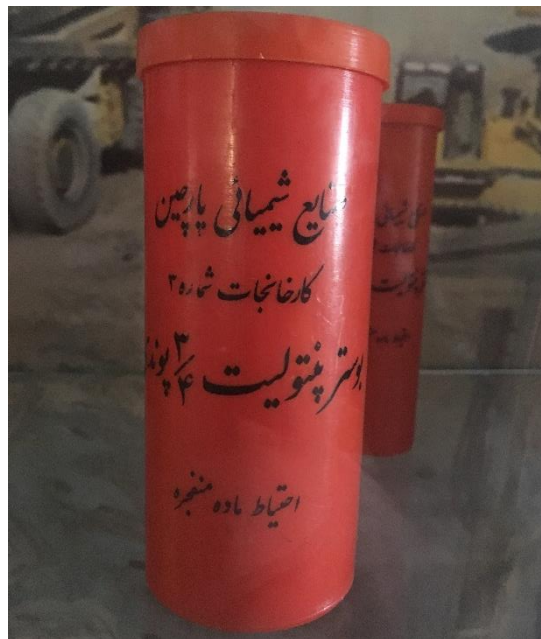
شکل (۴ - ۲۷): آرایش چال‌ها و ترتیب انفجار در الگوی آتش‌باری پیشنهادی در معدن سنگ آهک جاجرم

۴-۵-۳-۴- توزیع خرج

از آن‌جا که منبع اصلی انرژی در داخل چال مواد منفجره است، چگونگی توزیع آن درون چال‌های انفجاری از اهمیت ویژه‌ای برخوردار است. فرآیند انفجار نیازمند یک انرژی اولیه برای شروع انفجار است. پرایمرها، مواد منفجره با قدرت و حساسیت بالایی هستند که به سیستم انفجار متصل بوده و برای منفجر کردن ستون اصلی ماده منفجره درون چال استفاده می‌شوند. این مواد به چاشنی و فیتیله‌های انفجاری حساس هستند و با کوچک‌ترین تحریکی منفجر می‌شوند. بوسترها نیز مواد منفجره قدرتمندی هستند که به سیستم انفجار متصل نبوده و با تکمیل کار پرایمر در منفجر کردن خرج، به تقویت انفجار کمک می‌کنند [۳۱].

امروزه استفاده از پرایمرها و بوسترهای پنتولایتی برای شروع و تقویت انفجار، بسیار متداول شده است. از مهم‌ترین مزایای آن‌ها می‌توان به عدم حساسیت به ضربه و اصطکاک، دوام فیزیکی و پایداری بالا و وجود سوراخ طولی به‌منظور عبور فیتیله انفجاری یا قرار دادن چاشنی اشاره کرد [۵۶].

در معدن سنگ آهک جاجرم، خرج اصلی آنفوی فله‌ای است و از یک لول امولایت ۲۵۰ گرمی به‌عنوان پرایمر در چال‌های طویل‌تر از ۳ متر استفاده می‌شود. موقعیت لول امولایت در ته چال بوده و به‌وسیله چاشنی‌های الکتریکی منفجر می‌شود. پیشنهاد می‌شود برای شروع و تقویت انفجار ستون ماده منفجره از یک کپسول پنتولایت $\frac{3}{4}$ پوندی [شکل (۴ - ۲۸)] در هر چال استفاده شود. موقعیت قرارگیری پرایمر نیز در فاصله ۲۵ سانتی‌متری از کف چال پیشنهاد می‌شود.



شکل (۴ - ۲۸): بوستر پنتولایتی $\frac{3}{4}$ پوندی

با توجه به مطالب بیان شده، در الگوی آتش‌باری پیشنهادی برای اجرا، پارامترهای خرج‌گذاری به‌شرح جدول (۴ - ۲۴)، است. در این جدول، Q وزن ماده منفجره اصلی و پرایمر بر حسب کیلوگرم (kg)، q مصرف ویژه ماده منفجره اصلی و پرایمر بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب (kg/m^3)، n تعداد چاشنی الکتریکی در هر چال و N مصرف ویژه چاشنی به‌ازای هر متر مکعب سنگ (m^{-3}) است.

جدول (۴ - ۲۴): پارامترهای خرج‌گذاری الگوی آتش‌باری پیشنهادی برای اجرا در معدن سنگ آهک جاجرم

پارامترهای خرج‌گذاری آتش‌باری در هر چال							
$N_{\text{Detonator}}$	$n_{\text{Detonator}}$	$q_{\text{Pentolite}}$	$Q_{\text{Pentolite}}$	q_{Emolite}	Q_{Emolite}	q_{ANFO}	Q_{ANFO}
۰/۲۶۵	۱	۰/۰۰۹	۰/۳۴	۰/۰۰۶۶	۰/۲۵	۰/۲۷	۱۰/۱

۴-۵-۳-۵- جمع بندی

با توجه به الگوی طراحی شده با روش تئوری انتقال انرژی و مطابقت آن با نتایج حاصل از طراحی با روش‌های تجربی، در نهایت الگویی با شبکه حفاری $2/9 \times 2/6$ متر مربع به‌عنوان طرح مناسب برای آتش‌باری در معدن سنگ آهک جاجرم انتخاب شده است. در این الگو، خرج ویژه و حفاری ویژه به ترتیب برابر با $0/27$ کیلوگرم بر متر مکعب و $0/15$ متر بر متر مکعب است. آتش‌باری از نوع تاخیری بوده و تاخیر بین چال‌های هر ردیف و ردیف‌های متوالی به ترتیب برابر با ۱۵ و ۳۰ میلی‌ثانیه منظور شده است. چال‌ها نیز با آرایش لوزی حفر شده و خط آتش به صورت خطی (اتصال چال‌های هر ردیف به یکدیگر) اجرا شده است. ابعاد بلوک آتش‌باری نیز ترجیحاً شامل ۵ ردیف چال (۱۳ متر) و تعداد ۱۴ چال در هر ردیف (۴۱ متر) توصیه شده که نتیجه آن حدود ۷۱۲۵ تن سنگ آهک خرد شده است.

۴-۶- انتخاب جهت مناسب آتش‌باری

به‌طور کلی شکستن سنگ ناشی از دو عامل انفجار ماده منفجره به‌همراه آزاد شدن انرژی و واکنش سنگ در مقابل این انرژی آزاد شده است. با توجه به تحقیقات متعددی که در مورد تئوری انفجار صورت گرفته است، به‌طور کلی شکسته شدن سنگ در چهار مرحله انفجار، انتشار امواج ضربه‌ای، انبساط گازهای ناشی از انفجار و جابجا شدن توده‌سنگ انجام می‌شود [۳۱].

مدت زمان محبوس بودن گاز در چال تابع مقدار ماده منفجره، نوع و ساختار سنگ، وضعیت تکتونیک سنگ، مقدار گل‌گذاری و مقدار بارسنگ است. گاز فشرده شده دارای انرژی پتانسیل فوق‌العاده‌ای است که موجب گسترش ریز ترک‌های حاصل از موج ضربه‌ای می‌شود و در نهایت به شکسته شدن سنگ می‌انجامد. استمرار فشار گاز در چال علاوه بر توسعه شکاف‌های ریز قبلی، موجب به‌وجود آمدن شکاف‌های شعاعی جدید در اطراف چال می‌شود [۳۲].

اگرچه هر دو نوع انرژی (ضربه‌ای و حبابی) در انفجار آزاد می‌شود اما می‌توان مواد منفجره‌ای انتخاب کرد که انرژی موج ضربه یا انرژی حبابی آن زیاد باشد. مواد منفجره مختلف، دارای انرژی ضربه‌ای و حبابی متفاوتی هستند که در جدول (۴ - ۲۵)، به برخی از آن‌ها اشاره شده است [۳۴].

جدول (۴ - ۲۵): انرژی ضربه‌ای و انرژی حبایی برخی از مواد منفجره استفاده شده در معادن [۳۴]

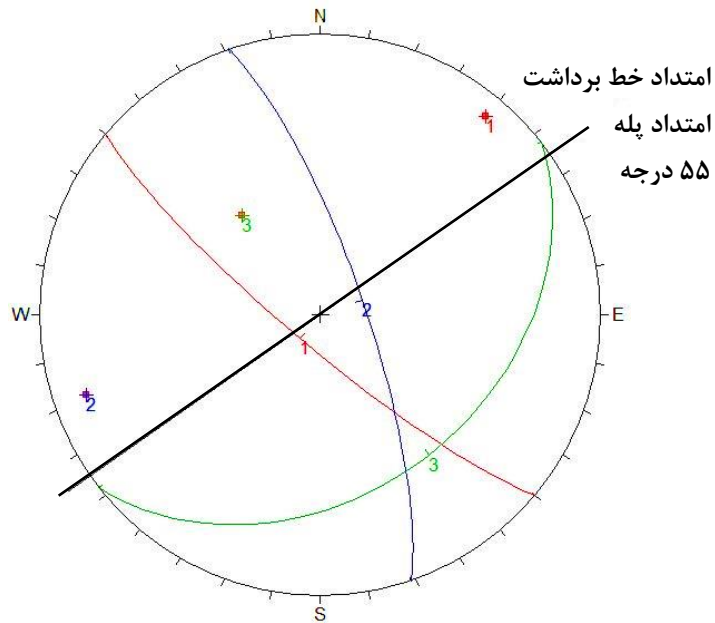
ردیف	نام ماده منفجره	واحد	انرژی ضربه (E_s)	انرژی حبایی (E_b)	انرژی کل (E_t)
۱	تی ان تی	Cal/gr	۲۱۵	۵۰۵	۷۲۰
۲	امولسیون		۳۷۰	۴۶۰	۸۳۰
۳	آنفو		۳۴۰	۵۴۵	۸۸۵
۴	پنتولیت		۲۳۴	۴۹۰	۷۲۴

با توجه به جدول (۴ - ۲۵) و از آنجا که ماده منفجره مورد استفاده در معدن سنگ آهک جاجرم آنفو است، ملاحظه می‌شود که انرژی حبایی آنفو نسبت به انرژی ضربه‌ای آن حدود ۱/۶ برابر بیشتر است و به‌نوعی کار خرد کردن و جابجایی سنگ توسط انبساط گاز حاصل از انفجار انجام می‌شود. گازهای تولید شده بر اثر انفجار، راحت‌ترین و کم مقاومت‌ترین مسیر را برای خروج انتخاب می‌کنند، بنابراین تعیین جهتی که بیشترین مقاومت را در مقابل خروج گاز دارد، از اهمیت بالایی برخوردار است. عموماً بهتر است جبهه کار موازی با امتداد سیستم درزه عمده باشد. در این صورت تاثیر انبساط گازهای ناشی از آتش‌باری روی سنگ بیشتر خواهد بود. به این صورت که ابتدا درزه‌های عمده و سپس درزه‌های جزئی تحت تاثیر تنش گاز قرار می‌گیرند [۳۱].

با توجه به مطالعات درزه‌داری انجام شده در معدن سنگ آهک جاجرم، خلاصه‌ای از ویژگی‌های ناپیوستگی‌های پله شرقی این معدن در جدول (۴ - ۲۶)، ارائه شده است. امتداد خط برداشت ناپیوستگی‌ها ۵۵ درجه است که با امتداد لبه پله یکسان است. شکل (۴ - ۲۹)، نیز تصویر استریوگرافی ناپیوستگی‌های پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم و امتداد پله مذکور را نشان داده است.

جدول (۴ - ۲۶): خلاصه ویژگی‌های مهم ناپیوستگی‌های پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

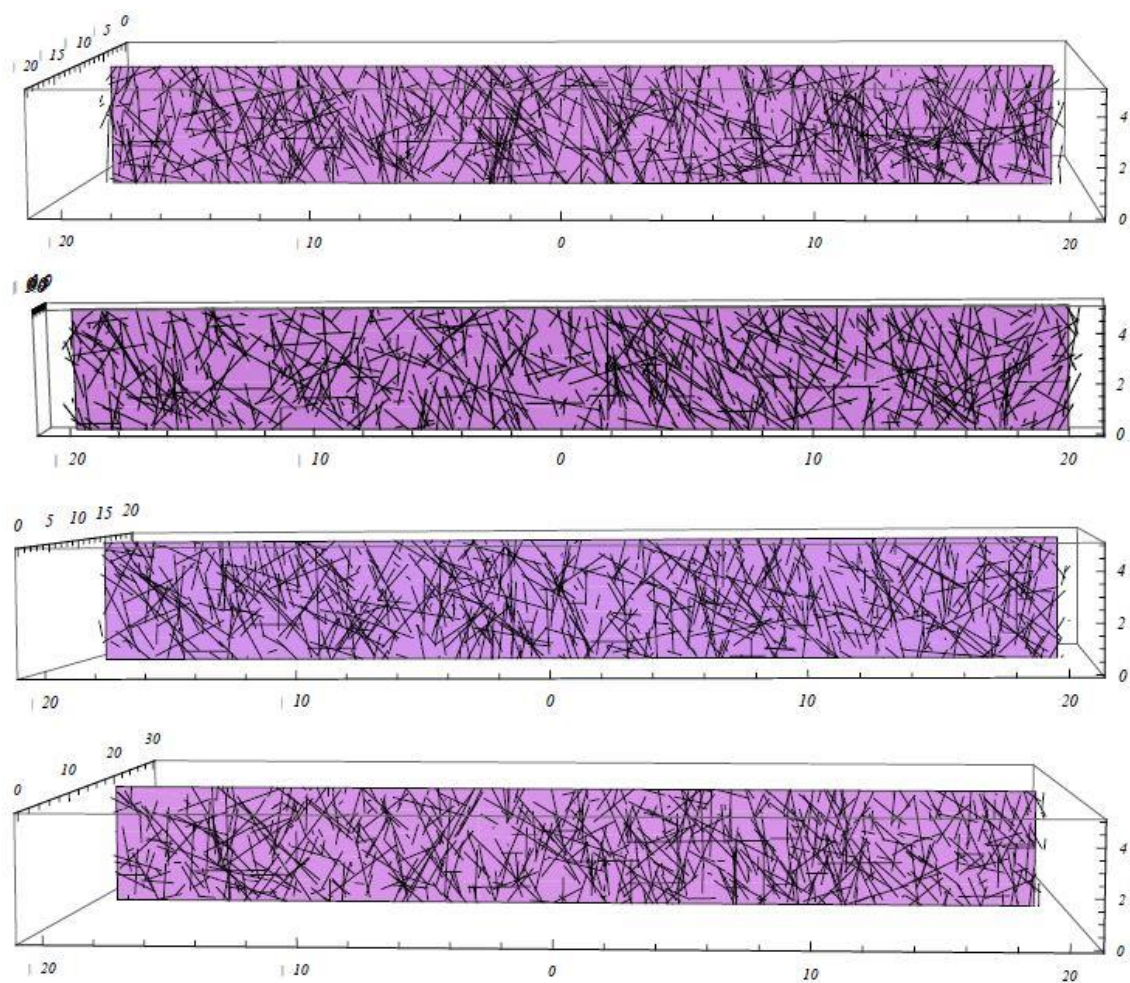
ردیف	دسته ناپیوستگی	شیب (\square)	جهت شیب (\square)	شدت P_{32} (m^{-1})	طول متوسط (m)
۱	اول	۸۱	۲۲۰	۳/۶۷	۰/۹۴۴
۲	دوم	۷۷	۷۱	۲/۶۱	۰/۱۸۵۶
۳	سوم	۳۷	۱۴۲	۲/۶۶	۰/۱۸۹۸



شکل (۴ - ۲۹): تصویر استریوگرافی ناپیوستگی‌های پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم و امتداد پله

با توجه به جدول (۴ - ۲۶) و شکل (۴ - ۲۹)، مشاهده می‌شود، اختلاف امتدادهای دسته درزه‌های اول و دوم حدود ۳۱ درجه است. بنابراین دسته درزه‌های اول و دوم تقریباً با هم موازی هستند و خلاف یکدیگر شیب‌دار هستند. همچنین ملاحظه می‌شود امتداد دسته درزه سوم بر نیم‌ساز امتدادهای دسته درزه‌های اول و دوم (امتداد ۱۴۵ درجه) عمود است. از آن جا که خط برداشت موازی امتداد پله است، بنابراین در شرایط فعلی، جهت آتش‌باری، عمود بر امتداد دسته ناپیوستگی سوم است.

مقاطع قائم از مدل DFN این پله، در راستای عمود بر جبهه کار و در فواصل مختلف از جبهه کار، در شکل (۴ - ۳۰)، ارایه شده است. این مقاطع نیز نشان دهنده این است که جهت آتش‌باری فعلی عمود بر دسته ناپیوستگی‌های عمده این پله است. همچنین شیب ملایم دسته ناپیوستگی سوم به سمت جبهه کار نیز می‌تواند به شدت بر فرار گاز از چال‌های انفجاری موثر باشد. مناسب‌ترین جهت آتش‌باری در راستای عمود بر دسته ناپیوستگی‌ای انتخاب می‌شود که بیشترین شیب، کمترین فراوانی و کمترین طول را داشته باشد. در حقیقت با افزایش شیب، کاهش فراوانی و کاهش پایایی ناپیوستگی‌ها، امکان فرار گاز به خارج پله کاهش می‌یابد. مقادیر شیب، فراوانی و طول متوسط ناپیوستگی‌های پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم مرتب‌سازی و در جدول (۴ - ۲۷)، ارایه شده است.



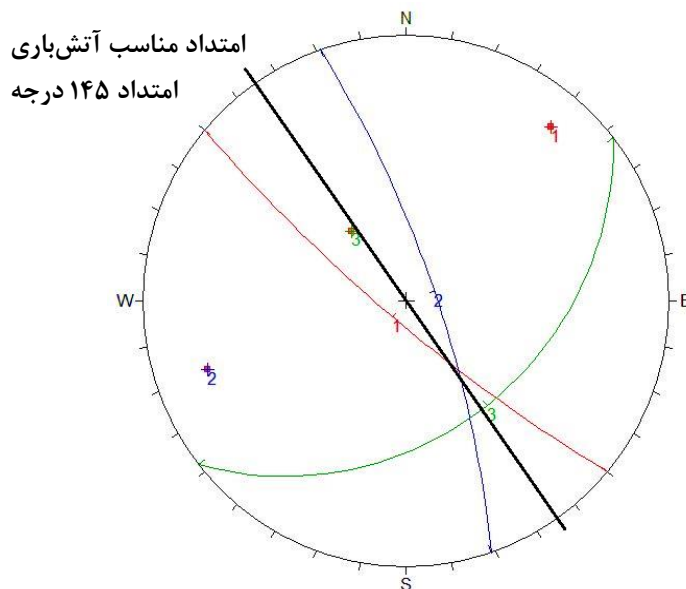
شکل (۴ - ۳۰): مقاطع قائم از مدل DFN پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم در امتداد عمود بر جبهه کار

جدول (۴ - ۲۷): مرتب‌سازی ناپیوستگی‌های پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم بر اساس شیب، فراوانی و طول متوسط

ردیف	ویژگی ناپیوستگی	مرتب‌سازی شماره دسته ناپیوستگی
۱	شیب	$۳ < ۲ < ۱$
۲	فراوانی	$۳ < ۱ < ۲$
۳	طول متوسط	$۲ < ۳ < ۱$

با توجه به جدول (۴ - ۲۷)، راستای مناسب آتش‌باری به‌لحاظ شیب، در راستای جهت شیب دسته درزه اول، به‌لحاظ فراوانی در راستای جهت شیب دسته درزه سوم و به‌لحاظ پایداری در راستای جهت شیب دسته درزه دوم است. از آن‌جا که پایداری هر سه دسته درزه به‌هم نزدیک است، بنابراین جهت مناسب آتش‌باری بر اساس فراوانی و شیب درزه‌ها تعیین می‌شود. با توجه به شیب کم دسته درزه

سوم، آتش‌باری در این جهت توصیه نمی‌شود. به دلیل شیب زیاد و فراوانی کمتر دسته درزه اول، راستای عمود بر نیم‌ساز دسته درزه‌های اول و دوم (۱۴۵ درجه) به‌عنوان راستای مناسب برای آتش‌باری انتخاب می‌شود. بنابراین می‌توان گفت ردیف‌های چال باید در امتداد ۱۴۵ درجه حفاری شوند. شکل (۴ - ۳۱)، جهت مناسب آتش‌باری در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم را نشان می‌دهد.



شکل (۴ - ۳۱): جهت مناسب آتش‌باری در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

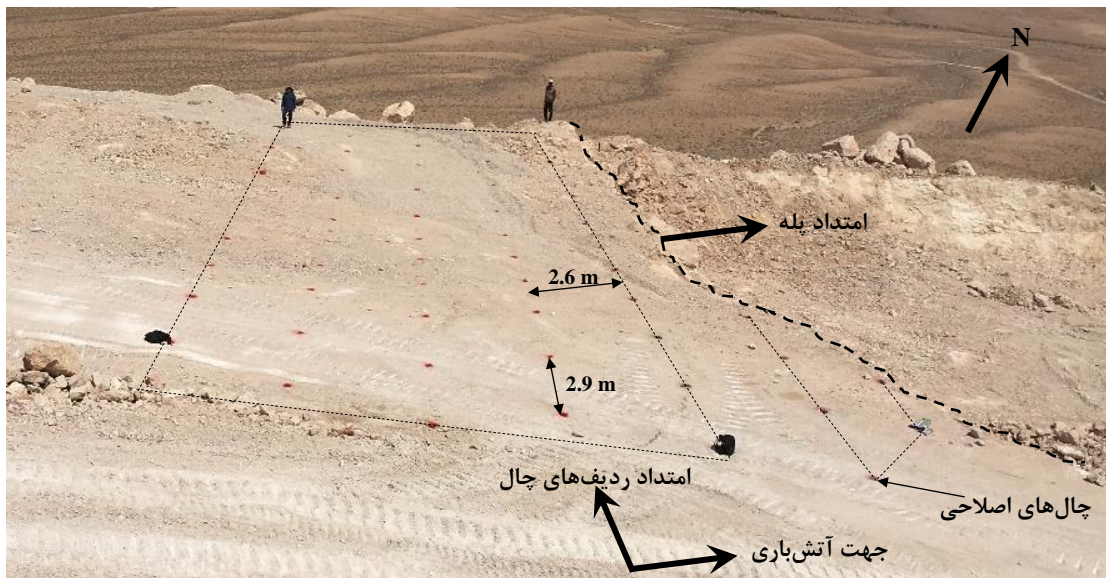
۴-۷- اجرای الگوی آتش‌باری پیشنهادی

بدیهی است بهینه‌سازی در هر عملیات آتش‌باری، پس از اجرای الگوی طراحی شده، تحلیل نتایج حاصل از آن و انجام آزمون و خطا امکان‌پذیر است. بهینه‌سازی عملیات آتش‌باری در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم پس از اجرای سه مرحله آتش‌باری صورت پذیرفته است که در ادامه به تشریح ویژگی‌های هر آتش‌باری و نتایج آن پرداخته شده است.

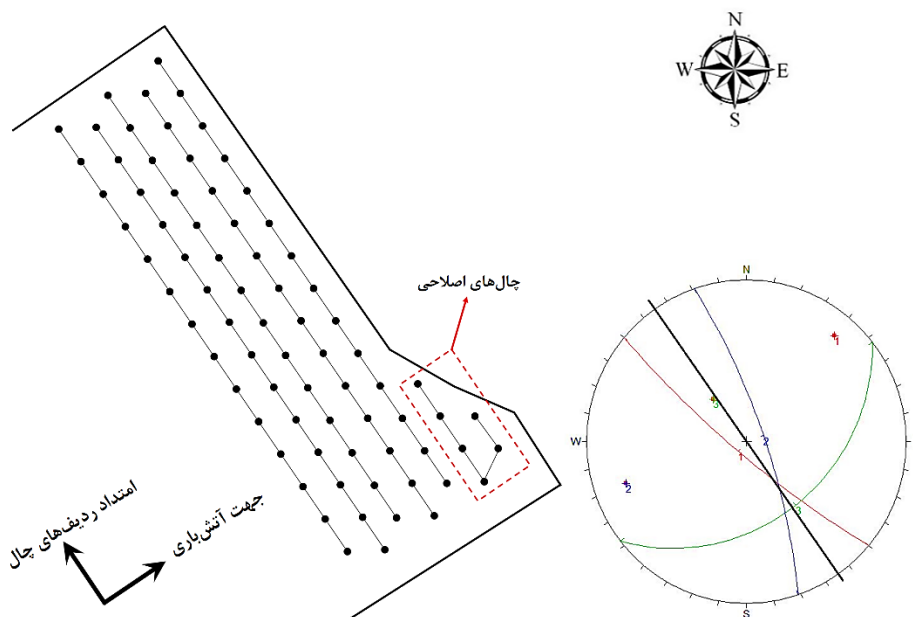
۴-۷-۱- آتش‌باری شماره یک

الگوی مناسب آتش‌باری، با شبکه حفاری $2/6 \times 2/9$ متر مربع و آرایش لوزی چال‌ها، برای اجرا در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم با این تفاوت که در این آتش‌باری وزن خرج در هر چال ۸ کیلوگرم و خرج ویژه $0/21$ کیلوگرم بر متر مکعب در نظر گرفته شده، پیشنهاد شده است. همچنین در این الگو، آتش‌باری در راستای مناسب پیشنهاد شده، انجام شده است (امتداد ردیف چال‌ها ۱۴۵ درجه

است). شکل (۴ - ۳۲)، تصویر آرایش چال‌ها و راستای آتش‌باری در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم را نشان می‌دهد. همان‌طور که در شکل (۴ - ۳۲) مشاهده می‌شود، الگوی اصلی شامل ۵ ردیف چال است که در هر ردیف، ۱۴ چال وجود دارد. علاوه بر چال‌های الگوی اصلی، به منظور تصحیح امتداد پله و داشتن سطح آزاد مناسب، ۶ چال اصلاحی در نظر گرفته شده است که زودتر از چال‌های الگوی اصلی آتش می‌شوند. نتیجه حاصل از آتش‌باری این ۷۶ چال، خردایش حدود ۷۷۳۵ تن سنگ آهک است.



(الف) تصویر آرایش چال‌های جانمایی شده بر روی سطح زمین



(ب) کروکی آرایش چال‌ها با توجه به امتداد ناپیوستگی‌ها در پله شرقی

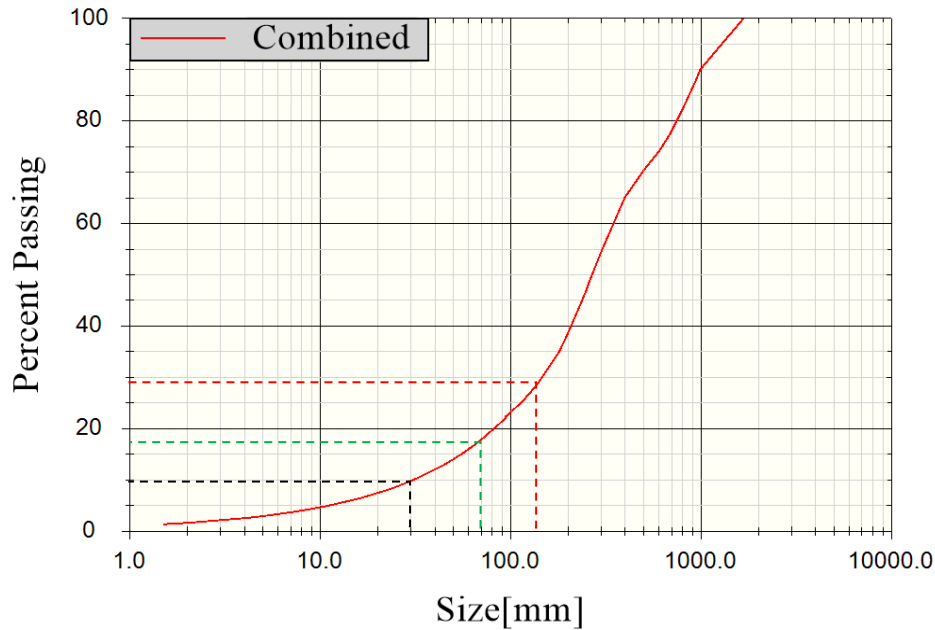
شکل (۴ - ۳۲): آرایش چال‌ها و راستای آتش‌باری آزمایشی شماره یک در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

پس از اجرای آتشباری مذکور در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم، به منظور تعیین توزیع دانه بندی سنگ های حاصل از آتشباری، تصاویری از توده سنگ آتشباری شده، تهیه شده است که تعدادی از آن ها در شکل (۴ - ۳۳)، ارایه شده است. شکل (۴ - ۳۴) نیز منحنی توزیع دانه بندی سنگ های حاصل از آتشباری آزمایشی شماره یک و جدول (۴ - ۲۸)، جزییات آن را ارایه می نماید.



شکل (۴ - ۳۳): خردشدگی حاصل از آتشباری آزمایشی شماره یک در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

Size Distribution



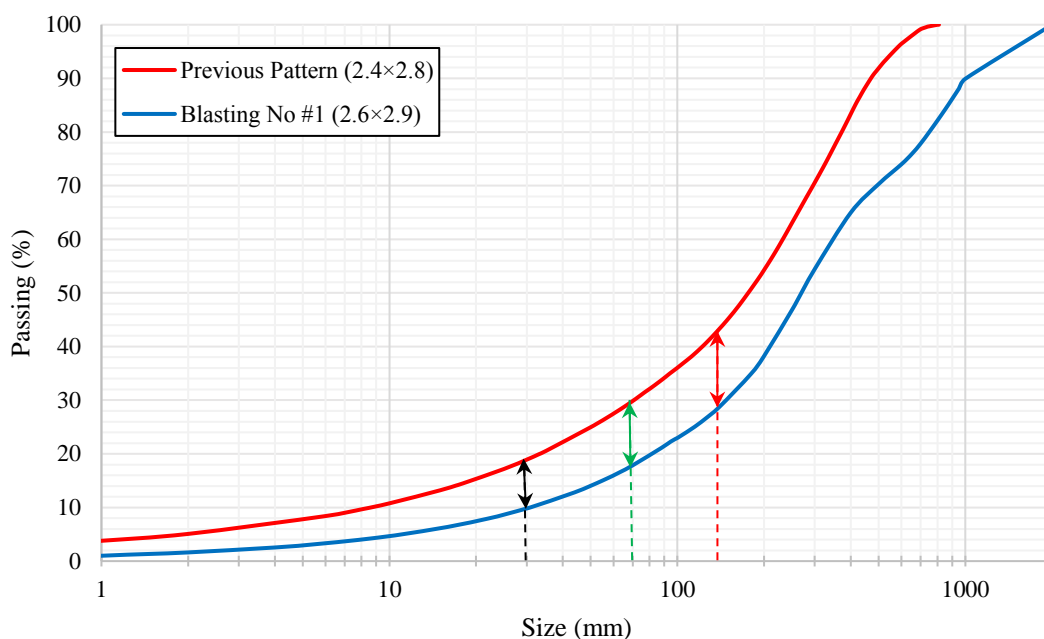
شکل (۴ - ۳۴): منحنی توزیع دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده حاصل از آتش‌باری آزمایشی شماره یک در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

با توجه به شکل (۴ - ۳۴) و جدول (۴ - ۲۸) مشاهده می‌شود که بار خرد شده بر اثر آتش‌باری آزمایشی شماره یک، دارای حدود ۱۰ درصد ابعاد زیر ۳۰ میلی‌متر (نرمه) است. همچنین درصد وزنی برای ابعاد ۷۰ و ۱۴۰ میلی‌متر به ترتیب برابر ۸ و ۱۱ درصد است که می‌توان گفت، تنها ۱۹ درصد بار مذکور در محدوده‌ی ابعاد مورد نیاز (۳۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر) است. همچنین حدود ۷۰ درصد از بار خرد شده ابعادی بیش از ۱۴۰ میلی‌متر داشته و ابعاد بزرگ‌ترین قطعه سنگ حاصل از آتش‌باری نیز، ۱۶۵۰ میلی‌متر برآورد شده است.

جدول (۴ - ۲۸): توزیع دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده حاصل از آتش‌باری شماره یک در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

رده	رده ابعادی (mm)	درصد وزنی	درصد وزنی تجمعی
۱	صفر تا ۳۰	۱۰	۱۰
۲	۳۰ تا ۷۰	۸	۱۸
۳	۷۰ تا ۱۴۰	۱۱	۲۹
۴	بیش از ۱۴۰	۷۱	۱۰۰

شکل (۴ - ۳۵)، نیز منحنی توزیع دانه‌بندی خردایش حاصل از آتش‌باری الگوی پیشین (با شبکه حفاری ۲/۴×۲/۸ متر مربع) و الگوی پیشنهاد شده (با شبکه حفاری ۲/۶×۲/۹ متر مربع) در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم و جدول (۴ - ۲۹)، جزییات آن را ارایه می‌نماید. همان‌طور که در شکل (۴ - ۳۵) و جدول (۴ - ۲۹) مشاهده می‌شود، درصد وزنی سنگ خرد شده برای ابعاد ۳۰ میلی‌متر (نرمه) حدود ۹ درصد (از ۱۹ درصد به ۱۰ درصد) کاهش یافته است، اما از طرفی تولید قطعات بزرگ افزایش یافته است که برای بارگیری و باربری نیازمند خردایش مجدد هستند.



شکل (۴ - ۳۵): مقایسه منحنی دانه‌بندی خردشدگی بر اثر آتش‌باری الگوی پیشین و الگوی پیشنهادی شماره یک

جدول (۴ - ۲۹): مقایسه توزیع دانه‌بندی سنگ خرد شده بر اثر آتش‌باری الگوی پیشین و الگوی اجرا شده شماره یک

درصد وزنی			رده ابعادی (mm)	رده
اختلاف	الگوی آتش‌باری شماره یک	الگوی پیشین (۲/۴×۲/۸)		
۹	۱۰	۱۹	صفر تا ۳۰	۱
۳	۸	۱۱	۳۰ تا ۷۰	۲
۲	۱۱	۱۳	۷۰ تا ۱۴۰	۳
۱۴	۷۱	۵۷	بیش از ۱۴۰	۴

۲-۷-۴- آتش‌باری شماره دو

در آتش‌باری آزمایشی اول مقدار تولید نرمه به‌مقدار مناسبی کاهش یافته اما تعداد قطعات درشت نیز افزایش یافته که نیازمند خردشدگی مجدد است. به‌همین دلیل در آتش‌باری آزمایشی دوم، شبکه حفاری ثابت در نظر گرفته شده (۲/۶×۲/۹ متر مربع) و وزن خرج در هر چال به ۱۰ کیلوگرم افزایش یافته است. بنابراین مقدار خرج ویژه برابر با ۰/۲۷ خواهد بود. در این آتش‌باری نیز مانند آتش‌باری شماره یک، ردیف‌های چال در امتداد ۱۴۵ درجه (راستای مناسب) حفاری شده‌اند.

این الگو شامل ۵ ردیف چال است که در هر ردیف، ۱۴ چال وجود دارد. علاوه بر چال‌های الگوی اصلی، به‌منظور تصحیح امتداد پله و داشتن سطح آزاد مناسب، ۹ چال اصلاحی در نظر گرفته شده است که زودتر از چال‌های الگوی اصلی آتش می‌شوند. نتیجه حاصل از آتش‌باری این ۷۹ چال، خردایش حدود ۸۰۵۰ تن سنگ آهک است. شکل (۴ - ۳۶)، تصویر آرایش چال‌ها و راستای آتش‌باری آزمایش شماره دو را نشان می‌دهد. پس از اجرای آتش‌باری شماره دو در این پله، به‌منظور تعیین دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده، تصاویری تهیه شده است که تعدادی از آن‌ها در شکل (۴ - ۳۷)، ارایه شده‌اند.

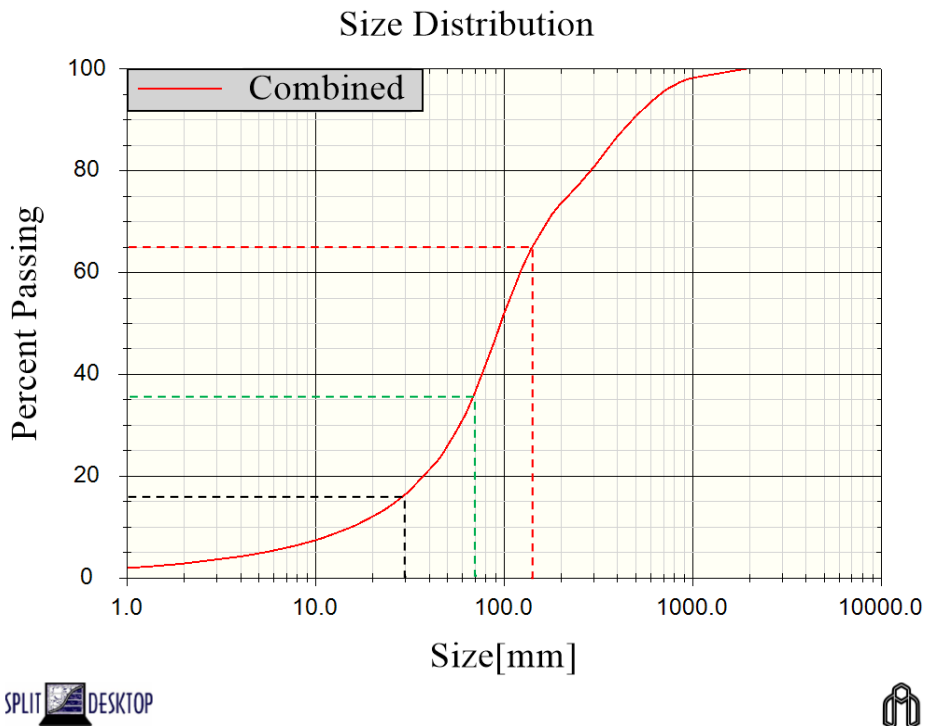


شکل (۴ - ۳۶): آرایش چال‌ها و راستای آتش‌باری آزمایشی شماره دو در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم



شکل (۴ - ۳۷): خردشدگی حاصل از آتش‌باری آزمایشی شماره دو در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم پس از تهیه تصاویر خردایش حاصل از آتش‌باری آزمایشی شماره دو، این تصاویر مورد پردازش قرار گرفته و نتیجه توزیع دانه‌بندی آن به صورت نمودار و جدول به ترتیب در شکل (۴ - ۳۸) و جدول (۴ - ۳۰)، ارایه شده است. با توجه به شکل (۴ - ۳۸) و جدول (۴ - ۳۰) مشاهده می‌شود که بار خرد شده بر اثر آتش‌باری آزمایشی شماره دو، دارای حدود ۱۶ درصد ابعاد زیر ۳۰ میلی‌متر (نرمه) است. همچنین درصد وزنی برای ابعاد ۷۰ و ۱۴۰ میلی‌متر به ترتیب برابر ۲۰ و ۲۹ درصد است که می‌توان

گفت، ۴۹ درصد بار مذکور در محدوده‌ی ابعاد مورد نیاز (۳۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر) است. همچنین حدود ۳۵ درصد از بار خرد شده ابعادی بیش از ۱۴۰ میلی‌متر داشته که نسبت به آتش‌باری شماره یک، مقدار آن به نصف کاهش یافته و ابعاد بزرگ‌ترین قطعه سنگ حاصل از آتش‌باری نیز، ۱۹۰۰ میلی‌متر برآورد شده است.



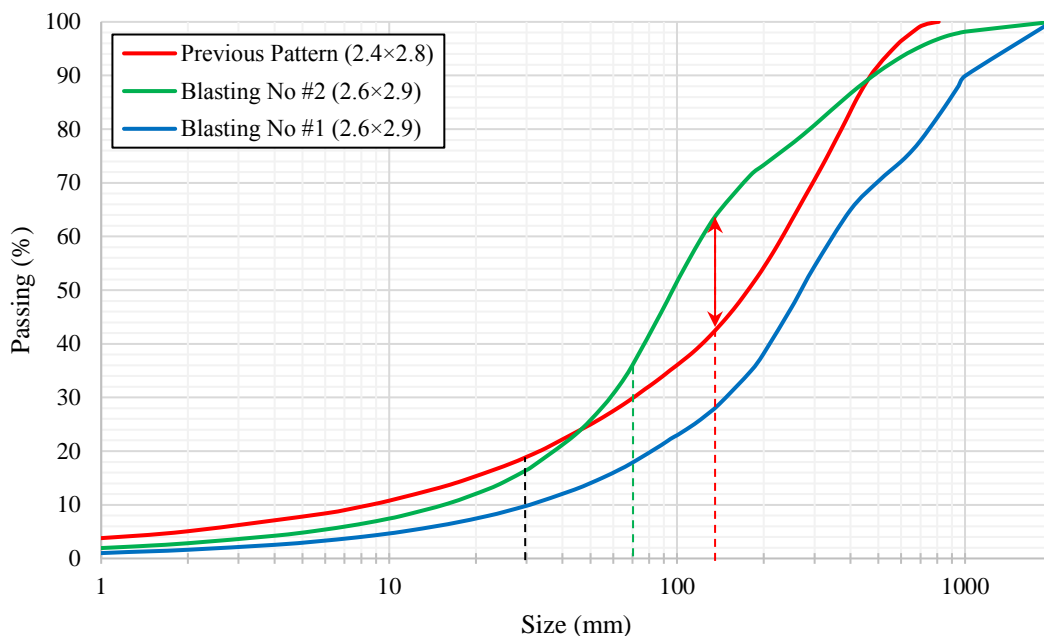
شکل (۴ - ۳۸): منحنی توزیع دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده حاصل از آتش‌باری آزمایشی شماره دو در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

جدول (۴ - ۳۰): توزیع دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده حاصل از آتش‌باری شماره دو در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

رده	رده ابعادی (mm)	درصد وزنی	درصد وزنی تجمعی
۱	صفر تا ۳۰	۱۶	۱۶
۲	۳۰ تا ۷۰	۲۰	۳۶
۳	۷۰ تا ۱۴۰	۲۹	۶۵
۴	بیش از ۱۴۰	۳۵	۱۰۰

شکل (۴ - ۳۹)، نیز منحنی توزیع دانه‌بندی خردایش حاصل از آتش‌باری الگوی پیشین (با شبکه حفاری ۲/۴×۲/۸ متر مربع)، الگوی پیشنهاد شده در آتش‌باری آزمایشی شماره یک و شماره دو

(با شبکه حفاری ۲/۶×۲/۹ متر مربع) در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم و جدول (۴ - ۳۱) نیز جزییات آن را ارائه می‌نماید. همان‌طور که در شکل (۴ - ۳۹) و جدول (۴ - ۳۱) مشاهده می‌شود، درصد وزنی سنگ خرد شده برای ابعاد ۳۰ میلی‌متر (تولید نرمه) نسبت به آتش‌باری با الگوی پیشین تنها حدود ۳ درصد (از ۱۹ درصد به ۱۶ درصد) کاهش یافته و نسبت به آتش‌باری شماره یک از ۱۰ درصد به ۱۶ درصد افزایش یافته است. از طرفی تولید قطعات بزرگ به‌صورت مناسبی کنترل شده و نسبت به آتش‌باری شماره یک از ۷۱ به ۳۵ درصد کاهش یافته است که این مقدار منطقی و مناسب بوده و خردایش مجدد آن‌ها به‌وسیله چکش‌های معدنی در کمترین زمان، امکان‌پذیر است.



شکل (۴ - ۳۹): مقایسه منحنی دانه‌بندی خردایش بر اثر آتش‌باری الگوی پیشین و آتش‌باری شماره یک و شماره دو

جدول (۴ - ۳۱): مقایسه توزیع دانه‌بندی خردایش بر اثر آتش‌باری الگوی پیشین و آتش‌باری شماره یک و شماره دو

درصد وزنی						رده ابعادی (mm)	رده
اختلاف	آتش‌باری شماره دو	آتش‌باری شماره یک	اختلاف	آتش‌باری شماره دو	الگوی پیشین (۲/۴×۲/۸)		
۱۶	۱۶	۱۰	۳	۱۶	۱۹	صفر تا ۳۰	۱
۱۲	۲۰	۸	۹	۲۰	۱۱	۳۰ تا ۷۰	۲
۱۸	۲۹	۱۱	۱۶	۲۹	۱۳	۷۰ تا ۱۴۰	۳
۳۶	۳۵	۷۱	۲۲	۳۵	۵۷	بیش از ۱۴۰	۴

۳-۷-۴- آتش‌باری شماره سه

به دلیل افزایش مقدار خرج هر چال در آتش‌باری آزمایشی شماره دو، تولید قطعات بسیار بزرگ به صورت مناسبی کنترل شده و نسبت به آتش‌باری آزمایشی شماره یک، کاهش چشم‌گیری داشته، اما کماکان نرمه تولید شده در اثر آتش‌باری نسبت به الگوی پیشین، کاهش ملموسی نداشته است. به همین منظور برای کنترل تولید قطعات بزرگ، در این آتش‌باری نسبت به آتش‌باری آزمایشی شماره دو، وزن خرج درون هر چال، ثابت (۱۰ کیلوگرم) نگه‌داشته شده است. از طرفی به منظور کاهش تولید نرمه، شبکه حفاری به ابعاد $۲/۷ \times ۳/۲۵$ متر مربع گسترش یافته است. بنابراین مقدار خرج ویژه برای این آتش‌باری برابر با $۰/۲۳$ کیلوگرم بر متر مکعب است.

در این آتش‌باری نیز مانند آتش‌باری شماره یک و شماره دو، ردیف‌های چال در امتداد ۱۴۵ درجه (راستای مناسب) حفاری شده‌اند. این الگو نیز شامل ۵ ردیف چال است که در هر ردیف، ۱۲ چال وجود دارد. شکل (۴ - ۴۰)، تصویر آرایش چال‌ها در آتش‌باری آزمایشی شماره سه را نشان می‌دهد. جانمایی چال‌ها پس از آتش‌باری آزمایشی دوم انجام شده و بار خرد شده آتش‌باری قبلی و همچنین لبه پله با خط‌چین ضخیم در تصویر مشاهده می‌شود. نتیجه حاصل از آتش‌باری این ۶۰ چال، خردایش حدود ۷۱۱۰ تن سنگ آهک است.

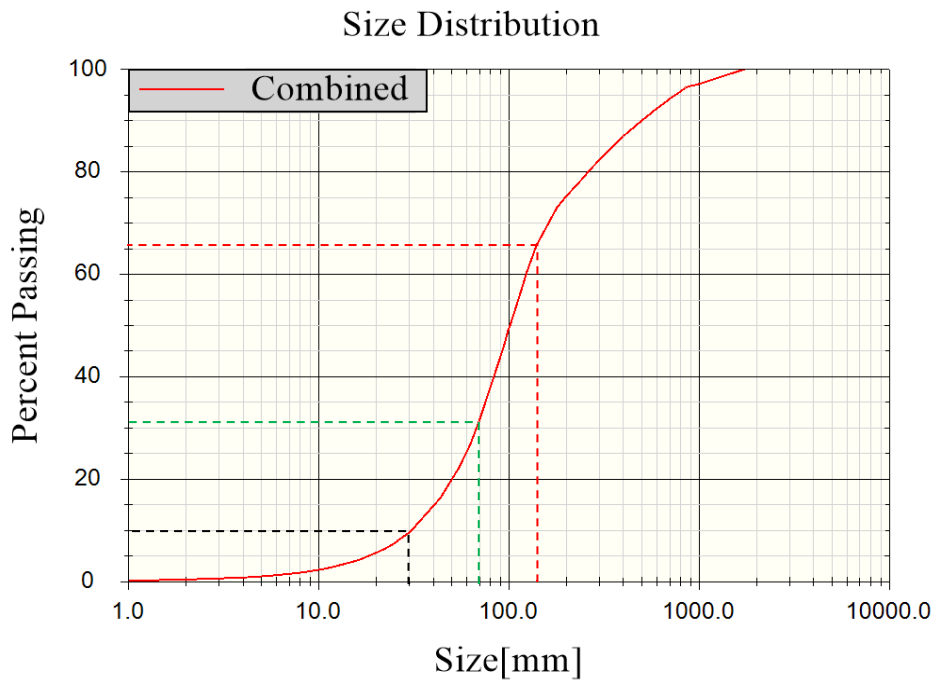


شکل (۴ - ۴۰): آرایش چال‌ها و راستای آتش‌باری آزمایشی شماره سه در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

پس از اجرای آتشباری شماره سه در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم، به منظور تعیین توزیع دانه بندی سنگ های خرد شده، تصاویری از توده سنگ خرد شده تهیه شده است که تعدادی از آنها در شکل (۴ - ۴۱)، به تصویر کشیده شده اند. پس از تهیه تصاویر خردشدگی توده سنگ حاصل از آتشباری آزمایشی شماره سه، این تصاویر مورد پردازش و تحلیل قرار گرفته و نتیجه توزیع دانه بندی توده سنگ خرد شده بر اثر آتشباری آزمایشی شماره سه به صورت نمودار و جدول به ترتیب در شکل (۴ - ۴۲) و جدول (۴ - ۳۲)، ارائه شده است.



شکل (۴ - ۴۱): خردشدگی حاصل از آتشباری آزمایشی شماره سه در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم



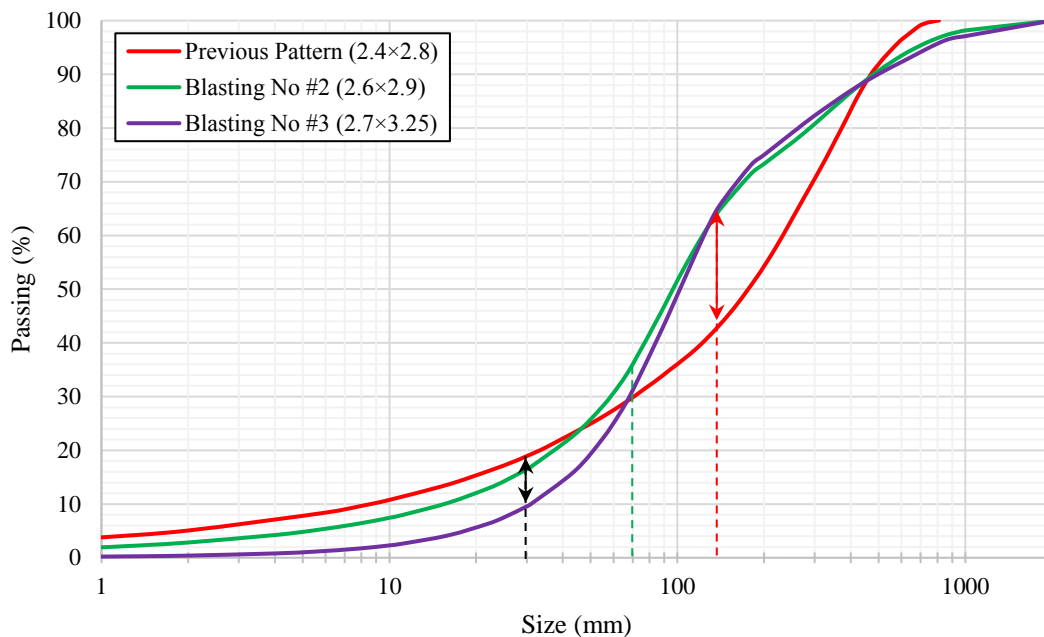
شکل (۴ - ۴۲): منحنی توزیع دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده حاصل از آتش‌باری آزمایشی شماره سه در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

جدول (۴ - ۳۲): توزیع دانه‌بندی سنگ‌های خرد شده حاصل از آتش‌باری شماره سه در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

رده	رده ابعادی (mm)	درصد وزنی	درصد وزنی تجمعی
۱	صفر تا ۳۰	۱۰	۱۰
۲	۳۰ تا ۷۰	۲۱	۳۱
۳	۷۰ تا ۱۴۰	۳۵	۶۶
۴	بیش از ۱۴۰	۳۴	۱۰۰

با توجه به شکل (۴ - ۴۲) و جدول (۴ - ۳۲) مشاهده می‌شود که بار خرد شده بر اثر آتش‌باری آزمایشی شماره سه، دارای حدود ۱۰ درصد ابعاد زیر ۳۰ میلی‌متر (نرمه) است. همچنین درصد وزنی برای ابعاد ۷۰ و ۱۴۰ میلی‌متر به ترتیب برابر ۲۱ و ۳۵ درصد است که می‌توان گفت، ۵۶ درصد بار مذکور در محدوده‌ی ابعاد مورد نیاز (۳۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر) است. همچنین ۳۴ درصد از بار خرد شده ابعادی بیش از ۱۴۰ میلی‌متر داشته که نسبت به آتش‌باری شماره دو، مقدار آن بدون تغییر بوده است. ابعاد بزرگ‌ترین قطعه سنگ حاصل از آتش‌باری نیز، حدود ۱۷۵۰ میلی‌متر برآورد شده است.

شکل (۴ - ۴۳)، نیز منحنی توزیع دانه‌بندی خردایش حاصل از آتش‌باری الگوی پیشین (با شبکه حفاری ۲/۴×۲/۸ متر مربع)، الگوی پیشنهاد شده در آتش‌باری آزمایشی شماره دو (با شبکه حفاری ۲/۶×۲/۹ متر مربع) و شماره سه (با شبکه حفاری ۲/۷×۳/۲۵ متر مربع) در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم و جدول (۴ - ۳۳) نیز جزییات آن را ارایه می‌نماید.



شکل (۴ - ۴۳): مقایسه منحنی دانه‌بندی خردایش بر اثر آتش‌باری الگوی پیشین و آتش‌باری شماره دو و شماره سه
 جدول (۴ - ۳۳): مقایسه توزیع دانه‌بندی خردایش بر اثر آتش‌باری الگوی پیشین و آتش‌باری شماره دو و شماره سه

درصد وزنی						رده ابعادی (mm)	رده
اختلاف	آتش‌باری شماره سه	آتش‌باری شماره دو	اختلاف	آتش‌باری شماره سه	الگوی پیشین (۲/۴×۲/۸)		
۶	۱۰	۱۶	۹	۱۰	۱۹	صفر تا ۳۰	۱
۱	۲۱	۲۰	۱۰	۲۱	۱۱	۳۰ تا ۷۰	۲
۶	۳۵	۲۹	۲۲	۳۵	۱۳	۷۰ تا ۱۴۰	۳
۱	۳۴	۳۵	۲۳	۳۴	۵۷	بیش از ۱۴۰	۴

همان‌طور که در شکل (۴ - ۴۳) و جدول (۴ - ۳۳) مشاهده می‌شود، درصد وزنی سنگ خرد شده برای ابعاد ۳۰ میلی‌متر (تولید نرمه) نسبت به آتش‌باری با الگوی پیشین حدود ۹ درصد (از ۱۹ درصد به ۱۰ درصد) کاهش یافته و نسبت به آتش‌باری شماره دو نیز از ۱۶ درصد به ۱۰ درصد کاهش

یافته است. از طرفی مقدار تولید قطعات بزرگ نیز نسبت به آتش‌باری شماره دو، ثابت مانده است. همچنین در این آتش‌باری، ۵۶ درصد از بار خرد شده در محدود ۳۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر قرار دارد.

۴-۷-۴- انتخاب الگوی مناسب آتش‌باری

همان‌طور که بررسی شد، بهینه‌سازی عملیات آتش‌باری در معدن سنگ آهک جاجرم به‌منظور کاهش تولید سنگ آهک با ابعاد صفر تا ۳۰ میلی‌متر انجام شده است. الگوی آتش‌باری اولیه در سه مرحله آزمایشی و مقیاس واقعی اجرا شده و نتایج حاصل از آن مورد بررسی و تحلیل قرار گرفته است. به‌طور خلاصه، آتش‌باری اول منجر به کاهش نرمه تولیدی و افزایش تولید قطعات بزرگ شده و در آتش‌باری دوم با افزایش وزن خرج در هر چال، تولید قطعات بزرگ کنترل شده اما تولید نرمه نسبت به آتش‌باری اول افزایش یافته است. در نهایت با افزایش ابعاد شبکه حفاری در آتش‌باری سوم، مقدار نرمه و قطعات بزرگ در حد مناسب تولید شده است. جدول (۴ - ۳۴)، ویژگی‌های الگوهای آتش‌باری آزمایشی و جدول (۴ - ۳۵)، نتایج توزیع دانه‌بندی در هر یک از آتش‌باری‌ها را ارائه می‌نماید.

جدول (۴ - ۳۴): ویژگی‌های الگوهای آتش‌باری آزمایشی اجرا شده در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

ردیف	شماره آتش‌باری	B (m)	S (m)	H (m)	J (m)	L (m)	T (m)	I (m)	V (m ³)	SD (m/m ³)	Q (kg)	q (kg/m ³)
۱	شماره یک	۲/۶	۲/۹	۵	۰/۶	۵/۶	۲/۶	۳	۳۷/۷	۰/۱۵	۸	۰/۲۱
۲	شماره دو	۲/۶	۲/۹	۵	۰/۶	۵/۶	۱/۹	۳/۷	۳۷/۷	۰/۱۵	۱۰	۰/۲۷
۳	شماره سه	۲/۷	۳/۲۵	۵	۰/۷	۵/۷	۲	۳/۷	۴۳/۹	۰/۱۳	۱۰	۰/۲۳

جدول (۴ - ۳۵): توزیع دانه‌بندی حاصل از اجرای سه آتش‌باری آزمایشی در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم

رده	رده ابعادی (mm)	درصد وزنی		
		آتش‌باری شماره یک	آتش‌باری شماره دو	آتش‌باری شماره سه
۱	صفر تا ۳۰	۱۰	۱۶	۱۰
۲	۳۰ تا ۷۰	۸	۲۰	۲۱
۳	۷۰ تا ۱۴۰	۱۱	۲۹	۳۵
۴	بیش از ۱۴۰	۷۱	۳۵	۳۴

بنابراین با توجه به کاهش مقدار تولید نرمه و همچنین تولید قطعات بزرگ در حد مناسب، الگوی آتش‌باری اجرا شده سوم با ابعاد شبکه حفاری $2/7 \times 3/25$ متر مربع، به‌عنوان الگوی مناسب برای اجرا در معدن سنگ آهک جاجرم انتخاب شده است.

۸-۴- جمع‌بندی و نتیجه‌گیری

در این فصل ابتدا به معرفی معدن سنگ آهک جاجرم و موقعیت جغرافیایی آن پرداخته شده است. پس از بیان مزایای بهره‌گیری از فناوری پردازش تصویر به‌جای استفاده از تجزیه‌سرندي، مقایسه‌های فنی بین دو نرم‌افزار پردازش تصویر Split Desktop و WipFrag، در شرایط مختلف انجام شده است که در پایان نرم‌افزار Split Desktop به‌عنوان نرم‌افزار مناسب برای تعیین توزیع دانه‌بندی سنگ آهک خرد شده انتخاب شده است. پس از انتخاب نرم‌افزار مناسب، توزیع ابعادی سنگ‌های خرد شده حاصل از آتش‌باری در پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم، با استفاده از الگوی آتش‌باری موجود، تعیین شده است. بر اساس نتایج تحلیل ابعادی حاصل از استفاده از الگوی آتش‌باری فعلی، ۱۹ درصد از بار خرد شده دارای ابعادی بین صفر تا ۳۰ میلی‌متر، ۱۱ درصد دارای ابعاد ۳۰ تا ۷۰ میلی‌متر، ۱۳ درصد با ابعاد ۷۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر و ۵۷ درصد از بار خرد شده دارای ابعاد بیش از ۱۴۰ میلی‌متر است. مطالعات ناپیوستگی‌های منطقه نیز به‌منظور درک سیستم درزه‌داری پله شرقی معدن سنگ آهک جاجرم انجام شده است. پس از آن، طراحی الگوی اولیه آتش‌باری با استفاده از روش تئوری انتقال انرژی انجام شده و با استفاده از روش‌های مختلف تجربی نیز اعتبارسنجی شده است. الگوی اولیه پیشنهاد شده برای اجرا، شبکه حفاری با ابعاد $2/6 \times 2/9$ متر مربع و آرایش لوزی دارد. خرج ویژه در این الگو برابر $0/27$ کیلوگرم بر متر مکعب است. تاخیر بین ردیف‌ها ۳۰ میلی‌ثانیه و تاخیر بین چال‌های هر ردیف، ۱۵ میلی‌ثانیه در نظر گرفته شده و پیشنهاد شده، این الگو در ابعاد ۵ ردیف 14 تایی از چال‌ها با نسبت طول به عرض آتش‌باری معادل $3/1$ اجرا شود.

با توجه به مطالعات ناپیوستگی انجام شده، جهت مناسب آتش‌باری در پله شرقی این معدن انتخاب شده و پیشنهاد شده ردیف‌های چال در امتداد ۱۴۵ درجه حفر شوند. عملیات آتش‌باری در سه مرحله آزمایشی و در مقیاس واقعی انجام شده که آتش‌باری‌های شماره یک و دو با ابعاد شبکه حفاری $2/6 \times 2/9$ متر مربع و آتش‌باری شماره سه با ابعاد شبکه حفاری $2/7 \times 3/25$ متر مربع انجام شده است. پس از اجرای سه مرحله آتش‌باری آزمایشی، مقدار نرمه (سنگ با ابعاد صفر تا ۳۰ میلی‌متر) تولید شده نسبت به آتش‌باری‌های متداول در معدن، از ۱۹ درصد به ۱۰ درصد کاهش یافته است. همچنین در آتش‌باری آزمایشی سوم، ۵۶ درصد از بار خرد شده بر اثر آتش‌باری در محدود ۳۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر قرار گرفته است. بنابراین الگوی آتش‌باری شماره سه با ابعاد شبکه حفاری $2/7 \times 3/25$ متر مربع، به‌عنوان الگوی مناسب برای اجرا در معدن سنگ آهک جاجرم انتخاب و پیشنهاد شده است.

فصل پنجم: ارزیابی فنی و اقتصادی طرح آتش‌باری

پیشنهاد شده

۱-۵- مقدمه

بررسی فنی و اقتصادی، یکی از مراحل مهم در طراحی است، به طوری که می‌تواند راهنمای مفیدی در ارزیابی طرح‌های پیشنهادی باشد. یک طرح بر اساس پارامترهایی نظیر درآمد سالانه، هزینه جاری، استهلاک، سود، مالیات، سود خالص، نقد رسیده، نقد رفته و سرمایه ثابت ارزیابی می‌شود. در ارزیابی این پارامترها نرخ تنزیل (ارزش زمانی پول) نیز باید در نظر گرفته شود [۵۷].

شرط اجرای هر طرح، توجیه‌پذیر بودن آن از نظر اقتصادی است. به عبارت دیگر، اولین قدم در تحلیل و ارزیابی اقتصادی طرح، تعیین سودآوری آن است. معمولاً در سودآوری طرح، مطلوبیت آن از نظر مالی بررسی می‌شود، اما برای تصمیم‌گیری در خصوص مناسب بودن یا مناسب نبودن یک طرح، صرفاً سودآوری آن مطرح نیست، بلکه دستیابی به منافع و نتایج مطلوب نیز باید مد نظر قرار گیرد. بنابراین دستاوردهای فنی و بهبود وضعیت موجود نیز به اندازه سودآوری طرح پیشنهادی با اهمیت بوده و یکی از شرایط اجرای هر طرح است [۵۸].

۲-۵- ارزیابی فنی و اقتصادی طرح آتش‌باری پیشنهادی

در این بخش، طرح آتش‌باری پیشنهادی از لحاظ فنی و اقتصادی با طرح فعلی مقایسه می‌شود. منظور از طرح فعلی، طرحی است که تا قبل از ارایه طرح پیشنهادی در حال اجرا بوده است. مشخصات اصلی طرح فعلی با استفاده از داده‌های ثبت شده برای هر یک از بلوک‌های آتش‌باری شده در مدت شش ماه، تعیین شده است. شایان ذکر است که در این پروژه، ارزیابی و مقایسه دو طرح از دیدگاه تعیین اختلاف هزینه‌ها مد نظر است. بنابراین کلیه هزینه‌های ثابت و جاری (از جمله ماشین‌آلات، تاسیسات، تعمیر و نگهداری، پرسنلی، سوخت، غذا و غیره) که در هر دو طرح یکسان است، برای هر دو طرح ثابت در نظر گرفته شده و فقط اختلاف هزینه‌کرد برای خرج ویژه و حفاری ویژه دو طرح و همچنین عواید حاصل از کاهش نرمه در طرح جدید، مورد بررسی قرار گرفته است. مشخصات الگوی آتش‌باری فعلی و الگوی آتش‌باری پیشنهاد شده در جدول (۵ - ۱)، ارایه شده است.

جدول (۵ - ۱): ویژگی‌های الگوی آتش‌باری فعلی و الگوی آتش‌باری پیشنهادی

ردیف	ویژگی‌های الگو			نوع الگوی آتش‌باری
	پارامتر	واحد	الگوی فعلی	الگوی پیشنهادی
۱	آرایش چال‌ها	-	مستطیلی	لوزی
۲	بارسنگ	m	۲/۴	۲/۷
۳	فاصله‌داری چال‌ها در یک ردیف		۲/۸	۳/۲۵
۴	طول چال		۵/۵	۵/۷
۵	خرج ویژه	kg/m ³	۰/۲۸	۰/۲۳
		kg/ton	۰/۱۰۴	۰/۰۸۴
۶	حفاری ویژه	m/m ³	۰/۱۶	۰/۱۳
		m/ton	۰/۰۶	۰/۰۴۸

جدول (۵ - ۲)، نیز توزیع دانه‌بندی سنگ آهک خرد شده بر اثر آتش‌باری با استفاده از پردازش

تصویر از طرح فعلی با شبکه حفاری ۲/۴×۲/۸ متر مربع و همچنین توزیع دانه‌بندی طرح پیشنهادی با شبکه حفاری ۲/۷×۳/۲۵ متر مربع را ارایه کرده است.

جدول (۵ - ۲): توزیع دانه‌بندی حاصل از اجرای الگوی آتش‌باری فعلی و پیشنهادی

ردیف	رده ابعادی (mm)	درصد وزنی		
		الگوی فعلی (۲/۴×۲/۸)	الگوی پیشنهادی (۲/۷×۳/۲۵)	اختلاف
۱	صفر تا ۳۰	۱۹	۱۰	۹
۲	۳۰ تا ۷۰	۱۱	۲۱	۱۰
۳	۷۰ تا ۱۴۰	۱۳	۳۵	۲۲
۴	۱۴۰ تا ۶۰۰	۵۳	۲۶	۲۷
۵	بیش از ۶۰۰	۴	۸	۴

با توجه به جدول (۵ - ۲)، مقدار تولید نرمه بر اثر آتش‌باری در طرح پیشنهادی نسبت به طرح

فعلی، حدود ۹ درصد کاهش یافته است. بنابراین مقدار اتلاف ماده معدنی در هر آتش‌باری، حدود ۹ درصد کاهش می‌یابد که باعث افزایش تولید ماده معدنی خواهد شد.

همان طور که پیش تر گفته شد، در معدن سنگ آهک جاجرم، به طور متوسط، روزانه ۲۰۰۰ تن سنگ آهک استخراج می شود که پس از خردایش و دانه بندی در تاسیسات موجود در معدن، در ابعاد ۳۰ تا ۷۰ میلی متر و ۷۰ تا ۱۴۰ میلی متر به عنوان محصول به کارخانه آلومینا حمل می شود و سنگ های با ابعاد صفر تا ۳۰ میلی متر به صورت باطله دیو می شود.

مقایسه دو طرح از نظر کاهش تولید نرمه برای شرایطی بررسی شده که فقط نرمه تولید شده بر اثر آتش باری در معدن ملاک باشد و فرض شود تمام سنگ آهک آتش باری شده با ابعاد بزرگ تر از ۳۰ میلی متر که از معدن به مدار خردایش و طبقه بندی حمل شده است، مورد استفاده قرار گیرد.

با توجه به قیمت فروش هر تن سنگ آهک قابل استفاده در کوره های ایستاده که در حدود ۱۳۰ هزار ریال است و از سوی دیگر، با عنایت به کاهش ۹ درصدی تولید نرمه در معدن که معادل ۱۸۰ تن در روز است، متوسط درآمد حاصل از تولید سنگ آهک در طرح آتش باری پیشنهادی با شبکه حفاری ۲/۷×۳/۲۵ متر مربع در مقایسه با طرح آتش باری فعلی با شبکه حفاری ۲/۴×۲/۸ متر مربع، معادل با ۲۳/۴ میلیون ریال در روز است. بنابراین می توان گفت با اجرای طرح آتش باری پیشنهاد شده، متوسط درآمد روزانه حاصل از تولید سنگ آهک در معدن جاجرم، ۲۳/۴ میلیون ریال افزایش خواهد یافت. همچنین متوسط درآمد ماهانه (۳۰ روز) و سالانه (۳۶۰ روز) حاصل از تولید سنگ آهک در معدن جاجرم، به ترتیب معادل ۷۰۲ میلیون ریال و ۸۴۲۴ میلیون ریال افزایش در پی خواهد داشت. ارقام مذکور در جدول (۵ - ۳)، ارایه شده است.

جدول (۵ - ۳): متوسط درآمد حاصل از تولید سنگ آهک در معدن جاجرم به طور روزانه، ماهانه و سالانه

متوسط درآمد (ریال)			مدت زمان	ردیف
اختلاف	الگوی پیشنهادی (۲/۷×۳/۲۵)	الگوی فعلی (۲/۴×۲/۸)		
۲۳۴۰۰۰۰۰	۲۳۴۰۰۰۰۰	۲۱۰۶۰۰۰۰۰	روزانه	۱
۷۰۲۰۰۰۰۰۰	۷۰۲۰۰۰۰۰۰	۶۳۱۸۰۰۰۰۰	ماهانه	۲
۸۴۲۴۰۰۰۰۰۰	۸۴۲۴۰۰۰۰۰۰	۷۵۸۱۶۰۰۰۰۰	سالانه	۳

علاوه بر مزیت اقتصادی فوق، کاهش نرمه تولید شده بر اثر آتش‌باری، باعث می‌شود فضای کمتری برای دپوی باطله (نرمه) نیاز باشد. در نتیجه هزینه‌های مربوط به انتقال باطله و دپوکاری دمپ باطله کاهش یابد. همچنین کاهش نرمه تولید شده بر اثر آتش‌باری، افزایش ظرفیت و راندمان مدار سنگ‌شکنی و طبقه‌بندی را در پی خواهد داشت.

با توجه به جدول (۵ - ۲)، مشاهده می‌شود که در طرح آتش‌باری پیشنهادی، مقدار سنگ آهک خرد شده بر اثر آتش‌باری با ابعاد بین ۳۰ تا ۷۰ میلی‌متر، نسبت به طرح فعلی ۱۰ درصد (از ۱۱ درصد به ۲۱ درصد) افزایش یافته است. همچنین در طرح پیشنهادی، مقدار سنگ آهک خرد شده بر اثر آتش‌باری با ابعاد بین ۷۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر نیز نسبت به طرح فعلی ۲۲ درصد (از ۱۳ درصد به ۳۵ درصد) افزایش داشته که نشان‌دهنده خردشدگی با ابعاد ریزتر، نسبت به آتش‌باری با الگوی فعلی است. شایان ذکر است در طرح آتش‌باری فعلی، حدود ۲۴ درصد از سنگ‌های خرد شده بر اثر آتش‌باری در محدوده مورد نیاز (۳۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر) است. در حالی که در طرح آتش‌باری پیشنهادی، حدود ۵۶ درصد از سنگ‌های خرد شده بر اثر آتش‌باری، در محدوده مورد نیاز است که کاهش نیاز به عملیات سنگ‌شکنی را در پی خواهد داشت.

همان‌طور که در جدول (۵ - ۲) ملاحظه می‌شود، در طرح پیشنهادی، درصد وزنی سنگ آهک خرد شده بر اثر آتش‌باری با ابعاد بین ۱۴۰ تا ۶۰۰ میلی‌متر نسبت به طرح فعلی، حدود ۲۷ درصد (از ۵۳ درصد به ۲۶ درصد) کاهش یافته که نشان‌دهنده خردشدگی بیشتر ابعاد درشت‌دانه در الگوی آتش‌باری پیشنهادی است. در خصوص تولید قطعات بزرگ‌تر از ۶۰۰ میلی‌متر، در طرح پیشنهادی نسبت به طرح فعلی، ۴ درصد (از ۴ درصد به ۸ درصد) افزایش داشته است. شایان ذکر است بر اساس قرارداد بین کارفرما و پیمان‌کار، حضور و فعالیت چکش مکانیکی در سینه‌کار ضروری بوده و هزینه آن در نظر گرفته شده است. بنابراین افزایش سنگ خرد شده با ابعاد بیشتر از ۶۰۰ میلی‌متر نیز مشکل‌ساز نخواهد شد، هرچند افزایش ۴ درصدی قطعات سنگ بزرگ‌تر از ۶۰۰ میلی‌متر، قابل چشم‌پوشی است.

همچنین به دلیل درزه‌داری شدید سنگ آهک در معدن جاجرم، کاهش ابعاد قطعات بزرگ حین بارگیری، باربری و باراندازی نیز امری بدیهی است.

همان‌طور که بررسی شد، کاهش نرمه تولید شده بر اثر آتش‌باری با استفاده از طرح پیشنهادی باعث افزایش تولید ماده معدنی و افزایش سودآوری شده است. علاوه بر آن، باید طرح فعلی و پیشنهادی از نظر هزینه‌های متغیر (هزینه‌های حفاری و ماده منفجره) نیز با یکدیگر مقایسه شوند. مجموع هزینه‌های روزانه حفاری و ماده منفجره در هر طرح با استفاده از رابطه (۱-۵)، قابل برآورد است.

$$C_t = [(q \times C_e) + (SD \times C_d)] \times P \quad (1-5)$$

که در آن:

C_t مجموع هزینه‌های روزانه حفاری و ماده منفجره بر حسب ریال، q خرج ویژه بر حسب کیلوگرم بر تن، C_e هزینه واحد ماده منفجره بر حسب ریال بر کیلوگرم، SD حفاری ویژه بر حسب متر بر تن، C_d هزینه واحد حفاری بر حسب ریال بر متر و P مقدار استخراج روزانه ماده معدنی بر حسب تن است.

در جدول (۱ - ۵)، مقادیر حفاری ویژه و خرج ویژه برآورد شده برای طرح آتش‌باری فعلی و طرح پیشنهاد شده، ارائه شده است. همچنین پیش‌تر بیان شد که خرج اصلی در معدن سنگ آهک جاجرم، آنفوی فله‌ای است. هزینه خرید هر کیلوگرم آنفوی فله‌ای با احتساب ۹ درصد ارزش افزوده، در حدود ۱۷۴۰۰ ریال است که با در نظر گرفتن هزینه‌های تامین، حمل و نقل و خرج‌گذاری به حدود ۳۰۰۰۰ ریال افزایش می‌یابد. همچنین هزینه هر متر حفاری چال با سرمته‌ای با قطر ۲/۵ اینچ (۶۴ میلی‌متر) حدود ۷۵۰۰۰ ریال است.

با توجه به این که در معدن سنگ آهک جاجرم، به‌طور متوسط، روزانه ۲۰۰۰ تن سنگ آهک استخراج می‌شود، مجموع هزینه‌های روزانه حفاری و ماده منفجره برای طرح آتش‌باری فعلی با شبکه

حفاری ۲/۴×۲/۸ متر مربع و طرح آتش‌باری پیشنهادی با شبکه حفاری ۲/۷×۳/۲۵ متر مربع به ترتیب در جدول (۵ - ۴) و جدول (۵ - ۵)، ارایه شده است.

جدول (۵ - ۴): هزینه‌های روزانه حفاری و ماده منفجره در طرح آتش‌باری فعلی با شبکه حفاری ۲/۴×۲/۸ متر مربع

مجموع هزینه‌ها (ریال)	مقدار استخراج روزانه (تن)	هزینه واحد حفاری (ریال بر متر)	حفاری ویژه (متر بر تن)	هزینه واحد آنفو (ریال بر کیلوگرم)	خرج ویژه (کیلوگرم بر تن)
۱۵۲۴۰۰۰۰	۲۰۰۰	۷۵۰۰۰	۰/۰۶	۳۰۰۰۰	۰/۱۰۴

جدول (۵ - ۵): هزینه‌های روزانه حفاری و ماده منفجره در طرح آتش‌باری پیشنهادی با شبکه حفاری ۲/۷×۳/۲۵ متر مربع

مجموع هزینه‌ها (ریال)	مقدار استخراج روزانه (تن)	هزینه واحد حفاری (ریال بر متر)	حفاری ویژه (متر بر تن)	هزینه واحد آنفو (ریال بر کیلوگرم)	خرج ویژه (کیلوگرم بر تن)
۱۲۲۴۰۰۰۰	۲۰۰۰	۷۵۰۰۰	۰/۰۴۸	۳۰۰۰۰	۰/۰۸۴

در جدول (۵ - ۶)، اختلاف مجموع هزینه‌های روزانه حفاری و ماده منفجره در طرح آتش‌باری فعلی و پیشنهاد شده، ارایه شده است. با توجه به جدول (۵ - ۶)، اختلاف مجموع هزینه‌های روزانه حفاری و ماده منفجره در طرح آتش‌باری فعلی و پیشنهاد شده برابر با ۳ میلیون ریال است. بنابراین می‌توان گفت با اجرای طرح آتش‌باری پیشنهاد شده، در حدود ۲۰ درصد، معادل با ۳ میلیون ریال در مجموع هزینه‌های روزانه حفاری و ماده منفجره، در معدن سنگ آهک جاجرم صرفه‌جویی خواهد شد.

جدول (۵ - ۶): اختلاف مجموع هزینه‌های روزانه حفاری و ماده منفجره در طرح آتش‌باری فعلی و پیشنهاد شده

ردیف	نوع طرح	هزینه ماده منفجره (ریال)	هزینه حفاری (ریال)	مجموع هزینه‌ها (ریال)
۱	طرح فعلی	۶۲۴۰۰۰۰	۹۰۰۰۰۰۰	۱۵۲۴۰۰۰۰
۲	طرح پیشنهادی	۵۰۴۰۰۰۰	۷۲۰۰۰۰۰	۱۲۲۴۰۰۰۰
۳	اختلاف	۱۲۰۰۰۰۰	۱۸۰۰۰۰۰	۳۰۰۰۰۰۰

همچنین کاهش ماهانه (۳۰ روز) و سالانه (۳۶۰ روز) مجموع هزینه‌های حفاری و ماده منفجره در معدن سنگ آهک جاجرم، به ترتیب برابر با ۹۰ میلیون ریال و ۱۰۸۰ میلیون ریال خواهد بود. ارقام مذکور در جدول (۵ - ۷)، ارایه شده است.

جدول (۵ - ۷): کاهش روزانه، ماهانه و سالانه مجموع هزینه‌های حفاری و ماده منفجره در معدن سنگ آهک جاجرم

ردیف	مدت زمان	مقدار کاهش هزینه‌ها (ریال)
۱	روزانه	۳۰۰۰۰۰۰
۲	ماهانه	۹۰۰۰۰۰۰۰
۳	سالانه	۱۰۸۰۰۰۰۰۰۰

اگر مجموع اختلاف درآمد تولید و هزینه‌های حفاری و ماده منفجره، به‌عنوان سودآوری طرح آتش‌باری پیشنهاد شده در نظر گرفته شود، می‌توان گفت سودآوری روزانه حاصل از اجرای طرح آتش‌باری پیشنهاد شده با شبکه حفاری $۲/۷ \times ۳/۲۵$ متر مربع، برابر با $۲۶/۴$ میلیون ریال خواهد بود. سودآوری ماهانه و سالانه حاصل از اجرای طرح آتش‌باری پیشنهاد شده نیز به‌ترتیب معادل ۷۹۲ میلیون ریال و ۹۵۰۴ میلیون ریال خواهد بود. جدول (۵ - ۸)، ارقام مذکور را ارایه می‌نماید.

جدول (۵ - ۸): سودآوری حاصل از اجرای طرح آتش‌باری پیشنهاد شده با شبکه حفاری $۲/۷ \times ۳/۲۵$ متر مربع

ردیف	مدت زمان	متوسط درآمد (ریال)	مقدار کاهش هزینه‌ها (ریال)	مقدار سودآوری (ریال)
۱	روزانه	۲۳۴۰۰۰۰۰	۳۰۰۰۰۰۰	۲۶۴۰۰۰۰۰
۲	ماهانه	۷۰۲۰۰۰۰۰۰	۹۰۰۰۰۰۰۰	۷۹۲۰۰۰۰۰۰
۳	سالانه	۸۴۲۴۰۰۰۰۰۰	۱۰۸۰۰۰۰۰۰۰	۹۵۰۴۰۰۰۰۰۰

۳-۵- جمع‌بندی و نتیجه‌گیری

در این فصل، طرح آتش‌باری پیشنهاد شده با شبکه حفاری $۲/۷ \times ۳/۲۵$ متر مربع، از دیدگاه فنی و اقتصادی مورد ارزیابی قرار گرفته است. با توجه به کاهش ۹ درصدی تولید نرمه حاصل از آتش‌باری، علاوه بر کاهش اتلاف ماده معدنی و هزینه‌های مربوط به آن، عواید حاصل از کاهش نرمه به‌صورت روزانه، ماهانه و سالانه به‌ترتیب برابر با $۲۳/۴$ میلیون ریال، ۷۰۲ میلیون ریال و ۸۴۲۴ میلیون ریال افزایش خواهد یافت. همچنین با اجرای طرح آتش‌باری پیشنهادی، هزینه‌های حفاری و ماده منفجره در حدود ۲۰ درصد و به‌صورت روزانه، ماهانه و سالانه، به‌ترتیب معادل ۳ میلیون ریال، ۹ میلیون ریال و ۱۰۸۰ میلیون ریال کاهش خواهد یافت. در نهایت به‌طور کلی، سودآوری حاصل از اجرای طرح

آتش‌باری پیشنهادی به صورت روزانه معادل با ۲۶/۴ میلیون ریال، ماهانه برابر با ۷۹۲ میلیون ریال و سالانه برابر با ۹۵۰۴ میلیون ریال پیش‌بینی می‌شود.

فصل ششم: نتیجه‌گیری و پیشنهادها

۱-۶- نتیجه گیری

کارخانه آلومینای جاجرم برای انحلال بوکسیت، سنگ آهک مورد نیاز خود را با ابعاد بین ۳۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر از معدن سنگ آهک در نزدیکی خود تامین می‌نماید. با توجه به غیر قابل استفاده بودن سنگ آهک با ابعاد زیر ۳۰ میلی‌متر (نرمه) در کارخانه آلومینای جاجرم، تولید نرمه قابل توجه در معدن سنگ آهک جاجرم و همچنین عدم وجود سابقه پژوهشی در این معدن، سعی بر آن است که با بهره‌گیری از مطالعات انجام شده در گذشته و دانش موجود، تولید نرمه سامان‌بخشی شود. به‌همین منظور، عوامل اثرگذار در طراحی الگوی آتش‌باری و خردایش ناشی از آن معرفی شده و هر یک از آنها به‌طور مفصل تشریح شده است.

در این پژوهش، از فناوری پردازش تصویر دیجیتال برای تعیین دانه‌بندی سنگ آهک خرد شده بر اثر انفجار استفاده شده و همچنین قواعد مهم و اساسی در تهیه تصاویر از نمونه سنگ‌های مورد نیاز نیز بیان شده است. به‌منظور انتخاب نرم‌افزار پردازش تصویر مناسب، نرم‌افزارهای Split Desktop و WipFrag از دیدگاه‌های مختلف با یکدیگر مقایسه شده‌اند. علاوه بر اعتبارسنجی نرم‌افزارهای مذکور با نتایج تجزیه سرنندی، این دو نرم‌افزار از نقطه‌نظر تاثیر نوع مرزبندی، دوران تصویر و تفکیک تصویر بر نتایج پردازش مورد مقایسه قرار گرفته‌اند. با توجه به نتیجه بررسی‌ها، نرم‌افزار Split Desktop نسبت به نرم‌افزار WipFrag از سازگاری بیشتری با سنگ آهک خرد شده برخوردار بوده و کمترین اثرپذیری را از شرایط مختلف داشته است. بنابراین نرم‌افزار Split Desktop به‌عنوان نرم‌افزار پردازش تصویر مناسب انتخاب شده و تعیین دانه‌بندی سنگ آهک خرد شده با استفاده از این نرم‌افزار انجام شده است. پس از پردازش تصاویر توده‌سنگ آتش‌باری شده با الگوی موجود در معدن با شبکه حفاری $2/4 \times 2/8$ متر مربع مشخص شده که ۱۹ درصد از بار خرد شده را ابعاد زیر ۳۰ میلی‌متر (نرمه) تشکیل می‌دهد. همچنین توده‌سنگ آتش‌باری شده دارای ۱۱ درصد سنگ با ابعاد ۳۰ تا ۷۰ میلی‌متر و ۱۳ درصد سنگ با ابعاد ۷۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر است. بنابراین فقط ۲۴ درصد از ابعاد توده‌سنگ آتش‌باری

شده در محدوده ۳۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر بوده که سنگ‌های با ابعاد زیر ۳۰ میلی‌متر به دپوی باطله و سنگ‌های با ابعاد بالای ۱۴۰ میلی‌متر به مدار سنگ‌شکنی منتقل می‌شود.

در این پروژه به‌منظور برداشت ناپیوستگی‌های بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم، از روش‌های پیمایش خطی و برداشت پنجره‌ای استفاده شده است. پس از برداشت ناپیوستگی‌های موجود و انجام تحلیل‌های آماری بر روی داده‌های برداشت شده، سیستم درزه‌داری این بلوک مشخص شده است. دسته درزه اول با شیب ۸۱ درجه و جهت شیب ۲۲۰ درجه، دسته درزه دوم با شیب ۷۷ درجه و جهت شیب ۷۱ درجه و دسته درزه سوم با شیب ۳۷ درجه و جهت شیب ۱۴۲ درجه، دسته درزه‌های اصلی پله مذکور هستند. چگالی درزه در دسته‌داری اول، دوم و سوم نیز به ترتیب معادل ۳/۶۷، ۲/۶۱ و ۲/۶۶ بر متر (m^{-1}) برآورد شده است. با توجه به برداشت‌های انجام شده، مدل شبکه ناپیوستگی‌های مجزای بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم ساخته شده است. با توجه به این‌که فراوانی ناپیوستگی‌های برداشت شده از سطح نمایان پله ۴/۷۸ ناپیوستگی بر متر و فراوانی ناپیوستگی در خط برداشت شبیه‌سازی شده در مدل ۵/۲۳ ناپیوستگی بر متر است، بنابراین مقدار خطا معادل ۸ درصد بوده و مدل ساخته شده از اعتبار مناسبی برخوردار است.

طراحی الگوی اولیه آتش‌باری با استفاده از روش تئوری انتقال انرژی انجام شده و با استفاده از روش‌های مختلف تجربی نیز اعتبارسنجی شده است. الگوی اولیه پیشنهاد شده برای اجرا، شبکه حفاری با ابعاد ۲/۹×۲/۶ متر مربع و آرایش لوزی دارد. با توجه به مطالعات درزه‌نگاری انجام شده در بلوک شرقی معدن سنگ آهک جاجرم و همچنین تاثیر بیشتر انرژی‌های حبابی آنفو نسبت به انرژی ضربه‌ای آن در خرد کردن و جابجایی سنگ، جهت مناسب آتش‌باری در این بلوک تعیین شده است. با توجه به سیستم درزه‌داری بلوک شرقی، آتش‌باری‌ها در این پله در راستای عمود بر امتداد دسته درزه‌های اول و دوم (عمود بر امتداد ۵۵ درجه) انجام پذیرفته است که پیشنهاد می‌شود ردیف‌های چال در امتداد ۱۴۵ حفاری شوند.

بهبودسازی عملیات آتشباری در سه مرحله آزمایشی و در مقیاس واقعی انجام شده که آتشباری‌های شماره یک و دو با ابعاد شبکه حفاری $2/6 \times 2/9$ متر مربع و آتشباری شماره سه با ابعاد شبکه حفاری $2/7 \times 3/25$ متر مربع انجام شده است. پس از اجرای سه مرحله آتشباری آزمایشی، مقدار نرمه تولید شده (سنگ آهک با ابعاد صفر تا ۳۰ میلی‌متر) نسبت به آتشباری‌های متداول در معدن، از ۱۹ درصد به ۱۰ درصد کاهش یافته است. همچنین ۵۶ درصد از بار خرد شده بر اثر آتشباری در محدود ۳۰ تا ۱۴۰ میلی‌متر قرار دارد. بنابراین الگوی آتشباری شماره سه با شبکه حفاری $2/7 \times 3/25$ متر مربع، به‌عنوان الگوی مناسب برای اجرا در معدن سنگ آهک جاجرم انتخاب و پیشنهاد شده است. در پایان این پروژه، طرح آتشباری پیشنهاد شده با شبکه حفاری $2/7 \times 3/25$ متر مربع، از دیدگاه فنی و اقتصادی مورد ارزیابی قرار گرفته است. با توجه به کاهش ۹ درصدی تولید نرمه حاصل از آتشباری، عواید حاصل از آن به‌صورت روزانه، ماهانه و سالانه به‌ترتیب معادل $23/4$ میلیون ریال، 702 میلیون ریال و 8424 میلیون ریال افزایش خواهد یافت. همچنین با اجرای طرح آتشباری پیشنهادی، هزینه‌های حفاری و ماده منفجره در حدود ۲۰ درصد و به‌صورت روزانه، ماهانه و سالانه به‌ترتیب معادل ۳ میلیون ریال، ۹۰ میلیون ریال و ۱۰۸۰ میلیون ریال کاهش خواهد یافت. در نهایت به‌طور کلی، سودآوری حاصل از اجرای طرح آتشباری پیشنهادی به‌صورت روزانه برابر با $26/4$ میلیون ریال، ماهانه معادل ۷۹۲ میلیون ریال و سالانه برابر با ۹۵۰۴ میلیون ریال پیش‌بینی شده است.

۲-۶- پیشنهادها

با توجه به اهمیت عملیات آتشباری و خردایش حاصل از آن در معادن روباز، توصیه می‌شود پیشنهادهای زیر برای انجام پروژه‌های تحقیقاتی و دانشجویی مد نظر قرار گرفته شود.

- ۱- با توجه به مطالعات انجام شده در خصوص ناپیوستگی‌های منطقه و همچنین مدل DFN ساخته شده، پیشنهاد می‌شود مسیر خروج گازهای حاصل از انفجار و نرخ خروج آن از ناپیوستگی‌های بلوک، توسط نرم‌افزارهای عددی، مدل‌سازی شده و مورد تحلیل قرار گیرد.

- ۲- با توجه به استفاده از آتش‌باری الکتریکی در معدن سنگ آهک جاجرم، توصیه می‌شود کاربرد نائل و خردشدگی حاصل از به‌کارگیری آن در آتش‌باری‌ها، مورد بررسی قرار گیرد.
- ۳- با توجه به محدودیت مدت زمان انجام پروژه، دستاوردهای حاصل از این تحقیق طی سه مرحله آتش‌باری به‌دست آمده است. توصیه می‌شود آتش‌باری‌های آزمایشی در چند مرحله بیشتر نیز مورد بررسی قرار گیرد. بدیهی است هرچه تعداد آتش‌باری‌ها بیشتر باشد، فرآیند بهینه‌سازی عملیات آتش‌باری و انتخاب الگوی مناسب، با اطمینان بیشتری انجام می‌شود.
- ۴- به‌دلیل محدودیت کارفرمای معدن در تهیه سرمته حفاری با قطر بیش از ۶۴ میلی‌متر، تمامی طراحی‌ها بر مبنای قطر چال ۶۴ میلی‌متری انجام شده است. پیشنهاد می‌شود طراحی الگو و بهینه‌سازی عملیات آتش‌باری با استفاده از قطر چال بزرگ‌تر نیز انجام شود.

مراجع و منابع

- [1] Hustrulid, W., *Blasting Principles for Open Pit Mining*, Rotterdam, Netherlands: A.A. Balkema, 1999.
- [2] Michaud, P., R., Lizotte, Y., C., Scoble, M., J., "Rock Fragmentation and Mining Productivity: Characterisation and Case Studies," 23rd Annual Conference on Explosives and Blasting Technique, Amsterdam, 1997.
- [3] Mackenzie, A., S., "Optimum Blasting," 28th Annual Minnesota Mining Symposium, Johannesburg, South Africa, 1967.
- [4] Bhandari, S., "Fines and Dust Generation and Control in Rock Fragmentation by Blasting," 10th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, New Dehli, 2012.
- [5] Adamson, W., R., Scherpenisse, C., R., Diaz, J., C., "The Use of Blast Monitoring/Modeling Technology for the Optimization of Development Blasting," in Proc. Explo-99, Kalgoorlie, WA, 1999.
- [6] Singh, S., P., Narendrula, R., "Causes, Implications and Control of Oversize During Blasting," 9th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Fragblast 9, Granada, Spain, 2009.
- [7] Hamdi, E., Du Mouza, J., Fleurisson, J., A., "Evaluation of the Part of Blasting Energy Used for Rock Mass Fragmentation," Fragblast, The International Journal for Blasting and Fragmentation, vol. 5, no. 3, pp. 180 - 193, 2001.
- [۸] محمود نژاد؛ ا.، "تحلیل منحنی‌های دانه‌بندی توده‌سنگ خردشده توسط نرم‌افزارهای پردازش تصویر و مقایسه آن با شرایط واقعی"، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود، ۱۳۸۹.
- [۹] احمدی؛ س.، "بهینه‌سازی خرج ویژه به‌منظور کاهش هزینه‌ها در انفجارهای معدن شماره یک سنگ آهن گل‌گهر"، طرح پژوهشی، شهید باهنر کرمان، ۱۳۹۲.
- [۱۰] سایت شرکت آلومینای ایران، www.iranalumina.ir
- [۱۱] استوار؛ ر.، آتش‌کاری در معادن، جلد اول، تهران: انتشارات جهاد دانشگاهی صنعتی امیرکبیر، ۱۳۸۲.

- [۱۲] اسکندری‌نژاد؛ ا.، "طراحی الگوی آتش‌کاری معادن روباز جهت خردایش مناسب، مورد مطالعاتی: معدن سنگ آهن سنگان"، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود، ۱۳۹۵.
- [13] Mishra, A., "Design of Surface Blasts - A Computational Approach," MSc thesis, National institute of technology Rourkela, 2009.
- [14] Bhandari, S., Engineering Rock Blasting Operation, Rotterdam, Netherlands: A.A.Balkema, 1997.
- [15] Rout, M., Kumar, C., Optimization of Blasting Parameters in Opencast Mines, MSc thesis: National institute of technology Rourkela, 2007.
- [۱۶] سالارنژاد؛ ع.، "ارایه الگوی مناسب چال‌زنی و آتش‌کاری معدن سنگ آهک کارخانه سیمان سیستان با در نظر گرفتن پارامترهای فنی"، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود، ۱۳۹۶.
- [17] Bozic, B., "Control of Fragmentation by Blasting," Rudarsko geolosko naftni zbornik, vol. 10, pp. 49-57, 1998.
- [۱۸] مومیوند؛ ح.، "ارایه روشی جدید برای طراحی الگوی چال‌های انفجار در معادن روباز"، نشریه دانشکده فنی، جلد ۴۱، شماره سوم، صفحه ۳۵۵ تا ۳۶۱، ۱۳۸۶.
- [۱۹] بخشنده امنیه؛ ح.، مالکی‌نژاد؛ ح.، "ارایه مدل تجربی پیش‌بینی متوسط ابعاد خردشدگی حاصل از انفجار در توده‌سنگ کنگلومرای سد گتوند علیا"، نشریه علمی پژوهشی مدیریت انرژی، جلد دوم، شماره سوم، صفحه ۲۰ تا ۲۷، ۱۳۹۱.
- [20] Hudaverdi, T., Kuzu, C., Fisne, A., "Investigation of the Blast Fragmentation Using the Mean Fragment Size and Fragmentation Index," International journal of rock mechanics and mining sciences, vol. 56, pp. 136-145, 2012.
- [21] Peng, Y., Wang, X., Zhou, W., Lu, M., C., Chuanbing, Z., "Simulation of Bench Blasting Consideration Fragmentation Size Distribution," International journal of impact engineering, 2013.
- [۲۲] لشنی‌زند؛ م.، حمزه‌نژاد؛ ا.، امیری حسینی؛ خ.، "بررسی تاثیر نوع پرایمر بر خردایش آتش‌باری، مورد مطالعاتی: معدن شماره یک گل‌گهر"، فصل‌نامه پژوهشی پژوهشگر، شماره ۱۶، ۱۳۹۴.

[23] Jahani, M., Taji, M., "Comparison of Empirical Fragmentation Models at the Gol-e-Gohar Iron Ore Mine," The 11th international symposium on rock fragmentation by blasting, vol. 11, pp. 707-713, 2015.

[24] Katsabanis, P., D., Omid, O., "The Effect of Delay Time on Fragmentation Distribution through Small- and Medium Scale Testing and Analysis," The 11th international symposium on rock fragmentation by blasting, vol. 11, pp. 715-720, 2015.

[25] Singh, P., K., Roy, M., P., Drebenstedt, C., Prasad, B., "Blast Design Parameters and Their Impact on Rock Fragmentation," The 11th international symposium on rock fragmentation by blasting, vol. 11, pp. 755-762, 2015.

[26] Akbari, M., Lashkaripour, Gh., Yarahamdi Bafghi, A., Ghafoori, M., "Blastability Evaluation for Rock Mass Fragmentation in Iran Central Iron Ore Mines," International Journal of Mining Science and Technology, vol. 25, no. 1, pp. 59 - 66, 2015.

[27] Dunford, J., "Control and Prediction of Blast Fragmentation and its Impact on Comminution," Laboris Gloria Ludi - Camborne School of Mines Association, Cornwall, England, 2016.

[28] Prasad, S., Choudhary, B., S., Mishra, A., K., "Effect of Stemming to Burden Ratio and Powder Factor on Blast Induced Rock Fragmentation – A Case Study," in Materials Science and Engineering, Narsimha Reddy Engineering College, India, 2017.

[29] Lopez Jimeno, C., Lopez Jimeno, E., Ayala Carcedo, A., J., Drilling and Blasting of Rocks, Rotterdam: CRC Press, 1995.

[30] Heinio, M., Rock Rxcavation Handbook, Tamrock: Sandvik, 1999.

[۳۱] استوار؛ ر.، آتش کاری در معادن، جلد دوم، تهران: انتشارات جهاد دانشگاهی صنعتی امیرکبیر، ۱۳۸۲.

[32] Dingxiang, Z., Theory and Technology of Rock Excavation for Civil Engineering, China: Metallurgical industry Press, 2017.

[۳۳] ضیایی؛ ا.، آهنگری؛ ک.، عابدینی؛ م.، سرلک شاه محمدی؛ ع.، "طراحی الگوی حفاری و انفجار بهینه معدن شماره ۳ گل گهر سیرجان با استفاده از آنالیز حساسیت در جهت دستیابی به خردایش مناسب"، کنگره بین المللی معدن، تهران، ۱۳۸۹.

[34] Gokhale, B., V., Rotary Drilling and Blasting in Large Surface Mines, London: CRC Press, 2010.

[35] Balasubramanian, A., "Rock Blasting for Mining," University of Mysore, Mysore, 2017.

[36] Whittaker, B., N., Singh, R., N., Gexin, S., "Rock Fracture Mechanics: Principles, Design, and Applications (Developments in Geotechnical Engineering)," Elsevier, Technology & Engineering, 1992.

[37] Konya, C., J., Walter, E., J., Rock Blasting and Overbreak Control, U.S. Department of Transportation: National Highway Institute (NHI), 1991.

[۳۸] سایت نظام مهندسی معدن، www.ime.org.ir

[39] J., Sudhakar, G., R., Adhikari and R., N., Gupta, "Comparison of Fragmentation Measurements by Photographic and Image Analysis Techniques," Rock Mechanics and Rock Engineering, vol. 39, no. 2, pp. 159-168, 2006.

[40] N., Maerz and T., W., Palangio, "Post-Muckpile, Pre-Primary Crusher, Automated Optical Blast Fragmentation Sizing," International Journal for Blasting and Fragmentation (Fragblast), vol. 8, no. 2, pp. 119-136, 2004.

[41] T., W., Palangio, T., C., Palangio and N., Maerz, "Advanced Automatic Optical Blast Fragmentation Sizing and Tracking," in European Federation of Explosives Engineers, Brighton, 2005.

[42] K., Karaca, D., Hopkins, J., Kemeny and J., Segui, "Technologies for Optimizing Drilling and Blasting in Open-Pit Mines," in International Mining Congress and Exhibition of Turkey-IMCET, 2003.

[43] M., Venkatesh, "Limestone Rock Fragmentation Analysis Using WipFrag," B.Sc Thesis, National Institute of Technology Rourkela, 2010.

[44] Sanchidrian, J., A., Segarra, P., Lopez, L., M., "A Practical Procedure for the Measurement of Fragmentation by Blasting by Image Analysis," Journal of Rock Mechanic and Rock Engineering, vol. 39, no. 4, p. 359 382, 2006.

[45] F., I., Siddiqui, S., M., Ali Shah and M., Y., Behan, "Measurement of Size Distribution of Blasted Rock Using Digital Image Processing," Engineering Science, vol. 20, no. 2, pp. 81-93, 2009.

[46] Split Desktop 3.0 Manual, "Image Acquisition Techniques," Split Engineering, LLC, Tucson, Arizona, USA, 2011.

[47] Weiss, M., "Techniques for Estimating Fracture Size: A Comparison of Methods," International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, vol. 15, pp. 460-466, 2008.

[۴۸] نوروزی؛ م.، جلالی؛ س. م. ا.، خالوکاکایی؛ ر.، "شبیه‌سازی هندسی سه‌بعدی شبکه ناپیوستگی‌های توده‌سنگ در محل احداث تونل دسترسی سد رودبار لرستان"، نشریه مهندسی تونل و فضاهاى زیرزمینی: دوره ۴، صفحه ۵۳ تا ۶۸، ۱۳۹۴.

[49] Baecher, G., B., Einstein, H., H., Lanney, N., A., "Statistical Description of Rock," in The 18th U.S. Symposium on Rock Mechanics: Golden: Colo. Sch. Mines Press., Energy Resources and Excavation Technology, 1977.

[50] Priest, S., D., Hudson, J., A., "Discontinuity Spacing in Rock," International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, vol. 13, pp. 135-148, 1976.

[51] Lin, A., Yamashita, K., "Spatial Variations in Damage Zone Width Along Strike-Slip Faults: An Example from Active Faults in Southwest Japan," Journal of Structural Geology, vol. 57, pp. 1-15, 2013.

[۵۲] نوروزی؛ م.، "برآورد مقاومت توده‌سنگ دارای ناپیوستگی‌های ناپایا با استفاده از مدل تصادفی شبکه درزه‌های مجزا (مورد مطالعاتی: توده‌سنگ ساختگاه سد و نیروگاه رودبار لرستان)"، رساله دکتری، دانشگاه صنعتی شاهرود، ۱۳۹۳.

[53] Kulatilake, P., H., S., W., Park, J., Um, J., G., "Estimation of Rock Mass Strength and Deformability In 3D for a 30 m Cube at a Depth of 485 m at Aspo Hard Rock Laboratory," Geotechnical and Geological Engineering, vol. 22, pp. 313-330, 2004.

[54] Gour, C., S., Blasting Technology for Mining and Civil Engineers, Australia: University of New South Wales Press, 1995.

[55] F., Sereshki, M., Ataei, S., H., Hoseinie, "Comparison and Analysis of Burden Design Methods in Blasting: A Case Study on Sungun Copper Mine in Iran," International Journal of Mining and Mineral Engineering, vol. 2, no. 2, pp. 123-136, 2010.

[56] Dyno Nobel, "Surface Mining Products, Services and Reference Guide," Dyno Nobel Products, 2015.

[۵۷] عباس‌زاده؛ پ.، باقرپور؛ م.، اقتصاد مهندسی (تجزیه و تحلیل اقتصادی پروژه ها)، تهران: انتشارات سیمای دانش، ۱۳۹۱.

[58] Ian C., R., Mining Economics and Strategy, Littleton, USA: Society for Mining Metallurgy and Exploration (SME), 1998.

Abstract

This research has been performed in order to optimization of blasting in Jajarm limestone mine. Image processing method has been used to determine size distribution of fragmented limestone by blasting, and after comparing Split Desktop and WipFrag in different conditions, Split Desktop selected as the proper software for image processing. The results of size distribution for fragmented limestone by existing blasting pattern with $2.4 \times 2.8 \text{ m}^2$ drilling network show, 19 percent of fragmented rock mass are 0 to 30 mm (fine), 11 percent are 30 to 70 mm, 13 percent are 70 to 140 mm and 57 percent are over than 140 mm. In this project, joint studies has been performed in scan-line and surveying window method. There are 3 major joint set in the case study region, that the first joint set and the second joint set are approximately parallel and the third joint set in perpendicular to them. After analysis of surveyed discontinuities, the discrete fractures network (DFN) has been created and validated with real conditions, that error magnitude estimated about 8 percent. Primary blasting pattern was designed by energy transition theory and its results compared with some empirical method for designing blasting pattern. Primary pattern proposed with $2.6 \times 2.9 \text{ m}^2$ drilling network and it has staggered array. This pattern has 5 row of holes and each row contains 14 hole, that length to width ratio for blasting is equal to 3.1. According to bench joint system, proper direction for blasting has been selected in eastern bench of Jajarm limestone mine. Holes rows should drilled along 145 (or 325) degree and Proper direction for blasting is perpendicular to holes row align. Bench blasting has been performed in 3 trial full scale blasting, that the first and the second blasting performed with $2.6 \times 2.9 \text{ m}^2$ drilling network and the third blasting performed with $2.7 \times 3.25 \text{ m}^2$ drilling network. holes pattern is in staggered array in the third trial blasting, too. Specific charge in the first, the second and the third blasting are 0.21, 0.27 and 0.23 kg/m^3 respectively. After performing the trial blasting, generation of fine reduced to 9 percent (19 to 10 percent) and 56 percent of fragmented rock mass contain limestone with 30 to 140 mm size. Therefore, the third blasting pattern with $2.7 \times 3.25 \text{ m}^2$ drilling network has been selected and proposed as proper blasting pattern in Jajarm limestone mine. Finally, the proposed blasting pattern has been evaluated from technical and economic aspect, and its benefit will be about 9.5 billion Rials in year.

Keywords: Rock fragmentation mechanism, Blasting optimization, Image processing, Jajarm limestone mine, Joint study, Technical and economic evaluation.



Shahrood University

of Technology

Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics Engineering

MSc Thesis in Rock Mechanics

**Optimization of Blasting Characterization Based on the Rock
Fragmentation Theory to Obtain Better Fragmentation in
Jajarm Limestone Mine**

By: Seyed Mahmood Masoumi Nasab

Supervisor

Dr. Seyed Mohammad Esmail Jalali

Advisors

Dr. Mehdi Norouzi

Eng. Mohsen Vahabi

Agust 2018