





دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

رشته مهندسی معدن، گرایش استخراج

پایان نامه مقطع کارشناسی ارشد

تعیین راستای مناسب جبهه کارهای آتشفشانی و بررسی کارایی عملیات

آتشفشانی بر اساس شاخص قابلیت انفجار

(مورد مطالعاتی: معدن مس نسیم بردسکن)

نگارنده: علی اسفندیاری

استاد راهنما:

دکتر مهدی نوروزی

بهمن ۱۴۰۰

بدر و ماحور مہربانی

کہ ملاحور سماح مرحلہ زندگی پستیانی می کنند

سپاسگزاری

در اینجا بر خود لازم می‌دانم که از زحمات بی‌دریغ و راهنمایی‌های ارزنده‌ی استاد راهنما گرامی جناب آقای دکتر مهدی نوروزی که در تحقق این پژوهش همکاری فراوان داشته‌اند، همچنین از راهنمایی‌های شایسته جناب آقای دکتر فرهنگ سرشکی و جناب آقای دکتر محمد عطایی کمال سپاس و قدردانی را داشته باشم. ضمناً وظیفه‌ی خود دانسته که کمال تشکر و قدردانی ویژه‌ای از دوست و برادر عزیزم جناب مهندس سردار سیمانی و همچنین از مدیر پروژه محترم معدن مس نسیم بردسکن، جناب آقای دکتر دهقانی و مهندس احسان صفری و مهندس حسن محمودی را داشته باشم.

تعهد نامه

اینجانب **علی اسفندیاری** دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی معدن دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه تعیین راستای مناسب جبهه کارهای آتشفباری و بررسی کارایی عملیات آتشفباری بر اساس شاخص قابلیت انفجار (مورد مطالعاتی: معدن مس نسیم بردسکن) تحت راهنمایی دکتر مهدی نوروزی متعهد می‌شوم.

- تحقیقات در این پایان نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است.
- در استفاده از نتایج پژوهش‌های محققان دیگر به مرجع مورد استفاده استناد شده است.
- مطالب مندرج در پایان نامه تاکنون توسط خود یا فرد دیگری برای دریافت هیچ نوع مدرک یا امتیازی در هیچ جا ارائه نشده است.
- کلیه حقوق معنوی این اثر متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می‌باشد و مقالات مستخرج با نام « دانشگاه صنعتی شاهرود » و یا « Shahrood University of Technology » به چاپ خواهد رسید.
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج اصلی پایان نامه تأثیرگذار بوده‌اند در مقالات مستخرج از پایان نامه رعایت می‌گردد.
- در کلیه مراحل انجام این پایان‌نامه، در مواردی که از موجود زنده (یا بافتهای آنها) استفاده شده است ضوابط و اصول اخلاقی رعایت شده است.

تاریخ

امضای دانشجو

مالکیت نتایج و حق نشر

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

چکیده

یکی از پارامترهای مهم در طراحی الگوی حفاری و انفجار، تعیین راستای مناسب جبهه کارهای آتشباری با توجه به وضعیت ناپیوستگی‌ها، با هدف جلوگیری از هدررفت انرژی حبایی ماده منفجره است. بهترین جهت برای انفجار در راستایی است که درزه‌ها و شکاف‌های موجود بیشترین مقاومت را در مقابل خروج گاز از خود نشان دهند. ارائه راستای مناسب جبهه کارهای آتشباری برای استخراج ماده معدنی می‌تواند سبب کاهش متراژ حفاری، کاهش مقدار ماده منفجره مصرفی، کاهش مشکلات ناشی از آتشباری (پرتاب‌سنگ و لرزش زمین و هوا) و در نهایت کاهش هزینه‌های تمام شده استخراج شود. در این پژوهش، به منظور دستیابی به این اهداف، با تمرکز بر معدن مس نسیم بردسکن به عنوان مورد مطالعاتی به ارزیابی نتایج آتشباری به روش ODM^1 و تعیین راستای بهینه جبهه کار آتشباری بر اساس تحلیل هندسی ناپیوستگی‌ها بر اساس شاخص قابلیت انفجار BI^2 پرداخته شده است. از روش شبکه ناپیوستگی‌های مجزا DFN^3 برای مدل‌سازی وضعیت درزه‌داری منطقه استفاده شده است. اطلاعات لازم برای ساخت مدل، با استفاده از روش برداشت خطی و برداشت پنجره‌ای بدست آمده و مدل DFN با استفاده از نرم‌افزار $PFC3D$ تهیه شده است. با استفاده از آنالیز تصویری و با کاربرد نرم‌افزار Split Desktop متوسط خردایش (X_{50}) حاصل از انفجار در پیت شماره دو معدن، برای پنج بلوک (A, B, C, D و E) بدست آمده است. با توجه به روش ODM بلوک‌های A, B و C نامناسب بوده و نیاز به بهینه‌سازی در عملیات آتشباری دارند و بلوک‌های D و E مناسب ارزیابی شده‌اند. در این تحقیق بهینه‌سازی عملیات آتشباری با استفاده از تغییر راستای جهت آتشباری نسبت به جهت درزه‌ها انجام شده است. بررسی راستای بلوک‌های D و E نسبت به دسته درزه‌ها نشان داد که راستای جبهه کار تقریباً عمود بر دسته درزه‌ای است که بیشترین شیب، کمترین فراوانی و کمترین طول را دارد. بر این اساس، در صورتی که امتداد سینه کار در بلوک‌های A, B و C از 234° (امتداد فعلی) به 300° تغییر پیدا کند، راستای جبهه کار در این بلوک‌ها عمود بر دسته درزه دارای بیشترین شیب، کمترین فراوانی و کمترین طول قرار می‌گیرد. به منظور ارزیابی راستای پیشنهادی جدید، از شاخص BI استفاده شده است. نتایج حاکی از آن است که با تغییر راستای جبهه کار، شاخص BI از $61/25$ به $51/25$ کاهش می‌یابد. با توجه به کاهش شاخص BI ، می‌توان با افزایش اندازه الگوی آتشباری، مقدار حفاری و خرج‌گذاری را کاهش داد که در نتیجه منجر به کاهش هزینه‌های حفاری و آتشباری می‌شود. بنابراین برای بلوک‌های A, B و C، الگوی پیشنهادی جدید $3 \times 5/3$ یا $3 \times 2/8$ پیشنهاد می‌شود. در نتیجه با تغییر جهت جبهه کار آتشباری و الگوی پیشنهادی جدید، مقدار خرج ویژه مصرفی کاهش یافته و پیش‌بینی می‌شود بخشی از مشکلات فعلی معدن نسیم از جمله پرتاب‌سنگ و لرزش زمین و هوا، Boulder و ایجاد پاشنه کاهش یابد.

واژگان کلیدی: راستای بهینه جبهه کار، روش ODM ، شاخص قابلیت انفجار (BI)، شبکه ناپیوستگی‌های مجزا (DFN)

1 Optimization Demand Measurement

2 Blast ability Index

3 Discrete Fracture Network

فهرست مطالب

فصل اول	۱
۱-۱- مقدمه	۲
۲-۱- بیان مساله	۳
۳-۱- ضرورت انجام تحقیق	۴
۴-۱- روش انجام تحقیق	۴
۵-۱- اهداف تحقیق	۵
۶-۱- ساختار پایان نامه	۵
فصل دوم	۷
۱-۲- مقدمه	۸
۲-۲- چرخه استخراج در عملیات معدنکاری	۸
۳-۲- پارامترهای موثر بر عملیات آتشفباری در معادن روباز	۹
۱-۳-۲- پارامترهای قابل کنترل در آتشفباری	۱۰
۲-۳-۲- پارامترهای غیرقابل کنترل	۱۲
۴-۲- روش های ارزیابی خردایش	۱۳
۱-۴-۲- معرفی نرم افزار Split Desktop	۱۵
۵-۲- بررسی کارایی عملیات آتشفباری	۱۸
۱-۵-۲- درجه خردایش (ζFR)	۲۱
۲-۵-۲- شکل هندسی کپه (ζMU)	۲۲
۳-۵-۲- وضعیت عقبزدگی (ζOV)	۲۴
۴-۵-۲- وضعیت کف پله و پاشنه (ζFL)	۲۶
۵-۵-۲- بررسی سنگهای سایز بزرگ (Boulder) در کپه انفجاری (ζBO)	۲۹
۶-۵-۲- بررسی شرایط زیست میحطی (ζEN)	۳۱

۳۳	۲-۵-۷- بررسی شرایط و وضعیت عمل کردن چال‌ها (ζMI)
۳۴	۲-۶-۶- شاخص قابلیت انفجار توده‌سنگ
۳۵	۲-۶-۱- مدل قابلیت انفجار لیلی
۳۷	۲-۶-۲- مدل قابلیت انفجار مومیوند
۳۸	۲-۶-۳- تعیین میزان خردایش با استفاده از شاخص قابلیت انفجار توده‌سنگ
۳۹	۲-۶-۴- بررسی اثر ناپیوستگی‌ها در خردایش توده‌سنگ
۴۰	۲-۶-۴-۱- فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها
۴۱	۲-۶-۴-۲- جهت‌داری ناپیوستگی‌ها
۴۳	۲-۶-۴-۳- بازشدگی و پرشدگی ناپیوستگی‌ها
۴۳	۲-۶-۴-۴- اندازه (طول) ناپیوستگی‌ها
۴۳	۲-۶-۴-۵- لایه‌بندی
۴۴	۲-۶-۴-۶- گسل و چین خوردگی
۴۴	۲-۶-۴-۷- شاخص کیفی توده‌سنگ (RQD)
۴۵	۲-۶-۴-۸- اندیس مقاومت زمین‌شناسی (GSI)
۴۶	۲-۷- جمع‌بندی و نتیجه‌گیری
۴۷	فصل سوم
۴۸	۳-۱- مقدمه
۴۸	۳-۲- شاخص قابلیت انفجار
۵۱	۳-۳- پارامترهای موثر بر خردشدگی
۵۲	۳-۴- توزیع خردشدگی ناشی از انفجار
۵۸	۳-۵- اثر ناپیوستگی‌ها بر انفجار
۶۲	۳-۶- جمع‌بندی و نتیجه‌گیری
۶۵	فصل چهارم
۶۶	۴-۱- مقدمه

۶۶	۲-۴- موقعیت جغرافیایی معدن مس نسیم بردسکن
۶۷	۳-۴- زمین‌شناسی ناحیه‌ای محدوده مورد مطالعه
۶۹	۴-۴- برداشت‌های میدانی
۷۱	۵-۴- تحلیل آماری ویژگی‌های هندسی شبکه درزه‌ها
۷۲	۴-۵-۱- توزیع جهت یافتگی
۷۲	۴-۵-۲- چگالی درزه
۷۳	۴-۵-۳- توزیع طول (پایایی)
۷۷	۴-۶- ساخت مدل تصادفی شبکه درزه
۸۰	۴-۷- جمع‌بندی و نتیجه‌گیری
۸۱	فصل پنجم
۸۲	۵-۱- مقدمه
۸۲	۵-۲- تعیین و پیش‌بینی دانه‌بندی حاصل از انفجار
۸۶	۵-۳- تعیین شاخص قابلیت انفجار
۸۷	۵-۴- تعیین پارامترهای انفجار در سینه‌کار شماره دو
۸۸	۵-۵- بررسی کارایی عملیات آتشباری به روش ODM
۸۸	۵-۵-۱- درجه خردایش (ζFR)
۸۹	۵-۵-۲- شکل هندسی کپه (ζMU)
۹۰	۵-۵-۳- وضعیت عقب‌زدگی (ζOV)
۹۳	۵-۵-۴- وضعیت کف پله و پاشنه (ζFL)
۹۴	۵-۵-۵- بررسی وجود Boulder و سنگ‌های سایز بزرگ بر روی کپه انفجاری (ζBO)
۹۴	۵-۵-۶- بررسی شرایط زیست میحطی (ζEN)
۹۵	۵-۵-۷- بررسی شرایط و وضعیت عمل کردن چال‌ها (ζMI)
۹۶	۵-۵-۸- محاسبه و تعیین مقدار ODM
۹۸	۵-۵-۹- نتایج بررسی روش ODM در پیت شماره دو مورد مطالعاتی

۵-۶- تعیین جهت بهینه آتشباری در معدن مس نسیم بردسکن	۱۰۰
۵-۶-۱- تعیین جهت مناسب آتشباری در سینه کار شماره دو معدن	۱۰۰
۵-۶-۲- ارزیابی راستای جدید پیشنهادی جبهه کار آتشباری بر اساس شاخص قابلیت انفجار	۱۰۳
۵-۷- جمع بندی و نتیجه گیری	۱۰۴
فصل ششم	۱۰۷
۶-۱- نتیجه گیری	۱۰۸
۶-۲- پیشنهادها	۱۰۹
منابع	۱۱۰
پیوست ۱	۱۱۴
پیوست ۲	۱۱۹

فهرست شکل‌ها

- شکل ۱-۲: چرخه عملیات معدنکاری در معادن روباز ۸
- شکل ۲-۲: پله آتشفباری و پارامترهای قابل کنترل در آتشفباری ۱۰
- شکل ۳-۲: مراحل توسعه روش‌های ارزیابی خردایش حاصل از انفجار ۱۴
- شکل ۴-۲: محیط کاری نرم‌افزار Split Desktop ۱۵
- شکل ۵-۲: فلوچارت روش ODM ۲۱
- شکل ۶-۲: وضعیت عقب‌زدگی و پله باقی مانده پس از انفجار ۲۴
- شکل ۷-۲: پاشنه معمولی و سنگ باقی مانده بر روی کف پله ۲۷
- شکل ۸-۲: قسمت‌های مختلف کپه حاصل از آتشفباری ۲۹
- شکل ۹-۲: نمودار ارتباط BI با فاکتور پودر برای قطرهای مختلف چال انفجاری ۳۷
- شکل ۱۰-۲: تاثیر شاخص قابلیت انفجار بر $(B \times S)$ چالها با قطرهای مختلف چال انفجاری ۳۷
- شکل ۱۱-۲: تخمین حجم بلوک‌های برجای سنگ ۴۰
- شکل ۱۲-۲: خرج‌گذاری در محل لایه‌بندی‌های سست ۴۴
- شکل ۱۳-۲: برآورد ضریب انفجار بورخس بر اساس شاخص کیفیت توده‌سنگ معادل (ERQD) ۴۵
- شکل ۱۴-۲: برآورد شاخص قابلیت انفجار (BI) بر اساس اندیس مقاومت زمین‌شناسی (GSI) ۴۶
- شکل ۱-۳: ضریب قابلیت آتشفباری K_v بر حسب ERQD ۴۹
- شکل ۲-۳: تقسیم هشت قسمت از نمودار GSI نسبت به vb ۵۰
- شکل ۳-۳: X_{80} ، مدل مبتنی بر RES، اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده ۵۳
- شکل ۴-۳: X_{80} ، مدل مبتنی بر کاز-رام، اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده ۵۳
- شکل ۵-۳: X_{80} ، مدل مبتنی بر رگرسیون خطی چندگانه اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده ۵۳
- شکل ۶-۳: نمونه تصویر برداشت شده قبل و بعد از آنالیز ۵۴
- شکل ۷-۳: نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش ۵۴

- شکل ۳-۸: مقایسه منحنی توزیع دانه بندی بدست آمده از آنالیز تصویری از دو مدل پیش‌بینی خردایش
 مدل اصلاح شده کاز-رام و مدل KCO ۵۵
- شکل ۳-۹: مدل بدون زمان تاخیر و همراه با زمان تاخیر..... ۵۶
- شکل ۳-۱۰: مقایسه سرعت انفجار در چال انفجاری و آزمایشگاه ۵۷
- شکل ۳-۱۱: کپه انفجاری و نمودار توزیع دانه‌بندی ۵۷
- شکل ۳-۱۲: تجزیه کپه‌های انفجاری توسط نرم‌افزار ۵۸
- شکل ۳-۱۳: نمودار کلی تجزیه و تحلیل اندازه ذرات..... ۵۸
- شکل ۳-۱۴: میزان ارتعاش انفجار مورد نیاز ۶۰
- شکل ۳-۱۵: آنالیز WipFrag برای شش انفجار ۶۱
- شکل ۳-۱۶: برداشت خطی و پنجره‌ای ۶۲
- شکل ۴-۱: موقعیت جغرافیایی معدن مس نسیم بردسکن ۶۷
- شکل ۴-۲: موقعیت محدوده کانسار معدن مس نسیم در تقسیمات پهنه‌های رسوبی-ساختاری عمده ایران
 ۶۸
- شکل ۴-۳: دیواره اول از پیت شماره دو، به طول ۳۰ متر..... ۶۹
- شکل ۴-۴: دیواره دوم از پیت شماره دو به طول ۳۰ متر ۷۰
- شکل ۴-۵: جدایش دسته درزه در شبکه اشمیت ۷۱
- شکل ۴-۶: چهارچوب ۱ متر مربعی برای دیواره اول ۷۳
- شکل ۴-۷: چهارچوب ۱ متر مربعی برای دیواره دوم ۷۳
- شکل ۴-۸: نتایج مقایسه‌ای آزمون‌های بهترین برازش برای دسته درزه اول ۷۵
- شکل ۴-۹: نتایج مقایسه‌ای آزمون‌های بهترین برازش برای دسته درزه دوم ۷۵
- شکل ۴-۱۰: تابع توزیع لاگ نرمال برازش شده برای دسته درزه اول ۷۶
- شکل ۴-۱۱: تابع نمایی برازش شده برای دسته درزه دوم ۷۶
- شکل ۴-۱۲: شبکه سه بعدی ناپیوستگی تصادفی شبیه‌سازی شده توده‌سنگ سینه‌کار شماره ۲ ۷۸
- شکل ۴-۱۳: مقطع عمودی خطوط اثر ناپیوستگی ۷۸

- شکل ۴-۱۴: اثرات ناپیوستگی به دست آمده از تولید ناپیوستگی بر روی پنجره مستطیلی عمودی دارای امتداد رخنمون و واقع در میانه مدل توده سنگ ۷۹
- شکل ۵-۱: خردایش حاصل از انفجار بلوک A در چهار مرحله ۸۳
- شکل ۵-۲: پردازش تصویر بلوک A در چهار مرحله ۸۳
- شکل ۵-۳: نمودار توزیع دانه بندی بلوک A ۸۴
- شکل ۵-۴: سنگ شکن مورد استفاده معدن مس نسیم بردسکن ۸۵
- شکل ۵-۵: نمونه بیل مکانیکی و Boulders موجود در هنگام بارگیری ۸۵
- شکل ۵-۶: شکل پیت شماره دو و موقعیت بلوک ها ۸۶
- شکل ۵-۷: نمونه ای از میزان درجه خردایش در بلوک A ۸۹
- شکل ۵-۸: شکل هندسی کپه انفجاری بلوک A از نمای مقابل و جانبی ۹۰
- شکل ۵-۹: خرج گذاری چال ها در بلوک A ۹۱
- شکل ۵-۱۰: شکل عدم وجود عقب زدگی بعد از انفجار در بلوک A ۹۱
- شکل ۵-۱۱: میزان آسیب به دیواره برای بلوک A ۹۲
- شکل ۵-۱۲: عدم وجود پاشنه در کف پله A ۹۳
- شکل ۵-۱۳: نمونه ای از وجود Boulder در کپه بلوک A ۹۴
- شکل ۵-۱۴: لحظه انفجار و پرتاب سنگ در سینه کار ۹۵
- شکل ۵-۱۵: نمودارهای راداری نتایج بلوک های انفجاری معدن مس نسیم بردسکن ۹۸
- شکل ۵-۱۶: تصویر استریوگرافی توزیع جهات ناپیوستگی معدن مس نسیم بردسکن به همراه امتداد دیواره های مورد مطالعه ۱۰۱
- شکل ۵-۱۷: تصویر استریوگرافی توزیع جهات ناپیوستگی معدن مس نسیم بردسکن به همراه امتداد دیواره های مورد مطالعه ۱۰۱
- شکل ۵-۱۸: راستای مناسب آتشیاری در سینه کار شماره یک معدن مس نسیم بردسکن ۱۰۳

فهرست جدول‌ها

جدول ۱-۲: پارامترهای موثر در آتشباری.....	۹
جدول ۲-۲: رده‌بندی نتایج انفجار (ζj) در پنج کلاس.....	۱۹
جدول ۳-۲: رده‌بندی ODM در پنج کلاس.....	۲۰
جدول ۴-۲: رده بندی وضعیت خردشدگی.....	۲۲
جدول ۵-۲: شکل‌های مختلف کپه حاصل از انفجار.....	۲۳
جدول ۶-۲: بررسی و طبقه‌بندی نتایج عقب‌زدگی (ζOV).....	۲۵
جدول ۷-۲: میزان آسیب وارد شده بر دیواره در اثر آتشباری.....	۲۶
جدول ۸-۲: بررسی نتایج وضعیت کف پله و پاشنه (ζFL).....	۲۸
جدول ۹-۲: بررسی نتایج و رده‌بندی سنگ‌های سایز بزرگ (ζBO).....	۳۰
جدول ۱۰-۲: بررسی تاثیرات محیطی و تاثیرات عملیات انفجار.....	۳۲
جدول ۱۱-۲: بررسی نتایج زیست محیطی (ζEN).....	۳۳
جدول ۱۲-۲: بررسی نتایج عملکرد چال‌ها (ζMI).....	۳۴
جدول ۱۳-۲: امتیاز پارامترهای لیلی.....	۳۶
جدول ۱۴-۲: پارامترهای شاخص خردایش سنگ.....	۳۸
جدول ۱۵-۲: مشخصات توده‌سنگ.....	۴۰
جدول ۱۶-۲: رابطه احتمالی میان فاصله جناحی چال‌ها، فاصله‌داری درزه‌ها و حداکثر ابعاد بلوک‌ها.....	۴۱
جدول ۱۷-۲: تاثیر شیب و امتداد درزه بر نتایج آتشباری.....	۴۲
جدول ۱-۳: جدول ۱-۳: مقاومت درزه‌ها به همراه ضریب تصحیح آن‌ها.....	۴۸
جدول ۲-۳: راهکارهای بهبود خردشدگی.....	۵۹
جدول ۱-۴: خلاصه‌ای از درزه‌های برداشتی از دو دیواره سینه‌کار شماره دو معدن.....	۷۰
جدول ۲-۴: پارامترهای هندسی دسته درزه‌های برداشت شده.....	۷۶
جدول ۳-۴: طول بیشترین و کمترین درزه برای هر دسته درزه.....	۷۸

جدول ۵-۱: توزیع دانه‌بندی بلوک‌های انفجاری سینه‌کار شماره دو با نرم‌افزار Split Desktop.....	۸۴
جدول ۵-۲: تعیین شاخص قابلیت انفجار در دیواره اول از پیت شماره دو.....	۸۷
جدول ۵-۳: تعیین شاخص قابلیت انفجار در دیواره دوم از پیت شماره دو.....	۸۷
جدول ۵-۴: پارامتر چال‌های انفجاری، مشخصات خرج‌گذاری و ضریب یکنواختی در آتشباری انجام شده در بلوک A.....	۸۸
جدول ۵-۵: نتایج خردشدگی (ζFR) بلوک‌های انفجاری به روش ODM.....	۸۹
جدول ۵-۶: نتایج شکل هندسی کپه (ζMU) بلوک‌های انفجاری به روش ODM.....	۹۰
جدول ۵-۷: نتایج عقب‌زدگی (ζOV) بلوک‌های انفجاری به روش ODM.....	۹۲
جدول ۵-۸: میزان آسیب بر دیواره پس از انفجار مطابق طبقه‌بندی آتش.....	۹۲
جدول ۵-۹: نتایج پاشنه در کف پله (ζFL) بلوک‌های انفجاری به روش ODM.....	۹۳
جدول ۵-۱۰: نتایج Boulders بر روی کپه انفجاری (ζBO) به روش ODM.....	۹۴
جدول ۵-۱۱: نتایج شرایط زیست محیطی (ζEN) به روش ODM.....	۹۵
جدول ۵-۱۲: نتایج شرایط و وضعیت عملکرد چال‌ها (ζMI) به روش ODM.....	۹۶
جدول ۵-۱۳: رده‌بندی نتایج انفجار (ζj) بلوک‌های انفجاری.....	۹۶
جدول ۵-۱۴: برآورد شاخص‌های عملکرد P، پنج بلوک انفجاری با محاسبه خرج‌ویژه، حفاری‌ویژه و بارگیری ویژه.....	۹۷
جدول ۵-۱۵: رده‌بندی نتایج ODM بلوک‌های انفجاری.....	۹۷
جدول ۵-۱۶: ویژگی‌های ناپیوستگی‌های معدن مس نسیم بردسکن.....	۱۰۱
جدول ۵-۱۷: ترتیب ناپیوستگی‌ها بر اساس ویژگی‌های مهم سینه‌کار شماره دو.....	۱۰۲

فصل اول

کلیات

در بسیاری از معادن عملیات انفجار به عنوان اولین مرحله خردایش سنگ محسوب می‌شود. چالزنی و آتشباری یکی از مهم‌ترین و حساس‌ترین فعالیت‌ها در معادن روباز است. خردشدگی مناسب از ویژگی‌های یک انفجار خوب محسوب می‌شود. مطالعه بر روی خردشدگی و اندازه قطعات حاصل از هر انفجار علاوه بر کاهش هزینه‌های انفجار در مراحل بعدی آتشباری، بر روی فرآیند بارگیری و باربری موثر است. همچنین در آتشباری ثانویه به منظور کاهش سنگ‌های بزرگ‌تر از جام بارکننده‌ها و دهانه سنگ‌شکن‌ها نیز تاثیرگذار است. میزان خردایش سنگ بر فرآیندهای پایین‌دستی نظیر سنگ‌شکنی، آسیاکنی و کارخانه فرآوری تاثیر مستقیم دارد (یوسفی و حمیدیان، ۱۳۹۵).

به‌طور کلی شکستن سنگ ناشی از دو عامل انفجار ماده منفجره به همراه 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^۱، انبساط گازهای ناشی از انفجار^۲ و جابجا شدن توده‌سنگ انجام می‌شود (استوار، ۱۳۸۰). امواج ضربه‌ای بلافاصله پس از انفجار منتشر شده و موجب تولید شکاف‌های کوچک اولیه شعاعی در اطراف چال می‌شود که از مرکز چال سرچشمه می‌گیرند. انبساط گازهای حاصل از انفجار در چال نیز باعث نفوذ گاز به درون درزه و ترک‌ها شده در نهایت سبب جابجایی سنگ‌ها می‌شود (Zou, 2017).

خواص ماده‌سنگ و ساختار ناپیوستگی‌ها در توده‌سنگ از مهمترین پارامترهای موثر بر نتایج آتشباری هستند. این پارامترها از ویژگی‌های طبیعی توده‌سنگ به شمار می‌آیند و غیرقابل کنترل می‌باشند. خواص فیزیکی و ژئومکانیکی توده‌سنگ و قطر چال تاثیر زیادی بر نحوه طراحی الگوی حفاری و آتشباری و تعیین ضخامت بارسنگ دارند. از آنجا که خواص فیزیکی و ژئومکانیکی توده‌سنگ، نشان‌دهنده وضعیت، حالت و رفتار سنگ می‌باشد، تعیین صحیح این خواص منتج به در نظر گرفتن شرایط طبیعی توده‌سنگ در طراحی‌ها است.

1 Shock Wave
2 Gas expansion

بنابراین می‌توان با در نظر گرفتن این پارامترها، گامی موثر در جهت دستیابی به الگوی بهینه برداشت (مشرقی و همکاران، ۱۳۸۵).

در توده‌سنگ، درزه‌های موجود می‌تواند گازهای منبسط شده را آزاد و باعث کاهش فشار و حجم آن‌ها شود. لذا بررسی مشخصات درزه‌ها در عملکرد انفجار و انتخاب جبهه کار مناسب آتشباری از اهمیت بالایی برخوردار است. بهترین جهت برای انفجار در راستایی است که درزه‌ها و شکاف‌های موجود بیشترین مقاومت را در مقابل خروج گاز از خود نشان دهند. هر چه قدر گاز حاصل از انفجار، زمان بیشتری در درون شکاف‌ها و گسستگی‌های سنگ محبوس شود، کارایی و خردایش حاصل از آن بیشتر خواهد بود.

۱-۲- بیان مساله

راستای جبهه کار آتشباری نسبت به ناپیوستگی‌ها از عوامل مهم و تاثیرگذار بر نتایج آتشباری است. با تعیین جهت مناسب جبهه کار و جهت مناسب انفجار از انرژی حبایی ماده منفجره می‌توان حداکثر استفاده را کرد. بهترین جهت برای انفجار در راستایی است که درزه‌ها و شکاف‌های موجود بیشترین مقاومت را در مقابل خروج گاز از خود نشان دهند. هر چه قدر گاز حاصل از انفجار، زمان بیشتری در درون شکاف‌ها و گسستگی‌های سنگ محبوس شود، کارایی و خردایش آن تاثیر بیشتری خواهد داشت. اما از آن‌جا که معمولا توده‌سنگ از دسته ناپیوستگی‌های مختلفی تشکیل شده است، لازم است بررسی دقیق‌تری صورت گیرد. مرحله اول برای رسیدن به این هدف، ساخت مدل هندسی دقیق از ناپیوستگی‌های توده‌سنگ است. از بهترین روش‌های دارای توانایی شبیه‌سازی ماهیت تصادفی سه بعدی شبکه ناپیوستگی‌ها، روش شبکه ناپیوستگی‌های مجزا (DFN) است. در ادامه با تحلیل هندسی ناپیوستگی‌ها می‌توان راستای مناسب جبهه کار آتشباری را پیشنهاد نمود به طوری که معیارهای ذکر شده را پوشش دهد. به منظور ارزیابی نتایج عملیات آتشباری می‌توان از روش ODM و برای تعیین جهت بهینه جبهه کار آتشباری از روش شاخص قابلیت انفجار استفاده نمود.

۱-۳- ضرورت انجام تحقیق

اجرای هر روش آتشیاری علاوه بر هزینه‌هایی که به معدن از نظر زمانی و مالی تحمیل می‌کند، ممکن است به نتایج رضایت بخشی منجر نشود. به همین لحاظ دستیابی به یک الگوی مناسب حفاری و آتشیاری اولیه، گام بزرگی در جهت کاهش هزینه‌ها است. همچنین طراحی الگوی بهینه حفاری و آتشیاری در معدن باعث می‌شود که ماده معدنی با کمترین قیمت تمام شده استخراج شود. علاوه بر این، دستیابی به الگوی مناسب حفاری و آتشیاری سبب می‌شود، کپه آتشیاری شده از توزیع دانه‌بندی مناسبی برخوردار باشد. یکی از پارامترهای مهم طراحی الگوی حفاری و انفجار، تعیین راستای مناسب جبهه کارهای آتشیاری با توجه به وضعیت ناپیوستگی‌ها، با هدف جلوگیری از هدر رفت انرژی حبابی ماده منفجره است. ارائه راستای مناسب جبهه کارهای آتشیاری برای استخراج ماده معدنی می‌تواند سبب کاهش متراژ حفاری، کاهش مقدار ماده منفجره مصرفی، کاهش استهلاک ماشین‌آلات بارگیری و باربری، افزایش بازدهی کارخانه فرآوری و درنهایت کاهش هزینه‌های تمام شده استخراج و فرآوری ماده معدنی شود. بنابراین برای بهینه‌سازی عملیات آتشیاری ضروری است راستای مناسب جبهه کارهای آتشیاری با توجه به وضعیت ساختاری توده سنگ تعیین شود.

۱-۴- روش انجام تحقیق

فرآیند حفاری و انفجار در معادن بسیار پیچیده و دقیق است، به طوری که با کوچک‌ترین تغییر در یکی از پارامترهای طراحی آتشیاری، بقیه پارامترها نیز تغییر می‌کنند. با این دیدگاه، در این پژوهش به ارزیابی نتایج خروجی انفجار و همچنین آسیب‌شناسی وضعیت فعلی حفاری و آتشیاری در معدن مس نسیم بردسکن پرداخته شده است. به منظور تعیین توزیع دانه‌بندی در معدن مورد نظر، از نرم‌افزار پردازش تصویر مانند Split Desktop استفاده شده است. توزیع دانه‌بندی در مرحله پس از انفجار تحلیل می‌شود. همچنین بر اساس روش ODM نتایج حاصل از انفجار بررسی شده است. از جمله روش‌های کاهش مشکلات ناشی از آتشیاری و افزایش راندمان آن، اصلاح جهت جبهه کار آتشیاری بر اساس وضعیت هندسی ناپیوستگی‌ها است. برای این منظور، در مرحله بعد به مطالعه ناپیوستگی‌ها و تعیین پارامترهای ژئومکانیکی مورد نیاز و موثر در طرح پرداخته شده است. در این پژوهش مطالعات صحرایی به روش برداشت خطی (Scan Line) به منظور برداشت ناپیوستگی‌ها و ثبت عوارض ساختمانی منطقه‌ی مورد مطالعه، انجام شده است. برای ساخت مدل هندسی از ناپیوستگی‌های

منطقه، از روش مدل سازی شبکه ناپیوستگی های مجزا (DFN) که در حال حاضر دقیق ترین روش شبیه سازی توده سنگ درزه دار است، استفاده می شود. در ادامه، از نتایج حاصل از ارزیابی هندسی ناپیوستگی ها برای تعیین راستای مناسب جبهه کارهای آتشفشانی به منظور جلوگیری از فرار گازهای حاصل از انفجار و افزایش راندمان آتشفشانی، استفاده شده است.

۱-۵- اهداف تحقیق

اهداف کلی از انجام تحقیق حاضر را می توان بصورت زیر برشمرد:

- بررسی و تحلیل عملیات حفاری و آتشفشانی معدن در شرایط فعلی به روش ODM
- بررسی و تحلیل توزیع دانه بندی معدن بعد از انفجار با استفاده از نرم افزار پردازش تصویر
- مطالعات میدانی با هدف درزه نگاری و برداشت عوارض ساختمانی
- ساخت مدل هندسی ناپیوستگی ها با استفاده از روش شبکه ناپیوستگی های مجزا (DFN)
- تحلیل مدل ناپیوستگی ها و تعیین راستای مناسب جبهه کار آتشفشانی بر اساس تحلیل هندسی
- ارزیابی راستای جبهه کار آتشفشانی پیشنهادی بر اساس شاخص قابلیت انفجار

۱-۶- ساختار پایان نامه

این پایان نامه، در شش فصل تهیه و تنظیم شده است. در ادامه به شرح مختصر از هر فصل پرداخته شده است.

فصل اول: در این فصل، مقدمه، تعریف مساله، ضرورت انجام پژوهش و اهداف تحقیق بیان شده است و در انتها، ساختار کلی پایان نامه شرح داده شده است.

فصل دوم: در این فصل، تعاریف و مفاهیم مرتبط با موضوع تحقیق ارائه شده است.

فصل سوم: در این فصل، پژوهش های پیشین انجام شده در ارتباط با موضوع پایان نامه بررسی شده است.

فصل چهارم: در این فصل به معرفی معدن مس نسیم بردسکن و بررسی زمین شناسی منطقه پرداخته

شده است. همچنین با برداشت های میدانی و تحلیل های آماری با استفاده از نرم افزار Easy Fit، Dips، شبکه

ناپیوستگی ها با استفاده از نرم افزار PFC3D مدل شده است.

فصل پنجم: در این فصل به بررسی خردایش با استفاده از نرم افزار split Desktop، بررسی کارایی عملیات آتشباری به روش ODM و تعیین راستای مناسب جبهه کارهای آتشباری بر اساس تحلیل های هندسی و شاخص قابلیت انفجار، پرداخته شده است.

فصل ششم: در فصل آخر نیز نتایج حاصل از تحقیق و پیشنهادهای لازم برای پژوهش های آینده بیان شده است. در پایان نیز منابع و مآخذ مورد استفاده در پایان نامه ذکر شده است.

فصل دوم

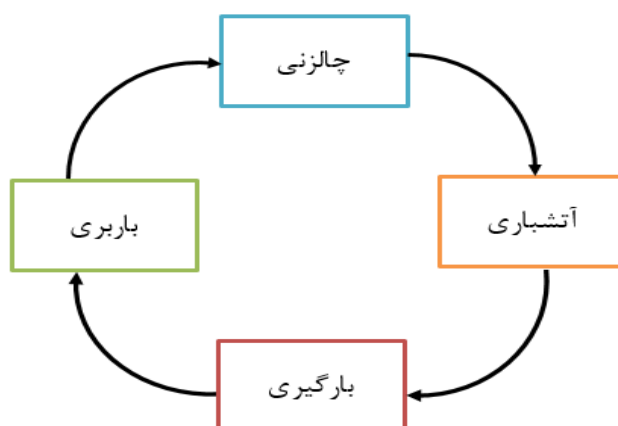
مفاهیم پایه

۲-۱- مقدمه

در این فصل، کلیاتی در مورد چرخه استخراج در عملیات معدنکاری روباز، بررسی پارامترهای موثر بر عملیات آتشباری با نگاه ویژه به ناپیوستگی‌ها و نقش آن‌ها در تعیین راستای جبهه کار، نحوه بررسی نتایج آتشباری به روش ODM، معرفی نرم‌افزار Split Desktop و در انتهای فصل نیز، به بررسی شاخص قابلیت انفجار و عوامل موثر بر آن، پرداخته شده است.

۲-۲- چرخه استخراج در عملیات معدنکاری

چرخه معدنکاری در معادن روباز با چالزنی شروع می‌شود. سپس با پرکردن این چال‌ها با مواد منفجره و آتش کردن آن‌ها، سنگ‌ها خرد می‌شوند. در نهایت سنگ‌های خردشده توسط وسایل بارگیری به داخل وسایل باربری منتقل شده و این مواد خردشده به کارخانه فرآوری، دیوهای ماده معدنی یا باطله انتقال داده می‌شود. شکل ۲-۱، چرخه عملیات معدنکاری را نشان می‌دهد.



شکل ۲-۱: چرخه عملیات معدنکاری در معادن روباز

چالزنی و آتشباری در معادن به منظور خرد کردن باطله و ماده معدنی برجا در سینه کار انجام می‌شود تا عملیات بارگیری سریع‌تر و ارزان‌تر انجام شود (اصانلو، ۱۳۸۴).

۲-۳- پارامترهای موثر بر عملیات آتشباری در معادن روباز

همان‌طور که گفته شد، از آتشباری برای خردکردن و استخراج سنگ استفاده می‌شود. پارامترهای موثر در طراحی آتشباری را می‌توان به دو گروه پارامترهای قابل کنترل و غیرقابل کنترل تقسیم بندی کرد. پارامترهای غیرقابل کنترل، مانند خصوصیات ژئومکانیکی توده سنگ، تغییر پذیر نیستند. پارامترهای قابل کنترل نیز با آزمایش و خطا، محاسبه می‌شوند و قابلیت اصلاح و بهینه‌سازی را دارند. در جدول ۱-۲ پارامترهای موثر در آتشباری ارائه شده است.

جدول ۱-۲: پارامترهای موثر در آتشباری

پارامترهای موثر در آتشباری	
پارامترهای قابل کنترل	پارامترهای غیرقابل کنترل
قطر چال	مدول الایسته
بارسنگ	مقاومت فشاری تک‌محوره
فاصله ردیفی چال‌ها	مقاومت کششی
ارتفاع پله	چگالی سنگ
اضافه حفاری	تخلخل
گل‌گذاری	درزه
شیب چال	گسل
خرج ویژه	صفحات لایه‌بندی
نوع ماده منفجره	رسوبات ناپیوسته
زمان‌های تاخیر	صفحات ضعیف
الگوی انفجار	صفحات شیب‌توزیته

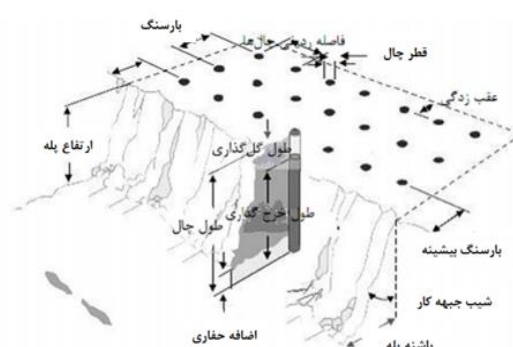
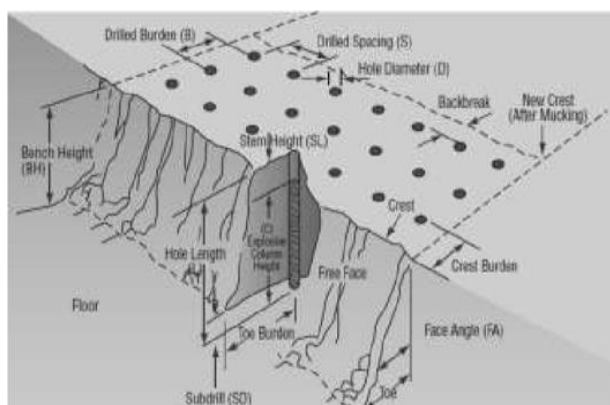
۲-۳-۱- پارامترهای قابل کنترل در آتشباری

پارامترهای قابل کنترل در محاسبات و طراحی آتشباری به گروه‌های زیر تقسیم می‌شوند (Lopez

et al., 1995):

- پارامترهای هندسی شامل قطر چال، بارسنگ، فاصله ردیفی چال‌ها، ارتفاع پله و غیره
- پارامترهای مربوط به ماده منفجره شامل نوع ماده، قدرت، انرژی سیستم برای شروع انفجار و غیره
- زمان‌های تاخیر و الگوی انفجار

در شکل ۲-۲، یک پله آتشباری را به همراه پارامترهای قابل کنترل مختلف طراحی و واژه‌های مهم رایج در عملیات‌های خرد کردن با مواد ناریه نشان داده شده است (Novikov & Kondelchuk, 2005).



شکل ۲-۲: پله آتشباری و پارامترهای قابل کنترل در آتشباری (Novikov & Kondelchuk, 2005)

الف) قطر چال

یکی از پارامترهای قابل کنترل آتشباری، قطر چال است و انتخاب بهینه آن، مهم‌ترین فرآیند طراحی الگوی حفاری جهت دستیابی به خردایش مطلوب و کاهش هزینه‌ها می‌باشد. عوامل زیادی در انتخاب قطر چال تاثیر گذارند. عوامل تاثیر گذار بر قطر چال در زیر ارائه شده است (Lopez et al., 1995).

- هزینه‌های حفاری و آتشباری
- میزان تولید
- نوع ماده منفجره
- ارتفاع پله و آرایش چال‌ها

- ظرفیت تجهیزات بارگیری
- ظرفیت سنگ شکن
- درجه خردشدگی مورد نیاز
- نوع دستگاه

ب) بارسنگ

فاصله عمودی بین سطح آزاد تا اولین ردیف چال‌های انفجاری را بارسنگ می‌گویند. تغییر در اندازه ضخامت بارسنگ، در نتیجه نهایی خردایش و عوارض انفجار، تاثیر بسزایی دارد (Lopez et al., 1995).

ج) فاصله ردیفی چال‌ها

فاصله بین چال‌ها در جهت عمود بر بارسنگ را فاصله ردیفی چال‌ها می‌گویند. تغییر در اندازه بارسنگ به طور مستقیم بر میزان فاصله ردیفی چال‌ها تاثیر می‌گذارد. معمولاً اندازه فاصله ردیفی چال‌ها حدوداً ۱ تا ۲ برابر اندازه بارسنگ در نظر گرفته می‌شود. هرچه ضریب سفتی پله (نسبت ارتفاع پله به ضخامت بارسنگ) بیشتر باشد، مقدار این ضریب نیز بیش‌تر می‌شود (استوار، ۱۳۸۰).

د) ارتفاع پله

چهارچوب اصلی استخراج یک معدن روباز، پله است. انتخاب این پارامتر به عواملی مانند: عوامل ظاهری و فیزیکی کانسار که شامل توپوگرافی زمین، شکل و عمق کانسار، خواص فیزیکی و مکانیکی ماده معدنی و سنگ همراه و همچنین تاثیر تجهیزات و ماشین آلات معدنی که خود شامل ارتفاع دسترسی ماشین بارگیری، میزان استخراج انتخابی توسط ماشین آلات بارگیری در جداسازی باطله و ماده معدنی، اندازه و نوع تجهیزات برای تامین نیازمندی‌های استخراج، امکان دسترسی به ماشین آلات و همچنین به مقدار استخراج روزانه با توجه به اختلاط ماده معدنی با باطله بستگی دارد (Kennedy, 1990; Hustrulid, 1999).

ه) اضافه حفاری

اضافه حفاری طولی از چال است که پایین‌تر از تراز پله حفر می‌شود. در انفجار چال‌ها محدوده‌ای وجود دارد که بالاتر از کف پله بوده و بیشینه تنش‌های ناشی از انفجار در آن محدوده رخ می‌دهد. در اثر

آتشباری در این نقطه کف پله ناصاف شده و پاشنه به وجود می‌آید. با اضافه حفاری این محدوده به کف پله نزدیک‌تر شده و از ایجاد پاشنه جلوگیری می‌شود (استوار، ۱۳۸۰).

و) گل‌گذاری

معمولا برای متراکم کردن فشار گاز حاصل از انفجار مقداری از فضای چال را با مواد گلی یا خرده سنگ‌ها پر می‌کنند. در اثر گل‌گذاری انرژی فشاری گاز حاصل از انفجار بیش‌تر شده و هم خطر پرتاب سنگ و لرزش هوا کم می‌شود. به‌طور معمول مقدار گل‌گذاری $0/7$ و $1/3$ ضخامت بارسنگ در نظر گرفته می‌شود (Lopez et al., 1995).

ز) شیب چال

استفاده از چال‌های شیب‌دار در آتشباری پله‌ای دارای مزایا و معایب خاصی است. معمولا در حفاری چال شیب‌دار از دستگاه‌های ضربه‌ای-چرخشی^۱ و هنگام حفاری چال‌های قائم از دستگاه‌های چرخشی استفاده می‌شود (استوار، ۱۳۸۰).

ح) خرج ویژه

مقدار ماده منفجره لازم برای شکستن یک متر مکعب سنگ را خرج ویژه^۲ می‌گویند. مقدار خرج ویژه تابع نوع ماده منفجره، وزن مخصوص سنگ و زمین‌شناسی منطقه است (Lopez et al., 1995). در سال ۱۹۸۶ لیلی روشی مبتنی بر مشخصات زمین‌شناسی توده‌سنگ برجا ارائه نمود که به کمک آن می‌توان خرج ویژه را برای معادن روباز محاسبه کرد. رابطه ۱-۲ برآورد خرج ویژه به کمک شاخص BI را بیان می‌کند.

$$Q = 0.004 \times BI \quad \text{رابطه (۱-۲)}$$

۲-۳-۲- پارامترهای غیرقابل کنترل

پارامترهای غیرقابل کنترل در آتشباری شامل پارامترهای مقاومتی سنگ، چگالی سنگ، تخلخل و ناپیوستگی‌ها می‌شود.

1 Percussive-Rotary
2 Specific charge

الف) پارامترهای مقاومتی سنگ

مقاومت مکانیکی سنگ، مقدار ایستادگی آن در برابر تخریب به وسیله یک نیرو یا تنش خارجی استاتیک یا دینامیک می‌باشد. پارامترهای مقاومتی سنگ شامل مدول الاستیسیته، مقاومت فشاری تک‌محوره، مقاومت کششی و غیره است.

ب) چگالی سنگ

مقدار جرم در واحد حجم را چگالی گویند و بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب بیان می‌شود. این پارامتر با مقاومت سنگ رابطه مستقیم دارد. هرچه چگالی سنگ افزایش یابد، مقاومت سنگ نیز افزایش می‌یابد (Lopez et al., 1995).

ج) تخلخل

نسبت بین حجم منافذ به حجم کل سنگ را تخلخل گویند. مقدار این پارامتر در سنگ‌های مختلف از ۰ تا ۵۵ درصد متغیر است. همواره با افزایش عمق میزان تخلخل سنگ کاهش می‌یابد.

د) ناپیوستگی‌ها

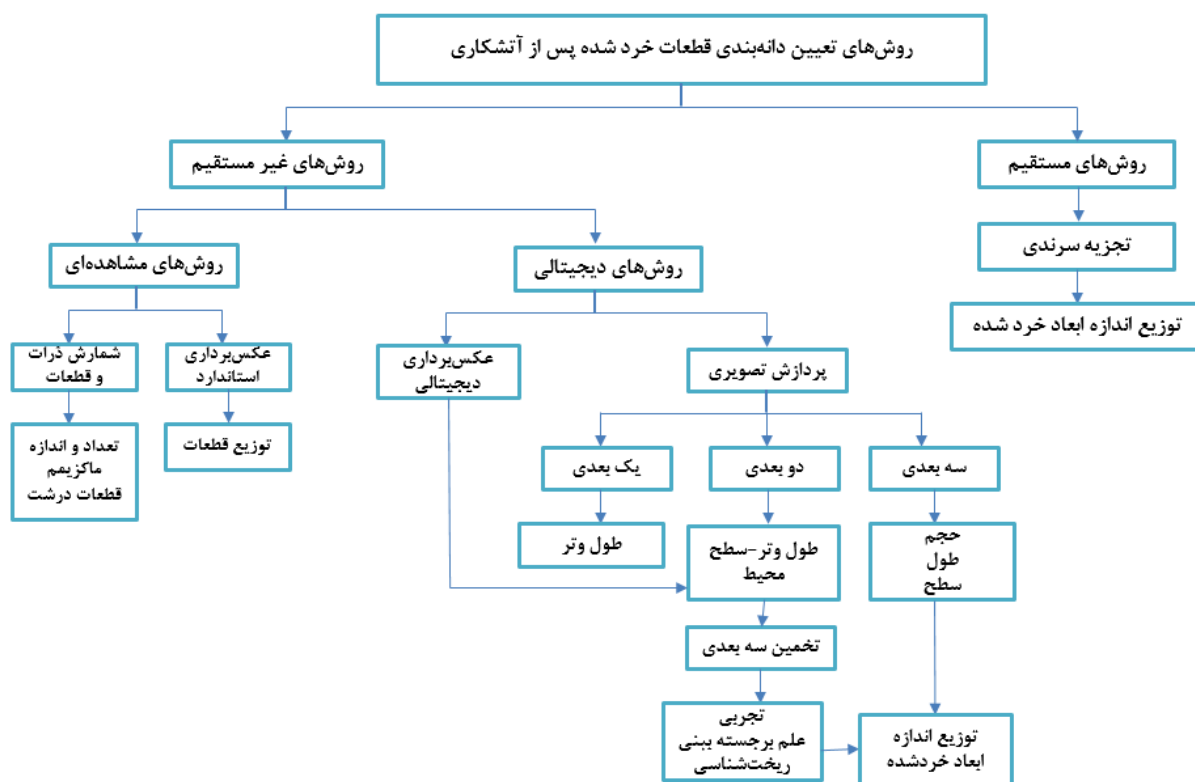
ناپیوستگی‌های سنگ شامل درزه، گسل، صفحات لایه‌بندی، رسوبات ناپیوسته، صفحات ضعیف و صفحات شیب‌توزیته است. ناپیوستگی‌ها دلیل تمایز سنگ با دیگر مواد است. با استفاده از ویژگی‌های ناپیوستگی‌ها، می‌توان خواص مهندسی سنگ را تعیین کرد. خواص مهندسی توده‌سنگ به ناپیوستگی‌ها بیش‌تر از خواص مقاومتی سنگ بستگی دارد. بنابراین داشتن اطلاعات درباره نوع و فراوانی ناپیوستگی‌ها مهم‌تر از داشتن اطلاعات درباره خواص مقاومتی سنگ است (Palmstrom, 2009).

۲-۴- روش‌های ارزیابی خردایش

روش‌های مختلفی برای ارزیابی توزیع دانه‌بندی قطعات خردشده وجود دارد که به طور کلی می‌توان از دو روش به منظور ارزیابی کیفیت خردایش استفاده نمود:

- روش مستقیم
- روش غیر مستقیم

شکل ۲-۳ مراحل توسعه روش‌های ارزیابی خردایش حاصل از انفجار را نمایش می‌دهد.



شکل ۲-۳: مراحل توسعه روش‌های ارزیابی خردایش حاصل از انفجار (عطایی و حسینی، ۱۳۹۰)

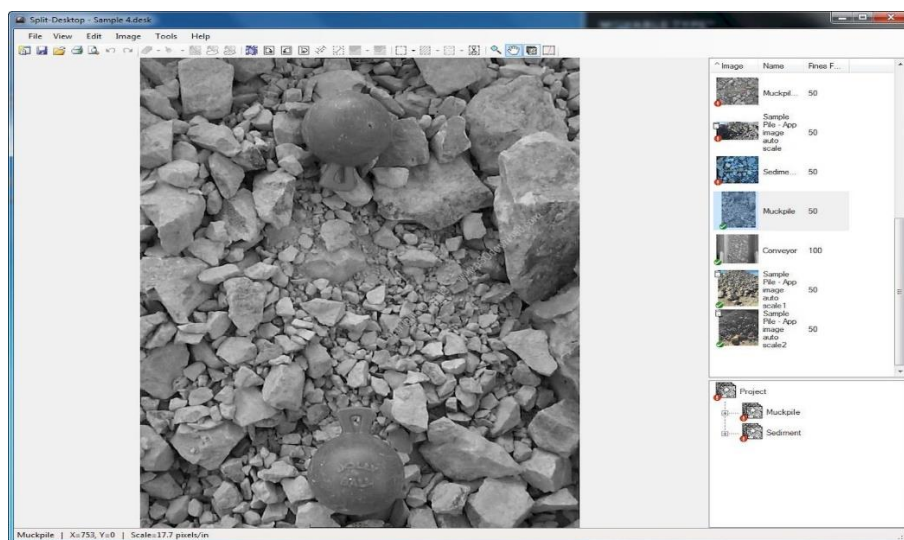
از جمله روش‌های مستقیم می‌توان به روش ارزیابی سربندی اشاره کرد که این روش بهترین روش برای ارزیابی خردایش دیو می‌باشد. اما به دلیل پرهزینه و زمان‌بر بودن این روش می‌توان از روش‌های غیر مستقیم که شامل کنترل عملکرد سنگ‌شکن، کنترل هزینه‌های انفجار ثانویه، کنترل عملکرد ماشین‌آلات بارگیری و روش عکسبرداری می‌شوند، برای بررسی کیفیت خردایش استفاده کرد (جهانیان، ۱۳۹۵).

یکی از روش‌های ارزیابی خردایش بعد از انفجار استفاده از تکنیک پردازش تصویری می‌باشد. با توجه به قابلیت بالای عکسبرداری و آنالیز تصویری، این روش به شدت در حال گسترش است و جایگزین مناسبی برای روش‌های کند و کم دقت به شمار می‌رود (Hunter et al., 1990). طی دو دهه اخیر، نرم‌افزارهای مختلف پردازش تصویر نظیر Wip Frag، Gold Size، Frag-Scan، Split Desktop، Split online توسعه پیدا کرده‌اند و در صنعت معدنکاری و کانه‌آرایی استفاده می‌شوند (جهانیان، ۱۳۹۵).

در این پژوهش از نرم‌افزار Split Desktop استفاده می‌شود که در ادامه به معرفی این نرم‌افزار پرداخته شده است.

۴-۱-۲- معرفی نرم افزار Split Desktop

این نرم افزار در بخش زمین شناسی و معدن دانشگاه آریزونا، در ایالات متحده آمریکا طراحی شده است. سیستم اصلی Split Desktop شامل نرم افزار Split، کامپیوتر، صفحه کلید و نمایشگر است. این سیستم می تواند عکس های گرفته شده توسط عکسبرداری های دیجیتالی و ویدیوئی را تحلیل کند. با استفاده از این نرم افزار می توان به دو روش دستی و اتوماتیک تصاویر را مرزبندی کرد. در روش دستی، مرز بین قطعات سنگ توسط خود کاربر مشخص می شود، اما در روش اتوماتیک نرم افزار خود با توجه به تقابل موجود در تصویر، مرزیابی را انجام می دهد؛ این در حالی است که سرعت کار در روش اتوماتیک بیشتر ولی دقت کار در این روش کمتر است (ozdemir et al., 2003). شکل ۴-۲ محیط کاری نرم افزار Split Desktop را نشان می دهد.



شکل ۴-۲: محیط کاری نرم افزار Split Desktop

آنچه که این نرم افزار را از دیگر نرم افزارها متمایز می کند وجود قابلیت هایی است که کار با آن را برای کاربر راحت کرده و از میزان برخی خطاها به صورت قابل توجهی کاسته است. امکانات قابل توجهی در این نرم افزار به شرح زیر وجود دارد (عزیزی و مومیوند، ۱۳۸۶):

- کار با پسوندهای مختلف و رایج تصاویر مانند tiff، bmp و jpg
- تغییر وضوح تصویر در خود نرم افزار
- استفاده تا سه مقیاس در یک تصویر

- قابلیت بزرگ‌نمایی بر روی ترسیم اتوماتیک مرز مواد خرد شده^۱
 - تعیین محدوده نرمه^۲ و همچنین محدوده‌ای که نیازی به آنالیز آن وجود ندارد^۳
 - امکان ترکیب منحنی‌های توزیع دانه‌بندی مربوط به هر تصویر در یک الگوی انفجاری در خود نرم‌افزار و در نتیجه ارائه منحنی نهایی برای آن الگو
 - امکان ارائه نتایج نهایی به صورت فایل Excel با استفاده از یک میان‌بر در خود نرم‌افزار
- عکس مورد استفاده در نرم‌افزار split Desktop باید دارای ویژگی‌های زیر باشد (عزیزی و مومیوند، ۱۳۸۶):

- روش عکسبرداری باید به صورت کاربردی برای تمام نمونه‌ها یکی باشد
 - عکس باید بگونه‌ای گرفته شود که سایه در آن وجود نداشته باشد
 - عکسبرداری باید بگونه‌ای باشد که تمام سطح آزاد یک توده یا یک مقطع به هم پیوسته از توده با کم‌ترین روی هم افتادگی، در عکس‌ها نمایش داده شود
 - در زمان عکسبرداری، لنز دوربین باید بر سطح توده‌سنگ عمود باشد
 - بر روی توده‌سنگ برجا باید یک شی با ابعاد مشخص به عنوان مقیاس گذاشته شود و این شی باید در تصویر نمایان شود
- مراحل کار با نرم‌افزار split Desktop به صورت زیر است:

الف) گرفتن عکس و مقیاس‌بندی

روش‌های مختلفی برای عکسبرداری و مقیاس‌بندی عکس‌ها وجود دارد. زاویه شیب مناسب با محور دوربین در عکس‌های تهیه شده از توده‌سنگ، خیلی مهم است و نیاز به بررسی دارد. اگر زاویه عکس عمود نباشد، باعث بروز خطای پرسپکتیو می‌شود. ساده‌ترین راه‌حل، قرار دادن دو مقیاس با اندازه‌های مشخص و یکسان در عکس است، که باید یکی در قسمت پایین شیب توده‌سنگ و دیگری در قسمت بالای شیب توده‌سنگ قرار داده شود. بهترین حالت این است که تصویر عمود بر خط شیب توده‌سنگ گرفته شود و دو

1 Auto Delinate

2 Fine area

3 Mask area

شی مقیاس‌بندی در وسط تصویر قرار داده شود و خط واصل آن‌ها موازی شیب توده‌سنگ باشد (Girdner et al., 2018).

ب) مرزیابی قطعات سنگ یا مرز بین ناپیوستگی‌ها

از آنجا که در نرم‌افزار Split Desktop مرزبندی قطعات بر اساس کنتراست (اختلاف شدت رنگ) و به صورت خودکار توسط نرم‌افزار انجام می‌شود، کیفیت تصویر در دقت مرزبندی نرم‌افزار بسیار تاثیرگذار است؛ بنابراین ایجاد سایه در اثر نورپردازی نادرست، وجود گردوغبار و عدم شفافیت تصاویر باعث می‌شود، نرم‌افزار مرزبندی را به درستی انجام ندهد و نیاز به زمان بیشتری برای ویرایش دستی مرزبندی وجود داشته باشد (Girdner et al., 2018).

پ) تصحیح و ویرایش عکس‌های آنالیز شده به صورت اتوماتیک

در اغلب عکس‌های تهیه شده از توده‌سنگ، مواردی وجود دارد که Split Desktop قادر به مشخص نمودن توزیع ابعاد بلوکی آن‌ها نیست. این عکس‌ها ممکن است از مناطقی که دارای نور کم و فضای نسبتاً تاریکی است، تهیه شده باشند و یا نور زیاد و بیش از حدی وجود داشته، که این دلیل باعث بوجود آمدن عکس‌هایی با کیفیت نامطلوب شده است. در چنین مواردی عکس‌های حاصل شده برای استفاده در نرم‌افزار نیاز به ویرایش و تصحیح دارند (عزیزی و مومیوند، ۱۳۸۶).

ت) محاسبه و برآورد توزیع اندازه قطعات (سنگ خردشده، بلوک)

پس از اینکه قطعات مجزا از طریق مرزیابی برای نرم‌افزار مشخص شود، از مشخصات آن‌ها برای تعیین توزیع دانه‌بندی استفاده می‌شود. این مشخصه‌ها شامل مساحت و اندازه هر قطعه سنگ یا بلوک و نیز مساحت ناحیه بدون ذره است. اندازه و حجم واقعی هر قطعه، از طریق این شاخصه‌ها حاصل می‌شود (Esen et al., 2000).

در مرحله بعد، توزیع دانه‌بندی باید تعیین شود. دو گزینه برای نمایش توزیع دانه‌بندی در Split Desktop وجود دارد:

- تابع توزیع Schumann

- تابع توزیع رزین - راملر^۱

ث) ارائه نتایج توزیع اندازه قطعات

پس از محاسبه کردن توزیع ابعاد بلوک به چهار طریق می توان توزیع ابعاد بلوک را مشخص کرد:

- خطی - خطی
- لگاریتمی - خطی
- لگاریتمی - لگاریتمی
- رزین - راملر

نتایج توزیع دانه بندی به صورت محدوده ای از اندازه های X_{10} تا X_{90} و بزرگترین اندازه^۲ موجود در سطح $X_{99.95}$ نشان داده می شود و توزیع دانه بندی و ابعاد درصد عبور کرده در یک فایل ذخیره می شود. پس از پایان کار هر تصویر، می توان با تعریف یک پروژه در محیط خود نرم افزار، تصاویر را به آن انتقال داده، تا نتایج و منحنی نهایی را محاسبه کند و سپس در صورت نیاز می توان نتایج را در قالب فایل اکسل ذخیره کرد. یکی از قابلیت های ممتاز این نرم افزار، توانایی ترکیب تصاویر و ارائه منحنی نهایی حاصل از ترکیب تصاویر است که در نرم افزارهای دیگر این قابلیت وجود ندارد (عزیزی و مومیوند، ۱۳۸۶).

۲-۵- بررسی کارایی عملیات آتشباری

پس از انجام هر مرحله از عملیات آتشباری باید نتایج به دست آمده جمع آوری و سپس تجزیه و تحلیل شود. رویکردی جدید برای ارزیابی نتایج انفجار (ODM) در معادن روباز ارائه شده است. در معادن روباز عملیات انفجار باید با ارائه مشخصات فنی و هنجارهای ایمنی مورد نیاز، با کمترین هزینه، به طور موثر بهینه شود و همچنین با در نظر گرفتن نتایج انفجار به طور جامع ارزیابی شود. ارزیابی انفجار با استفاده از روش ODM شامل هفت پارامتر بررسی خردایش (ζ_{FR})، شکل کپه انفجاری (ζ_{MU})، عقب زدگی (ζ_{OV})، پاشنه (ζ_{FL})، Boulder (ζ_{BO})، شرایط زیست محیطی (لرزش زمین و هوا، پرتاب سنگ و...) (ζ_{EN}) و عملکرد چال ها (ζ_{MI}) می باشد. این روش می تواند یک مقدار را به هر انفجار اختصاص دهد که کمترین مقدار، به عنوان نتیجه عملکرد

¹ Rosin Rammmler
² Top Size

بهتر عملیات انفجار محسوب می‌شود. ارزیابی نتایج انفجار و اثرات آن بر عملیات استخراج با استفاده از ماتریس [ζ]، ماتریس عملکرد [P] و ماتریس ODM [O] مورد تجزیه و تحلیل قرار می‌گیرد. بر اساس نتایج بدست آمده، انفجارها به پنج حالت بسیار خوب، خوب، نسبتاً ضعیف، ضعیف و بسیار ضعیف طبقه‌بندی می‌شوند (Taji et al., 2013).

نتایج حاصل از انفجار با استفاده از خروجی‌های انفجار ساخته می‌شود. فرض کنید تعداد بلوک‌ها و نتایج انفجار به ترتیب m و n باشد، سپس ماتریس [ζ] ایجاد می‌شود که n تعداد ستون نتایج حاصل از انفجار و m تعداد بلوک‌های مورد بررسی می‌باشد. حداقل و حداکثر مقدار ζ_j ممکن است به ترتیب ۷ و ۱۴۰ باشند. رابطه ۲-۲، هفت نتیجه انفجار و ماتریس آن را بیان می‌کند (Taji et al., 2013). تاجی و همکارانش در سال ۲۰۱۳ مطابق جدول ۲-۲ مقدار ζ_j را در پنج کلاس طبقه‌بندی کردند.

$$[\zeta] = \begin{bmatrix} \zeta_{FR_1} & \zeta_{MU_1} & \zeta_{OV_1} & \zeta_{FL_1} & \zeta_{BO_1} & \zeta_{EN_1} & \zeta_{MI_1} \\ \zeta_{FR_2} & \zeta_{MU_2} & \zeta_{OV_2} & \zeta_{FL_2} & \zeta_{BO_2} & \zeta_{EN_2} & \zeta_{MI_2} \\ \zeta_{FR_3} & \zeta_{MU_3} & \zeta_{OV_3} & \zeta_{FL_3} & \zeta_{BO_3} & \zeta_{EN_3} & \zeta_{MI_3} \\ \vdots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ \zeta_{FR_m} & \zeta_{MU_m} & \zeta_{OV_m} & \zeta_{FL_m} & \zeta_{BO_m} & \zeta_{EN_m} & \zeta_{MI_m} \end{bmatrix}$$

$$= \begin{bmatrix} \zeta_1 \\ \zeta_2 \\ \zeta_3 \\ \vdots \\ \zeta_m \end{bmatrix} \quad \text{رابطه (۲-۲)}$$

جدول ۲-۲: رده‌بندی نتایج انفجار (ζ_j) در پنج کلاس (Taji et al., 2013)

رده‌بندی	I	II	III	IV	V
ζ _j	<۲۵	۲۵_۵۰	۵۰_۷۵	۷۵_۱۰۰	>۱۰۰
شرایط	خیلی خوب	خوب	متوسط	ضعیف	خیلی ضعیف

بر این اساس با در نظر گرفتن وزن و اهمیت هر یک از نتایج انفجار، شاخص عملکرد (P_j) محاسبه می‌گردد. اگر شاخص عملیات واحد معدن خاص اندازه‌گیری شده در بلوک انفجار (SuO_j) بر حسب (kg. hr/m⁸) باشد، ماتریس عملکرد به صورت رابطه ۲-۳ و ۴-۲ بیان می‌شود.

$$Suo_j = Sc_j . Sd_j . Sl_j \quad \text{رابطه (۳-۲)}$$

$$p_j = \frac{Suo_j}{\sum_{j=1}^m Suo_j} \quad j = 1, 2, \dots, m \quad \text{رابطه (۴-۲)}$$

در این رابطه، P_j مقدار عددی بدون بُعد است و مجموع P_j برای هر بلوک محاسبه می‌گردد. ارزیابی نسبی استفاده از P_j می‌تواند خطاهای اندازه‌گیری را با مقادیر ODM احتمالی کاهش دهد. بنابراین برای m تعداد بلوک‌های انفجار و n تعداد نتایج انفجار، شاخص عملیات واحد معدن یا ماتریس عملکرد $[P]$ بدست می‌آید. رابطه ۵-۲ ماتریس عملکرد را بیان می‌کند.

$$[P] = [P_1 \quad P_2 \quad \dots \quad P_m] \quad \text{رابطه (۵-۲)}$$

بر این اساس با ضرب ماتریس $[\zeta]$ و ماتریس عملکرد $[P]$ ، می‌توان مقدار ماتریس ODM $[O]$ را به صورت رابطه ۶-۲ بیان نمود.

$$[O] = [\zeta] [P] \quad \text{رابطه (۶-۲)}$$

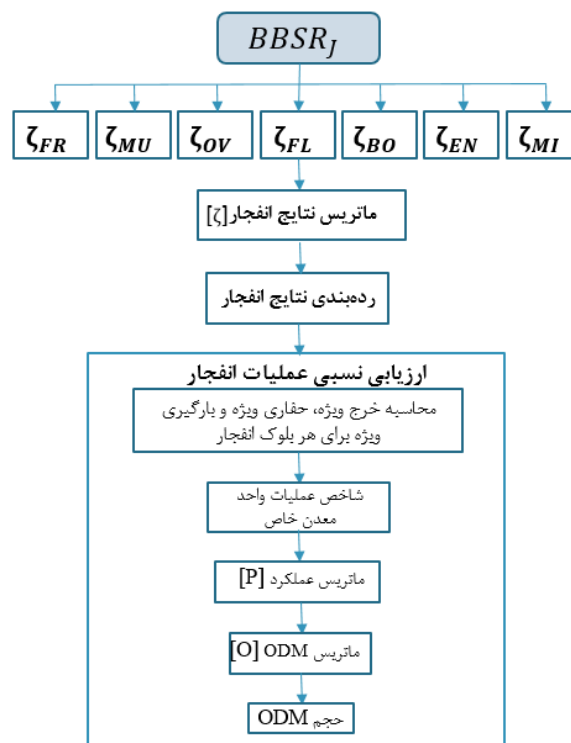
با توجه به نتایج بدست آمده از ماتریس $[O]$ ، کم‌ترین مقدار دارای عملکرد بهتری می‌باشد. تاجی و همکاران در سال ۲۰۱۳ مقدار ODM را مطابق رابطه ۷-۲ و در جدول ۳-۲ در پنج کلاس طبقه‌بندی کردند. شکل ۳-۲ یک فلوچارت از روش ODM را نشان می‌دهد.

$$r = \frac{U - L}{5} \quad \text{رابطه (۷-۲)}$$

با توجه به رابطه بیان شده L دارای کمترین مقدار و U بیشترین مقدار از ODM می‌باشد.

جدول ۳-۲: رده‌بندی ODM در پنج کلاس (Taji et al., 2013)

رده‌بندی ODM	I	II	III	IV	V
ODM_j	L to $L+r$	$L+r$ to $L+2r$	$L+2r$ to $L+3r$	$L+3r$ to $L+4r$	$L+4r$ to U
وضعیت	خیلی خوب	خوب	نسبتاً ضعیف	ضعیف	خیلی ضعیف
میزان بهینه‌سازی	خیلی کم	کم	نسبتاً زیاد	زیاد	خیلی زیاد



شکل ۲-۵: فلوچارت روش ODM (Taji et al., 2013)

در ادامه به تشریح پارامترهای رتبه‌بندی بلوک انفجار $(BBSR_I)$ در روش ODM پرداخته می‌شود:

۲-۵-۱- درجه خردایش (ζ_{FR})

درجه خردایش یکی از مهم‌ترین عوامل خروجی عملیات انفجار است. برخلاف کارخانه‌های فرآوری که در آن‌ها از سرندها برای تعیین توزیع ابعادی ذرات استفاده می‌شود، در عملیات انفجار هیچ روش قابل اعتمادی برای تعیین مقدار کمی خردشدگی وجود ندارد. تعیین توزیع ابعاد سنگ‌های خردشده، اصلی‌ترین ابزار بهینه‌سازی عملیات انفجار است که به‌وسیله آن می‌توان خردشدگی حاصل از انفجارهای مختلف را با یکدیگر مقایسه کرد. تعیین توزیع دانه‌بندی حاصل از انفجار و ارائه راهکارهایی برای رسیدن به دانه‌بندی بهینه، می‌تواند از طریق افزایش راندمان عملیات آسیاکنی، هزینه‌های تولید را کاهش دهد و موجب درجه سودآوری معدن شود (Lopez et al., 1995). درجه خردایش با توجه به جدول ۲-۴ به شش کلاس تقسیم می‌شود. در این جدول، امتیاز اختصاص یافته برای وضعیت خردایش هر بلوک انفجاری در معدن روباز را نشان می‌دهد.

جدول ۲-۴: رده بندی وضعیت خردشدگی (Taji et al., 2013)

رده	۱	۲	۳	۴	۵	۶
بازدهی خردشدگی %	۹۵<	۸۵_۹۵	۷۵_۸۵	۶۵_۷۵	۵۰_۶۵	۵۰>
کیفیت	عالی	خیلی خوب	خوب	ضعیف	نسبتاً ضعیف	خیلی ضعیف
ζ_{FR}	۱	۴	۸	۱۲	۱۶	۲۰

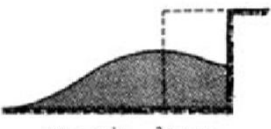
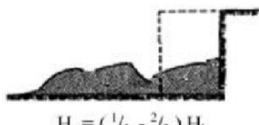
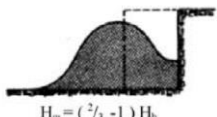
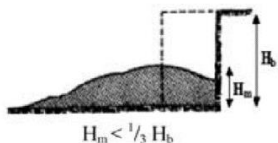
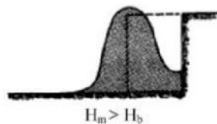
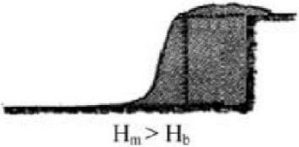
برای بدست آوردن میزان بازدهی خردشدگی، با استفاده از نرم افزار و با در نظر گرفتن اندازه ورودی دهانه سنگ شکن در معدن رابطه ۲-۸ بیان می شود (جهانیان، ۱۳۹۵). به این ترتیب مقدار *in range* بدست آمده توسط نرم افزار از مقدار *under size* (نرمه) کم شده و بازدهی خردشدگی (اندازه ابعاد قطعات خرد شده بهینه) بدست می آید.

$$\text{رابطه (۲-۸)} \quad \text{بازدهی خردشدگی} = in\ range - under\ size$$

۲-۵-۲- شکل هندسی کپه (ζ_{MU})

شکل هندسی کپه توسط پارامترهای هندسی طرح مثل ارتفاع پله، شیب چال، فاصله ردیف ها، فاصله داری ردیفی، گل گذاری، خرج ویژه، توالی انفجار و زمان های تاخیر کنترل می شود. شکل بهینه کپه پس از انفجار در هر عملیات متفاوت بوده و بستگی به ماشین آلات بارگیری و باربری دارد. شکل عمومی کپه پس از انفجار و امتیازهای مربوطه در جدول ۲-۵ بیان شده است (Taji et al., 2013).

جدول ۲-۵: شکل‌های مختلف کپه حاصل از انفجار (Taji et al., 2013)

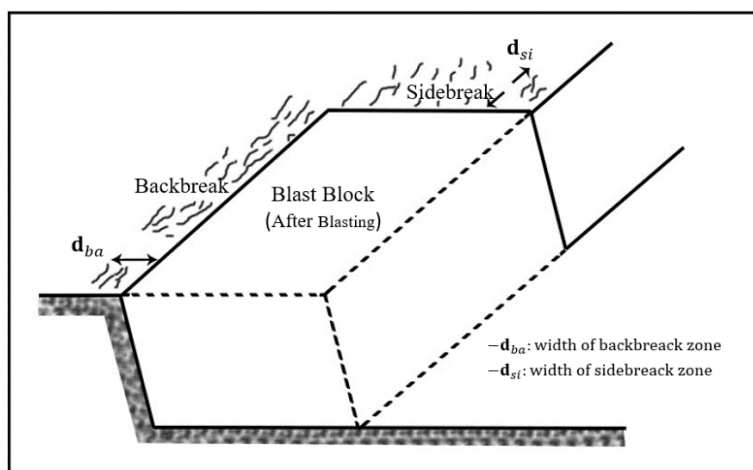
رده‌بندی	شکل هندسی کپه	توضیحات	ζ_{MU}	
			a	b
۱	 $H_m = (1/3 - 2/3) H_b$	- نیاز به تمیز کردن زیاد پله - راندمان پایین شاول - ایمنی بارگیری خوب است - عملیات بارگیری آسان است	۱	۷
۲	 $H_m = (1/3 - 2/3) H_b$	- شکل کپه نامنظم است - نیاز به تمیز کردن زیاد پله - راندمان پایین شاول - ایمنی بارگیری خوب است	۴	۱۲
۳	 $H_m = (2/3 - 1) H_b$	- نیاز به تمیز کردن کم پله - راندمان بالای شاول - ایمنی بارگیری خوب است	۷	۱
۴	 $H_m < 1/3 H_b$	- نیاز شدید به پاک‌سازی - نیاز به تمیز کردن زیاد پله - راندمان بسیار پایین شاول - ایمنی بارگیری بسیار خوب است	۱۰ ۱۲	۱۶ ۲۰
۵	 $H_m > H_b$	- نیاز کم به پاک‌سازی - راندمان بسیار عالی شاول - ایمنی بارگیری خطرناک است	۱۶	۴
۶	 $H_m > H_b$	- جابجایی چرخشی (بیل) بسیار پایین - عملیات بیل برای تمیز کردن دیواره مشکل است	۲۰	۱۰

با توجه به جدول ۲-۵ اگر استفاده از ماشین آلات بارگیری با ارتفاع دسترسی کمتر از ارتفاع پله (بیشترین ارتفاع دسترسی، $2/3$ ارتفاع پله) باشد، از ستون a و اگر استفاده از ماشین آلات بارگیری با ارتفاع دسترسی بیشتر از ارتفاع پله باشد، از ستون b استفاده می‌کنیم.

۲-۵-۳- وضعیت عقب‌زدگی (ζ_{ov})

ناحیه خرد شده در بین آخرین ردیف چال‌ها و لبه پله ایجاد شده (در قسمت بالای چال‌ها) از جاکنده شده و به تلی از سنگ خرد شده اضافه می‌گردد. همچنین خرد شدن سنگ در بالای چال‌ها و عدم خرد شدن آن در پای پله باعث می‌شود که شیب پله ایجاد شده در انفجارهای معمولی نسبت به شیب چال‌ها کاهش یابد. عقب‌زدگی و موضوع کاهش شیب پله نسبت به شیب چال‌های انفجار نقش مهمی در پایداری و طراحی دیواره پله باقیمانده پس از آتشباری دارند.

یک نوع از عقب‌زدگی و سنگ‌های باقیمانده در شکل ۲-۶ نمایش داده شده است. تاجی و همکاران در سال ۲۰۱۳ برای بهینه‌سازی مسئله عقب‌زدگی، مقادیری را در جدول ۲-۶ ارائه داده‌اند.



شکل ۲-۶: وضعیت عقب‌زدگی و پله باقی مانده پس از انفجار (Taji et al., 2013)

پس از برداشتن کپه سنگ‌های خرد شده، می‌توان به ایجاد شکستگی‌ها و میزان صدمات وارده به توده سنگ باقی‌مانده پی برد. برای ارزیابی صدمات وارد شده به سنگ‌های باقی‌مانده می‌توان از روش‌های مختلف طبقه‌بندی ژئومکانیکی توده سنگ‌ها استفاده کرد. در این خصوص، طبقه‌بندی پیشنهادی آس به دلیل سادگی و اجرایی بودن آن به طور وسیعی استفاده می‌شود. این طبقه‌بندی در جدول ۲-۷ ارائه شده است (Lopez et al., 1995).

جدول ۲-۶: بررسی و طبقه‌بندی نتایج عقب‌زدگی (ζ_{ov}) (Taji et al., 2013)

رده‌بندی	I	II	III	IV	V	VI	VII	IIIX
شرح	دیواره صاف بدون آسیب و ترک خوردگی	دیواره صاف با ترک خوردگی کم	یک ناحیه عقب زدگی، عقب زدگی اطراف و ترک کششی وجود دارد	$d_{ba} < B$ or $d_{si} < S$	$d_{ba} < B$ and $d_{si} < S$	$d_{ba} < B$ and/or $d_{si} < S$	$d_{ba} > B$ or $d_{si} > S$	$d_{ba} > B$ or $d_{si} > S$
	لق‌گیری سطح سینه‌کار ضروری نیست	لق‌گیری سطح سینه‌کار ضروری نیست	محل حفاری نسبتاً ایمن است	محل تجهیزات حفاری نسبتاً ایمن است	محل تجهیزات حفاری نسبتاً خطرناک است	حفاری و انفجار امکان‌پذیر نیست اما استخراج سنگ توسط ماشین آلات بارگیری انجام می‌شود	لق‌گیری سطح سینه‌کار توسط ماشین آلات بارگیری امکان‌پذیر نیست	لق‌گیری سطح سینه‌کار توسط ماشین آلات بارگیری امکان‌پذیر نیست
		محل حفاری ایمن است	حفاری و لق‌گیری سطح سینه‌کار توسط ماشین آلات بارگیری آسان است	حفاری و لق‌گیری سطح سینه‌کار توسط ماشین آلات بارگیری نسبتاً آسان هستند	حفاری و لق‌گیری سطح سینه‌کار توسط ماشین آلات بارگیری نسبتاً مشکل هستند		حفاری و انفجار امکان‌پذیر نیستند اما استخراج سنگ توسط تجهیزات مکانیکی مانند بولدوزر انجام می‌شود	حفاری و انفجار امکان‌پذیر نیستند اما استخراج سنگ توسط تجهیزات مکانیکی مانند بولدوزر انجام می‌شود
ζ_{ov}	۱	۳	۵	۸	۱۱	۱۴	۱۷	۲۰

B: burden, S: spacing

جدول ۲-۷: میزان آسیب وارد شده بر دیواره در اثر آتشباری (Ash, 1980)

سطح آسیب	شرایط مشاهده شده روی دیواره		
	درزه‌ها و بلوک‌ها	زاویه شیب و شرایط دیواره	شرایط حفاری در سینه‌کار
خفیف	درزه‌ها بسته و موادپرکننده آن‌ها هنوز جوش خورده است	$< 75^\circ$ نیمه چال‌های کنترلی ردیف آخر روی دیواره مشخص است	داندانه‌های شاول روی تشکیلات نرم مشاهده می‌شود اما حفاری آن عملی نیست
متوسط	مواد پرکننده ضعیف‌تر شکسته شده و احتمالاً بلوک‌ها و درزه‌ها کمی جابجا شده‌اند	$< 65^\circ$ دیواره صاف است. نیمه برخی از چال‌ها پیداست و ترک‌های خیلی کمی مشاهده می‌شود	حفاری گاهی ممکن بوده ولی باعث از بین رفتن دندانه‌ها می‌شود
سنگین	برخی از درزه‌ها جابجا شده‌اند	$< 65^\circ$ برخی از قسمت‌های دیواره کنده شده و ترک‌های شعاعی دیده می‌شود	حفاری بیش از ۵ فوت ممکن است اما به سختی
زیاد	دیواره خرد شده، درزه‌ها جابجا شده و برخی از بلوک‌ها تغییر جهت داده‌اند	$< 55^\circ$ دیواره نامنظم بوده، برخی از قسمت‌های آن کنده شده و شکاف‌های عقب زدگی دیده می‌شود	امکان حفاری تا ۱۰ فوت وجود دارد
بسیار زیاد	بلوک‌ها جابجا شده و تغییر جهت داده‌اند. نمره‌های حاصل از آتشباری قابل مشاهده است	$37^\circ - 55^\circ$ دیواره بسیار نامنظم بوده، کنده شدن‌ها شدید بوده و شکاف‌های عقب زدگی بزرگ دیده می‌شود	امکان حفاری بیش از ۱۰ متر وجود دارد

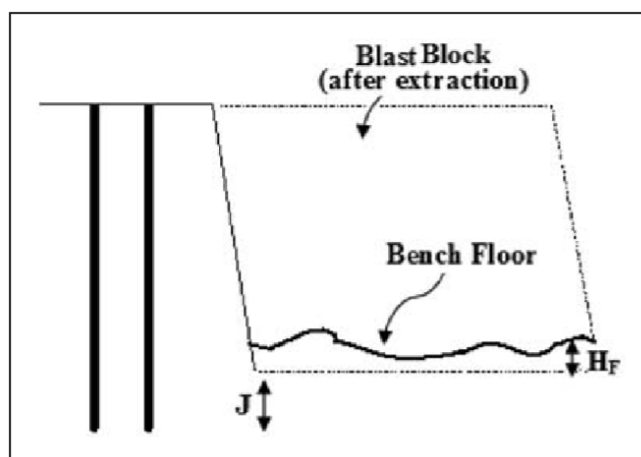
۲-۵-۴- وضعیت کف پله و پاشنه (ζ_{FL})

پس از بارگیری و باربری سنگ‌های خرد شده ممکن است در کف پله، پاشنه جلوی چال‌ها و همچنین پاشنه بین چال‌ها، کف بلندتر از حد و کف پایین‌تر از حد ایجاد شود. مشکل پاشنه جلوی چال‌ها را می‌توان با کم کردن فاصله ردیف‌ها، افزایش خرج ته چال، افزایش اضافه حفاری و افزایش تاخیر بین ردیف‌ها برطرف کرد (Lopez et al., 1995).

پاشنه بین چال‌ها معمولاً به دلیل زیاد بودن فاصله‌داری ردیفی چال‌ها به وجود می‌آید که با کاهش آن قابل رفع است. ایجاد کف بلندتر از حد می‌تواند به دلیل وجود یک صفحه ضعیف یا کم بودن اضافه حفاری و

کمبود خرج ته چال باشد. هنگامی که کف به وجود آمده از کف طراحی شده پایین تر باشد، خرج ته چال و اضافه حفاری را باید کم کرد و در عملیات بارگیری تجدید نظر نمود (Lopez et al., 1995).

شکل ۷-۲، یک پاشنه معمولی و سنگ باقی مانده بر روی کف پله را نشان می دهد. (HF) میانگین افزایش ارتفاع کف پاشنه و (J) حفاری اضافه است. بر این اساس تاجی و همکاران در سال ۲۰۱۳، امتیازهای وضعیت کف پله و پاشنه را مطابق جدول ۸-۲ ارائه کرده اند.



شکل ۷-۲: پاشنه معمولی و سنگ باقی مانده بر روی کف پله (Taji et al., 2013)

جدول ۲-۸: بررسی نتایج وضعیت کف پله و پاشنه (ζ_{FL}) (Taji et al., 2013)

رده‌بندی	I	II	III	IV	V	VI	VII	IIX	IX	XII
شرح	کف پله تسطیح شده است	کف پله تسطیح شده است	کف پله تراز و سطح آن مسطح یا موج است	کف پله همسطح و سطح آن ناصاف است	کف پله همسطح و سطح آن ناصاف است	کف پله تراز نیست	کف پله نامنظم و بدون تراز سخت است	کف پله بدون تراز و سطح موج‌دار است	کف پله بدون تراز و سطح ناهموار است	کف پله بدون تراز و پلکانی است
تاخیر در سنگ‌شکن تاخیر در بارگیری انفجار ثانویه	تراز کردن کف پله ضروری نیست	راندمان تجهیزات بارگیری برای حفاری و بارگیری کف بسیار خوب است	$H_F < 1/4 j$	$H_F < 1/4 j$	$H_F = (1/4 - 2/3)j$	$H_F = (1/4 - 2/3)j$	$H_F > 2/3 j$	$H_F > 2/3 j$	$H_F > 2/3 j$	$H_F > 2/3 j$
	کف پله پاشنه ندارد	کف پله پاشنه کم دارد	راندمان ماشین آلات بارگیری برای حفاری و تسطیح خوب است	استخراج کف پله ضروری نیست (۱)	کف پله توسط ماشین آلات بارگیری استخراج و حفاری انجام می‌شود (۲)	حفاری و تسطیح توسط ماشین آلات بارگیری دشوار است	برای حفاری نیاز به تسطیح توسط بولدوزر است	برای حفاری نیاز به بولدوزر است	پاشنه بین چال‌ها و جلوی چال‌ها	پاشنه بین چال‌ها و جلوی چال‌ها
			راندمان حفاری خوب است	راندمان حفاری نسبتاً خوب است	راندمان حفاری برای پاک‌سازی کم است	راندمان بارگیری برای پاک‌سازی کم است	راندمان پله با شاول مشکل است	تسطیح کف پله با بارگیری امکان‌پذیر نیست اما انفجار ضروری است	تسطیح کف پله با بارگیری امکان‌پذیر نیست اما انفجار ضروری است	تسطیح کف پله با بارگیری امکان‌پذیر نیست اما انفجار ضروری است
ζ_{FL}	۱	۳	۵	۷	۹	۱۱	۱۳	۱۵	۱۷	۲۰

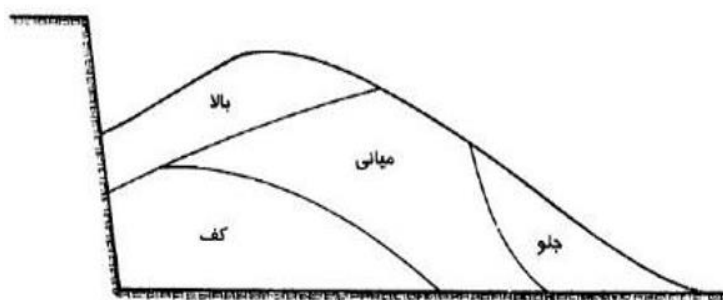
با توجه به جدول ۸-۲ برخی از ویژگی پارامترها در زیر تشریح شده است:

۱. تسطیح کف پله را می‌توان در هنگام انفجار بلوک پایین انجام داد

۲. ممکن است نیاز به انفجار داشته باشد

۲-۵-۵- بررسی سنگ‌های سایز بزرگ (Boulder) در کپه انفجاری (ζ_{BO})

سنگ‌های بزرگ ممکن است در بالای کپه، کف کپه (به دلیل مشکلات پاشنه)، درون کپه و جلوی کپه مشاهده شود. شکل ۸-۲ مناطق مختلف کپه را نشان می‌دهد. سنگ‌های بزرگ در بالای کپه به علت کم بودن خردشدگی در بخش بالایی پله ایجاد می‌شود که برای رفع آن می‌توان ستون خرج را تصحیح کرده یا چند خرج تکه‌ای در میان گل‌گذاری قرار داد. سنگ‌های بزرگ در کف پله دلیل بر وجود یک صفحه ضعف در بخش‌های پایینی پله است. برای حذف این مشکل مانند رفع مشکلات پاشنه می‌توان فاصله ردیف‌ها را کاهش یا خرج ته چال، اضافه حفاری و تاخیر بین ردیف‌ها را افزایش داد (Lopez et al., 1995).



شکل ۸-۲: قسمت‌های مختلف کپه حاصل از آتشباری (Lopez et al., 1995)

با توجه به شکل ۸-۲، تاجی و همکاران در سال ۲۰۱۳ به بررسی و امتیازدهی پارامتر Boulder پس

از عملیات آتشباری مطابق جدول ۹-۲ پرداختند.

جدول ۲-۹: بررسی نتایج و رده‌بندی سنگ‌های سایز بزرگ (ζ_{BO}) (Taji et al., 2013)

رده‌بندی									
IX	IIIX	VII	VI	V	IV	III	II	I	پارامتر
>10	>10	۵_۱۰	۵_۱۰	۳_۵	۳_۵	۳_۵	<3	None	M_{BO}
خیلی بالا	بالا	متوسط	متوسط	کم	خیلی کم	خیلی کم	هیچکدام	هیچکدام	تاخیر در سنگ‌شکن
خیلی بالا	بالا (۱)	بالا (۱)	بالا	متوسط	کم	خیلی کم	هیچکدام	هیچکدام	تاخیر در بارگیری
ضروری	ضروری	ضروری	خوب	خوب	خوب	غیر ضروری	غیر ضروری	هیچکدام	انفجار ثانویه
هر قسمت	عمدتا بالا	هر قسمت	هر قسمت	داخل و بالا	هر قسمت	هر قسمت	کف و جلو	هیچکدام	وضعیت Boulder در کپه
دشوار	دشوار	نسبتا دشوار	نسبتا دشوار	متوسط	نسبتا آسان	نسبتا آسان	آسان	عالی	شرایط حفاری
خطرناک	خطرناک	نسبتا خطرناک	نسبتا امن	نسبتا امن	خوب	خیلی خوب	خیلی خوب	عالی	ایمنی عملیات بارگیری
انفجار ثانویه (۴)	انفجار ثانویه (۴)	انفجار ثانویه (۴)	فقط انفجار ثانویه (۳)	انفجار ثانویه (۳)	انفجار ثانویه (۲)	هنگام بارگیری	هنگام بارگیری	هیچکدام	Boulder شکستن
خیلی بالا	خیلی بالا	بالا	بالا	متوسط	کم	خیلی کم	هیچکدام	هیچکدام	زمان از دست رفته استخراج به دلیل شکستگی ثانویه
خیلی کم	خیلی کم	کم (۷)	متوسط (۶)	نسبتا خوب (۶)	خوب (۵)	خیلی خوب	خیلی خوب	عالی	بهره‌وری عملیات بارگیری
هیچکدام	کم	متوسط	بالا	متوسط	بالا	هیچکدام	هیچکدام	هیچکدام	احتمال شکستن Boulder در بلوک‌های بعدی
خیلی کم	کم	کم	نسبتا کم	متوسط	خوب	خیلی خوب	خیلی خوب	هیچکدام	انعطاف پذیری شکستن Boulder در هنگام استخراج
۲۰	۱۷	۱۳	۱۱	۹	۷	۵	۳	۱	ζ_{BO}

با توجه به جدول ۲-۹ برخی از ویژگی پارامترها در زیر تشریح شده است:

۱. تاخیر در عملیات بارگیری زیاد است
۲. یا بارگیری ماشین آلات بارگیری یا وسایل مکانیکی
۳. ابتدا سنگ‌های بزرگ جمع‌آوری شود و سپس از روش شکستن ثانویه استفاده شود
۴. آن‌ها نیاز به دو یا چند روش شکستن دارند
۵. زمان ثابت بارگیری کمتر از ۵ درصد زمان معمول است
۶. زمان ثابت بارگیری بین ۵-۱۰ درصد زمان معمول است
۷. زمان ثابت بارگیری بیشتر از ۱۰ درصد زمان معمول است

۲-۵-۶- بررسی شرایط زیست محیطی (Z_{EN})

شرایط زیست محیطی برای انفجار شامل لرزش زمین، لرزش هوا، پرتاب سنگ و ایجاد گرد و غبار است. این موارد باعث ایجاد مشکلات زیست محیطی، آسیب رسیدن به تجهیزات، آسیب به پایداری و شیب پله، ایجاد خطر برای افراد حاضر در معدن، خسارت رسیدن به ساختمان‌ها و در نهایت افزایش هزینه‌های معدن می‌شود (Taji et al., 2013).

اگر زمان تاخیر و توالی انفجار کافی نباشد، نتیجه آن خردشدگی ضعیف و تورم کم کپه، لرزش زیاد زمین و لرزش با فرکانس‌های پایین خواهد بود. با تجزیه و تحلیل لرزش‌های ثبت شده و تصحیح پارامترهای آتشفشانی می‌توان به نتایج بهتری در استفاده از انرژی ماده منفجره، توزیع بهتر کپه، شدت لرزش کمتر و کنترل لرزش با فرکانس‌های پایین که بسیار خطرناک هستند، دست یافت (Lopez et al., 1995).

عوامل مختلفی در لرزش هوا موثر هستند ولی مهم‌ترین دلیل آن می‌تواند خروج زودتر از موعد گازها هنگام پرتاب گل‌گذاری باشد. با تعیین مقدار بهینه گل‌گذاری، محصور شدگی گازها در چال بیشتر می‌شود. به هر حال بروز لرزش هوا حاکی از تلف شدن بخشی از انرژی ماده منفجره و تخلیه آن به داخل هوا است (Lopez et al., 1995).

تاجی و همکاران در سال ۲۰۱۳ در جدول ۲-۱۰، تاثیرات محیطی و تاثیرات عملیات انفجار را به چهار گروه قابل قبول، نسبتاً قابل قبول، نسبتاً غیر قابل قبول و غیر قابل قبول طبقه‌بندی کرده‌اند.

جدول ۱۰-۲: بررسی تاثیرات محیطی و تاثیرات عملیات انفجار (Taji et al., 2013)

تاثیرات محیطی و تاثیرات عملیات انفجار				
مشخصات	قابل قبول	نسبتا قابل قبول	نسبتا غیر قابل قبول	غیر قابل قبول
تاخیر در تولید	هیچکدام	بله (۱)	بله (۴)	بله (۹)
خسارت تاسیسات	هیچکدام	هیچکدام	امکان پذیر	بالا
پرتاب سنگ	حد مجاز	خیلی کم	دردسرساز (۵)	بسیار بالا (۱۰)
صدای هوا	حد مجاز	خیلی کم	نسبتا بالا (۶)	بالا (۱۱)
لرزش زمین	حد مجاز	حد مجاز	بیش از حد مجاز	بالا
پایداری پله	بدون مشکل	مشکل (۲)	دردسرساز (۷)	بسیار ضعیف (۱۲)
پایداری شیب	بدون مشکل	مشکل (۳)	دردسرساز (۸)	بسیار ضعیف

با توجه به جدول ۱۰-۲ برخی از ویژگی پارامترها در زیر تشریح شده است:

۱. این تاخیرها هزینه‌های مستقیم را برای حداکثر ۱۰ درصد هزینه‌های مورد انتظار افزایش می‌دهد اما

این تاخیرهای تولید تا پایان شیفت کاری جبران می‌شود

۲. ضریب ایمنی پایداری پله و پایداری شیب به صورت محلی کاهش می‌یابد

۳. مشکلات مرتبط با شکستگی‌های تشدید شده به دلیل عدم وجود گوه‌های سنگی (شیروانی) وجود

ندارد

۴. تاخیرها باعث افزایش هزینه‌های مستقیم تا حداکثر ۳۰ درصد هزینه‌های مورد انتظار می‌شود

۵. پاک‌سازی جاده‌ها از سنگ‌های پرتاب شده ضروری است

۶. لرزش هوا بیش از حد مجاز است و اثرات لرزش زمین در ساختمان‌های مجاور وجود دارد. میزان گرد

و غبار قابل توجه است

۷. ضریب ایمنی پایداری پله و شیب کاهش می‌یابد

۸. مشکلات مرتبط با شکستگی‌های تشدید شده به دلیل وجود گوه‌های سنگی (شیروانی) وجود دارد

۹. تاخیر در تولید وجود دارد و راندمان تجهیزات به ویژه تجهیزات حمل و نقل به شدت کاهش می‌یابد

(تاخیر آن بیش از دو شیفت کاری است). تاخیرها باعث افزایش هزینه‌های مستقیم بیش از ۳۰ درصد

هزینه‌های مورد نظر استخراج می‌شود

۱۰. جاده‌ها مسدود و صدمات پرسنل شدید است

۱۱. اثرات لرزش زمین و لرزش هوا زیاد است

۱۲. پاشنه و شکست شیب، مشکلات شدیدی ایجاد می‌کند

همچنین در جدول ۲-۱۱ نتایج زیست محیطی عملیات انفجار (ζ_{EN}) را بر اساس عوامل در نظر گرفته شده در خروجی‌های محیطی عملیات انفجار، درجه حساسیت و همچنین شرایط محل انفجار به سه گروه معمولی، نسبتا حساس و حساس طبقه‌بندی کرده‌اند.

جدول ۲-۱۱: بررسی نتایج زیست محیطی (ζ_{EN}) (Taji et al., 2013)

تاثیرات محیطی و تاثیرات عملیات انفجار				شرایط زیست محیطی (ζ_{EN})
غیر قابل قبول	نسبتا غیر قابل قبول	نسبتا قابل قبول	قابل قبول	حساسیت و شرایط محل انفجار
۱۶	۱۰	۵	۱	معمولی
۱۸	۱۲	۶	۲	نسبتا حساس
۲۰	۱۴	۷	۳	حساس

۲-۵-۷- بررسی شرایط و وضعیت عمل کردن چال‌ها (ζ_{MI})

در بررسی عمل کردن چال‌ها اگر اشتباهی رخ دهد، تنها تعداد کمی از کارکنان یعنی آتشبار می‌تواند در محل انفجار باقی بماند. آتشبار موظف است، بعد از هر انفجار مشخص نماید که هیچ اشتباهی در عملیات انفجار رخ نداده است. در اکثر شرایط، ایمن‌ترین راه برای دفع یک انفجار ناقص، انفجار مجدد است. پیش‌بینی انفجار ناقص بر دو نوع است: (۱) صحیح، مشخص یا مناسب (۲) نادرست، نامشخص یا نامناسب (Taji et al., 2013).

تاجی و همکاران در سال ۲۰۱۳ مطابق جدول ۲-۱۲ شرایط انفجار را در سه رده‌بندی عدم وجود اشتباه، تعداد کم یا متمرکز و پراکنده یا متعدد با ویژگی‌های مناسب، متوسط و نامناسب طبقه‌بندی کرده‌اند.

جدول ۲-۱۲: بررسی نتایج عملکرد چال‌ها (ζ_{MI}) (Taji et al., 2013)

پیش‌بینی			عملکرد چال‌ها (ζ_{MI})	
نامناسب	متوسط	مناسب	رده بندی	شرایط ناقص
۵	۳	۱	I	عدم وجود اشتباه
۱۳	۱۱	۹	II	تعداد کم و/ یا متمرکز
۲۰	۱۸	۱۶	III	پراکنده و/ یا متعدد

۲-۶- شاخص قابلیت انفجار توده‌سنگ

یک عملیات آتشباری با طراحی خوب، عملیاتی است که منجر به تولید سنگ خردشده‌ای شود که ابعاد و توزیع دانه‌بندی آن مطابق با ابعاد و توزیع دانه‌بندی قابل بارگیری و باربری توسط تجهیزات موجود و قابل خردایش توسط کارخانه سنگ‌شکنی است و نیاز به خرد کردن مجدد سنگ ندارد. از آنجایی که میزان خردایش ناشی از آتشباری تاثیر مهمی بر فرآیند دیگر عملیات معدنکاری از قبیل بارگیری، باربری، سنگ‌شکنی و آسیاکنی دارد؛ انجام مطالعات جهت بهینه‌سازی خردایش اهمیت قابل توجهی دارد، چرا که علاوه بر تاثیر مستقیم بر هزینه استخراج و فرآوری ماده معدنی، بر ایمنی این عملیات و کنترل پرتاب سنگ نیز موثر است.

قابلیت انفجار توده‌سنگ، ویژگی بسیار مهمی در طراحی آتشباری معادن و فعالیت‌های عمرانی می‌باشد که با سیستم توده‌سنگ، سیستم انفجار و شرایط محیطی انفجار دارای ارتباطی نزدیک است و نتیجه آن خردایش توده‌سنگ به ابعاد و با توزیع دانه‌بندی مورد نیاز می‌باشد. از آنجاکه ویژگی‌های موثر بر قابلیت انفجار و نتیجه آتشباری زیاد می‌باشد، محققان در تحقیقات خود بسته به وزن تاثیر، برخی از آن‌ها را مورد بررسی قرار داده‌اند و تاثیر آن‌ها را از طریق روابطی استنباط کرده‌اند. برخی از این محققان قابلیت انفجار را با شاخصی ساده بیان نموده، برخی با یک طبقه‌بندی دارای پارامترهای متعدد و برخی دیگر با استفاده از روش‌های هوشمند ارتباط آن‌ها را پیدا نموده‌اند (بخشنده امینه و مالکی‌نژاد، ۱۳۹۱).

اهمیت وجود چنین شاخصی، قابلیت کاربرد آن در پروژه‌های معدنی جهت طراحی بهینه طرح آتشباری برای رسیدن به توزیع اندازه مورد نظر ذرات حاصل از انفجار با حداقل مواد منفجره مصرفی می‌باشد. در صورت دستیابی به چنین شاخصی، علاوه بر کاهش هزینه تولید مصالح معدنی دلخواه می‌توان هزینه

بارگیری، حمل و نقل، خردایش و فرآوری ماده معدنی را تا حدود زیادی کاهش داد و در نتیجه قابلیت اقتصادی معدن را به شدت افزایش داد.

دو مدل تجربی برای محاسبه شاخص قابلیت انفجار توسط لیلی^۱ (۱۹۹۲) و دیگری توسط مومیوند (۱۳۸۶) ارائه شده است. در ادامه به شرح مختصر هر یک پرداخته شده است.

۲-۶-۱- مدل قابلیت انفجار لیلی

لیلی در سال ۱۹۹۲ مدلی برای محاسبه قابلیت انفجارپذیری توده سنگ براساس تابعی از پنج پارامتر خواص مکانیکی، فیزیکی و ساختاری سنگ تعریف کرد. رابطه ۲-۹، رابطه حاصل از نتایج تحقیقات لیلی را نشان می دهد (lilly, 1992).

$$BI = 0.5(RMD + JPS + JPO + SGI + 0.05UCS) \quad \text{رابطه (۲-۹)}$$

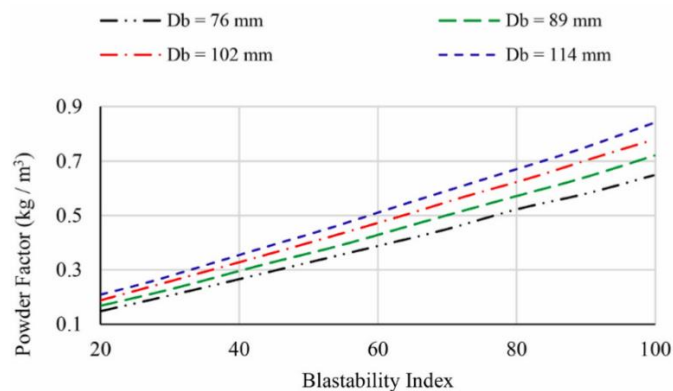
در این رابطه RMD توصیف کلی توده سنگ، JPS چگالی درزه داری، JPO جهت یافتگی درزه ها، SGI وزن مخصوص و UCS مقاومت فشاری تک محوره سنگ است. در جدول ۲-۱۳، مقادیر هر یک از این پارامترها ارائه شده است (lilly, 1992).

1 lilly

جدول ۲-۱۳: امتیاز پارامترهای لیلی (lilly., 1992)

پارامتر	وضعیت	امتیاز
توصیف توده سنگ (RMD)	سنگ ترد و شکننده بلوکی توده‌ای	۱۰ ۲۰ ۵۰
فاصله صفحه درزه‌ها (JPS)	بسته (کمتر از ۱۰ سانتی‌متر) متوسط (بین ۱۰ تا ۱۰۰ سانتی‌متر) باز (بیشتر از ۱۰۰ سانتی‌متر)	۱۰ ۲۰ ۵۰
جهت صفحه درزه‌ها (JPO)	افقی شیب به سمت خارج جبهه کار امتداد عمود بر جبهه کار شیب به سمت داخل جبهه کار	۱۰ ۲۰ ۳۰ ۴۰
تأثیر وزن مخصوص (SGI)	SG : وزن مخصوص (t/m^3)	$SGI = 25SG - 50$
مقاومت فشاری تک محوره (UCS)	-----	0.05UCS
$BI = 0.5(RMD + JPS + JPO + SGI + 0.05UCS)$		

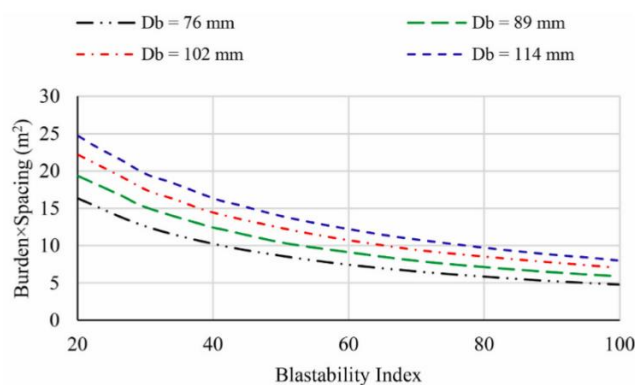
لیلی ارتباط بین شاخص قابلیت انفجار (BI) و فاکتور پودر^۱، برای قطرهای مختلف چال انفجاری را ارائه نموده است. شکل ۲-۹ نمودار ارتباط BI را با فاکتور پودر برای قطرهای مختلف نشان می‌دهد. در این نمودار، شاخص قابلیت انفجار با فاکتور پودر رابطه مستقیم دارد و با افزایش BI، فاکتور پودر نیز افزایش می‌یابد.



شکل ۲-۹: نمودار ارتباط BI با فاکتور پودر برای قطرهای مختلف چال انفجاری (lilly., 1992)

همچنین لیلی بیان کرد، با کاهش مقدار BI، فاصله ردیف‌ها و چال‌های انفجاری ($B \times S$)، افزایش می‌یابد.

شکل ۲-۱۰ نمودار تاثیر تغییرات شاخص قابلیت انفجار بر افزایش یا کاهش فاصله طولی و عرضی چال‌ها با قطرهای مختلف را نشان می‌دهد.



شکل ۲-۱۰: تاثیر شاخص قابلیت انفجار بر $B \times S$ چال‌ها با قطرهای مختلف چال انفجاری (lilly., 1992)

۲-۶-۲- مدل قابلیت انفجار مومیوند

مومیوند در سال ۱۳۸۶ به ارائه روشی جدید برای طراحی الگوی چال‌های انفجار در معادن روباز برای یک نوع سنگ (سنگ گچ) پرداخته است. او با هدف بهینه‌سازی نسبت بارسنگ به قطر چال (B/φ_h) با استفاده از نتایج حاصل از بررسی فرآیند چالزنی و آتشباری تا سنگ‌شکنی به طور عملی در معادن مختلف، برداشت ویژگی‌های توده‌سنگ و یافتن عامل جدید موثر در نسبت (B/φ_h) به نام اندازه دهانه ناپیوستگی‌ها، روش جدیدی تحت عنوان شاخص خردایش سنگ^۱ ارائه کرد. در جدول ۲-۱۴ پارامترهای شاخص خردایش سنگ در مدل قابلیت انفجار مومیوند ارائه شده است (مومیوند، ۱۳۸۶).

1 RFI

جدول ۲-۱۴: پارامترهای شاخص خردایش سنگ (مومیوند، ۱۳۸۶)

عدد معرف	پارامترهای خردایش سنگ (<i>RFI</i>)
<i>DPA</i>	جدایش دهانه درزه‌ها (ناپیوستگی)
۸	خیلی کم بسته، کمتر از ۱ میلی‌متر
۷	کم، ۱ تا ۵ میلی‌متر
۶	متوسط و پرشده، ۵ تا ۵۰ میلی‌متر
۵	متوسط و بدون پرشدگی، ۵ تا ۵۰ میلی‌متر
۴	زیاد و پرشده، بیش از ۵۰ میلی‌متر
۳	زیاد و بدون پرشدگی، بیش از ۵۰ میلی‌متر
<i>DPS</i>	فاصله درزه‌ها
۱۲	نزدیک، کم تر از ۰/۱ متر
۷	متوسط، ۰/۱ تا ۱ متر
۴	عریض، بیش از ۱ متر
<i>DPO</i>	جهت یافتگی درزه‌ها
۶	افقی
۵	شیب به طرف بیرون جبهه‌کار
۴	امتداد عمود بر جبهه‌کار
۳	شیب به طرف داخل جبهه‌کار
<i>RMD</i>	شرح توده‌سنگ
۱۰	پودری (خردشده)
۶	بلوکی
۴	کاملاً یکپارچه
<i>UCS</i>	مقاومت تک‌محوری ماده‌سنگ
۶	خیلی کم، کم تر از ۲۵ مگاپاسکال
۵	مقاومت کم، ۲۵ تا ۵۰ مگاپاسکال
۴	مقاومت متوسط، ۵۰ تا ۱۰۰ مگاپاسکال
۳	مقاومت زیاد، ۱۰ تا ۲۰۰ مگاپاسکال
۲	مقاومت خیلی زیاد، بیش از ۲۰۰ مگاپاسکال
$RFI = DPA + DPS + DPO + RMD + UCS$	

۲-۶-۳- تعیین میزان خردایش با استفاده از شاخص قابلیت انفجار توده‌سنگ

به علت اهمیت ویژگی‌های توده‌سنگ در میزان خردشدگی حاصل از انفجار و وجود پارامترهای بیشتری از توده‌سنگ در تعیین شاخص قابلیت انفجار، کونینگهام مدل پیشین خود را با به کارگیری این شاخص، تحت عنوان مدل اصلاح شده کاز-رام به صورت رابطه ۲-۱۰ تغییر داد (Cunningham., 1987).

$$\bar{X} = 0.06BI\left(\frac{V}{Q}\right)^{0.8} Q^{0.167} \left(\frac{115}{S_{ANFO}}\right)^{0.633} \quad \text{رابطه (۲-۱۰)}$$

در رابطه ۲-۹، $\bar{X}$ متوسط ابعاد قطعات خرد شده به سانتی‌متر، BI شاخص قابلیت انفجار، S_{ANFO}

قدرت وزنی ماده منفجره نسبت به آنفو (برای آنفو ۱۰۰ و برای تی.ان. تی ۱۱۵)، V حجم سنگ به ازای هر

چال به متر مکعب و Q وزن خرج هر چال به کیلوگرم است.

مدل‌های متعدد دیگری نیز برای پیش‌بینی میزان خردایش ارائه شده است، این مدل‌ها عبارتند از:

- روش دنیس و گاما (۱۹۹۵)
- مدل لارسون (۱۹۹۹)
- مدل کازنتسوف (۱۹۹۱)
- مدل کاز-رام (۱۹۸۳)
- مدل سویدیفو (۱۹۹۰)
- مدل کو-روستن (۲۰۰۳)
- مدل کاز-رام اصلاح شده (توسط غیبی و همکاران ۲۰۰۹)

۲-۶-۴- بررسی اثر ناپیوستگی‌ها در خردایش توده‌سنگ

سیستم‌های درزه دارای ویژگی‌های متعددی هستند که در مطالعات شاخص‌بندی توده‌سنگ اندازه‌گیری می‌شوند. از نظر شکست سنگ، مهم‌ترین ویژگی سیستم درزه، فاصله‌داری و جهت‌داری درزه‌ها است (Lopez et al., 1995).

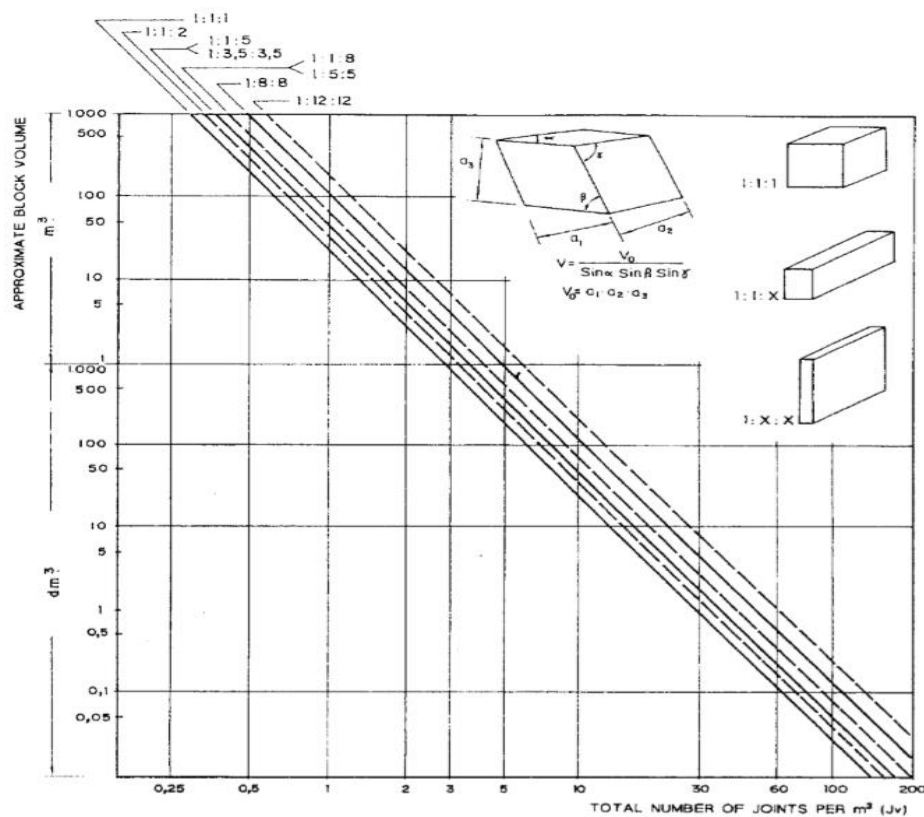
یکی از مهم‌ترین اندیس‌هایی که در طبقه‌بندی سنگ‌ها استفاده می‌شود، تعداد درزه حجمی (J_v) می‌باشد که به صورت تعداد کل درزه‌های سنگ در هر مترمکعب از آن تعریف می‌شود. این پارامتر از جمع درزه‌های موجود در هر متر برای هر کدام از دسته‌های موجود بدست می‌آید. رابطه ۲-۱۱، ارتباط میان شاخص کیفی سنگ و تعداد درزه حجمی را نشان می‌دهد (Palmstrom, 2009).

$$RQD = 115 - 3.3J_v \quad \text{FOR } J_v < 4.5 \quad \text{رابطه (۲-۱۱)}$$

در این رابطه، J_v تعداد درزه حجمی و RQD شاخص کیفی سنگ است.

حجم بلوک‌ها را می‌توان برحسب مقدار J_v و نسبت فواصل درزه‌ها در سه جهت مختلف بدست آورد.

شکل ۲-۱۱ تخمین حجم بلوک‌های برجای سنگ را نشان می‌دهد. در جدول ۲-۱۵ نیز مشخصات توده‌سنگ بر حسب J_v ارائه شده است.



شکل ۲-۱۱: تخمین حجم بلوک‌های برجای سنگ (Lopez et al., 1995)

جدول ۲-۱۵: مشخصات توده سنگ (Lopez et al., 1995)

مشخصات توده سنگ	J_v
بلوک‌های خیلی بزرگ	> 1
بلوک‌های بزرگ	۱-۳
بلوک با اندازه متوسط	۳-۱۰
بلوک‌های کوچک	۱۰-۳۰
بلوک‌های خیلی کوچک	< 30

۲-۶-۴-۱- فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها

فاصله ناپیوستگی‌های موجود در توده سنگ بر میزان خردایش موثر است. اگر درزه‌ها نزدیک به هم قرار گرفته باشند، میزان خردشدن سنگ مطلوب است و ابعاد سنگ‌های حاصل همان ابعادی هستند که به وسیله تقاطع درزه‌ها مشخص شده‌اند. در این حالت انرژی موج ضربه‌ای حاصل از انفجار هدر نرفته و فرار گاز از طریق ناپیوستگی‌ها به دلیل کم بودن اندازه دهانه موجود در آن‌ها کمتر خواهد بود (استوار، ۱۳۸۰). میزان

خردشدگی براساس فاصله جناحی چال‌ها (S)، فاصله بین درزه‌ها (J_s) و حداکثر ابعاد بلوک قابل قبول (M)

تعیین می‌شود. روابطی بین این سه پارامتر در جدول ۲-۱۶ بیان شده است (Lopez et al., 1995).

جدول ۲-۱۶: رابطه احتمالی میان فاصله جناحی چال‌ها، فاصله‌داری درزه‌ها و حداکثر ابعاد بلوک‌ها (Lopez et al., 1995)

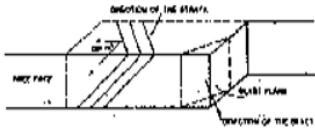
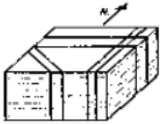
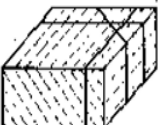
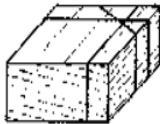
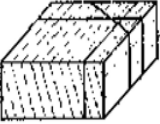
مورد	$J_s : S$	$J_s : M$	$S : M$	حساس بودن خردشدگی به خرج ویژه	درصد قطعات سنگی درشت
۱	$J_s > S$	$J_s > M$	$S > M$	بلی	متوسط
۲	$J_s > S$	$J_s > M$	$S < M$	بلی	کم
۳	$J_s > S$	$J_s < M$	$S < M$	بلی	کم
۴	$J_s < S$	$J_s > M$	$S > M$	خیر	بالا
۵	$J_s < S$	$J_s < M$	$S < M$	خیر	کم
۶	$J_s < S$	$J_s < M$	$S > M$	خیر	کم

۲-۶-۴-۲- جهت‌داری ناپیوستگی‌ها

جهت‌داری با توجه به بیشترین شیب صفحه ناپیوستگی نسبت به افق و جهت آزمون تعریف می‌شود.

جهت درزه‌ها تاثیر زیادی بر روی شکل و انتشار ترک‌های شعاعی و از طرفی تاثیرات زیادی بر روی اندازه و خردایش سنگ دارد. دو عامل شیب و امتداد شیب در بحث جهت‌داری درزه‌ها مطرح می‌شوند که این دو عامل تاثیر مستقیم بر نتایج انفجار دارد. درزه‌هایی که با محور چال‌های انفجاری موازی هستند نسبت به درزه‌هایی که عمودند تاثیر زیادی بر خردایش سنگ دارند. در جدول ۲-۱۷ تاثیر شیب و امتداد درزه بر نتایج آتشباری ارائه شده است (Lopez et al., 1995).

جدول ۲-۱۷: تاثیر شیب و امتداد درزه بر نتایج آتشفباری (Lopez et al., 1995)

			
نتیجه	زاویه جهت لایه و آتشفباری	شیب لایه	
-	جهت شکست بی اهمیت	$\alpha = 0^\circ$	
خردشستگی خوب و پله منظم خردشستگی متغیر و پله دندانهای مناسب ترین جهت	$\beta = 0^\circ = 135^\circ = 180^\circ = 225^\circ = 315^\circ = 360^\circ$ $\beta = 45^\circ$ $\beta = 90^\circ = 270^\circ$	$\alpha = 90^\circ$	
خوب نامناسب نسبتاً نامناسب قابل قبول بسیار خوب	$\beta = 0^\circ = 180^\circ = 360^\circ$ $\beta = 45^\circ = 135^\circ$ $\beta = 90^\circ$ $\beta = 225^\circ = 315^\circ$ $\beta = 270^\circ$	$\alpha = 45^\circ$	
خوب نامناسب نسبتاً نامناسب قابل قبول بسیار خوب نسبتاً نامناسب مناسب	$\beta = 0^\circ = 180^\circ = 360^\circ$ $\beta = 45^\circ = 135^\circ$ $\beta = 90^\circ$ $\beta = 225^\circ = 315^\circ$ $\beta = 270^\circ$ $\beta = 90^\circ$ $\beta = 270^\circ$	$0^\circ < \alpha < 45^\circ$ (همانند مورد قبل سختی عامل تعیین کننده است)	
-	بسته به مقدار α و یکپارچگی سنگ نتایج نزدیک به $\alpha = 45^\circ$ و $\alpha = 90^\circ$ است.	$45^\circ < \alpha < 90^\circ$	

۲-۶-۳- بازشدگی و پرشدگی ناپیوستگی‌ها

به‌طور کلی از نظر انتقال موج ضربه و نیز از دیدگاه فشار چال، در درزه‌های دارای بازشدگی، وجود پرکننده، سودمندتر از عدم وجود آن است. در صورتی که یک صفحه سست درزه باز شده و خالی بماند، می‌تواند سبب خروج گاز شود و اثر منفی زیادی روی نتایج خردایش داشته باشد. ناپیوستگی‌های بسته و یا به خوبی سیمانه شده از فرار گاز و عبور امواج فشاری جلوگیری می‌کنند. ولی ناپیوستگی‌های باز یا پر شده از مواد با خاصیت پلاستیک در مستهلک نمودن سریع‌تر امواج موثر بوده و می‌توانند تأثیرات منفی قابل توجهی را بر جای بگذارند. از طرفی ناپیوستگی‌ها با توجه به باز یا بسته بودن و همچنین با توجه به پرشدگی و جنس آن می‌توانند درجات مختلفی از انرژی ماده منفجره را انتقال دهند (Bhandari., 2013). در صورتی که درزه‌ها با موادی از قبیل کوارتز و کلسیت پر شوند، چون این مواد از جنس سنگ است اثر کمی بر میرایی امواج دارند. در عوض اگر درزه‌ها با رس پر شوند، رطوبت را جذب کرده و حالت پلاستیکی به خود می‌گیرند و سبب میرایی امواج می‌شوند (Fordyce et al., 1993).

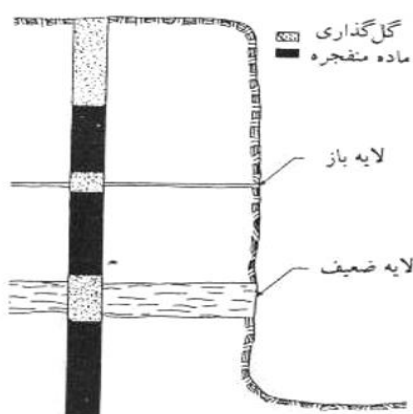
۲-۶-۴- اندازه (طول) ناپیوستگی‌ها

اندازه درزه‌ها رابطه مستقیم با بازشدگی آن‌ها دارد که از این جهت حائز اهمیت است. وقتی که اندازه ناپیوستگی‌های توده‌سنگ کوچک‌تر است، بازشدگی آن‌ها نیز کوچک‌تر است. نکته مهم‌تر این است که در این حالت نه تنها انرژی مواد منفجره هدر نمی‌رود، بلکه وجود درزه‌های کوچک‌تر به‌عنوان سطوح ضعیف عمل می‌کنند و در حین انفجار باعث خردایش بهتر سنگ می‌شوند.

۲-۶-۵- لایه‌بندی

لایه‌های پر شده با مواد نرم و یا لایه‌های باز، مشکلات جدی در انفجار ایجاد می‌کنند. زیرا موجب هدر رفتن انرژی ماده منفجره می‌شوند. وقتی که توده‌سنگ جلوی چال تکراری از لایه‌های سخت و سست باشد، انرژی ماده منفجره در لایه‌های سست تلف شده و خردشدن سنگ، بسیار ضعیف خواهد شد. راه حلی که می‌توان برای این‌گونه لایه‌ها اتخاذ نمود، همانند آنچه است که برای حفره‌ها بکار می‌رود، یعنی پس از شناسایی محل لایه باید آن را با مواد پرکننده مثل خرده سنگ پر کرد و یا در صورت بزرگی لایه، دهانه آن را با درپوش مخصوص بست و سپس اقدام به خرج‌گذاری نمود. شکل ۲-۱۲ خرج‌گذاری در محل لایه‌بندی‌های

سست را نشان می‌دهد. تکرار لایه های مقاوم و غیرمقاوم و همچنین وجود حفرات در سنگ منجر به خردشدن سنگ می‌شود. افزایش خرج ویژه به ندرت این اشکال را برطرف می‌کند و احتمالاً موجب جابجایی قطعات سنگ به فاصله بیشتر و ایجاد نرمه بیشتر می‌شود. در چنین حالاتی بهترین راه حل این است که چال‌های کوچک‌تر حفر شود تا توزیع ماده منفجره بهتر صورت گیرد (استوار، ۱۳۸۰).



شکل ۲-۱۲: خرج گذاری در محل لایه بندی های سست (استوار، ۱۳۸۰)

۲-۶-۴-۶-۲ گسل و چین خوردگی

اگر بلوک آتشیاری در مناطق گسله قرار داشته باشد، فرار گازهای انفجاری سبب کاهش انرژی انفجار می‌شود. بنابراین در این مناطق باید روش‌های ویژه‌ای نظیر خرج گذاری منقطع بکار برده شود (Lopez et al., 1995).

همچنین مناطق چین خورده، به‌طور معمول دارای چگالی بیشتری از درزه و ترک هستند. با توجه به این‌که چنین نواحی پردرزه و شکافی تاثیر قابل توجهی بر نتایج انفجار دارد، لذا شناسایی مناطق چین خورده در عملیات انفجار بسیار پراهمیت است (Bohloli, 1997).

۲-۶-۴-۷-۲ شاخص کیفی توده سنگ (RQD)

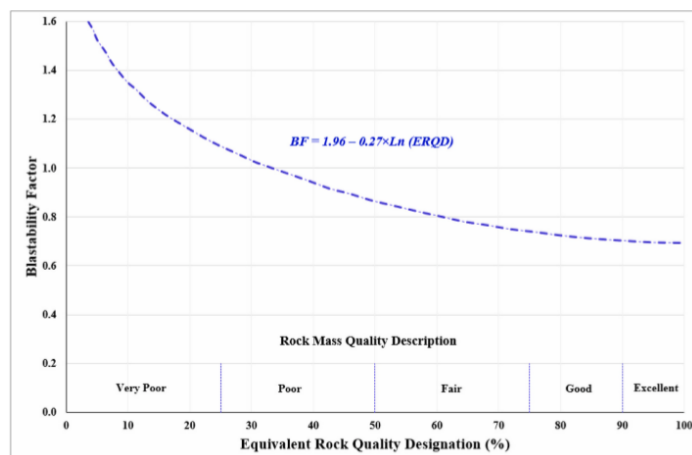
شاخص کیفی توده سنگ (RQD)، معیاری تقریبی برای تعیین میزان درزه داری یا تعداد شکستگی‌های درون توده سنگ محسوب می‌شود. با در نظر گرفتن اثرات آلتراسیون، شاخص RQD به صورت رابطه ۲-۱۲ اصلاح شده است. در این رابطه، CF_{js} ضریب تصحیح مقاومت درزه و تابعی از سفتی و مواد پرکننده درزه است.

$$ERQD = CF_{js} \times RQD \quad \text{رابطه (۲-۱۲)}$$

بر این اساس با استفاده از شاخص کیفی توده‌سنگ اصلاح شده (ERQD)، ضریب انفجار بورخس^۱ (BF) به صورت رابطه ۱۳-۲ محاسبه می‌شود (Borquez., 1981).

$$BF = 1.96 - 0.27 \times \ln(ERQD) \quad \text{رابطه (۱۳-۲)}$$

با توجه به شکل ۱۳-۲ و رابطه بیان شده توسط بورخس، هر چقدر کیفیت توده‌سنگ مطلوب‌تر و مناسب‌تر شود، میزان ضریب انفجار (BF) کاهش می‌یابد.



شکل ۱۳-۲ برآورد ضریب انفجار بورخس بر اساس شاخص کیفیت توده‌سنگ معادل (ERQD) (Borquez., 1981)

۲-۶-۴-۸ - اندیس مقاومت زمین‌شناسی (GSI)

شاخص مقاومت زمین‌شناسی (GSI)، اولین بار توسط هوک^۲ در سال ۱۹۹۵ ارائه شد تا بتواند در شرایط مختلف زمین‌شناسی، تخمینی از کاهش مقاومت توده‌سنگ داشته باشد. مطابق شکل ۱۴-۲، یک نموداری توصیفی بر اساس شاخص مقاومت زمین‌شناسی هوک و شاخص قابلیت انفجار لیلی توسط بیکرز^۳ توسعه داده شد. در این نمودار، شاخص BI بر اساس ترکیب پارامترهای توصیف توده سنگ و فاصله‌داری درزه محاسبه می‌شود (Bickers et al., 2002). مطابق این نمودار، با افزایش فاصله‌داری درزه‌ها و افزایش شاخص GSI، شاخص قابلیت انفجار کاهش می‌یابد.

1 Borquez

2 Hoek

3 Bickers

Parameter		Rating				
		Joint plane spacing				
		Decreasing block size (m)				
Rock mass structure		>1.0	1.0 – 0.6	0.6 – 0.3	0.3 – 0.1	< 0.1
	Intact or massive: Massive in-situ rock mass with widely spaced discontinuities	100	90			
	Blocky: Very well interlocked, undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70	50		
	Very blocky: Interlocked partially disturbed rock mass with multi-faced angular blocks formed by four or more discontinuity sets		60	40		
	Blocky/seamy: Folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets; persistent bedding or schistosity			30	25	20
	Laminated /sheared or friable: Lack of blockiness due to close spacing of laminations/foliations					

شکل ۲-۱۴: برآورد شاخص قابلیت انفجار (BI) بر اساس اندیس مقاومت زمین‌شناسی (GSI) (Bickers et al., 2002)

۷-۲- جمع‌بندی و نتیجه‌گیری

با توجه به توضیحاتی که در این فصل ارائه شده است، می‌توان بیان کرد که پارامترهای بسیاری بر نتیجه عملیات آتشفشانی تأثیر می‌گذارند که در دو گروه پارامترهای قابل کنترل و غیرقابل کنترل تقسیم می‌شوند. پارامترهای قابل کنترل توسط طراح عملیات تعیین می‌شود و از طرفی قابل تغییر می‌باشند. پارامترهای غیرقابل کنترل، پارامترهای ذاتی مرتبط به توده‌سنگ بوده که دارای ویژگی‌های سنگ بکر و ساختار ناپیوستگی‌ها بوده که غیرقابل تغییر توسط طراح می‌باشد.

بنابراین، می‌توان بیان کرد که پارامترهای قابل کنترل در دست مهندسين طراح است، در صورت بوجود آمدن مشکل به راحتی می‌توان آن را تغییر و مقادیر جدید را جایگزین کرد، درحالی که برای بدست آوردن مقدار دقیق پارامترهای ژئوتکنیکی باید آزمایش‌های آزمایشگاهی دقیق و برداشت‌های صحرایی منظم انجام داد و همچنین نظارت بر آن به درستی انجام پذیرد.

در این فصل شاخص قابلیت انفجار لیلی و مدل تجربی مومیوند بررسی شد. همچنین به بررسی اثر ناپیوستگی‌ها بر خردایش توده‌سنگ از جنبه‌های مختلف پرداخته شد. نتایج بررسی‌ها نشان داد که با کاهش درزه‌داری یا افزایش GSI، شاخص قابلیت انفجار (BI) افزایش می‌یابد.

فصل سوم

پیشینه پژوهش

۳-۱- مقدمه

تاکنون در مورد آتشباری و نحوه ارزیابی و پارامترهای موثر بر آنها، مطالعات گسترده‌ای انجام شده است. در بیشتر پژوهش‌ها ارزیابی عملیات‌های آتشباری صرفاً با استفاده از روش تجربی انجام شده و در برخی از مطالعات، با توجه به کاربردهای گسترده و نتایج مطلوب، از شاخص قابلیت انفجار برای ارزیابی استفاده شده است.

به منظور شناخت پژوهش‌های انجام شده در خصوص عملیات‌های آتشباری و پارامترهای موثر بر آن و همچنین شاخص قابلیت انفجار مطالعات پیشین بررسی شده است. در این فصل، با توجه به موضوع و هدف پایان‌نامه و مباحث مربوط به آن مطالعات قبلی انجام شده در بخش‌های مجزای قابلیت انفجار، پارامترهای موثر بر خردشدگی، توزیع خردشدگی ناشی از انفجار و اثر ناپیوستگی‌ها بر انفجار ارائه شده است.

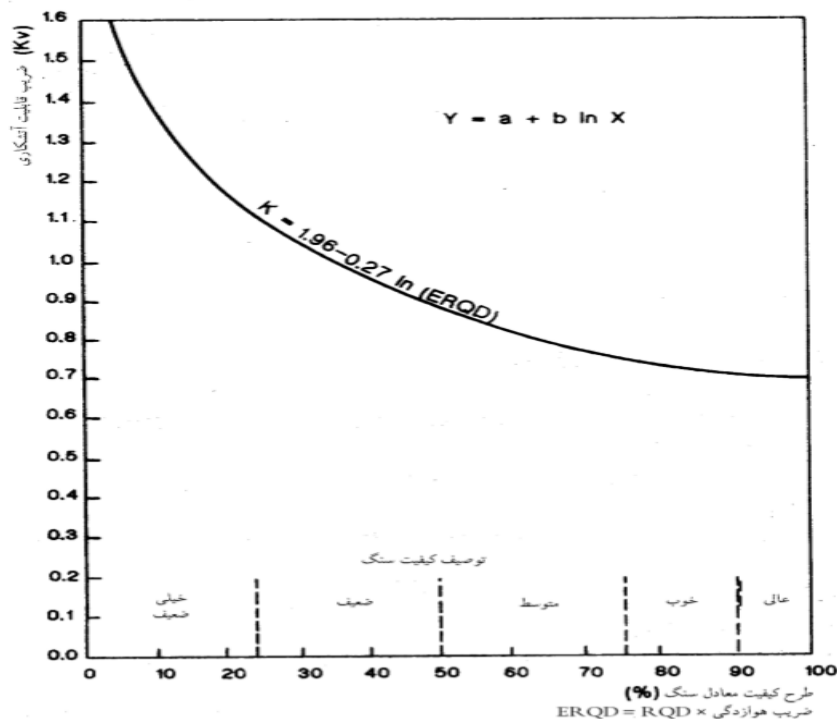
۳-۲- شاخص قابلیت انفجار

بورخس (۱۹۸۱) ضریب قابلیت آتشباری را از معادله پیرس^۱ بدست آورد و بارسنگ را بر حسب RQD محاسبه نمود. این معادله بوسیله یک ضریب آلتراسیون تصحیح شده است. به این ترتیب که مقاومت درزه‌ها به صورت تابعی از قفل‌شدگی و مواد پرکننده آنها وارد محاسبه شده‌اند. جدول ۳-۱ مقاومت درزه‌ها را به همراه ضریب تصحیح نمایش می‌دهد و شکل ۳-۱ ضریب قابلیت آتشباری K_v بر حسب ERQD را نشان می‌دهد (Borquez, 1981).

جدول ۳-۱: مقاومت درزه‌ها به همراه ضریب تصحیح آنها (Borquez, 1981)

ضریب تصحیح	مقاومت درزه
۱/۰	قوی
۰/۹	متوسط
۰/۸	ضعیف
۰/۷	بسیار ضعیف

1 Pierce



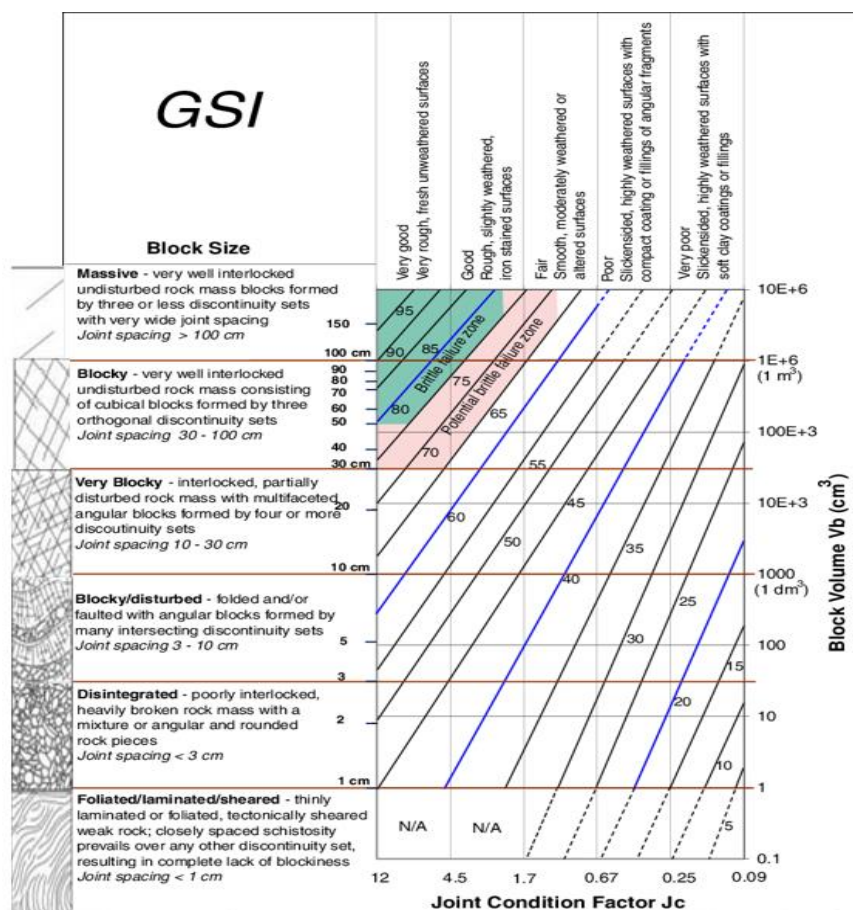
شکل ۳-۱: ضریب قابلیت آتشباری K_v بر حسب ERQD (Borquez, 1981)

غیبی و همکاران (۲۰۰۹) به ارائه مدل جدیدی از خردشدگی بر حسب قابلیت انفجار (BI) پرداختند. در این پژوهش توزیع اندازه دانه‌بندی در معدن مس سنگون توسط مدل کاز-رام پیش‌بینی کردند. نتایج پردازش تصویر نشان می‌دهد که کاز-رام توزیع اندازه ROM را بیش از حد ارزیابی می‌کند. بنابراین X_m (میانگین اندازه قطعه) و n (شاخص یکنواختی) به عنوان ورودی مدل، مقادیر واقعی نیستند و از طرفی الگوی انفجار و نوع انفجار یکسان بود. در نهایت به این نتیجه رسیدند که شاخص قابلیت انفجار BI، برخی از پارامترهای موثر مانند مواد پرکننده درزه را در نظر نمی‌گیرد؛ سپس در مدل جدید کاز-رام، عدد 0.073 در فرمول پیش‌بینی X_{50} اضافه کردند که این معادله جدید، دارای ضریب همبستگی بیشتر از 0.98 است (Gheibie et al., 2009).

$$X_m = 0.073BI \left(\frac{V_o}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{-19/30} \quad \text{رابطه (۳-۱)}$$

در رابطه ۳-۱، X_m متوسط ابعاد قطعات خرد شده به سانتی‌متر، BI شاخص قابلیت انفجار، S_{ANFO} قدرت وزنی ماده منفجره نسبت به آنفو (برای آنفو ۱۰۰ و برای تی.ان. تی ۱۱۵)، V_o حجم سنگ به ازای هر چال به متر مکعب و Q_e وزن خرج هر چال به کیلوگرم است.

چاتزیانگلو^۱ و کیرستاراس^۲ (۲۰۱۳) تاثیر ویژگی توده سنگ را بر نتایج انفجار مطالعه کردند. در این پژوهش آن‌ها توانستند با قرار دادن نتایج انفجار و خصوصیات توده سنگ با استفاده از سیستم طبقه‌بندی شده در کنار هم و با در نظر گرفتن شاخص قابلیت انفجار (BI) به یک سیستم طبقه‌بندی جدید به نام سیستم کیفیت انفجار (BQS) دست یابند که یک سیستم آسان و گسترده برای بدست آوردن شاخص قابلیت انفجار و خصوصیات توده سنگ می‌باشد. BQS یک سیستم بسیار مفید است زیرا شامل بیشتر ویژگی‌های توده سنگ می‌باشد که به راحتی تخمین زده می‌شوند. این سیستم کیفیت توده سنگ، جهت گیری ناپیوستگی‌ها و شاخص قابلیت انفجار را به هم مربوط می‌کند و برای تخمین ویژگی‌های توده سنگ و دامنه شاخص قابلیت انفجار به راحتی می‌توان آن را در حین حفاری اعمال کرد. شکل ۲-۳ تقسیم نمودار GSI بر حسب v_b (حجم بلوک) به هشت قسمت را نشان می‌دهد (Chatziangelou & Christaras, 2013).



شکل ۲-۳: تقسیم هشت قسمت از نمودار GSI نسبت به v_b (Chatziangelou & Christaras, 2013)

1 Chatziangelou
2 Christaras

جهانیان (۱۳۹۵) برآورد خرج ویژه به کمک شاخص قابلیت انفجار و شاخص خردایش سنگ با در نظر گرفتن خصوصیات زمین‌شناسی و مکانیک‌سنگی توده‌سنگ را مورد بررسی قرار دادند. در این پژوهش، معدن مارن یک کارخانه سیمان مشهد به ۵۲ زون مساوی تقسیم و مطالعات صحرایی برای برداشت پارامترهایی مانند فاصله‌داری، جهت‌داری، وضعیت پرشدگی درزه‌ها و توصیف توده‌سنگ انجام شد. در نهایت به کمک خرج ویژه محاسبه شده از روش شاخص قابلیت انفجار، طراحی الگوی انفجار را برای زون‌های معدن انجام دادند (جهانیان، ۱۳۹۵).

سلرز^۱ و همکاران (۲۰۱۹) با استفاده از ویژگی‌های توده‌سنگ، یک روش جدید برای انفجار بهینه و خردایش مناسب سنگ ارائه کردند. در این پژوهش نشان دادند که برای دستیابی به یک انفجار بهینه باید پارامترهای شاخص قابلیت انفجار، بر اساس مطالعه دقیق پارامترهای توده‌سنگ و مقاومت دینامیکی سنگ باشد. آن‌ها پیشنهاد کردند که قابلیت انفجار را بهتر است، به صورت مستقیم از پارامترهای ژئومکانیکی و ژئوتکنیکی اندازه‌گیری کرد (Sellers et al., 2019).

۳-۳- پارامترهای موثر بر خردشدگی

کلکسیدیل^۲ و همکاران (۲۰۰۹) تاثیر ویژگی‌های توده‌سنگ (وزن مخصوص، آب محتوا، مقاومت فشاری تک‌محوره، مقاومت کششی، چسبندگی و زاویه اصطکاک داخلی) را بر نتایج خردشدگی حاصل از انفجار بررسی کردند. کایلاک و همکاران نشان دادند که از بین ویژگی‌های مکانیکی و فیزیکی توده‌سنگ تنها بین زاویه اصطکاک داخلی، مقاومت کششی و خردشدگی، همبستگی بالایی وجود دارد. در نتیجه، با بررسی سایر پارامترهای توده‌سنگ دریافتند که دیگر پارامترها در توزیع دانه‌بندی، به صورت یکسان تاثیر گذار هستند (Klccedil et al., 2009).

بخشنده امینه و مالکی‌نژاد (۱۳۹۱) به تاثیر خردشدگی توده‌سنگ در عملیات انفجار پرداختند. خردشدگی یکی از مهم‌ترین پارامترهای موثر بر کارایی تجهیزات بارگیری، باربری و سنگ‌شکنی است؛ بنابراین، پیش‌بینی ابعاد قطعات خردشده حاصل از انفجار در تعیین پارامترهای الگوی انفجاری بهینه کمک خواهد

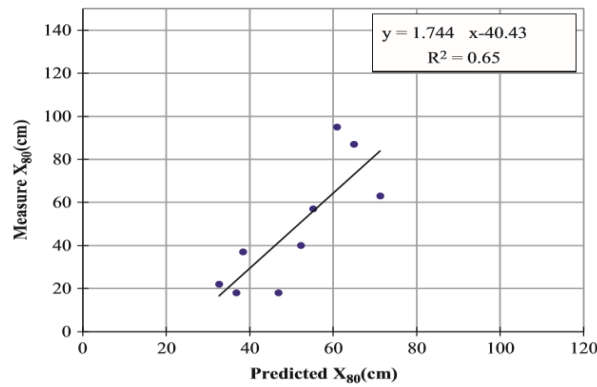
1 Sellers
2 Klccedil

کرد. هدف اصلی این پژوهش، ارائه مدلی جهت پیش‌بینی ابعاد خردشدگی حاصل از انفجار با استفاده از ترکیب مدل گرادی و کیپ است. مدل ارائه شده بیان‌کننده تعداد ترک‌های شعاعی ایجاد شده پیرامون چال انفجاری و مفهوم متوسط خردشدگی است. این مدل پیشنهادی نشان می‌دهد که متوسط خردشدگی تابعی از ویژگی‌های توده‌سنگ شامل سفتی شکست، ویژگی‌های ماده منفجره مصرفی شامل سرعت انفجار و چگالی ماده منفجر و پارامترهای مربوط به هندسه طرح انفجار شامل بارسنگ، فاصله چال‌ها در یک ردیف و قطر چال انفجاری است (بخشنده امینه و مالکی‌نژاد، ۱۳۹۱).

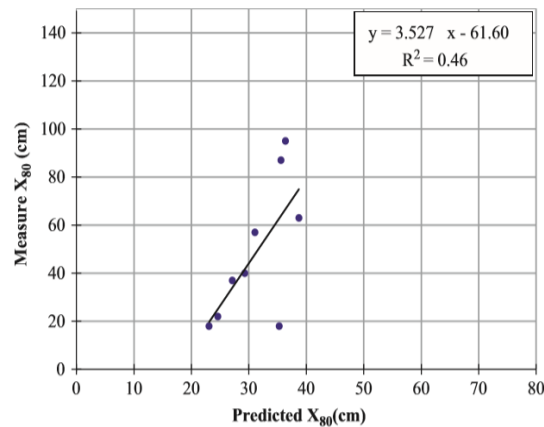
عزیزی و مومینوند (۲۰۲۱) با هدف بررسی ویژگی‌های توده‌سنگ و پارامترهای انفجار موثر بر خردایش سنگ، مطالعاتی انجام دادند. آن‌ها یک روش جدید با استفاده از تجزیه و تحلیل تصویر از پانزده معدن به کمک نرم‌افزار Split Desktop، برای نشان دادن جهت‌یافتگی درزه‌ها (JPS) و شرح توده‌سنگ (RMD) بکار بردند. در این روش، ارزیابی فاصله ناپیوستگی‌ها بهبود یافت و پارامترهایی که به درستی عوامل موثر بر خردایش سنگ را نشان می‌دادند نیز مورد استفاده قرار گرفت (Azizi & Moomivand, 2021).

۳-۴- توزیع خردشدگی ناشی از انفجار

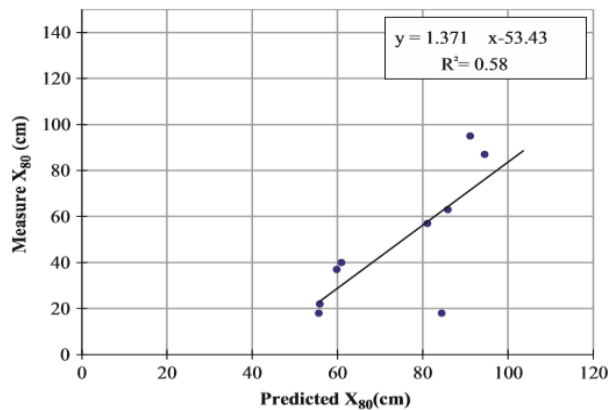
فرامرزی و همکاران (۲۰۱۳) مدل جدیدی برای پیش‌بینی خردشدگی سنگ بر اساس مفاهیم اساسی سیستم‌های مهندسی ارائه دادند و داده‌های مربوط به ۳۰ انفجار معادن روباز در ایران را جمع‌آوری کردند. آن‌ها برای پیش‌بینی خردایش از مدل RES، مدل کاز-رام و رگرسیون خطی چندگانه استفاده کردند. برای اعتبارسنجی مدل جدید، خردایش ۹ انفجار اندازه‌گیری و نتایج بدست آمده با پیش‌بینی‌های انجام شده توسط مدل کاز-رام، RES و رگرسیون چندگانه مقایسه شد و سپس ضریب تعیین R^2 و میانگین خطای مربع ریشه (RMSE) برای مقایسه نتایج بدست آمده، محاسبه شد. در نهایت به این نتیجه دست یافتند که مدل مبتنی بر RES با R^2 بیشتر و با RMSE کمتر عملکرد بهتری نسبت به سایر مدل‌ها دارد. شکل ۳-۳، شکل ۴-۳ و شکل ۵-۳ به ترتیب منحنی هریک از مدل‌ها X_{80} مبتنی بر RES، X_{80} مبتنی بر کاز-رام و X_{80} مبتنی بر رگرسیون خطی چند متغیره را نشان می‌دهد (Faramarzi et al., 2013).



شکل ۳-۳: X_{80} ، مدل مبتنی بر RES، اندازه گیری و پیش بینی شده (Faramarzi et al., 2013)



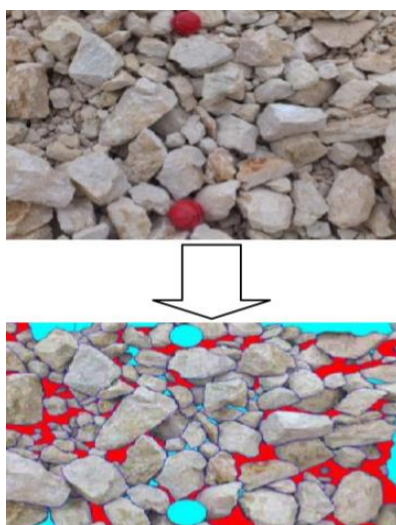
شکل ۳-۴: X_{80} ، مدل مبتنی بر کار-رام، اندازه گیری و پیش بینی شده (Faramarzi et al., 2013)



شکل ۳-۵: X_{80} ، مدل مبتنی بر رگرسیون خطی چندگانه اندازه گیری و پیش بینی شده (Faramarzi et al., 2013)

امیرشوا و مومیوند (۱۳۹۳) با استفاده از مدل اصلاح شده کار-رام و آنالیز تصویری، متوسط ابعاد خردشده یک معدن روباز را محاسبه کردند. آن‌ها در این پژوهش با استفاده از نرم افزار Split Desktop منحنی دانه‌بندی و متوسط ابعاد خردشده ($\bar{X}$) را محاسبه نمودند که نتایج بدست آمده نشان می‌دهد، متوسط اندازه خردایش سنگ در روش آنالیز تصویری برابر ۱۱/۴۲ سانتی‌متر است، در حالی که نتایج حاصل از مدل اصلاح

شده کاز-رام برابر ۹/۵۲ است که این مقدار از روش اصلاح شده کاز-رام بیشتر است. آن‌ها بیان کردند، یک دلیل بزرگ‌تر بودن متوسط ابعاد قطعات خرد شده ($\bar{X}$) به روش آنالیز تصویری، انفجار یک ردیف چال در معدن مورد مطالعه در رابطه با صدمات ناشی از لرزش زمین در انفجار قبلی است. زیرا اولین ردیف چال‌ها در اثر انفجار قبلی تحت تاثیر عقب‌زدگی قرار گرفته است. دیگر دلیل این اختلاف فقدان پارامترهایی همچون اندازه دهانه ناپیوستگی‌ها در شاخص قابلیت انفجار (BI) است. شکل ۳-۶ نمونه تصویر برداشت شده قبل و بعد از آنالیز و شکل ۳-۷ نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش نشان می‌دهد (امیر شنوا و مومیوند، ۱۳۹۳).



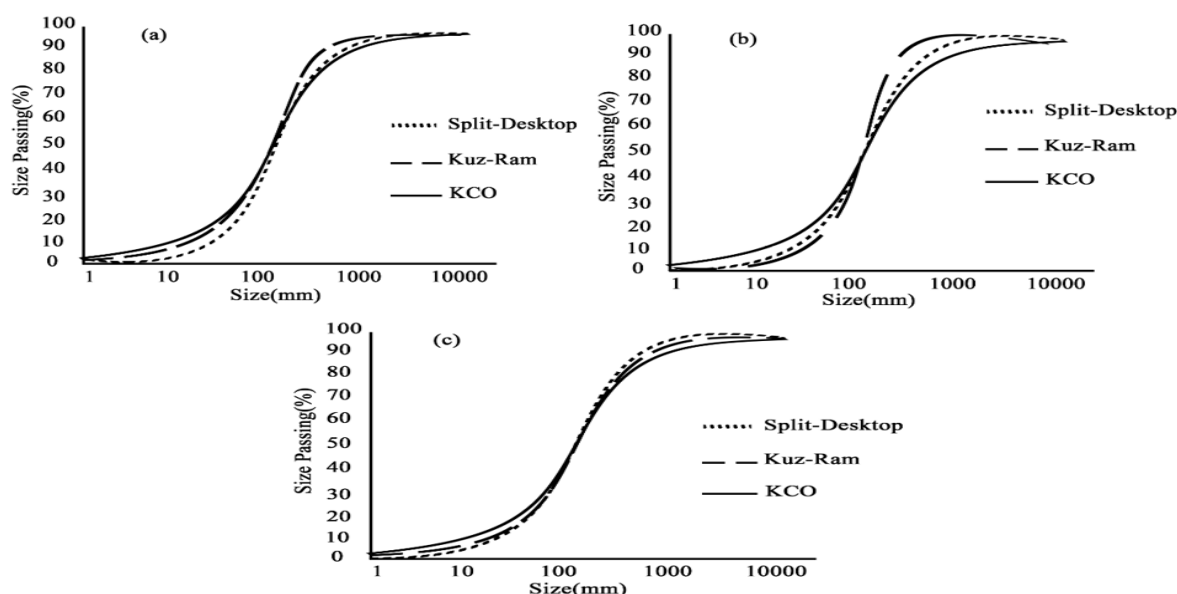
شکل ۳-۶: نمونه تصویر برداشت شده قبل و بعد از آنالیز (امیرشنوا و مومیوند، ۱۳۹۳)



شکل ۳-۷: نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش (امیرشنوا و مومیوند، ۱۳۹۳)

منصوری و همکاران (۱۳۹۳) به انتخاب مدل پیش‌بینی خردایش مناسب در معدن مس سرچشمه پرداخته‌اند. هدف از پژوهش آن‌ها بدست آوردن مقدار توزیع خردایش ناشی از انفجارها، بررسی توانایی دو مدل کاز-رام و سویبرک برای پیش‌بینی خردایش در معدن مس سرچشمه است. آن‌ها ابتدا از توده‌سنگ خرد

شده عکس‌برداری و سپس با استفاده از نرم افزار آنالیز تصویری Split Desktop منحنی دانه‌بندی را بدست آوردند. منحنی‌های بدست آمده با منحنی‌های حاصل از دو مدل کاز-رام و KCO مقایسه شدند. نتایج بدست آمده نشان داد که مدل کاز-رام تطابق بهتری نسبت به مدل KCO با شرایط انفجارها در معدن مس سرچشمه دارد. شکل ۳-۸ مقایسه منحنی توزیع دانه بندی بدست آمده از آنالیز تصویری از دو مدل پیش‌بینی خردایش مدل اصلاح شده کاز-رام و مدل KCO را نشان می‌دهد (منصوری و همکاران، ۱۳۹۳).



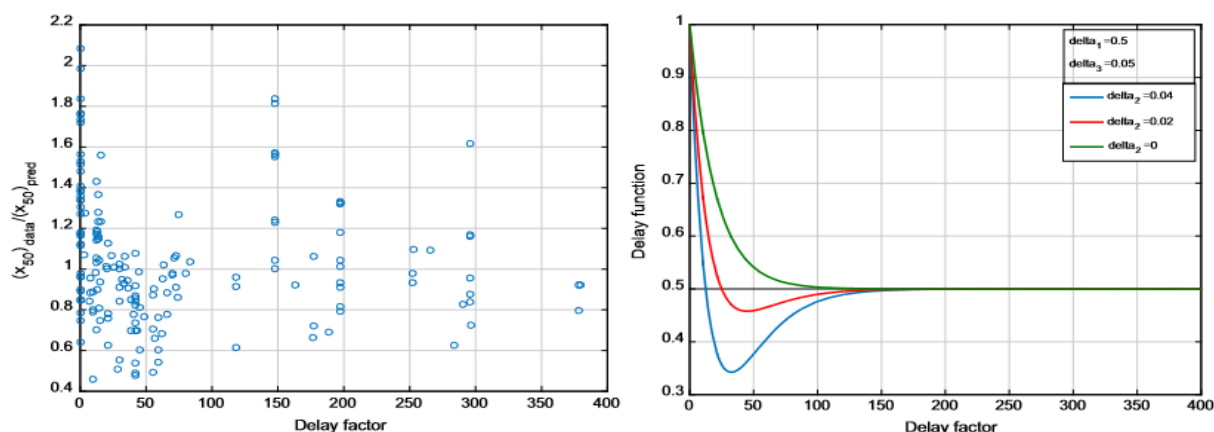
شکل ۳-۸: مقایسه منحنی توزیع دانه بندی بدست آمده از آنالیز تصویری از دو مدل پیش‌بینی خردایش مدل اصلاح شده کاز-رام و مدل KCO (منصوری و همکاران، ۱۳۹۳)

بابائیان (۱۳۹۷) به بررسی کارایی توزیع دانه‌بندی خردایش با استفاده از تابع روزین راملر با توجه به آنالیز تصویری و طراحی الگوی انفجار پرداختند. در این پژوهش، برای بدست آوردن مقدار شاخص یکنواختی و همچنین متوسط ابعاد خردایش در معدن بوکسیت جاجرم، ابتدا پارامترهای لازم در معدن جمع‌آوری و سپس از توده‌سنگ خرد شده عکس‌برداری و با نرم‌افزار Split Desktop توزیع خردایش و همچنین شاخص یکنواختی و متوسط ابعاد خردایش بدست آمد. در نهایت به دلیل اینکه مقادیر مدل‌های تجربی با مقادیر آنالیز تصویری دارای اختلاف زیاد بود یک مدل رگرسیون برای معدن پیشنهاد کردند (بابائیان، ۱۳۹۷).

سانچیدریان^۱ و اچترلونی^۲ (۲۰۱۷) بر اساس تئوری برخورد سیارک‌ها مدلی برای خردایش سنگ در معادن روباز ارائه کردند. آن‌ها در این تئوری سه عامل جهت‌گیری ناپیوستگی‌ها، فاصله ناپیوستگی‌ها و فاصله

1 Sanchidrian
2 Ouchterlony

چال‌های انفجاری را به طور موفقیت آمیز اضافه کردند. مدل ارائه شده بوسیله یک مدل غیرخطی حاصل از ۱۶۹ توزیع دانه‌بندی انفجار در معادن روباز، که با در نظر گرفتن ابعاد پله‌های مختلف و زمان‌های تاخیر کالیبره شدند که خطای پیش‌بینی شده برای این مدل ۲۵ درصد اعلام شده است. شکل ۳-۹ در سمت چپ، مدل بدون در نظر گرفتن زمان تاخیر و درست‌راست با در نظر گرفتن زمان تاخیر نمایش داده شده است (Sanchidrian & Ouchterlony, 2017).



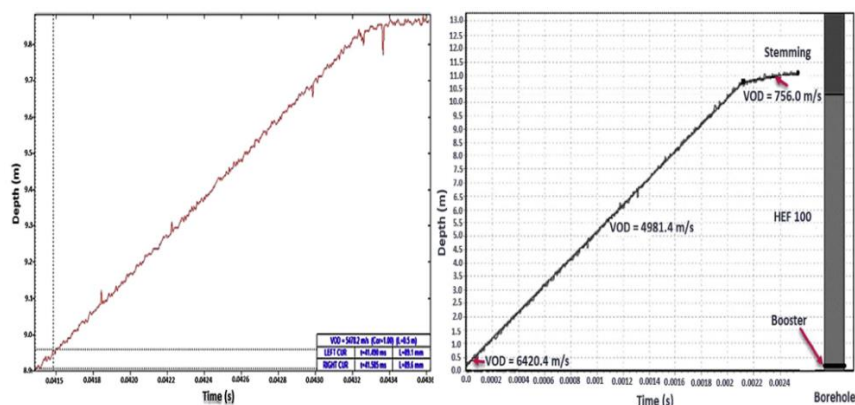
شکل ۳-۹: مدل بدون زمان تاخیر و همراه با زمان تاخیر (Sanchidrian & Ouchterlony, 2017)

کابوه^۱ (۲۰۱۸) در پژوهشی به بررسی عملکرد انفجار بر اساس نتایج بدست آمده از اندازه‌گیری سرعت انفجار^۲ (VOD) با استفاده از مواد منفجره امولسیونی HEF100 و تاثیر آن بر خردایش در یک معدن روباز پرداخته است. در این پژوهش سرعت انفجار در حالت پایدار در معدن با سرعت انفجار منتشر شده HEF100 در شرایط ایده‌آل آزمایشگاهی مقایسه شده است. برای اندازه‌گیری و ثبت مقادیر سرعت انفجار در حالت پایدار معدن از پنج چال انفجاری مختلف استفاده شده است. همچنین با استفاده از مدل اصلاح شده کاز-رام و آنالیز تصویری، متوسط ابعاد خرد شده معدن روباز نیز محاسبه شده است. او در این پژوهش با استفاده از نرم‌افزار Split Desktop، منحنی دانه‌بندی و متوسط ابعاد خرد شده ($\bar{X}$) را محاسبه نمود. نتایج بدست آمده نشان می‌دهد، متوسط اندازه خردایش سنگ در روش آنالیز تصویری ۲۹۰ میلی‌متر است، در حالی که نتایج حاصل از مدل اصلاح شده کاز-رام، ۲۲۰ میلی‌متر است. همانطور که مشاهده می‌شود اختلاف بین مقادیر پیش‌بینی شده کاز-رام و نتایج آنالیز تصویر در حدود ۲۴ درصد است. او بیان کرد، VOD منتشر شده در شرایط ایده‌آل

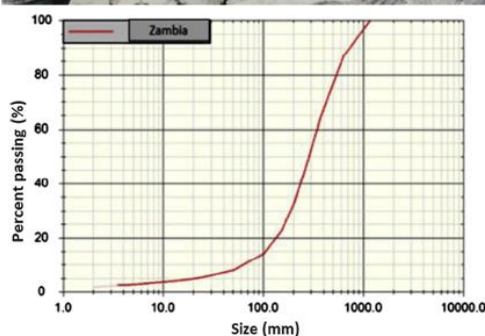
1 kabwe

2 Velocity Of Detonation

آزمایشگاهی با VOD در حالت پایدار متفاوت است. شکل ۳-۱۰ مقایسه سرعت انفجار در چال انفجاری و آزمایشگاه و شکل ۳-۱۱ کپه انفجاری و نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش را نشان می‌دهد (kabwe., 2018).



شکل ۳-۱۰: مقایسه سرعت انفجار در چال انفجاری و آزمایشگاه (kabwe., 2018)

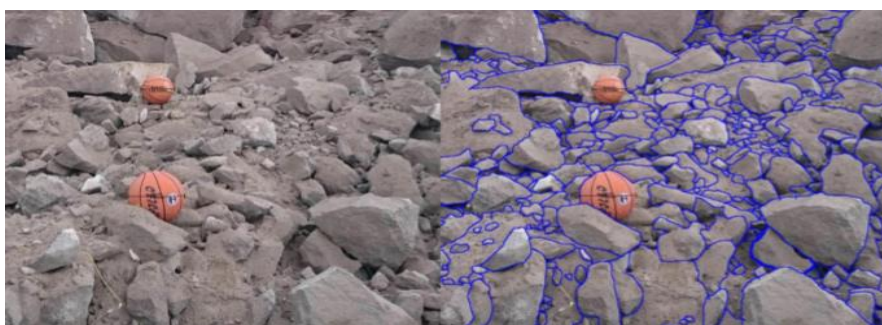


شکل ۳-۱۱: کپه انفجاری و نمودار توزیع دانه‌بندی (kabwe., 2018)

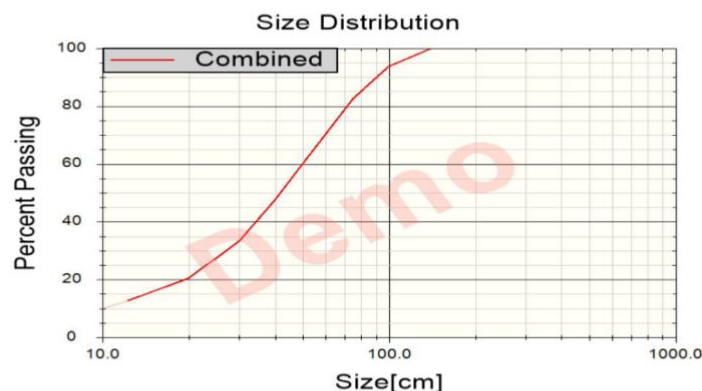
سوزا^۱ و همکاران (۲۰۱۸) در پژوهشی در یک معدن روباز در یافتند، یکی از راه‌های بهینه‌سازی عملیات انفجار توده‌سنگ، انجام تجزیه و تحلیل ساختاری توده‌سنگ است. برای این کار از الگوریتم‌هایی که امکان تجزیه و تحلیل درجه خردایش را با تغییر پارامترهای هندسی و ژئومکانیکی فراهم می‌کند، استفاده

1 Souza

نمودند. در نهایت پس از تجزیه و تحلیل اندازه ذرات توسط پردازش تصویر دیجیتال با برنامه Split Desktop مشاهده کردند که بررسی ویژگی‌های توده‌سنگ برای بهینه‌سازی عملیات انفجار ضروری می‌باشد، زیرا مطالعه دقیق توده‌سنگ علاوه بر کاهش هزینه‌های حمل و نقل، هزینه‌های حفاری و هزینه‌های آتشیاری باعث بهینه‌سازی عملیات انفجار، افزایش تولید و کاهش زمان چرخه عملیات استخراج نیز می‌شود. شکل ۳-۱۲ تجزیه و تحلیل و ترسیم کپه‌های انفجاری را با مقیاس مشخص به کمک نرم‌افزار نمایش داده است. شکل ۳-۱۳ نمودار کلی تجزیه و تحلیل اندازه ذرات انفجار سنگ از کپه انفجاری را مشخص و نمایش می‌دهد (Souza et al., 2018).



شکل ۳-۱۲: تجزیه کپه‌های انفجاری توسط نرم‌افزار (Souza et al., 2018)



شکل ۳-۱۳: نمودار کلی تجزیه و تحلیل اندازه ذرات (Souza et al., 2018)

۳-۵- اثر ناپیوستگی‌ها بر انفجار

لو^۱ و لاتهام^۲ (۱۹۹۸) ویژگی‌های سنگ بکر و ناپیوستگی‌های موجود در توده‌سنگ را به عنوان مهم‌ترین پارامترهای تأثیرگذار بر نتایج انفجار معرفی کردند. آن‌ها با تعریف انفجار به عنوان تغییر شکل توزیع

1 Lu
2 Latham

اندازه درجا به توزیع اندازه توده خرد شده، مدلی تحت عنوان مدل انرژی-بلوک-انتقال را که در آن از قابلیت انفجارپذیری توده سنگ استفاده شده بود، توسعه دادند. آن‌ها توانستند رابطه تجربی بین B (مقاومت توده سنگ را در برابر خرد شدن توده سنگ بیان می‌کند) و BI ارائه دهند تا مقایسه‌ای بین مدل‌های پیش‌بینی انفجار و مدل انرژی-بلوک-انتقال ایجاد شود (Lu & Latham, 1998).

چاکرابورتی^۱ و همکاران (۲۰۰۴) با آنالیز خطی داده‌های حاصل از ۳۵ انفجار در سه معدن بزرگ، درجه تاثیر پارامترهای مختلف از جمله مدول یانگ، مقاومت فشاری تک‌محوره و غیره را بررسی نموده و راهبردهای نتیجه بخشی را برای بهبود خردایش حاصل از انفجار در سنگ‌های درزه‌دار و توده‌ای ارائه کردند. نتایج مطالعات آن‌ها در جدول ۲-۳ نشان داده شده است (Chakraborty et al., 2004).

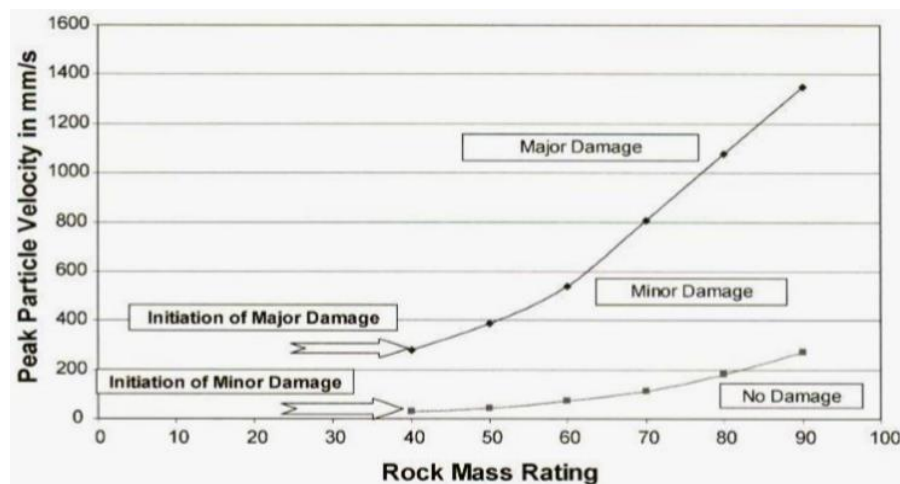
جدول ۲-۳: راهکارهای بهبود خردشدگی (Chakraborty et al., 2004)

راهکارهایی برای بهبود خردشدگی				RQD	نوع تشکیلات
افزایش ارتفاع پله	کاهش طول گل‌گذاری	افزایش نسبت فاصله چال‌ها در یک ردیف به بارسنگ	استفاده از ماده منفجره دارای انرژی گازی بیشتر	کمتر از ۶۰	درزه‌دار
کاهش بار سنگ	افزایش نسبت فاصله چال‌ها در یک ردیف به بارسنگ	کاهش انحراف حفاری	استفاده از ماده منفجره چگال‌تر	بیشتر از ۶۰	توده‌ای

بَکر^۲ و همکاران (۲۰۱۳) به مطالعه ناپیوستگی‌ها در ارتباط با عملیات آتشیاری پرداختند. ناپیوستگی‌ها قسمتی جدا ناپذیر از توده سنگ می‌باشند و مشکلات زیادی را در عملیات‌های آتشیاری ایجاد می‌کنند. ناپیوستگی‌ها می‌تواند هزینه‌های زیادی را در بر داشته باشند. در این پژوهش یافته‌های محققان مختلفی را در مورد تاثیر ناپیوستگی‌ها بر خردایش سنگ مورد مطالعه قرار دادند و به این نتیجه رسیدند که ناپیوستگی‌ها تاثیر عمده‌ای بر انفجار دارد و در هنگام طراحی باید مورد توجه طراحان قرار بگیرند. سپس به این نتیجه دست یافتند که وقتی زاویه بین درزه‌ها و چال‌ها ۴۵ یا نزدیک به ۴۵ باشد کپه‌های انفجاری به‌دست

1 Chakraborty
2 Bakar

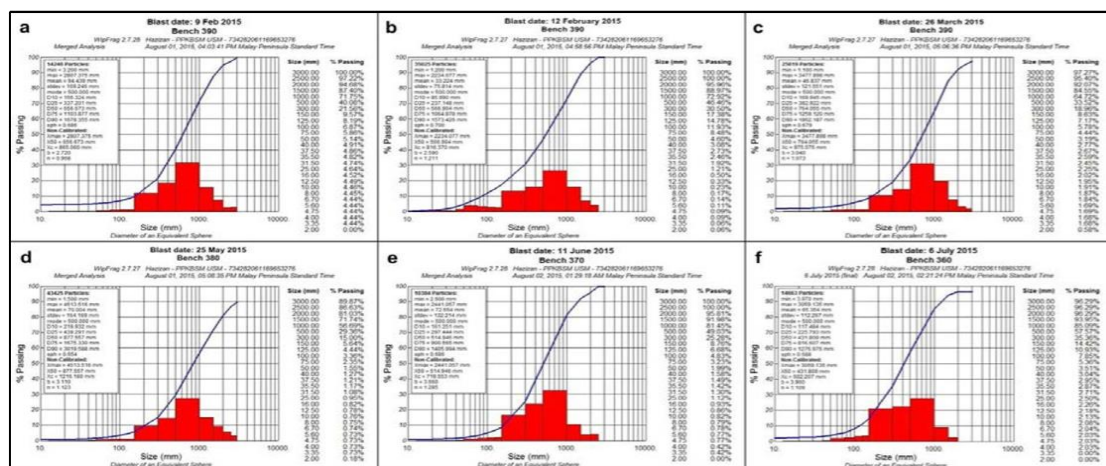
آمده نامنظم و خرد خواهند بود. در شکل ۳-۱۴ میزان ارتعاش انفجار مورد نیاز برای شروع و انتشار آسیب جزیی و بزرگ در سنگ‌هایی با مقدار RMR متفاوت را نشان می‌دهد (Bakar et al., 2013).



شکل ۳-۱۴: میزان ارتعاش انفجار مورد نیاز (Zubair Abubakar et al., 2013)

اکبری و همکاران (۱۳۹۳) به بررسی اثر خصوصیات توده‌سنگ مخصوصاً ناپیوستگی‌ها بر خردایش ناشی از آتشباری معادن سنگ آهن ایران مرکزی پرداختند. در این پژوهش، آن‌ها با توجه به اهمیت خردایش بهینه در معدنکاری سعی کردند تا تاثیر این خصوصیات بر توزیع اندازه سنگ‌های خرد شده در معادن مورد مطالعه شامل معادن سنگ آهن چغارت، چادرملو و سه چاهون مورد بررسی قرار دهند. جهت رسیدن به این هدف، خصوصیات توده‌سنگ در طول حدود ۱۹۶۱ متر خط پیمایش و ۱۷۷۱ متر پروفیل لرزه‌ای در غالب ۵۱ بلوک انفجاری مورد ارزیابی قرار گرفت. از طرفی برای اندازه‌گیری خردایش حاصل از آتشباری از روش پردازش تصاویر استفاده شد. بدین منظور با پردازش ۱۵۰۰ تصویر گرفته شده از سطح کپه‌های انفجاری، توزیع اندازه سنگ‌های خرد شده بدست آمد. بررسی تغییرات خردایش با توجه به تغییرات خصوصیات توده‌سنگ نشان داد که با افزایش فاصله‌داری، تداوم و بازشدگی ناپیوستگی‌ها، افزایش سرعت موج طولی در سنگ بکر، افزایش زبری و مواجه بودن سطح ناپیوستگی‌ها، افزایش مقاومت تراکمی تک‌محوری سنگ بکر و افزایش زاویه ناپیوستگی‌ها نسبت به سطح آزاد (عمودی بودن)، اندازه بلوک انفجاری حاصل از آتشباری نیز افزایش می‌یابد (اکبری و همکاران، ۱۳۹۳).

لیانا^۱ و همکاران (۲۰۱۶) تاثیر شرایط زمین‌شناسی بر خرد شدن سنگ بوسیله انفجار را در معدن سنگ مرمر در مالزی مورد مطالعه قرار دادند. در این مطالعه آن‌ها با در نظر گرفتن وضعیت توده سنگ که یکی از عوامل تاثیرگذار بر درجه خردایش سنگ است، پارامترهای توصیفی RMR را برای این معدن محاسبه کردند. سپس در هر انفجار بر اساس عکس‌هایی از کپه‌های انفجار تهیه شده به ارزیابی توزیع دانه‌بندی در نرم‌افزار WipFrag پرداختند. در نهایت توزیع دانه‌بندی در هر انفجار را نسبت به تغییرات با پارامترهای توصیفی RMR شامل UCS، فاصله‌داری و جهت‌داری ناپیوستگی‌ها و غیره بررسی کردند. آن‌ها به این نتیجه دست یافتند که جهت‌داری ناپیوستگی‌ها و فاصله‌داری بر نتیجه خردایش تاثیر بیشتری دارد. شکل ۳-۱۵ آنالیز WipFrag برای شش انفجار صورت گرفته در این معدن را نشان می‌دهد (Lyana et al., 2016).

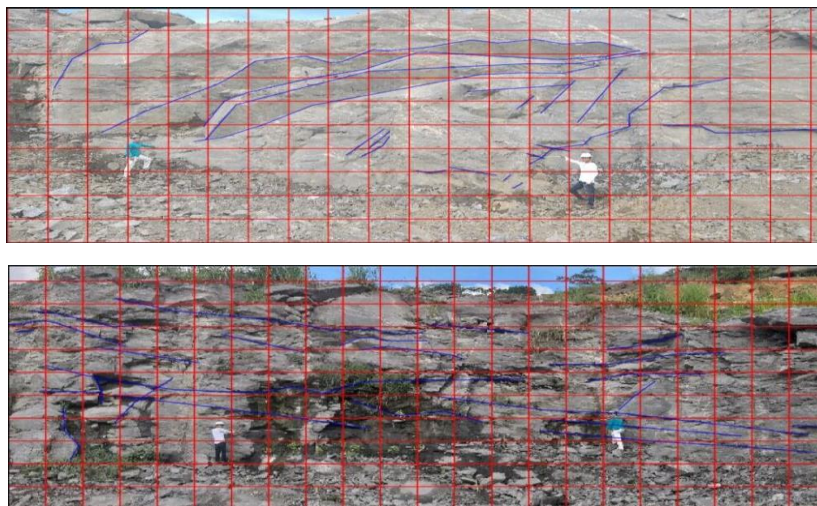


شکل ۳-۱۵: آنالیز WipFrag برای شش انفجار (Lyana et al., 2016)

ماریز^۲ و همکاران (۲۰۱۹) با هدف پیش‌بینی خردایش سنگ برای بهینه‌سازی عملیات انفجار در یک معدن روباز مطالعاتی انجام دادند. در این مطالعه، بهینه‌سازی انفجار توسط روش کاز-رام و با استفاده از خصوصیات هندسی درزه‌ها و پارامترهای ژئومکانیکی سنگ انجام شده است. بررسی خصوصیات هندسی درزه‌ها به صورت برداشت خطی و پنجره‌ای انجام شده است. برای توده سنگ، دو شاخص کیفی سنگ Q و RMR تعریف شده است. آن‌ها با بررسی دقیق شاخص کیفی توده سنگ، توانستند با خردایش مناسب، زمان چرخه عملیات استخراج و هزینه حمل و نقل را کاهش دهند. نحوه برداشت درزه‌ها در شکل ۳-۱۶ نشان داده شده است (Mariz et al., 2019).

1 Lyana

2 Mariz



شکل ۳-۱۶: برداشت خطی و پنجره‌ای (Mariz et al., 2019)

سالمی^۱ و سلرز (۲۰۲۰) در مطالعه‌ای، مروری جامع بر بیشتر روش‌های ارزیابی قابلیت انفجار موجود ارائه کردند. پارامترهای اصلی زمین‌شناسی و ژئوتکنیکی در نظر گرفته شده در هر روش مورد بحث و مطالعه قرار گرفته است. بیش از ۳۰ روش در ارزیابی قابلیت انفجار بر اساس ورودی آن‌ها گروه‌بندی شده است. در این بررسی بیش از ۲۰ پارامتر یافت شد که می‌تواند در قابلیت انفجار گنجانده شود. متداول‌ترین پارامترهای ژئوتکنیکی که به خردایش کمک می‌کند شامل داده‌های آزمایشگاهی مانند مدول یانگ، چگالی، سرعت موج فشاری، مقاومت کششی و فشاری است. نتایج مطالعه نشان داد، قدرت و چگالی توده‌سنگ و اندازه‌گیری آماری توزیع بلوک درجا، سه عامل کنترل کننده رفتار توده‌های سنگ در انفجار هستند (Sellers & Salmi, 2020).

۳-۶- جمع‌بندی و نتیجه‌گیری

در بسیاری از پژوهش‌های که تاکنون در زمینه بهینه‌سازی عملیات حفاری و آتشباری انجام شده است، بر روی پارامترهای قابل کنترل و غیرقابل کنترل و ارتباط آن‌ها با نتیجه انفجار، پرداخته شده است. دربرخی از مطالعات انجام شده، ویژگی‌های سنگ بکر و ناپیوستگی‌های موجود در توده‌سنگ، به عنوان مهم‌ترین پارامترهای تاثیرگذار بر نتایج انفجار معرفی شده است (عزیزی و مومیوند، ۱۳۸۶).

بررسی پژوهش‌های پیشین نشان می‌دهد که مطالعات مختلفی در زمینه نقش و اثر ناپیوستگی‌ها در خردایش سنگ و بهینه‌سازی عملیات انفجار بر اساس شاخص قابلیت انفجار انجام شده است. در این مطالعات به ویژگی‌های مختلف ناپیوستگی‌ها از جمله زاویه شیب ناپیوستگی‌ها نسبت به چال‌ها یا سطح آزاد پرداخته

1 Salmi

شده است. اما کمتر پژوهشی به بررسی نقش راستا (امتداد) ناپیوستگی‌ها نسبت به سطح آزاد و تعیین راستای مناسب جبهه کار آتشباری در معادن روباز پرداخته است. لذا در این تحقیق، بر اساس تحلیل‌های هندسی و شاخص قابلیت انفجار، به تعیین راستای مناسب جبهه کار آتشباری در معدن مس نسیم بردسکن، به عنوان مورد مطالعاتی، پرداخته شده است.

فصل چهارم

تهیه مدل هندسی شبکه درزه‌های مجزا بر اساس برداشت‌های
میدانی در معدن مس نسیم بردسکن

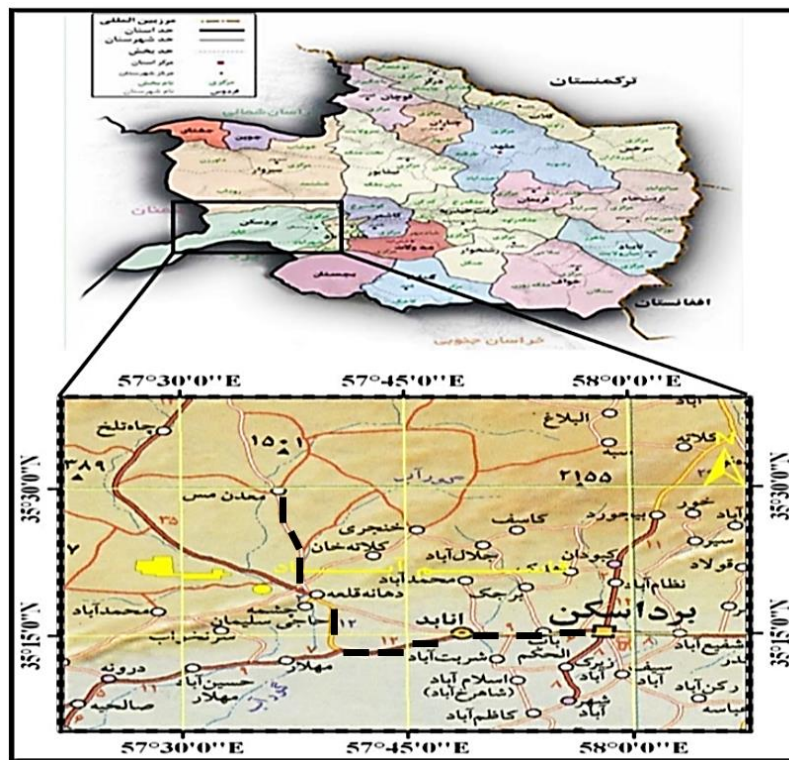
۴-۱- مقدمه

در پروژه‌های مهندسی، میزان اطلاعات با سطح اطمینان بالا از جمله پارامترهای تاثیرگذار در حل صحیح مسائل و پیشبرد طرح‌های معدنی است. در این فصل به بررسی زمین‌شناسی منطقه مورد مطالعه، برداشت‌های میدانی، مطالعات آماری و ساخت مدل هندسی پرداخته شده است.

نخستین گام در مطالعه رفتار توده‌سنگ‌های درزه‌دار، ساخت مدلی هندسی از شبکه درزه متناسب با هندسه داده‌های برداشت شده از زمین است. در خصوص موضوع این پایان‌نامه، یعنی بررسی اثر ناپیوستگی‌ها بر کارایی عملیات آتشفشانی، تهیه مدل هندسی مناسب، اولین مرحله مطالعات است. روش شبکه درزه‌های مجزا (DFN) از بهترین روش‌های دارای توانایی شبیه‌سازی ماهیت تصادفی سه بعدی شبکه درزه‌ها است. هدف در تولید شبکه‌های درزه تصادفی تولید تعدادی درزه با ویژگی‌های هندسی منطبق بر توابع توزیع خاص در دو یا سه بعد است به طوری که ویژگی‌های جمعیتی درزه‌های واقعی برداشت شده در توده‌سنگ را منعکس کند (نوروزی و همکاران، ۱۳۹۴). در این فصل با استفاده از درزه‌های برداشت شده در معدن مس نسیم بردسکن مدل هندسی سه بعدی شبکه درزه‌های توده‌سنگ با استفاده از روش DFN تهیه شده است. به منظور تهیه این مدل از نرم‌افزار PFC3D شده است.

۴-۲- موقعیت جغرافیایی معدن مس نسیم بردسکن

معدن مس نسیم بردسکن در استان خراسان رضوی و شهرستان بردسکن قرار دارد. شهرستان بردسکن در حاشیه شمالی کویر نمک گسترده‌ای دارد. این شهرستان از سمت شمال با شهرستان سبزوار، از شرق با شهرستان خلیل‌آباد، از شمال شرقی با کاشمر و از جنوب با طبس در خراسان جنوبی و از غرب با شاهرود در استان سمنان محدود بوده و مرکز آن شهر بردسکن و در فاصله ۲۶۵ کیلومتری جنوب غربی مشهد مقدس قرار دارد. دسترسی به محدوده معدنی با استفاده از جاده بردسکن به طرف غرب و پس از عبور از شهر انابد به طرف روستای دهان‌قلعه و سپس قاسم‌آباد امکان‌پذیر می‌باشد. شکل ۴-۱ موقعیت جغرافیایی معدن مس نسیم بردسکن را نشان می‌دهد (میلانلو و همکاران، ۱۳۹۵).



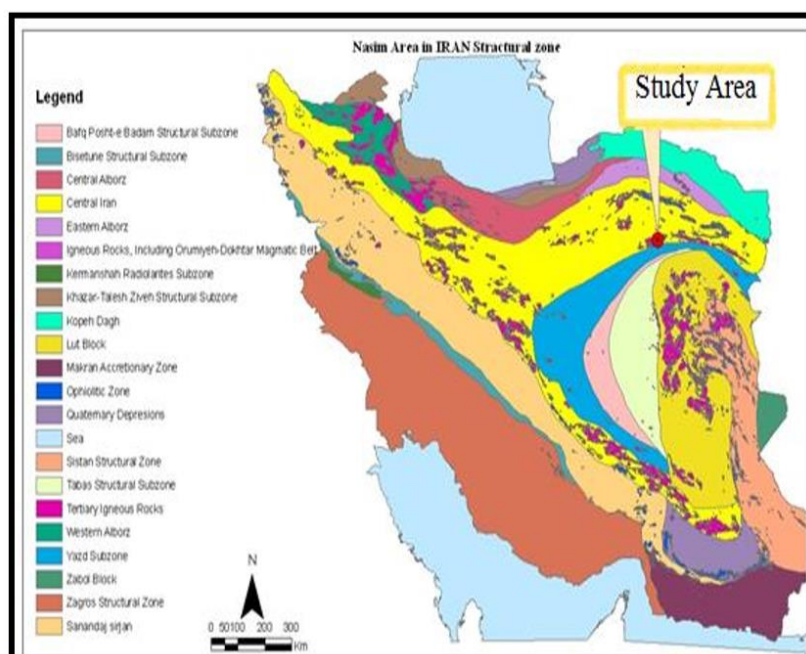
شکل ۴-۱: موقعیت جغرافیایی معدن مس نسیم بردسکن (میلانلو و همکاران، ۱۳۹۵)

۴-۳- زمین‌شناسی ناحیه‌ای محدوده مورد مطالعه

محدوده کانسار مس نسیم بردسکن، از دیدگاه پهنه‌های رسوبی- ساختاری عمده‌ی ایران، در زون ایران‌میانی واقع شده است. از دیدگاه زمین‌ساخت صفحه‌ای، ایران‌میانی بخشی از ابر ورق‌ی است که تا فراسوی مرزهای شرقی و غربی ایران ادامه دارد. به سوی شمال غربی گسترده‌ی وسیعی از ترکیه، به ویژه پهنه‌های آناتولی و تورید به این صفحه تعلق دارند. ادامه شرقی صفحه ایران را می‌توان تا جنوب کوه‌های پامیر، هندوکش، قره‌قوروم و حتی تا سرزمین‌های مرتفع‌تر هیمالیا و تبت دنبال کرد (میلانلو و همکاران، ۱۳۹۵).

گسترش زیاد ورق ایران سبب شده تا مطالعات و دیدگاه‌ها در این ورق قابل توجه باشد. در نقشه زمین‌ساخت ایران-افغانستان-پاکستان با توجه به ویژگی‌های سنگ پالئوزوئیک، ایران‌میانی را به دو بخش تقسیم کرده که در یکی (سندج-سیرجان) سنگ‌های پالئوزوئیک در حوضه‌های گرابنی و در دومی (ایران مرکزی) توالی‌های رسوبی پالئوزوئیک ضمن کامل‌تر بودن، بر روی سکوها انباشته شده‌اند (میلانلو و همکاران، ۱۳۹۵).

خرده قاره ایران مرکزی بخشی از ایران میانی است که با زمین درزهای افیولیتی سیستان، نایین، بافت، گسل درونه و افیولیت‌های کاشمر-سبزوار احاطه شده و توسط گسل‌های طویلی که به سمت باختر خمیدگی دارند و از نوع امتداد لغز راست گردند، قابل تقسیم به بلوک لوت، فرازمین شتری، فرونشست طبس، فرازمین کلمرد، بلوک پشت‌بادام، فروافتادگی بیاضه بردسیر و بلوک یزد است. شکل ۴-۲ موقعیت محدوده کانسار معدن مس نسیم در تقسیمات پهنه‌های رسوبی-ساختاری عمده ایران را نشان می‌دهد (میلانلو و همکاران، ۱۳۹۵).



شکل ۴-۲: موقعیت محدوده کانسار معدن مس نسیم در تقسیمات پهنه‌های رسوبی-ساختاری عمده ایران (میلانلو و همکاران، ۱۳۹۵)

در یک نگاه کلی واحدهای چینه‌شناختی-ساختاری ایران میانی عبارتند از (میلانلو و همکاران، ۱۳۹۵):

- پی سنگ دگرگونی پرکامبرین
- ردیف‌های سکویی پرکامبرین پسین-تریاس میانی
- انباشته‌های زغال‌دار تریاس پسین-ژوراسیک میانی
- رسوب‌های دریایی ژوراسیک میانی-کرتاسه به همراه تکاپوهای آتشفشانی
- تکاپوهای ماگمایی دریایی و رسوب‌های همزمان با کوه‌زایی پالئوژن
- تکاپوهای ماگمایی خشکی و رسوب‌های قاره‌ای نئوژن-کواترن

۴-۴- برداشت‌های میدانی

درزه‌نگاری یکی از عناصر مهم در مطالعات خصوصیات مهندسی سنگ است. اندازه‌گیری از روی رخنمون‌های سنگی از مزیت برداشت داده از فضای دو بعدی، برخوردار است. ویژگی‌های هندسی ناپیوستگی‌ها مانند جهت‌داری، اندازه و دیگر خصوصیات بزرگ مقیاس ناپیوستگی‌ها می‌تواند برداشت شود. رابطه زمین‌شناسی بین گروه ناپیوستگی‌ها نیز در رخنمون‌های سنگی قابل مشاهده است. بزرگ‌ترین نقص این روش در دسترس نبودن رخنمون‌ها، تحت تاثیر قرار گرفتن آن‌ها از انفجار و هوازدگی و پنهان ماندن در زیر گیاهان است (نوروزی و همکاران، ۱۳۹۴).

اطلاعات جمع‌آوری شده در این پژوهش با استفاده از روش برداشت خطی به دست آمده است. در این روش تمامی درزه‌هایی که خط برداشت را در امتداد آن قطع می‌کنند، اندازه‌گیری می‌شود. نکته قابل توجه این است که استاندارد قابل قبول جهانی برای روش خط برداشت وجود ندارد و در واقع باید جزئیات روش را به نحوی تغییر داد که بتوان داده‌های لازم را برای هدف مورد نظر جمع‌آوری کرد که با شرایط محلی سنگ مطابقت داشته باشد (Priest, 2012).

در خصوص مورد مطالعاتی این تحقیق، خط برداشت در نظر گرفته شده در پیت شماره دو معدن نسیم بردسکن، از دو دیواره مختلف به طول کلی ۶۰ متر است طول هر خط برداشت ۳۰ متر در نظر گرفته شده است. شکل ۴-۳ و شکل ۴-۴ خط برداشت دیواره‌های معدن را نشان می‌دهد.



شکل ۴-۳: دیواره اول از پیت شماره دو، به طول ۳۰ متر



شکل ۴-۴: دیواره دوم از پیت شماره دو به طول ۳۰ متر

برای دستیابی به دیدی درست از درزه‌های برداشت شده لازم است درزه‌ها به سه گروه تقسیم شوند. درزه‌هایی که هر دو انتهای آن‌ها دیده می‌شوند (n)، درزه‌هایی که فقط یک انتهای آن‌ها دیده می‌شوند (m) و درزه‌هایی که هیچ یک از دو انتهای آن‌ها دیده نمی‌شود (p). سپس ضرایب R_0 ، R_1 و R_2 جهت نشان دادن وضعیت پایانی درزه‌ها مطابق روابط زیر محاسبه می‌شود (Kulatilake et al., 1996):

$$R_0 = \frac{p}{p + m + n}$$

$$R_1 = \frac{m}{p + m + n}$$

$$R_2 = \frac{n}{p + m + n}$$

رابطه (۴-۱)

در جدول ۴-۱ خلاصه‌ای از درزه‌های برداشتی از دیواره‌های معدن در دو خط برداشت ارائه شده است.

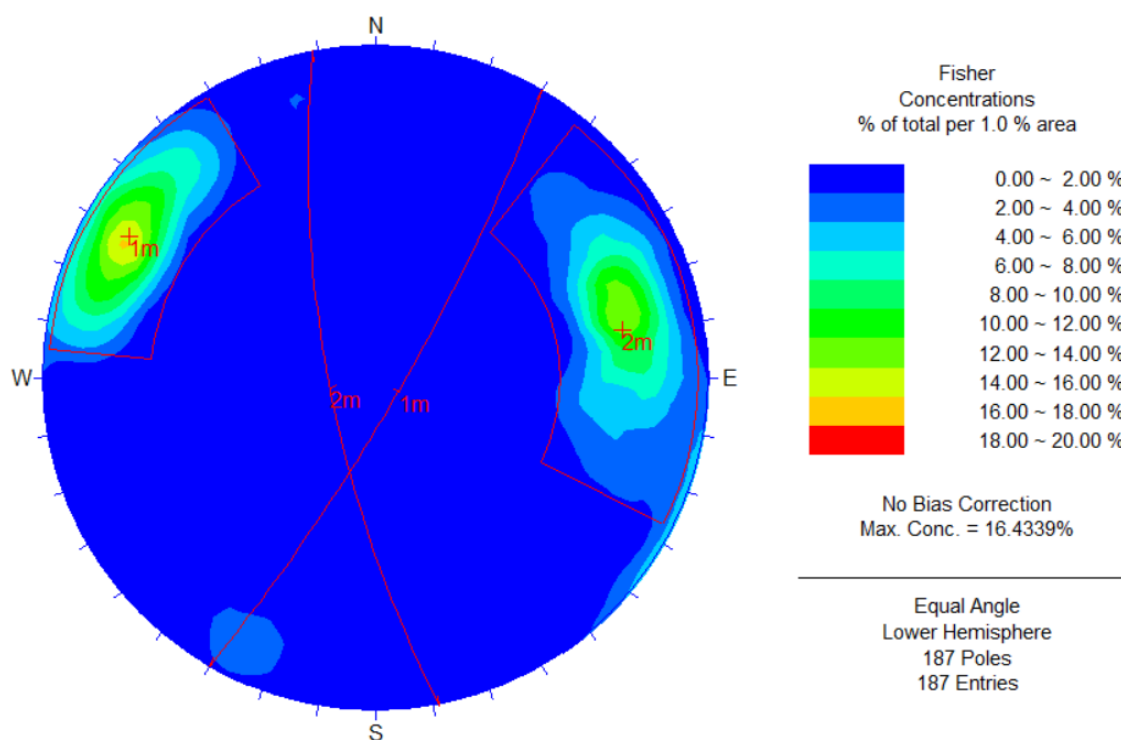
جدول ۴-۱: خلاصه‌ای از درزه‌های برداشتی از دیواره سینه‌کار شماره دو معدن

میانگین طول درزه‌ها	نوع پایانیابی درزه‌ها (/.)			تعداد درزه‌ها	جنس سنگ
	R_2	R_1	R_0		
۲/۱۸	۴۸	۹۰	۴۹	۱۸۷	آهک و آندزیت

۴-۵- تحلیل آماری ویژگی‌های هندسی شبکه درزه‌ها

پردازش داده‌ها شامل تعیین پارامترهای هر درزه بر مبنای توزیع آن پارامتر در آن دسته درزه و به صورت تصادفی است. از نظر تئوری، تفاوت موجود در توابع توزیع درزه، ناشی از تفاوت در فرآیندهای مکانیکی مختلفی است که درزه را ایجاد می‌کند. برای مثال، توزیع یکنواخت تنش باعث ایجاد توزیع‌های نمایی و فرآیندهای پیچیده باعث ایجاد توزیع‌های لاگ‌نرمال می‌شود (Dershowitz & Einstein, 1988).

با تفکیک هر دسته درزه و جداسازی ویژگی‌های درزه‌های مربوط به آن از جمله شیب، جهت شیب، فاصله‌داری و طول، اطلاعات لازم برای مطالعات آماری فراهم می‌شود. براساس مشخصات شیب و جهت شیب درزه‌های برداشت شده از معدن مس نسیم بردسکن، همان‌طور که در شکل ۴-۵ نشان داده شده است، تعداد ۲ دسته درزه در منطقه شناسایی شده است. لازم به ذکر است، تمام درزه‌های برداشت شده از پیت شماره دو برای انجام تحلیل‌های آماری با هم ترکیب شده است.



شکل ۴-۵: جدایش دسته درزه در شبکه اشمیت

۴-۵-۱- توزیع جهت یافتگی

جهت یافتگی درزه‌ها دارای دو مولفه جهت شیب و زاویه شیب است. این دو مولفه به صورت مستقل و با توجه به تابع توزیع آماری خود تولید می‌شوند. تحقیقات نشان داده است که جهت شیب از توزیع یکنواخت و زاویه شیب از توزیع فشر پیروی میکند (Priest, 2012). ثابت فشر برای هر دسته درزه با استفاده از نرم‌افزار DIPS بدست آمده است که در جدول ۴-۲ نشان داده شده است.

۴-۵-۲- چگالی درزه

چگالی درزه‌های سنگ در اصل اندازه‌ای از تعداد درزه‌ها بر واحد توده‌سنگ است که در آن واحد توده‌سنگ، می‌تواند حجم، مساحت و یا طول باشد. چگالی درزه در دو بعد p_{21} ، به عنوان تعداد کلی درزه در داخل مساحت داده شده، تعریف می‌شود. پارامتر سه بعدی چگالی درزه، p_{32} به صورت مساحت کلی سطح درزه‌دار بر واحد حجم است (Zhang & Einstein, 2000).

به طور کلی مقدار چگالی حجمی درزه، (متر مربع بر متر مکعب) p_{32} ، از مقادیر چگالی برداشت شده (متر بر متر مربع) p_{21} ، بدست می‌آید. ژانگ و انیشتین در سال ۲۰۰۰ رابطه زیر را برای محاسبه p_{32} پیشنهاد دادند (Zhang & Einstein, 2000):

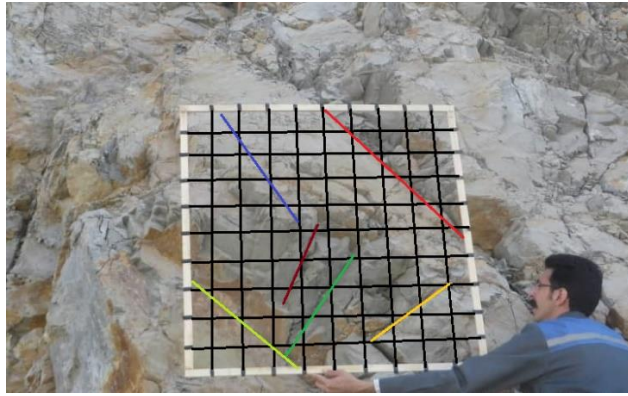
$$p_{32} = \frac{N_T E(A)}{V} \quad \text{رابطه (۲-۴)}$$

در این رابطه، $E(A)$ مساحت متوسط درزه، N_T تعداد درزه‌ها در واحد سطح و V حجم واحد است. مساحت متوسطه درزه ($E(A)$)، با کاربرد رابطه زیر و با فرض دایره‌ای بودن درزه محاسبه می‌شود:

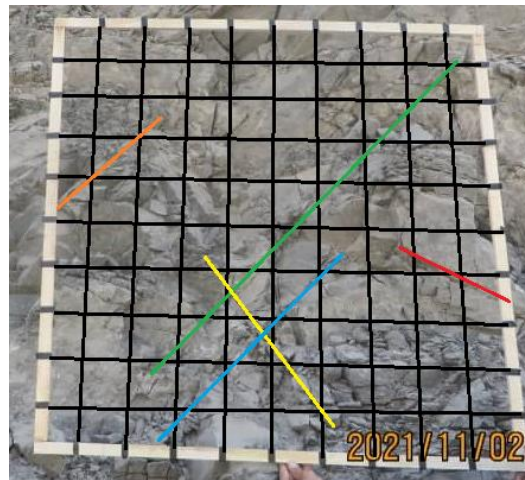
$$E(D) = \frac{128\mu_l^3}{3\pi^3(\mu_l^2 + \sigma_l^2)} \quad \text{رابطه (۳-۴)}$$

در این رابطه $E(D)$ قطر درزه، μ_l میانگین طول درزه‌ها و σ_l انحراف استاندارد طول درزه‌ها است.

در این پژوهش، درزه‌های قابل دیدن با چشم غیر مسلح با استفاده از یک چهارچوب ۱ متر مربعی دارای شبکه مش‌بندی ۱۰ سانتی‌متر مربعی در میدان، شمارش شده است. شکل ۴-۶ و شکل ۴-۷، نحوه اندازه‌گیری توسط چهار چوب یک متر مربعی برای هر دیواره در پیت شماره دو نمایش داده شده است. با استفاده از اندازه‌گیری‌های میدانی انجام شده، کاربرد رابطه‌های ۴-۲ و ۴-۳ مقادیر p_{32} برای هر دسته درزه به طور جداگانه محاسبه و در جدول ۴-۲ ارائه شده است.



شکل ۴-۶: چهارچوب ۱ متر مربعی برای دیواره اول



شکل ۴-۷: چهارچوب ۱ متر مربعی برای دیواره دوم

۴-۵-۳- توزیع طول (پایایی)

طول اثر درزه، ناشی از برخورد درزه با سطح رخنمون، بیان گر گسترش صفحه درزه است و اندازه بلوک‌های سنگی را تعیین می‌کند. به دلیل اینکه برداشت مستقیم ناپیوستگی‌ها در داخل سنگ غیر ممکن است، مطالعات بسیار کمی در خصوص پیمایش‌های سه بعدی درزه وجود دارد. بنابراین فرض می‌شود اندازه سه بعدی درزه‌ها دارای ویژگی‌های آماری مشابه نتایج بدست آمده از پیمایش‌های دو بعدی است. به طور کلی برای توزیع طول اثر واقعی درزه، سه تابع نمایی منفی، لاگ‌نرمال و گاما استفاده می‌شود (نوروزی، ۱۳۹۳).

آزمون‌های بهترین برازش (Goodness-of-Fit (GOF)) برای آزمودن این فرضیه که توزیع داده‌های برداشت شده از یک الگوی خاص تابع چگالی احتمال (Probability Density Function (PDF)) پیروی

می‌کنند یا خیر، طراحی شده است. در این پژوهش آزمون‌های بهترین برازش کلموگراف-اسمینوروف^۱، آندرسون-دارلینگ^۲ و کای-سکویر^۳ برای توابع توزیع گاما، نمایی و لاگ-نرمال به طور جداگانه انجام شده است. آزمون کلموگروف-اسمینوروف برای تشخیص فرضیه توزیع پیوسته بکار برده می‌شود. این آزمون بر اساس تابع توزیع تجمعی تجربی بنا نهاده شده است. نمونه‌های تصادفی $x_1, x_2, \dots, x_n$ دارای توزیعی با تابع توزیع تجمعی $F(x)$ در نظر گرفته شده است. تابع توزیع تجمعی تجربی با استفاده از رابطه زیر نمایش داده شده است (نوروزی و همکاران، ۱۳۹۴):

$$F_n(x) = \frac{1}{n} [\text{Number of observation} \leq x] \quad \text{رابطه (۴-۴)}$$

آماره کولموگروف-اسمینوروف (D) بر اساس بزرگ‌ترین اختلاف بین تابع توزیع تجمعی تئوری و تجربی بدست می‌آید:

$$D = \max_{1 \leq i \leq n} \left[F(x_i) - \frac{i-1}{n}, \frac{i}{n} - F(x_i) \right] \quad \text{رابطه (۵-۴)}$$

آزمون آندرسون-دارلینگ برازش تابع توزیع تجمعی مشاهده شده را با تابع توزیع تجمعی مورد نظر مقایسه می‌کند. این آزمون نسبت به آزمون کلموگروف-اسمینوروف به داده‌های حاشیه وزن بیشتری می‌دهد. آماره آندرسون-دارلینگ (A^2) به صورت زیر تعریف می‌شود:

$$A^2 = n - \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (2i-1) \cdot [\ln F(x_i) + \ln(1 - F(x_{n-i+1}))] \quad \text{رابطه (۶-۴)}$$

آزمون کای-سکویر برای آزمودن این که جامعه از کدام توزیع پیروی می‌کند، مورد استفاده قرار می‌گیرد. این آزمون بر روی داده‌های دسته‌بندی شده اعمال می‌شود بنابراین مقدار آماره آزمون به چگونگی دسته‌بندی بستگی دارد. آماره کای-سکویر (χ^2) مطابق رابطه زیر تعریف شده است:

$$\chi^2 = \sum_{i=1}^k \frac{(O_i - E_i)^2}{E_i} \quad \text{رابطه (۷-۴)}$$

که در آن O_i فراوانی مشاهده شده دسته i ، و E_i فراوانی مورد انتظار است که از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

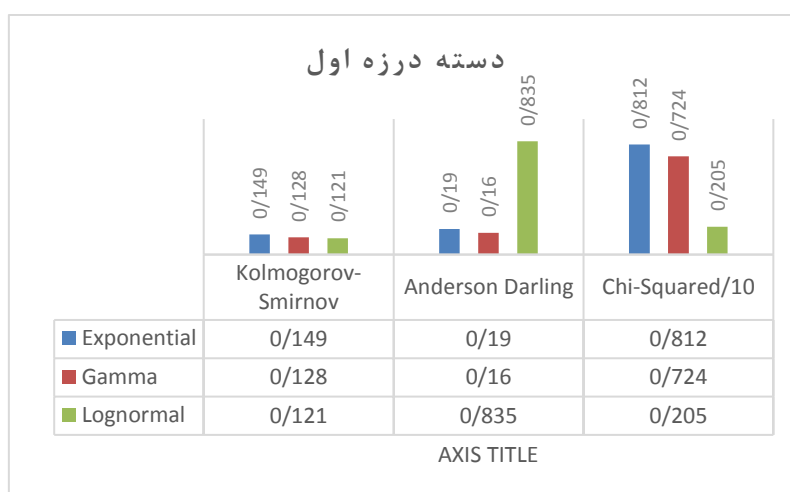
1 Kolmogorov-Smirnov
2 Anderson-Darling
3 Chi-Squared

$$E_i = F(x_2) - F(x_1) \quad \text{رابطه (۴-۸)}$$

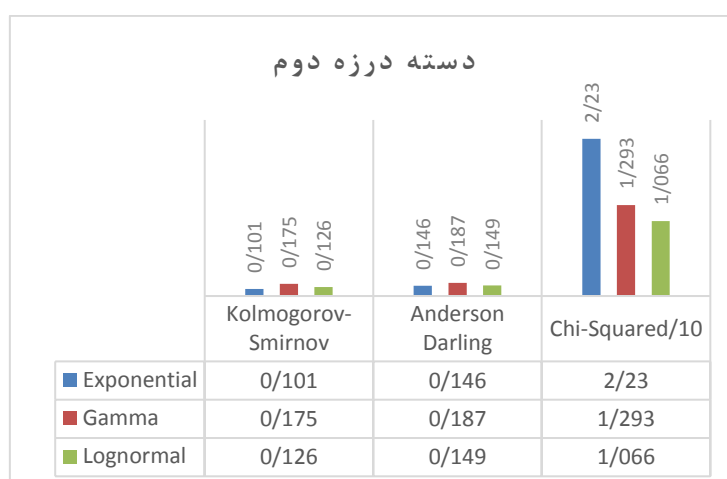
که در آن $F(x)$ تابع توزیع تجمعی، توزیع احتمال تحت آزمون x_1 و x_2 کران دسته‌ها است.

در سطح اعتماد مشخص (α) اگر مقدار آماره آزمون‌های کلموگروف-اسمینوروف (D)، آندرسون-دارلینگ (A^2) و کای-سکویر (χ^2) از مقدار بحرانی آن‌ها بیشتر باشد، فرضیه شکل توزیع رد می‌شود. از مقادیر α برابر ۰/۰۱ و ۰/۰۵ معمولاً برای ارزیابی فرض تهی در سطح اعتمادهای مختلف استفاده می‌شود. در اغلب موارد مقدار α برابر ۰/۰۵ استفاده می‌شود (نوروزی، ۱۳۹۳).

نتایج مقایسه‌ای آزمون‌های بهترین برازش، برای داده‌های برداشت شده طول مربوط به هر دسته درزه در معدن مس نسیم بردسکن در شکل ۴-۸ و ۴-۹ مشخص شده است.

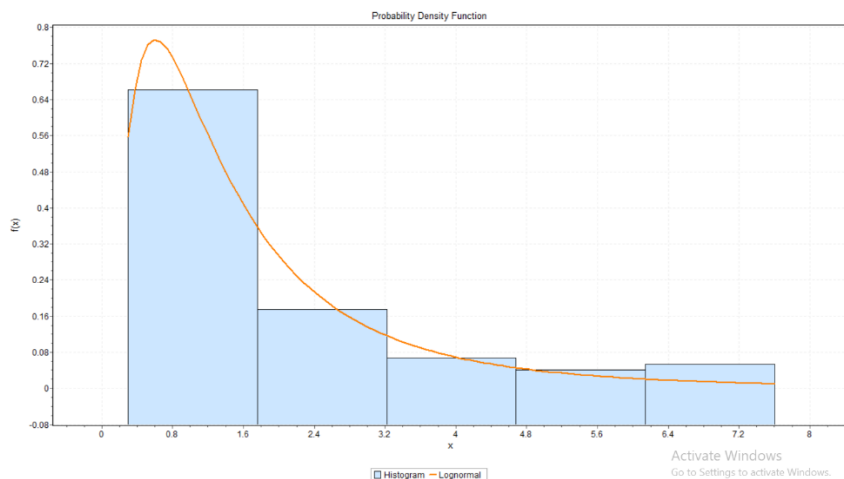


شکل ۴-۸: نتایج مقایسه‌ای آزمون‌های بهترین برازش برای دسته درزه اول

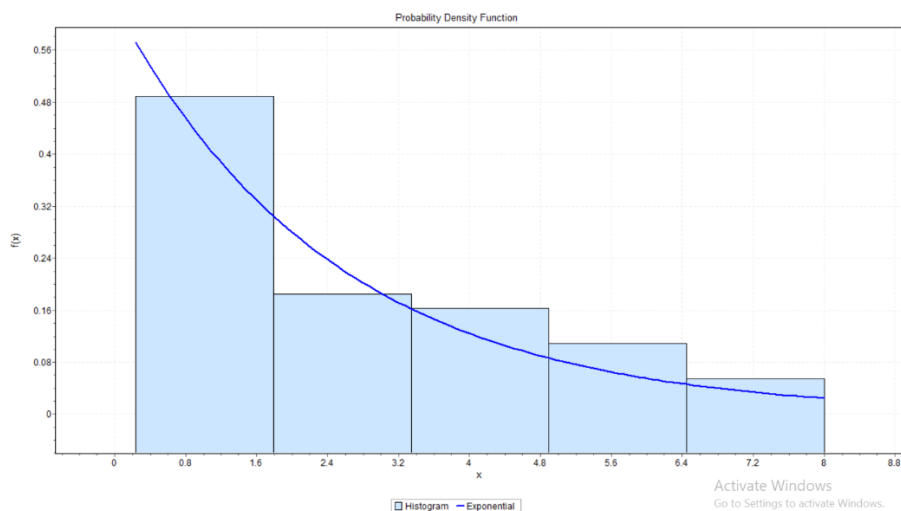


شکل ۴-۹: نتایج مقایسه‌ای آزمون‌های بهترین برازش برای دسته درزه دوم

بر طبق آزمون‌های بهترین برازش، تابع توزیع لاگ‌نرمال بیشترین سازگاری را برای توزیع طول درزه‌ها در دسته درزه اول از خود نشان می‌دهد. برای دسته درزه دوم، تابع نمایی مناسب‌ترین تابع توزیع طول است. توابع توزیع برازش شده بر طول درزه‌ها در هر دسته درزه، در شکل‌های ۴-۱۰ و ۴-۱۱ نمایش داده شده است و مشخصات این توابع در جدول ۴-۲ بیان شده است.



شکل ۴-۱۰: تابع توزیع لاگ نرمال برازش شده برای دسته درزه اول



شکل ۴-۱۱: تابع نمایی برازش شده برای دسته درزه دوم

جدول ۴-۲: پارامترهای هندسی دسته درزه‌های برداشت شده

دسته درزه	جهت دسته درزه (Dip/Ddir)	ثابت توزیع فیشر (K)	چگالی $p_{32}(m^{-1})$	تابع توزیع طول	پارامتر مقیاس (σ)	پارامتر موقعیت (μ)	انحراف استاندارد
اول	۸۱/۱۲۰	۴۰/۲۶۷۶	۰/۹۶۸	لاگ نرمال	۱/۷۶	۱/۸۵	۰/۲۴
دوم	۷۴/۲۵۹	۲۰/۰۶۳۹	۱/۲	نمایی	$\lambda = ۰/۴۰۶$		۰/۴۹

۴-۶- ساخت مدل تصادفی شبکه درزه

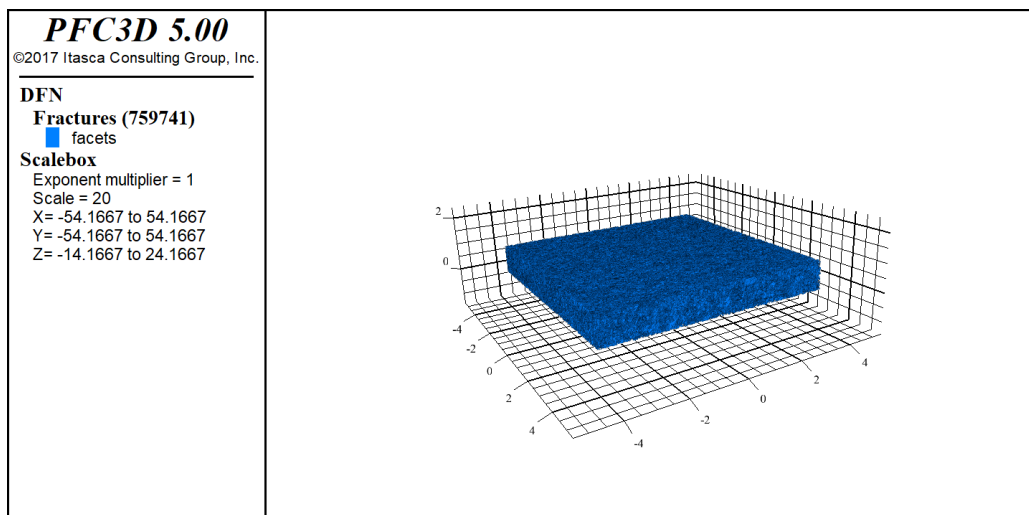
در مدل سازی تصادفی، شیوه کلی شامل بررسی و استنتاج موقعیت، پایایی (اندازه)، جهت و دیگر ویژگی های درزه ها به عنوان متغیرهای تصادفی با توزیع های احتمالی است. این توزیع ها پایه و اساس مدل تصادفی را فراهم می کنند (نوروزی و همکاران، ۱۳۹۴).

برای مدل سازی، درزه ها در دسته هایی که بر اساس تحلیل های آماری اطلاعات اندازه گیری شده و تاریخچه زمین شناسی منطقه تعریف شده است، گروه بندی می شود. ساخت مدل با تولید صفحات دسته درزه آغاز می شود. هر دسته به طور جداگانه مدل شده و شبیه سازی نهایی به صورت ترکیب تمام دسته درزه ها به صورت مستقل انجام می شود. در این شیوه، تولید درزه ها در داخل مدل تا زمانی که تعداد درزه های متقاطع با چال یا سطح برداشت توسط مدل باز تولید شود، ادامه می یابد. کنترل چگالی درزه در مدل از طریق مقایسه مستقیم درزه های مشاهده شده و شبیه سازی شده انجام می شود. بهترین راه برای ایجاد شبکه درزه ها، استفاده از مدل DFN است. در این مدل، درزه ها ناپیوستگی های صفحه ای پلی گون شکل محدب هستند که به طور تصادفی در فضای سه بعدی جهت یافته، مدل شده است (نوروزی، ۱۳۹۳).

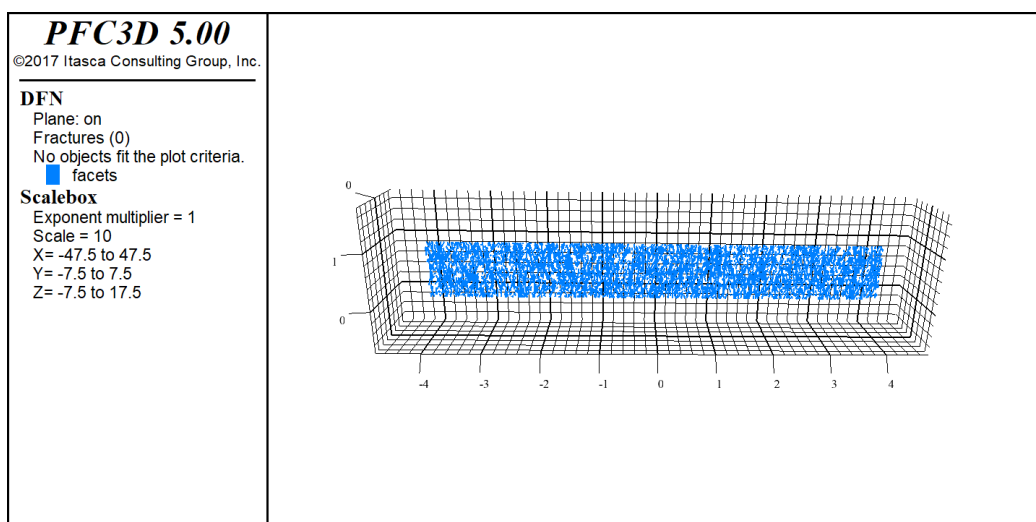
در مدل DFN دسته درزه ها توسط پنج پارامتر توصیف می شود:

- موقعیت مراکز درزه ها
- تابع چگالی احتمال (PDF) تغییرات جهات صفحات درزه شامل یکنواخت، یکنواخت جزئی و فیشر
- جهت متوسط دسته درزه
- چگالی حجمی درزه داری
- تابع چگالی احتمال (PDF) تغییرات پایایی صفحات درزه شامل لاگ نرمال، نمایی منفی و گاما

در این پژوهش با استفاده از نرم افزار PFC3D، شبکه درزه های برداشت شده از پیت شماره دو معدن مس نسیم بردسکن، در محدوده $10 \times 80 \times 80$ متر مکعب مدل شده که در شکل ۴-۱۲ نمایش داده شده است. همچنین شکل ۴-۱۳ مقطع عمودی خط اثر ناپیوستگی ها را نشان می دهد. لازم به ذکر است که تمام ناپیوستگی های برداشت شده از دو دیواره پیت شماره دو بطور هم زمان و یک جا مدل شده است.



شکل ۴-۱۲: شبکه سه بعدی ناپیوستگی تصادفی شبیه‌سازی شده توده سنگ پیت شماره ۲



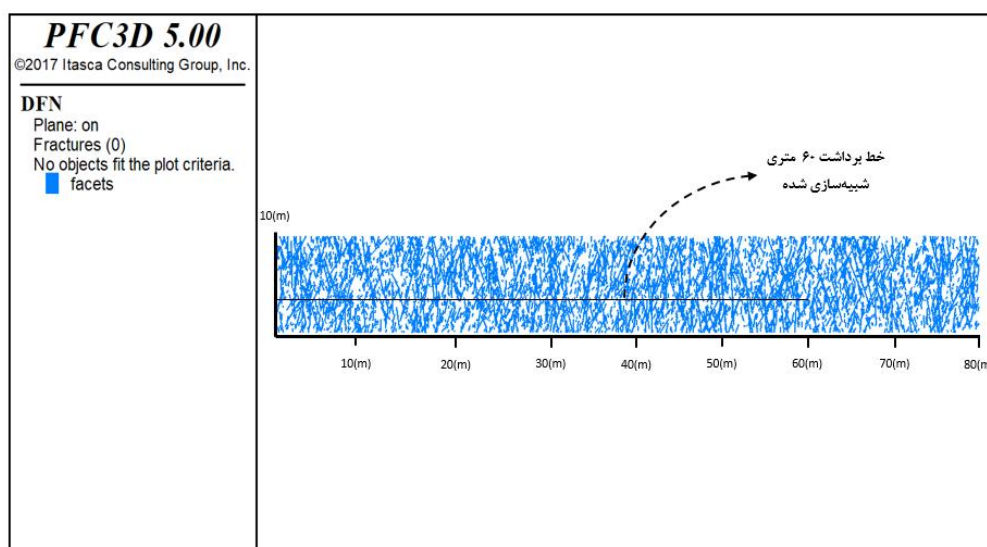
شکل ۴-۱۳: مقطع عمودی خطوط اثر ناپیوستگی

پارامترهای هندسی دسته درزه‌های برداشت شده مطابق جدول ۴-۲ به عنوان ورودی در نرم‌افزار PFC3D در نظر گرفته شده است. برای ساخت مدل DFN علاوه بر اطلاعات جدول ۴-۲، طول بیشترین و کمترین درزه نیز بر حسب متر برای هر دسته درزه باید مشخص شود که در جدول ۴-۳ بیان شده است.

جدول ۴-۳: طول بیشترین و کمترین درزه برای هر دسته درزه

دسته درزه	طول بیشترین درزه (l_{max})	طول کمترین درزه (l_{min})
۱	۷/۶	۰/۳
۲	۸	۰/۲۴

پس از ساخت مدل DFN مساله مهم این است که آیا سیستم ناپیوستگی‌های تولید شده نماینده شرایط میدانی مشاهده شده است یا خیر؟ فراوانی ناپیوستگی که از پیمایش خط برداشت اندازه‌گیری می‌شود را می‌توان برای اعتبارسنجی مدل DFN با استفاده از فرآیند سعی و خطا به کار برد. در این روش با پیمایش خط برداشت گذرنده از خطوط اثر شبیه‌سازی شده در مدل DFN (به همان شیوه‌ی پیمایش برجا)، فراوانی ناپیوستگی اندازه‌گیری می‌شود. تولید مدل‌های DFN تا زمانی 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 توده‌سنگ واقعی نزدیک شود، ادامه می‌یابد. در این شرایط توده‌سنگ اعتبارسنجی شده، به‌عنوان نماینده محتمل سیستم ناپیوستگی برجا پذیرفته می‌شود. از آنجا که مدل‌های سیستم ناپیوستگی بر اساس تولید تصادفی است، سیستم ناپیوستگی پذیرفته شده، تنها یکی از سیستم‌های بسیار محتمل است. برای اعتبارسنجی مدل شبکه ناپیوستگی ارائه شده در شکل ۴-۱۲، مقطعی عمودی از این مدل مطابق شکل ۴-۱۴ برای آزمایش تطابق بین فراوانی‌های ناپیوستگی شبیه‌سازی شده، تهیه شده است.



شکل ۴-۱۴: اثرات ناپیوستگی به‌دست آمده از تولید ناپیوستگی بر روی پنجره مستطیلی عمودی دارای امتداد رخنمون و واقع در میانه مدل توده‌سنگ

طول ۶۰ متر افقی از خط برداشت واقعی در شکل ۴-۱۴ شبیه‌سازی شده است. فراوانی ناپیوستگی یک بُعدی در این خط برداشت شبیه‌سازی شده ۳/۱۲ ناپیوستگی بر متر است. این مقدار به‌خوبی با فراوانی ناپیوستگی یک بُعدی واقعی مشاهده شده برابر ۲/۹۱ در هر متر قابل مقایسه است. یافته‌های بالا نشان می‌دهد که ویژگی‌های هندسی شبکه ناپیوستگی تولید شده به‌خوبی با اطلاعات ناپیوستگی واقعی برداشت شده تطابق

دارد. درصد خطای رخ داده در این مورد در حدود ۷ درصد است. این مقدار خطا قابل قبول است. به عنوان یک مورد اعتبارسنجی موفق با روشی مشابه می توان به فعالیت کولاتیلاک و همکاران در سال ۲۰۰۴ (Kulatilake et al., 2004) اشاره نمود که در آن میزان خطای رخ داده در حدود ۱۵ درصد است.

۴-۷- جمع بندی و نتیجه گیری

در این فصل، ابتدا به بررسی موقعیت جغرافیایی و راه های دسترسی به محدوده مورد مطالعه و همچنین به مطالعه زمین شناسی ناحیه ای معدن مس نسیم بردسکن پرداخته شده است.

به منظور در نظر گرفتن ویژگی های تصادفی پارامترهای هندسی درزه و ارائه مدلی واقعی تر از توده سنگ که از لحاظ آماری معتبر بوده و گویای ویژگی های توده سنگ برجا باشد، در این پژوهش از مدل تصادفی شبکه درزه های مجزا (DFN) برای شبیه سازی هندسی سه بعدی شبکه درزه های معدن مس نسیم بردسکن استفاده شده است. با کاربرد مطالعات آماری ویژگی های هندسی دسته درزه های موجود در معدن مس نسیم بردسکن، ورودی های مورد نیاز برای تهیه مدل تصادفی فراهم شده است. همچنین از نرم افزار PFC3D که دارای قابلیت ساخت مدل تصادفی سه بعدی شبکه درزه (DFN) است، استفاده شده است. پس از اجرای مدل DFN در نرم افزار، فراوانی ناپیوستگی که از پیمایش خط برداشت اندازه گیری می شود را می توان برای اعتبارسنجی مدل DFN با استفاده از فرآیند سعی و خطا استفاده کرد. در این روش با پیمایش خط برداشت گذرنده از خطوط اثر شبیه سازی شده در مدل DFN (به همان شیوه ی پیمایش برجا)، فراوانی ناپیوستگی ها اندازه گیری می شود. بر این اساس، در خصوص مدل هندسی شبکه ناپیوستگی های معدن مس نسیم بردسکن، درصد خطای مدل ناپیوستگی های ایجاد شده با ناپیوستگی های واقعی، حدود ۷ درصد است.

فصل پنجم

تعیین راستای مناسب جبهه کارهای آتشباری بر

اساس شاخص قابلیت انفجار

۵-۱- مقدمه

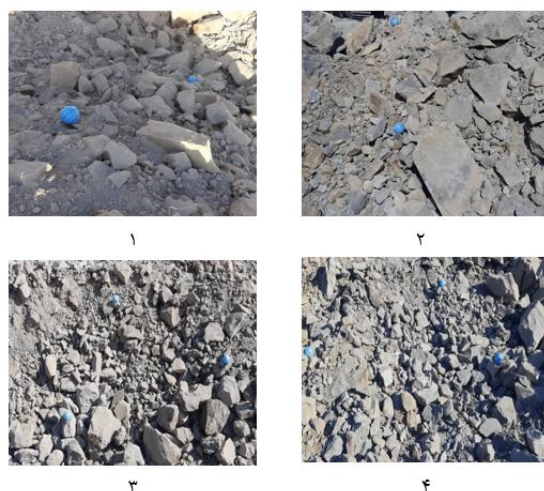
در این فصل، پس از برداشت ناپیوستگی‌ها در معدن مس نسیم بردسکن و انجام تحلیل‌های آماری و مدل‌سازی شبکه ناپیوستگی‌ها، به تعیین جهت مناسب جبهه کار آتشفباری پرداخته می‌شود. بهترین جهت برای انفجار، راستایی انتخاب می‌شود که درزه‌ها و شکاف‌ها بیشترین مقاومت را در مقابل خروج گاز دارند. هر چه قدر میزان گاز حاصل از انفجار، در مدت زمان بیشتری درون درزه‌ها و شکاف‌های سنگ محبوس شود، کارایی و خردایش آن، تاثیر بیشتری خواهد داشت. همچنین با تعیین جهت مناسب جبهه کار آتشفباری مقدار خرج ویژه مصرفی کاهش یابد. به همین منظور در این فصل به تعیین راستای مناسب آتشفباری در پیت فعلی معدن پرداخته می‌شود.

برای این منظور، در ابتدا توزیع دانه‌بندی حاصل از انفجار در پیت شماره دو معدن مورد مطالعه با استفاده از نرم‌افزار Split Desktop تعیین می‌شود. سپس کارایی عملیات آتشفباری به روش ODM در پیت شماره دو از جنبه‌های میزان خردشدگی، شکل هندسی کپه، عقب‌زدگی و میزان شکستگی‌های ایجاد شده در دیواره بر اساس طبقه‌بندی آش، وضعیت کف پله، Boulder، لرزش زمین و هوا و عمل کردن چال‌ها پس از انفجار مورد بررسی قرار خواهند گرفت. در نهایت بر اساس تحلیل‌های هندسی و شاخص قابلیت انفجار، راستای مناسب آتشفباری در معدن مس نسیم بردسکن پیشنهاد خواهد شد.

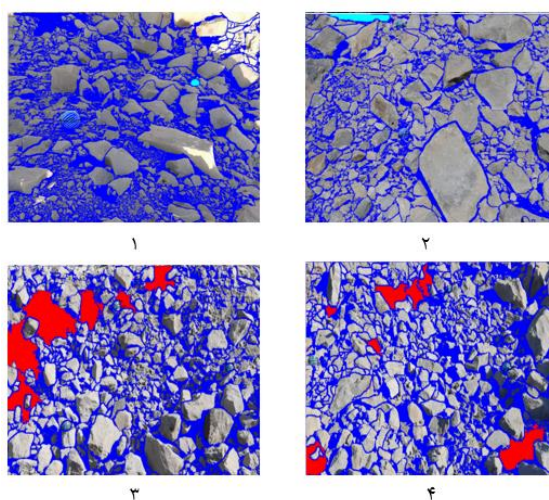
۵-۲- تعیین و پیش‌بینی دانه‌بندی حاصل از انفجار

برای تعیین خردشدگی، بعد از هر انفجار در معدن مس نسیم بردسکن، بر روی هر کپه انفجاری مطالعات پردازش تصویر انجام شده است. به طوری که هر کپه در چهار مرحله (بعد از انفجار، بعد از بارگیری یک چهارم ابتدایی، بعد از بارگیری یک دوم بار و قبل از بارگیری یک چهارم پایانی) عکسبرداری انجام شده است. عکسبرداری به صورت تصادفی و با در نظر گرفتن تنوع ابعادی و با استفاده از سه توپ با قطر ۱۷ سانتی‌متر به عنوان مقیاس، با قرار دادن در بالا و پایین کپه صورت گرفته است. با توجه به شرایط تعریف شده در نرم‌افزار Split-Desktop، از هر کپه انفجاری تعدادی عکس برای پردازش تصویر انتخاب شد و نمودار توزیع دانه‌بندی برای انفجارهای مختلف بدست آمده است.

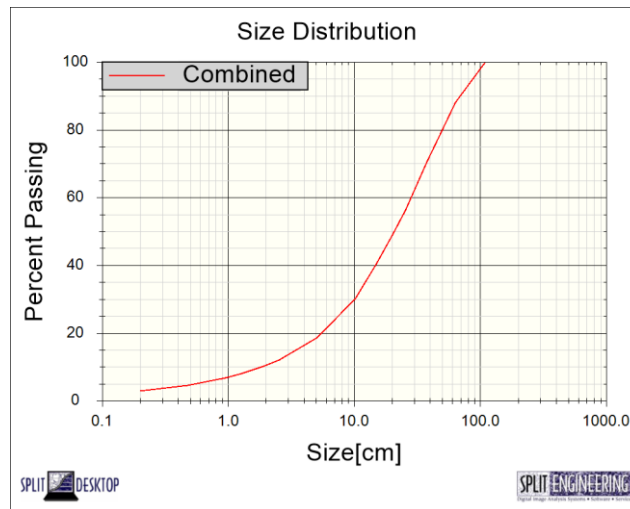
در این پژوهش، ۵ بلوک از پیت شماره دو معدن مس نسیم بردسکن مورد بررسی قرار گرفته است. به عنوان نمونه، تصاویر توزیع دانه بندی بلوک A ارائه شده است و دیگر بلوک ها فقط به صورت نتایج بیان خواهند شد. وضعیت خردایش دیگر بلوک ها در پیوست شماره یک بیان شده است. تعیین ابعاد خردایش بلوک A به همراه نمودار توزیع دانه بندی آن در شکل های ۱-۵، ۲-۵ و ۳-۵ نمایش داده شده است. همچنین نتایج خردایش دیگر بلوک ها در جدول ۱-۵ بیان شده است.



شکل ۱-۵: خردایش حاصل از انفجار بلوک A در چهار مرحله



شکل ۲-۵: پردازش تصویر بلوک A در چهار مرحله



شکل ۵-۳: نمودار توزیع دانه‌بندی بلوک A

بر اساس نتایج بدست آمده از توزیع دانه‌بندی بلوک A با استفاده از نرم‌افزار Split Desktop، متوسط خردایش برای این بلوک، مقدار ۲۰/۸۵ سانتی‌متر بدست آمده است. دیگر ابعاد دانه‌بندی برای این بلوک در جدول ۵-۱ بیان شده است. مقادیر بیان شده در جدول ۵-۱ بر حسب سانتی‌متر می‌باشد.

جدول ۵-۱: توزیع دانه‌بندی بلوک‌های انفجاری سینه‌کار شماره دو با نرم‌افزار Split Desktop

بلوک	X_{10}	X_{20}	X_{30}	X_{40}	X_{50}	X_{60}	X_{70}	X_{80}	X_{90}
A	۱/۸۷	۵/۶۵	۱۰/۱۰	۱۴/۸۹	۲۰/۸۵	۲۸/۴۱	۳۷/۵۲	۴۹/۰۶	۶۷/۸۹
B	۳/۱۹	۱۱/۵۵	۲۲/۹۷	۳۳/۵۹	۴۳/۴۳	۵۳/۶۹	۶۵/۵۹	۸۰/۰۳	۱۰۱/۱۳
C	۰/۹۱	۳/۲۵	۶/۸۷	۱۱/۷۲	۱۷/۹۸	۲۴/۶۶	۳۲/۵۵	۴۳/۵۷	۶۴/۰۴
D	۰/۱۶	۱/۸۳	۶/۸۶	۱۶/۸۸	۳۴/۷۹	۵۷/۱۹	۸۷/۲۱	۱۱۴/۸۶	۱۴۴/۷۴
E	۱/۳۴	۴/۴۶	۹/۰۰	۱۴/۹۴	۲۱/۷۱	۲۹/۷۹	۳۸/۷۲	۴۹/۷۰	۶۶/۲۲

با توجه به اینکه محدوده ابعاد مناسب با ابعاد جام دستگاه بارکننده موجود در معدن و اندازه دهانه خروجی سنگ‌شکن در نظر گرفته می‌شود، در معدن مس نسیم بردسکن بر اساس بررسی‌های صورت گرفته، اندازه ورودی دهانه سنگ‌شکن (۹۰×۱۱۰) سانتی‌متر است شکل (۵-۴). بنابراین با اطلاعات بدست آمده از معدن، سنگ‌های بزرگ‌تر از ۸۰ سانتی‌متر بزرگ مقیاس یا Boulder محسوب می‌شوند.



شکل ۵-۴: سنگ شکن مورد استفاده معدن مس نسیم بردسکن

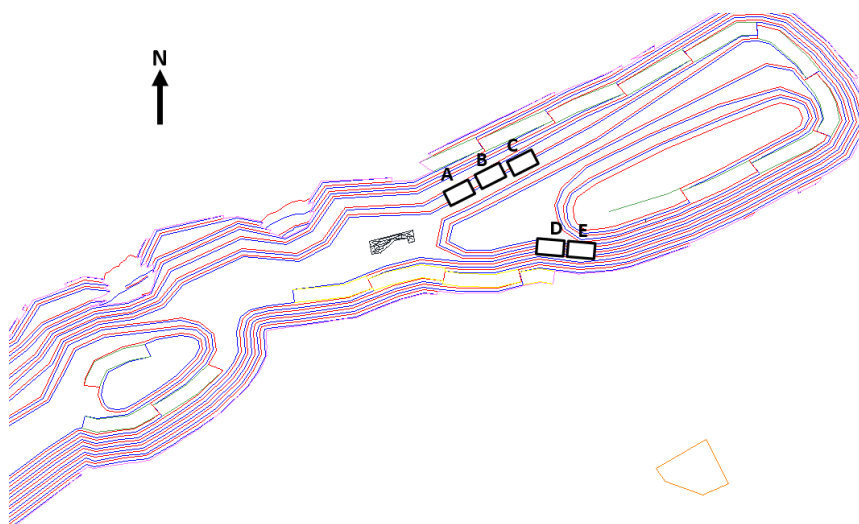
در معدن مس نسیم بردسکن، سنگ‌هایی با ابعاد بزرگتر از ابعاد ذکر شده عملکرد بیل‌های مکانیکی را به صورت قابل ملاحظه‌ای کاهش می‌دهد. بیشتر بیل‌های مکانیکی مورد استفاده در معدن، بیل ۵۲۰ هیوندای می‌باشد. شکل ۵-۵ نمونه‌ای از بیل مکانیکی و Boulders ایجاد شده پس از انفجار در هنگام عملیات بارگیری را نشان می‌دهد. بنابراین با توجه به تاثیر زیاد راندمان بیل‌های مکانیکی بر مقدار و هزینه‌های تولید و کاهش هزینه‌های حفاری و انفجار، محدوده بهینه ابعاد خردایش در معادن با توجه به نوع توده‌سنگ ماشین‌های بارگیری و دهانه سنگ‌شکن تعیین می‌گردد.



شکل ۵-۵: نمونه بیل مکانیکی و Boulders موجود در هنگام بارگیری

۵-۳- تعیین شاخص قابلیت انفجار

بر اساس مفهوم شاخص قابلیت انفجار، پارامترها و نحوه امتیازدهی آنها که در فصل دوم به تفصیل توضیح داده شده، شاخص قابلیت انفجار برای دو دیواره مختلف از پیت شماره دو معدن مس نسیم بردسکن در جدول ۵-۲ و ۵-۳ محاسبه شده است. شکل پیت شماره دو و موقعیت حدودی بلوک‌های مورد بررسی در شکل ۵-۶ نمایش داده شده است. دیواره شماره یک شامل بلوک A و B و C و دیواره شماره دو شامل بلوک‌های D و E است.



شکل ۵-۶: شکل پیت شماره دو و موقعیت بلوک‌ها

با توجه به برداشت‌های میدانی و درزنگاری از پیت شماره دو معدن، دو دیواره مورد بررسی قرار گرفته و شاخص قابلیت انفجار برای آنها تعیین شده است. با توجه به یکسان بودن جنس سنگ (آهک و آندزیت)، مقدار UCS و وزن مخصوص در هر دو دیواره یکسان در نظر گرفته شده است. همچنین بر اساس برداشت‌های میدانی، فاصله درزه‌ها برای هر دو دیواره متوسط ارزیابی می‌شود. مهم‌ترین تفاوت بین دو دیواره، جهت یافتگی درزه‌ها است که دیواره اول شیب به سمت داخل جبهه‌کار و دیواره دوم شیب به سمت خارج جبهه‌کار است.

جدول ۵-۲: تعیین شاخص قابلیت انفجار در دیواره اول از پیت شماره دو

امتیاز	شرح پارامتر	پارامتر
۳۵	بلوکی - توده‌ای	شرح توده‌سنگ (RMD)
۲۰	متوسط (بین ۱۰ تا ۱۰۰ سانتی‌متر)	فاصله‌داری درزه‌ها (JPS)
۴۰	شیب به سمت داخل جبهه‌کار	جهت یافتگی درزه‌ها (JPO)
۱۷/۵	25SG - 50	تاثیر وزن مخصوص (SGI)
۱۰	0.05UCS	تاثیر مقاومت سنگ (UCS)
$BI = 0.5(RMD + JPS + JPO + SGI + 0.05UCS) = 61.25$		

جدول ۵-۳: تعیین شاخص قابلیت انفجار در دیواره دوم از پیت شماره دو

امتیاز	شرح پارامتر	پارامتر
۳۵	بلوکی - توده‌ای	شرح توده‌سنگ (RMD)
۲۰	متوسط (بین ۱۰ تا ۱۰۰ سانتی‌متر)	فاصله‌داری درزه‌ها (JPS)
۲۰	شیب به سمت خارج جبهه‌کار	جهت یافتگی درزه‌ها (JPO)
۱۷/۵	25SG - 50	تاثیر وزن مخصوص (SGI)
۱۰	0.05UCS	تاثیر مقاومت سنگ (UCS)
$BI = 0.5(RMD + JPS + JPO + SGI + 0.05UCS) = 51.25$		

۵-۴- تعیین پارامترهای انفجار در سینه‌کار شماره دو

در هر یک از الگوهای انفجاری در معدن مس نسیم بردسکن در پیت شماره دو، پارامترهای هندسی چال‌ها و مشخصات خرج‌گذاری اندازه‌گیری و ثبت شده است. نمونه‌ای از پارامترهای هندسی چال‌ها و مشخصات خرج‌گذاری اجرا شده در بلوک A از پیت شماره دو در جدول ۵-۴ بیان شده است. مشخصات آتشیاری دیگر بلوک‌ها در پیوست شماره دو ذکر شده است.

جدول ۴-۵: پارامتر چال‌های انفجاری، مشخصات خرج‌گذاری و ضریب یکنواختی در آتشباری انجام شده در بلوک A

ردیف	پارامتر بلوک A	واحد	مقادیر
۱	قطر چال (Φ_h)	میلیمتر	۷۶
۲	شبکه چال	-	لوزی
۳	بارسنگ (B)	متر	۲
۴	فاصله ردیفی چال‌ها (S)	متر	۲/۵
۵	اضافه حفاری	متر	۰/۵
۶	طول متوسط چال‌ها (K)	متر	۶
۷	تعداد چال‌ها	عدد	۲۳۵
۸	ارتفاع پله	متر	۸
۹	وزن مواد منفجره در یک چال (Q)	کیلوگرم	۱۵
۱۰	حجم سنگ به ازای یک چال ($V = BKS$)	متر مکعب	۳۰
۱۱	حجم بلوک	متر مکعب	۶۴۸۲
۱۲	وزن مخصوص متوسط سنگ (γ_r)	-	۲/۷
۱۳	خرج ویژه (q)	کیلوگرم بر مترمکعب	۰/۵
۱۴	حفاری ویژه	متر بر متر مکعب	۰/۲

۵-۵- بررسی کارایی عملیات آتشباری به روش ODM

در معدن مس نسیم بردسکن هر مرحله از عملیات آتشباری مورد بررسی قرار گرفته و نتایج جمع آوری شده است. با توجه به تشریح روش ODM در فصل دوم از این پژوهش، به بررسی ۵ بلوک انفجاری از پیت شماره دو معدن پرداخته می‌شود. برای نمونه بلوک A به تفصیل بررسی می‌شود و دیگر بلوک‌ها فقط به صورت نتیجه و امتیازدهی به پارامترها بیان خواهد شد. در نهایت بلوک بهینه و مناسب تعیین می‌شود.

۵-۵-۱- درجه خردایش (ζ_{FR})

در معدن مس نسیم بردسکن، میزان خردایش و درجه خردشدگی در پیت شماره دو برای هر پنج بلوک مشخص شده است. با توجه به آنالیز و توزیع دانه‌بندی با استفاده از نرم‌افزار و اطلاعات بدست آمده از معدن، بلوک‌ها مورد بررسی قرار می‌گیرند. در این بخش، بلوک A به عنوان نمونه تشریح می‌شود و دیگر بلوک‌ها به صورت نتیجه و امتیازدهی در جدول ۵-۵ بیان شده‌اند. با توجه به اطلاعات بدست آمده از سنگ شکن، ابعاد کمتر از ۱۰ میلی‌متر، نرمه محسوب می‌شود که توسط سرنده اولیه جدا می‌شود.

بر اساس توزیع دانه‌بندی و نمودار بدست آمده توسط نرم‌افزار، میزان خردشدگی را با توجه به رابطه‌ی ۸-۲ و طبق جدول ارائه شده توسط تاجی و همکارانش در سال ۲۰۱۳ بدست می‌آید. میزان درجه خردایش برای بلوک A، باتوجه به میزان نرمه و خردشدگی مناسب، در رده‌بندی کلاس (II) و وضعیت خیلی خوب ارزیابی می‌شود. شکل ۷-۵ نمونه‌ای از خردایش در بلوک A را نشان می‌دهد.



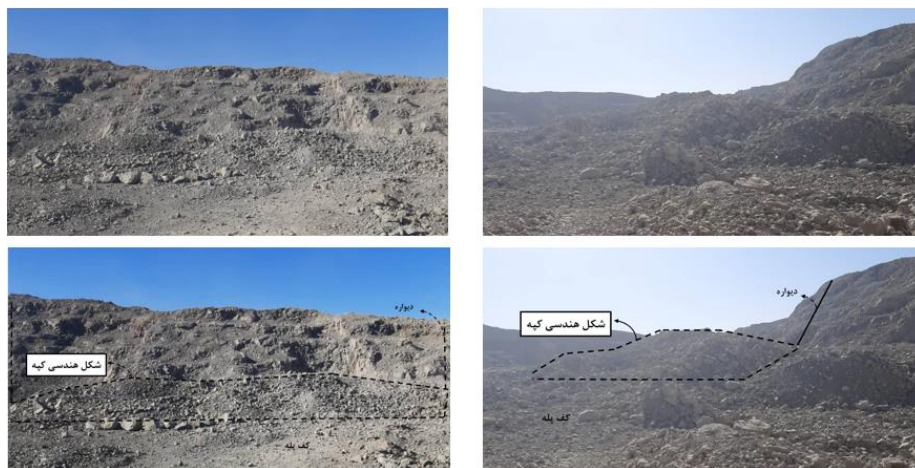
شکل ۷-۵: نمونه‌ای از میزان درجه‌خردایش در بلوک A

جدول ۵-۵: نتایج خردشدگی (ζ_{FR}) بلوک‌های انفجاری به روش ODM

بلوک	وضعیت	بازدهی خردشدگی %	امتیاز
A	خیلی خوب	۹۲	۴
B	خوب	۷۷	۸
C	خیلی خوب	۹۳	۴
D	ضعیف	۶۸	۱۲
E	خیلی خوب	۹۲	۴

۵-۵-۲- شکل هندسی کپه (ζ_{MU})

بر اساس جدول ارائه شده توسط تاجی و همکاران در سال ۲۰۱۳ و تهیه عکس از شکل هندسی کپه انفجاری از نمای مقابل و جانبی در بلوک A، این بلوک در رده‌بندی کلاس چهار قرار می‌گیرد. در این رده‌بندی نیاز شدید به پاکسازی، نیاز به تمیز کردن زیاد پله، راندمان بسیار پایین شاول و ایمنی بارگیری بسیار خوب دارد. شکل ۸-۵ شکل هندسی کپه بلوک A را از نمای مقابل و جانبی نمایش می‌دهد. همچنین در این بخش برای دیگر بلوک‌ها، نتایج شکل هندسی کپه‌های انفجاری به صورت امتیازدهی در جدول ۵-۶ بیان شده است.



شکل ۵-۸: شکل هندسی کپه انفجاری بلوک A از نمای مقابل و جانبی

جدول ۵-۶: نتایج شکل هندسی کپه (ζ_{MU}) بلوک‌های انفجاری به روش ODM

Class	امتیاز	بلوک
IV	۱۰	A
III	۷	B
II	۴	C
IV	۱۰	D
II	۴	E

۵-۵-۳- وضعیت عقب‌زدگی (ζ_{ov})

در معدن مس نسیم بردسکن، در بلوک‌های مورد بررسی در پیت شماره دو، پدیده عقب‌زدگی مشاهده نگردید. زیرا خرج‌گذاری چال‌ها به صورت برشی یا به عبارت دیگر به صورت یک در میان (منقطع) انجام می‌شده است تا بدین ترتیب تا شیب، میزان آسیب به دیواره و اختلاط ماده معدنی کم‌عیار و پرعیار به حداقل ممکن برسد. از طرفی برای عدم آسیب به دیواره ردیف آخر چال‌ها را با امولایت و حداکثر ۳۰ درصد آنفو خرج‌گذاری می‌کردند. همچنین با توجه به جنس سنگ معدن که آهکی می‌باشد و امکان ریزش زیاد است، برای حفظ برم پله و عدم آسیب به دیواره، در مدار با استفاده از کورتکس از چاشنی‌های تاخیری ۱، ۳، ۵، ۷ و ۹ استفاده می‌کردند، بطوری که در ردیف آخر ابتدا چاشنی شماره ۷ عمل می‌کند و سپس چاشنی ما قبل آخر با شماره ۹ عمل می‌کند (جا به جا قرار دادن چاشنی ۷ و ۹)، تا به این ترتیب ضربه و آسیب کمتر به دیواره وارد شود و عقب‌زدگی اتفاق نیفتد. به این صورت که اغلب مواد ناریه مصرفی در معدن، آنفو و امولایت

است. در بلوک A برای عدم اختلاط ماده معدنی کم‌عیار و پرعیار که رگه پر عیار نزدیک به دیواره می‌باشد، ردیف آخر به سمت دیواره (قسمت شمالی) حذف و ردیف آخری بازمانده به صورت منقطع خرج‌گذاری انجام می‌شد. شکل ۹-۵ خرج‌گذاری چال‌ها در بلوک A را نشان می‌دهد. با توجه به جدول ارائه شده توسط تاجی و همکاران در سال ۲۰۱۳، وضعیت عقب‌زدگی در بلوک A جز رده‌بندی کلاس (II) قرار می‌گیرد و امتیاز ۳ را به خود اختصاص می‌دهد. شکل ۱۰-۵ عدم عقب‌زدگی را در بلوک A را نشان می‌دهد. امتیازدهی عقب‌زدگی برای دیگر بلوک‌ها در جدول ۷-۵ بیان شده است.



شکل ۹-۵: خرج‌گذاری چال‌ها در بلوک A



شکل ۱۰-۵: عدم وجود عقب‌زدگی بعد از انفجار در بلوک A

جدول ۵-۷: نتایج عقب‌زدگی (ζ_{ov}) بلوک‌های انفجاری به روش ODM

Class	امتیاز	بلوک
II	۳	A
II	۳	B
III	۵	C
I	۱	D
II	۳	E

بر اساس جدول طبقه‌بندی آتش که در فصل دوم بیان شده است، میزان آسیب بر دیواره همزمان با بررسی عقب‌زدگی در این بخش ارزیابی می‌گردد. میزان آسیب به دیواره برای بلوک A مطابق شکل ۵-۱۱ متوسط ارزیابی می‌شود. در جدول ۵-۸ میزان آسیب به دیواره، پس از انفجار، برای هر بلوک ارائه شده است.



شکل ۵-۱۱: میزان آسیب به دیواره برای بلوک A

جدول ۵-۸: میزان آسیب بر دیواره پس از انفجار مطابق طبقه‌بندی آتش

میزان آسیب	بلوک
متوسط	A
متوسط	B
سنگین	C
خفیف	D
متوسط	E

۵-۴-۵- وضعیت کف پله و پاشنه (ζ_{FL})

در پیت شماره دو معدن مس نسیم بردسکن، بلوک A، پاشنه‌ای پس از بارگیری و باربری مشاهده نگردید. شکل ۵-۱۲ عدم وجود پاشنه در بلوک A را نشان می‌دهد. بنابراین طبق جدول ارائه شده توسط تاجی و همکاران در سال ۲۰۱۳، در این بلوک پاشنه در کف تسطیح شده است، بارگیری و باربری مناسب و کف پله برای حفاری مجدد آماده و مناسب می‌باشد. بر این اساس امتیاز ۳ برای بلوک A در نظر گرفته می‌شود. امتیاز مربوط به دیگر بلوک‌ها در جدول ۵-۹ بیان شده است.



شکل ۵-۱۲: عدم وجود پاشنه در کف پله A

جدول ۵-۹: نتایج پاشنه در کف پله (ζ_{FL}) بلوک‌های انفجاری به روش ODM

Class	امتیاز	بلوک
II	۳	A
IIX	۱۵	B
V	۹	C
IV	۷	D
VI	۱۱	E

۵-۵-۵- بررسی وجود Boulder و سنگ‌های سایز بزرگ بر روی کپه انفجاری (ζ_{BO})

همانطور که در فصل دو تشریح شده است، سنگ‌های بزرگ ممکن است در بالای کپه، کف کپه، درون کپه و جلوی کپه مشاهده شود. با توجه به خردایش مناسب صورت گرفته در بلوک A میزان Boulder در این بلوک مطابق جدول ارائه شده توسط تاجی و همکاران در سال ۲۰۱۳، امتیاز ۷ را به خود اختصاص می‌دهد. شکل ۵-۱۳ نمونه‌ای از وجود Boulder در کپه بلوک A را نشان می‌دهد. امتیاز این پارامتر برای دیگر بلوک‌ها در جدول ۵-۱۰ بیان شده است.



شکل ۵-۱۳: نمونه‌ای از وجود Boulder در کپه بلوک A

جدول ۵-۱۰: نتایج Boulder بر روی کپه انفجاری (ζ_{BO}) به روش ODM

Class	امتیاز	بلوک
IV	۷	A
V	۹	B
IV	۷	C
III	۵	D
V	۹	E

۵-۵-۶- بررسی شرایط زیست محیطی (ζ_{EN})

با بررسی شواهد در پیت شماره دو معدن، عواملی همچون لرزش زمین و هوا، پرتاب سنگ در بلوک‌های انفجاری مشاهده گردید. بر اساس جدول ارزیابی ارائه شده توسط تاجی و همکاران در سال ۲۰۱۳،

میزان لرزش زمین و هوا و همچنین پرتاب سنگ برای بلوک A غیر قابل قبول ارزیابی می‌شود که امتیاز ۲۰ را به خود اختصاص می‌دهد. شکل ۵-۱۴ نمونه‌ای از لحظه انفجار و پرتاب سنگ را نمایش می‌دهد. نتایج بررسی دیگر بلوک‌ها در جدول ۵-۱۱ بیان شده است.



شکل ۵-۱۴: لحظه انفجار و پرتاب سنگ در سینه‌کار

جدول ۵-۱۱: نتایج شرایط زیست محیطی (ζ_{EN}) به روش ODM

بلوک	وضعیت	امتیاز
A	غیر قابل قبول / حساس	۲۰
B	غیر قابل قبول / معمولی	۱۶
C	غیر قابل قبول / معمولی	۱۶
D	نسبتاً غیر قابل قبول / معمولی	۱۰
E	نسبتاً قابل قبول / معمولی	۵

۵-۵-۷- بررسی شرایط و وضعیت عمل کردن چال‌ها (ζ_{MI})

با بررسی چال‌ها پس از انفجار توسط آتشبار، از وجود چال‌های عمل نکرده در بلوک انفجاری، اطمینان حاصل می‌شود. با توجه به جدول ارزیابی ارائه شده توسط تاجی و همکاران در سال ۲۰۱۳ و وضعیت چال‌ها در بلوک A، این بلوک نامناسب ارزیابی شده و امتیاز ۱۳ به این بلوک اختصاص داده می‌شود. همچنین نتایج دیگر بلوک‌ها در جدول ۵-۱۲ بیان شده است.

جدول ۵-۱۲: نتایج شرایط و وضعیت عملکرد چال‌ها (ζ_{MI}) به روش ODM

امتیاز	Class	بلوک
۱۳	II	A
۲۰	III	B
۵	I	C
۵	I	D
۱	I	E

۵-۵-۸- محاسبه و تعیین مقدار ODM

پس از بررسی نتایج انفجار پنج بلوک، در پیت شماره دو معدن نسیم بردسکن به تعیین مقدار

ODM پرداخته شده است. نتایج به صورت زیر می‌باشد:

بر اساس رابطه ۲-۲ که در فصل دوم بیان شده است، ماتریس نتایج انفجار به صورت رابطه ۵-۱

خواهد بود و نتایج بدست آمده در جدول ۵-۱۳ طبقه‌بندی شده است.

$$[\zeta] = \begin{bmatrix} 4 & 10 & 3 & 3 & 7 & 20 & 13 \\ 8 & 7 & 3 & 15 & 9 & 16 & 20 \\ 4 & 4 & 5 & 9 & 7 & 16 & 5 \\ 12 & 10 & 1 & 7 & 5 & 10 & 5 \\ 4 & 4 & 3 & 11 & 9 & 5 & 1 \end{bmatrix} \quad (\text{رابطه ۵-۱})$$

$$= \begin{bmatrix} 60 \\ 78 \\ 50 \\ 50 \\ 37 \end{bmatrix}$$

جدول ۵-۱۳: رده‌بندی نتایج انفجار (ζ_j) بلوک‌های انفجاری

وضعیت	Class	ζ_j	بلوک
متوسط	III	۶۰	A
ضعیف	IV	۷۸	B
متوسط	II	۵۰	C
خوب	III	۵۰	D
خوب	II	۳۷	E

با توجه به نتایج بدست آمده از بلوک‌های انفجاری در جدول ۵-۱۳، نتایج انفجار بلوک B ضعیف و بلوک‌های D و E خوب ارزیابی می‌شود.

ماتریس عملکرد P با استفاده از رابطه ۲-۳ و ۲-۴ و محاسبه خرج ویژه، حفاری ویژه و بارگیری ویژه بر اساس حجم سنگ درجا برای ۵ بلوک انفجاری در جدول ۵-۱۴ بیان شده است.

جدول ۵-۱۴: برآورد شاخص‌های عملکرد P، پنج بلوک انفجاری با محاسبه خرج ویژه، حفاری ویژه و بارگیری ویژه

بلوک	$Sc_j(\frac{kg}{m^3})$	$Sd_j(\frac{m}{m^3})$	$Sl_j(\frac{hr}{m^3})$	$Suo_j(\frac{kg \cdot hr}{m^8})$	p_j
A	۰/۵	۰/۲	۰/۰۰۲۷۸	۰/۰۰۰۲۷۸	۰/۳۰۷
B	۰/۵	۰/۲	۰/۰۰۲۸۵	۰/۰۰۰۲۸۵	۰/۳۱۴
C	۰/۵	۰/۲	۰/۰۰۲۷۸	۰/۰۰۰۲۷۸	۰/۳۰۷
D	۰/۲۳	۰/۰۹	۰/۰۰۱۳۶	۰/۰۰۰۰۲۸۱	۰/۰۳۱
E	۰/۲۸	۰/۱۱	۰/۰۰۱۱۶	۰/۰۰۰۰۳۵۷	۰/۰۳۹

بر اساس نتایج بدست آمده از جدول ۵-۱۴ و روابط بیان شده، ماتریس عملکرد P به صورت رابطه

۲-۵ می‌باشد:

$$[P] = [0.307 \quad 0.314 \quad 0.307 \quad 0.031 \quad 0.039] \quad (\text{رابطه ۲-۵})$$

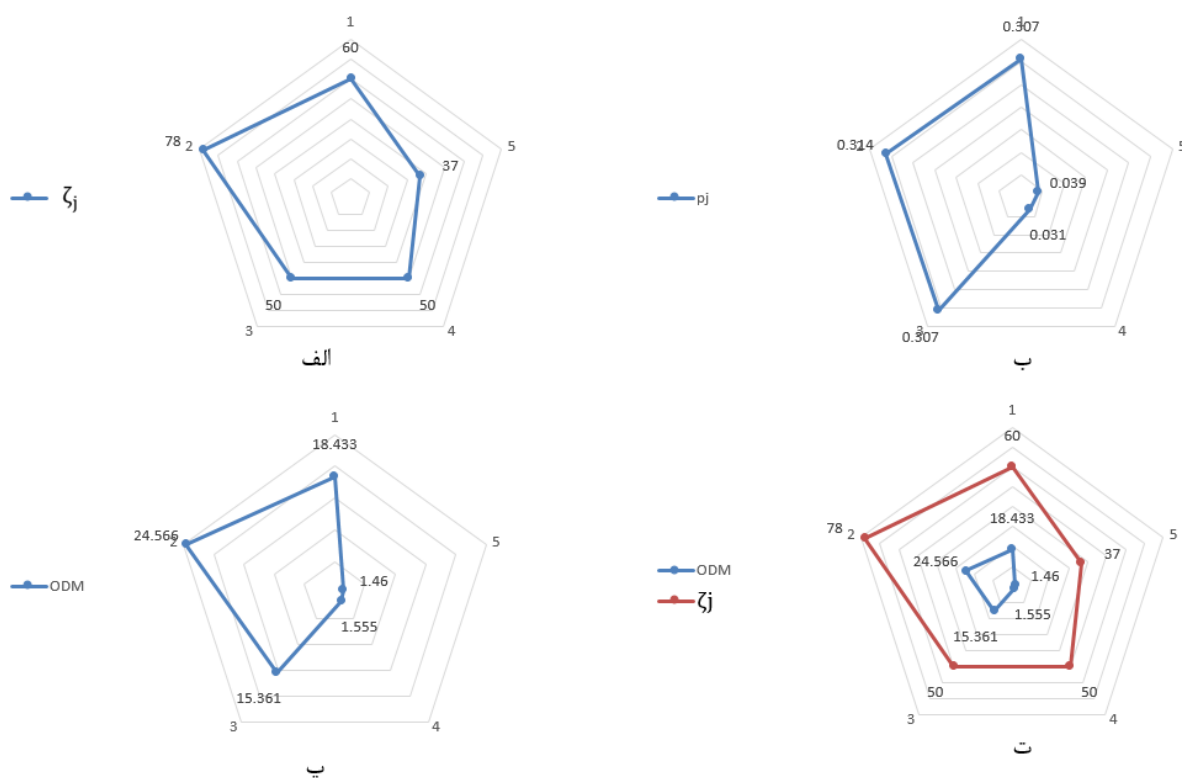
همچنین بر اساس ماتریس نتایج انفجار و ماتریس عملکرد P به محاسبه ماتریس ODM [O] طبق

رابطه ۲-۶ پرداخته می‌شود. در جدول ۵-۱۵ نتایج ODM رده‌بندی شده است.

جدول ۵-۱۵: رده‌بندی نتایج ODM بلوک‌های انفجاری

بلوک	ODM	Class	وضعیت	درجه مورد نیاز برای بهینه سازی
A	۱۸/۴۳۳	IV	ضعیف	زیاد
B	۲۴/۵۶۶	V	خیلی ضعیف	خیلی زیاد
C	۱۵/۳۶۱	IV	ضعیف	زیاد
D	۱/۵۵۵	I	خیلی خوب	خیلی کم
E	۱/۴۶۰	I	خیلی خوب	خیلی کم

برای مقایسه نتایج بدست آمده از بلوک‌های انفجاری در معدن مس نسیم بردسکن، با استفاده از ماتریس نتایج انفجار ζ_j (الف)، ماتریس عملکرد p_j (ب) و ماتریس ODM (پ) و ترکیب ماتریس نتایج انفجار و ODM (ت) به صورت نمودار در شکل‌های ۵-۱۵ نمایش داده شده است.



شکل ۵-۱۵: نمودارهای راداری نتایج بلوک‌های انفجاری معدن مس نسیم بردسکن

۵-۵-۹- نتایج بررسی روش ODM در پیت شماره دو مورد مطالعاتی

بر اساس اطلاعات و تحلیل‌های صورت گرفته، نتایج زیر استنباط می‌شود:

- کم‌ترین مقدار ODM با اختلافی جزئی، متعلق به بلوک D و E می‌باشد. همچنین کم‌ترین مقدار ماتریس عملکرد p_j برای این دو بلوک به ترتیب ($p_E = 0.039$, $p_D = 0.031$) و ζ_j ($\zeta_E = 37$, $\zeta_D = 50$) است. بنابراین بطور کلی شرایط حفاری و بارگیری برای این دو بلوک مناسب ارزیابی می‌شود. از طرفی مشکل اصلی معدن که پرتاب سنگ، لرزش زمین و هوا است، بلوک E در مقایسه با بلوک D مناسب ارزیابی می‌شود.
- بیش‌ترین مقدار ODM متعلق به بلوک B است. مقدار ماتریس عملکرد p_j ($p_B = 0.314$) و ζ_j ($\zeta_B = 78$) است. در این بلوک میزان Boulder در این بلوک زیاد است. همچنین طبق

مشاهدات در معدن با خروج آبی گاز، میزان پرتاب سنگ، لرزش زمین و هوا زیاد بوده در نهایت این بلوک با توجه به روش ODM ضعیف ارزیابی شده است که نیاز به بهینه‌سازی و تغییر در پارامترهای انفجار دارد.

- بلوک C بر اساس نتایج ODM ضعیف ارزیابی می‌شود. میزان خردایش در این بلوک مناسب است. در این بلوک تنها لرزش زمین و هوا و همچنین پرتاب سنگ زیاد بوده که غیر قابل قبول ارزیابی می‌شود.

- بلوک A نیز بر اساس نتایج ODM ضعیف است. در این بلوک میزان Boulder مناسب ارزیابی شده است. از طرفی پرتاب سنگ، لرزش زمین و هوا که بیشترین امتیاز را دارد باید مورد توجه قرار گیرد و پارامترهای انفجار در این بلوک تغییر یابد تا حداقل بهینه‌سازی ممکن انجام شود.

- به طور کل در معدن مس نسیم بردسکن از جمله مشکلات معدن پرتاب سنگ، لرزش زمین و هوا ارزیابی می‌شود که در بررسی هر یک از بلوک‌های پیت شماره دو، این موارد بیشترین امتیاز را از نظر نامناسب بودن به خود اختصاص می‌دهند.

- بلوک‌های D و E که جانمایی آن‌ها در شکل ۵-۶ کروکی پیت شماره دو نشان داده شده است، بر اساس شاخص قابلیت انفجار وضعیت مناسب‌تری نسبت به بلوک‌های A و B و C دارند.

- بر اساس روش ODM، بلوک‌های D و E وضعیت مناسب‌تری نسبت به بلوک‌های A و B و C دارند.

- در تعیین جهت بهینه کار آتشباری بر اساس شاخص قابلیت انفجار، جهت بلوک‌های D و E مناسب بوده و نیاز به تغییر نمی‌باشد، اما بلوک‌های A و B و C نیاز به تغییر جهت و ارزیابی می‌باشند، تا مشکلات عمده معدن مانند پرتاب سنگ، لرزش زمین و هوا کاهش یابد. در ادامه به تعیین جهت مناسب بلوک‌های A و B و C (دیواره شماره یک) در معدن مس نسیم بردسکن پرداخته می‌شود.

۵-۶- تعیین جهت بهینه آتشباری در معدن مس نسیم بردسکن

در پژوهش حاضر سعی بر آن است که بر اساس اطلاعات وضعیت درزه‌داری موجود در معدن مس نسیم بردسکن اقدام به تعیین جهت مناسب جبهه‌کار و راستای مناسب انفجار نمود. طبیعتاً بهترین جهت برای انفجار در راستایی است که درزه‌ها و شکاف‌های موجود بیشترین مقاومت را در مقابل خروج گاز از خود نشان دهند. هر چه قدر گاز حاصل از انفجار، زمان بیشتری در درون شکاف‌ها و گسستگی‌های سنگ محبوس شود، کارایی و خردایش آن تأثیر بیشتری خواهد داشت.

۵-۶-۱- تعیین جهت مناسب آتشباری در سینه‌کار شماره دو معدن

شیب^۱ و امتداد^۲ خط برداشت شماره یک که بلوک‌های A و B و C را شامل می‌شود به ترتیب ۸ و ۲۳۴ درجه است. همچنین شیب و امتداد خط برداشت شماره دو که بلوک‌های D و E را در برمی‌گیرد به ترتیب ۶ و ۲۹۵ درجه است. بر اساس اطلاعات حاصل از درزه‌نگاری و انجام تحلیل‌های مورد نیاز، دو دسته ناپیوستگی در منطق شناسایی شده است که ویژگی آن‌ها در جدول ۵-۱۶، ارائه شده است. در شکل ۵-۱۶ و شکل ۵-۱۷ تصاویر استریوگرافی توزیع جهت‌یافتگی ناپیوستگی‌ها در دو دیواره به همراه امتداد دیواره‌های برداشت شده از پیت شماره دو معدن نشان داده شده است.

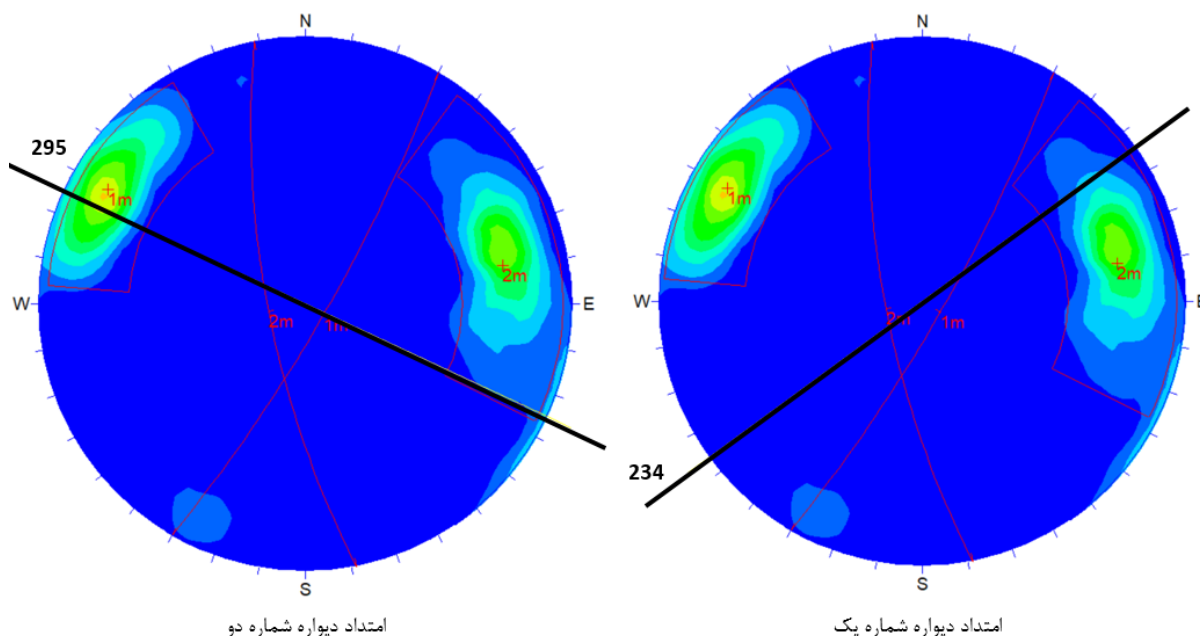
بر اساس تحلیل و بررسی‌های صورت گرفته به روش ODM، وضعیت آتشباری برای بلوک‌های D و E با راستای ۲۹۵ درجه در پیت شماره دو معدن مس نسیم بردسکن مناسب و بهینه ارزیابی می‌شود و نیاز به تغییر نمی‌باشد. اما در عین حال، نتایج روش ODM برای بلوک‌های A، B و C حاکی از عدم مناسب بودن نتایج آتشباری دارد. بنابراین بهینه‌سازی عملیات آتشباری برای این بلوک‌ها لازم است. یکی از روش‌های بهینه‌سازی عملیات آتشباری تغییر راستای جهت آتشباری نسبت به جهت درزه‌ها است. به گونه‌ای که خروج گاز در دیرترین زمان ممکن اتفاق بیفتد. در ادامه به تحلیل و بررسی دیواره‌های برداشت شماره ۱ و ۲ در معدن مس نسیم بردسکن پرداخته می‌شود. همانطور که در شکل‌های ۵-۱۶ و ۵-۱۷ نشان داده شده است، در دیواره شماره دو که وضعیت آتشباری مناسبی دارد، امتداد سینه‌کار تقریباً عمود (زاویه ۹۵ درجه) امتداد

1 Plunge
2 Trend

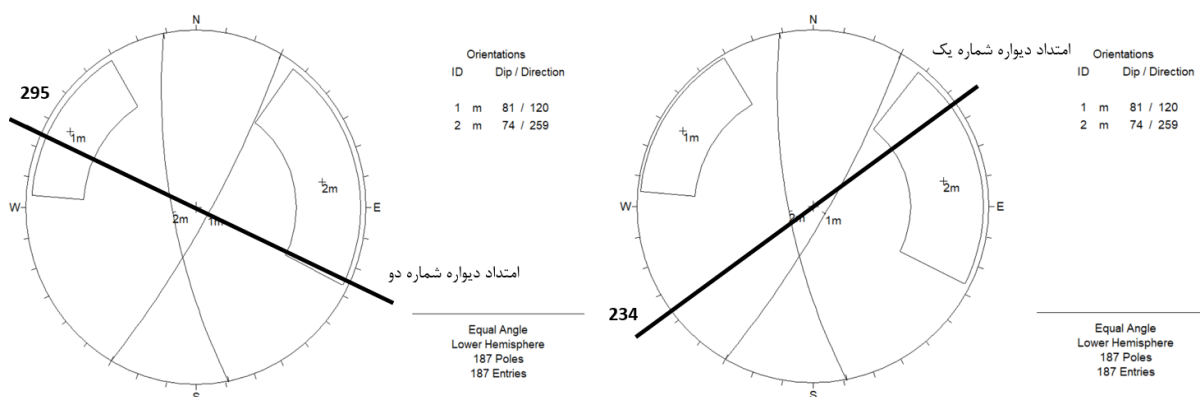
دسته درزه اول است. از طرف دیگر، با توجه به مشخصات دسته ناپیوستگی‌های برداشت شده از معدن، می‌توان آن‌ها را مقایسه و دسته‌بندی کرد. ناپیوستگی‌های سینه‌کار فعلی بر اساس شیب، فراوانی و طول ناپیوستگی را نشان می‌دهد.

جدول ۵-۱۶: ویژگی‌های ناپیوستگی‌های معدن مس نسیم بردسکن

ردیف	شماره دسته ناپیوستگی	نوع ناپیوستگی	شیب (درجه)	جهت شیب (درجه)	شدت P_{32} (m^{-1})	طول متوسط (m)
۱	اول	درزه	۸۱	۱۲۰	۰/۹۶۸	۱/۸۵
۲	دوم	درزه	۷۴	۲۵۹	۱/۲	۲/۴۶



شکل ۵-۱۶: تصویر استریوگرافی توزیع جهات ناپیوستگی معدن مس نسیم بردسکن به همراه امتداد دیواره‌های مورد مطالعه



شکل ۵-۱۷: تصویر استریوگرافی توزیع جهات ناپیوستگی معدن مس نسیم بردسکن به همراه امتداد دیواره‌های مورد مطالعه

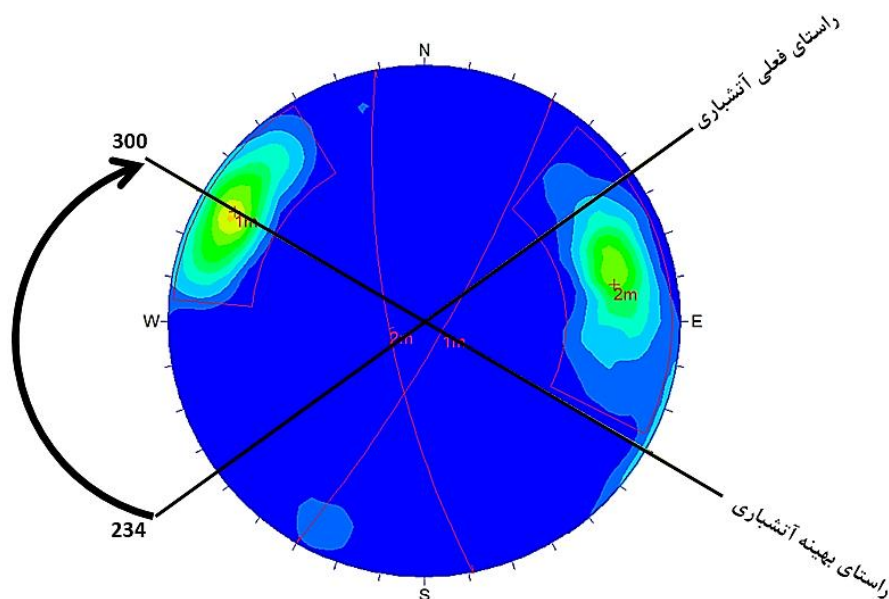
جدول ۵-۱۷: ترتیب ناپیوستگی‌ها بر اساس ویژگی‌های مهم سینه‌کار شماره دو

ردیف	ویژگی ناپیوستگی	مرتب‌سازی شماره دسته ناپیوستگی
۱	شیب	$2 < 1$
۲	فراوانی	$1 < 2$
۳	طول متوسط	$1 < 2$

بنابراین با توجه به مناسب بودن وضعیت و نتایج آتشباری در دیواره شماره دو، عمود بودن امتداد سینه‌کار بر دسته درزه اول و ویژگی‌های دسته درزه اول در مقایسه با دسته درزه دوم (جدول ۵-۱۷) می‌توان بیان نمود که مناسب‌ترین جهت جبهه‌کار آتشباری در راستای عمود بر دسته ناپیوستگی‌ای است که بیشترین شیب، کمترین فراوانی و کمترین طول را داشته باشد.

با توجه به شکل‌های ۵-۱۶ و ۵-۱۷ برای دیواره شماره یک ملاحظه می‌شود، امتداد پله با اختلاف جزئی (تقریباً ۲۲ درجه) موازی با دسته درزه اول است. بنابراین می‌توان گفت در حال حاضر آتشباری، در راستای دسته درزه‌های اول انجام می‌شود؛ حال آنکه بنابر نتایج اخذ شده در دیواره شماره دو، راستای آتشباری باید عمود بر دسته درزه اول انجام شود.

با توجه به مطالب گفته شده، جهت مناسب آتشباری برای دیواره شماره یک (بلوک‌های A، B و C) معدن مس نسیم بردسکن در شکل ۵-۱۸ نشان داده شده است. همانطور که مشاهده می‌شود، امتداد سینه‌کار بهینه برابر ۳۰۰ درجه است. یعنی دیواره شماره یک باید ۶۶ درجه چرخانده شود تا در راستای بهینه از لحاظ سازگاری با دسته درزه‌های منطقه قرار گیرد. با این تغییر، راستای سینه‌کار شماره یک تقریباً در راستای سینه‌کار شماره دو که آتشباری مناسبی داشته، قرار می‌گیرد. بنابراین می‌توان گفت، به منظور استفاده بهینه از انرژی مواد منفجره و جلوگیری حداکثری از خروج گاز از ناپیوستگی‌ها، ردیف چال‌ها برای دیواره شماره یک (بلوک‌های A، B و C)، باید در راستای ۳۰۰ درجه حفاری شود.



شکل ۵-۱۸: راستای مناسب آتشیاری در سینه کار شماره یک معدن مس نسیم بردسکن

۵-۶-۲- ارزیابی راستای جدید پیشنهادی جبهه کار آتشیاری بر اساس شاخص

قابلیت انفجار

در این بخش، جهت مناسب جبهه کار آتشیاری شماره دو (بلوک‌های A، B و C) در معدن مس نسیم بردسکن مورد بررسی قرار گرفته است. در سینه کار شماره دو (بلوک‌های A، B و C)، راستای پله و آتشیاری با راستای ناپیوستگی‌ها تقریباً موازی بوده که سهولت خروج گازهای حاصل از انفجار را در پی دارد. به منظور غلبه بر این مشکل، امتداد ۳۰۰ درجه پیشنهاد شده است.

پس از تعیین امتداد مناسب آتشیاری در جبهه کار شماره دو، راستای پیشنهادی با استفاده از شاخص قابلیت انفجار مورد ارزیابی قرار می‌گیرد. با تغییر جهت جبهه کار آتشیاری، فقط جهت‌یافتگی درزه‌ها (JPO)، تغییر می‌کند. دیگر پارامترها که قبلاً محاسبه شده است، ثابت باقی می‌ماند. برای راستای پیشنهادی جدید جبهه کار، جهت‌یافتگی درزه‌ها، امتداد شیب به سمت خارج جبهه کار خواهد بود. امتیاز جهت‌یافتگی درزه‌ها، در این حالت برابر ۲۰ و مقدار شاخص قابلیت انفجار (BI) از مقدار ۶۱/۲۵ به ۵۱/۲۵ کاهش می‌یابد. پیشنهاد می‌شود، تغییر راستای آتشیاری در بلوک‌های A، B و C، الگوی آتشیاری (B×S) از ۲/۵×۲ (که در حال حاضر در معدن اجرا می‌شود) به ۳/۵×۳ یا ۳×۲/۸ تغییر یابد. بدین ترتیب مشکلات آتشیاری از جمله

پرتاب سنگ، لرزش زمین و هوا که از موارد اصلی در معدن مورد مطالعه است، کاهش خواهد یافت. از طرفی می‌توان از مقدار حفاری، مقدار خرج‌گذاری و هزینه آتشباری کاست و از نظر اقتصادی صرفه‌جویی نمود.

۵-۷- جمع‌بندی و نتیجه‌گیری

از جمله عواملی که در آتشباری و خردایش مناسب تاثیر گذار است، جهت‌یافتگی ناپیوستگی‌ها به عنوان یکی از عوامل غیرقابل کنترل است. در این فصل پس از بررسی کارایی عملیات آتشباری فعلی معدن مس نسیم بردسکن بر اساس روش ODM، مشخص شد که معدن مورد مطالعه در برخی بلوک‌های مورد بررسی مشکلاتی از جنبه میزان پرتاب سنگ، لرزش زمین و هوا را دارد. به منظور رفع این مشکلات، در این تحقیق به تعیین جهت مناسب جبهه‌کار آتشباری نسبت به ناپیوستگی‌ها با هدف استفاده حداکثری از انرژی حبابی ماده منفجره پرداخته شده است. برای این منظور، در ابتدا وضعیت فعلی خردایش حاصل از انفجار بررسی شده است. یکی از روش‌های بدست آوردن توزیع دانه‌بندی پس از انفجار، آنالیز تصویری به کمک نرم‌افزار Split Desktop می‌باشد که با کمک آن می‌توان متوسط خردایش X_{50} را بدست آورد و با استفاده از اطلاعات ابعاد ورودی دهانه سنگ‌شکن میزان خردایش معدن را بر اساس جدول ارائه شده توسط تاجی و همکاران در سال ۲۰۱۳ بررسی نمود. با توجه به بررسی‌های صورت گرفته بر اساس روش ODM نتایج آتشباری در بلوک‌های A، B و C مناسب نبوده و نیاز به بهینه‌سازی و بهبود وضعیت در عملیات آتشباری دارند. از طرفی نتایج آتشباری در بلوک‌های D و E مناسب ارزیابی شده‌اند.

به منظور بهینه‌سازی نتایج آتشباری در بلوک‌های A، B و C تصمیم به تغییر جهت سینه‌کار گرفته شد. بررسی‌های انجام شده بر روی بلوک‌های D و E نشان داد که مناسب‌ترین جهت جبهه‌کار آتشباری عمود بر دسته درزه اول یعنی دسته درزه‌ای با بیشترین شیب، کمترین فراوانی و کمترین طول است. بنابراین به منظور بهینه‌سازی نتایج آتشباری در بلوک‌های A، B و C باید راستای سینه‌کار، همانند بلوک‌های D و E، عمود بر دسته درزه اول ایجاد شود. لذا باید جهت آتشباری در بلوک‌های A، B و C از 234° درجه (راستای فعلی) به 300° درجه چرخانده شود تا در راستای بهینه از لحاظ سازگاری با دسته درزه‌های منطقه قرار گیرد. در این حالت شاخص BI برای این بلوک‌ها از $61/25$ به $51/25$ کاهش خواهد یافت. این بدین معنی است که می‌توان الگوی آتشباری در سینه‌کار پیشنهادی را افزایش و یا مقدار خرج ویژه را کمتر در نظر گرفت.

بدین ترتیب مشکلات آتشباری از جمله پرتاب سنگ، لرزش زمین و هوا که از موارد اصلی در معدن مورد مطالعه است، کاهش خواهد یافت. پیشنهاد می‌شود، پس تغییر راستای آتشباری در بلوک‌های A، B و C، الگوی آتشباری از $2/5 \times 2$ (که در حال حاضر در معدن اجرا می‌شود) به $3/5 \times 3$ یا $3 \times 2/8$ تغییر یابد. بدین ترتیب می‌توان از مقدار حفاری، مقدار خرج‌گذاری و هزینه آتشباری کاست و از نظر اقتصادی صرفه‌جویی نمود.

فصل ششم

نتیجه‌گیری و پیشنهادها

۶-۱- نتیجه گیری

در این پژوهش به بررسی، تحلیل و بهینه سازی عملیات حفاری و آتشیاری معدن مس نسیم بردسکن پرداخته شده است. برای این منظور، به مطالعات میدانی با هدف درزنگاری و برداشت عوارض ساختمانی پرداخته شده است. پس از تحلیل آماری ناپیوستگی ها، اقدام به ساخت مدل هندسی ناپیوستگی ها با استفاده از روش شبکه ناپیوستگی های مجزا (DFN) شده است. سپس بر اساس روش شاخص ODM، تحلیل هندسی شبکه ناپیوستگی ها و راستای سینه کار، جهت مناسب جبهه کار آتشیاری تعیین شده است. در نهایت با استفاده از روش شاخص BI به ارزیابی راستای جدید پیشنهادی سینه کار پرداخته شده است. نتایج حاصل از این پژوهش در ادامه به اختصار ارائه شده است:

- تعیین راستای جبهه کار آتشیاری، یا به عبارت دیگر راستای ردیف چال ها بر اساس تحلیل هندسی ناپیوستگی ها، تاثیر زیادی بر نتایج آتشیاری از جمله پرتاب سنگ و لرزش زمین و هوا دارد. از طرف دیگر با بهینه سازی راستای جبهه کار آتشیاری می توان با تغییر الگوی آتشیاری و خرج ویژه، دیگر نتایج آتشیاری از جمله میزان خردایش، وضعیت کف پله و شکستگی های ایجاد شده در دیواره را کنترل نمود.
- از روش ODM برای ارزیابی انفجار در معدن مورد مطالعه استفاده شده است. ارزیابی انفجار با استفاده از روش ODM شامل هفت پارامتر مانند بررسی خردایش (ζ_{FR})، شکل کپه انفجاری (ζ_{MU})، عقب زدگی (ζ_{OV})، پاشنه (ζ_{FL})، Boulder (ζ_{BO})، شرایط زیست محیطی (لرزش زمین و هوا، پرتاب سنگ و...) (ζ_{EN}) و عملکرد چال ها (ζ_{MI}) می باشد. این روش می تواند یک مقدار را به هر انفجار اختصاص دهد که کمترین مقدار، مربوط به نتیجه عملکرد بهتر عملیات انفجار محسوب شود.
- در معدن مس نسیم بردسکن در سینه کار شماره دو، پنج بلوک مورد بررسی و ارزیابی قرار گرفت. بلوک های A، B و C بر اساس روش ODM مناسب ارزیابی نمی شود و به منظور بهینه سازی نیاز به تغییر جهت جبهه کار آتشیاری و تغییر در الگو و پارامترهای آتشیاری دارند. از طرفی نتایج آتشیاری در بلوک های D و E مناسب ارزیابی شده است و نیاز به تغییر جهت جبهه کار آتشیاری نمی باشد.

- بهترین جهت برای انفجار در راستایی است که درزه‌ها و شکاف‌های موجود بیشترین مقاومت را در مقابل خروج گاز از خود نشان دهند. هر چه قدر گاز حاصل از انفجار، زمان بیشتری در درون شکاف‌ها و گسستگی‌های سنگ محبوس شود، کارایی و خردایش آن تاثیر بیشتری خواهد داشت. بر اساس نتایج آتشیاری در بلوک‌های D و E، راستای جبهه‌کار نسبت به دسته درزه‌ها و ویژگی‌های هندسی دسته درزه‌ها، دریافت شد که مناسب‌ترین جهت جبهه‌کار آتشیاری در راستای عمود بر دسته ناپیوستگی‌ای است که بیشترین شیب، کمترین فراوانی و کمترین طول را داشته باشد.
- بررسی‌ها نشان می‌دهد در صورتی که امتداد دیواره شماره یک (بلوک‌های A، B و C) معدن از ۲۳۴ درجه (امتداد فعلی) به ۳۰۰ درجه (در راستای عمود بر دسته درزه شماره یک و تقریباً موازی دیواره شماره دو) تغییر یابد، شاخص BI از ۶۱/۲۵ به ۵۱/۲۵ تغییر می‌یابد. بنابراین می‌توان بیان نمود با تغییر امتداد دیواره اول و با توجه به کاهش شاخص BI، می‌توان اندازه الگوی آتشیاری را افزایش و یا خرج‌ویژه را کاهش داد. بدین ترتیب پرتاب سنگ و لرزش زمین و هوا که از مشکلات اصلی معدن است، کاهش خواهد یافت.
- با بهینه‌سازی راستای انفجار و جلوگیری از خروج آبی گاز و در نتیجه افزایش راندمان مواد منفجره، هزینه چالزنی و خرج‌گذاری کاهش خواهد یافت.

۶-۲- پیشنهادها

- در این پژوهش، پیشنهاد می‌شود، راستای جدید جبهه‌کار آتشیاری در معدن مس نسیم بردسکن، عملیاتی و اجرا شود. سپس نتایج بدست آمده از سینه‌کار شماره یک پیشنهادی جدید با نتایج بدست آمده از این پژوهش، مورد مقایسه و در صورت نیاز بازنگری شود.
- در این پژوهش، می‌توان از شاخص خردایش سنگ (RFI) استفاده نمود و سپس نتایج بدست آمده را با شاخص قابلیت انفجار (BI) مقایسه کرد. همچنین از سایر مدل‌های پیش‌بینی خردایش سنگ برای ارزیابی انفجار می‌توان استفاده کرد، و نتایج بدست آمده را با شاخص قابلیت انفجار مقایسه نمود.

منابع

- استوار، ر. (۱۳۸۰). آتشکاری در معادن: انتشارات جهاد دانشگاهی، چاپ اول، جلد دوم.
- اصانلو، م. (۱۳۸۴). روشهای استخراج معادن سطحی: انتشارات دانشگاه امیرکبیر، چاپ اول، جلد دوم.
- اکبری، م. و لشکری پور، غ. و یاراحمدی بافقی، ع. و غفوری، م. (۱۳۹۳). اثر خصوصیات توده سنگ بر خردایش ناشی از آتشباری معادن سنگ آهن ایران مرکزی. زمین شناسی مهندسی، ۷(۳-۴)، صفحه ۴۳-۵۶.
- امیرشنوا، م. مومیوند، ح. (۱۳۹۳). تعیین خردایش ماده معدنی به روش آنالیز تصویری با استفاده از نرم افزار SPLIT DESKTOP و شاخص قابلیت انفجار (BI) در زون شماره ۵ و عدن رشکان. پنجمین کنفرانس مکانیک سنگ ایران.
- بابائیان، م. (۱۳۹۷). بهینه سازی دانه بندی حاصل از خردایش سنگ به منظور کاهش هزینه های آتشکاری در معادن روباز (مورد مطالعاتی: معادن بوکسیت جاجرم)، پایان نامه کارشناسی ارشد مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- بخشنده امینه، ح. مالکی نژاد، ح. (۱۳۹۱). ارائه مدل تجربی پیش بینی متوسط ابعاد خردشدگی حاصل از انفجار در توده سنگ کنگلومرای سد گتوند علیا. نشریه علمی- پژوهشی مدیریت انرژی، سال دوم، شماره سوم، صفحه ۲۰-۲۷.
- جهانیان، ع. (۱۳۹۵). زون بندی معادن روباز بر اساس شاخص قابلیت انفجار و مقادیر خرج ویژه (مورد مطالعاتی: توده یک معدن سنگ مارن سیمان شرق)، پایان نامه کارشناسی ارشد مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- عزیزی، ع. مومیوند، ح. (۱۳۸۶). برآورد خردایش حاصل از انفجار با بکارگیری آنالیز تصویری توده سنگ برجا. پایان نامه مقطع کارشناسی ارشد مهندسی معدن، دانشگاه ارومیه.
- عطایی، م. حسینی، س. م. (۱۳۹۰). عملیات و تحلیل اقتصادی در معادن روباز. نشر جهاد دانشگاهی واحد صنعتی امیرکبیر، چاپ اول.
- مشرقی، س. اسلامی، م. صدوقی، ا. (۱۳۸۵). تاثیر پارامترهای ژئومکانیکی توده سنگ بر طراحی انفجار معادن روباز. دومین همایش منطقه ای مهندسی معدن، سوادکوه.
- منصوری، ح. حسینی روح الامینی، س. ابراهیمی فرسنگی، م. صالحی نسب، ع. (۱۳۹۳). انتخاب مدل پیش بینی خردایش مناسب در معدن مس سرچشمه پنجمین کنفرانس مهندسی معدن، تهران.
- مومیوند، ح. (۱۳۸۶). ارائه روشی جدید برای طراحی الگوی چال های انفجار در معادن روباز. دانشکده فنی دانشگاه تهران، ۴۱(۳) ۳۶۱-۳۵۵.
- میلانلو، ف. رساء، ا. مسعودی، ف. کاظمی، ا. (۱۳۹۵). کانی سازی مس در کانسار مس نسیم بردسکن با استفاده از شواهد ژئوشیمی و ماهیت سیالات گرمابی. پایان نامه مقطع کارشناسی ارشد، دانشگاه شهید بهشتی.
- نوروزی، م. (۱۳۹۳). برآورد مقاومت توده سنگ دارای ناپیوستگی های ناپایا با استفاده از مدل تصادفی شبکه درزه های مجزا (مورد مطالعاتی: توده سنگ ساختگاه سد و نیروگاه رودبار لرستان)، رساله دکتری، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- نوروزی، م. جلالی، م. ا. کاکایی، ر. (۱۳۹۴). شبیه سازی هندسی سه بعدی شبکه ی ناپیوستگی های توده سنگ در محل احداث تونل دسترسی سد رودبار لرستان. نشریه مهندسی تونل و فضاهای زیرزمینی، شماره ۱، صفحه ۵۳-۶۸.
- یوسفی، ج. حمیدیان، ه. (۱۳۹۵). دستیابی به خردایش مطلوب حاصل از عملیات آتشباری در معدن سنگ آهک آبلو با استفاده از روش آنالیز تصویری. کنفرانس بین المللی نوآوری در علوم و تکنولوژی، دوره ۱.
- Ash by, J. (1980). Production blasting and the developments of open pits slopes. SEE, Tampa.

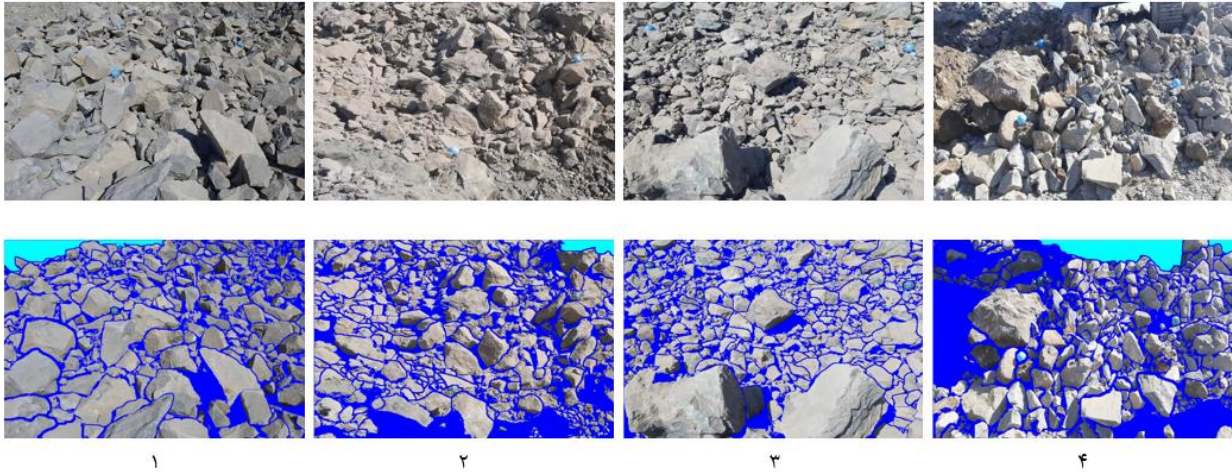
- Azizi, A., Moomivand, H. (2021). A New Approach to Represent Impact of Discontinuity Spacing and Rock Mass Description on the Median Fragment Size of Blasted Rocks Using Image Analysis of Rock Mass. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 54(4), pp.2013-2038.
- Bakar, M. A., Tariq, S. M., Hayat, M. B., Zahoor, M. K., Khan, M. U. (2013). Influence of geological discontinuities upon fragmentation by blasting. *Pakistan Journal of Science*, 65(3), pp.414.
- Bhandari, S. (2013). Fines and dust generation and control in rock fragmentation by blasting. *Proceedings of Rock Fragmentation by Blasting*, Singh and Sinha (eds), Taylor & Francis, pp.511-520.
- Bickers, C.F., Dunbar, C.T., Lejuge, G.E., Walker, P.A., 2002. Wall control blasting practices at BHP Billiton iron ore Mt Whaleback. *Fragblast* 6, pp.359–380
- Bohlooli, B. (1997). Effects of the geological parameters on rock blasting using the Hopkinson split bar. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 34, pp.630.
- Borquez, G.V., 1981. Estimating drilling and blasting costs-An analysis and prediction model. *Eng. Min. J.* 182, pp.83–89.
- Chakraborty, A. K., Raina, A. K., Ramulu, M., Choudhury, P. B., Haldar, A., Sahu, P., & Bandopadhyay, C. (2004). Parametric study to develop guidelines for blast fragmentation improvement in jointed and massive formations. *Engineering geology*, 73(1-2), pp.105-116.
- Chatziangelou, M., Christaras, B. (2013). Rock mass blastability dependence on rock mass quality. *Bulletin of the Geological Society of Greece*, 47(4), pp.1694-1705.
- Cunningham, C. V. B. (1987, August). Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model-four years on. In *Proc. 2nd int. symp. on rock fragmentation by blasting*, pp. 475-487.
- Cunningham, C. (1983). The Kuz-Ram Model for production of fragmentation from blasting. In *Proc. 1 st Symp. on Rock Fragmentation by Blasting*, Lulea.
- Da Gama, C. D. (1995, January). A model for rock mass fragmentation by blasting. In 8th ISRM Congress. International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering.
- Dershowitz, W. S., & Einstein, H. H. (1988). Characterizing rock joint geometry with joint system models. *Rock mechanics and rock engineering*, 21(1), pp.21-51.
- Esen, S., Bilgin, H. A., & BoBo, T. (2000). Effect of explosive on fragmentation. In *The 4th Drilling and Blasting Symposium*, Ankara, Turkey (Vol. 6372).
- Faramarzi, F., Mansouri, H. Farsangi, M. E. (2013). A rock engineering systems based model to predict rock fragmentation by blasting. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 60, pp.82-94.
- Fordyce, W.L., and et al. (1993), Effect of joints on stress wave transmission, *Rock Fragmentation by Blasting*, *FragBlast*4.
- Gheibie, S., Aghababaei, H., Hoseinie, S. H., Pourrahimian, Y. (2009). Modified Kuz—Ram fragmentation model and its use at the Sungun Copper Mine. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 46(6), pp.967-973.
- Girdner, K. K., Kemeny, J. M., Srikant, A., & McGill, R. (2018). The split system for analyzing the size distribution of fragmented rock. In *Measurement of Blast Fragmentation*, pp. 101-108.

- Gokhale, B. V. (2010). Rotary drilling and blasting in large surface mines. CRC Press.
- Hoek, E., Kaiser, P.K., Bawden, W.F., 1995. Support of Underground Excavations in Hard Rock. CRC Press.
- Hustrulid, W. (1999). Blasting Principles for Open Pit Mining, Volume 1-General design concepts AA Balkema.
- Hunter, G. C., McDermott, C., Miles, N. J., Singh, A., & Scoble, M. J. (1990). A review of image analysis techniques for measuring blast fragmentation. Mining Science and Technology, 11(1), pp.19-36.
- Kabwe, E. (2018). Velocity of detonation measurement and fragmentation analysis to evaluate blasting efficacy. Journal of rock Mechanics and geotechnical Engineering, 10(3), pp.523-533.
- Kennedy, B.A. (1990) "Surface Mining" (2nd .ed.), Society for Mining, Metallurgy, and Exploration Inc.(SME), Littleton, Colorado.
- Klccedil, A. M., E. Yaar, Y. Erdoan, and P. G. Ranjith. "Influence of rock mass properties on blasting efficiency." Scientific Research and Essays 4, no. 11 (2009): pp.1213-1224.
- Kulatilake P.H.S.W., Park J., Um J. G. (2004), "Estimation of rock mass strength and deformability
- Kulatilake, P. H. S. W., Chen, J., Teng, J., Shufang, X., & Pan, G. (1996). Discontinuity geometry characterization in a tunnel close to the proposed permanent shiplock area of the three gorges dam site in China. In International journal of rock mechanics and mining sciences & geomechanics abstracts (Vol. 33, No. 3, pp. 255-277). Pergamon.
- Kuznetsov, V. A. (1991). A mathematical model for the interaction between cytotoxic T lymphocytes and tumour cells. Analysis of the growth, stabilization, and regression of a B-cell lymphoma in mice chimeric with respect to the major histocompatibility complex. Biomedical science, 2(5), pp.465-476.
- Lilly, P. A. (1992). The use of the blastability index in the design of blasts for open pit mines. In Proceedings of Western Australian conference on mining geomechanics, Kalgoorlie, West Australia, pp. 8-9.
- Lopez, J. C., Lopez, J. E., Ayala, C. F. J. (1995). Drilling and blasting of rocks. Rotterdam: A.A. Balkema.
- Lu, P., Latham, J. P. (1998). A model for the transition of block sizes during fragmentation blasting of rock masses. Fragblast, 2(3), pp.341-368.
- Lyana, K. N., Hareyani, Z., Shah, A. K., Hazizan, M. M. (2016). Effect of geological condition on degree of fragmentation in a Simpang Pulai marble quarry. Procedia Chemistry, 19, pp.694-701.
- Mariz, J. L. V., Rocha, S. S., Filinkoski, G., da Silva, D. M. P. V., de Barros, F. B. M., de Lima, M. P., de Souza, J. C (2019). Analysis of influence of structural geology and geomechanical in the blasting rocks prediction.
- Novikov E. & Kondelchuk D., (2005) "Study of the Mechanical Properties of the Granitoid Rocks and the Influence of blasting Parameters on the Quality of Aggregates", Master's thesis, lulea university of technology.
- Ouchterlony, F. (2003). Influence of blasting on the size distribution and properties of muckpile fagments: a state-of-the-art review.

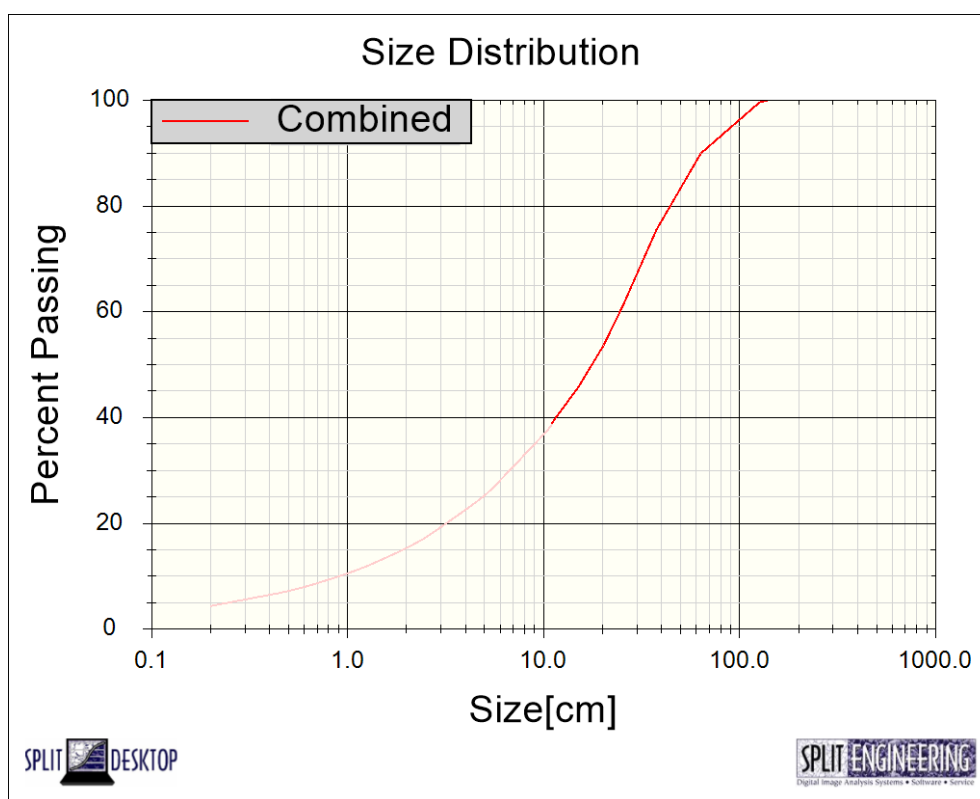
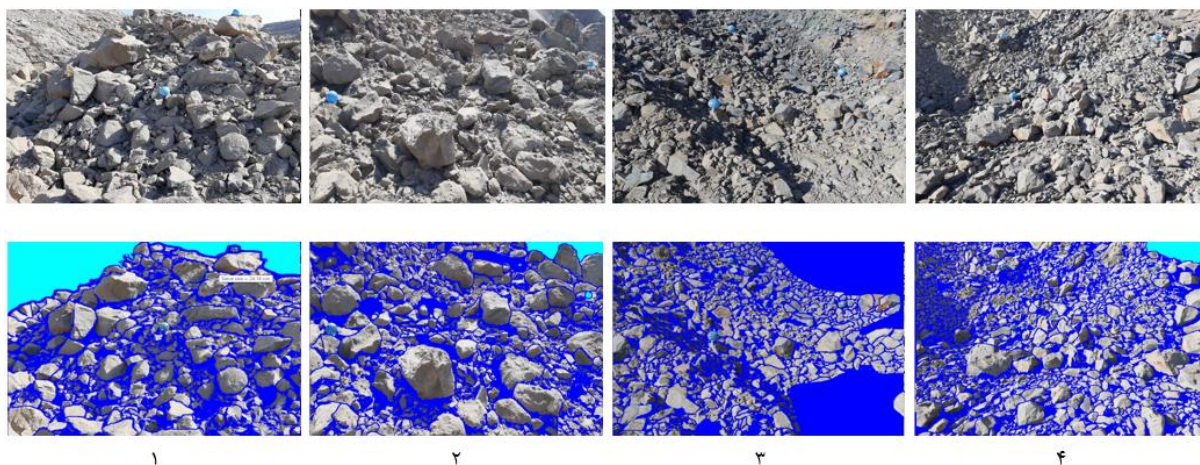
- Ouchterlony, F., Niklasson, B., & Abrahamsson, S. (1990). Fragmentation monitoring of production blasts at MRICA. In International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting: 26/08/1990-31/08/1990, pp. 283-289.
- Ozdemir, K., Kahriman, A., Karadoğan, A., & Tuncer, G. (2003, October). Blast fragmentation assessment and control using the split digital image analysis system. In International Conference on Earth Sciences and Electronics (ICESE-2003), Istanbul University, Avcimathlar, Istanbul.
- Palmstrom, A. (2009), Combining the RMR, Q, and RMI classification systems, Rock Mass, Oslo Norway, pp.25.
- Priest, S. D. (2012). Discontinuity analysis for rock engineering. Springer Science & Business Media.
- Salmi, E. F., Sellers, E. J. (2020). A review of the methods to incorporate the geological and geotechnical characteristics of rock masses in blastability assessments for selective blast design. Engineering Geology.
- Sanchidrian, J. A., Ouchterlony, F. (2017). A distribution-free description of fragmentation by blasting based on dimensional analysis. Rock Mechanics and Rock Engineering, 50(4), pp.781-806.
- Sellers, E. J., Salmi, E. F., Usami, K., Greyvensteijn, I., Mousavi, A. (2019). Detailed Rock Mass Characterization-A Prerequisite for Successful Differential Blast Design. In 5th ISRM Young Scholars' Symposium on Rock Mechanics and International Symposium on Rock Engineering for Innovative Future. International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering.
- Souza, J. C. D., Silva, A. C. S. D., Rocha, S. S. (2018). Analysis of blasting rocks prediction and rock fragmentation results using Split-Desktop software. Tecnologia em Metalurgia, Materiais e Mineração, 15(1), pp.22-30.
- Taji, M., Ataei, M., Goshtasbi, K., & Osanloo, M. (2013). ODM: a new approach for open pit mine blasting evaluation. Journal of vibration and control, 19(11), pp.1738-1752.
- Zhang, L., & Einstein, H. H. (2000). Estimating the intensity of rock discontinuities. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 37(5), pp.819-837.
- Zou, D. (2017). Theory and technology of rock excavation for civil engineering (p. 699). Springer Singapore.

آنالیز تصاویر بلوک‌ها

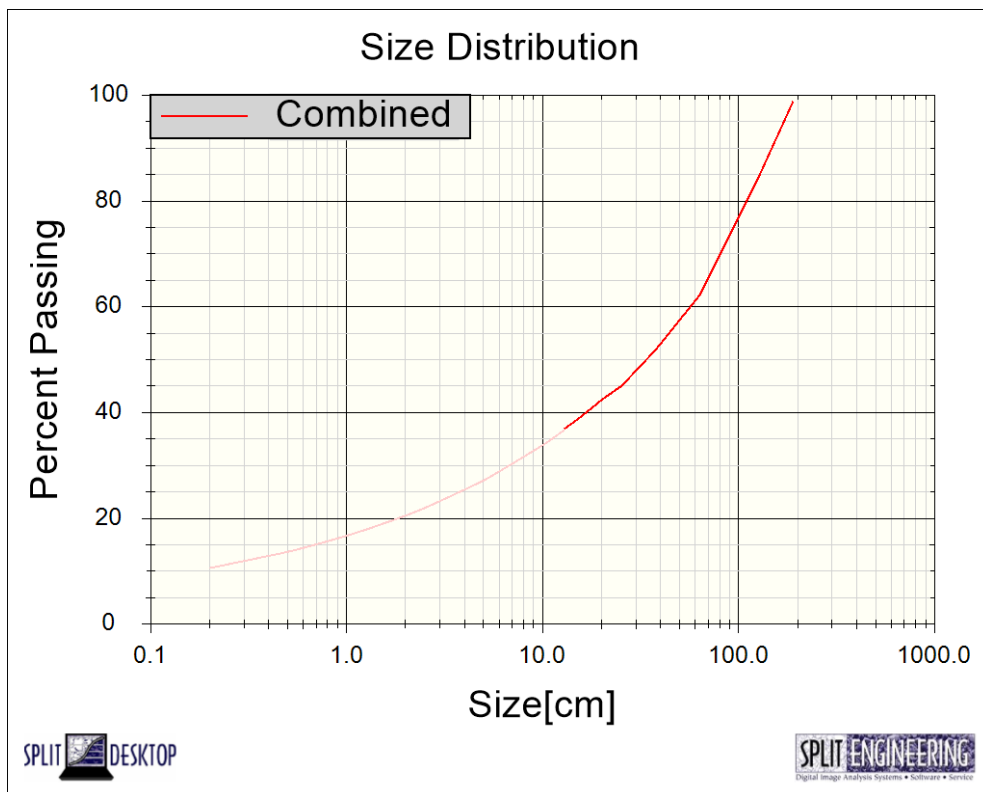
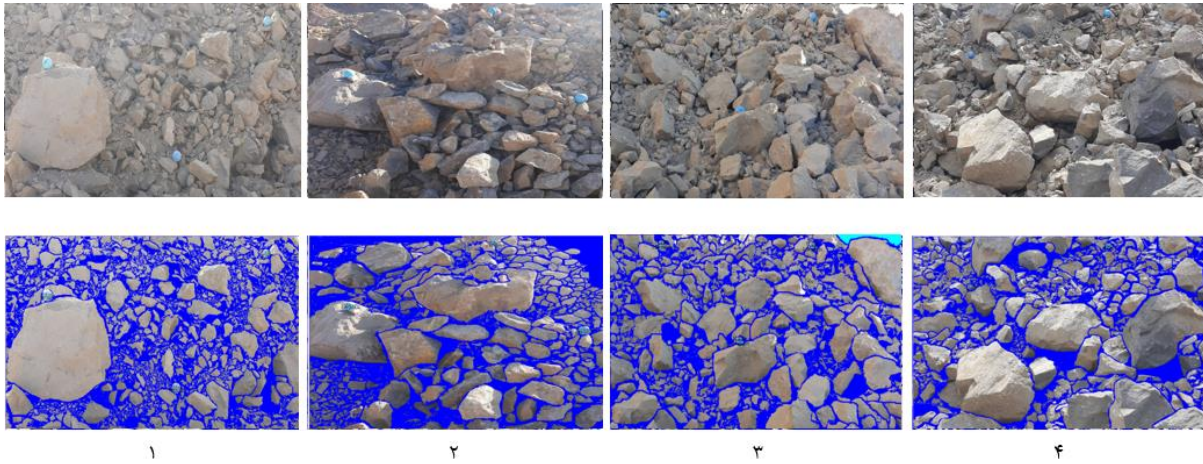
بلوک B



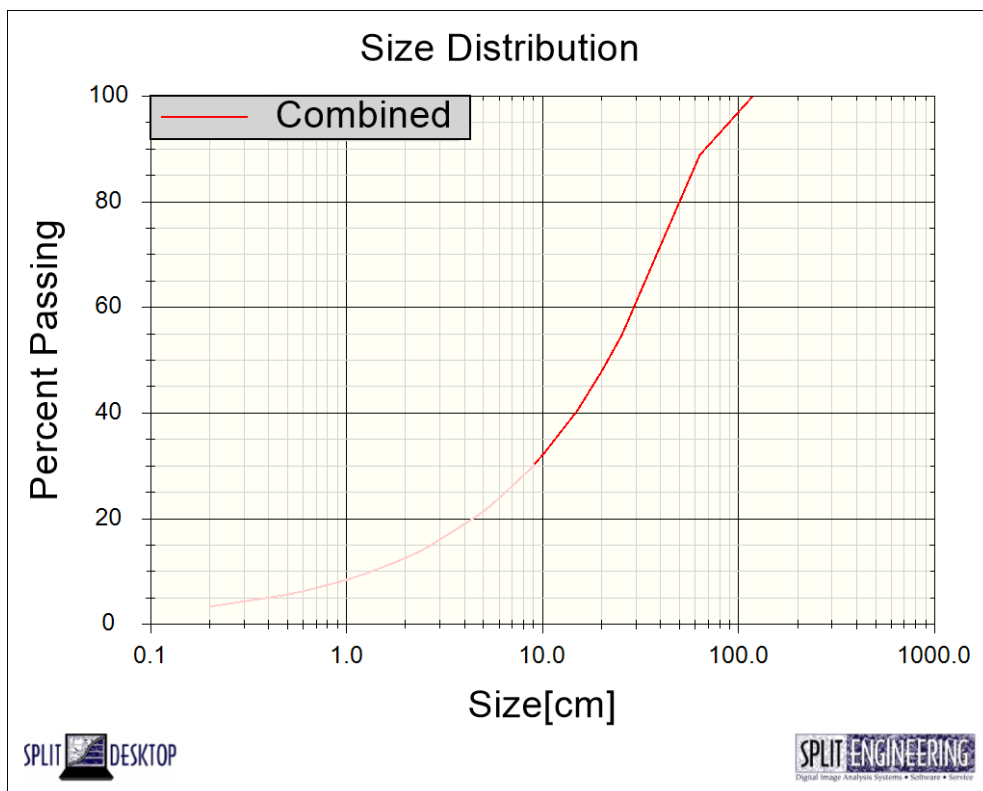
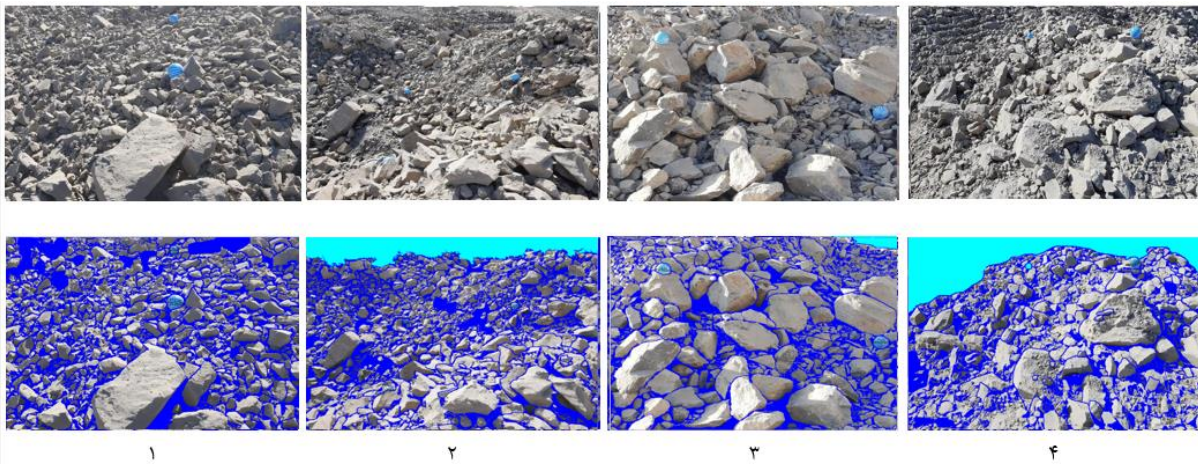
بلوک C



بلوک D



بلوک E



پارامتر چال‌های انفجاری و مشخصات خرج‌گذاری

بلوک B

ردیف	پارامتر بلوک B	واحد	مقادیر
۱	قطر چال (Φ_h)	میلیمتر	۷۶
۲	شبکه چال	-	لوزی
۳	بارسنگ (B)	متر	۲
۴	فاصله ردیفی چال ها (S)	متر	۲/۵
۵	اضافه حفاری	متر	۰/۵
۶	طول متوسط چال ها (K)	متر	۷
۷	تعداد چال ها	عدد	۲۴۳
۸	ارتفاع پله	متر	۸
۹	وزن مواد منفجره در یک چال (Q)	کیلوگرم	۱۷/۵
۱۰	حجم سنگ به ازای یک چال ($V = BKS$)	متر مکعب	۳۵
۱۱	حجم بلوک	متر مکعب	۶۰۴۳
۱۲	وزن مخصوص متوسط سنگ (γ_r)	-	۲/۷
۱۳	خرج ویژه (q)	کیلوگرم بر مترمکعب	۰/۵
۱۴	حفاری ویژه	متر بر متر مکعب	۰/۲

بلوک C

ردیف	پارامتر بلوک C	واحد	مقادیر
۱	قطر چال (Φ_h)	میلیمتر	۷۶
۲	شبکه چال	-	لوزی
۳	بارسنگ (B)	متر	۲
۴	فاصله ردیفی چال ها (S)	متر	۲/۵
۵	اضافه حفاری	متر	۰/۵
۶	طول متوسط چال ها (K)	متر	۶
۷	تعداد چال ها	عدد	۱۹۱
۸	ارتفاع پله	متر	۸
۹	وزن مواد منفجره در یک چال (Q)	کیلوگرم	۱۵
۱۰	حجم سنگ به ازای یک چال ($V = BKS$)	متر مکعب	۳۰
۱۱	حجم بلوک	متر مکعب	۴۴۰۷
۱۲	وزن مخصوص متوسط سنگ (γ_r)	-	۲/۷
۱۳	خرج ویژه (q)	کیلوگرم بر مترمکعب	۰/۵
۱۴	حفاری ویژه	متر بر متر مکعب	۰/۲

بلوک D

ردیف	پارامتر بلوک D	واحد	مقادیر
۱	قطر چال (Φ_h)	میلیمتر	۷۶
۲	شبکه چال	-	لوزی
۳	بارسنگ (B)	متر	۳
۴	فاصله ردیفی چال ها (S)	متر	۳/۵
۵	اضافه حفاری	متر	۰/۵
۶	طول متوسط چال ها (K)	متر	۳/۵
۷	تعداد چال ها	عدد	۹۷
۸	ارتفاع پله	متر	۷
۹	وزن مواد منفجره در یک چال (Q)	کیلوگرم	۸/۷۵
۱۰	حجم سنگ به ازای یک چال ($V = BKS$)	متر مکعب	۳۶/۷۵
۱۱	حجم بلوک	متر مکعب	۱۷۲۰
۱۲	وزن مخصوص متوسط سنگ (γ_r)	-	۲/۷
۱۳	خرج ویژه (q)	کیلوگرم بر مترمکعب	۰/۲۳
۱۴	حفاری ویژه	متر بر متر مکعب	۰/۰۹

بلوک E

ردیف	پارامتر بلوک E	واحد	مقادیر
۱	قطر چال (Φ_h)	میلیمتر	۷۶
۲	شبکه چال	-	لوزی
۳	بارسنگ (B)	متر	۲/۷
۴	فاصله ردیفی چال ها (S)	متر	۳/۲
۵	اضافه حفاری	متر	۰/۵
۶	طول متوسط چال ها (K)	متر	۵
۷	تعداد چال ها	عدد	۱۸۸
۸	ارتفاع پله	متر	۸
۹	وزن مواد منفجره در یک چال (Q)	کیلوگرم	۱۲/۵
۱۰	حجم سنگ به ازای یک چال ($V = BKS$)	متر مکعب	۴۳/۲
۱۱	حجم بلوک	متر مکعب	۶۳۴۰
۱۲	وزن مخصوص متوسط سنگ (γ_r)	-	۲/۷
۱۳	خرج ویژه (q)	کیلوگرم بر مترمکعب	۰/۲۸
۱۴	حفاری ویژه	متر بر متر مکعب	۰/۱۱

Abstract

One of the important parameters in designing the drilling and blasting pattern is to determine the appropriate direction of the fire front due to the state of the discontinuities, in order to prevent the loss of bubble energy of the explosive. The best direction of the explosion is the direction that the existing joints and cracks show the greatest resistance to gas exit. Providing the right direction of fire fronts for mineral extraction can reduce drilling volume, reduce the amount of explosives used, increase the progress step, reduce the problems caused by fire fronts (throwing stones and earthquakes) and finally reduce the cost of extraction. In this study, in order to achieve these goals, focusing on Nasim Bardaskan copper mine as a case study to evaluate fire front results by ODM method and determine the optimal direction of the fire front based on geometric analysis of discontinuities based on an explosiveness index (BI) been paid. The network of discrete discontinuities (DFN) has been used to model the joints condition of the area. The information required to build the model was obtained using linear harvesting and window harvesting and the DFN model was prepared using PFC3D software. Using image analysis and using Split Desktop software, the average crushing (X50) of the explosion in a pit of mine with number two was obtained for five blocks (A, B, C, D and E). According to the ODM method, blocks A, B and C are unsuitable and need to be optimized in fire front operations, and blocks D and E are considered suitable. In this research, optimization of fire operations has been done by changing the direction of fire front direction relative to the direction of the joints. Examination of the direction of blocks D and E with respect to the set of joints showed that the direction of the working front is almost perpendicular to the set of joints that have the highest slope, the least frequency and the shortest length. Accordingly, if the length of the workpiece in blocks A, B and C changes from 234 ((current extension) to 00300, the direction of the workpiece in these blocks is perpendicular to the seam handle with the highest slope, lowest frequency and minimum length. In order to evaluate the new proposed direction, the BI index has been used. The results show that by changing the direction of the front, the BI index decreases from 61.25 to 51.25. Due to the decrease in BI index, the amount of drilling and spending can be reduced by increasing the size of the fire pattern, which in turn leads to a reduction in drilling and fire costs. Therefore, for blocks A, B and C, the new proposed model is 3.5×3 or 3×2.8 . As a result, by changing the direction of the fire front and the new proposed model, the amount of special consumption costs is reduced and it is predicted that some of the current problems of Nasim mine, including stone throwing and earthquake, quake and heel formation will be reduced.

Keywords: Optimal Frontal Orientation, ODM Method, Blast ability Index (BI), Discrete Discontinuity Network (DFN)



Shahrood University of Technology
Faculty of Mining, Petroleum & Geophysics Engineering

Determining the appropriate direction of the blasting face and
investigating the efficiency of blasting operations based on blastability index
(Case study: Bardaskan nasim copper mine)

By: Ali Esfandiari

Supervisor:
Dr. Mehdi Noroozi

January 2022