

دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده : معدن، نفت و ژئوفیزیک

گروه : معدن

طراحی الگوی حفاری و انفجار به منظور تولید خوراک مناسب برای سنگ شکن معدن کارخانه سیمان بجنورد

دانشجو : محمد رضا افروغ

اساتید راهنما :

دکتر محمد عطایی

دکتر رضا کاکایی

مشاور:

سید هادی حسینی

پایان نامه ارشد جهت اخذ درجه کارشناسی ارشد

ماه و سال انتشار : تیر ۸۹

دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده : معدن، نفت و ژئوفیزیک

گروه : معدن

پایان نامه کارشناسی ارشد آقای محمد رضا افروغ

تحت عنوان: طراحی الگوی حفاری و انفجار به منظور تولید خوراک مناسب برای سنگ شکن معدن کارخانه
سیمان بجنورد

در تاریخ توسط کمیته تخصصی زیر جهت اخذ مدرک کارشناسی ارشد مورد ارزیابی و با درجه
..... مورد پذیرش قرار گرفت.

امضاء	اساتید مشاور	امضاء	اساتید راهنما
	نام و نام خانوادگی : مهندس سید هادی حسینی		نام و نام خانوادگی : دکتر محمد عطایی
			نام و نام خانوادگی : دکتر رضا خالوکاکایی

امضاء	نماینده تحصیلات تکمیلی	امضاء	اساتید داور
	نام و نام خانوادگی : دکتر کنشلو		نام و نام خانوادگی : دکتر فرهنگ سرشکی
			نام و نام خانوادگی : دکتر حسین میرزایی

تقدیم به

والدین مهربانم که دعایشان بدرقه مسیر
زندگی ام است

تشکر و قدردانی

اینجانب بر خود لازم می‌دانم که در این چند خط محدود از تلاش‌ها و کمک‌های بی‌حد و حصر اساتید راهنمای خودم آقایان دکتر محمد عطایی و دکتر رضا کاکایی کمال تشکر را داشته باشم، که در مسیر تهیه و ارائه این پروژه کمال همکاری را با اینجانب داشته‌اند.

در ادامه از جناب آقای مهندس سید هادی حسینی کمال تشکر را داشته که اینجانب را در انجام این تحقیق یاری کردند.

همچنین از تمامی کارکنان کارخانه سیمان بجنورد علی‌الخصوص مهندس وحید نوعی باهوش کمال تشکر و سپاسگزاری را دارم.

در انتها از خانواده‌ام که در تمامی مراحل زندگی یار و همراه من بودند تشکر و قدردانی می‌کنم.

دانشجو تأیید می نماید که مطالب مندرج در این پایان نامه (رساله) نتیجه تحقیقات خودش می باشد و در صورت استفاده از نتایج دیگران مرجع آن را ذکر نموده است.

کلیه حقوق مادی مترتب از نتایج مطالعات ، آزمایشات و نوآوری ناشی از تحقیق موضوع این پایان نامه (رساله) متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می باشد .

ماه و سال: تیر ۸۹

چکیده

عملیات حفاری و انفجار از مهمترین فرآیندهای استخراجی روباز هستند که سایر فرآیندها به نحوی در ارتباط مستقیم و یا غیر مستقیم با آن می‌باشند. بهینه سازی این عملیات می‌تواند در کاهش حجم حفاری، میزان مصرف مواد منفجره، توزیع دانه‌بندی قطعات خرد شده و در نهایت هزینه‌های استخراج معادن سطحی مؤثر باشد.

هدف از انجام این تحقیق ارائه الگوی حفاری و انفجار مناسب برای تولید مصالح دانه‌بندی مناسب برای خوراک سنگ‌شکن معدن آهک کارخانه سیمان بجنورد می‌باشد. در این راستا چندین انفجار معدن با روش آنالیز تصویری مورد ارزیابی قرار گرفت. همچنین، بر اساس مدل‌های ریاضی سوئدیفو، کاز-رام و کاز-رام اصلاح شده، الگوهای هر یک از این انفجارها مورد بررسی قرار گرفت و نتایج خردایش حاصل از انفجارها توسط این مدل‌ها پیش‌بینی شد. با بررسی انجام شده بر روی نتایج حاصل از انفجار به روش آنالیز تصویری و مقایسه آنها با نتایج هر یک از مدل‌های ریاضی پیش‌بینی خردایش، این نتیجه حاصل شد که مدل کاز-رام نزدیک‌ترین جواب به نتایج دانه‌بندی آنالیز تصویری حاصل از انفجارهای انجام شده در معدن می‌باشد. برای رسیدن به الگوی مناسب با استفاده از مدل کاز-رام و ارتباط بین این مدل و نتایج بدست آمده، ۹ الگوی متفاوت بر اساس اندازه بارسنگ، فاصله ردیفی چال‌ها و طول گل‌گذاری طراحی شد. سپس بر اساس مقایسه نمودار دانه‌بندی حاصل از هر یک از الگوهای طراحی شده با نمودار دانه‌بندی مورد نیاز سه الگو پیشنهاد گردید. سپس از بین این الگوهای پیشنهادی، بر اساس هزینه‌های میزان خرج‌گذاری و حفاری اقتصادی‌ترین الگو انتخاب شد.

الگوی حفاری و انفجار با بارسنگ ۲/۲ متر، فاصله ردیفی چال‌ها ۲/۲ متر، حفاری ویژه ۰/۲۲۰۴ متر بر مترمکعب و خرج ویژه ۰/۶۱۴۶ کیلوگرم بر مترمکعب، نسبت به الگوهای پیشنهادی دیگر دارای کمترین هزینه تولید برای هر تن سنگ آهک می‌باشد. حفاری ویژه و خرج ویژه در این الگو نیز نسبت به سایر

الگوهای پیشنهادی کمتر است. بنابراین این الگوی پیشنهادی نسبت به سایر الگوهای پیشنهادی مناسب‌تر می‌باشد.

واژگان کلیدی: الگوی حفاری و انفجار، خردشدگی، معدن آهک، کارخانه سیمان بجنورد.

فصل اول - مقدمه و کلیات

۱-۱- مقدمه	۲
۲-۱- اطلاعات عمومی کارخانه سیمان بجنورد	۳
۳-۱- سوابق مطالعات انجام شده در نقاط مختلف دنیا	۴
۴-۱- ضرورت انجام تحقیق	۶
۵-۱- اهداف پایان نامه	۶
۶-۱- روش انجام تحقیق	۷
۷-۱- ساختار پایان نامه	۸

فصل دوم - عوامل مؤثر در طراحی الگوهای انفجار در معادن روباز

۱-۲- مقدمه	۱۱
۲-۲- عوامل غیر قابل کنترل	۱۱
۳-۲- پارامترهای قابل کنترل در طراحی انفجار	۱۲
۱-۳-۲- قطر چال	□□
۲-۳-۲- بار سنگ	□□
۳-۳-۲- فاصله ردیفی چال ها	□□
۴-۳-۲- ارتفاع پله	□□
۵-۳-۲- اضافه حفاری	□□
۶-۳-۲- گل گذاری	□□
۷-۳-۲- شیب چال	□□
۸-۴-۲- خرج ویژه	□□

فصل سوم - روش های ارزیابی قطعات خردشده حاصل از انفجار

۱-۳- مقدمه	□□
۲-۳- روش های ارزیابی خردایش قبل از انفجار	□□
۱-۲-۳- مدل دنیس و گاما	□□
۲-۲-۳- مدل لارسون	□□
۳-۲-۳- مدل کازنتسوف	□□
۴-۲-۳- مدل کاز-رام	□□
۵-۲-۳- مدل اصلاح شده کاز-رام	□□

۳-۲-۶- مدل سوئدیفو.....	۳۹
۳-۳- روش‌های ارزیابی بعد از انفجار.....	۳۹
۳-۳-۱- آنالیز به روش سرندي.....	۳۹
۳-۳-۲- روش مشاهده‌ای.....	۳۹
۳-۳-۳- روش آنالیز تصویری.....	۳۹
۳-۳-۴- روش‌های عکاسی.....	۳۹
۳-۳-۵- روش فتوگرامتری.....	۳۹
۳-۳-۶- عکاسی با سرعت بالا.....	۳۹
۳-۴- نتیجه‌گیری.....	۵۲

فصل چهارم- بررسی انفجارهای انجام شده

۴-۱- مقدمه.....	۵۴
۴-۲- انفجارهای انجام شده.....	۵۵
۴-۲-۱- انفجار اول.....	۵۵
۴-۲-۲- انفجار دوم.....	۵۵
۴-۲-۳- انفجار سوم.....	۵۵
۴-۲-۴- انفجار چهارم.....	۵۵
۴-۲-۵- انفجار پنجم.....	۵۵
۴-۳- انجام مطالعات ژئومکانیکی.....	۵۹
۴-۳-۱- مطالعات صحرایی برای تعیین مشخصات درزه‌داری توده سنگ‌ها.....	۵۹
۴-۳-۲- مطالعات آزمایشگاهی.....	۵۹
۴-۵- آنالیز تصویری انفجارها توسط نرم‌افزار Gold Size.....	۶۳
۴-۵-۱- تهیه عکس‌ها.....	۶۳
۴-۵-۲- تصاویر دیجیتال.....	۶۳
۴-۵-۳- مقیاس‌گذاری.....	۶۳
۴-۵-۴- مرزبایی.....	۶۳
۴-۵-۵- تحلیل دانه‌بندی.....	۶۳
۴-۵-۶- تخمین توزیع ابعادی.....	۶۳
۴-۶- نتیجه‌گیری.....	۷۳

فصل پنجم- طراحی الگوی انفجار

۵-۱- مقدمه.....	۷۶
-----------------	----

۷۶	۵-۲- مدل سوئدیفو.....
۷۸	۵-۳- مدل کاز-رام.....
۸۱	۵-۴- مدل کاز-رام اصلاح شده
۸۴	۵-۵- مقایسه نتایج مدل‌های ریاضی با نتایج حاصل از آنالیز تصویری.....
۸۹	۵-۶- طراحی الگوی جدید حفاری و انفجار بر اساس نتایج پیش‌بینی حاصل از مدل کاز-رام و نتایج آنالیز تصویری...۸۹
□□	۵-۶-۱- الگوی پیشنهادی اول.....
□□	۵-۶-۲- الگوی پیشنهادی دوم
□□	۵-۶-۳- الگوی پیشنهادی سوم

فصل ششم- نتیجه‌گیری و پیشنهادات

۱۰۰	۶-۱- نتیجه‌گیری
۱۰۲	۶-۲- پیشنهادات
۱۰۴	منابع فارسی
۱۰۴	منابع خارجی

فهرست شکل‌ها

عنوان	صفحه
شکل ۱-۱- موقعیت معدن آهک کارخانه سیمان بجنورد در جغرافیای ایران	۳
شکل ۲-۱- فلوجارت سازماندهی پایان‌نامه	۹
شکل ۱-۲- ویژگی‌های مؤثر در انفجار	۱۲
شکل ۲-۲- شکل سه بعدی یک بلوک انفجار	۱۳
شکل ۳-۲- تأثیر قطر چال و ناپیوستگی‌ها در تولید سنگ‌های درشت	۱۵
شکل ۴-۲- ارتباط مستقیم بارسنگ با قطر چال	۱۵
شکل ۵-۲- نتیجه انفجار وقتی که فاصله ردیفی چال‌ها خیلی کمتر از مقدار مورد نیاز باشد	۱۷
شکل ۶-۲- نتیجه انفجار وقتی که فاصله ردیفی چال‌ها خیلی بیشتر از مقدار مورد نیاز باشد	۱۷
شکل ۷-۲- نمایش اضافه حفاری چال در توزیع تنش حاصل از انفجار بدون اضافه حفاری و با اضافه حفاری	۱۹
شکل ۸-۲- ایجاد سکو در چال‌های قائم و مایل	۲۱
شکل ۹-۲- مقایسه عقب‌زدگی در چال‌های قائم و مایل	۲۱
شکل ۱۰-۲- مقایسه طول چال و امکان ریزش در سینه کار قائم و شیب‌دار	۲۱
شکل ۱۱-۲- انحراف چال‌ها و خطاهای حفاری در چال‌های شیب‌دار	۲۲
شکل ۱۲-۲- ارتباط خرج ویژه با هزینه‌های انفجار	۲۳
شکل ۱-۳- تعیین ابعاد بلوک بر حسب بار خروجی از سرند و ضریب d_{50} در اندازه بلوک	۳۸
شکل ۲-۳- تقسیم‌بندی کلی روش‌های دانه‌بندی قطعات خردشده پس از انفجار	۳۹
شکل ۳-۳- مراحل بررسی خردایش به روش آنالیز تصویری	۴۴
شکل ۴-۳- قرار دادن اشیاء بعنوان مقیاس بر روی قطعات خرد شده در زمان عکس‌برداری	۴۵
شکل ۵-۳- قطرهای بزرگ و کوچک هر قطعه که می‌توان از روی آنها سطح و حجم هر قطعه را به دست آورد	۴۷
شکل ۶-۳- روش شبکه در ارزیابی خردشدگی در آزمایشگاه و محیط صحرایی	۵۰
شکل ۱-۴- محدوده دانه‌بندی مورد نیاز برای خوراک سنگ‌شکن معدن آهک کارخانه	۵۴
شکل ۲-۴- عکس گرفته شده در مقیاس بزرگ	۶۴
شکل ۳-۴- عکس گرفته شده در مقیاس متوسط	۶۴
شکل ۴-۴- قرار دادن اشیاء بعنوان مقیاس بر روی قطعات خرد شده در زمان عکس‌برداری	۶۵
شکل ۵-۴- مرزبایی قطعات سنگی در نرم‌افزار Gold Size	۶۶

- شکل ۴-۶- نمایش توزیع ابعادی ذرات در نرمافزار Gold Size ۶۷
- شکل ۴-۷- نمودارهای دانه‌بندی حاصل آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار اول ۶۹
- شکل ۴-۸- نمودار میانگین دانه‌بندی حاصل آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار اول ۶۹
- شکل ۴-۹- نمودارهای دانه‌بندی حاصل آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار دوم ۷۰
- شکل ۴-۱۰- نمودار میانگین دانه‌بندی حاصل آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار دوم ۷۰
- شکل ۴-۱۱- نمودارهای دانه‌بندی حاصل آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار سوم ۷۱
- شکل ۴-۱۲- نمودار میانگین دانه‌بندی حاصل آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار سوم ۷۱
- شکل ۴-۱۳- نمودارهای دانه‌بندی حاصل آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار چهارم ۷۲
- شکل ۴-۱۴- نمودار میانگین دانه‌بندی حاصل آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار چهارم ۷۲
- شکل ۴-۱۵- نمودارهای دانه‌بندی حاصل آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار پنجم ۷۳
- شکل ۴-۱۶- نمودار میانگین دانه‌بندی حاصل آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار پنجم ۷۳
- شکل ۵-۱- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل سوئدیفو بر اساس الگوی اول ۷۷
- شکل ۵-۲- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل سوئدیفو بر اساس الگوی دوم ۷۷
- شکل ۵-۳- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل سوئدیفو بر اساس الگوی سوم ۷۷
- شکل ۵-۴- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل سوئدیفو بر اساس الگوی چهارم ۷۸
- شکل ۵-۵- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل سوئدیفو بر اساس الگوی پنجم ۷۸
- شکل ۵-۶- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام بر اساس الگوی اول ۷۹
- شکل ۵-۷- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام بر اساس الگوی دوم ۸۰
- شکل ۵-۸- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام بر اساس الگوی سوم ۸۰
- شکل ۵-۹- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام بر اساس الگوی چهارم ۸۰
- شکل ۵-۱۰- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام بر اساس الگوی پنجم ۸۱
- شکل ۵-۱۱- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام اصلاح شده بر اساس الگوی اول ۸۲
- شکل ۵-۱۲- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام اصلاح شده بر اساس الگوی دوم ۸۲
- شکل ۵-۱۳- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام اصلاح شده بر اساس الگوی سوم ۸۲
- شکل ۵-۱۴- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام اصلاح شده بر اساس الگوی چهارم ۸۳
- شکل ۵-۱۵- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام اصلاح شده بر اساس الگوی پنجم ۸۳
- شکل ۵-۱۶- مقایسه نتایج آنالیز تصویری میزان خردشدگی حاصل از انفجار اول با نتایج پیش‌بینی مدل‌های ریاضی ... ۸۴
- شکل ۵-۱۷- مقایسه نتایج آنالیز تصویری میزان خردشدگی حاصل از انفجار دوم با نتایج پیش‌بینی مدل‌های ریاضی .. ۸۵

- شکل ۵-۱۸- مقایسه نتایج آنالیز تصویری میزان خردشدگی حاصل از انفجار سوم با نتایج پیش‌بینی مدل‌های ریاضی.. ۸۵
- شکل ۵-۱۹- مقایسه نتایج آنالیز تصویری میزان خردشدگی حاصل از انفجار چهارم با نتایج پیش‌بینی مدل‌های ریاضی ۸۵
- شکل ۵-۲۰- مقایسه نتایج آنالیز تصویری میزان خردشدگی حاصل از انفجار پنجم با نتایج پیش‌بینی مدل‌های ریاضی ۸۶
- شکل ۵-۲۱- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل سوئدیفو در انفجار ۱ ۸۷
- شکل ۵-۲۲- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل سوئدیفو در انفجار ۲ ۸۷
- شکل ۵-۲۳- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل سوئدیفو در انفجار ۳ ۸۷
- شکل ۵-۲۴- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل سوئدیفو در انفجار ۴ ۸۷
- شکل ۵-۲۵- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل سوئدیفو در انفجار ۵ ۸۷
- شکل ۵-۲۶- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل کاز-رام در انفجار ۱ ۸۷
- شکل ۵-۲۷- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل کاز-رام در انفجار ۲ ۸۷
- شکل ۵-۲۸- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل کاز-رام در انفجار ۳ ۸۷
- شکل ۵-۲۹- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل کاز-رام در انفجار ۴ ۸۸
- شکل ۵-۳۰- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل کاز-رام در انفجار ۵ ۸۸
- شکل ۵-۳۱- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل اصلاح شده کاز-رام در انفجار ۱ ۸۸
- شکل ۵-۳۲- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل اصلاح شده کاز-رام در انفجار ۲ ۸۸
- شکل ۵-۳۳- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل اصلاح شده کاز-رام در انفجار ۳ ۸۸
- شکل ۵-۳۴- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل اصلاح شده کاز-رام در انفجار ۴ ۸۸
- شکل ۵-۳۵- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل اصلاح شده کاز-رام در انفجار ۵ ۸۸
- شکل ۵-۳۶- برازش خطی بین میانگین آنالیز تصویری و میانگین مدل سوئدیفو در انفجارها ۸۸
- شکل ۵-۳۷- برازش خطی بین میانگین آنالیز تصویری و میانگین مدل کاز-رام در انفجارها ۸۹
- شکل ۵-۳۸- برازش خطی بین میانگین آنالیز تصویری و میانگین مدل اصلاح شده کاز-رام در انفجارها ۸۹
- شکل ۵-۳۹- برازش رابطه ریاضی بین مدل کاز-رام با نتایج آنالیز تصویری با استفاده از سه روش Quadratic، Qubic و خطی ۹۱
- شکل ۵-۴۰- مقایسه منحنی دانه‌بندی الگوهای به دست آمده با دانه‌بندی مورد نیاز ۹۴
- شکل ۵-۴۱- میزان خرج ویژه در هر یک از الگوهای پیشنهادی ۹۶
- شکل ۵-۴۲- میزان حفاری ویژه در هر یک از الگوهای پیشنهادی ۹۶
- شکل ۵-۴۳- هزینه استخراج هر متر مکعب سنگ آهک در هر یک از الگوهای پیشنهادی ۹۶
- شکل ۵-۴۴- میزان خرج ویژه الگوی انتخاب شده و سایر الگوهای انفجارهای انجام شده ۹۷

شکل ۵-۴۵- میزان حفاری ویژه الگوی انتخاب شده و سایر الگوهای انفجارهای انجام شده ۹۸

شکل ۵-۴۶- هزینه استخراج هر تن سنگ آهک در الگوی انتخاب شده و سایر الگوهای انفجارهای انجام شده ۹۸

فهرست جدول‌ها

صفحه	عنوان
۵	جدول ۱-۱- مطالعات انجام شده برای ارزیابی انفجار.....
۱۳	جدول ۱-۲- اجزای طراحی انفجار در معادن روباز.....
۱۸	جدول ۲-۲- رابطه بین قطر چال و ارتفاع مناسب پله.....
۱۹	جدول ۳-۲- رابطه نسبت اضافه حفاری به بارسنگ برای سنگ‌های مختلف.....
۲۴	جدول ۴-۲- راهنمای خرج ویژه برای انواع سنگ‌های دارای مقاومت مختلف.....
۲۴	جدول ۵-۲- خرج ویژه بعضی سنگ‌ها با مشخصات ذکر شده.....
۲۹	جدول ۱-۳- ثابت قابلیت انفجارپذیری برای توده سنگ‌های مختلف.....
۳۰	جدول ۲-۳- مقادیر فاکتور سنگ با توجه به ساختار توده سنگ.....
۳۴	جدول ۳-۳- اثر پارامترهای متفاوت طراحی بر روی شاخص یکنواختی.....
۳۶	جدول ۴-۳- مقادیر پارامترهای مؤثر در BI.....
۵۵	جدول ۱-۴- پارامترهای الگوی انفجار اول.....
۵۶	جدول ۲-۴- پارامترهای الگوی انفجار دوم.....
۵۷	جدول ۳-۴- پارامترهای الگوی انفجار سوم.....
۵۸	جدول ۴-۴- پارامترهای الگوی انفجار چهارم.....
۵۸	جدول ۵-۴- پارامترهای الگوی انفجار پنجم.....
۶۰	جدول ۶-۴- برداشت صحرایی از انفجار اول.....
۶۰	جدول ۷-۴- برداشت صحرایی از انفجار دوم.....
۶۰	جدول ۸-۴- برداشت صحرایی از انفجار سوم.....
۶۱	جدول ۹-۴- برداشت صحرایی از انفجار چهارم.....
۶۱	جدول ۱۰-۴- برداشت صحرایی از انفجار پنجم.....
۶۲	جدول ۱۱-۴- آزمایش مقاومت فشاری.....
۷۶	جدول ۱-۵- پارامترهای مؤثر مدل سوئدیو بر اساس الگوهای انفجار تمامی انفجارها.....
۷۹	جدول ۲-۵- پارامترهای مؤثر مدل کاز-رام بر اساس الگوهای انفجار تمامی انفجارها.....
۸۹	جدول ۳-۵- میزان همبستگی در برازش بین مدل‌های پیش‌بینی خردایش و آنالیز تصویری.....
۹۰	جدول ۴-۵- روش‌های مختلف و روابط مربوط به محاسبه رابطه مناسب با استفاده از نرم‌افزار SPSS.....
۹۰	جدول ۵-۵- خلاصه مدل و پیش‌بینی پارامترها.....
۹۲	جدول ۶-۵- بارسنگ‌های محاسبه شده برای طراحی الگوی انفجار.....
۹۲	جدول ۷-۵- محاسبه فاصله ردیفی چال‌ها و خرج مصرفی در هر چال بر اساس کاز-رام و آنالیز تصویری.....
۹۳	جدول ۸-۵- الگوهای طراحی شده به منظور ایجاد خردایش مناسب برای خوراک سنگ شکن معدن آهک بجنورد.....
۹۵	جدول ۹-۵- الگوهای پیشنهادی شده به منظور ایجاد خردایش مناسب.....
۹۶	جدول ۱۰-۵- میزان خرج ویژه، حفاری ویژه و هزینه استخراج هر متر مکعب سنگ آهک در هر یک از الگوهای پیشنهادی.....
۹۷	جدول ۱۱-۵- مقایسه الگوی انتخاب شده با سایر الگوهای انفجارهای انجام شده.....

فصل اول

مقدمه و کلیات

۱-۱- مقدمه

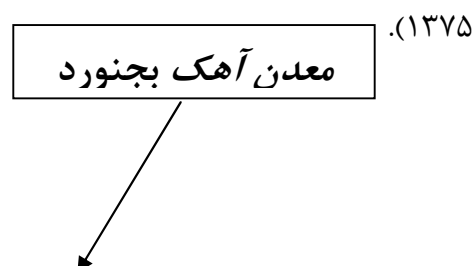
خردشدگی یکی از مهمترین مفاهیم مهندسی انفجار است. خردشدگی به نوع مدل و اندازه تجهیزاتی که مرتبط با دانه‌بندی می‌باشند، بستگی دارد. انفجار اولین مرحله کاهش اندازه سنگ در معدنکاری می‌باشد و کاهش اندازه سنگ در سنگ‌شکن و آسیاها ادامه می‌یابد. به دلیل تأثیر مستقیم انفجار روی هزینه سیکل‌های بعدی معدنکاری و سنگ‌شکن، بایستی الگوی انفجار به گونه‌ای طراحی شود که محصولات حاصل از انفجار، یک خوراک مناسب برای سنگ‌شکن باشد تا نیاز به انفجار ثانویه سنگ‌شکن به حداقل برسد و به کاهش هزینه‌ها و افزایش راندمان کمک قابل توجهی نماید.

خردشدگی وابسته به پارامترهای انفجار و خصوصیات ژئومکانیکی توده سنگ برجا است. به طوری که در پله‌های مختلف با یک نوع سنگ و الگوهای یکسان، به دلیل تغییر مشخصات ساختاری توده سنگ برجا، نتایج یکسانی حاصل نمی‌شود. در الگوهای انفجار که خصوصیات ژئومکانیکی توده سنگ در نظر گرفته نمی‌شوند، نتایج انفجار با آنچه که از قبل پیش‌بینی شده، متفاوت می‌باشد و همچنین تغییرهای کوچک در پارامترهای قابل کنترل مانند نوع ماده منفجره و الگوی انفجار روی نتایج خردشدگی تأثیر به سزایی دارد. به همین دلیل برای انفجار کارآمد و مؤثر، مواد منفجره باید با خصوصیات سنگ و الگوی انفجار متناسب باشد.

در این تحقیق سعی شده است با استفاده از نتایج انفجارهای انجام شده در معدن سنگ آهک کارخانه سیمان بجنورد، الگوی انفجار مناسب برای این معدن پیشنهاد شود.

۱-۲- اطلاعات عمومی کارخانه سیمان بجنورد

محدوده کارخانه سیمان بجنورد در مسیر آسفالتی بجنورد- مشهد واقع شده است. این محدوده دارای مختصات جغرافیایی طول شرقی $43^{\circ} 57'$ تا $39^{\circ} 57'$ و عرض شمالی $29^{\circ} 37'$ تا $26^{\circ} 37'$ می باشد (شکل ۱-۱). برای دسترسی به معدن کارخانه سیمان از کیلومتر ۳۲ جاده بجنورد- مشهد از طرف چپ وارد راه آسفالت روستای قشلاق کاره شده و پس از طی مسافت $1/4$ کیلومتر، وارد جاده خاکی به سمت غرب شده و طی مسافت یک کیلومتر معدن سنگ آهک قابل روئت می باشد. دو ماده معدنی مارن و آهک از تشکیل دهنده های اصلی مواد اولیه آن محسوب می شود (نبیان و حاج ملاعلی،



شکل ۱-۱- موقعیت معدن آهک کارخانه سیمان بجنورد در جغرافیای ایران

بر پایه مطالعات انجام شده برای شناخت ذخایر مارن و آهک، مشخص شده که سازندهای تیرگان و سرچشمه منابع مارن و آهک کارخانه سیمان می باشد. استخراج رس و مارن توسط بیل مکانیکی و لودر انجام می شود و نیازی به انفجار ندارد. در این کارخانه به منظور تولید سنگ آهک به عنوان یکی از مواد اولیه سیمان، عملیات استخراج در معدن سنگ آهک انجام می شود. عملیات استخراج به وسیله حفاری و انفجار اجراء می شود. محدوده معدن سنگ آهک در حقیقت بخش بسیار کوچکی از واحد زمین ساختی کپه داغ می باشد که سازندهای تیرگان، سرچشمه، سنگانه و آیتامیر را در خود جای داده

است. ذخایر آهکی در این محدوده دارای سه منطقه به نام ذخایر آهکی قشلاق کاره (بلوک I) با حدود ۹ میلیون تن، سنگ آهک دره رستم (بلوک II) با حدود ۳۰ میلیون تن و آهک اترک (بلوک III) با بیش از ۳۰ میلیون تن ذخیره سنگ آهک می‌باشد (نبیان و حاج ملاعلی، ۱۳۷۵).

با در نظر گرفتن عواملی همچون ساخت، بافت، همگونی ترکیب سنگ‌شناسی، نتایج آزمایش‌های شیمیایی و در کنار آنها توجیه اقتصادی نظیر بعد مسافت، منابع آب، شرایط استخراج و بهره‌برداری و میزان ذخیره، آهک اترک به عنوان گزینه برتر در اولویت اول و به ترتیب آهک‌های دره رستم و قشلاق کاره در مراتب دوم و سوم قرار گرفته است.

محدوده بهینه بلوک اترک جهت طراحی استخراج و اجرای عملیات بهره‌برداری به صورت زیر می‌باشد:

شیب دیواره بلوک با در نظر گرفتن پایداری دیواره نهایی، ۵۰ درجه در نظر گرفته شده است و کف نهایی معدن با در نظر گرفتن زهکشی آب‌های سطحی ۲۵ تا ۳۰ متر (در تراز ۱۰۳۰ متر)، بالاتر از ارتفاع متوسط رودخانه اترک در نظر گرفته شده است. مساحت بلوک معدنی اترک ۳۰۰۰۰۰ متر مربع می‌باشد. ارتفاع متوسط بلوک ۵۰ متر است که با در نظر گرفتن وزن مخصوص ۲/۷ تن بر متر مکعب ذخیره قابل بهره‌برداری این بلوک، بیش از ۳۰ میلیون تن می‌باشد. با توجه به اینکه اختلاف ارتفاع کف نهایی کارگاه تا بالاترین حد بلوک معدنی (تراز ۱۱۰۲ متر) ۷۲ متر است. لذا با احداث ۸ پله استخراجی کل ذخیره این بلوک را می‌توان بهره‌برداری نمود. ارتباط پله‌های مختلف با یکدیگر توسط احداث رمپ‌هایی با شیب ۱۰ درصد صورت گرفته است (نبیان و حاج ملاعلی، ۱۳۷۵).

۳-۱- سوابق مطالعات انجام شده در نقاط مختلف دنیا

طی سال‌های متمادی محققان زیادی در نقاط مختلف دنیا مطالعاتی را به منظور ارزیابی انفجار در معادن مختلف انجام داده‌اند. به دلیل گستردگی بحث ارزیابی انفجار، این مطالعات در زمینه‌های مختلفی بررسی شده‌اند. خلاصه‌ای از این مطالعات در جدول ۱-۱ آورده شده است.

جدول ۱-۱- مطالعات انجام شده برای ارزیابی انفجار

ردیف	موضوع	ارائه دهنده و سال ارائه
۱	ارزیابی کارایی خردایش و پیش بینی خردایش با استفاده از روش تحلیل چند متغیری	Aler et al, 1996
۲	تکنیک های نمونه برداری عکس و کارهای مورد نیاز در آنالیز اوتوماتیک عکس ها از خردایش سنگ ها	Maerz, 1996
۳	آنالیز آماری خردشوندگی پس از انفجار تک چال	Senyur, 1998
۴	تأثیر زغال توده ای روی خردایش در عملیات معدنکاری و کانه آرای	Esterle et al, 1999
۵	تأثیر نوع مواد منفجره روی خردایش	Esen et al, 2000
۶	بهینه کردن سیستم های اندازه گیری دیجیتالی خردایش ناشی از انفجار	Maerz & Zhou, 2000
۷	تأثیر حفره ها روی خردایش در سنگ های درزه دار در یک منگنز معدن روباز	Jhanwar et al, 2000
۸	مدل خردشدگی انفجار سنگ ها	Victorovich Zagreba, 2003
۹	بهینه کردن خردایش حاصل از انفجار بر اساس بهینه کردن دانه بندی سنگ شکن	Simangunsong et al, 2003
۱۰	ارزیابی خردایش و کنترل بهره وری از سیستم Split برای آنالیز عکس های دیجیتالی	Ozdemir et al, 2003
۱۱	پیش بینی خردایش در سنگ های ترد و شکننده توسط مدل ترکیبی RHT	Preece & Chung, 2003
۱۲	تأثیر آتشکاری بر روی انرژی مصرفی سنگ شکن و آسیا	Workman & Eloranta, 2003
۱۳	برآورد تولید ذرات ریز در انفجار صنعت معدنکاری و کواری	Onederra et al, 2004
۱۴	مطالعه پارامتری به منظور توسعه راهکارهایی برای بهبود خردایش در سازندهای توده ای و درزه دار	Chakraborty et al, 2004
۱۵	تأثیر انرژی انفجاری بر مقاومت سنگ های خردشده حاصل از انفجار و عملکرد آسیا نیمه خودشکن	Michaux & Djordjevic, 2005
۱۶	تأثیر اندازه مصالح پر کننده در چال های انفجاری روی عملکرد آسیا نیمه خودشکن	Kojovic, 2005
۱۷	بررسی و اندازه گیری خردایش توسط وسایل عکس برداری اوتوماتیک پیشرفته	Maerz et al, 2005
۱۸	مقایسه اندازه گیری خردایش بین روش های فتوگرامتری و عکاسی با سرعت بالا تصویری	Sudhakar et al, 2005
۱۹	مطالعه خواص مکانیکی سنگ های گرانیتی و تاثیر پارامترهای انفجار روی کیفی خردشدگی	Novikov & Kondelchuk, 2005
۲۰	ارزیابی خردشدگی و طراحی الگوی آتشکاری در معدن سنگ آهک Goltas در ترکیه	Ozkahraman, 2006
۲۱	پیش بینی خردایش سنگ در اثر انفجار در معادن روباز با استفاده از شبکه های عصبی	Oraee & Asi, 2006
۲۲	پیش بینی خردایش حاصل از انفجار با شبیه سازی مونت کارلو بر اساس مدل کاز-رام	Morin & Ficarazo, 2006
۲۳	طراحی الگوی انفجار با استفاده از سفتی شکستگی ها و آنالیز تصویری از سطح جبهه کار و توده انفجاری	Kwangmin, 2006
۲۴	مدلی جدید برای ارزیابی عملکرد مواد منفجره در آتشکاری های غیر ایده آل سنگ ها	Esen, 2008
۲۵	تأثیر خصوصیات توده سنگ روی عملکرد انفجار	Kilic et al, 2009
۲۶	آنالیز فرایند شکستگی دینامیکی سنگ و کاربرد آن در کنترل خردایش حاصل از انفجار	Sang-Ho CHO, 2009
۲۷	اصلاح مدل خردایش کاز-رام و کاربرد آن در معدن مس سونگون	Gheibie et al, 2009
۲۸	پیش بینی خردایش سنگ در اثر آتشکاری در معدن سرچشمه با استفاده از شبکه های عصبی مصنوعی	Monjezi et al, 2009
۲۹	پیش بینی خردشدگی حاصل از آتشکاری با استفاده از منطق فازی در معدن گل گهر	Monjezi et al, 2009
۳۰	برآورد توزیع اندازه سنگ های خرد شده حاصل از انفجار توسط پردازش تصویر دیجیتالی	Siddiqui et al, 2009

۱-۴- ضرورت انجام تحقیق

در هر پروژه معدنکاری، حفاری و انفجار اولین مرحله اساسی از عملیات معدنکاری است که نتایج حاصل از آن می‌تواند بر نتایج مراحل بعدی معدنکاری (بارگیری، باربری و سنگ شکن) چه در میزان تولید و چه در هزینه‌ها تأثیر گذار باشد. با توجه به اینکه مشخصات زمین‌شناسی و ژئومکانیکی معادن متفاوت می‌باشد، در هر معدن بایستی انفجار و خردایش حاصل از انفجار به طور جداگانه مورد بررسی قرار گیرد. نظر به اینکه مصالح حاصل از انفجار در سنگ‌شکن معدن سنگ آهک کارخانه سیمان بجنورد مورد استفاده قرار می‌گیرد، این مصالح بایستی دارای دانه‌بندی خاصی باشد. برای رسیدن به یک الگوی مناسب برای خردشدگی مورد نیاز باید دانه‌بندی محصول چندین انفجار مورد ارزیابی قرار گیرد و راهکارهایی برای بهبود دانه‌بندی محصول انفجار ارائه شود.

۱-۵- اهداف پایان‌نامه

انفجار در معادن به منظور خرد کردن باطله و ماده معدنی انجام می‌گیرد تا بارگیری سریع‌تر و ارزان‌تر انجام پذیرد. هدف اولیه انفجار سنگ‌ها در معادن روباز خرد کردن و در نهایت تسهیل در بارگیری است و در کنار آن اهداف دیگری هم مورد نظر است که این اهداف عبارتند از:

- اندازه سنگ‌های منفجر شده

- نحوه انتقال، جهش و میزان پرتاب خرده‌های انفجاری به هوا و سقوط آنها به محدوده و خارج از محدوده انفجار است.

اما مهمترین هدف در انفجار سنگ‌ها رسیدن به خردایش مناسب می‌باشد. در هر معدنی با توجه به نوع ماشین بارگیری، اندازه ورودی سنگ‌شکن اولیه و همچنین حداقل اندازه ذرات ورودی به آسیای اولیه در کارخانه فرآوری، متوسط اندازه خرده‌های انفجاری باید از یک اندازه بهینه‌ای برخوردار باشد، به این معنی که اندازه سنگ‌های منفجر شده باید به اندازه کافی کوچک باشند که به راحتی داخل

جام سیستم بارگیری جای گیرند و نیاز به انفجار ثانویه نداشته باشند و از سوی دیگر از تولید خرده‌های بسیار ریز به منظور جلوگیری از تولید گرد و غبار و هدر رفتن ماده منفجره پیشگیری شود. دستیابی به اهداف فوق یعنی رسیدن به خردایش، جابجایی، پرتاب و لرزش مناسب و غیره بدون طراحی و استفاده از الگوی انفجار مناسب در معادن، امکان پذیر نمی‌باشد. در این تحقیق نیز هدف ارائه الگوی انفجار مناسب برای رسیدن به دانه‌بندی در محدوده مورد نیاز سنگ‌شکن کارخانه سیمان بجنورد است تا از تولید سنگ‌های بزرگ که باطله موقت (که با انجام عملیات حفاری و آتشکاری قابل مصرف خواهند بود) تلقی می‌شود، جلوگیری کند.

در کل می‌توان اهداف پایان‌نامه را به صورت زیر خلاصه کرد:

الف- طراحی الگوی مناسب انفجار

ب- تولید مصالح مورد نیاز در محدوده سنگ‌شکن

ج- کم کردن هزینه‌های معدنکاری

۱-۶- روش انجام تحقیق

به طور کلی طراحی الگوی انفجار در معادن روباز با استفاده از تئوری‌ها، روابط موجود، تجربیات مشابه و اطلاعاتی که از نتایج کارهای اکتشافی به دست آمده، به روش دستی یا با استفاده از نرم افزارها به طریق کامپیوتری انجام می‌گیرد. در این پروژه نیز سعی شده است با در اختیار داشتن متوسط اندازه سنگ‌های خرد شده مورد نیاز سنگ‌شکن معدن، مشخصات ژئومکانیکی و ارتباط بین روش‌های ریاضی پیش‌بینی خردایش و آنالیز نتایج انفجارهای انجام شده یک الگوی مناسب به منظور دستیابی به اندازه مناسب توزیع سنگ‌های خرد شده، پرتاب سنگ و لرزش کمتر طراحی شود.

۷-۱- ساختار پایان نامه

در این تحقیق سعی شده که الگوی انفجار معدن به گونه‌ای طراحی شود که متوسط اندازه‌های خرده‌های انفجار حتی الامکان در محدوده مطلوب قرار گیرد. در فصل دوم به بررسی عوامل مؤثر در طراحی الگوهای انفجار در معادن روباز پرداخته شده است.

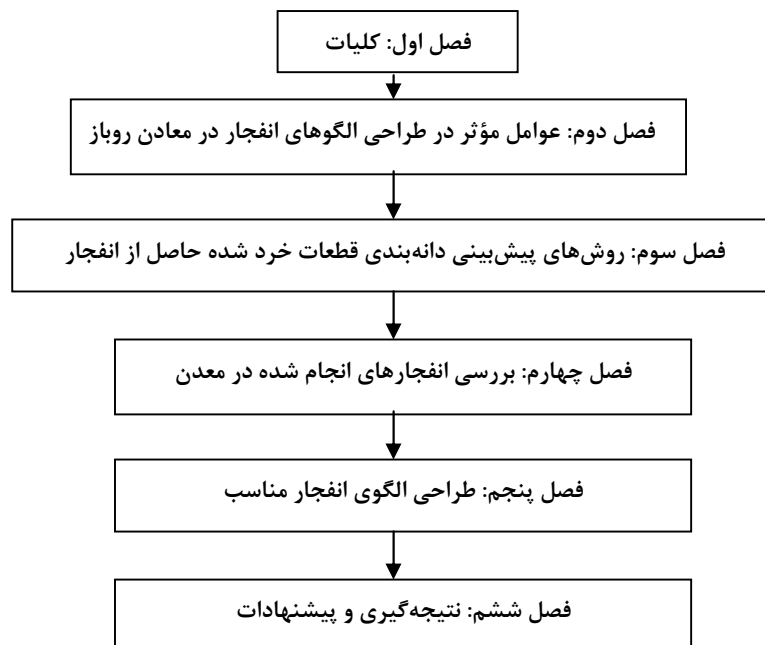
در فصل سوم روش‌های پیش‌بینی دانه‌بندی قطعات خرد شده حاصل از انفجار مورد مطالعه قرار گرفته است. در این فصل به روش‌های ریاضی پیش‌بینی خردایش که نسبت به سایر روش‌ها کاربرد بیشتری دارند، اشاره شده است. در ادامه به بررسی روش‌های اندازه‌گیری میزان خردشدگی پس از انفجار و کاربرد این روش‌ها در معادن پرداخته شده است.

در ابتدای فصل چهارم به میزان خردشدگی مناسب برای خوراک سنگ‌شکن اشاره شده و سپس به شرح انفجارهای انجام شده در معدن سنگ آهک کارخانه سیمان بجنورد به طور کامل پرداخته شده است. در گام بعدی به مطالعات ژئومکانیکی با استفاده از روش شاخص قابلیت انفجار و مطالعات آزمایشگاهی به منظور تعیین مقاومت فشاری سنگ معدن آهک پرداخته شده است. در ادامه همین فصل بررسی و تحلیل انفجارهای انجام شده توسط نرم‌افزار Gold Size صورت گرفته است.

در فصل پنجم، در ابتدا هر یک از انفجارها بر اساس روش‌های موجود مورد بررسی و تجزیه و تحلیل قرار گرفته و نتایج احتمالی هر یک از آنها به طور جداگانه پیش‌بینی شده است. سپس نتایج پیش‌بینی حاصل از تمامی این انفجارها به طور مجزا با نتایج آنالیز تصویری حاصل از هریک از انفجارها مقایسه شده و مدل کاز-رام به عنوان بهترین مدل ریاضی انتخاب شده است. سپس به کمک نرم‌افزار SPSS، یک معادله ریاضی بین نتایج آنالیز تصویری تمامی انفجارها و نتایج پیش‌بینی مدل کاز-رام تمامی الگوهای انفجار برقرار شده است. در پایان با توجه به در دست بودن میزان خردایش مورد نیاز برای خوراک سنگ‌شکن معدن آهک و رابطه حاکم بر نتایج آنالیز تصویری و نتایج پیش‌بینی مدل کاز-رام تمامی انفجارها، الگوی طراحی انفجار مورد نظر برای رسیدن به میزان خردایش مناسب برای خوراک سنگ‌شکن معدن به دست آمده است.

نتایج و پیشنهادهای حاصل از پایان نامه در فصل ششم بیان شده است.

فلوچارتی از نحوه سازماندهی پایان نامه در فصول مختلف در شکل (۲-۱) نشان داده شده است.



شکل ۲-۱- فلوچارت سازماندهی پایان نامه

فصل دوم

عوامل مؤثر در طراحی الگوهای انفجار در

معادن روباز

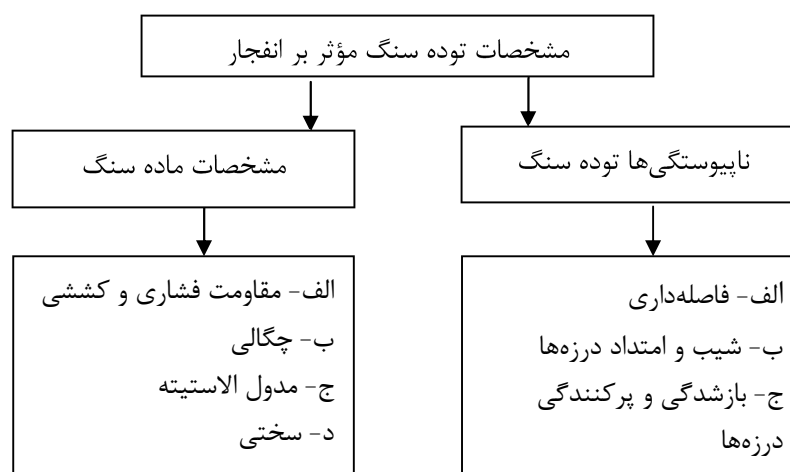
۲-۱- مقدمه

بطور کلی پارامترهای مؤثر در طراحی انفجار به دو گروه کلی پارامترهای قابل کنترل (متغیر) و پارامترهای غیر قابل کنترل (ثابت) تقسیم می‌شوند. دسته اول از عوامل که به پارامترهای قابل کنترل مشهورند به یک سری مشخصات هندسی و فنی الگوی انفجار گفته می‌شوند که با توجه به مشخصات توده سنگ برجا و نیز مشخصات ماده منفجره تعیین می‌گردند. هدف از طراحی الگوی آتشکاری تعیین مناسب این پارامترها است. منظور از پارامترهای غیر قابل کنترل، مشخصات مربوط به ماده سنگ و توده سنگ می‌باشد. این پارامترها به ذات زمین‌شناسی و تکتونیک یک معدن وابسته بوده و در آتشکاری یک سایت عملیاتی، ثابت و غیر قابل کنترل هستند. به دلیل عدم قابلیت کنترل، این پارامترها به عنوان مهمترین دسته پارامترهای مؤثر در آتشکاری مطرح می‌باشند (سرشکی و همکاران، ۱۳۸۷).

۲-۲- عوامل غیر قابل کنترل

عوامل غیر قابل کنترل عواملی هستند که به دلیل خصوصیات ذاتی، طراح نمی‌تواند آنها را تغییر دهد. این عوامل شامل شرایط زمین‌شناسی توده سنگ، چگالی و مقاومت سنگ، شرایط ناپیوستگی‌ها (ساختار تکتونیک) و ... می‌باشند. در طراحی یک الگوی انفجار و پیاده‌سازی تئوری انفجار در زمین ابتدا لازم است

مشخصات ژئومکانیکی محیط سنگی به عنوان میزبان فرآیند آتشکاری، بررسی شود. لذا شناخت ویژگی‌های ماده سنگ و توده سنگ و چگونگی استفاده بهینه از آن‌ها یکی از اساسی‌ترین کارهایی است که باید قبل از طراحی به آن توجه شود. تأثیر ویژگی‌های توده سنگ در فرآیند انفجار زمانی آشکارتر می‌شود که توده سنگ یک جسم جامد پیوسته همگن و همسانگرد نیست و دارای انواع ناپیوستگی‌ها می‌باشد. لذا کلیه رفتار استاتیکی و دینامیکی سنگ از این امر تأثیر می‌پذیرند. بنابراین طراح باید به روش سعی و خطا، بر اساس شرایط موجود توده سنگ و نیز بر اساس عوامل قابل کنترل مناسب‌ترین الگو را طراحی نماید. از بین ویژگی‌های توده سنگ، ویژگی‌هایی که در عملکرد انفجار مؤثرند در شکل ۱-۲ نشان داده شده است (سرشکی و همکاران، ۱۳۸۷).



شکل ۱-۲- ویژگی‌های توده سنگ مؤثر در انفجار

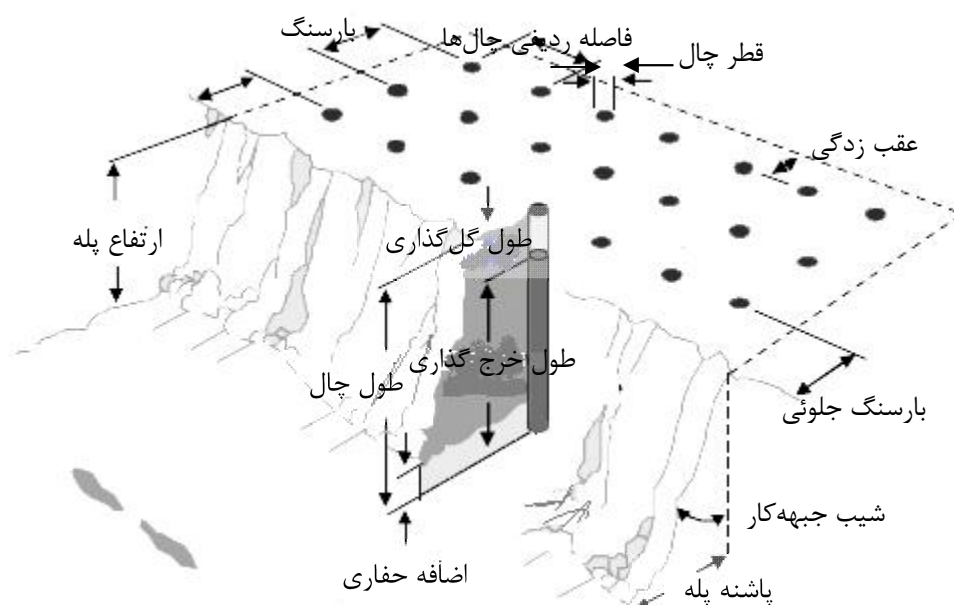
۲-۳- پارامترهای قابل کنترل در طراحی انفجار

این عوامل، قابل کنترل و متغیر در طراحی انفجار هستند. لذا در صورت نیاز طراح می‌تواند آن‌ها را تغییر دهد تا الگوی مناسب‌تری حاصل شود. عوامل و اجزای طراحی الگوی انفجار معادن روباز در جدول ۱-۲ و شکل ۲-۲ آورده شده است. در ادامه در مورد این عوامل توضیح داده می‌شود

(Novikov & Kondelchuk, 2005):

جدول ۲-۱ - اجزای طراحی انفجار در معادن روباز (Novikov & Kondelchuk, 2005)

نام پارامتر	علامت اختصاری	واحدهای رایج سنجش
قطر چال	φ_h	میلیمتر - متر اینچ
ضخامت بار سنگ	B	متر - فوت
فاصله ردیفی چال‌ها	S	متر - فوت
طول چال	H	متر - فوت
اضافه حفاری چال	U	متر - فوت
ارتفاع پله	K	متر - فوت
ضخامت گل‌گذاری	S_T	متر - فوت
طول خرج‌گذاری	L	متر - فوت
شیب چال	α	درجه
خرج ویژه	q	کیلوگرم بر متر مکعب - پوند بر یارد مکعب
حفاری ویژه	h	متر بر متر مکعب - فوت بر فوت مکعب



شکل ۲-۲ - شکل سه بعدی یک بلوک انفجار (Novikov & Kondelchuk, 2005)

۲-۳-۱- قطر چال^۱

برای رسیدن به خردشدگی مناسب و حداقل هزینه انتخاب قطر چال مناسب، ضروری می‌باشد.

قطر چال ایده آل برای یک انفجار خاص به عوامل زیر بستگی دارد (استوار، ۱۳۸۳):

- ویژگی‌های توده سنگ

- درجه خردایش مورد نیاز

- ارتفاع پله و چگونگی آرایش‌بندی خرج

- هزینه‌های حفاری و انفجار

- ظرفیت وسیله بارگیری

- محدودیت‌های زیست محیطی

هنگامی که قطر چال‌ها کوچک باشند هزینه‌های حفاری، پرایمرگذاری و چاشنی‌گذاری بالا می‌رود. ضمن اینکه برای خرج‌گذاری، گل‌گذاری و بستن مدار زمان، کار زیادتری صرف می‌شود. تنها مزیت چال‌های با قطر بسیار کوچک این است خرج ویژه کمتری برای یک توزیع بهینه و بیشتر ماده منفجره صرف می‌شود. اما هنگامی که قطر چال‌ها بزرگ باشد الگوی حفاری به همان نسبت بزرگ می‌شود و همچنین توزیع سایر ذرات خرد شده به دست آمده می‌تواند غیر قابل قبول باشد. به ویژه اگر فاصله درزه‌ها و ناپیوستگی‌ها از هم زیاد بوده و یا بلوک‌های برجا در توده سنگ بزرگ باشند (شکل ۲-۳) (Novikov & Kondelchuk, 2005, Jimeno et al., 1995).

اما به طور کلی افزایش قطر چال مزایای زیر را می‌تواند داشته باشد:

- سرعت انفجار بالاتر: این امر توانایی بیشتری برای خرد کردن مواد فراهم می‌نماید و نیز در کل انفجار

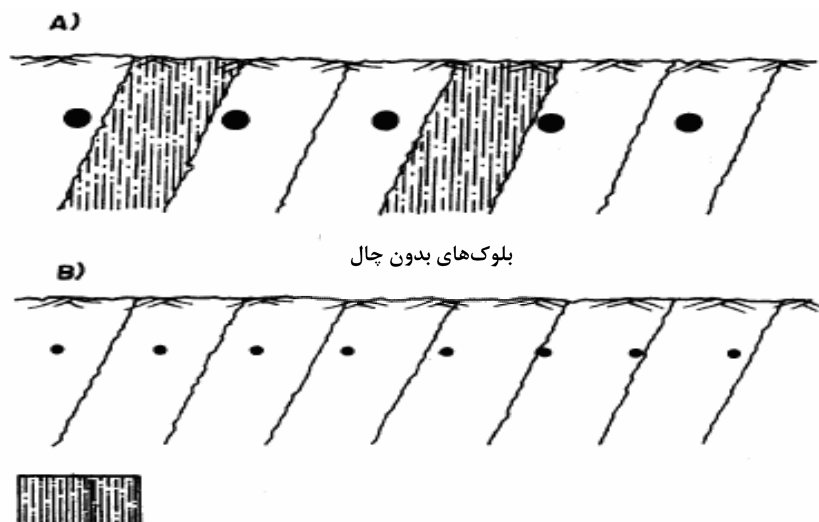
تأثیر کمتری را از شرایط خارجی می‌پذیرد.

- هزینه‌های نهایی کمتر در حفاری و انفجار

- امکان بیشتر استفاده از خرج‌گذاری مکانیزه

¹ -Blasthole Diameter

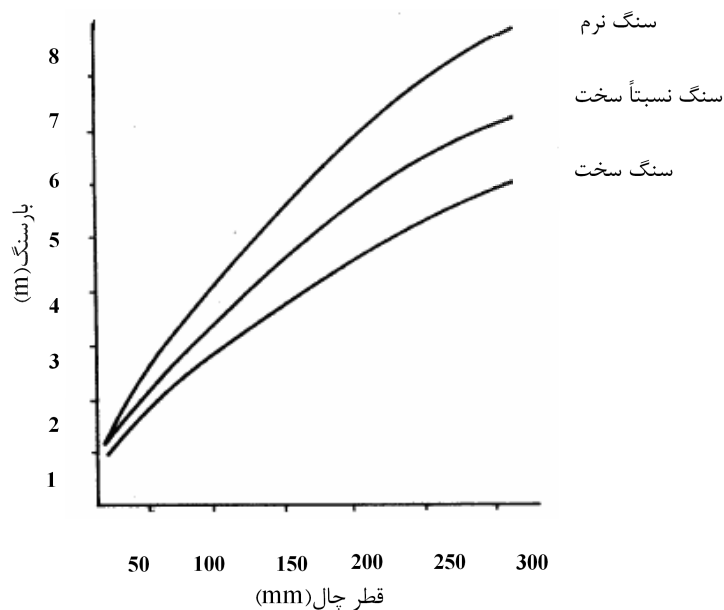
- میزان حفاری بالاتر بر حسب متر مکعب سنگ انفجار بر هر متر طول چال



شکل ۲-۳- تأثیر قطر چال و ناپیوستگی‌ها در تولید سنگ‌های درشت (Novikov & Kondelchuk, 2005, Jimeno et al., 1995)

۲-۳-۲- بار سنگ^۱

بار سنگ برابر است با نزدیکترین فاصله سطح آزاد هنگام انفجار تا محل چال. بار سنگ در ارتباط کاملاً مستقیم با قطر چال می‌باشد (شکل ۲-۴). همانطور که در این شکل نشان داده شده با افزایش قطر چال بسته به نوع سنگ، بار سنگ افزایش می‌یابد.



شکل ۲-۴- ارتباط مستقیم بار سنگ با قطر چال (Jimeno et al., 1995)

¹ - Burden

بطور کلی هر چه چگالی ماده منفجره بیشتر شود نسبت بارسنگ به قطر چال بیشتر خواهد شد. هرگاه ضخامت بارسنگ کمتر از مقدار مناسب باشد، پیامدهایی همچون سروصدای زیاد، هدر رفتن بخش مهمی از انرژی ماده منفجره، کم شدن فاصله ردیفی چال‌ها و در نتیجه لزوم حفاری بیشتر و نهایتاً هزینه‌های بیشتر و همچنین پرتاب سنگ در پی خواهد داشت.

اما اگر ضخامت بارسنگ بیش از مقدار مورد نظر باشد باعث ایجاد پیامدهایی همچون عقب‌زدگی^۱ خردشدگی کم، ایجاد سکو در جلوی پله و لرزش زیاد زمین می‌شود (Jimeno et al., 1995).

۲-۳-۳- فاصله ردیفی چال‌ها^۲

فاصله بین چال‌ها در یک ردیف را فاصله ردیفی چال‌ها گویند که برای انفجارهای متعارف معمولاً بیشتر از اندازه بارسنگ می‌باشد. رابطه کلی بین بارسنگ و فاصله ردیفی چال‌ها به شکل زیر می‌باشد:

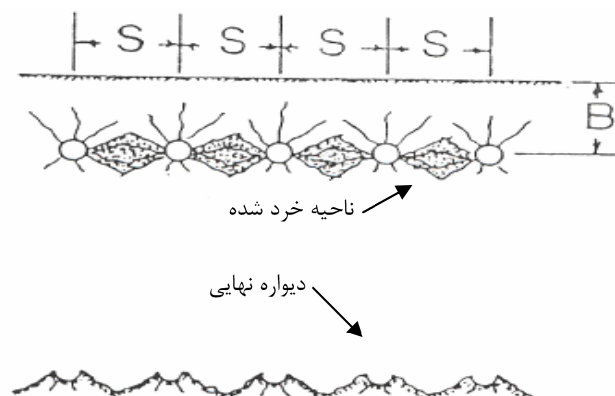
$$S = (1 - 2)B \quad (2-3)$$

در رابطه فوق هر چه نسبت ارتفاع پله به بارسنگ بیشتر باشد، ضریب بزرگتری در نظر گرفته می‌شود. ولی در شرایط معمولی $S/B = 1.4$ می‌باشد. در انتخاب فاصله ردیفی چال‌ها، شرایط زمین‌شناسی، نوع ماده منفجره، روش انفجار و تجربیات قبلی باید دخالت داشته باشند (استوار، ۱۳۸۳).

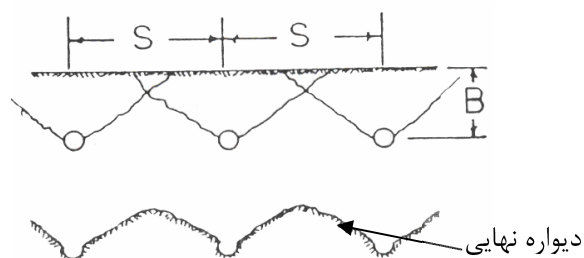
هرگاه فاصله ردیفی چال‌ها خیلی کمتر از بارسنگ انتخاب شود، موج انفجار قبل از رسیدن به سطح آزاد به چال بعدی می‌رسد. تداخل این امواج از چالی به چال دیگر موجب ایجاد سر و صدا، لرزش هوا و تخریب انسداد دهانه چال گردیده و گازها در هوا پراکنده می‌شوند. در نتیجه خرد شدن سنگ به نحو صحیحی صورت نمی‌پذیرد و در نتیجه قطعات درشت سنگ به وجود می‌آید و سکو در پای پله ایجاد می‌شود (شکل ۲-۵). در صورتی که فاصله بین چال‌ها بیش از مقدار مورد نیاز باشد، محل شکستن سنگ ناهموار خواهد شد (شکل ۲-۶). سنگ‌های اطراف چال خرد می‌شود اما سنگ‌های واقع بین دو چال در فاصله دورتر از چال به ابعاد درشت و بلوکی می‌شکنند (اصانلو، ۱۳۷۴).

^۱ - Back Break

^۲ -Spacing



شکل ۲-۵- نتیجه انفجار وقتی که فاصله ردیفی چال‌ها خیلی کمتر از مقدار مورد نیاز باشد (اصانلو، ۱۳۷۴)



شکل ۲-۶- نتیجه انفجار وقتی که فاصله ردیفی چال‌ها خیلی بیشتر از مقدار مورد نیاز باشد (اصانلو، ۱۳۷۴)

۲-۳-۴- ارتفاع پله^۱

مهم‌ترین عوامل تعیین کننده ارتفاع پله، مقدار استخراج روزانه، توپوگرافی زمین، خصوصیات ژئومکانیکی دیواره معدن و امکان دسترسی به ماشین‌آلات سنگین می‌باشد. انتخاب ارتفاع برای پله‌های یک معدن روباز باید با در نظر گرفتن تمام شرایط صورت پذیرد (استوار، ۱۳۸۳).

معمولاً برای انتخاب ارتفاع اولیه نسبت ارتفاع به بارسنگ (K/B) را در نظر می‌گیرند. به طوری که هر چه این نسبت بزرگتر باشد، جابه‌جایی و خرد کردن سنگ مخصوصاً در مرکز پله راحت‌تر صورت می‌گیرد. رابطه ارتفاع پله با قطر چال به صورت زیر است (Novikov & Kondelchuk, 2005).

$$K = (60-120)\varphi_c \quad (2-3)$$

¹ - Height of Bench

2- Ash

به گفته اش^۲ نسبت بهینه فوق به صورت $(K/B \geq 3)$ می باشد (Ash, 1968). هرگاه ارتفاع کم باشد، تغییر در بارسنگ و فاصله ردیفی چال ها تأثیر زیادی بر روی نتایج آتشکاری خواهد داشت. اما هنگامی که ارتفاع افزایش می یابد با فرض ثابت بودن بارسنگ، فاصله ردیفی چال ها می تواند تا ماکزیمم مقدار خود بدون ایجاد تأثیر منفی روی نتایج آتشکاری، افزایش یابد. همچنین در مورد رابطه بین قطر چال و ارتفاع مناسب پله جدولی توسط کنیا^۱ و اسکیدمور^۲ ارائه شده است که در جدول ۲-۲ آمده است (Novikov & Kondelchuk, 2005).

جدول ۲-۲- رابطه بین قطر چال و ارتفاع مناسب پله (Novikov & Kondelchuk, 2005)

ارتفاع مناسب پله به متر	قطر چال به اینچ
۳	۲
۶	۴
۹	۶
۱۲	۸
۱۵	۱۰
۱۸	۱۲

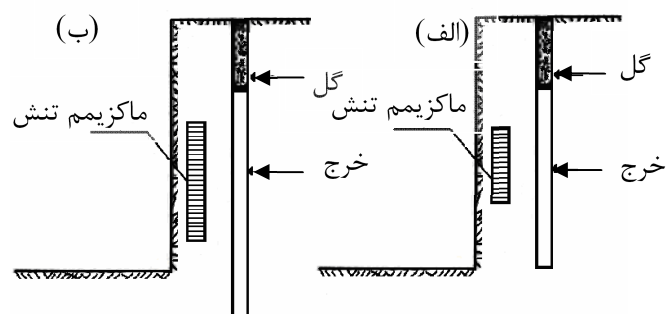
۲-۳-۵- اضافه حفاری^۳

حفر چال تا مقداری پائین تر از کف پله پائینی نیز ادامه داده می شود که این مقدار را اضافه حفاری گویند. عمدتاً در معادن روباز در انفجار هر چال محدوده ای به وجود می آید که ماکزیمم تنش های ناشی از انفجار در آن واقع اند. این ناحیه از کف پله بالاتر است. اما در صورتی که حفر چال ادامه داشته شود ناحیه ماکزیمم تنش نیز گسترده تر شده و به کف پله نزدیک می شود. در حالت اول کف پله پس از انفجار ناصاف شده و با اصطلاح سکو یا قوزک در آن به وجود می آید که مانع حرکت ماشین آلات می گردد و تسطیح آن نیاز به حفاری و انفجار ثانویه دارد. در حالت دوم به علت وجود ماکزیمم تنش در کف پله این وضعیت به وجود نخواهد آمد. در نتیجه از انفجار ثانویه و صرف هزینه و وقت جلوگیری به عمل می آید (شکل ۲-۷) (Konya & Walter, 1991).

^۱-Konya

2- Skidmore

3- Subdrilling



شکل ۲-۷- تاثیر اضافه حفاری چال در توزیع تنش حاصل از انفجار (الف) بدون اضافه حفاری و (ب) با اضافه حفاری (Konya & Walter, 1991)

تنها در شرایط زیر عدم استفاده از اضافه حفاری مجاز است (اصانلو، ۱۳۷۴):

- سنگ خیلی نرم باشد.

- سطح لایه‌بندی دقیقاً بر روی سطح کف پله پائینی^۱ منطبق باشد.

معمولاً اضافه حفاری از رابطه زیر قابل محاسبه است:

$$J = (0.2 - 0.5) B \quad (2-4)$$

ضریب رابطه فوق بستگی به شرایط سنگ دارد. برای این منظور می‌توان از جدول ۲-۳ استفاده کرد

:(Jimeno et al., 1995)

جدول ۲-۳- رابطه نسبت اضافه حفاری به بارسنگ برای سنگ‌های مختلف (Jimeno et al, 1995)

نسبت اضافه حفاری به بارسنگ	شرایط مختلف سنگ
۰	لایه‌بندی شده با لایه‌های باز در پای پله
۰/۱-۰/۲	سنگ نرم و پاشنه ضعیف
۰/۳	سنگ نسبتاً سخت و پاشنه معمولی
۰/۴-۰/۵	سنگ سخت و پاشنه محکم

۲-۳-۶- گل‌گذاری^۲

به منظور بهبود فرآیند خردایش سنگ‌ها، قسمتی از طول چال به وسیله مواد باطله پر می‌شود، تا با این عمل گازهای تولید شده توسط انفجار در ته چال حبس شده و صرف خرد کردن و جابجایی سنگ شود.

^۱ - Toe Level

^۲ - Stemming

در واقع پرکردن فضاهای خالی چال موجب بهبود کیفیت انفجار، جلوگیری از پرتاب سنگ، کم شدن لرزش، کاهش اتلاف انرژی ماده منفجره و ... می شود (اصانلو، ۱۳۷۴).

هنگام گل گذاری باید توجه داشت که طول گل گذاری و همچنین نوع و ابعاد مواد پرکننده مناسب باشند. ابعاد مواد گل گذاری نباید از حدی زیادتر باشد و گرنه موقع انفجار به بیرون پرتاب شده و خود موجب خطر می شوند. همچنین این کار باعث کاهش کارایی گل گذاری می شود. در بین مواد موجود برای پرکردن فضای خالی چال از نظر ابعاد و اقتصادی بودن کار، بهترین ماده موجود خرده ریزه های ناشی از حفر چال است که در سر چال وجود دارند. طول گل گذاری با S_T نشان داده می شود و رابطه آن با بارسنگ به شرح ذیل است (استوار، ۱۳۸۳):

$$S_T = (0.7 - 1.3)B \quad (5-2)$$

معایب کم بودن طول گل گذاری عبارتند از:

- خروج سریع گازهای حاصل از انفجار از محیط چال

- لرزش هوای زیاد

- پرتاب سنگ زیاد

معایب زیاد بودن طول گل گذاری عبارتند از:

- تولید سنگ های درشت

- جابجایی کم دپوی تشکیل شده بعد از انفجار

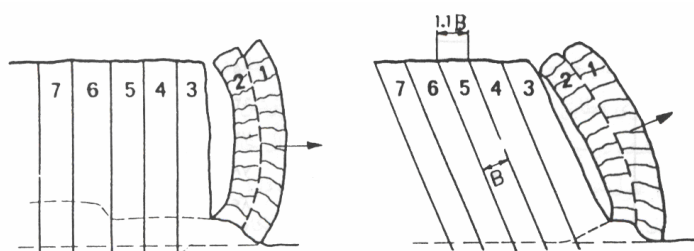
- لرزش زیاد زمین

۲-۳-۷- شیب چال^۱

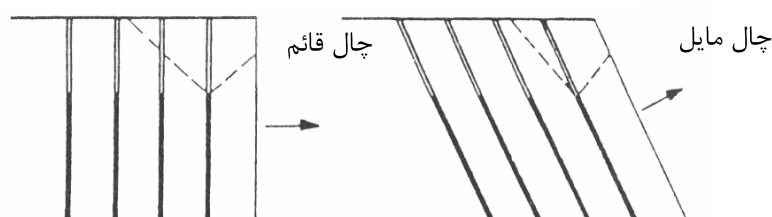
در معادن روباز شیب چال ها اغلب قائم و یا کمی مایل است. امکان خرد نشدن سنگ ته چال در چال های قائم بیش از چال های مایل است. مخصوصاً وقتی که چند سری چال همزمان منفجر شوند. در این صورت

¹ - Blasthole Inclination

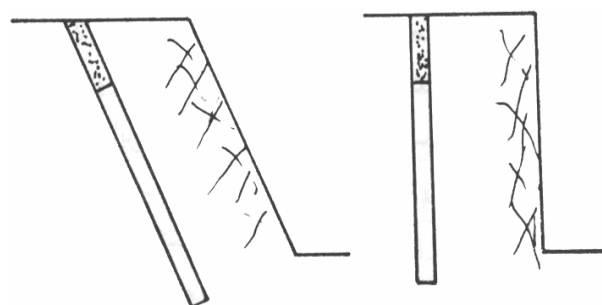
سکوی ایجاد شده تدریجاً بزرگتر شده و مشکل ایجاد می‌نماید. با حفر چال‌های مایل این مشکل تا حدودی برطرف می‌شود و این بدان معناست که مقدار بیشتری سنگ را می‌توان در یک سیکل انفجار استخراج کرد (شکل ۲-۸). عقب زدگی نیز در چال مایل کمتر از چال قائم است (شکل ۲-۹). حفر چال مایل باعث می‌شود که پله پس از انفجار به شکل مایل درآید و این امر از نظر ایمنی و پایداری بسیار با اهمیت است. زیرا امکان ریزش سنگ کمتر می‌شود (شکل ۲-۱۰) (استوار، ۱۳۸۳).



شکل ۲-۸- ایجاد سکو در چال‌های قائم و مایل (استوار، ۱۳۸۳)



شکل ۲-۹- مقایسه عقب‌زدگی در چال‌های قائم و مایل (استوار، ۱۳۸۳)

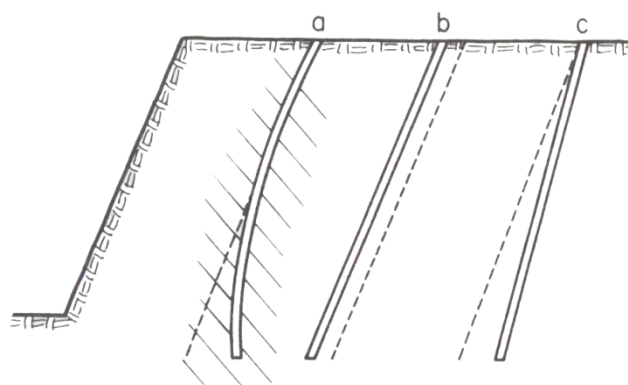


شکل ۲-۱۰- مقایسه طول چال و امکان ریزش در سینه کار قائم و شیبدار (استوار، ۱۳۸۳)

اما چال قائم نیز مزیت‌هایی نسبت به چال مایل دارد که از جمله آن می‌توان به سرعت حفاری بالا، استهلاک کمتر، هزینه کمتر، نظارت راحت‌تر بر عملیات حفاری و نیز امکان انحراف کمتر نام برد. کلاً چال‌های مایل تنها در مواقعی استفاده می‌شوند که نسبت به چال‌های قائم با صرفه‌تر باشند.

چال‌ها باید تا آنجا که ممکن است مستقیم حفر شوند زیرا وجود چال منحرف شده، عملیات انفجار را از کنترل خارج می‌کند. عواملی که باعث انحراف چال‌ها می‌شوند عبارتند از:

- تغییرات لیتولوژی و وجود درزه‌ها حتی در اعماق کم
 - بیش از حد بزرگ بودن قطر سر مته و قطر لوله حفاری
 - خطا در محل حفر چال
 - نیروهای وارده به دستگاه حفاری شامل وزن دستگاه و لرزش آن در حین حفاری.
- انواع انحراف چال و خطاهای حفاری در شکل ۱۱-۲ ارائه شده است (Jimeno et al, 1995).



شکل ۱۱-۲ - انحراف چال‌ها و خطاهای حفاری در چال‌های شیب‌دار (Jimeno et al, 1995)

۲-۴-۸- خرج ویژه^۱

مقدار ماده منفجره لازم برای شکستن یک متر مکعب یا یک تن سنگ را "خرج ویژه" نامند. خرج ویژه از تقسیم وزن ماده منفجره مصرف شده در هر چال بر حجم سنگ مربوط آن چال به دست می‌آید. خرج ویژه صرفاً برای محاسبات اقتصادی به کار گرفته می‌شود. باید توجه داشت که خرج ویژه تنها پارامتر الگوی انفجار نیست چون در انفجارهایی با خرج ویژه یکسان، به خاطر نحوه توزیع ماده منفجره نتایج مختلفی به دست می‌آید. تحت شرایط زیر خرج ویژه افزایش می‌یابد (اصانلو، ۱۳۷۴):

- قطر چال: وقتی قطر چال زیاد شود، خرج ویژه افزایش می‌یابد.

^۱- Powder Factor or Specific Charge

- سختی سنگ: هر چه سنگ سخت‌تر باشد نیاز به ماده منفجره قویتر و بیشتری می‌باشد، در نتیجه خرج ویژه افزایش می‌یابد.

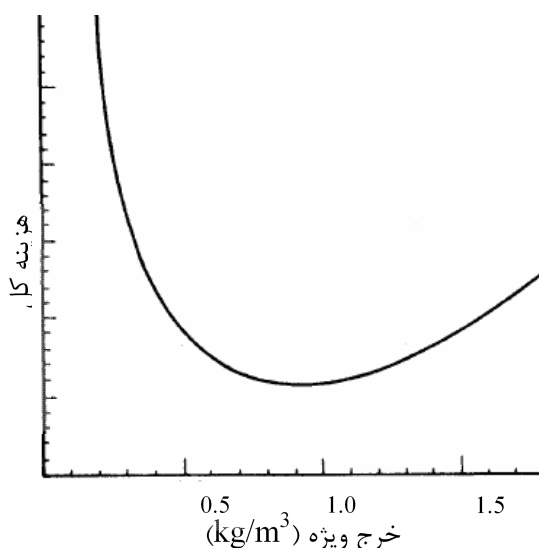
- درجه خردایش: برای رسیدن به درجه خردایش بالاتر، خرج ویژه بیشتری نیاز است.

- جابه جایی توده سنگ خرد شده: اگر جابه جایی بیشتری مورد نیاز باشد، باید خرج ویژه بالاتری به کار گرفته می‌شود.

- نسبت طول به عرض جبهه کار: این نسبت اگر کم باشد، خرج ویژه افزایش می‌یابد.

- مقاومت بخش گل‌گذاری: در صورتی که مقاومت بخش گل‌گذاری چال‌ها کم باشد باید خرج ویژه را افزایش داد.

رابطه بین خرج ویژه و هزینه انفجار در شکل ۲-۱۲ آورده شده است. همان‌طور که در شکل مشاهده می‌شود، شیب نمودار در سمت چپ بیشتر از سمت راست آن است. بنابراین می‌توان نتیجه گرفت که کمتر بودن خرج ویژه هزینه‌های بیشتری را نسبت به بالا بودن آن از یک بازه بهینه، تحمیل می‌کند (Jimeno et al, 1995).



شکل ۲-۱۲- ارتباط خرج ویژه با هزینه‌های انفجار (Jimeno et al, 1995)

جدول ۲-۴ و جدول ۲-۵ به عنوان دو جدول مشهور در این زمینه میزان خرج ویژه را در سنگ‌های مختلف نشان می‌دهند (استوار، ۱۳۸۳).

جدول ۲-۴- راهنمای خرج ویژه برای انواع سنگ‌های دارای مقاومت مختلف (استوار، ۱۳۸۳)

مقاومت فشاری سنگ (MPa)	خرج ویژه (kg/m^3)
سخت (>200)	۰/۷
متوسط ($100-200$)	۰/۴۵
نرم ($50-100$)	۰/۳
خیلی نرم (<50)	۰/۱۵-۰/۲۵

جدول ۲-۵- خرج ویژه بعضی سنگ‌ها با مشخصات ذکر شده (استوار، ۱۳۸۳)

کیفیت سنگ	خرج ویژه (kg/m^3)
کم مقاومت در برابر شکسته شدن	۰/۲۵-۰/۱۵
سنگ با مقاومت متوسط در برابر شکسته شدن	۰/۴۵-۰/۲۵
سنگ با مقاومت زیاد در برابر شکسته شدن	۰/۷۵-۰/۴۵
سنگ با مقاومت خیلی زیاد در برابر شکسته شدن	۱/۵-۰/۷۵
سنگ خیلی ترک خورده	۰/۶
سنگ ترک دار	۰/۵۵
سنگ معمولی با ترک‌های موئی	۰/۵
سنگ نسبتاً همگن	۰/۴۵
سنگ همگن	۰/۴

فصل سوم

روش‌های ارزیابی دانه‌بندی قطعات خرد شده

حاصل از انفجار

۳-۱- مقدمه

خردشدگی مناسب یک مسئله کاربردی در انفجار معادن روباز است که به طور مستقیم به کاربرد سنگ استخراج شده بستگی دارد. همچنین ابعاد قطعات خردشده حاصل از انفجارها به نوع و ابعاد تجهیزات، بارگیری، باربری و سنگ شکن وابسته است. لذا ارزیابی میزان خردشدگی و اطلاع از اندازه قطعات به دست آمده از هر انفجار می تواند به کاهش هزینه ها و افزایش راندمان کمک قابل توجهی نماید. در این فصل به بررسی میزان خردشدگی که دو مرحله عمده ارزیابی قبل از انفجار^۱ و ارزیابی بعد از انفجار^۲ تقسیم می شود، پرداخته شده است.

۳-۲- روش های ارزیابی خردایش قبل از انفجار

درجه خردشدگی یک واژه عمومی است که برای توصیف توزیع ابعاد مواد منفجر شده استفاده می شود. بر اساس نوع پروژه ای که قرار است اجرا شود، توزیع ابعاد مورد نیاز سنگ ها نیز متفاوت است. برای مثال در معدنکاری روباز هدف این نیست که باطله ها زیاد خرد شوند در عوض مواد معدنی باید کاملاً خرد شوند تا بتوانند در مراحل بعدی سنگ شکنی و آسیا شوند. لذا الگوی انفجار بایستی به گونه ای طراحی و اجرا شود تا سنگ های خرد شده از توزیع مناسبی برخوردار باشند. برای پیش بینی توزیع ابعاد توده سنگ خرد شده حاصل از انفجار مدل های ریاضی مختلفی ارائه شده است. هر چند هیچ روش یا مدلی وجود ندارد که پیش بینی واقعی خردشدگی را ارائه دهد ولی به هر حال مدل ها و روش های ارائه شده جهت انتخاب اولیه پارامترهای طراحی انفجار به کار می آیند. اگر چه این

^۱ - pre-blast assessment

^۲ -past-blast assessment

مدل‌ها ابعاد حاصل از انفجار را به طور تقریبی پیش‌بینی می‌کنند ولی سودمندترین و سریعترین روش رسیدن به خردشدگی مناسب می‌باشند. مدل‌های ارائه شده در سال‌های اخیر به دلیل در بر داشتن تعداد بیشتر پارامترهای مؤثر در خردشدگی دقیق‌تر می‌باشند و محققین زیادی سعی نموده‌اند تا مدل‌های عمومی پذیرفته شده را به صورت اقتصادی، ارائه و توسعه دهند. در زیر روابطی که قابلیت و مقبولیت بیشتری داشته‌اند شرح داده شده است.

۳-۲-۱- مدل دنیس و گاما^۱

این مدل در سال ۱۹۷۰ توسط دنیس و گاما ارائه شد. در این مدل ابعاد مواد معدنی طی عملیات انفجار طبق رابطه زیر پیش‌بینی می‌شود (Dinis & Gama, 1995).

$$R(X) = a.W^b \left[\frac{X}{B} \right]^c \quad (۱-۳)$$

که:

$R(X)$: درصد تجمعی مواد کوچکتر از دهانه سرند X

X : اندازه دهانه سرند به سانتی‌متر

W : انرژی لازم برای خردشدگی بر حسب کیلو وات ساعت بر تن

B : بارسنگ به متر

a, b, c : ثابت‌هایی هستند که به خصوصیات سنگ و مواد منفجره بستگی دارند. مقادیر این ثابت‌ها به

کمک تجزیه و تحلیل یک دستگاه سه معادله و سه مجهول از داده‌های منحنی توزیع ابعاد یک نمونه

ساده از مواد خرد شده به دست می‌آید.

W از رابطه زیر حساب می‌شود:

$$W = 10 \frac{W_i}{\sqrt{d_{80}}} \quad (۲-۳)$$

W_i : اندیس باند

^۱ - Dinins and Gama

d_{80} : دهانه سرندي که ۸۰٪ مواد از آن عبور می‌کنند.

مزایای مدل دنیس و گاما:

- تخمین اولیه‌ای از وضعیت خردشدگی ارائه می‌کند.

- جزء اولین مدل‌های ارائه شده در این زمینه است.

معایب مدل دنیس و گاما:

- احتیاج به آزمایش عملی در صحرا به منظور به دست آوردن ضرایب پارامترهای مؤثر دارد.

- از میان پارامترهای مؤثر و متعدد در طراحی تنها از بارسنگ برای پیش‌بینی خردشدگی استفاده شده است.

- وابسته به اندیس باند ماده معدنی است.

کاربرد مدل دنیس و گاما:

برای انواع مختلف توده سنگ قابل کاربرد بوده ولی نیاز به آزمایش عملی برای تعیین ضرایب پارامترهای مؤثر در مدل دنیس و گاما دارد (بخشنده، ۱۳۷۷).

۳-۲-۲- مدل لارسون^۱

لارسون در سال ۱۹۷۳ برای تعیین d_{50} (دهانه سرندي که ۵۰٪ مواد خرد شده حاصل از انفجار از آن عبور می‌کند) این مدل را ارائه کرد. در این مدل عواملی چون خواص ناپیوستگی‌ها، جنس سنگ، خرج ویژه، فاصله ردیفی چال‌ها و بارسنگ منظور شده و به صورت زیر می‌باشد (Hustrulid, 1999; Kwangmin, 2006):

$$d_{50} = C_1 \times e^{(0.58 \ln B - 0.145 \ln(S/B) - 1.18 \ln(q/C) - 0.82)} \quad (3-3)$$

که در آن:

B : بارسنگ به متر

S : فاصله ردیفی چال‌ها به متر

q : خرج ویژه به کیلوگرم بر متر مکعب

C_1 : ثابت قابلیت انفجارپذیری^۱ است که این فاکتور به درزه و شکاف‌های موجود در توده سنگ و یا به ساختار توده سنگ بستگی دارد که بر این اساس مقادیر $0/4$ تا $0/6$ را به شرح جدول ۱-۳ به خود اختصاص می‌دهد.

جدول ۱-۳ - ثابت قابلیت انفجارپذیری برای توده سنگ‌های مختلف (Hustrulid, 1999; Kwangmin, 2006)

وضعیت توده سنگ	ثابت قابلیت انفجار
دارای درزه و شکاف خیلی زیاد	$0/6$
دارای درزه و شکاف نسبتاً زیاد	$0/55$
توده معمولی و دارای ترک‌های ریز	$0/5$
نسبتاً همگن	$0/45$
همگن	$0/4$

C : ثابت سنگ است که منظور از ثابت سنگ، مقدار ماده منفجره مصرفی در هر مرحله از انفجار است و معادل خرج ویژه دینامیت ژلاتینی لازم برای خرد کردن سنگ می‌باشد و معمولاً بین $0/3$ تا $0/5$ کیلوگرم بر متر مکعب در نظر می‌گیرند.

شکل این مدل کاملاً متفاوت با مدل دنیس و گاما بوده و به صورت تابع نمایی است و با وجود اینکه از عوامل متعدد طراحی انفجار استفاده شده ولی پارامترهایی مانند طول چال و طول خرج‌گذاری مد نظر قرار نگرفته است. همچنین وضعیت انفجار مانند یکنواختی و عدم یکنواختی قطعات خرد شده که نتیجه یک طراحی انفجار می‌باشد را قبل از عملیات نمی‌توان پیش‌بینی نمود.

مزایای مدل لارسون:

- نسبت به مدل دنیس-گاما پارامترهای انفجاری بیشتری را مد نظر قرار داده است.

- نسبت به مدل قبلی نتایج پیش‌بینی متوسط ابعاد دقیق‌تر شده است.

معایب مدل لارسون:

- تأثیر پارامترهای انفجار از جمله ارتفاع پله و طول انسداد در مدل مورد توجه قرار نگرفته است.

¹ - Blastability Constant

- عدم پیش‌بینی وضعیت انفجار مثل یکنواختی و عدم یکنواختی قطعات خرد شده.

کاربرد مدل لارسون:

در توده سنگ‌هایی با ساختارهای مختلف زمین‌شناسی استفاده می‌شود (بخشنده، ۱۳۷۷).

۳-۲-۳ مدل کازنتسوف^۱

در سال ۱۹۷۳ توسط کازنتسوف معادله‌ای برای پیش‌بینی ابعاد قطعات حاصل از انفجار بر مبنای استفاده از TNT به عنوان ماده منفجره مصرفی ارائه شد. در این مدل عواملی چون نوع ماده منفجره، خواص ناپیوستگی‌ها، جنس سنگ، فاصله ردیفی چال‌ها در یک ردیف منظور شده و از رابطه زیر به دست می‌آید (Kuznetzov, 1973; Hustrulid, 1999; Kwangmin, 2006):

$$\bar{X} = A \left[\frac{V}{Q_{TNT}} \right]^{0.8} \cdot Q_{TNT}^{0.167} \quad (3-4)$$

که در این رابطه:

$\bar{X}$: متوسط ابعاد قطعات خرد شده به سانتی‌متر

A: فاکتور سنگ که به ساختار توده سنگ بستگی دارد و مقادیر آن بین ۳ تا ۱۳ به شرح جدول

۳-۲ متغیر می‌باشد.

جدول ۳-۲- مقادیر فاکتور سنگ با توجه به ساختار توده سنگ (Kuznetzov, 1973; Hustrulid, 1999; Kwangmin, 2006)

وضعیت توده سنگ	ضریب پروتودیاکونف	فاکتور سنگ
سنگ خیلی نرم	۳-۵	۳
سنگ نرم	۵-۸	۵
سنگ متوسط	۸-۱۰	۷
سخت و درزه دار	۱۰-۱۴	۱۰
سخت و همگن	۱۲-۱۶	۱۳

V: حجم سنگ خرد شده برای هر چال بر حسب متر مکعب

Q_{TNT} : مقدار TNT به کیلوگرم که از نظر انرژی معادل ماده منفجره داخل هر چال است.

¹ - Kuznetzov

مزایای مدل کازنتسوف:

- پیش‌بینی تقریبی متوسط ابعاد قطعات خردشده
- دخالت دادن قدرت مواد منفجره (فقط TNT) در تعیین d_{50}

معایب مدل کازنتسوف:

- عدم وارد کردن قدرت مواد منفجره مختلف در محاسبه میزان خردشدگی
- عدم پیش‌بینی وضعیت انفجار مانند یکنواختی و عدم یکنواختی خرده‌های حاصل از انفجار
- با توجه به تفاوت قدرت مواد منفجره مختلف تنها قدرت TNT را مد نظر قرار داده و قدرت بقیه مواد نسبت به آن به طور نسبی سنجیده می‌شود.

کاربردهای مدل کازنتسوف:

- برای انواع مختلف توده سنگ‌ها با ساختار زمین‌شناسی مختلف با توجه به محدودیت در کاربرد قدرت مواد منفجره می‌توان استفاده کرد (بخشنده، ۱۳۷۷).

۳-۲-۴- مدل کاز-رام^۱

کانینگهام^۲ در سال ۱۹۸۳ میلادی مدلی ارائه نمود که پایه و اساس این مدل معادلات تجربی کازنتسوف است و برای پیش‌بینی ابعاد سنگ‌های خرد شده پس از انفجار و منحنی روزین-راملر^۳ می‌باشد. بنابراین این مدل به نام مدل کاز-رام نامگذاری شد (Cunningham, 1983).

الف) معادلات تجربی کازنتسوف

همانطور که گفته شد معادله ۳-۴ (کازنتسوف) بر مبنای استفاده از TNT به عنوان ماده منفجره مصرفی می‌باشد و از طرف دیگر داریم (Djordjevic, 1999; Kwangmin, 2006):

$$Q \times E = Q_{TNT} \times 115 \quad (۳-۵)$$

Q: وزن ماده منفجره داخل چال به کیلوگرم

1- Kuz- Ram

2- Cunningham

3- Rosin and Rammler

E : قدرت ماده منفجره نسبت به آنفو (قدرت وزنی آنفو و TNT به ترتیب ۱۰۰ و ۱۱۵ می‌باشد).
با محاسبه مقدار معادله ۳-۵ و با جایگزینی آن در معادله ۳-۴، متوسط ابعاد قطعات خرد شده از رابطه زیر حساب می‌شوند:

$$\bar{X} = A \left[\frac{V}{Q} \right]^{0.8} Q^{0.167} \left[\frac{115}{E} \right]^{0.633} \quad (۳-۶)$$

خرج ویژه (وزن ماده منفجره برای خرد کردن یک متر مکعب سنگ) بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب که برای محاسبه آن از فرمول زیر استفاده می‌شود:

$$q = \frac{Q}{V} \quad (۳-۷)$$

از تلفیق روابط ۳-۶ و ۳-۷ متوسط اندازه قطعات خردشده برابر است با:

$$\bar{X} = A \cdot q^{-0.8} \cdot Q^{0.167} \left[\frac{115}{E} \right]^{0.633} \quad (۳-۸)$$

ب) معادله رزین - راملر

رزین - راملر برای تخمین توزیع ابعاد قطعات خرد شده رابطه زیر را ارائه کرده‌اند (Kuznetsov, 1973; Singh et al, 2003):

$$R(X) = 1 - e^{-\left[\frac{X}{X_c} \right]^n} \quad (۳-۹)$$

که در آن:

$R(X)$: نسبت مواد معدنی عبور کرده از سرند به ابعاد X

X : ابعاد سرند مورد نظر به سانتی متر

X_c : اندازه مشخصه سرند^۱ یا دهانه سرندی که ۶۳/۹٪ قطعات خرد شده از آن عبور می‌کند و از رابطه

زیر به دست می‌آید:

$$X_c = \frac{X}{(0.693)^{1/n}} \quad (۳-۱۰)$$

^۱ - Characteristic Size

n : شاخص خردشدگی^۱ (شاخص یکنواختی) است.

مقدار n به پارامترهای مختلف الگوی انفجار بستگی دارد که مقدار این شاخص تعیین کننده شکل توزیع ابعاد است و معمولاً بین ۰.۸ تا ۰.۲۲ متغیر است. اگر برای n مقدار زیادی به دست آید، نشان دهنده خردشدگی یکنواخت، هموژن بودن، توزیع ابعاد قطعات خرد شده همراه با کم بودن قطعات بزرگ و خرده‌های کوچک می‌باشد و اگر برای n مقدار کمتری به دست آید، نشان دهنده خردشدگی غیر یکنواخت است.

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{d} \right) \times \left(\sqrt{1 + \frac{S}{B}} / 2 \right) \times \left(1 - \frac{W}{B} \right) \times \left(\frac{|L_b - L_c|}{L} + 0.1 \right)^{0.1} \times \frac{L}{H} \cdot P \quad (۱۱-۳)$$

که در آن:

d : قطر چال به میلی‌متر

B : بارسنگ به متر

S : فاصله چال‌ها در یک ردیف به متر

L : طول کل خرج به متر

L_b : طول خرج تحتانی به متر

L_c : طول خرج میانی به متر

H : ارتفاع پله به متر

W : انحراف واقعی چال.

P : فاکتور آرایش چال می‌باشد که اگر عملیات انفجاری بر اساس الگوی لوزی طراحی گردد $P = ۱/۱$

و برای آرایش مربعی $P = ۱$ در نظر گرفته می‌شود. اثر پارامترهای متفاوت طراحی بر روی n در جدول ۳-۳ آورده شده است.

^۱ - Index of Uniformity

جدول ۳-۳- اثر پارامترهای متفاوت طراحی بر روی شاخص یکنواختی
(Kuznetsov, 1973; Singh, 2003)

پارامتر	تغییر پارامتر n
B/d	کاهش
L/H	افزایش
S/B	افزایش
الگوی حفاری نامنظم	افزایش
دقت حفاری	افزایش

مهمترین مزیت مدل کاز-رام استفاده از دو معادله برای پیش‌بینی ابعاد خرده‌های انفجاری و استفاده از شاخصی به نام شاخص خردشدگی است که دقت پیش‌بینی را بالا می‌برد.

مزایای مدل کاز-رام:

- ارائه معیاری به نام شاخص خردشدگی به منظور ارزیابی خردشدگی توده سنگ منفجر شده.
- به کارگیری اکثر پارامترهای انفجار و خصوصیات توده‌ی سنگ در مدل.
- ارائه رابطه‌ای به منظور به دست آوردن میزان درصد عبوری از سرند با ابعاد مورد نظر.
- ترکیبی از دو رابطه کازنتسوف و روزین-راملر برای بالا بردن دقت پیش‌بینی.
- وارد کردن قدرت وزنی نسبی مواد منفجره مختلف در محاسبه میزان خردشدگی.

معایب مدل کاز-رام:

- برای به دست آوردن ابعاد قطعات مورد نظر بایستی از یک روش سعی و خطای نسبتاً طولانی استفاده کرد.
- بستگی مستقیم به نحوه اجرای عملیات انفجاری دارد.
- در اکثر موارد، مقدار متوسط ابعاد قطعات پیش‌بینی شده (d_{50}) کمتر از مقدار واقعی است.
- با توجه به اهمیت خصوصیات توده سنگ در خردشدگی، به طور مؤثر و کامل تأثیر خصوصیات توده سنگ در مدل آورده نشده است.
- برای پیش‌بینی ابعاد قطعات در توده‌های نرم بایستی محتاط بود.

کاربرد مدل کاز-رام:

برای انواع مختلف توده سنگ‌های سخت مناسب بوده اما برای سنگ‌های نرم، هنگام تفسیر خردشدگی باید محتاط بود (بخشنده، ۱۳۷۷).

۳-۲-۵- مدل اصلاح شده کاز-رام

به دلیل تأثیر فراوان پارامترهای توده سنگ در خردشدگی، کانینگهام در سال ۱۹۸۷، مدل قبلی خویش را اصلاح نمود. در این مدل عواملی چون نوع ماده منفجره، قدرت وزنی نسبی، خرج ویژه، قطر چال، طول خرج، طول انسداد، ارتفاع پله، انحراف چال، آرایش چال‌ها، فاصله ردیفی چال‌ها در یک ردیف، مقاومت و چگالی سنگ، خواص ناپیوستگی‌ها و RQD جهت پیش‌بینی ابعاد خرده‌های انفجاری مدنظر قرار گرفته است، و به صورت زیر ارائه شده است (Cunningham, 1987):

$$\bar{X} = 0.06 BI \times q^{-0.8} \cdot Q^{0.167} \cdot \left(\frac{115}{E} \right)^{0.633} \quad (12-3)$$

در این رابطه BI شاخص قابلیت انفجارپذیری است که این شاخص برای اولین بار توسط لیلی^۱ در سال ۱۹۸۶ جهت کاربرد در مهندسی انفجار ارائه شده است. این اندیس را بر اساس مشخصات توده سنگ برجا و به منظور پیش‌بینی خرج ویژه معادن روباز می‌باشد (Lilly, 1986):

$$BI = \frac{1}{2} (RMD + JPS + JPO + RDI + HF) \quad (13-3)$$

که در این رابطه:

RMD: شاخص توصیف سنگ JPS: فاکتور فاصله‌داری درزه‌ها^۲، JPO: فاکتور جهت یافتگی

درزه‌ها^۴، RDI: شاخص چگالی سنگ^۵، HF: فاکتور سختی^۶

برای امتیازدهی به پارامترهای فوق از جدول ۳-۴ استفاده می‌شود. حداکثر مقدار اندیس قابلیت انفجار ۱۰۰ می‌باشد و هر چه اندیس قابلیت انفجار بیشتر باشد بر دشواری انفجار افزوده می‌گردد.

¹ - Lilly

² - Rock mass description

3- Joint plane spacing

4- Joint plane orientation

5- Rock density index

6- Hardness factor

مهمترین کاربرد این شاخص علاوه بر استفاده در مدل‌های پیش‌بینی خردایش، محاسبه میزان خرج ویژه می‌باشد. لیلی رابطه زیر را برای محاسبه خرج ویژه (Kg/ton) پیشنهاد کرده است.

$$q = 0.004 \times BI \quad (14-3)$$

جدول ۳-۴- مقادیر پارامترهای مؤثر در BI (Lilly, 1986)

پارامترهای ژئومکانیکی	امتیاز
شرح توده سنگ	<i>RMD</i>
پودری (خردشده)	۱۰
بلوکی	۲۰
کاملاً یکپارچه	۵۰
فاصله‌داری درزه‌ها	<i>JPS</i>
نزدیک (متر ۰/۱ <)	۱۰
متوسط (متر ۰/۱-۱)	۲۰
عریض (متر ۱ >)	۵۰
جهت یافتگی درزه‌ها	<i>JPO</i>
افقی	۱۰
شیب به طرف بیرون سینه کار	۲۰
امتداد عمود بر سینه کار	۳۰
شیب به طرف داخل سینه کار	۴۰
شاخص تأثیر چگالی (G)	<i>RDI</i>
وزن مخصوص سنگ (تن بر متر مکعب)	۲۵G- ۵۰
فاکتور سختی	<i>HF</i>

در این مدل شکل توزیع خردشدگی توسط درزه و شکاف‌ها و ناپیوستگی‌های قبلی درون توده سنگ کنترل می‌گردد. از این رو مکانیزم اساسی خردشدگی فرض شده در این مدل، از گسترش و به هم پیوستن ناپیوستگی‌های قبلی درون توده سنگ به علت میدان تنش کششی به وجود آمده اطراف چال انفجاری است. این موضوع باعث شد تا کانینگهام مدل خویش را اصلاح کند و از شاخصی به نام شاخص قابلیت انفجار در مدل استفاده کند.

مزایای مدل اصلاح شده کاز-رام:

- ارائه معیاری به نام شاخص خردشدگی به منظور ارزیابی خردشدگی توده سنگ منفجر شده.

- به کارگیری اکثر پارامترهای انفجار و خصوصیات توده‌ی سنگ در مدل.
- ارائه رابطه‌ای به منظور به دست آوردن میزان درصد عبوری از سرند با ابعاد مورد نظر.
- ترکیبی از دو رابطه کازنتسوف و رزین- راملر برای بالا بردن دقت پیش‌بینی.
- وارد کردن قدرت وزنی نسبی مواد منفجره مختلف در محاسبه میزان خردشدگی.
- ارائه معیاری به نام شاخص قابلیت انفجار.

معایب مدل اصلاح شده کاز- رام :

- برای به دست آوردن ابعاد قطعات مورد نظر بایستی از یک روش سعی و خطای نسبتاً طولانی استفاده کرد.
- بستگی مستقیم به نحوه اجرای عملیات انفجاری دارد.
- در اکثر موارد، مقدار متوسط ابعاد قطعات پیش‌بینی شده (d_{50}) کمتر از مقدار واقعی است.

کاربرد مدل اصلاح شده کاز- رام :

برای انواع توده سنگ می‌توان استفاده کرد (بخش‌نده، ۱۳۷۷).

۳-۲-۶- مدل سوئدیفو^۱

فرمولی که توسط لارسون در سال ۱۹۷۳ ارائه شد، تأثیر ارتفاع پله و طول انسداد را در نظر نگرفت. اما کو^۲ و روستن^۳ از مؤسسه تحقیقات آتشکاری سوئد^۴ در سال ۱۹۹۳ با اضافه کردن آنها معادله نهایی زیر را ارائه کردند (Jimeno, 1995; Kwangmin, K., 2006):

$$d_{50} = C_d \cdot \left[1 + 4.67 \left(\frac{T}{L} \right)^{2.5} \times e^{0.29 \ln B^2 \sqrt{\frac{S}{1.25}} - 1.18 \ln \left(\frac{q}{c} \right)^{-0.82}} \right] \quad (۳-۱۶)$$

که در این رابطه :

1- Swedefo

2- Kou

3- Rusten

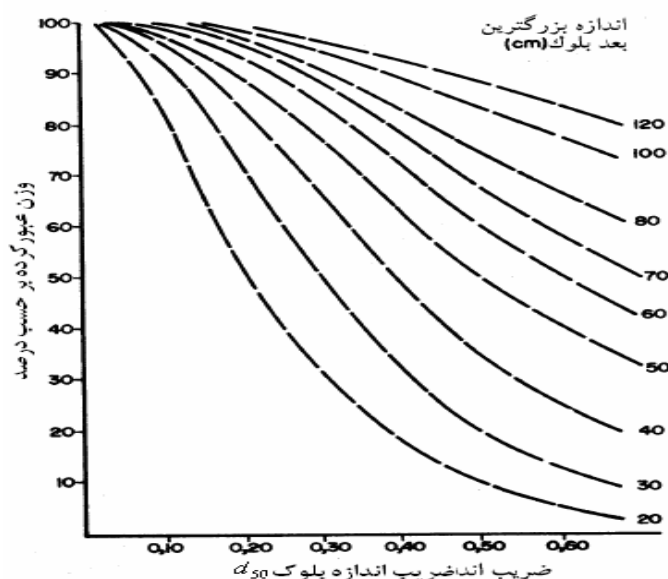
4- Swedish Detonic Research Foundation

C : ثابت سنگ که معادل خرج ویژه دینامیت ژلاتینی برای خرد کردن سنگ، q : خرج ویژه به کیلوگرم بر متر مکعب، C_d : ثابت قابلیت انفجار که مقادیر آن در جدول ۳-۱ به دست می‌آید
 B : ضخامت بارسنگ به متر، S : فاصله ردیفی چال‌ها در یک ردیف به متر، T : طول گل‌گذاری به متر، L : عمق چال انفجاری به متر.

همچنین در این مدل درصد وزنی تجمعی قطعات خرد شده با ابعاد مورد نظر X یا $R(X)$ از رابطه زیر به دست می‌آید:

$$R(X) = 1 - e^{-\left(0.76 \frac{X}{d_{50}}\right)^{1.35}} \quad (3-17)$$

با داشتن مقدار d_{50} می‌توان ابعاد بلوک‌های استخراجی را پیش‌بینی کرد (شکل ۳-۱).



شکل ۳-۱- تعیین ابعاد بلوک بر حسب بار خروجی از سرنده و ضریب d_{50} در اندازه بلوک (Jimino, 1995)

مزایای مدل سوئدیفو:

- بر خلاف معادله لارسون طول گل‌گذاری و ارتفاع پله به طور مستقیم در مدل آورده شده است.
- این مدل تعمیم یافته مدل لارسون است و دقت پیش‌بینی نیز بالاتر از آن می‌باشد.

معایب مدل سوئدیفو:

- پارامترهای سنگ به صورت تقریبی در فرمول دخالت داده می‌شود.

- در بیشتر موارد، متوسط ابعاد خرده‌های پیش‌بینی شده کمتر از مقدار واقعی است.

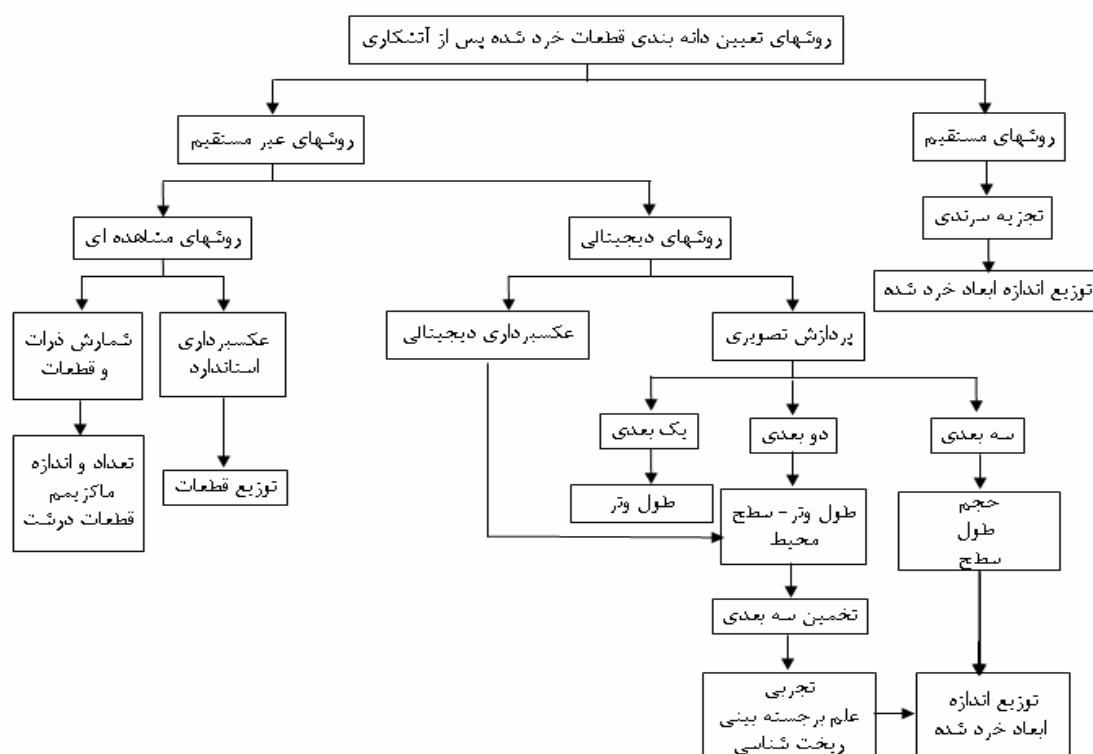
کاربرد مدل سوئدیفو:

برای انواع توده سنگ با شرایط زمین‌شناسی مختلف قابل استفاده می‌باشد (بخش‌شده، ۱۳۷۷).

۳-۳- روش‌های ارزیابی بعد از انفجار

روش‌های تعیین توزیع و متوسط ابعاد قطعات، بر طبق ارتباط بین اندازه‌گیری و آزمایش به دو گروه روش‌های مستقیم و غیرمستقیم تقسیم می‌شوند (شکل ۳-۲). روش‌های مستقیم شامل تجزیه سرندي و روش‌های غیر مستقیم شامل روش‌های دیجیتالی و روش‌های مشاهده‌ای می‌باشند. تجزیه سرندي قطعات خردشده تنها تکنیک مستقیم بوده و در مقایسه با روش‌های دیگر دقیق‌تر و قابل اعتمادتر می‌باشد. در این روش باید هزینه و زمان بسیار زیادی صرف کرد تا منحنی توزیع دانه‌بندی را به دست آورد. این روش به صورت جزئی و در بعضی از انفجارهای آزمایشی با حجم کم قابل کاربرد است. در عملیات معدنکاری معمولاً از روش‌های مختلفی از جمله روش مشاهده‌ای، روش عکس‌برداری، روش فتوگرامتری یا عکاسی با سرعت بالا استفاده می‌شود. به طور کلی ارزیابی خردشدگی حاصل از انفجار عامل مهمی برای قضاوت در مورد کارایی انفجار و ابزاری برای بهینه‌سازی توزیع ابعاد سنگ در صورت لزوم است (Djordevic, 1998).

در ادامه بعضی از روش‌های مهم ارزیابی بعد از انفجار آورده شده است:



شکل ۳-۲- تقسیم‌بندی کلی روش‌های دانه‌بندی قطعات خردشده پس از انفجار (Djordjevic, 1998)

۳-۳-۱- آنالیز به روش سرندهی

رایج‌ترین، قدیمی‌ترین و آسان‌ترین روش‌های اندازه‌گیری میزان خردایش و تعیین ابعاد دانه‌بندی سنگ استفاده از سرندها می‌باشد که در آن از چند سرنده با میزان تفکیک متفاوت استفاده می‌شود. مواد جامد شامل دانه‌هایی با ابعاد مختلف، در حین حرکت بر روی این سطح به دو بخش تقسیم می‌شوند. بخشی از دانه‌ها که دارای ابعاد کوچکتر از چشمه‌های سرنده است از سرنده عبور کرده و بخشی از دانه‌ها که دارای ابعادی بزرگتر از چشمه‌های سرنده هستند، بر روی آن باقی می‌مانند. از آنجایی که از هر توده تنها بخش کوچکی به عنوان نمونه گرفته می‌شود، باید در انتخاب محل مناسب برای گرفتن نمونه دقت زیادی کرد (نعمت‌اللهی، ۱۳۸۴).

طریقه کار نیز بدین صورت است که چندین سرنده با اندازه‌های متفاوت به صورت طبقه‌ای و یا ردیفی در کنار یکدیگر قرار می‌گیرند. سپس مقدار مشخصی از قطعات خرد شده را بر روی سرنده ابتدائی ریخته و میزان بار باقی مانده بر روی این سرنده را اندازه‌گیری کرده و بار عبور کرده به عنوان بار

خروجی در نظر گرفته می‌شود. بدین ترتیب برای هر یک از بخش‌های به دست آمده می‌توان ابعاد متوسطی را در نظر گرفت که اندازه این ابعاد با میانگین دهانه سرندهایی که آن بخش از مواد از دهانه‌های سرند عبور کرده و بر روی سرند باقی مانده، برابر است. بعد از آن خروجی این سرند به عنوان بار ورودی سرند بعدی محسوب شده و به همان طریق، میزان خروجی و درصد آن را مشخص می‌کنند. این کار را بر حسب تعداد سرند مورد نیاز انجام می‌دهند و در آخر از مجموع نتایج به دست آمده، میزان خردایش انجام شده را بررسی می‌کنند.

سرندهائی که در انجام این‌گونه آنالیزها از آن‌ها استفاده می‌شوند با توجه به وسعت کار مورد نظر به دو بخش صنعتی و آزمایشگاهی تقسیم می‌شوند. بخش صنعتی دو بخش صنعتی و نیمه صنعتی را در بر می‌گیرد. از آنجایی که اکثر این نوع فعالیت‌ها با بخش آزمایشگاهی و تحقیقات هر معدن و یا موسسه‌ای مرتبط است، بیشتر از سرندهای آزمایشگاهی و یا در حجم کمی بیشتر، نیمه صنعتی استفاده می‌شود. در بعضی موارد خاص که حجم عملیات بررسی بسیار بالا باشد، از سرندهای نوع صنعتی که دارای ابعاد بزرگتر و با ظرفیت بیشتری نسبت به سرندهای نیمه صنعتی هستند استفاده می‌شود. باید متذکر شد که کاربرد سرندها در صنعت به طور رایج در حد بزرگتر از ۶ میلی‌متر است، هرچند که در موارد استثنائی ممکن است به حدود ۲۵۰ میکرون نیز برسد و در مقیاس آزمایشگاهی به دانه‌هایی بزرگتر از ۴۰ میکرون محدود است (نعمت‌اللهی، ۱۳۸۴؛ Vijayendra, 1995).

البته در اینجا به این نکته نیز می‌توان اشاره کرد که تمامی قطعات خردشده با فرض دانه‌بندی منظم در نظر گرفته می‌شود و تعیین ابعاد دقیق یک دانه نامنظم مقدور نیست زیرا در مورد این‌گونه دانه‌ها واژه‌های طول، عرض، ضخامت یا قطر مفهوم چندانی ندارد زیرا در جهت‌های مختلفی به دست می‌آید. در مورد دانه‌های نامنظم که تمامی قطعات خرد شده را در بر می‌گیرد، روش مناسب، بیان ابعاد آنها با کمیتی واحد است. برای این منظور اصطلاحی که بیشتر مورد استفاده قرار می‌گیرد، قطر معادل است. قطر معادل بیانگر قطر دانه‌ای کروی شکل است که در عملیات مشخصی مشابه دانه مورد نظر رفتار می‌کند.

لازم به ذکر است که ابعاد چشمه‌های سرند را براساس میزان خردایشی که مورد نظر بوده انتخاب می‌کنند تا با توجه به اندازه خردایش موجود و میزان خردایش مورد نظر به اصلاح نحوه انفجار پرداخته شود.

این روش تنها روش دقیق برای ارزیابی کمی خردشدگی است. در پروژه‌های کوچک می‌توان با گرفتن نمونه‌های معرف کوچک از این روش استفاده کرد. ولی در پروژه‌های بزرگ به دلیل هزینه و زمان‌بری بالا، این کار تقریباً غیر عملی است.

۳-۲- روش مشاهده‌ای

این روش یکی از ساده‌ترین و ارزان‌ترین روش‌های برآورد خردشدگی سنگ پس از انفجار می‌باشد. در مواقعی که به علت مشکلات سخت افزاری و نرم‌افزاری، امکان استفاده از روش‌های عکاسی، فتوگرامتری و سایر روش‌های دیگر وجود نداشته باشد، از روش‌های مشاهده‌ای استفاده می‌شود که در این روش شخص ارزیاب، سطح پس از انفجار را به صورت چشمی مورد بررسی قرار داده و برای هر محدوده از ابعاد قطعات یک عدد به صورت درصد بیان می‌کند. این عمل به صورت پی‌درپی در طول عملیات بارگیری و با ظاهر شدن سطح جدید در راستای طول جبهه‌کار به فاصله معین انجام می‌شود و در نهایت پس از اتمام عملیات بارگیری با توجه به طولی که برای هر ارزیابی اختصاص داده شده، خردشدگی کلی به دست می‌آید (ابراهیمی و همکاران، ۱۳۸۴).

این روش نسبت به سایر روش‌ها دارای مزایای زیر است (عطایی و زیاری، ۱۳۸۴):

- با توجه به اینکه شخص متصدی نمای سه بعدی قطعات را می‌بیند خطای همپوشانی قطعات که در روش عکاسی وجود دارد، حذف می‌شود.

- این روش در تمام شرایط آب و هوایی و وجود گرد و غبار قابل استفاده است.

- در این روش کل سطح به صورت کلی ارزیابی می‌شود در حالی که در روش‌های عکاسی فقط سطح کوچکی (حدود یک متر مربع) را باید به عنوان نمونه انتخاب کرد.

با توجه به همه موارد ذکر شده در مورد این روش، کاربرد آن نه چندان با ارزش نیست چرا که پراکندگی دقیقی از اندازه‌ها ارائه نمی‌دهد و همچنین برای استفاده از این روش نیاز به افراد با تجربه می‌باشد. علاوه بر موارد ذکر شده، از آنجایی که هر فرد باید برداشت شخصی خود را از میزان خردشدگی در نظر بگیرد، لذا سلیقه افراد در نتایج مؤثر بوده و این امر نیز یکی دیگر از مشکلات این روش است. در مجموع این روش تنها برای بررسی اولیه نتایج حاصل از انفجار مفید است چرا که متخصصین می‌توانند در مراحل و زمان‌های بعدی مطالعات کامل‌تری بر روی نتایج حاصل از انفجار داشته باشند.

۳-۳-۳- روش آنالیز تصویری

پیشرفت‌های اخیر در تکنولوژی کامپیوترها دریچه جدیدی در تحلیل خردشدگی کپه‌ها به وسیله تصاویر گشوده است. در روش‌های جدید تحلیل تصاویر با به‌کارگیری سخت‌افزارها و نرم‌افزارهای هوشمند، پارامترهای هندسی قطعات سنگی از قبیل مساحت، تعداد، قطر، شکل، اندازه و جهت‌گیری از روی تصاویر دو بعدی محاسبه می‌شود. با این حال، حتی امروزه مشکلات حل نشده متعددی در این روش وجود دارد که می‌توان عدم تشخیص دقیق مرزها و تصحیح خطاهای ناشی از روی هم افتادن قطعات و ... اشاره نمود (Jimino et al, 1995).

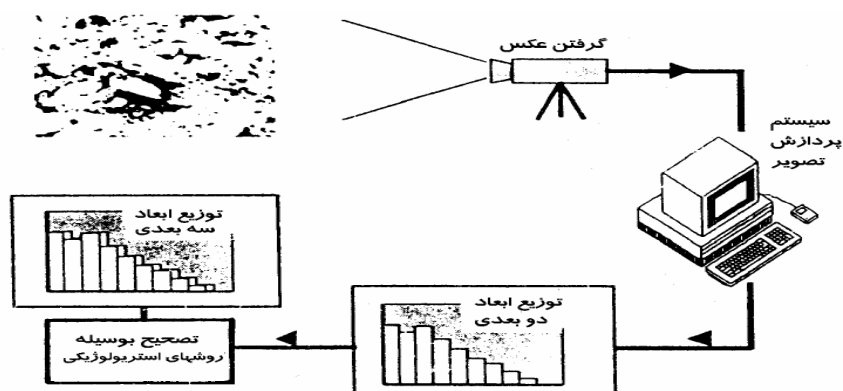
در روش‌های آنالیز تصویری برای تعیین دانه‌بندی، باید سه مرحله زیر انجام شود:

- انتخاب محل نمونه‌گیری

- تصویر برداری

- انجام آنالیز تصویر با دقت زیاد

در شکل ۳-۳ یک تصویر شماتیک از کل مراحل ذکر شده آورده شده است.



شکل ۳-۳- مراحل بررسی خردایش به روش آنالیز تصویری (Jimino et al, 1995)

هر یک از این سه مرحله باید با دقت کافی و بنا بر شرایط خاص منطقه و نتایج مورد نیاز از این آنالیز انجام گیرد:

- مرحله نمونه‌گیری شامل انتخاب محل‌هایی مناسب می‌باشد که در این محل‌ها، نمونه توده خردشده را معرفی می‌کند.

- در مرحله تصویربرداری، باید توجه کرد که عکس‌های گرفته شده از کیفیت خوبی برخوردار باشند.

- در مرحله آنالیز که اصلی‌ترین و مهم‌ترین بخش کار را نیز در بر دارد، در رسم محیط قطعه‌ها در تصویر با شیوه‌های مخصوص آن باید دقت کرد، سپس توزیع ابعادی قطعات مشخص شده در تصویر اندازه‌گیری می‌شود.

البته دو مرحله آخر یعنی تصویربرداری و انجام آنالیز تصویری را نیز می‌توان تفکیک کرده و به چند مرحله جداگانه تقسیم کرد که شامل مراحل زیر می‌باشد (Jimino et al, 1995):

الف- تهیه عکس‌ها

ب- دیجیتایز کردن عکس‌ها و ساختن فایل‌های گرافیکی

ج- پیدا کردن مرزهای قطعات

د- برطرف کردن خطای عکس

ه- تعیین پارامتر یا پارامترهای هندسی که بتوانند بیانگر حجم هر قطعه باشد

حال به توضیح بیشتر در مورد هر یک از این مراحل پرداخته می‌شود:

الف - تهیه عکس‌ها

از محل مناسبی که قبلاً برای عکسبرداری انتخاب شده است، فیلمبرداری و یا چند عکس گرفته می‌شود. علت گرفتن چند عکس از هر نمونه عدم همگن بودن توزیع ابعاد در مقاطع مختلف می‌باشد. برای برطرف کردن خطای عکس‌ها و اندازه ابعاد واقعی از یک و یا چند شی با ابعاد مشخص بر روی قطعه‌های خردشده استفاده می‌شود (شکل ۳-۴).



شکل ۳-۴ - قرار دادن اشیاء به عنوان مقیاس بر روی قطعات خرد شده در زمان عکسبرداری

ب - دیجیتایز کردن عکس‌ها و ساختن فایل‌های گرافیکی

در صورت استفاده از عکس، برای انجام تصمیم‌های لازم و تعیین ابعاد سنگ‌های خردشده باید عکس‌های تهیه شده به فایل‌های گرافیکی تبدیل شوند. البته باید توجه شود که تصویر گرافیکی تهیه شده از کیفیت خوب و مناسبی برخوردار بوده و در ضمن از پسوندی استفاده شود که قابل فهم برای نرم‌افزار مورد استفاده نیز بشود.

ج - پیدا کردن مرزهای قطعه‌ها

برای تعیین مرزهای قطعات ابتدا سعی شود تا از نرم‌افزارهای نظیر Photosyler و امثال آن استفاده شود. اما مشکل عمده این نرم‌افزارها عملیات فیلتر کردن بر حسب شدت رنگ می‌باشد که بدین ترتیب مرزهای قطعه‌هایی که بر روی یکدیگر قرار دارند و دارای شدت رنگ تقریباً یکسانی می‌باشند کاملاً مشخص نبوده و قطعات مزبور به صورت یک قطعه منفرد به حساب خواهند آمد. برای کاهش

خطای ناشی از این امر می‌توان از درجه تحذب قطعات استفاده کرد که از عهده نرم‌افزارهای موجود بر نمی‌آید. برای کاهش خطا در این مرحله می‌توان مرزبندی را توسط دست انجام داد. هرچند که این کار مستلزم صرف زمان زیادی می‌باشد، ولی برای بالا بردن ضریب اطمینان کار لازم می‌باشد (Jimino et al, 1995).

د- برطرف کردن خطای عکس‌ها

معمولاً هنگام تهیه عکس‌ها و پس از آن خطاهائی ایجاد می‌شود که منجر به عدم دقت محاسبات می‌شود. مهم‌ترین این خطاها عبارت است از (Jimino et al, 1995):

- استفاده از فرضیات ساده‌ساز برای تبدیل سطوح به دست آمده از عکس‌های دو بعدی به حجم که به علت نا مشخص بودن بعد سوم قطعه، خطا ایجاد می‌شود.

- خطای ناشی از قدرت تفکیک عکس‌ها: با توجه به ابعاد قطعات، قدرت تفکیک کم سبب عدم تشخیص قطعات کوچکتر از بعد خاصی خواهد شد. برای رفع این مشکل باید از عکس‌های با مقیاس بزرگتر که سطح کمتری را پوشش می‌دهند، استفاده کرد.

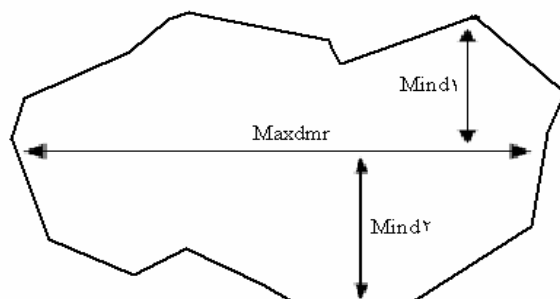
- خطای پرسپکتیو: در این مورد قطعات به اندازه یکسان در فاصله نزدیکتر به نظر می‌رسند. برای برطرف کردن این مشکل می‌توان از بعضی از نرم‌افزارها مانند نرم‌افزار Coreldraw استفاده کرد.

ه- تعیین پارامتر یا پارامترهای هندسی که بتواند بیانگر حجم هر قطعه باشد

برای تخمین درصدهای حجمی یا وزنی قطعات با استفاده از روش عکس‌برداری از فرضیات زیر استفاده می‌شود (دهقان بنادکی، ۱۳۸۰):

- سطح هر قطعه از حاصل ضرب بعد حداقل و حداکثر آن به دست می‌آید. برای پیدا کردن قطرهای ابتدا قطر بزرگ سنگ تعیین شده و سپس با توجه به معادله خط این قطر، مجموع بیشترین فاصله از هر دو طرف آن به عنوان قطر کوچک در نظر گرفته می‌شود.

- ضخامت هر قطعه با قطر کوچک به دست آمده از عکس‌ها برابر می‌باشد و حجم هر قطعه از ضرب ضخامت در سطح آن قطعه به دست می‌آید (شکل ۳-۵).



شکل ۳-۵- قطرهای بزرگ (maxdmr) و کوچک (mindmr=mind1-mind2) هر قطعه که می‌توان از روی آنها سطح و حجم هر قطعه را به دست آورد (دهقان بنادکی، ۱۳۸۰)

- تمام قطعات دارای وزن مخصوص یکسان می‌باشند که در این صورت درصد حجمی قطعات با درصد وزنی آنها برابر خواهد بود.

مزایای روش آنالیز تصویری

سیستم آنالیز تصویری دیجیتال نه تنها در تحقیقات، بلکه در صنعت نیز از رشد روز افزون بر خوردارند. امروز با ظهور کامپیوترهای سریع و کم هزینه، الگوریتم‌ها و تکنیک‌های فرایند تصویری پیشرفته و دوربین‌های ویدئویی حساس به نور، ارزان و سبک، دانه‌بندی مواد بسیار راحت‌تر شده است. مزایای روش آنالیز تصویری عبارتند از (تیموری، ۱۳۸۶):

- استفاده از آن آسان است.
- اندازه‌گیری‌ها در کارهای میدانی^۱ سریع بوده و می‌توان چندین عکس را در مدتی کوتاه تهیه و آنالیز کرد.
- آنالیز تصویری به علت سرعت بالایی که دارد، تولید را مختل نمی‌کند.
- قیمت تجهیزات مربوطه مناسب است.
- عکس‌های تهیه شده، ثبت شده و سابقه مناسبی از انفجارها فراهم می‌آورد.

^۱ - Feild

- از آنجا که روش آنالیز تصویری سریع و کم هزینه است، می‌توان نمونه‌های زیادی را تحلیل کرد و بنابراین خطای نمونه‌گیری کاهش می‌یابد.

- در روش آنالیز سرنندی با افزایش ابعاد و در نتیجه حجم نمونه غیر عملی می‌شود، اما این محدودیت در آنالیز تصویری وجود ندارد.

- آنالیز تصویری روشی غیر مخرب بوده، بنابراین برای اندازه‌گیری سنگ‌ها و کانی‌های ضعیف از قبیل زغال و ژبیس، که در هنگام سرنند کردن خرد می‌شوند، بسیار مناسب است.

معایب روش آنالیز تصویری

در روش تحلیل خردایش به کمک تصاویر مشکلات خاصی وجود دارد. اولاً تصاویر اطلاعاتی از سطح توده را ثبت کرده و آن را تحلیل می‌کنند. چنانچه سطح توده معرفی از کل آن نباشد، نتایج تحلیل شده همراه با خطای زیادی خواهد بود. برای کاهش خطای فوق، علاوه بر عکس‌برداری از سطح توده انفجار، می‌توان در هنگام بارگیری نیز عکس‌هایی تهیه و در نهایت تمامی عکس‌ها با هم تحلیل و آنالیز شوند.

از دیگر معایب روش آنالیز تصویری، استخراج اطلاعات صحیح سه بعدی از تصاویر دو بعدی است. باید فرضیاتی از بعد سوم قطعات نیز در نظر گرفت. به علاوه قطعات سنگ در تصویر همپوشانی داشته و باید ابعاد قطعات را با توجه به این موضوع نیز تصحیح کرد.

همچنین در این روش لازم است محیط قطعات را در تصاویر مشخص کرد. مشکلاتی از قبیل روشنایی یکنواخت، وجود سایه، شلوغی¹ تصویر و محدوده ابعاد قطعات، ترسیم محیط قطعات را با روش‌های استاندارد تشخیص محیط غیر ممکن می‌سازد. در نرم افزار Gold Size تعیین محیط قطعات به صورت دستی انجام می‌گیرد. هرچند این کار نیازمند وقت و حوصله فراوانی است، اما امکان استفاده از عکس‌ها با کیفیت پایین نیز وجود دارد.

¹ - Noise

مشکل دیگر لزوم استفاده از مقیاس‌های مختلف جهت بررسی کامل بخش‌های ریز و درشت توده، برای به دست آوردن منحنی توزیع ابعادی نهایی است. امروزه با پیشرفت نرم‌افزارهای آنالیز تصویری این خطاها تا حدود زیادی قابل تصحیح می‌باشد (تیموری، ۱۳۸۶).

۳-۳-۴- روش‌های عکاسی

این روش به شیوه‌های مختلفی انجام شده و تحلیل‌های مختلفی نیز به آن شده است که می‌توان به گزارش‌های نورن^۱ و پورتر^۲ در سال ۱۹۷۴ و رید^۳ در ۱۹۷۶ اشاره کرد. روش کار نورن و پورتر به این صورت بود که یک شبکه را بر روی عکس گرفته شده از کپه انداخته و به طور تصادفی از ۱۵ درصد این شبکه نمونه‌برداری کرده و تعداد و اندازه قطعات حاصله را اندازه می‌گیرند. به عنوان نمونه بررسی پنج انفجار تحت شرایط یکسان نشان داد که مقدار انحراف از میانگین اندازه قطعات کمابیش برابر با ۹/۶ درصد است. مهمترین اشتباه این کار معرف بودن نمونه‌های سطحی از کل توده است. رید برای رفع این خطا از یک‌سری عکس که در مراحل مختلف بارگیری گرفته شده بود، استفاده کرد. وی خط‌کشی‌هایی را که در هنگام عکس‌برداری در میدان دید قرار داد، تا بتواند عکس‌ها را با هم مقایسه کند (شکل ۳-۶). این سیستم یکی از مفیدترین روش‌های ارزیابی است که در آن می‌توان نتایج دوره‌های مختلف انفجار را به صورت گرافیکی ثبت و ذخیره نمود (دهقان بنادکی، ۱۳۸۰).

معایب این سیستم عبارتند از:

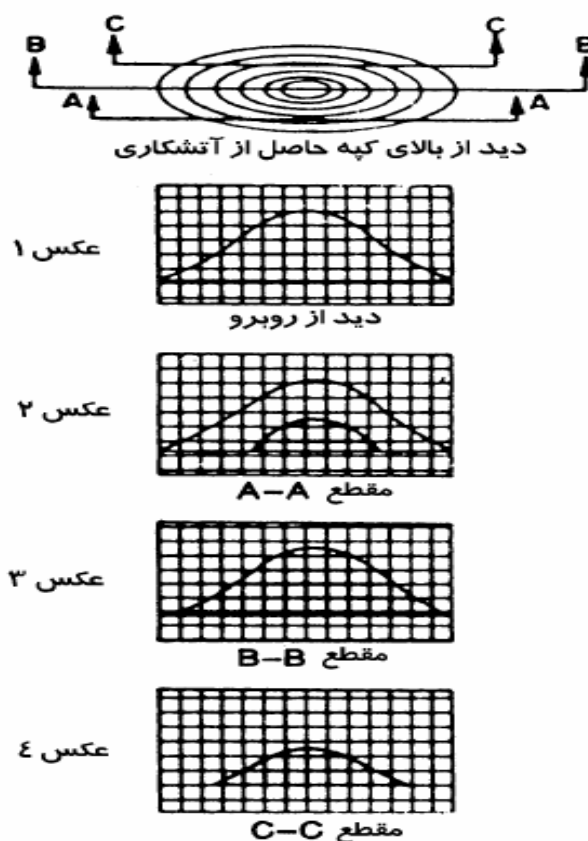
- نیاز به زمان برای آماده سازی و مطالعه

- اندازه‌گیری قطعات ریز در این روش دشوار است.

¹ - Noren

2- Porter

3- Reid



شکل ۳-۶- روش شبکه در ارزیابی خردشدگی در آزمایشگاه و محیط صحرایی (Jimino et al, 1995)

۳-۳-۵- روش فتوگرامتری

روش‌های فتوگرامتری دقت بیشتری نسبت به عکس‌های سنتی دارند. به علت گران بودن تجهیزات و لوازم این روش، تنها در تکمیل کاربردهای مهمی چون کنترل توپوگرافی حفاری‌ها، کپه‌ها و مطالعات زمین شناسی از آن استفاده می‌شود.

مزیت روش فتوگرامتری در این است که امکان مطالعه سه بعدی کپه‌ها را فراهم می‌سازد و با آن می‌توان اندازه هر قطعه خرد شده، حجم و تورم کپه را محاسبه کرد. گذشته از هزینه‌های بالای تجهیزات، نیاز به افراد متخصص برای استفاده از وسایل و تحلیل نتایج آنها نیز از معایب این روش به شمار می‌آید (Jimino et al, 1995).

۳-۳-۶- عکاسی با سرعت بالا

استفاده از عکاسی با سرعت بالا برای ارزیابی، طراحی و بالاتر از همه در کنترل انفجار به طور گسترده‌ای توسط بلیر^۱ (۱۹۶۰)، چونگ^۲ (۱۹۷۵)، وینزر^۳ (۱۹۷۹) چاپیتا^۴ (۱۹۸۰ تا ۱۹۸۳) و بایر^۵ (۱۹۸۲) بحث شده است. تنها در چند سال گذشته بوده است که این روش به عنوان تکنیکی برای ارزیابی خردشدگی در نظر گرفته شده است (Jimino et al, 1995).

مهمترین مشکل در این روش این است که گازها و گرد و خاک تولید شده مشاهده نحوه شکل‌گیری شکاف‌ها و جابجائی کپه را دشوار می‌سازد. اطلاعات به دست آمده از روش عکاسی با سرعت بالا را می‌توان به شکل زیر دسته بندی کرد (Jimino et al, 1995):

اطلاعات کیفی:

- حرکت اولیه سنگ‌ها

- محصور کنندگی گل‌گذاری

- مسیر حرکت کپه

اطلاعات کمی:

- لحظه پرتاب لوازم انفجار

- زمان و راندمان محصور شدگی گازها

- شتاب، جهت حرکت و سرعت قطعات خردشده

- سرعت پرتاب گل‌گذاری

- تصویر و جابجائی کپه

¹- Blair

4- Chiapetta

2- Chung

5- Bauer

3- Winzer

۳-۴- نتیجه‌گیری

ارزیابی میزان خردشدگی به دو مرحله ارزیابی قبل از انفجار و ارزیابی بعد از انفجار تقسیم می‌شود. ارزیابی و مطالعه بر روی اندازه قطعات به دست آمده از هر انفجار می‌تواند به کاهش هزینه‌ها و افزایش راندمان کمک قابل توجهی نماید. در فصل بعد به منظور بررسی میزان خردشدگی برای طراحی الگوی انفجار مناسب در معدن سنگ آهک کارخانه سیمان بجنورد به مشخصات الگوی انفجار، مشخصات ژئومکانیکی معدن و نتایج حاصل از انفجارهای انجام شده در این معدن پرداخته می‌شود.

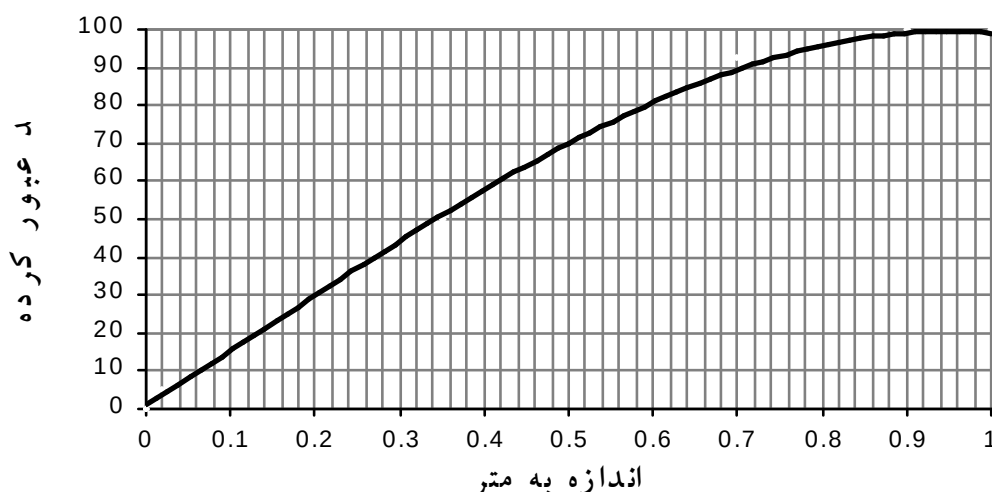
فصل چهارم

بررسی انفجارهای انجام شده در

معدن سنگ آهک

۴-۱- مقدمه

به منظور طراحی الگوی انفجار مناسب برای تأمین خوراک سنگ شکن معدن آهک کارخانه سیمان بجنورد، پنج نوبت انفجار در پنج توده سنگ مختلف از نظر ژئومکانیکی در نقاط مختلف معدن مورد مطالعه جامع قرار گرفت. بعد از هر انفجار نتایج حاصل از انفجار مورد ارزیابی قرار گرفت. نظر به اینکه خوراک سنگ شکن باید در یک محدوده دانه بندی خاص قرار گیرد (شکل ۴-۱)، لازم است که با توجه به نوع سنگ، الگوی انفجار طوری طراحی شود که مصالح تولیدی در انفجارهای آتی در این محدوده مشخص قرار گیرد. همانطور که در شکل ۴-۱ نشان داده شده است، اندازه های d_{20} ، d_{50} و d_{80} در منحنی توزیع دانه بندی مورد نیاز برای خوراک سنگ شکن کارخانه سیمان بجنورد به ترتیب ۱۴، ۳۵ و ۶۰ سانتیمتر می باشد.



شکل ۴-۱- محدوده دانه بندی مورد نیاز برای خوراک سنگ شکن معدن آهک

۴-۲- انفجارهای انجام شده

۴-۲-۱- انفجار اول

الگوی انفجار اول شامل بارسنگ ۱/۹ متر، فاصله ردیفی چال‌ها ۱/۹ متر، حفر چال‌هایی با طول ۹/۴ متر، قطر ۷۶ میلی‌متر می‌باشد. در این الگو شیب چال‌ها قائم و ارتفاع پله مورد انفجار ۹ متر می‌باشد. دیگر پارامترها الگوی انفجار اول در جدول ۴-۱ آورده شده است.

تعداد ۶۷ عدد چال در این مرحله منفجر شد. برای حفر این چال‌ها ۶۳۰ متر حفاری انجام گردید. مدار انفجار به صورت متوالی بسته شد و چاشنی‌های الکتریکی تأخیری میلی ثانیه‌ای مورد استفاده قرار گرفت. خرج اصلی مورد استفاده در انفجار آنفو می‌باشد و از دینامیت به عنوان پرایمر استفاده شد. در انفجار اول ۲۰۹۲ کیلوگرم آنفو، ۶۷ کیلوگرم دینامیت و ۱۳۴ چاشنی الکتریکی بکار رفته است. در هر چال ۹ متری از دو عدد چاشنی استفاده گردید.

جدول ۴-۱- پارامترهای الگوی انفجار اول

الگوی اول	پارامترهای انفجار (برای هر چال)	
۷۶	قطر چال (میلی متر)	مشخصات الگوی حفاری
۹	ارتفاع پله K (متر)	
۹/۴	طول چال H (متر)	
۱/۹	بار سنگ B (متر)	
۱/۹	فاصله ردیفی چال‌ها S (متر)	
۱/۳	طول گل‌گذاری (متر)	
۳۲/۵	حجم سنگ برای هر چال (متر مکعب)	
۰/۲۹	حفاری ویژه (متر بر متر مکعب)	
لوزی	شکل الگوی انفجار	
۱	پرایمر - دینامیت (کیلوگرم)	مشخصات ماده منفجره
۳۱/۲۲	خرج میانی چال - آنفو (کیلوگرم)	
۸/۱	طول خرج میانی چال (متر)	
۳۲/۲۲	کل خرج موجود در چال (کیلوگرم)	
۲	تعداد چاشنی الکتریکی مصرفی در هر چال (عدد)	
۰/۳۶۷	خرج ویژه (کیلوگرم بر تن)	
۱۰ میلی ثانیه	میزان تأخیر	

۴-۲-۲- انفجار دوم

بارسنگ و فاصله ردیفی چال‌ها در انفجار دوم به ترتیب ۲ و ۲ متر می‌باشد. متراژ کل حفاری ۱۳۶۳ متر با قطر ۷۶ میلی‌متر است. مدار همانند انفجار قبلی به صورت متوالی بسته شد. ۴۴۱۵ کیلوگرم آنفو، ۱۴۵ کیلوگرم دینامیت و ۲۹۰ چاشنی الکتریکی در ۱۴۵ عدد چال که حفاری شده، مصرف گردید. در جدول ۴-۲ پارامترهای الگوی انفجار دوم آورده شده است.

جدول ۴-۲- پارامترهای الگوی انفجار دوم

الگوی دوم	پارامترهای انفجار (برای هر چال)	
۷۶	قطر چال (میلی متر)	مشخصات الگوی حفاری
۹	ارتفاع پله K (متر)	
۹/۴	طول چال H (متر)	
۲	بار سنگ B (متر)	
۲	فاصله ردیفی چال‌ها S (متر)	
۱/۵	طول گل‌گذاری (متر)	
۳۶	حجم سنگ برای هر چال (متر مکعب)	
۰/۲۶	حفاری ویژه (متر بر متر مکعب)	
لوزی	شکل الگوی انفجار	
۱	پرایمر- دینامیت (کیلوگرم)	مشخصات ماده منفجره
۳۰/۴۵	خرج میانی چال- آنفو (کیلوگرم)	
۷/۹	طول خرج میانی چال (متر)	
۳۱/۴۵	کل خرج موجود در چال (کیلوگرم)	
۰/۳۲۴	خرج ویژه (کیلو گرم بر تن)	
۲	تعداد چاشنی الکتریکی مصرفی در هر چال (عدد)	
۱۰ میلی ثانیه	میزان تأخیر	

۴-۲-۳- انفجار سوم

پارامترهای الگوی انفجار دوم نظیر بارسنگ، فاصله ردیفی چال‌ها، عمق چال و الگوی خرج‌گذاری شبیه الگوی انفجار دوم می‌باشد که در جدول ۴-۳ نشان داده شده است. ۹۰ چال در یک شبکه ۹×۱۰ حفر شد. برای حفر این چال‌ها ۸۴۶ متر حفاری انجام گردید. چال‌ها به صورت سری به هم متصل شدند. مقدار مواد منفجره مصرفی در انفجار دوم ۲۷۴۱ کیلوگرم آنفو، ۹۰ کیلوگرم دینامیت و ۱۸۰ چاشنی است.

جدول ۴-۳- پارامترهای الگوی انفجار سوم

الگوی سوم	پارامترهای انفجار (برای هر چال)	
۷۶	قطر چال (میلی متر)	مشخصات الگوی حفاری
۹	ارتفاع پله K (متر)	
۹/۴	طول چال H (متر)	
۲	بار سنگ B (متر)	
۲	فاصله ردیفی چال ها S (متر)	
۱/۵	طول گل گذاری (متر)	
۳۶	حجم سنگ برای هر چال (متر مکعب)	
۰/۲۶	حفاری ویژه (متر بر متر مکعب)	
لوزی	شکل الگوی انفجار	مشخصات ماده منفجره
۱	پرایمر- دینامیت (کیلو گرم)	
۳۰/۴۵	خرج میانی چال- آنفو (کیلو گرم)	
۷/۹	طول خرج میانی چال (متر)	
۳۱/۴۵	کل خرج موجود در چال (کیلو گرم)	
۰/۳۲۴	خرج ویژه (کیلو گرم بر متر مکعب)	
۲	تعداد چاشنی الکتریکی مصرفی در هر چال (عدد)	
۱۰ میلی ثانیه	میزان تأخیر	

۴-۲-۴- انفجار چهارم

انفجار چهارم نسبت به سایر انفجارهای انجام شده بارسنگ و فاصله ردیفی کوچکتری دارد. خرج ویژه در این انفجار بیشترین مقدار نسبت به دیگر انفجارها است. این انفجار با ۱۲۵ عدد چال انجام شد. پارامترهای مختلف در الگوی انفجار انجام شده در جدول ۴-۴ نشان داده شده است. مقدار مواد ناریه مصرفی در این انفجار به صورت زیر است:

- دینامیت ۱۲۵ کیلوگرم

- آنفو ۳۶۶۱ کیلوگرم

- چاشنی الکتریکی ۲۵۰ عدد

۴-۲-۵- انفجار پنجم

بارسنگ و فاصله بین چال ها در این انفجار با انفجار اول یکسان است اما طول گل گذاری از ۱/۳ متر به ۱/۹ رسید. خرج ویژه نسبت به انفجار اول کمتر است. دیگر پارامترهای الگوی انفجار در جدول ۴-۵

آورده شده است. در این انفجار ۱۲۲ عدد چال حفاری شد. مقدار ۳۵۲۷ کیلوگرم آنفو و ۲۴۴ چاشنی استفاده شده است.

جدول ۴-۴- پارامترهای الگوی انفجار چهارم

الگوی چهارم	پارامترهای انفجار (برای هر چال)	
۷۶	قطر چال (میلی متر)	مشخصات الگوی حفاری
۹	ارتفاع پله K (متر)	
۹/۴	طول چال H (متر)	
۱/۸	بار سنگ B (متر)	
۱/۸	فاصله ردیفی چال ها S (متر)	
۱/۸	طول گل گذاری (متر)	
۲۹/۱۶	حجم سنگ برای هر چال (متر مکعب)	
۰/۳۲	حفاری ویژه (متر بر متر مکعب)	
لوزی	شکل الگوی انفجار	
۱	پرایمر- دینامیت (کیلو گرم)	مشخصات ماده منفجره
۲۹/۲۹	خرج میانی چال- آنفو (کیلوگرم)	
۷/۶	طول خرج میانی چال (متر)	
۳۰/۲۹	کل خرج موجود در چال (کیلوگرم)	
۰/۳۸۵	خرج ویژه (کیلوگرم بر متر مکعب)	
۲	تعداد چاشنی الکتریکی مصرفی در هر چال (عدد)	
۱۰ میلی ثانیه	میزان تأخیر	

جدول ۴-۵- پارامترهای الگوی انفجار پنجم

الگوی پنجم	پارامترهای انفجار (برای هر چال)	
۷۶	قطر چال (میلی متر)	مشخصات الگوی حفاری
۹	ارتفاع پله K (متر)	
۹/۴	طول چال H (متر)	
۱/۹	بار سنگ B (متر)	
۱/۹	فاصله ردیفی چال ها S (متر)	
۱/۹	طول گل گذاری (متر)	
۳۲/۵	حجم سنگ برای هر چال (متر مکعب)	
۰/۲۹	حفاری ویژه (متر بر متر مکعب)	
لوزی	شکل الگوی انفجار	
۱	پرایمر- دینامیت (کیلوگرم)	مشخصات ماده منفجره
۲۸/۹۱	خرج میانی چال- آنفو (کیلوگرم)	
۷/۵	طول خرج میانی چال (متر)	
۲۹/۹۱	کل خرج موجود در چال (کیلوگرم)	
۰/۳۴۱	خرج ویژه (کیلو گرم بر متر مکعب)	
۲	تعداد چاشنی الکتریکی مصرفی در هر چال (عدد)	
۱۰ میلی ثانیه	میزان تأخیر	

۴-۳- انجام مطالعات ژئومکانیکی

با توجه به روش شاخص قابلیت انفجار (BI) برای برآورد بارسنگ و خرج ویژه که در فصل سوم ارائه شد، نیاز به مطالعات صحرایی دارد. لذا یکی از فازهای اصلی و بسیار زمان‌بر این تحقیق شامل مطالعات صحرایی و تعیین پارامترهای مورد استفاده در روش BI بوده است. چنانچه ذکر شد پارامترهای مورد استفاده در این روش‌ها شامل مشخصات توده سنگ (سیستم درزه‌ها) و نیز مشخصات ماده سنگ می‌باشد. لذا انجام مطالعات بر روی توده سنگ‌های معدن آهک کارخانه سیمان بجنورد نیز شامل دو فاز اصلی مطالعات صحرایی و سرزمین و مطالعات آزمایشگاهی بوده است. در ادامه هر یک از این مراحل شرح داده می‌شوند.

۴-۳-۱- مطالعات صحرایی برای تعیین مشخصات درزه‌داری توده سنگ‌ها

با توجه به مشخصات توده سنگ مورد استفاده در روش BI (که در فصل سوم شرح داده شد)، سه مشخصه اصلی سیستم درزه‌ها شامل فاصله‌داری، جهت یافتگی و نیز شرایط پرکننده درزه‌ها هدف مطالعات صحرایی قرار گرفت. در این تحقیق به منظور طراحی الگوی انفجار معدن آهک کارخانه سیمان بجنورد با استفاده از مشخصات توده سنگ برجا، پنج نوبت انفجار در پنج توده سنگ مختلف از نظر ژئومکانیکی در نقاط مختلف معدن مورد مطالعه جامع قرار گرفت. توده سنگ‌های موجود در پنج محل انفجار مورد مطالعه، از نظر پارامترهای به کار رفته در اندیس قابلیت انفجار BI تحت بررسی و برداشت زمین‌شناسی و مکانیک سنگی قرار گرفتند. برای ثبت اطلاعات سرزمین، به منظور سهولت ارزیابی و ترتیب‌بخشی و طبقه‌بندی اطلاعات فرم‌های خاصی طراحی و مورد استفاده قرار گرفتند. فرم برداشت مشخصات هر یک از پنج برداشت انجام شده در جدول‌های ۴-۶ تا ۴-۱۰ آورده شده است.

جدول ۴-۶- برداشت صحرایی از انفجار ۱

گزارش برداشت پارامترهای ژئومکانیکی مؤثر در طراحی انفجار		
شماره برداشت: ۱		نوع سنگ: آهک
پارامترهای مربوط به اندیس قابلیت انفجار (BI)		
نام پارامتر	توضیحات	امتیاز
شرح توده سنگ (RMD)	بلوکی تا حدودی یکپارچه	۳۵/۵
فاصله‌داری درزه‌ها (JPS)	۱-۰/۵ بیشتر ۰/۱-۰/۷	۲۰
جهت‌یافتگی درزه‌ها (JPO)	درزه‌ها به درون سینه کار+ شیب درزه‌ها به درون	۳۹
وزن مخصوص (G)	۲/۷	---
تأثیر وزن مخصوص (SGI)	SGI= 25G-50	۱۷/۵
سختی (H)		۴
اندیس قابلیت انفجار (BI)	$BI=0.5*(RMD+ JPS+ JPO+G+ SGI+H)$	۵۸

جدول ۴-۷- برداشت صحرایی از انفجار ۲

گزارش برداشت پارامترهای ژئومکانیکی مؤثر در طراحی انفجار		
شماره برداشت: ۳		نوع سنگ: آهک
پارامترهای مربوط به اندیس قابلیت انفجار (BI)		
نام پارامتر	توضیحات	امتیاز
شرح توده سنگ (RMD)	بلوکی تا حدودی سمت یکپارچه	۳۵
فاصله‌داری درزه‌ها (JPS)	۱-۰/۲ ۰/۱-۰/۵	۱۹
جهت‌یافتگی درزه‌ها (JPO)	مایل به داخل جبهه کار	۳۵
وزن مخصوص	۲/۷	---
تأثیر وزن مخصوص (SGI)	SGI= 25G-50	۱۷/۵
سختی (H)		۴
اندیس قابلیت انفجار (BI)	$BI=0.5*(RMD+ JPS+ JPO+G+ SGI+H)$	۵۵/۲۵

جدول ۴-۸- برداشت صحرایی از انفجار ۳

گزارش برداشت پارامترهای ژئومکانیکی مؤثر در طراحی انفجار		
شماره برداشت: ۲		نوع سنگ: آهک
پارامترهای مربوط به اندیس قابلیت انفجار (BI)		
نام پارامتر	توضیحات	امتیاز
شرح توده سنگ (RMD)	بلوکی تا حدودی یکپارچه	۳۱/۵
فاصله‌داری درزه‌ها (JPS)	۰/۳-۰/۹ بیشتر ۰/۲-۰/۸	۱۷
جهت‌یافتگی درزه‌ها (JPO)	شیب به طرف داخل سینه کار	۳۵
وزن مخصوص	۲/۷	---
تأثیر وزن مخصوص (SGI)	SGI= 25G-50	۱۷/۵
سختی (H)		۴
اندیس قابلیت انفجار (BI)	$BI=0.5*(RMD+ JPS+ JPO+G+ SGI+H)$	۵۲/۵

جدول ۴-۹- برداشت صحرایی از انفجار ۴

گزارش برداشت پارامترهای ژئومکانیکی مؤثر در طراحی انفجار		
شماره برداشت: ۴		نوع سنگ: آهک
پارامترهای مربوط به اندیس قابلیت انفجار (BI)		
نام پارامتر	توضیحات	امتیاز
شرح توده سنگ (RMD)	بلوکی میل زیادی به یکپارچگی	۳۷/۷۵
فاصله‌داری درزه‌ها (JPS)	۰/۴-۱/۵ ۰/۴-۱/۴	۲۲
جهت یافتگی درزه‌ها (JPO)	شیب به طرف داخل جبهه کار	۳۹
وزن مخصوص	۲/۷	---
تأثیر وزن مخصوص (SGI)	SGI= 25G-50	۱۷/۵
سختی (H)		۴
اندیس قابلیت انفجار (BI)	$BI=0.5*(RMD+ JPS+ JPO+G+ SGI+H)$	
		۶۰/۱۲۵

جدول ۴-۱۰- برداشت صحرایی از انفجار ۵

گزارش برداشت پارامترهای ژئومکانیکی مؤثر در طراحی انفجار		
شماره برداشت: ۵		نوع سنگ: آهک
پارامترهای مربوط به اندیس قابلیت انفجار (BI)		
نام پارامتر	توضیحات	امتیاز
شرح توده سنگ (RMD)	بلوکی	۳۰/۷۵
فاصله‌داری درزه‌ها (JPS)	۰/۲-۰/۸ ۰/۱-۰/۸	۱۹
جهت یافتگی درزه‌ها (JPO)	شیب به طرف داخل جبهه کار	۴۰
وزن مخصوص	۲/۷	---
تأثیر وزن مخصوص (SGI)	SGI= 25G-50	۱۷/۵
سختی (H)		۴
اندیس قابلیت انفجار (BI)	$BI=0.5*(RMD+ JPS+ JPO+G+ SGI+H)$	
		۵۵/۶۲۵

۴-۳-۲- مطالعات آزمایشگاهی

مرحله دوم در مطالعات انجام شده در معدن تعیین دسته دوم پارامترهای مؤثر در طراحی الگوی انفجار شامل مشخصات ماده سنگ می‌باشد. برای این منظور با آزمایش نمونه‌های کوچک آزمایشگاهی می‌توان خواص مکانیکی سنگ‌ها را محاسبه کرد. اگر نمونه آزمایشگاهی، با دقت و از محلی تهیه شود که نمایانگر خواص آن سنگ در آن منطقه باشد، می‌توان به عنوان نمونه مصرفی برای طراحی استفاده کرد. در نمونه‌گیری باید کوشش شود که نمونه تهیه شده تا حد امکان تخریب نشده باشد و از هرگونه تأثیر ضربه و عوارض دیگر مصون مانده باشد، در این صورت نمونه سالم نامیده می‌شود.

برای تعیین مشخصات ماده سنگ به دلیل اینکه سنگ در کل منطقه یک نوع بیشتر نبود، یک نمونه دستی برای تعیین مقاومت فشاری تک محوری به آزمایشگاه آورده شد. تعداد پنج مغزه مورد آزمایش مقاومت فشاری تک محوری در دستگاه اندازه گیری مقاومت فشاری تک محوری با نرخ بارگذاری ۰/۸ مگاپاسکال قرار گرفت و میانگین آن‌ها در محاسبات منظور شد (جدول ۴-۱۱).

جدول ۴-۱۱- آزمایش مقاومت فشاری

شماره آزمایش	طول نمونه (mm)	بار در لحظه شکست (KN)	USC (MPa)
۱	۱۵۱	۱۷۵	۷۶/۴۵
۲	۱۳۵	۱۶۵	۷۲/۰۸
۳	۱۳۰	۱۴۵	۶۳/۳۴
۴	۱۲۷	۱۵۰	۶۵/۵۳
۵	۱۲۲	۲۵۰	۱۰۹/۲۱۸
میانگین	-	۱۷۷	۷۷/۷۷

در این روش مغزه بین دو صفحه فولادی تحت فشار استاتیکی قرار می‌گیرد تا نمونه شکسته شود. اگر مقدار نیرویی که موجب شکسته شدن شود P باشد، آنگاه مقاومت فشاری تک محوره از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$\sigma_c = \frac{P}{A} \quad (۴-۱)$$

که:

σ_c : مقاومت فشاری تک محوره به مگاپاسکال

P : بار در لحظه شکست به کیلو نیوتن

A : مساحت سطح مقطع مغزه به متر مربع

در ادامه فصل نتایج کلی برداشت‌ها تجزیه و تحلیل شده و شرح داده خواهند شد.

۴-۵- آنالیز تصویری انفجارها توسط نرم افزار Gold Size

مهمترین روش عمومی و ساده برای تعیین مقدار توزیع اندازه خردایش تکنیک‌های تحلیل‌گر عکس برداری دیجیتالی می‌باشد. این روش ارزان و کم هزینه می‌باشد و زمان بر هم نیست و همچنین مانع استخراج در محل هم نمی‌باشد. به خاطر دلایلی که ذکر شد مهندسين انفجار از این روش بیشتر استفاده کرده و آن را ترجیح می‌دهند. این روش دومین روش قابل اعتماد بعد از آنالیز سرندي می‌باشد.

بعد از هر انفجار عکس‌هایی دیجیتالی از هر توده انفجاری گرفته شد. عکس گرفته شده به وسیله نرم افزار Gold Size بررسی شده و توزیع اندازه توده انفجاری به دست آمده از هر انفجار اندازه گرفته شد. مراحل کار به صورت زیر می‌باشند:

۴-۵-۱- تهیه عکس‌ها

روش‌های زیادی در منطقه برای به دست آوردن عکس و مقیاس‌بندی عکس‌ها وجود دارد. هنگامی که عکس‌هایی از توده انفجاری گرفته می‌شود بایستی به طور عمود بر سطح توده باشد. راه‌های زیادی از مقیاس‌بندی عکس‌های گرفته شده از توده انفجاری وجود دارد. ساده‌ترین راه، موقعیت دو مورد از اندازه مشخص و معلوم در عکس است. مقیاس‌بندی عکس‌های گرفته شده عبارتند از: ۱- مقیاس بزرگ (۶×۶ متر) ۲- مقیاس متوسط (۳×۳ متر) ۳- مقیاس کم (۵/۵×۵/۵ متر). در هر مقیاس باید تعداد عکس‌ها مساوی در نظر گرفته شود. تعداد کلی عکس‌های به دست آمده از هر منطقه انفجار بین ۸ تا ۲۰ است که به اندازه انفجار بستگی دارد (Kemeny et al, 1999; Franklin et al, 1996). شکل‌های ۴-۲ و ۴-۳ به ترتیب عکس‌های حاصله از مقیاس بزرگ و متوسط را نشان می‌دهد. در مرحله نمونه‌گیری شامل انتخاب محل‌هایی مناسب می‌باشد که در این محل‌ها، نمونه توده خردشده را معرفی می‌کند.



شکل ۴-۲- عکس گرفته شده در مقیاس بزرگ



شکل ۴-۳- عکس گرفته شده در مقیاس متوسط

۴-۵-۲- تصاویر دیجیتال

به دلیل اینکه نرم افزار Gold Size قادر به پذیرش هر عکسی برای تجزیه و تحلیل نیست، هر عکس گرفته شده را باید به فرمت بیت‌مپ^۱ تبدیل کرد. این تبدیل را با نرم افزارهای تهیه و تحلیل تصویر انجام می‌دهند. بهتر است همه تصاویر را قبل از تحلیل داخل شاخه قرار داد. در Gold Size هر عکس، یک نمونه حساب می‌شود و یک پروژه حاوی تمام نمونه‌های لازم برای آنالیز می‌باشد. هرچند

^۱ - BMP File

در Gold Size این امکان وجود دارد که آنالیز را بر روی تصاویر متعدد از زیر شاخه‌های جداگانه انجام داد، توصیه می‌شود تمام تصاویر مربوط به یک پروژه در داخل یک شاخه مجزا قرار گیرند.

۴-۵-۳- مقیاس‌گذاری

دومین قدم در یافتن توزیع ابعادی قطعات، مقیاس‌گذاری هر عکس است. در هر عکس حداقل یک شیء با ابعاد مشخص مرزیابی شده و ماکزیمم اندازه آن وارد شود (شکل ۴-۴). چنانچه تصویر دارای مقیاس‌های مختلفی باشد (ممکن است پایین یا جلوی تصویر به دوربین نزدیکتر باشد تا بالا یا پشت آن)، مقیاس دیگری نیز در تصویر مشخص و اندازه آن وارد می‌گردد. عملیات مرزیابی قطعات و تعیین مقیاس یک فایل دیگر به نام فایل دیجیتایز برای هر تصویر ایجاد می‌شود.



شکل ۴-۴- قرار دادن اشیاء بعنوان مقیاس بر روی قطعات خرد شده در زمان عکس‌برداری

۴-۵-۴- مرزیابی

سومین قدم، رسم مرز ذرات قابل مشاهده در تصویر است. هر تصویر به نوبت انتخاب و تمام ذرات با موس مرزیابی می‌شوند. پس از مرزیابی قطعات در تصویر اولیه (BMP)، یک فایل جدید دیجیتایز با همان نام و با پسوند DIG ذخیره می‌گردد. مختصات ذره، بدون مقیاس ذخیره شده تا در صورت اصلاح مقیاس، نیاز به مرزیابی مجدد قطعات نباشد (شکل ۴-۵).



شکل ۴-۵- مرزبایی قطعات سنگی در نرم افزار Gold Size

فایل‌های دیجیتایز حاوی پلیگون‌های قطعات و اطلاعات مقیاس نمونه هستند. از اطلاعات مقیاسی در حین فرایند توزیع اندازه، جهت تبدیل مختصات تصویری به مختصات واقعی استفاده می‌شود. مختصات تصویری در گوشه چپ بالای تصویر در نقطه (۰،۰) آغاز و در گوشه راست پایین تصویر در نقطه (۱،۱) پایان می‌یابد.

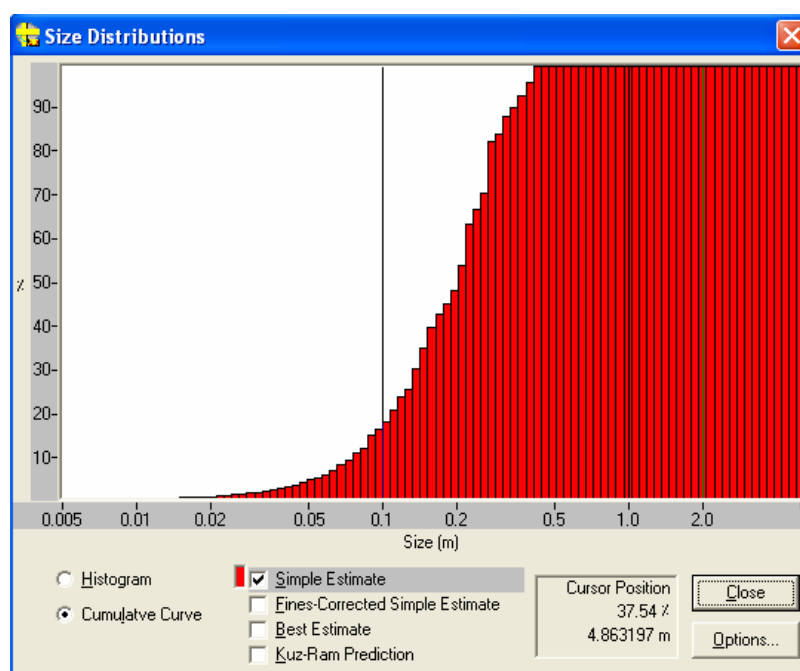
۴-۵-۵- تحلیل دانه‌بندی

مجموعه فایل‌های دیجیتایز که فایل خانواده نامیده می‌شود، در یک مرحله ترکیب شده و بسته به انتخاب کاربر، چهار و یا شش توزیع ابعادی ارائه می‌کند:

- توزیع ابعادی فوری
- توزیع ابعادی تجمعی
- توزیع ابعادی فوری با تصحیح ذرات ریز
- توزیع ابعادی تجمعی با تصحیح ذرات ریز
- توزیع ابعادی فوری Fit شده با مدل
- توزیع ابعادی تجمعی Fit شده با مدل

۴-۵-۶- تخمین توزیع ابعادی

در محاسبه ابعادی ساده هر ذره با توجه به عرض اندازه‌گیری شده خود در دسته^{۲۱} مربوط به خود قرار می‌گیرد. روش تخمین بهینه با استفاده از برازش نمودن یک مدل، توزیع رزین-راملری را که به بهترین وجه اندازه ذرات در تصویر را تعیین می‌کند، صورت می‌گیرد. در نهایت توزیع ابعادی به صورت گرافیکی نمایش داده می‌شود (شکل ۴-۶).



شکل ۴-۶- نمایش توزیع ابعادی ذرات در نرم‌افزار Gold Size

در تخمین ساده ابتدا توزیع روی صفر تنظیم و سپس مقیاس هر تصویر انتخاب شده، تعیین و اندازه آن اندازه‌گیری می‌شود. در مرحله آخر، این نتیجه به توزیع ابعادی کلی اضافه می‌شود. پس از آن که همه ابعاد حساب شد، گراف نتایج به دست می‌آید. در هنگام ذخیره پروژه، نتایج حاصله نیز در یک فایل دانه‌بندی در شاخه پروژه ذخیره می‌شوند. در واقع با ذخیره پروژه هم فایل‌های خانواده و هم فایل‌های دانه‌بندی به طور اتوماتیک ذخیره می‌شوند.

روش تخمین بهینه ابتدا یک تخمین ساده روی داده‌ها انجام داده و سپس اندازه مشخصه^۲ و اندیس

¹ - Bin

² - Characteristic Size

یکنواختی^۱ توزیع رزین - راملر را با استفاده از یک الگوریتم ساده به دست می‌آورد. در هنگام تحلیل یک نمونه، ناحیه نمایش و مخروط نمایشی نیز در صفحه با مختصات واقعی رسم می‌شوند. مخروط نمایشی معمولاً به شکل یک دوزنقه معکوس است. این حالت وقتی ایجاد می‌شود که ذرات بالای تصویر، دورتر از دوربین واقع هستند و در نتیجه مساحت تحت پوشش بالای تصویر، وسیع‌تر از منطقه پایین تصویر خواهد بود. لبه‌های دارای انحناء، میزان کجی تصویر را نشان می‌دهد که ناشی از ضعف مقیاس‌گذاری است. هر ذره پس از تعیین مقیاس درون مخروط رسم می‌شود. پس از رسم مستطیل محیط به ذره، عرض هر مستطیل محاسبه و برابر با عرض ذره در نظر گرفته می‌شود. پس از پایان مراحل فوق می‌توان توزیع ابعادی خام و تصحیح ذرات ریز را به شکل تجمعی^۲ و یا هیستوگرام (فوری)^۳ با انتخاب گزینه‌های مناسب در پنجره توزیع مشاهده کرد. نتایج دانه‌بندی انفجارهای انجام شده بعد از آنالیز عکس‌ها به صورت زیر می‌باشد.

الف - انفجار شماره یک

پس از انفجار شماره یک، ۱۲ عکس گرفته شد. این عکس‌ها به منظور توزیع واقعی خردایش در سه مرحله به صورت زیر گرفته شد:

- از ابتدای توده انفجاری

- وقتی که $\frac{1}{3}$ از توده انفجاری برداشت شد

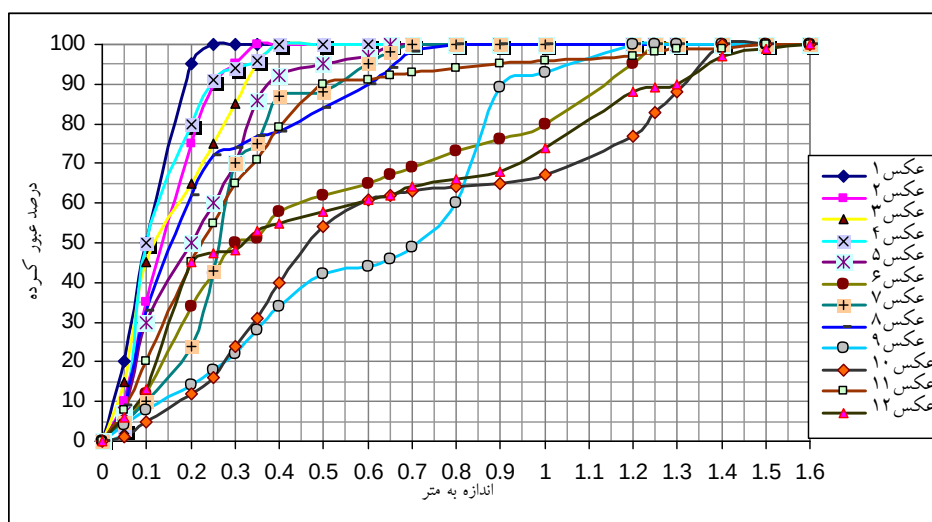
- از $\frac{1}{3}$ باقیمانده توده انفجاری

پس از عکس‌برداری، تعیین مقیاس، تعیین مرز قطعات سنگ به‌طور دستی (به کمک اشاره‌گر) و مراحل بعدی آنالیز تصویری بر روی نمونه‌های گرفته شده انجام گرفت. در ادامه توزیع ابعادی به صورت تجمعی به دست آمده و توسط آن نمودارهای دانه‌بندی ابعاد عکس‌ها و نمودار میانگین رسم شده‌اند (شکل‌های ۴-۷ و ۴-۸).

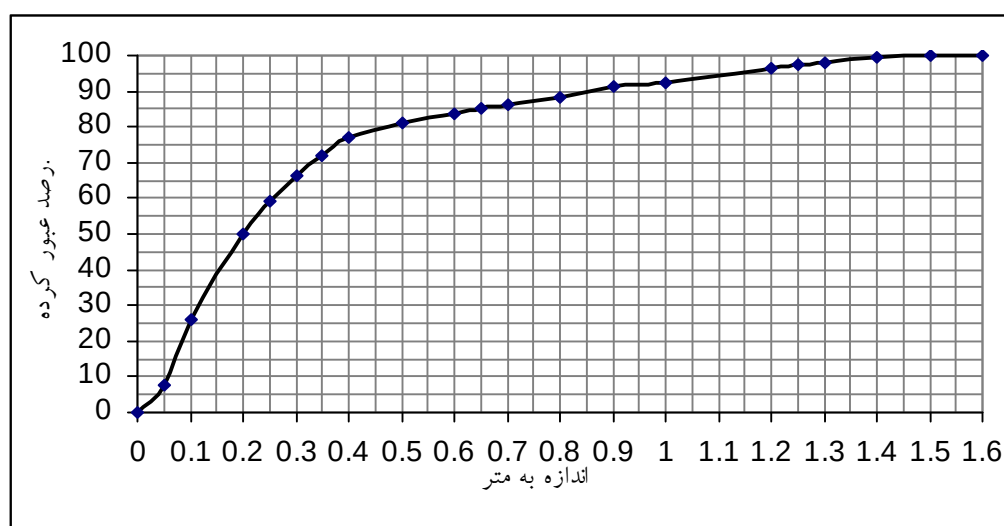
¹ - Uniformity Parameter

2-Cumulative

3- Instantaneous



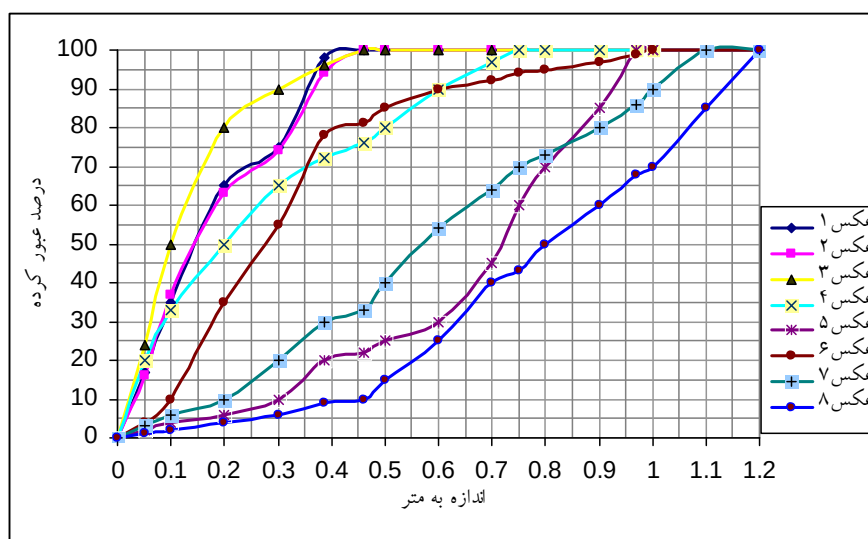
شکل ۴-۷- نمودارهای دانه‌بندی حاصل از آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار اول



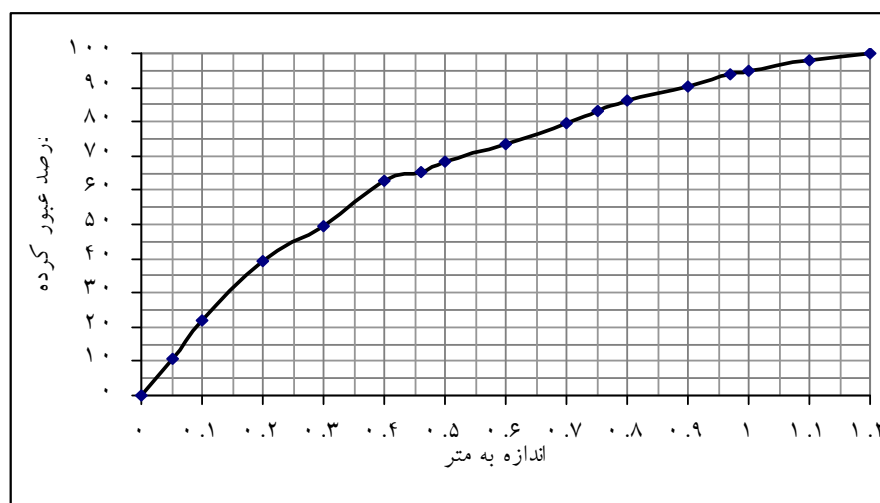
شکل ۴-۸- نمودار میانگین دانه‌بندی حاصل از آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار اول

ب- انفجار شماره دو

از این انفجار همانند انفجارهای قبلی در سه مرحله متوالی برداشت از توده انفجاری (ابتداء، وسط و انتهای توده انفجاری) به تعداد ۸ عکس گرفته شد که معرف خرده سنگ‌های منفجر شده است. سپس عکس‌ها به فرمت بیت مپ تبدیل شده تا توسط نرم‌افزار قابل خواندن باشد. بعد از این مقیاس‌بندی و مرزبندی قطعات سنگ و دیگر مراحل آنالیز تصویری انجام شد. از روی توزیع ابعادی حاصل از آنالیز تصویری نمودارهای دانه‌بندی ترسیم شدند (شکل‌های ۴-۹ و ۴-۱۰).



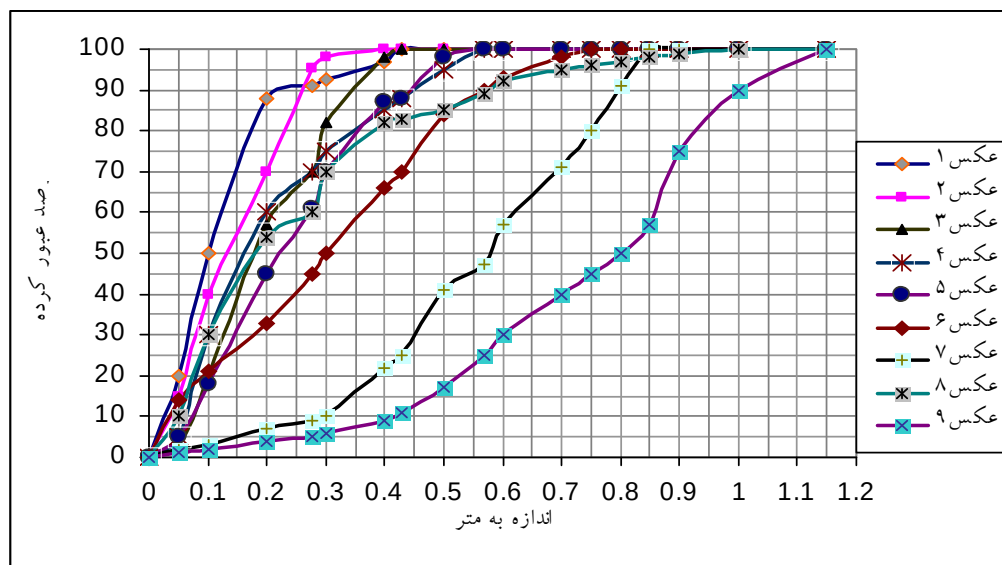
شکل ۴-۹- نمودارهای دانه‌بندی حاصل از آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار دوم



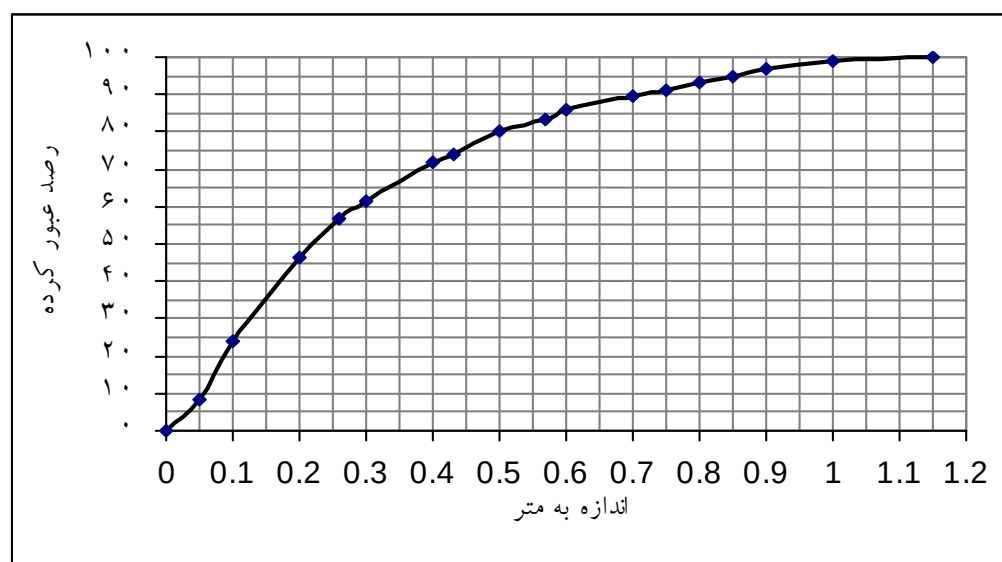
شکل ۴-۱۰- نمودار میانگین دانه‌بندی حاصل از آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار دوم

ج- انفجار شماره سه

در این انفجار از توده انفجاری تعداد ۹ عکس در سه مرحله متوالی برداشت توده انفجاری گرفته شد که معرف خرده سنگ‌های منفجر شده است. عکس‌های گرفته شده توسط نرم افزار مورد آنالیز قرار گرفت. نمودارهای دانه‌بندی حاصل که از نتایج آنالیز تصویری به دست آمده در شکل‌های ۴-۱۱ و ۴-۱۲ آورده شده است.



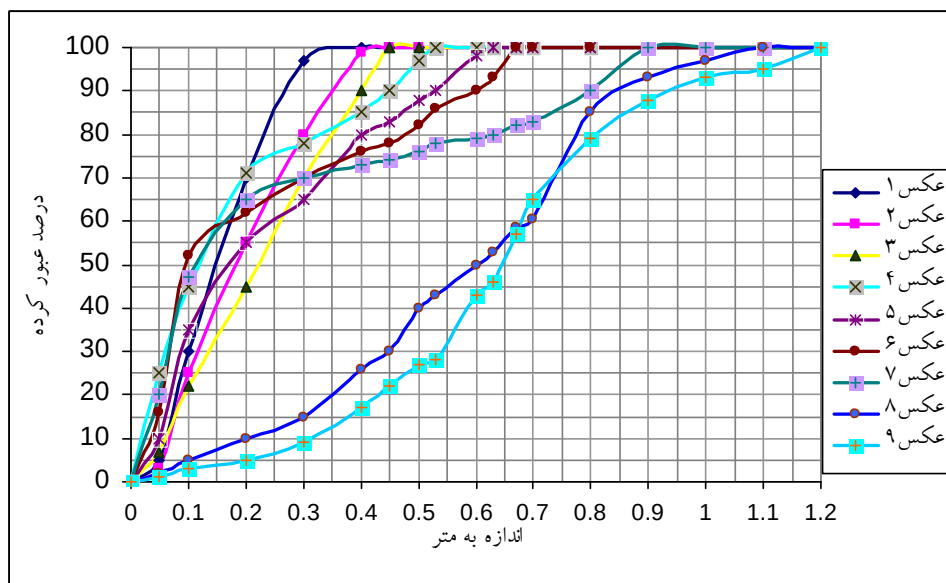
شکل ۴-۱۱- نمودارهای دانه‌بندی حاصل از آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار سوم



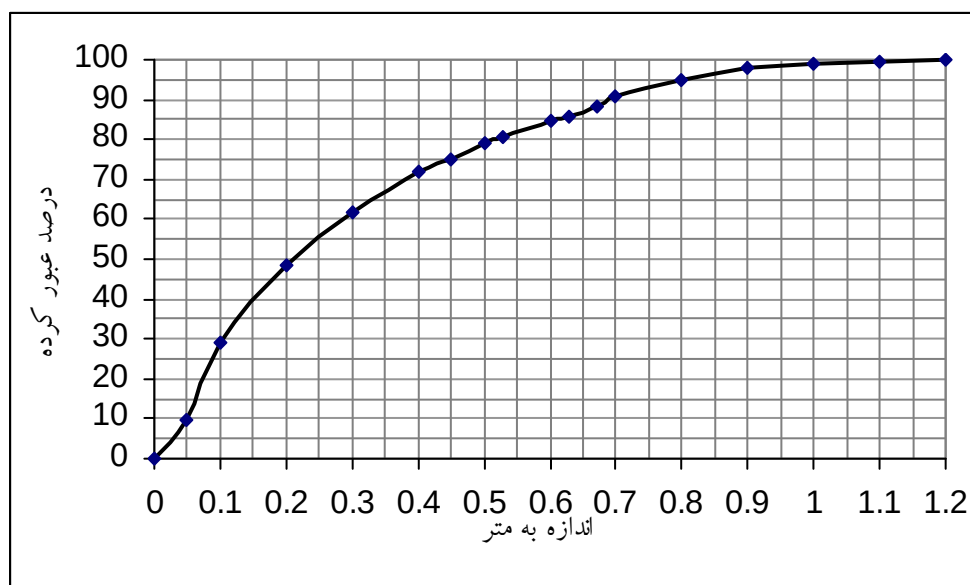
شکل ۴-۱۲- نمودار میانگین دانه‌بندی حاصل از آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار سوم

د- انفجار شماره چهار

در این انفجار از توده انفجاری تعداد ۹ عکس در سه مرحله برداشت از توده انفجاری (ابتدا، میانه و انتها) گرفته شد. توسط نرم افزار عکس‌های گرفته شده مورد آنالیز قرار گرفت. توزیع دانه‌بندی به دست آمده از آنالیز تصویری در شکل‌های ۴-۱۳ و ۴-۱۴ آورده شده است.



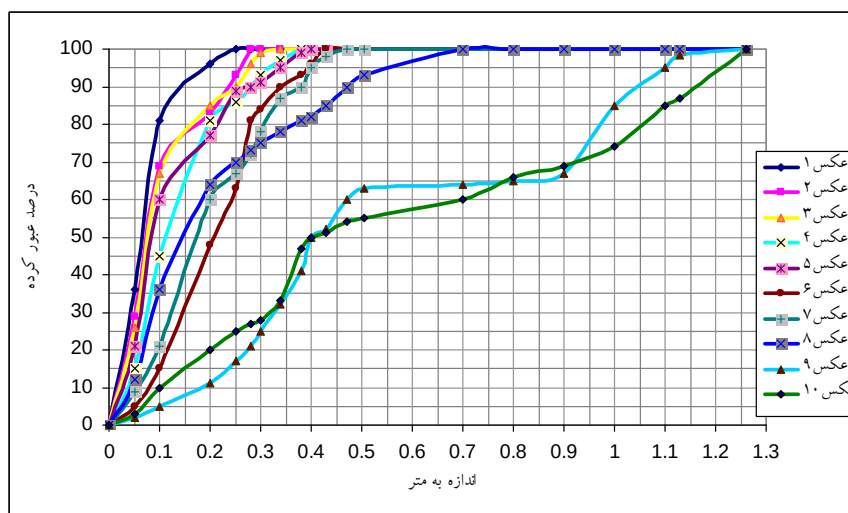
شکل ۴-۱۳- نمودارهای دانه‌بندی حاصل از آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار چهارم



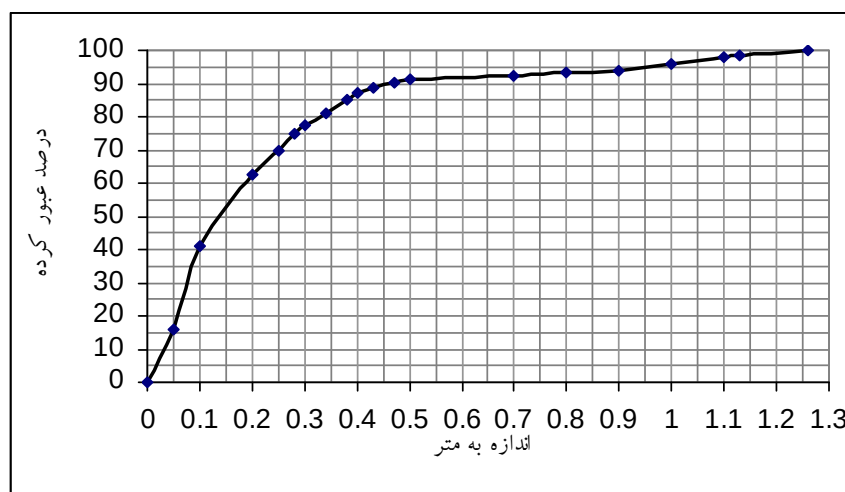
شکل ۴-۱۴- نمودار میانگین دانه‌بندی حاصل از آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار چهارم

ه- انفجار شماره پنج

از انفجار پنجم همانند انفجارهای قبلی در سه مرحله متوالی برداشت از توده انفجاری (ابتدا، وسط و انتهای توده انفجاری) عکس‌برداری شد. به منظور نشان دادن خردشدگی معرف از این انفجار ۱۰ عکس گرفته شد که عکس‌ها مورد آنالیز قرار گرفتند. نتایج توزیع دانه‌بندی انفجار به صورت زیر می‌باشد (شکل‌های ۴-۱۵ و ۴-۱۶).



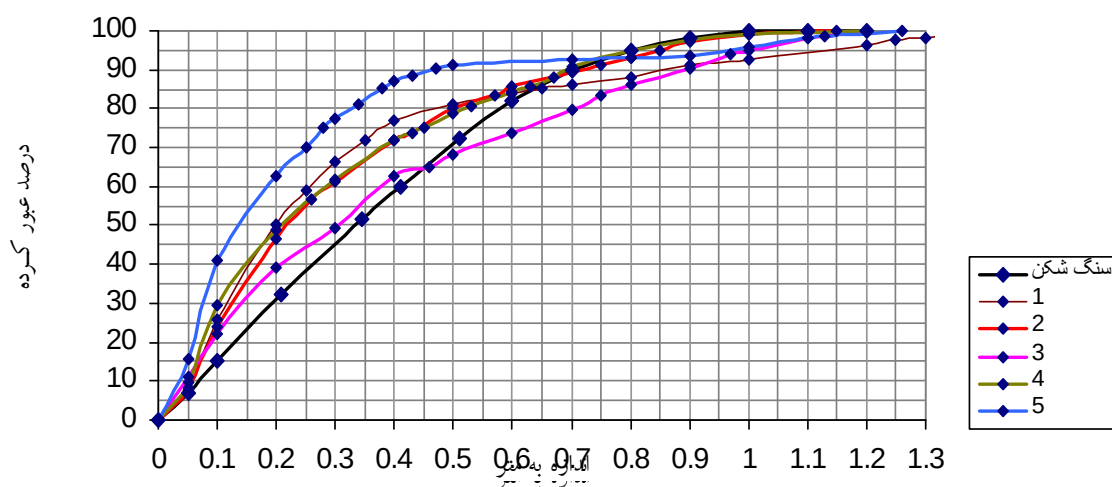
شکل ۴-۱۵- نمودارهای دانه‌بندی حاصل از آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار پنجم



شکل ۴-۱۶- نمودار میانگین دانه‌بندی حاصل از آنالیز عکس‌های گرفته شده از انفجار پنجم

۴-۶- نتیجه‌گیری

از مقایسه نمودارهای دانه‌بندی حاصل از پنج انفجار در معدن آهک بجنورد (شکل‌های ۴-۷ تا ۴-۱۶) با نمودار توزیع دانه‌بندی سنگ‌شکن (شکل ۴-۱) کارخانه سیمان بجنورد مشخص می‌شود که میزان خردشدگی حاصل از انفجار در تمام انفجارهای انجام شده در این معدن کوچکتر از اندازه مورد نیاز است (شکل ۴-۱۷). از آنجایی که هدف ارائه الگوی انفجار برای به دست آوردن خردشدگی مناسب برای تولید خوراک سنگ‌شکن معدن می‌باشد، لذا با استفاده از نتایج به دست آمده از انفجارهای انجام شده در این معدن، در فصل بعد سعی شده که الگوی انفجار مناسب طراحی شود.



شکل ۴-۱۷ - مقایسه دانه‌بندی حاصل از انفجارها با نمودار دانه‌بندی سنگ شکن

فصل پنجم

طراحی الگوی انفجار

۵-۱- مقدمه

در این بخش میزان خردایش حاصل از انفجارهای انجام شده در معدن سنگ آهک سیمان بجنورد با استفاده از هر یک از سه روش سوئدیفو، کاز-رام و کاز-رام اصلاح شده به طور جداگانه پیش‌بینی و در ادامه به مقایسه نتایج این روش‌ها با هم و همچنین مقایسه آن‌ها با نتایج آنالیز تصویری حاصل از انفجار پرداخته شده است.

۵-۲- مدل سوئدیفو

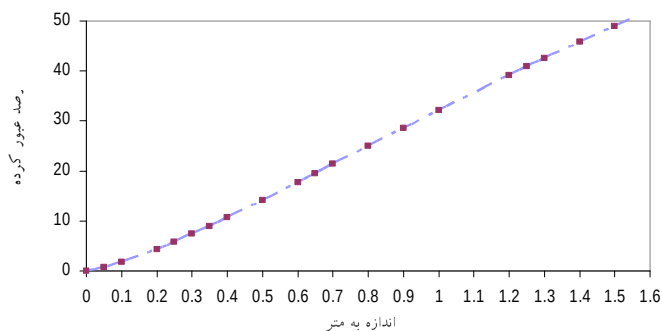
همان‌گونه که در فصل سوم اشاره شده این روش از اضافه کردن تأثیر پله و طول انسداد چال به روش لارسون توسط کو^۱ و روستن^۲ از موسسه تحقیقات سوئدیفو توسعه داده شده است. پارامترهای انفجار مورد استفاده شده در مدل سوئدیفو برای پنج انفجار ذکر شده در معدن آهک بجنورد در جدول ۵-۱ آورده شده است. نتایج پیش‌بینی حاصل از انفجارها بر اساس الگوی سوئدیفو در شکل‌های ۵-۱ تا ۵-۵ نشان داده شده است.

جدول ۵-۱- پارامترهای مؤثر مدل سوئدیفو بر اساس الگوهای انفجار تمامی انفجارها

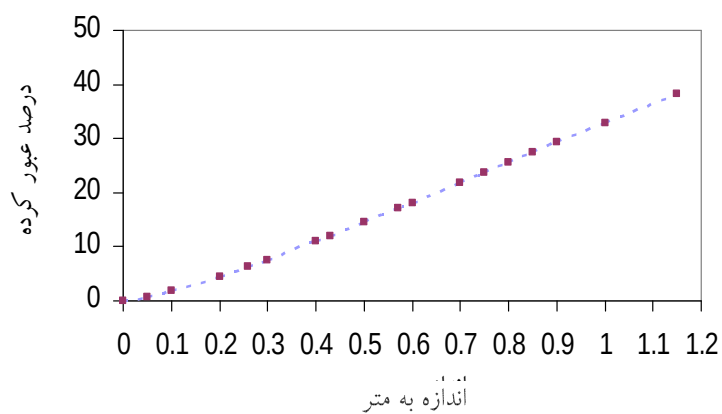
پارامترهای انفجار	انفجار اول	انفجار دوم	انفجار سوم	انفجار چهارم	انفجار پنجم
طول چال (متر)	۹/۴	۹/۴	۹/۴	۹/۴	۹/۴
بارسنگ (متر)	۱/۹	۲	۲	۱/۸	۱/۹
فاصله ردیفی چال‌ها (متر)	۱/۹	۲	۲	۱/۸	۱/۹
طول گل‌گذاری (متر)	۱/۳	۱/۵	۱/۵	۱/۸	۱/۹

^۱ - Kou

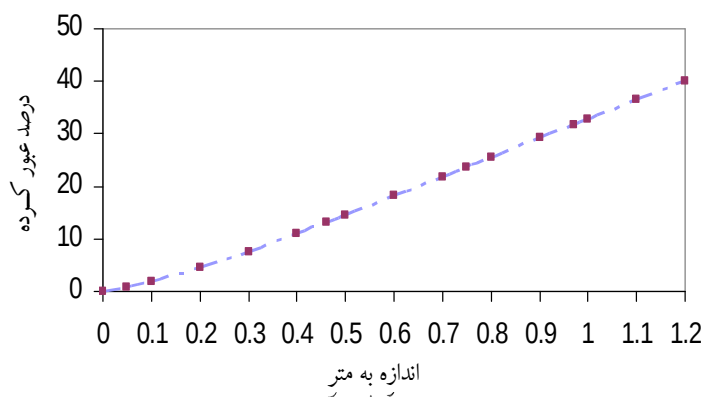
2- Rustan



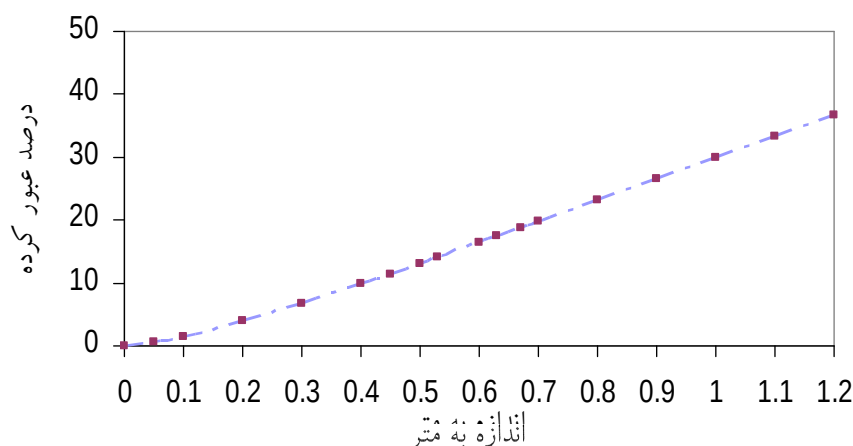
شکل ۵-۱- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل سوئدیفو بر اساس الگوی اول



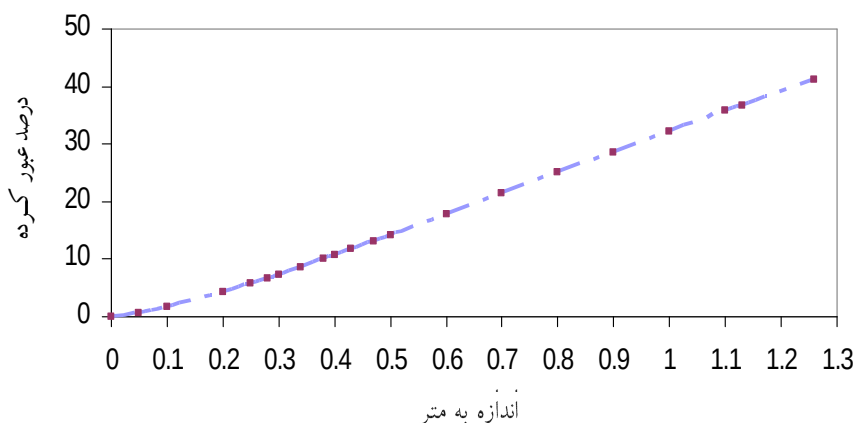
شکل ۵-۲- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل سوئدیفو بر اساس الگوی دوم



شکل ۵-۳- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل سوئدیفو بر اساس الگوی سوم



شکل ۵-۴- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل سوئدیفو بر اساس الگوی چهارم



شکل ۵-۵- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل سوئدیفو بر اساس الگوی پنجم

۵-۳- مدل کاز-رام

همان طوری که قبلاً اشاره شد این مدل در سال ۱۹۸۳ میلادی توسط کانینگهام^۱ ارائه شد. این مدل بر اساس معادلات تجربی کازنتسوف^۲ به منظور پیش‌بینی خردشدگی پس از انفجار و منحنی توزیع رزین-راملر^۳ می‌باشد. در مدل کاز-رام همانند روش سوئدیفو، نتایج حاصل از انفجار پیش‌بینی می‌شود. پارامترهای مؤثر مدل کاز-رام بر اساس الگوهای انفجارها در جدول ۵-۲ آورده شده است. نتایج پیش‌بینی حاصل از انفجارها بر اساس الگوهای مربوطه در شکل‌های ۵-۶ تا ۵-۱۰ نشان داده شده است.

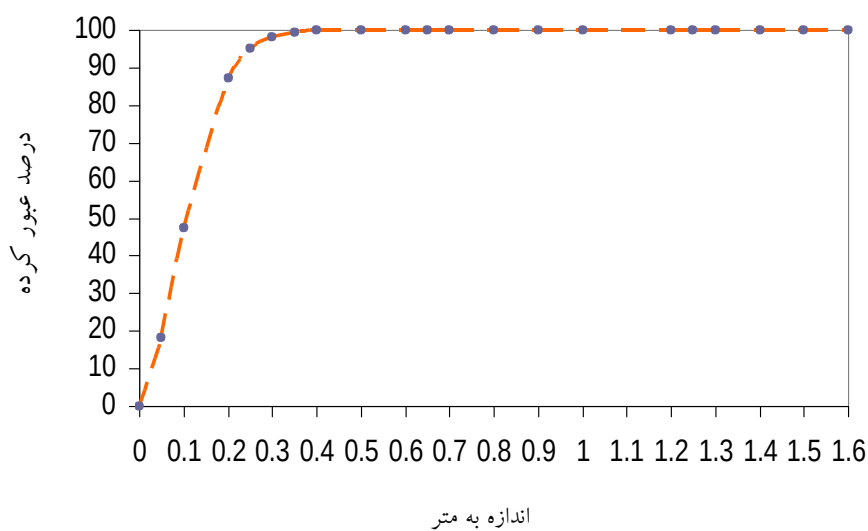
¹ - Cunningham

2- Kuznetsov

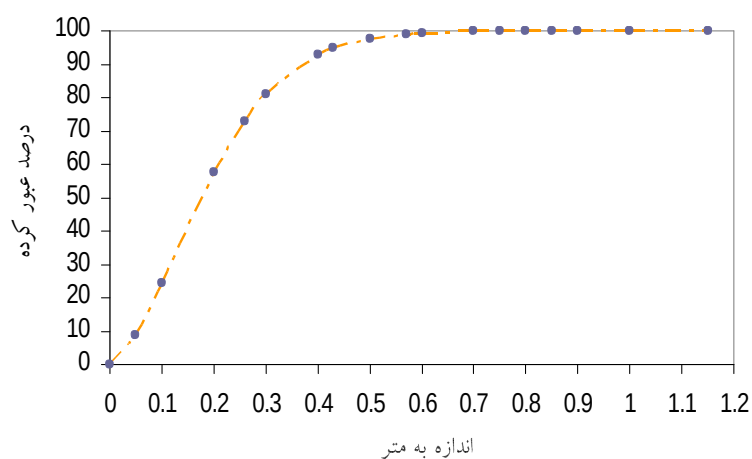
3- Rosion and Rammler

جدول ۵-۲- پارامترهای مؤثر مدل کاز-رام بر اساس الگوهای انفجار تمامی انفجارها

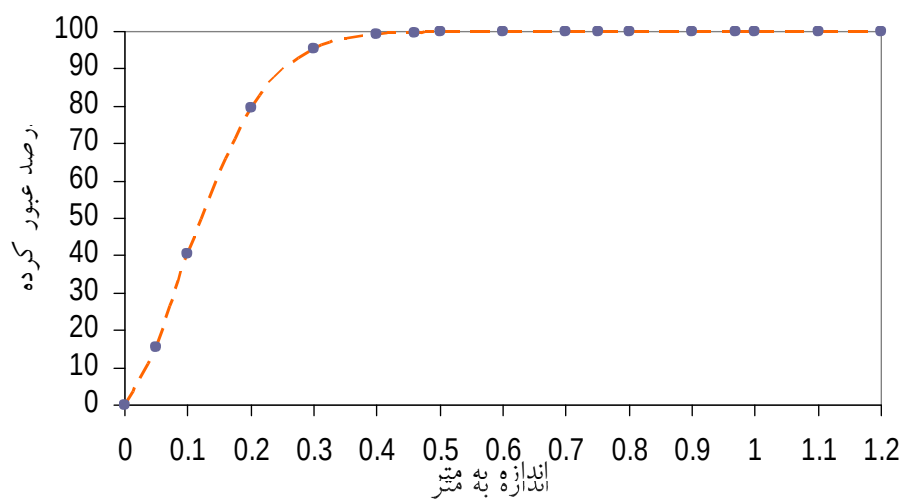
پارامترهای انفجار	انفجار اول	انفجار دوم	انفجار سوم	انفجار چهارم	انفجار پنجم
قطر چال (میلیمتر)	۷۶	۷۶	۷۶	۷۶	۷۶
ارتفاع پله (متر)	۹	۹	۹	۹	۹
طول چال (متر)	۹/۴	۹/۴	۹/۴	۹/۴	۹/۴
بارسنگ (متر)	۱/۹	۲	۲	۱/۸	۱/۹
فاصله ردیفی چال‌ها (متر)	۱/۹	۲	۲	۱/۸	۱/۹
طول گل‌گذاری (متر)	۱/۳	۱/۵	۱/۵	۱/۸	۱/۹
طول خرج میانی چال (متر)	۸/۱	۷/۹	۷/۹	۷/۶	۷/۵
کل خرج موجود در چال (کیلوگرم)	۳۲/۲۲	۳۱/۴۵	۳۱/۴۵	۳۰/۲۹	۲۹/۹۱
خرج ویژه (کیلوگرم بر متر مربع)	۰/۳۶۷	۰/۳۲۴	۰/۳۲۴	۰/۳۸۵	۰/۳۴۱



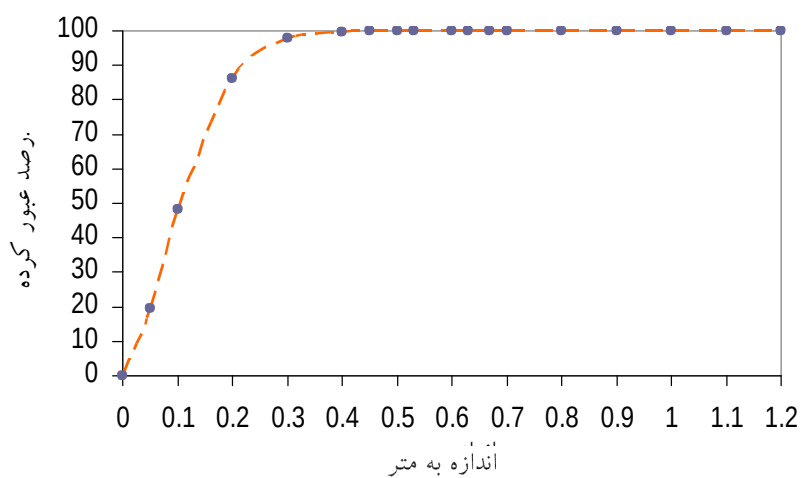
شکل ۵-۶- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام بر اساس الگوی اول



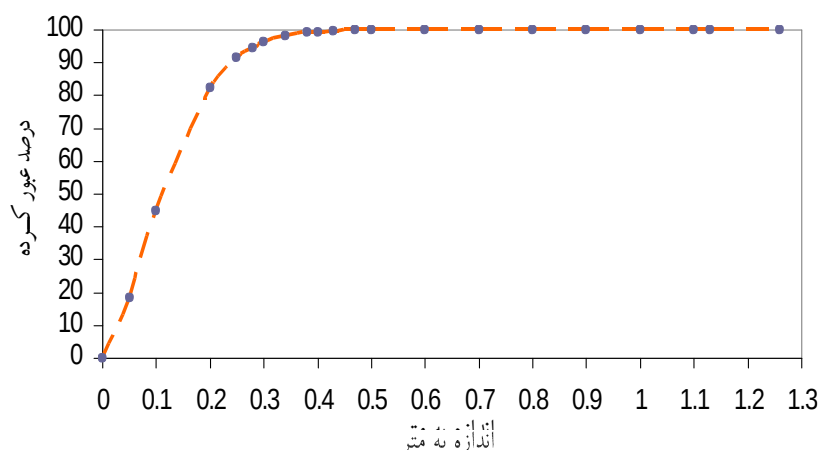
شکل ۵-۷- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام بر اساس الگوی دوم



شکل ۵-۸- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام بر اساس الگوی سوم



شکل ۵-۹- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام بر اساس الگوی چهارم

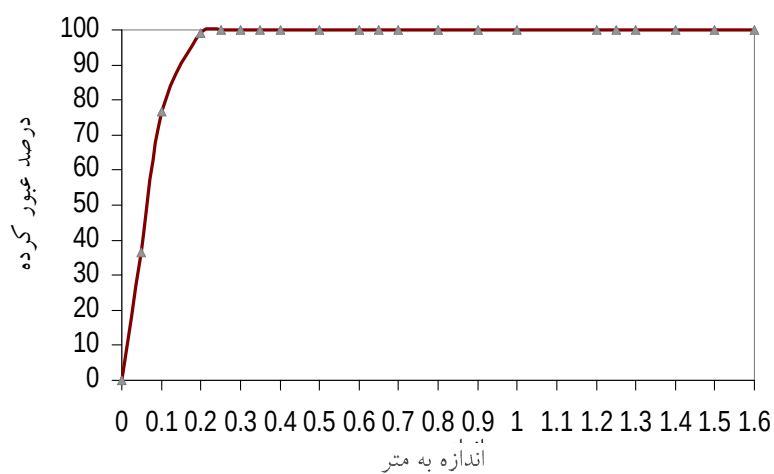


شکل ۵-۱۰- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام بر اساس الگوی پنجم

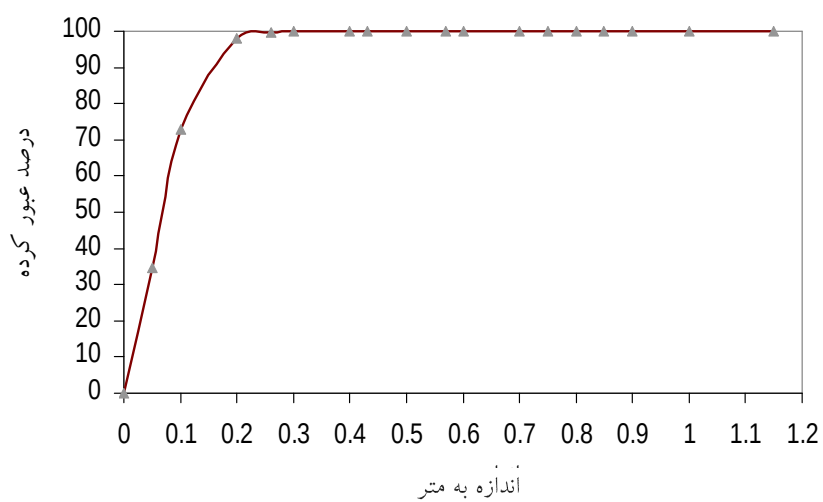
۵-۴- مدل کاز-رام اصلاح شده

به دلیل تأثیر زیاد توده سنگ در خردشدگی، کانینگهام در سال ۱۹۸۷ مدل قبلی خود را اصلاح کرد و در آن تأثیر خواص توده سنگ را وارد کرد.

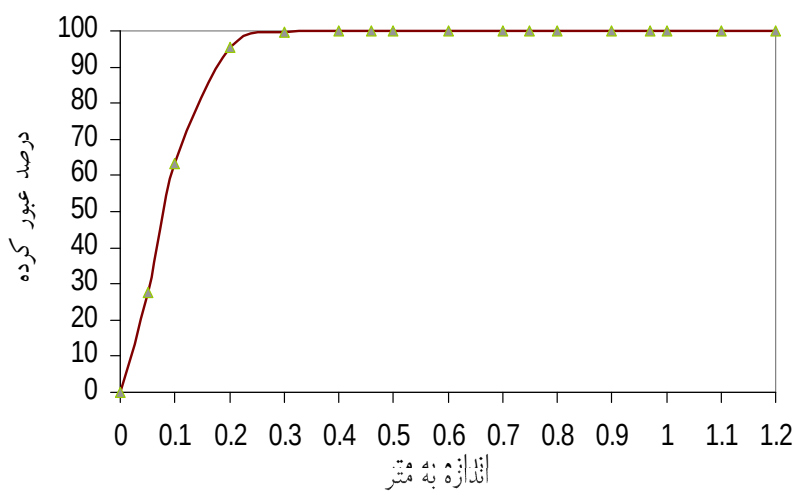
در این مدل نیز همانند روش‌های قبل با قرار دادن داده‌های موجود در الگوی انفجار هر یک از انفجارها به طور جداگانه و سایر اطلاعات موجود، نتایج حاصل از انفجار الگوی مدل کاز-رام اصلاح شده پیش‌بینی می‌شود. پارامترهای مؤثر مدل کاز-رام اصلاح شده نیز مانند مدل کاز-رام است و بر اساس الگوهای تمامی انفجارها در جدول ۵-۲ آورده شده است. علاوه بر پارامترهای موجود در جدول ۵-۲، شاخص قابلیت انفجارپذیری نیز در این مدل تأثیر گذار است که مقدار آن بر اساس جدول ۳-۴ به دست می‌آید. همچنین نتایج پیش‌بینی هر یک از انفجارها بر اساس الگوی مربوط در شکل‌های ۵-۱۱ تا ۵-۱۵ نشان داده شده است.



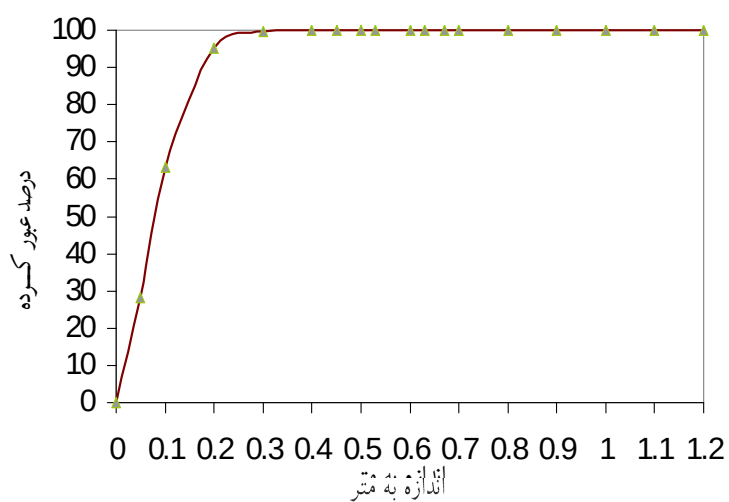
شکل ۵-۱۱- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام اصلاح شده بر اساس الگوی اول



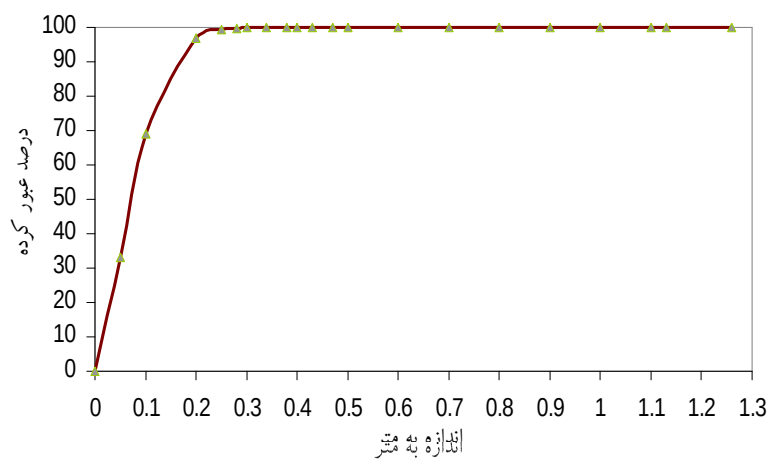
شکل ۵-۱۲- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام اصلاح شده بر اساس الگوی دوم



شکل ۵-۱۳- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام اصلاح شده بر اساس الگوی سوم



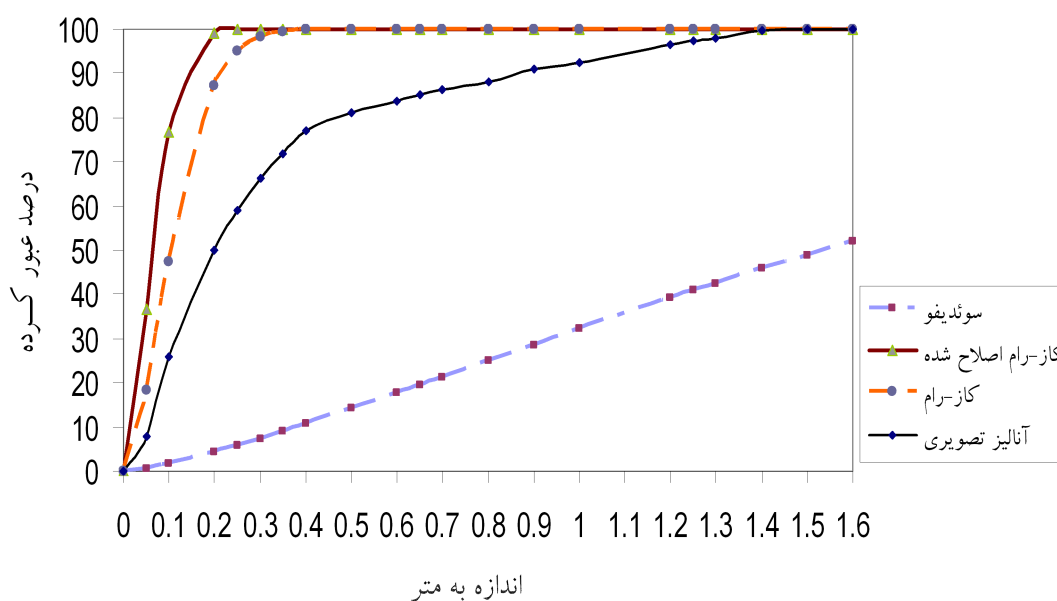
شکل ۵-۱۴- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام اصلاح شده بر اساس الگوی چهارم



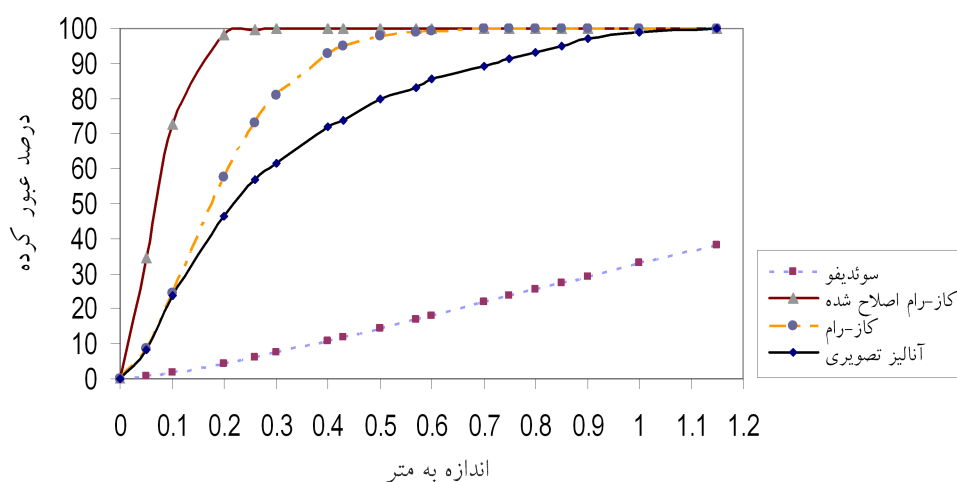
شکل ۵-۱۵- نمودار پیش‌بینی نتایج خردشدگی سنگ در مدل کاز-رام اصلاح شده بر اساس الگوی پنجم

۵-۵- مقایسه نتایج مدل‌های ریاضی با نتایج حاصل از آنالیز تصویری

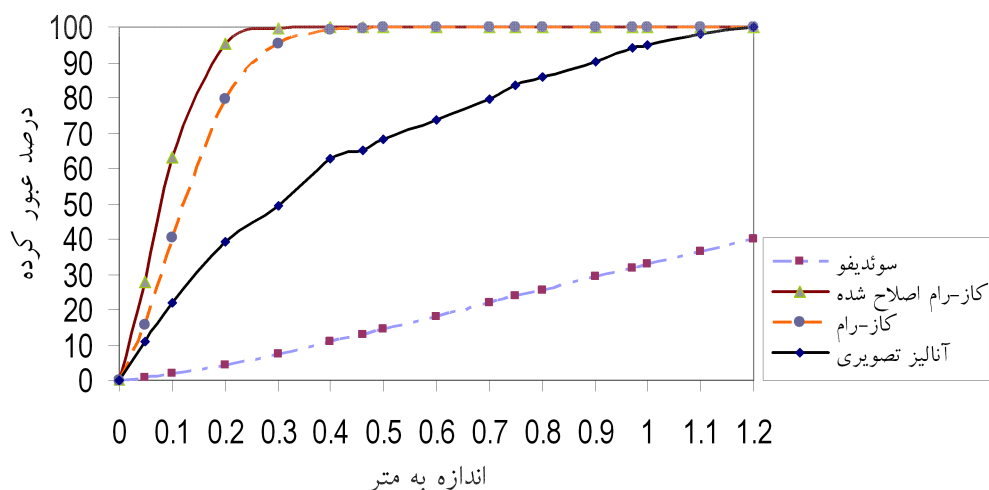
با توجه به اینکه نتایج حاصل از پیش‌بینی مدل‌های مختلف برای الگوهای ثابت با یکدیگر متفاوت است و از طرف دیگر برای اعتبار سنجی هر یک از نتایج، باید نتایج پیش‌بینی را با یک مرجع دیگری که اعتبار آن نسبت به سایر نتایج بیشتر و مطمئن‌تر است مقایسه کرد. از آنجایی که روش آنالیز تصویری یکی از روش‌های مطمئن و معتبر در بین روش‌های موجود برای بررسی میزان خردشدگی می‌باشد، لذا با توجه به نتایج آنالیز تصویری انجام شده برای هر یک از انفجارهای انجام شده، از این روش به عنوان معیار سنجش صحت و درستی پیش‌بینی سایر مدل‌ها استفاده شده است (شکل‌های ۵-۱۶ تا ۵-۲۰).



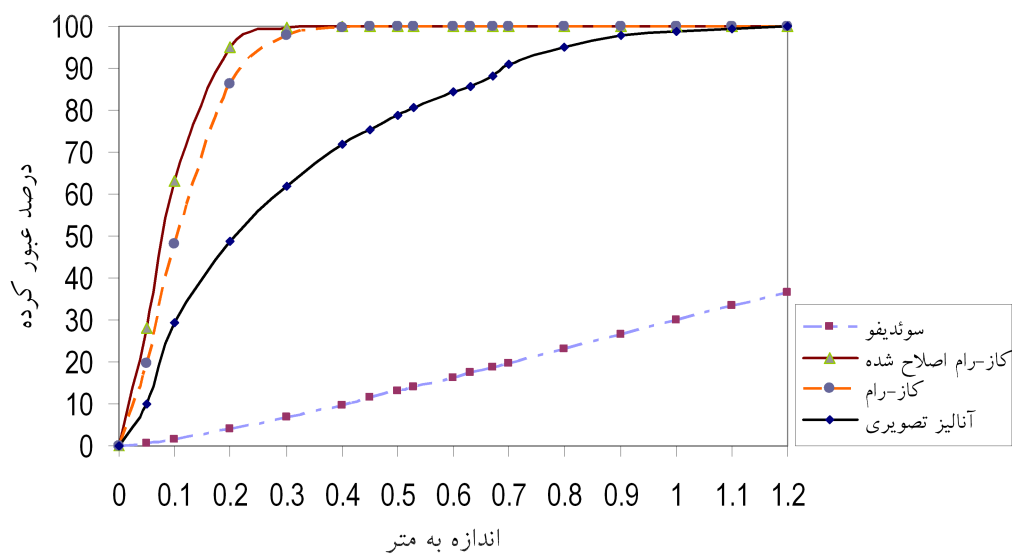
شکل ۵-۱۶- مقایسه نتایج آنالیز تصویری میزان خردشدگی حاصل از انفجار اول با نتایج پیش‌بینی مدل‌های ریاضی



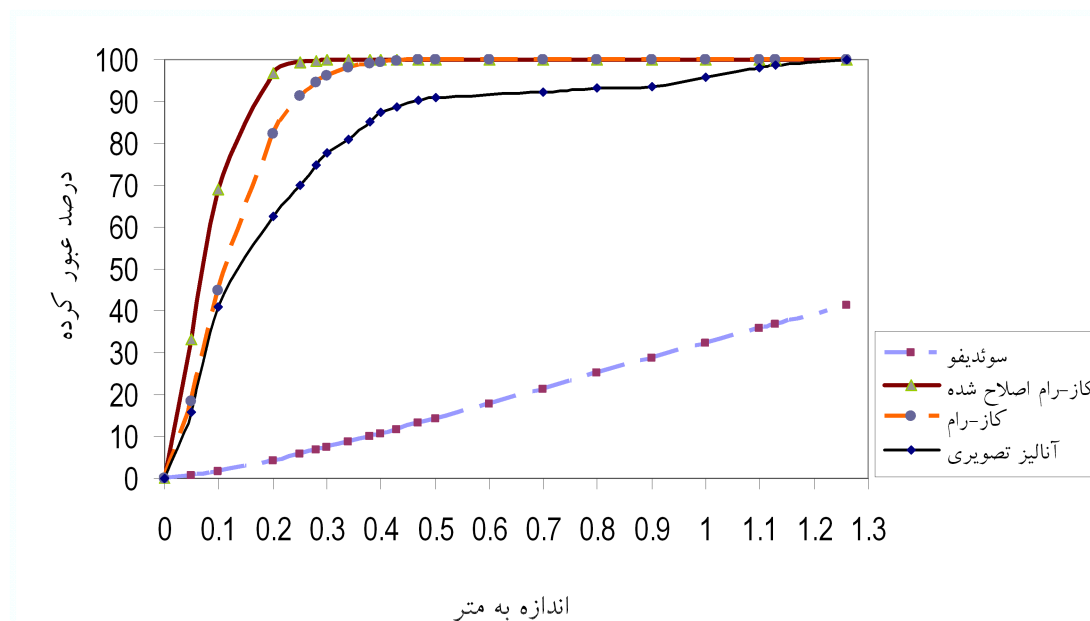
شکل ۵-۱۷- مقایسه نتایج آنالیز تصویری میزان خردشدگی حاصل از انفجار دوم با نتایج پیش‌بینی مدل‌های ریاضی



شکل ۵-۱۸- مقایسه نتایج آنالیز تصویری میزان خردشدگی حاصل از انفجار سوم با نتایج پیش‌بینی مدل‌های ریاضی

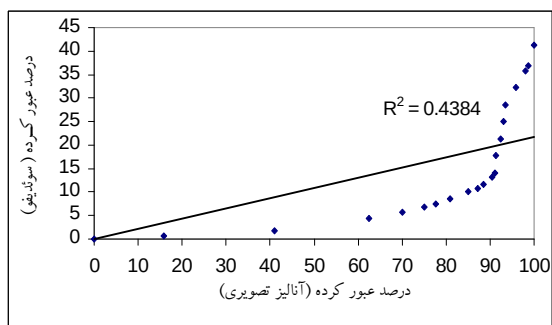


شکل ۵-۱۹- مقایسه نتایج آنالیز تصویری میزان خردشدگی حاصل از انفجار چهارم با نتایج پیش‌بینی مدل‌های ریاضی



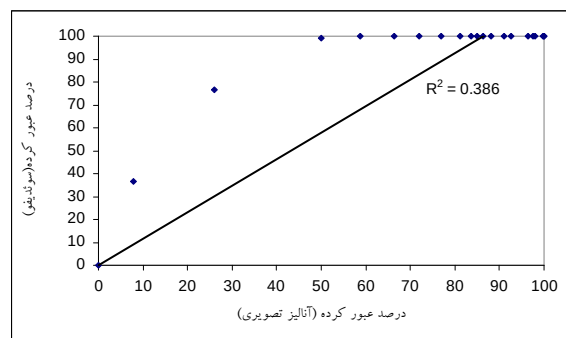
شکل ۵-۲۰- مقایسه نتایج آنالیز تصویری میزان خردشدگی حاصل از انفجار پنجم با نتایج پیش‌بینی مدل‌های ریاضی

به منظور یافتن ارتباط و همبستگی میان داده‌های آنالیز تصویری و هریک از مدل‌های ریاضی خردایش، بین نتایج آنالیز تصویری و مدل‌های ریاضی برازش خطی انجام گرفت و میزان R^2 که نشان دهنده همبستگی است برای آنها محاسبه شد. با استفاده از این تحلیل می‌توان مشخص کرد که آنالیز تصویری در هر انفجار به کدام یک از مدل‌های ریاضی نزدیک‌تر است. مقایسه‌هایی که بین آنالیز تصویری و مدل‌های ریاضی انجام شد در شکل‌های ۵-۲۱ تا ۵-۳۵ نشان داده شده است. با مشاهده این شکل‌ها مشخص می‌شود که نتایج آنالیز تصویری به غیر از انفجار ۳ به مدل ریاضی گاز-رام نزدیک‌تر است. برای اینکه مشخص شود روند کلی نتایج آنالیز تصویری انفجارها به کدام مدل ریاضی نزدیک است، میانگین نتایج آنالیز تصویری با مدل‌های ریاضی مقایسه شد که در شکل‌های ۵-۳۶ تا ۵-۳۸ نشان داده شده است. این شکل‌ها نشان می‌دهد که مدل گاز-رام نزدیک‌ترین مدل به نتایج آنالیز تصویری است. میانگین نتایج همبستگی در سه مدل گفته شده در برازش با آنالیز تصویری در جدول ۵-۳ آورده شده است.



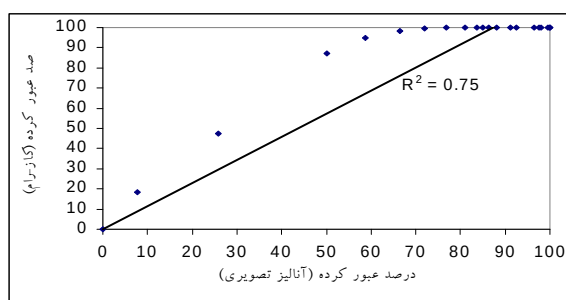
شکل ۵-۲۵- برآزش خطی بین آنالیز تصویری و مدل سوئدیفو در

انفجار ۵



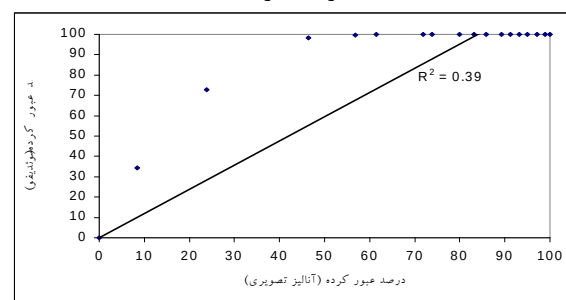
شکل ۵-۲۱- برآزش خطی بین آنالیز تصویری و مدل سوئدیفو

در انفجار ۱



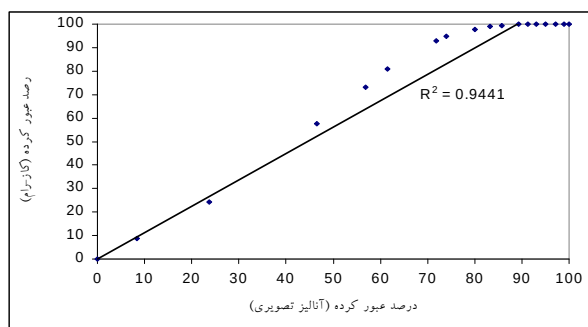
شکل ۵-۲۶- برآزش خطی بین آنالیز تصویری و مدل کاز-رام در

انفجار ۱



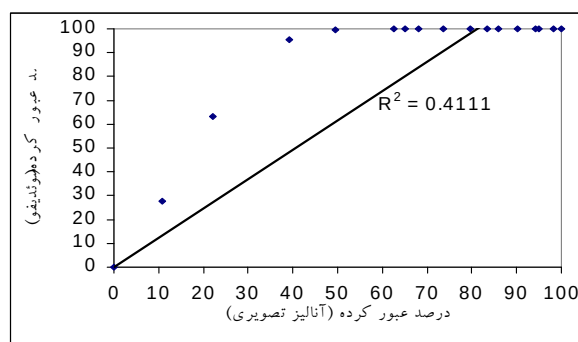
شکل ۵-۲۲- برآزش خطی بین آنالیز تصویری و مدل سوئدیفو

در انفجار ۲



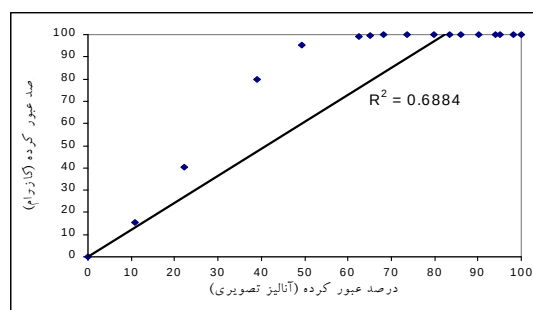
شکل ۵-۲۷- برآزش خطی بین آنالیز تصویری و مدل کاز-رام در

انفجار ۲



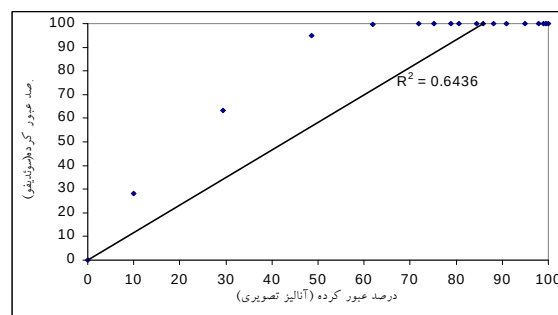
شکل ۵-۲۳- برآزش خطی بین آنالیز تصویری و مدل سوئدیفو

در انفجار ۳



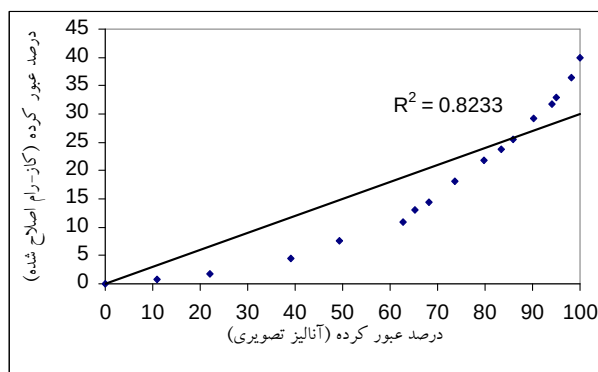
شکل ۵-۲۸- برآزش خطی بین آنالیز تصویری و مدل کاز-رام در

انفجار ۳

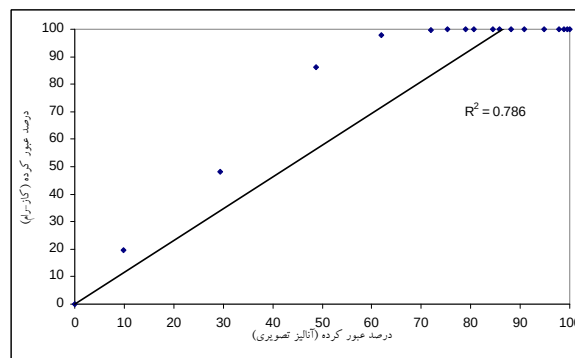


شکل ۵-۲۴- برآزش خطی بین آنالیز تصویری و مدل سوئدیفو

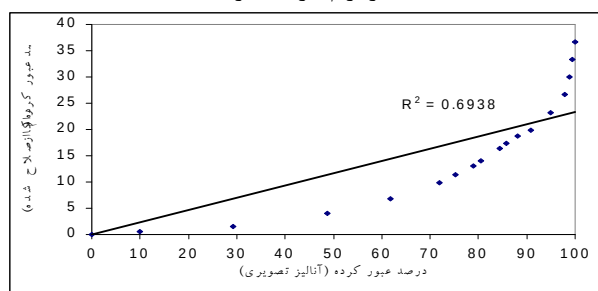
در انفجار ۴



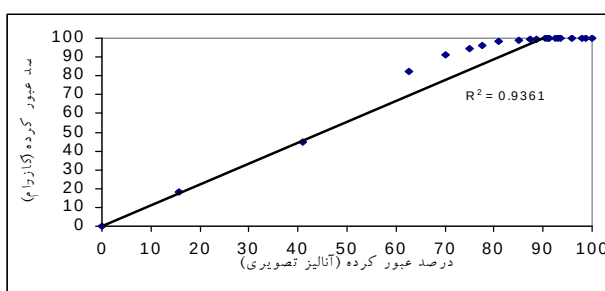
شکل ۵-۳۳- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل اصلاح شده
کاز-رام در انفجار ۳



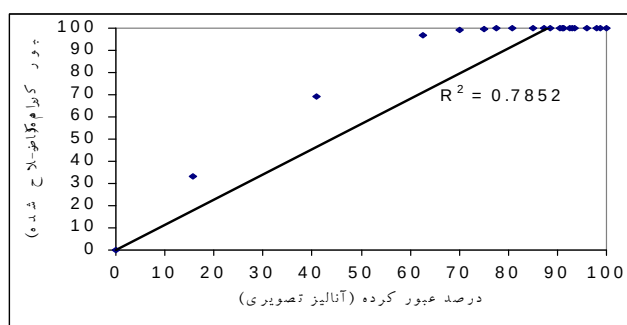
شکل ۵-۲۹- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل کاز-رام
در انفجار ۴



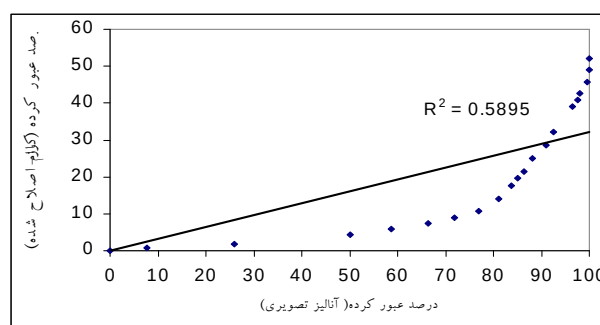
شکل ۵-۳۴- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل اصلاح شده
کاز-رام در انفجار ۴



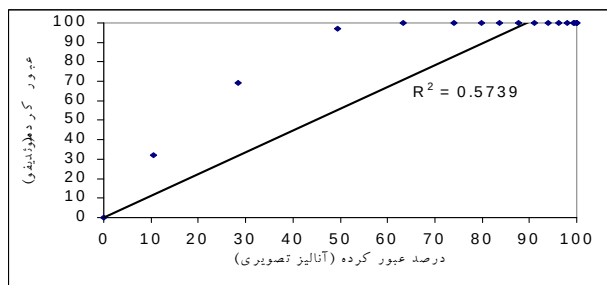
شکل ۵-۳۰- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل کاز-رام
در انفجار ۵



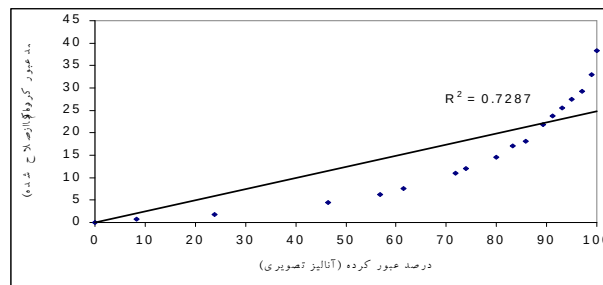
شکل ۵-۳۵- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل اصلاح شده کاز-
رام در انفجار ۵



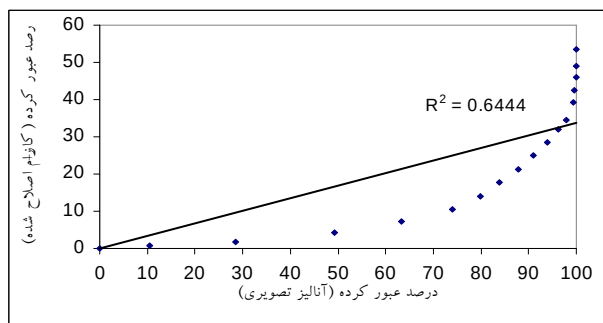
شکل ۵-۳۱- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل اصلاح
شده کاز-رام در انفجار ۱



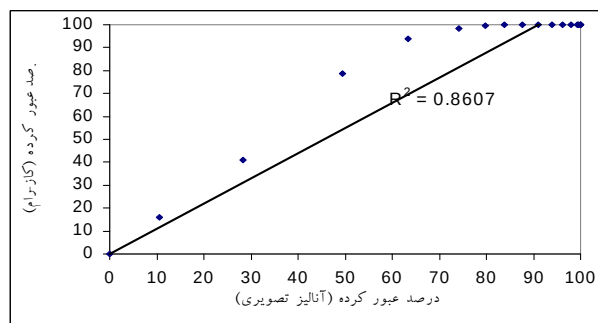
شکل ۵-۳۶- برازش خطی بین میانگین آنالیز تصویری و میانگین مدل
سوئدیفو در انفجارها



شکل ۵-۳۲- برازش خطی بین آنالیز تصویری و مدل اصلاح
شده کاز-رام در انفجار ۲



شکل ۵-۳۸- برازش خطی بین میانگین آنالیز تصویری و میانگین مدل اصلاح شده کاز-رام در انفجارها



شکل ۵-۳۷- برازش خطی بین میانگین آنالیز تصویری و میانگین مدل کاز-رام در انفجارها

جدول ۵-۳- میزان همبستگی در برازش بین مدل‌های پیش‌بینی خردایش و آنالیز تصویری

مدل پیش‌بینی خردایش	ضریب همبستگی
سوندیفو	۰/۵۷
کاز-رام	۰/۸۶
کاز-رام اصلاح شده	۰/۶۴

۵-۶- طراحی الگوی جدید حفاری و انفجار بر اساس نتایج پیش‌بینی

حاصل از مدل کاز-رام و نتایج آنالیز تصویری

برای طراحی الگوی جدید حفاری و انفجار با استفاده از مدل‌های ریاضی، در ابتدا باید یک ارتباط صحیح بین نتایج حاصل از آنالیز تصویری و پیش‌بینی مدل مورد نظر برقرار کرد. از آنجایی که مدل کاز-رام به عنوان مدل مناسب برای پیش‌بینی نتایج انفجار در این معدن انتخاب شد، لذا باید ارتباط ذکر شده بین این مدل و نتایج حاصل از آنالیز تصویری برقرار شود.

برای ایجاد چنین ارتباطی باید از روش‌های ریاضی و به خصوص از روش‌های آماری کاربردی استفاده کرد. در معادله‌سازی با استفاده از روش‌های کاربردی از نرم‌افزار آماری SPSS استفاده شده است. در این نرم‌افزار امکان استفاده از چندین روش مختلف برای ایجاد معادله مورد نظر وجود دارد که برای دسترسی به بهترین نتیجه تمامی این روش‌ها را مورد آزمایش قرار داده و بهترین نتیجه با بالاترین ضریب همبستگی انتخاب می‌شود. برای اینکه معادله حاصل در مورد تمامی انفجارها و نتایج آن صادق باشد، با در نظر گرفتن تمامی داده‌های انفجارهای مختلف به عنوان یک انفجار واحد، معادله مورد نظر

محاسبه شده است. معادلات مختلف و روابط مربوط به چگونگی محاسبه معادله مناسب با استفاده از این نرم افزار در جدول ۴-۵ آورده شده است.

جدول ۴-۵ - معادلات مختلف و روابط مربوط به محاسبه رابطه مناسب با استفاده از نرم افزار SPSS

عنوان	معادله	معادله خطی
Linear	$y = b_0 + b_1.t$	
Logarithmic	$y = b_0 + b_1 \ln(t)$	
Inverse	$y = b_0 + \frac{b_1}{t}$	
Quadratic	$y = b_0 + b_1.t + b_2.t^2$	
Qubic	$y = b_0 + b_1.t + b_2.t^2 + b_3.t^3$	
Compound	$y = b_0.b_1^t$	$\ln(y) = \ln(b_0) + t.\ln(b_1)$
Power	$y = b_0.t^{b_1}$	$\ln(y) = \ln(b_0) + b_1.\ln(t)$
S	$y = e^{b_0+b_1t}$	$\ln(y) = b_0 + \frac{b_1}{t}$
Growth	$y = e^{b_0+b_1t}$	$\ln(y) = b_0 + b_1.t$
Exponential	$y = b_0 e^{b_1 t}$	$\ln(y) = \ln(b_0) + b_1.t$
Lgstic(logistic)	$y = (\frac{1}{u} + b_0 b_1) - 1$	$\ln(\frac{1}{y} - \frac{1}{u}) = \ln(b_0) + \ln(b_1)$

که در این روابط:

b_0 : مقدار ثابت، b_1 : ضریب رگرسیون، t : متغیر مستقل یا مقدار زمان، $\ln$: لگاریتم طبیعی، u : مقدار

حد بالایی در روش logistic

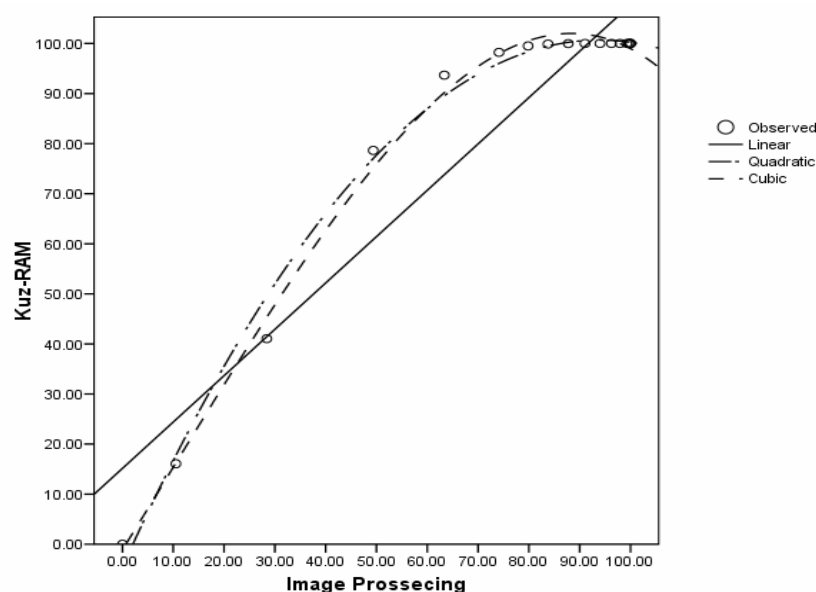
نتایج همبستگی ای که با هریک از این روش ها برای برقراری معادله ای واحد بین نتایج آنالیز تصویری و پیش بینی مدل کاز-رام برای تمامی انفجارها وجود دارد در جدول ۵-۵ آورده شده است.

جدول ۵-۵ - خلاصه مدل و پیش بینی پارامترها

معادله	ضریب همبستگی R^2	پارامترهای پیش بینی شده			
		مقدار ثابت	b_1	b_2	b_3
Linear	861.0	846.-11	1.004		
Quadratic	990.0	215.4	-0.398	0.023	
Cubic	998.0	102.-2	545.0	-0.012	0.0003784723032

برازش رابطه ریاضی بین پیش بینی مدل کاز-رام با نتایج آنالیز تصویری برای هر پنج انفجار مورد نظر با رابطه به دست آمده توسط هریک از روش ها در شکل ۵-۳۹ نشان داده شده است.

همان‌گونه که از جدول ۵-۵ و شکل ۵-۳۹ مشخص است، میزان همبستگی در روش کوبیک از سایر روش‌هایی که در رابطه کلی که برای تمامی انفجارها با هم به دست آورده شده بیشتر است، هر چند که روش‌های دیگری مانند کوادراتیک و خطی نیز دارای ضریب همبستگی بالایی هستند ولی برقراری بهترین معادله برای انفجارهای مورد نظر و طراحی الگوی جدید بر اساس مدل کاز-رام و ارتباط آن با آنالیز تصویری، از روش ریاضی کوبیک استفاده شده است.



شکل ۵-۳۹- برازش رابطه ریاضی بین مدل کاز-رام با نتایج آنالیز تصویری با استفاده از سه روش Quadratic، Qubic و خطی

معادله بین مدل کاز-رام با نتایج آنالیز تصویری با استفاده از روش کوبیک به همراه ضریب همبستگی توان دوم آن در زیر آورده شده است.

$$y = 0.0003784723 \ 032 x^3 - 0.012 x^2 + 0.545 x - 2.102 \quad (۵-۱)$$

که در این رابطه:

y: مقادیر پیش‌بینی کاز-رام

x: نتایج آنالیز تصویری

از آن‌جایی که هدف نهایی از این اقدام‌ها، طراحی الگوی انفجاری مناسب برای رسیدن به میزان خردایش مورد نظر برای خوراک سنگ‌شکن معدن آهک کارخانه سیمان بجنورد می‌باشد، لذا می‌توان

با در دست داشتن اندازه مورد نیاز خردایش و معادله‌های فوق و همچنین مدل کاز-رام، به الگوی مورد نظر برای رسیدن به خردایش مناسب برای خوراک سنگ‌شکن معدن دست یافت.

در ابتدا با استفاده از رابطه ۵-۱ و دانه‌بندی مورد نیاز برای خوراک سنگ‌شکن، مقادیر پیش‌بینی کاز-رام محاسبه شد. در گام بعدی با استفاده از برخی روابط مربوط به محاسبه بارسنگ که در جدول ۵-۶ آورده شده، بارسنگ‌های مختلفی بدست آورده شد.

جدول ۵-۶- بارسنگ‌های محاسبه شده برای طراحی الگوی انفجار

بارسنگ به متر	رابطه	محاسبه بارسنگ با استفاده از نوع ماده منفجره و چگالی سنگ
۱/۹	$B = 25\varphi_h$	اش ^۱ (۱۹۶۳)
۲/۳	$B = \frac{K \times \varphi_h}{12}$	کنیا ^۲ (۱۹۸۳)
۱/۹۴	$B = \left(\frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right) \varphi_h$	لیلی ^۳ (۱۹۸۶)
۱/۹	روش BI	لانگفرس ^۴ (۱۹۷۳)
۲/۴	$B_{\max} = \frac{\varphi_h}{33} \times \sqrt{\frac{\rho_e \times PRP}{\bar{c} \times f \times (S/B)}}$	

سپس بر اساس بارسنگ و رابطه $S = (1-2)B$ برای هر بارسنگ، فاصله ردیفی چال‌های مختلفی محاسبه می‌شوند. در گام بعدی با استفاده از متوسط d_{50} که توسط مدل کاز-رام پیش‌بینی شده و دیگر پارامترهای به دست آمده مقدار خرج مصرفی نیز محاسبه شده که نتایج برخی از این روابط در جدول ۵-۷ درج شده است.

جدول ۵-۷- محاسبه فاصله ردیفی چال‌ها و خرج مصرفی در هر چال بر اساس کاز-رام و آنالیز تصویری

$S=2B$		$S=1.75B$		$S=1.5B$		$S=1.25B$		$S=B$		B
$Q(kg)$	$S(m)$	$Q(kg)$	$S(m)$	$Q(kg)$	$S(m)$	$Q(kg)$	$S(m)$	$Q(kg)$	$S(m)$	
۴۴/۹۷	۳/۸	۳۷/۶۲	۳/۳	۳۱/۲۶	۲/۸۵	۲۵/۱۶	۲/۴	۱۸/۷۳	۱/۹	۱/۹
۷۲/۸۸	۴/۶	۶۱/۱	۴	۵۰/۶۷	۳/۴۵	۴۰/۶۸	۲/۹	۳۰/۳۵	۲/۳	۲/۳
۸۱/۱۶	۴/۸	۶۸/۵۶	۴/۲	۵۶/۴۲	۳/۶	۴۴/۸۱	۳	۳۳/۸	۲/۴	۲/۴
۶۵/۱۴	۴/۴	۵۵	۳/۸۵	۴۵/۲۸	۳/۳	۳۵/۹۶	۲/۷۵	۲۷/۱۳	۲/۲	۲/۲

^۱ - Ash

2- Konya

3-Lilly

4- Langefors

محاسبه الگوی انفجار توسط روابط تجربی در یک بازه نزدیک به هم قرار ندارد بلکه برخی از روابط

جواب‌هایی دور از واقعیت می‌دهند، به عنوان مثال با استفاده از رابطه $B = \frac{K \times \phi_h}{12}$ و $S=1.5B$ مقدار

خرج مصرفی در هر چال ۵۰/۶۷ کیلوگرم به دست می‌آید که این مقدار با توجه به اینکه قطر چال و ارتفاع پله ثابت می‌باشد، دور از واقعیت معدن می‌باشد.

لذا، در گام بعدی از بین الگوهای به دست آمده که با واقعیت معدن صدق می‌کند و قابل اعمال در معدن می‌باشد، ۹ الگوهای انفجار انتخاب شد. این الگوها براساس تغییرات بارسنگ، فاصله ردیفی چال‌ها، طول گل‌گذاری، حفاری ویژه و میزان ماده منفجره مصرفی در هر چال طراحی شده‌اند (جدول ۵-۸).

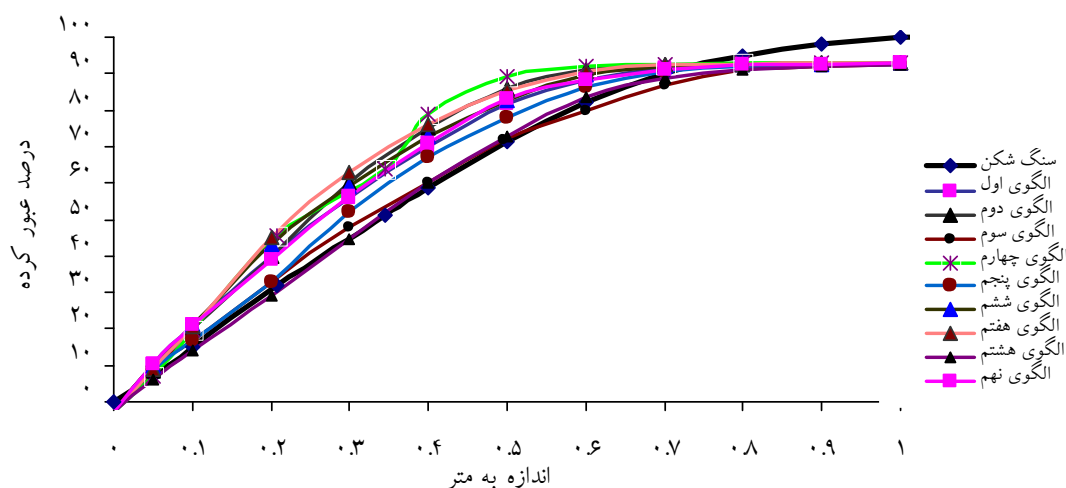
جدول ۵-۸- الگوهای طراحی شده به منظور ایجاد خردایش مناسب برای خوراک سنگ شکن معدن آهک بجنورد

پارامترهای انفجار	الگوی اول	الگوی دوم	الگوی سوم	الگوی چهارم	الگوی پنجم	الگوی ششم	الگوی هفتم	الگوی هشتم	الگوی نهم
قطر چال (میلی متر)	۷۶	۷۶	۷۶	۷۶	۷۶	۷۶	۷۶	۷۶	۷۶
ارتفاع پله (متر)	۹	۹	۹	۹	۹	۹	۹	۹	۹
اضافه حفاری (متر)	۰/۶	۰/۶	۰/۶	۰/۶	۰/۶	۰/۶	۰/۶	۰/۶	۰/۶
طول چال (متر)	۹/۶	۹/۶	۹/۶	۹/۶	۹/۶	۹/۶	۹/۶	۹/۶	۹/۶
بارسنگ (متر)	۲/۳	۲/۴	۲/۲	۱/۹	۲	۱/۸	۱/۷	۲/۲	۱/۹
فاصله ردیفی چال‌ها (متر)	۲/۳	۲/۴	۲/۲	۲/۸۵	۲/۴	۲/۷	۲/۹	۲/۲	۲/۶
پرایمر - دینامیت (کیلو گرم)	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱
طول خرج میانی چال (متر)	۷/۶	۸/۵	۶/۸	۷/۸۵	۶/۷	۶/۷	۶/۷	۶/۷	۶/۷
خرج میانی چال - آنفو (کیلوگرم)	۲۹/۳۵	۳۲/۸	۲۶/۱۳	۳۰/۲۶	۲۵/۷۷	۲۵/۷۷	۲۵/۷۷	۲۵/۷۷	۲۵/۷۷
کل خرج موجود در چال (کیلوگرم)	۳۰/۳۵	۳۳/۸	۲۷/۱۳	۳۱/۲۶	۲۶/۷۷	۲۶/۷۷	۲۶/۷۷	۲۶/۷۷	۲۶/۷۷
طول گل‌گذاری (متر)	۲	۱/۱	۲/۸	۱/۷۵	۲/۹	۲/۹	۲/۹	۲/۹	۲/۹
حجم سنگ برای هر چال (متر مکعب)	۴۷/۶۱	۵۱/۸۴	۴۳/۵۶	۴۸/۷۳۵	۴۳/۲	۴۳/۷۴	۴۴/۳۷	۴۳/۵۶	۴۴/۴۶
خرج ویژه (کیلوگرم بر تن)	۰/۲۳۶۱	۰/۲۴۱۵	۰/۲۳۰۶	۰/۲۳۷۵	۰/۲۲۹۵	۰/۲۲۶۷	۰/۲۲۳۵	۰/۲۲۷۶	۰/۲۲۲۳
حفاری ویژه (متر بر متر مکعب)	۰/۲۰۱۶	۰/۱۸۵۲	۰/۲۲۰۴	۰/۱۹۷۰	۰/۲۲۲۲	۰/۲۱۹۵	۰/۲۱۶۴	۰/۲۲۰۴	۰/۲۱۵۹

سپس با استفاده از رابطه ۵-۱ دانه‌بندی حاصل از ۹ الگوی بدست آمده را محاسبه کرده و از بین این

الگوها، آنهایی که به دانه‌بندی مورد نیاز نزدیک‌تر است، انتخاب می‌شوند. دانه‌بندی هر یک از الگوهای

بدست آمده و دانه‌بندی مورد نیاز در شکل ۵-۴۰ نشان داده شده است. همانطور که از شکل مذکور مشاهده می‌شود، دانه‌بندی الگوهای سوم، پنجم و هشتم به دانه‌بندی مورد نیاز نزدیک‌تر است. بنابراین از بین ۹ الگوی بدست آمده این ۳ الگو پیشنهاد می‌شود.



شکل ۵-۴۰- مقایسه منحنی دانه‌بندی الگوهای به دست آمده با دانه‌بندی مورد نیاز

بنابراین با استفاده از نتایج آنالیز تصویری حاصل از تمامی انفجارها و رابطه کاز-رام که در فصل سوم ارائه شد، سه الگوی انفجار متفاوت برای تولید خردشدگی مناسب برای تأمین خوراک سنگ‌شکن معدن آهک پیشنهاد شده است. این الگوها براساس تغییرات بارسنگ، فاصله ردیفی چال‌ها، طول گل‌گذاری، حفاری ویژه و میزان ماده منفجره مصرفی در هر چال طراحی شده‌اند و از بین این الگوها، بر اساس محاسبه هزینه‌های میزان خرج مصرفی و حفاری ویژه اقتصادی‌ترین الگو انتخاب می‌شود.

۵-۶-۱- الگوی پیشنهادی اول

اولین الگوی پیشنهادی با بارسنگ ۲/۲ متر، فاصله ردیفی چال‌ها ۲/۲ متر و طول گل‌گذاری ۲/۸ متر می‌باشد. میزان خرج مصرفی در این الگو ۲۷/۱۳ کیلوگرم در هر چال است. سایر پارامترها نظیر عمق چال و الگوی خرج‌گذاری در جدول ۵-۹ آورده شده است.

۵-۶-۲- الگوی پیشنهادی دوم

دومین الگوی طراحی شده با الگوی حفاری (متر ۲ × متر ۲/۴) که پارامترهای دیگر آن مانند طول گل‌گذاری برابر ۲/۹ متر و میزان خرج مصرفی در هر چال ۲۶/۷۷ کیلوگرم است. سایر پارامترها نظیر الگوی خرج‌گذاری و عمق چال در جدول ۵-۹ آورده شده است.

۵-۶-۳- الگوی پیشنهادی سوم

بارسنگ و فاصله ردیفی بین چال‌ها در سومین الگوی طراحی شده مشابه با اولین الگوی طراحی شده می‌باشد. مقدار خرج مصرفی در این الگو نسبت به الگوی اول کمتر است. بقیه پارامترهای این الگو در جدول ۵-۹ آورده شده است.

جدول ۵-۹- الگوهای پیشنهادی شده به منظور ایجاد خردایش مناسب

پارامترهای انفجار	الگوی اول	الگوی دوم	الگوی سوم
قطر چال (میلی متر)	۷۶	۷۶	۷۶
ارتفاع پله (متر)	۹	۹	۹
اضافه حفاری (متر)	۰/۶	۰/۶	۰/۶
طول چال (متر)	۹/۶	۹/۶	۹/۶
بارسنگ (متر)	۲/۲	۲	۲/۲
فاصله ردیفی چال‌ها (متر)	۲/۲	۲/۴	۲/۲
پرایمر- دینامیت (کیلو گرم)	۱	۱	۱
طول خرج میانی چال (متر)	۶/۸	۶/۷	۶/۷
خرج میانی چال - آنفو (کیلوگرم)	۲۶/۱۳	۲۵/۷۷	۲۵/۷۷
طول گل‌گذاری (متر)	۲/۸	۲/۹	۲/۹
خرج ویژه (کیلوگرم بر تن)	۰/۲۳۰۶	۰/۲۲۹۵	۰/۲۲۷۶
حفاری ویژه (متر بر متر مکعب)	۰/۲۲۰۴	۰/۲۲۲۲	۰/۲۲۰۴

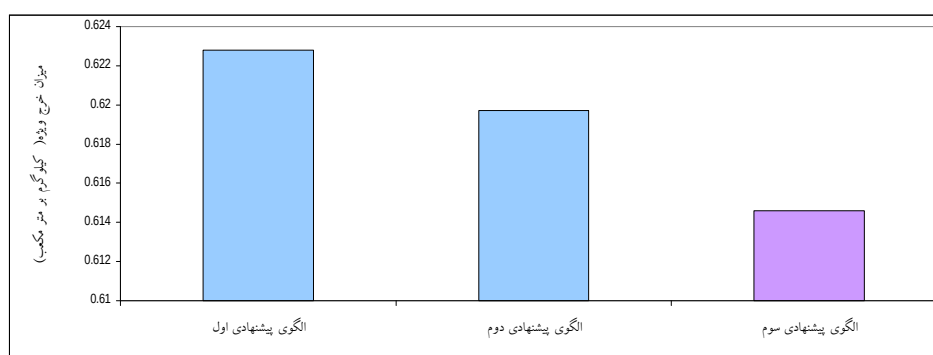
حال باید از بین ۳ الگوی پیشنهاد شده، اقتصادی‌ترین الگوی انفجار را انتخاب کرد. از آنجایی که میزان طول چال‌ها در تمامی الگوها یکسان در نظر گرفته شده، میزان خرج ویژه و حفاری ویژه در هر انفجار اهمیت بالایی دارد. از آنجایی که هزینه هر کیلو آنفو ۳۵۰ تومان و هزینه حفاری به ازای هر متر ۳۰۰۰ تومان می‌باشد، برای انتخاب الگوی مناسب از بین الگوهای پیشنهادی، با محاسبه هزینه مقدار خرج به کار رفته و میزان حفاری در هر الگو، می‌توان به اقتصادی بودن الگوهای انفجار نسبت به هم

پی برد. در جدول ۵-۱۰ و شکل های ۵-۴۱، ۵-۴۲ و ۵-۴۳ هر یک از الگوهای پیشنهادی از لحاظ

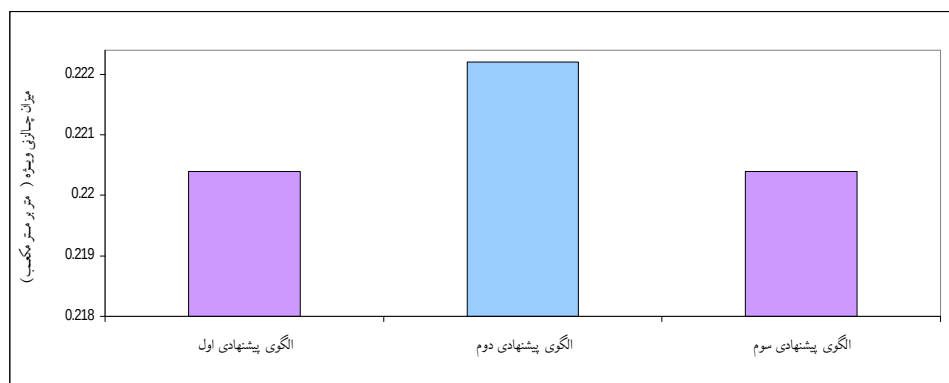
میزان خرج ویژه، حفاری ویژه و هزینه استخراج هر مترمکعب سنگ آهک با هم مقایسه شده اند.

جدول ۵-۱۰- میزان خرج ویژه، حفاری ویژه و هزینه استخراج هر مترمکعب سنگ آهک در هر یک از الگوهای پیشنهادی

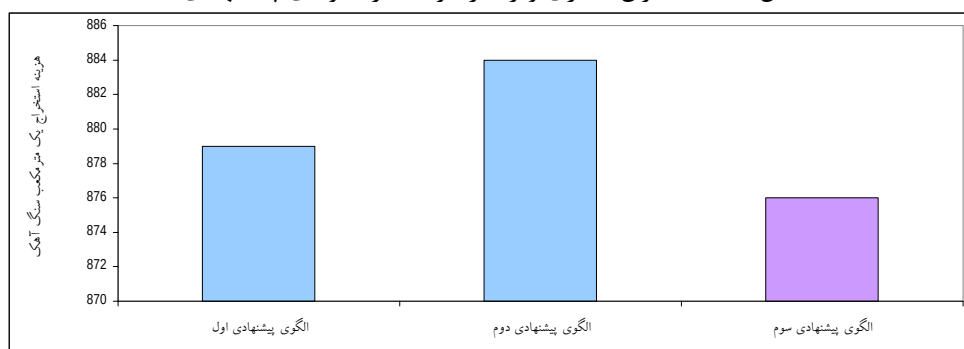
شرح	میزان خرج ویژه (کیلوگرم بر مترمکعب)	میزان حفاری ویژه (متر بر مترمکعب)	هزینه استخراج هر مترمکعب سنگ آهک (تومان)
الگوی پیشنهادی اول	۰/۶۲۲۸	۰/۲۲۰۴	۸۷۹
الگوی پیشنهادی دوم	۰/۶۱۹۷	۰/۲۲۲۲	۸۸۴
الگوی پیشنهادی سوم	۰/۶۱۴۶	۰/۲۲۰۴	۸۷۶



شکل ۵-۴۱- میزان خرج ویژه در هر یک از الگوهای پیشنهادی



شکل ۵-۴۲- میزان حفاری ویژه در هر یک از الگوهای پیشنهادی



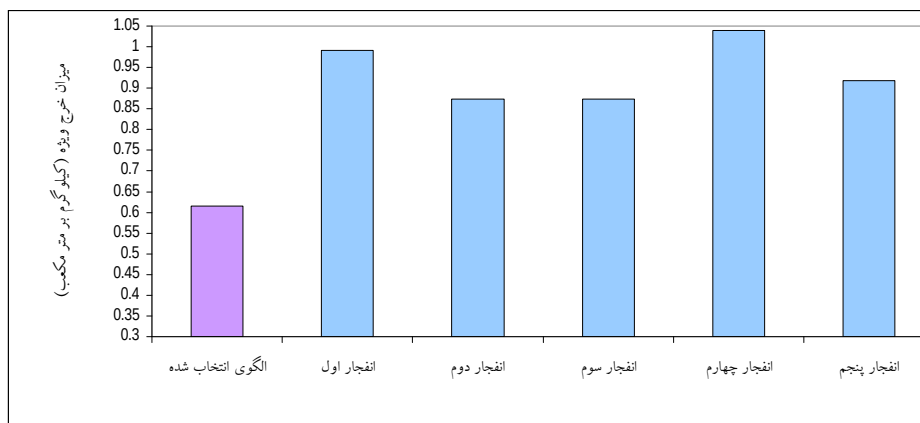
شکل ۵-۴۳- هزینه استخراج هر مترمکعب سنگ آهک در هر یک از الگوهای پیشنهادی

همانطور که در جدول ۵-۱۰ و شکل‌های ۵-۴۱ تا ۵-۴۳ مشاهده می‌شود الگوی پیشنهادی سوم نسبت به سایر الگوهای پیشنهادی دیگر دارای کمترین هزینه تولید برای هر مترمکعب سنگ آهک می‌باشد. حفاری ویژه و خرج ویژه در این الگو نسبت به سایر الگوها کمتر است. با توجه به برآورد هزینه‌های استخراج برای هر مترمکعب مشخص می‌شود که در این معدن حفاری ویژه عاملی مهم در طراحی الگوی مناسب از لحاظ اقتصادی است. بنابراین الگوی پیشنهادی سوم نسبت به سایر الگوهای پیشنهادی مناسب‌تر می‌باشد.

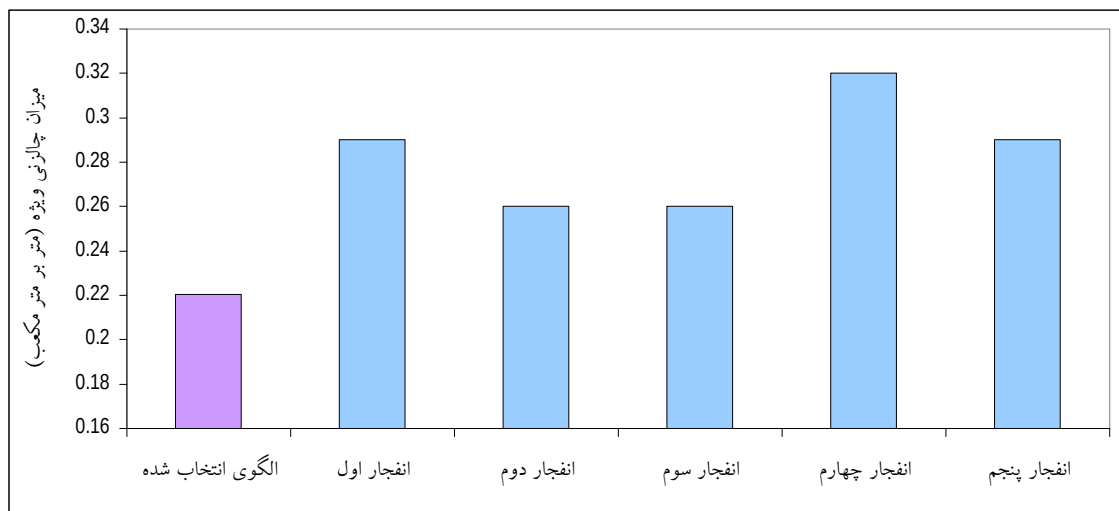
در ادامه مقایسه‌ای بین الگوی انفجار انتخاب شده و سایر الگوهای انفجارهایی که در معدن انجام شده، صورت گرفته است. در جدول ۵-۱۱ و شکل‌های ۵-۴۴ تا ۵-۴۶ مقادیر خرج ویژه، حفاری ویژه و هزینه استخراج هر مترمکعب سنگ آهک در معدن آهک بجنورد، برای الگوی انفجارهای انجام شده در معدن و الگوی پیشنهادی آورده شده است.

جدول ۵-۱۱- مقایسه الگوی انتخاب شده با سایر الگوهای انفجارهای انجام شده

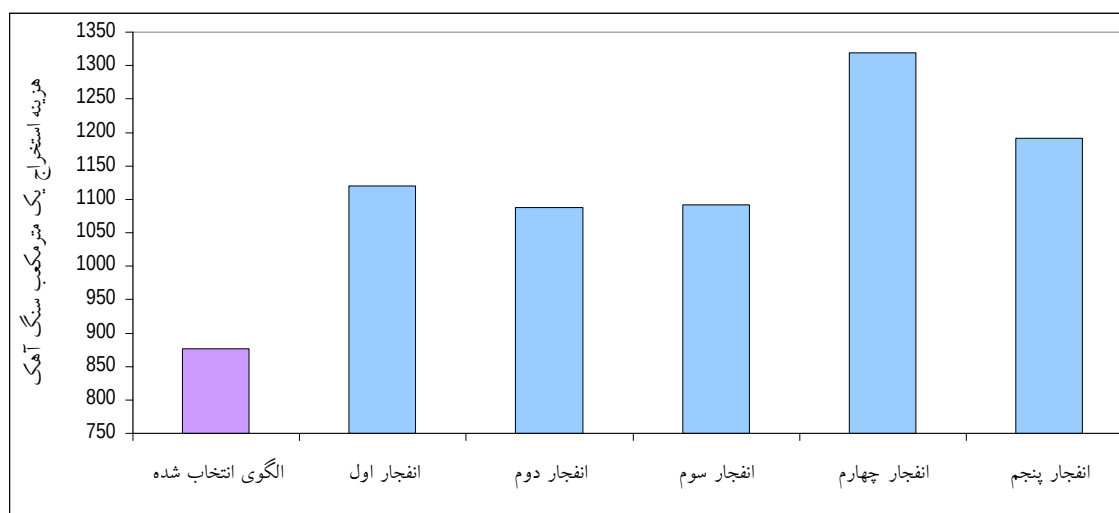
شرح	میزان خرج ویژه (کیلوگرم بر مترمکعب)	میزان حفاری ویژه (متر بر مترمکعب)	هزینه استخراج هر مترمکعب سنگ آهک (تومان)
الگوی انتخاب شده	۰/۶۱۴۶	۰/۲۲۰۴	۸۷۶
الگوی انفجار اول	۰/۹۹۱	۰/۲۹	۱۲۱۷
الگوی انفجار دوم	۰/۸۷۴	۰/۲۶	۱۰۸۶
الگوی انفجار سوم	۰/۸۷۴	۰/۲۶	۱۰۸۶
الگوی انفجار چهارم	۱/۰۳۹	۰/۳۲	۱۳۲۴
الگوی انفجار پنجم	۰/۹۲	۰/۲۹	۱۱۹۲



شکل ۵-۴۴- میزان خرج ویژه الگوی انتخاب شده و سایر الگوهای انفجارهای انجام شده



شکل ۵-۴۵- میزان حفاری ویژه الگوی انتخاب شده و سایر الگوهای انفجارهای انجام شده



شکل ۵-۴۶- هزینه استخراج هر مترمکعب سنگ آهک در الگوی انتخاب شده و سایر الگوهای انفجارهای انجام شده

با توجه به مقایسه بین الگوی انتخاب شده و الگوهای انفجار شده در معدن ملاحظه می‌شود، الگوی انتخاب شده دارای کمترین مقادیر خرج ویژه، حفاری ویژه و کمترین هزینه به ازای تولید هر مترمکعب سنگ آهک نسبت به سایر الگوها است. بنابراین این الگو علاوه بر تولید خردشوندگی مناسب نسبت به سایر الگوهای انجام شده، از لحاظ اقتصادی مناسب‌ترین الگو می‌باشد.

فصل ششم

نتیجه‌گیری و پیشنهادات

۶-۱- نتیجه‌گیری

خردشدگی خوب مواد حاصل از انفجار یک مسئله کاربردی است و به نوع استفاده از سنگ، تجهیزات سنگ‌شکنی و علاوه بر آن‌ها، به نوع و اندازه تجهیزاتی که برای بارگیری و حمل و نقل سنگ‌ها مورد استفاده قرار می‌گیرد؛ بستگی دارد. با انجام صحیح عملیات انفجاری، می‌توان قابلیت خردشدگی ماده معدنی را افزایش داد.

در معدن آهک کارخانه سیمان بجنورد به منظور کاهش انرژی در سنگ‌شکن و پایین آوردن هزینه‌های معدنکاری، توزیع خردشدگی پس از انفجار می‌بایست در محدوده دانه‌بندی خاصی قرار گیرد که این محدوده بر اساس منحنی دانه‌بندی سنگ‌شکن معدن آهک می‌باشد. لذا با توجه به نوع سنگ، فواصل چال‌ها و الگوی خرج‌گذاری برای انفجار بایستی طوری انتخاب شود تا بتوان مصالح تولیدی معدن را تا حد ممکن به اندازه مورد نیاز برای استفاده در سنگ‌شکن نزدیک نمود تا هزینه‌ها و مصرف انرژی کاهش یابد.

در این پایان‌نامه برای دستیابی به یک الگوی مناسب، چندین انفجار با روش آنالیز تصویری مورد بررسی قرار گرفته است. در ادامه بر اساس مدل‌های ریاضی سوئدیفو، کاز-رام و کاز-رام اصلاح شده، الگوهای هریک از این انفجارها مورد بررسی قرار گرفته و نتایج خردایش حاصل از انفجارها توسط این مدل‌ها پیش‌بینی شده است. با بررسی انجام شده بر روی نتایج حاصل از انفجار به روش آنالیز تصویری و مقایسه آنها با نتایج پیش‌بینی هر یک از مدل‌های ریاضی پیش‌بینی خردایش، این نتیجه حاصل شد که مدل کاز-رام نزدیک‌ترین جواب به نتایج دانه‌بندی آنالیز تصویری حاصل از انفجارهای انجام شده در معدن می‌باشد. در ادامه به برقراری رابطه ریاضی بین نتایج آنالیز تصویری و نتایج پیش‌بینی مدل کاز-رام پرداخته شده است. سپس بر اساس نمودار توزیع دانه‌بندی

برای خوراک سنگ‌شکن، با استفاده از رابطه ریاضی به دست آمده و مدل ریاضی خردایش مناسب (مدل کاز-رام) به طراحی الگوی انفجار مناسب پرداخته شده است. برای رسیدن به الگوی مناسب با استفاده از روش ذکر شده ۹ الگوی متفاوت بر اساس اندازه بارسنگ، فاصله ردیفی چال‌ها و طول گل‌گذاری طراحی شد. سپس بر اساس مقایسه نمودار دانه‌بندی حاصل از هر یک از الگوهای طراحی شده با نمودار دانه‌بندی مورد نیاز سه الگو پیشنهاد شد. از بین این الگوهای پیشنهادی، بر اساس هزینه‌های خرج‌گذاری و حفاری، اقتصادی‌ترین الگو انتخاب شده است.

الگوی انتخاب شده با مشخصات بارسنگ ۲/۲ متر، فاصله ردیفی چال‌ها ۲/۲ متر، حفاری ویژه ۰/۲۲۰۴ متر بر متر مکعب و خرج ویژه ۰/۶۱۴۶ کیلوگرم بر مترمکعب، نسبت به الگوهای پیشنهادی دیگر دارای کمترین هزینه تولید برای هر متر مکعب سنگ آهک می‌باشد. حفاری ویژه و خرج ویژه در این الگو نیز نسبت به سایر الگوهای پیشنهادی کمتر است. همچنین، با توجه به برآورد هزینه‌های استخراج برای هر متر مکعب مشخص می‌شود که در این معدن حفاری ویژه عاملی مهم در طراحی الگوی مناسب از لحاظ اقتصادی است. بنابراین این الگوی پیشنهادی نسبت به سایر الگوهای پیشنهادی مناسب‌تر می‌باشد.

در ادامه مقایسه‌ای بین الگوی انفجار انتخاب شده و سایر الگوهای انفجارهایی که در معدن انجام شده، صورت گرفت. با توجه به مقایسه بین الگوی انتخاب شده و الگوهای انفجار شده در معدن، الگوی انتخاب شده دارای کمترین مقادیر خرج ویژه، حفاری ویژه و کمترین هزینه به ازای تولید هر مترمکعب سنگ آهک نسبت به سایر الگوها است. بنابراین این الگو علاوه بر تولید خردشوندگی مناسب نسبت به سایر الگوهای انجام شده، از لحاظ اقتصادی مناسب‌ترین الگو می‌باشد.

علاوه بر نتایجی که گفته شد از این پروژه نتایج زیر هم حاصل شده است:

- به دلیل پیچیده بودن مکانیزم خردشدگی مدلی که بتواند با تمام شرایط یک ساختار زمین‌شناسی منطقه و یا معدن تطبیق داشته باشد، ارائه نشده است. به همین جهت با استفاده از مدل‌های ریاضی خردایش، امکان حذف تحقیقات پرهزینه بر اساس سعی و خطا وجود دارد.
- در بیشتر موارد، متوسط ابعاد پیش‌بینی شده توسط مدل‌های پیش‌بینی خردایش، کوچکتر از مقدار اندازه‌گیری شده است.
- مقایسه مدل‌های ریاضی پیش‌بینی خردایش نشان می‌دهد که مدل کاز-رام، متوسط ابعاد قطعات خرد شده پیش‌بینی شده را کوچکتر و سوئدیفو بزرگتر نشان می‌دهد.
- اصلاح طرح عملیات انفجار باعث کاهش هزینه‌های یک معدن می‌شود. در این میان استفاده از مدل‌های پیش‌بینی خردایش برای کاهش هزینه‌های کلی تولید مناسب می‌باشد.

۲-۶- پیشنهادات

- روابط تجربی برای شرایط خاص عملیات انفجار تعریف شده‌اند، بنابراین در صورتی که این شرایط وجود نداشته باشد، این روابط نتایج دقیقی به دست نخواهند داد. به منظور ارزیابی دقیق‌تر توزیع دانه‌بندی سنگ‌ها پس از انفجار پیشنهاد می‌شود که انفجارهای بیشتری مورد بررسی قرار گیرد و با توجه به این انفجارهای روابط ارائه شده تصحیح گردد.
- خردشدگی وابسته به پارامترهای انفجار و خصوصیات ژئومکانیکی توده سنگ برجا است. به طوری که در پله‌های مختلف با یک نوع سنگ و الگوهای یکسان، به دلیل تغییر مشخصات ساختاری توده سنگ برجا، نتایج یکسانی حاصل نمی‌شود. در الگوهای انفجار که خصوصیات ژئومکانیکی توده سنگ در نظر گرفته نمی‌شوند، نتایج انفجار با آنچه که از قبل پیش‌بینی شده، متفاوت می‌باشد و همچنین تغییرهای کوچک در پارامترهای قابل کنترل مانند نوع ماده منفجره الگوی انفجار روی نتایج خردشدگی تأثیر بسزایی دارد.

به همین دلیل پیشنهاد می‌شود برای انفجار کارآمد و مؤثر، مواد منفجره باید با خصوصیات سنگ و الگوی انفجار متناسب باشد.

- برای کنترل نتایج بدست آمده از خردشدگی سنگ‌ها با روش عکس‌برداری، در صورت امکان از روش سرند کردن هم استفاده شود تا میزان خطایی که در این روش وجود دارد تصحیح شود.

- از آنجا که حفاری و انفجار معادن روباز دارای ابعاد وسیع می‌باشد، شناخت عوامل مؤثر بر رفتار انفجار سنگ و بررسی آنها جهت رسیدن به نتایجی کامل و مطلوب لازم است. لذا می‌بایست محدوده تغییرات پارامترها افزایش یابد و داده‌های بیشتری به منظور طراحی الگوی حفاری و انفجار تهیه گردد.

- در صورت امکان از مواد منفجره با ترکیبات مختلف استفاده شود تا اثر نوع ماده منفجره بر نتیجه انفجار روشن و قابل درک گردد.

منابع فارسی

- ابراهیمی امیری ح، منصوری ح. و امیر رحمت م، (۱۳۸۴)، "اعتبار سنجی نتایج حاصل از روش آنالیز تصویری در دانه‌بندی سنگ معدن سرچشمه"، مجموعه مقالات دومین کنفرانس معادن روباز ایران، دانشگاه باهنر کرمان، ص ۲۱۱-۲۱۸.
- استوار ر، (۱۳۸۳)، "تشکاری در معادن"، جلد اول و دوم، انتشارات جهاد دانشگاهی صنعتی امیرکبیر.
- اصانلو م، (۱۳۷۴)، "طراحی برنامه ریزی و روش‌های استخراج معادن سطحی"، انتشارات لادن.
- بخشنده امینه ح، (۱۳۷۷)، سمینار کارشناسی ارشد، "مقایسه مدل‌های ریاضی جهت پیش‌بینی ابعاد سنگ‌های خرد شده از انفجار معادن روباز"، دانشگاه امیر کبیر.
- تیموری هزار جریبی ع، (۱۳۸۶)، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، "طراحی الگوی چالزنی و انفجار برای تولید مصالح خرد شده سنگی جهت ساخت سد گتوند علیا"، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- دهقان بنادکی م، مجدی ع. و رئیسی گ، (۱۳۸۰)، "تعیین خردشدگی سنگ در اثر انفجار با استفاده از روش عکس‌برداری"، مجموعه مقالات اولین کنفرانس معادن روباز ایران، دانشگاه باهنر کرمان، ص ۱۹۱-۲۰۰.
- سرشکی ف، عطائی م. و حسینی س ه، (۱۳۸۷)، "طراحی الگوهای آتشکاری و تعیین خرج ویژه در معادن روباز با استفاده از مشخصات توده سنگ برجا"، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- نبیان ا. و حاج ملاعلی ع، (۱۳۷۵)، "گزارش مطالعات پی‌جویی و عملیات اکتشاف مقدماتی ذخایر سنگ آهک کارخانه سیمان بجنورد"، مهندسين مشاور کان ایران.
- عطائی م. و زیاری ن، (۱۳۸۴)، "بررسی توزیع خردشدگی سنگ‌ها در اثر انفجار در معدن سنگ آهک سنگان"، مجموعه مقالات دومین کنفرانس معادن روباز ایران، دانشگاه باهنر کرمان، ص ۱۶۹-۱۷۷.
- نعمت اللهی ح، (۱۳۸۴)، "کانه‌آرایی"، جلد اول، موسسه انتشارات و چاپ دانشگاه تهران.

منابع خارجی

- Aler J. Du Mouza J. & M. Arnould (1996) "Evaluation of blast fragmentation efficiency and its prediction by multivariate analysis procedures" Int. j. Rock Mech. Min. Sci. and Geomech. Vol. 33, No. 2, pp.189-196.
- Ash R.L. (1968) "The design of blasting rounds" In: Pfeleider, E.P. (Ed.), Surface Mining. AIME, New York, NY.
- Bauer A. (1982), "The use of high-speed photography in open pit blasting" Mining Resource Engineering, Ltd., Kingstone, Ontario.
- Chakraborty A.K. Raina M. Ramulu P.B. Choudhury A. Haldar P. & Sahu C. Bandyopadhyay (2004) "Parametric study to develop guidelines for

- blast fragmentation improvement in jointed and massive formations*" Engineering Geology 73, pp 105–116.
- Chiapetta R.F & Borg D.G (1983) "*Increasing productivity through field control and high-speed photography*" First Symp. on Rock fragmentation by Blasting, Lüleå, pp.637-649.
- Cunningham C. V. B. (1983) "*The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting*" The 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Vol. 2, Luleå, Sweden, pp.439-453.
- Cunningham C. V. B. (1987) "*Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model*" four years on, in Proceedings 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Keystone Colorado, pp 475-487.
- Dinis & Gama (1995) "*A Model for Rock Mass Fragmentation by Blasting*" Proceeding 8th International Congress on Rock Mechanics, Tokyo, Vol. 1, pp 73-76.
- Djordjevic N. (1999) "*A two-component model of blast fragmentation*" The AusIMM Proceedings, pp. 9-13.
- Djordjevic N. (1988) "*Optimal blast fragmentation*" Mining Magazine, pp.121-125.
- Esen S. (2008) "*A non-ideal detonation model for evaluating the performance of explosives in rock blasting*" Rock Mechanics and Rock Engineering, Volume 41, Issue 3, pp.467-497.
- Esen S. Bilgin H. A. & BoBo, T. (2000) "*Effect of explosive on fragmentation*" The 4th Drilling and Blasting Symposium, Ankara, Turkey, pp. 63–72.
- Esterle J. Brien G. & Thornation D. (1999) "*Impact of coal mass structure on fragmentation during mining and processing*" Mineral Resources Engineering, Vol. 8, No. 3, pp. 285-299.
- Franklin J.A. Kemeny J.M. & Girdner K.K., (1996) "*Evolution of Measuring Systems: A review*" Proceedings of the Fragblast-5 Workshop on Measurement of Blast Fragmentation, A.A. Balkema, Montreal, Quebec, Canada, pp. 47-52.
- 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, Volume 46, Issue 6, pp. 967-973.
- Hustrulid W. (1999) "*Blasting Principles for Open Pit Mining*" vol. 1. A.A. Balkema, Rotterdam.
- Jhanwar J. C Jethwa J. L. & Reddy A. H., (2000) "*Influence of air-deck blasting on fragmentation in jointed rocks in an open-pit manganese mine*" Engineering Geology, Volume 57, Issues 1-2, pp.13-29.
- Jimeno C.L. Jimeno E.L. & Carceró F.J.A. (1995) "*Drilling and Blasting of Rock*" Geomining Technical Institute of Spain. A.A. Balkema, Rotterdam.
- Kemeny J. Girdner K. & BoBo T. (1999) "*New Advances in Digital Image Analysis Software to Quantify the Size Distribution of Fragmented Rock*" MINEBLAST 99, pp. 27-43.
- Kilic A. M. Yasar E. Erdogan Y. & Ranjith P. G. (2009) "*Influence of rock mass properties on blasting efficiency*" Scientific Research and Essay, Vol. 4, No. 11, pp. 1213-1224.
- Kojovic T. (2005) "*Influence of aggregate stemming in blasting on the SAG mill performance*" Minerals Engineering 18th, pp. 1398–1404.
- Konya J. & Walter J. (1991) "*Rock Blasting and Overbreak Control*" U.S. Department of Transportation, Federal Highway Administration.

- Konya C.J. (1983) "*Blasting design*" surface mining environmental monitoring and reclamation handbook.
- Kou S. Q. & Rustan, P.A. (1993) "*Computerized design and result prediction of bench blasting*" FragBlast-4 A. A Balkema Publ. Rotterdam.
- Kuznetsov V. M. (1973) "*The mean diameter of fragments formed by blasting rock*" Soviet Mining Science, Vol 9 (2), pp.144-148.
- Kwangmin K. (2006), Master's thesis "*Blasting Design Using Fracture Toughness and Image Analysis of the Bench Face and Muckpile*" Virginia Polytechnic Institute and State University.
- Langefors U. Kihlstrom B.(1973) "*Voladura de Rocas*" Edit. Urmo.
- Lilly P. A. (1986) "*An empirical method of assessing rock mass blastability*" in. Davidson, J. R. (editor) Proceedings AusIMM/I.E.Australia Newman Combined Group Large Open Pit Mining Conference, pp. 89- 92.
- Maerz N. H. (1996) "*Image sampling techniques and requirements for automated image analysis of rock fragmentation*" Proceedings of the FRAGBLAST 5 Workshop on Measurement of Blast Fragmentation, Montreal, Quebec, Canada, pp. 115-120.
- Maerz N. H. & Zhou W. (2000) "*Calibration of optical digital fragmentation measuring systems*" FRAGBLAST, The International Journal For Blasting and Fragmentation, Vol. 4, No. 2, pp. 126-138.
- Maerz N. Palangio T.W. & Palangio T.C. (2005) "*Advanced automatic optical blast fragmentation sizing and tracking*" Brighton Conference Proceedings, European Federation of Explosives Engineers, pp. 259-267.
- Mario M. & Ficarazzo F. (2006) "*Monte Carlo simulation as a tool to predict blasting fragmentation based on the Kuz–Ram model*" Computers & Geosciences 32, pp. 352–359.
- Michaux S. & Djordjevic N. (2005) "*Influence of explosive energy on the strength of the rock fragments and SAG mill throughput*" Minerals Engineering 18th, pp. 439–448.
- Monjezi M. Amiri H. Farrokhi A. & Goshtasbi K. (2009) "*Prediction of rock fragmentation due to blasting in sarcheshmeh copper mine using artificial neural networks*" Geotechnical and Geological Engineering, pp. 897- 913.
- Monjezi M. Rezaei M. & Varjani A. Y. (2009) "*Prediction of rock fragmentation due to blasting in Gol-E-Gohar iron mine using fuzzy logic*" International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Volume 46, Issue 8, pp. 1273-1280.
- Novikov E. & Kondelchuk D. (2005), Master's thesis "*Study of the Mechanical Properties of the Granitoid Rocks and the Influence of blasting Parameters on the Quality of Aggregates*" Iulea university of technology.
- Onederra I. Esen S. & Jankovic A. (2004) "*Estimation of fines generated by blasting – applications for the mining and quarrying industries*" Mining Technology. IMM Transactions section A, Volume 113, pp. 237-247.
- Oraee K. & Asi B. (2006) "*Prediction of Rock Fragmentation in Open Pit Mines, using Neural Network Analysis*" Fifteenth international symposium on mine planning and equipment selection, Italy.
- Ozdemir K. Kahriman A. Karadogan A. & Tuncer G. (2003) "*Blast Fragmentation assessment and control using the Split digital image analysis system*" International Conference on Earth Sciences and Electronics, pp. 275-287.

- Ozkahraman h. 2006, “*Fragmentation assessment and design of blast pattern at Goltas Limestone Quarry, Turkey*” International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 43, pp. 628–633.
- Preece S. & Chung H. (2003) “*Blasting Induced Rock Fragmentation Prediction Using the RHT Constitutive Model for Brittle Materials*” Proceedings of the 9th International Symposium on the Effects of Munitions with Structures, Berlin-Straussberg, Germany, pp. 117-124.
- Reid P.E. (1976), Bsc. Thesis, “*Fragmentation analysis and its use in blasting-cost-optimization programs in open pit mining*” Queen’s University, Kingston, Ontario.
- Sang-Ho CHO. (2009) “*Dynamic fracture process analysis of rock and Its application to fragmentation control in blasting*” Symp. on Rock Fragmentation by Blasting - Fragblast 9, Granada Spain, pp. 187-199.
- Senyur M. G. (1998) “*A Statistical analysis of fragmentation after single hole bench blasting*” Rock Mech. Rock Engng. 31 (3), pp. 181–196.
- Siddiqui F.L. Ali Shah S.M. & Behan M. Y. (2009) “*Measurement of Size Distribution of Blasted Rock Using Digital Image Processing*” Eng. Sci., Vol.20 No.2, pp. 81-93.
- Simangunsong G.M. Moser P. Kramadibrata S. Kubota S. Shimada H. Matsui K. & Ogata Y. (2003) “*Optimization of blasting fragmentation based on optimized comminution*” Annual Meeting, Japan Explosives Society, Tokyo, pp. 283-289.
- Singh S. P. Yalcin T. Glogger M. & Narendrula R. (2003) “*Interaction between the size distribution of the muck and the loading equipment*” Computer Application in the Minerals Industries. pp. 883-891.
- Sudhakar J. Adhikari G.R. & Gupta R. N. (2006) “*Technical note comparison of fragmentation measurements by photographic and image analysis techniques*” Rock Mech. Rock Engng, pp. 159-168.
- Victorovych Zagreba S. (2003), Master’s thesis “*A Blasting Fragmentation Model of Rocks*” West Virginia University.
- Vijayendra, H. G. (1995) “*Handbook on Mineral Dressing*” New Delhi :Vikas Pub.
- Workman L. & Eloranta J. (2003) “*The effects of blasting on crushing and grinding efficiency and energy consumption*” British Chemical Engineering, pp. 114-120.