

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک
گروه استخراج معدن

تعیین تأخیر مناسب در عملیات انفجار به منظور بهبود عملکرد سیستم حمل و نقل
مطالعه موردی: معدن سنگ آهن چادرملو

دانشجو:

مصطفی مظلوم

اساتید راهنما:

دکتر محمد عطایی

دکتر فرهنگ سرشکی

استاد مشاور:

مهندس حسین اینانلو

پایان نامه جهت اخذ درجه کارشناسی ارشد

بهمن ۱۳۹۴

تقدیم بہ

ماحصل آموختہ ہایم را تقدیم می کنیم بہ آنان کہ مہر آسمانی شان آرام بخش آلام زمینی ام است
بہ روح پاک پدرم،

رفتی از چشمم و دل محو تماشاست ہمنوز عکس روی تو در این آئینہ پیدا است ہمنوز

در دلم عشق تو چون شمع بہ خلوتگاہ راز در سرم شور تو چون بادہ بہ میناست ہمنوز

و وجود عزیز مادرم، دریای بی کران عشق و فداکاری کہ وجودم برایش ہمہ رنج بودہ و وجودش برایم ہمہ مہر است

و، پختن تقدیم بہ ہمہ عزیزانی کہ اینجانب را در مسیر اتمام این پایان نامہ، صمیمانہ یاری کردند.

مشکر و قدردانی

سپاس و ستایش خدای را جل و جلاله که آثار قدرت او بر چهره روز روشن، تابان است و انوار حکمت او در دل شب تار، در افشان. آفریدگاری که خویش را به ما شناساند و درهای علم را بر ما گشود و عمری و فرصتی عطا فرمود تا بدان، بنده ضعیف خویش را در طریق علم و معرفت بیازماید.

مشکر شایان، نثار ایزد منان که توفیق را رفیق را هم ساخت تا این پایان نامه را به پایان برسانم. در اینجا بر خود لازم می‌دانم از زحمات و تلاش ها و کمک های اساتید عالی قدر راهنما، جناب آقای دکتر محمد عطایی و جناب آقای دکتر فرزندک سرسنگی کمال سپاسگزاری را به جای آورم.

از استاد مشاور محترم، آقای مهندس حسین اینانلو که برای اتمام این پایان نامه زحمات زیادی را متحمل شده و نهایت همکاری را با اینجانب داشتند، صمیمانه تقدیر و تشکر به عمل می‌آورم.

در خاتمه به رسم ادب و احترام از خانواده عزیزم و همچنین دوستان مهربانم که در این راه پشتیبان و مشوق اینجانب بودند، به ویژه مهندس یحیی شمس کردکانه که نقش به سزایی را در طی این مسیر داشتند، کمال تشکر و سپاسگزاری را دارم.

تعهد نامه

اینجانب **مصطفی مظلوم** دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی معدن دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه تعیین تأخیر مناسب در عملیات انفجار به منظور بهبود عملکرد سیستم حمل و نقل (مطالعه موردی: معدن سنگ آهن چادرمولو) تحت راهنمایی دکتر محمد عطایی و دکتر فرهنگ سرشکی متعهد می شوم.

- تحقیقات در این پایان نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است.
- در استفاده از نتایج پژوهشهای محققان دیگر به مرجع مورد استفاده استناد شده است.
- مطالب مندرج در پایان نامه تاکنون توسط خود یا فرد دیگری برای دریافت هیچ نوع مدرک یا امتیازی در هیچ جا ارائه نشده است.
- کلیه حقوق معنوی این اثر متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می باشد و مقالات مستخرج با نام « دانشگاه صنعتی شاهرود» و یا « Shahrood University of technology» به چاپ خواهد رسید.
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج اصلی پایان نامه تأثیرگذار بوده اند در مقالات مستخرج از پایان نامه رعایت می گردد.
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه، در مواردی که از موجود زنده (یا بافتهای آنها) استفاده شده است ضوابط و اصول اخلاقی رعایت شده است.
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه، در مواردی که به حوزه اطلاعات شخصی افراد دسترسی یافته یا استفاده شده است اصل رازداری، ضوابط و اصول اخلاق انسانی رعایت شده است.

امضای دانشجو

تاریخ

مالکیت نتایج و حق نشر

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

* متن این صفحه نیز باید در ابتدای نسخه های تکثیر شده پایان نامه وجود داشته باشد

چکیده

عملیات انفجار به عنوان یکی از مهم‌ترین مراحل چرخه معدنکاری روباز شناخته می‌شود. هدف از این عملیات، خرد کردن ماده معدنی و باطله به ابعاد مناسب و حمل آن به بیرون از معدن می‌باشد. نتایج حاصل از انفجار به صورت مستقیم بر هزینه‌ها و راندمان کاری سیستم حمل و نقل تأثیر می‌گذارد. از جمله پارامترهای متغیر تأثیرگذار بر نتایج انفجار می‌توان به زمان‌های تأخیر اشاره کرد. این پارامتر نه تنها بر میزان خردشدگی مؤثر است بلکه مواردی مانند شکل هندسی توده‌سنگ خردشده، میزان عقب‌زدگی و همچنین سیستم حمل و نقل معدن را تحت تأثیر خود قرار می‌دهد. بنابراین شناسایی و تعیین این پارامتر از اهمیت بالایی برخوردار است.

در این تحقیق ۱۰ انفجار انجام شده در توده شمالی معدن سنگ آهن چادرملو مورد مطالعه قرار گرفت. این انفجارها با شرایط تقریباً یکسان و زمان‌های تأخیر متفاوت انجام شد تا بتوان اثرات این زمان‌ها را بر نتایج انفجار و سپس عملکرد سیستم حمل و نقل معدن مشخص کرد. پس از تحلیل کردن نتایج هر انفجار از نظر میزان خردایش، شکل هندسی توده‌سنگ خردشده و میزان عقب‌زدگی حاصل شده، تأثیر هر کدام از این موارد بر عملکرد ماشین‌آلات بارگیری و باربری مورد ارزیابی قرار گرفت.

این تحلیل‌ها نشان داد که زمان‌های تأخیر در بازه ۱۳۰ تا ۱۵۰ میلی‌ثانیه بهترین خردایش را که باعث افزایش راندمان کاری سیستم حمل و نقل می‌شود، نتیجه می‌دهد. در مورد شکل هندسی توده‌سنگ خردشده نیز می‌توان گفت که زمان‌های تأخیری که مناسب‌ترین شکل هندسی را برای بهبود عملکرد ماشین بارگیری و سپس ماشین باربری ایجاد می‌کند در بازه ۱۳۰ تا ۱۵۰ میلی‌ثانیه قرار دارد. از آنجا که نتایج حاصل از انفجارها از نظر میزان عقب‌زدگی نشان می‌دهد که افزایش زمان‌های تأخیر باعث کاهش این پارامتر می‌شود بنابراین برای ایجاد محیط کاری ایمن از نظر پایداری دیواره‌ها برای ماشین‌آلات بارگیری و باربری استفاده از زمان‌های تأخیر بیشتر مناسب است.

در نهایت با توجه به مناسب بودن میزان خردایش و شکل هندسی توده‌سنگ خردشده که باعث بهبود عملکرد و افزایش راندمان کاری سیستم حمل و نقل در توده شمالی معدن سنگ آهن چادرملو می‌شود، بازه زمانی ۱۳۰ تا ۱۵۰ میلی‌ثانیه برای تأخیرهای مورد استفاده در انفجارهای این توده پیشنهاد شد.

واژگان کلیدی: انفجار، زمان تأخیر، خردایش، توده‌سنگ خردشده، سیستم حمل و نقل، معدن سنگ آهن چادرملو

فهرست مطالب

فصل اول: مقدمه و کلیات	۱
۱-۱- مقدمه	۲
۲-۱- اطلاعات عمومی معدن سنگ آهن چادرملو	۳
۱-۲-۱- مقدمه و تاریخچه معدن	۳
۲-۲-۱- موقعیت جغرافیایی معدن	۴
۳-۲-۱- مشخصات کلی معدن چادرملو	۵
۳-۱- سابقه‌ی انجام تحقیق	۶
۴-۱- ضرورت انجام تحقیق	۸
۵-۱- اهداف تحقیق	۸
۶-۱- روش انجام تحقیق	۹
۷-۱- ساختار پایان‌نامه	۹
فصل دوم: انفجار	۱۱
۱-۲- مقدمه	۱۲
۲-۲- انفجار	۱۳
۳-۲- انواع مواد منفجره	۱۵
۱-۳-۲- دینامیت‌ها	۱۵
۲-۳-۲- عامل انفجاری بر پایه TNT و آمونیوم نیترات	۱۶

- ۱۷ آنفو. ۱-۲-۳-۲
- ۱۸ اسلاری‌ها. ۲-۲-۳-۲
- ۱۹ انتخاب ماده منفجره مناسب. ۴-۲
- ۲۰ خواص مواد منفجره. ۵-۲
- ۲۰ قدرت و انرژی. ۱-۵-۲
- ۲۱ سرعت انفجار. ۲-۵-۲
- ۲۱ چگالی. ۳-۵-۲
- ۲۱ فشار انفجار. ۴-۵-۲
- ۲۲ پایداری. ۵-۵-۲
- ۲۲ مقاومت در برابر آب. ۶-۵-۲
- ۲۲ حساسیت. ۷-۵-۲
- ۲۳ مقاومت در دماهای پایین. ۸-۵-۲
- ۲۳ گازهای سمی. ۹-۵-۲
- ۲۳ روش‌های انفجار. ۶-۲
- ۲۳ انفجار با فتیله اطمینان. ۱-۶-۲
- ۲۴ انفجار با فتیله انفجاری. ۲-۶-۲
- ۲۴ انفجار برقی. ۳-۶-۲
- ۲۵ سیستم نازل. ۴-۶-۲
- ۲۶ سیستم هرکودت (چاشنی گازی). ۵-۶-۲

- ۲۷-۲-۷- انفجار تأخیری ۲۷
- ۳۱-۲-۷-۱- به هم بستن چاشنی‌های برقی ۳۱
- ۳۴-۲-۸- جمع‌بندی ۳۴
- ۳۵- فصل سوم: روش‌های ارزیابی خردایش حاصل از انفجار ۳۵
- ۳۶-۳-۱- مقدمه ۳۶
- ۳۷-۳-۲- روش‌های ارزیابی خردایش پیش از انفجار ۳۷
- ۳۷-۳-۲-۱- مدل دنیس و گاما ۳۷
- ۳۸-۳-۲-۲- مدل لارسون ۳۸
- ۳۹-۳-۲-۳- مدل کاز - رام ۳۹
- ۳۹-۳-۲-۱- مدل کازنتسوف ۳۹
- ۴۰-۳-۲-۲- منحنی رزین - راملر ۴۰
- ۴۰-۳-۲-۴- مدل اصلاح شده کاز - رام ۴۰
- ۴۱-۳-۲-۵- مدل سوئدیفو ۴۱
- ۴۲-۳-۳- روش‌های ارزیابی خردایش پس از انفجار ۴۲
- ۴۳-۳-۱- تحلیل کیفی مشاهده‌ای ۴۳
- ۴۳-۳-۲- روش‌های عکس‌برداری ۴۳
- ۴۵-۳-۳- روش فتوگرامتری ۴۵
- ۴۵-۳-۴- عکس‌برداری با سرعت بالا ۴۵
- ۴۶-۳-۵- مطالعه بازده ماشین‌آلات بارگیری ۴۶

- ۴۷ ۳-۳-۶- شمردن سنگ‌های بزرگ و خردکردن ثانویه
- ۴۸ ۳-۳-۷- اختلالات ایجاد شده در سنگ‌شکن
- ۴۸ ۳-۳-۸- سرندکردن بخشی
- ۴۸ ۳-۳-۹- پردازش دیجیتالی تصاویر
- ۵۱ ۳-۴- جمع‌بندی
- ۵۳ فصل چهارم: بررسی انفجارهای انجام شده در معدن سنگ آهن چادرملو
- ۵۴ ۴-۱- مقدمه
- ۵۷ ۴-۲- تعیین میزان خردایش انفجارهای انجام شده با زمان‌های تأخیر متفاوت و بررسی اثرات آن بر سیستم حمل و نقل
- ۵۸ ۴-۲-۱- آنالیز تصویری انفجارها توسط نرم‌افزار Gold size
- ۷۸ ۴-۲-۲- رابطه زمان‌های تأخیر و خردایش حاصل شده از هر انفجار و اثرات آن بر راندمان کاری سیستم حمل و نقل
- ۸۲ ۴-۳- رابطه زمان‌های تأخیر و شکل هندسی توده‌سنگ منفجر شده حاصل از هر انفجار و اثرات آن بر راندمان کاری سیستم حمل و نقل
- ۸۷ ۴-۴- رابطه زمان‌های تأخیر و میزان عقب‌زدگی حاصل شده از هر انفجار و اثرات آن بر راندمان کاری سیستم حمل و نقل
- ۸۹ ۴-۵- جمع‌بندی
- ۹۱ فصل پنجم: نتیجه‌گیری و پیشنهادات
- ۹۲ ۵-۱- نتیجه‌گیری

۹۴ ۲-۵- پیشنهادات

۹۵ فهرست مراجع

۱۰۱ پیوست

فهرست شکل‌ها

- شکل ۱-۱: موقعیت جغرافیایی معدن سنگ آهن چادرملو..... ۵
- شکل ۲-۱: روندنمای فصول پایان‌نامه ۱۰
- شکل ۱-۲: انفجار در معدن روباز ۱۴
- شکل ۲-۲: حالت‌های مختلف خرج‌گذاری چال توسط انواع مواد منفجره (Naapuri, 1984) ۱۸
- شکل ۳-۲: انواع رله (سایت اینترنتی، www.gulfoilcorp.com) ۲۹
- شکل ۴-۲: چاشنی فوری (Orica Seismic Products, 2008) ۳۰
- شکل ۵-۲: چاشنی تأخیری (Miller and Martin, 2007) ۳۱
- شکل ۶-۲: به هم بستن سری چاشنی‌ها (OY FORCIT AB, 2011) ۳۲
- شکل ۷-۲: به هم بستن موازی چاشنی‌ها (استوار ۱۳۸۲) ۳۳
- شکل ۸-۲: به هم بستن سری - موازی چاشنی‌ها (OY FORCIT AB, 2011) ۳۳
- شکل ۱-۳: روش شبکه در ارزیابی خردشدگی در آزمایشگاه و محیط صحرایی (Jimeno et al., 1995) ۴۴
- شکل ۲-۳: تحلیل خردشدگی با استفاده از پردازش دیجیتالی تصویر (Jimeno et al., 1995) ۵۰
- شکل ۱-۴: نمایی از توده شمالی معدن سنگ آهن چادرملو و محل تقریبی انفجارهای انجام شده.. ۵۶
- شکل ۲-۴: تصویر تهیه شده مناسب با مقیاس معین از توده‌سنگ منفجر شده ۵۸
- شکل ۳-۴: محیط کار نرم‌افزار Gold size ۵۹
- شکل ۴-۴: عکس فراخوانده شده در نرم‌افزار Gold size ۶۰
- شکل ۵-۴: عکس در برگیرنده محدوده متوسط از توده‌سنگ منفجر شده که در آن یک شی به عنوان مقیاس قرار دارد ۶۱
- شکل ۶-۴: عکس در برگیرنده محدوده وسیع که در آن دو شی به عنوان مقیاس قرار دارد ۶۱

- شکل ۴-۷: مشخص کردن مرز قطعات خردشده با استفاده از ماوس ۶۲
- شکل ۴-۸: گراف حاصل از تحلیل عکس مرزیابی شده توسط نرم افزار Gold size ۶۳
- شکل ۴-۹: نمودار دانه‌بندی مربوط به گراف شکل ۴-۸ ۶۳
- شکل ۴-۱۰: عکس شماره ۱ از انفجار اول ۶۴
- شکل ۴-۱۱: عکس شماره ۲ از انفجار اول ۶۴
- شکل ۴-۱۲: عکس شماره ۳ از انفجار اول ۶۵
- شکل ۴-۱۳: عکس شماره ۴ از انفجار اول ۶۵
- شکل ۴-۱۴: عکس شماره ۵ از انفجار اول ۶۶
- شکل ۴-۱۵: عکس شماره ۶ از انفجار اول ۶۶
- شکل ۴-۱۶: عکس شماره ۷ از انفجار اول ۶۶
- شکل ۴-۱۷: عکس شماره ۸ از انفجار اول ۶۶
- شکل ۴-۱۸: گراف حاصل شده از عکس شماره ۱ ۶۷
- شکل ۴-۱۹: گراف حاصل شده از عکس شماره ۲ ۶۷
- شکل ۴-۲۰: گراف حاصل شده از عکس شماره ۳ ۶۷
- شکل ۴-۲۱: گراف حاصل شده از عکس شماره ۴ ۶۷
- شکل ۴-۲۲: گراف حاصل شده از عکس شماره ۵ ۶۸
- شکل ۴-۲۳: گراف حاصل شده از عکس شماره ۶ ۶۸
- شکل ۴-۲۴: گراف حاصل شده از عکس شماره ۷ ۶۸
- شکل ۴-۲۵: گراف حاصل شده از عکس شماره ۸ ۶۸
- شکل ۴-۲۶: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار اول ۶۹
- شکل ۴-۲۷: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار دوم ۷۰
- شکل ۴-۲۸: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار سوم ۷۱

- شکل ۴-۲۹: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار چهارم ۷۲
- شکل ۴-۳۰: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار پنجم ۷۳
- شکل ۴-۳۱: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار ششم ۷۴
- شکل ۴-۳۲: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار هفتم ۷۵
- شکل ۴-۳۳: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار هشتم ۷۶
- شکل ۴-۳۴: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار نهم ۷۷
- شکل ۴-۳۵: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار دهم ۷۸
- شکل ۴-۳۶: نمودار رابطه بین تولید شاول و زمان تأخیر مربوط به هر انفجار ۸۰
- شکل ۴-۳۷: پروفیل‌های مختلف توده‌سنگ منفجر شده (Jimeno et al., 1995) ۸۳
- شکل ۴-۳۸: نمودار ارتفاع توده‌سنگ حاصل شده از هر انفجار و زمان تأخیر مربوط به آن ۸۵
- شکل ۴-۳۹: نمودار جابجایی توده‌سنگ حاصل شده از هر انفجار و زمان تأخیر مربوط به آن ۸۵
- شکل ۴-۴۰: نمودار زمان بارگیری توده‌سنگ حاصل شده از هر انفجار و زمان تأخیر مربوط به آن ۸۶
- شکل ۴-۴۱: نمودار میزان عقب‌زدگی حاصل شده از هر انفجار و زمان تأخیر مربوط به آن ۸۹

فهرست جدول‌ها

- جدول ۱-۱: مطالعات انجام شده به منظور بررسی اثرات زمان تأخیر بر نتایج انفجار ۷
- جدول ۱-۲: خصوصیات مختلف دینامیت‌ها (Naapuri, 1988) ۱۶
- جدول ۲-۲: قطر چال و سرعت انفجاری مربوط به آنفو (Naapuri, 1988) ۱۷
- جدول ۳-۲: حالت‌های مختلف خرج‌گذاری چال که در شکل ۲-۲ نشان داده شده است ۱۹
- جدول ۱-۴: مشخصات کلی انفجارهای انجام شده در توده شمالی معدن سنگ آهن چادرملو ۵۵
- جدول ۲-۴: مشخصات ۱۰ انفجار انجام شده به منظور بررسی و تحلیل نتایج آن‌ها ۵۵
- جدول ۳-۴: تولید شاول بر اساس تناژ بلوک و زمان بارگیری آن و زمان تأخیر مربوط به هر انفجار ۷۹
- جدول ۴-۴: خردایش و ضریب یکنواختی انفجارهایی که با توجه به زمان تأخیر مربوط به آنها باعث بهبود عملکرد سیستم حمل و نقل شده‌اند ۸۲
- جدول ۵-۴: زمان‌های تأخیر هر انفجار، ارتفاع و جابجایی توده‌سنگ حاصل از آن و زمان بارگیری مربوط به هر توده‌سنگ ۸۴
- جدول ۶-۴: زمان‌های تأخیر و میزان عقب‌زدگی مربوط به هر انفجار ۸۸

مقدمه و کلیات

۱-۱- مقدمه

عملیات حفاری و انفجار متداول‌ترین روش استخراج ماده معدنی و برداشت باطله در معادن روباز می‌باشد. هدف از این عملیات، خردکردن ماده معدنی و باطله به ابعاد مناسب و حمل آن به بیرون از معدن می‌باشد.

پارامترهای مؤثر بر حفاری و انفجار به دو دسته‌ی غیرقابل کنترل (ثابت) و قابل کنترل (متغیر) تقسیم می‌شوند. منظور از پارامترهای ثابت، مشخصات مربوط به ماده‌سنگ و توده‌سنگ می‌باشد. این پارامترها به ذات زمین‌شناسی و تکتونیک یک معدن وابسته بوده و در انفجار یک سایت عملیاتی، ثابت و غیرقابل کنترل هستند. به دلیل عدم قابلیت کنترل، این پارامترها به عنوان مهم‌ترین دسته پارامترهای مؤثر در انفجار مطرح می‌باشند (سرشکی و همکاران، ۱۳۸۷).

پارامترهای قابل کنترل در محاسبات و طراحی انفجار خود به گروه‌های زیر تقسیم می‌شوند (Jimeno et al., 1995):

الف- پارامترهای هندسی: شامل قطر و طول چال، بارسنگ، فاصله جناحی چال‌ها و غیره

ب- پارامترهای مربوط به ماده منفجره: شامل نوع، قدرت و انرژی ماده منفجره، سیستم شروع انفجار و غیره

ج- زمان: شامل زمان‌های تأخیر و ترتیب انفجارها

گروهی از پارامترهای قابل کنترل انفجار که هر مهندس یا اپراتور انفجار باید آنها را بشناسد، زمان‌های تأخیر و توالی انفجارها می‌باشد. این پارامترها نه تنها بر میزان خردشدگی مؤثر هستند، بلکه مواردی

مانند میزان خرج هر چال، شدت لرزش‌های تولید شده، عقب‌زدگی، پرتاب سنگ، شکل هندسی توده‌سنگ خردشده^۱ و همچنین سیستم حمل و نقل معدن را تحت تأثیر خود قرار می‌دهند. بنابراین شناسایی و تعیین این پارامترها از اهمیت بالایی برخوردار است.

به طور کلی انفجار بهینه دارای اهداف زیر است (Jimeno et al., 1995):

- خردایش مطلوب، جابجایی و تورم مناسب سنگ
- کنترل عقب‌زدگی و پرتاب سنگ
- به حداقل رساندن لرزش زمین و لرزش هوای تولید شده

زمان‌های تأخیر در رسیدن به این اهداف نقش اساسی دارند.

در این پایان‌نامه سعی بر این است که با استفاده از نتایج انفجارهای انجام شده در معدن سنگ آهن چادرملو، یک رابطه منطقی بین زمان‌های تأخیر با میزان خردایش حاصل از انفجار، شکل هندسی توده‌سنگ خردشده و میزان عقب‌زدگی برقرار کرد و تأخیر مناسب برای رسیدن به بهترین خردایش، بهترین شکل هندسی توده‌سنگ خردشده و کم‌ترین عقب‌زدگی که در نهایت باعث بهبود عملکرد سیستم حمل و نقل می‌شود را پیشنهاد داد.

۱-۲- اطلاعات عمومی معدن سنگ آهن چادرملو

۱-۲-۱- مقدمه و تاریخچه معدن

معدن سنگ آهن چادرملو یکی از بزرگترین کنسارهای آهن اکتشاف شده در ایران است. کنسار چادرملو در سال ۱۳۱۹ توسط یک مهندس ایرانی به نام آقای مهندس سبحانی و تحت نظر زمین‌شناس آلمانی به نام کومل شناسایی شد. پژوهش‌های اولیه زمین‌شناسی در خلال سال‌های ۱۳۴۲ تا ۱۳۴۳ با حفر تونل‌های اکتشافی انجام شد. اکتشافات کلی منطقه و مغناطیس‌سنجی هوایی که از سال ۱۳۴۷ در مساحتی به وسعت ۴۰ هزار کیلومتر مربع آغاز شده بود منجر به ثبت آنومالی^۲

^۱ Muckpile

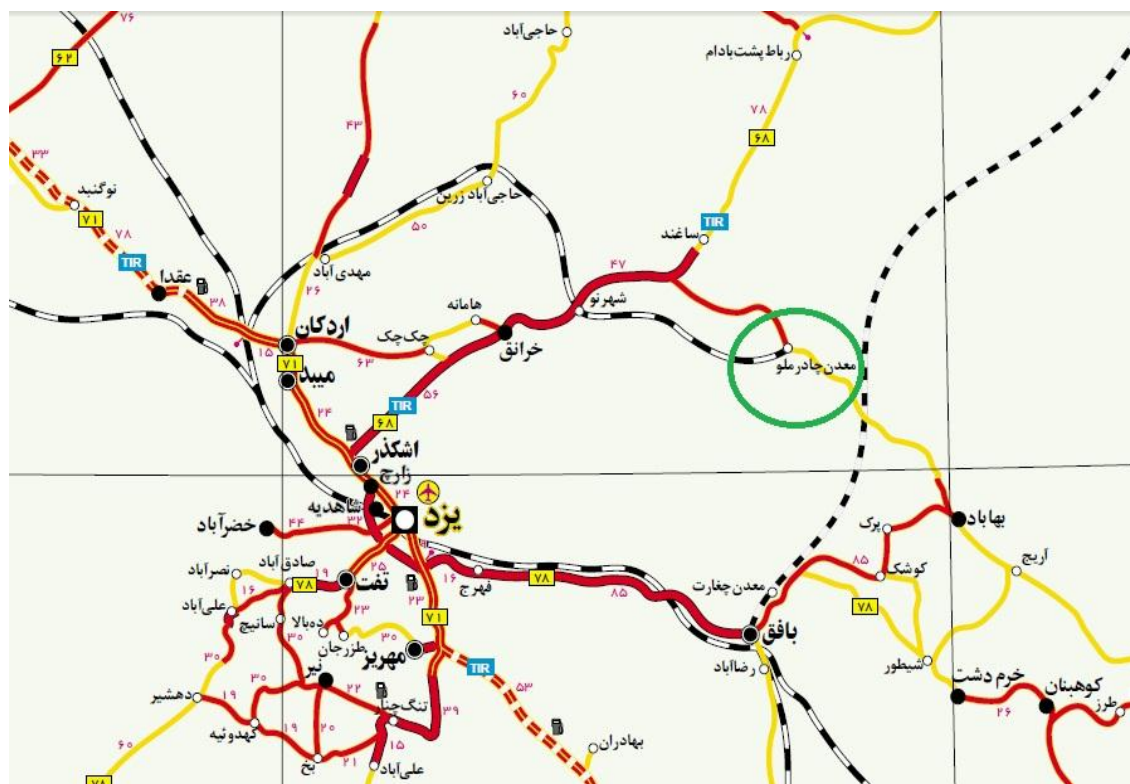
^۲ Anomaly

مغناطیسی در کل منطقه بافق- ساغند و زرنند کرمان شد. اکتشافات تکمیلی در سال‌های ۱۳۵۲ تا ۱۳۵۷ به انجام رسیده است (سایت اینترنتی، www.chadormalu.com).

پس از پیروزی انقلاب اسلامی ایران، در سال ۱۳۶۲ مذاکره برای ادامه مطالعات و طراحی تفصیلی با شرکت LKAB سوئد آغاز شد که به نتیجه نرسید. در سال ۱۳۶۵ مهندسین مشاور آلمانی شرکت E.B.E به منظور انجام مطالعات اولیه و طراحی تفصیلی انتخاب و قرارداد مهندسی فاز یک در سال ۱۳۶۵ و فازهای دو و سه در سال ۱۳۶۹ بین شرکت ملی فولاد ایران و مهندسین مشاور مذکور منعقد گردید. پس از انجام مطالعات فاز یک، شرکت مذکور با تأیید شرکت ملی فولاد ایران روش فرآوری سنگ آهن چادرملو را از طریق جداکننده میدان ضعیف، جداکننده مغناطیسی میدان قوی، فلوتاسیون کنسانتره هماتیته به منظور کاهش فسفر و بازیابی آپاتیت (کنسانتره فسفر) انتخاب و طراحی تفصیلی را بر اساس این روش آغاز کرد. به موازات این فعالیت‌ها، مجوز شروع عملیات اجرایی در اواخر سال ۱۳۶۸ از طرف سازمان برنامه و بودجه وقت صادر و طرح مورد اجرا گذاشته شد (سایت اینترنتی، www.chadormalu.com).

۱-۲-۲- موقعیت جغرافیایی معدن

معدن سنگ آهن چادرملو همانگونه که در شکل ۱-۱ نشان داده شده است در قلب کویر مرکزی ایران، در طول جغرافیایی ۵۵ درجه و ۳۰ دقیقه و در عرض جغرافیایی ۳۲ درجه و ۱۷ دقیقه و در دامنه شمالی کوه‌های خاکستری رنگ چاه‌محمد در حاشیه جنوبی نمک‌زار ساغند به فاصله ۱۸۰ کیلومتری شمال شرقی شهر یزد و ۳۰۰ کیلومتری جنوب طبس و ۶۵ کیلومتری شمال شهرستان بافق قرار گرفته است (علیزاده، ۱۳۹۱). چادرملو به واسطه موقعیت جغرافیایی کویری دارای آب و هوای خشک و سرد در زمستان و گرم در تابستان می‌باشد. میزان سرما در شب‌های زمستان گاه تا ۱۶ درجه زیر صفر می‌رسد و گرمای هوا در تابستان تا ۴۵ درجه بالا می‌رود. سرعت باد تا ۹۰ کیلومتر در ساعت هم رسیده است که باعث طوفان‌های شن می‌شود (سایت اینترنتی، www.chadormalu.com).



شکل ۱-۱: موقعیت جغرافیایی معدن سنگ آهن چادرملو

۱-۲-۳- مشخصات کلی معدن چادرملو

مهم ترین مشخصات معدن چادرملو به شرح زیر است (سایت اینترنتی، www.chadormalu.com):

- ۱- ذخیره زمین شناسی: ۴۰۰ میلیون تن
 - ۲- ذخیره اقتصادی (قابل استخراج): ۳۲۰ میلیون تن
 - ۳- متوسط عیار آهن: ۵۵/۳ درصد
 - ۴- ظرفیت سالانه استخراج: ۱۶ میلیون تن سنگ آهن
- از ۴۰۰ میلیون تن ذخیره زمین شناسی معدن چادرملو، ۳۵۰ میلیون تن آن در توده شمالی و ۵۰ میلیون تن در توده جنوبی می باشد (عطایی و زمانی، ۱۳۸۳).

۱-۳- سابقه‌ی انجام تحقیق

به طور کلی مطالعات زیادی بر روی عملیات انفجار در معادن صورت گرفته است که هدف کلی آن‌ها عموماً بهینه‌سازی این عملیات برای رسیدن به بهترین نتایج می‌باشد. تحقیق درباره تأثیرات زمان تأخیر بر نتایج انفجار نیز دارای سابقه‌ی طولانی است. در سال ۱۹۷۴ برگمن^۱ و همکاران بر اساس یک سری آزمایش‌های تجربی، برای به وجود آمدن خردایش مطلوب، مقدار ۳ تا ۶ میلی‌ثانیه تأخیر به ازای هر متر بارسنگ برای هر چال را پیشنهاد کردند (Bergman et al., 1974). این مقادیر تقریباً برابر مقادیری است که لانگفورس^۲ (۱۹۷۱) بر اساس مشاهدات علمی خود ارائه کرده است (Langefors and Kihlstrom, 1971). اندرو^۳ (۱۹۸۱) نیز کران پایین ۳ میلی‌ثانیه بر هر متر بارسنگ و کران بالای ۱۶/۶ میلی‌ثانیه بر هر متر بارسنگ را پیشنهاد کرد (Andrews, 1981).

جیمینو^۴ و همکاران (۱۹۹۵) نیز در زمینه‌ی تأثیر زمان تأخیر بر نتایج انفجار تحقیقاتی را انجام داده‌اند (Jimeno et al., 1995). همچنین کونیا^۵ و والتر^۶ (۱۹۹۰) در مورد تأثیر زمان‌های مختلف تأخیر بر خردشدگی، جابجایی، پرتاب سنگ و عقب‌زدگی مطالعاتی را انجام داده‌اند (Konya and Walter, 1990).

در جدول ۱-۱ خلاصه‌ای از مطالعات انجام شده در زمینه‌ی تأثیرات زمان تأخیر بر نتایج حاصل از انفجار ذکر شده است.

¹ Bergmann

² Langefors

³ Andrews

⁴ Jimeno

⁵ Konya

⁶ Walter

جدول ۱-۱: مطالعات انجام شده به منظور بررسی اثرات زمان تأخیر بر نتایج انفجار

ردیف	موضوع	ارائه دهنده	سال ارائه
۱	تأثیر زمان تأخیر بر سطح لرزش زمین	Nicholls et al.	۱۹۷۱
۲	تأثیر زمان تأخیر بین چال‌ها بر روی متوسط خردایش	Bergmann et al.	۱۹۷۵
۳	تأثیر زمان تأخیر بین چال‌ها بر روی خردایش	Andrews	۱۹۸۱
۴	اثرات زمان‌های تأخیر بر نتایج انفجار	Jimeno et al.	۱۹۸۳
۵	امواج ضربه‌ای در انفجار تأخیر کوتاه برای معدنکاری روباز پلکانی	Ganopol'skii, Smolii	۱۹۸۵
۶	تأثیر زمان تأخیر انفجار بر خردایش: آزمون مقیاس $\frac{1}{10}$	Stagg	۱۹۸۷
۷	تأثیرات زمان تأخیر و زمین‌شناسی بر ارتعاشات فرکانس پایین ناشی از انفجار در ۹ معدن زغال‌سنگ سطحی ایندیانا	Siskind, VCrum	۱۹۹۰
۸	محاسبه زمان‌های تأخیر بین چال‌ها بسته به نوع سنگ و فاصله جناحی چال‌ها	Konya, Walter	۱۹۹۰
۹	کنترل طیفی لرزش زمین با استفاده از چاشنی‌های تأخیری الکترونیکی	Blair, Armstrong	۱۹۹۹
۱۰	طراحی فاصله تأخیر بهینه در انفجار تأخیری	Hoshino et al.	۲۰۰۰
۱۱	شبیه‌سازی لرزش زمین ناشی از انفجار و بررسی اثرات تأخیر بر لرزش زمین در معدن مس سرچشمه کرمان	پورقاسمی ساغند	۱۳۷۹
۱۲	شبیه‌سازی زمان‌بندی برای انتخاب زمان تأخیر بهینه	Aldas et al.	۲۰۰۱
۱۳	فاکتور زمان تأخیر برای مدل‌های خردایش تجربی	Onederra	۲۰۰۷
۱۴	بررسی سهم چاشنی الکترونیکی در کیفیت انفجار	Tshibangu et al	۲۰۰۷
۱۵	ارزیابی دوره‌های تأخیر کوتاه دقیق بر خردایش حاصل از انفجار	Rorke	۲۰۰۷
۱۶	بهینه‌سازی زمان تأخیر در عملیات انفجار برای کاهش اثرات لرزش بر پایداری دیواره‌های پیت نهایی	Shi, Chen	۲۰۱۱

۱-۴- ضرورت انجام تحقیق

یکی از مهم‌ترین اهدافی که در معدنکاری دنبال می‌شود، افزایش راندمان فرآیندهای کاری و کاهش هزینه‌ها می‌باشد. خردایش و شکل هندسی توده‌سنگ خردشده حاصل از انفجار با زمان‌های تأخیر رابطه دارند. همچنین در مورد خردشدگی می‌توان گفت که نرخ بارگیری با بزرگی قطعات سنگی رابطه عکس دارد و وجود قطعات بزرگ، بلافاصله در بازده ماشین‌آلات بارگیری و باربری و همچنین افزایش استهلاک آن‌ها منعکس خواهد شد.

اگر بتوان زمان‌های تأخیر را به گونه‌ای انتخاب کرد که با توجه به سیستم بارگیری و باربری، خردایش و شکل هندسی توده‌سنگ خردشده مناسبی از انفجار حاصل شود، این امر باعث سهولت بارگیری، افزایش فاکتور پرشوندگی جام، افزایش سرعت بارگیری، کاهش زمان‌های مانور و انتظار ماشین‌آلات بارگیری می‌شود و در نتیجه آن بر زمان انتظار و میزان پرشوندگی و توازن بار ماشین‌آلات باربری هم مؤثر است. در نهایت با ایجاد کردن این شرایط، می‌توان راندمان سیستم بارگیری و باربری را افزایش داد که باعث تأثیر بر توان تولید معدن می‌شود. لازم به ذکر است که می‌توان افزایش اندک هزینه‌ها در اثر استفاده از زمان‌های تأخیر مناسب و توالی‌های انفجاری پیچیده‌تر را تحمل کرد تا از مزایای اقتصادی آن‌ها که در کل عملیات دیده می‌شود، بهره گرفت.

۱-۵- اهداف تحقیق

هدف اصلی از اجرای این پایان‌نامه تعیین زمان تأخیر مناسب در عملیات انفجار معدن سنگ آهن چادرملو به منظور حاصل شدن بهترین شکل هندسی توده‌سنگ منفجر شده (از نظر میزان جابجایی و ارتفاع)، ایجاد خردایش مطلوب با توجه به نوع ماشین‌آلات بارگیری و باربری معدن و همچنین به حداقل رساندن عقب‌زدگی می‌باشد که در نهایت تأثیر زمان تأخیر مناسب را بر راندمان کاری سیستم حمل و نقل این معدن مورد بررسی قرار می‌دهد.

۱-۶- روش انجام تحقیق

مهم‌ترین بخش در اجرای این پایان‌نامه جمع‌آوری داده‌های میدانی می‌باشد. ابتدا باید داده‌های مورد نیاز را از انفجارها با دقت کامل برداشت و جمع‌آوری کرد. سپس این داده‌ها را با کمک روش‌های مربوطه مورد تحلیل و بررسی قرار داد و اطلاعات مورد نیاز و کاربردی را از آن‌ها استخراج کرد. در نتیجه کنار هم قرار دادن نتایج حاصل از تحلیل‌ها با سایر اطلاعات ثبت شده از انفجارهای انجام شده و بررسی روابط بین همه اطلاعات موجود در نهایت باید به هدف مسأله رسید که تعیین بهترین زمان تأخیر با توجه به بهینه بودن سایر پارامترها است و در عین حال بهبود عملکرد سیستم حمل و نقل را نیز شامل می‌شود.

مراحل اجرای این پایان‌نامه را می‌توان به صورت زیر خلاصه کرد:

- انجام عملیات انفجار با زمان‌های تأخیر متفاوت و جمع‌آوری داده‌های مورد نیاز
- تجزیه و تحلیل داده‌های جمع‌آوری شده
- بررسی نتایج حاصل شده از تحلیل‌ها و سایر اطلاعاتی که از انفجارها ثبت شده است.
- انتخاب بهترین زمان تأخیر بر اساس کم‌ترین عقب‌زدگی، خردایش مطلوب و مناسب‌ترین شکل هندسی توده‌سنگ خردشده برای ماشین‌آلات بارگیری و باربری به منظور افزایش راندمان کاری آن‌ها

۱-۷- ساختار پایان‌نامه

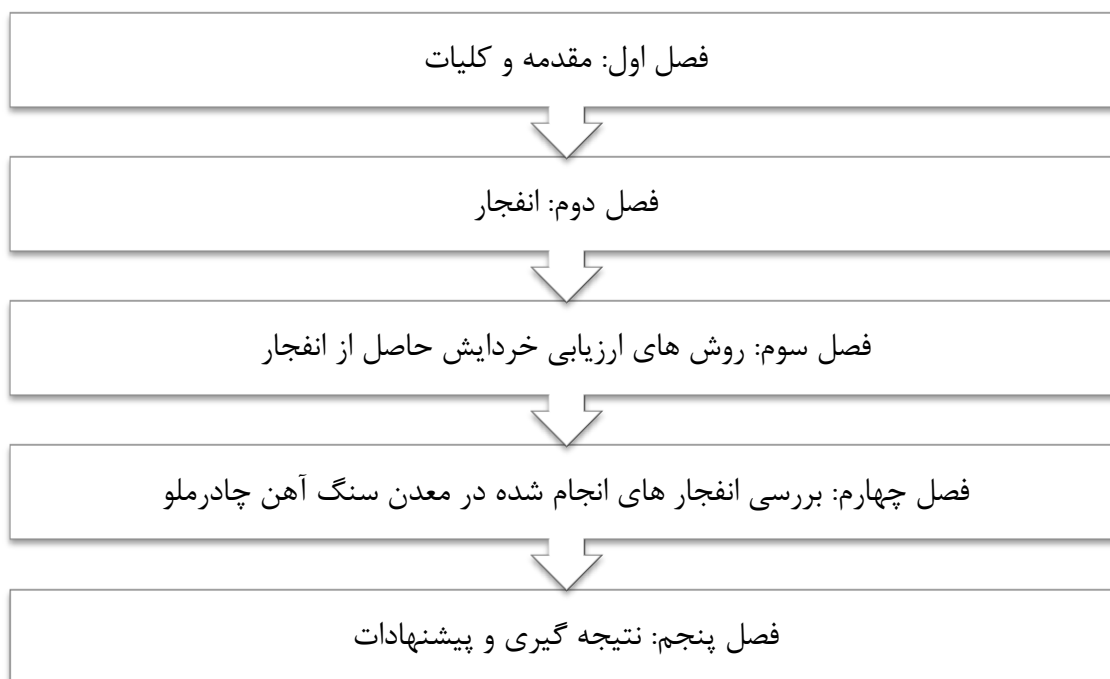
این پایان‌نامه از ۵ فصل تشکیل شده است. فصل اول شامل مقدمه و کلیات می‌باشد و همچنین اطلاعات عمومی مربوط به معدن مورد مطالعه در این فصل آمده است. در فصل دوم عملیات انفجار شرح داده شده که در ضمن آن انفجار تأخیری که نوع انفجار مورد مطالعه این پایان‌نامه می‌باشد به طور کامل‌تری مورد بحث قرار گرفته است.

فصل سوم شامل روش‌های ارزیابی خردشدگی سنگ‌ها بر اثر انفجار می‌باشد. این روش‌ها به دو دسته کلی ارزیابی خردشدگی سنگ‌ها قبل از انفجار و بعد از انفجار طبقه‌بندی می‌شوند. با توجه به اینکه در این تحقیق ارزیابی خردشدگی بعد از انفجار مورد نظر است، در مورد این دسته به صورت مفصل‌تری بحث شده است.

در فصل چهارم انفجارهای انجام شده تجزیه و تحلیل شده و نتایج لازم از آن‌ها حاصل شد. سپس این نتایج با سایر اطلاعاتی که پس از انفجار در محل مورد نظر ثبت شده است مورد مطالعه و تحلیل قرار گرفته و با توجه به هدف پایان‌نامه، نتیجه مورد نظر گرفته شده است.

فصل پنجم شامل نتیجه‌گیری و پیشنهادات لازم برای بهبود عملکرد کاری در معدن مورد مطالعه می‌باشد.

روندنمای کلی فصول این پایان‌نامه در شکل ۱-۲ قابل مشاهده است.



شکل ۱-۲: روندنمای فصول پایان‌نامه

فصل دوم

انفجار

۲-۱- مقدمه

عملیات انفجار یک بخش حیاتی در چرخه معدنکاری، به خصوص در معدنکاری روباز می‌باشد که در این بخش فرآیندهای حفاری، خرج‌گذاری، انفجار، شکستن و جابجایی سنگ صورت می‌پذیرد. اهداف اصلی از عملیات انفجار، خردایش و جابجایی سنگ است.

حفاری چال در سنگ به منظور انفجار اولین بار توسط مارتین ویگل در آلمان در سال ۱۶۱۳ میلادی معرفی شد (McCarthy, 2007). شکستن سنگ با استفاده از ماده منفجره از ابتدای قرن هفدهم همزمان با شناسایی باروت شروع شد. در سال ۱۸۳۸ نیتروسولوز توسط پلونز^۱ و در سال ۱۸۴۶ نیتروگلیسرین توسط سوبررو^۲ تکمیل و ساخته شد و آن را پیروگلیسرین^۳ نامید. در سال ۱۸۶۷ آلفردنوبل برای سهولت حمل نیتروگلیسرین آن را جذب دیاتومیت کرد و جسمی پلاستیکی شامل ۷۵٪ نیتروگلیسرین بدست آورد (استوار، ۱۳۸۲).

متغیرهای تأثیرگذار بر عملیات انفجار شامل موارد زیر می‌باشد (Naapuri, 1988):

- خصوصیات سنگ
- ویژگی‌های ماده منفجره
- هندسه انفجار
- راه‌اندازی انفجار

¹ T.J. Plonze

² Ascanio Sobrero

³ Piroglycerine

فاکتورهای زمین‌شناسی متعددی بر عملیات انفجار موثر می‌باشند. این عوامل خارج از کنترل طراح انفجار هستند در نتیجه با فهم درست از متغیرهای قابل کنترل انفجار می‌توان خردایش و جابجایی مطلوب به منظور حمل و نقل سنگ‌ها را بدست آورد و همزمان با آن، شرایط ایمن مناسبی را ایجاد کرد.

انتخاب صحیح مواد منفجره با پیش‌بینی مقدور نمی‌باشد بلکه ویژگی‌های توده‌سنگ تحت انفجار به طور چشم‌گیری بر انتخاب مواد منفجره مناسب تأثیر دارد و در نتیجه باعث کنترل شکستن سنگ‌ها و لرزش حاصل از انفجار می‌شود.

در مقابل خواص توده‌سنگ و ماده منفجره، هندسه انفجار و راه‌اندازی آن متغیرهایی هستند که می‌توانند توسط طراح کنترل شوند. تغییر این فاکتورها در ارزیابی بهینه‌سازی انفجار نیازمند درک صحیح و عمیق از آن‌ها می‌باشد (Naapuri, 1988).

از آنجا که کنترل کامل انفجار امکان‌پذیر نیست بنابراین طراح انفجار باید توجه زیادی بر طراحی انفجار داشته باشد که این مهم با بهترین قضاوت مهندسی بین نیازمندی‌های انفجار، روش‌های متفاوت انفجار و انتخاب نوع مواد منفجره میسر خواهد شد.

۲-۲- انفجار

طبق تعاریف ارائه شده ماده منفجره عبارت است از:

ترکیبی شیمیایی یا مخلوطی مکانیکی که در اثر جرقه، ضربه، حرارت و یا شعله در مدت کوتاهی تجزیه شده و مقدار بسیار زیادی گاز و حرارت تولید می‌کند (استوار، ۱۳۸۲).

انفجار نیز بدین صورت تعریف شده است:

تجزیه یا سوختن سریع مواد منفجره را که منجر به آزاد شدن بسیار سریع گاز و حرارت زیاد می‌گردد، انفجار می‌نامند. این واکنش، فشار بسیار زیاد به محیط اطراف خود وارد کرده و موجب شکستگی و تخریب می‌شود (استوار، ۱۳۸۲).

در انفجار سنگ انرژی تولیدی صرف موارد زیر می‌شود (Hustrulid, 1999):

- تشکیل شکستگی‌های جدید
- توسعه‌ی شکستگی‌های موجود
- جابجایی بخشی از توده‌سنگ نسبت به سایر بخش‌ها
- حرکت مرکز ثقل توده‌سنگ به سمت جلو
- تولید اثرات نامطلوب انفجار همچون پرتاب سنگ، لرزش زمین، انفجار هوا، صدا و گرما

نمونه‌ای از انفجار انجام شده در یک معدن روباز در شکل ۱-۲ نشان داده شده است.



شکل ۱-۲: انفجار در معدن روباز

یکی از چالش‌های پیشرو برای مهندسين معدن چگونگی استفاده‌ی موثر و کارآمدتر از انرژی حاصل از انفجار در راستای بهبود عملکرد آن می‌باشد که در این راستا طراحی مناسب انفجار گامی مؤثر خواهد بود.

۲-۳ - انواع مواد منفجره

ماده منفجره‌ای که در چال قرار داده می‌شود و وظیفه اصلی آن شکستن سنگ‌هاست را به عنوان خرج اصلی یا ماده منفجره ثانویه می‌شناسند (موادی که در ساخت چاشنی‌ها مصرف می‌شوند به عنوان مواد منفجره اولیه شناخته می‌شوند). در حقیقت سایر اجزای انفجار در خدمت خرج اصلی هستند (استوار، ۱۳۸۲). مواد استفاده شده به عنوان خرج اصلی در چال انفجاری را می‌توان در سه گروه تقسیم‌بندی کرد که عبارتند از (Dick et al., 1983):

- نیتروگلیسرین
- عوامل انفجار خشک
- اسلاری‌ها

محدوده‌ی وسیعی از انواع مواد منفجره به منظور اهداف و نیازمندی‌های متفاوت طراحی و ساخته شده است. در واقع این محدوده بر اساس توضیحات مذکور شامل موارد زیر می‌شود (Naapuri, 1988):

- همه‌ی دینامیت‌های محتوی حساس‌کننده‌ی نیتروگلیسرین شامل: دینامیت‌های دانه‌ای و دینامیت‌های ژلاتینی

- عوامل انفجاری آمونیوم نترات بر پایه‌ی TNT و آمونیوم نترات شامل: آنفو^۱ و اسلاری‌ها^۲

۲-۳-۱ - دینامیت‌ها

سه نوع پایه‌ای از دینامیت‌ها وجود دارد که عبارتند از دانه‌ای، شبه‌ژلاتینی و ژلاتینی (Naapuri, 1988). در جدول ۱-۲ خلاصه‌ای از آن‌ها نشان داده شده است. تفاوت اصلی آن‌ها در این است که دینامیت‌های ژلاتینی و شبه‌ژلاتینی محتوی نیتروکتان و سلولز نترات می‌باشند تا یک ژل چسبنده را تشکیل بدهند. ویسکوزیته این مواد وابسته به درصد نیتروکتان موجود در آن‌ها

¹ ANFO (Ammonium Nitrate Fuel Oil)

² Slurry

می باشد. از سوی دیگر در دینامیت های دانه ای نیتروکتان وجود ندارد و دارای بافت دانه دانه می باشد (Naapuri, 1988).

جدول ۱-۲: خصوصیات مختلف دینامیت ها (Naapuri, 1988)

نوع	چگالی (کیلوگرم / مترمکعب)	سرعت (متر / ثانیه)	مقاومت در برابر آب	گاز تولیدی مضر
دینامیت دانه ای استرایت	۱/۳۷	۴۹۰۰	خوب	خیلی ضعیف
دینامیت آمونیاکی	۱/۱۶	۲۷۵۰	مناسب	خیلی خوب
	۱/۲۹	۴۰۰۰	خیلی خوب	خیلی خوب
دینامیت آمونیاکی شبه ژلاتینی	۱/۲۹	۴۰۰۰	خیلی خوب	خیلی خوب
	۱/۱۶	۳۸۵۰	خیلی خوب	خیلی خوب
	۰/۹۴	۳۴۵۰	خوب	خیلی خوب
دینامیت استرایت ژلاتینی	۱/۳۲	۶۰۰۰	عالی	ضعیف
دینامیت آمونیاکی	۱/۲۶	۶۰۰۰	عالی	خیلی خوب
	۱/۵۷	۴۳۹۰	عالی	خیلی خوب
	۱/۴۴	۴۶۹۰	عالی	خیلی خوب
	۱/۶۰	۴۰۰۰	خوب	خیلی خوب

۲-۳-۲- عامل انفجاری بر پایه TNT و آمونیوم نیترات

مواد منفجره آمونیوم نیترات در برخی موارد با عنوان ماده منفجره ایمن نیز شناخته می شود زیرا ویژگی های جابجایی آن ها ایمن می باشد. تولیدات مواد منفجره نام های تجاری متفاوتی بر اساس ترکیبات مختلف آن ها دارند.

۲-۳-۱- آنفو

آنفو ترکیبی از آمونیوم نیترات و سوخت فسیلی است که آمونیوم نیترات به صورت اکسیدکننده عمل می‌کند. آنفو بسیار اقتصادی و ایمن بوده و معمولاً هزینه‌ای معادل $\frac{1}{3}$ تا نصف مواد منفجره‌ای همچون نیتروگلیسرین را داراست و از جنبه‌ی جابجایی نیز ایمن‌تر است زیرا فاقد حساسیت می‌باشد. در بسیاری از شرایط انفجاری، آنفو خردایش مناسب‌تری را به دلیل ویژگی‌های گاز تولیدی بالا می‌دهد. به طور کلی آنفو یکی از بهترین انواع مواد منفجره برای چال‌های انفجاری خشک به حساب می‌آید که توسط گاز تولیدی بالا خردایش مناسبی ایجاد می‌کند. با این وجود در قطرهای کمتر از ۶۴ میلی‌متر و یا شرایطی که نیازمند سرعت انفجاری بالا می‌باشد، ضعیف عمل می‌کند. در جدول ۲-۲ مشخصات مربوط به سرعت انفجاری آنفو در قطرهای مختلف نشان داده شده است. عیب اولیه آنفو عدم وجود مقاومت در برابر آب می‌باشد. در صورت هرگونه تماس با آب عملکرد انفجاری خود را از دست خواهد داد.

جدول ۲-۲: قطر چال و سرعت انفجاری مربوط به آنفو (Naapuri, 1988)

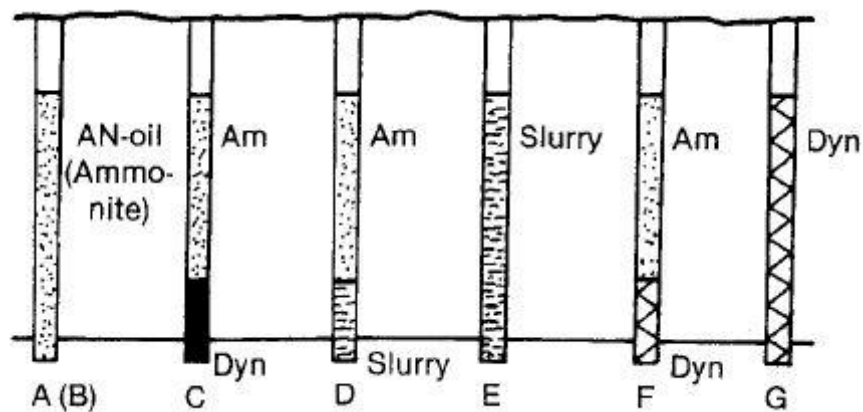
قطر چال (میلی‌متر)	قطر چال (اینچ)	سرعت انفجار (متر بر ثانیه)	چگالی خرج (کیلوگرم بر متر)
۳۸	۱/۵	۲۷۰۰-۲۱۰۰	۱-۰/۹
۵۱	۲	۳۰۰۰-۲۶۰۰	۱/۹-۱/۶
۷۶	۳	۳۳۰۰-۳۰۰۰	۴/۵-۳/۷
۱۰۲	۴	۳۶۰۰-۳۳۰۰	۷/۷-۶/۵
۱۲۷	۵	۳۸۰۰-۳۵۰۰	۱۲/۲-۱۰/۳
۱۵۲	۶	۳۹۰۰-۳۷۰۰	۲۳/۵-۱۹/۸
۲۰۳	۸	۴۰۰۰-۳۸۰۰	۳۱-۲۶/۲
۲۳۰	۹	۴۱۰۰-۳۹۰۰	۳۹/۹-۲۹/۸

۲-۳-۲-۲ اسلاری‌ها

اسلاری‌ها به طور ویژه برای چال‌های انفجاری با قطر زیاد و شرایط مرطوب طراحی شده‌اند. این مواد دارای کلاهک غیرحساس هستند لذا برای انفجار نیازمند پرایمر می‌باشند. اسلاری‌ها در مقابل آب مقاوم بوده و مستقیماً به داخل چال پمپ می‌شوند.

اسلاری‌ها محتوی آمونیوم نیترات، TNT، آب و موادی برای نگهداری هموزن مواد تشکیل دهنده آن‌ها می‌باشد. ویژگی‌های هر یک از اجزا به نوع و خصوصیات اجزا جامد تشکیل دهنده بستگی دارد. از آنجایی که چگالی آن از آب بیشتر است در ته چال‌های مرطوب ته نشین می‌شود. سرعت انفجار اسلاری‌ها در محدوده‌ی ۳۴۰۰ متر بر ثانیه تا ۵۵۰۰ متر بر ثانیه می‌باشد که این مقدار بیشتر از آنفو است. یکی از مزایای بزرگ اسلاری عدم استفاده از نیتروگلیسرین می‌باشد زیرا فقدان آن به پایداری ماده منفجره و حذف سردردهای ناشی از گازهای پس از انفجار منجر می‌شود.

در شکل ۲-۲ حالت‌های مختلف خرج‌گذاری چال توسط مواد منفجره مختلف ارائه شده است.



شکل ۲-۲: حالت‌های مختلف خرج‌گذاری چال توسط انواع مواد منفجره (Naapuri, 1984)

جدول ۳-۲ توضیح مختصری از حالت‌های مختلف خرج‌گذاری چال که در شکل ۲-۲ نشان داده شده است را ارائه می‌دهد.

جدول ۲-۳: حالت‌های مختلف خرج‌گذاری چال که در شکل ۲-۲ نشان داده شده است

نوع خرج ستون چال	نوع خرج ته چال	گزینه
آنفو	آنفو	A
آمونیت	آمونیت	B
آنفو یا آمونیت	دینامیت	C
آنفو یا آمونیت	اسلاری	D
اسلاری	اسلاری	E
آنفو یا آمونیت	دینامیت	F
دینامیت	دینامیت	G

۲-۴- انتخاب ماده منفجره مناسب

در معادن سطحی تنوع کاملی از مواد منفجره می‌تواند استفاده شود زیرا وجود شرایط مختلف در هر محیط کاری، استفاده از ماده منفجره با ترکیب خاصی را می‌طلبد.

انتخاب مناسب‌ترین ماده منفجره یا ترکیبی از مواد منفجره برای مجموعه‌ای از شرایط، با ارزیابی بسیاری از فاکتورها، انجام می‌شود.

فاکتورهای اصلی در انتخاب ماده منفجره مناسب عبارتند از:

- لایه‌های سنگی: در واقع لایه‌ها ممکن است به طور چشم‌گیری از لایه‌های نرم شیلی تا گرانیت‌های بسیار سخت تغییر کنند. در شرایط اول مواد منفجره با مقاومت و چگالی پایین مورد نیاز است در حالی که برای شرایط دوم ماده منفجره با مقاومت و چگالی بالا نیاز خواهد بود.
- درجه خردایش مورد نیاز: تعیین این پارامتر به نوع تجهیزات به کار برده در سیستم بارگیری، باربری و سنگ‌شکنی بستگی دارد. تمرکز انرژی ماده منفجره عاملی در تعیین

درجه خردایش است که وابسته به جایگذاری چال‌ها می‌باشد. در واقع جایگذاری چال‌ها براساس مقاومت سنگ و چگالی ماده منفجره مشخص می‌شود.

- شرایط چال حفر شده: وضعیت چال حفر شده می‌تواند به حالت‌های خشک، مرطوب و حاوی آب تغییر نماید. برای شرایط خشک، هر نوع ماده منفجره براساس لایه‌های موجود قابلیت استفاده را خواهد داشت.

برای شرایط مرطوب انواعی از مواد منفجره که مقاوم در برابر رطوبت هستند مورد نیاز است. در نواحی که بخشی از چال انفجاری از آب پر شده است، در قسمت محتوی آب باید از مواد منفجره مقاوم در برابر آب استفاده کرد.

- قطر چال حفر شده: این پارامتر می‌تواند از ۴۸ تا ۴۳۰ میلی‌متر یا بیشتر تغییر کند. قطر چال حفاری شده می‌تواند بر نوع ماده منفجره‌ای که در آن استفاده می‌شود، تأثیرگذار باشد.

۲-۵- خواص مواد منفجره

مواد منفجره دارای خواص متعددی هستند و از این خواص به منظور ارزیابی و در نهایت انتخاب صحیح نوع ماده منفجره استفاده می‌شود. با استفاده از خواص مواد منفجره می‌توان نتایج احتمالی خرد شدگی، جابجایی و لرزش زمین را تخمین زد. مهم‌ترین خواص مواد منفجره عبارتند از (Jimeno et al., 1995):

۲-۵-۱- قدرت و انرژی

از نقطه نظر کاربرد صنعتی، قدرت مهم‌ترین خاصیت ماده منفجره و بیان‌کننده مقدار انرژی است که قادر است کار مکانیکی انجام دهد. روش‌های علمی متفاوتی همچون آزمایش ترولز^۱، آزمایش هاون بالستیک، آزمایش قدرت لرزشی و غیره برای اندازه‌گیری قدرت یا انرژی قابل دسترس یک ماده منفجره وجود دارد.

^۱ Traulz

۲-۵-۲- سرعت انفجار

سرعت انفجار عبارت است از سرعت حرکت موج انفجار در ماده منفجره و بنابراین پارامتری است که چگونگی آزاد شدن انرژی را نشان می‌دهد. عواملی که بر روی سرعت انفجار تاثیرگذار هستند عبارتند از: چگالی و قطر خرج، محدود بودن فضا، نحوه‌ی منفجر کردن و عمر ماده منفجره که با افزایش سه پارامتر اول مقدار سرعت انفجار به طور قابل توجهی افزایش می‌یابد. در مورد نحوه‌ی منفجر کردن، اگر شروع انفجار به اندازه کافی قدرتمند نباشد، انفجار با سرعت پایینی شروع می‌شود. افزایش عمر ماده منفجره نیز سرعت را کاهش می‌دهد به طوری که تعداد و حجم حباب‌های هوا به ویژه در مورد مواد منفجره ژلاتینی که نقاط داغ تولید می‌کنند، کم می‌شود. روش‌های مختلفی برای اندازه‌گیری سرعت انفجار وجود دارد که در این میان می‌توان به روش‌های آوریج^۱، کودویمترو^۲ و روش کرنوگراف اشاره کرد.

۲-۵-۳- چگالی

چگالی اغلب مواد منفجره ۰/۸ تا ۱/۶ گرم بر سانتی‌متر مکعب است و مشابه سرعت انفجار در این مورد نیز با افزایش چگالی، خردشدگی بیشتری ایجاد می‌شود. چگالی یک ماده منفجره فاکتور مهمی در محاسبه‌ی مقدار خرج لازم به منظور انفجار است که به عنوان یک قاعده کلی، در ته چال که تمرکز انرژی بیشتری مورد نیاز است از مواد منفجره با چگالی بالا مانند مواد ژلاتینی یا ژل آب‌ها استفاده می‌شود و برای ستون ماده منفجره از مواد منفجره با چگالی پایین مانند آنفو یا مواد پودری استفاده می‌شود.

۲-۵-۴- فشار انفجار

فشار انفجار یک ماده منفجره علاوه بر چگالی و سرعت انفجار به اجزا تشکیل دهنده آن نیز بستگی دارد. مواد منفجره موجود در بازار دارای فشار انفجار ۵۰۰ تا ۱۵۰۰ مگاپاسکال هستند. معمولاً در

¹ Autriche

² Kodewimetro

سنگ‌های یکپارچه و سخت ایجاد خردشدگی به وسیله مواد منفجره با فشار بالا راحت‌تر انجام می‌شود که علت آن ارتباط مستقیم میان این متغیر و مکانیزم شکست سنگ است.

۲-۵-۵- پایداری

مواد منفجره از لحاظ شیمیایی باید پایدار باشند و تحت شرایط طبیعی اتمسفر متلاشی نشوند. روشی که برای ارزیابی دوام مواد منفجره استفاده می‌شود آزمایش آبل نامیده می‌شود و بدین صورت است که یک نمونه را دمای مشخصی حرارت می‌دهند و لحظه‌ای را که ماده منفجره شروع به متلاشی شدن می‌کند ثبت می‌نمایند.

دوام مواد منفجره یکی از خواصی است که حداکثر زمان انبار کردن ماده منفجره را بدون آنکه بر سایر خواص تأثیری داشته باشد، مشخص می‌کند.

۲-۵-۶- مقاومت در برابر آب

این خاصیت حداکثر طول مدتی است که وقتی ماده منفجره در معرض آب قرار می‌گیرد خواص خود را از دست نمی‌دهد. این مدت بر حسب ترکیب ماده منفجره متغیر بوده و بستگی به نسبت نیتروگلیسیرین یا افزودنی‌های خاص دیگر دارد.

مقیاس طبقه‌بندی مواد منفجره بر این اساس به صورت بد، محدود، خوب، خیلی خوب و عالی می‌باشد. در موارد اول هیچ مقاومتی در برابر آب وجود ندارد در حالی که برای موارد آخر، زمان مقاومت در برابر آب تا ۱۲ ساعت نیز می‌رسد.

۲-۵-۷- حساسیت

این خاصیت در حالت کلی در برگیرنده معانی مختلفی است که بسته به عوامل خارجی که روی ماده منفجره تأثیر می‌گذارند، تغییر خواهد کرد.

- عوامل کنترل شده: حساسیت معادل انفجار قابل قبول به وسیله یک عامل شروع کننده مانند چاشنی الکتریکی است.

- عوامل کنترل نشده: حساسیت، مقدار تحریک حرارتی، اصطکاکی، ضربه‌ای یا شوک است که ماده منفجره تحت آن منفجر می‌شود.

۲-۵-۸- مقاومت در دماهای پایین

هنگامی که دمای محیط به زیر ۸ درجه سانتی‌گراد می‌رسد مواد منفجره حاوی نیتروگلیسرین شروع به یخ‌زدن می‌کنند. با اضافه کردن مقداری نیتروگلیکل دمای یخ‌زدن را می‌توان تا ۲۰- درجه سانتی‌گراد پایین آورد.

۲-۵-۹- گازهای سمی

از انفجار هر ماده منفجره صنعتی مقداری بخار، نیتروژن، دی‌اکسید کربن و ذرات جامد و مایع حاصل می‌شود. در میان گازهای بی‌ضرر مذکور معمولاً درصدی از گازهای سمی نظیر مونواکسید کربن و اکسیدهای نیتروژن یافت می‌شود. بر اساس نسبت گازهای مضر تولیدشده توسط یک ماده منفجره، آن‌ها را به درجات مختلف تولید گازهای سمی تقسیم‌بندی می‌کنند.

۲-۶- روش‌های انفجار

انفجار شامل روش‌های متفاوتی می‌باشد که برای انفجار خرج اصلی به کار برده می‌شوند. این روش‌ها را می‌توان در موارد زیر خلاصه کرد (استوار، ۱۳۸۲):

۲-۶-۱- انفجار با فتیله اطمینان

در این روش با استفاده از چاشنی معمولی و فتیله اطمینان اقدام به انفجار می‌شود. یک سر فتیله اطمینان داخل چاشنی قرار گرفته و چاشنی را داخل فشنگ دینامیت یا هر نوع خرج دیگری که در چال قرار دارد می‌گذارند. سر دیگر فتیله اطمینان بیرون چال می‌باشد. در این نوع انفجار عامل تحریک، شعله است که به وسیله فتیله اطمینان به چاشنی منتقل شده و چاشنی را منفجر کرده و انفجار آن سبب انفجار خرج اصلی می‌شود.

فتیله اطمینان از مقداری باروت نرم که دور آن را الیاف کنف و پنبه به شکل لوله پوشانده است، تشکیل می‌شود. قطر فتیله اطمینان ۵ تا ۶ میلی‌متر بوده و یکنواخت سوختن از ویژگی‌های لازم آن است. فتیله اطمینان برای انفجار در اکثر معادن روباز و زیرزمینی ایران به کار می‌رود. از آنجا که باروت جذب کننده رطوبت است، در محیط‌های مرطوب انواعی از فتیله‌های اطمینان به نام فتیله ضد آب دارای پوشش پلاستیکی استفاده می‌شود.

۲-۶-۲- انفجار با فتیله انفجاری

بسیاری از عملیات انفجار فوری و یا تأخیری را می‌توان با استفاده از فتیله انفجاری انجام داد. این فتیله محکم، نرم، ضد آب و با سرعت سوختن ۶۰۰۰ تا ۷۰۰۰ متر بر ثانیه می‌باشد. ماده منفجره به کار رفته در آن پانتریت^۱ است که توسط لایه‌هایی از نخ چتایی و پنبه پوشیده شده و یک پوشش پلاستیکی دور آن را گرفته است.

فتیله انفجاری در مقابل ضربه حساس است اما به اصطکاک، شک و الکتریسیته حساس نمی‌باشد. این فتیله در مقابل کشش و خراشیدگی مقاوم بوده و معمولاً تا ۱۰- درجه سانتی‌گراد قابلیت خمش خود را حفظ می‌کند. فتیله انفجاری توسط چاشنی معمولی یا الکتریکی منفجر می‌شود و در این صورت قادر است سایر مواد منفجره را نیز منفجر کند.

۲-۶-۳- انفجار برقی

این روش انفجار در اصول مانند سایر روش‌هاست و تفاوت آن در نوع چاشنی به کار رفته است. چاشنی مصرفی به کمک جریان برق فعال می‌شود و انفجار آن موجب انفجار خرج اصلی می‌گردد. هر چاشنی مجهز به دو رشته سیم انتقال جریان برق است و این دو رشته سیم، رابط بین منبع برق و بیرون چال و خود چاشنی هستند که در چال می‌باشد.

چاشنی برقی، پوکه مسی یا آلومینیومی است که یک طرفش بسته و از طرف دیگرش دو رشته سیم خارج می‌شود و داخل پوکه اجزا زیر از پایین به بالا قرار دارند:

^۱ PETN (Pentaerythritol Tetranitrate)

- خرج اصلی: ماده منفجره قوی مثل PETN، از تور سرب و فولمینات جیوه است.
- خرج ابتدایی: از خرج‌های منفجره اولیه مثل از تور سرب است که به شعله حساس می‌باشد.
- بخش تأخیری: ماده‌ای سوختنی که برای انواع زمان‌های تأخیر دارای طول‌های متفاوت است.
- سر چاشنی: بخشی از چاشنی که سوختنی است و از دو نوع خرج آتش‌زا و شعله‌انداز و یک مقاومت الکتریکی تشکیل شده و به حرارت حساس است.
- مقاومت الکتریکی: سیمی نازک است که به دو سر سیم‌های رابط در داخل سر چاشنی وصل است و با عبور جریان برق گرم می‌شود. گرم شدن آن سبب آتش گرفتن مواد سوختنی سر چاشنی می‌شود.
- سیم چاشنی: مقاومت‌ها به دو قطعه کوچک برنجی لحیم شده است که خود آن‌ها به دو رشته سیم چاشنی وصل شده‌اند. سیم‌های چاشنی برقی از درپوش عایق چاشنی عبور کرده و از پوکه چاشنی خارج می‌شوند.

۲-۶-۴- سیستم نائل

این سیستم یک روش انفجار غیرالکتریکی است که بوسیله کمپانی نیترونوبل سوئد در سال ۱۹۷۴ میلادی ابداع و تکمیل شده است. با نائل می‌توان انفجاری بی‌خطر و مطمئن انجام داد. اجزای واحد نائل را می‌توان در موارد زیر معرفی کرد:

- چاشنی نمره ۸ فوری، برای قرار دادن در خرج
- لوله نائل (فتیله نائل) که از جنس پلاستیک محکم است و قطر خارجی آن ۳ میلی‌متر و قطر داخلی آن ۲ میلی‌متر می‌باشد. وزن لوله نائل ۵/۵ گرم در متر است. داخل لوله اندودی از مواد منفجره به میزان ۰/۰۲ گرم در متر وجود دارد. موج انفجار داخل این لوله با سرعت تا ۲۰۰۰ متر بر ثانیه منتقل می‌شود.
- چاشنی آتش‌زنه نائل با قدرت انفجاری کم
- رابط پلاستیک

- برچسب مشخصات نانل

- گیره

خرج‌گذاری با نانل شبیه انفجار برقی است و شامل مراحل زیر می‌باشد:

- چاشنی نانل داخل یکی از فشنگ‌های خرج گذاشته شده و در ته چال قرار داده

می‌شود. لوله پلاستیکی نانل در این حالت تا خارج چال ادامه دارد. طول اضافی لوله

پلاستیکی به صورت حلقه در سر چال باقی می‌ماند.

- لوله نانل، تا شده و داخل رابط پلاستیکی جا می‌گیرد. این اتصال به سهولت انجام

شده و مدت‌ها دوام خواهد داشت.

نانل را با چاشنی برقی و یا فتیله انفجاری ۳ تا ۵ گرم در متر و یا تفنگ مخصوص آن منفجر می‌کنند.

نانل برای انواع انفجار مناسب است و در نواحی همچون نزدیک خطوط انتقال برق، رعد و برق، نزدیک

موتور برق و غیره که استفاده از چاشنی برقی مجاز نباشد کاربرد نانل اشکالی ندارد.

۲-۶-۵- سیستم هرکودت (چاشنی گازی)

کمپانی هرکولس مبتکر نوعی انفجار غیرالکتریکی است که انتقال تحریک به چاشنی از طریق انفجار

گاز با انرژی کم صورت می‌گیرد. در عمل پس از اینکه محوطه انفجار از افراد و لوازم خالی شد، گاز

مورد نظر به داخل لوله‌های ناقل رانده می‌شود و با فشار دادن دکمه‌ای روی ماشین انفجار، انفجار

انجام می‌گیرد.

چاشنی هرکودت در ظاهر شبیه چاشنی برقی می‌باشد و دارای پوسته آلومینیومی است که یک طرف

آن بسته و به طرف دیگرش دو لوله نازک پلاستیکی وصل است. برای جلوگیری از آلودگی و انقباض

سیستم در طول مدت انبارداری لوله‌های پلاستیکی را با گاز ازت پر می‌کنند. یک سر لوله‌ها به

چاشنی وصل بوده و سر دیگرش به وسیله حرارت به هم آمده است و چون ازت نمی‌سوزد هیچ گونه

تحریکی را به داخل چاشنی اعمال نمی‌کند. چاشنی گازی به صورت تأخیری و کم‌تأخیری نیز

ساخته می‌شود. در زمان انفجار لازم است اقداماتی روی چاشنی صورت گیرد. گاز ازت باید از مدار خارج و به جای آن گازی قابل اشتعال در لوله‌ها وارد شود.

طرزکار چاشنی هر کودت پس از رسیدن آتش به آن شبیه به چاشنی برقی است که پس از اعمال جریان برق و آتش گرفتن خرج اطراف مقاومت حرارتی، مراحل مختلف سوختن بخش‌های آن یکی پس از دیگری انجام می‌گیرد.

انرژی حاصل از سوختن گاز داخل لوله‌های انتقال به قدری کم است که پس از سوختن، لوله‌های پلاستیک سالم باقی می‌ماند. گرچه لوله پلاستیکی خط تغذیه آتش موقع انفجار آسیب نمی‌بیند اما استعمال مجدد آن مجاز نیست زیرا فعل و انفعالات سوختن گاز در داخل لوله موجب تشکیل آب می‌شود که در استعمال مجدد وجود آب سبب آتش‌نشدن چال خواهد شد.

۲-۷- انفجار تأخیری

تقریباً تمامی انفجارها در معادن تأخیری هستند یعنی چال‌ها به نوبت و با فاصله زمانی معین آتش می‌شوند. در انفجار تأخیری انفجار هر چال یا هر ردیف چال موجب ایجاد سطح آزاد برای چال‌های بعدی می‌شود و این روند تا آخر ادامه دارد.

انفجار تأخیری برای اولین بار در سال‌های ۱۹۳۴ تا ۱۹۳۵ به کار گرفته شد و بعدها در دهه‌ی ۱۹۵۰ به طور گسترده مورد استفاده قرار گرفت. در نتیجه، کیفیت خردایش سنگ بهبود یافت و در عین حال لرزش زمین نیز به طور گسترده‌ای کاهش داشت. گذر از انفجار یک ردیفه به انفجار در چند ردیف نیز به دلیل استفاده از انفجار تأخیری بود که باعث افزایش تولید توده‌سنگ شکسته شده می‌شد. فاکتور بسیار مهم در انفجار تأخیری عبارتست از زمان‌بندی بهینه تأخیرها که این زمان‌بندی توسط چاشنی‌های الکتریکی امکان‌پذیر است (Grishin, 2007).

وجود سطح آزاد باعث می‌شود که شکستن سنگ‌ها به نحو مطلوبی کنترل شود. انفجار تأخیری و کم‌تأخیری در معادن روباز و زیرزمینی به کار می‌رود و هر دو نوع انفجار دارای مزایای زیر می‌باشند:

- لرزش کم
- خرد شدن مناسب سنگ‌ها
- کنترل پرتاب سنگ
- عقب‌زدگی کم

در بیشتر انواع انفجار، به یک فاصله زمانی بین چاشنی‌های چال‌های مختلف نیاز است تا انفجار به طور مناسب و مطلوبی انجام شود. برای دسترسی به این هدف، یک بخش تأخیری در انفجار به کار برده می‌شود که این بخش با استفاده از چاشنی‌های تأخیری الکتریکی یا غیرالکتریکی لحاظ می‌شود. انفجار تأخیری را می‌توان با استفاده از انفجار برقی و یا با فتیله انفجاری و رله^۱ انجام داد. رله‌ها چاشنی‌های تأخیری غیرالکتریکی هستند که برای اعمال تأخیر بین چال‌ها و ردیف‌ها در انفجار به کار برده می‌شوند. رله‌ها در شرکت‌های مختلف با تأخیرهای متفاوت ارائه می‌شوند. به عنوان مثال همانطور که در شکل ۲-۳ نشان داده شده، رله‌های تأخیری شرکت IDL در زمان‌های ۱۷، ۲۵، ۴۲، ۵۰ و ۱۰۰ میلی‌ثانیه تولید می‌شوند (سایت اینترنتی، www.gulfoilcorp.com). رله‌ها دو سره هستند یعنی از هر طرف که موج انفجاری وارد شود از سوی دیگر با تأخیر خارج می‌شود. هر جا که تأخیر نیاز باشد فتیله انفجاری را قطع کرده و دو سر قطع شده را در دو طرف این تاخیر دهنده محکم می‌کنند (استوار، ۱۳۸۲).

¹ Relay

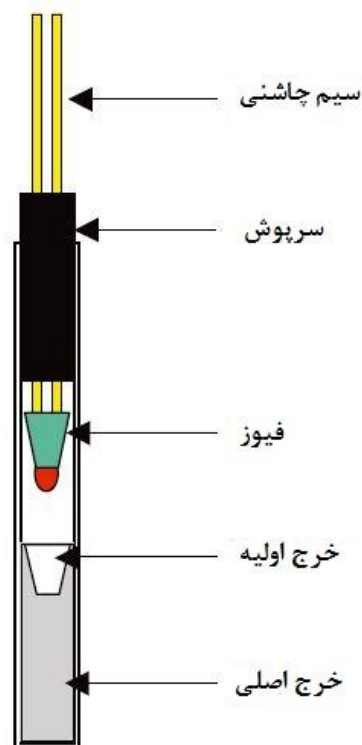


شکل ۲-۳: انواع رله (سایت اینترنتی، www.gulfoilcorp.com)

چاشنی‌های برقی از نقطه نظر زمان انفجار به سه دسته تقسیم می‌شوند (استوار، ۱۳۸۲):

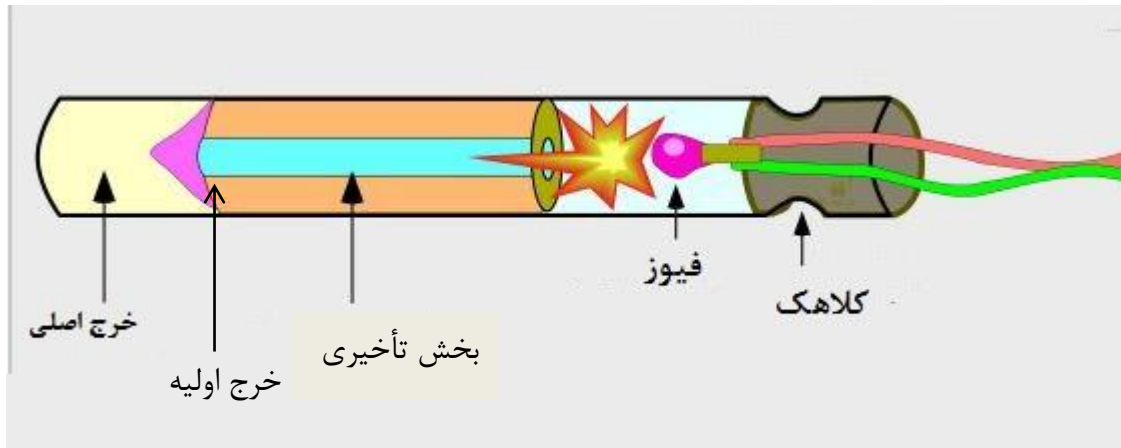
- چاشنی فوری
- چاشنی تأخیری (نیم‌ثانیه)
- چاشنی کم‌تأخیری (میلی‌ثانیه)

ساختمان چاشنی فوری به گونه‌ای است که فاقد ماده تأخیر دهنده می‌باشد. نمونه‌ای از این نوع چاشنی در شکل ۲-۴ نشان داده شده است. این چاشنی‌ها صرف نظر از خطایی که در ساختمان آن‌ها وجود دارد به محض وصل جریان برق منفجر می‌شوند. محل مصرف این چاشنی‌ها در جایی مثل شکستن قطعات سنگ و انفجار ثانویه است که احتیاجی به تأخیر نیست. در چاشنی برقی معمولی بین عبور موج آتش از سر چاشنی تا انفجار مدتی هر چند جزئی طول می‌کشد.



شکل ۲-۴: چاشنی فوری (Orica Seismic Products, 2008)

در چاشنی‌های تأخیری بین سر چاشنی و خرج میانی ماده‌ای قرار می‌دهند که با سرعت معینی می‌سوزد. زمان سوختن آن، معرف زمان تأخیر چاشنی است. شکل ۲-۵ نمونه یک چاشنی تأخیری را نشان می‌دهد. شماره تأخیر روی یک پلاک به سیم چاشنی وصل است و در ته چاشنی نیز نوشته شده است. این چاشنی‌ها از شماره صفر تا چندین شماره بعد طبق شماره‌بندی کارخانه‌های مختلف ساخته و عرضه شده است. فاصله زمانی انفجار در چاشنی‌های کم‌تأخیری ۱۰ و ۵۰ میلی‌ثانیه می‌باشد. در معادن گرد زغال‌دار و گازدار بهتر است از چاشنی‌های کم‌تأخیری استفاده شود زیرا با انفجار یک چال ممکن است مقداری گاز متصاعد شده و اگر بعد از آن چال بعدی منفجر شود احتمال آتش گرفتن گاز و وقوع حادثه در معدن می‌باشد. در حالی که با استفاده از چاشنی‌های کم‌تأخیری فرصت وقوع این حادثه کم می‌شود (استوار، ۱۳۸۲)



شکل ۲-۵: چاشنی تأخیری (Miller and Martin, 2007)

از لحظه اتصال جریان برق به چاشنی تا زمان عمل چاشنی دو فاصله زمانی مشخص و متمایز از یکدیگر در عملکرد آن وجود دارد (استوار، ۱۳۸۲):

- وصل کردن جریان برق تا آتش گرفتن سر چاشنی
- آتش گرفتن سرچاشنی تا انفجار چاشنی

برای اینکه آتش گرفتن سر چاشنی محقق شود لازم است که ابتدا مقاومت مربوطه تا درجه حرارت معینی گرم شود. این درجه حرارت به محض وصل جریان برق حاصل نمی‌شود بلکه مدت زمانی برای این کار لازم است. درجه حرارت مقاومت بر اساس یک منحنی نمایی نسبت به زمان تغییر می‌کند. در ابتدا ازدیاد درجه حرارت سریع است و پس از آن به تدریج شیب منحنی کم می‌شود تا به درجه حرارت نهایی برسد. زمان لازم برای رسیدن به درجه حرارت مورد نظر با انرژی الکتریکی اعمال شده نسبت مستقیم و با گسیل حرارت و هدایت آن نسبت معکوس دارد.

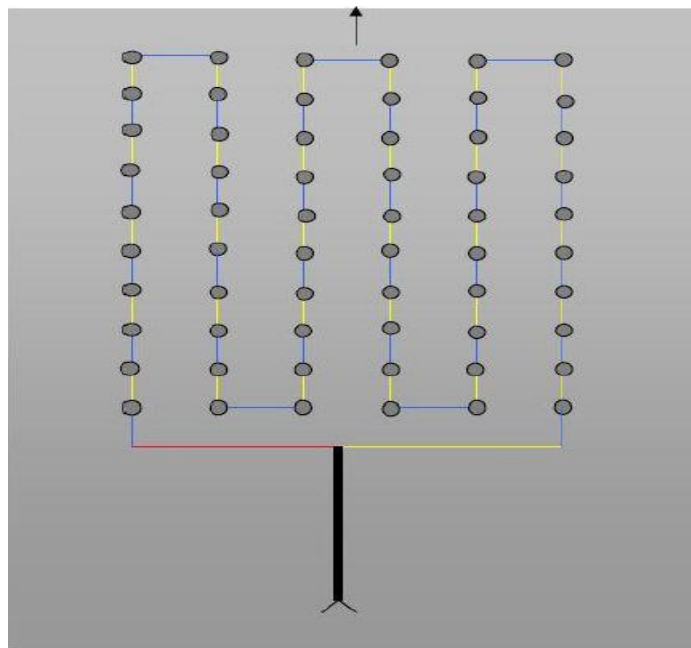
۲-۷-۱- به هم بستن چاشنی‌های برقی

بعد از خراج گذاری هر چال و بستن دهانه آن‌ها عملاً از هر چال دو رشته سیم خارج می‌شود که در داخل چال به یک مقاومت الکتریکی وصل هستند. منبع جریان برق در خارج چال قرار داشته و برق مورد نیاز از طریق این سیم‌ها به مقاومت می‌رسد.

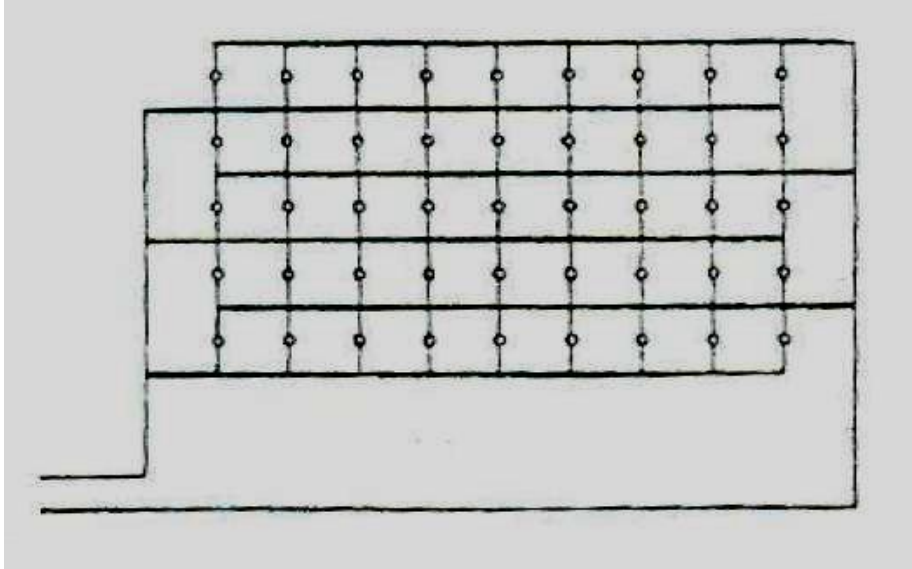
نظر به این که در خرج گذاری و انفجار تنها با یک عدد چال مواجه نیستیم بلکه چندین چال خواهد داشت، بنابراین با چندین رشته سیم در محل انفجار مواجه ایم. لازم است چاشنی‌ها را بهم بسته و سپس به اجرای انفجار پردازیم. اتصال چاشنی‌ها به هم مثل اتصال چندین مقاومت الکتریکی است و محاسبات آن‌ها طبق قوانین اهم و کیرشهف می‌باشد.

چاشنی‌ها را به سه صورت زیر به یکدیگر متصل می‌کنند (استوار، ۱۳۸۲):

- سری: در این وضعیت چاشنی‌ها را به صورت متوالی به یکدیگر وصل می‌کنند. بدین صورت که یک سیم از یک چاشنی به سیمی از چاشنی مجاور متصل می‌شود (شکل ۲-۶).
- موازی: معمولاً در معادن کمتر اتفاق می‌افتد که از این شیوه استفاده شود. در این روش، چاشنی‌ها به صورت موازی به یکدیگر وصل شده و بیشتر در حالت‌هایی که خرد کردن قطعه‌های بزرگ سنگ که چال‌ها فاصله زیادی از یکدیگر دارند، استفاده می‌شود (شکل ۲-۷).

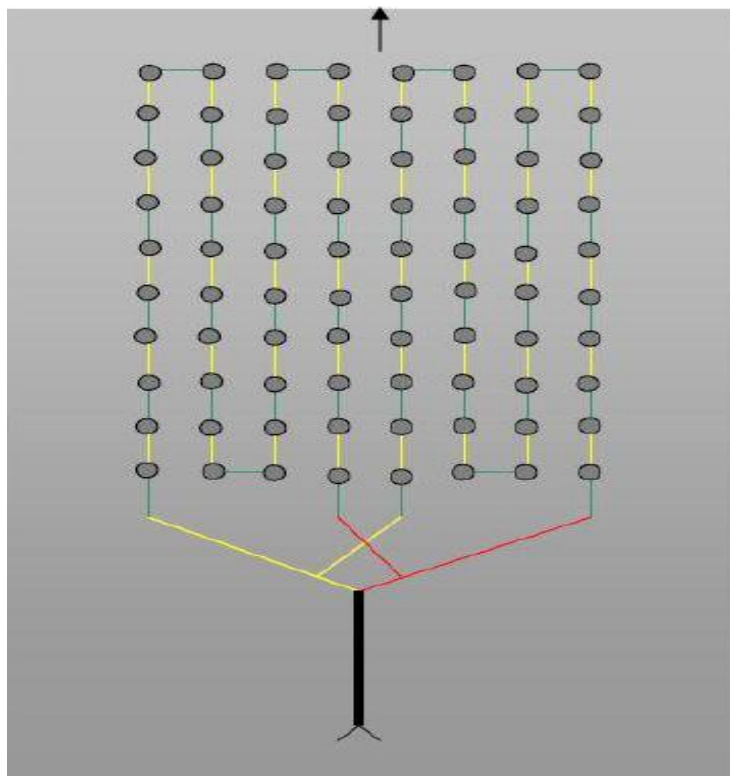


شکل ۲-۶: به هم بستن سری چاشنی‌ها (OY FORCIT AB, 2011)



شکل ۲-۷: به هم بستن موازی چاشنی‌ها (استوار ۱۳۸۲)

- سری - موازی: در این نوع اتصال، چاشنی‌ها به صورت متوالی به یکدیگر بسته می‌شوند و چند چاشنی متوالی به صورت موازی به هم وصل می‌شوند (شکل ۲-۸).



شکل ۲-۸: به هم بستن سری - موازی چاشنی‌ها (OY FORCIT AB, 2011)

۲-۸- جمع‌بندی

به طور کلی فصل دوم شرح مختصری از عملیات انفجار، عوامل مؤثر بر آن، انواع انفجار و همچنین انواع مواد منفجره و ویژگی‌های آن‌ها می‌باشد.

در ابتدای این فصل به مقدمه‌ای در مورد انفجار و مواد منفجره و تاریخچه استفاده از آن‌ها در معدنکاری پرداخته شد. از آنجا که متغیرهای مختلفی بر چگونگی عملیات انفجار تأثیر دارند بنابراین برخی از این پارامترها مورد بررسی قرار گرفت. سپس برای درک بهتر از ماده منفجره، انواع آن و ترکیبات آن‌ها به صورت مختصر توضیح داده شد. انتخاب ماده منفجره مناسب برای عملیات انفجار با توجه به برخی پارامترها از جمله شرایط محیط، نتایج مورد انتظار از انفجار و غیره انجام می‌شود. همچنین خواص مواد منفجره نیز در انتخاب ماده منفجره مناسب نقش مهمی دارند که در این فصل برخی از این عوامل و پارامترها تشریح شد. انفجار شامل روش‌های متفاوتی می‌باشد که برای انفجار خرج اصلی به کار برده می‌شوند. این روش‌ها و شرایط استفاده از هر کدام در این فصل توضیح داده شد. انفجار تأخیری یکی از مهم‌ترین انواع انفجار است که با توجه نتایج مطلوب حاصل از آن و همچنین پیشرفت صنعت انفجار توانسته است جایگاه مناسبی را در معدنکاری به خود اختصاص دهد به طوری که می‌توان گفت تقریباً تمامی انفجارها در معادن تأخیری هستند. در انتهای فصل دوم مطالبی در مورد انفجار تأخیری و برخی ابزارهای لازم برای آن آورده شده است.

روش های ارزیابی خردایش

حاصل از انفجار

۳-۱- مقدمه

در معادن روباز خردایش سنگ معمولاً با عملیات انفجار صورت می‌پذیرد. خردایش ناشی از انفجار یکی از موارد و مسائل مهم در عملیات معدنکاری به شمار می‌رود که در صورت اجرای کم‌نقص و صحیح انفجارها، اثرات مثبت آن به بخش‌های دیگر معدنکاری از جمله سیستم حمل و نقل و سنگ‌شکنی کشیده می‌شود. خردایش به عنوان یکی از مهم‌ترین نتایج انفجار، تأثیر بسزایی بر هزینه‌های چالزنی، انفجار، بارگیری، باربری و سنگ‌شکنی دارد و در صورت مناسب بودن می‌تواند به طور مؤثری باعث کاهش هزینه‌های کلی معدن شود. به عنوان یک تعریف می‌توان گفت خردشدگی خوب عبارت است از تولید قطعات خردشده‌ای که بزرگترین اندازه آن براحتی در جام سیستم بارگیری جای گیرد و نیازی به انفجار ثانویه نداشته باشد و به کوچکترین اندازه آن نیز نیاز باشد. به عبارتی حجم قطعات بزرگ کمتر از ۵٪ حجم بلوک سنگ شکسته‌شده در انفجار اولیه باشد (بخشنده، ۱۳۷۷).

مطالعه و بررسی خردشدگی اولین بار توسط آلزمن^۱ در سال ۱۹۶۰ میلادی انجام گرفت و بعد از وی در سال ۱۹۶۲ توسط مونیل^۲ نتیجه تحقیقاتش دنبال شد ولی نتایج آن موفقیت آمیز نبود تا اینکه در سال ۱۹۶۵ میلادی مدلی بر اساس خرج ویژه با توجه به کارهای تجربی به دست آمد ولی به دلیل اینکه تمام پارامترهای مؤثر را دخالت نداده بودند، کاربرد نداشت تا اینکه مطالعات جدی از سال ۱۹۷۰ انجام شد (خواجه نایینی، ۱۳۸۲).

^۱ Allsman

^۲ Moneill

ارزیابی میزان خردشدگی قطعات در هر انفجار با استفاده از روش‌های مختلف، می‌تواند اثرات زیادی بر کاهش هزینه‌های معدنکاری و بالا بردن راندمان فعالیت‌های کاری داشته باشد. روش‌های ارزیابی خردایش حاصل از انفجار به دو دسته کلی زیر تقسیم می‌شوند (افروغ، ۱۳۸۹):

- روش‌های ارزیابی خردایش پیش از انفجار
- روش‌های ارزیابی خردایش پس از انفجار

در این فصل ابتدا روش‌های ارزیابی خردشدگی پیش از انفجار بررسی می‌شود و در ادامه به روش‌های ارزیابی خردایش پس از انفجار پرداخته خواهد شد.

۳-۲- روش‌های ارزیابی خردایش پیش از انفجار

هیچ روش یا فرمولی وجود ندارد که پیش‌بینی واقعی خردشدگی را ارائه دهد ولی در چند سال گذشته مطالعات متعددی از فرمول‌های ساده گرفته تا شبیه‌سازی‌های کامپیوتری کامل در این زمینه انجام شده است (Jimeno et al., 1995).

برای پیش‌بینی توزیع ابعاد توده‌سنگ خردشده قبل از انفجار، مدل‌های ریاضی مختلفی ارائه شده است. مدل‌های ارائه شده در سال‌های اخیر به دلیل دربرداشتن تعداد بیشتر پارامترهای مؤثر در خردایش، دقیق‌تر می‌باشند. اگرچه این مدل‌ها ابعاد حاصل از انفجار را به طور تقریبی پیش‌بینی می‌کنند ولی سودمندترین و سریع‌ترین روش رسیدن به خردشدگی مناسب می‌باشند (عطایی و زیاری، ۱۳۸۴). در زیر برخی از این مدل‌ها شرح داده شده است.

۳-۲-۱- مدل دنیس و گاما^۱

این مدل در سال ۱۹۷۰ توسط دنیس و گاما ارائه شده است. در این مدل ابعاد قطعات خردشده طی عملیات انفجار طبق رابطه ۳-۱ پیش‌بینی خواهد شد (Dinis and Gama, 1996).

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

^۱ Dinis and Gama

که در این رابطه:

$R(X)$: 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 مقدار آن‌ها بستگی به خواص سنگ و ماده منفجره دارد. مقادیر این

ثابت‌ها به کمک حل یک دستگاه معادلات سه معادله و سه مجهول بر اساس داده‌های منحنی توزیع

ابعاد یک نمونه معرف از مواد خردشده بدست می‌آید.

مقدار W از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$w = 10 \frac{w_i}{\sqrt{d_{80}}} \quad (\text{رابطه ۲-۳})$$

در این رابطه w_i اندیس باند سنگ بر حسب کیلو وات ساعت بر تن و d_{80} دهانه سرندی است که

۸۰٪ قطعات از آن عبور می‌کند.

۲-۲-۳- مدل لارسون^۱

لارسون در سال ۱۹۷۳ برای تعیین d_{50} (دهانه سرندی که ۵۰٪ مواد خردشده حاصل از انفجار از آن

عبور می‌کند) این مدل را ارائه کرد. در این مدل عواملی همچون خواص ناپیوستگی، جنس سنگ،

خرج ویژه، فاصله ردیفی چال‌ها و بارسنگ منظور شده است. معادله مربوط به مدل لارسون به صورت

زیر می‌باشد (Kim, 2006):

$$d_{50} = c_b \cdot e^{(0.58LnB - 0.145Ln(\frac{S}{B}) - 1.18Ln(\frac{q}{C}) - 0.82)} \quad (\text{رابطه ۳-۳})$$

در این رابطه داریم:

^۱ Larson

C_b : ثابت قابلیت انفجار^۱ است که این ضریب برای به حساب آوردن ناهمگنی و ناپیوستگی توده سنگ اعمال می‌شود.

B: بار سنگ به متر

S: فاصله ردیفی چال‌ها به متر

q: خرج ویژه به کیلوگرم بر مترمکعب

C: ثابت سنگ که معادل خرج ویژه دینامیت ژلاتینی لازم برای خرد کردن سنگ بوده و معمولاً بین ۰/۳ تا ۰/۵ کیلوگرم بر مترمکعب در نظر گرفته می‌شود.

۳-۲-۳- مدل کاز - رام^۲

این مدل در سال ۱۹۸۳ میلادی توسط کلود کانینگهام^۳ از آفریقای جنوبی ارائه شده است که پایه و اساس آن معادله تجربی کازنتسوف^۴ به منظور پیش‌بینی اندازه خردشدگی متوسط بدست آمده از انفجار و منحنی توزیع ابعاد رزین - راملر^۵ می‌باشد (Jimeno et al., 1995).

۳-۲-۳-۱- مدل کازنتسوف

در سال ۱۹۷۳ توسط کازنتسوف معادله‌ای برای پیش‌بینی ابعاد متوسط قطعات حاصل از انفجار بر مبنای استفاده از TNT به عنوان ماده منفجره مصرفی ارائه شده است. این معادله به صورت زیر است (Kim, 2006):

$$\bar{X} = A \cdot \left(\frac{V}{Q_{TNT}}\right)^{0.8} \cdot Q_{TNT}^{0.167} \quad (\text{رابطه ۳-۴})$$

که در آن:

\bar{X} : متوسط ابعاد قطعات خردشده به سانتی‌متر

^۱ Blastability Constant

^۲ Kuz - Ram

^۳ Claude Cunningham

^۴ Kuznetsov

^۵ Rosin and Rammler

A: فاکتور سنگ که به ساختار توده‌سنگ بستگی دارد

V: حجم سنگ خردشده در اثر انفجار هر چال به مترمکعب

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

۳-۲-۲-۳- منحنی رزین - راملر

رزین - راملر تابع نمایی زیر را به منظور تخمین ابعاد قطعات خردشده از انفجار ارائه داده‌اند

(Kim, 2006):

$$R(X) = 1 - e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n} \quad (\text{رابطه ۳-۵})$$

در این رابطه داریم:

$R(x)$: نسبت قطعات عبور کرده از سرنده به ابعاد X

X: ابعاد سرنده مورد نظر به سانتی‌متر

X_c : اندازه مشخصه^۱ سرنده

n: شاخص یکنواختی^۲

۳-۲-۴- مدل اصلاح شده کاز - رام

به دلیل تأثیر فراوان پارامترهای توده‌سنگ در خردشدگی، کانینگهام در سال ۱۹۸۷ میلادی مدل

قبلی خود را تکمیل و به صورت زیر ارائه نمود (Gheibie et al., 2009):

$$\bar{X} = 0.07 BI \cdot \left(\frac{V}{Q}\right)^{0.8} \cdot Q^{0.167} \cdot \left(\frac{115}{E}\right)^{0.633} \quad (\text{رابطه ۳-۶})$$

که در آن:

\bar{X} : متوسط ابعاد قطعات خردشده به سانتی‌متر

¹ Characteristic Size

² Uniformity Index

BI: شاخص قابلیت انفجار است که در سال ۱۹۹۲ توسط لیلی^۱ جهت کاربرد در مهندسی انفجار ارائه شده است

V: حجم سنگ خردشده در اثر انفجار هر چال به مترمکعب

Q: مقدار TNT به کیلوگرم که از نظر انرژی معادل انرژی ماده منفجره داخل هر چال است

E: قدرت وزنی نسبی ماده منفجره به آنفو

۳-۲-۵- مدل سوئدیفو^۲

کو^۳ و راستن^۴ از مؤسسه تحقیقات انفجار سوئد (سوئدیفو) در سال ۱۹۹۳ با اضافه کردن تأثیر پارامترهای ارتفاع پله و طول گل‌گذاری به مدل لارسون، معادله زیر را ارائه دادند (Jimeno et al., 1995):

$$d_{50} = C_b \cdot \left(1 + 4.67 \left(\frac{T}{L} \right)^{2.5} \right) \cdot e^{0.29LnB^2 \sqrt{\frac{S}{1.25}} - 1.18Ln\left(\frac{q}{C}\right)^{-0.82}} \quad (\text{رابطه ۳-۷})$$

که در این رابطه:

C_b : ثابت قابلیت انفجار

T: طول گل‌گذاری به متر

L: عمق چال به متر

B: ضخامت بارسنگ به متر

S: فاصله ردیفی چال‌ها به متر

q: خرج ویژه به کیلوگرم بر مترمکعب

C: ثابت سنگ

¹ Lilly

² SVEDEFO (Swedish Detonic Research Foundation)

³ Kou

⁴ Rustan

در این مدل $R(X)$ یا درصد وزنی تجمعی قطعات خردشده با ابعاد مورد نظر X از رابطه زیر بدست می‌آید (تیموری، ۱۳۸۶):

$$R(X) = 1 - e^{-(0.76 \frac{X}{d_{50}})^{1.35}} \quad (\text{رابطه ۳-۸})$$

۳-۳- روش‌های ارزیابی خردایش پس از انفجار

برخلاف کارخانه‌های فرآوری که در آن‌ها از سرنندکردن^۱ برای تعیین توزیع ابعادی ذرات استفاده می‌شود در انفجار هیچ روش قابل اعتمادی برای تعیین کمی خردشدگی وجود ندارد. تعیین توزیع ابعادی سنگ‌های خردشده اصلی‌ترین ابزار بهینه‌سازی فرآیند انفجار است که به وسیله آن خردشدگی انفجارهای مختلف با هم مقایسه می‌شوند.

به دلیل پرهزینه بودن و زمان‌بر بودن بدست آوردن منحنی توزیع ابعادی سنگی حاصل شده از انفجار، معمولاً در کارهای معدنی از تقریب‌های زیر برای ارزیابی خردایش پس از عملیات انفجار استفاده می‌شود (Jimeno et al., 1995):

- تحلیل کیفی مشاهده‌ای^۲
- روش‌های عکس‌برداری^۳
- روش‌های فتوگرامتری^۴
- عکس‌برداری با سرعت بالا^۵
- مطالعه بازده ماشین‌آلات بارگیری
- حجم موادی که نیاز به آشکارسازی ثانویه دارند
- اختلالات ایجاد شده در سنگ‌شکن

¹ Screening

² Qualitative Visual analysis

³ Photographic methods

⁴ Photogrammetry methods

⁵ High-speed photograpy

- سرندکردن بخشی

- تحلیل تصویر بوسیله کامپیوتر

در ادامه به توضیح این روش‌ها پرداخته می‌شود.

۳-۳-۱- تحلیل کیفی مشاهده‌ای

این روش یکی از ساده‌ترین و ارزان‌ترین روش‌های ارزیابی خردشدگی پس از انفجار است. روش کار بدین شکل است که مهندس ارزیاب انفجار بلافاصله بعد از انفجار، محل را دیده و از جنبه‌های مختلف بررسی کرده و نظر شخصی خود را در مورد خردایش حاصل شده ارائه می‌دهد. در این روش تنها می‌توان انفجارهای بسیار متفاوت از هم را با هم مقایسه کرد و تشخیص تغییرات جزئی حتی برای افراد باتجربه نیز مقدور نمی‌باشد. این روش دقیق نبوده و توزیع ابعادی واقعی را مشخص نمی‌کند و تنها برای بدست آوردن یک دید اولیه خوب است تا متخصصین در مرحله بعد بتوانند مطالعات کامل خود را در مورد خردایش بدست آمده انجام دهند.

۳-۳-۲- روش‌های عکس‌برداری

این روش به شیوه‌های مختلفی انجام شده و تحلیل‌های مختلفی نیز از آن ارائه شده است که می‌توان به گزارشات نورن^۱ و پورتر^۲ در سال ۱۹۷۴، رید^۳ در سال ۱۹۷۶ و غیره اشاره کرد (Jimeno et al., 1995). روش کار نورن و پورتر به این صورت بود که یک شبکه را بر روی عکس گرفته شده از توده‌سنگ خردشده انداخته و به طور تصادفی از ۱۵٪ این شبکه نمونه‌برداری کرده و تعداد و اندازه قطعات حاصله را اندازه گرفتند. بررسی پنج انفجار تحت شرایط یکسان نشان داد که مقدار انحراف از میانگین اندازه قطعات، برابر ۹/۶٪ است.

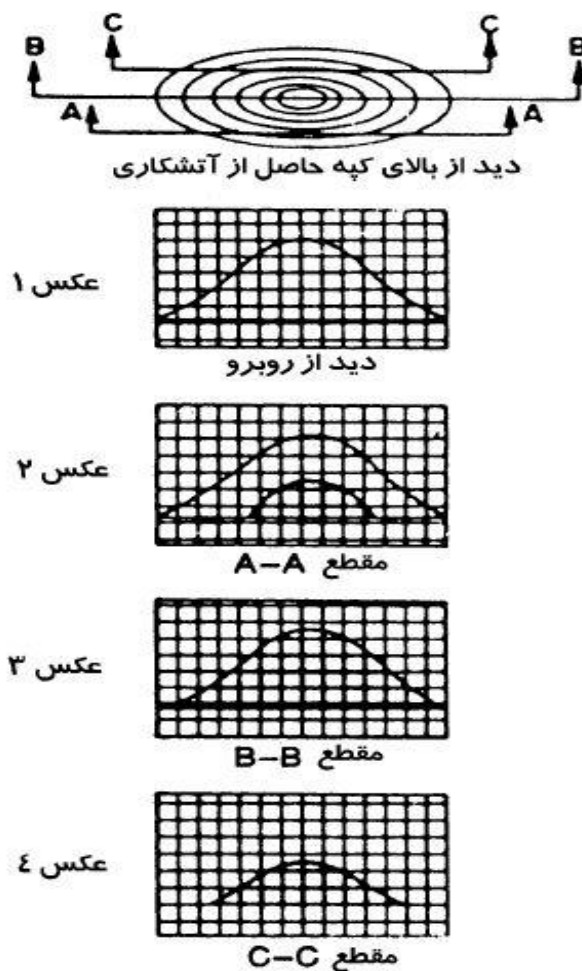
مهم‌ترین اشتباه این روش فرض معرف بودن نمونه‌های سطحی از کل توده است. برای رفع این خطا رید از مجموعه‌ای عکس که در مراحل مختلف بارگیری گرفته شده بود، استفاده کرد.

¹ Noren

² Porter

³ Reid

وی خط‌کشی‌هایی را در هنگام عکس‌برداری در میدان دید قرار داد تا بتواند عکس‌ها را با هم مقایسه کند (شکل ۳-۱).



شکل ۳-۱: روش شبکه در ارزیابی خردشدگی در آزمایشگاه و محیط صحرایی (Jimeno et al., 1995)

این سیستم یکی از مفیدترین روش‌های ارزیابی است که در آن می‌توان نتایج دوره‌های مختلف انفجار را به صورت گرافیکی ثبت و ذخیره کرد. معایب این روش عبارت است از:

- نیاز به زمان برای آماده‌سازی و مطالعه
- اندازه‌گیری قطعات ریز در این روش دشوار است

۳-۳-۳- روش فتوگرامتری

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

مزیت روش فتوگرامتری در این است که امکان مطالعه سه‌بعدی توده‌های منفجرشده را فراهم می‌سازد و با آن می‌توان اندازه هر قطعه خردشده، حجم و تورم توده‌سنگ خردشده را محاسبه کرد. علاوه بر هزینه‌های بالای تجهیزات، نیاز به افراد متخصص برای استفاده از وسایل و تحلیل نتایج بدست آمده نیز از معایب این روش به شمار می‌رود.

۳-۳-۴- عکس‌برداری با سرعت بالا

استفاده از عکس‌برداری با سرعت بالا برای ارزیابی، طراحی و مهم‌تر از همه کنترل انفجارها به طور گسترده‌ای توسط بلیر^۱ (۱۹۶۰)، چانگ^۲ و همکاران (۱۹۷۵)، وینزر^۳ و همکاران (۱۹۷۹) و باور^۴ (۱۹۸۲) مورد بحث قرار گرفته است. تنها در چند سال گذشته بوده که این روش به عنوان تکنیکی برای ارزیابی خردشدگی در نظر گرفته شده است.

مهم‌ترین مشکل در این روش این است که گازها و گرد و غبار موجود در محیط، مشاهده شکل شکستگی و جابجایی توده‌سنگ خردشده را دشوار می‌کند.

اطلاعات بدست آمده از روش عکاسی با سرعت بالا را می‌توان به صورت زیر دسته‌بندی کرد:

- اطلاعات کیفی :
- ✓ جابجایی اولیه سنگ
- ✓ محصورشدگی گل‌گذاری
- ✓ مسیر حرکت توده‌سنگ خردشده

¹ Blair

² Chung

³ Winzer

⁴ Bauer

• اطلاعات کمی:

- ✓ زمان خروج وسایل انفجار
- ✓ زمان و راندمان گاز محصورشده
- ✓ شتاب، جهت حرکت و سرعت قطعات خردشده
- ✓ سرعت پس‌زدن گل‌گذاری
- ✓ تصویر و جابجایی توده‌سنگ خردشده

مطالعه این اطلاعات به همراه اطلاعات جزئی پارامترهای طراحی انفجار و کل عملیات، برای مشخص

کردن و تعریف پارامترهای زیر بسیار مفید است:

- ✓ وجود چال‌های منفجر نشده و علت‌های آن
- ✓ ماده منفجره نامناسب
- ✓ تأثیر اضافه‌حفری، وجود آب و گل‌گذاری
- ✓ تعیین بهترین توالی انفجار
- ✓ بازده سیستم شروع انفجار انتخاب شده
- ✓ حرکت کلی توده‌سنگ خردشده
- ✓ علل ایجاد قطعات درشت در جبهه‌کار
- ✓ جابجایی توده‌سنگ خردشده
- ✓ شکل هندسی توده‌سنگ خردشده

۳-۳-۵- مطالعه بازده ماشین‌آلات بارگیری

این روش ارزیابی خردشدگی بر این فرض استوار است که نرخ بارگیری با درشتی قطعات سنگی رابطه عکس و با تورم توده‌سنگ منفجرشده نسبت مستقیم دارد و وجود قطعات بزرگ، کم‌بودن تورم و شرایط بد پاشنه بلافاصله در بازده ماشین‌آلات بارگیری منعکس خواهد شد. اگر این روش به درستی اجرا شود می‌تواند ارزیابی دقیقی از خردایش را ارائه کند. در این ارزیابی لازم است زمان‌های

تلف شده‌ای مثل زمان انتظار ماشین بارگیری برای رسیدن کامیون، خراب‌شدن دستگاه، جابجایی ماشین بارگیری و عملیات تمیز کردن پله در نظر گرفته شود. این بررسی باید با استفاده از ماشین‌ها و اپراتورهای یکسانی انجام شود تا خطاهای مربوط به تخمین کاهش یابد.

مطالعه کاملی براساس این روش توسط ویلیامسون^۱ و دیگران (۱۹۸۳) در پروژه ام‌تی نیومن^۲ استرالیا انجام شده که در آن شدت جریان مصرفی شاول به صورت پیوسته اندازه‌گیری و روی نوار مغناطیسی ضبط شده است. این سیگنال‌ها در مرحله بعد بوسیله کامپیوتر مورد تجزیه و تحلیل قرار گرفته‌اند (Jimeno et al. 1995).

نیاز به قدرت اضافی در شاول‌ها می‌تواند به دلایل زیر باشد:

- شکست بد در کف پله و وجود پاشنه
- کم‌بودن تورم توده‌سنگ منفجرشده
- جابجایی بیش از حد توده
- بزرگ بودن قطعات سنگی

۳-۳-۶- شمردن سنگ‌های بزرگ^۳ و خردکردن ثانویه^۴

هر قطعه سنگ حاصل از انفجار که قابل بارگیری و حمل توسط ماشین‌آلات معدنی نباشد تحت عنوان سنگ بزرگ (بولدر) شناخته می‌شود. اندازه تعریف شده برای سنگ بزرگ در هر معدن بستگی به تجهیزات آن دارد. این قطعات را باید با انفجار ثانویه^۵ خرد کرد.

عملیات انفجار باید به گونه‌ای انجام شود که تعداد سنگ‌های بزرگ تولید شده در توده را به حداقل برساند. این سنگ‌ها نه تنها هزینه خردکردن بالائی دارند بلکه روی کل عملیات نیز تأثیر داشته و

¹ Williamson

² Mt. Newman

³ Boulder

⁴ Secondary breakage

⁵ Secondary blasting

باعث پایین آمدن راندمان بارگیری، اتلاف زمان برای کنارکشیدن آن‌ها و اختلال در سنگ‌شکنی می‌شوند. بررسی تعداد سنگ‌های بزرگ، امکان ارزیابی خردایش را فراهم می‌کند.

۳-۳-۷- اختلالات ایجاد شده در سنگ‌شکن

تولید هر سنگ‌شکن اصولاً بستگی به درشتی خوراک ورودی دارد. می‌توان به طور غیرمستقیم بازده سنگ‌شکن و انرژی مصرف‌شده آن برای هر تن محصول را اندیس خردایش دانست. توقف سنگ‌شکن در اثر ورود سنگ‌های بزرگ نیز به اندازه ساییدگی صفحات فولادی آن مهم بوده و باید کنترل شود.

۳-۳-۸- سرند کردن بخشی

این روش تنها روش دقیق برای ارزیابی کمی خردشدگی است. در عملیات‌های کوچک می‌توان با گرفتن نمونه‌های معرف از توده‌سنگ خردشده از این تکنیک استفاده کرد ولی در معادن روباز بزرگ به دلیل هزینه بالا و زمان‌بر بودن، این کار تقریباً غیرعملی است.

۳-۳-۹- پردازش دیجیتالی تصاویر^۱

پیشرفت‌های اخیر در تکنولوژی کامپیوترها دریچه جدیدی در تحلیل خردشدگی توده‌سنگ خردشده بوسیله تحلیل تصاویر گشوده است. در روش‌های جدید تحلیل تصاویر با بکارگیری سخت‌افزارها و نرم‌افزارهای هوشمند، پارامترهای هندسی قطعات سنگ از قبیل مساحت، تعداد، قطر، شکل، اندازه و جهت‌گیری از روی تصاویر دوبعدی محاسبه می‌شود. با این حال حتی امروزه نیز مشکلات حل‌نشده متعددی در این روش وجود دارد که می‌توان به عدم تشخیص دقیق مرزها و خطاهای ناشی از هم‌پوشانی قطعات و غیره اشاره کرد.

برنامه‌های کامپیوتری مربوطه، کار خود را طی مراحل زیر انجام می‌دهند:

الف- ورود تصویر: تصویر گرفته شده به وسیله دوربین به صورت اتوماتیک دیجیتالی می‌شود. بدین معنی که تصویر به صورت نقاطی با روشنایی معین یا درجه خاکستری بودن تعریف می‌شود.

^۱ Digital processing of images

ب- تنظیم مقیاس تصویر: مقیاس تصویر با استفاده از جسمی با اندازه معین که در هنگام عکس‌برداری به عنوان مرجع در کنار توده‌سنگ منفجرشده قرار داده می‌شود، تعریف می‌شود.

ج- تصحیح تصویر: در این مرحله با استفاده از یکسری فیلترهای دیجیتالی، تصویر قطعات تصحیح می‌شود.

د- قطعه‌بندی کردن^۱ تصویر: در این مرحله قطعات از بقیه زمینه برای تولید یک تصویر باینری^۲ (سیاه و سفید) جدا می‌شوند. یک درجه رنگ خاکستری تعریف می‌شود سپس واحدهای با ارزش بالاتر از این درجه به رنگ سفید که همان قطعات هستند تبدیل می‌شوند و در محاسبه لحاظ می‌شوند در حالی که واحدهای زیر این درجه تاریک‌تر شده و به رنگ سیاه یا همان زمینه تبدیل می‌شوند.

و- دستکاری^۳ تصویر باینری: فرآیند قطعه‌بندی کردن کامل نبوده و مرز برخی از قطعات همدیگر را قطع کرده و برخی دیگر نیز با زمینه تصویر یکی می‌شوند. برای تصحیح این خطاها یک فرآیند تکرارشونده از اتساع، سایش و نازک کردن استفاده می‌شود.

ن- اندازه‌گیری: این سیستم پس از تشخیص هر هدف در تصویر باینری به عنوان یک قطعه مستقل، قطر یک دایره با مساحت معادل با سطح آن قطعه را اندازه گرفته و آن‌ها را دسته‌بندی می‌کند.

ه- تفسیر استریومتری^۴: در این مرحله توزیع اندازه دوبعدی به اندازه سه‌بعدی (حجمی) تبدیل می‌شود. این تبدیل نیاز به استفاده از اصول استریومتری همراه با برخی روابط تجربی دارد.

در روش پردازش دیجیتالی تصویر، برای تعیین دانه‌بندی قطعات حاصل شده از انفجار مراحل زیر باید انجام گیرد (شکل ۳-۲):

- انتخاب محل‌های مناسب از توده منفجرشده برای تهیه عکس به طوری که این محل‌ها باید

معرف کیفیت کل توده باشد

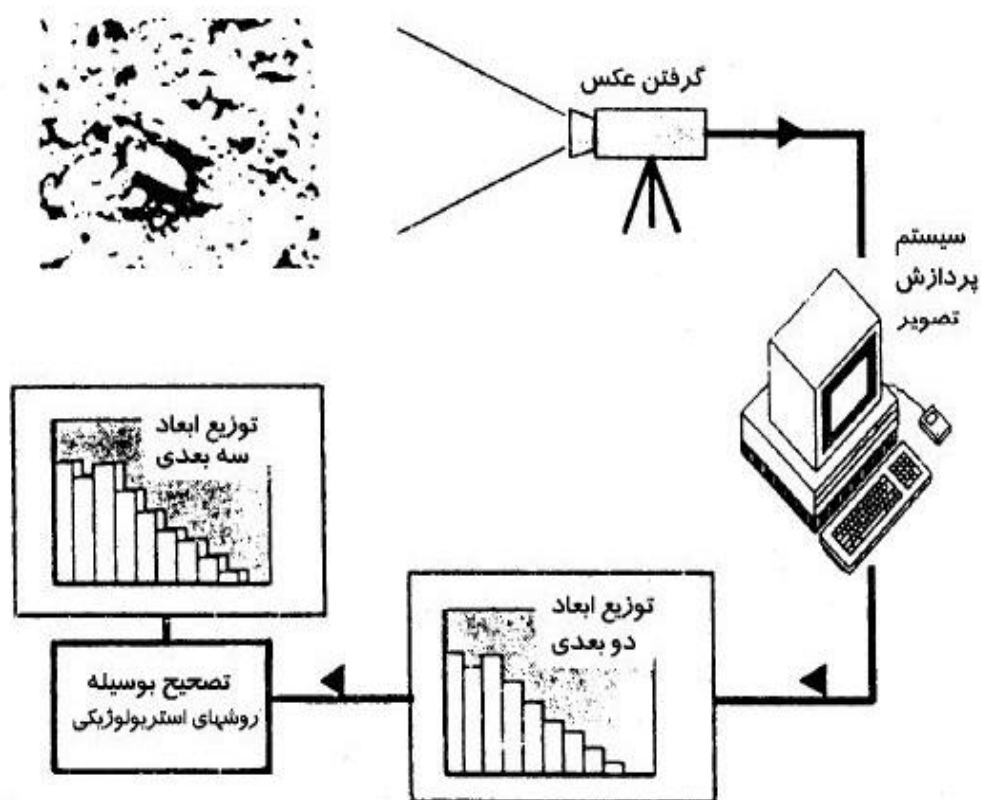
¹ Segmentation

² Binary

³ Manipulation

⁴ Stereometric interpretation

- تصویربرداری مناسب به گونه‌ای که تصاویر باید در زمان مناسبی از روز که قطعات بر روی یکدیگر سایه ایجاد نکرده و باعث عدم تشخیص سایر قطعات در قسمت‌هایی از تصویر نشوند، تهیه شده و همچنین تصاویر باید به صورت عمود بر سطح توده‌سنگ منفجرشده باشند تا همپوشانی قطعات با یکدیگر به حداقل برسد. توجه شود که در هر تصویر با در نظر گرفتن بعد آن، باید یک یا دو شی با ابعاد مشخص را به عنوان مقیاس قرار داد. این کار برای برطرف کردن خطای عکس‌ها و اندازه ابعاد واقعی به کار می‌رود.
- تصحیح کردن فرمت و سایر مشخصات عکس به گونه‌ای که برای نرم‌افزار قابل فهم باشد
- آنالیز کردن عکس‌ها با استفاده از نرم‌افزار و تحلیل کردن نتایج خروجی



شکل ۳-۲: تحلیل خردشدگی با استفاده از پردازش دیجیتالی تصویر (Jimeno et al., 1995)

این روش به دلیل مزایای زیر به طور گسترده‌ای در موارد مختلف مورد استفاده قرار گرفته است (افروغ، ۱۳۸۹):

- ✓ استفاده از آن آسان است
- ✓ اندازه‌گیری‌ها در کارهای میدانی سریع بوده و می‌توان چندین عکس را در مدتی کوتاه تهیه و آنالیز کرد
- ✓ به دلیل سرعت بالای روش، تولید را مختل نمی‌کند
- ✓ قیمت تجهیزات مربوطه مناسب است
- ✓ تصاویر تهیه شده، ثبت شده و سابقه‌ی مناسبی از انفجارها فراهم می‌شود
- ✓ از آنجا که این روش سریع و کم‌هزینه است، می‌توان نمونه‌های زیادی را تحلیل کرد و بنابراین خطای نمونه‌گیری کاهش می‌یابد
- ✓ با افزایش ابعاد قطعات و همچنین حجم توده‌سنگ منفجر شده، این روش دچار محدودیت نمی‌شود
- ✓ این روش غیرمخرب بوده بنابراین برای اندازه‌گیری ابعاد قطعات حاصل شده در سنگ‌ها و کانی‌های ضعیف مانند زغال و ژئوپس، که در هنگام سرنده کردن خرد می‌شوند، مناسب است

۳-۴- جمع‌بندی

در این فصل به بررسی روش‌های ارزیابی خردایش حاصل از عملیات انفجار پرداخته شد. در ابتدای فصل مقدمه‌ای از خردایش و تعریف آن و همچنین تاریخچه‌ای از مطالعات انجام شده در مورد خردایش شرح داده شد. به طور کلی روش‌های ارزیابی خردایش حاصل از انفجار به دو دسته روش‌های ارزیابی خردایش پیش از انفجار و روش‌های ارزیابی خردایش پس از انفجار تقسیم می‌شوند. با این حال هیچ روش یا فرمولی وجود ندارد که پیش‌بینی واقعی خردشدگی را ارائه دهد. برای پیش‌بینی توزیع ابعاد توده‌سنگ خردشده قبل از انفجار، مدل‌های ریاضی مختلفی ارائه شده است که به عنوان سودمندترین و سریع‌ترین روش رسیدن به خردشدگی مناسب شناخته می‌شوند. در فصل دوم برخی از این مدل‌های ریاضی به طور مختصر بیان شده است.

از آنجا که بدست آوردن منحنی توزیع ابعادی قطعات سنگی حاصل از انفجار پرهزینه و زمان‌بر است بنابراین از برخی روش‌های دیگر برای ارزیابی خردایش پس از عملیات انفجار استفاده می‌شود که در انتهای این فصل شرح داده شده‌اند.

فصل چهارم

بررسی انفجارهای انجام شده در معدن سنگ آهن

چادر ملو

۴-۱- مقدمه

برای بدست آوردن نتیجه از یک تحقیق ابتدا باید اطلاعات لازم را جمع‌آوری کرد و سپس این اطلاعات را مورد مطالعه و بررسی قرار داد. باید توجه کرد که جمع‌آوری اطلاعات با دقت بالا و بر اساس استانداردها صورت پذیرد تا بتوان از آن‌ها نتیجه‌ای را که به واقعیت نزدیک‌تر است بدست‌آورد.

از آنجا که معدن مورد مطالعه این تحقیق، معدن سنگ آهن چادرملو می‌باشد بنابراین اطلاعات مربوط به ۱۰ انفجار صورت گرفته در این معدن ثبت شد. به طور کلی این معدن شامل ۲ توده شمالی و جنوبی می‌باشد که این انفجارها همگی در توده شمالی انجام شده‌اند. متوسط ارتفاع پله در توده شمالی ۱۵ متر می‌باشد که برای بارگیری و باربری در این توده از سیستم شاول- تراک استفاده می‌شود. مشخصات کلی انفجارهای انجام شده در توده شمالی معدن سنگ آهن چادرملو در جدول ۴-۱ نشان داده شده است.

جدول ۴-۲ نیز مشخصات مربوط به ۱۰ انفجار انجام شده در راستای اجرای این تحقیق را نشان می‌دهد. این جدول علاوه بر پارامترهای مربوط به انفجار موارد دیگری همچون نوع بلوک انفجاری، مساحت بلوک و زمان تأخیر ردیفی استفاده شده در هر انفجار را در بر می‌گیرد.

شکل ۴-۱ نمایی از توده شمالی معدن سنگ آهن چادرملو و محل تقریبی انفجارهای انجام شده را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۱: مشخصات کلی انفجارهای انجام شده در توده شمالی معدن سنگ آهن چادرملو

ردیف	مشخصه	کمیت	کیفیت	واحد
۱	قطر چال	۲۵۱	-	میلی متر
۲	متوسط عمق چال	۱۶	-	متر
۳	بارسنگ	۶	-	متر
۴	فاصله ردیفی چالها	۷	-	متر
۵	متوسط اضافه حفاری	۱/۵	-	متر
۶	متوسط گل گذاری	۶	-	متر
۷	نوع سیستم انفجار	-	نانل	-
۸	نوع مدار تأخیر	-	رله	-
۹	نوع مدار شروع	-	چاشنی	-
۱۰	خرج اصلی	-	آنفو	-

جدول ۴-۲: مشخصات ۱۰ انفجار انجام شده به منظور بررسی و تحلیل نتایج آن‌ها

شماره انفجار	بارسنگ (متر)	فاصله ردیفی چالها (متر)	متوسط عمق چال (متر)	متوسط اضافه حفاری (متر)	متوسط گل گذاری (متر)	قطر چال (میلی متر)	نوع بولک انفجاری	تعداد چال	وزن خنج (کیلوگرم)	مساحت بولک (متر مربع)	زمان تأخیر بین ردیفی (میلی ثانیه)
۱	۶	۷	۱۶	۱/۵	۶	۲۵۱	آهن	۲۹	۱۳۳۵۰	۱۲۸۰	۱۱۷
۲	۶	۷	۱۶	۱/۵	۶	۲۵۱	آهن	۳۲	۱۴۳۰۰	۱۳۰۵	۱۳۴
۳	۶	۷	۱۶/۵	۱/۵	۶	۲۵۱	آهن	۳۳	۱۴۵۰۰	۱۳۱۵	۱۵۷
۴	۶	۷	۱۵/۵	۱/۵	۶	۲۵۱	آهن	۳۱	۱۴۱۰۰	۱۲۹۰	۱۴۰
۵	۶	۷	۱۶	۱/۵	۶	۲۵۱	آهن	۳۰	۱۳۶۵۰	۱۲۹۰	۱۵۹
۶	۶	۷	۱۵/۵	۱/۵	۶	۲۵۱	آهن	۳۳	۱۴۶۰۰	۱۳۲۸	۱۷۵
۷	۶	۷	۱۵/۵	۱/۵	۶	۲۵۱	آهن	۳۰	۱۳۵۵۰	۱۲۶۰	۱۱۵
۸	۶	۷	۱۶	۱/۵	۶	۲۵۱	آهن	۲۸	۱۳۱۰۰	۱۲۷۵	۱۲۵
۹	۶	۷	۱۵/۵	۱/۵	۶	۲۵۱	آهن	۲۸	۱۳۰۰۰	۱۲۹۸	۱۶۵
۱۰	۶	۷	۱۶/۵	۱/۵	۶	۲۵۱	آهن	۲۹	۱۳۴۰۰	۱۲۶۵	۱۴۲



شکل ۴-۱: نمایی از توده شمالی معدن سنگ آهن چادرملو و محل تقریبی انفجارهای انجام شده

همانگونه که در فصل اول اشاره شد، یکی از پارامترهای قابل کنترل که بر نتایج انفجار تأثیرگذار است زمان‌های تأخیر می‌باشد که می‌توان به تأثیر آن بر خردایش، شکل هندسی توده‌سنگ منفجر شده، میزان عقب‌زدگی و غیره اشاره کرد. زمان‌های تأخیر به دو صورت در عملیات انفجار اعمال می‌شوند:

- زمان‌های تأخیر بین چال‌ها که معمولاً توسط چاشنی‌ها اعمال می‌شود
- زمان‌های تأخیر بین ردیف‌ها که با به کار بردن رله‌ها اعمال می‌شود

در این تحقیق تأثیر زمان‌های تأخیر بین ردیفی بر نتایج انفجار مورد بررسی قرار گرفته است.

به طور کلی استفاده از زمان‌های تأخیر مناسب باعث خردشدگی مؤثرتر، جابجایی سنگ و عقب‌زدگی کنترل شده‌تری می‌شود (Jimeno et al., 1995). میزان خردایش، شکل هندسی توده‌سنگ

منفجر شده و میزان عقب‌زدگی نیز خود بر راندمان کاری سیستم حمل و نقل تأثیر مستقیم دارد.

در ادامه به تأثیر زمان‌های تأخیر بر میزان خردایش، شکل هندسی توده‌سنگ منفجر شده و میزان عقب‌زدگی حاصل شده در انفجارهای مورد مطالعه پرداخته شده است و در هر مورد نیز تأثیر نتایج

حاصل شده بر سیستم حمل و نقل مورد بررسی قرار گرفته است تا در نهایت مشخص شود اعمال زمان‌های تأخیر در انفجار بر راندمان و کارایی این سیستم چه اثراتی دارد.

۴-۲- تعیین میزان خردایش انفجارهای انجام شده با زمان‌های تأخیر متفاوت و

بررسی اثرات آن بر سیستم حمل و نقل

گام اول برای رسیدن به هدف مورد نظر در این تحقیق تعیین خردایش انفجارهای مختلف است. همانطور که در فصل سوم اشاره شد یکی از روش‌های ارزیابی خردایش حاصل از انفجار، روش پردازش دیجیتالی تصاویر می‌باشد. به دلیل مزایای این روش، در این تحقیق برای ارزیابی خردایش حاصل از انفجارهای انجام شده از روش پردازش دیجیتالی تصاویر استفاده شده است. بدین منظور ابتدا باید از توده‌سنگ منفجر شده تصویربرداری کرد. تصاویر تهیه شده باید با کیفیت مناسب و به تعداد باشند به عبارتی تعداد آنها به گونه‌ای باشد که معرف کیفیت کل توده‌سنگ منفجر شده باشند. تهیه کردن تصاویر با مشخصات تعیین شده در بدست‌آوردن یک دید مطلوب از خردایش حاصل از انفجار، تأثیر بسزایی دارد. در شکل ۴-۲ نمونه‌ای از یک تصویر مناسب از توده‌سنگ منفجر شده، نشان داده شده که در آن یک شی با ابعاد معین به عنوان مقیاس قرار داده شده است.

پس از تهیه کردن عکس‌های مورد نیاز از انفجارهای مختلف، باید آن‌ها را مورد بررسی و تحلیل قرار داد. در روش پردازش دیجیتالی تصاویر برای تعیین میزان خردایش از چند نرم‌افزار مختلف از جمله Gold size، Split-Desktop و غیره می‌توان استفاده کرد.

به دلیل دقت بالاتر و همچنین در دسترس بودن نرم‌افزار Gold size نسبت به سایر نرم‌افزارهای موجود، در این تحقیق عکس‌ها با استفاده از این نرم‌افزار مورد تحلیل قرار گرفته‌اند.



شکل ۴-۲: تصویر تهیه شده مناسب با مقیاس معین از توده سنگ منفجر شده

۴-۲-۱- آنالیز تصویری انفجارها توسط نرم افزار Gold size

از جمله نرم افزارهایی که در روش پردازش دیجیتالی تصاویر برای ارزیابی توزیع دانه بندی مورد استفاده قرار می گیرد، نرم افزار Gold size است.

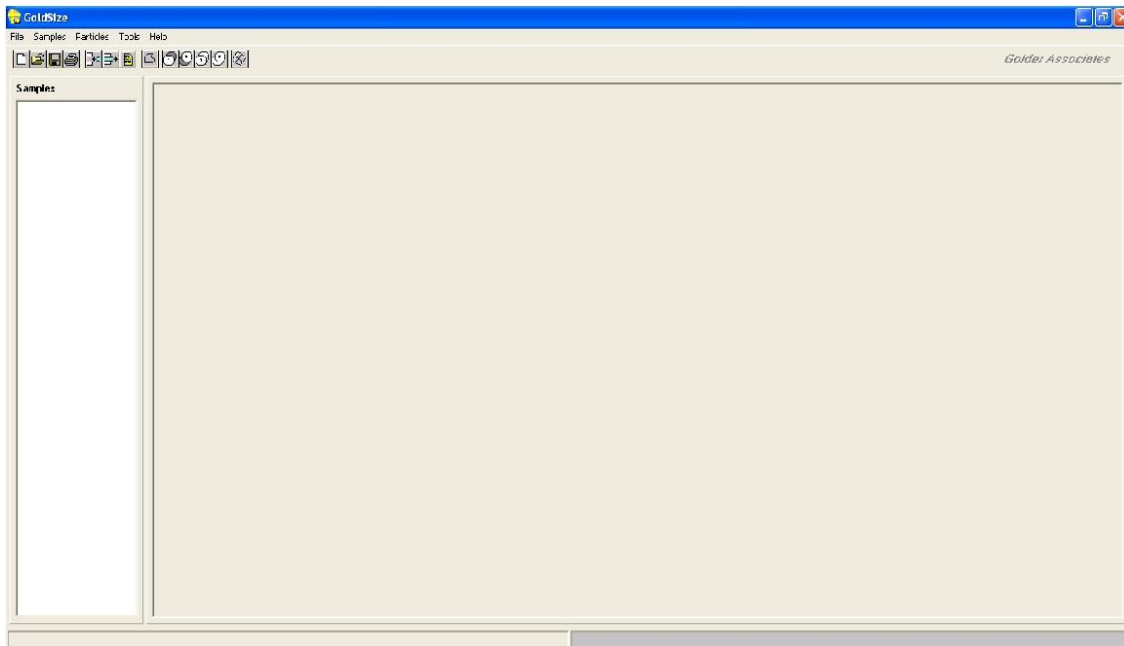
نرم افزار Gold size رایج ترین نرم افزار برای تعیین دانه بندی سنگ پس از عملیات انفجار می باشد. این نرم افزار محصول شرکت گولدر^۱ است که در کشور ما نیز از این نرم افزار استفاده های زیادی شده است. نرم افزار Gold size تحت سیستم عامل ویندوز عمل می کند (تیموری، ۱۳۸۵).

به طور کلی مراحل کار جهت تعیین توزیع ابعادی سنگ های خرد شده پس از انفجار توسط نرم افزار Gold size به صورت زیر می باشد:

^۱ Golder

الف- وارد شدن به محیط نرم افزار

پس از نصب کردن این نرم افزار، وارد محیط آن می شویم. همانطور که در شکل ۳-۴ نشان داده شده است این محیط دارای دستورها و فرمان های خاصی است که به منظور اجرای کارهای مختلف قرار داده شده است.



شکل ۳-۴: محیط کار نرم افزار Gold size

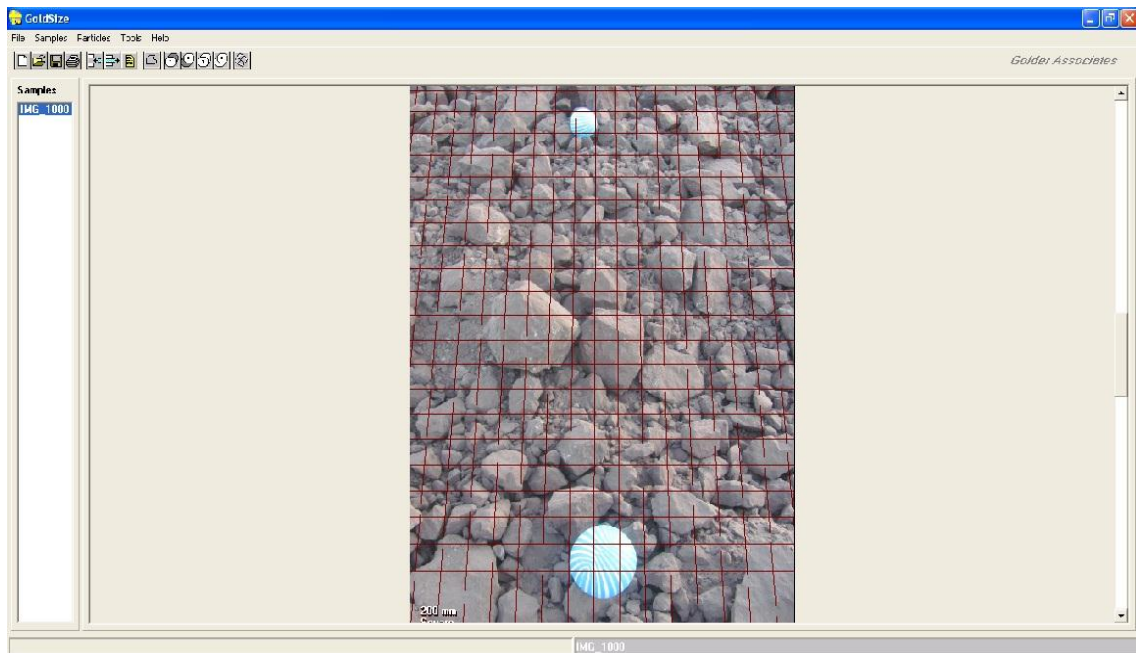
ب- وارد کردن عکس با فرمت مخصوص به نرم افزار

به دلیل اینکه نرم افزار Gold size قادر به پذیرش هر فرمت عکسی برای تجزیه و تحلیل نمی باشد بنابراین باید عکس ها را به فرمت بیت مپ^۱ که فرمت قابل پذیرش برای نرم افزار است تبدیل کرد. این تبدیل را می توان با نرم افزار ویرایش عکس پینت^۲ انجام داد.

پس از وارد شدن به محیط نرم افزار باید عکس با فرمت مشخص شده را فراخوانی کرد. شکل ۴-۴ یک عکس با فرمت بیت مپ که در نرم افزار Gold size فراخوانی شده است را نشان می دهد.

^۱ Bitmap(.bmp)

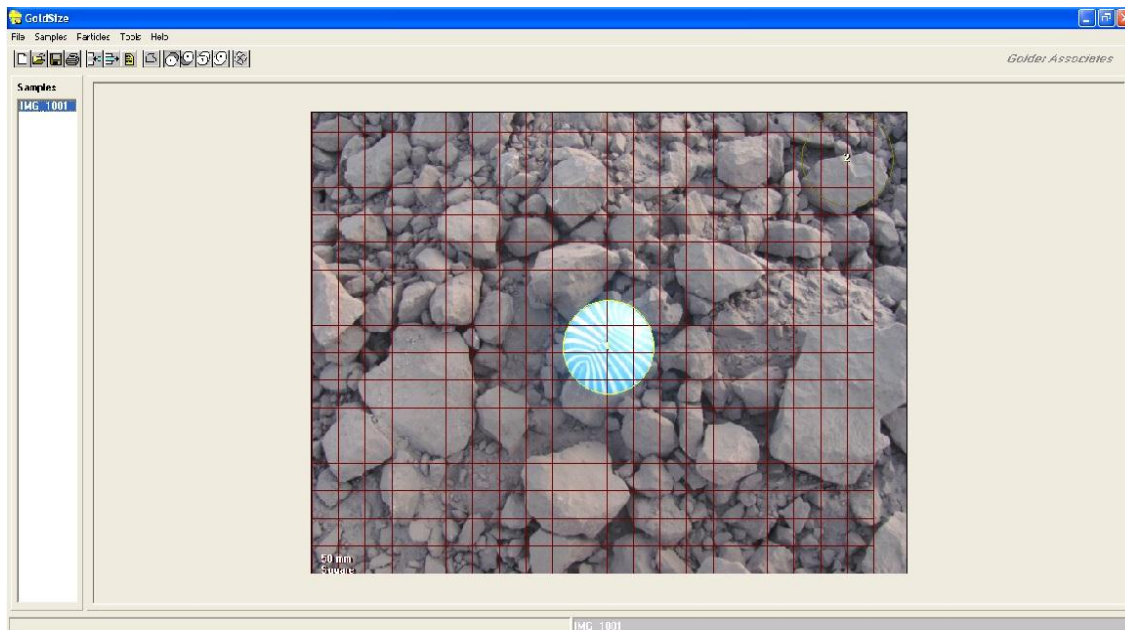
^۲ Paint



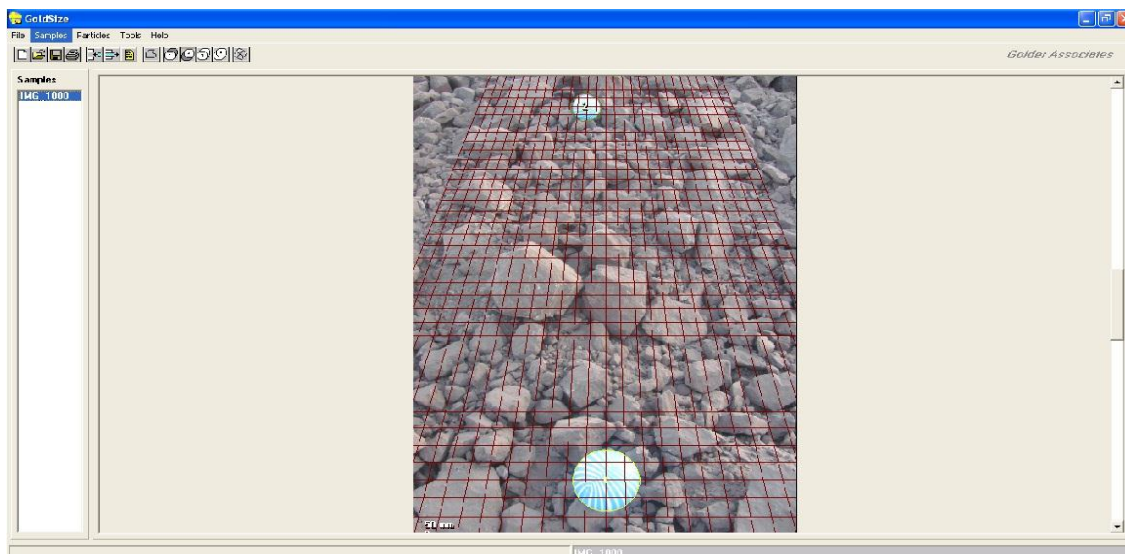
شکل ۴-۴: عکس فراخوانده شده در نرم افزار Gold size

ج- مقیاس گذاری

سومین مرحله در کار با نرم افزار Gold size مقیاس گذاری عکس ها می باشد. بسته به ابعادی از سطح توده سنگ منفجر شده که عکس آنرا در بر گرفته است باید یک یا دو شی با اندازه مشخص را به عنوان مقیاس در محدوده عکس قرار داد. به این صورت که اگر محدوده در عکس وسیع باشد دو شی و اگر متوسط باشد یک شی را به عنوان مقیاس قرار می دهیم (شکل های ۴-۵ و ۴-۶). مشاهده می شود که در این عکس ها یک توپ پلاستیکی با قطر ۰/۱۷ متر به عنوان مقیاس قرار داده شده است.



شکل ۴-۵: عکس در برگیرنده محدوده متوسط از توده سنگ منفجر شده که در آن یک شی به عنوان مقیاس قرار دارد



شکل ۴-۶: عکس در برگیرنده محدوده وسیع که در آن دو شی به عنوان مقیاس قرار دارد

د- مرزیابی قطعات خردشده

چهارمین مرحله مشخص کردن مرز تمام قطعه سنگ‌هایی است که در عکس قابل مشاهده است. در واقع پس از مقیاس‌گذاری باید با استفاده از ماوس^۱ مرز قطعات را با دقت کافی رسم کرد (شکل ۴-۷).

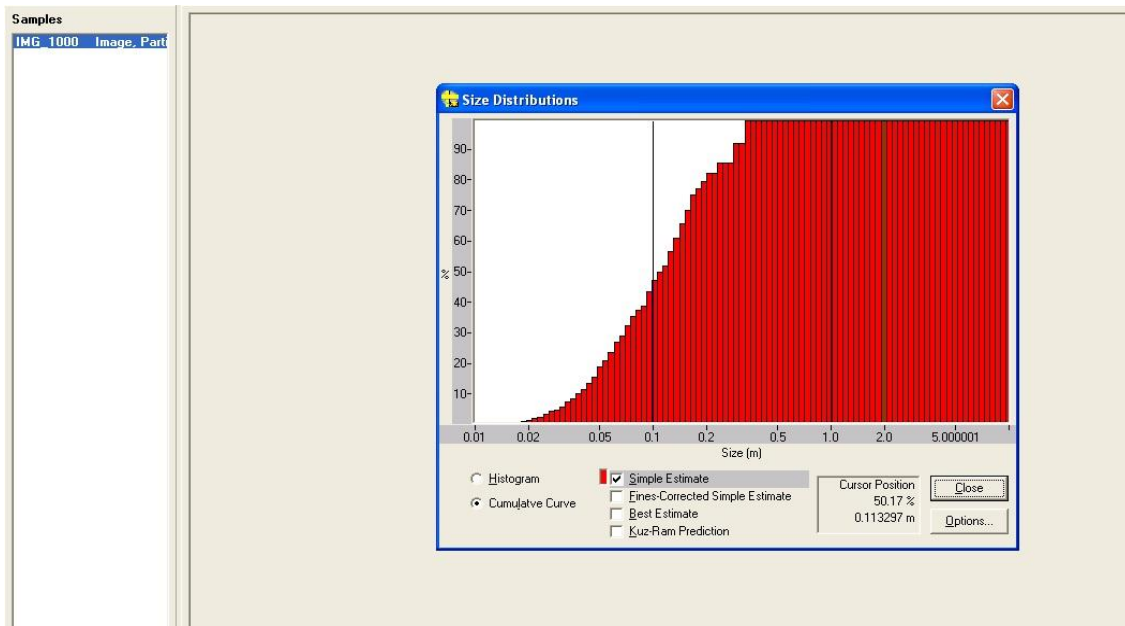
^۱ Mouse

توجه شود که در صورت اشتباه در رسم مرز قطعات، می‌توان آن‌ها را اصلاح کرد.

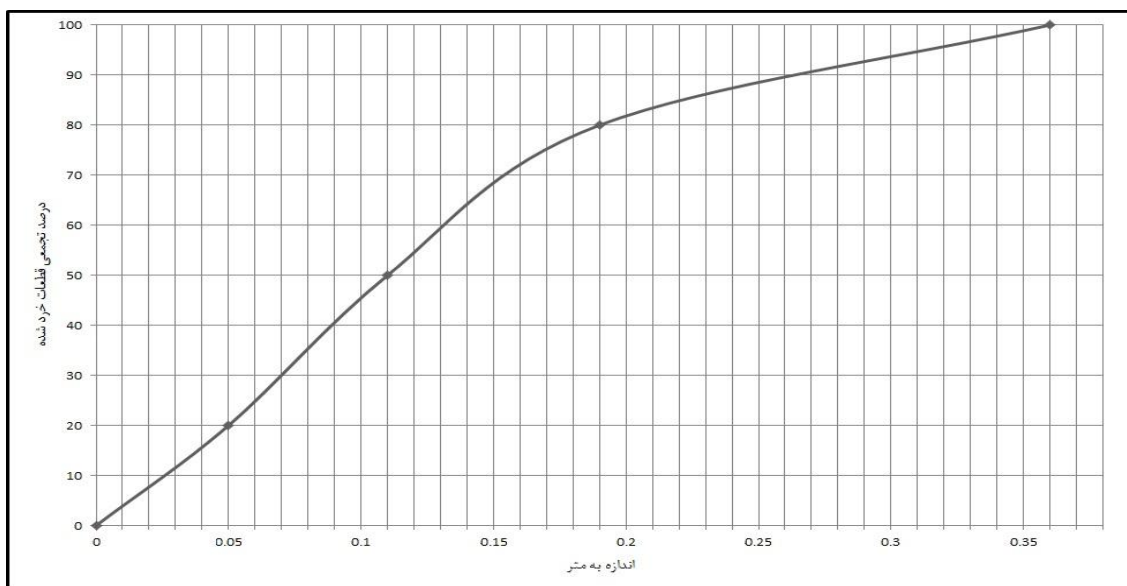


شکل ۴-۷: مشخص کردن مرز قطعات خردشده با استفاده از ماوس

و- تحلیل عکس مرزیابی شده و تخمین توزیع ابعادی قطعات خردشده
 پس از اتمام مرزیابی، می‌توان توزیع ابعادی قطعات خردشده را مشخص کرد. در واقع با اجرای دستوره‌های مربوطه، نرم‌افزار Gold size عکس مرزیابی شده را مورد تجزیه و تحلیل قرار داده و یک گراف که حاوی اطلاعات مربوط به محدوده توزیع ابعاد می‌باشد را ارائه می‌دهد. با استفاده از اطلاعات این گراف می‌توان نمودار دانه‌بندی هر عکس را مشخص کرد که در نتیجه آن با توجه به گراف‌ها و نمودارهای دانه‌بندی مجموعه عکس‌های یک انفجار، می‌توان نمودار دانه‌بندی آن‌را ترسیم نمود. شکل ۴-۸ نمونه یک گراف و در شکل ۴-۹ نمودار دانه‌بندی مربوط به آن نشان داده شده است.



شکل ۴-۸: گراف حاصل از تحلیل عکس مرزیابی شده توسط نرم افزار Gold size



شکل ۴-۹: نمودار دانه بندی مربوط به گراف شکل ۴-۸

در این تحقیق عکس‌های مربوط به ۱۰ انفجار توسط نرم افزار Gold size مورد تحلیل قرار گرفت که نتایج آن به صورت زیر می‌باشد:

• انفجار شماره یک در بلوک 1315E3888RV1

پس از انفجار در این بلوک تعداد ۸ عکس تهیه شد. عکس‌ها در محدوده‌هایی از توده سنگ منفجر شده که معرف کل توده باشند گرفته شده است. هر کدام از عکس‌ها توسط نرم‌افزار Gold size تحلیل شده و گراف مربوط به توزیع تجمعی قطعات هر عکس رسم شد. در شکل ۴-۱۰ تا ۴-۱۷ عکس‌های مربوط به انفجار شماره یک که با کمک نرم‌افزار Gold size قطعات سنگی آن‌ها مرزیابی شده‌اند، مشاهده می‌شود. همچنین گراف مربوط به تحلیل این عکس‌ها در شکل ۴-۱۸ تا ۴-۲۵ نشان داده شده است.



شکل ۴-۱۱: عکس شماره ۲ از انفجار اول



شکل ۴-۱۰: عکس شماره ۱ از انفجار اول



شکل ۴-۱۳: عکس شماره ۴ از انفجار اول



شکل ۴-۱۲: عکس شماره ۳ از انفجار اول



شکل ۴-۱۵: عکس شماره ۶ از انفجار اول



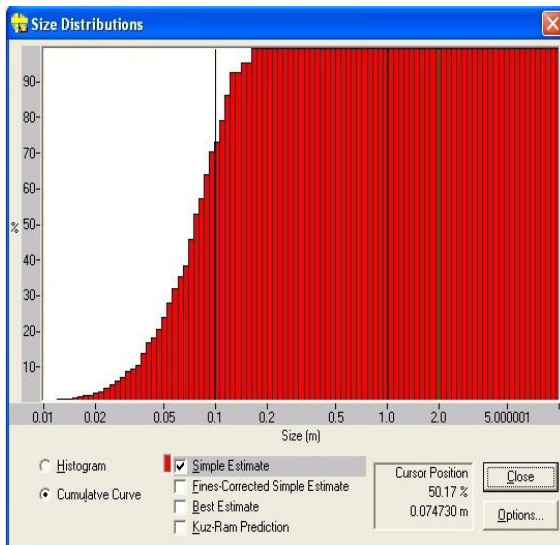
شکل ۴-۱۴: عکس شماره ۵ از انفجار اول



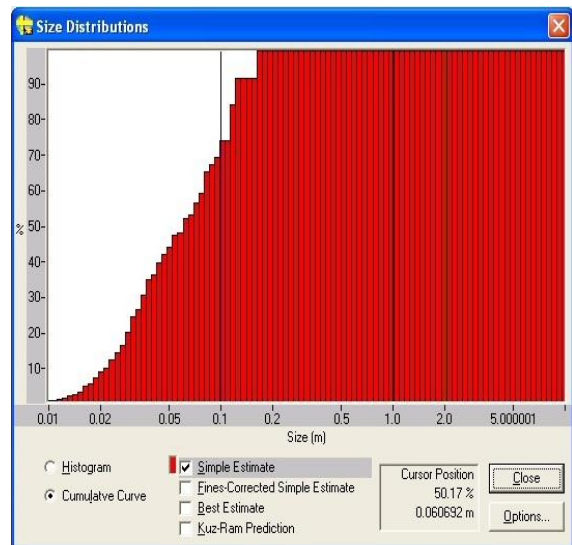
شکل ۴-۱۷: عکس شماره ۸ از انفجار اول



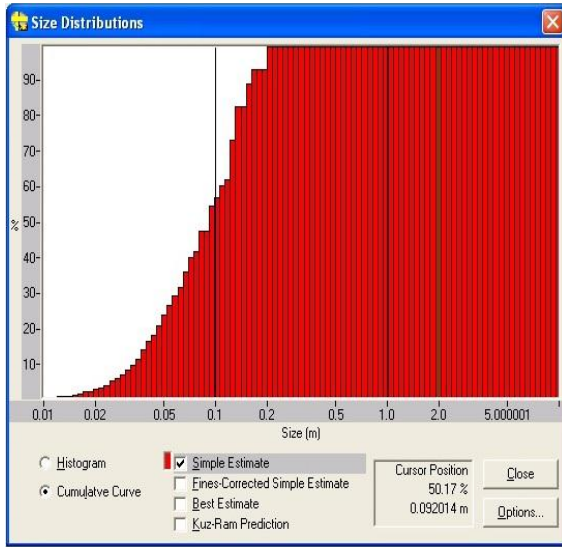
شکل ۴-۱۶: عکس شماره ۷ از انفجار اول



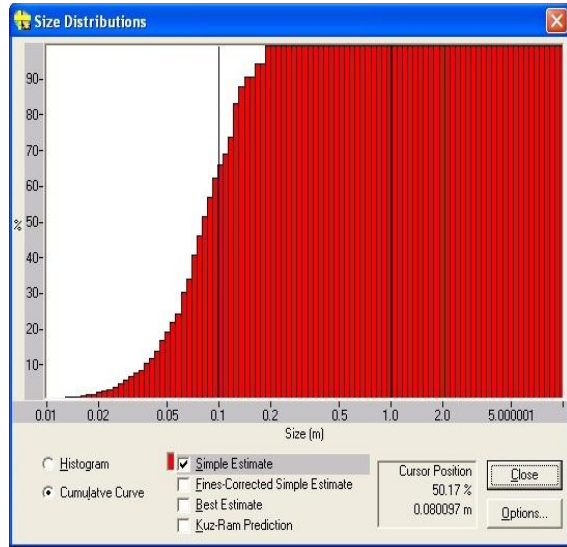
شکل ۴-۱۹: گراف حاصل شده از عکس شماره ۲



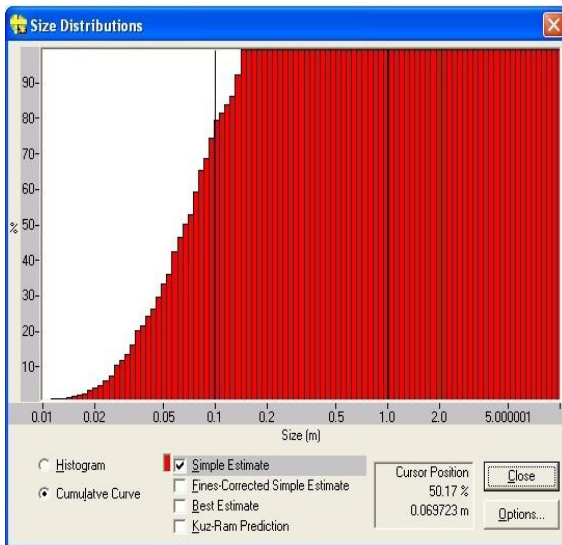
شکل ۴-۱۸: گراف حاصل شده از عکس شماره ۱



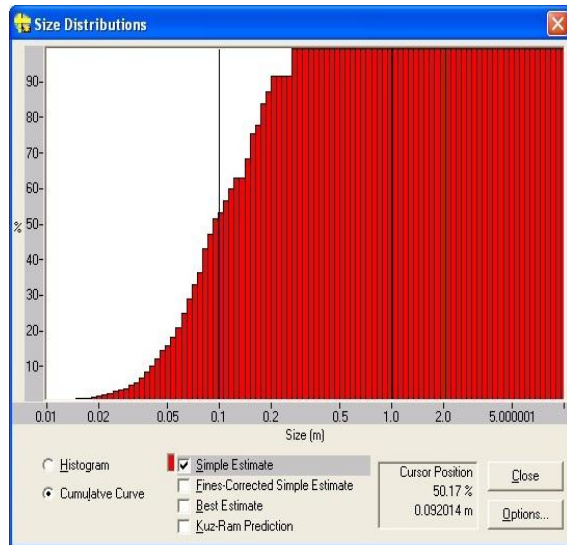
شکل ۴-۲۱: گراف حاصل شده از عکس شماره ۴



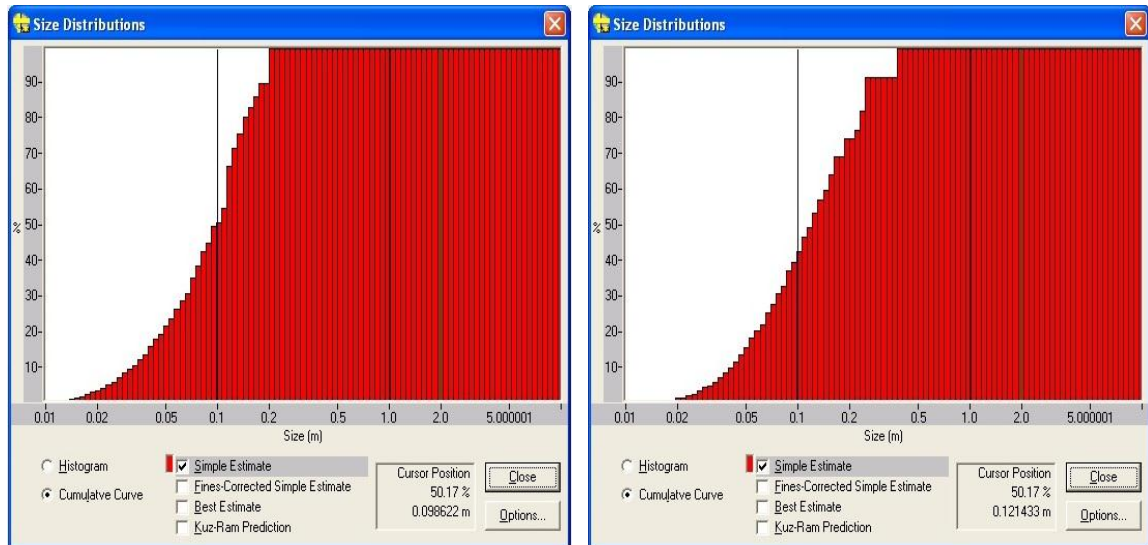
شکل ۴-۲۰: گراف حاصل شده از عکس شماره ۳



شکل ۴-۲۳: گراف حاصل شده از عکس شماره ۶



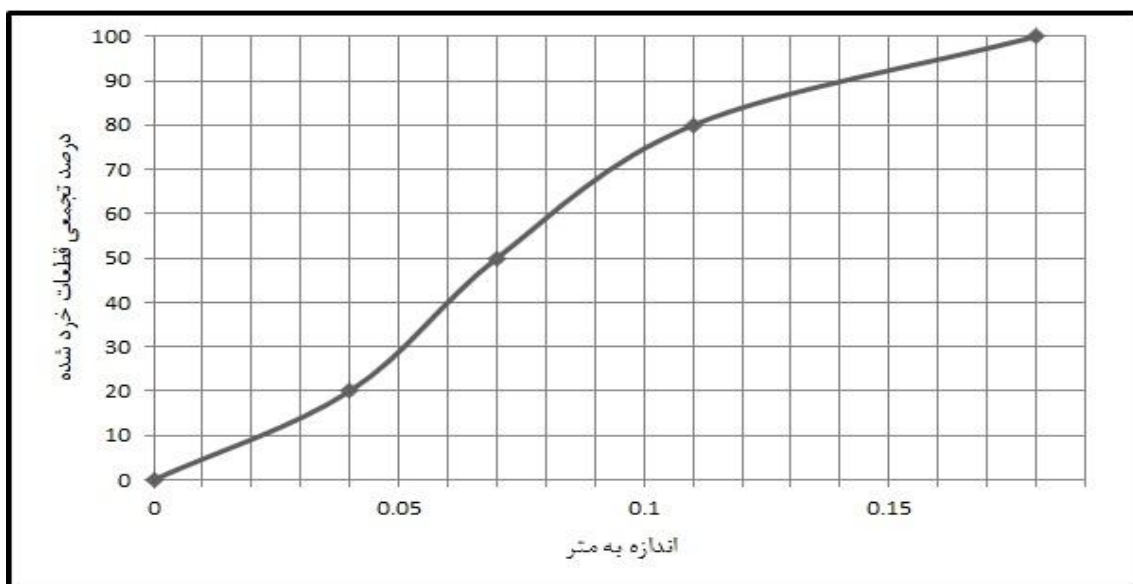
شکل ۴-۲۲: گراف حاصل شده از عکس شماره ۵



شکل ۴-۲۵: گراف حاصل شده از عکس شماره ۸

شکل ۴-۲۴: گراف حاصل شده از عکس شماره ۷

سپس با استفاده از اطلاعات این گرافها، نمودار مربوط به دانه‌بندی کلی حاصل از انفجار رسم گردید که در شکل ۴-۲۶ قابل مشاهده است.



شکل ۴-۲۶: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار اول

با توجه به نمودار دانه‌بندی حاصل شده، برای انفجار اول داریم:

$$d_{50} = 0.07 \text{ متر}$$

$$d_{80} = 0.11 \text{ متر}$$

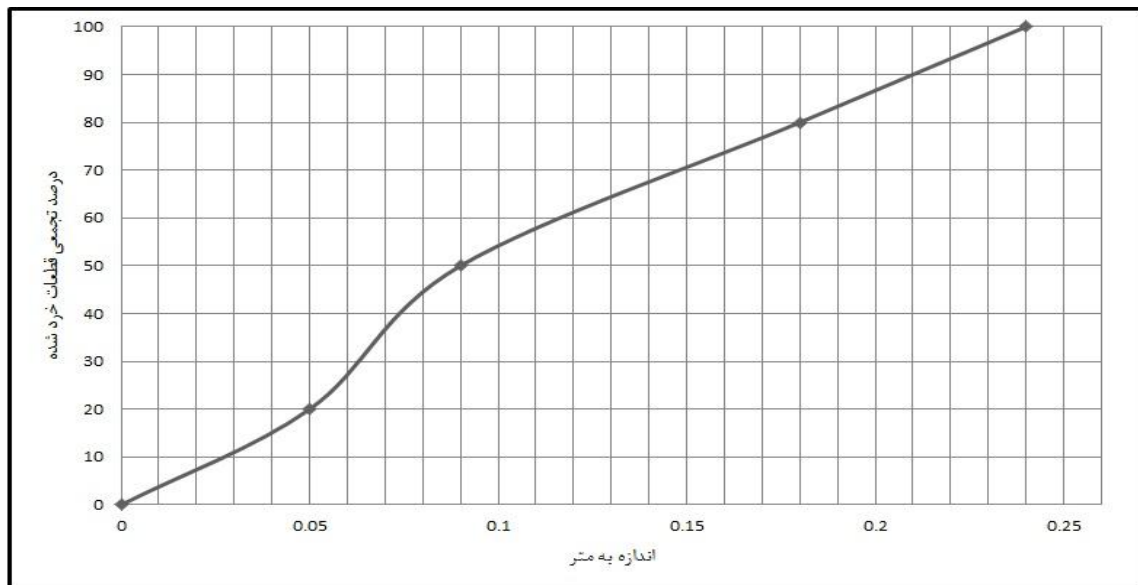
$$n = 1.14$$

n عدد مربوط به شاخص یکنواختی است. این عدد با استفاده از نرم‌افزار Gold size قابل محاسبه است. به این صورت که پس از اتمام مرزیابی کردن قطعات سنگی موجود در عکس، با استفاده از دستور Best Estimate در منوی Tools می‌توان شاخص یکنواختی مربوط به آن عکس را بدست آورد. باید توجه کرد که این کار ممکن است با چند مرحله آنالیز توسط نرم‌افزار مورد نظر صورت گیرد. شاخص یکنواختی نشان دهنده یکنواختی توزیع ابعاد قطعات خردشده می‌باشد. مقدار این شاخص به پارامترهای مختلف انفجار بستگی دارد و تعیین کننده شکل منحنی توزیع ابعاد است (Jimeno et al., 1995). شاخص یکنواختی معمولاً بین $0/8$ تا $2/2$ متغیر است. اگر برای آن مقدار زیادی بدست آید نشان دهنده خردشدگی یکنواخت و اگر مقادیر کمی بدست آید نشان دهنده خردشدگی غیریکنواخت است (افروغ، ۱۳۸۹).

در این تحقیق مقدار شاخص یکنواختی هر انفجار از میانگین شاخص یکنواختی عکس‌های تحلیل شده بدست آمده است.

• انفجار شماره دو در بلوک 1315E3890

تعداد عکس‌های تهیه شده از این انفجار ۱۰ عکس می‌باشد. عکس‌های مرزیابی شده و همچنین گراف حاصل شده از آن‌ها برای این انفجار در پیوست ۱ آورده شده است. نتایج حاصل از آنالیز عکس‌ها، نمودار شکل ۴-۲۷ را نتیجه می‌دهد.



شکل ۴-۲۷: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار دوم

برای انفجار دوم داریم:

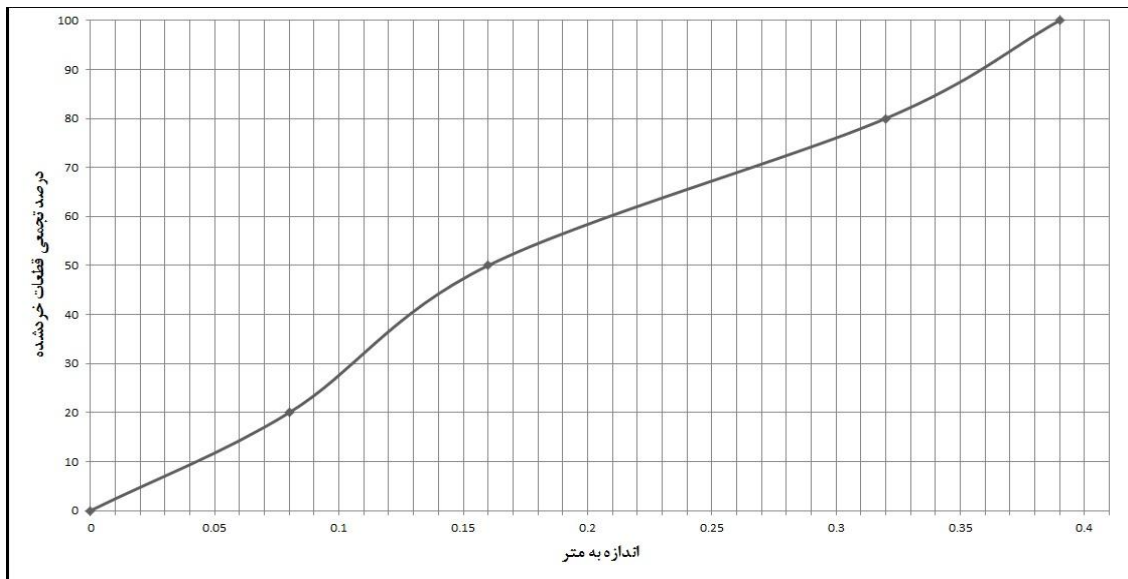
$$d_{50} = 0.09 \text{ متر}$$

$$d_{80} = 0.18 \text{ متر}$$

$$n = 1.42$$

• انفجار شماره سه در بلوک 1330E3850

از توده انفجاری حاصل از انفجار سوم تعداد ۸ عکس تهیه شد. این عکس‌ها به گونه‌ای گرفته شد که معرف خردشدگی کل توده باشند. عکس‌های مرزیابی شده و همچنین گراف حاصل شده از آنها برای این انفجار در پیوست ۲ آورده شده است. نتایج حاصل از تحلیل این عکس‌ها به صورت نمودار دانه‌بندی شکل ۴-۲۸ نشان داده شده است.



شکل ۴-۲۸: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار سوم

با توجه به نمودار شکل ۴-۲۸، برای انفجار سوم داریم:

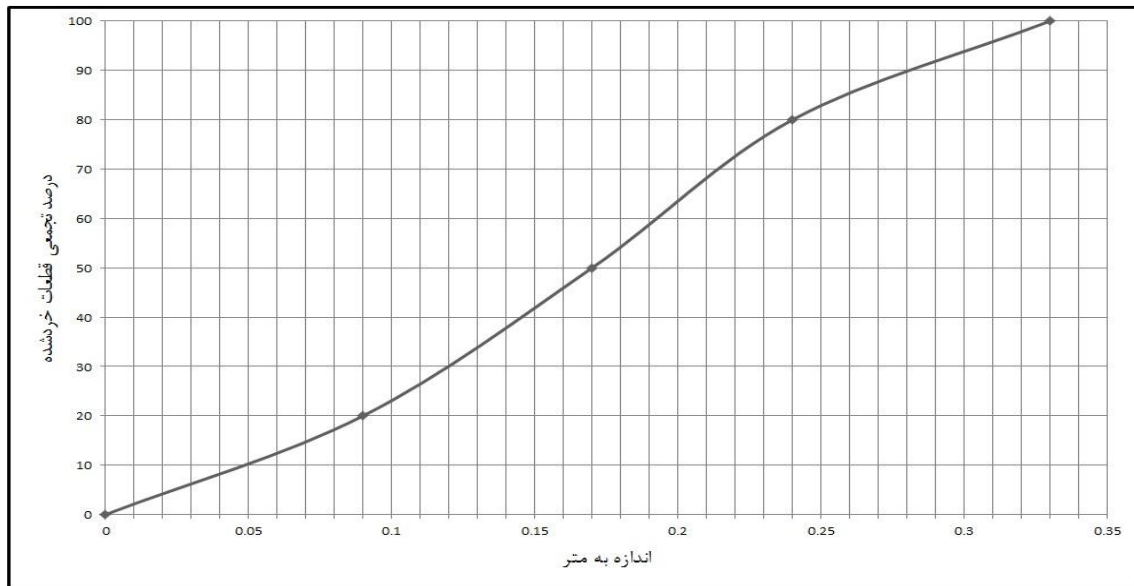
$$d_{50} = 0.16 \text{ متر}$$

$$d_{80} = 0.32 \text{ متر}$$

$$n = 0.86$$

• انفجار شماره چهار در بلوک 1330E3855

از توده‌سنگ منفجر شده در این بلوک تعداد ۷ عکس تهیه شد. عکس‌ها با استفاده از نرم‌افزار Gold size آنالیز شده و نمودار دانه‌بندی کلی انفجار به صورت شکل ۴-۲۹ رسم شد. عکس‌های مرزیابی شده و همچنین گراف حاصل شده از آن‌ها برای این انفجار در پیوست ۳ آورده شده است.



شکل ۴-۲۹: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار چهارم

برای انفجار شماره چهار داریم:

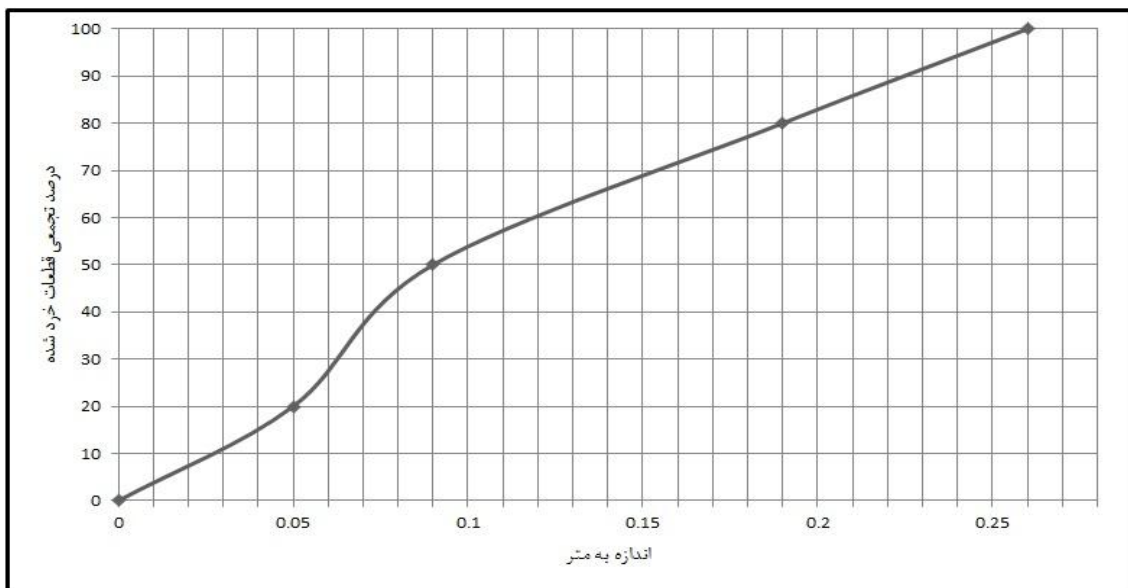
$$d_{50} = 0.17 \text{ متر}$$

$$d_{80} = 0.24 \text{ متر}$$

$$n = 1.72$$

• انفجار شماره پنج در بلوک 1345E3916

از این انفجار تعداد ۹ عکس در محدوده‌های مختلف توده‌سنگ انفجار شده تهیه شد. عکس‌های مرزیابی شده و همچنین گراف حاصل شده از آن‌ها برای این انفجار در پیوست ۴ آورده شده است. نتیجه تحلیل عکس‌ها در نمودار شکل ۴-۳۰ نمایش داده شده است.



شکل ۴-۳۰: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار پنجم

برای این انفجار داریم:

$$d_{50} = 0.09 \text{ متر}$$

$$d_{80} = 0.19 \text{ متر}$$

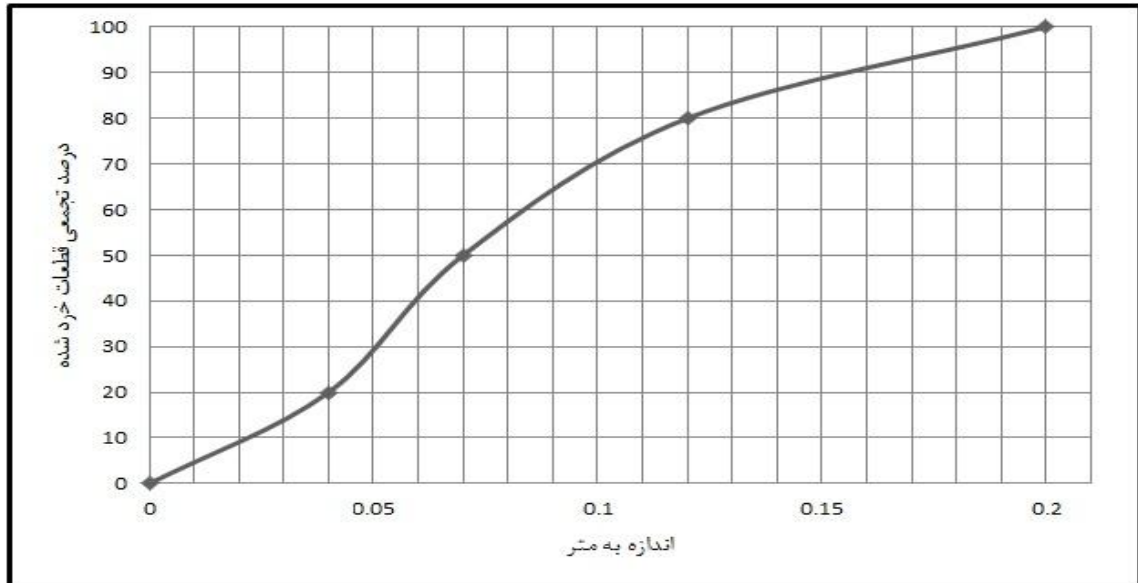
$$n = 0.64$$

• انفجار شماره شش در بلوک 1390E3631RV1

از توده سنگ این انفجار تعداد ۸ عکس تهیه شد. پس از آنالیز این عکس‌ها نمودار مربوط به دانه‌بندی

انفجار ششم به صورت شکل ۴-۳۱ رسم شد. عکس‌های مرزیابی شده و همچنین گراف حاصل شده از

آنها برای این انفجار در پیوست ۵ آورده شده است.



شکل ۴-۳۱: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار ششم

با توجه به نمودار شکل ۴-۳۱، برای این انفجار داریم:

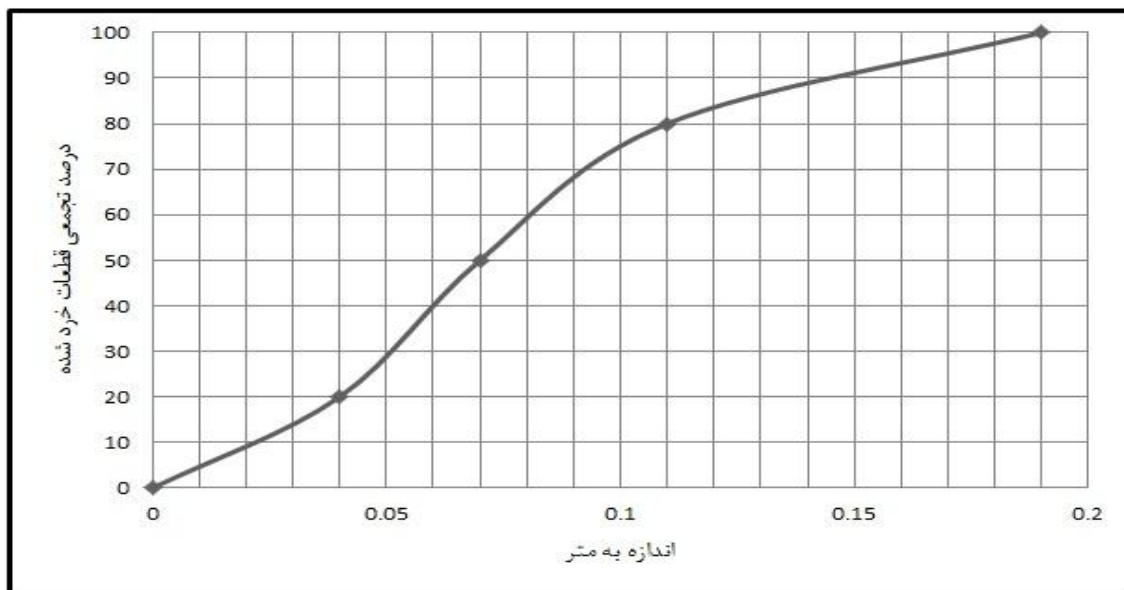
$$d_{50} = 0.07 \text{ متر}$$

$$d_{80} = 0.12 \text{ متر}$$

$$n = 0.69$$

• انفجار شماره هفت در بلوک 1420E3860RV1

پس از انفجار شماره هفت تعداد ۷ عکس از قسمت‌های مختلف توده سنگ منفجر شده تهیه شد و این عکس‌ها توسط نرم‌افزار Gold size مورد آنالیز قرار گرفت. عکس‌های مرزیابی شده و همچنین گراف حاصل شده از آن‌ها برای این انفجار در پیوست ۶ آورده شده است. نمودار دانه‌بندی کلی حاصل از انفجار شماره هفت در شکل ۴-۳۲ نشان داده شده است.



شکل ۴-۳۲: نمودار دانه بندی حاصل از انفجار هفتم

برای این انفجار داریم:

$$d_{50} = 0.07 \text{ متر}$$

$$d_{80} = 0.11 \text{ متر}$$

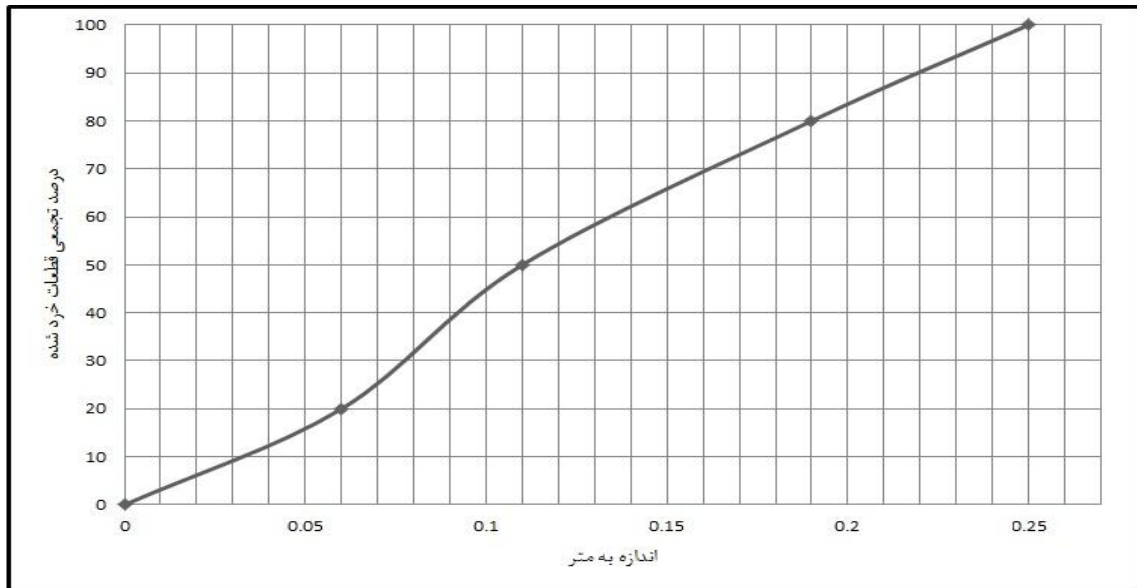
$$n = 0.82$$

• انفجار شماره هشت در بلوک 1420E3862RV1

از این انفجار تعداد ۶ عکس در محدوده‌های مختلف توده سنگ منفجر شده تهیه شد. پس از بررسی و

تحلیل عکس‌ها، نمودار دانه بندی انفجار هشتم به صورت شکل ۴-۳۳ ترسیم شد. عکس‌های مرزیابی

شده و همچنین گراف حاصل شده از آن‌ها برای این انفجار در پیوست ۷ آورده شده است.



شکل ۴-۳۳: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار هشتم

شکل ۴-۳۳ نشان می‌دهد که برای انفجار هشتم داریم:

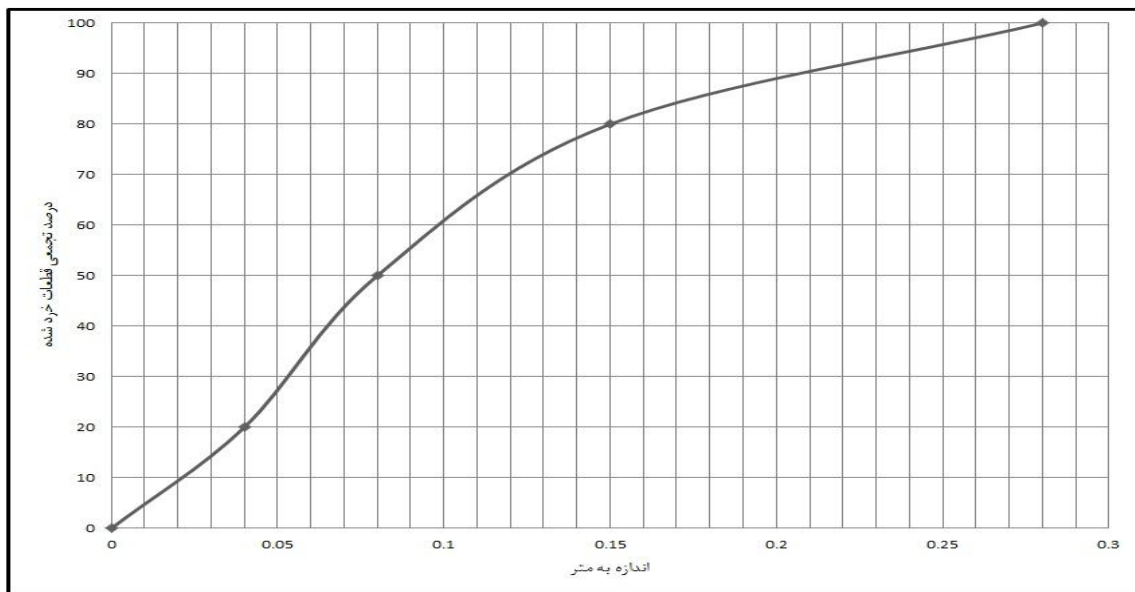
$$d_{50} = 0.11 \text{ متر}$$

$$d_{80} = 0.19 \text{ متر}$$

$$n = 1.35$$

• انفجار شماره نه در بلوک 1420E3901

از توده‌سنگ منفجر شده انفجار شماره نه تعداد ۷ عکس تهیه شده و مورد آنالیز قرار گرفت. عکس‌های مرزیابی شده و همچنین گراف حاصل شده از آن‌ها برای این انفجار در پیوست ۸ آورده شده است. نمودار دانه‌بندی این انفجار در شکل ۴-۳۴ نشان داده شده است.



شکل ۴-۳۴: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار نهم

برای این انفجار داریم:

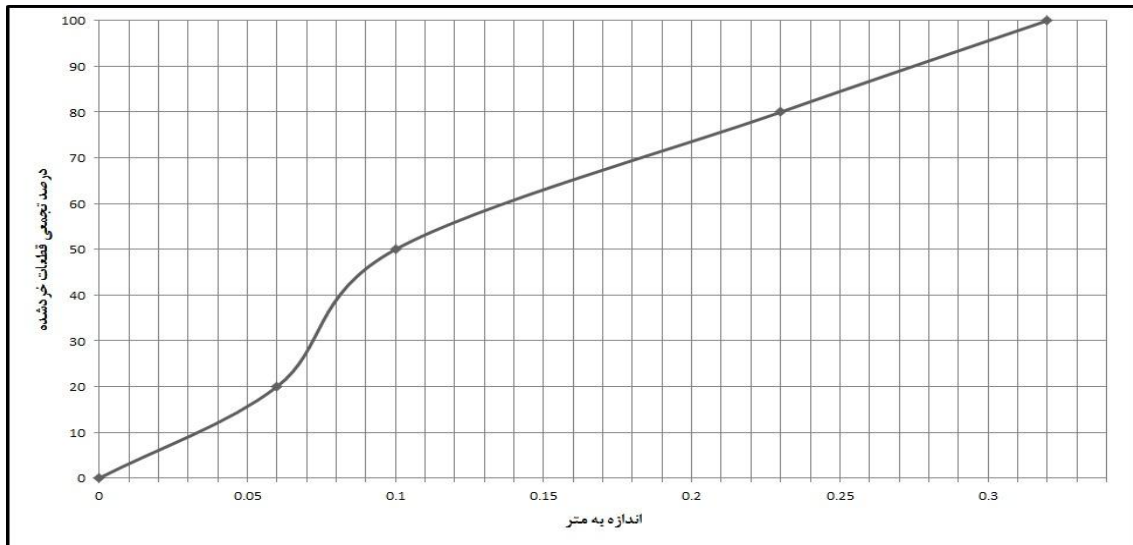
$$d_{50} = 0.08 \text{ متر}$$

$$d_{80} = 0.15 \text{ متر}$$

$$n = 0.74$$

• انفجار شماره ده در بلوک 1420E3923

از توده‌سنگ منفجر شده شماره ده تعداد ۸ عکس از محدوده‌های مختلف تهیه شد به طوری که این عکس‌ها معرف کیفیت کل توده باشند. نتیجه کلی آنالیز عکس‌های این انفجار در نمودار شکل ۴-۳۵ نشان داده شده است. عکس‌های مرزیابی شده و همچنین گراف حاصل شده از آن‌ها برای این انفجار در پیوست ۹ آورده شده است.



شکل ۴-۳۵: نمودار دانه‌بندی حاصل از انفجار دهم

با توجه به نمودار نتیجه شده از این انفجار داریم:

$$d_{50} = 0.10 \text{ متر}$$

$$d_{80} = 0.23 \text{ متر}$$

$$n = 1.46$$

۴-۲-۲- رابطه زمان‌های تأخیر و خردایش حاصل شده از هر انفجار و اثرات آن بر راندمان

کاری سیستم حمل و نقل

پس از اتمام آنالیز عکس‌های تهیه شده و بدست آوردن میزان خردایش حاصل از هر انفجار، باید اثرات زمان تأخیر استفاده شده در هر انفجار را بر خردایش آن بررسی کرد تا مشخص شود با توجه به سیستم حمل و نقل معدن چادرملو، کدام زمان تأخیر مناسب‌ترین خردایش را برای افزایش راندمان کاری این سیستم فراهم می‌کند.

از آنجا که سیستم حمل و نقل این معدن در توده شمالی که انفجارهای ثبت شده در آن صورت گرفته است، شاول- تراک می‌باشد بنابراین می‌توان تولید شاول را به عنوان فاکتوری که خردایش حاصل شده بر آن تأثیر مستقیم دارد، در نظر گرفت. برای این کار باید این فاکتور را برای توده‌سنگ هر انفجار محاسبه کرد. سپس با تحلیل رابطه بین تولید شاول بدست آمده از هر انفجار و

زمان تأخیر استفاده شده در آن انفجار، تعیین کرد که کدام زمان تأخیر بیشترین تولید را برای شاول ایجاد می‌کند. در نهایت می‌توان خردایش مربوط به انفجارهایی که زمان تأخیر مربوط به آن‌ها باعث ایجاد بیشترین تولید برای شاول شده است را به عنوان مناسب‌ترین خردایش برای سیستم بارگیری توده شمالی معدن چادرملو پیشنهاد کرد. به منظور تحلیل رابطه بین تولید شاول و زمان تأخیر به کار برده شده در هر انفجار جدول ۳-۴ تهیه شد.

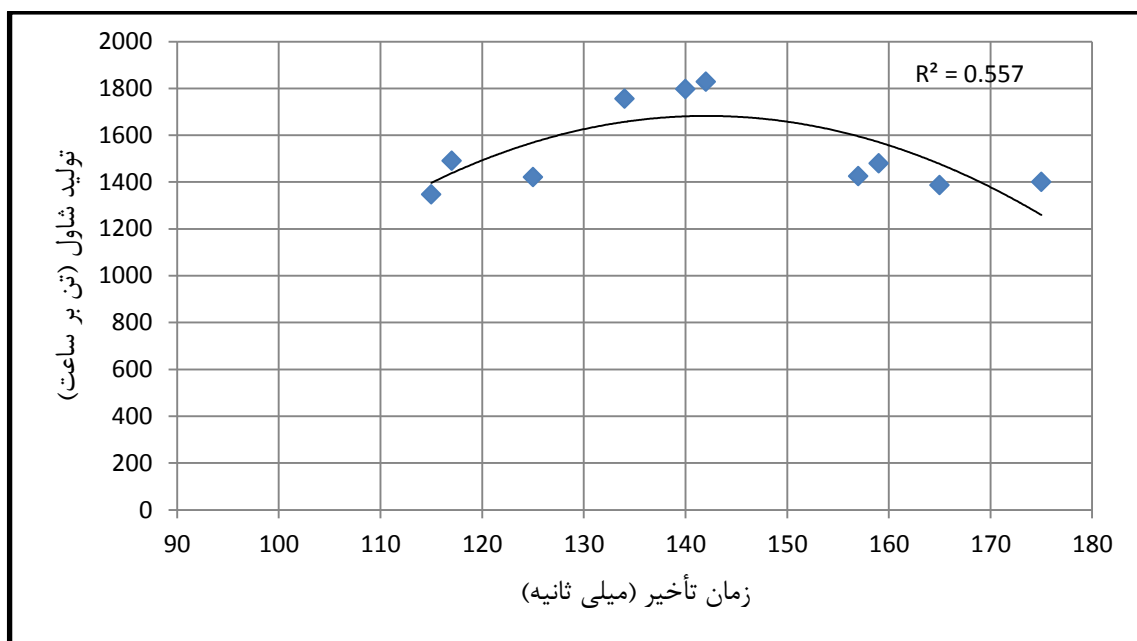
جدول ۳-۴: تولید شاول بر اساس تناژ بلوک و زمان بارگیری آن و زمان تأخیر مربوط به هر انفجار

شماره انفجار	متوسط ارتفاع پله (متر)	مساحت بلوک (متر مربع)	حجم بلوک (متر مکعب)	تناژ بلوک (تن)	زمان بارگیری (ساعت)	تولید شاول (تن بر ساعت)	زمان تأخیر (میلی ثانیه)
۱	۱۵	۱۲۸۰	۱۹۲۰۰	۹۹۸۴۰	۶۷	۱۴۹۰/۱۵	۱۱۷
۲	۱۵	۱۳۰۵	۱۹۵۷۵	۱۰۱۷۹۰	۵۸	۱۷۵۵	۱۳۴
۳	۱۵	۱۳۱۵	۱۹۷۲۵	۱۰۲۵۷۰	۷۲	۱۴۲۴/۵۸	۱۵۷
۴	۱۵	۱۲۹۰	۱۹۳۵۰	۱۰۰۶۲۰	۵۶	۱۷۹۶/۷۹	۱۴۰
۵	۱۵	۱۲۹۰	۱۹۳۵۰	۱۰۰۶۲۰	۶۸	۱۴۷۹/۷۱	۱۵۹
۶	۱۵	۱۳۲۸	۱۹۹۲۰	۱۰۳۵۸۴	۷۴	۱۳۹۹/۷۸	۱۷۵
۷	۱۵	۱۲۶۰	۱۸۹۰۰	۹۸۲۸۰	۷۳	۱۳۴۶/۳۰	۱۱۵
۸	۱۵	۱۲۷۵	۱۹۱۲۵	۹۹۴۵۰	۷۰	۱۴۲۰/۷۱	۱۲۵
۹	۱۵	۱۲۹۸	۱۹۴۷۰	۱۰۱۲۴۴	۷۳	۱۳۸۶/۹۰	۱۶۵
۱۰	۱۵	۱۲۶۵	۱۸۹۷۵	۹۸۶۷۰	۵۴	۱۸۲۷/۲۲	۱۴۲

در جدول ۳-۴ حجم بلوک از حاصل ضرب متوسط ارتفاع پله در مساحت بلوک بدست آمده است. تناژ بلوک نیز از حاصل ضرب حجم بلوک در وزن مخصوص بلوک نتیجه شده است. با توجه به اینکه این انفجارها همگی در بلوک آهن انجام شده‌اند و نوع سنگ آهن نیز هماتیت و مگنتیت است و وزن مخصوص این نوع سنگ آهن نیز تقریباً برابر ۵/۲ گرم بر سانتی‌متر مکعب می‌باشد بنابراین

وزن مخصوص بلوک ۵/۲ تن بر متر مکعب در نظر گرفته شده است. تولید شاول برای هر انفجار نیز از تقسیم تناژ هر بلوک بر زمان بارگیری توده سنگ حاصل شده از آن بلوک توسط شاول محاسبه شده است.

پس از تهیه جدول ۳-۴، نمودار مربوط به رابطه بین تولید شاول در توده سنگ حاصل شده از هر انفجار و زمان تأخیر مربوط به آن به صورت نمودار شکل ۳۶-۴ رسم شد.



شکل ۳۶-۴: نمودار رابطه بین تولید شاول و زمان تأخیر مربوط به هر انفجار

با توجه به نمودار شکل ۳۶-۴ ملاحظه می شود که در ابتدا با افزایش زمان تأخیر، تولید شاول افزایش می یابد و در یک زمان تأخیر این تولید به بیشترین میزان خود می رسد و سپس با افزایش زمان تأخیر، سیر نزولی پیدا می کند. این سیر صعودی و نزولی را می توان با توجه به میزان خردایش حاصل شده با هر زمان تأخیر توجیه کرد به این صورت که با افزایش زمان تأخیر، خردایش و ضریب یکنواختی بهبود می یابد و در نتیجه تولید شاول افزایش می یابد اما پس از یک بازه، افزایش زمان های تأخیر نتایج نامطلوبی بر میزان خردایش و شاخص یکنواختی دارد و در نتیجه آن تولید شاول کاهش می یابد.

افزایش و کاهش تولید شاول بر سیستم باربری نیز تأثیر مستقیم دارد بدین صورت که افزایش آن سبب کاهش زمان‌های انتظار ماشین‌آلات باربری می‌شود و کاهش آن سبب افزایش زمان انتظار ماشین‌آلات باربری شده و در نتیجه میزان استهلاک این ماشین‌آلات را بالا می‌برد. علاوه بر این، بدست آمدن خردایش و شاخص یکنواختی مناسب نیز که باعث افزایش تولید شاول می‌شود در میزان پرشوندگی بهتر و همچنین تعادل بار ماشین‌آلات باربری تأثیر مستقیم دارد و باعث بهبود آن می‌شود.

بنابراین با توجه به آنچه شرح داده شد می‌توان نتیجه گرفت که زمان‌های تأخیری که باعث بهبود خردایش و شاخص یکنواختی می‌شوند در بازه ۱۳۰ تا ۱۵۰ میلی‌ثانیه قرار دارند که در نهایت باعث بهبود یافتن راندمان کاری سیستم حمل و نقل می‌شوند. جدول ۴-۴ مقادیر خردایش و ضریب یکنواختی انفجارهای انجام شده را نشان می‌دهد که در آن انفجارهایی که زمان‌های تأخیر استفاده شده در آن‌ها در بازه ۱۳۰ تا ۱۵۰ میلی‌ثانیه قرار دارد و میزان خردایش و ضریب یکنواختی مربوط به آن‌ها مناسب‌ترین شرایط را برای بهبود عملکرد سیستم حمل و نقل فراهم می‌کنند، مشخص شده است.

جدول ۴-۴: خردایش و ضریب یکنواختی انفجارهایی که با توجه به زمان تأخیر مربوط به آنها باعث بهبود عملکرد سیستم حمل و نقل شده‌اند

شماره انفجار	d ₅₀ (متر)	d ₈₀ (متر)	n	زمان تأخیر (میلی ثانیه)
۱	۰/۰۷	۰/۱۱	۱/۱۴	۱۱۷
۲	۰/۰۹	۰/۱۸	۱/۴۲	۱۳۴
۳	۰/۱۶	۰/۳۲	۰/۸۶	۱۵۷
۴	۰/۱۷	۰/۲۴	۱/۷۲	۱۴۰
۵	۰/۰۹	۰/۱۹	۰/۶۴	۱۵۹
۶	۰/۰۷	۰/۱۲	۰/۶۹	۱۷۵
۷	۰/۰۷	۰/۱۱	۰/۸۲	۱۱۵
۸	۰/۱۱	۰/۱۹	۱/۳۵	۱۲۵
۹	۰/۰۸	۰/۱۵	۰/۷۴	۱۶۵
۱۰	۰/۱۰	۰/۲۳	۱/۴۶	۱۴۲

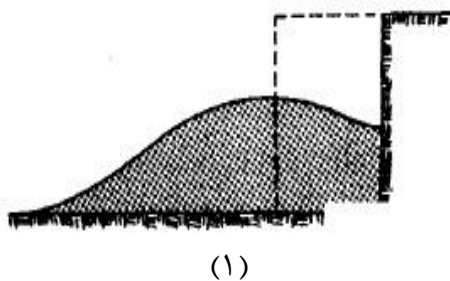
۴-۳- رابطه زمان‌های تأخیر و شکل هندسی توده‌سنگ منفجر شده حاصل از هر

انفجار و اثرات آن بر راندمان کاری سیستم حمل و نقل

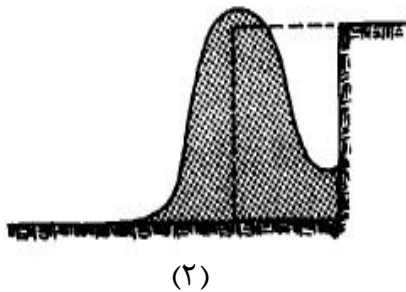
نتایج انفجار با توجه به شکل هندسی توده‌سنگ منفجر شده می‌تواند بر روی راندمان کاری تجهیزات بارگیری و باربری تاثیرگذار باشد. به طور کلی شکل هندسی توده‌سنگ منفجر شده بوسیله پارامترهای زیر کنترل می‌شود (Jimeno et al., 1995):

- پارامترهای هندسی انفجار مانند ارتفاع پله، بارسنگ، فاصله ردیفی چال‌ها و غیره
- خرج ویژه
- توالی انفجار و زمان‌های تأخیر

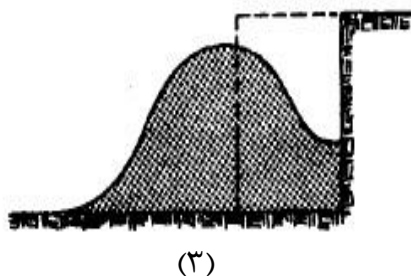
شکل بهینه توده‌سنگ منفجر شده در هر عملیات متفاوت بوده و به نوع ماشین‌آلات بارگیری بستگی دارد. به عنوان مثال به هنگام استفاده از شاول‌های کابلی و یا هیدرولیکی، عملیات انفجار بایستی طوری طراحی شود که شکل توده‌سنگ بدست آمده خیلی پراکنده نبوده و زون‌های کم بازده در آن به حداقل برسد و یا به هنگام استفاده از لودر جهت بارگیری، انفجار باید طوری باشد که حداکثر جابجایی توده‌سنگ را تولید کرده و ارتفاع آن نیز کم باشد (شکل ۴-۳۷).



- محدوده وسیعی نیاز به تمیز شدن دارد
- کارایی شاول کابلی پایین است
- کارایی لودر بالاست
- برای کار اپراتورهای تجهیزات، بسیار ایمن است



- محدوده کمی نیاز به تمیز شدن دارد
- کارایی شاول کابلی بالاست
- کارایی لودر پایین است
- برای کار اپراتورهای تجهیزات، خطرناک است



- محدوده وسیعی نیاز به تمیز شدن دارد
- کارایی قابل قبول است
- برای کار اپراتورهای تجهیزات، ایمن است

شکل ۴-۳۷: پروفیل‌های مختلف توده‌سنگ منفجر شده (Jimeno et al., 1995)

با توجه به شکل ۴-۳۷ مشاهده می‌شود که پروفیل (۳)، نشان‌دهنده شرایط بهینه برای شاول می‌باشد (Jimeno et al., 1995; Department of the army technical manual, Washington, 1967).

برای تحلیل نتایج انفجارهای انجام شده در این تحقیق بر اساس تأثیر زمان‌های تأخیر مختلف بر شکل هندسی توده‌سنگ منفجر شده (جابجایی و ارتفاع توده)، جدول ۴-۵ تهیه شد.

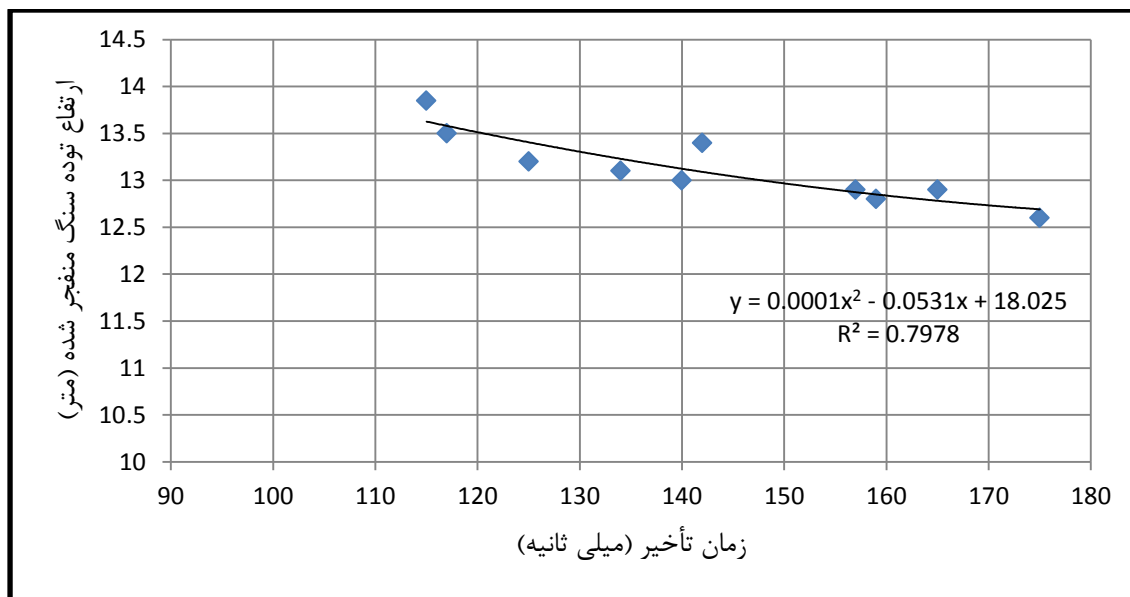
جدول ۴-۵: زمان‌های تأخیر هر انفجار، ارتفاع و جابجایی توده‌سنگ حاصل از آن و زمان بارگیری مربوط به هر توده‌سنگ

شماره انفجار	زمان تأخیر (میلی ثانیه)	ارتفاع توده‌سنگ منفجر شده (متر)	جابجایی توده‌سنگ منفجر شده (متر)	زمان بارگیری توده‌سنگ منفجر شده (ساعت)
۱	۱۱۷	۱۳/۵	۵۵	۶۷
۲	۱۳۴	۱۳/۱	۵۵/۲	۵۸
۳	۱۵۷	۱۲/۹	۵۶/۲	۷۲
۴	۱۴۰	۱۳	۵۶	۵۶
۵	۱۵۹	۱۲/۸	۵۸	۶۸
۶	۱۷۵	۱۲/۶	۵۷	۷۴
۷	۱۱۵	۱۳/۸۵	۵۴/۳۴	۷۳
۸	۱۲۵	۱۳/۲	۵۴/۸	۷۰
۹	۱۶۵	۱۲/۹	۵۶/۵	۷۳
۱۰	۱۴۲	۱۳/۴	۵۵/۸	۵۴

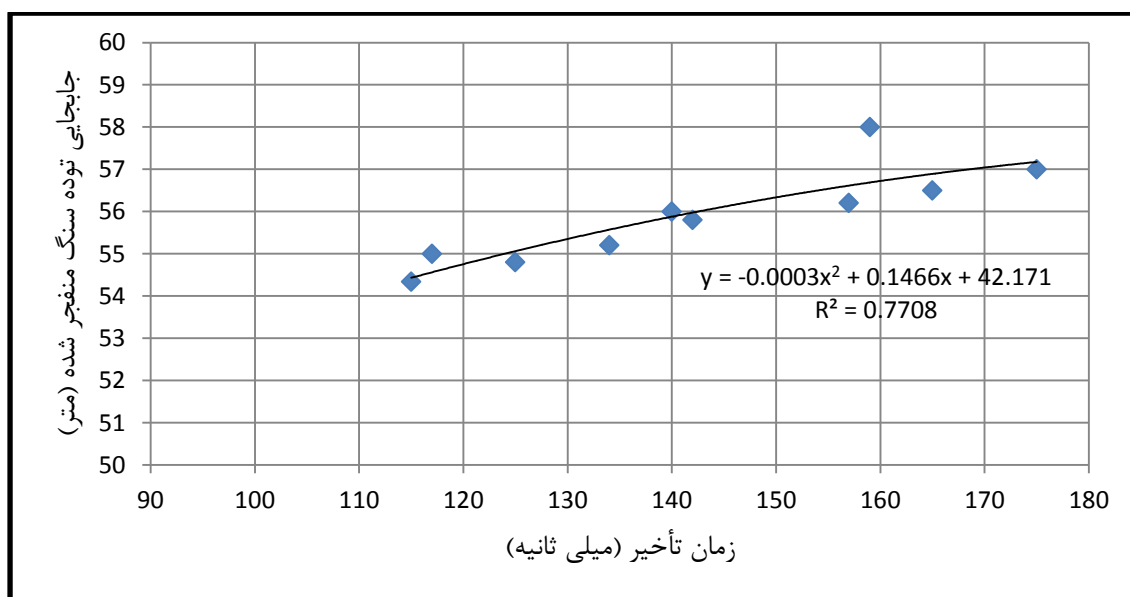
بر اساس جدول ۴-۵ نمودارهای ارتفاع و جابجایی توده‌سنگ حاصل شده از هر انفجار و زمان تأخیر مربوط به آن رسم شد. این نمودارها در شکل ۴-۳۸ و ۴-۳۹ نشان داده شده است.

با توجه به نمودارهای شکل ۴-۳۸ و ۴-۳۹، افزایش زمان‌های تأخیر باعث کاهش ارتفاع توده‌سنگ منفجر شده می‌شود و میزان جابجایی آن را افزایش می‌دهد. به طور کلی از زمان‌های تأخیر می‌توان به عنوان ابزاری جهت کنترل شکل هندسی توده‌سنگ منفجر شده استفاده کرد. اگر زمان‌های تأخیر بین ردیف‌ها زیاد باشد، چال‌های انفجار شده در جلوی چال‌های بعدی به صورت پرده عمل نکرده و

آن‌ها را محصور نمی‌سازد در نتیجه توده‌ای با جابجایی افقی زیاد و ارتفاع کم خواهیم داشت ولی اگر زمان‌های تأخیر کوتاه باشد، سنگ‌های انفجار شده راه سنگ‌های پشت سر خود را سد کرده و بدین ترتیب مؤلفه قائم حرکت سنگ‌ها افزایش یافته و توده‌ای با ارتفاع بالاتر و جابجایی کمتر حاصل می‌شود.

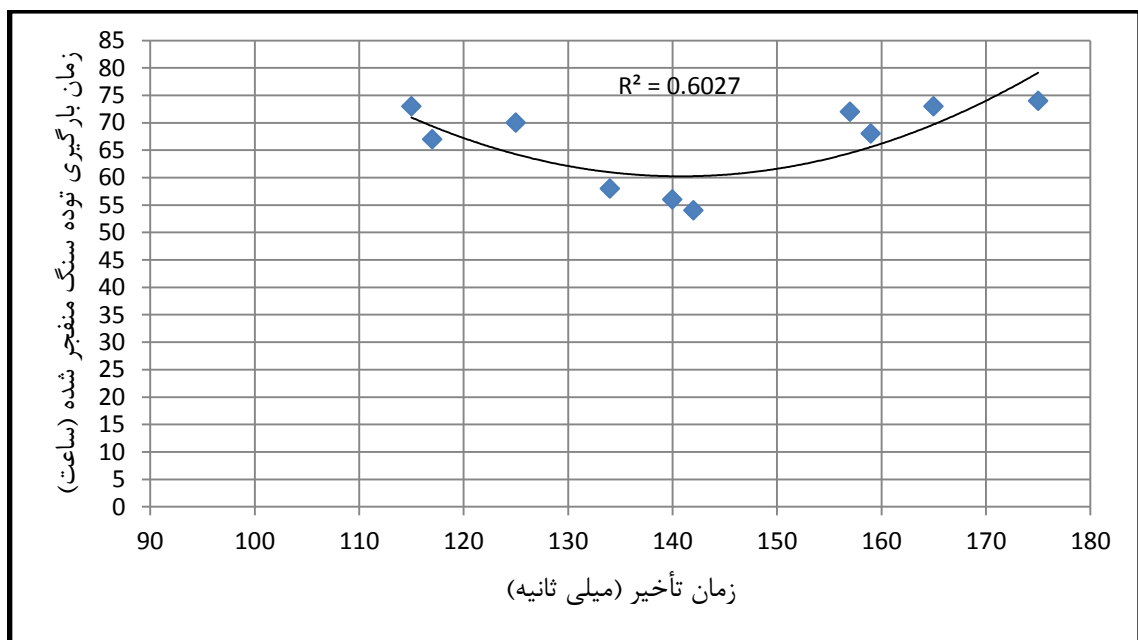


شکل ۴-۳۸: نمودار ارتفاع توده سنگ حاصل شده از هر انفجار و زمان تأخیر مربوط به آن



شکل ۴-۳۹: نمودار جابجایی توده سنگ حاصل شده از هر انفجار و زمان تأخیر مربوط به آن

از آنجا که این نمودارها تحلیل مناسبی برای تأثیر زمان تأخیر بر راندمان کاری سیستم بارگیری و باربری بر اساس شکل هندسی توده‌سنگ منفجر شده ارائه نمی‌دهند بنابراین از نمودار شکل ۴-۴۰ که رابطه زمان بارگیری توده‌سنگ حاصل از هر انفجار و زمان تأخیر مربوط به آن را نشان می‌دهد، استفاده شد. به طور کلی زمان بارگیری هر توده نمودی از تأثیر شکل هندسی توده‌سنگ منفجر شده بر راندمان کاری ماشین‌آلات بارگیری و در نتیجه آن ماشین‌آلات باربری است که در نهایت نشان دهنده اثر زمان تأخیر به کار رفته در هر انفجار بر بازده سیستم حمل و نقل می‌باشد.



شکل ۴-۴۰: نمودار زمان بارگیری توده‌سنگ حاصل شده از هر انفجار و زمان تأخیر مربوط به آن

با توجه به نمودار شکل ۴-۴۰، مشاهده می‌شود که در ابتدا با افزایش زمان‌های تأخیر، زمان بارگیری توده‌سنگ منفجر شده کاهش می‌یابد و این مدت زمان در بازه مربوط به زمان‌های تأخیر ۱۳۰ تا ۱۵۰ میلی‌ثانیه به کمترین میزان خود می‌رسد اما پس از این بازه، افزایش زمان تأخیر باعث افزایش زمان بارگیری توده‌سنگ حاصل شده می‌شود. این کاهش و افزایش مدت زمان بارگیری بر اثر افزایش زمان‌های تأخیر را می‌توان ناشی از شکل هندسی توده‌سنگ منفجر شده دانست. به این صورت که

افزایش زمان‌های تأخیر در ابتدا باعث می‌شود توده‌ای با میزان جابجایی و ارتفاع مناسب برای بارگیری ماشین بارکننده که در این معدن شاول است، به وجود آید اما این افزایش زمان تأخیر بعد از یک بازه خاص (۱۳۰ تا ۱۵۰ میلی‌ثانیه) باعث می‌شود توده‌ای با شکل هندسی نامناسب برای بارگیری شاول ایجاد شود و در نهایت باعث افزایش مدت زمان بارگیری شود. کاهش و افزایش مدت زمان بارگیری ماشین بارکننده بر عملکرد ماشین‌آلات باربری تأثیر مستقیم دارد. کاهش زمان بارگیری باعث کاهش زمان انتظار ماشین باربری می‌شود، میزان استهلاک ماشین باربری کاهش یافته و در نتیجه عملکرد آن بهبود می‌یابد و در نهایت راندمان کاری سیستم حمل و نقل افزایش می‌یابد.

با توجه به آنچه شرح داده شد و نمودارهای شکل ۴-۳۸ و ۴-۳۹، ارتفاع مناسب که باعث افزایش راندمان ماشین‌آلات بارگیری و باربری می‌شود در بازه ۱۳ تا ۱۳/۵ متر و میزان جابجایی مناسب نیز برابر ۵۵ تا ۵۶ متر می‌باشد.

۴-۴- رابطه زمان‌های تأخیر و میزان عقب‌زدگی حاصل شده از هر انفجار و اثرات

آن بر راندمان کاری سیستم حمل و نقل

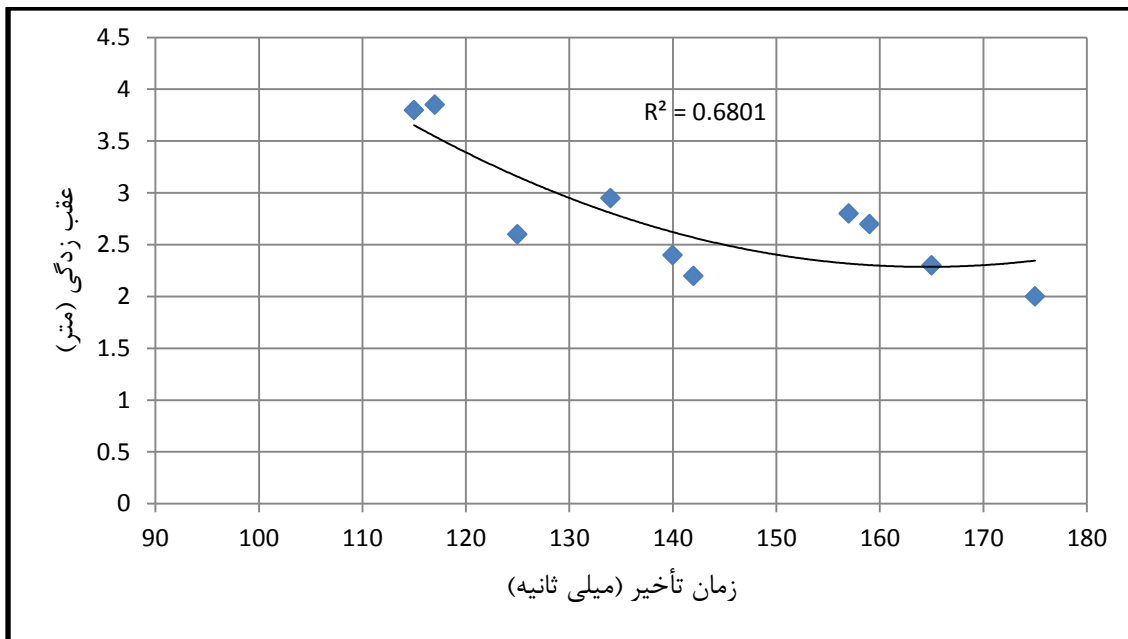
عقب‌زدگی به عنوان یک نتیجه نامطلوب از انفجار شناخته می‌شود. عقب‌زدگی ممکن است به صورت خردشدگی اضافه یا گسترش ترک‌های کششی در پشت آخرین ردیف چال‌ها مشاهده شود. شکستگی‌های ایجاد شده بر اثر عقب‌زدگی، شیب‌های ناپایدار و دیواره‌هایی با ضریب اطمینان پایین را پدید می‌آورند. به هنگام انفجار چند ردیف چال، استفاده از زمان‌های تأخیر باعث کاهش عقب‌زدگی در چال‌های ردیف آخر می‌شود. برای تحلیل اثرات زمان‌های تأخیر مورد استفاده در انفجارهای انجام شده بر میزان عقب‌زدگی حاصل شده، جدول ۴-۶ تهیه شد.

جدول ۴-۶: زمان‌های تأخیر و میزان عقب‌زدگی مربوط به هر انفجار

شماره انفجار	زمان تأخیر (میلی ثانیه)	عقب‌زدگی (متر)
۱	۱۱۷	۳/۸۵
۲	۱۳۴	۲/۹۵
۳	۱۵۷	۲/۸
۴	۱۴۰	۲/۴
۵	۱۵۹	۲/۷
۶	۱۷۵	۲
۷	۱۱۵	۳/۸
۸	۱۲۵	۲/۶
۹	۱۶۵	۲/۳
۱۰	۱۴۲	۲/۲

با توجه به جدول ۴-۶ نمودار میزان عقب‌زدگی نتیجه شده از هر انفجار و زمان تأخیر مربوط به آن به صورت شکل ۴-۴۱ رسم شد.

نمودار شکل ۴-۴۱ نشان می‌دهد که به طور کلی با افزایش زمان‌های تأخیر در انفجارهای انجام شده میزان عقب‌زدگی کاهش یافته است. کاهش میزان عقب‌زدگی باعث به وجود آمدن شیب‌های پایدار و دیواره‌هایی با ضریب اطمینان مناسب می‌شود که خود عاملی برای ایمن بودن شرایط کاری ماشین‌آلات بارگیری و باربری می‌باشد و می‌تواند باعث بهبود عملکرد آن‌ها شود.



شکل ۴-۴: نمودار میزان عقب‌زدگی حاصل شده از هر انفجار و زمان تأخیر مربوط به آن

۴-۵- جمع‌بندی

به طور کلی در فصل چهارم در مورد انفجارهای انجام شده، نتایج بدست آمده از هر انفجار، چگونگی تحلیل نتایج حاصل شده از انفجارها برای رسیدن به هدف مورد نظر این پایان‌نامه و در نهایت بدست آوردن نتیجه کلی از تحلیل‌های انجام شده پرداخته شد.

در ابتدای این فصل مقدمه‌ای در مورد تأثیر زمان‌های تأخیر بر نتایج انفجار و مشخصات مربوط به انفجارهای انجام شده در توده شمالی معدن سنگ آهن چادرملو بیان شد. سپس نحوه تحلیل تصاویر تهیه شده از توده‌های مختلف با استفاده از نرم‌افزار Gold size برای بدست آوردن خردایش حاصل از هر انفجار شرح داده شد و نتایج مورد نظر گرفته شد. برای مشخص کردن تأثیر زمان‌های تأخیر استفاده شده در انفجارهای انجام شده بر خردایش حاصل از هر انفجار و در نهایت تأثیر این زمان‌های تأخیر بر راندمان ماشین‌آلات بارگیری و باربری جداولی تهیه شده و با استفاده از این جداول، نمودارهایی ترسیم شد. با تحلیل کردن این نمودارها زمان‌های تأخیری که مناسب‌ترین خردایش را برای افزایش عملکرد سیستم حمل و نقل ایجاد می‌کند در بازه ۱۳۰ تا ۱۵۰ میلی‌ثانیه تعیین شد.

در مرحله بعد تأثیر زمان تأخیر هر انفجار بر عملکرد سیستم حمل و نقل با توجه به شکل هندسی توده سنگ حاصل شده از آن انفجار مورد بررسی قرار گرفت. با تحلیل جداول و نمودارهای ترسیم شده این نتیجه حاصل شد که زمان‌های تأخیری که با توجه به شکل هندسی توده سنگ منفجر شده، باعث افزایش راندمان کاری ماشین‌آلات بارگیری و باربری می‌شوند در بازه ۱۳۰ تا ۱۵۰ میلی‌ثانیه قرار دارند. در این بازه زمانی توده‌هایی با ارتفاع ۱۳ تا ۱۳/۵ متر و میزان جابجایی ۵۵ تا ۵۶ متر ایجاد می‌شوند که با توجه به تحلیل‌های انجام شده بهترین شکل هندسی را برای کاهش زمان بارگیری ماشین بارکننده ایجاد می‌کنند و همچنین با تأثیر مثبت بر عملکرد ماشین‌آلات باربری باعث بهبود کلی سیستم حمل و نقل معدن مورد نظر می‌شوند.

برای بررسی تأثیر زمان‌های تأخیر هر انفجار بر میزان عقب‌زدگی ناشی شده از آن انفجار نیز تحلیل‌هایی انجام شد که به طور کلی در مورد انفجارهای انجام شده می‌توان گفت افزایش زمان تأخیر باعث کاهش میزان عقب‌زدگی و در نتیجه ایجاد محیطی با ایمنی بیشتر برای کار ماشین‌آلات بارگیری و باربری می‌شود که این خود عاملی برای بهبود عملکرد این ماشین‌آلات است.

در نهایت می‌توان گفت از آنجا که در این تحقیق تأثیر زمان‌های تأخیر بر سه نتیجه انفجار شامل میزان خردایش، شکل هندسی توده سنگ منفجر شده و همچنین میزان عقب‌زدگی بررسی شد و با توجه به تحلیل‌های انجام شده زمان‌های تأخیر در بازه ۱۳۰ تا ۱۵۰ میلی‌ثانیه مناسب‌ترین میزان خردایش و شکل هندسی توده سنگ منفجر شده را برای افزایش راندمان کاری ماشین‌آلات بارگیری و باربری ایجاد می‌کنند و همچنین میزان عقب‌زدگی حاصل از انفجار در این زمان‌های تأخیر قابل قبول است و شرایط ایمنی را برای کار ماشین‌آلات فراهم می‌کند بنابراین زمان‌های تأخیر مناسب برای بهبود عملکرد سیستم حمل و نقل در توده شمالی معدن سنگ آهن چادرملو در بازه ۱۳۰ تا ۱۵۰ میلی‌ثانیه تعیین شد.

فصل پنجم

نتیجہ گیری و پیشہ اداات

۵-۱- نتیجه‌گیری

عملیات انفجار به عنوان یکی از مهم‌ترین مراحل چرخه‌ی معدنکاری روباز شناخته می‌شود. پارامترهای زیادی بر نتایج عملیات انفجار مؤثر هستند که تعدادی از آن‌ها ثابت و غیر قابل تغییر بوده و تعدادی نیز متغیر هستند و جهت رسیدن به نتیجه مطلوب در انفجار می‌توان آن‌ها را تغییر داد.

پس از عملیات انفجار، مرحله‌ی بارگیری و باربری سنگ‌های حاصل از انفجار انجام می‌شود. نتایج حاصل از انفجار به طور مستقیم بر هزینه‌ها و راندمان کاری سیستم حمل و نقل تأثیر می‌گذارد به این صورت که اگر این نتایج مطلوب باشد باعث کاهش هزینه‌ها و افزایش راندمان سیستم حمل و نقل می‌شود و اگر انفجار، توده‌سنگ خردشده‌ای با درجه خردایش نامناسب، شکل هندسی نامطلوب و عقب‌زدگی زیاد را ایجاد کند باعث افزایش هزینه‌ها و کاهش راندمان کاری این سیستم می‌شود.

از جمله پارامترهای متغیر تأثیرگذار بر نتایج انفجار می‌توان به زمان‌های تأخیر اشاره کرد. در صورتی که این پارامتر به طور مناسبی انتخاب شود می‌تواند نتایج انفجار را به مقدار زیادی مطلوب سازد. نتایج مربوط به استفاده از زمان‌های تأخیر در میزان خردایش حاصل از انفجار، شکل هندسی توده‌سنگ خردشده، میزان عقب‌زدگی و غیره نمود پیدا می‌کند که در نهایت باعث تأثیر بر کارایی ماشین‌آلات بارگیری و باربری می‌شود.

در این تحقیق ۱۰ انفجار انجام شده در معدن سنگ آهن چادرملو مورد مطالعه قرار گرفت. این انفجارها با شرایط تقریباً یکسان و زمان‌های تأخیر متفاوت انجام شد تا بتوان اثرات این زمان‌ها را بر نتایج انفجار و سپس سیستم حمل و نقل معدن تحلیل کرد.

- پس از تحلیل کردن نتایج هر انفجار و در نظر گرفتن زمان تأخیر مربوط به آن موارد زیر حاصل شد:
- پس از تحلیل اطلاعات جمع‌آوری شده، میزان خردایش و ضریب یکنواختی هر انفجار مشخص شد. سپس با توجه به سیستم حمل و نقل معدن که شاول- تراک می‌باشد، زمان تأخیری که مناسب‌ترین خردایش و ضریب یکنواختی را برای بهبود عملکرد این سیستم فراهم می‌کند، تعیین شد. بر این اساس تأخیرهای در بازه زمانی ۱۳۰ تا ۱۵۰ میلی‌ثانیه مناسب تشخیص داده شد.
 - اطلاعات مربوط به شکل هندسی توده‌سنگ منفجر شده شامل ارتفاع و میزان جابجایی آن که در محل انفجار ثبت شده بود، با زمان‌های تأخیر مربوط به آن‌ها مورد بررسی قرار گرفت و از آنجا که تحلیل مناسبی از این بررسی حاصل نشد پارامتر زمان بارگیری هر توده که به عنوان نمودی از تأثیر شکل هندسی آن در عملکرد سیستم بارگیری و باربری است، با زمان‌های تأخیر مربوطه مورد تحلیل قرار گرفت و زمان‌های تأخیری که بارگیری توده حاصل از آن‌ها کمترین ساعت است در بازه ۱۳۰ تا ۱۵۰ میلی‌ثانیه تعیین شد. با توجه به این بازه، توده‌هایی با ارتفاع ۱۳ تا ۱۳/۵ متر و میزان جابجایی ۵۵ تا ۵۶ متر برای بهبود عملکرد سیستم حمل و نقل تشخیص داده شد.
 - با بررسی اطلاعات مربوط به میزان عقب‌زدگی هر انفجار، تأثیر زمان تأخیر استفاده شده در هر انفجار بر عقب‌زدگی حاصل شده از آن مورد تحلیل قرار گرفت. نتایج نشان دهنده این است که با افزایش زمان تأخیر میزان عقب‌زدگی کاهش می‌یابد و دیواره‌هایی با شیب پایدارتر و ایمن‌تر ایجاد می‌شود که خود می‌تواند شرایط ایمنی را برای عملکرد ماشین‌آلات بارگیری و باربری فراهم کند و باعث افزایش این عملکرد شود.
 - به طور کلی می‌توان گفت در توده شمالی معدن سنگ آهن چادرملو با توجه به سیستم حمل و نقل شاول- تراک، زمان‌هایی تأخیری که باعث خردایش مناسب و شکل هندسی

مطلوب توده‌سنگ برای بهبود عملکرد این سیستم می‌شوند در بازه ۱۳۰ تا ۱۵۰ میلی‌ثانیه قرار دارند.

۵-۲- پیشنهادات

- از آنجا که سیستم حمل و نقل و پارامترهای انفجار در توده جنوبی معدن چادرملو با توده شمالی متفاوت است بنابراین پیشنهاد می‌شود کارهای انجام شده در این تحقیق، در مورد توده جنوبی نیز انجام شود تا بتوان انفجارهای انجام شده در این توده را با توجه به اعمال زمان‌های تأخیر مناسب برای بهبود عملکرد ماشین‌آلات بارگیری و باربری، مطلوب کرد.
- پیشنهاد می‌شود انفجارهای با بازه‌ی زمان‌های تأخیر متغیرتر نیز انجام شود تا بتوان اثرات این زمان‌ها را بر نتایج انفجار و در نهایت بر عملکرد ماشین‌آلات بارگیری و باربری با تقریب بهتری مشخص کرد.
- با توجه با اینکه یکی از مراحل مهم معدنکاری، مرحله سنگ‌شکنی می‌باشد بنابراین پیشنهاد می‌شود تأثیر زمان‌های تأخیر بر ایجاد خردایش مناسب برای سیستم سنگ‌شکنی مورد مطالعه و تحلیل قرار گیرد.

مراجع فارسی

- استوار ر، (۱۳۸۲)، " آتش کاری در معادن "، جلد اول، انتشارات جهاد دانشگاهی واحد صنعتی امیرکبیر، چاپ پنجم.
- افروغ م، (۱۳۸۹)، " طراحی الگوی حفاری و انفجار به منظور تولید خوراک مناسب برای سنگ شکن معدن کارخانه سیمان بجنورد "، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- بخشنده امینه ح، (۱۳۷۷)، " مقایسه مدل های ریاضی جهت پیش بینی ابعاد سنگ های خرد شده از انفجار معادن روباز "، سمینار کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی امیرکبیر.
- پورقاسمی ساغند م، (۱۳۷۹)، " شبیه سازی لرزش زمین ناشی از انفجار و بررسی اثرات تأخیر بر لرزش در معدن مس سرچشمه کرمان "، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشکده فنی، دانشگاه تهران.
- تیموری هزارجریبی ع، (۱۳۸۶)، " طراحی الگوی چالزنی و انفجار برای تولید مصالح خرده سنگی جهت ساخت سد گتوند علیا "، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشکده مهندسی معدن و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود.

- خواجه نایینی ر، (۱۳۸۲)، "تهیه نرم‌افزار کامپیوتری جهت ارائه الگوی چالزنی و آتشباری در معادن روباز"، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- دسترسی اینترنتی، www.chadormalu.com، تاریخ دسترسی: ۱۳۹۴/۸/۱۵.
- سرشکی ف، عطایی م، حسینی س ه، (۱۳۸۷)، "طراحی الگوهای آتشکاری و تعیین خرج ویژه در معادن روباز با استفاده از مشخصات توده‌سنگ برجا"، گزارش نهایی طرح پژوهشی، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- عطایی م، زمانی ف، (۱۳۸۳)، "بررسی عملکرد ماشین‌آلات بارگیری معدن سنگ آهن چادرملو و بهبود شرایط موجود"، اولین کنفرانس مهندسی معدن ایران، دانشگاه تربیت مدرس تهران.
- عطایی م، زیاری ن، (۱۳۸۴)، "بررسی توزیع خردشدگی سنگ‌ها در اثر انفجار در معدن سنگ آهن سنگان"، دومین کنفرانس معادن روباز ایران، مجتمع مس سرچشمه کرمان.
- علیزاده بنستانی ع، (۱۳۹۲)، "ارزیابی ارتباط پارامترهای دینامیکی با قابلیت انفجار توده‌سنگ معدن سنگ آهن چادرملو"، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشکده معدن، دانشگاه آزاد اسلامی واحد بافق.

مراجع خارجی

- Aldas G.G.U., Bilgin H.A., Esen S., (2001), "Timing Simulation for the Selection of Optimum Delay Time", 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey, pp. 317-322.

- Andrews A.B., (1981), “**Design Criteria For Sequential Blasting**”, Proceedings Seventh Annual Conference on Explosives and Blasting Technique, Society of Explosives Engineers, pp. 173-192.
- Bergman O.R., Wu F.E., Edl J.w., (1974), “**Model Rock Blasting Measures Effect of Delays and Hole Patterns on Rock Fragmentation**”, Engineering & Mining Journal, Vol. 175, No. 6, pp. 124-127.
- Blair D.P., Armstrong L.W., (1999), “**The spectral control of ground vibration using electronic delay detonators**”, FRAGBLAST – International Journal of Blasting and Fragmentation 3, pp. 303-334.
- Department of the army technical manual, (1967), “**PITS AND QUARRIES**”, HEADQUARTERS, Department of the army, Washington D.C.
- Dick R.A., Fletcher L.R, D`Andrea D.V., (1983), “**Explosives and Blasting Procedures Manual**”, US Department of The Interior, Office of Surface Mining Reclamation and Enforcement.
- Dinis and Gama, (1995), “**A Model for Rock Mass Fragmentation by Blasting**”, Proceedings 8th International Congress on Rock Mechanics, Tokyo, Vol. 1, pp. 73-76.
- Ganopol'ski M.I., Smolii N.I., (1985), “**Shock Airwaves in Short-delayed Blasting for Open pit Mining**”, G. V. Plekhanov Mining Institute, Leningrad. Translated from Fiziko-Tekhnicheskije Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopaemykh, No. 6, pp. 46-51.
- Gheibie S., Aghababaei H., Hoseinie S.H., Pourrahimian Y., (2009), “**modified Kuz-Rum fragmentation model and its use at the Sungun Copper Mine**”, International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 46, pp. 967-973.
- Grishin A.N., (2007), “**Application of A Programmable Electronic Blasting System at Building Materials Opencasts**”, Journal of Mining Science, Vol. 43, No. 6, pp. 305-308.
- Hoshino T., Mogi G., Shaoquan k., (2000), “**optimum delay interval design in delay blasting**”, FRAGBLAST – International Journal of Blasting and Fragmentation 4, pp. 139-148.
- Hustrulid W., (1999), “**Blasting Principles for Open Pit Mining**”, vol. 1, A.A. Balkema, Rotterdam.

- Internet access, www.gulfoilcorp.com, date: 10/25/2015.
- Jimeno C.L., Jimeno E.L., Carcedo F.J.A., (1995), “**Drilling and Blasting of Rocks**” A.A.Balkema, Rotterdam, Brookfield.
- Kim K., (2006), “**Blasting Design Using Fracture Toughness and Image Analysis of the Bench Face and Muckpile**”, Thesis for the degree of Master of Science, Faculty of the Virginia polytechnic Institute.
- Konya C.J., Walter E.J., (1990), “**Surface Blast Design**”, Prentice Hall Publishing, Englewood, New Jersey.
- Langefors, Kihlstrom B., (1971), “**Voladura de Rocas**”, URMO, Es-Vitoria.
- McCarthy P.L., (2007), “**The History of Rock Drilling**”, Internet access, www.technology.informine.com.
- Miller D., Martin D., (2007), “**A review of the benefits being delivered using electronic delay detonators in the quarry industry**”, Orica Quarry Services Australia Pty Limited.
- Naapuri J., (1988), “**Surface drilling and Blasting**”, Tomrock.
- Nicholls H.R., Johnson F.C., Duvall W.I., (1971), “**Blasting Vibrations and Their Effects on Structures**”, US Department of The Interior, Office of Surface Mining Reclamation and Enforcement.
- Onederra I., (2007), “**Delay timing factor for empirical fragmentation models**”, Institute of materials, Minerals and Mining, Australia, vol. 116, No. 4, pp. 176-179.
- Orica Seismic Products, (2008), “**Recommended Safe Working Practices**”, Australia.
- OY FORCIT AB, (2011), “**FIREX ELECTRIC DETONATOR**”, FORCIT GROUP, Hanko, Finland.
- Rorke A.J., (2007), “**An evaluation of precise short delay periods on fragmentation in blasting**”, European Federation of Explosives Engineers, Vienna Conference proceedings, pp. 257-263.
- Shi X.Z., Chen SH.R., (2011), “**Delay time optimization in blasting operations for mitigating the vibration-effects on final pit walls stability**”, Soil Dynamics and Earthquake Engineering 31, pp. 1154-1158.

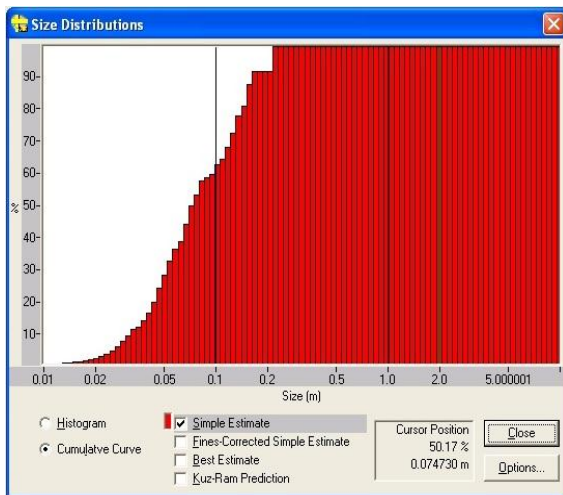
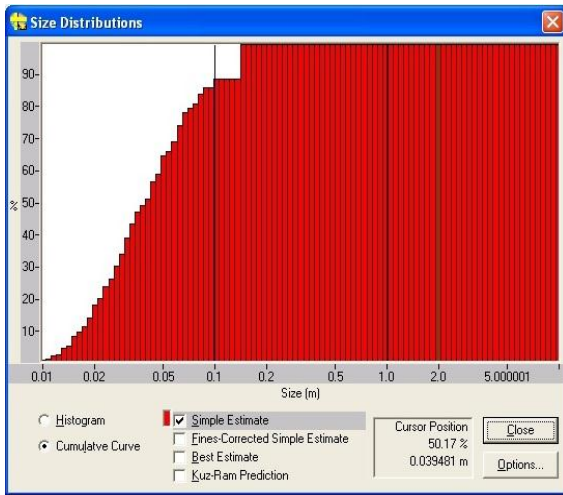
- Siskind D.E., VCrum S., (1990), “**Delay timing and geological influences on low-frequency vibrations from blasting at nine Indiana surface coal mines**”, International Journal of Surface Mining, reclamation and Environment 4, pp. 57-67.
- Stagg M.S., (1987), “**Influence of blast delay time on rock fragmentation: one-tenth scale tests**”, International Journal of Surface Mining, reclamation and Environment 1, pp. 215-222.
- Tshibangu J.P., Lefebvre E., Libouton J.C., Contardi N., (2007), “**Studying the contribution of electronic detonator to the quality of blast**”, European Federation of Explosives Engineers, Vienna Conference proceedings, pp. 289-298.

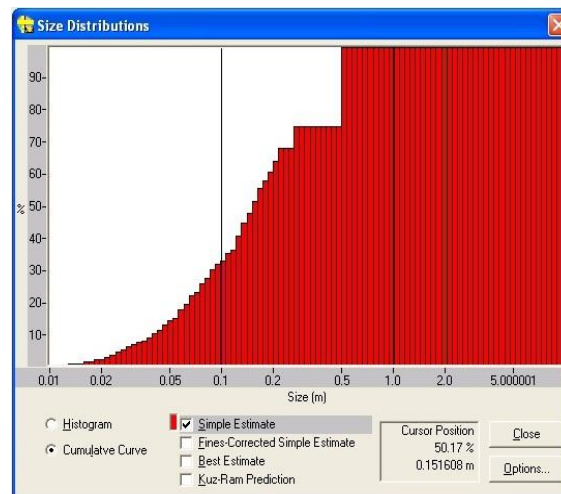
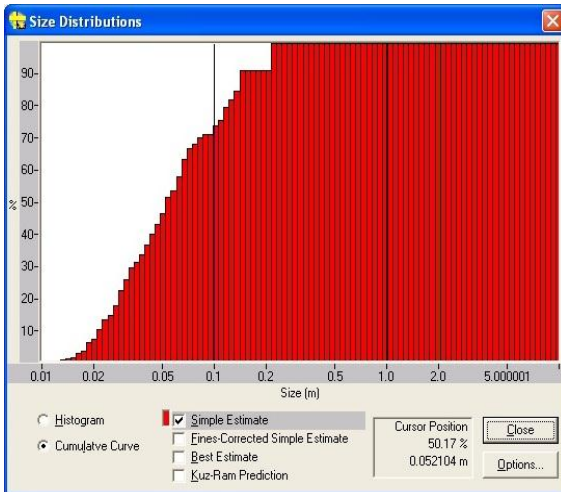
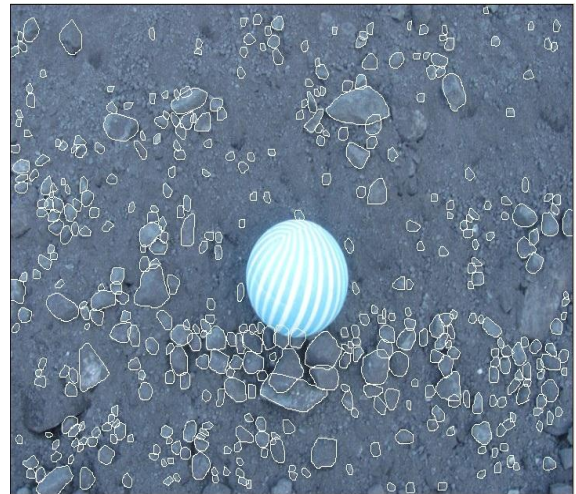
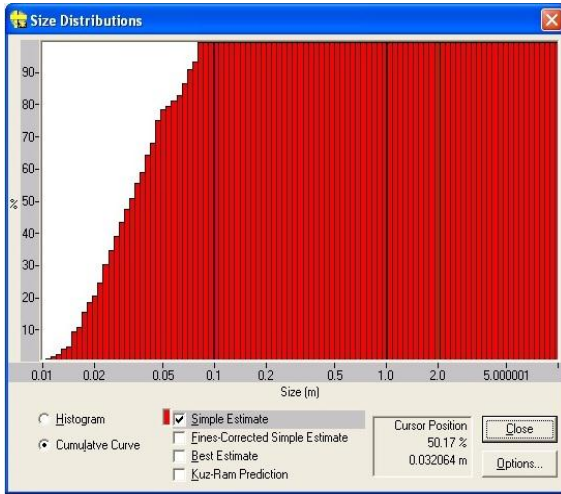
پیوست

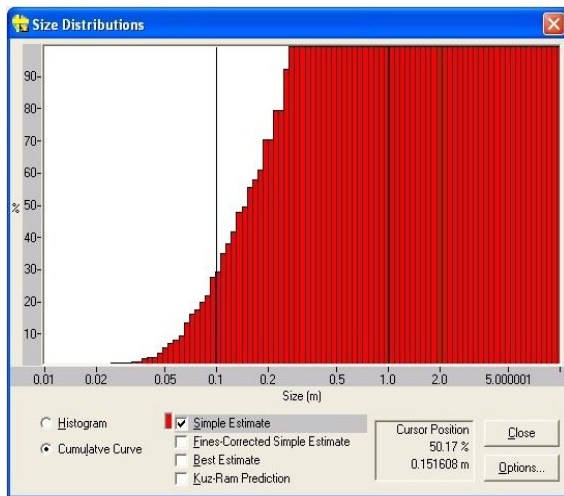
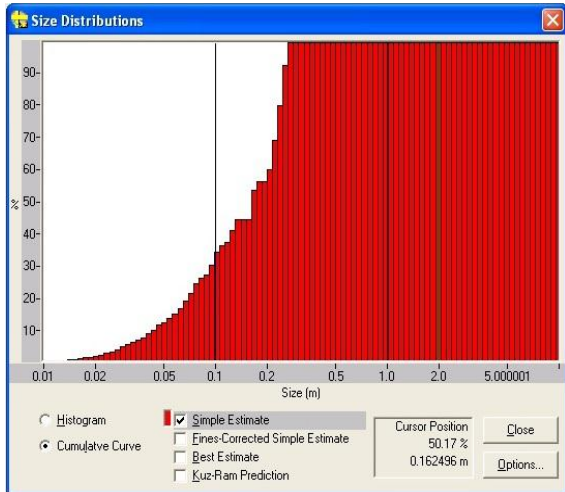
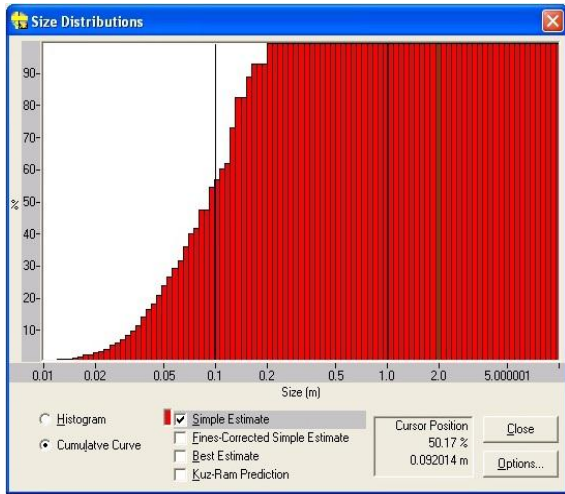
مجموعه عکس‌های مرزیابی شده از توده‌سنگ خردشده حاصل از هر انفجار و گراف حاصل از تحلیل

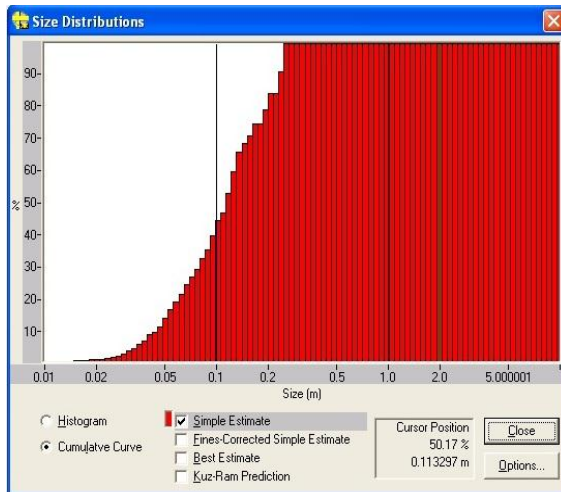
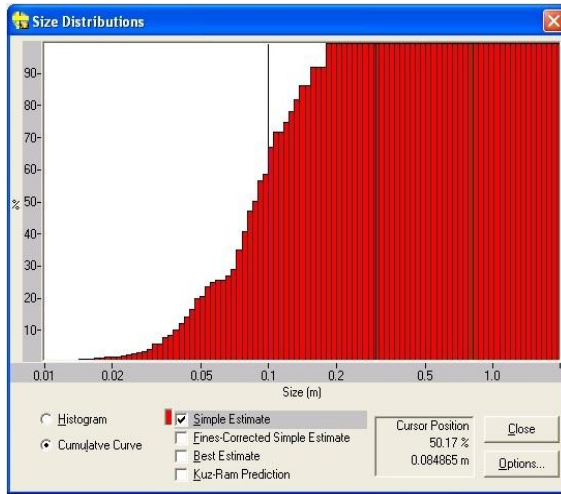
این عکس‌ها توسط نرم‌افزار Gold size

- پیوست ۱: مجموعه عکس‌ها و گراف‌های انفجار شماره دو

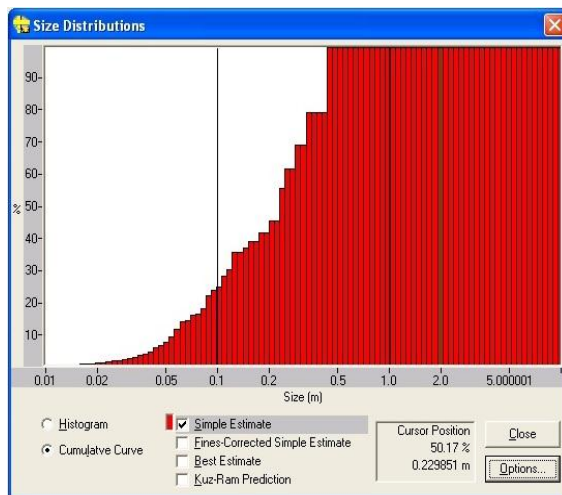


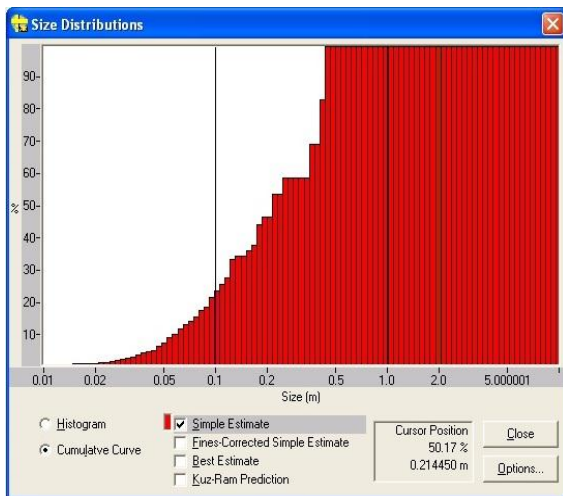
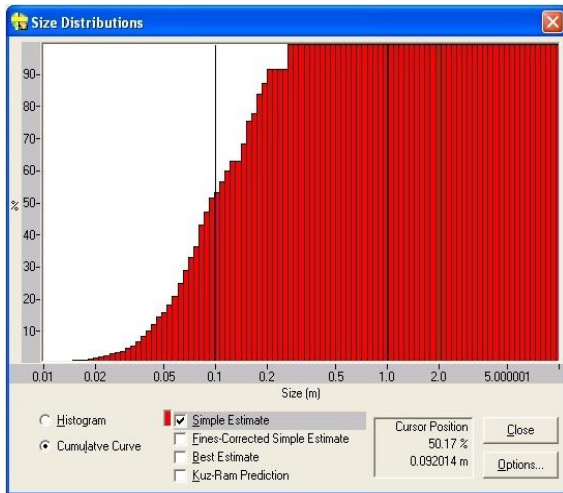
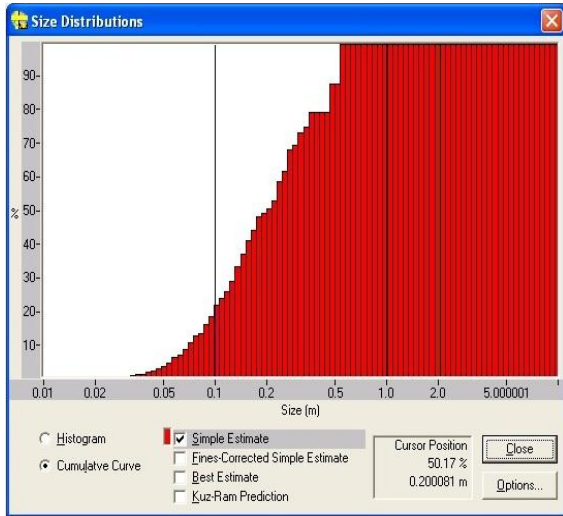


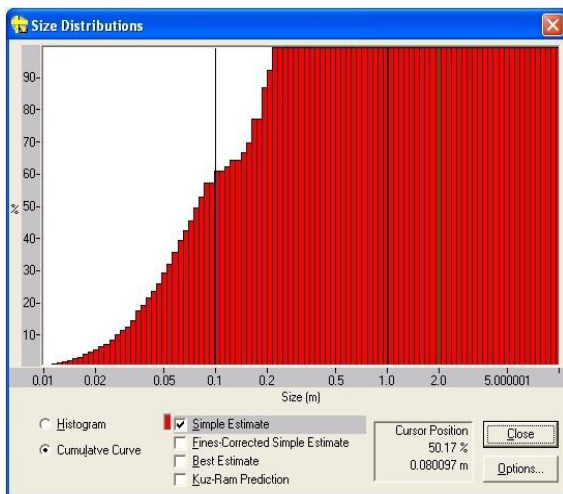
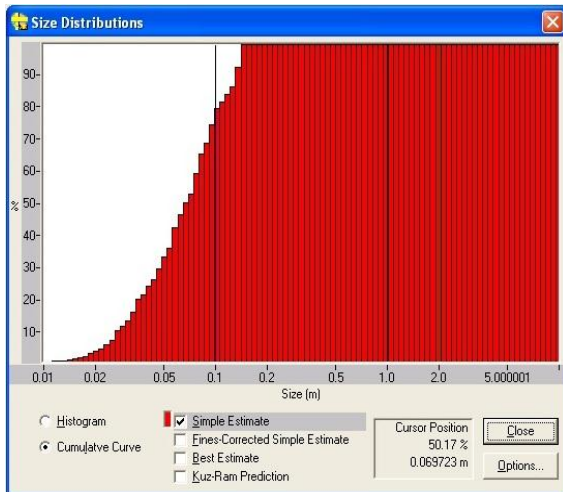
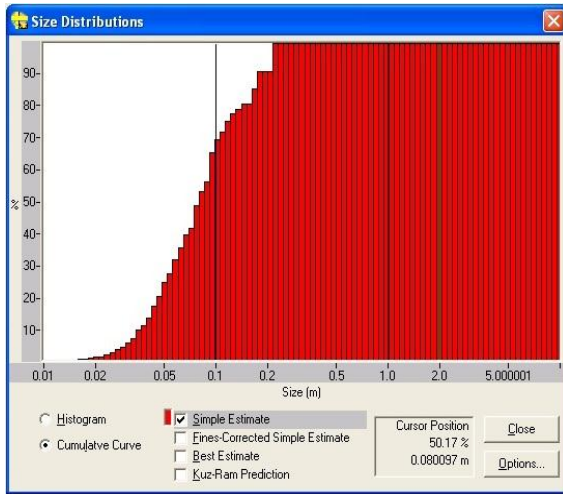


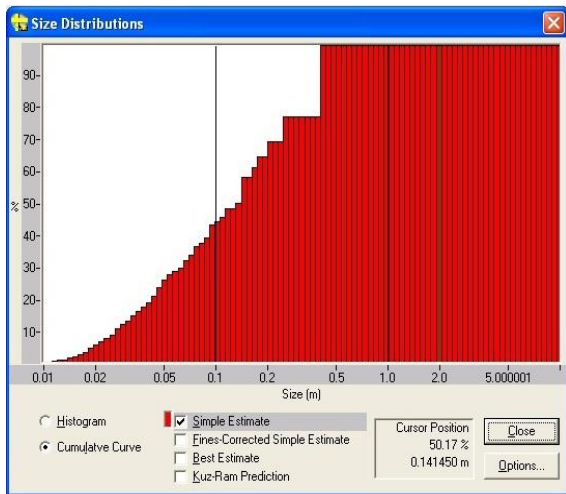


• پیوست ۲: مجموعه عکس‌ها و گراف‌های انفجار شماره سه

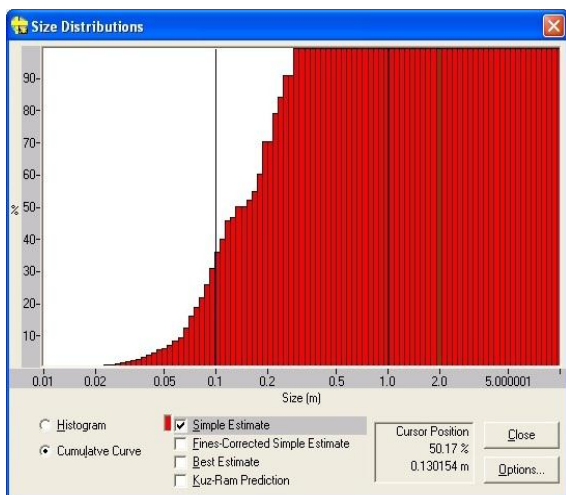
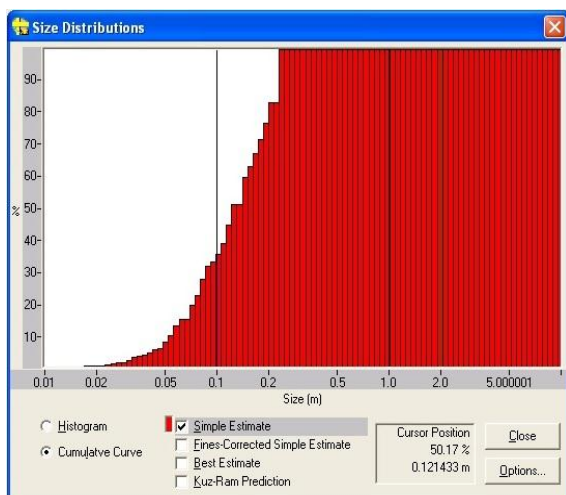


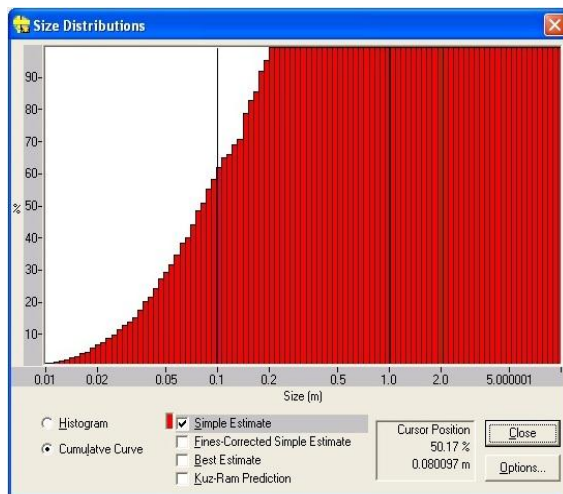
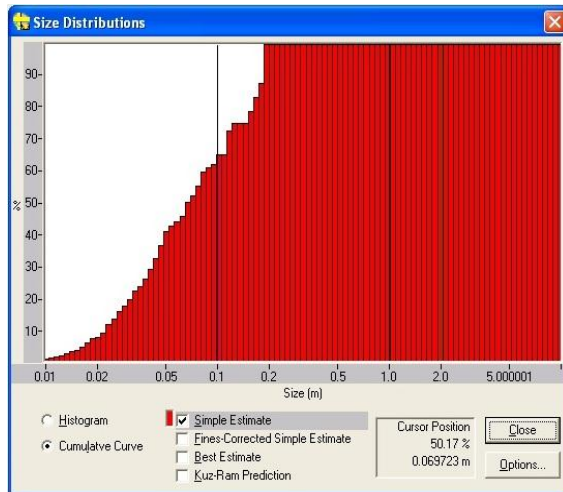
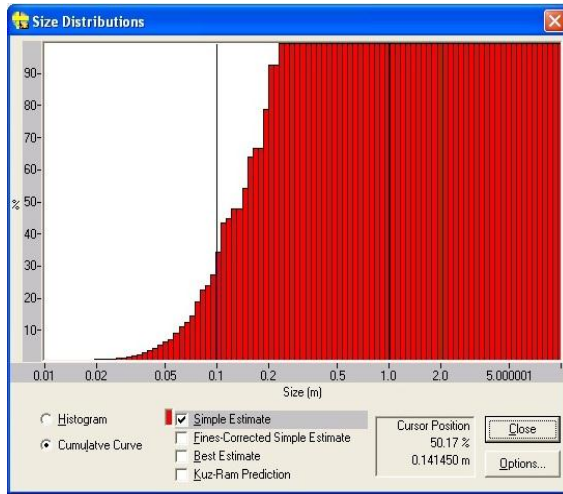


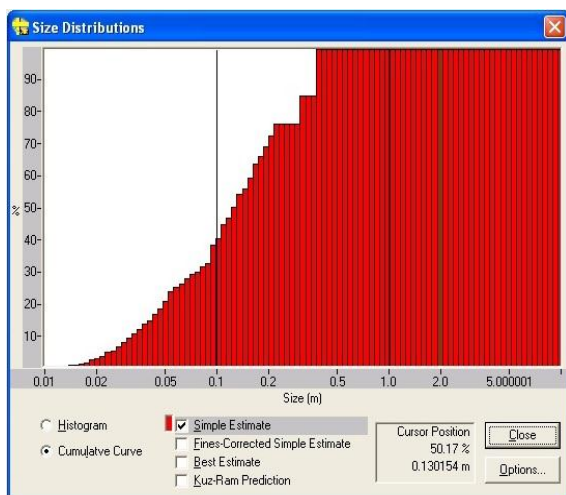
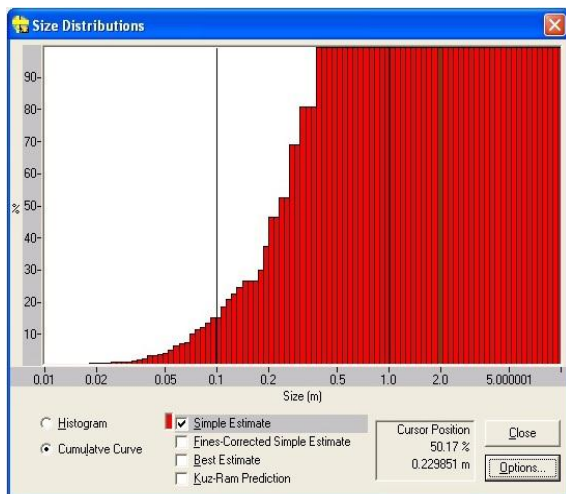




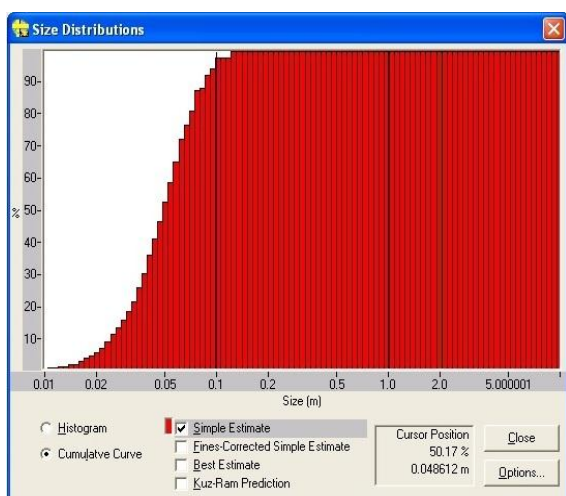
• پیوست ۳: مجموعه عکس‌ها و گراف‌های انفجار شماره چهار

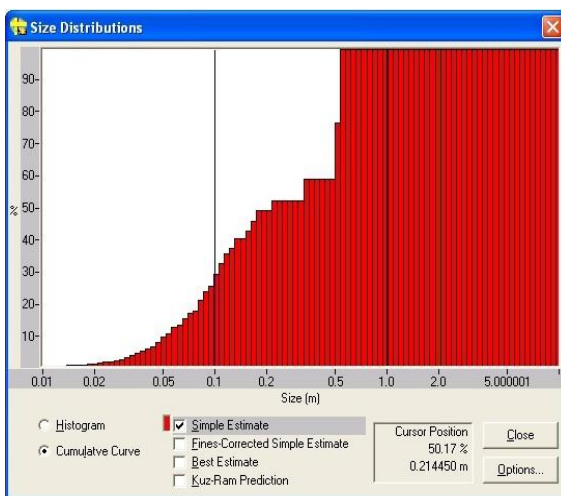
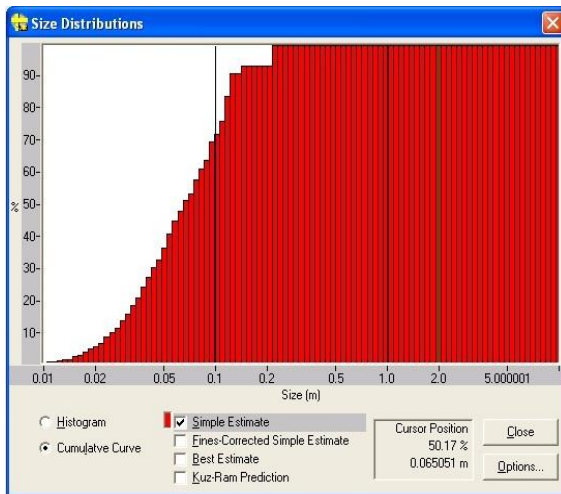
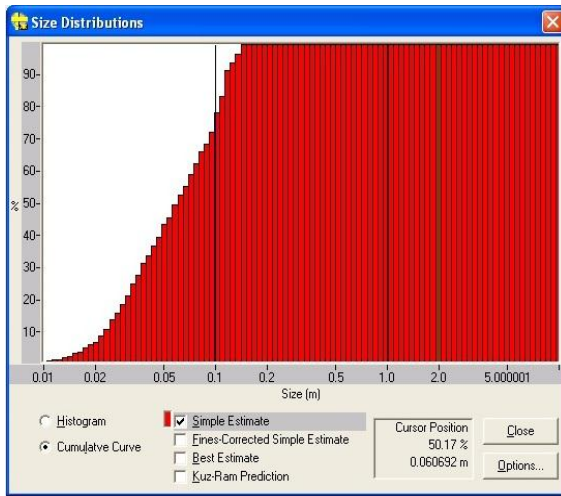


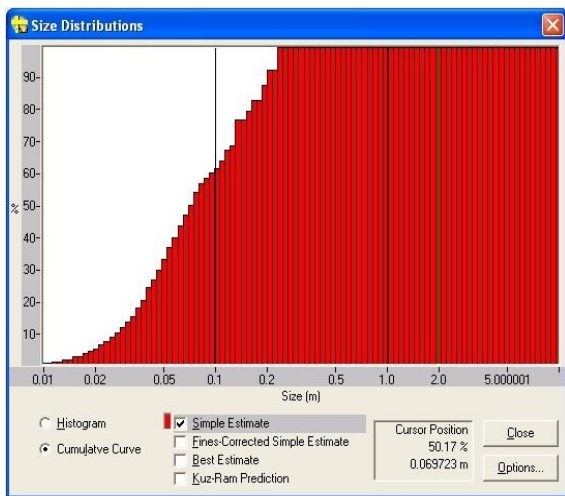
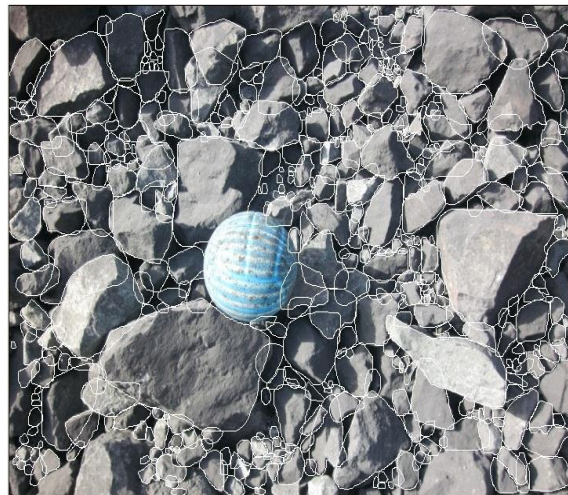
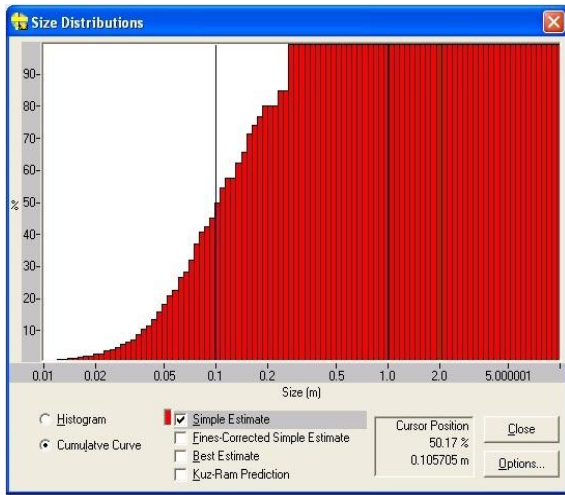
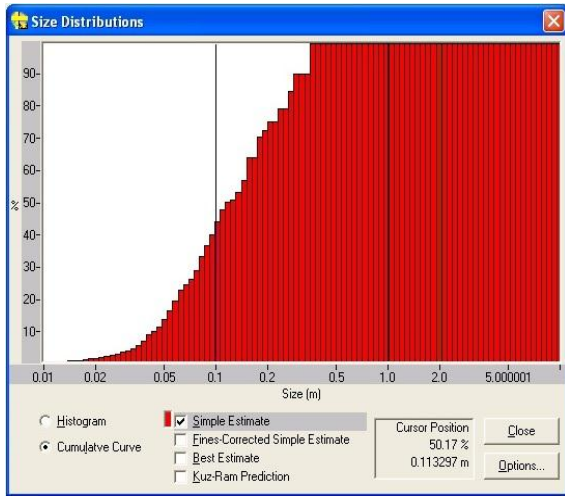


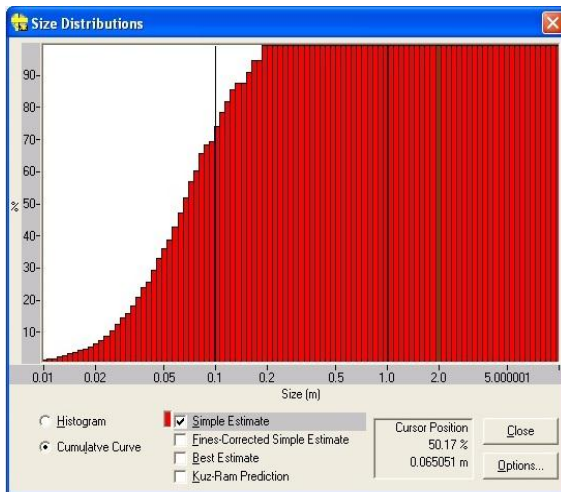
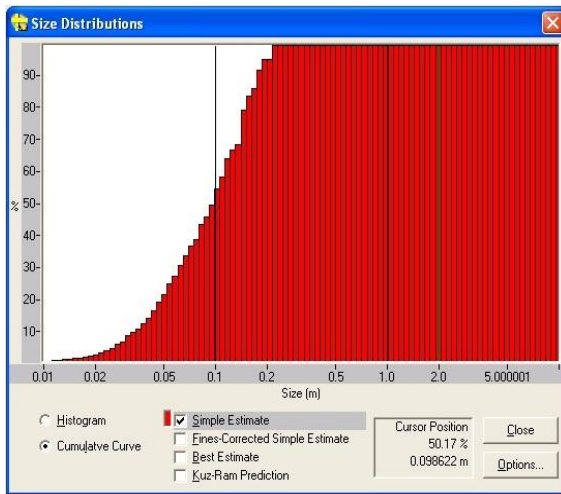


• پیوست ۴: مجموعه عکس‌ها و گراف‌های انفجار شماره پنج

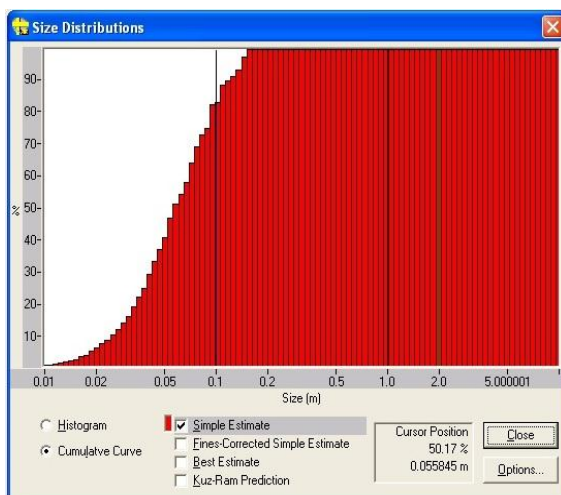


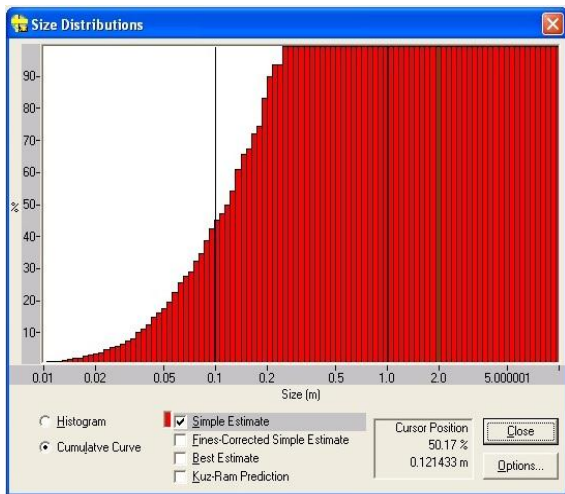
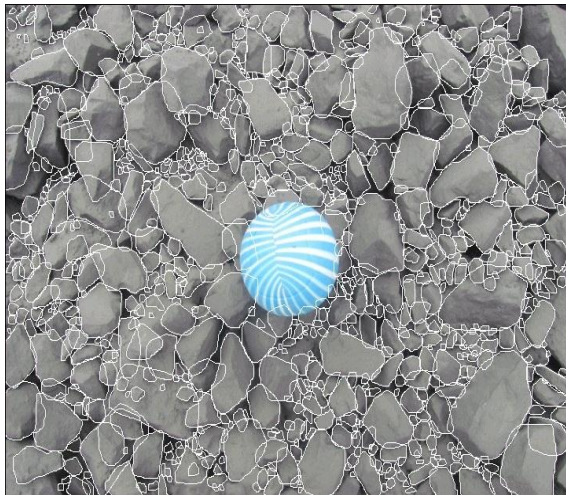
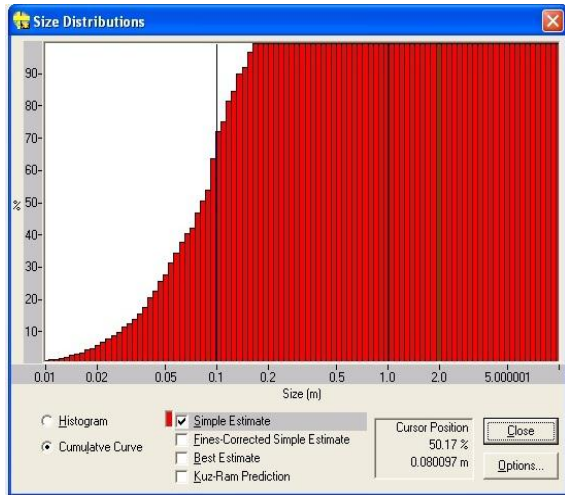
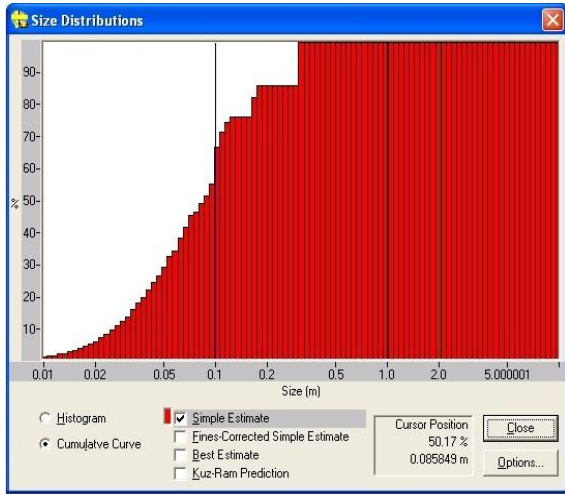


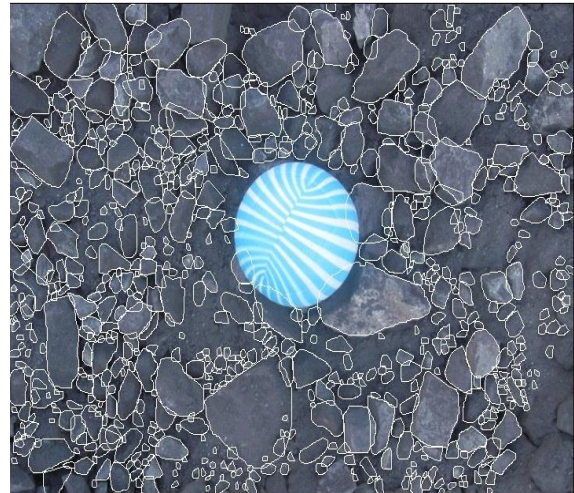
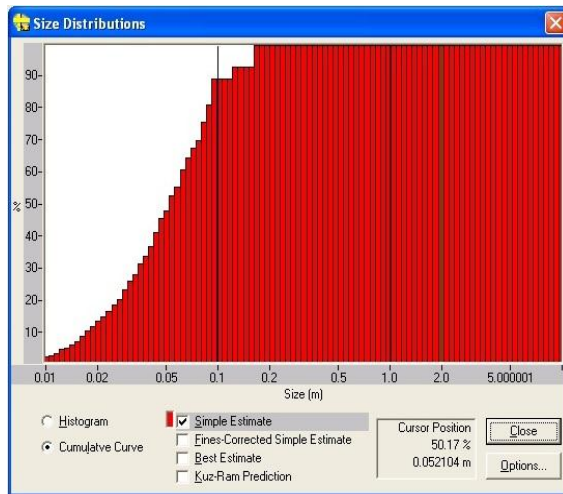
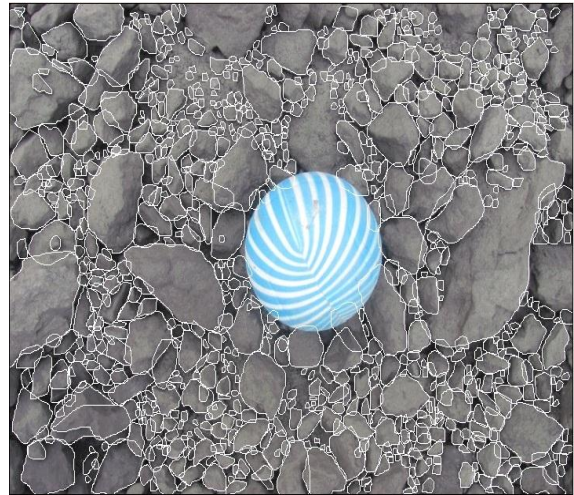
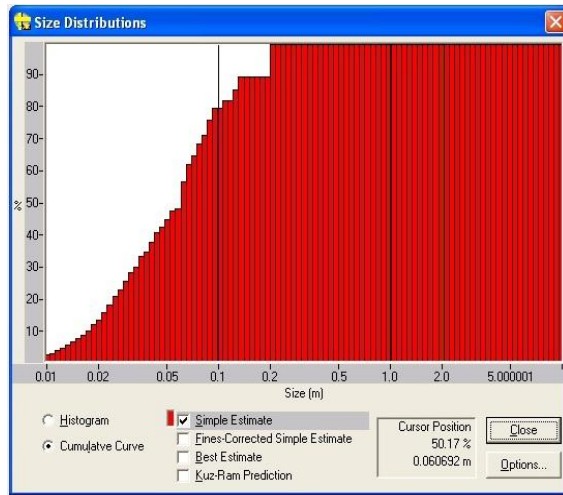
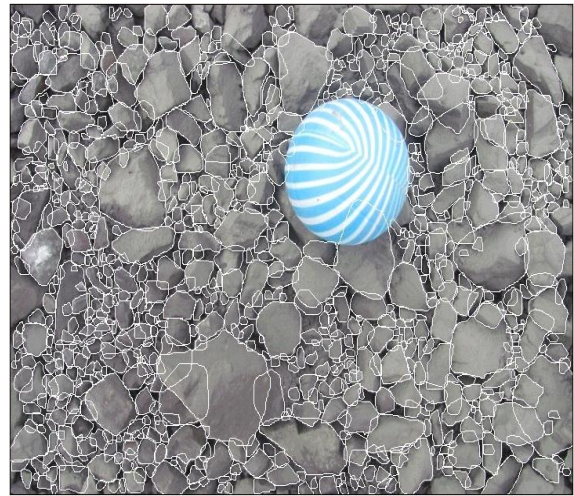
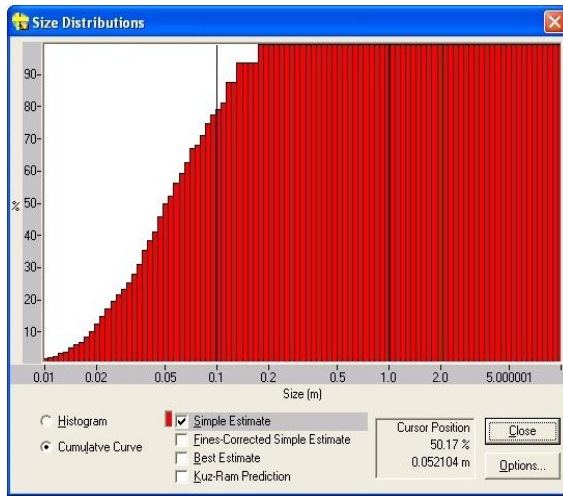


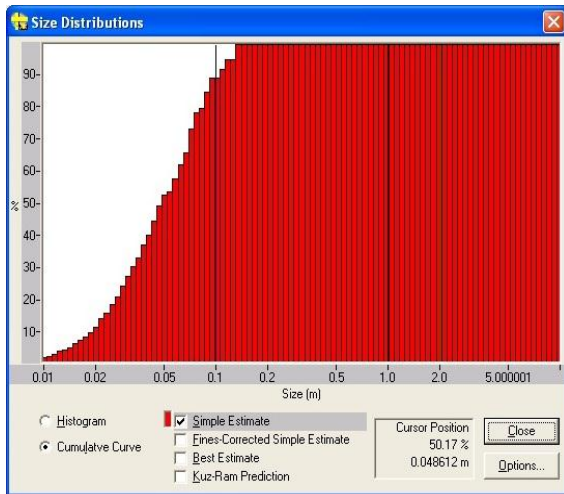


• پیوست ۵: مجموعه عکس‌ها و گراف‌های انفجار شماره شش

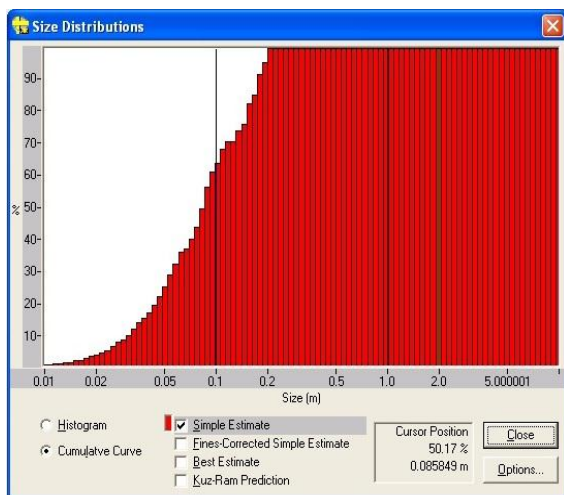
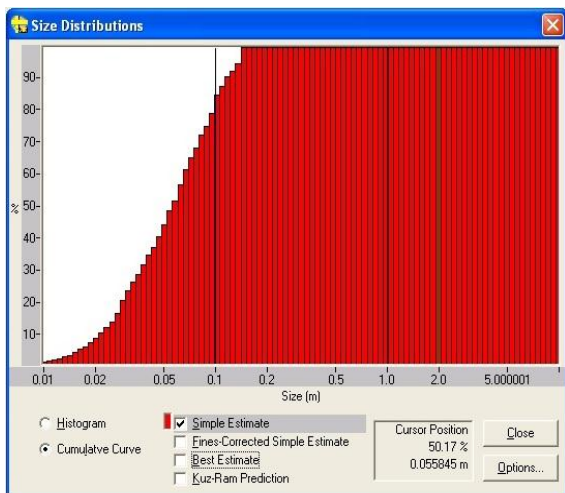


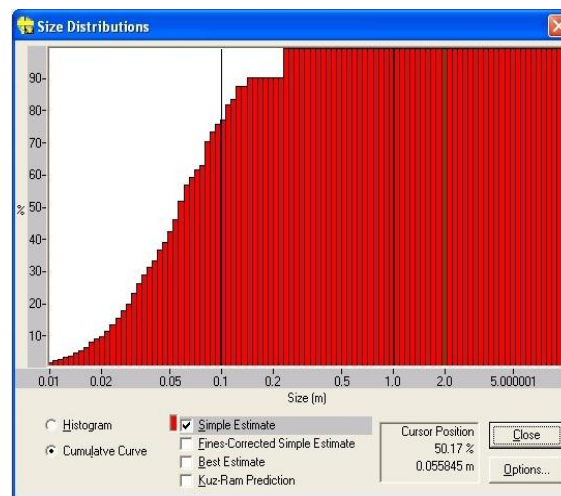
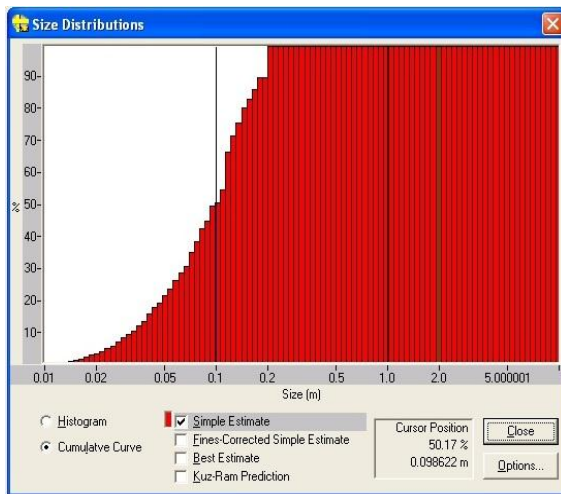
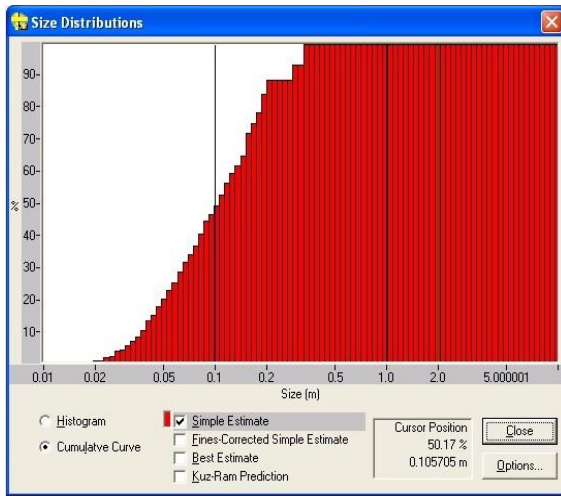


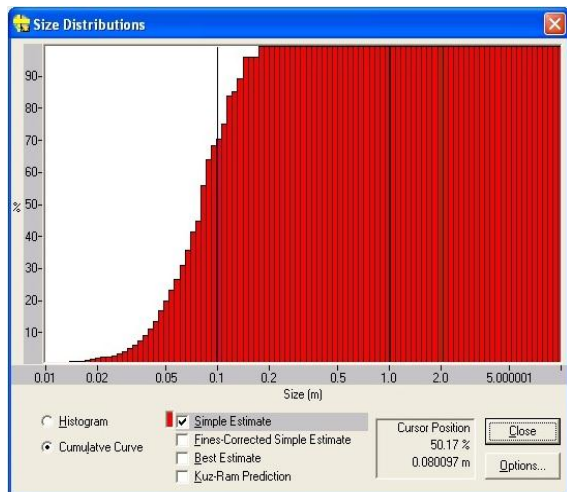
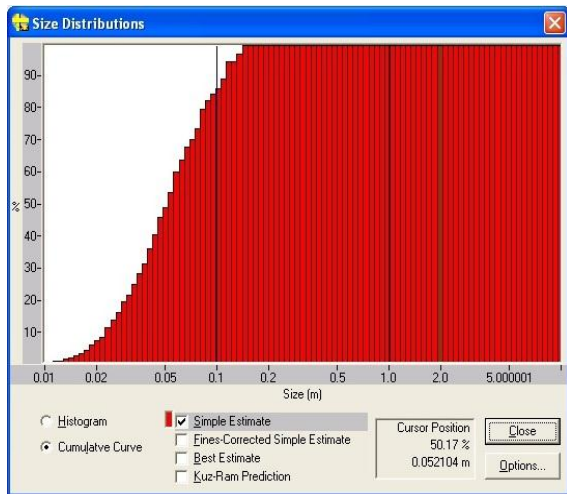




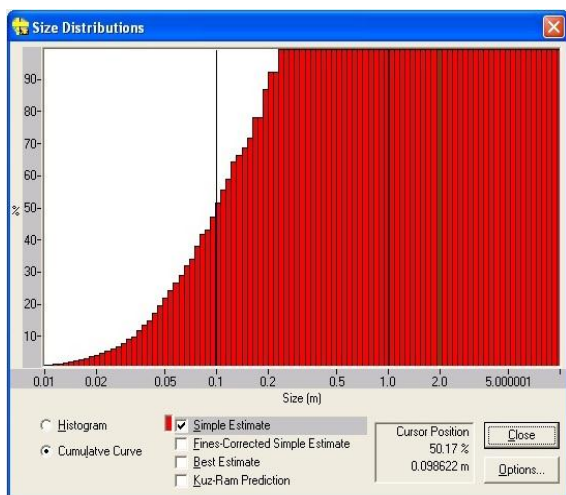
• پیوست ۶: مجموعه عکس‌ها و گراف‌های انفجار شماره هفت

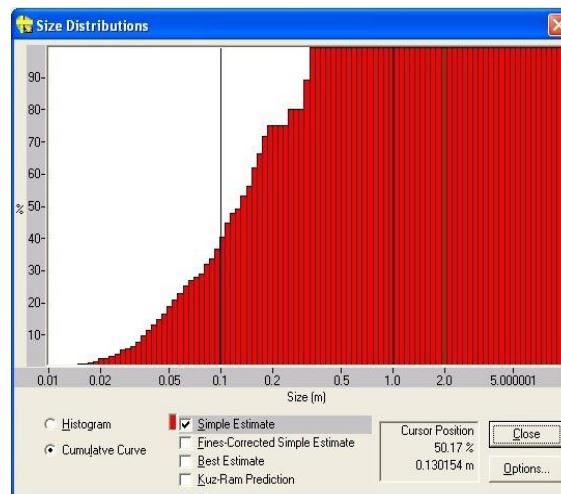
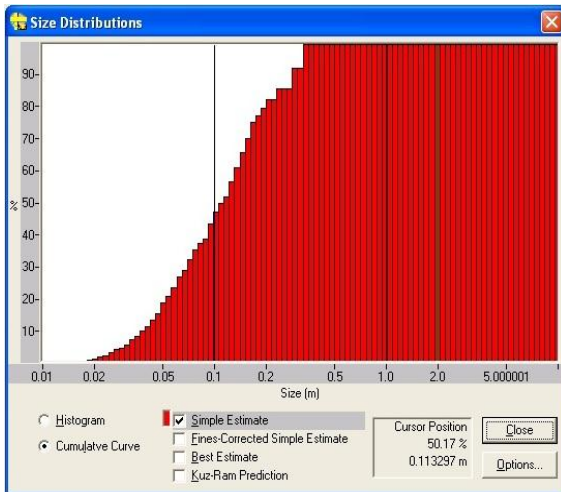
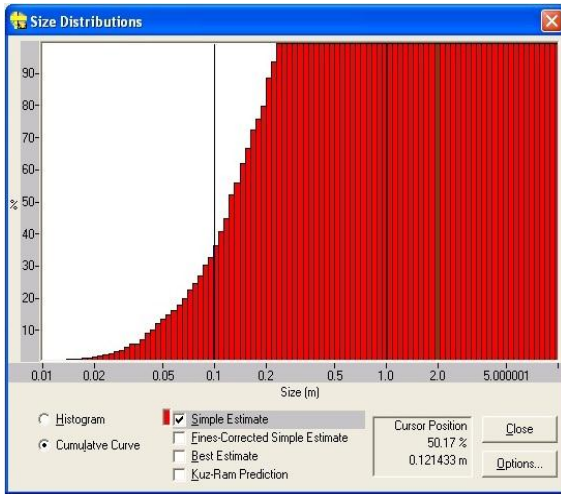


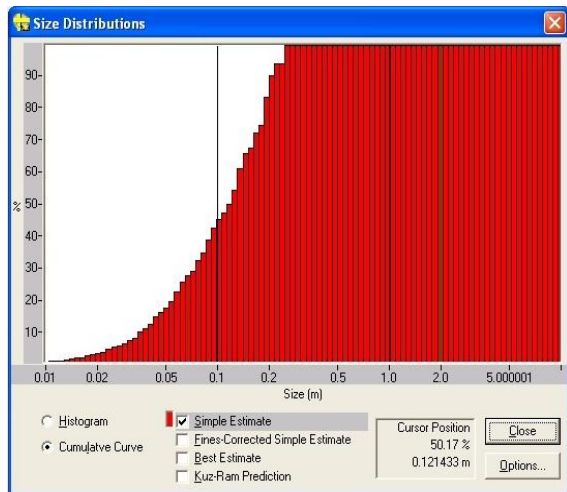
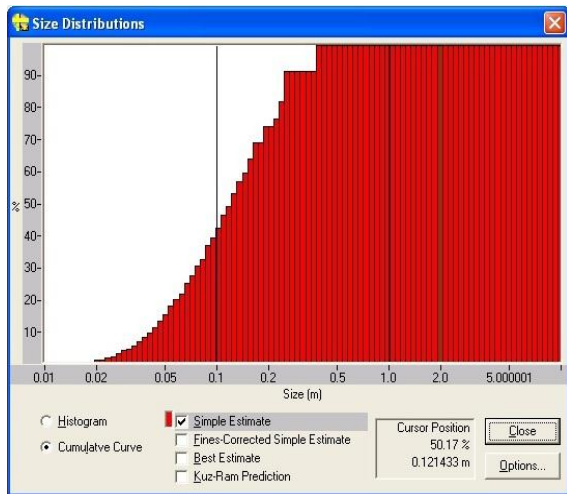




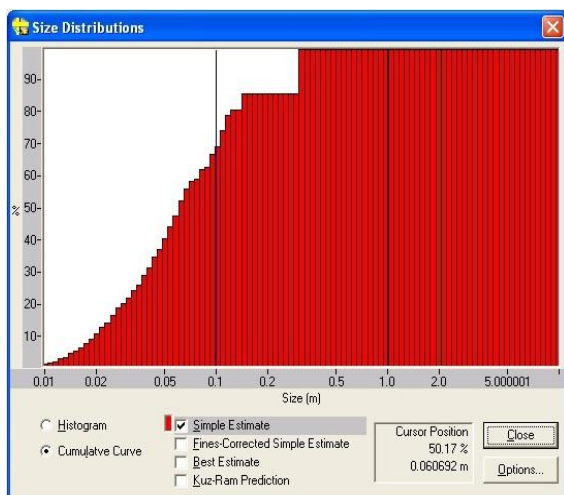
• پیوست ۷: مجموعه عکس‌ها و گراف‌های انفجار شماره هشت

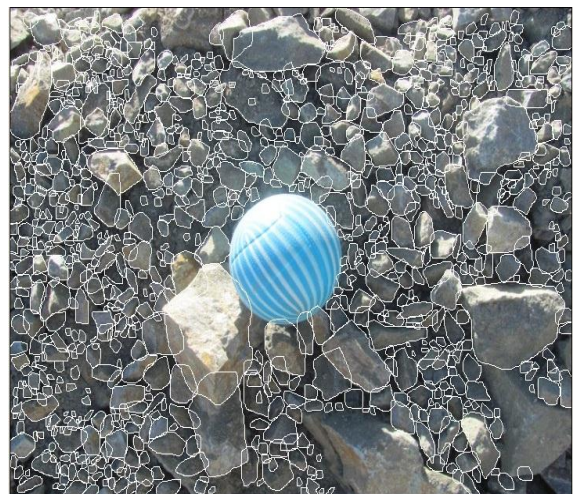
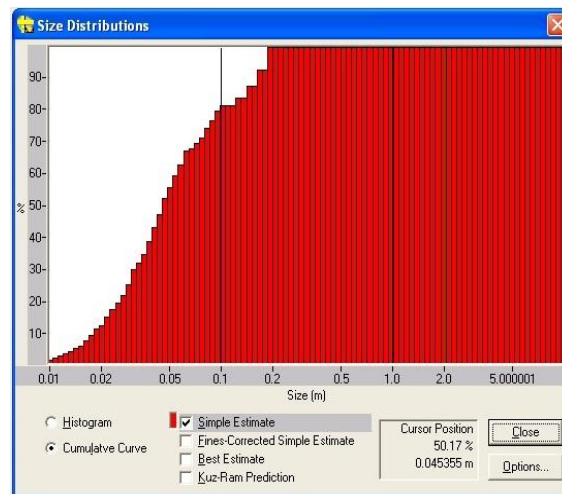
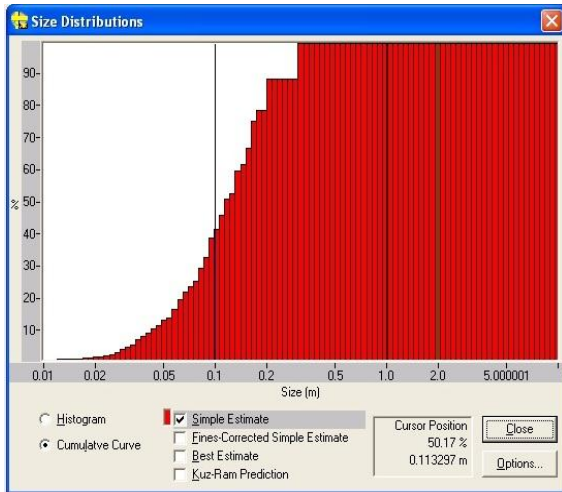
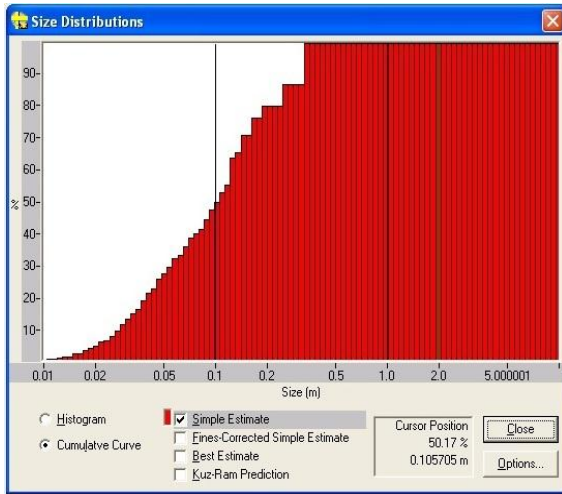


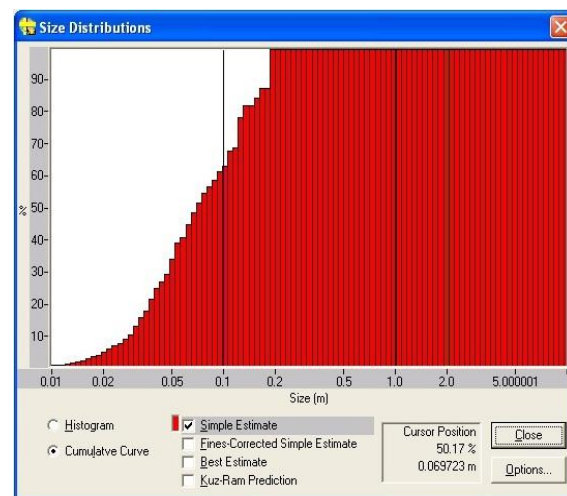
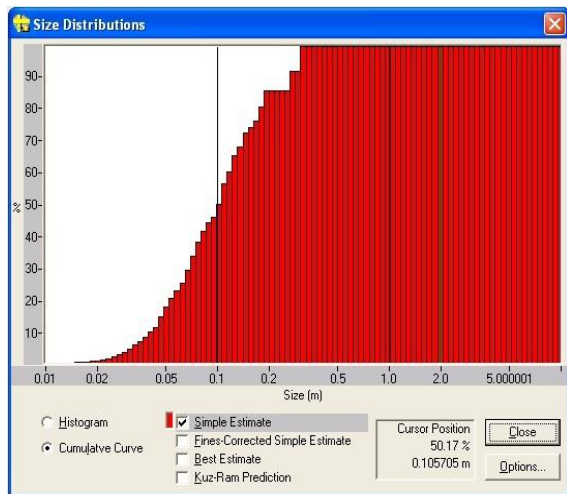
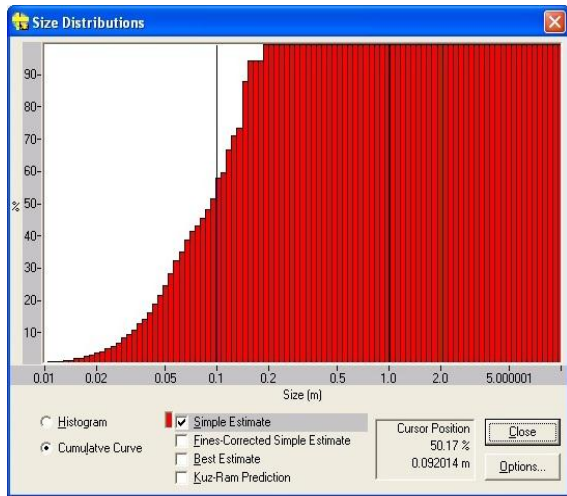




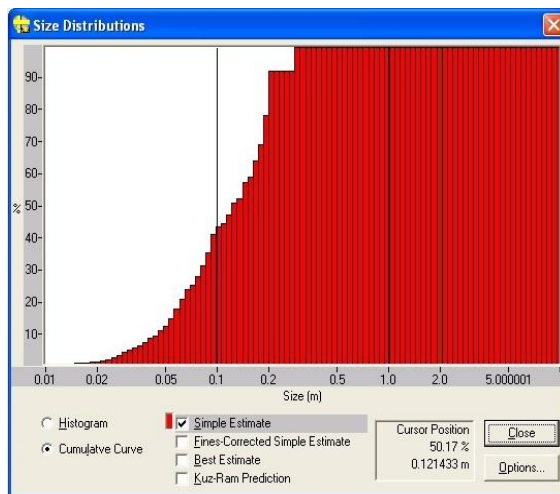
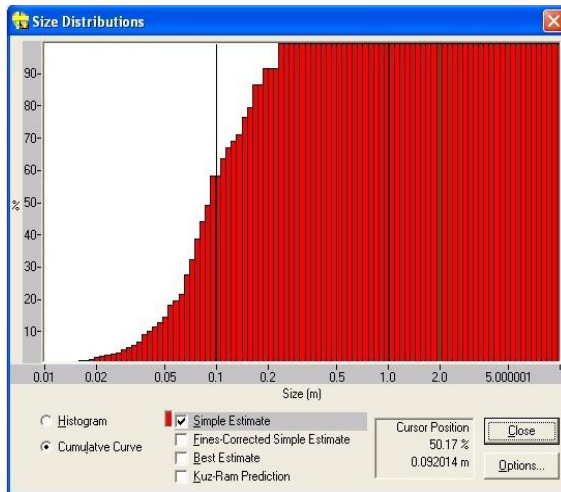
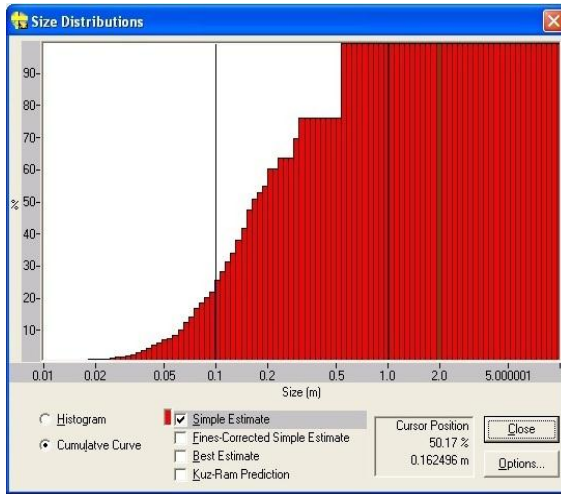
• پیوست ۸: مجموعه عکس‌ها و گراف‌های انفجار شماره نه

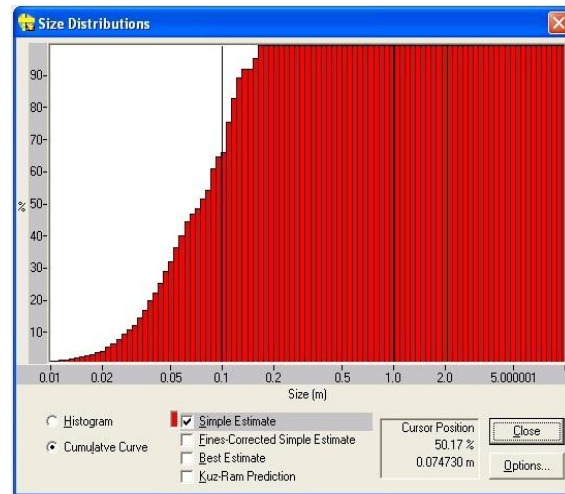
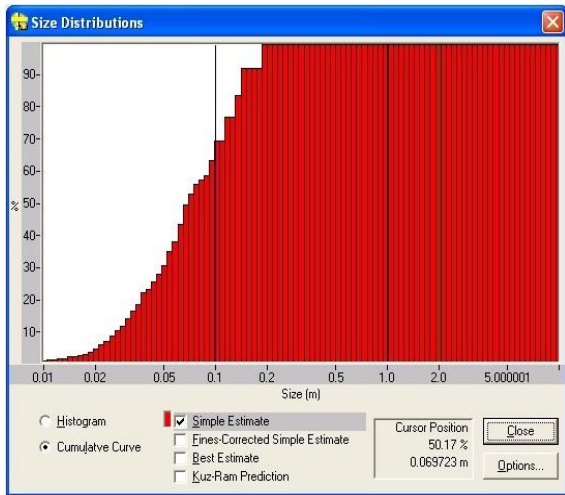
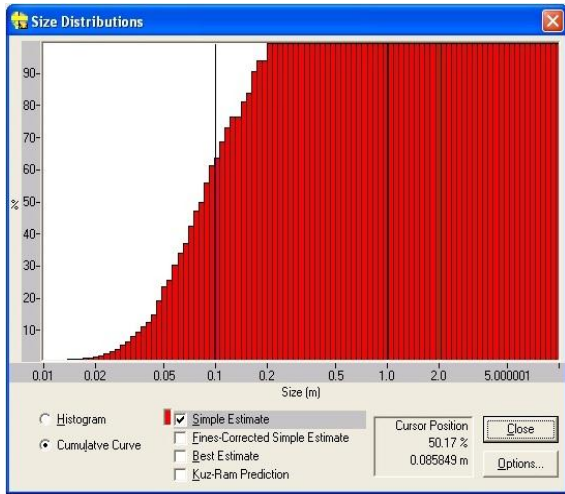


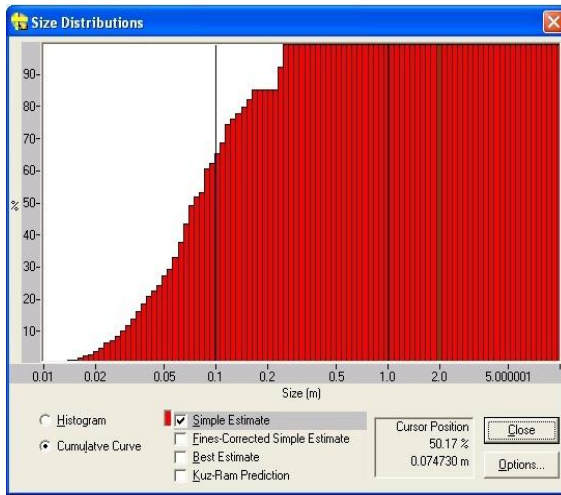
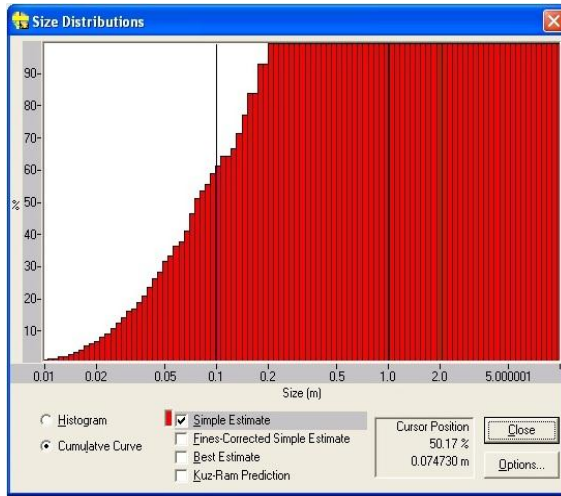




• پیوست ۹: مجموعه عکس‌ها و گراف‌های انفجار شماره ده







Abstract

Blasting operation is One of the most important parts of open pit mining cycle. The aim of this operation is fragment of ore and waste to appropriate dimensions and transporting them to out of the mine area. The consequences of blasting directly affect the mining costs and efficiency of haulage system. Delay times is one of the variable parameters that affected blasting achievements. The importance of determination of this parameters is because of its affection on the several items such as muckpile geometry, back break and also the mine haulage system in addition to rock fragmentation.

In this research ten blasting on the north heap of Chadormalu iron mine has been studied. This blasting operation carried out in the same conditions and different delay times in order to recognizing the influence of this times on the consequences of blasting and mine haulage system efficiency. After the analyzing of the results of blasting from several aspects such as rock fragmentation, muckpile geometry and back break, the influence of this items on the loading and carrying machinery operations has been evaluated.

Based on the analyzing of results the most proper rock fragmentation has been obtained in the delay times range of 130 to 150 msec that caused improving the efficiency of haulage system. This range of delay times also caused the most appropriate muckpile geometry that improves the operation of loading and then carrying machinery. Utilizing of upper delay times for safe work environment including walls stability for loading and carrying machinery is more appropriate because of reduction of back break based on results analyzing.

As the result the delay time range of 130 to 150 msec has been offered for blasting of this heap because of appropriation of rock fragmentation and muckpile geometry that improves the operation and efficiency of haulage system of north heap of chadormalu iron mine.

Keywords: Blasting, Delay Time, Rock Fragmentation, Muckpile Geometry, Haulage System, Chadormalu Iron Mine



Shahrood
University
Of Technology

Shahrood University of Technology

Faculty of Mining Engineering, Petroleum and Geophysics

Determination of suitable delay time in blasting operation with

the aim of performance improvement in haulage system

(case study: Chadormalu iron mine)

Mostafa Mazloom

Supervisors:

Dr. Mohammad Ataei

Dr. Farhang Sereshki

Advisor:

Eng. Hossein Inanloo

Feb 2016