

اللَّهُمَّ احْمَدُكَ



دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک
رشته مهندسی معدن گرایش استخراج

رساله دکتری

طراحی الگوی انفجار برمبنای انرژی ویژه با هدف کاهش هزینه‌های سنگ‌شکنی و آسیا

نگارنده: حسین اینانلو عربی شاد

استاتید راهنما:

دکتر فرهنگ سرشکی

دکتر محمد عطایی

استاد مشاور:

دکتر محمد کارآموزیان

شهریور ۹۶

شماره: ۲۶۹۶۲۰۱۷
تاریخ: ۹۴/۷/۲
ویرایش:

باسمه تعالی



مدیریت تحصیلات تکمیلی

فرم شماره ۱۲: صورت جلسه نهایی دفاع از رساله دکتری (Ph.D)
(ویژه دانشجویان ورودی های ۹۴ و ما قبل)

بدینوسیله گواهی می شود آقای حسین اینانلو عربی شاد دانشجوی دکتری رشته مهندسی معدن-استخراج به شماره دانشجویی ۹۲۱۶۴۶۵ ورودی مهر ماه سال ۹۶ در تاریخ ۱۳۹۶/۰۶/۱۹ از رساله نظری/ عملی خود با عنوان: طراحی الگوی انفجار بر مبنای انرژی ویژه با هدف کاهش هزینه های سنگ شکنی و آسیا دفاع و با اخذ نمره ۱۷/۵ به درجه بسیار خوب نائل گردید.

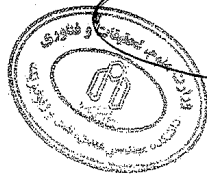
<input checked="" type="checkbox"/> الف) درجه عالی: نمره ۲۰-۱۹	<input type="checkbox"/> ب) درجه بسیار خوب: نمره ۱۸/۹۹-۱۷
<input type="checkbox"/> ج) درجه خوب: نمره ۱۶/۹۹-۱۵	<input type="checkbox"/> د) غیر قابل قبول و نیاز به دفاع مجدد دارد
<input type="checkbox"/> ه) رساله نیاز به اصلاحات دارد	

ردیف	سمت داوران	نام و نام خانوادگی	مرتبه علمی
۱	دکتر فرهنگ سرشکی	استاد راهنما	دانشیار
۲	دکتر محمد عطایی	استاد راهنما	استاد
۳	دکتر محمد کارآموزیان	استاد مشاور	دانشیار
۴	دکتر مسعود منجزی	استاد مدعو خارجی	استاد
۵	دکتر رضا خالوکاکی	استاد داخلی	استاد
۶	دکتر شکرالله زارع	استاد داخلی	دانشیار
۷	دکتر ابوالقاسم کامکار روحانی	سرپرست (نماینده) تحصیلات تکمیلی دانشکده	دانشیار

مدیر محترم تحصیلات تکمیلی دانشگاه:

ضمن تأیید مراتب فوق مقرر فرمائید اقدامات لازم در خصوص انجام مراحل دانش آموختگی آقای حسین اینانلو عربی شاد بعمل آید.

نام و نام خانوادگی رئیس دانشکده: دکتر علیرضا عرب امیری
تاریخ و امضاء و مهر دانشکده:



تقدیم بہ:

پدرم، حامی من در طول تمامی مشکلات

مادرم، دریای بی کران فداکاری و عشق

ہمسرم، نشانہ لطف الہی، پناہ خستگیم و امید بودنم.

مشکر و قدردانی

سپاس تو را که نام های تو منزه اند و نعمت های تو بی شمارند. سپاس تو را که اول همه آثار هستی، تویی و قبل

از تو اولی بوده و آخری، بی آنکه پس از تو آخری باشد.

مشکر و سپاس از اساتدان فرزانه و فریخته، آقایان دکتر فرهنگ سرشکی، محمد عطایی و محمد کارآموزیان که

یاری و راهبانی های آنان سختی های انجام این تحقیق را تسهیل نمود.

تقدیر و درود فراوان خدمت پدر و مادر دلسوز و فداکارم که پیوسته جرعه نوش جام تعلیم، تربیت،

فضیلت و انسانیت آنها بوده ام و همواره چراغ وجودشان روشنگر راه من در سختی ها و مشکلات بوده

است.

سپاسگزار عشق و مهربانی بی پایان، همسرم که اسوه صبر و تحمل بوده و با فداکاری هایش مشکلات مسیر را برابرم

تسهیل نمود.

کمال تشکر از جناب آقای مهندس ابریشمی که با مساعدت های بی شائبه خود استفاده از برخی اطلاعات

کانیک سنگ معدن سنگ آهن چادرملو را فراهم نموده اند.

در پایان نیز در کمال اتمنان از دوستانی که بارها همیانی ها و صفای وجودشان بیسمودن راه کسب علم و دانش را

هموار ساخته اند، سپاسگذاری می نمایم.

تعهد نامه

این جانب حسین اینانلو عربی شاد دانشجوی دوره دکتری رشته مهندسی معدن - استخراج دانشکده مهندسی معدن ، نفت و ژئو فیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده رساله **طراحی الگوی انفجار بر مبنای انرژی ویژه با هدف کاهش هزینه های سنگ شکنی و آسیا تحت راهنمایی آقای دکتر فرهنگ سرشکی و دکتر محمد عطایی متعهد می شوم:**

- تحقیقات در این پایان نامه توسط این جانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است.
- در استفاده از نتایج پژوهش های 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 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 بافت های آن ها) 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.

تاریخ

امضای دانشجو

مالکیت نتایج و حق نشر

- کلیه حقوق معنوی این اثر و محصولات آن (مقالات مستخرج، کتاب، برنامه های رایانه ای، نرم افزار ها و تجهیزات ساخته شده است) متعلق به دانشگاه صنعتی 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.

چکیده

فرآیند خردایش مکانیکی (سنگ شکنی و آسیا) از پر هزینه‌ترین عملیات در معدنکاری است. یکی از فرآیندهای مؤثر بر خردایش مکانیکی، انفجار است. عملیات انفجار با استفاده از دو اثر خردایش و نرم‌شدگی دارای تأثیر به‌سزایی بر فرآیند خردایش مکانیکی و سبب کاهش هزینه‌های آن می‌گردد. نرم‌شدگی ناشی از انفجار با ایجاد و گسترش ترک‌ها و میکروتُرک‌ها قابلیت خردایش مکانیکی را افزایش می‌دهد. در تحقیقات پیشین پدیده نرم‌شدگی با استفاده از انفجارهای کوچک مقیاس مغزه‌ها و مکعب‌هایی از جنس سنگ و بتن مورد بررسی قرار گرفته است. تاکنون شبیه‌سازی مناسبی از نرم‌شدگی ناشی از انفجار پله‌ای، اثر آن بر فرآیند خردایش مکانیکی (سنگ‌شکنی و آسیا) و پارامترهای مؤثر بر آن صورت نگرفته است. همچنین مطالعات مناسبی نیز بر اساس واکنش موادمعدنی نسبت به فرآیند انفجار و یا به عبارت دیگر خصوصیات شکست و نرم‌شدگی موادمعدنی تحت تأثیر انرژی انفجار صورت نگرفته است. به عبارت دیگر الگوی انفجار بر مبنای فاکتور نرم‌شدگی با هدف کاهش هزینه‌های سنگ‌شکنی و آسیا صورت نگرفته است. در این تحقیق ابتدا پدیده نرم‌شدگی ناشی از انفجارهای پله‌ای در بلوک‌های بتنی حاوی مگنتیت شبیه‌سازی و مورد بررسی قرار گرفت. ابعاد بلوک‌های مذکور با توجه به شبیه‌سازی پله واقعی و با مقیاس $1/100$ بلوک‌های انفجاری طراحی شد. به منظور بررسی نرم‌شدگی ناشی از انفجار پله‌ای، خرده‌های ناشی از انفجار ردیف اول و سوم بلوک‌های مذکور جمع‌آوری و تحت آزمایش خردایش مکانیکی قرار گرفت. آزمایش خردایش مکانیکی با استفاده از روش توالی خردایش مکانیکی بهینه شامل دو مرحله سنگ‌شکنی و دو مرحله آسیا صورت گرفت. نتایج شبیه‌سازی نرم‌شدگی ناشی از انفجار پله‌ای، کاهش حداقل ۱۱ درصدی فرآیند خردایش مکانیکی توسط نرم‌شدگی ناشی از انفجار پله‌ای را نشان می‌دهد. نتایج به دست آمده از نمودار خصوصیات شکست طبیعی (NBC) و بررسی ارتباط بین خصوصیات فیزیکی و مکانیکی نمونه‌های مورد مطالعه و ضریب ریتینگر نشان می‌دهد که پارامترهای فیزیکی و مکانیکی مواد معدنی نقش مهم و تعیین‌کننده‌ای در میزان نرم‌شدگی ناشی از انفجار دارد. بنابراین مطالعه واکنش موادمعدنی نسبت به انرژی انفجار در طراحی الگوهای انفجاری

امری بسیار ضروری است. به عبارت دیگر در طراحی الگوی انفجاری باید خصوصیات فیزیکی و مکانیکی، شکست و نرم‌شدگی موادمعدنی به‌طور دقیق مورد مطالعه قرار گیرد. از آنجایی که کشور ایران دارای ذخایر غنی موادمعدنی است، بنابراین طراحی الگوی انفجاری با در نظر گرفتن خصوصیات مذکور به منظور کاهش هزینه‌های سنگ‌شکنی و آسیا می‌تواند کمک شایان و قابل توجهی در اقتصاد کشور نماید. از ذخایر با اهمیت و استراتژیک در کشور، سنگ آهن است که استخراج آنها غالباً به صورت روباز است؛ بنابراین بررسی واکنش کانه‌های آهن نسبت به اعمال نیرو از پارامترهای بسیار تأثیرگذار و با اهمیت در عملیات معدنکاری این ماده معدنی است. در مرحله بعد تحقیق، خصوصیات شکست و ژئومکانیکی اکسیدهای آهن با استفاده از انفجارهای کوچک و بزرگ مقیاس در معدن سنگ آهن چادرملو مورد بررسی قرار گرفت. نتایج نشان می‌دهد که پارامترهای مقاومت فشاری تک محوره، مقاومت کششی تک محوره، مدول الاستیک، سرعت انتشار موج P و سرعت موج انتشار S دارای ارتباط مستقیم و پارامترهای نسبت پواسون و تخلخل دارای ارتباط معکوس با درصد مگنتیت می‌باشد. همچنین با افزایش درصد مگنتیت، خردایش افزایش و اندیس کار باند کاهش می‌یابد. با کاهش اندیس کار باند، میزان انرژی مصرفی در فرآیند خردایش مکانیکی به طور قابل ملاحظه‌ای کاهش می‌یابد. بنابراین می‌توان نتیجه گرفت که درصد مگنتیت یکی از پارامترهای تأثیرگذار در خصوصیات ژئومکانیکی و شکست (نرم‌شدگی) کانه‌های آهن است. با توجه به اطلاعات اندیس کار باند و درصد مگنتیت معدن سنگ آهن چادرملو به چهار کلاس ۲۰-۳۰، ۳۰-۴۰، ۴۰-۵۰ و بزرگتر از ۵۰ درصد مگنتیت تقسیم‌بندی شد. به منظور طراحی الگوی انفجاری بر اساس کاهش هزینه‌های سنگ‌شکنی و آسیا، فاکتور نرم‌شدگی بر مبنای درصد مگنتیت به روابط تجربی مورد استفاده در معدن سنگ آهن چادرملو اضافه شد. با اضافه کردن فاکتور نرم‌شدگی به رابطه تجربی مورد استفاده در طراحی الگوی انفجاری معدن سنگ چادرملو، اندیس کار باند و در نتیجه هزینه‌های خردایش مکانیکی کاهش یافت. نتایج نشان می‌دهد که با اصلاح الگوی انفجاری بر مبنای فاکتور نرم‌شدگی، متوسط درصد کاهش هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی برای کلاس‌های ۲۰-۳۰، ۳۰-۴۰، ۴۰-۵۰ و بزرگتر از ۵۰ درصد مگنتیت به ترتیب ۱۴،

۱۰، ۵ و ۷ است. که این امر بیانگر آن است که با کاهش درصد مگنتیت و کاهش شکنندگی و افزایش

شکل پذیری ماده معدنی، خرج ویژه به منظور کاهش هزینه‌های خردایش مکانیکی افزایش می‌یابد.

کلمات کلیدی: خردایش مکانیکی، انفجار کوچک مقیاس، نرم‌شدگی ناشی از انفجار، ضریب ریتینگر،

ضریب نرم‌شدگی

مقالات مستخرج از رساله

Inanloo Arabi Shad H, Sereshki F, Ataei M, Karamoozian M, “Effect of magnetite percent on Bond work index and preconditioning: case study Chadormalu iron ore mine”, 2017, Accepted in Journal of Central South University of Technology.

Inanloo Arabi Shad H, Sereshki F, Ataei M, Karamoozian M, “Investigation of effect of magnetite percent on geomechanical and seismic parameters: case study Chadormalu ore deposit”, 2017, Accepted in ULUM-I ZAMIN.

Inanloo Arabi Shad H, Sereshki F, Ataei M, Karamoozian M, “Investigation of the rock blast fragmentation based on the specific explosive energy and in-situ block size”, 2017, International Journal of Mining and Geo-Engineering.

حسین اینانلو عربی شاد، حمید منصوری، فین اخترلونی، فرهنگ سرشکی، محمد عطایی. بررسی نرم‌شدگی ناشی از انفجار بر فرآیند خردایش مکانیکی با استفاده از ضریب ریتینگر، چهارمین کنفرانس معادن روباز

ایران-بهار ۱۳۹۶

فهرست مطالب

فصل اول: کلیات	۱
۱-۱- مقدمه	۲
۲-۱- بیان مسئله	۳
۳-۱- اهداف تحقیق	۵
۴-۱- نوآوری تحقیق	۶
۵-۱- ساختار تحقیق	۷
۱-۲- مقدمه	۱۲
۲-۲- نرم‌شدگی	۱۴
۱-۲-۲- نرم‌شدگی ناشی از بارگذاری استاتیکی و طبیعی	۱۵
۲-۲-۲- نرم‌شدگی ناشی از انفجار	۱۸
۳-۲- سوابق علمی تأثیر انفجار بر فرآیند خردایش مکانیکی	۲۱
۴-۲- جمع‌بندی	۲۸
۱-۳- مقدمه	۳۲
۲-۳- مواد معدنی مورد مطالعه	۳۲
۳-۳- روش مورد استفاده در بررسی نرم‌شدگی ناشی از انفجار	۳۷
۴-۳- روند اجرای آزمایش	۴۱
۱-۴-۳- سنگ‌شکنی مرحله اول (۱۶ میلی‌متر)	۴۱
۲-۴-۳- اندازه‌گیری چگالی مواد خردشده	۴۵
۳-۴-۳- سنگ‌شکنی مرحله دوم (۶/۳ میلی‌متر)	۴۶
۴-۴-۳- اندازه‌گیری چگالی مواد خردشده	۴۷
۵-۴-۳- آسیا مرحله اول (۳/۱۵ میلی‌متر)	۴۷
۶-۴-۳- اندازه‌گیری چگالی مواد خردشده	۵۱
۷-۴-۳- آسیا مرحله دوم (۱ میلی‌متر)	۵۱
۸-۴-۳- اندازه‌گیری مساحت سطح ویژه	۵۳
۹-۴-۳- اندازه‌گیری وزن مخصوص توسط چگالی‌سنج گاز هلیوم	۵۵

۵۶ ۱۰-۴-۳- سطح ویژه خروجی خردایش مکانیکی
۵۷ ۱۱-۴-۳- تابع انرژی-ثابت
۶۱ ۱۲-۴-۳- آنالیز آماری نتایج
۶۱ ۱-۱۲-۴-۳- بررسی فاصله اطمینان بر خط برازش شده
۶۳ ۲-۱۲-۴-۳- مقایسه دو خط برازش شده
۷۰ ۱۳-۴-۳- بررسی میزان تأثیر خصوصیات فیزیکی و مکانیکی نمونه‌ها بر نرم‌شدگی
۷۱ ۵-۳- جمع‌بندی
۷۴ ۱-۴- مقدمه
۷۵ ۲-۴- بررسی خصوصیات ژئومکانیکی و شکست کانه‌های آهن
۷۷ ۳-۴- معرفی معدن مورد مطالعه
۸۱ ۴-۴- بررسی تأثیر اکسیدهای آهن بر خصوصیات ژئومکانیکی و لرزه‌ای کانه آهن
۸۴ ۵-۴- بررسی تأثیر کانه‌های آهن بر نرم‌شدگی ناشی از انفجار
۹۴ ۶-۴- طراحی الگوی انفجاری با در نظر گرفتن پدیده نرم‌شدگی
۱۰۵ ۷-۴- جمع‌بندی
۱۰۸ نتیجه‌گیری
۱۱۱ پیشنهادات
۱۱۲ منابع
۱۱۷ پیوست ۱: انرژی مصرفی برای سنگ‌شکن
۱۲۰ پیوست ۲: آنالیز سرنندی
۱۲۸ پیوست ۳: چگالی مواد خردشده
۱۲۹ پیوست ۴: اطلاعات آسیا
۱۳۷ پیوست ۵: تئوری‌های خردایش مکانیکی
۱۴۰ پیوست ۶: هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی

فهرست اشکال

- شکل ۱-۱- ساختار طراحی الگوی انفجار بر مبنای انرژی ویژه با هدف کاهش هزینه‌های سنگ‌شکنی و آسیا..... ۹
- شکل ۱-۲- نسبت درصد انرژی مصرف‌شده توسط عملیات خردایش مکانیکی به انرژی مصرفی کلی در معادن (Ballantyne and Powell, 2014) ۱۳
- شکل ۲-۲- انواع میکروتترک‌های موجود در سنگ (Åkesson et al., 2004) ۱۵
- شکل ۲-۳- الف- ترک‌های ناشی از تورق در دانه بیوتیت-ب ترک‌های بین‌دانه‌ای در کوارتز پلی‌کریستال (Schild et al., 2001) ۱۶
- شکل ۲-۴- ترک‌های طبیعی (سمت چپ)، شکستگی ایجادشده از انتهای ترک‌های اولیه در فلدسپار و گسترش موازی با جهت بارگذاری (Liu et al., 2006) ۱۸
- شکل ۲-۵- میکروتترک‌های ایجادشده درون یک خرده سنگ (Katsabanis et al, 2003a) ۱۹
- شکل ۲-۶- ارتباط بین اندیس کار با خرج ویژه در سه نوع سنگ گرانیت (Workman and Eloranta, 2009) ۲۰
- شکل ۳-۱- آزمایش کوچک مقیاس صورت گرفته توسط ایوانوا (Ivanova, 2015) ۳۴
- شکل ۳-۲- نمونه‌ای از آنالیز سرنندی صورت گرفته توسط ایوانوا ۳۵
- شکل ۳-۳- ترکیب موادمعدنی انفجارشده با اندازه بین ۲۵ و ۴۰ میلی‌متر برای یک ردیف انفجارشده. ۳۷
- شکل ۳-۴- نمایی از طراحی مدار بسته (C: خردایش مکانیکی، S: سرنند)..... ۳۸
- شکل ۳-۵- توصیف کلی اصول انرژی بهینه خردایش مکانیکی ۳۹
- شکل ۳-۶- توابع انرژی ثبت ۱: انرژی بهینه خردایش مکانیکی ۲: انرژی نامؤثر خردایش مکانیکی (Boehm et al., 2002) ۳۹
- شکل ۳-۷- مراحل انجام آزمایش توالی خردایش بهینه‌شده برای تعیین اثر نرم‌شدگی ۴۰
- شکل ۳-۸- سنگ‌شکن آزمایشگاهی مورد استفاده در انجام آزمایش ۴۲
- شکل ۳-۹- تجهیزات مورد استفاده در تهیه نمودار انرژی مصرفی-زمان ۴۲
- شکل ۳-۱۰- نمودار میزان توان در برابر زمان ۴۳

- شکل ۳-۱۱- ارتباط بین مقدار تجمعی بار ورودی و مقدار تجمعی مواد کمتر از ۱۶ میلی‌متر ۴۴
- شکل ۳-۱۲- نمودار آنالیز سرنندی مواد به‌دست آمده از سنگ‌شکنی مرحله اول ۴۵
- شکل ۳-۱۳- ارتباط بین مقدار تجمعی بار ورودی و مقدار تجمعی مواد کمتر از ۶/۳ میلی‌متر ۴۶
- شکل ۳-۱۴- نمودار آنالیز سرنندی مواد به‌دست آمده از سنگ‌شکنی مرحله دوم ۴۷
- شکل ۳-۱۵- آسیا آزمایشگاهی مورد استفاده در دانشگاه مونتان یونیورسیتات ۴۸
- شکل ۳-۱۶- نمودار آنالیز سرنندی مواد به‌دست آمده از آسیا مرحله اول ۴۹
- شکل ۳-۱۷- نمودار آنالیز سرنندی مواد به‌دست آمده از آسیا مرحله دوم ۵۲
- شکل ۳-۱۸- دستگاه بلین برای اندازه‌گیری سطح ویژه ذرات ۵۴
- شکل ۳-۱۹- دستگاه پرمان برای اندازه‌گیری سطح ویژه ذرات ۵۴
- شکل ۳-۲۰- چگالی سنج هلیومی ۵۵
- شکل ۳-۲۱- تابع انرژی ثابت ردیف‌های اول و سوم، نمونه ۲۰۱۳ ۵۸
- شکل ۳-۲۲- تابع انرژی ثابت ردیف‌های اول و سوم، نمونه ۲۰۱۴ ۵۸
- شکل ۳-۲۳- منحنی NBC ردیف اول، نمونه ۲۰۱۳ ۵۹
- شکل ۳-۲۴- منحنی NBC ردیف سوم، نمونه ۲۰۱۳ ۶۰
- شکل ۳-۲۵- منحنی NBC ردیف اول، نمونه ۲۰۱۴ ۶۰
- شکل ۳-۲۶- منحنی NBC ردیف سوم، نمونه ۲۰۱۴ ۶۱
- شکل ۳-۲۷- فواصل اطمینان برای ردیف‌های اول و سوم، نمونه ۲۰۱۳ ۶۲
- شکل ۳-۲۸- فواصل اطمینان برای ردیف‌های اول و سوم، نمونه ۲۰۱۴ ۶۳
- شکل ۳-۲۹- ارتباط بین ضریب ریتینگر و چگالی ۷۰
- شکل ۳-۳۰- ارتباط بین ضریب ریتینگر و مقاومت فشاری ۷۰
- شکل ۳-۳۱- ارتباط بین ضریب ریتینگر و مقاومت کششی ۷۰
- شکل ۳-۳۲- ارتباط بین ضریب ریتینگر و مدول یانگ ۷۰
- شکل ۳-۳۳- ارتباط بین ضریب ریتینگر و ضریب پواسون ۷۰
- شکل ۳-۳۴- ارتباط بین ضریب ریتینگر و سرعت موج P ۷۰

- شکل ۴-۱- طرح نهایی پیت معدن چادرملو ۷۹
- شکل ۴-۲- نمایی از بلورهای تیغه‌ای کانی هماتیت در مقاطع میکروسکوپی با نورهای مختلف (هماتیت: Hm) ۸۰
- شکل ۴-۳- نمایی از بلورهای مگنتیت و سه جهت رخ موجود در آن در مقاطع میکروسکوپی با نورهای مختلف (مگنتیت: Mt) ۸۰
- شکل ۴-۴- نمایی از بلورهای مگنتیت و پیریت در مقاطع میکروسکوپی با نورهای مختلف (مگنتیت: Mt، پیریت: Py) ۸۰
- شکل ۴-۵- ارتباط بین درصد مگنتیت و مقاومت فشاری تک محوره ۸۲
- شکل ۴-۶- ارتباط بین درصد مگنتیت و مقاومت کششی تک محوره ۸۲
- شکل ۴-۷- ارتباط بین درصد مگنتیت و مدول الاستیک ۸۲
- شکل ۴-۸- ارتباط بین درصد مگنتیت و نسبت پواسون ۸۲
- شکل ۴-۹- ارتباط بین درصد مگنتیت و تخلخل ۸۲
- شکل ۴-۱۰- ارتباط بین درصد مگنتیت و میزان جذب آب ۸۲
- شکل ۴-۱۱- ارتباط بین درصد مگنتیت و سرعت انتشار موج P ۸۲
- شکل ۴-۱۲- ارتباط بین درصد مگنتیت و سرعت انتشار موج S ۸۲
- شکل ۴-۱۳- حداکثر، حداقل و متوسط وزن مخصوص سنگ آهن مگنتیت و هماتیت معدن سنگ آهن چادرملو ۸۳
- شکل ۴-۱۴- مشخصات نمونه مورد آزمایش (شامل فتیله انفجاری و نمونه سنگی) ۸۶
- شکل ۴-۱۵- تعداد ترک‌های ایجاد شده در نمونه با درصد مگنتیت ۴۲٪ ۸۷
- شکل ۴-۱۶- تعداد ترک‌های ایجاد شده در نمونه با درصد مگنتیت ۷۳٪ ۸۷
- شکل ۴-۱۷- محفظه مورد استفاده در انفجارهای کوچک مقیاس ۸۸
- شکل ۴-۱۸- نمونه‌ای از قطعه مکعبی مگنتیت ۸۸
- شکل ۴-۱۹- آنالیز سرنندی خرده‌های ناشی از انفجار قطعات مکعبی مگنتیت برای خرج ویژه‌های مختلف ۹۰

شکل ۴-۲۰- ارتباط بین متوسط خردایش و درصد مگنتیت برای خرج‌ویژه‌های مختلف ۹۱

شکل ۴-۲۱- آنالیز خردایش بلوک‌های بزرگ مقیاس با درصد مگنتیت متفاوت ۹۲

شکل ۴-۲۲- ارتباط بین درصد مگنتیت و اندیس کار باند در خرده‌های ناشی از انفجار قطعات

مکعبی برای خرج‌ویژه‌های مختلف ۹۳

شکل ۴-۲۳- ارتباط بین درصد مگنتیت و اندیس کار باند، سنگ آهن چادرملو ۹۴

شکل ۴-۲۴- ارتباط بین درصد مگنتیت و میزان مصرف انرژی در آسیاها، معدن سنگ آهن چادرملو.

۹۴

شکل ۴-۲۵- ارتباط بین اندیس کار باند و هزینه‌های خردایش مکانیکی برای کلاس‌های مختلف ۹۷

شکل ۴-۲۶- ارتباط بین هزینه‌های حفاری و انفجار و خرج‌ویژه ۹۸

شکل ۴-۲۷- ارتباط بین اندیس کار باند و خرج‌ویژه برای کلاس ۲۰-۳۰ درصد مگنتیت ۱۰۱

شکل ۴-۲۸- ارتباط بین اندیس کار باند و خرج‌ویژه برای کلاس ۳۰-۴۰ درصد مگنتیت ۱۰۱

شکل ۴-۲۹- ارتباط بین اندیس کار باند و خرج‌ویژه برای کلاس ۴۰-۵۰ درصد مگنتیت ۱۰۲

شکل ۴-۳۰- ارتباط بین اندیس کار باند و خرج‌ویژه برای کلاس بزرگتر از ۵۰ درصد مگنتیت ۱۰۲

شکل ۴-۳۱- ارتباط بین اندیس کار باند و خرج‌ویژه برای کلاس‌های مختلف ۱۰۳

شکل ۴-۳۲- ذخیره موجود در افق‌های ۱۴۲۰ بر اساس درصد مگنتیت، معدن سنگ آهن چادرملو

۱۰۴

شکل ۴-۳۲- ذخیره موجود در افق‌های ۱۴۵۰ بر اساس درصد مگنتیت، معدن سنگ آهن چادرملو

۱۰۵

فهرست جداول

- جدول ۱-۲- تحقیقات صورت گرفته در زمینه نرم‌شدگی ناشی از انفجار ۲۷
- جدول ۱-۳- ترکیب بلوک‌های بتنی حاوی مگنتیت، آزمایش‌های ایوانوا ۳۶
- جدول ۲-۳- خصوصیات مکانیکی نمونه‌های مورد آزمایش ۳۶
- جدول ۳-۳- مواد معدنی جمع‌آوری شده از ۶ انفجار سال ۲۰۱۳ و ۶ انفجار سال ۲۰۱۴ ۳۶
- جدول ۴-۳- تجهیزات مورد استفاده و مشخصات بار ورودی و خروجی در مراحل OCS ۴۱
- جدول ۵-۳- پارامترهای وابسته به خردایش توسط آسیا میله‌ای مرحله اول ۵۰
- جدول ۶-۳- پارامترهای وابسته به خردایش توسط آسیا میله‌ای مرحله دوم ۵۲
- جدول ۷-۳- سطوح ویژه اندازه‌گیری شده توسط دستگاه بلین و پرمان ۵۴
- جدول ۸-۳- چگالی اندازه‌گیری شده توسط دستگاه چگالی‌سنج برای کلاس‌های انتخابی ۵۵
- جدول ۹-۳- فاکتور شکل محاسبه‌شده برای ردیف‌های مختلف نمونه‌های ۲۰۱۳ و ۲۰۱۴ ۵۶
- جدول ۱۰-۳- خلاصه نتایج تابع انرژی-ثابت و ضریب ریتینگر مختلف نمونه‌های ۲۰۱۳ و ۲۰۱۴ ۵۷
- جدول ۱۱-۳- تفاوت آماری بین ردیف اول و سوم، نمونه ۲۰۱۳ ۶۹
- جدول ۱۲-۳- تفاوت آماری بین ردیف اول و سوم، نمونه ۲۰۱۴ ۶۹
- جدول ۱-۴- سرعت انتشار موج P و آنیزوتروپی برای کانی‌های خالص مگنتیت، هماتیت و کوارتز .. ۷۶
- جدول ۲-۴- سرعت انتشار موج P و آنیزوتروپی در نمونه‌هایی از کانه‌های آهن حاوی مگنتیت، هماتیت و کوارتز. ۷۶
- جدول ۳-۴- ضریب هبستگی و جذر میانگین مربعات خطا بین درصد مگنتیت و پارامترهای ژئومکانیکی ۸۳
- جدول ۴-۴- مشخصات نمونه مورد آزمایش ۸۶
- جدول ۵-۴- مشخصات قطعات سنگ آهن مورد آزمایش ۸۹
- جدول ۶-۴- آنالیز شیمی قطعات مکعبی سنگ آهن ۹۰
- جدول ۷-۴- درصد مگنتیت و متوسط اندازه خرده‌ها در قطعات مکعبی مورد آزمایش ۹۱
- جدول ۸-۴- الگوهای انفجاری مورد استفاده در معدن چادرملو ۹۵
- جدول ۹-۴- اطلاعات مربوط اندیس کارباند و درصد مگنتیت ۹۶
- جدول ۱۰-۴- تغییرات هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی نسبت به تغییرات خرج ویژه برای کلاس ۲۰-۳۰ درصد مگنتیت ۹۸

- جدول ۴-۱۱- تغییرات هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی نسبت به تغییرات خرج ویژه برای کلاس ۳۰-۴۰ درصد مگنتیت ۹۹
- جدول ۴-۱۲- تغییرات هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی نسبت به تغییرات خرج ویژه برای کلاس ۴۰-۵۰ درصد مگنتیت ۹۹
- جدول ۴-۱۳- تغییرات هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی نسبت به تغییرات خرج ویژه برای کلاس بزرگتر از ۵۰ درصد مگنتیت ۱۰۰
- جدول ۴-۱۴- نتایج حاصل از اصلاح الگوی انفجاری بر مبنای فاکتور نرم‌شدگی برای کلاس‌های... ۱۰۴

فصل اول

کلیات

۱-۱- مقدمه

تولید محصول قابل فروش از معدن نیازمند عملیات مهندسی شامل مجموعه‌ای از فعالیت‌های حفاری، انفجار، سنگ‌شکنی، آسیا و پرعیارسازی می‌باشد. هدف از انفجار به‌عنوان اولین مرحله عملیات معدنکاری، تأمین بار ورودی فرآیند خردایش مکانیکی (سنگ‌شکنی و آسیا) به‌منظور افزایش درجه آزادی ماده معدنی است. نتیجه فرآیند خردایش مکانیکی، کاهش تدریجی اندازه خرده‌ها توسط دستگاه‌های مکانیکی است. اساس شکست در فرآیند خردایش مکانیکی از بسیاری جهات مشابه با اصول کلی خردایش توسط انفجار است. خردایش ناشی از انفجار مشابه سنگ‌شکنی حجمی از سنگ (بلوک انفجاری) است؛ با این تفاوت که انرژی لازم برای خردایش توسط ماده منفجره تأمین می‌گردد. خردایش ماده معدنی در عملیات استخراج (حفاری، انفجار، بارگیری و باربری)، سنگ‌شکنی و آسیا را می‌توان با طرح انفجاری بهینه نمود. از طرفی فرآیند انفجار نه تنها بر خردایش بلکه بر مقاومت خرده‌های ناشی از آن نیز اثر می‌گذارد. فرآیند کاهش مقاومت ماده معدنی و یا به‌عبارت‌دیگر نرم‌شدگی^۱ ناشی از انفجار، تغییر در خصوصیات فیزیکی و مکانیکی سنگ در اثر عملیات انفجار است. از آنجایی که عملیات خردایش مکانیکی پرهزینه‌ترین مرحله معدنکاری است، پدیده نرم‌شدگی می‌تواند نقش بسیار مهمی در افزایش راندمان سنگ‌شکنی و آسیا، کاهش میزان انرژی مورد نیاز خردایش و هزینه‌های مربوطه را ایفا کند. انفجار می‌تواند سبب افزایش راندمان بین ۱۵ تا ۳۰ درصد شود، این در حالی است که راندمان فرآیند آسیا حداکثر ۲ درصد است؛ بنابراین انفجار به دلیل تأثیر بر هزینه‌های کلی استخراج و فرآوری، به‌عنوان مهم‌ترین مرحله عملیات معدنکاری در نظر گرفته می‌شود. در گذشته فرآیندهای استخراج، خردایش مکانیکی و پرعیارسازی به‌عنوان عملیات واحد و مستقل دیده و به‌طور کلی به‌صورت مجزا بهینه می‌شوند. در بسیاری از موارد عملیات بهینه‌سازی تنها در یکی از مراحل عملیات استخراج و پرعیارسازی می‌توانند سبب اختلال و کاهش کارایی عملیات مراحل بعدی شود. بنابراین روشی موردنیاز است که تمامی شرایط هر یک از مراحل استخراج و فرآوری را برای بهینه‌سازی کلی در نظر بگیرد. این بهینه‌سازی با نگرش کلی تحت عنوان معدن تا کارخانه فرآوری نامیده شود. استراتژی جامع معدن تا

^۱- Preconditioning

کارخانه فرآوری به تعریف زنجیره‌ای ارزشی در استخراج مواد معدنی کمک می‌کند و بهبودهایی که می‌تواند توسط تقابل مناسب بین عملیات مختلف به دست آید را نشان می‌دهد.

۱-۲- بیان مسئله

بهینه‌سازی معدن تا کارخانه فرآوری به عنوان یکی از عملیات مهندسی در زمینه‌های استخراج و فرآوری به‌ویژه در عملیات انفجار و خردایش مکانیکی کاربردهای وسیع و تعیین‌کننده‌ای پیدا کرده است. در حال حاضر با توجه مصرف زیاد انرژی در فرآیند خردایش مکانیکی از قبیل سنگ‌شکنی و آسیا، عملیات معدن تا کارخانه فرآوری در معدنکاری بسیار اهمیت یافته است و پیش‌بینی می‌شود که در آینده نقش مهمی در بهینه‌سازی مصرف انرژی ایفا کند. کشور ایران در حال حاضر به عنوان یکی از کشورهای غنی در زمینه ذخایر معدنی مطرح می‌باشد و استخراج آنها غالباً به صورت روباز است؛ بنابراین تحقیق و بهینه‌سازی جامع در فرآیند خردایش ناشی از انفجار و خردایش مکانیکی امری بسیار ضروری است. با این حال علی‌رغم وجود معادن بزرگ و منحصر بفرد، بهینه‌سازی عملیات معدنکاری با نگرش جامع و کلی در معادن مذکور صورت نگرفته است. بهینه‌سازی عملیات معدن تا کارخانه فرآوری نیازمند شناخت هر چه بهتر از پارامترهای مؤثر بر عملیات انفجار، خردایش مکانیکی و پرعیارسازی است. این شناخت از یک سو و به‌کارگیری عوامل مؤثر در عملیات انفجار و خردایش مکانیکی از سوی دیگر می‌تواند به‌نحو چشم‌گیری در افزایش درجه آزادی و بازیابی ماده‌معدنی در عملیات پرعیارسازی کمک کند. از سوی دیگر با افزایش راندمان و بازدهی تجهیزات مکانیکی در فرآیند خردایش مکانیکی می‌توان به کاهش مصرف انرژی در کشور کمک نمود. با این کار شاخص شدت انرژی که نشان دهنده مصرف انرژی برای تولید مقدار معینی کالا و خدمات است را می‌توان به حد قابل قبول و معقولانه‌ای کاهش داد. افزایش راندمان مصرف انرژی به معنی کاهش میزان مصرف انرژی به ازاء هر واحد تولید کالای صنعتی، بهبود بازده ماشین آلات از جمله راه‌کارهای مؤثر برای کاهش قیمت تمام شده کالا در فرایندهای تولیدی و نخستین گام بهینه‌سازی در بخش صنعت است. لذا این امر باید به عنوان یکی از عوامل مهم در تصمیم‌گیری‌ها، موردتوجه قرار گیرد.

امروزه عملیات انفجار و خردایش مکانیکی به عنوان مهم‌ترین روش‌های کاهش اندازه موادمعدنی به‌طور گسترده‌ای مورد استفاده قرار می‌گیرد. عملیات انفجار به دلیل استفاده از موادمفجره با انرژی فراوان و ارزان نقش عمده‌ای در کاهش اندازه موادمعدنی ایفا می‌کند. از طرفی تأثیر نرم‌شدگی ناشی از انفجار بر کارایی و راندمان فرآیندهای بعدی از قبیل سنگ‌شکنی و آسیا بسیار با اهمیت است. شناخت کامل از پارامترهای مؤثر بر این پدیده مهندسین انفجار و معدن را به سمت بهینه‌سازی عملیات معدن تا کارخانه فرآوری با در نظر گرفتن کاهش هزینه‌های سنگ‌شکنی و آسیا سوق می‌دهد. بنابراین برای دستیابی به محصول فرآوری‌شده با حداقل هزینه‌ها، طراحی الگوهای انفجاری باید با در نظر گرفتن هزینه‌های خردایش صورت پذیرد.

تاکنون مطالعات مختلفی در زمینه طراحی الگوهای انفجاری با در نظر گرفتن هزینه‌های خردایش و آسیا توسط محققین مختلف انجام شده است. اما به دلیل عدم وجود مطالعات کامل و وجود یک‌سری محدودیت‌ها و نواقص در برخی از این مطالعات، درک صحیحی از واکنش موادمعدنی نسبت به فرآیند خردایش مکانیکی و انفجار وجود ندارد. بنابراین اثرات ناشی از این واکنش در طراحی الگوهای انفجاری، فرآیند خردایش مکانیکی و آزادسازی بهتر ماده‌معدنی به روشنی مشخص نمی‌باشد. از طرف دیگر مهم‌ترین عامل در این حوزه انرژی ماده‌مفجره است که تأثیر به‌سزایی در میزان مصرف انرژی و هزینه دارد. از آنجایی که در کشور ایران موادمفجره با انرژی‌های مختلفی مورد استفاده قرار می‌گیرد نمی‌توان این پارامتر کلیدی را نادیده گرفت. اهمیت آن زمانی مشخص می‌شود که ۳۵ تا ۵۰ درصد میزان مصرف انرژی (برق) معادن در تجهیزات خردایش مکانیکی مخصوصاً در آسیاها مصرف می‌شود. با توجه به قیمت ارزان ماده‌مفجره در کشورمان و بالابودن هزینه‌های تجهیزات خردایش مکانیکی (سنگ‌شکن و آسیا) می‌توان پیش‌بینی کرد که انرژی ماده‌مفجره بیشترین تأثیر را بر هزینه‌های معدنکاری دارد. با توجه به وجود معادن بزرگ و منحصر بفرد در کشور، نمی‌توان به راحتی از مقوله مصرف انرژی و بهینه‌سازی و افزایش راندمان تجهیزات خردایش مکانیکی چشم‌پوشی کرد. بنابراین شناخت واکنش موادمعدنی نسبت به ماده‌مفجره و به عبارت دیگر پدیده نرم‌شدگی لازم و ضروری است.

۱-۳- اهداف تحقیق

در دهه‌های اخیر، هزینه‌ها و محدودیت‌های بالای انرژی موجب افزایش تحقیقات زمینه کاهش میزان انرژی مصرفی در فرآیند خردایش مکانیکی شده است. شواهدی وجود دارد که نشان می‌دهد اندیس کار باند به‌طور معنی‌داری توسط انفجارهای با شدت بالا کاهش می‌یابد. به عبارت دیگر میزان مصرف انرژی در فرآیند خردایش مکانیکی (سنگ‌شکنی و آسیا) در پاسخ به تغییرات عملیات انفجار تغییر می‌کند. در حقیقت اساسی‌ترین مزیت انفجار برای عملیات بعدی، کمک کردن در راستای استفاده انرژی به بهترین شکل و کاهش هزینه‌های کلی است.

مهم‌ترین بخش عملیات بهینه‌سازی معدن تا کارخانه فرآوری، کاهش هزینه‌های بسیار زیاد عملیات معدنکاری مخصوصاً هزینه‌های سنگ‌شکنی و آسیا با استفاده از پدیده نرم‌شدگی ناشی از انفجار بر اساس واکنش موادمعدنی نسبت به فرآیند انفجار است. نرم‌شدگی ناشی از انفجار به روش‌های مختلفی و با استفاده از آزمایش‌های متفاوتی مورد بررسی قرار گرفته است. از متداول‌ترین این روش‌های می‌توان به انفجارهای کوچک مقیاس مکعب و مغزه‌های متشکل از مواد معدنی مانند سنگ و بتن اشاره کرد. آزمایش اندیس کار باند و سقوط وزنه نیز از متداول‌ترین روش‌ها برای اندازه‌گیری نرم‌شدگی ناشی از انفجار است. تاکنون شبیه‌سازی مناسبی از نرم‌شدگی ناشی از انفجار پله‌ای و اثر آن بر فرآیند خردایش مکانیکی (سنگ‌شکنی و آسیا) صورت نگرفته است. همچنین مطالعات مناسبی نیز بر اساس واکنش مواد معدنی بر فرآیند انفجار و یا به عبارت دیگر خصوصیات شکست و نرم‌شدگی مواد معدنی تحت تأثیر انرژی انفجار صورت نگرفته است. از آنجایی که کشور ایران دارای ذخایر بسیار غنی از موادمعدنی مخصوصاً سنگ آهن است و آهن نیز یکی از فلزات استراتژیک و با اهمیت در صنعت معدنکاری و فولاد است. بنابراین بررسی نرم‌شدگی ناشی از انفجار پله‌ای با استفاده از روشی جدید و مناسب می‌تواند کمک بسیار زیادی در کاهش هزینه‌های معدنکاری این ماده معدنی نماید. از طرف دیگر سنگ آهن دارای انواع مختلفی از قبیل هماتیت، مگنتیت و گوتیت است که معمولاً در یک معدن دو یا سه نوع از این کانه مشاهده می‌شود. تحقیقات نشان می‌دهد که هر یک از آنها دارای خصوصیات مختلف ژئومکانیکی و ساختاری متفاوتی است. بنابراین بررسی واکنش کانه‌های

مختلف آهن در برابر انفجار و خردایش مکانیکی کمک بسیار مهمی در کاهش هزینه‌های معدنکاری ماده معدنی سنگ آهن می‌کند. این بررسی می‌تواند در عملیات حفاری، طراحی انفجار و خردایش مکانیکی بسیار مفید و مؤثر واقع شود. به‌طور کلی اهداف این تحقیق عبارتند از:

۱- شبیه‌سازی نرم‌شدگی ناشی از انفجار پله‌ای بر اساس فرآیند کامل خردایش مکانیکی که شامل چند مرحله سنگ‌شکنی و آسیا باشد.

۲- بررسی اثر نرم‌شدگی ناشی از انفجار پله‌ای بر فرآیند سنگ‌شکنی و آسیا، به بیان دیگر اثر نرم‌شدگی در کدام یک از مراحل سنگ‌شکنی و آسیا تأثیر بیشتری دارد.

۳- بررسی خصوصیات فیزیکی و مکانیکی مواد معدنی مورد مطالعه بر نرم‌شدگی ناشی انفجار

۴- واکنش مواد معدنی بر فرآیند انفجار و یا به عبارت دیگر خصوصیات شکست و نرم‌شدگی مواد معدنی تحت تأثیر انرژی انفجار

۵- طراحی الگوی انفجاری بر اساس واکنش مواد معدنی بر فرآیند انفجار و کاهش انرژی مصرفی در خردایش مکانیکی

۶- اصلاح روابط تجربی بر مبنای پارامترهای مؤثر بر نرم‌شدگی ناشی از انفجار

۴-۱- نوآوری تحقیق

در این تحقیق سعی می‌شود از روش توالی خردایش مکانیکی بهینه‌شده که از اصول انرژی بهینه مورد نیاز برای خردایش مکانیکی تبعیت و شامل چند مرحله خردایش مکانیکی است برای شبیه‌سازی نرم‌شدگی ناشی از انفجار پله‌ای که از ارکان اساسی عملیات بهینه‌سازی می‌باشد، استفاده نمود. بدین منظور با استفاده از تجهیزات و امکانات دانشگاه مونتان یونیورسیتات کشور اتریش نرم‌شدگی ناشی از انفجار بلوک‌های بتنی حاوی مگنتیت با مقیاس ۱/۱۰۰ پله واقعی مورد بررسی قرار می‌گیرد. سپس با استفاده از روش‌های آماری معنی‌داری آن بررسی می‌شود. همچنین پارامترهای مؤثر بر نرم‌شدگی ناشی از انفجار مورد بررسی و ارزیابی قرار می‌گیرد. در نهایت واکنش مواد معدنی و پارامترهای مؤثر بر نرم‌شدگی ناشی از انفجار به منظور کاهش

هزینه‌های خردایش مکانیکی بررسی می‌شود. بررسی مؤثر بر نرم‌شدگی ناشی از انفجار پایه و اساس توسعه مدل‌های تجربی در زمینه طراحی الگو انفجاری بر مبنای کاهش هزینه‌های خردایش مکانیکی است. به‌طور کلی نوآوری این تحقیق عبارتند از:

- ۱- مدل‌سازی نرم‌شدگی ناشی از انفجار پله‌ای با در نظر گرفتن چند مرحله سنگ‌شکنی و آسیا
- ۲- اثر نرم‌شدگی ناشی از انفجار پله‌ای در راندمان فرآیند سنگ‌شکنی و آسیا
- ۳- بررسی تأثیر پارامترهای فیزیکی و مکانیکی مواد معدنی در نرم‌شدگی ناشی از انفجار
- ۴- بررسی اثر ترکیبات تشکیل‌دهنده مواد معدنی بر خصوصیات ژئومکانیکی و شکست مواد معدنی در کانه‌های آهن
- ۵- بررسی واکنش مواد معدنی نسبت به فرآیند انفجار کانه‌های آهن
- ۶- طراحی الگوی انفجاری بر مبنای کاهش هزینه‌های خردایش مکانیکی در کانه‌های آهن

۱-۵- ساختار تحقیق

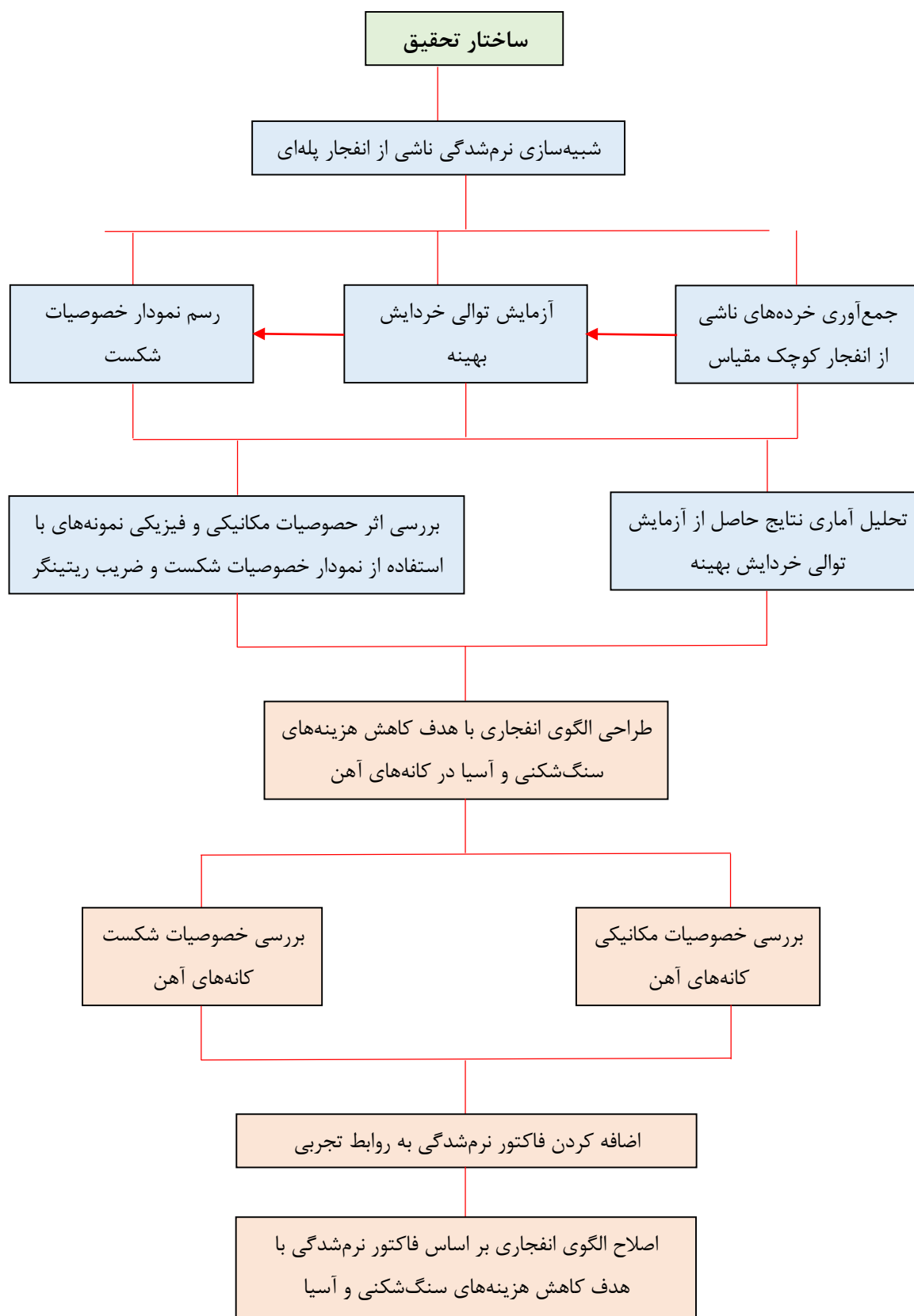
در این تحقیق در فصل اول بیان مسئله، اهداف تحقیق و نوآوری تحقیق بیان می‌شود. در فصل دوم مروری بر سابقه عملی موضوع، مزایا و معایب روش‌های موجود در بررسی نرم‌شدگی ناشی از انفجار و پرسش‌های بنیادی که تاکنون برای آنها پاسخی ذکر نشده و اساس این تحقیق است، صورت خواهد گرفت.

در فصل سوم نرم‌شدگی ناشی از انفجار پله‌ای با استفاده از آزمایش‌های کوچک مقیاس مورد بررسی قرار می‌گیرد. در این مرحله با استفاده از تجهیزات خردایش مکانیکی آزمایشگاهی شامل سنگ‌شکنی و آسیا پدیده نرم‌شدگی کمی‌سازی و سپس با استفاده از روش‌های آماری معنی‌داری آن بررسی می‌گردد.

در فصل چهارم با توجه به نتایج به دست آمده از شبیه‌سازی نرم‌شدگی ناشی از انفجار و پارامترهای مؤثر بر آن، خصوصیات ژئومکانیکی و شکست کانه‌های آهن که از مواد معدنی استراتژیک و با اهمیت در کشور است، به‌طور جامع مورد مطالعه قرار می‌گیرد. در این مرحله با استفاده از آزمایش‌های مکانیک‌سنگی، انفجارهای

کوچک مقیاس و آنالیز ترکیبات کانه‌های آهن، تأثیر درصد مگنتیت بر خردایش، خصوصیات ژئومکانیکی و شکست کانه‌های آهن مورد مطالعه قرار می‌گیرد. همچنین در این فصل طراحی الگوی انفجاری برمبنای کاهش هزینه‌های خردایش مکانیکی در کانه‌های آهن صورت خواهد گرفت.

در فصل پنجم نتیجه‌گیری این تحقیق و پیشنهادات در خصوص مطالعات بعدی ارائه می‌شود. در شکل ۱-۱ ساختار طراحی الگوی انفجار برمبنای انرژی ویژه با هدف کاهش هزینه‌های سنگ‌شکنی و آسیا مشخص شده است.



شکل ۱-۱- ساختار طراحی الگوی انفجار برمبنای انرژی ویژه با هدف کاهش هزینه‌های سنگ‌شکنی و آسیا

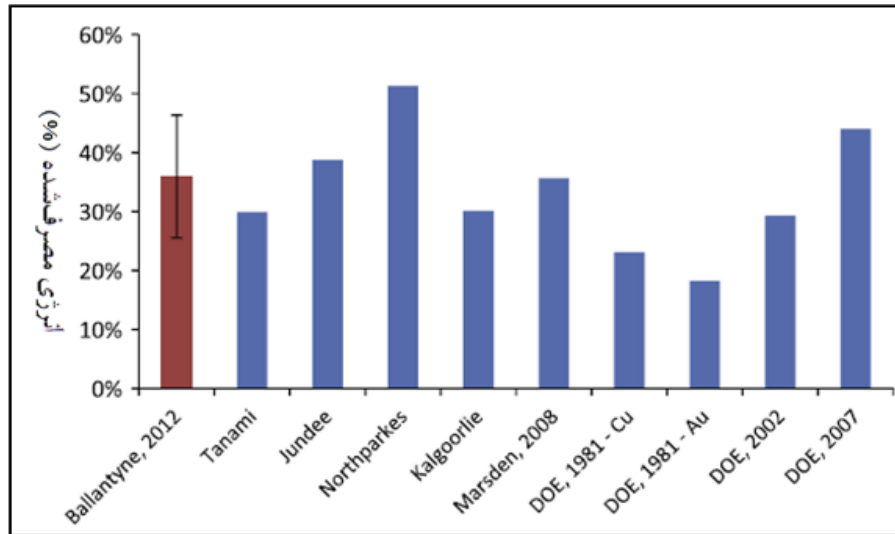
فصل دوم

سابقہ علمی موضوع

۲-۱- مقدمه

خردایش مکانیکی به کاهش تدریجی اندازه خرده‌های ناشی از انفجار و سایر تجهیزات مکانیکی اشاره دارد. هدف از آن افزایش درجه آزادی مواد معدنی با ارزش و مساحت سطحی و در نتیجه اصلاح عملکرد فرآیندهای پرعیارسازی ماده معدنی است (Kelly and Spottiswood, 1995). فرآیند خردایش مکانیکی شامل چندین مرحله سنگ‌شکنی و آسیا به منظور تأمین اندازه مطلوب محصول است. تعداد مراحل، نوع تجهیزات و طراحی مدارها عمدتاً به مشخصات مکانیکی سنگ، اندازه بار ورودی، شکل ورودی و اندازه محصول بستگی دارد (Gupta and Yan, 2006). کلی و اسپاتیسوود در سال ۱۹۹۵ یک تعریف کلی برای دو فرآیند مهم خردایش مکانیکی پیشنهاد کردند؛ سنگ‌شکنی کاهش اندازه تا ۲۵ میلیمتر را در بر می‌گیرد، درحالی‌که آسیا خروجی‌ها را ریزتر می‌کند. فرآیند خردایش مکانیکی مقدار زیادی انرژی -عمدتاً الکتریکی- مصرف می‌کند. تحقیقات محققین نشان می‌دهد که عملیات خردایش مکانیکی (شامل سنگ‌شکنی، آسیا و جدایش) ۳۵-۵۰ درصد هزینه‌های کلی یک معدن را در بر می‌گیرد (Curry et al., 2014). مؤسسه انرژی آمریکا^۱ نشان داد که عملیات خردایش مکانیکی تقریباً ۲ درصد مصرف کلی انرژی الکتریکی آمریکا را در بر می‌گیرد. بالانتینه و پاول در سال ۲۰۱۴ نشان دادند که فرآیند خردایش مکانیکی در معادن طلا و مس در استرالیا به ترتیب در حدود ۰/۲ و ۱/۳ درصد مصرف انرژی الکتریکی استرالیا را در بر می‌گیرد. همچنین آن‌ها پس از تکمیل بازبینی انرژی مصرف‌شده توسط فرآیند خردایش مکانیکی در معادن طلا و مس استرالیا، نشان دادند که به‌طور متوسط ۳۶ درصد انرژی مصرف‌شده در معادن مزبور صرف این فرآیند می‌شود (Ballantyne and Powell, 2014). شکل ۱-۲ میزان انرژی مصرف‌شده توسط فرآیند خردایش مکانیکی در برخی از معادن و مطالعات صورت گرفته توسط محققین و مؤسسات مختلف را نشان می‌دهد.

^۱- US Department of Energy



شکل ۲-۱- نسبت درصد انرژی مصرف شده توسط عملیات خردایش مکانیکی به انرژی مصرفی کلی در معادن (Ballantyne and Powell, 2014)

در دهه‌های اخیر، هزینه‌ها و محدودیت‌های بالای انرژی موجب افزایش تحقیقات در زمینه کاهش میزان انرژی مصرفی در فرآیند خردایش مکانیکی شده است. شواهدی وجود دارد که نشان می‌دهد اندیس کار باند به‌طور معنی‌داری توسط انفجارهای با شدت بالا کاهش می‌یابد (Nielsen and Kristiansen, 1996). به عبارت دیگر میزان مصرف انرژی در فرآیند خردایش مکانیکی (سنگ‌شکنی و آسیا) در پاسخ به تغییرات عملیات انفجار تغییر می‌کند. (Eloranta, 1997). در حقیقت انفجار با استفاده از دو پدیده خردایش و نرم‌شدگی خرده‌ها سبب کاهش میزان انرژی مصرفی در فرآیند خردایش مکانیکی و در نتیجه کاهش هزینه‌های آن می‌شود. بنابراین بررسی و شناخت عوامل مؤثر در پدیده نرم‌شدگی به منظور کاهش هزینه‌های فرآیند خردایش مکانیکی امری بسیار ضروری است. بنابراین عوامل مؤثر در پدیده نرم‌شدگی و سوابق علمی مرتبط با تأثیر عملیات انفجار بر فرآیند خردایش مکانیکی می‌تواند کمک شایانی در مسائل بهینه‌سازی نماید. در ادامه سوابق علمی در زمینه نرم‌شدگی ناشی از انفجار و پارامترهای مؤثر بر آن به طور جامع شرح و مورد بررسی قرار می‌گیرد.

۲-۲- نرم‌شدگی

نرم‌شدگی خرده توسط اعمال نیرو می‌تواند به‌عنوان تغییر خصوصیات فیزیکی و مکانیکی سنگ به دلیل وسعت ترک‌های اولیه و ایجاد ترک‌های جدید تعریف شود. این پدیده می‌تواند با دو مقیاس متفاوت، ماکروشکست و میکروشکست اتفاق بیفتد. ماکروشکست‌ها در مقیاس سانتی‌متر یا بزرگتر ایجاد می‌شوند، درحالی‌که میکروشکست‌ها در مقیاس میکرومتر و یا میلی‌متر هستند. این طبقه‌بندی مطلق نیست بلکه وابسته به اندازه دانه‌های درون ماتریکس و به‌عنوان مقیاسی از پدیده نرم‌شدگی است (Åkesson et al., 2004; Parra et al., 2014).

میکروتترک‌ها، ترک‌های هستند که اندازه آنها در برابر ساختار ماده معدنی کوچک و اغلب با چشم غیر مسلح قابل‌رویت نیستند. به‌عبارت دیگر یک بازشدگی ترک گونه‌ای در سنگ است که نسبت عرض به طول آن کمتر از ۰/۰۱ و معمولاً بین 10^{-3} تا 10^{-5} می‌باشد. طول یک میکروتترک معمولاً به اندازه یک دانه یا تقریباً ۲ میلی‌متر است. با توجه به طبقه‌بندی شکستگی‌ها در سنگ، سه نوع شکستگی در متون علمی شناسایی شده است که شامل بین‌دانه‌ای^۱، فرادانه‌ای^۲ و درون‌دانه‌ای^۳ است. میکروشکست‌های بین‌دانه‌ای، شکست‌هایی هستند که در امتداد مرز دانه‌ها ایجاد می‌شود: فرا دانه‌ای، شکست‌هایی هستند که چند دانه را قطع می‌کنند: درون‌دانه‌ای، شکست‌هایی هستند که درون دانه ایجاد می‌شوند (شکل ۲-۲) (Åkesson et al., 2004).

1- Intergranular
2- Transgranular
3- Intragranular



شکل ۲-۲- انواع میکروترک‌های موجود در سنگ (Åkesson et al., 2004)

۲-۲-۱- نرم‌شدگی ناشی از بارگذاری استاتیکی و طبیعی

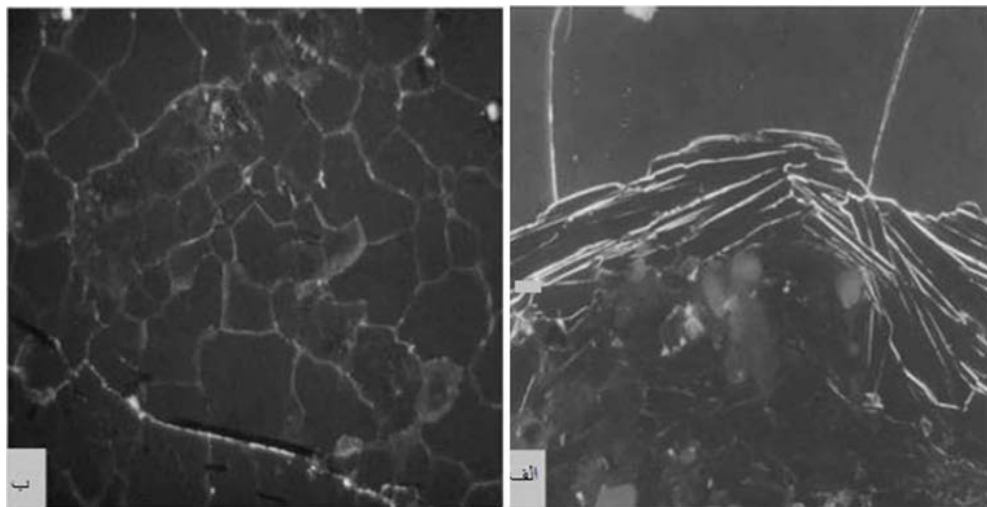
پدیده‌های زمین‌شناسی از قبیل تشکیل سنگ‌ها، زمین‌لرزه‌ها، فوران‌های آتشفشانی یا انقباضات حرارتی، میکروشکست و ماکروشکست‌هایی را در توده‌سنگ ایجاد می‌کند که می‌تواند به شرایط مرزی و سطوح تنش مرتبط باشد. جهت و شدت تنش‌ها، خصوصیات سنگ (کانی‌شناسی، بافت، تخلخل) بر الگوهای انتشار و درجه میکروشکستگی مؤثر است (Kern and Wenk, 1985; Takemura et al., 2003; Åkesson et al., 2004; Liu et al., 2006)

کومانو و گلداسمیت^۱ در سال ۱۹۸۲ میکروشکست‌های موجود در امتداد مرزدانه‌های موادمعدنی را مشاهده کردند. همچنین آنها عنوان کردند که ساختار دانه‌ها، شکل‌گیری شکست‌های میکروسکوپی را از جهت مقدار و نوع آن کنترل می‌کند (Kumano and Goldsmith, 1982). شیلد و همکارانش^۲ در سال ۱۹۹۸ گزارش کردند که سیستم‌های تخلخلی با جهت مشخص، موجب ناهمسانی سرعت موج الاستیک می‌شود. در نتیجه نرم‌شدگی خرده‌ها در یک جهت خاص توسعه می‌یابد (Schild et al., 1998).

^۱- Kumano and Goldsmith

^۲- Schild et al.

شیلد و همکارانش در سال ۲۰۰۱ نمونه‌های گرانیتی را مورد بررسی قرار دادند. آنها نه تنها وجود میکروشکست‌ها در امتداد مرز دانه‌های معدنی، بلکه در امتداد صفحات تورق بیوتیت نیز مشاهده کردند (شکل ۲-۳-الف). آنها همچنین الگوی متفاوتی از میکروشکست‌ها را در گرانیت شناسایی کردند که تقریباً به بافت گروه موادمعدنی، اندازه و شکل وابسته است (شکل ۲-۳-ب). از این رو، به نظر می‌رسد که جهت شکست به میکروباخت سنگ ارتباط دارد. ماچک و همکارانش در سال ۲۰۰۷ نتیجه گرفتند که وجود موادمعدنی متورق، عامل مهم دیگر در تعیین جهت میکروشکستگی است (Schild et al., 2001).



شکل ۲-۳-الف- ترک‌های ناشی از تورق در دانه بیوتیت-ب ترک‌های بین‌دانه‌ای در کوارتز پلی‌کریستال (Schild et al., 2001)

اکسون و همکارانش در سال ۲۰۰۴ بر اساس آزمون‌های بارگذاری تک‌محوری، تحقیق جامعی را انجام دادند. تحقیق آنها نشان می‌داد که میکاها و کانی‌های کدر انتشار ترک را به سبب تفاوت بین خصوصیات این کانی‌ها و کانی‌های اصلی تشکیل‌دهنده ماتریکس، تسهیل می‌کند. این تحقیق به ارتباط بین کانی‌شناسی و الگوهای میکروشکستگی کمک می‌کند (Åkesson et al., 2004).

عمر و همکارانش^۲ نیز در سال ۲۰۰۹ عنوان کردند که کانی‌های تشکیل‌دهنده گرانیت، احتمال شکست‌های بین و درون‌دانه‌ای را بالا می‌برد (Omar et al., 2009). اکسون و همکارانش در سال ۲۰۰۴ دریافتند که میکروشکست‌های درون‌دانه‌ای با احتمال بیشتری می‌تواند در کوارتز و فلدسپار تشکیل شود (Åkesson et al., 2004).

^۱- Machek et al.

^۲- Omar et al.

al., 2004). بریس^۱ در سال ۱۹۷۷ نشان داد که بافت درشت گرانیت، شکاف‌های طولی تری را موجب می‌شود. این طول بین ۱۰ تا ۱۰۰ میکرومتر در گرانیت دانه درشت و حدود ۱ میکرومتر در گرانیت دانه ریز متغیر بود (Brace, 1977).

لیو و همکارانش^۲ در سال ۲۰۰۶ گزارش کردند که تنش‌های بالاتری برای شکل‌گیری میکروشکاف‌ها در گرانیت دانه‌ریز در مقایسه با گرانیت دانه درشت مورد نیاز است. این امر اثبات می‌کند که بافت می‌تواند مقاومت موادمعدنی را نسبت به نرم‌کنندگی تنش کنترل کند. همچنین آنها ادعا کردند که میکروتراک‌ها از نوک ترک‌های اولیه که دارای تمرکز تنش بالاتری نسبت به مرزدانه‌ها است، شکل می‌گیرند. این شکاف‌ها عمود بر جهت بارگذاری و به سمت سطوح ضعیف و شفاف فلدسپار گسترش می‌یابد و سپس موازی با جهت بارگذاری به سمت کوارتز یا بالعکس گسترش می‌یابد. آنها در ادامه تحقیقشان با انجام آزمایش‌های مقاومت فشاری تک محوره بر روی نمونه‌های گرانیتی مشاهده کردند که تنش‌های کمتر از ۳۰ مگاپاسکال ترک‌های اولیه را می‌بندد، حال آنکه تنش‌های بین ۳۰ تا ۸۰ مگاپاسکال توانایی گسترش ترک‌های اولیه را ندارند. انتشار ترک از نوک ترک‌های اولیه در بیوتیت زمانی قابل مشاهده است که تنش‌ها بین ۸۰ تا ۱۶۰ مگاپاسکال باشند (Liu et al., 2006).

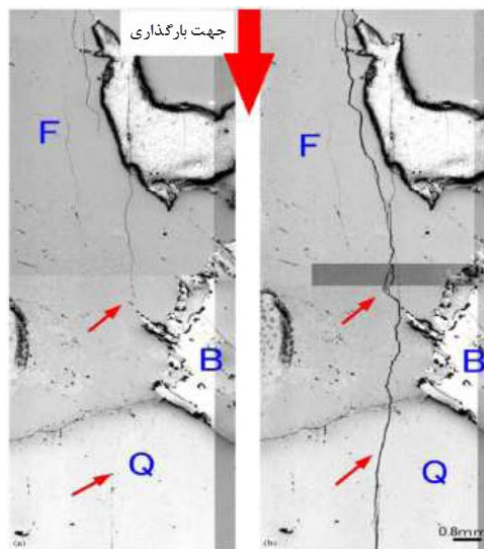
کرانز^۳ در سال ۱۹۸۳ ثابت کرد که نسبت بین تعداد میکروشکست‌های بین‌دانه‌ای و درون‌دانه‌ای با به‌کارگیری نرخ بارگذاری بالاتر کاهش می‌یابد. این بدان معناست که نرخ بارگذاری پایین به‌طور عمده سبب نرم‌شدگی بین‌دانه‌ای، یا به‌عبارتی میکروشکست‌هایی در امتداد مرزدانه‌ها می‌گردد. او همچنین به سنگ‌هایی که جهت شکست مهمی در آنها به دلیل بافت اولیه و/یا شرایط تخلخل خاص وجود نداشت، توجه نمود. بررسی‌های ایشان نشان می‌داد که جهت ترک‌ها دارای زاویه تقریبی ۳۰ درجه نسبت به جهت تنش تراکمی بیشینه است (Kranz, 1983).

¹- Brace

²- Liu et al.

³- Kranz

همان‌طور که اشاره شد یکی از فاکتور مهم بر نرم‌شدگی، میکروتخلخل‌های طبیعی یا عیوب اولیه است. براساس نظریه گریفیث^۱ در سال ۱۹۲۱، این فرض وجود دارد که فضاهای خالی، تحت تأثیر تنش‌ها برای فروریختن و ایجاد شکست‌های عمود بر جهت بارگذاری، متراکم می‌شوند (Griffith, 1921). این مطلب توسط لیو و همکارانش در سال ۲۰۰۶ از طریق استفاده از اسکن لیزری هم‌کانون در نمونه‌های گرانیتی اثبات شد. با بکارگیری این تکنیک، ایجاد و گسترش میکروشکست‌های ناشی از عیوب اولیه قابل رؤیت است. در شکل ۲-۴ گسترش شکستگی از ترک‌های اولیه در دانه‌های فلدسپار، کوارتز و بیوتیت نشان داده شده است (Liu et al., 2006).



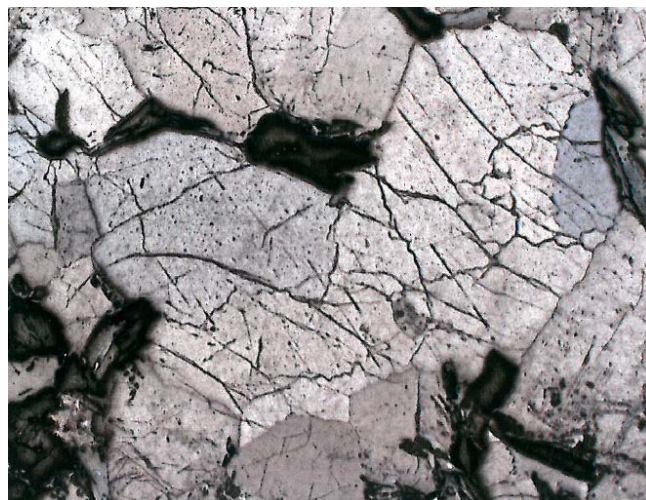
شکل ۲-۴- ترک‌های طبیعی (سمت چپ)، شکستگی ایجادشده از انتهای ترک‌های اولیه در فلدسپار و گسترش موازی با جهت بارگذاری (Liu et al., 2006)

۲-۲-۲- نرم‌شدگی ناشی از انفجار

نرم‌شدگی ناشی از انفجار به عنوان تغییر خصوصیات فیزیکی سنگ بعد از انفجار به سبب ایجاد و گسترش ترک و میکروتُرک‌ها تعریف می‌شود. به روشنی مشخص است که انفجارهای با خرج‌ویژه بالا تحت شرایط مشخص خردایش ریزتری را نسبت به انفجارهای با خرج‌ویژه پایین ایجاد می‌کند که این امر سبب کاهش انرژی مورد نیاز برای سنگ‌شکنی می‌گردد. انفجار با انتقال تنش سبب ایجاد میکرو و ماکروشکست‌ها در

^۱- Griffith

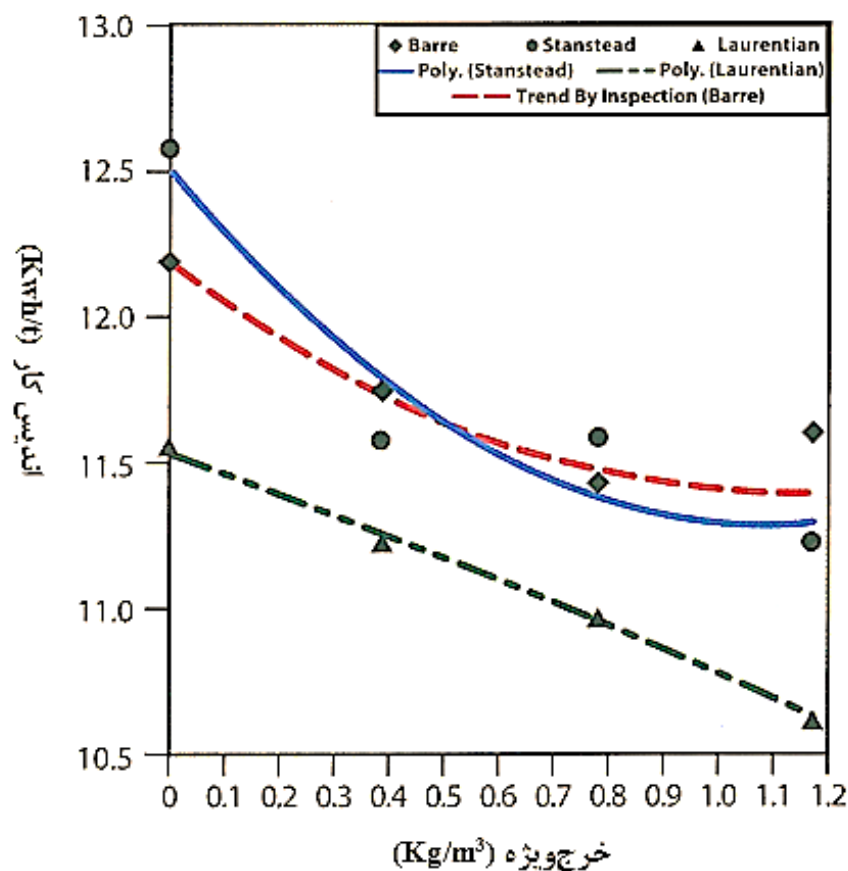
سنگ می‌شود. مکانیسم‌های اصلی نرم‌شدگی خرده به سبب اثر شرایط مرزی و میزان تنش وارده به توده سنگ پیچیده هستند. اگرچه مطالعات مختلفی در زمینه شناسایی مکانیسم‌های مؤثر بر ایجاد میکروشکست‌های ناشی از انفجار صورت پذیرفته است ولی هنوز ممکن نیست که به‌طور مستقیم همه پارامترهای مؤثر بر این فرآیند شناسایی یا کمی‌سازی شود. اکثر آزمایش‌ها و مطالعات صورت پذیرفته در این حوزه، انفجارهای کوچک مقیاس و با انفجار یک یا دو چال درون مکعب یا استوانه‌هایی متشکل از موادمعدنی مصنوعی از قبیل بتن یا شیشه فشرده و یا نمونه‌های سنگی مناسب از قبیل گرانیت و گرانودیوریت می‌باشد (Kawakami et al., 1990; Fribla, 2006; Katsabanis et al., 2006; Cho et al., 2006). به‌طور تئوری انتظار می‌رود که نرم‌شدگی دانه در تمامی مراحل عملیات معدنکاری موجود و کاهش مصرف انرژی طی فرآیند خردایش مکانیکی و افزایش آزادسازی ماده‌معدنی را در پی داشته باشد (شکل ۲-۵).



شکل ۲-۵- میکروتَرَک‌های ایجادشده درون یک خرده سنگ (Katsabanis et al, 2003a)

طی فرآیند خردایش مکانیکی، این تئوری سبب کاهش مصرف انرژی و افزایش خروجی به دلیل کاهش مقاومت سنگ می‌شود (Eloranta, 1997; Kim and McCarter, 1998; Michaux and Djordjevic, 2005). در لیچینگ، نرم‌شدگی به دلیل افزایش در معرض قرارگیری کانه و نفوذپذیری بستر، سبب بهبود بازیابی کلی می‌گردد (Parra, 2011). کاتسابانیس و همکارانش در سال ۲۰۰۳ به بررسی اثر نرم‌شدگی در مراحل سنگ‌شکنی و آسیا پرداختند. تحقیقات آنها نشان می‌دهد در صورتی که نرم‌شدگی سبب کاهش

مصرف انرژی مهمی در مرحله سنگ‌شکنی شود، در مرحله آسیا تغییرات اندکی در میزان انرژی مصرفی وجود خواهد داشت. از نکات قابل ذکر در این تحقیق می‌توان به عدم در نظر گرفتن نقش مهم نوع سنگ اشاره نمود. همچنین مطالعات انجام شده بر روی سه نوع سنگ گرانیت نشان می‌دهد که با افزایش خرج ویژه اندیس کار کاهش می‌یابد (Katsabanis et al., 2003b). در ادامه با توجه به اطلاعات به‌دست آمده از تحقیقات کاتسبانیس و همکارانش، ورکمن و الوران^۱ در سال ۲۰۰۹ نمودار اندیس کار در مقایسه با خرج ویژه را توسعه دادند (شکل ۲-۶).



شکل ۲-۶- ارتباط بین اندیس کار با خرج ویژه در سه نوع سنگ گرانیت (Workman and Eloranta, 2009)

در بررسی میکروتِرک‌ها دو عامل بایستی بررسی شود. عامل اول اندازه‌گیری مستقیم آنها و دومین عامل بررسی اثر آنها بر تولید، مصرف انرژی و هزینه‌ها است.

^۱- Workman and Eloranta

به‌طور کلی تصویربرداری میکروسکوپی و توپوگرافی اشعه-ایکس^۱ تنها تکنیک‌هایی هستند که اندازه‌گیری مستقیم از میکروشکست‌ها را فراهم می‌کند. در هر دو روش، اشباع‌سازی رنگی به‌منظور مشخص کردن و سهولت رویت میکروترک‌ها به‌کار گرفته می‌شود. از دیگر تکنیک‌ها، اندازه‌گیری غیر مستقیم میکروشکست‌ها است که بر مبنای تغییر خصوصیات فیزیکی از قبیل اندازه‌گیری سرعت موج S و موج P، آزمایش اندیس کار باند و آزمایش سقوط وزنه^۲، توسعه داده شده‌اند. تکنیک‌های مستقیم در آنالیز کوچک مقیاس بسیار مناسب‌تر است و اندازه‌گیری دقیقی از میکروترک‌ها را تأمین می‌کند. با این وجود در این روش‌ها حجم داده‌ها برای آنالیز کم و محدود به نمونه‌هایی با اندازه کوچک است. به بیان دیگر تکنیک‌های غیرمستقیم برای آنالیز بزرگ مقیاس با حجم سنگ زیاد، مناسب است. مطالعات بسیاری نشان می‌دهد که رابطه مستقیمی بین تنش ناشی از انفجار و میزان شکستگی ایجادشده درون خرده‌ها وجود دارد. شدت و جهت تنش تنها مفاهیم مؤثر بر نرم‌شدگی نیست بلکه نرخ بارگذاری نیز نقش مهمی مخصوصاً در طول شکستگی‌ها ایفا می‌کند (Liu et al., 2006). به‌طور کلی فاکتورهای اصلی مؤثر بر شکل شکستگی‌ها و درحالت کلی نرم‌شدگی شامل تنش ایجادشده، ساختار کانی‌شناسی، بافت، خصوصیات مکانیکی و الاستیکی سنگ و تخلخل طبیعی یا ترک‌های اولیه است (Jern, 2002).

۲-۳- سوابق علمی تأثیر انفجار بر فرآیند خردایش مکانیکی

نیلسن و کیریستینسن در سال ۱۹۹۶ دو سری آزمایش کوچک مقیاس انفجار، سنگ‌شکنی و آسیا برای بررسی تأثیر سرعت انفجار و خرج‌ویژه بر نتایج انفجار انجام دادند. در اولین سری، مکعب‌های از جنس گرانیت، گابرو، کوارتز دیوریت و مونزونیت با ضلع ۵/۰ متر با استفاده از دو نوع مواد منفجره با سرعت انفجاری ۳۵۰۰ و ۶۰۰۰ متر بر ثانیه انفجار شدند. سپس خرده‌های ناشی از انفجار جمع‌آوری و تحت آنالیز سرندهی قرار گرفت. در این سری آزمایش، دینامیت با سرعت انفجاری بالا خردایش ریزتری را نتیجه می‌داد. پس از آنالیز سرندهی، آزمایش خردایش مکانیکی بر روی دو بخش از خرده‌های با ابعاد بین ۲ تا ۸ میلی‌متر برای

^۱-X-ray

^۲-Drop Weight

هر یک از مکعب‌های انفجارشده صورت پذیرفت. بخشی از خرده‌ها از قطعات ریز و با ابعاد کمتر از ۸ میلی‌متر و بخش دیگری از قطعات درشت و با ابعاد بیشتر از ۲۰ میلی‌متر تشکیل شدند. در این سری آزمایش، قطعات انفجارشده با ابعاد بیشتر از ۲۰ میلی‌متر تا ابعاد کمتر از ۸ میلی‌متر خرد و قطعات با ابعاد کمتر از ۲ میلی‌متر از هر دو بخش جدا و کنار گذاشته شدند. نتایج نشان می‌داد که قطعات بخش ریز به راحتی خرد و همچنین اندیس کار باند بخش ریز برای نمونه گرانیت ۱۰ تا ۲۰ درصد و برای سایر سنگ‌ها ۳۵ تا ۴۰ درصد کمتر از بخش درشت است. تفاوت اندیس کار باند بین قطعات انفجارشده توسط مواد منفجره با سرعت انفجار بالا و سرعت انفجار پایین به ترتیب ۲ و ۱۵ درصد برای بخش ریز و درشت نمونه‌های گرانیتی و ۲ و ۱۶ درصد برای بخش ریز و درشت سایر سنگ‌ها نشان می‌داد.

در سری دوم آزمایش‌ها، آنها مغزه‌هایی با قطر ۶۳ میلی‌متر و از سه نوع ماده معدنی تاکونیت، نفلین سینیت و ایلمنیت را مورد آزمایش قرار دادند. در این تحقیق، انفجار با استفاده از فتیله انفجاری ۱۰ گرم بر متر و در امتداد طول مغزه صورت پذیرفت. پس از انفجار، قطعات جمع‌آوری، مورد آنالیز سرندهی و تا ابعاد کمتر از ۸ میلی‌متر خرد و مورد آزمایش خردایش مکانیکی قرار گرفتند. همچنین ایشان نمونه‌های بکر و سالمی از مغزه‌ها که عملیات انفجار بر روی آنها صورت نگرفته بود را به عنوان نمونه مرجع مورد آزمایش خردایش مکانیکی قرار دادند. آنها دریافتند که نمونه‌های انفجارشده نسبت به نمونه مرجع به راحتی و تحت انرژی کمتری خرد می‌شود. همچنین نمونه‌هایی که با استفاده از دو طول از فتیله انفجاری مورد آزمایش و انفجار قرار گرفتند انرژی کمتری نسبت به نمونه‌های انفجارشده با یک طول از فتیله انفجاری نیاز دارد (Nielsen and Kristiansen, 1996). نتایج حاصل از این دو تحقیق را می‌توان به‌طور خلاصه و در ذیل بیان کرد:

- مواد منفجره با سرعت انفجاری بالاتر منجر به ایجاد نرمه بیشتری بعد از انفجار و سنگ‌شکنی می‌شود.
- مواد منفجره با سرعت انفجاری بالاتر قابلیت خردایش مکانیکی مواد معدنی را بعد از انفجار و سنگ‌شکنی افزایش خواهند داد.

- افزایش خرج ویژه با استفاده از مواد منفجره مشابه قابلیت سنگ شکنی و آسیا مواد معدنی را افزایش می دهد.

- خرج ویژه بالاتر منجر به تولید نرمه بیشتر بعد از انفجار و سنگ شکنی می گردد.

در ادامه تحقیق و به منظور تکمیل مطالعات قبلی، نیلسن در سال ۱۹۹۹ مقاطع نازکی از قطعات انفجار شده و مرجع سه نوع سنگ - دو نوع تاکونیت و یک نوع ایلمنیت - تهیه و مورد بررسی قرار دادند. تاکونیت‌ها شامل دانه‌های ریزتر نسبت به کانه ایلمنیت بودند. در این تحقیق قطعات قبل از برش و فرآیند مقطع‌گیری درون اپوکسی فلورسنت قرار گرفتند (Nielsen, 1999). نتایج حاصل از این تحقیق را می توان به طور خلاصه و در ذیل بیان کرد:

- نمونه‌های انفجار شده شامل میکروترک‌های بیشتری نسبت به نمونه مرجع بودند.

- مواد منفجره با انرژی بیشتر ترک‌های بیشتری را تولید می کند.

- ترک‌های بین‌مرزی بیشتر در تاکونیت‌ها و ترک‌های درون‌دانه‌ای بیشتر در ایلمنیت مشاهده شدند.

- ترک‌های درون‌دانه‌ای اولیه نسبت به ترک‌های بین‌دانه‌ای حساسیت بیشتری نسبت به انرژی انفجار

نشان می دادند.

کاتسابانیس و همکاران در سال ۲۰۰۳ تحقیقاتی در زمینه تأثیر انفجار بر خصوصیات الاستیکی، مقاومتی و قابلیت آسیا شدن انجام داد. در این تحقیقات از اندیس کار باند برای اندازه‌گیری مقاومت در برابر آسیا شدن استفاده شد (Katsabanis et al., 2003a; Katsabanis et al., 2003b).

در این تحقیق ابتدا دوازده بلوک گرانودیوریت که ۹ عدد از آنها دارای ابعاد $93 \times 30 \times 24$ سانتی‌متر و ۳ عدد از آنها دارای مساحت مقطع مشابه اما طول $46/5$ سانتی‌متر تهیه و انفجار شدند. در بلوک‌های بزرگتر، ۲، ۳ یا ۴ چال با قطر ۱۲ میلی‌متر و عمق ۱۶۰ میلی‌متر در امتداد خط مرکزی و در بلوک‌های کوچکتر تنها یک چال حفر شده گردید. انفجار بلوک‌ها با استفاده از فتیله انفجاری $5/3$ گرم بر متر و از آب به عنوان عامل جفت‌شدگی و یا با استفاده از فتیله انفجاری $15/9$ گرم بر متر و از ماسه ریزدانه به عنوان عامل جفت‌شدگی صورت پذیرفت. در بلوک‌های حاوی چند چال، تأخیر چال‌ها بین ۲۰ و ۲۵۰ میکروثانیه استفاده شد. آنها

دریافتند که آسیب ناشی از انفجار با افزایش قدرت فتیله انفجاری، افزایش و همچنین تحت تأثیر تأخیر است. به منظور بررسی تأثیر انفجار بر عملیات آسیا، برخی از بلوک‌های انفجارشده و بلوک مرجع (انفجارنشده) ابتدا تا ابعاد کمتر از ۳/۳۵ میلی‌متر خرد و سپس با استفاده از آسیای آزمایشگاهی تحت آزمایش خردایش مکانیکی قرار گرفتند. نتایج حاصل از آسیا نشان می‌داد که موادمعدنی انفجارشده با استفاده از فتیله انفجاری با قدرت بالاتر، انرژی کمتری برای خردشدن نیاز و سرعت انتشار موج P آنها پس از انفجار ۲۵ درصد کاهش می‌یابد (Katsabanis et al., 2003a).

در ادامه تحقیق، ایشان مغزه‌هایی از جنس گرانودیوریت و سنگ آهک با قطر ۵۰ میلی‌متر و ارتفاع ۱۰۰ میلی‌متر را با استفاده از فتیله انفجاری ۲/۱، ۳/۲ و ۵/۳ گرم بر متر انفجار کردند. پس از انفجار تغییرات خصوصیات مقاومتی و الاستیکی از قبیل سرعت موج S و P، مدول یانگ، نسبت پواسون و مقاومت فشاری و کششی تک محوره اندازه‌گیری شد. همچنین آزمایش سقوط وزنه و اندیس کار باند نیز اجرا شد. آزمایش سقوط وزنه در نمونه‌های گرانودیوریتی برای بررسی رفتار نمونه‌ها تحت بارگذاری تراکمی دینامیکی به منظور شبیه‌سازی عملکرد سنگ‌شکن انجام شد. همچنین از آزمایش اندیس کار باند به منظور شبیه‌سازی عملکرد آسیا استفاده شد. نتایج کاهش خصوصیات مقاومتی و الاستیکی نمونه‌های انفجارشده نسبت به نمونه مرجع را نشان می‌داد. همچنین با وجود آسیب قابل توجه، مقاومت در برابر آسیا تغییر مهم و معنی‌داری را نشان نمی‌داد (Katsabanis et al., 2003b).

میچوکس و جورجوویچ تأثیر انرژی ماده‌منفجره بر نرم‌شدگی ناشی از انفجار و عملکرد آسیا نیمه خودشکن را مورد مطالعه قرار دادند. آنها چندین قطعه سنگ گرانیت (۵۰ تا ۸۰ کیلوگرم) را تحت شرایط کاملاً کنترل‌شده و با استفاده از سه نوع ماده‌منفجره انفجار کردند. چگالی متوسط نمونه‌ها ۲/۸۱ گرم بر سانتی‌متر مکعب و متوسط خرج‌ویژه ۰/۵۵ گرم بر کیلوگرم نمونه در نظر گرفته شد. نمونه‌ها درون محفظه انفجار قرار گرفتند. به منظور جمع‌آوری و کاهش خردایش ثانویه قطعات انفجارشده، نمونه‌ها درون محفظه انفجار قرار گرفته و از قطعات لاستیک در دیواره داخلی محفظه و قطعات چوبی در اطراف نمونه‌ها استفاده شد. آنها از آزمایش بار نقطه‌ای و سقوط وزنه به منظور کمی‌سازی مقاومت خرده‌های بزرگ استفاده کردند (Michaux

(and Djordjevic, 2005). ایشان از نرم‌افزار JKSimMet برای تخمین تأثیر مقاومت کاهش یافته خرده‌ها بر

عملکرد آسیا استفاده کردند. نتایج آنها نشان می‌داد:

- افزایش انرژی ماده منفجره سبب افزایش نرم‌شدگی ناشی از انفجار می‌شود.
- افزایش خرج‌ویژه سبب افزایش خردایش می‌شود.
- افزایش نرم‌شدگی ناشی از انفجار سبب افزایش خروجی آسیا نیمه خودشکن می‌گردد.
- انتخاب ماده منفجره با سرعت انفجار بالا نه تنها خردایش را بهبود می‌بخشد بلکه نرم‌شدگی خرده‌ها را نیز افزایش می‌دهد. این امر سبب کاهش هزینه‌های تولید می‌گردد.

کیم در سال ۲۰۱۰ تأثیر انفجار بر شکست سنگ‌ها را مورد مطالعه قرار داد. ایشان یک سری انفجارهای کوچک مقیاس در بلوک‌های گرانیتی انجام داد. در این تحقیق ابعاد بلوک‌ها $25 \times 25 \times 25$ سانتی‌متر در نظر گرفته شد. در هر بلوک پنج چال با قطر ۱۱ میلی‌متر و عمق ۲۳ سانتی‌متر با استفاده از الگوی تاسی، چهار چال در گوشه‌های مربعی با مساحت $12/5 \times 12/5$ و چال پنجم در مرکز مربع حفاری شدند. انفجار با استفاده از فتیله انفجاری اجرا و خرج‌ویژه توسط تغییر در تعداد قطعات فتیله انفجاری استفاده شده درون چال اصلاح گردید. یک، دو و سه قطعه فتیله انفجاری $5/3$ گرم بر متر به منظور ایجاد خرج‌ویژه $0/39$ ، $0/78$ و $1/17$ کیلوگرم بر مترمکعب سنگ استفاده شد. بعد از انفجار، قطعات خردشده جمع‌آوری و سرنده شدند. سپس آزمایش باند و سقوط وزنه به منظور بررسی قابلیت خردایش مکانیکی اجرا و پارامترهای A و b در آزمایش سقوط وزنه تعیین شدند. این فرآیند برای هر سه نوع بلوک گرانیتی بکر و انفجارنشده نیز تکرار شد. به منظور تهیه توزیع دانه‌بندی مشابه با نمونه انفجارشده، نمونه‌های بکر و انفجارنشده با استفاده از اره الماسی برش داده شدند. همچنین چهار نوع روش خرج‌گذاری متفاوت با خرج‌ویژه مشابه برای بررسی اثر توزیع انرژی انفجار بر قابلیت آسیا شدن در نمونه گرانیت بار استفاده شد. متعاقباً اثر تأخیر بر خردایش و قابلیت آسیا شدن با در نظر گرفتن خرج‌ویژه مشابه نیز مورد بررسی قرار گرفت. نتایج نشان می‌داد که خرج‌ویژه اثر مهمی بر پارامترهای A و b آزمایش سقوط وزنه و خردایش دارد. این امر به این معنی است که افزایش خرج‌ویژه، نرم‌شدگی ناشی از انفجار را افزایش می‌دهد. ایشان همچنین دریافت که توزیع خرج و برخورد

امواج انفجار تأثیر مناسبی بر خردایش اولیه و تأثیر کم بر خصوصیات شکست (حاصل ضرب پارامترهای A و b آزمایش سقوط وزنه) نمونه دارد (Kim, 2010).

کاتسابانیس در سال ۲۰۱۰ تحقیق کیم را ادامه داد و تعدادی آزمایش خردایش مکانیکی برای بررسی اثرات انفجار بر قابلیت آسیا شدن در سه نوع گرانیات انجام داد. در این تحقیق ماده معدنی، ابعاد بلوک‌ها، روش انفجار مشابه با تحقیق کیم بود، اما فقط آزمایش سقوط وزنه به عنوان آزمایش قابلیت آسیا شدن بر نمونه‌ها در محدوده ابعادی ۶۳-۱۳/۲ میلی‌متر و انرژی مورد استفاده تا ۵ کیلووات بر ساعت استفاده شد. در این تحقیق با استفاده از آزمایش‌های سقوط وزنه، منحنی‌های توزیع اندازه ذره به عنوان تابعی از انرژی ضربه برای خرج ویژه‌های متفاوت ترسیم شد. بررسی منحنی‌های توزیع خردایش، تأثیر انفجار بر بخش‌های مختلف توزیع خردایش را نشان می‌دهد. این امر حاکی از آن است که اثر خرج ویژه بر عملیات بعدی می‌تواند معنی‌دار و وابسته به سطح انرژی وارده بر خرده‌ها باشد (Katsabanis, 2010).

پارا و همکاران در سال ۲۰۱۴ آزمایش‌های کوچک مقیاس و مدل‌سازی انفجاری را به منظور درک و کمی‌سازی اثر انفجار بر نحوه ایجاد شکست درون قطعات انفجارشده که به عنوان نرم‌شدگی از آن یاد می‌شود، اجرا کردند. در این تحقیق نرم‌شدگی خرده‌های انفجارشده با استفاده از روش‌های اندازه‌گیری مستقیم و غیرمستقیم مورد مطالعه و بررسی قرار گرفت. در اولین مرحله از تحقیق، استوانه بتنی با قطر ۳۹۰ و طول ۵۵۰ میلی‌متر با استفاده ۳۰ گرم خرج پتن که درون چالی با قطر ۲۸ و عمق ۴۹۰ میلی‌متر قرار گرفته بود، انفجار شد. در دومین مرحله از این تحقیق، دو استوانه با استفاده از خرج امولایت به منظور اعتبارسازی مرحله اول و مطالعه ارتباط بین نرم‌شدگی خرده‌ها و خصوصیات شکست آنها، انفجار گردید. در این تحقیق، مدل‌سازی عددی برای تعیین منطقه نرم‌شده و تعیین نمونه‌ها برای بررسی آنالیز آماری استفاده شد. در طی مراحل اول و دوم، آزمایش شکست چرخشی^۱ که توسعه یافته آزمایش سقوط وزنه است برای اندازه‌گیری غیر مستقیم مقاومت خرده‌ها قبل و بعد از انفجار استفاده شد. به منظور تهیه توزیع دانه‌بندی مشابه با نمونه انفجارشده، نمونه‌های بکر و انفجارنشده با استفاده از اره الماسی برش داده شدند. نتایج

¹- Rotary Breakage Test

آزمایش‌های شکست چرخشی نشان می‌داد که نرم‌شدگی ناشی از انفجار می‌تواند اثر مثبتی بر اجرای خردایش مکانیکی و مصرف انرژی داشته باشد (Parra et al., 2014). در جدول ۱-۲ خلاصه‌ای از تحقیقات صورت گرفته در زمینه نرم‌شدگی ناشی از انفجار ارائه شده است.

جدول ۱-۲- تحقیقات صورت گرفته در زمینه نرم‌شدگی ناشی از انفجار

مرجع	سال	نوع مواد	هندسه	انفجار	ارزیابی	اندازه مواد (میلی‌متر)	نتایج
نیلسن و کیرستینسن	۱۹۹۶	سنگ	مکعب‌های محصورنشده	دینامیت با سرعت انفجاری بالا و پایین درون تک چال	اندیس کار باند، تک مرحله	۸-۲	کاهش اندیس باند توسط فرآیند انفجار
نیلسن و کیرستینسن	۱۹۹۶	سنگ	استوانه‌های محصورنشده	فتیله انفجاری	اندیس کار باند، تک مرحله	۸-۲	کاهش مقاومت ماده معدنی توسط فرآیند انفجار
کیم و مک‌کارت	۱۹۹۸	سنگ	استوانه‌های محصورنشده	فتیله انفجاری	<i>split Hopkinson pressure bar</i>	۳۲	ارتباط مستقیم بین انرژی انفجار و تعداد میکروتک‌ها
نیلسن و مالویک	۱۹۹۹	سنگ	استوانه‌های محصورنشده	فتیله انفجاری	اندیس کار باند، تک مرحله	۸-۲	افزایش نرم‌شدگی با افزایش خرج ویژه کاهش خصوصیات
کاتسابانیس و همکاران	۲۰۰۳ الف	سنگ	مکعب‌های محصورنشده	فتیله انفجاری، ۱ تا ۴ چال	اندیس کار باند، تک مرحله	۲/۹۳-۱/۱۸	مکانیکی سنگ با افزایش خرج ویژه
کاتسابانیس و همکاران	۲۰۰۳ ب	سنگ	استوانه‌های محصورنشده	فتیله انفجاری	اندیس کار باند و آزمایش سقوط وزنه	ذکر نشده	کاهش اندیس باند توسط فرآیند انفجار
میچوکس و جورجوویچ	۲۰۰۶	سنگ	قطعات درشت محصورنشده	باروت، امولایت و <i>PETN</i> درون تک چال	آزمایش سقوط وزنه	۶۳-۱۳/۲	افزایش نرم‌شدگی با افزایش خرج ویژه
کیم	۲۰۱۰	سنگ	مکعب‌های محصورنشده	فتیله انفجاری، ۵ چال	اندیس کار باند و آزمایش سقوط وزنه	۶۳-۱۳/۲ < ۳/۳۶	کاهش خصوصیات شکست سنگ با افزایش خرج ویژه کاهش خصوصیات
کاتسابانیس	۲۰۱۰	سنگ	مکعب‌های محصورنشده	فتیله انفجاری، ۵ چال	آزمایش سقوط وزنه	۶۳-۱۳/۲	مقاومتی سنگ با افزایش خرج ویژه
پارا و همکاران	۲۰۱۴	بتن	استوانه‌های محصورشده	پتن یا امولایت درون تک چال	<i>RBT</i>	۱۹-۱۳/۲	تأثیر نرم‌شدگی بر فرآیند خردایش مکانیکی

تمامی مطالعات ذکرشده در خصوص اثرات نرم‌شدگی و افزایش خرج ویژه بسیار با اهمیت و مهم هستند ولی برخی از پرسش‌ها در خصوص آنها مطرح می‌گردد:

۱- آیا می‌توان با استفاده از آزمایش‌های کوچک مقیاس که بر روی مغزه و یا بلوک‌های کوچک صورت

می‌گیرد اثر نرم‌شدگی را در انفجار پله‌ای شبیه‌سازی نمود؟

- ۲- آزمایش سقوط وزنه برای محاسبه خصوصیات شکست سنگ در سنگ شکن و آسیا خودشکن/نیمه خودشکن و آزمایش اندیس کار باند با استفاده از آسیای میله‌ای انجام می‌شود. حال آنکه آیا این دو آزمون با یکدیگر می‌تواند شبیه‌سازی کاملی از خردایش مکانیکی داشته باشد؟
- ۳- آیا آزمون‌های خردایش مکانیکی می‌تواند تخمینی از اثر نرم‌شدگی بر میزان مصرف انرژی داشته باشد؟
- ۴- آیا واکنش موادمعدنی نسبت به آزمون‌های مکانیک‌سنگی و خردایش مکانیکی قابل پیش‌بینی و یکسان است؟
- ۵- شرایط لازم برای ایجاد انواع میکروترک‌ها چگونه است؟
- ۶- اثر ترکیبات شیمیایی موادمعدنی بر خصوصیات مکانیک‌سنگی و نرم‌شدگی چگونه است؟
- ۷- چگونه می‌توان اثر ترکیبات شیمیایی مختلف را بر طراحی الگوی انفجاری در نظر گرفت؟
- ۸- نقش انرژی ویژه در خردایش و طراحی الگوی انفجاری چگونه می‌باشد؟

۲-۴- جمع‌بندی

تحقیقات صورت گرفته در سال‌های اخیر نشان می‌دهد که عملیات انفجار می‌تواند با استفاده از دو پدیده خردایش و نرم‌شدگی سبب کاهش انرژی مصرفی در فرآیند خردایش مکانیکی و در نتیجه کاهش هزینه‌های آن می‌شود. نرم‌شدگی ناشی از انفجار با استفاده از آزمایش‌های متفاوتی مورد بررسی قرار گرفته است. از متداول‌ترین این روش‌های می‌توان به انفجارهای کوچک مقیاس مکعب و مغزه‌های متشکل از مواد معدنی مانند سنگ و بتن اشاره کرد. آزمایش اندیس کار باند و سقوط وزنه نیز از متداول‌ترین روش‌ها برای اندازه‌گیری نرم‌شدگی ناشی از انفجار است. در این آزمایش‌ها معمولاً نمونه‌ها با استفاده از افزایش شدت ماده منفجره تحت آزمایش قرار گرفتند و سپس قابلیت خردایش مکانیکی آنها با استفاده از آزمایش‌هایی از قبیل اندیس کار باند و سقوط وزنه مورد بررسی قرار گرفته است. تاکنون شبیه‌سازی مناسبی از نرم‌شدگی ناشی از انفجار پله‌ای، اثر آن بر فرآیند خردایش مکانیکی (سنگ‌شکنی و آسیا) و پارامترهای مؤثر بر آن

صورت نگرفته است. همچنین مطالعات مناسبی نیز بر اساس واکنش موادمعدنی بر فرآیند انفجار و یا به عبارت دیگر خصوصیات شکست و نرمش‌دگی موادمعدنی تحت تأثیر انرژی انفجار صورت نگرفته است. بنابراین در فصل بعد با استفاده از روشی مناسب، شبیه‌سازی نرمش‌دگی، اثر آن بر فرآیند خردایش مکانیکی و خصوصیات فیزیکی و مکانیکی مواد معدنی مؤثر بر پدیده نرمش‌دگی ناشی از انفجار مورد بررسی قرار می‌گیرد.

فصل سوم

تئیه سازی نرم شدگی ناشی از انفجار

پله ای

۳-۱- مقدمه

به‌طور کلی در تحقیقات صورت گرفته، نرم‌شدگی ناشی از انفجار توسط آزمایش‌های کوچک مقیاس و با استفاده از انفجار مغزه‌ها و مکعب‌های از جنس سنگ و بتن مورد مطالعه قرار گرفتند. همچنین قابلیت خردایش مکانیکی نمونه‌ها نیز با استفاده از آزمایش‌های از قبیل اندیس کار باند و سقوط وزنه مورد مطالعه قرار گرفته است. تاکنون اثر نرم‌شدگی ناشی از انفجار در یک فرآیند خردایش مکانیکی که شامل چندین مرحله سنگ‌شکنی و آسیا باشد، مورد مطالعه قرار نگرفته است. این شبیه‌سازی می‌تواند دید و نگرش مناسبی از عملکرد نرم‌شدگی ناشی از انفجار بر فرآیند خردایش مکانیکی فراهم نماید. همچنین در مطالعات صورت گرفته، شبیه‌سازی مناسبی از تأثیر نرم‌شدگی ناشی از انفجار در یک بلوک انفجاری با چند ردیف چال صورت نگرفته است. از مزایای این شبیه‌سازی می‌توان به درک مؤثر و مناسب از نرم‌شدگی ناشی از انفجار در بلوک‌های انفجار اشاره نمود. بنابراین روش و نمونه‌های مورد نیاز است که بتوان شبیه‌سازی نرم‌شدگی ناشی از انفجار پله‌ای و اثر آن در یک فرآیند خردایش مکانیکی شامل چند مرحله سنگ‌شکنی و آسیا را اجرا نمود. در این بخش از تحقیق خرده‌های ناشی از انفجار آزمایش‌های ایوانوا که در دانشگاه مونتانا یونیورسیتات لئوین کشور اتریش و در سال‌های ۲۰۱۳ و ۲۰۱۴ صورت پذیرفت، جمع‌آوری و تحت مطالعه و بررسی قرار می‌گیرد. هدف از این امر شبیه‌سازی اثر نرم‌شدگی ناشی از انفجار در فرآیند خردایش مکانیکی است.

۳-۲- مواد معدنی مورد مطالعه

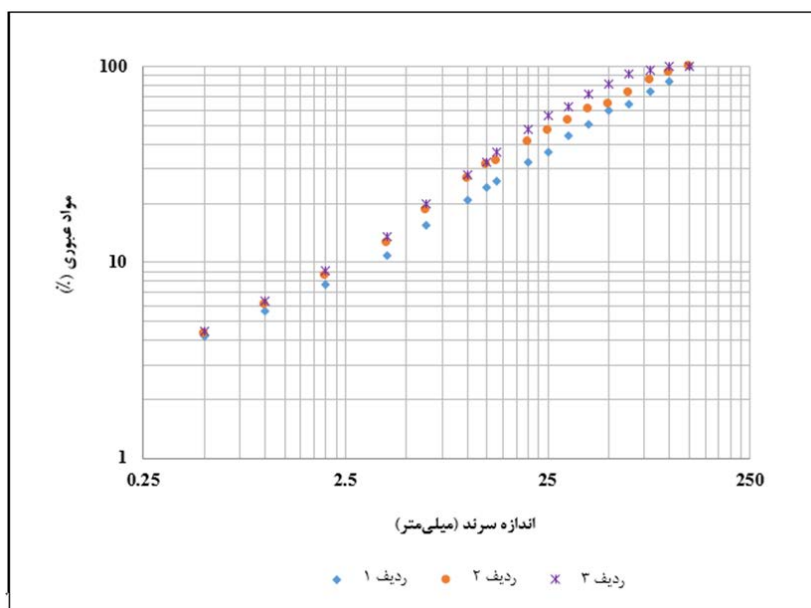
در مطالعات صورت گرفته بر روی نمونه‌های کوچک مقیاس که توسط ایوانوا در سال‌های ۲۰۱۳ و ۲۰۱۴ صورت پذیرفت، مشخص شد که با افزایش ردیف‌های انفجاری میزان خردایش نیز افزایش می‌یابد (Ivanova, 2015). او دلیل این امر را آسیب ناشی از انفجار ردیف‌های ابتدایی بر ردیف بعدی عنوان کرد. در شکل ۳-۱ یکی از آزمایش‌های کوچک مقیاس که توسط ایوانوا (۲۰۱۵) صورت گرفته است، مشخص شده است. در این تحقیق ۱۵ نمونه بتنی حاوی مگنتیت به وزن تقریبی ۸۰ کیلوگرم انفجار شدند. به منظور شبیه‌سازی

انفجار بلوک‌های واقعی، تمامی نمونه‌ها با مقیاس نسبی ۱/۱۰۰ پله‌های واقعی دارای ابعاد ۶۶۰×۲۸۰×۲۱۰ میلی‌متر و شامل ۳ ردیف ۷ چاله با بارسنگ و فاصله ردیفی ۷۰×۹۵ میلی‌متر بود. انفجار نمونه‌ها با استفاده از فتیله انفجاری ۲۰ گرم بر متر و با تأخیر مشابه صورت پذیرفت. پس از انفجار هر ردیف، خرده‌های انفجارشده جمع‌آوری و آنالیز سرنندی آنها با استفاده از سرندهای ۱۲۵، ۱۰۰، ۸۰، ۶۳، ۵۰، ۴۰، ۳۱/۵، ۲۵، ۲۰، ۱۴، ۱۲/۵، ۱۰، ۶/۳، ۴، ۲ و ۰/۵ میلی‌متر مورد مطالعه و بررسی قرار گرفت. نمودار توزیع دانه‌بندی خرده‌های انفجارشده به خوبی با استفاده از تابع توزیع سوبرک^۱ نمایش داده می‌شود. در شکل ۲-۳ آنالیز سرنندی یکی از آزمایش‌های ایوانوا ارائه شده است.

^۱- Swebrec



شکل ۳-۱- آزمایش کوچک مقیاس صورت گرفته توسط ایوانوا (Ivanova, 2015)



شکل ۳-۲- نمونه‌ای از آنالیز سرنندی صورت گرفته توسط ایوانوا

همان‌طور که از شکل ۲-۳ مشاهده می‌شود با افزایش شماره ردیف انفجاری متوسط اندازه خرده‌ها نیز افزایش می‌یابد که دلیل این امر آسیب ناشی از انفجار ردیف‌های ابتدایی بر ردیف بعدی است. آزمایش‌های صورت گرفته توسط ایوانوا با استفاده از دو سری نمونه بتنی و با ترکیب متفاوت صورت گرفت (جدول ۳-۱). او ۶ نمونه را در سال ۲۰۱۳ و ۹ نمونه را در سال ۲۰۱۴ مورد آزمایش قرار داد. خصوصیات مکانیکی و فیزیکی نمونه‌های مورد آزمایش در جدول ۲-۳ مشخص شده است. هدف از این مرحله از تحقیق، شبیه‌سازی تأثیر نرم‌شدگی ناشی از انفجار در یک فرآیند خردایش مکانیکی شامل چند مرحله سنگ‌شکنی و آسیا است. بنابراین خرده‌های ناشی از انفجار ردیف‌های اول و سوم آزمایش‌های ایوانوا در سال‌های ۲۰۱۳ و ۲۰۱۴ با ابعاد ۲۵ تا ۴۰ میلی‌متر جمع‌آوری و تحت آزمایش خردایش مکانیکی قرار گرفت (شکل ۳-۳). در جدول ۳-۳ مقادیر وزنی مواد معدنی جمع‌آوری شده از ۶ انفجار صورت گرفته در سال ۲۰۱۳ و ۶ انفجار صورت گرفته در سال ۲۰۱۴ برای ردیف‌های اول و سوم مشخص شده است.

جدول ۳-۱- ترکیب بلوک‌های بتنی حاوی مگنتیت، آزمایش‌های ایوانوا (Ivanova, 2015)

ترکیب	۲۰۱۳	۲۰۱۴
سیمان پورتلند <i>CEM II/A-M</i>	۲۵/۶۰	۲۳/۶۰
۴۲.۵ N		
آب	۱۲/۶۵	۱۹/۴۴
ژلنیوم (<i>Plasticizer</i>)	۰/۲۶	۰/۲۳
<i>DCC - Defoamer</i>	۰/۱۳	۰/۱۲
پودر مگنتیت	۲۹/۶۵	۲۷/۳۵
ماسه ۰/۱ تا ۰/۵	۳۱/۷۰	-
ماسه ۰/۱ تا ۰/۴	-	۲۹/۲۴

جدول ۳-۲- خصوصیات مکانیکی نمونه‌های مورد آزمایش

خصوصیات نمونه‌ها	نمونه‌های ۲۰۱۳		نمونه‌های ۲۰۱۴	
	میانگین	انحراف معیار	میانگین	انحراف معیار
چگالی (kg/m^3)	۲۷۳۲	۱۰	۱۹۸۶	۳۵
مقاومت فشاری تک محوره (<i>MPa</i>)	۵۸/۱	۵/۵	۳۵/۸	۴/۶
مقاومت کششی برزیلی (<i>MPa</i>)	۵/۵۲	۰/۰۹	۳/۵۶	۰/۵۶
مدول یانگ (<i>GPa</i>)	۲۳/۹	۰/۵	۱۴/۰	۰/۹
نسبت پواسون	۰/۱۲	۰/۰۱	۰/۱۷	۰/۰۳
سرعت موج P (<i>m/s</i>)	۳۷۵۶	۷۹	۳۰۵۶	۳۶
سرعت موج S (<i>m/s</i>)	-	-	۱۹۸۹	۳۶

جدول ۳-۳- مواد معدنی جمع‌آوری شده از ۶ انفجار سال ۲۰۱۳ و ۶ انفجار سال ۲۰۱۴

نمونه	مواد ناشی از انفجار ردیف اول (کیلوگرم)				مواد ناشی از انفجار ردیف سوم (کیلوگرم)			
	۱۴-۲۰	۲۰-۲۵	۲۵-۳۱/۵	۳۱/۵-۴۰	۱۴-۲۰	۲۰-۲۵	۲۵-۳۱/۵	۳۱/۵-۴۰
	(میلی‌متر)	(میلی‌متر)	(میلی‌متر)	(میلی‌متر)	(میلی‌متر)	(میلی‌متر)	(میلی‌متر)	(میلی‌متر)
نمونه ۲۰۱۳	۱۱/۶	۷/۹	۸/۲	۷/۳	۱۶/۴	۹/۸	۹/۶	۱۱/۲
مجموع مواد (۴۰-۲۵) میلی‌متر)				۱۵/۵				۲۰/۸
نمونه ۲۰۱۴	۱۰/۲	۶/۷	۸/۱	۸/۳	۱۳/۰	۸/۲	۸/۴	۸/۸
مجموع مواد (۴۰-۲۵) میلی‌متر)				۱۶/۴				۱۷/۲



شکل ۳-۳- ترکیب مواد معدنی انفجارشده با اندازه بین ۲۵ و ۴۰ میلی‌متر برای یک ردیف انفجارشده

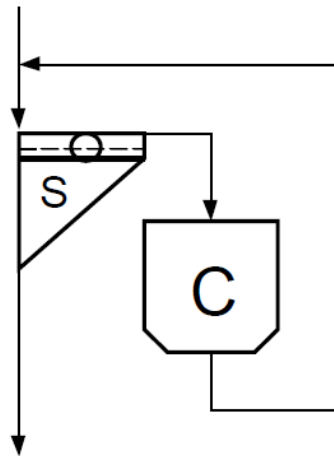
۳-۳- روش مورد استفاده در بررسی نرم‌شدگی ناشی از انفجار

در گروه فرآوری دانشگاه مونتان لئوبن کشور اتریش، روش آزمایشگاهی با عنوان توالی خردایش مکانیکی بهینه^۱ توسعه یافته است که از اصول انرژی بهره‌مند نیاز برای خردایش مکانیکی تبعیت می‌نماید. این روش شامل چندین مرحله خردایش مکانیکی با مدار بسته است. دلیل بسته بودن مدار، عدم خردایش بیشتر مواد با اندازه کمتر از خروجی است. برای این منظور پس از هر مرحله خردایش مکانیکی، مواد با سردی با اندازه خروجی تجهیزات (سنگ‌شکن و آسیا) سرد و مواد درشت‌تر از اندازه سرد مجدد خرد می‌گردد (شکل ۳-۴). هدف از انرژی مؤثر خردایش مکانیکی، خرد کردن مجموعه‌ای از قطعات با اندازه بیشینه و توزیع مشخص برای دستیابی به کمترین اندازه با حداقل انرژی مورد نیاز است. میزان انرژی مصرفی به‌طور مستقیم به مقدار نرمه بستگی دارد. تولید بیشتر نرمه، اتلاف انرژی را زیاد می‌کند. نرمه تولید شده در تجهیزات خردایش مکانیکی سبب اتلاف انرژی به دلیل تراکم مواد نرمه می‌گردد. پیش‌سرد^۲، نرمه‌های

^۱- Optimized comminution sequence (OCS)

^۲ - Prescreening

موجود در بار ورودی را جدا می‌کند، بنابراین انرژی تأمین‌شده توسط تجهیزات خردایش مکانیکی مستقیماً بر قطعات درشت وارد می‌گردد. سرند کردن دقیق، ذرات نرمه را بلافاصله بعد از تولیدشان جدا می‌کند. بار در گردش بالا زمان ماند قطعات درون تجهیزات خردایش مکانیکی را به دلیل تنش کمتر وارد بر قطعات کاهش می‌دهد (Boehm et al., 2002).



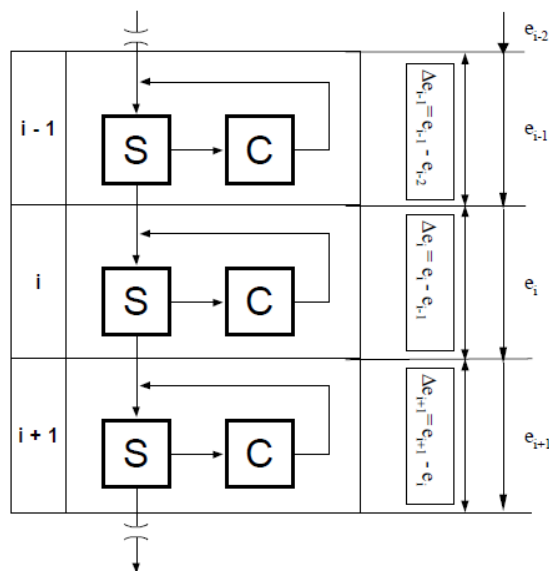
شکل ۳-۴- نمایی از طراحی مدار بسته (C: خردایش مکانیکی، S: سرند)

در این روش انرژی مصرفی، سطح ویژه قطعات و توزیع اندازه قطعات بار ورودی و خروجی در هر مرحله از خردایش اندازه‌گیری می‌شود. مطابق با تجارب به‌دست آمده، این روش توزیع اندازه خروجی عملیات خردایش مکانیکی را با کمترین انحراف و مستقل از ماشین استفاده شده ارائه می‌کند. از آنجایی که در این روش فرآیندی فنی خاصی بر کاهش میزان نرمه‌ها استفاده نمی‌شود، بنابراین این توزیع اندازه ذره خصوصیات مواد معدنی را بیان و از آن به عنوان خصوصیات شکست طبیعی^۱ یاد می‌شود.

اندازه‌گیری میزان انرژی مصرفی به‌علاوه تعیین سطح ویژه خروجی در هر مرحله از خردایش مکانیکی، داده‌های نمودار انرژی-ثبت^۲ را فراهم می‌کند. مطابق بر تحقیق اشتاینر، انرژی-ثبت به عنوان حداقل میزان انرژی لازم برای خرد کردن قطعات مواد معدنی به ازای هر واحد جرم تعریف می‌شود. به‌طور معکوس تفاوت بین دو ثبت-انرژی، مصرف انرژی ویژه را ارائه می‌کند (شکل ۳-۵) (Steiner, 1991).

¹- Natural Breakage Characteristic (NBC)

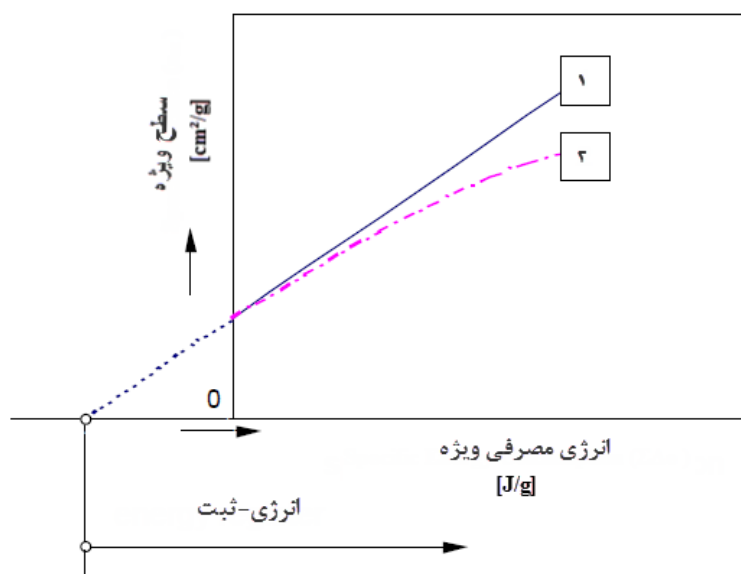
²- Energy- register diagram



شکل ۳-۵- توصیف کلی اصول انرژی بهینه خردایش مکانیکی

برای به دست آوردن تابع انرژی-ثابت، سطح ویژه به دست آمده در برابر میزان انرژی مصرفی ویژه جمععی

ترسیم می شود (شکل ۳-۶).

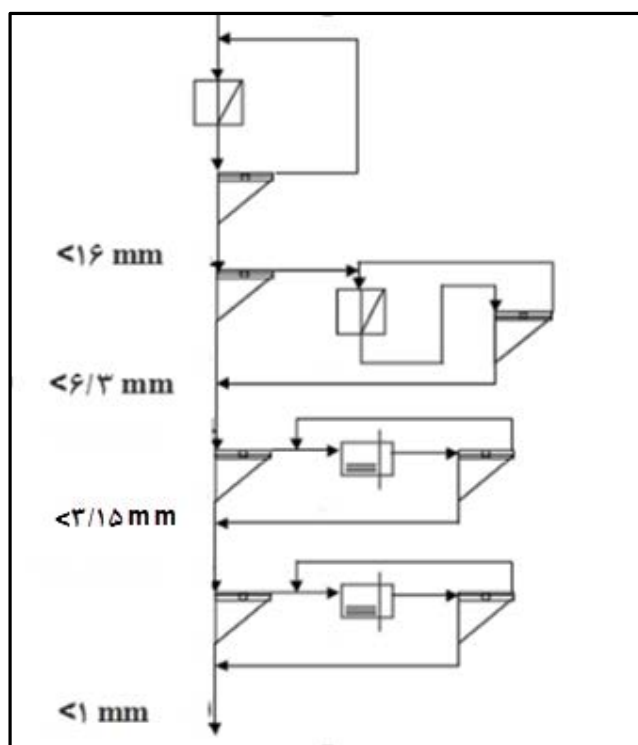


شکل ۳-۶- توابع انرژی ثابت ۱: انرژی بهینه خردایش مکانیکی ۲: انرژی نامؤثر خردایش مکانیکی (Boehm et al., 2002)

همان طور که از شکل ۳-۶ مشاهده می شود در صورتی که مجموعه داده های اندازه گیری بتواند توسط تابع خطی تخمین زده شود، شیب خط به عنوان ضریب ریتینگر نامیده و به عنوان انرژی بهینه خردایش در نظر گرفته می شود و در صورتی که مجموعه داده ها اندازه گیری توسط تابع غیر خطی تخمین زده شود، به عنوان

انرژی نامؤثر خردایش در نظر گرفته می‌شود (Boehm et al., 2002). خصوصیات شکست طبیعی و ضریب ریتینگر مستقل از نوع ماشین و وابسته به خصوصیات ماده معدنی است.

توالی خردایش مکانیکی بهینه به منظور بررسی و تعیین نرم‌شدگی ناشی از انفجار، شامل دو مرحله عملیات سنگ‌شکنی و دو مرحله عملیات آسیا در آزمایشگاه فرآوری مواد معدنی دانشگاه مونتان یونیورسیتات کشور اتریش طراحی و اجرا گردید. در شکل ۳-۷ و جدول ۳-۴ مدار و تجهیزات مورد استفاده در آزمایش خردایش مکانیکی برای بررسی اثر نرم‌شدگی ناشی از انفجار پله‌ای مشخص شده است. همان‌طور که از شکل ۳-۷ مشاهده می‌شود، فرآیند خردایش مکانیکی در هر مرحله به صورت مدار بسته طراحی شده است تا اطمینان حاصل شود ۱۰۰ درصد خرده‌ها کاملاً تا ابعاد مورد نظر خرد شود. پس از اتمام خردایش در هر مرحله (سنگ‌شکن و آسیا)، خروجی آنها سرنده و توزیع اندازه مورد بررسی و آنالیز قرار می‌گیرد. فرآیند سرنده کردن سبب می‌شود تا مواد ریزتر از خروجی دستگاه‌ها جدا و از اتلاف انرژی جلوگیری شود. این امر سبب اندازه‌گیری دقیق انرژی مصرفی در هر مرحله از خردایش می‌شود (Boehm et al., 2002).



شکل ۳-۷- مراحل انجام آزمایش توالی خردایش بهینه‌شده برای تعیین اثر نرم‌شدگی

جدول ۳-۴- تجهیزات مورد استفاده و مشخصات بار ورودی و خروجی در مراحل OCS

اندازه خروجی <i>mm</i>	اندازه بار ورودی <i>Mm</i>	مدل	نوع ماشین	مراحل در OCS
< ۱۶	۴۰-۲۵	BB 200 / Mangan	سنگ شکن فکی	سنگ شکن ۱
< ۶/۳	۱۶-۶/۳	BB 200 / Mangan	سنگ شکن فکی	سنگ شکن ۲
< ۳/۱۵	۶/۳-۳/۱۵	In-house Ø0,15×0,3 m	آسیا میله‌ای	آسیا ۱
< ۱	۳/۱۵-۱	In-house Ø0,15×0,3 m	آسیا میله‌ای	آسیا ۲

۳-۴- روند اجرای آزمایش

۳-۴-۱- سنگ شکنی مرحله اول (۱۶ میلی متر)

همان طور که اشاره شد مواد خردشده ناشی از انفجار - ابعاد ۲۵ تا ۴۰ میلی متر- ردیف‌های اول و سوم آزمایش‌های ایوانوا در سال‌های ۲۰۱۳ و ۲۰۱۴ جمع‌آوری گردید. همچنین به منظور اطمینان بیشتر، مواد انفجارشده مذکور مجدد سرنده و مواد با اندازه کمتر از ۲۵ میلی متر که در اثر حمل و نقل به انبار ایجاد شده بودند از فرآیند اولیه خارج گردید.

پس از سرنده کردن، مواد مورد آزمایش توسط سنگ شکن فکی آزمایشگاهی با دهانه خروجی ۱۶ میلی متر خرد شدند. از آنجایی که مدار سنگ شکن اولیه بسته می‌باشد بنابراین مواد خردشده با استفاده از سرنده ۱۶ میلی متر سرنده و مواد بزرگتر از ۱۶ میلی متر مجدداً توسط سنگ شکن خرد شدند. در شکل ۳-۸ سنگ شکن آزمایشگاهی مورد استفاده در انجام آزمایش نشان داده شده است.

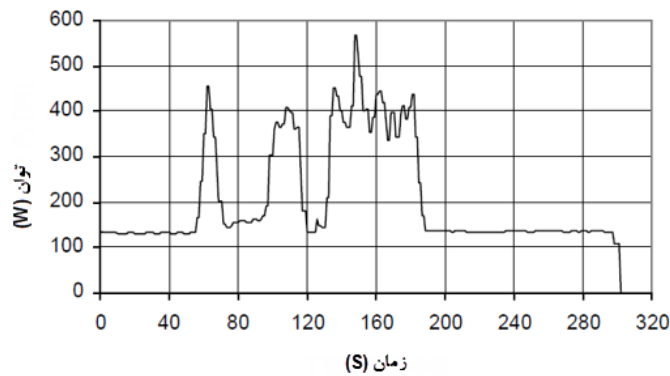


شکل ۳-۸- سنگ شکن آزمایشگاهی مورد استفاده در انجام آزمایش

در هنگام عملیات سنگ شکنی از یک مولتی متر دیجیتال برای اندازه گیری و ثبت دقیق میزان مصرف انرژی در یک مدار استاندارد استفاده گردید (شکل ۳-۹). میزان ولتاژ خروجی توسط دستگاه مذکور اندازه گیری می شود. با اتصال مولتی متر به کامپیوتر و نرم افزار مربوط به آن امکان تحلیل و بررسی داده های و برداشت های مولتی متر به صورت نمودار انرژی مصرفی-زمان فراهم می گردد. در شکل ۳-۱۰ نمودار میزان انرژی مصرفی توسط سنگ شکنی در برابر زمان ترسیم شده است.



شکل ۳-۹- تجهیزات مورد استفاده در تهیه نمودار انرژی مصرفی-زمان



شکل ۳-۱۰- نمودار میزان توان در برابر زمان

به‌طور کلی میزان انرژی مصرفی در چنین مدارهایی توسط رابطه زیر قابل محاسبه می‌باشد (Steiner, 1991):

$$E_{Ne} = 3 \left(\int_{t_1}^{t_2} (p_{Br}(t) - \bar{P}_L) dt \right) \quad (۱-۳)$$

که از رابطه بالا داریم

E_{Ne} = میانگین مصرف انرژی شبکه بر حسب وات

P_{Br} = میانگین توان مصرفی بر حسب وات

\bar{P}_L = میانگین توان مصرفی در محدوده بدون بار ورودی بر حسب وات

t_1 و t_2 زمان شروع و پایان بر حسب ثانیه

به دلیل زمان انتقال داده‌ها -یک ثانیه- و طراحی مدار، محاسبه مصرف انرژی شبکه می‌تواند به صورت

معادله

۳-۲ ساده شود:

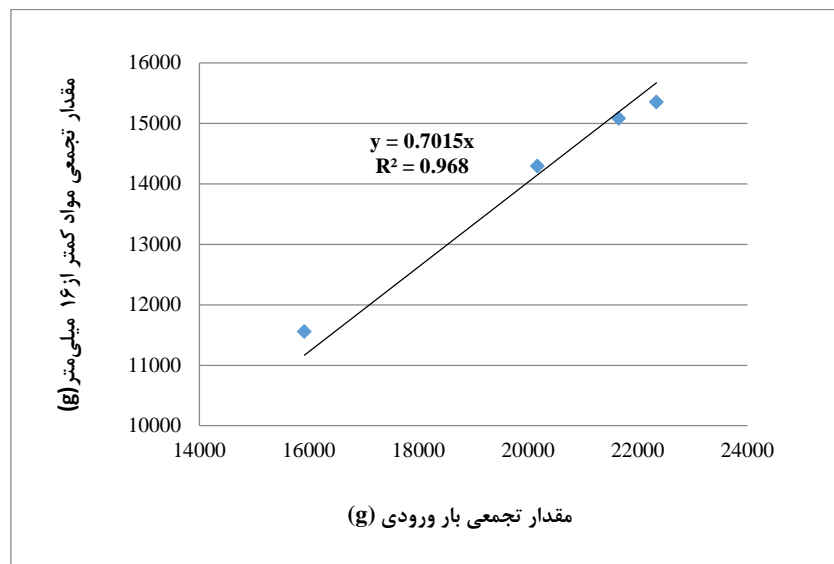
$$E_{Ne} = 3 \left[\sum_{i=0}^n (P_{ti,Br} - \bar{P}_L) \right] \quad (۲-۳)$$

که $P_{ti,Br}$ = مجموع توان مصرفی در زمان i در یک رسانا و \bar{P}_L = میانگین توان مصرفی در محدوده بدون بار ورودی است.

برای محاسبه میانگین توان مصرفی در محدوده بدون بار ورودی می‌توان از رابطه زیر استفاده کرد:

$$\bar{P}_L = (\bar{P}_{vor} + \bar{P}_{nach}) / 2 \quad (۳-۳)$$

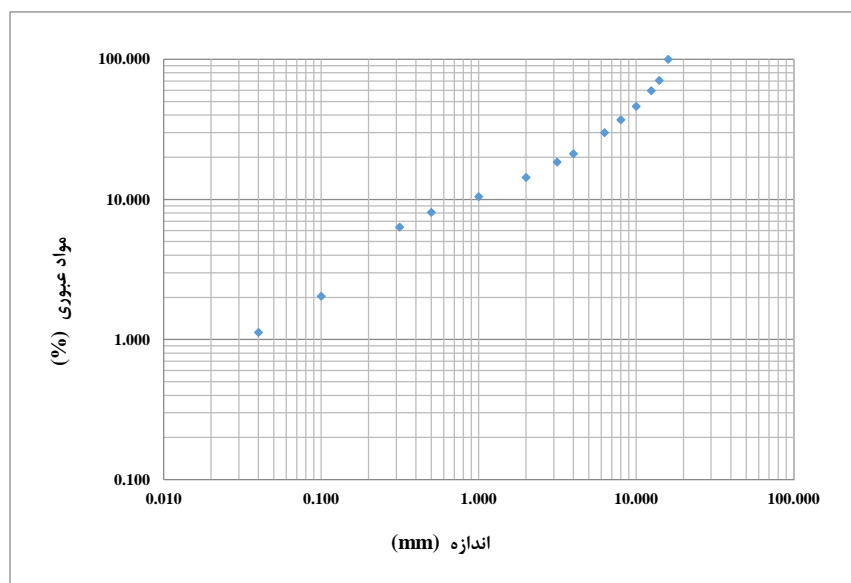
که $\bar{P}_{vor} =$ میانگین توان مصرفی در محدوده بدون بار ورودی قبل از سنگ‌شکنی و $\bar{P}_L =$ میانگین توان مصرفی در محدوده بدون بار ورودی بعد از سنگ‌شکنی است (Steiner, 1991). در پیوست شماره ۱ اطلاعات مربوط به انرژی مصرفی سنگ‌شکن برای نمونه‌های و مراحل مختلف سنگ‌شکنی ارائه شده است. در شکل ۳-۱۱ نمودار تجمعی مواد خردشده کمتر از ۱۶ میلی‌متر در برابر مواد ورودی به سنگ‌شکن ترسیم شده است. همان طور که از نمودار مذکور مشخص می‌شود رابطه بین مواد کمتر از ۱۶ میلی‌متر و بار ورودی کاملاً به صورت خطی و با عرض از مبدأ صفر است.



شکل ۳-۱۱- ارتباط بین مقدار تجمعی بار ورودی و مقدار تجمعی مواد کمتر از ۱۶ میلی‌متر

پس از اتمام عملیات سنگ‌شکنی اولیه، مواد خردشده توسط سرندهای ۱۴، ۱۲، ۱۰، ۸، ۶/۳، ۴، ۲، ۱، ۰/۵، ۰/۳۱۵، ۰/۱۰۰ و ۰/۰۴۰ میلی‌متر به صورت کاملاً دستی سرندها و توزیع تجمعی دانه خردشده مورد ارزیابی قرار می‌گیرد. در این تحقیق به منظور افزایش سرعت عملیات، مواد خردشده کمتر از ۱، ۰/۵ و ۰/۱۰۰ میلی‌متر توسط جداکننده به دو بخش تقسیم شده و یکی از بخش‌ها مورد ارزیابی سرندها قرار می‌گیرد. در شکل ۳-۱۲ نمودار آنالیز سرندها مواد به دست آمده از سنگ‌شکنی اولیه مشخص شده است. در پیوست شماره ۲ اطلاعات مربوط به آنالیز سرندها برای نمونه‌های و مراحل مختلف خردایش مکانیکی به منظور

ترسیم نمودارهای خصوصیات شکست طبیعی و اندازه‌گیری سطح ویژه خرده‌های ناشی از خروجی خردایش مکانیکی، ارائه شده است.



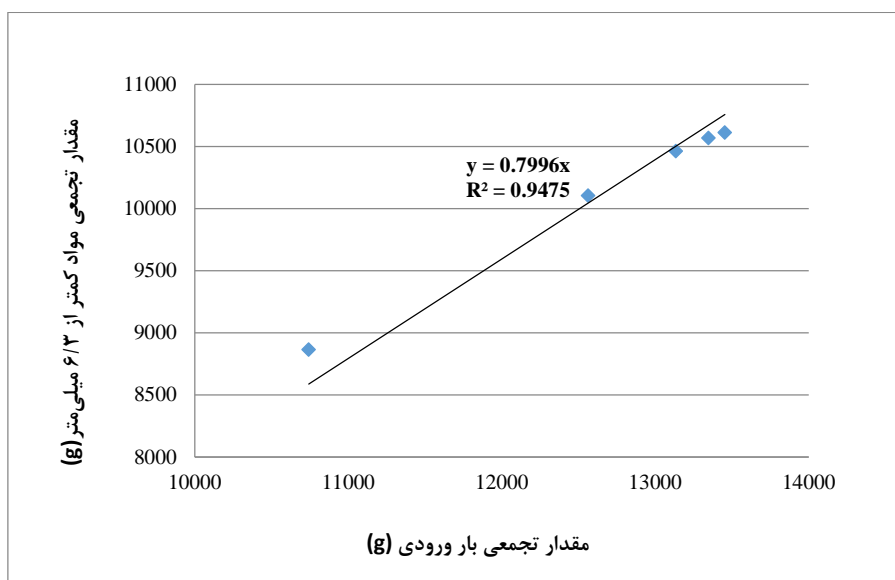
شکل ۳-۱۲- نمودار آنالیز سرنندی مواد به دست آمده از سنگ‌شکنی مرحله اول

۳-۴-۲- اندازه‌گیری چگالی مواد خردشده

پس از خردایش مواد منفجره شده در مرحله سنگ‌شکنی اولیه، چگالی مواد خردشده بین $\frac{6}{3}$ و ۱۶ میلی‌متر در دو حالت عادی و متراکم به منظور محاسبه میزان مواد معدنی مورد نیاز در آسیا آزمایشگاهی اندازه‌گیری شد. بدین صورت که مواد خردشده درون استوانه مدرج ریخته و وزن و ارتفاع آن اندازه‌گیری شد. سپس مواد موجود درون استوانه بر روی ماشین لرزان قرار گرفته تا در اثر لرزش ماشین مواد خردشده متراکم شوند. مدت زمان لرزش تا زمانی ادامه می‌یابد که تغییر در ارتفاع مواد خردشده درون استوانه به وجود نیاید و به عبارت دیگر ارتفاع مواد خردشده ثابت شود. در پیوست شماره ۳ اطلاعات مربوط به چگالی مواد خردشده مراحل مختلف خردایش مکانیکی ارائه شده است.

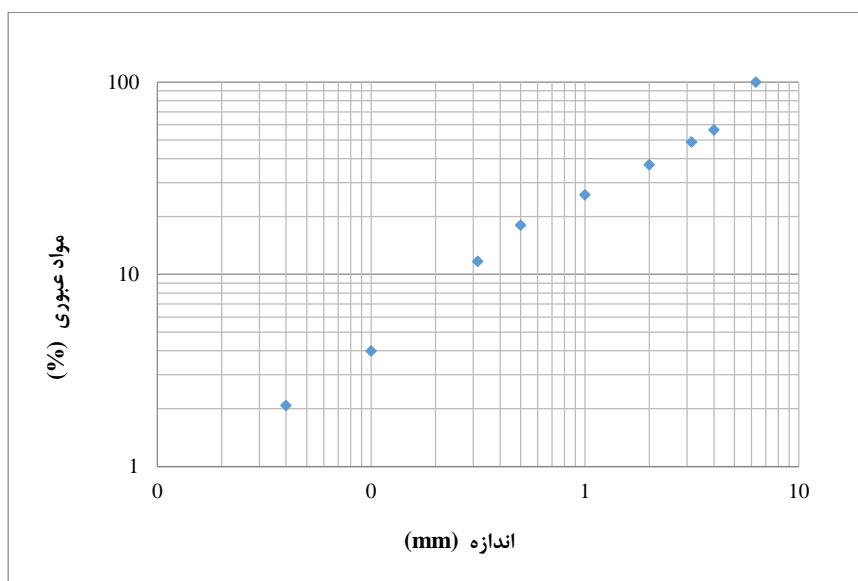
۳-۴-۳- سنگ شکنی مرحله دوم (۶/۳ میلی متر)

در ادامه تحقیق مواد خردشده بزرگتر از ۶/۳ میلی متر که از سنگ شکنی مرحله اول به دست آمده جدا و توسط سنگ شکن فکی آزمایشگاهی با دهانه خروجی ۶/۳ میلی متر خرد می شوند. پس از انجام عملیات خردایش، مواد خردشده توسط سرنند ۶/۳ میلی متر سرنند شده و مواد معدنی بزرگتر ۶/۳ میلی متر مجدد توسط سنگ شکن خرد شد. همانند سنگ شکنی مرحله اول به دلیل بسته بودن مدار، این مرحله تا چندین مرتبه تکرار شد. در شکل ۳-۱۳ نمودار تجمعی مواد خردشده کمتر از ۶/۳ میلی متر در برابر مواد ورودی به سنگ شکن مرحله دوم ترسیم شده است. همان طور که از نمودار مذکور مشخص می شود رابطه مواد ریزدانه نسبت به بار ورودی کاملاً نیز همانند سنگ شکنی مرحله اول به صورت خطی و با عرض از مبدأ صفر است.



شکل ۳-۱۳- ارتباط بین مقدار تجمعی بار ورودی و مقدار تجمعی مواد کمتر از ۶/۳ میلی متر

پس از اتمام عملیات سنگ شکنی مرحله دوم آنالیز اولیه مواد خردشده توسط سرندهای ۴، ۲، ۱، ۰/۵، ۰/۳۱۵، ۰/۱۰۰ و ۰/۰۴۰ میلی متر به صورت کاملاً دستی سرنند و توزیع تجمعی دانه خردشده مورد ارزیابی قرار می گیرد. همانند سنگ شکنی مرحله اول به منظور افزایش سرعت عملیات، مواد خردشده کمتر از ۱، ۰/۵ و ۰/۱۰۰ میلی متر توسط جداکننده به دو بخش تقسیم شده و یکی از بخش ها مورد ارزیابی سرنندی قرار می گیرد. در شکل ۳-۱۴ نمودار آنالیز سرنندی مواد معدنی خردشده به دست آمده از سنگ شکنی ثانویه مشخص شده است.



شکل ۳-۱۴- نمودار آنالیز سرنبدی مواد به دست آمده از سنگ شکنی مرحله دوم

۳-۴-۴- اندازه گیری چگالی مواد خردشده

پس از خردایش مواد معدنی در مرحله دوم سنگ شکنی، چگالی مواد خردشده بین $3/15$ و $6/3$ میلی متر در مرحله اول و دوم سنگ شکنی در دو حالت عادی و متراکم اندازه گیری شد. همانند اندازه گیری چگالی پس از سنگ شکنی مرحله اول، مواد خردشده درون استوانه مدرج ریخته و وزن و ارتفاع آن اندازه گیری شد. سپس مواد موجود درون استوانه بر روی ماشین لرزان قرار گرفته تا در اثر لرزش ماشین مواد خردشده متراکم شوند. مدت زمان لرزش تا زمانی ادامه می یابد که تغییر در ارتفاع مواد خردشده درون استوانه به وجود نیاید و به عبارت دیگر ارتفاع مواد خردشده ثابت شود (پیوست ۳).

۳-۴-۵- آسیا مرحله اول ($3/15$ میلی متر)

پس از اتمام عملیات سنگ شکنی مرحله دوم، مواد خردشده بین $3/15$ و $6/3$ میلی متر در مرحله اول و دوم سنگ شکنی جدا و برای خردایش وارد آسیای میله ای آزمایشگاهی می شود. در شکل ۳-۱۵ آسیای مورد استفاده در این تحقیق مشخص شده است. آسیای میله ای آزمایشگاهی دارای مشخصات زیر می باشد:

قطر آسیا = 154 میلی متر

طول آسیا = ۳۰۰ میلی‌متر

تعداد رادهای مورد استفاده در آسیا = ۹ عدد

وزن مجموع رادها = ۸ کیلوگرم

درجه پرشوندگی آسیا = ۳۰ درصد حجم آسیا

سرعت آسیا = ۶۰ تا ۷۰ درصد سرعت بحرانی

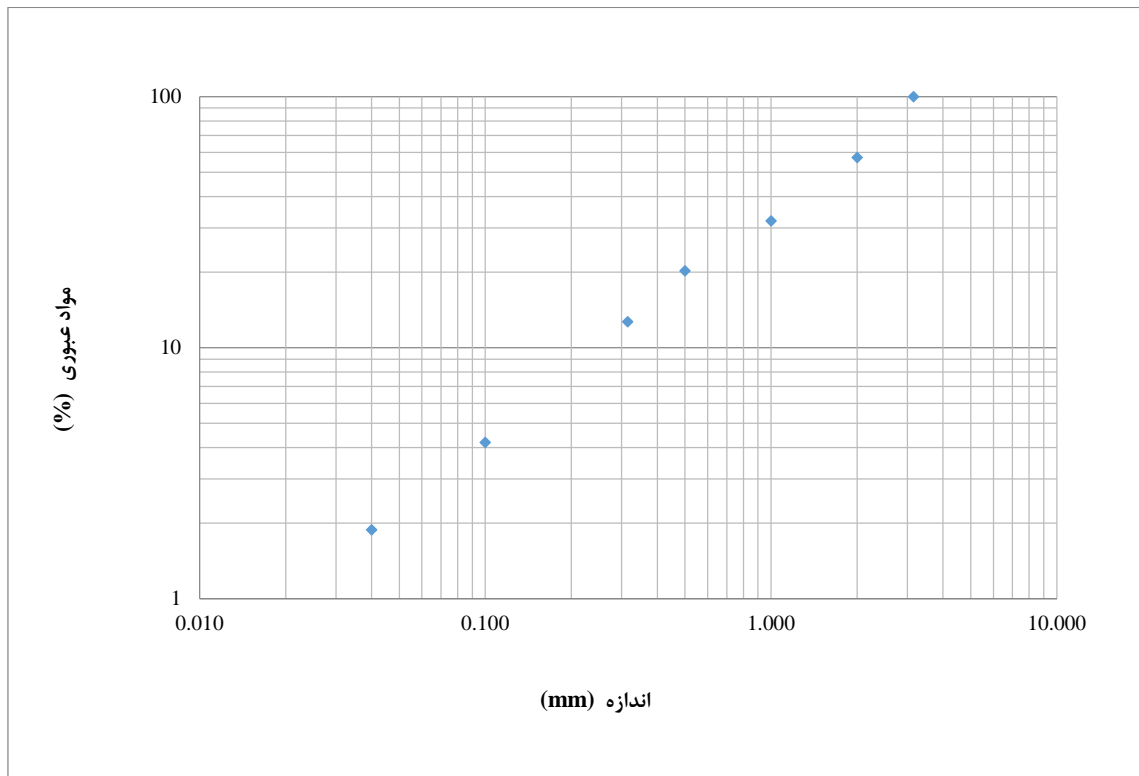


شکل ۳-۱۵- آسیا آزمایشگاهی مورد استفاده در دانشگاه مونتان یونیورسیتات

میزان مواد ورودی به آسیا مرحله اول وابسته به چگالی متراکم مواد خردشده با اندازه بین ۳/۱۵ و ۶/۳ میلی‌متر سنگ‌شکنی مرحله اول و دوم است. تعداد دورهای مورد نیاز آسیا برای خردایش با استفاده از نسبت درصد مواد کمتر از ۳/۱۵ میلی‌متر به مواد بزرگتر از ۳/۱۵ میلی‌متر محاسبه می‌شود. تعداد دورهای بهینه آسیا زمانی حاصل می‌شود که نسبت درصد بین مواد کمتر به بزرگتر از ۳/۱۵ میلی‌متر ۱۰۰ باشد. پس از انجام چندین عملیات خردایش، دور بهینه تعیین و باقی عملیات خردایش توسط دور بهینه ادامه می‌یابد (Boehm et al., 2002). در جدول ۳-۵ نمونه‌ای از پارامترهای وابسته به خردایش توسط آسیا میله‌ای مرحله اول ارائه شده است.

پس از انجام عملیات خردایش توسط آسیا سه سیکل متوالی با تعداد دورهای مساوی که نسبت بین مواد کمتر از ۳/۱۵ میلی‌متر به مواد بزرگتر از ۳/۱۵ میلی‌متر نزدیک به ۱۰۰ می‌باشد، انتخاب و سپس با استفاده

از سرندهای ۲، ۱، ۰/۵، ۰/۳۱۵، ۰/۱۰۰ و ۰/۰۴۰ توزیع تجمعی آن بررسی و ارزیابی می‌شود. در شکل ۳-۱۶ نمودار توزیع تجمعی و آنالیز سرنندی مواد معدنی خردشده توسط آسیا مرحله اول ارائه شده است (پیوست‌های ۲ و ۴).



شکل ۳-۱۶- نمودار آنالیز سرنندی مواد به‌دست آمده از آسیا مرحله اول

جدول ۳-۵- پارامترهای وابسته به خردایش توسط آسیا میله‌ای مرحله اول

Cycle No.	Revolution		Input g	Coarse (g)	Fine (g)		Circulate load %	Spes.fines production g/U	Input next cycle g	Revolution next cycle
	Δ	Σ		> 3150 μm g	< 3150 μm Δ	Σ				
1	50	50	360	128.57	228.97	228.97	178.09	4.58	360	39
2	39	89	360	159.66	198.91	427.88	124.58	5.10	360	35
3	35	124	360	160.78	197.84	625.72	123.05	5.65	360	32
4	32	156	360	171.73	186.81	812.53	108.78	5.84	360	31
5	31	187	360	188.39	170.25	982.78	90.37	5.49	360	33
6	33	220	360	181.54	177.20	1159.98	97.61	5.37	360	34
7	34	254	360	180.93	177.05	1337.03	97.86	5.21	360	35
8	35	289	360	172.96	185.16	1522.19	107.05	5.29	360	34
9	34	323	360	184.14	174.68	1696.87	94.86	5.14	360	35
10	35	358	360	173.13	185.10	1881.97	106.91	5.29	360	34
11	36	394	360	184.67	173.39	2055.36	93.89	4.82	360	37
12	35	429	360	185.18	173.19	2228.55	93.53	4.95	360	36
13	36	465	360	181.69	176.09	2404.64	96.92	4.89	360	37
14	37	502	360	163.43	194.46	2599.10	118.99	5.26	360	34
15	34	536	360	196.17	162.26	2761.36	82.71	4.77	360	38
16	35	571	360	182.77	176.14	2937.50	96.37	5.03	360	36
17	35	606	360	181.83	177.19	3114.69	97.45	5.06	360	36
18	35	641	360	192.25	166.68	3281.37	86.70	4.76	360	38
19	35	676	360	182.61	176.14	3457.51	96.46	5.03	360	36
20	35	711	360	189.85	168.50	3626.01	88.75	4.81	360	37
21	35	746	360	178.50	180.07	3806.08	100.88	5.14	360	35
22	35	781	360	184.62	173.84	3979.92	94.16	4.97	360	36
23	35	816	360	169.72	188.66	4168.58	111.16	5.39	360	33
24	35	851	360	166.02	193.12	4361.70	116.32	5.52	360	33
25	35	886	360	184.12	173.97	4535.67	94.49	4.97	360	36
26	35	921	360	187.64	171.14	4706.81	91.21	4.89	360	37
27	35	956	360	192.38	166.20	4873.01	86.39	4.75	360	38
28	35	991	360	192.14	166.55	5039.56	86.68	4.76	360	38
29	35	1026	360	187.00	171.15	5210.71	91.52	4.89	360	37
30	35	1061	360	176.80	181.70	5392.41	102.77	5.19	360	35
31	35	1096	360	182.62	175.63	5568.04	96.17	5.02	360	36
32	36	1132	360	188.70	169.42	5737.46	89.78	4.71	360	38
33	38	1170	360	170.77	187.94	5925.40	110.05	4.95	360	36
34	36	1206	360	167.60	191.08	6116.48	114.01	5.31	270	25
35	25	1231	270.4	126.25	142.65	6259.13	112.99	5.71	126	11

بر خلاف عملیات سنگ‌شکنی، توان مصرفی آسیا میله‌ای ثابت نگه داشته می‌شود. معادله زیر که توسط پروفیسور اشتاینر ارائه شده است به منظور محاسبه توان مصرفی آسیا استفاده می‌شود (Steiner, 1991).

$$E = c_p \times M_k \times g \times D \times U \quad (۴-۳)$$

که c_p = عدد توان که وابسته به مشخصات آسیا، M_k = میزان مواد ورودی به آسیا بر حسب کیلوگرم، g = شتاب جاذبه زمین بر حسب متر بر مجذور ثانیه، D = قطر آسیا بر حسب میلی‌متر U = تعداد دورهای آسیا است.

۳-۴-۶- اندازه‌گیری چگالی مواد خردشده

همانند مراحل قبل، چگالی موادمعدنی در دو حالت عادی و متراکم قبل از خردایش مواد معدنی توسط آسیا مرحله دوم اندازه‌گیری شد. در این بخش از تحقیق مواد معدنی با ابعاد بین ۱ و ۳/۱۵ میلی‌متر عملیات مرحله اول و دوم سنگ‌شکنی و مرحله اول آسیا جمع‌آوری و چگالی مواد معدنی مذکور اندازه‌گیری شد. در این مرحله نیز همانند مراحل قبلی موادمعدنی درون استوانه مدرج ریخته و سپس با استفاده از ماشین لرزان تحت لرزش و کوبش قرار می‌گیرند. تفاوت اندازه‌گیری چگالی در این فرآیند استفاده از دو استوانه مدرج و استفاده از ماشین لرزان مخصوص می‌باشد. ماشین لرزان استفاده شده در این بخش از تحقیق مواد را با ارتفاع خاص تحت کوبش و تراکم قرار می‌دهد. و فرآیند کوبش تا ثابت شدن ارتفاع مواد معدنی درون استوانه ادامه می‌یابد (پیوست ۳).

۳-۴-۷- آسیا مرحله دوم (۱ میلی‌متر)

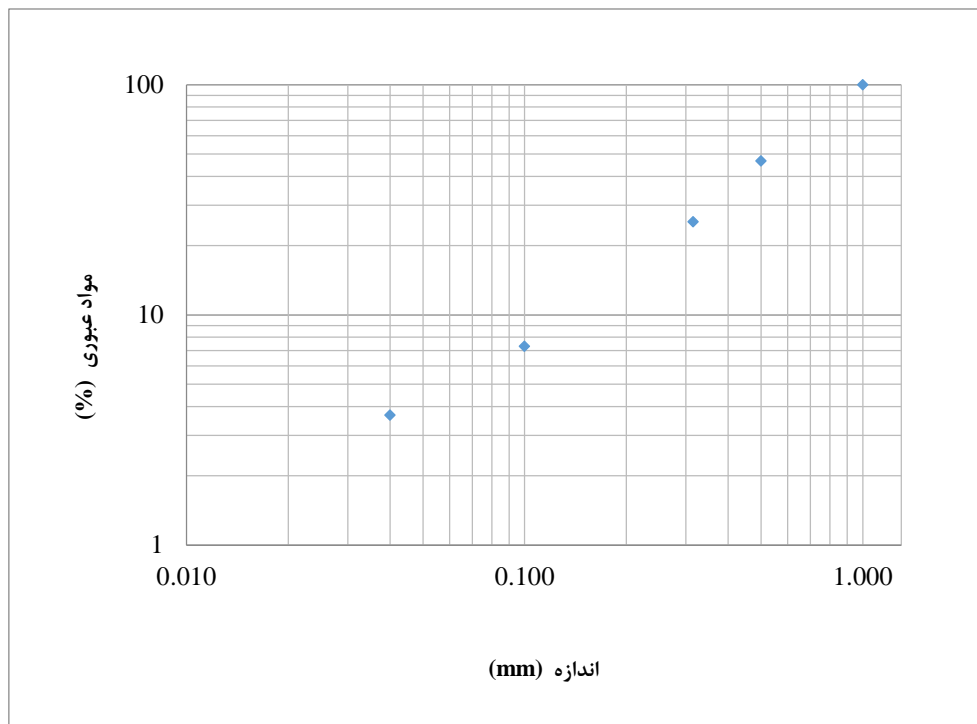
پس از اتمام عملیات آسیا مرحله اول، مواد خردشده با اندازه بین ۱ و ۳/۱۵ میلی‌متر مرحله اول و دوم سنگ‌شکنی و مرحله اول آسیا جدا و برای خردایش مجدداً وارد آسیای میله‌ای آزمایشگاهی می‌شود. همانند مرحله اول آسیا در این مرحله نیز میزان مواد ورودی به آسیا وابسته به چگالی متراکم مواد خردشده بین ۱ و ۳/۱۵ میلی‌متر در سنگ‌شکنی مرحله اول و دوم و مرحله اول آسیا است. تعداد دورهای مورد نیاز آسیا برای خردایش با استفاده از نسبت درصد مواد کمتر از ۱ میلی‌متر به مواد بزرگتر از ۱ میلی‌متر محاسبه می‌شود. تعداد دورهای بهینه آسیا زمانی حاصل می‌شود که درصد بین مواد کمتر به بزرگتر از ۱ میلی‌متر ۱۰۰ باشد. در جدول ۳-۶ نمونه‌ای از پارامترهای وابسته به خردایش توسط آسیا میله‌ای مرحله دوم ارائه شده است (پیوست ۴).

در این مرحله نیز همانند آسیا مرحله اول، پس از انجام عملیات خردایش سه سیکل متوالی با تعداد دورهای مساوی که نسبت بین مواد کمتر از ۱ میلی‌متر به مواد بزرگتر از ۱ میلی‌متر نزدیک به ۱۰۰ می‌باشد را انتخاب و سپس با استفاده از سرندهای ۰/۵، ۰/۳۱۵، ۰/۱۰۰ و ۰/۰۴۰ توزیع تجمعی آن بررسی و ارزیابی

می‌شود. در شکل ۳-۱۷ نمودار توزیع تجمعی و آنالیز سرنندی مواد معدنی خردشده توسط آسیا مرحله دوم ارائه شده است (پیوست ۲).

جدول ۳-۶- پارامترهای وابسته به خردایش توسط آسیا میله‌ای مرحله دوم

Cycle No.	Revolution		Input g	Coarse (g) > 3150 μ m		Fine (g) < 3150 μ m		Circulate load %	Spes.fines production g/U	Input next cycle g	Revolution next cycle
	Δ	Σ		Δ	Σ						
1	30	30	340	229.43	107.84	107.84	47.00	3.59	340	47	
2	47	77	340	163.64	174.90	282.74	106.88	3.72	340	46	
3	46	123	340	160.73	177.41	460.15	110.38	3.86	340	44	
4	44	167	340	167.76	171.76	631.91	102.38	3.90	340	44	
5	44	211	340	176.00	162.26	794.17	92.19	3.69	340	46	
6	46	257	340	164.26	173.62	967.79	105.70	3.77	340	45	
7	45	302	340	154.42	184.80	1152.59	119.67	4.11	340	41	
8	41	343	340	179.12	159.69	1312.28	89.15	3.89	340	44	
9	44	387	340	168.35	170.33	1482.61	101.18	3.87	340	44	
10	44	431	340	179.45	159.28	1641.89	88.76	3.62	340	47	
11	47	478	340	167.57	171.17	1813.06	102.15	3.64	340	47	
12	47	525	340	155.02	182.69	1995.75	117.85	3.89	340	44	
13	44	569	340	163.24	176.08	2171.83	107.87	4.00	340	42	
14	43	612	340	187.24	152.11	2323.94	81.24	3.54	340	48	
15	44	656	340	178.00	160.29	2484.23	90.05	3.64	340	47	
16	44	700	340	178.16	160.00	2644.23	89.81	3.64	340	47	
17	44	744	340	173.30	165.57	2809.80	95.54	3.76	340	45	
18	44	788	340	174.67	164.80	2974.60	94.35	3.75	340	45	
19	44	832	340	165.46	173.48	3148.08	104.85	3.94	340	43	
20	44	876	340	149.55	189.68	3337.76	126.83	4.31	340	39	



شکل ۳-۱۷- نمودار آنالیز سرنندی مواد به‌دست آمده از آسیا مرحله دوم

۳-۴-۸- اندازه‌گیری مساحت سطح ویژه

با توجه به تئوری کوزنی که اساس آن جریان عبوری گاز از بستر ذره است، سطح ویژه یک ذره می‌تواند توسط نفوذپذیری هوا تعیین شود. مخصوصاً برای سطح جدید ایجادشده توسط آسیا با استفاده از دستگاه‌های ساده بلین^۱ (حجم ثابت) و پرمران^۲ (فشار ثابت) براحتی میانگین سطح ویژه ذرات اندازه‌گیری می‌شود. در شکل‌های ۳-۱۸ و ۳-۱۹ دستگاه‌های مورد استفاده برای تعیین مساحت ویژه سطوح ذرات مشخص شده است. برای اندازه‌گیری مساحت سطح ویژه، ذرات با اندازه کمتر از ۴۰ و بین ۴۰ و ۱۰۰ میکرون که توسط سرند مکش هوا خالص‌سازی شده‌اند، مورد استفاده قرار می‌گیرد. در جدول ۳-۷ میانگین سطوح ویژه اندازه‌گیری‌شده توسط دستگاه بلین و پرمران مشخص شده است.

^۱- Blaine

^۲- Permeran



شکل ۳-۱۸- دستگاه بلین برای اندازه‌گیری سطح ویژه ذرات
 شکل ۳-۱۹- دستگاه پرمپان برای اندازه‌گیری سطح ویژه ذرات

جدول ۳-۷- سطوح ویژه اندازه‌گیری شده توسط دستگاه بلین و پرمپان

۱۰۰ % < 1 mm [cm ² /cm ³]	۱۰۰ % < ۳/۱۵mm [cm ² /cm ³]	۱۰۰ % < ۶/۳ mm [cm ² /cm ³]	۱۰۰ % < ۱۶ mm [cm ² /cm ³]	طبقه اندازه ذره [μm]	ردیف/نمونه
۲۰۳۳	۱۸۶۰	۲۰۵۹	۱۹۶۶	۱۰۰/۴۰	ردیف ۲۰۱۳/۱
۱۲۱۲۶	۱۱۶۷۷	۱۲۵۴۱	۹۴۶۱	< ۴۰	
۱۷۸۵	۱۹۴۵	۱۹۲۵	۱۹۰۵	۱۰۰/۴۰	ردیف ۲۰۱۳/۳
۱۳۳۳۲	۱۲۴۳۶	۱۲۶۶۸	۱۰۱۳۲	< ۴۰	
۳۶۸۱	۳۴۱۷	۳۵۳۲	۳۵۴۲	۱۰۰/۴۰	ردیف ۲۰۱۴/۱
۲۱۱۲۳	۲۰۹۹۸	۲۱۸۶۳	۲۱۲۳۹	< ۴۰	
۳۴۸۵	۳۳۶۹	۳۲۵۲	۳۵۰۴	۱۰۰/۴۰	ردیف ۲۰۱۴/۳
۲۰۸۵۶	۲۱۳۷۹	۲۲۶۷۲	۲۲۲۸۰	< ۴۰	

۳-۴-۹- اندازه‌گیری وزن مخصوص توسط چگالی‌سنج گاز هلیوم

پس از انجام مراحل خردایش توسط سنگ‌شکن فکی و آسیا میله‌ای، وزن مخصوص ذرات با اندازه بین ۴۰ و ۱۰۰ میکرون و کمتر از ۴۰ میکرون هر یک از مراحل خردایش توسط چگالی‌سنج گاز هلیوم اندازه‌گیری می‌شود. هر یک از مقادیر مشخص شده در جدول ۳-۸ حاصل میانگین حسابی سه اندازه‌گیری با انحراف معیار کمتر از ۳ درصد است. در شکل ۳-۲۰ چگالی‌سنج مورد استفاده در این تحقیق نشان داده شده است.



شکل ۳-۲۰- چگالی‌سنج هلیومی

جدول ۳-۸- چگالی اندازه‌گیری شده توسط دستگاه چگالی‌سنج برای کلاس‌های انتخابی

۱۰۰ %	۱۰۰ %	۱۰۰ %	۱۰۰ %	طبقه اندازه ذره	ردیف/نمونه
< ۱ mm	< ۳/۱۵mm	< ۶/۳ mm	< ۱۶ mm		
[g/cm ³]	[g/cm ³]	[g/cm ³]	[g/cm ³]	[μm]	
۲/۸۲۳	۲/۷۸۷	۲/۷۷۹	۲/۷۶۱	۱۰۰/۴۰	ردیف ۲۰۱۳/۱
۲/۸۶۰	۲/۸۴۷	۲/۸۶۵	۲/۸۶۶	< ۴۰	
۲/۸۰۵	۲/۸۲۵	۲/۸۰۲	۲/۸۲۲	۱۰۰/۴۰	ردیف ۲۰۱۳/۳
۲/۸۸۳	۲/۸۴۰	۲/۸۶۹	۲/۸۹۴	< ۴۰	
۲/۸۴۶	۲/۸۴۰	۲/۸۳۸	۲/۸۶۳	۱۰۰/۴۰	ردیف ۲۰۱۴/۱
۲/۹۱۰	۲/۹۰۹	۲/۸۷۵	۲/۹۳۷	< ۴۰	
۲/۸۶۵	۲/۸۵۰	۲/۸۶۱	۲/۸۶۳	۱۰۰/۴۰	ردیف ۲۰۱۴/۳
۲/۹۲۴	۲/۹۲۶	۲/۹۳۷	۲/۹۷۲	< ۴۰	

۳-۴-۱۰- سطح ویژه خروجی خردایش مکانیکی

توزیع اندازه و تعادل جرم تمامی توزیع‌های اندازه ذره که توسط منحنی‌های تجمعی ارائه می‌شود با استفاده از تئوری GGS^۱ که معمولاً برای خطی‌سازی خروجی مدار بسته استفاده می‌گردد، ترسیم می‌شود. نتایج سرند جت هوا^۲ ذرات با اندازه بین ۱۰۰ و ۴۰ میکرون برای اصلاح نتایج حاصل اندازه‌گیری سرند دستی استفاده می‌شود (Boehm et al., 2002).

تعیین سطح ویژه جرم^۳ خروجی‌های خردایش مکانیکی بر اساس اندازه‌گیری سطح ویژه حجم^۴ ذرات با ابعاد بین ۴۰ و ۱۰۰ میکرون توسط روش بلین و پرمران و محاسبه اندازه ذرات معادل سطح و فاکتور شکل^۵ توسط تئوری GGS صورت می‌پذیرد (معادله ۲-۵ تا ۲-۷). فاکتور شکل می‌تواند برای کلاس ذرات بین ۱۰۰ و ۴۰ میکرون از طریق حاصل ضرب سطح ویژه حجم و سطح معادل ذره^۶ محاسبه شود (معادله ۲-۷). در جدول ۳-۹ فاکتور شکل‌ها برای ردیف‌های مختلف نمونه‌های ۲۰۱۳ و ۲۰۱۴ مشخص شده است. با فرض ثابت بودن فاکتور شکل برای سایر کلاس‌های اندازه، سطح ویژه حجم می‌تواند از طریق تقسیم فاکتور شکل محاسبه‌شده بر سطح معادل ذره هر کلاس اندازه محاسبه شود. سطح ویژه جرم می‌تواند از طریق تقسیم مجموع سطح ویژه حجم بر وزن مخصوص مواد معدنی محاسبه شود.

جدول ۳-۹- فاکتور شکل محاسبه‌شده برای ردیف‌های مختلف نمونه‌های ۲۰۱۳ و ۲۰۱۴

نمونه	فاکتور شکل	
	ردیف ۱	ردیف ۳
۲۰۱۳	۱۲/۷۵	۱۲/۱۲
۲۰۱۴	۲۲/۸۶	۲۱/۸۵

$$K_a = \left(\frac{1}{n} - 1\right) \cdot \frac{D_o - D_u}{K_u - K_o} \quad (۵-۳)$$

$$n = \frac{\log \frac{D_o}{D_u}}{\log \frac{K_o}{K_u}} \quad (۶-۳)$$

- 1 - Gates Gaudin Schumann
 2- Air-Jet screening
 3- Mass Specific Surface
 4- Volume Specific Surface
 5- Shape factor
 6- Surface equivalent particle

$$f = a_v \cdot K_a \quad (7-3)$$

که K_a سطح معادل اندازه ذره (mm)، n مدول GGS کلاس اندازه ذره، D_o و D_u درصد تجمعی عبوری در محدوده بالا و پایین اندازه ذره، K_o و K_u محدوده بالا و پایین اندازه ذره (mm)، f فاکتور شکل و a_v سطح ویژه حجم (cm^{-1}) است (Boehm et al., 2002).

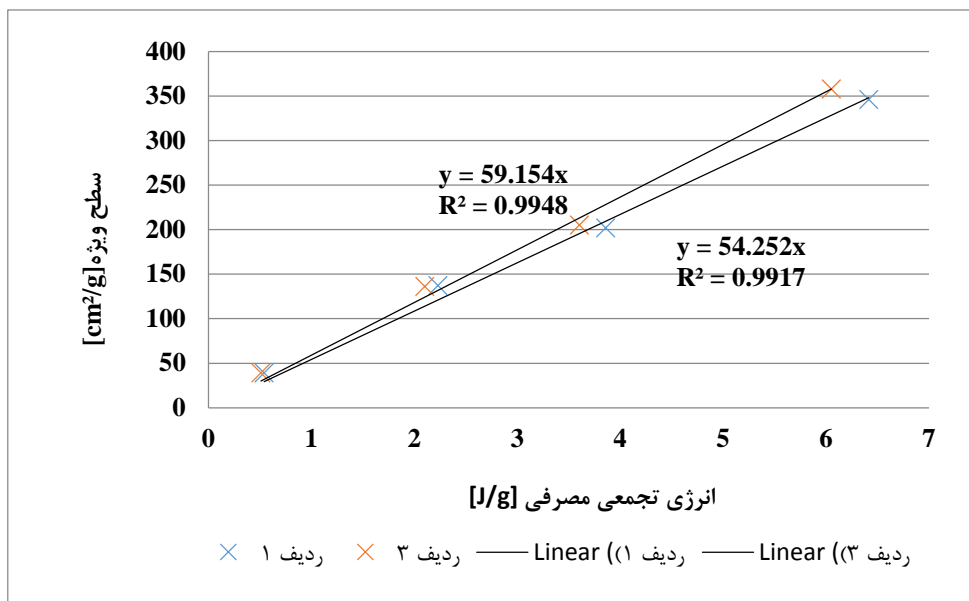
۳-۴-۱۱- تابع انرژی-ثابت

تابع انرژی-ثابت هر مرحله خردایش مکانیکی از طریق مجموع انرژی ویژه مراحل قبلی محاسبه می‌شود. نمودار انرژی-ثابت با استفاده از مقادیر سطح ویژه جرم و مقادیر تجمعی انرژی ویژه مصرفی ترسیم می‌شود. در صورتی که نقاط این نمودار توسط یک خط راست تخمین زده شود، شیب خط به عنوان ضریب ریتینگر تعریف می‌شود. خلاصه نتایج میزان انرژی مصرفی ویژه جرم و سطح ویژه جرم خروجی‌های خردایش مکانیکی در جدول ۳-۱۰ ارائه شده است. در شکل‌های ۳-۲۱ و ۳-۲۲ سطح ویژه جرم در برابر میزان انرژی مصرفی برای ردیف‌های ۱ و ۳ نمونه‌های ۲۰۱۳ و ۲۰۱۴ ترسیم شده است. ضریب تعیین بزرگتر از ۹۹/۶ درصد تقریب خطی داده‌ها را تصدیق می‌نماید.

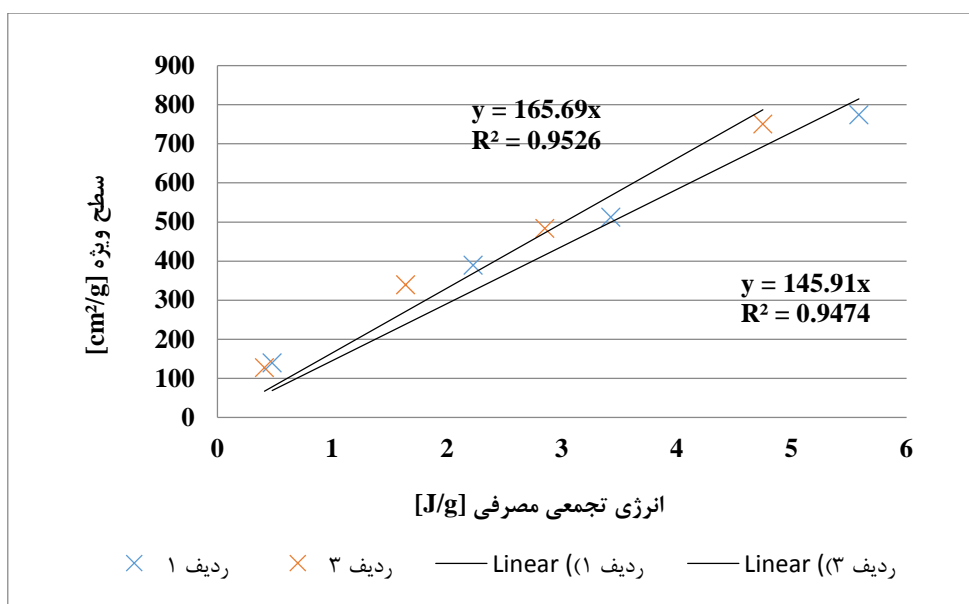
جدول ۳-۱۰- خلاصه نتایج تابع انرژی-ثابت و ضریب ریتینگر مختلف نمونه‌های ۲۰۱۳ و ۲۰۱۴

ردیف ۳ / نمونه ۲۰۱۴		ردیف ۱ / نمونه ۲۰۱۴		ردیف ۲ / نمونه ۲۰۱۳		ردیف ۱ / نمونه ۲۰۱۳		مرحله خردایش
$a_m [cm^2/g]$ M^*+C^*	$\Sigma \Delta e [J/g]$	$a_m [cm^2/g]$ M^*+C^*	$\Sigma \Delta e [J/g]$	$a_m [cm^2/g]$ M^*+C^*	$\Sigma \Delta e [J/g]$	$a_m [cm^2/g]$ M^*+C^*	$\Sigma \Delta e [J/g]$	
۹۵+۳۳=۱۲۸	۰/۴۰۹	۱۰۷+۳۳=۱۴۰	۰/۴۷۶	۲۴+۱۵=۳۹	۰/۵۰۹	۲۳+۱۶=۳۹	۰/۵۴۰	۱۰۰% < ۱۶ mm
۲۶۹+۷۱=۳۴۰	۱/۶۳۹	۳۱۱+۷۹=۳۹۰	۲/۲۲۶	۹۶+۴۰=۱۳۶	۲/۱۰۱	۹۴+۴۳=۱۳۷	۲/۲۲۸	۱۰۰% < ۶/۳ mm
۳۶۰+۱۲۴=۴۸۴	۲/۸۵۰	۳۸۸+۱۲۵=۵۱۳	۳/۴۲۶	۱۴۴+۶۱=۲۰۵	۳/۶۰۴	۱۳۸+۶۴=۲۰۲	۳/۸۵۹	۱۰۰% < ۳/۱۵ mm
۵۴۷+۲۰۴=۷۵۱	۴/۷۴۹	۵۶۷+۲۰۸=۷۷۵	۵/۵۸۶	۲۵۶+۱۰۲=۳۵۸	۶/۰۵۱	۲۳۹+۱۰۷=۳۴۶	۶/۴۱۵	۱۰۰% < ۱ mm
۱۴۱		۱۲۳		۵۷		۵۱		ضریب ریتینگر cm^2/J
۹۹/۶		۹۹/۷		۹۹/۷		۹۹/۶		R^2 , % ضریب تعیین

* $M+C$ = مقدار محاسبه شده + مقدار بلین اندازه‌گیری شده



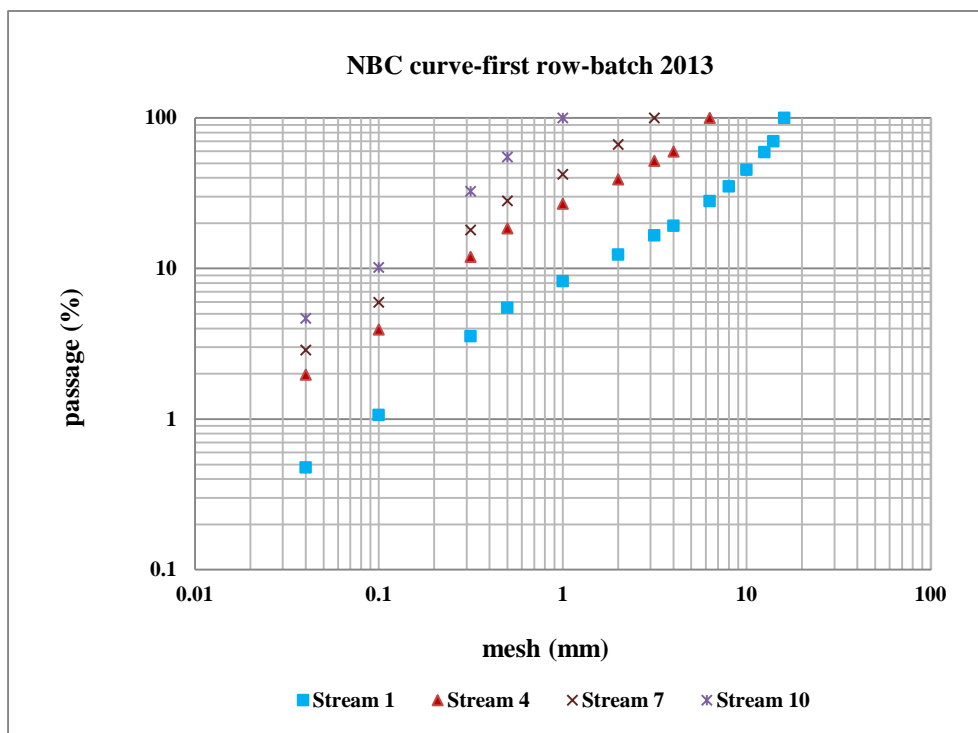
شکل ۳-۲۱- تابع انرژی ثابت ردیف‌های اول و سوم، نمونه ۲۰۱۳



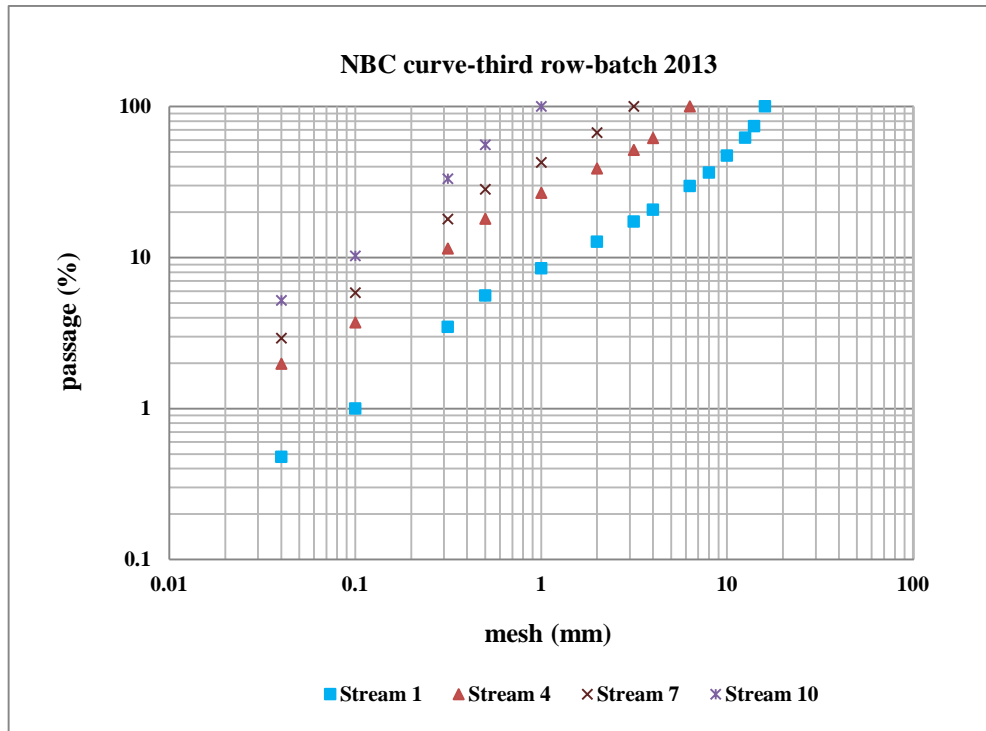
شکل ۳-۲۲- تابع انرژی ثابت ردیف‌های اول و سوم، نمونه ۲۰۱۴

همان‌طور که از جدول ۳-۱۰ و شکل‌های ۳-۲۱ و ۳-۲۲ مشاهده می‌شود، تفاوت ضریب ریتینگر بین ردیف‌های اول و سوم در نمونه‌های ۲۰۱۳ و ۲۰۱۴ به ترتیب ۱۰/۷٪ و ۱۴/۹٪ است که به دلیل نرم‌شدگی است. این امر نشان می‌دهد که مصرف انرژی در ردیف‌های سوم کمتر از ردیف‌های اول است. از نکات قابل ذکر می‌توان به رفتار متفاوت نمونه‌های ۲۰۱۳ و ۲۰۱۴ به نرم‌شدگی اشاره کرد (تفاوت ۱۰/۷٪ برای نمونه ۲۰۱۳ و ۱۴/۹٪ برای نمونه ۲۰۱۴). دلیل این امر می‌تواند به سبب ترکیب غیرعمدی ۱۰ درصدی ردیف

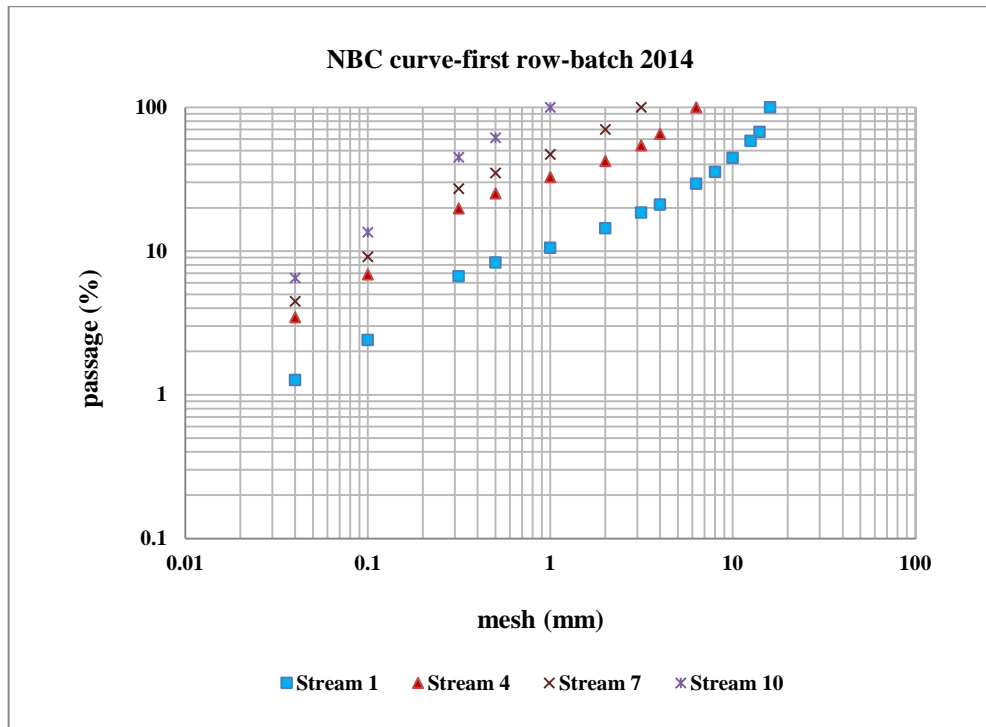
دوم با ردیف اول در نمونه ۲۰۱۳ باشد. توزیع اندازه ذره می‌تواند خصوصیات شکست طبیعی (NBC) یک ماده معدنی مشخص را منعکس نماید. جدا از تجهیزات خردایش مکانیکی، منحنی‌های NBC خصوصیات ماده معدنی را حداقل در نرمه‌های کمتر از ۱ میلی‌متر نمایش می‌دهد. ماده معدنی کمتر از ۱ میلی‌متر ۹۰ درصد سطح ویژه را که منعکس کننده انرژی مورد نیاز برای خردایش مکانیکی است، در بر می‌گیرد. شکل‌های ۳-۲۳ تا ۳-۲۶ منحنی‌های NBC ردیف‌های اول و سوم نمونه‌های ۲۰۱۳ و ۲۰۱۴ را نشان می‌دهد. همان‌طور که از شکل‌های مذکور مشاهده می‌شود، منحنی‌های NBC نمونه‌های ۲۰۱۴ به دلیل خصوصیات مکانیکی و فیزیکی پایین‌تر نسبت به نمونه‌های ۲۰۱۳ از خردایش بیشتری برخوردار است.



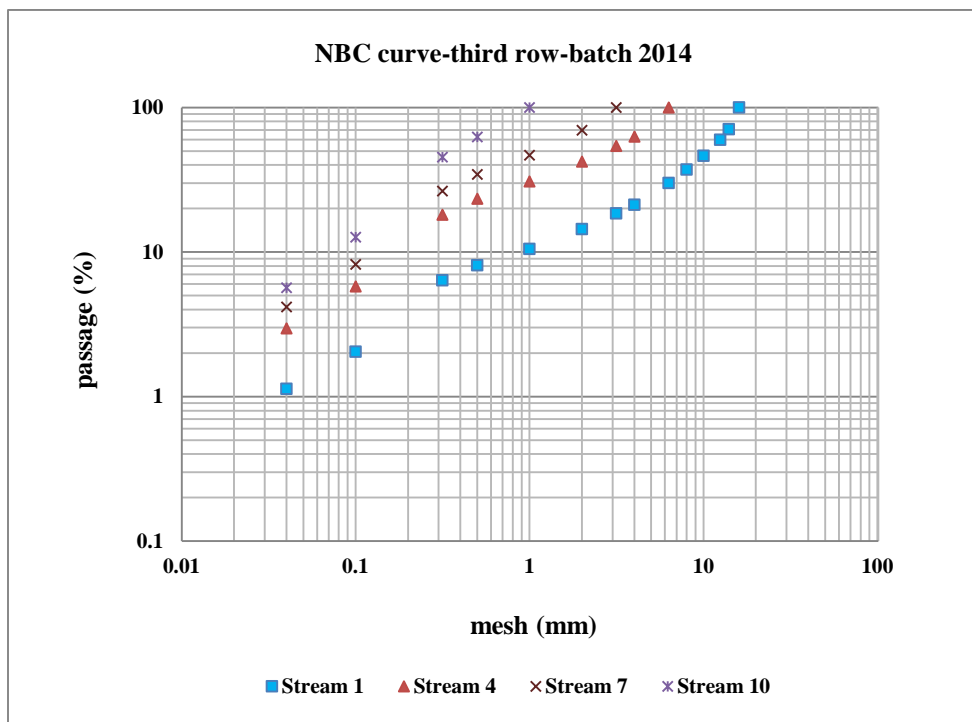
شکل ۳-۲۳- منحنی NBC ردیف اول، نمونه ۲۰۱۳



شکل ۳-۲۴- منحنی NBC ردیف سوم، نمونه ۲۰۱۳



شکل ۳-۲۵- منحنی NBC ردیف اول، نمونه ۲۰۱۴



شکل ۳-۲۶- منحنی NBC ردیف سوم، نمونه ۲۰۱۴

همان طور که از شکل های ۳-۲۳ تا ۳-۲۶ مشاهده می شود شیب منحنی های خصوصیات شکست طبیعی نمونه های ۲۰۱۴ از مقدار کمتر و متوسط اندازه خرده نمونه های مذکور از مقدار بیشتری نسبت به نمونه های ۲۰۱۳ برخوردار است. دلیل این امر کمتر بودن خصوصیات فیزیکی و مکانیکی نمونه های ۲۰۱۴ نسبت به نمونه های ۲۰۱۳ است.

۳-۴-۱۲- آنالیز آماری نتایج

در این بخش از تحقیق، ارزیابی آماری نتایج و خط برازش شده^۱ به منظور بررسی معنی داری ضرایب ریتینگر و نرم شدگی ناشی از انفجار انجام می شود.

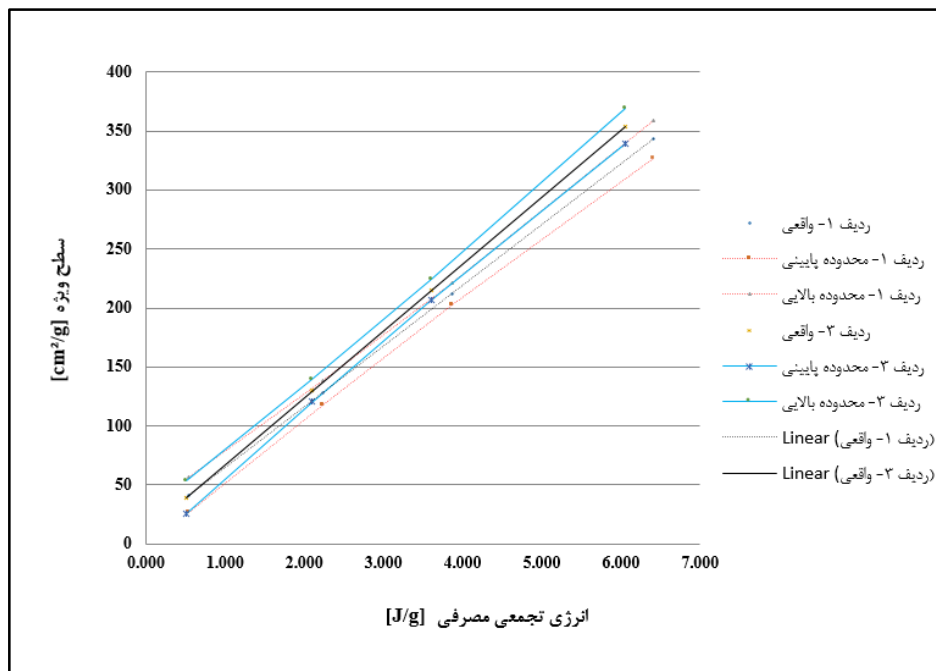
۳-۴-۱۲-۱- بررسی فاصله اطمینان بر خط برازش شده

بررسی فاصله اطمینان خط برازش شده یکی از روش های معمول برای شناخت محدوده اعتبار مدل های برازش شده است. رابطه زیر برای تعیین فاصله اطمینان استفاده می شود:

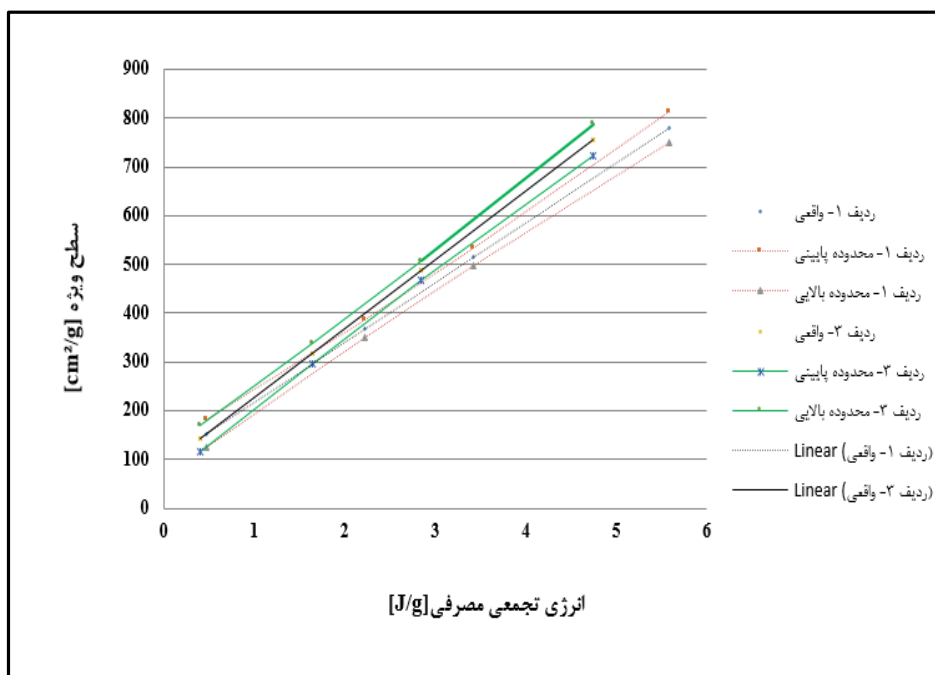
^۱- Trendline

$$\hat{y} \pm t_{\alpha,df} SE \sqrt{\frac{1}{n} + \frac{(x^* - \bar{x})^2}{\sum(x^* - \bar{x})^2}} \quad (8-3)$$

که \hat{y} مقدار خروجی پیش‌بینی، $t_{\alpha,df}$ مقدار t برای یک سطح اطمینان α و $n-p$ درجه آزادی، SE انحراف معیار رگرسیون، n تعداد دسته داده‌ها، p تعداد پارامترها، x^* مقادیر ورودی و \bar{x} میانگین مقادیر ورودی است. در فرآیند فرآوری ماده معدنی سطح اطمینان ۹۰ درصد در برخی موارد از نظر آماری معنی‌دار و قابل قبول است. در شکل‌های ۳-۲۷ و ۳-۲۸ مدل‌های برازش شده و فواصل اطمینان آنها برای نمونه‌های ۲۰۱۳ و ۲۰۱۴ در سطح اطمینان ۹۰ درصد مشخص شده است.



شکل ۳-۲۷- فواصل اطمینان برای ردیف‌های اول و سوم، نمونه ۲۰۱۳



شکل ۳-۲۸- فواصل اطمینان برای ردیف‌های اول و سوم، نمونه ۲۰۱۴

همان‌طور که از شکل‌های ۳-۲۷ و ۳-۲۸ مشاهده می‌شود، فواصل اطمینان در ردیف‌های اول و سوم خطوط برازش‌شده به ترتیب در آسیا (سمت راست) و سنگ‌شکنی (سمت چپ) منحنی‌ها از هم‌پوشانی کم و بالایی برخوردار است. بنابراین مقایسه فواصل اطمینان برای نشان دادن تفاوت معنی‌داری بین خطوط برازش‌شده ردیف‌های اول و سوم کافی نمی‌باشد.

۳-۴-۱۲-۲-مقایسه دو خط برازش‌شده

روش فاصله اطمینان معمولاً برای مقایسه خطوط برازش‌شده موازی استفاده می‌شود. روش کمی‌تر دیگر برای مقایسه دو خط برازش‌شده توسط ناپیر-مون^۱ در سال ۲۰۱۴ بر اساس کارهای اسندگور و کوچران^۲ در سال ۱۹۶۷ و هالد^۳ در سال ۱۹۵۲ ارائه شد (Napier-Munn, 2014).

برای دو دسته داده $x-y$ ، A و B ، نیازی نیست که تعداد دسته داده‌ها برابر باشد. مدل خطی برازش‌شده به شکل زیر است:

¹- Napier-Munn

²- Snedegor and Cochran

³- Hald

$$y = a_0 + a_1x + \varepsilon_i$$

که a_0 عرض از مبدأ، a_1 شیب، y متغیر وابسته یا پاسخ، x متغیر مستقل یا پیش‌بینی کننده و ε_i منعکس کننده عدم قطعیت در y است. در این روش مراحل زیر بایستی برای مقایسه خطوط برازش شده در نظر گرفته شود:

مرحله ۱- تایید اعتبار خطوط برازش شده

- آزمون t برای ضریب همبستگی، R
- آزمون F برای معنی‌داری رگرسیون یا به عبارت دیگر ANOVA برای رگرسیون
- آزمون t برای معنی‌داری شیب، a_1

در تمامی روش‌های بالا مقدار P که معمولاً در سطح اطمینان ۹۵ درصد قضاوت می‌شود، با استفاده از فرضیه صفر تعیین می‌شود. پذیرش فرضیه صفر اشاره به این دارد که y و مقدر میانگین‌اش ثابت است. در صورتی که فرضیه صفر برای یک یا هر دو خط برازش شده صادق باشد، آنگاه آنالیز به دلیل عدم وجود خط برازش شده قابل قبول نمی‌تواند ادامه یابد.

مرحله ۲- مقایسه مربعات میانگین باقیمانده^۱ خطوط برازش شده

مربع میانگین باقیمانده، MS_{res} ، مجموع مربعات خطا در مدل تقسیم بر درجه آزادی مرتبط با مربع میانگین است. مقدار درجه آزادی $n-2$ است که n تعداد جفت‌های داده می‌باشد. مجموع مربعات خطا با عبارت SSE و با معادله زیر بیان می‌شود:

$$SSE = \sum (y_i - \hat{y}_i)^2 = \sum y^2 - \frac{\sum y^2}{n} - \frac{(\sum xy - \frac{\sum x \sum y}{n})^2}{((\sum x^2) - \frac{(\sum x)^2}{n})} \quad (10-3)$$

که y_i آمین مقدار y ، \hat{y}_i آمین مقدار y پیش‌بینی شده توسط مدل برازش شده و $\sum x$ و غیره مجموع متغیر است. بنابراین: $(\sum_{i=1}^n X)$

$$MS_{res} = SSE / (n-2) \quad (11-3)$$

¹- Residual mean squares

روش مقایسه پارامترهای خطوط برازش شده نیاز دارد که مربعات میانگین خطای دو خط، معنی داری متفاوتی نداشته باشد. این امر توسط رابطه زیر آزمایش می گردد:

$$F = MS_{resA} / MS_{resB} \text{ Or } MS_{resB} / MS_{resA} (F > 1) \quad (12-3)$$

تعیین معنی داری F توسط مقدار P مربوطه با درجه آزادی $(n_A - 2)$ و $(n_B - 2)$ صورت می پذیرد. شایان ذکر است به منظور رعایت ترتیب درجه آزادی در این تحلیل، درجه آزادی با مقدار مربعات میانگین باقیمانده بیشتر به عنوان اولین درجه آزادی انتخاب می شود. اگر تفاوت معنی دار $(eg P < 0.05)$ باشد آنگاه آزمون های فرضیه تعریف شده بعدی زیر بایستی در نظر گرفته شود.

مرحله ۳- مقایسه شیب خطوط برازش شده

شیب خطوط برازش شده ردیف های اول و سوم نمونه ها با استفاده از آزمون F و توسط فرمول زیر تعریف می شود:

$$F_{gradients} = \frac{\sum Y_A^2 + \sum Y_B^2 - \frac{(\sum X_A Y_A + \sum X_B Y_B)^2}{(\sum X_A^2 + \sum X_B^2)} - SSE_A - SSE_B}{\frac{SSE_A + SSE_B}{n_A + n_B - 4}} \quad (13-3)$$

$$\sum X_A^2 = \sum x_A^2 - \frac{(\sum x_A)^2}{n_A} \text{ etc. and } \sum X_A Y_A = \sum x_A y_A - \frac{\sum x_A \sum y_A}{n_A} \text{ etc.}$$

مقدار P برای $F_{gradients}$ با درجه آزادی $(n_A - 2)$ و $(n_B - 2)$ تعیین می شود.

مرحله ۴- مقایسه عرض از مبدأ خطوط برازش شده

عرض از مبدأهای خطوط برازش شده با استفاده از آزمون $F_{intercept} = (N - 3) \left(\frac{P}{Q} - 1 \right)$ با درجه آزادی ۱

و $N - 3$ ، که $N = n_A + n_B$ مقایسه می شود:

$$P = \sum Y_A^2 + \sum Y_B^2 - \frac{(\sum Y_A + \sum Y_B)^2}{N} - \frac{\left\{ \sum x_A y_A + \sum x_B y_B - \frac{(\sum x_A + \sum x_B)(\sum y_A + \sum y_B)}{N} \right\}^2}{\left\{ \sum x_A^2 + \sum x_B^2 - \frac{(\sum x_A + \sum x_B)^2}{N} \right\}} \quad (14-3)$$

$$Q = \sum Y_A^2 + \sum Y_B^2 - \frac{(\sum X_A Y_A + \sum X_B Y_B)^2}{(\sum X_A^2 + \sum X_B^2)} \quad (15-3)$$

مرحله ۵- محاسبه میانگین شیب برای دو خط برازش شده

این مرحله در صورتی به کار گرفته می‌شود که در مرحله ۳ شیب‌های دو خط برازش شده تفاوت معنی‌داری نشان نداده باشد. میانگین شیب (\bar{a}_1) با استفاده معادله زیر محاسبه شود:

$$\bar{a}_1 = \frac{(\sum X_A Y_A + \sum X_B Y_B)^2}{(\sum X_A^2 + \sum X_B^2)} \quad (۱۶-۳)$$

مرحله ۶- محاسبه جدایش^۱ خطوط و معنی‌داری‌اش

این مرحله نیز فقط زمانی معنی پیدا می‌کند که در مرحله ۳ شیب‌های دو خط برازش شده تفاوت معنی‌داری نشان نداده باشد. میانگین جدایش ($d_{x/y}$) بین دو خط برازش شده، بر روی محور Y و با فرض مشابه بودن شیب‌های دو خط برازش شده انجام می‌گیرد و به صورت زیر محاسبه می‌شود:

$$D_{y/x} = (\bar{y}_A - \bar{y}_B) - \bar{a}_1 (\bar{x}_A - \bar{x}_B) \quad (۱۷-۳)$$

واریانس آن با استفاده معادله زیر محاسبه می‌شود:

$$V(d_{y/x}) = MS_{\text{pool}} \left\{ \frac{1}{n_A} + \frac{1}{n_B} + \frac{(\bar{x}_A - \bar{x}_B)^2}{(\sum X_A^2 + \sum X_B^2)} \right\} \quad (۱۸-۳)$$

که MS_{pool} ، واریانس مشترک به صورت زیر محاسبه می‌شود:

$$MS_{\text{pool}} = \frac{SSE_A + SSE_B}{n_A + n_B - 4} \quad (۱۹-۳)$$

معنی‌داری جدایش با استفاده از آزمون t با درجه آزادی $n_A + n_B - 4$ تعیین می‌شود:

$$t = \frac{d_{y/x}}{\sqrt{V(d_{y/x})}} \quad (۲۰-۳)$$

فاصله اطمینان جدایش با استفاده از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$CI = \pm t_{\alpha} \sqrt{V(d_{y/x})} \quad (۲۱-۳)$$

که t_{α} مقدار t دو طرفه با سطح اطمینان $100(1-\alpha)\%$ و درجه آزادی $n_1 + n_2 - 4$ است. حد پایینی سطح اطمینان برابر $dy/x - CI$ است.

^۱- Separation

این روش برای خطوط برازش شده ردیف‌های اول و سوم به کار گرفته شد. نتایج آنالیز آماری در جداول ۳-۱۱ و ۳-۱۲ خلاصه شده است. در جداول مذکور R بیانگر ضریب همبستگی، F بیانگر آزمون F در ANOVA، t بیانگر آزمون t و P بیانگر مقادیر آزمون‌های F و t است.

همان‌طور که از جداول ۳-۱۱ و ۳-۱۲ مشاهده می‌شود، ضریب همبستگی برای هر دو نمونه ۲۰۱۳ و ۲۰۱۴ بالا و مقادیر P آنها معنی‌داری بالایی را نشان می‌دهد. بنابراین اعتبار خطوط برازش شده برای دو نمونه تأیید می‌شود. مقادیر P آزمون F واریانس باقیمانده برای دو نمونه ۰/۵۳۷ که در سطح اطمینان ۹۰ درصد معنی‌دار نیست.

شیب‌های خطوط انرژی-ثابت ردیف اول و سوم برای نمونه ۲۰۱۳ با سطح اطمینان ۷۴/۶ درصد (1-P(F) = 0,746) متفاوت است. همچنین شیب‌های خطوط انرژی-ثابت ردیف اول و سوم برای نمونه ۲۰۱۴ با سطح اطمینان ۸۴ درصد متفاوت است. به بیان دیگر شیب‌ها یا ضرایب ریتینگر آنها تفاوت معنی‌دار را نشان نمی‌دهد.

همان‌طور که از جدول ۳-۱۱ مشاهده می‌شود، عرض از مبدأ ردیف‌های اول و سوم تفاوت معنی‌داری برای نمونه ۲۰۱۳ نشان نمی‌دهد اما پارامتر جدایش میانگین شیب دو خط برازش شده تقریباً معنی‌دار است. برای نمونه ۲۰۱۴ (جدول ۳-۱۲)، عرض مبدأ و میانگین شیب جدایش خطوط ردیف‌های اول و سوم از نظر آماری متفاوت است. بنابراین می‌توان نتیجه گرفت که خطوط برازش شده ردیف‌های اول و سوم برای نمونه ۲۰۱۴ متفاوت است اما برای نمونه ۲۰۱۳ به‌طور آماری متفاوت نیست. نتایج به‌دست آمده برای نمونه ۲۰۱۳ تحت تأثیر خطای سهوی در ترکیب ۱۰ درصدی ردیف ۲ با ردیف ۳ در هنگام آماده‌سازی نمونه ۲۰۱۳ بوده است. در صورت عدم وجود این خطای سهوی، نمونه ۲۰۱۳ نیز با سطح اطمینان ۹۰ درصد تفاوت معنی‌دار را نشان می‌داد.

اگرچه ضرایب ریتینگر به‌طور آماری متفاوت نیست اما هنگامی که درجه خردایش مکانیکی به اندازه کافی بزرگ باشد، آنگاه مساحت سطح ایجادشده اضافی برای انرژی ویژه مصرفی می‌تواند در مدار OCS (خردایش مکانیکی ایده‌آل با حداقل اتلاف) معنی‌دار باشد. با اضافه کردن آسیا گلوله‌ای به عنوان مرحله پنجم در مدار

OCS (۱-۰/۲۵ میلی‌متر)، شانس بالایی برای معنی‌داری ضرایب ریتینگر وجود خواهد داشت. این امر اثبات می‌کند که اثر نرم‌شدگی هنوز در این محدوده اندازه مؤثر است. بنابراین توصیه می‌شود که در آزمایش‌های OCS بعدی مرحله پنجم اضافه شود. با اضافه شدن مرحله پنجم نتایج حاصل از این تست می‌تواند به‌طور مستقیم با آزمایش اندیس کار باند مقایسه شود.

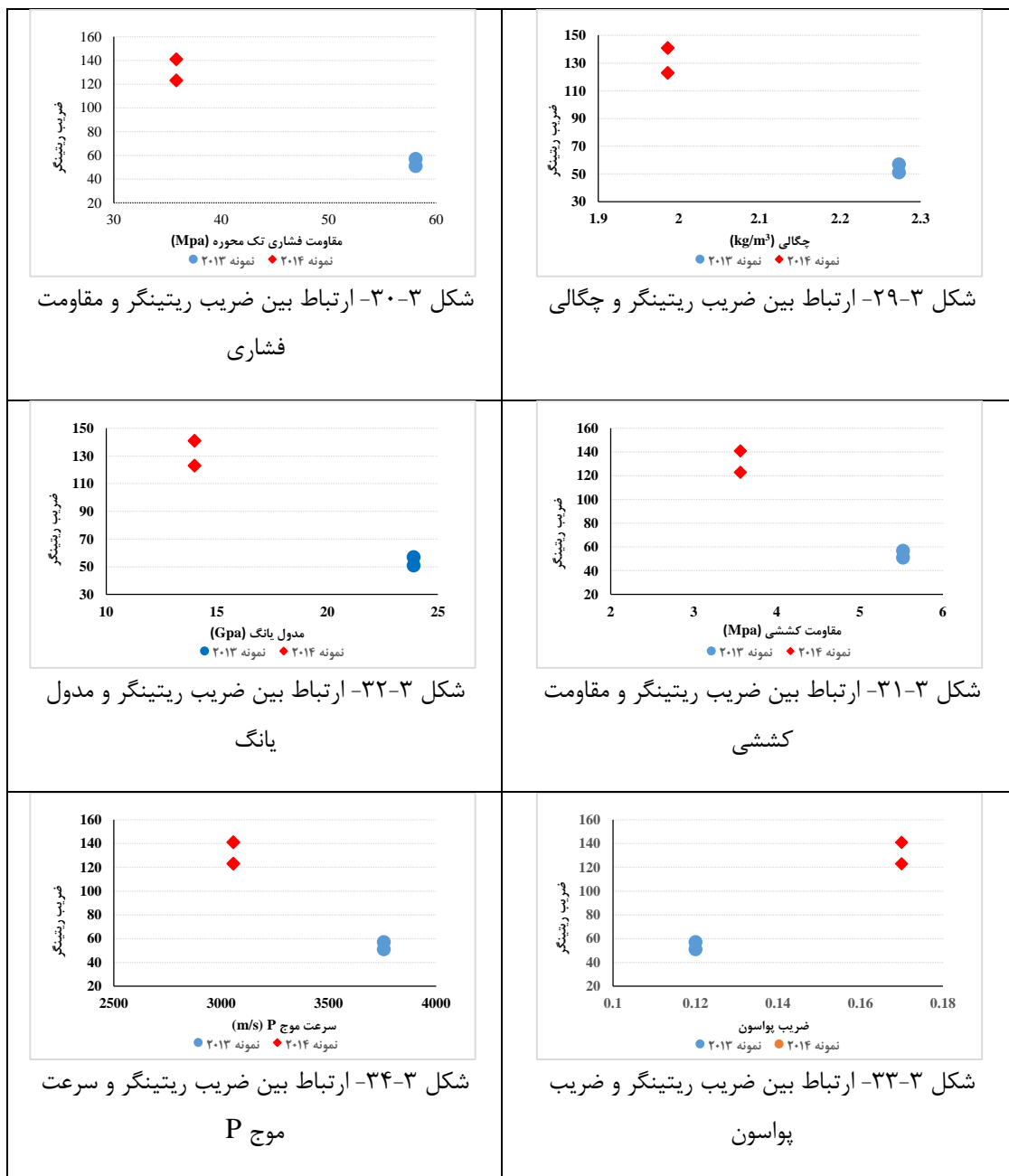
با استفاده از روش OCS، امکان ارزیابی اثر نرم‌شدگی بر اجرای سنگ‌شکنی و آسیا (خردایش مکانیکی و مصرف انرژی ویژه) فراهم می‌باشد. همچنین نتایج آزمایش‌های OCS، کاهش حداقل ۱۱ درصدی در مصرف انرژی فرآیند خردایش مکانیکی در ردیف ۳ نسبت به ردیف ۱ به سبب نرم‌شدگی را نشان می‌دهد. با توجه به مصرف زیاد انرژی در فرآیند خردایش مکانیکی، اثر اقتصادی نرم‌شدگی بسیار زیاد است و با استفاده از روش OCS می‌توان این پدیده را اندازه‌گیری نمود. شایان ذکر است که اگر به جای استفاده از مواد انفجار شده ردیف‌ها از نمونه بکر و انفجار نشده استفاده می‌گردید آنگاه اثر نرم‌شدگی بسیار بالا بود. همچنین در هیچ یک از مطالعات صورت گرفته پیشین اثر این پدیده بر خرده‌هایی با محدوده اندازه درشت بررسی نشده است.

جدول ۳-۱۱- تفاوت آماری بین ردیف اول و سوم، نمونه ۲۰۱۳

نمونه ۲۰۱۳	ردیف ۱	ردیف ۳
<i>R</i>	۰/۹۹۸	۰/۹۹۸
<i>I-P(R)</i>	$2/2 \times 10^{-5}$	$2/37 \times 10^{-7}$
واریانس باقیمانده		
<i>F</i>	۱/۱۶۰	
<i>I-P(F)</i>	۰/۵۳۷	در سطح اطمینان ۹۰ درصد معنی دار نیست
شیب		
<i>F</i>	۲/۹۴	
<i>I-P(F)</i>	۰/۷۴۶	در سطح اطمینان ۹۰ درصد معنی دار نیست
عرض از مبدأ		
<i>F</i>	۳/۱۳	
<i>I-P(F)</i>	۰/۸۶۳	در سطح اطمینان ۹۰ درصد معنی دار نیست /
جدایش		
<i>Diff</i>	۱۳/۹	<i>cm</i> ² / <i>g</i>
<i>t</i>	۲/۰۸	
<i>I-P(t)</i>	۰/۸۹۴	در سطح اطمینان ۹۰ درصد معنی دار نیست
90% <i>conf.int.</i>	۱۴/۲۳	
90% <i>lower conf.limit</i>	-۰/۳۲۷	

جدول ۳-۱۲- تفاوت آماری بین ردیف اول و سوم، نمونه ۲۰۱۴

نمونه ۲۰۱۴	ردیف ۱	ردیف ۳
<i>R</i>	۰/۹۹۸	۰/۹۹۸
<i>I-P(R)</i>	$1/64 \times 10^{-5}$	$4/96 \times 10^{-7}$
واریانس باقیمانده		
<i>F</i>	۱/۱۵۸	
<i>I-P(F)</i>	۰/۵۳۷	در سطح اطمینان ۹۰ درصد معنی دار نیست
شیب		
<i>F</i>	۵/۲۲	
<i>I-P(F)</i>	۰/۸۳۹	در سطح اطمینان ۹۰ درصد معنی دار نیست
عرض از مبدأ		
<i>F</i>	۴/۲۵	
<i>I-P(F)</i>	۰/۹۰۶	در سطح اطمینان ۹۰ درصد معنی دار است
جدایش		
<i>Diff</i>	۳۸/۶۷	<i>cm</i> ² / <i>g</i>
<i>t</i>	۲/۰۸	
<i>I-P(t)</i>	۰/۹۵۱	در سطح اطمینان ۹۰ درصد معنی دار است
90% <i>conf.int.</i>	۲۹/۴۶	
90% <i>lower conf.limit</i>	۹/۲۱۳	



۳-۴-۱۳- بررسی میزان تأثیر خصوصیات فیزیکی و مکانیکی نمونه‌ها بر نرم‌شدگی

به منظور بررسی اثر خصوصیات فیزیکی و مکانیکی نمونه‌ها بر ضریب ریتینگر - به عنوان فاکتور مؤثر بر میزان نرم‌شدگی- ارتباط بین پارامترهای مکانیک‌سنجی از قبیل چگالی، مقاومت فشاری تک محوره، مقاومت کششی، مدول یانگ، ضریب پواسون و سرعت موج P با ضریب ریتینگر مورد بررسی قرار گرفت. همان‌طور که از شکل‌های ۲۹-۳ تا ۳۴-۳ مشاهده می‌شود ضریب ریتینگر دارای نسبت عکس با پارامترهای مقاومت فشاری تک محوره، مقاومت کششی، مدول یانگ، سرعت موج-P و دارای رابطه مستقیم با نسبت پواسون

می‌باشد. به عبارت دیگر با افزایش خصوصیات فیزیکی و مکانیکی موادمعدنی، ضریب ریتینگر کاهش و انرژی بیشتری برای خردایش مکانیکی مصرف می‌شود.

۳-۵- جمع‌بندی

با توجه به عدم بررسی نرم‌شدگی ناشی از انفجار بر مبنای چند سنگ‌شکنی و آسیا، در بخشی از این تحقیق نرم‌شدگی ناشی از انفجار با استفاده از روش توالی خردایش مکانیکی بهینه شامل دو مرحله سنگ‌شکنی و دو آسیا مورد مطالعه و بررسی قرار گرفت. نتایج حاصل از آزمایش توالی خردایش مکانیکی بهینه، کاهش حداقل ۱۰/۷ درصدی مصرف انرژی در فرآیند خردایش مکانیکی را نشان می‌دهد. آنالیز آماری صورت گرفته بر روی نتایج به‌دست آمده بیانگر معنی‌داری اثر نرم‌شدگی در فرآیند خردایش مکانیکی است. در این آزمایش کاهش میزان انرژی در هر دو فرآیند سنگ‌شکنی و آسیا به روشنی قابل مشاهده است. بنابراین پدیده نرم‌شدگی سبب کاهش هزینه در هر دو مرحله سنگ‌شکنی و آسیا می‌شود. همچنین نتایج به دست آمده از نمودار خصوصیات شکست طبیعی (NBC) و بررسی ارتباط بین خصوصیات فیزیکی و مکانیکی نمونه‌های مورد مطالعه و ضریب ریتینگر نشان می‌دهد که پارامترهای فیزیکی و مکانیکی مواد معدنی نقش مهم و تعیین‌کننده‌ای در میزان نرم‌شدگی ناشی از انفجار دارد. بنابراین در طراحی الگوی انفجاری بر مبنای کاهش انرژی سنگ‌شکنی و آسیا در معادن روباز کشور باید خصوصیات ژئومکانیکی مواد معدنی و واکنش آنها نسبت فرآیند انفجار در نظر گرفته شود. از آنجایی که کشور ایران دارای ذخایر غنی موادمعدنی است بنابراین در نظر گرفتن پدیده نرم‌شدگی و پارامترهای مؤثر بر آن در طراحی الگوهای انفجاری امری بسیار ضروری است که می‌تواند کمک شایانی در کاهش هزینه‌های عملیات معدنکاری نماید. از ذخایر مهم و با اهمیت کشور، سنگ آهن است که تأثیر بسیار فراوانی در صنعت فولادسازی و اقتصاد کشور دارد. با توجه به وجود معادن بزرگ سنگ آهن در کشور، بررسی خصوصیات ژئومکانیکی و شکست (پدیده نرم‌شدگی) می‌تواند سبب

کاهش هزینه معدنکاری در معادن مذکور شود. بنابراین در فصل بعد خصوصیات ژئومکانیکی و شکست و طراحی الگوهای انفجاری با در نظر گرفتن پدیده شکست در کانه‌های آهن مورد مطالعه قرار می‌گیرد.

فصل چهارم

طراحی الگویی انفجاری بر مبنای کاهش

هزینه‌های سنگ شکنی و آسیا

بررسی تأثیر نرم‌شدگی ناشی از انفجار در فرآیند خردایش مکانیکی نشان می‌دهد که هزینه‌های فرآیند خردایش مکانیکی می‌تواند تحت تأثیر این پدیده به‌طور مناسبی کاهش یابد. همچنین این بررسی نشان می‌دهد که ضربه ناشی از انفجار ردیف‌های اول و دوم سبب کاهش مصرف انرژی در خردایش مکانیکی موادمعدنی ناشی از انفجار ردیف سوم می‌شود. نتایج منحنی‌های خصوصیات شکست طبیعی و بررسی ارتباط بین خصوصیات فیزیکی و مکانیکی نمونه‌های مورد مطالعه و ضریب ریتینگر نشان می‌دهد که خصوصیات فیزیکی و مکانیکی موادمعدنی نیز از پارامترهای مهم در میزان نرم‌شدگی ناشی از انفجار است. بنابراین در طراحی الگوی انفجاری در معادن بزرگ، مطالعه خصوصیات فیزیکی و مکانیکی و شکست موادمعدنی امری بسیار ضروری است. از آنجایی که کشور ایران دارای ذخایر غنی موادمعدنی است، طراحی الگوی انفجاری با در نظر گرفتن خصوصیات فیزیکی و مکانیکی و شکست موادمعدنی به منظور کاهش هزینه‌های سنگ‌شکنی و آسیا می‌تواند کمک شایان و قابل توجهی در اقتصاد کشور نماید. از ذخایر با اهمیت و استراتژیک در کشور، سنگ آهن است که استخراج آنها غالباً به صورت روباز است؛ بنابراین بررسی واکنش کانه‌های آهن نسبت به فرآیند انفجار از پارامترهای بسیار تأثیرگذار و با اهمیت در عملیات معدنکاری این ماده معدنی است. شناخت این واکنش می‌تواند کمک بسیار مهمی در بهینه‌سازی مصرف انرژی در مراحل مختلف معدنکاری از قبیل حفاری، انفجار، بارگیری، باربری و خردایش مکانیکی (سنگ‌شکنی و آسیا) نماید. همچنین این بررسی می‌تواند در طراحی الگوی انفجاری به منظور کاهش هزینه معدنکاری از قبیل حفاری و انفجار، بارگیری، باربری و خردایش مکانیکی نماید. در این بخش از تحقیق در ابتدا خصوصیات فیزیکی و مکانیکی کانه‌های آهن در معدن سنگ آهن چادرملو که بزرگترین تولیدکننده سنگ آهن در کشور می‌باشد، مورد مطالعه قرار می‌گیرد. سپس خصوصیات شکست کانه‌های آهن به منظور بررسی واکنش آنها نسبت به فرآیند انفجار مورد مطالعه قرار می‌گیرد. در نهایت با توجه به نتایج حاصل از آزمایش‌ها، الگوهای انفجار در معدن سنگ آهن چادرملو به منظور کاهش هزینه‌های سنگ‌شکنی و آسیا اصلاح می‌شود.

۴-۲- بررسی خصوصیات ژئومکانیکی و شکست کانه‌های آهن

آهن یکی از فلزات استراتژیک و با اهمیت در صنعت معدنکاری و فولاد است که ۳۲/۰۷ درصد حجم سیاره زمین را تشکیل می‌دهد. همچنین این ماده معدنی به ترتیب ۵ و ۸۰ درصد پوسته و هسته سیاره زمین را تشکیل می‌دهد. مگنتیت، هماتیت و گوتیت سه کانی اصلی تشکیل‌دهنده سنگ آهن به ترتیب دارای ساختار بلورشناسی کوبیک، هگزاگونال (تری‌انگولار) و اورتورومبیک هستند (Clout and Manuel, Ohmoto, 2003; 2015). تعیین خصوصیات مکانیکی و لرزه‌ای^۱ کانی‌های تشکیل‌دهنده سنگ آهن از فاکتورهای بسیار مهم در تعیین واکنش آن‌ها نسبت به خردایش مکانیکی و خردایش ناشی از انفجار است. مورالس و همکارانش در سال ۲۰۰۸ نشان دادند که خصوصیات لرزه‌ای مواد معدنی مگنتیت، هماتیت و کوارتز وابسته به کانی‌های تشکیل‌دهنده آن است. آنها در این تحقیق سرعت انتشار موج P و S را در راستاهای مختلف برای کانی‌های هماتیت، مگنتیت و کوارتز با استفاده از میکروسکوپ‌های الکترونی (EBSD/SEM) اندازه‌گیری کردند. نتایج نشان می‌داد که سرعت انتشار موج P در کانی مگنتیت نسبت به کانی‌های هماتیت و کوارتز از مقدار بالاتری برخوردار است (جداول ۴-۱ و ۴-۲). آنها همچنین عنوان کردند که آنیزوتروپی سرعت انتشار موج P و برشی حداقل و حداکثر (S_1 و S_2) کانی مگنتیت کمتر از کانی هماتیت است که این امر بیانگر کمتر بودن آنیزوتروپی کانی مگنتیت نسبت به کانی هماتیت است. یکی از دلایل کاهش آنیزوتروپی، عدم یا ضعیف بودن جهت مقدم کریستالوگرافیک^۲ در کانی‌های تشکیل‌دهنده مواد معدنی و یا به عبارت دیگر ایزوتروپی آنها است. از دلایل دیگر می‌توان به وجود کانی‌های کوبیک مگنتیت اشاره کرد که این امر می‌تواند سبب کاهش آنیزوتروپی و افزایش سرعت انتشار موج P شود (Morales et al., 2008).

¹- Seismic

²- Crystallographic Preferred Orientation

جدول ۴-۱- سرعت انتشار موج P و آنیزوتروپی برای کانی‌های خالص مگنتیت، هماتیت و کوارتز (Morales et al., 2008)

کوارتز	هماتیت	مگنتیت	بزرگی امواج لرزه ای
۷/۰۳	۶/۸۶	۷/۴۷	حداکثر سرعت انتشار موج P (km/s)
۵/۳۲	۶/۱۴	۷/۱۶	حداقل سرعت انتشار موج P (km/s)
۲۷/۲	۱۱/۱	۴/۲	آنیزوتروپی سرعت انتشار موج P (%)
۲/۶۵	۵/۲۵	۵/۲۶	چگالی (g/cm ³)

جدول ۴-۲- سرعت انتشار موج P و آنیزوتروپی در نمونه‌هایی از کانه‌های آهن حاوی مگنتیت، هماتیت و کوارتز (Morales et al., 2008).

شماره نمونه	سرعت انتشار موج P (km/s)	سرعت انتشار موج S (km/s)	آنیزوتروپی سرعت انتشار موج P (%)	وزن مخصوص (Kg/m ³)	مگنتیت (%)	هماتیت (%)	کوارتز (%)
۱	۶/۷۶	۶/۷۲	۰/۵۰	۵۲۵۷	۳۷/۸۵	۶۷/۱۵	۰/۰۰
۲	۶/۶۷	۶/۶۰	۱/۱۰	۵۲۵۶	۲۷/۱۰	۷۲/۹۰	۰/۰۰
۳	۶/۶۷	۶/۵۵	۱/۸۰	۵۲۵۶	۱۴/۷۴	۸۵/۲۶	۰/۰۰
۴	۶/۷۲	۶/۴۹	۳/۴۰	۵۲۵۶	۱۳/۴۳	۸۶/۵۷	۰/۰۰
۵	۶/۱۶	۵/۹۹	۲/۷۰	۳۹۵۲	۰/۰۰	۵۰	۵۰

شیکوت و همکارانش نیز در سال ۲۰۱۱ به بررسی خصوصیات مکانیکی کانی‌های خالص و مرکب مگنتیت، هماتیت و گوتیت با استفاده از ضربه‌زن دستگاهی^۱ و آنالیز دینامیکی مولکولی^۲ در مقیاس میلی‌متر پرداختند. آنها نشان دادند که مدول یانگ، مدول بالک، نسبت پواسون و مدول برشی اندازه‌گیری شده وابسته به نوع کانی است (Chicot et al., 2011). همچنین مرحله‌نهایی عملیات معدنکاری -آزادسازی ماده معدنی- کاملاً وابسته به واکنش ماده معدنی نسبت به اعمال نیرو در مراحل انفجار و خردایش مکانیکی است (Parra, Eloranta, 1997; Åkesson et al., 2004; Michaux and Djordjevic, 2005; 2011; Kim, 2012). بررسی خصوصیات شکست و لرزه‌ای موادمعدنی امری بسیار ضروری در فرآیندهای بهینه‌سازی عملیات معدنکاری است که می‌تواند صرفه اقتصادی بسیار قابل توجه‌ای در عملیات معدنکاری مخصوصاً معادن سنگ آهن داشته باشد. تاکنون مطالعات مناسبی در زمینه بررسی اثر اکسیدهای آهن بر خصوصیات مکانیکی و لرزه‌ای این ماده معدنی با اهمیت صورت نگرفته است. همان‌طور که اشاره شد این نوع مطالعات می‌تواند

¹- Instrumented indentation

²- Molecular dynamics analysis

کمک بسیار مهمی در عملیات انفجار و خردایش مکانیکی (سنگ‌شکنی و آسیا) نماید. در این بخش از تحقیق اثر کانی‌های مگنتیت و هماتیت بر خصوصیات مکانیکی و لرزه‌ای و تأثیر آنها بر خصوصیات شکست و نرم‌شدگی کانه‌های آهن و هزینه‌های بسیار زیاد سنگ‌شکنی و آسیا در معدن سنگ آهن چادرملو - بزرگترین تولید کننده سنگ آهن کشور- مورد بررسی قرار می‌گیرد.

۴-۳- معرفی معدن مورد مطالعه

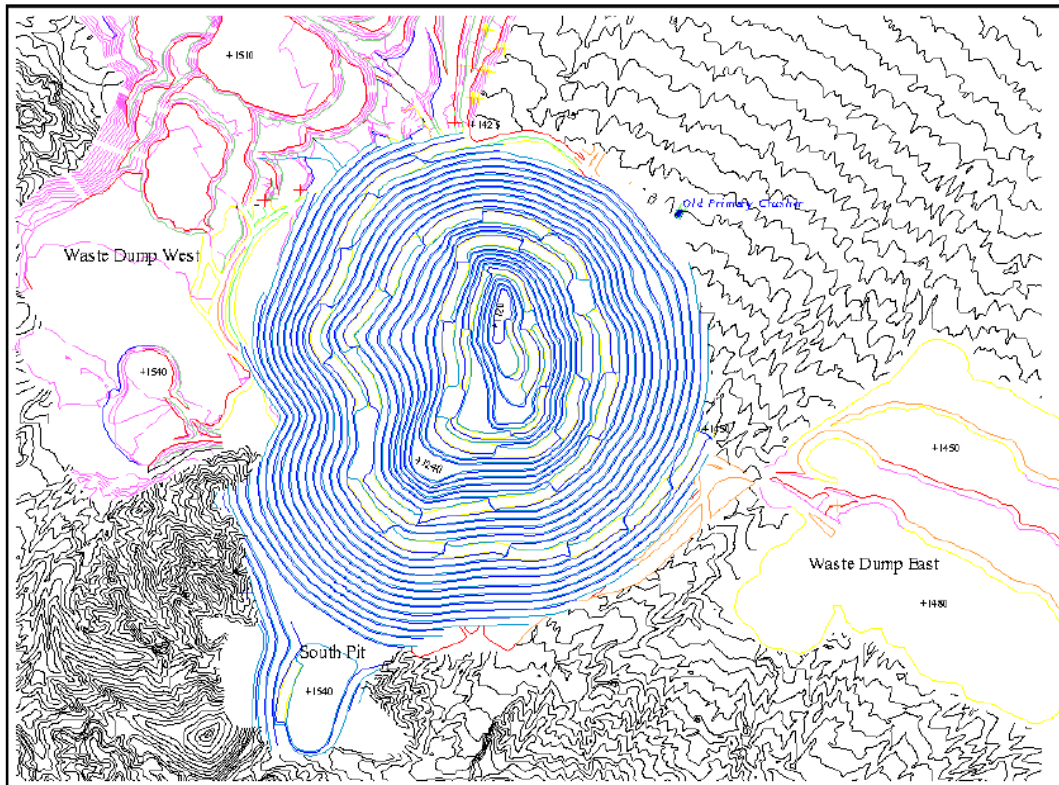
معدن سنگ آهن چادرملو بزرگترین کانسار آهن در ایران مرکزی و بخشی از ذخیره متالوژنیک بافق- ساغند است که در قلب کویر مرکزی ایران، در دامنه شمالی کوه‌های خاکستری رنگ چاه محمد و در حاشیه جنوبی نمک‌زار ساغند قرار گرفته است. موقعیت جغرافیایی چادرملو ۳۲ درجه و ۱۷ دقیقه عرض شمالی و ۵۵ درجه و ۳۰ دقیقه طول شرقی است و در فاصله هوایی ۱۲۰ کیلومتری شمال شرق شهر یزد و ۶۵ کیلومتری شمال معدن چغارت، در ارتفاع ۱۴۵۰ متری از سطح دریا قرار دارد. نام این کانسار ریشه در زبان دری دارد و در اصل چاه دره ملون و ملون نوعی گربه وحشی بوده است. کانسار چادرملو در سال ۱۳۱۹ شناسایی شده و در حال حاضر بزرگترین تولید کننده سنگ آهن کشور می‌باشد.

این معدن توسط یک جاده ۴۰ کیلومتری از طرف شمال غرب به جاده یزد- طبس- مشهد و از سمت جنوب شرق از طریق جاده‌ای به طول ۶۰ کیلومتر به بهاباد اتصال می‌یابد. با تکمیل احداث راه آهن چادرملو - اردکان در سال ۱۳۷۷ و اتصال آن به شبکه سراسری، حمل و نقل ریلی نیز صورت می‌پذیرد. همچنین راه آهن بافق- طبس نیز در شرق معدن واقع شده است. راه‌های فرعی دیگری از چادرملو به زیرگان و روستای آبدوخی به طرف کویر گورآخور وجود دارند.

معدن چادرملو از دو توده شمالی و جنوبی تشکیل شده است. توده شمالی که بزرگترین توده معدن است، حدود ۸۰ درصد کل ذخیره را در بر می‌گیرد. عمق عمودی توده معدنی تا ۹۱۰ متر و بزرگترین عمق تا ۹۹۰ متر نیز می‌رسد. این توده از سه توده که به صورت استوانه‌ای قائم به ضخامت معادل حداقل ۳۰۰ متر و حداکثر ۹۱۰ متر قرار داشته است، تشکیل می‌شود. سنگ دربرگیرنده مواد معدنی دارای حداکثر ۷ درصد

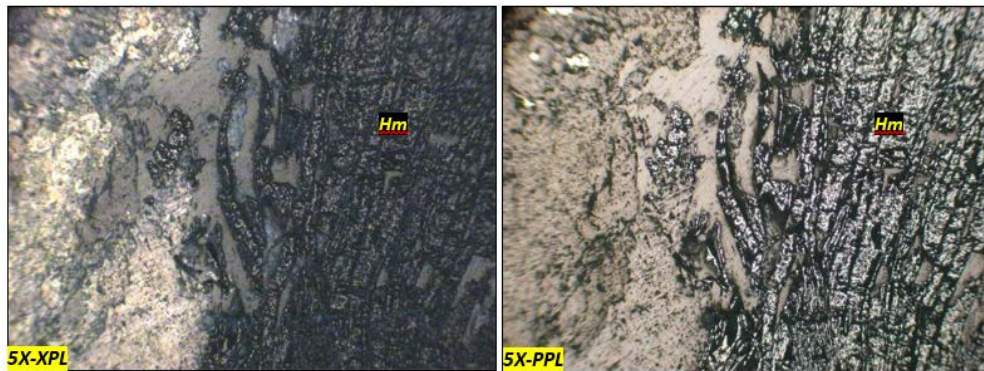
آهن بوده درحالی که سنگ محتوی فلز آهن ۶۱ درصد آهن دارد. توده شمالی دارای طول ۹۰۰ متر و عرض ۳۰۰ متر است. شیب به سمت شرق و شمال شرق و با زاویه ۹۰ تا ۶۰ درجه است. قسمت مرکزی توده شمالی را سنگ‌های آذرین درونی دربر گرفته‌اند.

در منطقه چادرملو انواع سنگ‌های آذرین، متاسوماتیت، دگرگونی و رسوبی وجود دارند. با توجه به وقوع ماگماتیسم مکرر، سنگ‌های آذرین، ترکیب شیمیایی متفاوتی دارند. سنگ‌های آذرین منطقه چادرملو دارای انواع سنگ‌های آذرین اسیدی (ریولیت، گرانیت و تو فهای اسیدی) تا سنگ‌های حد واسط (دیوریت، تونالیت، آندزیت، سینیت و تراکیت)، سنگ‌های بازیک (گابرو، بازالت و دلریت) و سنگ‌های متاسوماتیت (انواع آلبیتیت، ترمولیت اکتینولیت متاسوماتیت و بیوتیت متاسوماتیت) هستند. سنگ‌های دگرگونی شامل میکاشیست، گارنت شیست و آندالوزیت-سیلیمانیت شیست، مرمر، آمفیبولیت، کوارتزیت و گنیس است. سنگ‌های رسوبی از کنگلومرا، مارن، دولومیت، ماسه‌سنگ (آرکوز، ساب آرکوز) و برش تشکیل می‌شوند. اکثر این سنگ‌ها به‌دلیل تحمل پدیده‌های مختلف زمین‌شناسی، دگرسانی شدید را نشان می‌دهند؛ به‌طوری‌که این تغییرات در مواردی مانع شناخت ترکیب اصلی و اولیه آنها می‌شود. کانی‌های اصلی معدنی موجود در معدن سنگ آهن چادرملو شامل هماتیت و مگنتیت بوده و آهن هیدراته و کربناته به مقدار اندک حضور دارند. کانی‌های فرعی، نظیر آپاتیت، کوارتز، کربنات‌ها، کلریت، ژیپس و بیوتیت نیز وجود دارند (Mohammad Torab, 2008; Sabet-Mobarhan-Talab et al., 2015). در حال حاضر عملیات معدنکاری درحال انجام و پیت معدن درحال توسعه بوده که قطر تقریبی آن ۱۵۰۰ متر و بیشینه ارتفاع دیواره ۳۰۰ متر می‌باشد. در شکل ۴-۱ طرح نهایی پیت معدن سنگ آهن چادرملو ارائه شده است.

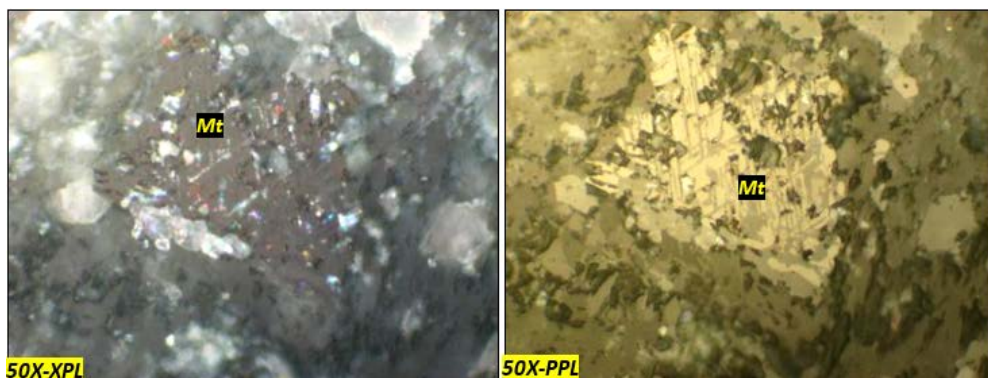


شکل ۴-۱- طرح نهایی پیت معدن چادرملو

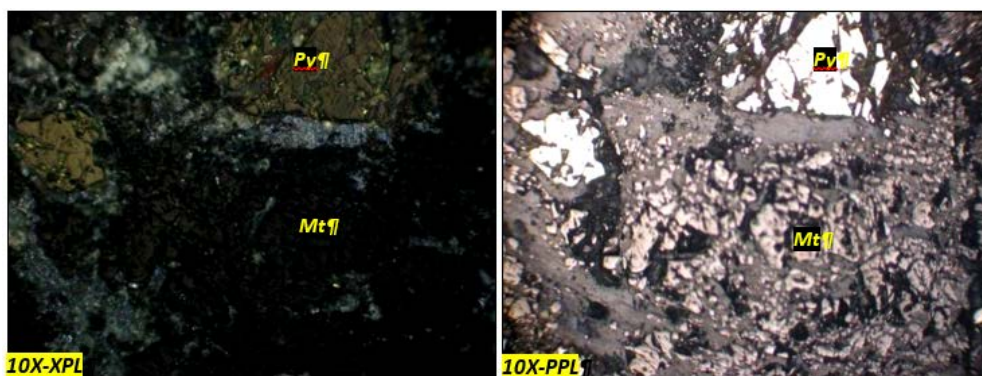
به‌طور کلی کانسار سنگ آهن در معدن چادرملو از دو نوع کانی اصلی مگنتیت و هماتیت تشکیل شده‌اند. مطالعات مقاطع میکروسکوپی صورت گرفته در معدن سنگ آهن چادرملو نشان می‌دهد که بلورهای مگنتیت دارای ساختار مکعبی و بلورهای هماتیت دارای ساختاری تیغه‌ای می‌باشد. در شکل ۴-۲ به ترتیب بلورهای تیغه‌ای هماتیت و شکل ۴-۳ بلورهای مکعبی مگنتیت به همراه سه رخ موجود در کانسار سنگ آهن معدن چادرملو مشخص شده است. همچنین به همراه کانی‌های اصلی کانسار سنگ آهن چادرملو، کانی‌های فرعی از قبیل پیریت، آپاتیت، کوارتز و فلدسپار نیز دیده می‌شود. در شکل ۴-۴ کانی‌های اصلی سنگ آهن به همراه کانی‌های فرعی مشاهده می‌گردد.



شکل ۴-۲- نمایی از بلورهای تیغه‌ای کانی هماتیت در مقاطع میکروسکوپی با نورهای مختلف (هماتیت: Hm)



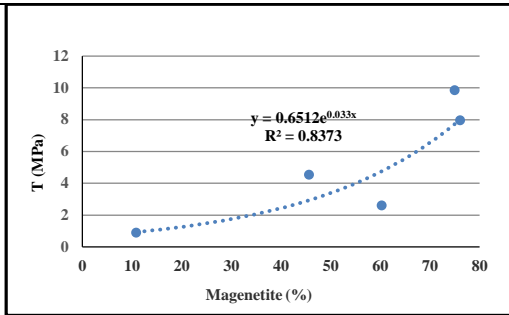
شکل ۴-۳- نمایی از بلورهای مگنتیت و سه جهت رخ موجود در آن در مقاطع میکروسکوپی با نورهای مختلف (مگنتیت: Mt)



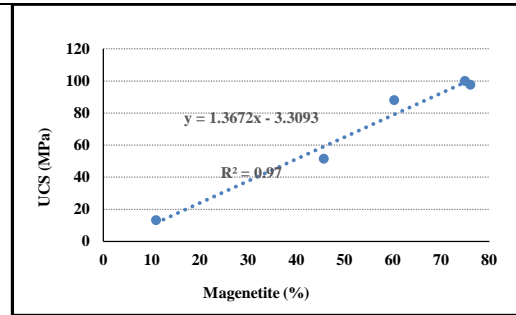
شکل ۴-۴- نمایی از بلورهای مگنتیت و پیریت در مقاطع میکروسکوپی با نورهای مختلف (مگنتیت: Mt، پیریت: Py)

۴-۴- بررسی تأثیر اکسیدهای آهن بر خصوصیات ژئومکانیکی و لرزه‌ای کانه آهن

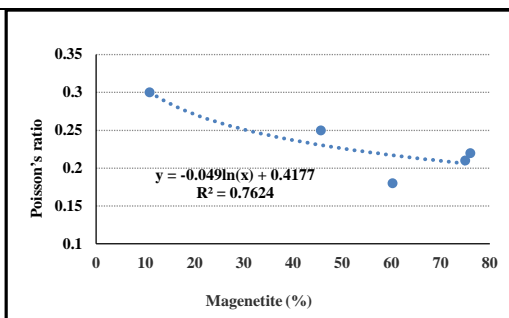
در این بخش از تحقیق، ابتدا نمونه‌های سنگ آهن با درصد مگنتیت و هماتیت متفاوت از قسمت‌های مختلف معدن سنگ آهن چادرملو جمع‌آوری گردید. به منظور بررسی دقیق اثر اکسیدهای آهن بر خصوصیات مکانیکی و لرزه‌ای، نمونه‌های جمع‌آوری شده فاقد باطله و شامل کانی هماتیت و مگنتیت بودند. با توجه به اینکه خصوصیات مکانیکی و لرزه‌ای موادمعدنی تحت تأثیر کانی‌های تشکیل‌دهنده آنها است، بنابراین آزمایش‌های مکانیکی و لرزه‌ای نمونه‌های به‌دست آمده از مغزه‌های حفاری بر اساس درصد مگنتیت مورد مطالعه قرار گرفت. این آزمایش‌ها شامل مقاومت فشاری تک محوره (UCS)، مقاومت کششی تک محوره (T)، مدول الاستیک (E)، نسبت پواسون (ν)، تخلخل، میزان جذب آب، سرعت انتشار موج P (V_p) و سرعت انتشار موج S (V_s) است. در شکل‌های ۴-۵ تا ۴-۱۲ ارتباط بین درصد مگنتیت با پارامترهای مذکور نشان داده شده است. در جدول ۴-۳ ضریب همبستگی و جذر میانگین مربعات خطا معادلات بین درصد مگنتیت و پارامترهای ژئومکانیکی مشخص شده است. همان‌طور که از شکل‌های مذکور مشاهده می‌شود پارامتر درصد مگنتیت به‌طور معنی‌داری بر پارامترهای مکانیکی مورد آزمایش در این تحقیق تأثیر دارد. از بین این پارامترها مقاومت فشاری تک محوره مدول الاستیک، تخلخل و میزان جذب آب بیشترین ضریب همبستگی با درصد مگنتیت را دارد. همچنین پارامترهای مقاومت فشاری تک محوره، مقاومت کششی تک محوره، مدول الاستیک، سرعت انتشار موج P و سرعت موج انتشار S دارای ارتباط مستقیم و پارامترهای نسبت پواسون، تخلخل و میزان جذب دارای ارتباط معکوس با درصد مگنتیت می‌باشد.



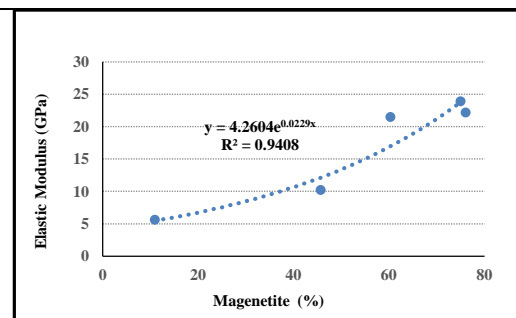
شکل ۴-۶- ارتباط بین درصد مگنتیت و مقاومت کششی تک محوره



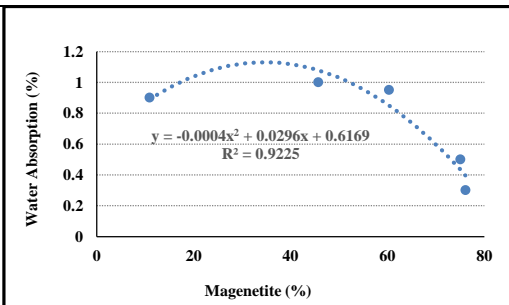
شکل ۴-۵- ارتباط بین درصد مگنتیت و مقاومت فشاری تک محوره



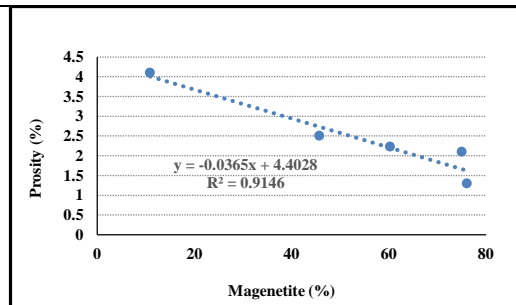
شکل ۴-۸- ارتباط بین درصد مگنتیت و نسبت پواسون



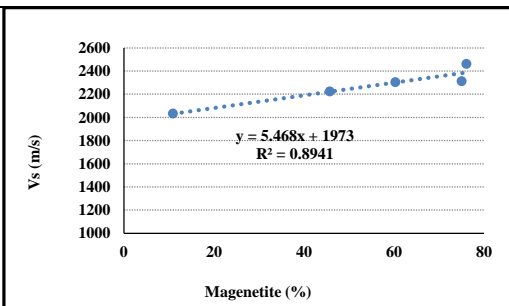
شکل ۴-۷- ارتباط بین درصد مگنتیت و مدول الاستیک



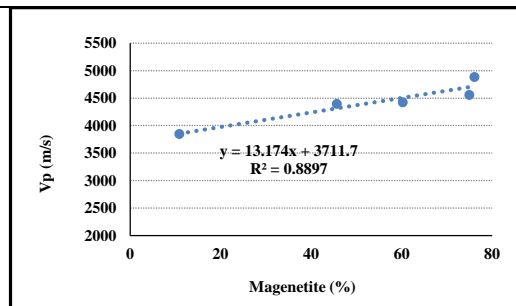
شکل ۴-۱۰- ارتباط بین درصد مگنتیت و میزان جذب آب



شکل ۴-۹- ارتباط بین درصد مگنتیت و تخلخل



شکل ۴-۱۲- ارتباط بین درصد مگنتیت و سرعت انتشار موج S

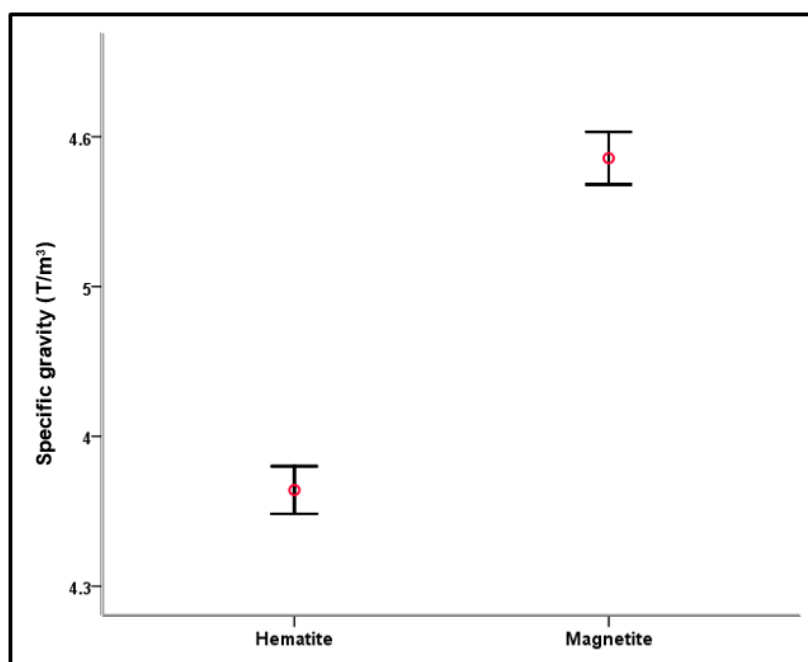


شکل ۴-۱۱- ارتباط بین درصد مگنتیت و سرعت انتشار موج P

جدول ۳-۴- ضریب همبستگی و جذر میانگین مربعات خطا بین درصد مگنتیت و پارامترهای ژئومکانیکی

	مقاومت فشاری تک محوره (MPa)	مقاومت کششی (MPa)	ضریب پواسون	ممدول الاستیک (GPa)	میزان جذب آب (%)	تخلخل (%)	سرعت انتشار موج P (m/s)	سرعت انتشار موج S (m/s)
R^2	۰/۹۷۲	۰/۸۳۷	۰/۷۶۲	۰/۹۴۰	۰/۹۲۲	۰/۹۱۴	۰/۸۸۹	۰/۸۹۴
RMSE	۵/۵۱	۱/۵۲	۰/۰۴	۲/۶۴	۰/۱۳	۰/۲۷	۱۱۱	۱۶۳

وجود کانی‌های کوبیک و فشرده مگنتیت سبب کاهش تخلخل در کانه‌های آهن و افزایش چگالی آن می‌گردد. در شکل ۴-۱۳ حداکثر، حداقل و متوسط چگالی سنگ آهن مگنتیت و هماتیت معدن سنگ آهن چادرملو با استفاده از ۶۲۷ سری داده مشخص شده است. همچنین افزایش وزن مخصوص سبب افزایش عیار آهن به دلیل کاهش تخلخل می‌گردد که این مقدار در کانی‌های مگنتیت و هماتیت معدن سنگ آهن چادرملو به ترتیب ۶۰/۸ و ۵۷/۶ درصد است. با کاهش تخلخل و افزایش چگالی، جذب آب در نمونه‌هایی با درصد مگنتیت بالا، کاهش می‌یابد که این امر در شکل‌های ۴-۹ و ۴-۱۰ نیز به روشنی مشخص است.



شکل ۴-۱۳- حداکثر، حداقل و متوسط وزن مخصوص معدن سنگ آهن مگنتیت و هماتیت معدن سنگ آهن چادرملو

در بررسی‌های صورت گرفته بین مقاومت فشاری و سرعت انتشار موج P توسط محققین مختلف، این دو پارامتر دارای ارتباط مستقیم و در غالب موارد از نوع درجه یک می‌باشد، به عبارت دیگر با افزایش مقاومت فشاری تک محوره، سرعت انتشار موج P نیز به صورت خطی افزایش می‌یابد (Diamantis, et al., 2009; Sharma & Singh, 2011; Tuğrul & Zarif, Khandelwal & Singh, 2009; Yasar & Erdogan, 2004; 1999; Goktan, 1988). همان‌طور که از شکل‌ها ۳-۵ و شکل ۳-۱۱ مشاهده می‌شود ارتباط بین درصد مگنتیت با پارامترهای مقاومت فشاری تک محوره و سرعت انتشار موج P به صورت خطی می‌باشد که این امر علاوه بر تأیید رابطه خطی مقاومت فشاری تک محوره با سرعت انتشار موج P، نشان‌دهنده اثر معنی‌دار درصد مگنتیت با مقاومت فشاری تک محوره نیز است.

۴-۵- بررسی تأثیر کانه‌های آهن بر نرم‌شدگی ناشی از انفجار

به‌طور کلی موادمعدنی بر اساس عیار، جنس زمین‌شناسی و خصوصیات شیمیایی (مانند درصد سولفور)، ژئومکانیکی و شکست تقسیم‌بندی می‌شود. از میان موارد ذکر شده، خصوصیات شکست سنگ/ماده معدنی برای طراحی و بهینه‌سازی عملیات معدن تا کارخانه فرآوری^۱ بسیار مهم‌تر است. این خصوصیات برای عملیات انفجار متفاوت از خصوصیات است که برای عملیات آسیا و سنگ‌شکنی در نظر گرفته می‌شود. برای درک این تفاوت می‌توان به پارامترهای تأثیرگذار بر خصوصیات شکست در عملیات انفجار و خردایش مکانیکی اشاره کرد. در خردایش ناشی از انفجار، خصوصیات ساختاری و ژئومکانیکی توده سنگ از پارامترهای بسیار مهم به شمار می‌آید، حال آنکه شبکه میکروشکست‌ها و نرم‌شدگی، کانی‌شناسی، اندازه دانه و خصوصیات دانه از پارامترهای مؤثر در خردایش ناشی از عملیات آسیا و سنگ‌شکنی است (Michaux & Djordjevic, 2005; Kojovic, 2005; Kanchibotla et al., 1998; Kojovic et al., 1995).

¹ - Mine to mill

همان‌طور که اشاره شد انفجار به عنوان یکی از عوامل اصلی بر خصوصیات شکست و نرم‌شدگی موادمعدنی است. انفجار با اعمال نیرو شدید سبب ایجاد گسیختگی، شکست و گسترش ترک‌های موجود در مواد معدنی می‌گردد.

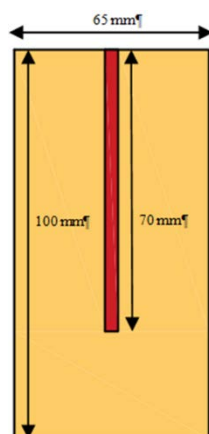
اکسون و همکارانش در سال ۲۰۰۴، لیو همکارانش در سال ۲۰۰۶ و عمر و همکارانش در سال ۲۰۰۹ عنوان کردند که بافت و کانی‌های تشکیل‌دهنده مواد معدنی یکی از فاکتورهای اصلی در تشکیل میکروترک‌ها درون مواد معدنی در اثر اعمال تنش می‌باشد. این امر اثبات می‌کند که بافت و کانی‌های تشکیل‌دهنده می‌تواند مقاومت موادمعدنی را نسبت به نرم‌کنندگی ناشی از تنش کنترل کند (Åkesson et al., 2004; Liu et al., 2006; Omar et al., 2009).

اوزکاهرامان در سال ۲۰۱۰ دریافت که تعداد شکست‌ها ارتباط مستقیمی با اندازه دانه‌ها دارد، با افزایش اندازه دانه‌ها مقاومت نسبی موادمعدنی و میزان انرژی مورد نیاز برای خردایش کاهش می‌یابد (Ozkahraman, 2010). جرن در سال ۲۰۰۲ با توجه به خصوصیات سنگ به بررسی پارامترهای مؤثر بر مقاومت سنگ و انتشار میکروشکست‌ها پرداخت. بررسی‌های ایشان نشان می‌دهد که اندازه دانه، تقارن مرزی دانه، مقاومت مرزی دانه، صفحات کلیواژ و سختی بر مقاومت سنگ و بر انتشار میکروشکست‌ها اثر دارد. مطابق با این بررسی، وجود موادمعدنی سخت‌تر، میکروشکستگی را افزایش می‌دهد. حال آنکه سنگ‌های تشکیل‌شده از دانه‌های ریزتر -دانه‌های کوچکتر سبب افزایش مقاومت سنگ می‌شود- استعداد کمتری برای نرم‌شدگی دارد. همچنین دانه‌هایی که دارای الگوهای نامنظمی می‌باشند، مقاومت بیشتری نسبت به دانه‌های با ساختارهای منظم دارند (Jern, 2002).

در این تحقیق به منظور بررسی گسترش میکروترک‌ها و ترک‌ها و خصوصیات شکست کانه‌های آهن با درصد‌های مختلف کانی‌های مگنتیت و هماتیت، دو مغزه با قطر ۶۵ و ارتفاع ۱۰۰ میلی‌متر توسط فتیله انفجاری ۵ گرم بر متر انفجار شد. به منظور رعایت شرایط مرزی و عدم انعکاس موج ناشی از انفجار از سطح آزاد، نمونه‌های سنگی توسط مواد الاستیک با ضخامت ۷ میلی‌متر پوشش داده شدند. در جدول ۴-۴ و شکل ۴-۱۴ مشخصات نمونه‌های مورد آزمایش ارائه شده است.

جدول ۴-۴- مشخصات نمونه مورد آزمایش

شماره نمونه	قطر (mm)	ارتفاع (mm)	قطر چال (mm)	فتیله انفجاری (g/m)	ارتفاع خرج (mm)	مگنتیت (%)	هماتیت (%)
۱	۶۵	۱۰۰	۶/۵	۵	۷۰	۷۳	۲۷
۲	۶۵	۱۰۰	۶/۵	۵	۷۰	۴۲	۵۸



شکل ۴-۱۴- مشخصات نمونه مورد آزمایش (شامل فتیله انفجاری و نمونه سنگی)

پس از انفجار دو نمونه مشخص شد که نمونه‌ای با درصد مگنتیت کمتر دارای ترک‌های کمتری می‌باشد. در شکل‌های ۴-۱۵ و ۴-۱۶ میزان ترک‌های ناشی از انفجار نشان داده شده است. دلیل این رفتار بالا بودن سختی^۱ مگنتیت نسبت به هماتیت است. سختی مواد معدنی، مقاومت ماده معدنی در برابر تغییر شکل پلاستیک ناشی از ضربه‌زن دستگاهی^۲ تعریف و واحد آن همانند تنش مگاپاسکال است و این پارامتر تابعی از مدول برشی است. شیکوت و همکاران در سال ۲۰۱۱ بررسی‌هایی بر روی سختی کانی‌های مگنتیت،

1- Hardness

2- Instrumented indentation

هماتیت و گوتیت توسط روش ضربه‌زن دستگاهی انجام دادند. آنها در این تحقیق نشان دادند که سختی کانی مگنتیت نسبت به کانی هماتیت و گوتیت دارای مقدار بیشتری و در برابر ضربه‌زن دستگاهی مقاومت بیشتری از خود نشان می‌دهد. آنها دلیل این امر را ساختار مکعبی کانی مگنتیت اشاره کردند که سبب افزایش ایزوتروپی خصوصیات الاستیک در مقایسه با کانی‌های غیرمکعبی (هماتیت) می‌شود (Chicot et al., 2011). ساختار مکعبی و بالا بودن ایزوتروپی خصوصیات الاستیک سبب افزایش شکنندگی^۱ و تعداد ترک‌ها ناشی از انفجار در مگنتیت می‌گردد. یک ماده معدنی شکننده زمانی که تحت تأثیر تنش قرار می‌گیرد، بدون تغییر شکل پلاستیک مهم دچار شکست و گسیختگی می‌شود. مواد معدنی شکننده حتی با مقاومت بالا، انرژی نسبتاً کمی قبل از شکست جذب می‌کند.



شکل ۴-۱۶- تعداد ترک‌های ایجاد شده در نمونه با

درصد مگنتیت ۷۳٪



شکل ۴-۱۵- تعداد ترک‌های ایجاد شده در نمونه با درصد

مگنتیت ۴۲٪

به منظور بررسی بیشتر واکنش اکسیدهای آهن بر فرآیند انفجار، ۱۰ قطعه تقریباً مکعبی شکل از کانه‌های آهن با درصد مگنتیت متفاوت تهیه گردید. درون قطعات، چالی با قطر ۸ میلی‌متر حفاری شد. به منظور بررسی خرج‌ویژه‌های متفاوت، ۵ قطعه با فتیله ۵ گرم و ۵ قطعه با فتیله ۱۰ گرم بر متر درون محفظه انفجار، انفجار شد. در شکل‌های ۴-۱۷ و ۴-۱۸ محفظه انفجار مورد استفاده و نمونه‌ای از قطعات مکعبی سنگ

^۱ - Brittleness

آهن مورد آزمایش مشخص شده است. در جدول ۴-۵ مشخصات قطعات سنگ آهن مورد آزمایش مشخص شده است.



شکل ۴-۱۷- محفظه مورد استفاده در انفجار های کوچک مقیاس



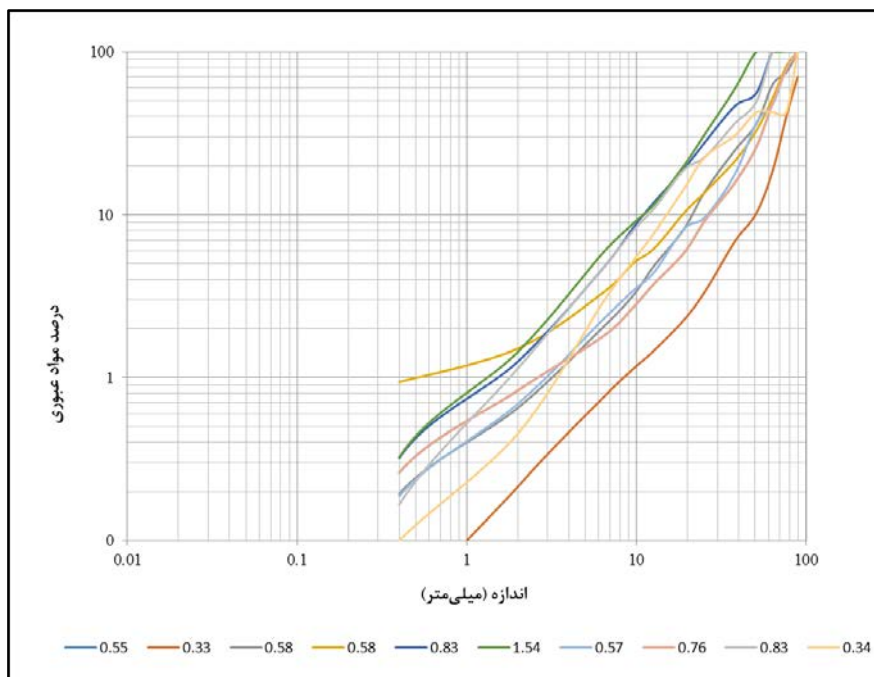
شکل ۴-۱۸- نمونه‌ای از قطعه مکعبی مگنتیت

جدول ۴-۵- مشخصات قطعات سنگ آهن مورد آزمایش

شماره نمونه	وزن نمونه (kg)	فتیله انفجاری (g/m)	خرج ویژه (kg/m ³)
۱	۶/۰۸	۵	۰/۳۴
۲	۶/۱۹	۵	۰/۳۳
۳	۳/۶۱	۵	۰/۵۷
۴	۳/۵۱	۵	۰/۵۸
۵	۳/۷۱	۵	۰/۵۵
۶	۲/۶۷	۱۰	۱/۵۴
۷	۷/۰۳	۱۰	۰/۵۸
۸	۵/۳۹	۱۰	۰/۷۶
۹	۴/۹۲	۱۰	۰/۸۳
۱۰	۴/۹۲	۱۰	۰/۸۳

در این بخش از تحقیق پس از انفجار، خرده ناشی از آن جمع‌آوری و توسط سرندهای ۸۸/۹، ۷۶/۲، ۶۳/۵، ۵۰/۸، ۳۸/۱، ۲۵/۴، ۱۹، ۱۲/۷، ۹/۵، ۶/۳، ۲، ۰/۴ و ۰/۲ میلی‌متر به صورت کاملاً دستی سرند و توزیع تجمعی دانه خردشده مورد ارزیابی قرار گرفتند. در شکل ۴-۱۹ نتایج حاصل از آنالیز سرندی خرده‌های ناشی از انفجار مشخص شده است. همان‌طور که از شکل ۴-۱۹ مشاهده می‌شود، با افزایش خرج‌ویژه میزان خردایش افزایش می‌یابد که این امر حاکی از اثر مهم خرج‌ویژه و انرژی ویژه ماده منفجره بر خردایش است. به منظور بررسی اثر درصد مگنتیت بر نتایج خردایش، ترکیبات شیمیایی و میزان آنها با استفاده از آزمایش طیف‌نگاری فلوروسانس پرتو ایکس^۱ (XRF) مورد بررسی قرار گرفت. روش XRF، از روش‌های آنالیز عنصری است که به دلیل سرعت بالای آنالیز در بعضی از صنایع از جمله معدن دارای اهمیت است. در این روش پرتو ایکس به نمونه می‌تابد و در اثر برانگیختن اتم‌ها و انتقال الکترونی در لایه‌های مختلف اتم، پرتو ایکس ثانویه، تولید می‌شود که با تعیین طول موج (انرژی) پرتو ایکس ثانویه که مشخصه اتم است؛ می‌توان عناصر موجود در نمونه مورد نظر را شناسایی کرد. با استفاده از این تکنیک می‌توان آنالیز عنصری را به صورت کیفی و تا حدودی کمی به خصوص در مورد نمونه‌های معدنی، باستانی، زمین‌شناسی، کانی‌ها، سنگ‌ها و آلیاژ فلزی انجام داد که در ردیابی عناصر از سدیم تا اورانیوم را ممکن می‌سازد که دقت آن برای عناصر سنگین بیشتر است. در جدول ۴-۶ آنالیز شیمی قطعات مکعبی سنگ آهن ارائه شده است.

^۱- X-Ray Fluorescence (XRF)



شکل ۴-۱۹- آنالیز سرنندی خرده‌های ناشی از انفجار قطعات مکعبی مگنتیت برای خرج ویژه‌های مختلف

جدول ۴-۶- آنالیز شیمی قطعات مکعبی سنگ آهن

شماره نمونه	Mt%	Al ₂ O ₃ %	SiO ₂ %	MgO%	CaO%
۱	۵۳	۰/۱۸۳	۳/۴۵۵	۱/۳۳۹	۶/۴۳۳
۲	۷۸	۰/۱۰۸	۶/۲۲۴	۱/۰۰۹	۵/۵۲۲
۳	۵۷	۰/۱۹۸	۳/۴۰۴	۲/۰۲۸	۴/۰۰۹
۴	۶۳	۰/۱۲۵	۱/۵۸۱	۱/۳۲۱	۲/۷۲۶
۵	۵۳	۰/۱۲۳	۳/۲۵۷	۱/۸۶۰	۴/۴۶۹
۶	۶۰	۰/۴۲۵	۲/۳۴۹	۱/۵۷۳	۸/۹۰۷
۷	۶۴	۰/۲۹۴	۳/۱۶۹	۱/۷۶۹	۱۰/۳۶۰
۸	۶۵	۰/۲۷۱	۴/۴۸۶	۱/۵۶۰	۸/۲۰۱
۹	۶۹	۰/۱۰۲	۳/۰۰۲	۱/۱۶۳	۲/۲۶۲
۱۰	۵۱	۰/۱۷۴	۳/۵۳۴	۲/۰۱۴	۶/۹۴۷

Mt: Magnetite

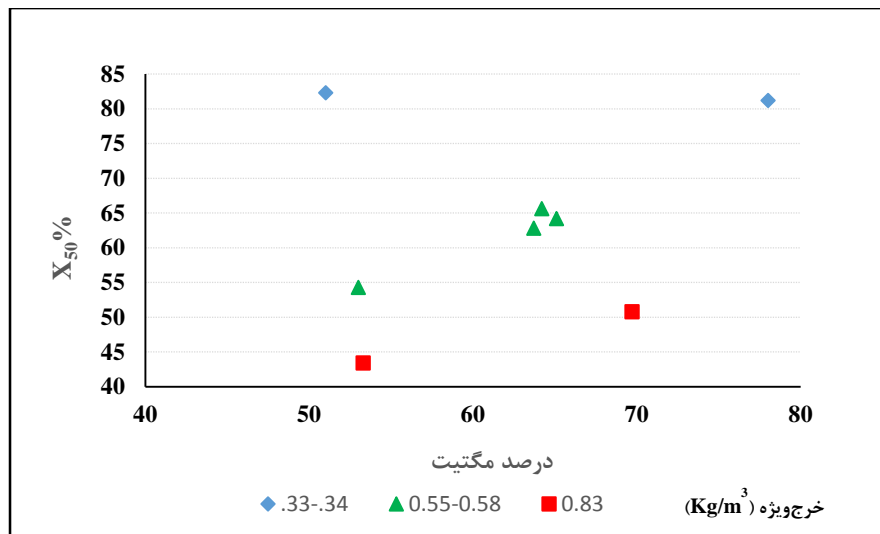
پس از انجام آنالیز سرنندی ارتباط بین متوسط اندازه خرده‌ها (X_{50}) و درصد مگنتیت بررسی گردید. در جدول ۴-۷ و شکل ۴-۲۰ ارتباط بین درصد مگنتیت و متوسط اندازه خرده‌های ناشی انفجار مشخص شده است. در شکل ۴-۲۰ ارتباط بین متوسط خردایش و درصد مگنتیت در خرج ویژه‌های یکسان مشخص شده است. شایان ذکر است که از بررسی خرج ویژه ۰/۷۶ و ۱/۵۴ کیلوگرم بر مترمکعب در شکل ۴-۲۰ به منظور

یکسان‌سازی خرج‌ویژه صرف نظر گردید. همان‌طور که از جدول ۴-۷ و شکل ۴-۲۰ مشاهده می‌شود با افزایش درصد مگنتیت متوسط اندازه خرده‌ها کاهش و به عبارت دیگر خردایش افزایش می‌یابد.

جدول ۴-۷- درصد مگنتیت و متوسط اندازه خرده‌ها در قطعات مکعبی مورد آزمایش

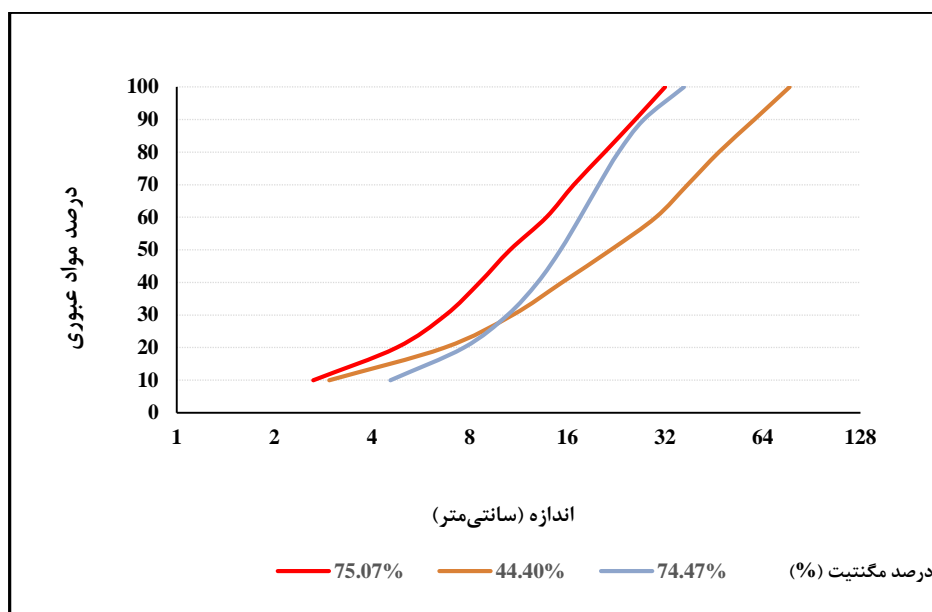
X_{50} (mm)	Mt%	خرج‌ویژه (kg/m^3)
۸۱/۲	۷۸	۰/۳۴
۸۲/۳	۵۳	۰/۳۳
۶۴/۲	۶۵	۰/۵۵
۶۵/۶	۶۴	۰/۵۷
۶۲/۸	۶۴	۰/۵۸
۵۴/۳	۵۳	۰/۵۸
۵۵/۸	۵۸	۰/۷۶
۴۳/۴	۵۳	۰/۸۳
۵۰/۸	۷۰	۰/۸۳
۲۹/۳	۶۱	۱/۵۴

Mt: Magnetite



شکل ۴-۲۰- ارتباط بین متوسط خردایش و درصد مگنتیت برای خرج‌ویژه‌های مختلف

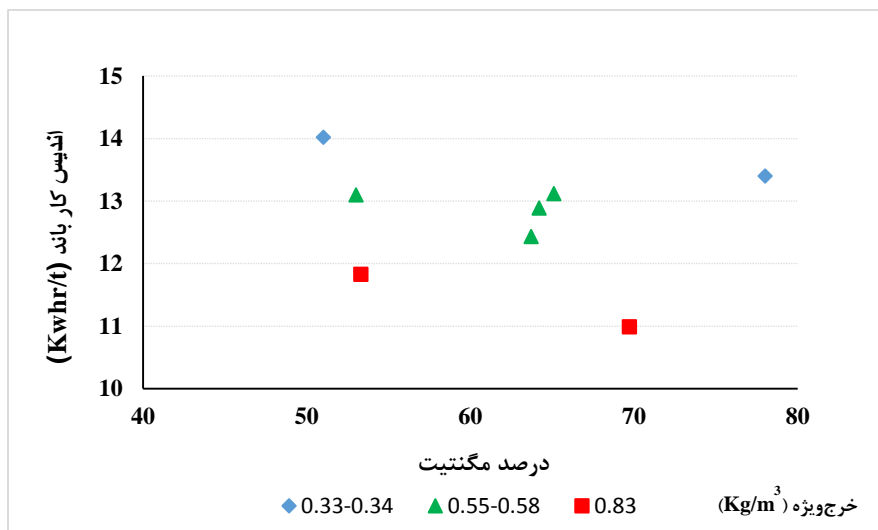
به منظور بررسی اثر درصد مگنتیت در انفجارهای بلوک‌های بزرگ مقیاس و یا به عبارت دیگر در مقیاس بلوک‌های واقعی معدن، خردایش چندین بلوک سنگ آهن مورد بررسی قرار گرفت، از میان آنها ۳ بلوک با خرج‌ویژه و شرایط درزه‌داری مشابه به منظور بررسی اثر درصد مگنتیت بر خردایش انتخاب و مورد بررسی قرار گرفت. در شکل ۴-۲۱ آنالیز خردایش بلوک‌های مذکور ارائه شده است.



شکل ۴-۲۱- آنالیز خردایش بلوک‌های بزرگ مقیاس با درصد مگنتیت متفاوت

همان‌طور که از شکل ۴-۲۱ مشاهده می‌شود با افزایش درصد مگنتیت میزان خردایش توده‌سنگ انفجار شده افزایش می‌یابد که این امر بیانگر اثر مهم درصد مگنتیت بر نتایج خردایش می‌باشد.

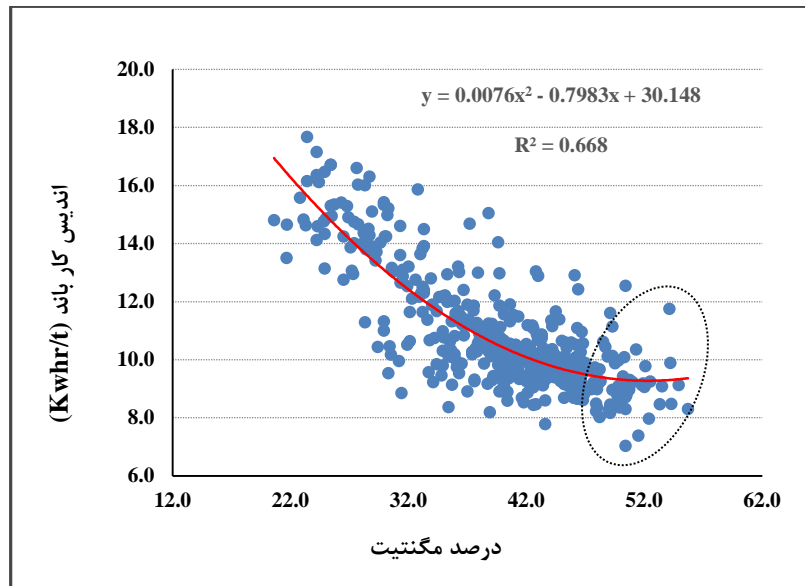
همان‌طور که اشاره شد اندیس کار باند یکی از روش‌های غیر مستقیم در اندازه‌گیری و بررسی میکروترک‌ها و نرم‌شدگی است. همچنین از این روش می‌توان در بررسی اثر انفجار بر تولید، مصرف انرژی و هزینه‌ها خردایش مکانیکی استفاده نمود. در این بخش از تحقیق از روش اندیس کار باند برای اندازه‌گیری میکروترک‌های موجود در خرده‌های ناشی از انفجار قطعات مکعبی سنگ آهن استفاده شد. بنابراین ارتباط بین اندیس کار باند با درصد مگنتیت و خرج‌ویژه مورد بررسی قرار گرفت. در شکل ۴-۲۲ ارتباط بین اندیس کار باند و درصد مگنتیت ارائه شده است. در پیوست ۵ تئوری‌های مختلف خردایش مکانیکی به‌طور کامل شرح داده شده است.



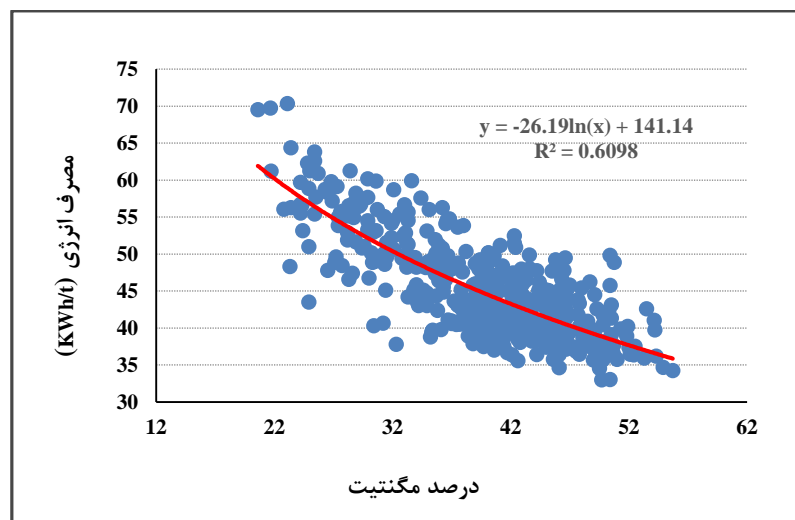
شکل ۴-۲۲- ارتباط بین درصد مگنتیت و اندیس کار باند در خرده های ناشی از انفجار قطعات مکعبی برای خرج ویژه های مختلف

همان طور که از شکل ۴-۲۲ مشاهده می شود با افزایش درصد مگنتیت، اندیس کار باند کاهش می یابد. این امر بیانگر افزایش میکروتترک و یا به عبارت دیگر نرم شدگی ناشی از انفجار با افزایش درصد مگنتیت است. همچنین با توجه به اندازه گیری اندیس کار باند در استوک پایل های ورودی به آسیا معدن سنگ آهن چادرملو، ارتباط اندیس کار باند و میزان درصد مگنتیت موجود در استوک پایل ها به عنوان کانی اصلی تشکیل دهنده سنگ آهن پرداخته شد. در شکل ۴-۲۳ ارتباط بین درصد مگنتیت موجود در استوک پایل ها و اندیس کار باند آنها در ۴۳۰ سری داده مشخص شده است. همان طور که از شکل ۴-۲۳ مشاهده می شود با افزایش درصد مگنتیت، اندیس کار باند کاهش می یابد. که این امر تأیید کننده نتایج انفجارهای کوچک مقیاس - مغزه و قطعات مکعبی اکسیدهای آهن- است. از طرفی کاهش اندیس کار باند سبب کاهش میزان انرژی مصرفی در فرآیند خردایش مکانیکی و در نتیجه سبب کاهش هزینه های بسیار زیاد فرآیند فرآوری می گردد. با توجه به این که در معدن سنگ آهن چادرملو میزان انرژی مصرفی فرآیند خردایش مکانیکی اندازه گرفته می شود بنابراین میزان انرژی مصرفی نسبت به درصد مگنتیت نیز بررسی گردید (شکل ۴-۲۴). همان طور که از شکل ۴-۲۴ مشاهده می شود با افزایش درصد مگنتیت میزان انرژی مصرفی در فرآیند خردایش مکانیکی کاهش می یابد. این امر بیانگر کاهش بسیار قابل توجه میزان انرژی مصرفی در فرآیند

خردایش مکانیکی است، به نحوی که می‌تواند تأثیر بسیار زیادی بر هزینه‌های کلی عملیات معدنکاری در معدن سنگ آهن چادرملو خواهد داشت.



شکل ۴-۲۳- ارتباط بین درصد مگنتیت و اندیس کار باند، سنگ آهن چادرملو



شکل ۴-۲۴- ارتباط بین درصد مگنتیت و میزان مصرف انرژی در آسیاها، معدن سنگ آهن چادرملو

۴-۶- طراحی الگوی انفجاری با در نظر گرفتن پدیده نرم‌شدگی

همان‌طور که از نتایج آزمایش‌های کوچک و بزرگ مقیاس مشاهده می‌شود در صورتی که خرج ویژه ثابت باشد با کاهش درصد مگنتیت کانه‌های آهن و به عبارت دیگر با افزایش درصد هماتیت کانه‌های آهن،

متوسط اندازه خرده‌های ناشی از انفجار کاهش و انرژی مصرفی در فرآیند خردایش مکانیکی افزایش می‌یابد. بنابراین باید در طراحی الگوی انفجاری در کانه‌های آهن این خصوصیت در نظر گرفته شود. در معدن سنگ آهن چادرملو از رابطه تجربی ارائه شده توسط اینانلو عربی شاد و آهنگری در سال ۲۰۱۲ برای طراحی الگوهای انفجاری استفاده و به صورت زیر بیان می‌شود (Inanloo Arabi Shad and Ahangari, 2012):

$$B=39.97 \times D (\rho_e/\rho_r)^{0.352} \times (h/h_0)^{0.271} \quad (1-4)$$

که B بارسنگ بر حسب متر، D قطر چال بر حسب متر، ρ_e وزن مخصوص ماده منفجره بر حسب گرم بر سانتی‌متر، ρ_r وزن مخصوص سنگ بر حسب گرم بر سانتی‌متر، h ارتفاع پله بر حسب متر و h_0 ارتفاع پله مبنا بر حسب متر است.

عملیات حفاری و انفجار در معدن سنگ آهن چادرملو به وسیله دستگاه‌های حفاری با قطر سرمته‌های ۱۶۵ و ۲۵۱ میلی‌متر صورت می‌گیرد. عملیات استخراج در پله‌هایی به ارتفاع ۱۵ متر در پیت اصلی معدن (توده شمالی) و با استفاده از مته‌هایی به قطر ۲۵۱ و ۱۶۵ میلی‌متر صورت می‌پذیرد. همچنین عملیات استخراج توده جنوبی فقط با دستگاه‌های حفاری با قطر ۱۶۵ و پله‌هایی با ارتفاع ۱۰ متر می‌باشد. الگوی حفاری مورد استفاده در پیت اصلی معدن، عموماً از نوع لوزی است. بارسنگ و فاصله ردیفی در کانه آهن برای دستگاه حفاری با قطر ۲۵۱ میلی‌متر ۶ و ۷ متر با نسبت بارسنگ به فاصله ردیفی ۱/۱۷ می‌باشد. اضافه حفاری در کانه آهن از ۱/۵ تا ۲ متر با میانگین ۱/۷ است. الگوی حفاری مورد استفاده در سنگ باطله نیز از نوع لوزی است. بارسنگ، فاصله ردیفی و اضافه حفاری برای دستگاه حفاری با قطر ۱۶۵ میلی‌متر به ترتیب ۴/۵، ۵/۲ و ۱/۵ متر با نسبت بارسنگ به فاصله ردیفی ۱/۱۵ است. در جدول ۴-۸، الگوهای انفجاری مورد استفاده در معدن چادرملو با توجه به نوع سنگ و قطر مشخص شده است.

جدول ۴-۸- الگوهای انفجاری مورد استفاده در معدن چادرملو

نوع ماده معدنی	وزن مخصوص (gr/cm ³)	قطر چال (mm)	بارسنگ (m)	فاصله ردیفی (m)
آهن	۴/۵	۲۵۱	۶	۷
باطله	۲/۷	۲۵۱	۷	۸
آهن	۴/۵	۱۶۵	۳/۷	۴/۲
باطله	۲/۷	۱۶۵	۴/۵	۵/۲

عملیات در معدن سنگ آهن چادرملو در چال خشک از ماده منفجره آنفو با وزن مخصوص ۰/۹ کیلوگرم بر مترمکعب و در چال‌های آبدار از ماده منفجره آنفوی سنگین با متوسط وزن مخصوص ۱/۲۲ کیلوگرم بر متر مکعب استفاده می‌شود. از آنجایی که معدن سنگ آهن چادرملو در منطقه خشک و بیابانی کشور ایران قرار دارد از ماده منفجره آنفو به عنوان خرج اصلی در داخل چال‌ها استفاده می‌شود.

به‌طور کلی عملیات استخراج ماده معدنی در پیت اصلی معدن سنگ آهن چادرملو با استفاده از دستگاه‌های حفاری با قطر ۲۵۱ میلی‌متر و ماده منفجره آنفو صورت می‌پذیرد. به عبارت دیگر خرج ویژه مورد استفاده در استخراج ماده معدنی تقریباً ثابت و برابر با ۰/۷۱ کیلوگرم بر متر مکعب است. بنابراین به منظور در نظر گرفتن پدیده نرم‌شدگی در طراحی الگوهای انفجاری برای کاهش هزینه‌های خردایش مکانیکی باید ضریبی بر مبنای درصد مگنتیت به رابطه تجربی ۴-۱ اضافه گردد. بنابراین معادله ۴-۱ به صورت زیر اصلاح و بازنویسی می‌شود:

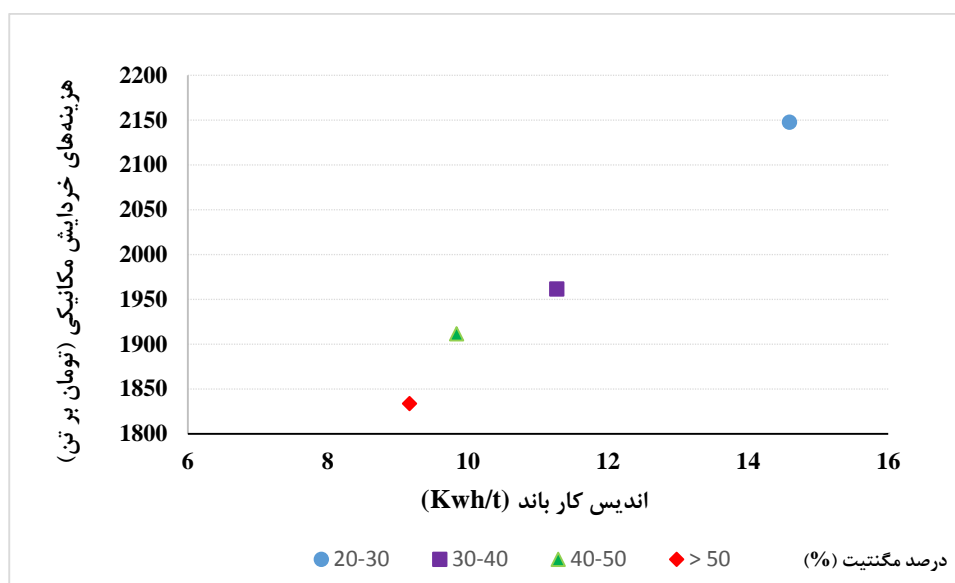
$$B=A \times 39.97 \times D (\rho_e/\rho_r)^{0.352} \times (h/h_0)^{0.271} \quad (2-4)$$

که A فاکتور نرم‌شدگی است که بر مبنای درصد مگنتیت تعریف می‌شود. در این تحقیق فاکتور نرم‌شدگی بر اساس معادله مربوط به شکل‌های ۴-۲۳ تعریف می‌شود. داده‌ها و اطلاعات مربوط به شکل ۴-۲۳ با در نظر گرفتن خرج ویژه ۰/۷۱ کیلوگرم بر متر مکعب جمع‌آوری و بررسی شده است. بر اساس اطلاعات موجود در شکل ۴-۲۳، ارتباط بین اندیس کار باند و درصد مگنتیت در چهار کلاس ۲۰-۳۰، ۳۰-۴۰، ۴۰-۵۰ و بزرگتر از ۵۰ درصد مگنتیت تقسیم‌بندی می‌شود. در جدول ۴-۹ اطلاعات مربوط بین چهار کلاس مذکور مشخص شده است. در پیوست ۶ هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی ارائه شده است.

جدول ۴-۹- اطلاعات مربوط اندیس کارباند و درصد مگنتیت

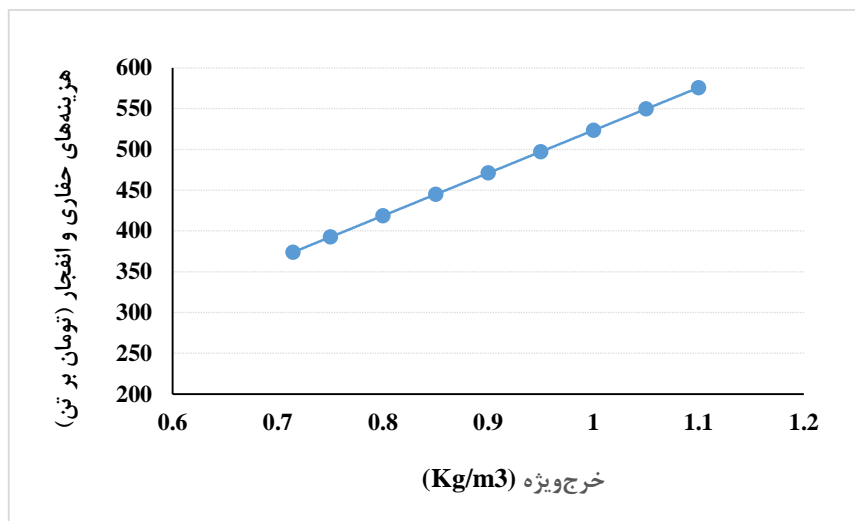
بزرگتر از ۵۰	۵۰-۴۰	۴۰-۳۰	۳۰-۲۰	درصد مگنتیت
۹/۱۷	۹/۸۰	۱۱/۷۶	۱۴/۶۰	متوسط اندیس کار باند (KWh/t)
۰/۷۱	۰/۷۱	۰/۷۱	۰/۷۱	خرج ویژه (Kg/m ³)
۳۷۳	۳۷۳	۳۷۳	۳۷۳	هزینه‌های حفاری و انفجار (تومان بر تن)
۱۸۳۴	۱۹۱۲	۱۹۶۲	۲۱۴۸	هزینه‌های خردایش مکانیکی (تومان بر تن)

همان طور که از جدول ۴-۹ مشاهده می‌شود بیشترین و کمترین هزینه خریدایش مکانیکی به ترتیب مربوط به کلاس‌های ۲۰-۳۰ و بزرگتر از ۵۰ درصد مگنتیت است. در شکل ۴-۲۵ ارتباط بین اندیس کار باند و هزینه‌های خریدایش مکانیکی برای کلاس‌های مختلف مشخص شده است.



شکل ۴-۲۵- ارتباط بین اندیس کار باند و هزینه‌های خریدایش مکانیکی برای کلاس‌های مختلف

همان طور که از شکل ۴-۲۵ مشاهده می‌شود با کاهش درصد مگنتیت، اندیس کار باند افزایش و در نتیجه هزینه‌های خریدایش مکانیکی افزایش می‌یابد. به منظور طراحی الگوهای انفجاری بر مبنای کاهش هزینه‌های خریدایش مکانیکی باید ارتباط بین هزینه‌های حفاری و انفجار و هزینه‌های خریدایش مکانیکی بررسی و بهینه‌ترین حالت انتخاب شود. بنابراین در گام اول ارتباط بین هزینه‌های حفاری و انفجار و خرج ویژه بررسی می‌شود. در شکل ۴-۲۶ افزایش هزینه‌های حفاری و انفجار با افزایش خرج ویژه مشخص شده است.



شکل ۴-۲۶- ارتباط بین هزینه‌های حفاری و انفجار و خرج ویژه

همان‌طور که از شکل ۴-۲۶ مشاهده می‌شود با افزایش خرج ویژه، هزینه‌های حفاری و انفجار به صورت خطی افزایش می‌یابد. در گام بعدی با تغییر خرج ویژه، هزینه‌های خریداری مکانیکی برای کلاس‌های مختلف بررسی می‌شود. بنابراین تغییرات هزینه‌های خریداری مکانیکی با تغییرات خرج ویژه برای هر کلاس مورد بررسی قرار می‌گیرد. در جدول ۴-۱۰ تا ۴-۱۳ تغییرات هزینه‌های حفاری و انفجار و خریداری مکانیکی نسبت به تغییرات خرج ویژه ارائه شده است.

جدول ۴-۱۰- تغییرات هزینه‌های حفاری و انفجار و خریداری مکانیکی نسبت به تغییرات خرج ویژه برای کلاس ۲۰-۳۰ درصد مگنتیت

کلاس ۲۰-۳۰ درصد مگنتیت					
۱/۱۰	۱/۰۰	۰/۹۰	۱/۸۰	۰/۷۱	خرج ویژه (Kg/m ³)
۹/۳۲	۹/۱۳	۹/۴۴	۱۲/۵۲	۱۴/۲۶	اندیس کار باند (KWh/t)
۵۴	۴۷	۲۶	۱۲	-	متوسط درصد افزایش هزینه‌های حفاری و انفجار (%)
۳۳/۰	۲۵/۷	۱۶/۱	۸/۵	-	متوسط درصد کاهش هزینه‌های خریداری مکانیکی (%)
۸/۶	۹/۵	۶/۶	۵/۴	-	متوسط درصد کاهش هزینه‌های حفاری و انفجار و خریداری مکانیکی (%)

جدول ۴-۱۱- تغییرات هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی نسبت به تغییرات خرج ویژه برای کلاس ۳۰-۴۰ درصد مگنتیت

کلاس ۳۰-۴۰ درصد مگنتیت					
۱/۱۰	۱/۰۰	۰/۹۰	۱/۸۰	۰/۷۱	خرج ویژه (Kg/m^3)
۸/۸۵	۸/۵۳	۹/۳۸	۹/۴۰	۱۱/۷۶	اندیس کار باند (KWh/t)
۵۴	۴۷	۲۶	۱۲	-	متوسط درصد افزایش هزینه‌های حفاری و انفجار (%)
۱۹/۶	۱۷/۳	۱۱/۲	۱۰/۰	-	متوسط درصد کاهش هزینه‌های خردایش مکانیکی (%)
۷/۸	۸/۱	۸/۷	۶/۳	-	متوسط درصد کاهش هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی (%)

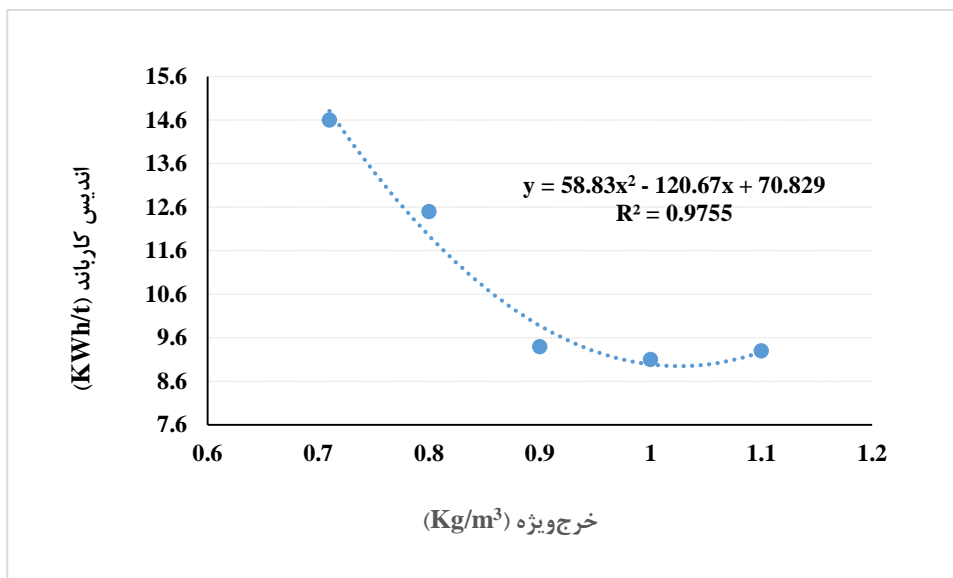
جدول ۴-۱۲- تغییرات هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی نسبت به تغییرات خرج ویژه برای کلاس ۴۰-۵۰ درصد مگنتیت

کلاس ۴۰-۵۰ درصد مگنتیت					
۱/۱۰	۱/۰۰	۰/۹۰	۱/۸۰	۰/۷۱	خرج ویژه (Kg/m^3)
۸/۴۱	۸/۶۲	۸/۳۰	۸/۹۱	۹/۸۰	اندیس کار باند (KWh/t)
۵۴	۴۷	۲۶	۱۲	-	متوسط درصد افزایش هزینه‌های حفاری و انفجار (%)
۱۶/۴	۱۳/۶	۱۱/۱	۸/۶	-	متوسط درصد کاهش هزینه‌های خردایش مکانیکی (%)
۴/۹	۴/۸	۵/۰	۵/۲	-	متوسط درصد کاهش هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی (%)

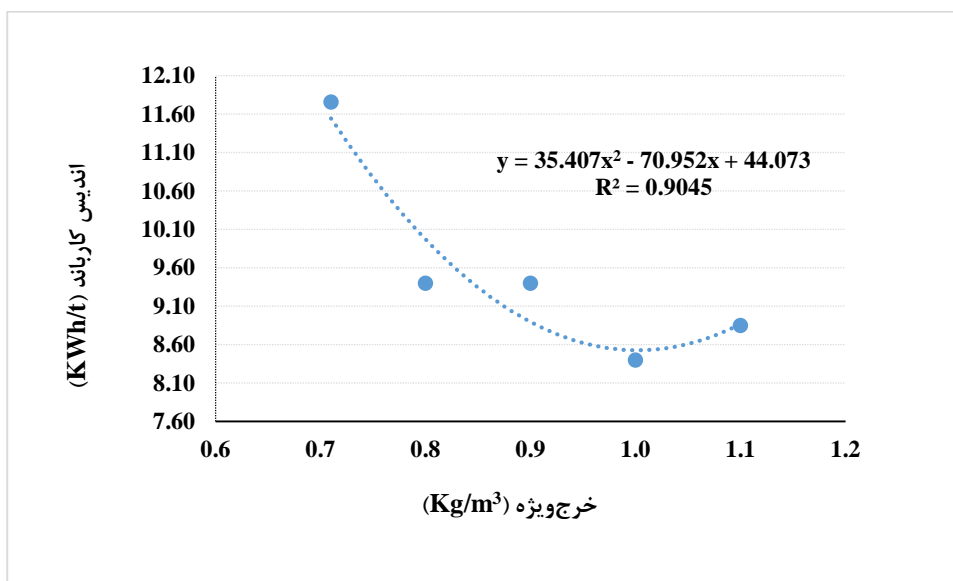
جدول ۴-۱۳- تغییرات هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی نسبت به تغییرات خرج ویژه برای کلاس بزرگتر از ۵۰ درصد مگنتیت

کلاس بزرگتر از ۵۰ درصد مگنتیت					
۱/۱۰	۱/۰۰	۰/۹۰	۱/۸۰	۰/۷۱	خرج ویژه (Kg/m ³)
۸/۸۰	۸/۸۵	۸/۷۹	۸/۰۹	۹/۱۷	اندیس کار باند (KWh/t)
۵۴	۴۷	۲۶	۱۲	-	متوسط درصد افزایش هزینه‌های حفاری و انفجار (%)
۱۱/۴	۸/۵	۶/۱	۴/۰	-	متوسط درصد کاهش هزینه‌های خردایش مکانیکی (%)
۵/۲	۵/۱	۵/۵	۶/۲	-	متوسط درصد کاهش هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی (%)

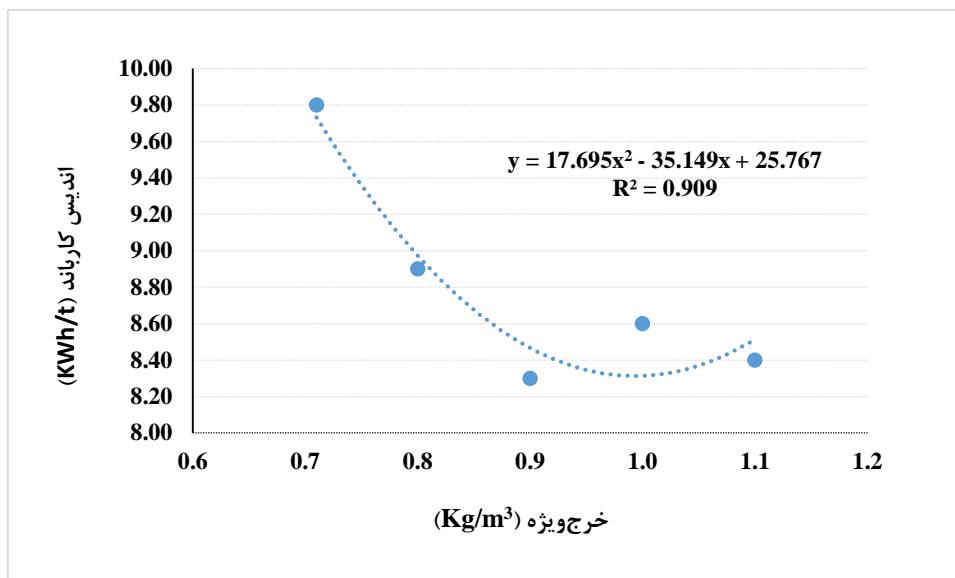
همان‌طور که از جداول بالا مشاهده می‌شود با افزایش خرج ویژه هزینه‌های خردایش مکانیکی کاهش می‌یابد که این امر برای کلاس‌های ۲۰-۳۰ و ۳۰-۴۰ درصد مگنتیت مشهودتر است. بیشترین کاهش هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی برای کلاس‌های ۲۰-۳۰، ۳۰-۴۰، ۴۰-۵۰ و بزرگتر از ۵۰ درصد مگنتیت به ترتیب در خرج ویژه‌های ۱/۰۰، ۰/۹۰، ۰/۸۰ و ۰/۸۰ کیلوگرم بر مترمکعب است. به عبارت دیگر در خرج ویژه‌های مذکور کاهش هزینه‌های خردایش مکانیکی، بیشترین کاهش هزینه‌های کلی را تأمین می‌نماید. همچنین روند کاهش اندیس کار باند کاملاً نزولی نیست، دلیل این امر می‌تواند افزایش زمان ماند در داخل آسیا باشد که سبب افزایش اندیس کار باند می‌شود. در شکل‌های ۴-۲۷ تا ۴-۳۰ ارتباط بین خرج ویژه و اندیس کار باند برای کلاس‌های مختلف مشخص شده است.



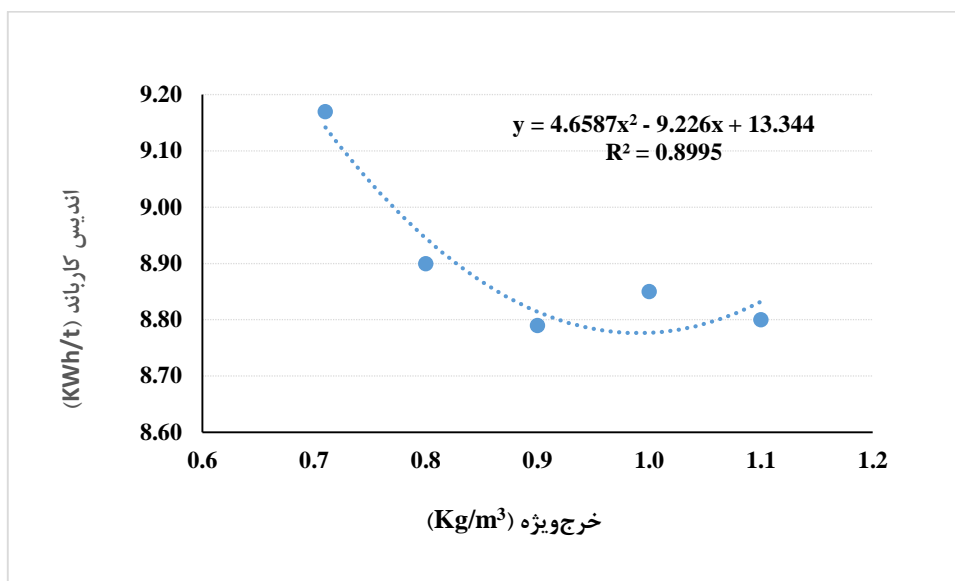
شکل ۴-۲۷- ارتباط بین اندیس کار باند و خرج ویژه برای کلاس ۲۰-۳۰ درصد مگنتیت



شکل ۴-۲۸- ارتباط بین اندیس کار باند و خرج ویژه برای کلاس ۳۰-۴۰ درصد مگنتیت

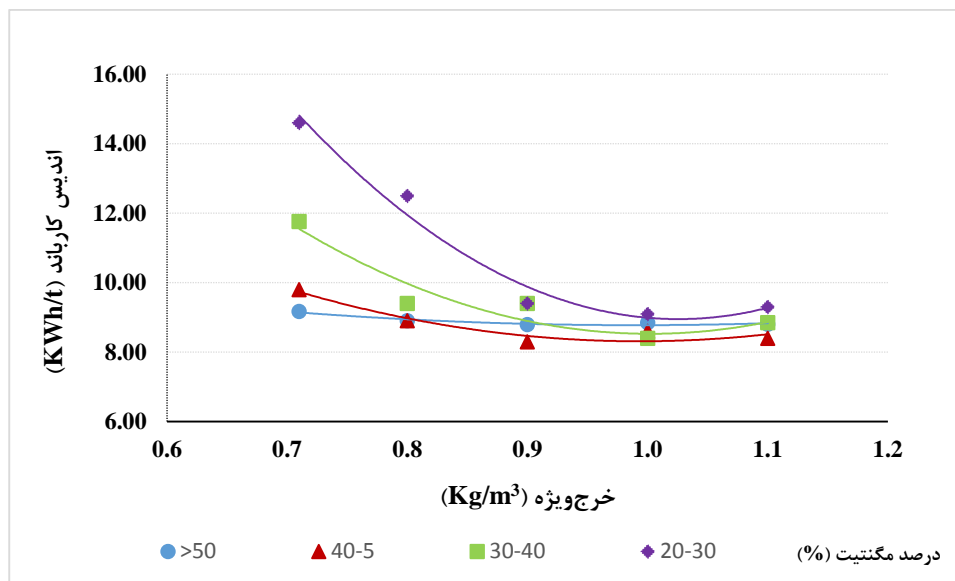


شکل ۴-۲۹- ارتباط بین اندیس کار باند و خرج ویژه برای کلاس ۴۰-۵۰ درصد مگنتیت



شکل ۴-۳۰- ارتباط بین اندیس کار باند و خرج ویژه برای کلاس بزرگتر از ۵۰ درصد مگنتیت

همان طور که از شکل های ۴-۲۷ تا ۴-۳۰ مشاهده می شود، روند کاهش اندیس کار باند با افزایش درصد مگنتیت کاهش می یابد. در شکل ۴-۳۱ ارتباط بین اندیس کار باند و خرج ویژه برای کلاس های مختلف مشخص شده است.



شکل ۴-۳۱- ارتباط بین اندیس کار باند و خرج ویژه برای کلاس‌های مختلف

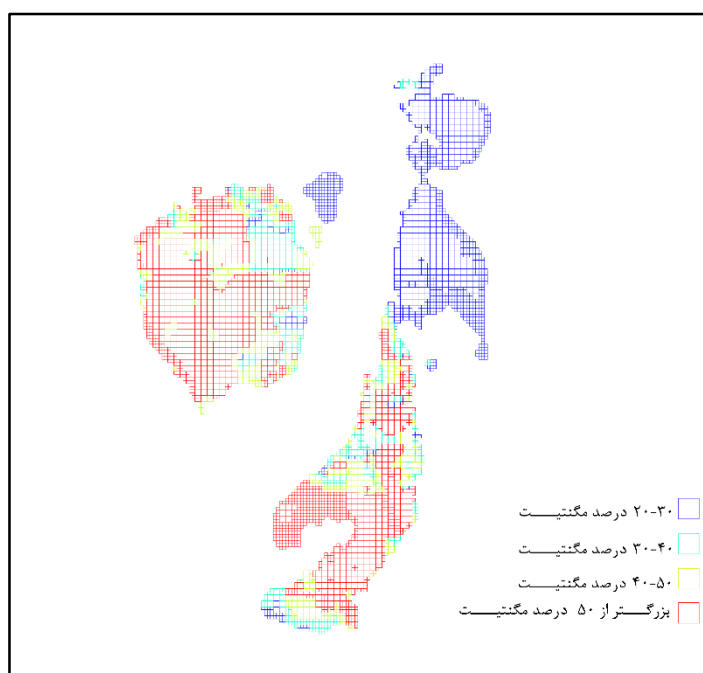
همان‌طور که از شکل ۴-۳۱ مشاهده می‌شود با افزایش درصد مگنتیت شیب خط برآزش شده برای کلاس‌هایی با درصد مگنتیت بالاتر، کاهش می‌یابد که این امر می‌تواند به دلیل ساختار مکعبی و شکنندگی کانی‌ها مگنتیت باشد که سبب افزایش بار در گردش در آسیا شود.

با توجه به اطلاعات جداول ۴-۱۰ تا ۴-۱۳، به منظور اصلاح الگوی انفجاری برمبنای کاهش هزینه‌های خردایش مکانیکی، فاکتور نرم‌شدگی (A) برای ۲۰-۳۰، ۳۰-۴۰، ۴۰-۵۰ و بزرگتر از ۵۰ به ترتیب ۰/۸۵ و ۰/۹۰، ۰/۹۵ و در نظر گرفته و در مدل تجربی اصلاح می‌شود. به منظور بررسی اعتبار مدل اصلاحی، برای هر کلاس ۵ بلوک انفجاری با شبکه جدید طراحی و انفجار گردید. پس از انفجار بلوک‌ها، متوسط درصد کاهش هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی و اندیس کار باند اندازه‌گیری شد. در جدول ۴-۱۴ نتایج حاصل از اصلاح الگوی انفجاری برمبنای فاکتور نرم‌شدگی برای کلاس‌های مختلف ارائه شده است.

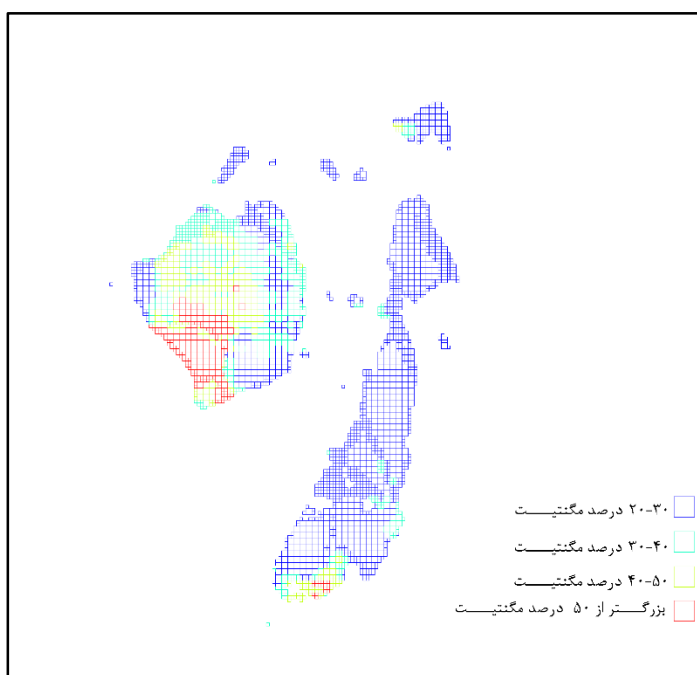
جدول ۴-۱۴- نتایج حاصل از اصلاح الگوی انفجاری بر مبنای فاکتور نرم‌شدگی برای کلاس‌های

بزرگتر از ۵۰	۵۰-۴۰	۴۰-۳۰	۳۰-۲۰	درصد مگنتیت
۰/۹۵	۰/۹۵	۰/۹۰	۰/۸۵	فاکتور نرم‌شدگی
۵/۷	۵/۷	۵/۴	۵/۱	بارسنگ
۶/۵	۶/۵	۶/۲۰	۵/۹	فاصله ردیفی
۰/۸۰	۰/۸۰	۰/۸۹	۱/۰۰	خرج ویژه (Kg/m ³)
۸/۶۰	۸/۴۰	۹/۶۱	۹/۸۰	متوسط اندیس کار باند (KWh/t)
۱۲	۱۲	۲۵	۴۱	متوسط درصد اختلاف خرج ویژه (%)
۷	۱۶	۲۲	۴۹	متوسط درصد اختلاف اندیس کار باند (%)
۷	۵	۱۰	۱۴	متوسط درصد کاهش هزینه‌های حفاری و انفجار و خریدایش مکانیکی

همان‌طور که از جدول ۴-۱۴ مشاهده می‌شود با اصلاح الگوی انفجاری بر مبنای فاکتور نرم‌شدگی متوسط درصد کاهش هزینه‌های حفاری و انفجار و خریدایش مکانیکی برای کلاس‌های ۲۰-۳۰، ۳۰-۴۰، ۴۰-۵۰ و بزرگتر از ۵۰ درصد مگنتیت به ترتیب ۱۴، ۱۰، ۵ و ۷ است. بنابراین با توجه به مدل بلوکی معدن سنگ آهن چادرملو و بر اساس درصد مگنتیت ذخیره موجود در افق‌های کاری، می‌توان الگوی انفجاری بر اساس فاکتور نرم‌شدگی و کاهش هزینه‌های خریدایش مکانیکی طراحی نمود. در شکل‌های ۴-۳۲ و ۴-۳۳ ذخیره موجود در افق‌های ۱۴۲۰ و ۱۴۵۰ بر اساس درصد مگنتیت مشخص شده است.



شکل ۴-۳۲- ذخیره موجود در افق‌های ۱۴۲۰ بر اساس درصد مگنتیت، معدن سنگ آهن چادرملو



شکل ۴-۳۲- ذخیره موجود در افق‌های ۱۴۵۰ بر اساس درصد مگنتیت، معدن سنگ آهن چادرملو

همان‌طور که از شکل‌های ۴-۳۱ و ۴-۳۲ مشاهده می‌شود، درصد‌های مگنتیت مختلف در افق‌های مختلف وجود معدن سنگ آهن چادرملو وجود دارد. بنابراین طراحی بر مبنای درصد مگنتیت سبب کاهش هزینه‌های کلی معدنکاری و صرفه اقتصادی در معدن می‌شود.

۴-۷- جمع‌بندی

بررسی خصوصیات ژئومکانیکی و شکست مواد معدنی کانه‌های آهن در معدن سنگ آهن چادرملو نشان می‌دهد که پارامترهای مقاومت فشاری تک محوره، مقاومت کششی تک محوره، مدول الاستیک، سرعت انتشار موج P و سرعت موج انتشار S دارای ارتباط مستقیم و پارامترهای نسبت پواسون، تخریل و میزان جذب دارای ارتباط معکوس با درصد مگنتیت است. ارتباط قوی و مناسب بین پارامترهای ژئومکانیکی و درصد مگنتیت در نتیجه ساختار مکعبی و خصوصیات ایزوتروپی کانی مگنتیت است. نتایج حاصل از انفجارهای آزمایشگاهی و بزرگ مقیاس نشان می‌دهد که با افزایش درصد مگنتیت متوسط اندازه خرده (X₅₀) افزایش می‌یابد. همچنین نتایج حاصل از اندازه‌گیری اندیس کار باند در آزمایش‌های کوچک مقیاس

و استوک پایل‌های کارخانه فرآوری معدن سنگ آهن چادرملو نشان می‌دهد که با افزایش درصد مگنتیت، اندیس کار باند کاهش می‌یابد. بنابراین می‌توان نتیجه گرفت که درصد مگنتیت یکی از پارامترهای تأثیرگذار در خصوصیات ژئومکانیکی و شکست (نرم‌شدگی) کانه‌های آهن است. با توجه به اطلاعات اندیس کار باند و درصد مگنتیت معدن سنگ آهن چادرملو به چهار کلاس ۲۰-۳۰، ۳۰-۴۰، ۴۰-۵۰ و بزرگتر از ۵۰ درصد مگنتیت تقسیم‌بندی شد. به منظور طراحی الگوی انفجاری بر اساس کاهش هزینه‌های سنگ‌شکنی و آسیا، باید فاکتور نرم‌شدگی بر مبنای درصد مگنتیت به روابط تجربی مورد استفاده اضافه شود. با اضافه کردن فاکتور نرم‌شدگی به رابطه تجربی مورد استفاده در طراحی الگوی انفجاری معدن سنگ چادرملو اندیس کار باند و در نتیجه هزینه‌های خردایش مکانیکی کاهش می‌یابد. نتایج نشان می‌دهد که با اصلاح الگوی انفجاری بر مبنای فاکتور نرم‌شدگی متوسط درصد کاهش هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی برای کلاس‌های ۲۰-۳۰، ۳۰-۴۰، ۴۰-۵۰ و بزرگتر از ۵۰ درصد مگنتیت به ترتیب ۱۴، ۱۰، ۵ و ۷ است. که این امر بیانگر آن است که با کاهش درصد مگنتیت و کاهش شکنندگی و افزایش شکل‌پذیری ماده معدنی، خرج ویژه به منظور کاهش هزینه‌های خردایش مکانیکی افزایش می‌یابد.

فصل پنجم

نتیجہ گیری و پیشہ داری

نتیجه گیری

فرآیند خردایش مکانیکی (سنگ شکنی و آسیا) از پر هزینه ترین عملیات در معدنکاری است. یکی از فرآیندهای مؤثر بر خردایش مکانیکی، انفجار است. عملیات انفجار با استفاده از دو اثر خردایش و نرم شدگی دارای تأثیر به سزایی بر فرآیند خردایش مکانیکی و سبب کاهش هزینه های آن می گردد. نرم شدگی ناشی از انفجار با ایجاد و گسترش ترک ها و میکروتُرک ها قابلیت خردایش مکانیکی را افزایش می دهد. در تحقیقات پیشین پدیده نرم شدگی با استفاده از انفجارهای کوچک مقیاس مغزه ها و مکعب های کوچک مورد بررسی قرار گرفته شده است. در این تحقیق ابتدا پدیده نرم شدگی ناشی از انفجارهای پله ای در بلوک های بتنی حاوی مگنتیت مورد بررسی قرار گرفت. بلوک های مذکور شبیه سازی پله واقعی با مقیاس ۱/۱۰۰ را شامل می شد. به منظور بررسی نرم شدگی ناشی از انفجار پله ای، خرده های ناشی از انفجار ردیف اول و سوم بلوک های مذکور جمع آوری و تحت آزمایش خردایش مکانیکی قرار گرفت. آزمایش خردایش مکانیکی با استفاده از روش توالی خردایش مکانیکی بهینه شامل دو مرحله سنگ شکنی و دو آسیا صورت گرفت. نتایج شبیه سازی نرم شدگی ناشی از انفجار پله ای را می توان به صورت زیر بیان کرد:

- ۱- کاهش ۱۱ درصدی مصرف انرژی ویژه به سبب نرم شدگی در ردیف سوم مواد انفجارشده حاصل از نمونه های سری ۲۰۱۳ قابل مشاهده بود.
- ۲- کاهش ۱۵ درصدی مصرف انرژی ویژه به سبب نرم شدگی در ردیف سوم مواد انفجارشده حاصل از نمونه های سری ۲۰۱۴ قابل مشاهده بود.
- ۳- خطوط برازش شده سطح ویژه در برابر مصرف انرژی برای ردیف های اول و سوم دارای ضریب اطمینان بیش از ۹۹/۶ است.
- ۴- آنالیز آماری صورت گرفته بر روی خطوط برازش شده ردیف های اول و سوم، معنی داری آنها و در نتیجه معنی داری اثر نرم شدگی ناشی از انفجار ردیف های اول و دوم بر ردیف سوم را نشان می داد.
- ۵- نتایج حاصل از شبیه سازی نشان می داد که روش توالی خردایش مکانیکی بهینه، روشی مناسب برای کمی سازی پدیده نرم شدگی است.

از آنجایی که کشور ایران دارای ذخایر غنی سنگ آهن می‌باشد، در مرحله بعد خصوصیات شکست و ژئومکانیکی اکسیدهای آهن با استفاده از انفجارهای کوچک و بزرگ مقیاس مورد بررسی قرار گرفت. از این بررسی کمک شایانی در طراحی الگوهای انفجاری در اکسیدهای آهن می‌نماید. نتایج این مرحله از تحقیق نشان می‌داد:

۱- پارامترهای مقاومت فشاری تک محوره، مقاومت کششی تک محوره، مدول الاستیک، سرعت انتشار موج P و سرعت موج انتشار S دارای ارتباط مستقیم و پارامترهای نسبت پواسون، تخلخل و میزان جذب دارای ارتباط معکوس با درصد مگنتیت می‌باشد.

۲- ارتباط قوی و مناسب بین پارامترهای ژئومکانیکی و درصد مگنتیت در نتیجه ساختار مکعبی و خصوصیات ایزوتروپی کانی مگنتیت است.

۳- نتایج حاصل از انفجارهای آزمایشگاهی و بزرگ مقیاس نشان می‌داد که با افزایش درصد مگنتیت متوسط اندازه خرده (X_{50}) افزایش می‌یابد.

۴- با افزایش درصد مگنتیت، اندیس کار باند کاهش می‌یابد.

۵- از آنجایی که نتایج آزمایش‌های ژئومکانیکی و شکست نشان می‌دهد که درصد مگنتیت یکی از پارامترهای تأثیرگذار در خصوصیات ژئومکانیکی و شکست (نرم‌شدگی) کانه‌های آهن است. بنابراین به منظور طراحی الگوی انفجاری بر اساس کاهش هزینه‌های سنگ‌شکنی و آسیا، فاکتور نرم‌شدگی بر مبنای درصد مگنتیت به روابط تجربی مورد استفاده در طراحی الگوی انفجاری اضافه شد. با اصلاح الگوی انفجاری بر مبنای فاکتور نرم‌شدگی متوسط درصد کاهش هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی برای کلاس‌های -۳۰، ۳۰-۴۰، ۴۰-۵۰ و بزرگتر از ۵۰ درصد مگنتیت به ترتیب ۱۴، ۱۰، ۵ و ۷ است. که این امر بیانگر آن است که با کاهش درصد مگنتیت و کاهش شکنندگی و افزایش شکل‌پذیری ماده معدنی، الگوی انفجاری به منظور کاهش هزینه‌های خردایش مکانیکی کاهش می‌یابد.

همان طور که از نتایج مشاهده می‌شود با افزایش پارامترهای مقاومتی نمونه‌های بتنی حاوی مگنتیت انرژی بیشتری برای خردایش مورد نیاز است. حال آنکه با افزایش درصد مگنتیت پارامترهای مقاومتی کانه‌های آهن افزایش ولی انرژی کمتری برای خردایش نیاز دارد. دلیل این امر افزایش شکنندگی کانه‌های آهن با افزایش درصد مگنتیت نسبت به نمونه‌های بتنی است. همان طور که پیشتر اشاره شد، کانه‌های مکعبی مگنتیت سبب افزایش ایزوتروپی ماده معدنی و در نتیجه افزایش شکنندگی ماده معدنی می‌گردد.

پیشنهادات

در این تحقیق با استفاده از آزمایش‌های کوچک و بزرگ مقیاس پدیده نرم‌شدگی ناشی از انفجار و اثر آن بر فرآیندهای پایین‌دست در کانه‌های آهن مورد بررسی قرار گرفت. از آنجایی که این پدیده دارای تأثیر بسیار فراوان در اقتصاد کلی معادن است، مطالعه بیشتر در این زمینه می‌تواند صرفه بسیار مناسبی برای معادن را در بر داشته باشد. اکثر مطالعات صورت گرفته در زمینه نرم‌شدگی ناشی انفجار در ارتباط با انفجارهای کوچک مقیاس و آزمایش‌های خردایش مکانیکی است و تحقیقات جامع و مناسبی در ارتباط با مدل‌سازی عددی این پدیده صورت نگرفته است. همچنین در این تحقیق مشخص شد که برخی از کانه‌ها با توجه به دارا بودن مقاومت فشاری تک محوره بالا، به دلیل ساختار کانی‌شناسی و شکنندگی از قابلیت نرم‌شدگی بیشتری برخوردار هستند. بنابراین مطالعه بیشتر در خصوص بررسی شکنندگی کانه‌های موجود در سنگ‌ها بر نرم‌شدگی ناشی انفجار می‌تواند نتایج و دستاوردهای مطلوبی برای معادن در بر داشته باشد. یکی از پارامترهای بسیار مؤثر بر فرآیند و پیامدهای انفجار، تأخیر درون چالی و بین‌ردیفی است، تاکنون بررسی جامعی در خصوص اثر تأخیر بر نرم‌شدگی ناشی انفجار صورت نگرفته است و مطالعه بیشتر در این خصوص می‌تواند نتایج و دستاوردهای مهمی در فرآیند انفجار و پدیده نرم‌شدگی ناشی از انفجار داشته باشد. به‌طور خلاصه پیشنهادات ذیل می‌تواند در مطالعات آتی مؤثر باشد:

- ۱- مدل‌سازی عددی نرم‌شدگی ناشی از انفجار در سنگ‌های مختلف
- ۲- بررسی ارتباط بین شکنندگی کانه‌های تشکیل‌دهنده سنگ‌ها و نرم‌شدگی ناشی از انفجار
- ۳- بررسی اثر تأخیرهای مختلف بر نرم‌شدگی ناشی از انفجار
- ۴- بررسی ارتباط بین نرم‌شدگی ناشی از انفجار و انرژی‌های مختلف انفجار
- ۵- بررسی اثر پدیده نرم‌شدگی ناشی از انفجار بر نرخ نفوذ و قابلیت حفاری

- Åkesson U. Hansson J. and Stigh, J. (2004), “Characterisation of microcracks in the Bohus granite, western Sweden, caused by uniaxial cyclic loading ” **Eng. Geol.**, **72**, pp **131–142**. doi:10.1016/j.enggeo.2003.07.001
- Ballantyne G.R. and Powell M.S. (2014), “Benchmarking comminution energy consumption for the processing of copper and gold ores ” **Miner. Eng.**, **65**, pp **109–114**. doi:10.1016/j.mineng.2014.05.017
- Boehm A. Mayerhofer R. and Oefner W. (2002), “Energy for rock breakage, EU Project Less Fines” Mineral Processing, University of Leoben, Leoben.
- Brace W. (1977), “Permeability from resistivity and pore shape” **J. Geophys. Res.**, **82**, pp **3343–3349**.
- Chicot D. Mendoza J. Zaoui A. Louis G. Lepingle V. Roudet F. and Lesage J. (2011), “Mechanical properties of magnetite (Fe_3O_4), hematite ($\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$) and goethite ($\alpha\text{-FeO}\cdot\text{OH}$) by instrumented indentation and molecular dynamics analysis” **Mater. Chem. Phys.**, **129**, pp **862–870**. doi:10.1016/j.matchemphys.2011.05.056
- Cho S. Nakamura Y. Mohanty B. and Kaneko K. (2006), “Study on control of crack-propagation in blasting” 8th Int. Symp. Rock Fragn. by Blasting. Santiago, Chile, Santiago, Chile, pp. 124–128.
- Clout, J. M. F. and Manuel, J. R. (2015), “Mineralogical, chemical, and physical characteristics of iron ore, Iron Ore” Elsevier, doi:10.1016/B978-1-78242-156-6.00002-2
- Curry, J. A. Ismay M. J. L. and Jameson, G. J. (2014), “Mine operating costs and the potential impacts of energy and grinding” **Miner. Eng.**, **56**, pp **70–80**. doi:10.1016/j.mineng.2013.10.020
- Eloranta J. (1997) “The efficiency of blasting verses crushing and grinding” 23rd Conf. Explos. blasting Tech. USA, pp 157-163
- Fribla H. (2006), “Microfracturing as a result of explosions, and increased dissolution of metal in an oxidized copper ore”, 8th Int. Symp. Rock Fragn. by Blasting, Santiago, Chile, pp. 262–270.
- Goktan R. M. (1988) “Theoretical and practical analysis of rock rippability”, **Min. Eng. depart. Istanbul Technical University**.
- Griffith A. A. (1921) “The Phenomena of Rupture and Flow in Solids” **Philos. Trans. R. Soc. A Math. Phys. Eng. Sci.** **221**, pp **163–198**. doi:10.1098/rsta.1921.0006
- Inanloo Arabi Shad H. Ahangari K. (2012) “An empirical relation to calculate the proper burden in blast design of open pit mines based on modification of the Konya relation” **Int. J. Rock Mech. Min. Sci.** **56**, pp **121–126**. doi:10.1016/j.ijrmms.2012.07.008
- Ivanova R. (2015) “The influence of distorted blasthole patterns on fragmentation, roughness of the remaining bench face and blast damage behind it in model scale blasting” **Min. Eng. . Miner. Econ. depart, Montanuniversitaet Leoben**.

- Jankovic A. Dundar H. Mehta R. (2010) “Relationships between comminution energy and product size for a magnetite ore” **J. South. African. Inst. Min. Metall.** **110**, pp 17–20.
- Jern M. (2002) “Micro and macro crack growth as a result of blasting” 7th Int. Symp. Rock Fragn. by Blasting. , Beijing, China, pp. 155–161.
- Kanchibotla S. S. Valery W. and Morrell S. (1998), “Modelling Fines in Blast Fragmentation and Its Impact on crushing and grinding”, Explo 99, Victoria, Australian, pp. 137–144.
- Katsabanis P. Kunzel G. Pelley C. and Kelebek, S. (2003a) “Small scale study of damage due to blasting and implications on crushing and grinding” 29th Explos. Blasting Tech. Conf.. Nashville, USA, pp. 365–376.
- Katsabanis, P. D. Kunzel, G., Pelley, C., Kelebek, S., 2003b. “Damage development in small blocks”, 29th Explos. Blasting Tech. Conf. Nashville, USA, pp 363–373.
- Katsabanis P.D. (2010) “Analysis of single particle fragmentation curves after drop weight impact of blast induced fragments, 9th Int. Symp. Rock Fragn. by Blasting. Granada, Spain, pp. 399–406.
- Katsabanis P. D., Kim S. Tawadrous A. and Sigler J. (2008) “Effect of powder factor and timing on the impact breakage of rocks” 34th Explos. Blasting Tech. Conf.. New Orleans, USA, pp. 1–12.
- Katsabanis P. D. Tawadrous A. Braun C. and Kennedy C. (2006) “Timing effects on the fragmentation of small scale blocks of granodiorite”, **Fragblast**, **10**, pp 83–93. doi:10.1080/13855140600858339
- Kawakami S. Kanaori Y. and Fujiwara A. (1990) “Microcracks induced in Granite spheres by projectile impact at velocities ranging from 2.3 to 3.6 km/s”, **Rock. Mech. Rock. Eng.** **23**, pp 39–51.
- Kelly E. and Spottiswood D. (1995) “Introduction to mineral processing” The Australian Mineral Foundation, Australian.
- Kern, H. Wenk H. R. (1985) “Preferred Orientation in Deformed Metal and Rocks, Preferred Orientation in Deformed Metal and Rocks” Elsevier, London, doi:10.1016/B978-0-12-744020-0.50031-6
- Khandelwal M. Singh T. N. (2009) “Correlating static properties of coal measures rocks with P-wave velocity” **Int. J. Coal Geol.** **79**, pp 55–60. doi:10.1016/j.coal.2009.01.004
- Kim D. S. McCarter M. K. (1998) “Quantitative Assessment of Extrinsic Damage in Rock Materials”, **Rock Mech. Rock Eng.** **31**, pp 43–62. doi:10.1007/s006030050008
- Kim K. (2012) “Rock Fracturing & Mine to Mill Optimization”, **Min. Geol. Geophys. Eng. depart, The University of Arizona.**
- Kim, S. J. (2010) “An Experimental Investigation of the Effect of Blasting on the Impact Breakage of Rocks”, **Min. Eng. depart, Queen’s University.**
- Kojovic T. Michaux S. and McKenzie C. (1995) “Impact of blast fragmentation on

- crushing and screening operations in quarrying”, in: EXPLOR 95 Con. Brisbane, Australia, pp. 427–436.
- Kojovic, T. (2005) “Influence of aggregate stemming in blasting on the SAG mill performance” **Miner. Eng.** **18**, pp **1398–1404**. doi:10.1016/j.mineng.2005.02.012
- Kranz R. (1983) “Microcracks in rocks: A review” **Tectonophysics**, **100**, pp **449–480**.
- Kumano A. and Goldsmith, W. (1982) “An Analytical and Experimental Investigation of the Effect of Impact on Coarse Granular Rocks” **Rock. Mech. Rock. Eng.** **97**, pp **67–97**.
- Liu S. Faisal Anwar A. H. M. Cheol Kim B. and Ichikawa Y. (2006) “Observation of microcracks in granite using a confocal laser scanning microscope” **Int. J. Rock Mech. Min. Sci.** **43**, pp **1293–1305**. doi:10.1016/j.ijrmms.2006.04.006
- Michaux S. and Djordjevic N. (2005) “Influence of explosive energy on the strength of the rock fragments and SAG mill throughput” **Miner. Eng.** **18**, pp **439–448**. doi:10.1016/j.mineng.2004.07.003
- Morales L. F. G. Lagoeiro L. E. and Endo I. (2008) “First results on the LPO-derived seismic properties of iron ores from the Quadrilátero Ferrífero region, southeastern Brazil” **Tectonophysics**, **460**, pp **21–33**. doi:10.1016/j.tecto.2008.06.021
- Napier-Munn, T. J. (2014) “Statistical Methods for Mineral Engineers” JKMRC, Australia
- Nielsen K. (1999) “Economic effect of blasting on the crushing and grinding of ores”, 6th Int. Symp. Rock Fragn. by Blasting. Johannesburg, South Africa, pp. 251–256.
- Nielsen K. and Kristiansen J. (1996) “Blasting-crushing-grinding: Optimisation of an integrated comminution system” 5th Int Symp on Rock Fragmentation by Blasting. Montreal, Canada, pp. 269–277.
- Ohmoto H. (2003) “Nonredox transformations of magnetite-hematite in hydrothermal systems”. **Econ. Geol.** **98**, pp **299–304**.
- Omar H. Pauzi N. I. M. Abu-Shariah M. Yusof Z. M. and Maail S. B. (2009) “Microcracks pattern and the degree of weathering in granite” **Electron. J. Geotech. Eng.** **14**, Bundle B.
- Ozkahraman H T. (2010) “Breakage mechanisms and an encouraging correlation between the Bond parameters and the friability value” **J South African Inst Min Metall**, **110**, pp **153-159**.
- Parra Galvez H. I. (2011) “Analysis of the state of the art of blast-induced fragment conditioning” **Miner. Eng.** **24**, pp **1638–1640**. doi:10.1016/j.mineng.2011.08.012
- Parra H. Onederra I. and Michaux S. (2014) “Effect of blast-induced fragment conditioning on impact breakage strength” **Min. Technol.** **123**, pp **78–89**. doi:10.1179/1743286314Y.0000000059
- Sabet-Mobarhan-Talab A. Alinia F. Ghannadpour S. S. and Hezarkhani A. (2015) “Geology, geochemistry, and some genetic discussion of the Chador-Malu iron oxide-apatite deposit, Bafq District, Central Iran” **Arab. J. Geosci.** **8**, pp **8399–8418**. doi:10.1007/s12517-015-1813-8

- Schild M. Siegesmund S. Vollbrecht A. and Mazurek M. (2001) “Characterization of granite matrix porosity and pore-space geometry by in situ and laboratory methods” **Geophys. J. Int.** **146**, pp **111–125**. doi:10.1046/j.0956-540X.2001.01427.x
- Schild M. Vollbrecht A. Siegesmund S. and Reutel C. (1998) “Microcracks in granite cores from the EPS-1 geothermal drill hole, Soultz-sous-Forêts (France): paleostress directions, paleofluids and crack-related Vp-anisotropies” **Geol. Rundschau** **86**, pp **775–785**. doi:10.1007/s005310050176
- Sharma P. K. and Singh T. N. (2011) “A correlation between Schmidt hammer rebound numbers with impact strength index, slake durability index and P-wave velocity” **Int. J. Earth Sci.** **100**, pp **189–195**. doi:10.1007/s00531-009-0506-5
- Steiner H. J. (1991) “The significance of the Rittinger equation in present-day comminution technology” XVIIth Int. Miner. Process. Congr, Freiberg, Germany, pp. 177–188.
- Takemura T. Golshani A. Oda M. and Suzuki, K. (2003) “Preferred orientations of open microcracks in granite and their relation with anisotropic elasticity” **Int. J. Rock Mech. Min. Sci.** **40**, pp **443–454**. doi:10.1016/S1365-1609(03)00014-5
- Torab F. M. (2008) “Geochemistry and metallogeny of magnetite-apatite deposits of the Bafq Mining District, Central Iran” **Energy Econ. Sci. depart.** Clausthal University of Technology.
- Tuğrul A. Zarif I. (1999) “Correlation of mineralogical and textural characteristics with engineering properties of selected granitic rocks from Turkey” **Eng. Geol.** **51**, pp **303–317**. doi:10.1016/S0013-7952(98)00071-4
- Workman L. and Eloranta J. (2009) “Consideration on the effect of blasting on downstream performance” 35th Annu. Conf. Explos. Blasting Tech., Denver. USA
- Yasar E. and Erdogan Y. (2004) “Correlating sound velocity with the density, compressive strength and Young’s modulus of carbonate rocks” **Int. J. Rock Mech. Min. Sci.** **41**, pp **871–875**. doi:10.1016/j.ijrmms.2004.01.012

پیوست‌ها

پیوست ۱: انرژی مصرفی برای سنگ شکن

%100 material between 25-40 (mm)- Row 1- Batch 2013				
Stage	Mass Feed (g)	Mass Fine (g) < 16 mm	Mass Coarse (g) > 16 mm	Energy (J)
1	16435.50	14129.50	2233.50	13950.53
2	2233.50	1729.00	518.00	1063.90
3	518.00	253.00	262.50	152.20
4	262.50	62.00	203.50	-

%100 material 16-6.3 (mm)- Row 1- Batch 2013				
Stage	Mass Feed (g)	Mass Fine (g) < 16 mm	Mass Coarse (g) > 16 mm	Energy (J)
1	11546.00	7763.00	3723.50	36628.81
2	3723.50	1774.00	1942.50	5637.01
3	1942.50	799.50	1138.50	2265.29
4	1138.50	450.50	686.00	984.01
5	686.00	254.50	431.00	454.73
6	431.00	147.00	283.00	169.40

%100 material between 25-40 (mm)- Row 3- Batch 2013				
Stage	Mass Feed (g)	Mass Fine (g) < 16 mm	Mass Coarse (g) > 16 mm	Energy (J)
1	20575.00	18584.50	1929.00	17174.74
2	1929.00	1506.00	410.00	882.58
3	410.00	171.00	238.50	96.47

%100 material 16-6.3 (mm)- Row 3- Batch 2013				
Stage	Mass Feed (g)	Mass Fine (g) < 16 mm	Mass Coarse (g) > 16 mm	Energy (J)
1	14199.00	9894.00	4255.00	42896.17
2	4255.00	2134.00	2120.00	6417.56
3	2120.00	942.00	1166.50	2578.01
4	1166.50	447.50	716.00	959.60
5	716.00	215.00	500.00	361.02

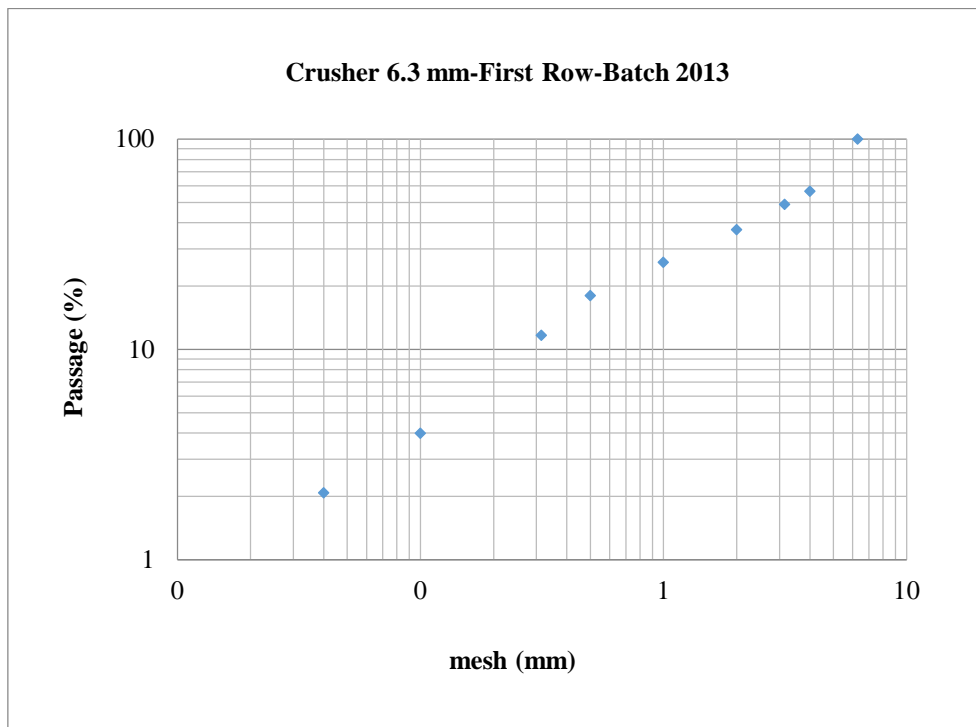
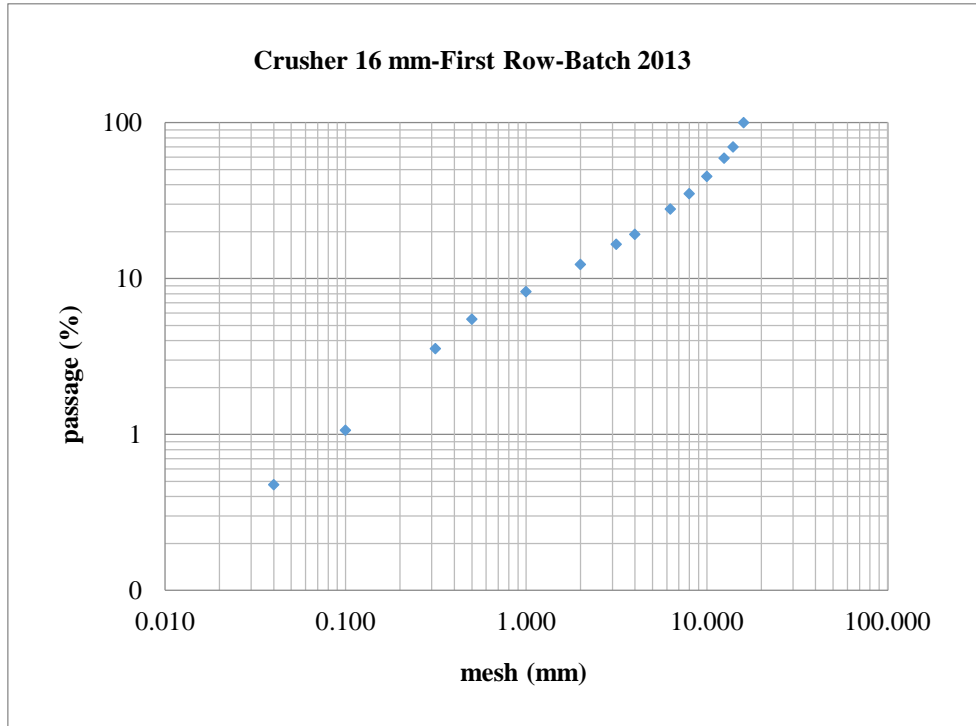
%100 material between 25-40 (mm)- Row 1- Batch 2014				
Stage	Mass Feed (g)	Mass Fine (g) < 16 mm	Mass Coarse (g) > 16 mm	Energy (J)
1	15916.00	11559.50	4249.00	11007.75
2	4249.00	2737.00	1485.50	1686.93
3	1485.50	787.50	690.50	507.19
4	690.50	272.50	405.00	-

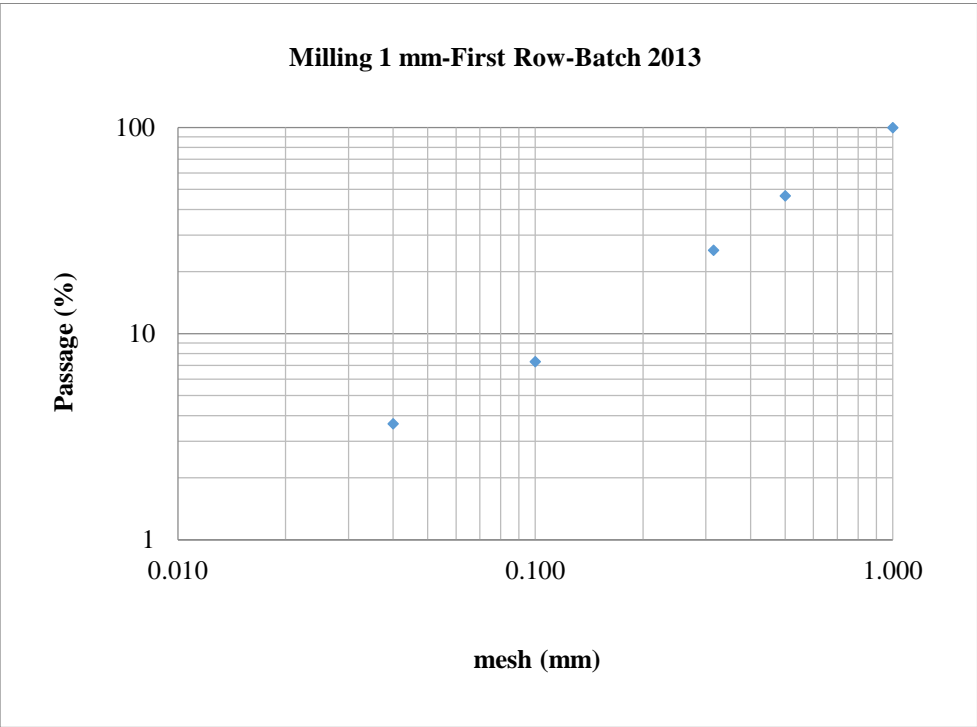
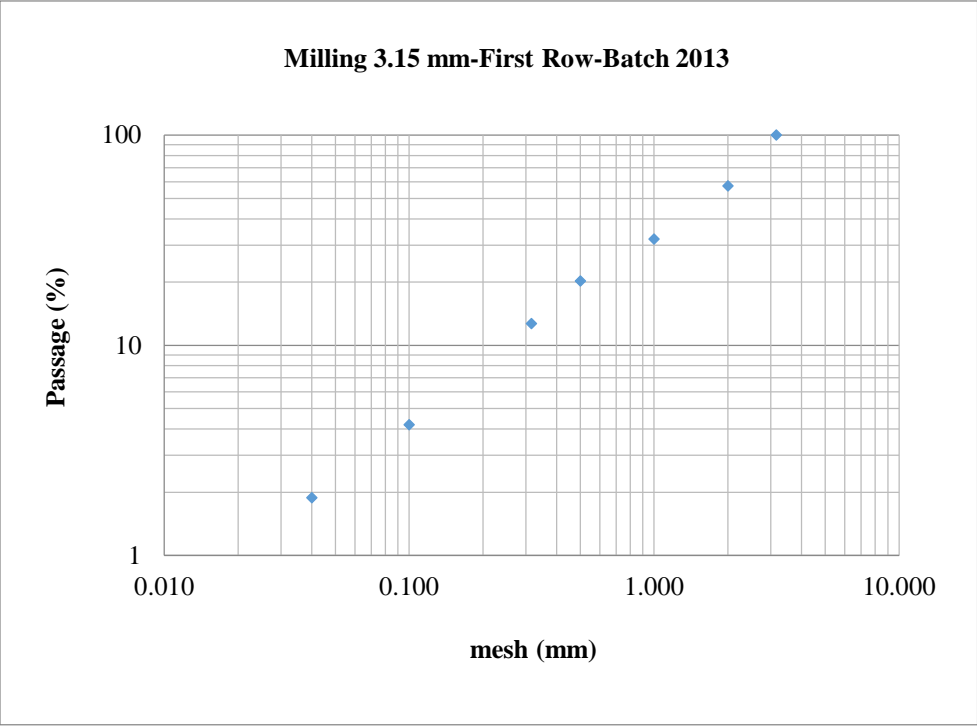
%100 material 16-6.3 (mm)- Row 1- Batch 2014				
Stage	Mass Feed (g)	Mass Fine (g) < 16 mm	Mass Coarse (g) > 16 mm	Energy (J)
1	10741.00	8865.00	1821.00	36773.68
2	1821.00	1242.50	572.50	2816.53
3	572.50	357.50	212.50	516.57
4	212.50	105.00	107.00	120.94
5	107.00	45.50	61.50	-

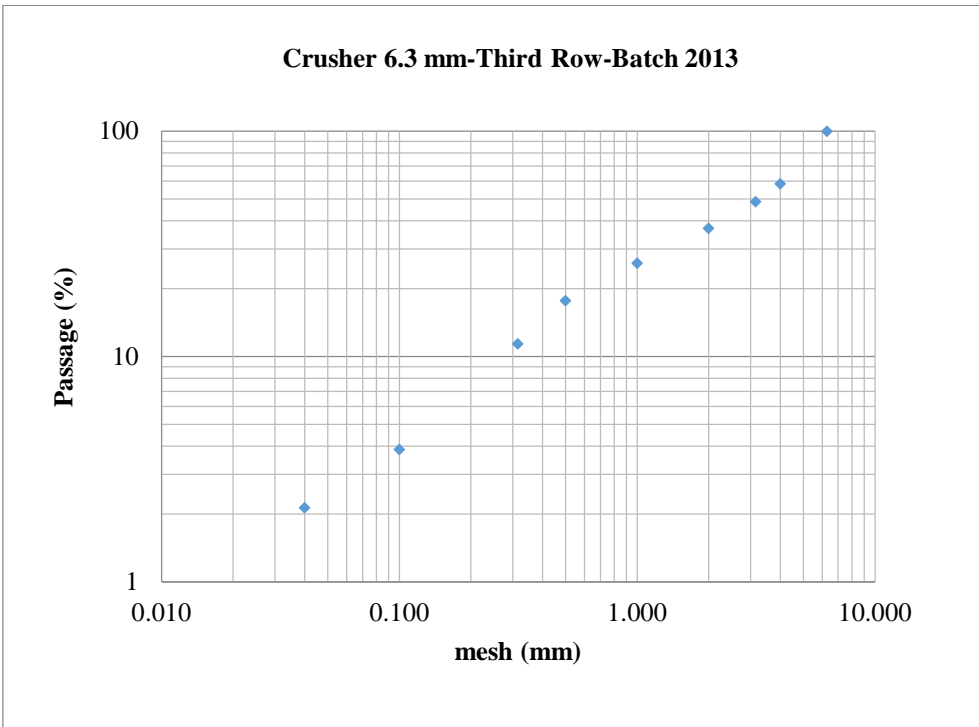
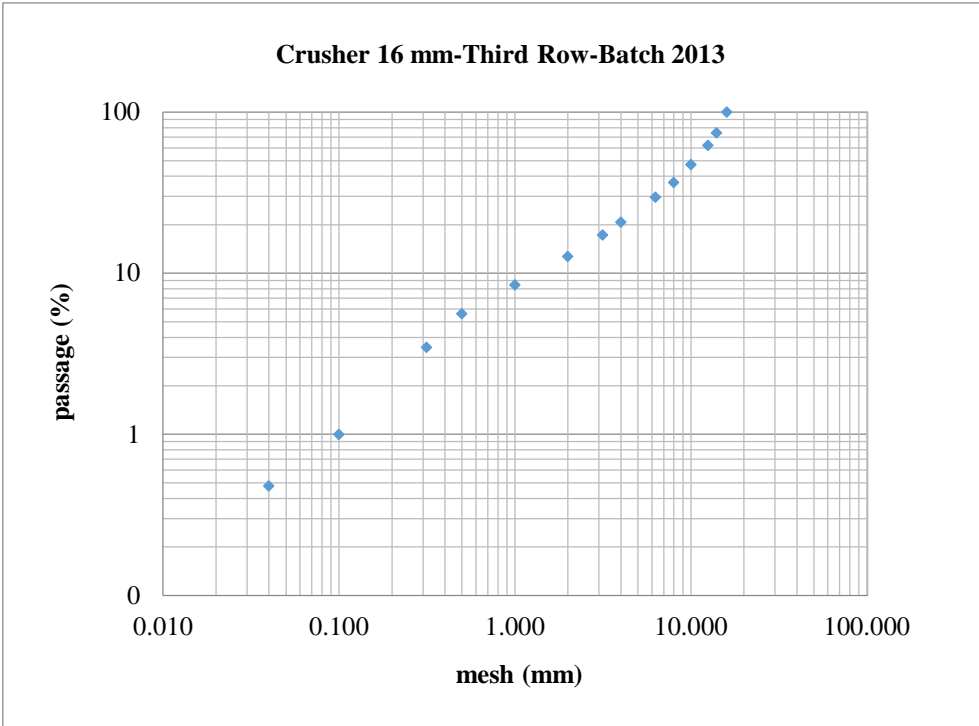
%100 material between 25-40 (mm)- Row 3- Batch 2014				
Stage	Mass Feed (g)	Mass Fine (g) < 16 mm	Mass Coarse (g) > 16 mm	Energy (J)
1	16900.00	14507.00	2238.50	13345.57
2	2238.50	1578.50	655.50	978.70
3	655.50	396.50	250.50	139.97
4	250.50	107.76	140.25	49.26

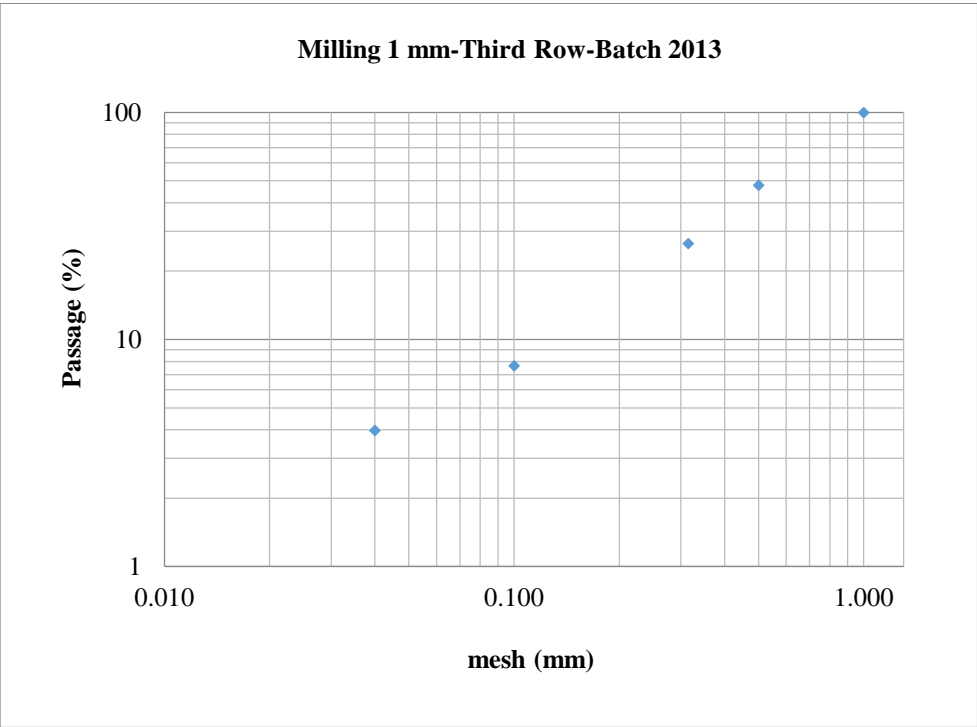
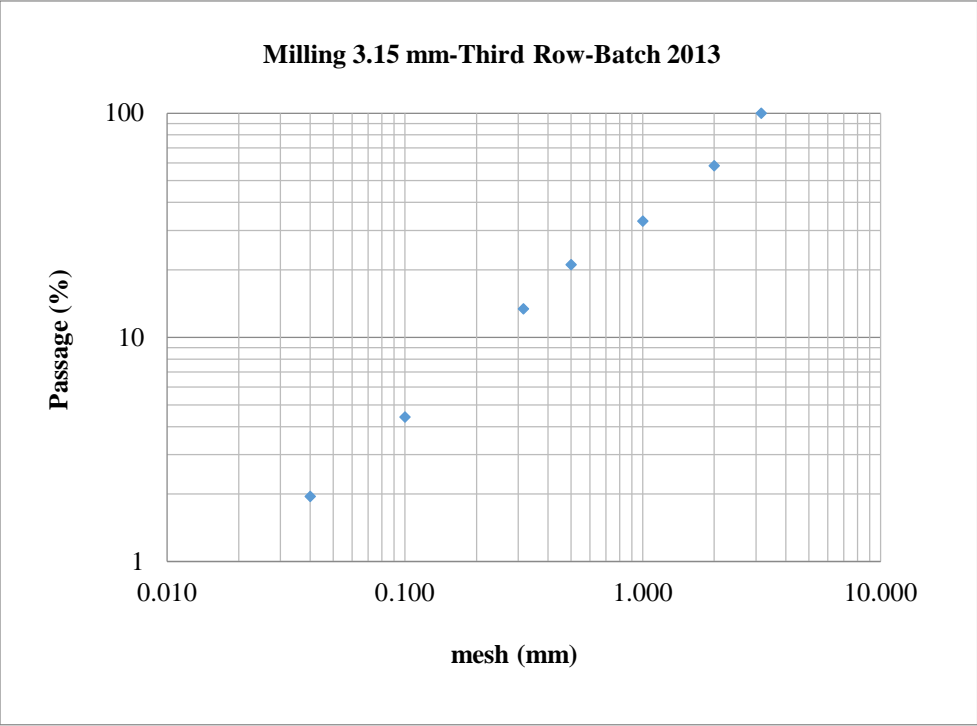
%100 material 16-6.3 (mm)- Row 3- Batch 2014				
Stage	Mass Feed (g)	Mass Fine (g) < 16 mm	Mass Coarse (g) > 16 mm	Energy (J)
1	11360.50	8688.50	2608.50	30038.20
2	2608.50	1623.50	976.00	3767.92
3	976.00	560.00	412.50	1120.49
4	412.50	223.00	188.50	299.94
5	188.50	88.00	97.50	58.76
6	97.50	36.99	60.88	32.25

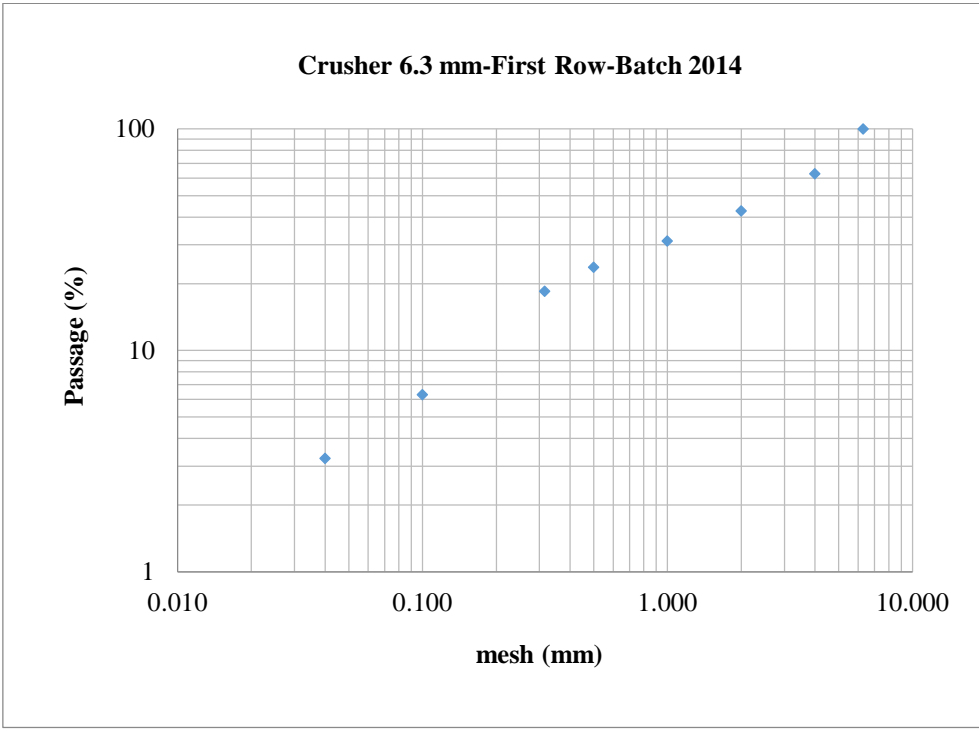
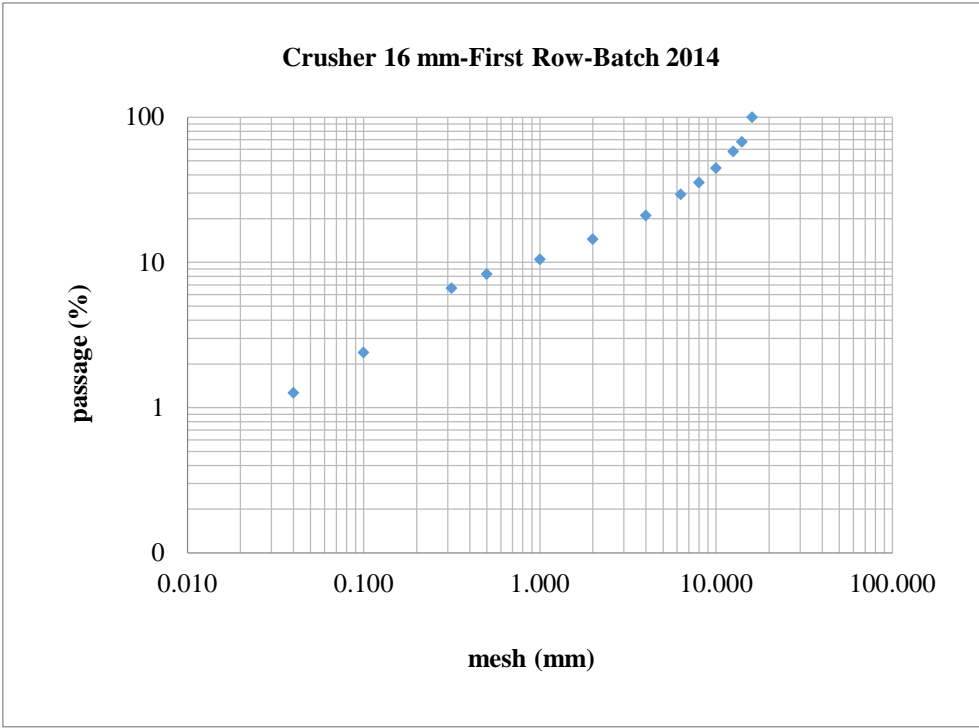
پیوست ۲: آنالیز سرندی

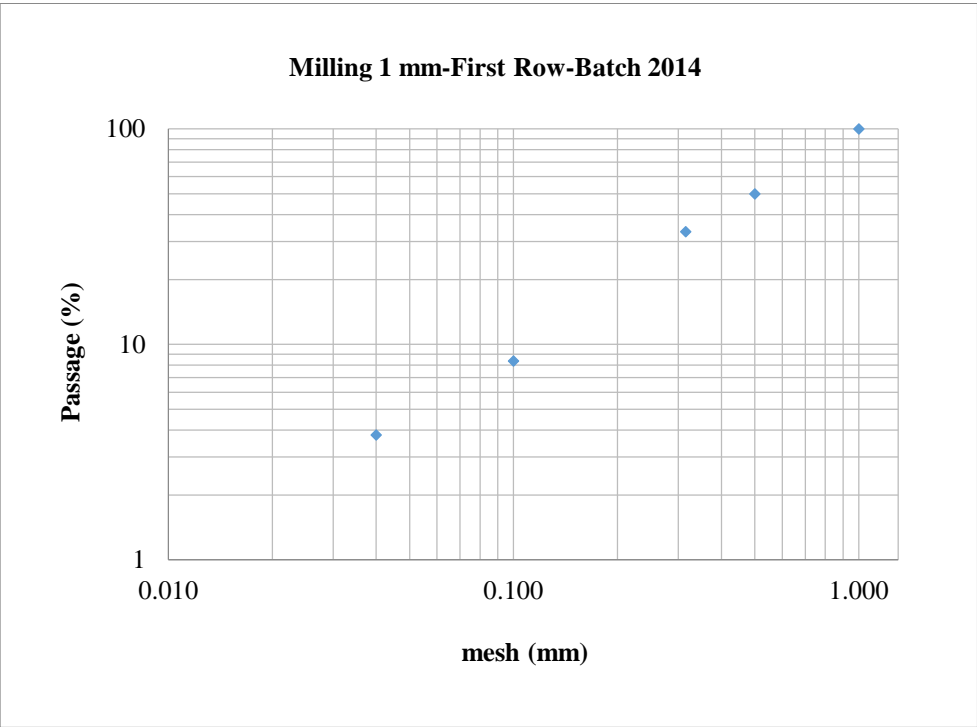
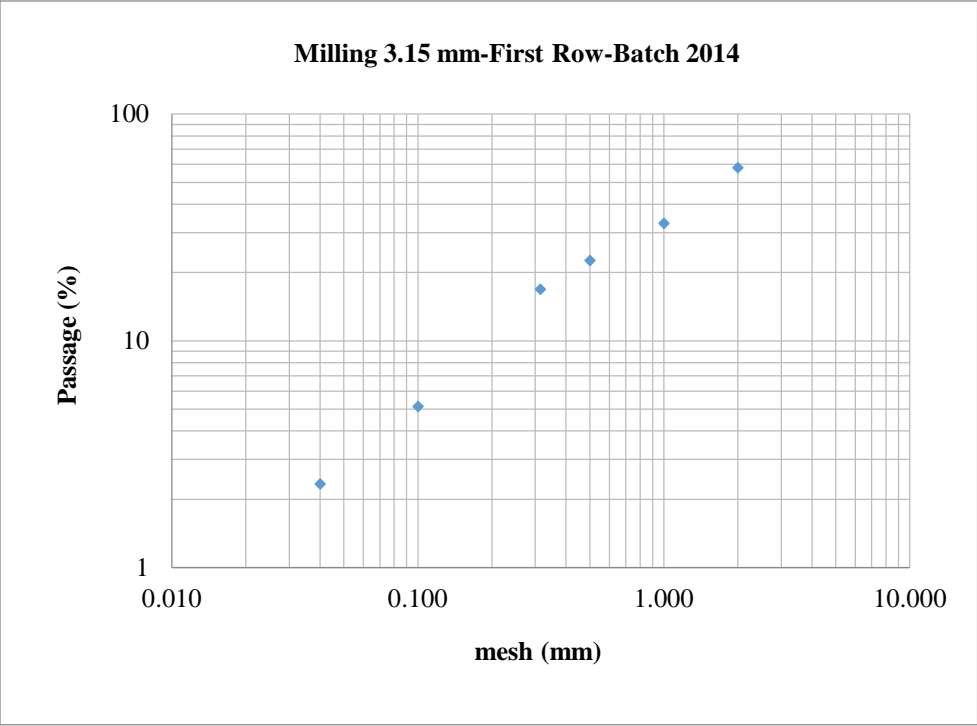


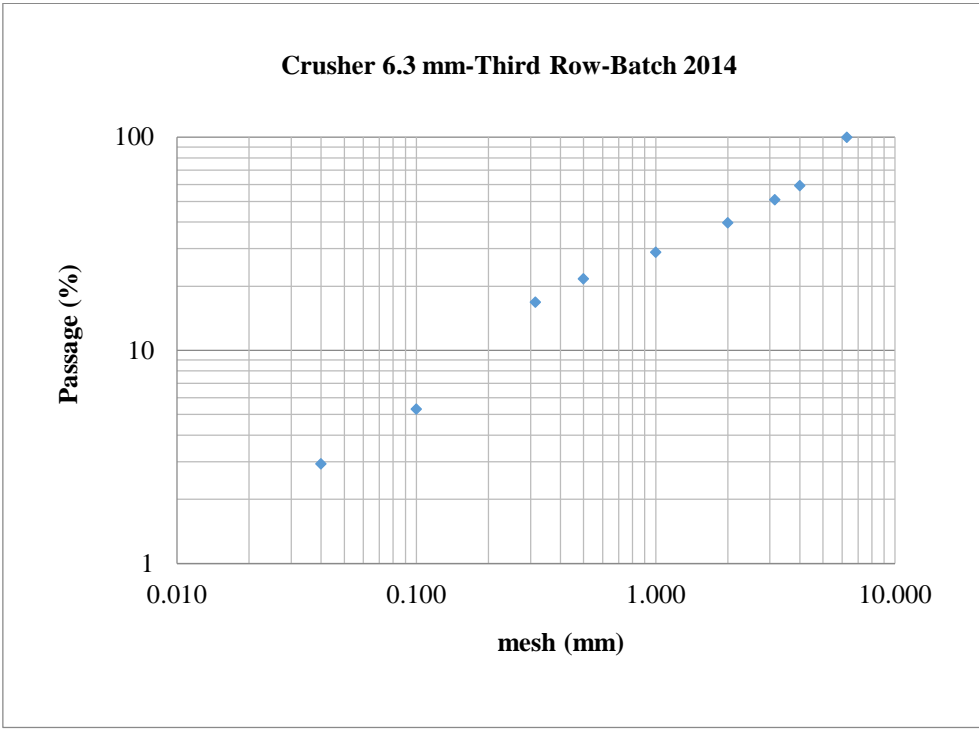
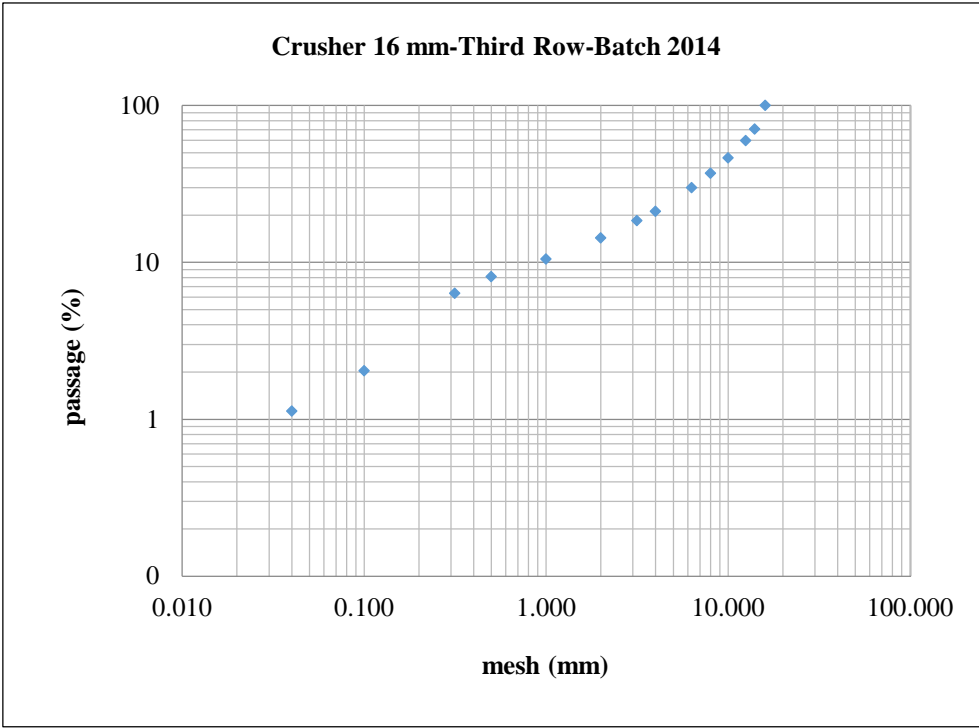


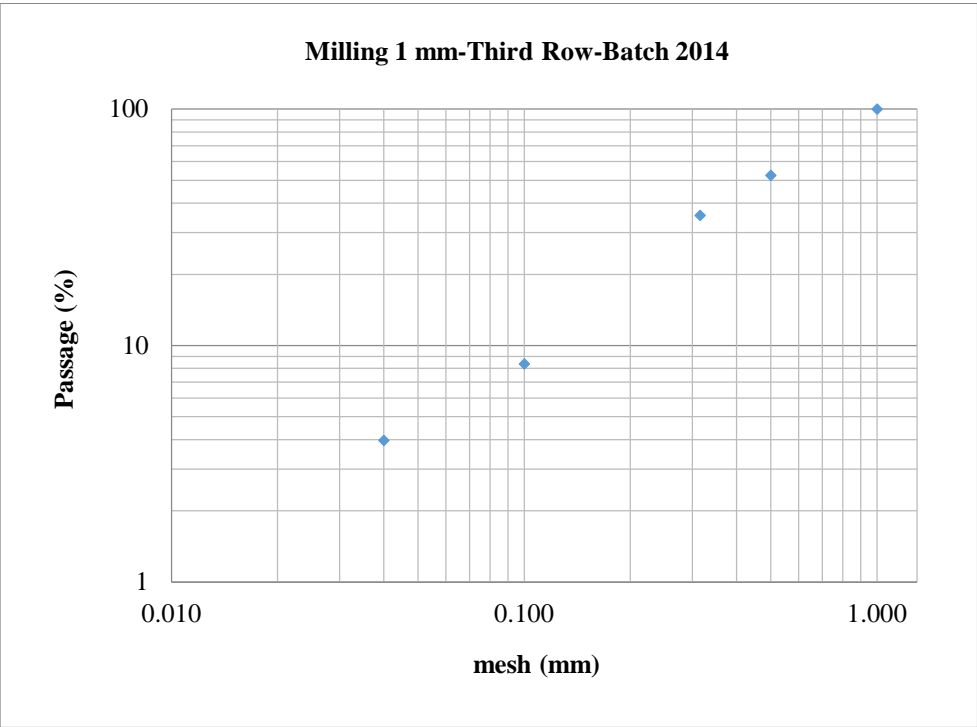
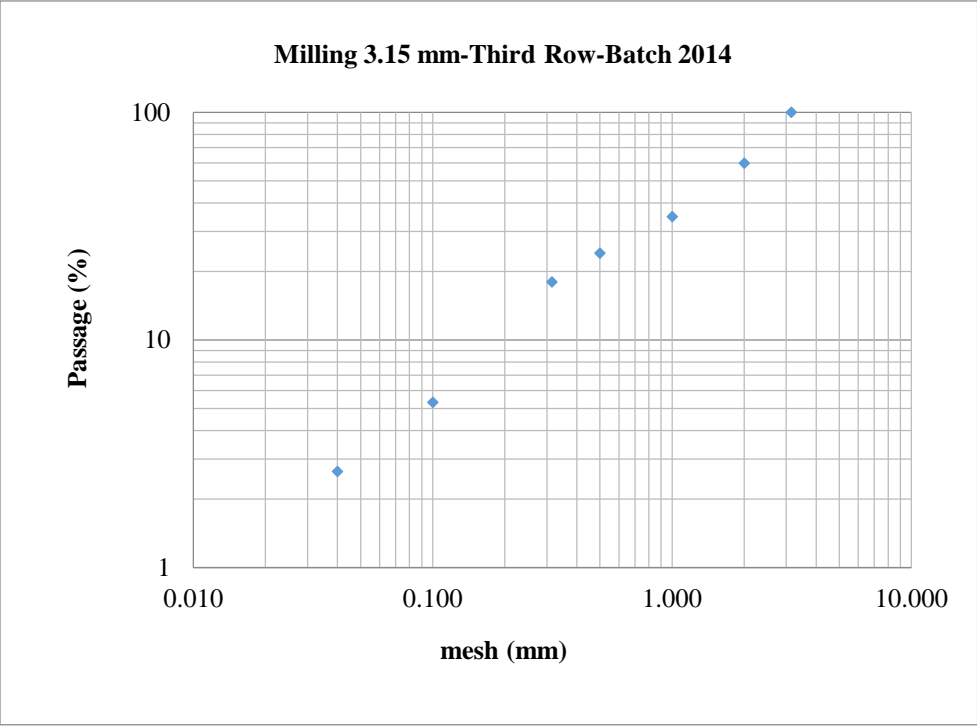












پیوست ۳: چگالی مواد خردشده

Compacted Density (g/cm ³)				
Batch/Row	Crusher 16 mm	Crusher 6.3 mm	milling 3.15 mm	milling 1 mm
2013/1	1.323	1.362	1.277	1.279
2013/3	1.341	1.383	1.304	1.300
2014/1	1.226	1.192	1.114	1.125
2014/3	1.206	1.179	1.137	1.126

پیوست ۴: اطلاعات آسیا

Batch 2013- Row 1- Milling 3.15 mm

Cycle No.	Revolution		Input g	Coarse (g) > 3150 µm	Fine (g) < 3150 µm		Circulate load %	Spes.fines production g/U	Input next cycle g	Revolution next cycle
	Δ	Σ			Δ	Σ				
1	50	50	412	216.40	193.19	193.19	89.27	3.86	412	53
2	53	103	412	196.56	214.02	407.21	108.88	4.04	412	51
3	51	154	412	206.76	204.51	611.72	98.91	4.01	412	51
4	51	205	412	199.16	211.58	823.30	106.24	4.15	412	50
5	50	255	412	194.79	216.46	1039.76	111.12	4.33	412	48
6	48	303	412	193.28	217.59	1257.35	112.58	4.53	412	45
7	45	348	412	210.58	200.48	1457.83	95.20	4.46	412	46
8	46	394	412	211.00	197.62	1655.45	93.66	4.30	412	48
9	48	442	412	196.48	216.81	1872.26	110.35	4.52	412	46
10	46	488	412	206.65	204.53	2076.79	98.97	4.45	412	46
11	46	534	412	204.25	206.74	2283.53	101.22	4.49	412	46
12	46	580	412	200.00	210.61	2494.14	105.31	4.58	412	45
13	45	625	412	205.49	206.05	2700.19	100.27	4.58	412	45
14	45	670	412	202.59	208.65	2908.84	102.99	4.64	412	44
15	44	714	412	212.71	197.88	3106.72	93.03	4.50	412	46
16	45	759	412	217.48	192.08	3298.80	88.32	4.27	412	48
17	45	804	412	214.91	196.32	3495.12	91.35	4.36	412	47
18	45	849	412	213.28	197.88	3693.00	92.78	4.40	412	47
19	45	894	412	212.39	198.61	3891.61	93.51	4.41	412	47
20	45	939	412	211.06	200.31	4091.92	94.91	4.45	412	46
21	45	984	412	216.93	194.05	4285.97	89.45	4.31	412	48
22	48	1032	412	195.23	216.04	4502.01	110.66	4.50	412	46
23	46	1078	412	207.26	203.79	4705.80	98.33	4.43	412	46
24	46	1124	412	206.90	204.85	4910.65	99.01	4.45	412	46
25	46	1170	412	209.71	200.15	5110.80	95.44	4.35	412	47
26	47	1217	412	208.22	202.61	5313.41	97.31	4.31	412	48
27	48	1265	412	198.26	213.01	5526.42	107.44	4.44	412	46
28	46	1311	412	210.18	200.78	5727.20	95.53	4.36	412	47
29	47	1358	412	202.30	208.38	5935.58	103.01	4.43	412	46
30	46	1404	412	197.88	214.03	6149.61	108.16	4.65	412	44
31	44	1448	412	219.65	190.96	6340.57	86.94	4.34	412	47
32	47	1495	412	206.02	205.31	6545.88	99.66	4.37	412	47
33	47	1542	412	215.53	196.54	6742.42	91.19	4.18	412	49
34	49	1591	412	195.55	215.36	6957.78	110.13	4.40	412	47
35	47	1638	412	192.06	220.01	7177.79	114.55	4.68	412	44

Batch 2013- Row 1-Milling 1 mm

Cycle No.	Revolution		Input g	Coarse (g) > 3150 µm	Fine (g) < 3150 µm		Circulate load %	Spes.fines production g/U	Input next cycle g	Revolution next cycle
	Δ	Σ			Δ	Σ				
1	50	50	387	226.06	158.70	158.70	70.20	3.17	387	61
2	61	111	387	185.16	199.91	358.61	107.97	3.28	387	59
3	59	170	387	186.79	199.23	557.84	106.66	3.38	387	57
4	57	227	387	193.35	191.45	749.29	99.02	3.36	387	58
5	58	285	387	186.05	199.40	948.69	107.18	3.44	387	56
6	56	341	387	198.63	187.53	1136.22	94.41	3.35	387	58
7	58	399	387	195.26	190.16	1326.38	97.39	3.28	387	59
8	59	458	387	181.25	205.38	1531.76	113.31	3.48	387	56
9	56	514	387	209.96	176.20	1707.96	83.92	3.15	387	61
10	61	575	387	183.10	201.17	1909.13	109.87	3.30	387	59
11	59	634	387	181.41	205.40	2114.53	113.22	3.48	387	56
12	60	694	387	188.23	195.65	2310.18	103.94	3.26	387	59
13	58	752	387	190.95	195.18	2505.36	102.22	3.37	387	58
14	58	810	387	202.67	183.62	2688.98	90.60	3.17	387	61
15	58	868	387	197.33	189.10	2878.08	95.83	3.26	387	59
16	58	926	387	197.51	187.52	3065.60	94.94	3.23	387	60
17	58	984	387	196.67	189.56	3255.16	96.38	3.27	387	59
18	58	1042	387	195.68	190.16	3445.32	97.18	3.28	387	59
19	58	1100	387	198.34	187.84	3633.16	94.71	3.24	387	60

Batch 2013- Row 3- Milling 3.15 mm

Cycle No.	Revolution		Input g	Coarse (g) > 3150 µm	Fine (g) < 3150 µm		Circulate load %	Spes.fines production g/U	Input next cycle g	Revolution next cycle
	Δ	Σ			Δ	Σ				
1	50	50	418	205.51	209.97	209.97	102.17	4.20	418	50
2	50	100	418	181.77	235.17	445.14	129.38	4.70	418	44
3	44	144	418	198.27	219.16	664.30	110.54	4.98	418	42
4	42	186	418	209.98	207.61	871.91	98.87	4.94	418	42
5	42	228	418	209.10	208.04	1079.95	99.49	4.95	418	42
6	42	270	418	225.87	190.96	1270.91	84.54	4.55	418	46
7	46	316	418	202.36	214.96	1485.87	106.23	4.67	418	45
8	45	361	418	198.36	219.00	1704.87	110.41	4.87	418	43
9	43	404	418	211.71	205.28	1910.15	96.96	4.77	418	44
10	44	448	418	210.33	208.16	2118.31	98.97	4.73	418	44
11	44	492	418	207.01	209.35	2327.66	101.13	4.76	418	44
12	44	536	418	207.67	209.14	2536.80	100.71	4.75	418	44
13	44	580	418	204.00	214.17	2750.97	104.99	4.87	418	43
14	43	623	418	210.00	206.33	2957.30	98.25	4.80	418	44
15	44	667	418	213.16	203.89	3161.19	95.65	4.63	418	45
16	44	711	418	212.75	203.97	3365.16	95.87	4.64	418	45
17	45	756	418	210.37	270.03	3635.19	128.36	6.00	418	35
18	45	801	418	209.00	208.32	3843.51	99.67	4.63	418	45
19	45	846	418	206.44	210.57	4054.08	102.00	4.68	418	45
20	45	891	418	206.47	210.67	4264.75	102.03	4.68	418	45
21	45	936	418	211.15	206.21	4470.96	97.66	4.58	418	46
22	46	982	418	198.60	218.00	4688.96	109.77	4.74	418	44
23	44	1026	418	210.78	206.82	4895.78	98.12	4.70	418	44
24	44	1070	418	206.43	211.34	5107.12	102.38	4.80	418	44
25	44	1114	418	207.65	209.85	5316.97	101.06	4.77	418	44
26	44	1158	418	208.02	209.68	5526.65	100.80	4.77	418	44
27	44	1202	418	217.08	199.98	5726.63	92.12	4.55	418	46
28	46	1248	418	208.34	208.02	5934.65	99.85	4.52	418	46
29	46	1294	418	205.95	211.68	6146.33	102.78	4.60	418	45
30	46	1340	418	205.49	211.66	6357.99	103.00	4.60	418	45
31	46	1386	418	212.62	204.00	6561.99	95.95	4.43	418	47
32	46	1432	418	219.18	198.68	6760.67	90.65	4.32	418	48
33	48	1480	418	204.95	212.52	6973.19	103.69	4.43	419	47
34	47	1527	418	206.71	210.23	7183.42	101.70	4.47	420	47
35	47	1574	418	207.56	210.79	7394.21	101.56	4.48	421	47
36	47	1621	418	213.84	203.63	7597.84	95.23	4.33	422	49
37	48	1669	418	219.70	197.73	7795.57	90.00	4.12	423	51
38	51	1720	418	196.50	221.00	8016.57	112.47	4.33	424	49
39	48	1768	418	187.50	230.50	8247.07	122.93	4.80	425	44
40	44	1812	418	192.95	224.82	8471.89	116.52	5.11	426	42
41	41	1853	418	206.00	212.00	8683.89	102.91	5.17	427	41
42	40	1893	418	219.15	197.54	8881.43	90.14	4.94	428	43
43	42	1935	418	190.20	190.20	9071.63	100.00	4.53	429	47

Batch 2013- Row 3- Milling 1 mm

Cycle No.	Revolution		Input g	Coarse (g)	Fine (g)		Circulate load %	Spes.fines production g/U	Input next cycle g	Revolution next cycle
	Δ	Σ		> 3150 μm	< 3150 μm					
				g	Δ	Σ				
1	50	50	394	230.77	161.49	161.49	69.98	3.23	394	61
2	61	111	394	194.30	199.34	360.83	102.59	3.27	394	60
3	60	171	394	194.85	198.16	558.99	101.70	3.30	394	60
4	60	231	394	186.85	206.33	765.32	110.43	3.44	394	57
5	57	288	394	189.21	203.08	968.40	107.33	3.56	394	55
6	55	343	394	189.87	203.82	1172.22	107.35	3.71	394	53
7	53	396	394	193.25	200.74	1372.96	103.88	3.79	394	52
8	52	448	394	209.93	183.35	1556.31	87.34	3.53	394	56
9	56	504	394	198.95	194.46	1750.77	97.74	3.47	394	57
10	57	561	394	193.95	198.19	1948.96	102.19	3.48	394	57
11	57	618	394	197.93	197.04	2146.00	99.55	3.46	394	57
12	57	675	394	198.47	194.53	2340.53	98.01	3.41	394	58
13	58	733	394	195.25	197.98	2538.51	101.40	3.41	394	58
14	58	791	394	196.55	196.82	2735.33	100.14	3.39	394	58
15	58	849	394	195.76	197.75	2933.08	101.02	3.41	394	58
16	58	907	394	201.78	191.18	3124.26	94.75	3.30	394	60
17	60	967	394	194.32	199.11	3323.37	102.47	3.32	394	59
18	59	1026	394	191.51	202.41	3525.78	105.69	3.43	394	57
19	57	1083	394	195.96	197.30	3723.08	100.68	3.46	394	57

Batch 2014- Row 1- Milling 3.15 mm

Cycle No.	Revolution		Input g	Coarse (g) > 3150 µm	Fine (g) < 3150 µm		Circulate load %	Spes.fines production g/U	Input next cycle g	Revolution next cycle
	Δ	Σ			Δ	Σ				
1	50	50	360	128.57	228.97	228.97	178.09	4.58	360	39
2	39	89	360	159.66	198.91	427.88	124.58	5.10	360	35
3	35	124	360	160.78	197.84	625.72	123.05	5.65	360	32
4	32	156	360	171.73	186.81	812.53	108.78	5.84	360	31
5	31	187	360	188.39	170.25	982.78	90.37	5.49	360	33
6	33	220	360	181.54	177.20	1159.98	97.61	5.37	360	34
7	34	254	360	180.93	177.05	1337.03	97.86	5.21	360	35
8	35	289	360	172.96	185.16	1522.19	107.05	5.29	360	34
9	34	323	360	184.14	174.68	1696.87	94.86	5.14	360	35
10	35	358	360	173.13	185.10	1881.97	106.91	5.29	360	34
11	36	394	360	184.67	173.39	2055.36	93.89	4.82	360	37
12	35	429	360	185.18	173.19	2228.55	93.53	4.95	360	36
13	36	465	360	181.69	176.09	2404.64	96.92	4.89	360	37
14	37	502	360	163.43	194.46	2599.10	118.99	5.26	360	34
15	34	536	360	196.17	162.26	2761.36	82.71	4.77	360	38
16	35	571	360	182.77	176.14	2937.50	96.37	5.03	360	36
17	35	606	360	181.83	177.19	3114.69	97.45	5.06	360	36
18	35	641	360	192.25	166.68	3281.37	86.70	4.76	360	38
19	35	676	360	182.61	176.14	3457.51	96.46	5.03	360	36
20	35	711	360	189.85	168.50	3626.01	88.75	4.81	360	37
21	35	746	360	178.50	180.07	3806.08	100.88	5.14	360	35
22	35	781	360	184.62	173.84	3979.92	94.16	4.97	360	36
23	35	816	360	169.72	188.66	4168.58	111.16	5.39	360	33
24	35	851	360	166.02	193.12	4361.70	116.32	5.52	360	33
25	35	886	360	184.12	173.97	4535.67	94.49	4.97	360	36
26	35	921	360	187.64	171.14	4706.81	91.21	4.89	360	37
27	35	956	360	192.38	166.20	4873.01	86.39	4.75	360	38
28	35	991	360	192.14	166.55	5039.56	86.68	4.76	360	38
29	35	1026	360	187.00	171.15	5210.71	91.52	4.89	360	37
30	35	1061	360	176.80	181.70	5392.41	102.77	5.19	360	35
31	35	1096	360	182.62	175.63	5568.04	96.17	5.02	360	36
32	36	1132	360	188.70	169.42	5737.46	89.78	4.71	360	38
33	38	1170	360	170.77	187.94	5925.40	110.05	4.95	360	36
34	36	1206	360	167.60	191.08	6116.48	114.01	5.31	270	25
35	25	1231	270.4	126.25	142.65	6259.13	112.99	5.71	126	11

Batch 2014- Row 1- Milling 1 mm

Cycle No.	Revolution		Input g	Coarse (g) > 3150 µm	Fine (g) < 3150 µm		Circulate load %	Spes.fines production g/U	Input next cycle g	Revolution next cycle
	Δ	Σ			Δ	Σ				
1	30	30	340	229.43	107.84	107.84	47.00	3.59	340	47
2	47	77	340	163.64	174.90	282.74	106.88	3.72	340	46
3	46	123	340	160.73	177.41	460.15	110.38	3.86	340	44
4	44	167	340	167.76	171.76	631.91	102.38	3.90	340	44
5	44	211	340	176.00	162.26	794.17	92.19	3.69	340	46
6	46	257	340	164.26	173.62	967.79	105.70	3.77	340	45
7	45	302	340	154.42	184.80	1152.59	119.67	4.11	340	41
8	41	343	340	179.12	159.69	1312.28	89.15	3.89	340	44
9	44	387	340	168.35	170.33	1482.61	101.18	3.87	340	44
10	44	431	340	179.45	159.28	1641.89	88.76	3.62	340	47
11	47	478	340	167.57	171.17	1813.06	102.15	3.64	340	47
12	47	525	340	155.02	182.69	1995.75	117.85	3.89	340	44
13	44	569	340	163.24	176.08	2171.83	107.87	4.00	340	42
14	43	612	340	187.24	152.11	2323.94	81.24	3.54	340	48
15	44	656	340	178.00	160.29	2484.23	90.05	3.64	340	47
16	44	700	340	178.16	160.00	2644.23	89.81	3.64	340	47
17	44	744	340	173.30	165.57	2809.80	95.54	3.76	340	45
18	44	788	340	174.67	164.80	2974.60	94.35	3.75	340	45
19	44	832	340	165.46	173.48	3148.08	104.85	3.94	340	43
20	44	876	340	149.55	189.68	3337.76	126.83	4.31	340	39

Batch 2014- Row 3- Milling 3.15 mm

Cycle No.	Revolution		Input g	Coarse (g) > 3150 µm	Fine (g) < 3150 µm		Circulate load %	Spes.fines production g/U	Input next cycle g	Revolution next cycle
	Δ	Σ			Δ	Σ				
1	50	50	357	111.50	242.42	242.42	217.42	4.85	357	37
2	37	87	357	144.72	210.62	453.04	145.54	5.69	357	31
3	32	119	357	181.79	173.97	627.01	95.70	5.44	357	33
4	33	152	357	168.36	187.40	814.41	111.31	5.68	357	31
5	31	183	357	190.22	164.86	979.27	86.67	5.32	357	34
6	34	217	357	170.24	186.16	1165.43	109.35	5.48	357	33
7	33	250	357	159.80	195.38	1360.81	122.27	5.92	357	30
8	32	282	357	160.51	195.20	1556.01	121.61	6.10	357	29
9	32	314	357	167.24	188.55	1744.56	112.74	5.89	357	30
10	32	346	357	167.57	187.97	1932.53	112.17	5.87	357	30
11	32	378	357	182.72	172.32	2104.85	94.31	5.39	357	33
12	32	410	357	179.25	177.42	2282.27	98.98	5.54	357	32
13	32	442	357	173.95	181.15	2463.42	104.14	5.66	357	32
14	32	474	357	170.93	185.18	2648.60	108.34	5.79	357	31
15	32	506	357	182.63	173.50	2822.10	95.00	5.42	357	33
16	32	538	357	173.96	181.49	3003.59	104.33	5.67	357	31
17	32	570	357	175.73	180.16	3183.75	102.52	5.63	357	32
18	32	602	357	167.38	187.87	3371.62	112.24	5.87	357	30
19	32	634	357	166.39	189.49	3561.11	113.88	5.92	357	30
20	32	666	357	191.44	164.96	3726.07	86.17	5.16	357	35
21	32	698	357	195.62	159.88	3885.95	81.73	5.00	357	36
22	32	730	357	192.51	162.82	4048.77	84.58	5.09	357	35
23	32	762	357	180.56	175.86	4224.63	97.40	5.50	357	32
24	32	794	357	178.37	177.80	4402.43	99.68	5.56	357	32
25	32	826	357	171.47	184.56	4586.99	107.63	5.77	357	31
26	32	858	357	162.00	194.15	4781.14	119.85	6.07	357	29
27	32	890	357	159.05	197.50	4978.64	124.17	6.17	357	29
28	32	922	357	192.04	164.36	5143.00	85.59	5.14	357	35
29	32	954	357	193.14	162.15	5305.15	83.95	5.07	357	35
30	32	986	357	194.19	162.50	5467.65	83.68	5.08	357	35
31	32	1018	357	195.80	159.98	5627.63	81.71	5.00	357	36
32	32	1050	357	196.88	159.05	5786.68	80.79	4.97	357	36
33	32	1082	357	189.20	167.32	5954.00	88.44	5.23	357	34
34	32	1114	357	183.82	171.65	6125.65	93.38	5.36	357	33
35	32	1146	357	189.84	165.84	6291.49	87.36	5.18	357	34
36	32	1178	357	183.97	171.11	6462.60	93.01	5.35	357	33
37	32	1210	357	181.48	174.70	6637.30	96.26	5.46	357	33
38	32	1242	357	176.14	179.61	6816.91	101.97	5.61	357	32
39	32	1274	357	145.81	209.91	7026.82	143.96	6.56	357	27

Batch 2014- Row 3- Milling 1 mm

Cycle No.	Revolution		Input g	Coarse (g) > 3150 µm	Fine (g) < 3150 µm		Circulate load %	Spes.fines production g/U	Input next cycle g	Revolution next cycle
	Δ	Σ			Δ	Σ				
1	30	30	343	227.69	113.63	113.63	49.91	3.79	343	45
2	45	75	343	169.43	171.40	285.03	101.16	3.81	343	45
3	45	120	343	164.59	177.05	462.08	107.57	3.93	343	44
4	44	164	343	154.20	187.10	649.18	121.34	4.25	343	40
5	40	204	343	163.40	179.50	828.68	109.85	4.49	343	38
6	38	242	343	167.90	174.00	1002.68	103.63	4.58	343	37
7	37	279	343	184.50	157.30	1159.98	85.26	4.25	343	40
8	40	319	343	180.10	161.50	1321.48	89.67	4.04	343	42
9	42	361	343	168.70	172.20	1493.68	102.07	4.10	343	42
10	42	403	343	166.10	175.90	1669.58	105.90	4.19	343	41
11	41	444	343	154.10	188.60	1858.18	122.39	4.60	343	37
12	37	481	343	186.50	154.20	2012.38	82.68	4.17	343	41
13	41	522	343	179.06	161.13	2173.51	89.99	3.93	343	44
14	44	566	343	167.68	173.75	2347.26	103.62	3.95	343	43
15	42	608	343	169.07	173.54	2520.80	102.64	4.13	343	42
16	42	650	343	169.39	172.80	2693.60	102.01	4.11	343	42
17	42	692	343	175.45	166.84	2860.44	95.09	3.97	343	43
18	42	734	343	174.68	166.69	3027.13	95.43	3.97	343	43
19	42	776	343	169.27	173.27	3200.40	102.36	4.13	343	42
20	42	818	343	161.00	182.36	3382.76	113.27	4.34	343	39

پیوست ۵: تئوری‌های خردایش مکانیکی

ارتباط بین انرژی خردایش مکانیکی و اندازه محصول به دست آمده از بار ورودی با اندازه مشخص، به طور گسترده‌ای در سال‌های اخیر مورد مطالعه قرار گرفته است. تئوری‌های انرژی - کاهش اندازه توسط ریتینگر^۱، کیک^۲ و باند^۳ و شکل کلی آنها توسط والکر^۴ و همکارانش در سال ۱۹۳۷ به صورت زیر ارائه شد:

$$dE = -Cdx/x^n \quad (1)$$

که E انرژی ویژه شبکه، x اندازه محصول، n توان و C ثابت وابسته به مواد معدنی می‌باشد. اگر در معادله فوق توان n به ترتیب توسط مقادیر ۱، ۲ و ۱/۵ جایگزین و سپس انتگرال گرفته شود به ترتیب معادلات ریتینگر، کیک و باند حاصل می‌شود.

ریتینگر در سال ۱۸۶۷ عنوان کرد که انرژی مورد نیاز برای کاهش اندازه متناسب با مساحت سطح جدید ایجاد شده است. همچنین مساحت سطح ویژه به طور معکوس متناسب با اندازه دانه است. تئوری ریتینگر می‌تواند با معادله زیر بیان شود:

$$E = K_1(1/x_p - 1/x_f) \quad (2)$$

که E انرژی ویژه شبکه، x_p و x_f به ترتیب اندازه بار ورودی و محصول و K_1 ثابت می‌باشد. کیک در سال ۱۸۸۵ تئوریهی را پیشنهاد و عنوان کرد که کاهش نسبی اندازه، انرژی معادلی را نیاز دارد. معادله کیک به صورت زیر می‌باشد:

$$E = K_2 \ln(x_f/x_p) \quad (3)$$

که E انرژی ویژه شبکه، x_p و x_f به ترتیب اندازه بار ورودی و محصول و K_2 ثابت می‌باشد. باند در سال ۱۹۵۲ قانون خردایش مکانیکی را پیشنهاد و انرژی مورد نیاز برای آن را متناسب با مجموع طول ترک‌های جدید ایجاد شده عنوان کرد. معادله باند به صورت زیر می‌باشد:

¹-Rittinger

²- Kick

³- Bond

⁴- Walker

$$E=K_3(1/x_p^{0.5}-1/x_f^{0.5}) \quad (4)$$

که E انرژی ویژه شبکه، x_p و x_f به ترتیب اندازه بار ورودی و محصول و K_3 ثابت می‌باشد. هوکی^۱ در سال ۱۹۶۲ سه تئوری انرژی - کاهش اندازه مذکور را ارزیابی و عنوان کرد که هر یک از این تئوری‌ها برای محدوده‌های مختلفی قابل کاربرد می‌باشد. معادله کیک در سنگ‌شکن، معادله ریتینگر در محدوده آسیا ریز و معادله باند در محدوده آسیا سنتی قابل کاربرد می‌باشد. در نهایت شکل کلی انرژی خردایش مکانیکی توسط وی اصلاح شد. او عنوان کرد که رابطه انرژی - کاهش اندازه، ترکیبی از این سه قانون می‌باشد. هوکی ادعا کرد که توان n در معادله ۵ ثابت نیست و وابسته به بعد (اندازه) مشخصه ذره است و معادله انرژی - کاهش اندازه به صورت زیر اصلاح می‌گردد:

$$dE=-Cdx/x^{f(x)} \quad (5)$$

از میان سه تئوری مذکور، قانون باند را می‌توان به‌طور منطقی برای محدوده عملکرد آسیای میله‌ای و گلوله‌ای به کار برد. شکل کلی معادله باند به صورت زیر می‌باشد:

$$W=W_i(10/P_{80}^{0.5}-10/F_{80}^{0.5}) \quad (6)$$

که W کار ورودی (Kwh/t)، W_i اندیس کار (Kwh/t) که مقاومت ماده معدنی در برابر آسیا شدن و سنگ‌شکنی را بیان می‌کند و P_{80} و F_{80} به ترتیب ۸۰ درصد اندازه عبوری بار ورودی و محصول (microns) است. باند در سال ۱۹۵۲ آزمایش استاندارد را برای تعیین اندیس کار آسیاهای گلوله‌ای و میله‌ای توسعه و آن را در سال ۱۹۶۱ اصلاح کرد. اندیس کار برای آسیا گلوله‌ای از طریق رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$W_i=49/P^{0.23}G_{bp}^{0.82}(10/P_{80}^{0.5}-10/F_{80}^{0.5}) \quad (7)$$

که P اندازه دهانه سرنده (microns)، G_{bp} قابلیت آسیا کردن (netg/rev) و F_{80} و P_{80} به ترتیب ۸۰ درصد اندازه عبوری محصول و بار ورودی (microns) می‌باشد. اخیراً معادله باند به منظور بهبود پیش‌بینی مدار آسیا گلوله‌ای/نیمه خودشکن اصلاح شده‌است. همان‌طور که اشاره شد هوکی توان n را تابع اندازه خرده دانست و معادله زیر را جهت محاسبه میزان انرژی مورد نیاز در فرآیند خردایش مکانیکی پیشنهاد کرد:

¹- Hukki

$$W = M_i 4 (x_2^{F(x_2)} - x_1^{F(x_1)}) \quad (8)$$

که M_i اندیس کار که وابسته به خصوصیات شکست ماده معدنی (Kwh/t) است. این شاخص هنگام آسیا کردن از محصول مرحله نهایی سنگ شکن تا ۷۵۰ میکرون (دانه درشت) با عبارت M_{ia} بیان می شود و برای کاهش اندازه از ۷۵۰ میکرون تا محصول نهایی آسیا گلوله ای تحت عنوان M_{ib} بیان می گردد. W انرژی خردایش مکانیکی ویژه (Kwh/t)، x_2 ۸۰ درصد اندازه عبوری محصول (microns)، x_1 ۸۰ درصد اندازه عبوری بار اولیه (microns) است. همچنین مقادیر $F(x_1)$ و $F(x_2)$ از رابطه زیر به دست می آید:

$$F(x_i) = -(0.295 + x_i/1000000) \quad (9)$$

شاخص M_{ib} را می توان از آزمایش استاندارد باند و توسط رابطه زیر به دست آورد:

$$W_i = 18.18/P^{0.295} G_{bp} (P_{80}^{F(P_{80})} - F_{80}^{F(F_{80})}) \quad (10)$$

که P اندازه دهانه سرنده (microns)، G_{bp} قابلیت آسیا کردن (netg/rev) و F_{80} و P_{80} به ترتیب اندازه عبوری محصول و بار ورودی (microns) است (Jankovic et al., 2010).

پیوست ۶: هزینه‌های حفاری و انفجار و خردایش مکانیکی

هزینه حفاری و انفجار (تومان بر تن)	هزینه حفاری (تومان بر تن)	هزینه انفجار (تومان بر تن)	خرج ویژه (کیلوگرم بر مترمکعب)
۳۷۴	۱۴۳	۲۳۱	۰/۷۱
۴۱۹	۱۶۰	۲۵۹	۰/۸۰
۴۷۱	۱۸۰	۲۹۱	۰/۹۰
۵۲۴	۲۰۰	۳۲۴	۱/۰۰
۵۷۶	۲۲۰	۳۵۶	۱/۱۰

هزینه‌های خردایش مکانیکی (تومان بر تن)	انرژی مصرفی (کیلووات ساعت بر تن)	هزینه برق (تومان بر کیلووات ساعت)	اندیس کار باند (کیلووات ساعت بر تن)
۲۱۴۷/۹۵	۲۸/۶۴	۷۵	۱۴/۶۰
۱۹۶۱/۶۷	۲۶/۱۶	۷۵	۱۱/۷۶
۱۹۱۱/۸۲	۲۵/۵۰	۷۵	۹/۸۰
۱۸۳۳/۷۱	۲۴/۴۵	۷۵	۹/۱۷

Abstract

The comminution is a costly process in the mining operation. Blasting is the most cost effective stage in the comminution process. The blasting using fragmentation and preconditioning affect the comminution and decrease its costs. Blast-induced preconditioning using the creation and extension of cracks and microcracks” can increase grindability. In the pervious researches, preconditioning has studied using small scale blasting. In this research, first, preconditioning induced by bench blasting has been studied in small scale bench blasting tests on originally virgin material. Specimens of magnetic mortar, with an approximate scale of 1:100 relative to normal bench blasts, were blasted, weighing about 80 kg each. To evaluate the preconditioning induced by bench blasting, the the blast fragments from the tests for for the first row (virgin mortar) and the third row (preconditioned by the shooting of rows 1 and 2) were collected and subjected to so called Optimized Comminution Sequence (OCS) testing. The OCS test in this research included two steps crushing and two steps milling in closed circuit design to guarantee a small size reduction ratio. The results obtained showed a reduction of about 11% and 15% for batch 2013 and batch 2014 respectively in specific energy consumption due to the blast preconditioning of the third row burden relative to the virgin burden of the first row. Also, this method is suitable method to quantify the preconditioning. In the next step, geomechanical and breaking properties of the oxide ores have been studied using small and full scale blasting tests. The results showed that the percentage of magnetite has a direct relationship with uniaxial compressive strength, tensile strength and P and S wave’s velocities has an inverse relationship with Poisson's ratio and porosity. In addition, increasing the percentage of magnetite increase the mean fragment size and decrease energy consumption in comminution process.

Keyword: Comminution, Small scale blasting, Preconditioning, Rittinger coefficient, Preconditioning coefficient



Shahrood University of Technology

Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics Engineering

PhD Dissertation in Mining Exploitation

**Title of Dissertation: Blast Design Based on Specific Energy to
Decrease the Crushing and Milling Cost**

By: Hossein Inanloo Arabi Shad

Supervisors):

Dr. Farhang Sereshki

Dr Mohammad Ataei

Consulting Advisor:

Dr. Mohammad Karamoozian

September 2017