

الله
الرحمن الرحيم



دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان نامه کارشناسی ارشد استخراج مواد معدنی

بررسی نتایج حاصل از انفجار به روش بالشتک

هوایی در معادن سنگ آهن

نگارنده: احد صفایی ایدلیکی

اساتید راهنما

دکتر محمد عطایی

دکتر فرهنگ سرشکی

تیر ۱۳۹۷

تقدیم به

پدر و مادر عزیزم که نه می توانم گیسوانشان را که در راه عزت ما سفید
شد، سیاه کنم و نه برای دست های پینه بسته شان که ثمره تلاش برای
افتخار من است، مرهمی دارم.

پروردگارا

پس تو خدایم ده که هر لحظه شکر گزارشان باشم و ثانیه های عمرم
را در عصبای دست بودنشان بگذرانم.

شکر و قدردانی

نخستین پاس و ستایش از آن خداوندی است که بنده کوچکش را در دریای بیکران اندیشه، قطره‌ای

ساخت تا وسعت آن را از دریچه اندیشه‌های ناب آموزگاران بزرگ به تماشا نشیند. لذا اکنون که در سایه‌سار

بنده‌نوازی‌هایش پایان نامه حاضر به انجام رسیده است، بر خود لازم می‌دانم تا مراتب سپاس را از استادان

عزیزم، جناب دکتر محمد عطایی و جناب دکتر فرهنگ سرشکی که زحمات راهنمایی این پایان نامه را بر عهده

داشتند، پاسگذاری نمایم.

در انتها از مهندس هادی مجیدی و مهندس میلاد لعل عالی که مراد انجام این پایان نامه یاری نمودند، شکر

می‌کنم.

تعمیرنامه

اینجانب احد صفایی ایدلیکی دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی معدن (استخراج) دانشکده معدن، نفت

و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه بررسی آتشفشانی به روش بالستیک هوایی برای حذف اضافه حفاری

تحت راهنمایی دکتر محمد عطایی و دکتر فرهنگ سرشکی متعهد می‌شوم:

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

تاریخ: / /

امضای دانشجو

مالکیت نتایج و حق نشر

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

چکیده

هدف از معدن‌کاری، استخراج ماده معدنی در یک برنامه زمانی از پیش تعیین شده با حداکثر میزان تولید مشخص شده و کم‌ترین هزینه‌ها و خطرات جانبی و دستیابی به یک خردایش مطلوب می‌باشد. در این پایان نامه ابتدا روش آتشکاری در معادن سنگ آهن سنگان و سپس نتایج بعد آتشکاری از قبیل خردایش با استفاده از آنالیز تصویری مورد تجزیه و تحلیل قرار گرفت. به علت مشکلات عدیده در مشاهدات میدانی انفجار از قبیل تولید قطعات درشت و پاشنه در کف پله و همچنین عقب زدگی و از طرفی بالا رفتن هزینه های حفاری و مواد ناریه سعی شد اصلاح روش آتشکاری مورد ارزیابی قرار گیرد. بدین منظور از روش بالشتک هوایی یا پاور دک که در چندین سال اخیر در معادن دنیا و نیز ایران مورد استفاده قرار گرفته و نتایج رضایت بخشی داشته است بهره برده شد. بدین منظور با حذف اضافه حفاری و قرار دادن فاصله هوایی خالی به طول یک متر در انتهای چال ضمن کاهش میزان حفاری ، مقدار آنفو مصرفی برای هر چال نیز کمتر شد و بعد از بررسی های پس از انفجار مشخص گردید که خردایش سنگ ها بهبود و لرزش و صدای انفجار نیز کاهش یافته است. در پایان از لحاظ اقتصادی با این روش ۱۵ درصد در هزینه های حفاری و انفجار صرفه جویی شد.

کلمات کلیدی: بالشتک هوایی، معادن سنگ آهن سنگان، خردایش، آنالیز تصویری، آتشکاری

فهرست مطالب

ی	فهرست اشکال
م	فهرست جداول
۱	فصل اول.....
۲	۱-۱ مقدمه.....
۲	۲-۱ تعریف مسئله.....
۳	۳-۱ اهمیت مسئله.....
۳	۴-۱ ضرورت تحقیق.....
۳	۵-۱ اهداف تحقیق.....
۴	۶-۱ روش انجام تحقیق.....
۴	۷-۱ سابقه علمی موضوع.....
۷	۸-۱ ساختار پایان نامه.....
۹	فصل دوم.....
۱۰	۱-۲ مقدمه.....
۱۰	۲-۲ پیامدهای انفجار.....
۱۲	۳-۲ بهینه سازی هزینه های چالزنی و آشکاری.....
۱۵	۴-۲ پارامترهای مؤثر بر طراحی الگوی انفجار.....
۱۶	۵-۲ پارامترهای قابل کنترل.....
۱۶	۱-۵-۲ قطر چال.....
۱۷	۲-۵-۲ بار سنگ.....
۱۸	۳-۵-۲ فاصله ردیفی چالها.....
۲۰	۴-۵-۲ ارتفاع پله.....
۲۰	۵-۵-۲ اضافه حفاری.....
۲۱	۶-۵-۲ گل گذاری.....
۲۲	۷-۵-۲ شیب چال.....
۲۳	۸-۵-۲ خرج ویژم.....
۲۴	۶-۲ پارامترهای غیر قابل کنترل.....
۲۴	۱-۶-۲ مقاومت فشاری تک محوره.....
۲۵	۲-۶-۲ تخلخل.....
۲۶	۳-۶-۲ حفره ها.....
۲۷	۴-۶-۲ وزن مخصوص سنگ.....
۲۸	۵-۶-۲ سیستم درزه ها.....

۲۸	۷-۲ روش آنالیز تصویری و نرم افزارهای مربوط به آن.....
۲۸	۱-۷-۲ مقدمه.....
۳۰	۲-۷-۲ اصول کار در روش آنالیز تصویری.....
۳۰	۳-۷-۲ مراحل انجام آنالیز تصویری.....
۳۰	۴-۷-۲ نمونه گیری.....
۳۲	۵-۷-۲ تصویربرداری.....
۳۵	۶-۷-۲ آنالیز تصویری.....
۳۶	۷-۷-۲ خطاهای موجود در روش آنالیز تصویری.....
۳۷	۸-۲ خطاهای ذاتی روش آنالیز تصویری.....
۳۷	۱-۸-۲ خطای تحلیل دو بعدی.....
۳۷	۲-۸-۲ خطاهای جدا انگاشتن و ادغام شدگی.....
۳۸	۳-۸-۲ خطای هم پوشانی خرده سنگ‌ها.....
۳۹	۴-۸-۲ خطای پنهان شدن خرده سنگ‌های ریز در لابلای خرده سنگ‌های درشت.....
۳۹	۵-۸-۲ خطاهای عکس برداری.....
۴۰	۶-۸-۲ وضوح تصویر.....
۴۰	۷-۸-۲ نورپردازی در هنگام تصویربرداری.....
۴۲	۸-۸-۲ خطای پرسپکتیو.....
۴۳	۹-۲ مزایا و معایب روش آنالیز تصویری.....
۴۴	۱۰-۲ معرفی نرم‌افزارهای مختلف در روش آنالیز تصویری.....
۴۴	۱-۱۰-۲ نرم‌افزار WipFrag.....
۴۵	۲-۱۰-۲ نرم‌افزار FragScan.....
۴۵	۳-۱۰-۲ نرم‌افزار TUCIPS.....
۴۶	۴-۱۰-۲ نرم‌افزار GoldSize.....
۴۸	۵-۱۰-۲ نرم‌افزار Split Desktop.....
۵۲	۶-۱۰-۲ نرم‌افزار Split Online.....
۵۲۳	۱۱-۲ جمع بندی.....
۵۵	فصل سوم.....
۵۶	۱-۳ مقدمه.....
۵۶	۲-۳ موقعیت جغرافیایی.....
۵۷	۳-۳ راه‌های دسترسی.....
۵۸	۴-۳ معدن سنگ آهن سنگان.....
۵۹	۵-۳ آنومالی‌های مورد مطالعه.....
۵۹	۱-۵-۳ آنومالی B.....
۵۹	۲ ۱ ۳ آنومالی C.....
۶۱	۶-۳ تاریخچه معدن.....
۶۴	۷-۳ شرایط آب و هوایی.....
۶۴	۸-۳ نزولات جوی.....

۶۵.....	۹-۳	باد خیزی.....
۶۶.....	۱۰-۳	شبکه انتقال برق و آب.....
۶۶.....	۱۱-۳	ویژگی‌های انسانی و اقتصادی.....
۶۶.....	۱۲-۳	زمین شناسی عمومی منطقه.....
۶۸.....	۱۳-۳	سنگ‌شناسی محدوده مورد مطالعه.....
۷۰.....	۱۴-۳	کانی‌های تشکیل دهنده کانسنگ.....
۷۱.....	۱۵-۳	کارخانه‌های کنسانتره سازی و گندله سازی.....
۷۱۵.....	۱۵-۳	جمع بندی.....
۷۷.....		فصل چهارم.....
۷۸.....	۱-۴	بررسی آتشیاری در معادن سنگان.....
۷۸.....	۲-۴	بررسی انفجارهای انجام شده.....
۸۶.....	۳-۴	اروش پاور دک.....
۸۷.....	۱-۳-۴	اروش اجرا.....
۸۹.....	۲-۳-۴	پاور دک در معادن دنیا.....
۹۰.....	۳-۳-۴	برآوردها و نتایج اقتصادی.....
۹۳.....	۴-۳-۴	بررسی خردایش حاصل از روش پاور دک.....
۹۴.....	۴-۴	جمع بندی.....
۹۵.....		فصل پنجم.....
۹۶.....	۱-۵	نتیجه گیری.....
۹۷.....	۲-۵	پیشنهادات.....
۹۹.....		منابع و مراجع.....

فهرست اشکال

- شکل ۱-۲: ارتباط طول خرج با حداکثر سرعت افقی ذره ۱۲
- شکل ۲-۲: دیاگرام چرخه معدنکاری ۱۲
- شکل ۳-۲: هزینه های چالزنی هر متر چال ۱۳
- شکل ۴-۲: هزینه های چالزنی هر متر مکعب سنگ حفر شده ۱۳
- شکل ۵-۲: تغییرات هزینه چالزنی با قطر چال ۱۴
- شکل ۶-۲: تغییرات هزینه های کل چالزنی و آتشکاری با قطر چال ۱۵
- شکل ۷-۲: رابطه بین قطر چال و ضخامت بار سنگ ۱۸
- شکل ۸-۲: رابطه بین خرج ویژه و هزینه های کلی حفاری تا سنگ شکنی ۲۴
- شکل ۹-۲: نمونه ای از تصویر برداشت شده از مواد دانه درشت ۳۴
- شکل ۱۰-۲: نمونه ای از تصویر برداشت شده از مواد با ابعاد متوسط ۳۴
- شکل ۱۱-۲: نمونه ای از تصویر برداشت شده از مواد با ابعاد ریز ۳۵
- شکل ۱۲-۲: خطای جدا انگاشتن ۳۸
- شکل ۱۳-۲: نمونه ای از هم پوشانی خرده سنگ ها ۳۹
- شکل ۱۴-۲: نمونه ای از تصویر برداشت شده که به دلیل نورپردازی نامناسب جهت آنالیز تصویری مناسب نمی باشد ۴۲
- شکل ۱۵-۲: محیط کاری نرم افزار WipFrag ۴۵
- شکل ۱۶-۲: محیط کاری نرم افزار GoldSize ۴۶
- شکل ۱۷-۲: ترسیم محیط قطعات در نرم افزار GoldSize ۴۷

- شکل ۲-۱۸: منحنی دانه‌بندی حاصل از آنالیز عکس در نرم‌افزار GoldSize ۴۷
- شکل ۲-۱۹: محیط کاری نرم‌افزار Split Desktop ۴۹
- شکل ۲-۲۰: عکس مناسب جهت آنالیز در نرم‌افزار Split Desktop ۵۱
- شکل ۲-۲۱: تصویر شماتیک مراحل آنالیز تصویری توسط نرم افزار Split Online ۵۲
- شکل ۲-۲۲: تصویر برداری به صورت اتوماتیک از نوار نقاله ۵۳
- شکل ۳-۱: موقعیت جغرافیایی و راههای دسترسی به منطقه ۵۷
- شکل ۳-۲: نقشه راههای دسترسی به توده‌های B و C_n ۵۸
- شکل ۳-۳: جانمایی آنومالی‌های مختلف معدن سنگ آهن سنگان و مراحل مطالعاتی آنها ۶۰
- شکل ۳-۴: جانمایی آنومالی‌های مورد مطالعه ۶۰
- شکل ۳-۵: نقشه زمین‌شناسی منطقه مورد مطالعه ۶۸
- شکل ۳-۶: موقعیت جانمایی کارخانه کنسانتره ۷۲
- شکل ۳-۷: آسیای خود شکن و کارخانه ۷۴
- شکل ۴-۱: ترازهای فعال معدن C_n ۷۹
- شکل ۴-۲: نمونه‌ای از عکس آنالیز شده کروکی شماره Cn-117-1550 ۸۱
- شکل ۴-۳: نتیجه حاصل از آنالیز یکی از تصاویر برداشت شده کروکی Cn-117-1550 ۸۱
- شکل ۴-۴: الگوی آتشکاری کروکی شماره Cn-117-1550 ۸۲
- شکل ۴-۵: نتایج آنالیز تصویری کلی زون باطله ۸۳
- شکل ۴-۶: نمایی از سنگ‌های بزرگ مقیاس ۸۴
- شکل ۴-۷: نتیجه یک انفجار نامناسب در زون باطله ۸۴
- شکل ۴-۸: وجود پاشنه در کف کروکی و حفاری ثانویه ۸۵

- شکل ۴-۹: عقب زدگی پشت سینه کار ۸۵
- شکل ۴-۱۰: عقب زدگی پشت سینه کار ۸۵
- شکل ۴-۱۱: مکانیزم عمل انفجار به روش پاور دک ۸۸
- شکل ۴-۱۲: تفاوت خرج گذاری انفجار معمولی با روش پاور دک ۸۹
- شکل ۴-۱۳: دو نمونه از پلاگ های استفاده شده در آتشباری ۹۱
- شکل ۴-۱۴: نتایج آنالیز تصویری در کروکی انفجاری به روش پاور دک ۹۳

فهرست جداول

- جدول ۱-۱: سوابق تحقیقی در مبحث پاور دک ۴
- جدول ۱-۲: میزان انرژی آزاد شده در پیامدهای مختلف انفجار ۱۱
- جدول ۲-۲: نسبت مقدار اضافه حفاری به بارسنگ برای سازندهای مختلف سنگ ۲۱۱
- جدول ۳-۲: خرج ویژه برای سنگ‌های توده‌ای تا درزه‌ای ۲۴
- جدول ۱-۳: مشخصات و پارامترهای کمی و کیفی معادن سنگ آهن سنگان ۶۲
- جدول ۲-۳: محصولات کارخانه کنسانتره سازی و گندله سازی و موارد مصرف آن ۷۵
- جدول ۱-۴: مشخصات عملیات آتشیاری در کروکی های باطله معدن Cn ۷۹
- جدول ۲-۴: درصد سنگ‌های موجود در اندازه‌های مختلف (d: بعد سنگ بر حسب سانتیمتر)
..... ۸۲
- جدول ۳-۴: تفاوت پارامترهای طراحی شده در روش معمول آتشیاری و روش پاور دک. ۹۲
- جدول ۴-۴: مقایسه هزینه تمام‌شده روش پاور دک و روش معمول در چال‌های ۱۶۵ میلیمتری
..... ۹۲

فصل اول: کلیات

۱-۱ مقدمه

در دنیای امروزی که کاهش هزینه‌ها و افزایش سود لازمه پروژه‌های اقتصادی است، استفاده از تکنولوژی‌های جدید و روش‌های نو برای انجام پروژه‌ها اجتناب ناپذیر است. بخش معدن نیز از این قاعده کلی مستثنی نبوده و در این عرصه نیز فعالیت‌های زیادی انجام می‌گیرد.

از جمله مهم‌ترین مسائل و دغدغه‌های فنی و اقتصادی در استخراج معادن روباز اصلاح و بهینه‌سازی الگوی آتشکاری، استفاده حداکثر از انرژی مواد منفجره در جهت دستیابی به خردایش بهتر، کاهش میزان ارتعاشات زمین در کنار کاهش میزان مصرف ماده ناریه و همچنین اصلاح الگوی حفاری و کاهش و یا حذف اضافه حفاری می‌باشد. برای اصلاح الگوی آتشکاری و همچنین کاهش مصرف مواد ناریه روش‌هایی مبتنی بر استفاده از فاصله انداز هوایی یا پاور دک توسط محققین روسی ابداع شده است که به صورت موثری کارایی عملیات آتشکاری را افزایش می‌دهد. در این روش مصرف ماده ناریه به میزان چشم‌گیری کاهش پیدا می‌کند. این روش جدید یک نوع بهینه‌سازی الگوی آتشکاری است و در آن به جای قسمتی از خرج گذاری از فاصله هوایی استفاده می‌شود.

۱-۲ تعریف مسئله

در معادن روباز مراحل استحصال ماده معدنی شامل چالزنی، آتشکاری، بارگیری، باربری، خردایش و در نهایت فرآوری ماده معدنی می‌باشد. هر یک از این مراحل میزانی هزینه را به بهره‌برداری تحمیل می‌کند. از طرفی باید این نکته را مد نظر داشت که از بین انتخاب‌های موجود در روش‌های مربوط به هر یک از مراحل باید کم هزینه‌ترین آن‌ها انتخاب شود تا عملیات استحصال ماده معدنی سودآور باشد.

در روش‌های متداول مربوط به بخش آتشکاری طول مشخصی چال حفر شده و به دلیل وجود برخی مشکلات در پای پله اضافه حفاری به میزان مشخصی صورت می‌گیرد.

یکی از روش‌هایی که برای آتشکاری پیشنهاد و مورد استفاده قرار گرفته است، روش پاور دک می‌باشد. این روش با کاهش طول حفاری برای هر چال که کاهش میزان خرج مصرفی برای هر چال را

نیز به دنبال دارد، موجب کاهش هزینه‌های آتشکاری و حفاری می‌شود. همچنین بکارگیری این روش موجب خردایش مناسب در ابعاد یکنواخت می‌شود، در نتیجه هزینه‌های مربوط به خردایش کاهش یافته و همچنین راندمان وسایل بارگیری بالا می‌رود.

۱-۳ اهمیت مسئله

کاهش هزینه در هر یک از بخش‌های حفاری و آتشکاری موجب سودآوری بیشتر می‌شود. بکارگیری روش پاور دک باعث کاهش هزینه‌ها در تمامی مراحل ذکر شده می‌شود. نکته قابل توجه این است که فقط با تغییر در روش آتشکاری هزینه‌های مربوط به استحصال ماده معدنی در چندین مرحله کاهش می‌یابد که در نهایت هزینه کلی کاهش یافته قابل توجه است.

۱-۴ ضرورت تحقیق

واضح است که کاهش هزینه‌ها از اولویت‌های فعالیت‌های معدنی می‌باشد و همانطور که در بخش قبل بیان شد استفاده از روش پاور دک کاهش قابل توجهی در هزینه‌های کلی ایجاد می‌کند، پس به لحاظ زمانی استفاده هرچه سریعتر از این روش به سود شرکت‌های معدنی می‌باشد.

۱-۵ اهداف تحقیق

در این تحقیق استفاده از روش آتشکاری به وسیله پاور دک در معدن سنگ آهن سنگان مورد بررسی قرار گرفته است و اهداف دنبال شده در این تحقیق عبارتند از:

۱. مقایسه تغییرات هزینه‌های حفاری و خرج مصرفی در دو روش آتشکاری معمولی و روش

پاور دک

۲. مقایسه کیفیت خردایش در دو روش آتشکاری معمولی و روش پاور دک

۱-۶ روش انجام تحقیق

همانطور که در بخش اهداف تحقیق بیان شد این تحقیق به منظور مقایسه دو روش آتشکاری به روش معمولی و روش پاور دک و همچنین بررسی تغییرات پارامترهایی از قبیل هزینه حفاری، میزان خرج مصرفی، کیفیت خردایش می‌باشد. بدین منظور روش انجام تحقیق بدین صورت است که در ابتدا پارامترهای ذکر شده در روش متداول آتشکاری در معدن بررسی و اندازه‌گیری شده، سپس با روش پاور دک عملیات آتشکاری انجام می‌شود و پارامترهای مدنظر مورد بررسی قرار می‌گیرد و در نهایت این پارامترها را در دو روش مقایسه کرده و کارایی این روش را در این معدن مورد ارزیابی قرار می‌گیرد.

۱-۷ سابقه علمی موضوع

در جدول (۱-۱) سوابق پژوهش‌ها و تجربیات محققین و نتایج حاصله به همراه سال فعالیت ذکر

شده است.

جدول ۱-۱: سوابق تحقیقی در مبحث پاور دک

سال	محقق / محققین	خلاصه نتایج تحقیق
۲۰۰۰	جهانوار و جسوا ^۱	در این تحقیق روش پاور دک در یک معدن زغال در هند انجام شده که نتایج حاصل از آن به صورت زیر است. کاهش نرمه به میزان ۷۰٪-۶۰٪ در ماسه سنگ کاهش هزینه‌های آتشکاری بسته به نوع توده سنگ به میزان ۱۰٪-۳۵٪ افزایش کارایی شاول در بارگیری به میزان ۲۰٪-۴۰٪ کاهش بولدر تا ۸۰٪ کاهش لرزش زمین به میزان ۳۰٪-۹۴٪

^۱ Jhanwar & Jethwa

کاهش عقب زدگی به میزان ۳۵-۱۰٪ و در مواردی به میزان ۸۰-۵۰٪ [۱]		
<p>در این مطالعه به بررسی تأثیر استفاده از روش پاور دک در خردایش توده سنگ درزه‌دار در یک معدن روباز پرداخته شده است. نتایج نشان داده است که استفاده از این روش موجب بهبود خردایش و یکنواختی مواد حاصل از خردایش شده است همچنین انجام این روش نتایج زیر را به همراه داشته است.</p> <p>کاهش متوسط اندازه ذرات (MFS) از ۱-۰,۳۶ به ۰,۲۷-۰,۵۱ متر</p> <p>افزایش شاخص خردایش (FI) از ۱,۳۸ به ۴,۳۴</p> <p>تغییر خردایش حاصل از انفجار از ۳۷-۶۵٪ به ۶۶-۱۰۰٪</p> <p>همچنین در این تحقیق یک رابطه تجربی برای تخمین متوسط اندازه ذرات و شاخص خردایش در شرایط استفاده از روش پاور دک ارائه شده است [۱].</p>	جسوا و ردی	۲۰۰۱
این مطالعه با هدف مقایسه دو روش آتشکاری با استفاده از روش پاور دک و روش آتشکاری معمولی در معدن روبازی در غرب اسکونیدیدا انجام شده است و نتایج آن در عملیات بارگیری شاول مورد بررسی قرار گرفته است. استفاده از این روش موجب خردایش بهتر و عملکرد بهتر شاول در مواد حاصل از آتشکاری شده است [۱].	کوریا ^۱	۲۰۰۳

ادامه جدول ۱-۱ سوابق تحقیقی در مبحث پاور دک

خلاصه نتایج تحقیق	محقق/محققین	سال
<p>این مطالعه یک پروژه دو ساله بوده که در دوره اول تعداد ۳۶۰۰۰ چال حفر شده که طول هر چال ۴۸ فوت با ۸ فوت اضافه حفاری بوده است. در دوره دوم آزمایش پس از بهینه سازی آتشکاری با روش آتشکاری با استفاده از روش پاور دک چال هایی با طول ۴۴ فوت با ۴ فوت فاصله هوایی در نظر گرفته شده و هزینه ها به صورت زیر بوده است.</p> <p>هزینه های انجام روش بالشتک هوایی \$ ۲۹۷۰۰۰</p> <p>میزان صرفه جویی در هزینه های حفاری \$ ۱۸۳۲۴۰</p> <p>میزان صرفه جویی در هزینه مواد منفجره \$ ۱۰۸۰۰۰۰</p> <p>میزان صرفه جویی در هزینه های سالیانه \$ ۹۶۶۲۴۰ [۱]</p>	فلوید ^۲	۲۰۰۴

^۱ Correa

^۲ Floyd

<p>در این مطالعه دو روش آتشکاری با استفاده از بالشتک هوایی و آتشکاری معمولی مقایسه شده است و نتایج حاصل از جنبه های خردایش، لرزش زمین و میزان جابجایی کپه انفجاری مقایسه شده است و به صورت زیر میباشد.</p> <p>میزان لرزش زمین 33% کاهش پیدا کرده است.</p> <p>استفاده از روش پاوردک موجب کاهش P_{20} و P_{80} به میزان $24-21\%$ شده است.</p> <p>استفاده از روش پاوردک نسبت به روش معمول کف پله مسطح تری ایجاد کرده است. تعیین مقدار صحیح فاصله هوایی موجب کاهش در هزینه های مستقیم حفاری و مواد منفجره مصرفی خواهد شد. تفاوت قابل ملاحظه ای در کپه انفجاری هم به لحاظ شکل و هم به لحاظ مرکز ثقل و هم جابجایی آن در دو روش مشاهده نشده است [2].</p>	<p>روی^۱</p>	<p>۲۰۰۶</p>
<p>در این مطالعه تعداد ۳۰ انفجار به روش پاوردک انجام شده که طول فاصله هوایی $15-65\%$ طول خرج مصرفی هر چال تست شده است، همچنین دو پارامتر دیگر که عبارتند از فاصله داری درزه و جهت انفجار در نظر گرفته شده است. میانگین ابعاد ذرات حاصل از خردایش به کمک آنالیز تصویری به دست آمده به عنوان شاخص جهت بررسی نتایج حاصل از انفجار به کار گرفته شده است. نتایج نشان می دهد</p>	<p>لیلاسوکسری و جارونپاتاناپونگ^۲</p>	<p>۲۰۱۳</p>

ادامه جدول ۱-۱ سوابق تحقیقی در مبحث پاوردک

خلاصه نتایج تحقیق	محقق / محققین	سال
<p>با افزایش طول فاصله هوایی از یک مقدار مشخص میانگین ابعاد ذرات افزایش یافته و همچنین جهت آتشکاری به صورت نامطلوبی بدست آمده است. در این تحقیق رابطه میانگین ابعاد ذرات و طول فاصله هوایی در یک نمودار نشان داده شده است و با توجه به خوراک مورد نیاز برای سنگ شکن طول فاصله هوایی بین $20-30\%$ خرج اصلی در نظر گرفته شده است [۱].</p>	<p>لیلاسوکسری و جارونپاتاناپونگ</p>	<p>۲۰۱۳</p>
<p>در این مطالعه به بررسی فرارگیری یک فاصله هوایی در وسط گل گذاری که SPARSH نامگذاری شده پرداخته شده است. هدف از این مطالعه بررسی میزان ذخیره انرژی و تأثیر این فاصله هوایی در پرتاب گل گذاری است. آتشکاری انجام شده توسط دوربین های عکاسی با سرعت بالا ثبت شده و نتایج نشان می دهد نسبت به حالت عادی ماندگاری انرژی حاصل از انفجار بیشتر شده و سرعت خارج شدن گل گذاری کاهش یافته و همچنین خردایش بهبود یافته و بطور کلی استفاده از این روش مقرون بصرفه تشخیص داده شده است [۱].</p>	<p>سزید و سینگ^۳</p>	<p>۲۰۱۶</p>

^۱ Roy

^۲ Leelasukseree & Jaronpattanapong

^۳ Sazid & singh

۱-۸ ساختار پایان نامه

در فصل دوم مباحثی در مورد علم انفجار در معادن و همچنین روش پردازش تصویر برای بررسی خردایش بحث می‌گردد. در فصل سوم منطقه مورد مطالعه یعنی مجتمع معادن سنگ آهن سنگان معرفی می‌شود و در فصل چهارم پس از بررسی آتشفباری در معدن جهت بهینه‌سازی روش جدید پاور دک مورد ارزیابی قرار خواهد گرفت.

فصل دوم : معانیہم

۱-۲ مقدمه

استفاده از انفجار برای استخراج مواد معدنی به دلیل میزان تولید بالا و همچنین هزینه نسبتاً پایین در مقایسه با روش‌های دیگر کندن سنگ، امری اجتناب ناپذیر است. انرژی حاصل از مواد ماده منفجره علاوه بر اینکه صرف خردایش و جابجایی سنگ می‌شود اثرات جانبی غیرمفیدی از جمله لرزش زمین، لرزش هوا و پرتاب سنگ نیز دارد. عملیات انفجار معادن شامل مجموعه طراحی و اقداماتی می‌باشد که منجر به تولید سنگ‌های خرد شده با خردشوندگی مطلوب به کمک ماده منفجره در داخل چال‌ها می‌شود. همانطور که بیان شد عملیات انفجار پیامدهایی نظیر لرزش زمین، لرزش هوا و ایجاد پاشنه را نیز دنبال دارد. پارامترهای مربوط به خردایش به دو دسته قابل کنترل و غیر قابل کنترل تقسیم می‌شود که برای بهینه سازی انفجار باید پارامترهای قابل کنترل را تا حد ممکن تعدیل نمود. برای بهبود خردایش و کاهش عملیات انفجار و بارگیری و باربری علاوه بر انتخاب الگوی چالزنی مناسب می‌توان با انتخاب شیوه‌های آتشکاری مناسب، هزینه‌های آتشکاری را کاهش داد و یقیناً بهترین شیوه آتشکاری شیوه‌ای که از نظر تعدیل پارامترها بیشترین پارامترها را پوشش دهد و موجب کاهش پیامدهای حاصل از آتشکاری شود تا هم خطرات حاصله کمتر شود و هم موجب سودآوری بیشتر شود.

۲-۲ پیامدهای انفجار:

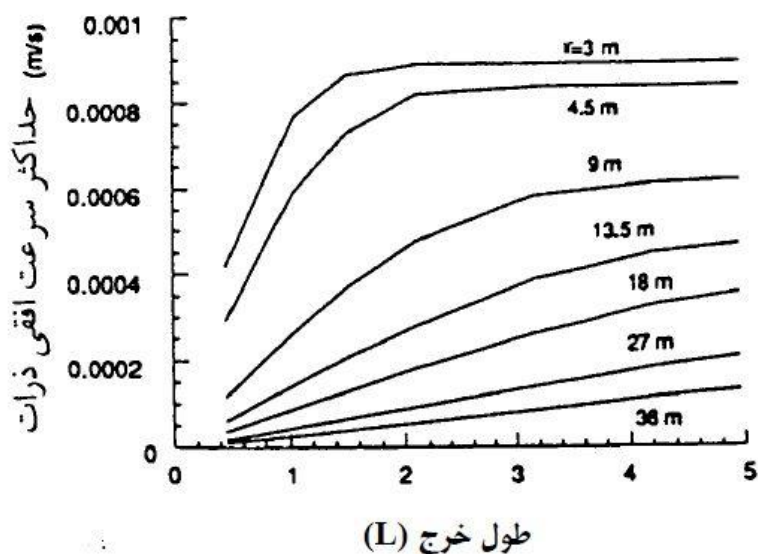
انرژی حاصل از انفجار ماده منفجره در چال علاوه بر اینکه موجب خردایش سنگ می‌شود پیامدهای غیر مفیدی مانند لرزش زمین، لرزش هوا و پرتاب سنگ را نیز به دنبال دارد که این پیامدهای منفی بیش از ۸۰٪ انرژی حاصل از انفجار را به خود اختصاص می‌دهند. میزان انرژی مصرفی انفجار در پیامدهای مختلف به شرح جدول ۱-۲ می‌باشد. [۳]

نوع پیامد	میزان انرژی (درصد)
ایجاد شکاف درجا	۱
شکستن سنگ	۱۴-۱۵
جابجایی	۴
خرد کردن در نزدیکی چال	۱-۲
پرتاب سنگ	۱
تغییر شکل سنگ	۱
لرزش زمین	۴۰
لرزش هوا	۳۸-۳۹

جدول ۱-۲: میزان انرژی آزاد شده در پیامدهای مختلف انفجار [۳]

از جمله عوامل موثر در لرزش زمین می‌توان به میزان خرج ویژه و طول خرج اشاره کرد که برای کاهش لرزش زمین می‌توان طول خرج و میزان خرج ویژه را کاهش داد اما این کاهش فقط تا میزان مشخصی می‌تواند لرزش زمین را کم کند و برای کاهش بیشتر لرزش زمین باید به میزان بیشتری کاهش پیدا کند. در مورد کاهش طول خرج مصرفی، با توجه به شکل ۱-۲ می‌توان به این موضوع اشاره کرد که در فواصل دور حداکثر سرعت افقی ذره بطور مستقیم با طول خرج متناسب است. در فواصل نزدیک با افزایش طول خرج حداکثر سرعت ذره نیز افزایش می‌آید تا اینکه بعد از یک فاصله معین حداکثر سرعت ذره مستقل از طول خرج می‌شود. با افزایش طول خرج بعد از این مقدار بحرانی فقط شکل موج منتشر شده تغییر می‌کند و حداکثر سرعت ذره تغییر محسوسی ندارد.

r: فاصله اندازه گیری از مرکز انفجار و L: طول خرج

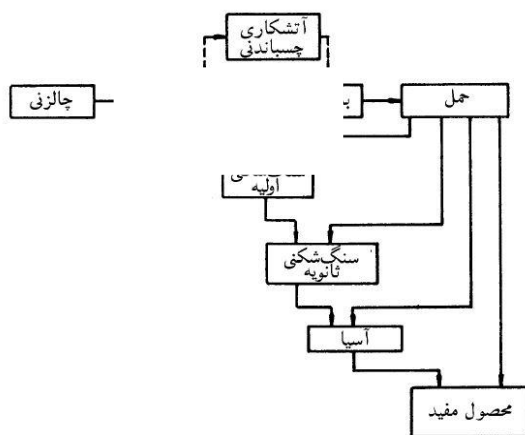


شکل ۲-۱: ارتباط طول خرج با حداکثر سرعت افقی ذره [۳]

۲-۳ بهینه‌سازی هزینه‌های چالزنی و آتشکاری:

در هر پروژه معدنی چالزنی و آتشکاری اولین عملیات اساسی سیستم پیوسته معدنکاری می‌باشد

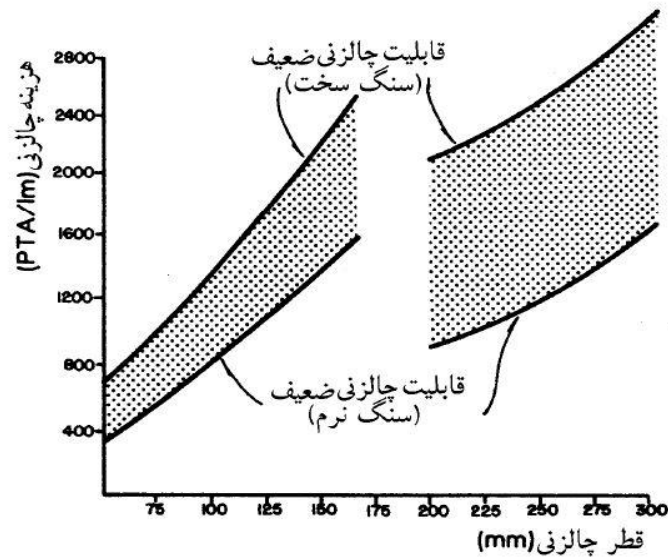
(شکل ۲-۲) و می‌تواند روی نتایج عملیات بعدی تولید و هزینه‌ها تاثیرگذار باشد.



شکل ۲-۲: دیاگرام چرخه معدنکاری [۳]

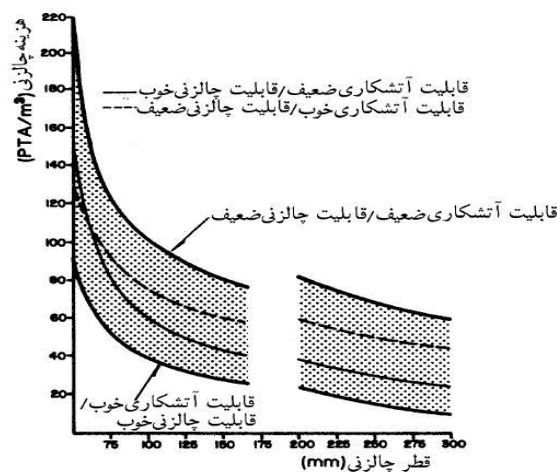
اگر هزینه‌های چالزنی بوسیله روش‌های متداول چالزنی محاسبه و تحلیل شوند به وضوح مشاهده

می‌شود که برای روش‌های ضربه ای_چرخشی و چرخشی هزینه‌ها همانند شکل ۲-۳ متناسب با قطر چال است.



شکل ۲-۳: هزینه‌های چالزنی هر متر چال [۳]

با احتساب قابلیت شکستن سنگ در اثر آتشکاری که به وسیله چالزنی ویژه شناخته می‌شود، هزینه‌های حفاری به صورت شکل ۲-۴ خواهد بود.



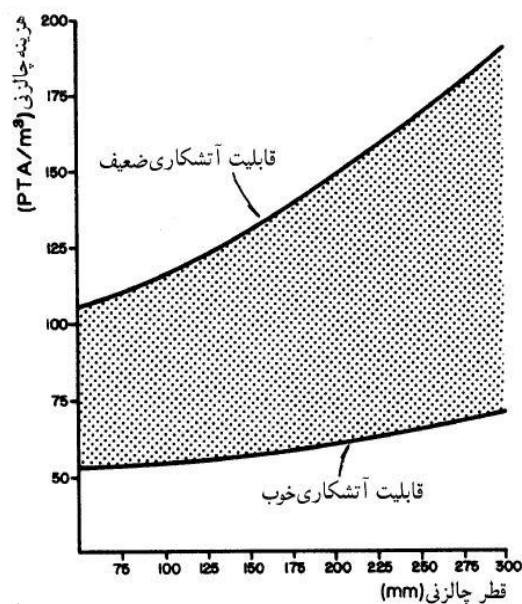
شکل ۲-۴: هزینه‌های چالزنی هر متر مکعب سنگ حفر شده [۳]

شکستگی منحنی‌ها به دلیل تغییر روش از DTH به چالزنی چرخشی می‌باشد. با افزایش قطر چال

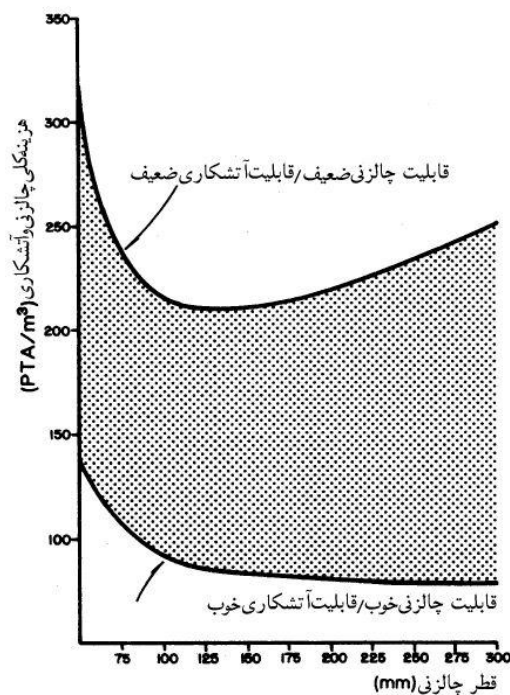
در حجم مشخصی از سنگ تعداد چال‌ها کمتر می‌شود و خرج مصرفی کمتر می‌شود همچنین از دیگر مزایای حفر چال با قطر بزرگ می‌توان به امکان مکانیزاسیون خرج گذاری، افزایش سرعت انفجار و راندمان انفجار بالا اشاره کرد، اما این افزایش قطر موجب تمرکز انرژی بیشتری در قسمت‌های نزدیک چال می‌شود و خردایش نامناسبی را ایجاد می‌کند که این پدیده در سنگ‌های درزه‌دار و دارای شکاف‌های اساسی و فاصله‌دار محسوس‌تر است. همچنین با افزایش قطر چال میزان گل‌گذاری نیز افزایش می‌آید که در این حالت امکان به وجود آمدن سنگ‌های بزرگ در بخش فوقانی چال وجود دارد که در بخش بارگیری و باربری محدودیت‌هایی ایجاد می‌کند.

با در نظر گرفتن تمامی این فاکتورها تغییرات هزینه‌های تقریبی آتشکاری مطابق شکل ۲-۵ و

۶ بدست می‌آید.



شکل ۲-۵: تغییرات هزینه چالزنی با قطر چال [۳]



شکل ۲-۶: تغییرات هزینه‌های کل چالزنی و آتشکاری با قطر چال [۳]

همان‌طور که از شکل‌های ۲-۵ و ۲-۶ پیداست عوامل دیگری نیز در هزینه‌های کلی چالزنی و آتشکاری تاثیر گذارند، مانند خواص سنگ، نرخ تولید، سازماندهی کار، محدودیت‌های محیط‌زیستی و غیره [۳].

۲-۴ پارامترهای مؤثر بر طراحی الگوی انفجار

به‌طور کلی در طراحی الگوی انفجار دو دسته عوامل نقش دارند که این پارامترها عبارتند از پارامترهای قابل کنترل مانند قطر چال، عمق چال، شیب چال، اضافه حفاری^۱، طول و نوع مواد گل‌گذاری، الگو حفاری و ترتیب انفجار که مهندس طراح می‌تواند آن‌ها را تغییر دهد و همچنین پارامترهای غیر قابل کنترل مانند خصوصیات مکانیک سنگی و زمین‌شناسی منطقه مانند مقاومت سنگ، وجود دسته‌درزه، جهت و امتداد آن و شرایط هوازدگی سنگ که برای ناحیه‌های مختلف متفاوت بوده و تحت کنترل طراح نمی‌باشد و نمی‌توان آن‌ها را تغییر داد. در این بخش پارامترهای

^۱ Subdrilling

قابل کنترل و غیرقابل کنترل در طراحی الگوی حفاری و آتشکاری شرح داده شده است.

۲-۵ پارامترهای قابل کنترل

پارامترهای قابل کنترل عبارتند از نوع و مقدار مواد منفجره مصرفی، روش خرج گذاری، سیستم انتقال انفجار و جهت آن، روش خرج گذاری، قطر و عمق چال، شیب چال، ارتفاع پله و اضافه حفاری، طول گل گذاری و نوع مواد مصرفی، طول بارسنگ و فاصله داری چال ها که در ادامه به تعدادی از این پارامترها که نقش اساسی در نتایج انفجار دارند، اشاره می شود.

۲-۵-۱ قطر چال

یکی از پارامترهای قابل کنترل آتشکاری، قطر چال است و انتخاب بهینه آن، مهم ترین فرآیند طراحی الگوی حفاری برای دستیابی به خردایش مطلوب و کاهش هزینه ها می باشد. عوامل زیادی در انتخاب قطر چال تأثیر گذارند که مهم ترین آن ها عبارتند از [۴]:

(۱) هزینه های حفاری و آتشکاری

(۲) ارتفاع پله و آرایش چال ها

(۳) درجه خردشدگی مورد نیاز

(۴) ظرفیت سنگ شکن

(۵) میزان تولید

(۶) نوع ماده منفجره

(۷) ظرفیت تجهیزات بارگیری

برای انتخاب قطر چال بهینه باید به تأثیر قطر چال بر سایر پارامترهای آتشکاری که در ادامه

شرح داده می شود، توجه کرد [۵].

۱- با افزایش قطر چال سرعت حفاری کاهش می یابد.

۲- هزینه حفر یک چال با قطر بیشتر نسبت به هزینه حفر همان چال با قطر کوچکتر، بیشتر

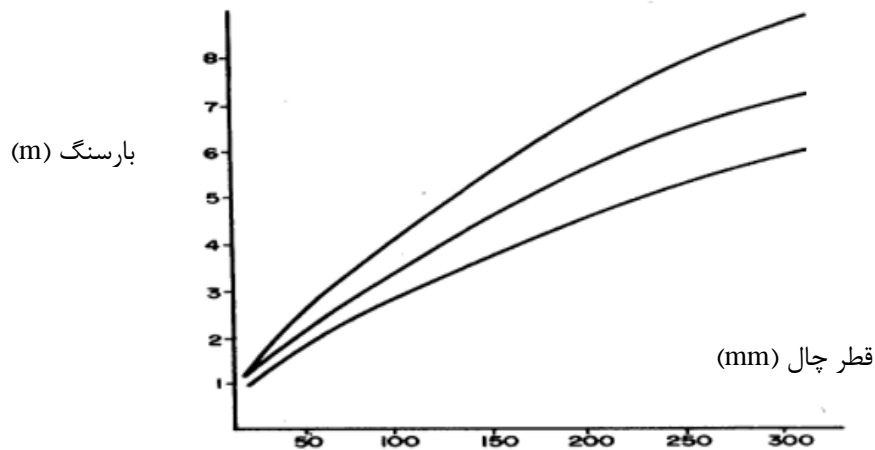
- می‌باشد. اما به دلیل افزایش قطر چال تعداد کل چال‌های شبکه انفجار کمتر شده و در نهایت هزینه‌های حفر چال و مواد منفجره با افزایش قطر چال کاهش می‌یابد.
- ۳- با افزایش قطر چال فاصله بین چال‌ها زیادتر شده و باعث تشکیل قطعات درشت سنگ^۱ شده و سرانجام باعث افزایش هزینه بارگیری، حمل و سنگ‌شکنی می‌شود.
- ۴- به دلیل افزایش فاصله چال‌ها از هم به علت افزایش قطر چال، تمرکز ماده منفجره در بعضی از نقاط بیشتر شده و باعث ایجاد خردشدگی غیریکنواخت و پرتاب سنگ می‌شود.
- ۵- شرایط اقتصادی نیز به شیوه خود در انتخاب قطر چال تأثیرگذارند زیرا حفر چال با قطر بزرگ نیاز به ماشین حفاری بزرگ و به عبارت دیگر نیاز به سرمایه‌گذاری بیشتر دارد.
- ۶- با افزایش قطر چال امکان مکانیزاسیون خرج‌گذاری بیشتر شده و در راندمان انفجار (مترمکعب سنگ آتشفشانی شده به ازاء واحد حجم چال) بالاتر می‌رود.
- ۷- چال‌های قطور، باعث ایجاد ترک و شکاف در کف پله بعدی می‌شود.
- ۸- با کاهش قطر چال، ارتفاع پله کاهش می‌یابد. در شرایط معمول ارتفاع پله را باید حدود ۶۰ تا ۱۲۰ برابر اندازه قطر چال در نظر گرفت.

۲-۵-۲ بار سنگ

- فاصله عمودی بین سطح آزاد تا اولین ردیف چال‌های انفجاری را بار سنگ می‌گویند. تغییر در اندازه ضخامت بار سنگ، در نتیجه انفجار تأثیر زیادی می‌گذارد. بنابراین برای انتخاب آن باید به یک سری از شرایط زیر توجه کرد [۴].
- ۱- با کاهش ضخامت بار سنگ، میزان خردایش، پرتاب سنگ و لرزش هوا بیشتر شده و بخش مهمی از انرژی ماده منفجره هدر می‌رود.
- ۲- مطابق شکل (۲-۷) با افزایش بار سنگ، قطر چال افزایش یافته و باعث کاهش هزینه‌های کلی

^۱ Bulder

ماده منفجره و حفاری می‌شود. به طور معمول اندازه بارسنگ را حدود ۲۵ تا ۴۰ برابر قطر چال در نظر می‌گیرند.



شکل ۲-۷: رابطه بین قطر چال و ضخامت بارسنگ [۴]

۳- اگر اندازه بارسنگ خیلی بزرگ باشد، باعث ایجاد عقب‌زدگی در شبکه انفجاری می‌شود. زیرا در این شرایط میزان حبس گازهای حاصل از انفجار زیاد شده و همین امر باعث فشار آوردن فشار به پشت چال می‌شود.

۴- اگر اندازه بارسنگ خیلی بزرگ باشد، توده‌سنگ جلو چال حرکت نمی‌کند و با کپه‌ای از سنگ خرد شده مواجه می‌شویم که در مراحل بعد، حفاری در آن سخت و یا غیرممکن می‌شود.

۲-۵-۳ فاصله ردیفی چال‌ها

فاصله بین چال‌ها در جهت عمود بر بارسنگ را فاصله ردیفی چال‌ها می‌گویند. تغییر در اندازه بارسنگ به طور مستقیم بر میزان فاصله ردیفی چال‌ها تأثیر می‌گذارد. معمولاً اندازه فاصله ردیفی چال‌ها حدوداً ۱ تا ۲ برابر اندازه بارسنگ در نظر می‌گیرند که هر چه ضریب سفتی پله (نسبت ارتفاع پله به ضخامت بارسنگ) بیشتر باشد، مقدار این ضریب نیز بیشتر می‌شود. برای محاسبه فاصله‌داری چال‌ها باید به نکات زیر توجه کرد [۵].

۱- اگر اندازه فاصله ردیفی چال‌ها بیش از میزان معمول باشد، محل شکستن سنگ ناهموار شده و به صورت دندان‌های می‌شود. در این شرایط سنگ‌های اطراف چال خرد شده و بین چال‌ها سنگ درشت باقی می‌ماند.

۲- چنانچه مقدار نسبت ارتفاع پله به بارسنگ کوچکتر از ۴ بوده و انفجار به صورت فوری باشد، می‌توان فاصله افقی چال‌ها را به کمک رابطه (۱-۲) محاسبه کرد. در این شرایط اگر انفجار تاخیری باشد برای محاسبه فاصله افقی چال‌ها می‌توان از رابطه (۲-۲) استفاده کرد.

$$S = 0.333(K + 2B) \quad (1-2)$$

$$S = 0.125(K + 7B) \quad (2-2)$$

در این رابطه:

B: ضخامت بارسنگ (m)

K: ضریب سفتی پله

۳- اگر فاصله ردیفی چال‌ها خیلی کمتر از حد مورد نیاز باشد، پس از انفجار قطعات درشت سنگ حاصل شده و رخساره پله خرد می‌شود. در این شرایط به علت نزدیکی چال‌ها به هم گازهای انفجار به سرعت در هوا پخش شده و موجب لرزش هوا می‌شود.

۴- چنانچه مقدار نسبت ارتفاع پله به بارسنگ بزرگتر از ۴ باشد، برای محاسبه فاصله افقی چال‌ها در زمان انفجار فوری از رابطه (۳-۲) و در زمان انفجار تاخیری از رابطه (۴-۲) می‌توان استفاده کرد.

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

$$S = 1.4B \quad (4-2)$$

در این رابطه:

B: ضخامت بارسنگ (m)

S: فاصله افقی چال‌ها (m)

۴-۵-۲ ارتفاع پله

مهم‌ترین عوامل تعیین کننده ارتفاع پله عبارت‌اند از:

میزان استخراج ماده معدنی

مقاومت سنگ

ارتفاع دسترسی ماشین‌آلات بارگیری

ارتفاع پله با سایر عوامل طراحی الگوی انفجار طبق موارد زیر ارتباط دارد [۴].

۱- اگر نسبت ارتفاع پله به بارسنگ (H/B) بزرگ باشد، جابه‌جایی و تغییر شکل سنگ‌ها به ویژه در مرکز پله ساده‌تر خواهد بود. آش در سال ۱۹۷۷ مقدار بهینه آن را به صورت $H/B > 3$ بیان نموده است. اگر $H/B = 1$ باشد اندازه قطعات حاصله بزرگ شده و موجب تشکیل پاشنه می‌شود. باید در این شرایط در کف پله حتماً از چاشنی استفاده شود. در حالت $H/B = 2$ این مشکلات تا حدودی حل شده و در حالت $H/B > 3$ کاملاً برطرف می‌شود.

۲- هرچه ضریب سفتی پله بزرگ‌تر باشد ارتفاع پله بیشتر بوده و با افزایش ارتفاع پله، ستون سنگی مقابل آن ضعیف‌تر می‌شود.

۳- افزایش طول پله باعث افزایش طول چال شده که این عمل باعث ایجاد مشکلاتی مانند کندی سرعت حفر چال در عمق زیاد و انحراف چال می‌شود.

۴- از آنجا که هزینه حفر چال، ضخامت بارسنگ و ارتفاع پله با قطر چال رابطه مستقیم دارند و نسبت K/B باید بیشتر از ۲ باشد تا نتایج انفجار مطلوب شود، طبیعی است که برای قطر چال باید یک حداقل ارتفاع پله معادل ۶۰ برابر اندازه قطر چال در نظر گرفته شود.

۵-۵-۲ اضافه حفاری

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

اثر آتشکاری در این نقطه کف پله ناصاف شده و قوزک به وجود می‌آید. با حفر اضافه حفاری این محدوده به کف پله نزدیک تر شده و از ایجاد قوزک جلوگیری می‌شود [۷].

در انتخاب اندازه اضافه حفاری باید به نکات زیر توجه کرد [۴].

۱- در طراحی‌های شبکه انفجاری طول اضافه حفاری را معادل $0/2$ تا $0/5$ ضخامت بارسنگ در نظر می‌گیرند. جدول (۲-۲) نسبت اضافه حفاری به بارسنگ برای بعضی از سازندهای سنگی مختلف را نشان می‌دهد.

جدول ۲-۲: نسبت مقدار اضافه حفاری به بارسنگ برای سازندهای مختلف سنگ [۴]

J/B	سازندهای سنگی مختلف
۰	لایه‌بندی شده با لایه‌های باز در پای پله
$0/1 - 0/2$	سنگ‌های نرم و پاشنه ضعیف
$0/3$	پاشنه معمولی و سنگ نسبتاً سخت
$0/4 - 0/5$	پاشنه محکم و سنگ‌های سخت

۲- اضافه حفاری بیش از حد باعث به وجود آوردن مشکلاتی نظیر بالارفتن هزینه‌های حفاری و آتشکاری، لرزش زیاد زمین، ایجاد مشکل چال‌زنی در پله پایینی و خردشدگی بیش از حد بر روی پله پایینی می‌شود.

۳- در صورت کم بودن اضافه حفاری مشکلاتی مانند ایجاد پاشنه در کف پله و عدم دسترسی خوب ماشین‌آلات بارگیری و باربری به نزدیکی پله ایجاد می‌شود.

۴- اگر شروع آتش چال از کف پله به بالا باشد، می‌توان طول اضافه حفاری را کمی کاهش داد.

۲-۵-۶ گل‌گذاری

معمولاً برای متراکم کردن فشار گاز حاصل از انفجار مقداری از فضای چال را با مواد گلی یا خورده سنگ‌ها پر می‌کنند تا هم انرژی فشاری گاز بیشتر شده و هم خطر پرتاب سنگ و لرزش هوا کم شود. به این عمل گل‌گذاری می‌گویند و معمولاً مقدار آن را $0/7$ تا $1/3$ ضخامت بارسنگ در نظر

می‌گیرند. اندازه طول گل‌گذاری باید با در نظر گرفتن شرایط زیر محاسبه شود [۴].

- ۱- کافی نبودن طول گل‌گذاری باعث خروج گازهای حاصل از انفجار قبل از کامل شدن از چال شده و باعث ایجاد لرزش هوا و پرتاب سنگ می‌شود.
- ۲- با افزایش بیش از حد مقدار گل‌گذاری سنگ‌های درشتی در قسمت‌های بالای پله تولید خواهد شد و تورم کپه کم و لرزش زمین زیاد می‌شود.
- ۳- بهتر است از مواد درشت زاویه‌دار با اندازه ۰/۰۴۰ تا ۰/۰۵۸ اندازه قطر چال استفاده شود.
- ۴- با کاهش کیفیت سنگ‌های استفاده شده، طول گل‌گذاری نیز افزایش یافته و معمولاً مقدار آن را ۲۰ تا ۶۰ برابر قطر چال در نظر می‌گیرند و تا حد امکان باید اندازه طول آن بیشتر از ۲۵ برابر قطر چال باشد تا مشکلاتی نظیر پرتاب سنگ و لرزش هوا اتفاق نیفتد.
- ۵- هنگامی که پرایمر در بالای چال باشد ممکن است در اثر انفجار فیتیله، گل‌گذاری خراب شده و مسیری برای خروج گازها ایجاد شود.
- ۶- چنانچه سرعت سیر امواج صوتی در سنگ بیشتر از سرعت ماده منفجره بوده و سنگ به شدت ترک خورده باشد می‌توان طول گل‌گذاری را کاهش داد.

۷-۵-۲ شیب چال

استفاده از چال‌های شیب‌دار در آتشکاری پله‌ای دارای مزایای و معایب خاصی می‌باشد. معمولاً در حفاری با دستگاه‌های ضربه‌ای - چرخشی از چال شیب‌دار و هنگام حفاری با دستگاه‌های چرخشی از چال‌های قائم استفاده می‌شود. نکاتی که در مورد انتخاب شیب چال باید در نظر گرفت به شرح زیر است [۵].

۱- در صورت استفاده از چال شیب‌دار نتایج خردشدگی، جابجایی و تورم کپه بهتری حاصل می‌شود.

۲- در چال‌های مایل عقب‌زدگی کمتری اتفاق می‌افتد.

۳- در چال‌های مایل اضافه حفاری کمتری لازم بوده و سطوح پله نسبت به چال‌های قائم در این شرایط صاف‌تر می‌شود.

۴- به دلیل تورم بیشتر و ارتفاع کمتر کپه در بلوک‌های منفجر شده با چال شیب‌دار، راندمان کار لودر افزایش می‌یابد.

۵- با حفر چال‌های شیب‌دار شکل نهایی پله شیب‌دار شده و از لحاظ ایمنی نسبت به زمانی که پله قائم باشد، ایمن‌تر می‌باشد.

۶- حفظ امتداد در حفر چال‌های عمودی نسبت به چال‌های افقی راحت‌تر بوده و میزان انحراف آن کمتر شده اما امکان خرد نشدن سنگ ته چال بیش از چاه مایل است.

۷- با حفر چال‌های مایل طول حفاری بیشتر می‌شود و به دلیل افزایش اصطکاک عمل بیرون کشیدن خرده‌های حفاری ضعیف‌تر انجام می‌شود.

۸- در چال‌های شیب‌دار سرعت نفوذ سرمته کم شده و میزان ساینده‌گی سرمته و لوله‌های حفاری بیشتر می‌شود.

۲-۵-۸ خرج ویژه

مقدار ماده منفجره لازم برای شکستن یک متر مکعب را خرج ویژه یا فاکتور پودر می‌گویند. مقدار خرج ویژه تابع نوع ماده منفجره، وزن مخصوص سنگ و زمین‌شناسی منطقه می‌باشد.

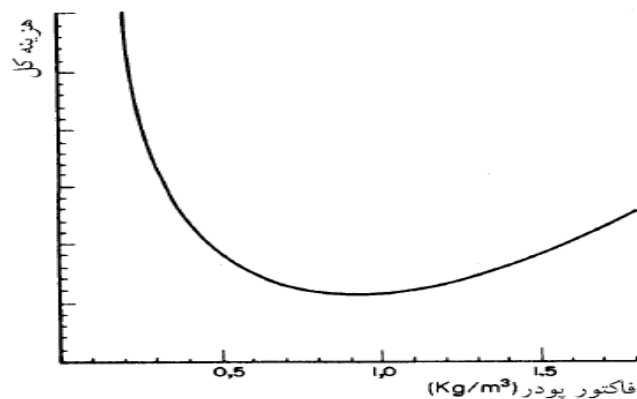
رابطه بین سایر پارامترهای الگوی انفجاری و خرج ویژه به شرح زیر است [۴].

۱- با افزایش خرج ویژه، قطر چال، درجه خردشدگی، مقاومت سنگ، جابجایی افزایش می‌یابد.

۲- با افزایش خرج ویژه علاوه بر ایجاد نتایج خوب در اندازه خردشدگی، تورم و جابجایی، مطابق

شکل (۲-۸) باعث کاهش هزینه‌های حفاری، آتشکاری، باربری و سنگ‌شکنی می‌شود.

۳- جدول (۲-۳) مقدار خرج ویژه برای آتشکاری در سنگ‌های مختلف را نشان داده است.



شکل ۲-۸: رابطه بین خرج ویژه و هزینه‌های کلی حفاری تا سنگ‌شکنی [۴]

جدول ۲-۳: خرج ویژه برای سنگ‌های توده‌ای تا درزه‌ای [۴]

خرج ویژه (kg/m^3)	نوع سنگ
۱/۵ - ۰/۱۶	سنگ‌های توده‌ای با مقاومت بالا
۰/۱۶ - ۰/۳	سنگ‌های با مقاومت متوسط
۰/۳ - ۰/۱	سنگ‌های بسیار درزه‌دار، هوازده یا نرم

۴- با افزایش تعداد سطح آزاد و کاهش درزه در سنگ‌های متراکم، خرج ویژه کاهش می‌یابد.

۵- اگر تعداد درزه و شکاف در سنگ به نحوی باشد که باعث اتلاف گازهای انفجار شود، خرج

ویژه بیشتری در نظر گرفته می‌شود.

۲-۶ پارامترهای غیرقابل کنترل

پارامترهایی که در طراحی الگوی انفجار غیر قابل تغییراند شامل شرایط زمین‌شناسی، مقاومت

سنگ می‌باشد که در ادامه تأثیر آن‌ها بر شبکه انفجاری بیان می‌شود.

۲-۶-۱ مقاومت فشاری تک‌محوره

میزان پایداری سنگ در مقابل تنش‌های فشاری، کششی، خمشی و برشی را مقاومت سنگ

می‌گویند. مقاومت فشاری و کششی سنگ‌ها اولین پارامترهای نشان‌دهنده مناسب بودن سنگ برای

آتشکاری است. هاینو در سال ۱۹۵۹ قابلیت آتشکاری را به صورت نسبت مقاومت فشاری تک‌محوره

به مقاومت کششی بیان کرد که هر چه این نسبت بیشتر باشد سنگ راحت تر خرد می شود [۴]. در عملیات های انفجار مقاومت فشاری و کششی نقش مهمی در نتیجه انفجارها دارند ولی در عملیات های حفاری مقاومت برشی نقش اساسی را ایفا می کند. به طور کلی اندازه مقاومت برشی یک سنگ حدود ۱۰ درصد مقاومت فشاری آن است [۴].

هنگامی که میزان تنش موج فشاری تشکیل شده بیش از مقاومت فشاری دینامیکی سنگ باشد، سنگ در اثر فروپاشی ساختار میان کانی های آن خرد می شود [۴]. عواملی همچون کانی های تشکیل دهنده سنگ، میزان هوازدگی آن و وجود ترک^۱ و شکاف^۲ تأثیر زیادی در مقاومت سنگ بکر دارند. چنانچه در سنگ سخت خرج گذاری بسیار بیشتر از مقدار مورد نیاز باشد پرتاب سنگ و لرزش هوا شدید می شود و چنانچه در سنگ سخت خرج گذاری کمتر از میزان مورد نیاز باشد، سنگ خورد شده اما جابجا نمی شود. پس در این شرایط با یک کپه خرد شده مواجه شده که حفاری در آن بسیار مشکل یا غیر ممکن خواهد بود [۵].

۲-۶-۲ تخلخل

تخلخل عبارت است از نسبت بین حجم کل منافذ نمونه سنگ به حجم کل همان نمونه که مقدار این پارامتر در سنگ های مختلف متغیر است. همواره با افزایش عمق به دلیل افزایش فشار میزان تخلخل سنگ کاهش می یابد.

به طور کلی با افزایش تخلخل قابلیت خرد شونده گی سنگ افزایش می یابد. برای انفجار در سنگ های متخلخل بهتر است از مواد منفجره ای استفاده شود که انرژی فشاری آن بیشتر از انرژی موجی باشد زیرا انرژی موجی به دلیل برخورد با محیطی با امپدانس کمتر از محیط اول منعکس شده و این اتفاق در سنگ تکرار شده و باعث اتلاف انرژی موجی سنگ می شود ولی گاز منبسط شده در داخل منافذ نفوذ کرده و باعث خرد شدن سنگ می شود.

^۱ Crack

^۲ Fissure

۲-۶-۳ حفره‌ها

- به دلیل انحلال سنگ‌ها در آب مانند غارهای آهکی و تأثیرگسل‌ها معمولاً در زیر زمین حفره‌ها و نواحی خالی یا سست شده ایجاد می‌شود که این نواحی باعث ایجاد مشکلات زیر می‌شوند [۵].
- ۱- در هنگام حفر چال در این نواحی هوای فشرده یا آب که برای سرد کردن سرمرته و خارج کردن خرده سنگ‌های حفاری استفاده می‌شوند، به هدر رفته و باعث فشار آمدن و داغ شدن سرمرته حفاری شده و موجب اصطکاک زودرس می‌شود.
 - ۲- در نواحی سست پس از حفر چال ممکن است دیواره آن ریزش کرده و قسمتی از چال را مسدود کند و همواره قسمتی از چال خرج گذاری نشود و تولید سنگ‌هایی با ابعاد بزرگ کند. برای مقابله با این مشکل کافی است بلافاصله پس از حفر چال لوله مقوایی در داخل آن جای داد.
 - ۳- در نواحی معدن که دارای مجموعه‌ای از لایه‌های مقاوم و غیرمقاوم بوده و پس از آتشکاری قطعات درشت سنگ تولید می‌شود، افزایش خرج ویژه این مشکل را به ندرت حل می‌کند. کافی است در این شرایط از چال‌های با ارتفاع کمتر استفاده کرد.
 - ۴- ممکن است در این حفره‌ها و درزه‌ها آب جمع شود و باعث عمل نکردن تعدادی از چال‌ها شده و یا در این نواحی خرده سنگ جمع شده و پس از انفجار باعث پرتاب سنگ شود.
 - ۵- در هنگام خرج گذاری در چال‌ها ممکن است مواد منفجره در این نواحی جمع شده و باعث تمرکز انرژی و نهایتاً لرزش زمین، هوا و پرتاب سنگ شود.
 - ۶- هنگام برخورد انرژی موجی به نواحی سست و حفره‌ها، به دلیل ایجاد اختلاف در امپدانس دو محیط انرژی موجی کاهش می‌یابد.
 - ۷- تکرار لایه های مقاوم و غیر مقاوم باعث ایجاد کپه انفجاری غیریکنواخت متشکل از سنگ‌های ریز و درشت می‌شود.

۲-۶-۴ وزن مخصوص سنگ

مقدار جرم در واحد حجم را وزن مخصوص گویند که یکی از پارامترهای اصلی برای طراحی الگوی حفاری بوده و بر حسب کیلوگرم بر مترمکعب بیان می‌شود. وزن مخصوص با مقاومت سنگ رابطه مستقیم داشته به طوری که مقدار ماده منفجره برای جابجا کردن سنگ به وزن مخصوص آن بستگی دارد.

عموماً سنگ‌های با چگالی پایین راحت‌تر خرد شده در حالی که سنگ‌های با چگالی بالا برای رسیدن به یک خردشدگی و تورم قابل قبول نیاز به ماده منفجره بیشتری دارند [۴].

انتقال انرژی انفجار به سنگ تابع عوامل زیر است [۵]:

کیفیت ماده منفجره و سنگ (ضریب امیدانس)

کیفیت خرج‌گذاری (ضریب جفت‌شدگی)

به کمک رابطه (۲-۵) می‌توان مقدار امیدانس ماده منفجره را محاسبه کرد.

$$I_e = D_e \times V_e \quad (۲-۵)$$

در این رابطه:

I_e : امیدانس ماده منفجره (kg/m^2sec)

D_e : وزن مخصوص ماده منفجره (kg/m^3)

V_e : سرعت انفجار ماده منفجره (m/sec)

همچنین با توجه به رابطه (۲-۶) امیدانس سنگ برابر است با حاصل ضرب دو پارامتر سرعت

امواج الاستیک در سنگ و وزن مخصوص سنگ.

$$I_r = D_r \times V \quad (۲-۶)$$

در این رابطه:

I_r : امیدانس سنگ (kg/m^2sec)

D_r : وزن مخصوص سنگ (kg/m^3)

V : سرعت امواج الاستیک در سنگ (m/sec)

با توجه به رابطه (۷-۲) مقدار ضریب انتقال انرژی از ماده منفجره به سنگ برابر است با:

$$\eta_1 = 1 - ((I_r - I_e)^2 / (I_r + I_e)^2) \quad (7-2)$$

همان‌طور که ملاحظه می‌شود هر چه قدر امپدانس سنگ به امپدانس ماده منفجره نزدیک‌تر باشد، میزان بیشتری از انرژی ماده منفجره به سنگ منتقل می‌شود. یعنی برای انفجار در هر سنگی باید از ماده منفجره ای استفاده کرد که امپدانس آن نزدیک به امپدانس سنگ بوده تا عمل خردایش حداکثر شود و درصد اتلاف انرژی ماده منفجره به حداقل برسد [۵].

۲-۶-۵ سیستم درزه‌ها

به شکستگی‌های موجود در سنگ درزه گفته می‌شود و تفاوت آن با گسل این است که بر خلاف گسل‌ها در سیستم درزه‌ها حرکت نسبی به موازات صفحه شکستگی وجود ندارد. فرنی^۱ در سال ۱۹۸۳ با انجام تحقیقات نشان داد که میزان اندازه ذرات خردشدگی انفجار در بلوک‌های دارای درزه و شکاف به اندازه ۱/۵ برابر اندازه خردشدگی در بلوک‌های نسبتاً سالم کاهش می‌یابد [۴].

۲-۷ روش آنالیز تصویری و نرم افزارهای مربوط به آن

۲-۷-۱ مقدمه

اکنون که در حدود ۴۰ سال از ارائه اولین مدل‌های پیش‌بینی خردایش می‌گذرد، همچنان نوع داده‌های ورودی پیش‌بینی خردایش، استفاده از این مدل‌ها را در عمل مشکل می‌سازد. از طرفی با توجه به این نکته که هر کدام از مدل‌های فوق در شرایط خاصی بدست آمده‌اند، لذا با تغییر شرایط از دقت آنها کاسته خواهد شد. به همین دلیل در طول زمان روش‌های متعددی در جهت تعیین دانه بندی ارائه گردیده است.

^۱ Ferny

در طول سال‌های گذشته تکنیک‌های آنالیز تصویری برای اندازه‌گیری ابعاد قطعات در مواد توده‌ای مختلف توسعه یافته است. این روش‌ها سرعت و دقت انجام آنالیز دانه بندی را افزایش داده است. روش آنالیزسرنندی به منظور تعیین دانه بندی در طول زمان به عنوان روشی وقت گیر اما با دقت مطرح بوده است. در مقابل روش‌های آنالیز تصویری که توسط نرم‌افزارهای هوشمند و غیر هوشمند انجام می‌گیرد، از لحاظ صرفه جویی در زمان و هزینه و همچنین تحلیل نتایج با چند روش دارای ارجحیت می‌باشد [۶].

با پیشرفت فناوری کامپیوتر درچه‌ای به سمت آنالیز تصویری و روش‌های مبتنی بر پیش‌بینی خردایش ناشی از انفجار توسط کامپیوتر باز گردید. امروزه با وجود سیستم‌های کامپیوتری جدید و پیشرفته و دوربین‌های ویدئویی، آنالیز تصاویر دیجیتال به عنوان روشی سریع و عملی برای اندازه‌گیری خردایش مطرح گردیده است. این روش‌ها جایگزین مناسبی برای روش‌های کند و کم دقتی مانند تخمین بصری، شمارش بولدرها و سرنند کردن نمونه می‌باشند [۶].

آنالیز تصویری در اندازه‌گیری توده‌ها به سه روش یک بعدی (1-D) دو بعدی (2-D) و سه بعدی (3-D) کاربرد دارد. ساده‌ترین روش، روش یک بعدی و پیچیده‌ترین آن روش سه بعدی است. روش سه بعدی به تجهیزات خاصی نیاز دارد. در حال حاضر مرسوم‌ترین روش، روش دو بعدی است. این روش نسبت به روش یک بعدی دارای دقتی بالاتر و نسبت به روش سه بعدی ساده‌تر و کاربردی‌تر است.

بطور کلی در یک روش آنالیز تصویری دو بعدی، طول، عرض، مساحت و محیط ذرات اندازه‌گیری می‌شود. بیشتر پژوهشگران برای ارزیابی نتایج آنالیز تصویری، به طور مستقیم یا غیرمستقیم توزیع دو بعدی را با توجه به صحت روش آنالیز سرنندی، به توزیع ابعادی بر اساس حجم تبدیل می‌نمایند. می‌توان گفت روش سرنندی کاملاً متفاوت از روش تصویری می‌باشد. برای تطابق این دو روش هیچ راهی وجود ندارد، مگر اینکه حجم زیادی از اطلاعات لازم در دسترس باشد. اما یک استثنا در این مورد، حالتی است که رابطه‌ای بین یک بعد قطعاً با دو بعد دیگر آن وجود داشته باشد (برای مثال

قطعات دارای ابعاد مساوی باشند).

۲-۷-۲ اصول کار در روش آنالیز تصویری

مرسوم‌ترین و پرکاربردترین روش در حال حاضر روش دو بعدی است که نسبت به روش یک بعدی دارای کاربرد بیشتری می‌باشد. آنالیز تصویری دو بعدی در اندازه‌گیری توده‌ها، آزمایشگاه‌ها (که آنالیز سرنندی استفاده می‌گردد)، برای آنالیز توده سنگ، توده‌های روی نوار نقاله و بار کامیون‌های معدنی استفاده می‌شود. مشکل مشترک در کاربرد انواع روش‌ها، تعریف استاندارد مناسب برای توزیع ابعادی ذره در آنالیز تصویری است. در آنالیز تصویری سعی بر آن است تا یک توزیع ابعادی منطبق بر نتایج آنالیز سرنندی تهیه شود. به همین دلیل روش‌هایی برای تبدیل توزیع ابعادی دو بعدی به توزیع سرنندی بررسی و ارائه شده است. به طور کلی در روش آنالیز تصویری دو بعدی، طول، عرض، مساحت و محیط ذرات اندازه‌گیری می‌شود. بیشتر محققین جهت ارزیابی نتایج آنالیز تصویری، به طور مستقیم یا غیر مستقیم توزیع دو بعدی را با توجه به صحت روش آنالیز سرنندی، به توزیع ابعادی بر اساس حجم تبدیل می‌نمایند. برای انجام این تبدیل، بعد سوم (ضخامت) را نسبتی از عرض قطعه در نظر گرفته و سپس حجم را با داشتن سه بعد محاسبه می‌کنند [۸].

۲-۷-۳ مراحل انجام آنالیز تصویری

در روش‌های آنالیز تصویری برای رسیدن به منحنی توزیع ابعادی قطعات خردشده، باید سه مرحله زیر به ترتیب انجام گیرد [۶]:

۱- نمونه‌گیری ۲- تصویربرداری ۳- آنالیز تصویری

۲-۷-۴ نمونه‌گیری

کیفیت، مقیاس و تعداد عکس‌ها سه عامل مؤثر بر خطای نمونه‌گیری هستند. کیفیت عکس‌ها به موقعیت و وضعیت توده نمونه‌گیری بستگی داشته و مهم‌ترین عامل در تهیه یک عکس معرف است. برای انتخاب محل مناسب تهیه تصویر، بررسی‌های متعددی انجام شده است. اما به علت شرایط

متفاوت سَر زمین در مشاهدات مختلف، نظرات متفاوتی وجود دارد. به عبارت دیگر شرایط عملیاتی تعیین کننده محل تهیه تصاویر معرف می باشد. در معادن زیرزمینی اغلب تصاویر مناسب را تنها می توان از نقاط تخلیه تهیه نمود. در عملیات سطحی می توان از سطح توده، جبهه کار بارگیری، مواد موجود در بار کامیون و یا روی نوار نقاله عکس برداری کرد. شرایط خاص انفجار مشخص می کند که کدام یک از این مکان ها نمونه معرف ارائه می دهد. [۹].

به طور کلی برای داشتن نتیجه ای قابل اطمینان و نزدیک به واقعیت و اجتناب از خطای نمونه گیری، بایستی از یک روش مناسب نمونه برداری برای تهیه عکس از توده خرد شده استفاده نمود. بدون یک راهبرد درست، خطای عکاس وارد تصویر و سپس نتایج می شود. دو نکته مهم در نمونه برداری عبارتند از:

۱- عکس ها باید معرف کل ابعاد موجود در کوپه باشند.

۲- تعداد عکس ها باید معرف درصد صحیحی از بازه های ابعادی موجود باشند.

بر این اساس، دو روش کلی نمونه گیری وجود دارد:

روش سیستماتیک (منظم)

روش غیر سیستماتیک (تصادفی)

در هر دو حالت، سطح توده خرد شده به بخش هایی تقسیم شده و سپس تصمیم گرفته می شود که از کدام بخش ها تصویر تهیه شود.

در نمونه برداری تصادفی یک یا چند بخش از سطح کپه سنگ خرد شده برای نمونه گیری انتخاب می شود. در نمونه برداری سیستماتیک یا از کل سطح خردایش نمونه گرفته می شود و یا گزیده ای از کل سطح بر اساس یک شبکه منظم ایجاد شده بر روی سطح، نمونه برداری می گردد. روش سیستماتیک نسبت به روش تصادفی زمان بر تر بوده و مستلزم آن است که عکاس در تمام مدت بارگیری در محل حضور داشته باشد. علاوه بر این تأخیری در عملیات ایجاد می کند [۹].

۲-۷-۵ تصویربرداری

گرفتن تصاویر به خصوص در روش‌های اتوماتیک، به دلیل متأثر بودن از شرایط عملیاتی از اهمیت خاصی برخوردار است. در نخستین مرحله باید روشی مناسب با انتخاب نوع دوربین و عکس برگزید و سپس به عواملی از قبیل ایجاد کنتراست^۱ مناسب، سطح یکنواخت و کاهش خطای پرسپکتیو توجه نمود [۱۰].

در بحث کیفیت تصویر باید به وضوح تصویر^۲، نورپردازی^۳ و همچنین وجود گرد و غبار در تصاویر دقت نمود. اکثر نرم‌افزارهای آنالیز تصویری قادر به شناسایی مرز بین ذرات ریز و نرمه نبوده و اغلب اوقات مجموعه‌ای از آن‌ها را به عنوان یک بلوک سنگ یکپارچه در نظر می‌گیرند.

توده انفجاری در حالت کلی تحت یک زاویه نسبت به افق قرار دارد، بنابراین باید زاویه نسبی محور دوربین را تنظیم کرد. در حالت کلی برای تهیه تصویری با کنتراست یکنواخت، بهتر است محور دوربین بر سطح مواد عمود باشد. عموماً روش‌های مختلف تحلیل، به مقدار کم انحراف از حالت عمودی چندان حساس نیستند؛ به خصوص زمانی که از لنز تل فوتو که تأثیر پرسپکتیو را کاهش می‌دهد، استفاده شود. اگر این امر نیز میسر نباشد، می‌وان از دو عدد مقیاس در داخل تصویر استفاده کرد.

جهت تعیین مقیاس، باید شیء یا مقیاس مشخصی در تصویر وجود داشته باشد. همچنین به منظور تصحیح کجی عکس زمانی که سطح توده بسیار نامنظم بوده و یا بر جهت دید دوربین عمود نباشد، باید از دو یا چند مقیاس در نقاط مختلف تصویر استفاده کرد. به عنوان مقیاس می‌توان از توپ، حلقه، طول مشخص کامیون یا نوارنقاله و حتی شخصی که قد وی اندازه‌گیری شده، در تصویر استفاده کرد. به طور کلی سه گستره ابعادی زیر در هر کپه ماده معدنی وجود دارد [۱۱]: مواد دانه درشت^۴،

^۱ - contrast: در روش آنالیز تصویری، اختلاف عددی بین روشنایی میانگین (میزان روشنایی) یک شیء و زمینه اطراف آن کنتراست نامیده می‌شود.

^۲ Resolution

^۳ Lighting

^۴ Boulder

مواد با ابعاد متوسط و مواد با ابعاد ریز یا نرمه^۱

بهتر آن است که از هر دسته به صورت جداگانه تصویر برداری شود و در نهایت نتایج آن ها با یک دیگر ترکیب گردد. آنالیز عکس های دارای هر سه گستره ابعادی کار دشواری بوده و همچنین میزان خطا را بالا می برد. هنگامی که با گستره وسیعی از ابعاد قطعات خرد شده در یک توده بزرگ سر و کار داریم، نمی توان نتایج مناسبی از یک عکس گرفت. با یک عکس ممکن است قطعات درشتی در توده وجود داشته باشند که در تصویر قرار نگیرند یا ذرات کوچک، در تصویر ریز نشان داده شوند [۱۰]. در شکل های (۲-۹) تا (۲-۱۱) گستره های ابعادی مواد دانه درشت، مواد با ابعاد متوسط و مواد با ابعاد ریز نشان داده شده است.

^۱ Fine



شکل ۲-۹: نمونه‌ای از تصویر برداشت شده از مواد دانه درشت [۱۰]



شکل ۲-۱۰: نمونه‌ای از تصویر برداشت شده از مواد با ابعاد متوسط [۱۰]



شکل ۲-۱۱: نمونه‌ای از تصویر برداشت شده از مواد با ابعاد ریز [۱۰]

ابعاد فضای مورد عکاسی برای هر گستره ابعادی متفاوت می‌باشد. در هنگام تصویربرداری از مواد دانه درشت و سطحی از مواد نرمه باید طول افقی تصویر حدود ۷ متر بوده تا سطح وسیع‌تری را شامل شود. این اندازه برای مواد با گستره متوسط (بین ۵ تا ۲۵ سانتی‌متر) حدود ۳ متر است [۱۱].

تعداد تصاویر تهیه شده از هر الگوی انفجاری برای محاسبه توزیع ابعادی نمونه معینی از مواد، ثابت نمی‌باشد. تعداد عکس‌ها وابسته به اندازه فیزیکی مجموعه مواد مورد نظر بوده و با تغییر از مکانی به مکان دیگر، تعداد و سایز عکس‌ها نیز تغییر می‌کند. به این منظور باید مناسب‌ترین تعداد عکس انتخاب شود تا کل گستره ابعادی قطعات موجود در کپه سنگ خرد شده، در تصاویر موجود باشند [۹].

۲-۷-۶ آنالیز تصویری

در روش دستی، مشخص نمودن محیط ذرات با ترسیم محدوده از روی عکس یا ترسیم آن بعد از دیجیتایز شدن توسط کامپیوتر انجام می‌شود. این روش بسیار وقت‌گیر است؛ هرچند اجازه تصحیح

مرز ذرات نامجزا و درهم را به کاربر می‌دهد. به این ترتیب خطای اندازه‌گیری کاهش می‌یابد. اما از آنجا که در یک زمان معین، تصاویر کمتری نسبت به روش‌های اتوماتیک قابل تحلیل است، احتمال افزایش خطا وجود دارد.

در روش اتوماتیک، نرم‌افزار محیط ذرات را ترسیم می‌نماید. نرم‌افزارهای آنالیز تصویری فراوانی وجود دارند به همین نسبت نیز روش‌های اتوماتیک متعددی موجود است. برای اطمینان از دقت نتایج باید کنتراست خوبی بین ذرات و زمینه تصویر وجود داشته باشد. بهترین حالت ممکن آن است که کل هدف در سایه باشد. ترکیبی از سایه و نور خطا بالایی ایجاد می‌کند. همچنین در این روش امکان تصحیح مرز ذرات وجود دارد. اما اگر به علت مناسب نبودن تصویر این کار زمان‌بر شود، مزیت اصلی این روش یعنی سرعت بالا در آنالیز تصاویر، زیر سوال می‌رود [۱۰].

نحوه ارائه نتایج آنالیز تصویری با توجه به مورد استعمال آن‌ها فرق می‌کند. در صنایع سنگ ساختمانی اکثراً توزیع جمععی لگاریتمی برای تعریف توزیع ابعادی استفاده می‌شود. اما مهندسی انفجار ترجیح می‌دهند با یک اندیس خردایش واحد کار کنند و بنابراین معمولاً مقدار ۵۰ درصد عبوری را به کار می‌برند، هر چند این پارامتر نیز در بعضی موارد توزیع را به خوبی توصیف نمی‌نماید [۹].

۲-۷-۷ خطاهای موجود در روش آنالیز تصویری

روش آنالیز تصویری بسته به کیفیت تصویر دیجیتال، نورپردازی، نحوه عکس‌برداری و... در خروجی خطاهایی در بردارد که دقت دانه بندی را کاهش می‌دهد؛ مجموعه این خطاها را می‌توان در دو دسته کلی طبقه بندی نمود [۱۲]:

۱- خطاهای ذاتی روش آنالیز تصویری

۲- خطاهای عکس‌برداری

۸-۲ خطاهای ذاتی روش آنالیز تصویری

روش آنالیز تصویری خردایش سنگ ذاتاً خطاهایی در مقایسه با آنالیز سرندی در بر دارد که به

شرح زیر می‌باشد:

۱-۸-۲ خطای تحلیل دو بعدی

آنالیز تصویری خردایش سنگ با استفاده از یک تصویر اپتیکی دو بعدی اطلاعاتی در مورد اندازه دانه‌بندی‌ها بدست می‌دهد. همین مسأله باعث می‌شود تا اطلاعات در مورد دانه‌بندی‌ها مربوط به سطح خرد شدگی‌ها باشد و نه حجم آن‌ها. در پردازش تصویر، روش‌هایی برای بازسازی تصویر سه بعدی از یک تصویر دو بعدی وجود دارد. از طرفی، عکس‌برداری دیجیتال متوالی از یک نمونه اما با زوایای متفاوت دید روشی است که می‌تواند یک تصویر دیجیتال سه بعدی به دست دهد. به نظر می‌رسد بدون نیاز به بازسازی تصویر سه بعدی و یا عکس‌برداری تصاویر سه بعدی دیجیتال، تنها از طریق کالیبراسیون تجربی بتوان بر این مسأله فائق شد.

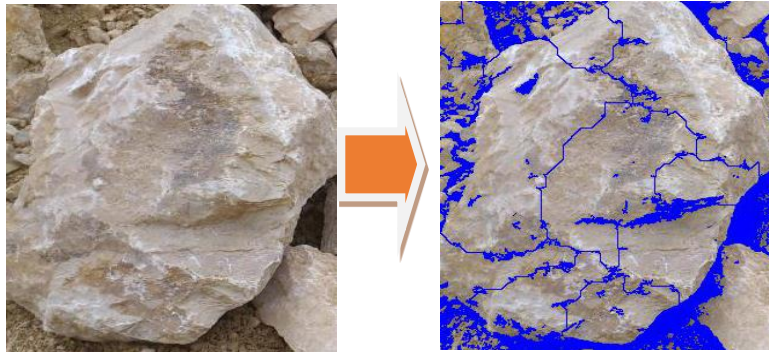
۲-۸-۲ خطاهای جدا انگاشتن^۱ و ادغام شدگی^۲

اندازه‌گیری ابعاد قطعات بر اساس تصویر اصلی سنگ نبوده و با توجه به شبکه حاصل از رسم محیط قطعات انجام می‌گیرد. چشم بشر برای تشخیص مرز قطعات سنگ در تصویر مشکل چندانی ندارد، اما کامپیوتر بدون داشتن یکسری دستورات پیچیده به راحتی قادر به تشخیص یک قطعه از قطعه کناری آن نمی‌باشد. نتایج آنالیز تصویری به دقت مرزیابی قطعات بستگی دارد. در سیستم‌هایی که مرزیابی قطعات بصورت هوشمند انجام می‌شود، چنانچه تشخیص مرز قطعات به عللی از جمله کیفیت بد عکس، روشنایی نامناسب یا نرم‌افزار با قدرت مرزیابی ضعیف از دقت کافی برخوردار نباشد، امکان ایجاد دو نوع خطای جدا انگاشتن و ادغام شدگی وجود دارد. خطای جدا انگاشتن عبارت از

^۱ Disintegration

^۲ Fusion

تقسیم یک بلوک بزرگ به قطعات کوچک در زمان رسم مرز قطعات است (شکل ۲-۱۲). این خطا زمانی ایجاد می‌گردد که بافت سطحی، سایه‌های موجود در عکس یا تغییرات رنگ، به اشتباه به عنوان محیط قطعات مشخص گردد. خطای ادغام شدگی، خطایی است که در آن کامپیوتر مرز بین ذرات ریز را تشخیص نداده و مجموعه‌ای از آن‌ها را به عنوان یک قطعه در نظر می‌گیرد [۶].



شکل ۲-۱۲: خطای جدا انگاشتن [۶]

۲-۸-۳ خطای هم پوشانی خرده سنگ‌ها

قرار گرفتن بخشی از خرده سنگ زیر خرده سنگ دیگر موجب تحلیل نادرست الگوریتم آنالیز تصویر از اندازه واقعی این خرده سنگ و خرده سنگ‌های مشابه شده و در واقع یک تخمین کمتر از واقع^۱ را سبب خواهد شد. در شکل (۲-۱۳) نمونه‌ای از هم پوشانی خرده سنگ‌ها نشان داده شده است.

^۱ Underestimation



شکل ۲-۱۳: نمونه‌ای از هم پوشانی خرده سنگ‌ها [۶]

۲-۸-۳ خطای پنهان شدن خرده سنگ‌های ریز در لابلای خرده

سنگ‌های درشت

خرده سنگ‌های درشت‌تر معمولاً در عکس برداری دیده می‌شوند؛ اما خرده‌های ریزتر در لابلای سنگ‌های درشت و شاید زیر آن‌ها پنهان می‌گردند و از دید دوربین مخفی می‌مانند. این مسأله سبب خواهد شد که توزیع آماری ناشی از آنالیز تصویری به اندازه ضریب خاصی بزرگ‌تر از توزیع آماری مربوط به آنالیز سرندی باشد؛ به عبارت بهتر آنالیز تصویری اندازه خرده سنگ‌ها را بزرگ‌تر اندازه می‌گیرد.

۲-۸-۴ خطاهای عکس برداری

این مجموعه از خطاها ناشی از عکس برداری غیر صحیح، ضعیف، غیر حرفه‌ای و یا غیر علمی است و با تصحیح پارامترهای مربوط به عکس برداری از قبیل کیفیت، نورپردازی، کنتراست و... می‌توان آن‌ها را تا حد زیادی برطرف نمود. مطالعات حاکی از آن است که در ایران ضریب کیفیت تصاویر گرفته شده از خردایش سنگ ناشی از انفجار پایین بوده و عکس برداری غیر صحیح و غیر علمی موجب بروز خطاهایی در نتایج دانه بندی‌ها می‌شود [۱۲]. در ادامه به معرفی عوامل موثر در ایجاد

خطای عکس برداری، پرداخته می شود.

۲-۸-۵ وضوح تصویر^۱

تصاویر گرفته شده باید حداقل وضوح لازم را برای پردازش دارا باشند. وضوح تصویر به معنای بالا بودن سائز تصویر نیست بلکه پارامترهایی از قبیل تعداد پیکسل در واحد سطح (dpi) ، ضریب کیفیت^۲ و ضریب تراکم^۳ در درجه اول از اهمیت برخوردار است [۱۲].

در هر فرآیند تصویری، برای هر عکس، حداقل اندازه گیری در قطعات وجود دارد، به گونه ای که ابعاد قابل تجزیه و ترسیم باشند. به عبارت دیگر در زیر این اندازه امکان تحلیل ابعادی قطعات به دلایلی از قبیل عدم مشاهده این ذرات در تصویر یا عدم امکان دیجیتایز نمودن آن ها به علت رزولوشن کم تصویر (حتی اگر این ذرات در تصویر دیده شوند) وجود ندارند. برای رزولوشن یک آنالیز هیچ حدود خاص تئوری وجود ندارد. به عبارت دیگر تحلیل های دانه بندی در بالای یک اندازه خاص انجام می شود که مقدار آن بسته به هدف تعیین دانه بندی متفاوت است [۱۲].

۲-۸-۶ نورپردازی در هنگام تصویربرداری

برای تشخیص محیط قطعات، وجود نور دهی مناسب ضروری بوده و بایستی شدت، کانتراست و یکنواختی نور تنظیم شود. نورپردازی ضعیف در هنگام عکس برداری منجر به این خواهد شد که تصاویر گرفته شده برای مقاصد پردازش تصویر مناسب نباشند. به عبارت بهتر الگوریتم تشخیص مرزبندی در مورد آن دسته از عکس هایی که به صورت نامناسبی در هنگام عکس برداری، نورپردازی شده اند، دچار خطا خواهد شد.

برای حل مسأله ابتدا باید در هنگام عکس برداری درجه کنتراست دوربین نسبتاً بالا باشد. بالا بودن بیش از حد کنتراست موجب خواهد گردید که بافت ها یا رگه های موجود در روی برخی خرده

^۱ Resolution

^۲ Quality

^۳ Compression

سنگ‌ها شدیدتر و محسوس‌تر بنظر آیند و بنابراین این امکان وجود دارد که الگوریتم آنالیز تصویر، این رگه‌ها را نیز به عنوان مرز بین دو خردشدگی به حساب آورد. اگرچه برخی از سنگ‌ها ذاتاً رگه‌های تیز و پرننگ‌تری دارند و کاهش کنتراست در مورد عکس‌های گرفته شده از خردایش چنین سنگ‌هایی نیز سبب خواهد شد الگوریتم آنالیز تصویر، این بار قادر به تشخیص لبه‌ها و مرزهای واقعی بین خردشدگی‌ها نباشد. با انتخاب یک مقدار اپتیمم به عنوان درجه کنتراست تصویر می‌توان تا حدی بر این مسأله غلبه کرد. تنظیم کنتراست تصویر را هم از طریق تنظیم درجه کنتراست دوربین عکس‌برداری و هم پس از عکس‌برداری در مرحله پردازش می‌توان براحتی انجام داد. اما بهتر است این امر در هنگام عکس‌برداری صورت گیرد؛ زیرا ممکن است بدلیل بالا بودن شدت نور و برخی عوامل دیگر در هنگام عکس‌برداری، کنتراست بسیار پایین بیاید و از دست رفتن بخشی از اطلاعات تصویر در این مرحله با پردازش تصویر جبران نخواهد شد [۱۲].

زاویه نوردهی غیر عمود به هیچ عنوان در هنگام عکس‌برداری توصیه نمی‌شود. زیرا در نتیجه این عمل، الگوریتم پردازش به شدت دچار خطا خواهد شد. واقعیت اینست که برخی خردشدگی‌ها که در معرض عکس‌برداری قرار می‌گیرند سطح ناصافی دارند؛ بنابراین اگر نور به صورت مایل بر این خردشدگی‌ها فرود آید، سطحی که در مقابل نور قرار گرفته روشن‌تر و سطح دیگر تیره‌تر بنظر خواهد رسید و در نتیجه در مرحله مرزبندی، دو سطح متعلق به یک خردشدگی، به عنوان دو خردشدگی تلقی خواهد گردید. به منظور رفع خطای ناشی از نورپردازی مایل، لازم است نور به صورت عمود بر سطح مورد نظر فرود آید.

نکته دیگر در خصوص نوردهی به نمونه‌ای که از آن عکس‌برداری خواهد شد، توجه به یکنواخت بودن نور تابشی بر تمامی سطح نمونه است. در صورتی که از نور آفتاب استفاده شود، نور تابشی یکنواخت خواهد بود اما در محیط‌های تاریک و یا نیمه روشن استفاده از فلاشر دوربین عکس‌برداری یا منبع نور مجزا باعث می‌گردد ناحیه‌ای از عکس گرفته شده نسبت به نواحی اطراف، روشن‌تر بنظر آید و در نتیجه در مرزبندی، خطا ایجاد خواهد کرد.

در شکل (۲-۱۴) نمونه‌ای از تصویر برداشت شده که به دلیل شدت زیاد نور و غیر عمود بودن نور

دهی برای آنالیز تصویری مناسب نمی‌باشد، نشان داده شده است.



شکل ۲-۱۴: نمونه‌ای از تصویر برداشتی با نورپردازی نامناسب برای آنالیز تصویری

۲-۸-۷ خطای پرسپکتیو

بهترین اندازه گیری‌ها با تصاویر گرفته شده به صورت زاویه عمود بر سطح به دست می‌آید. اما این امر همیشه عملی نمی‌باشد. برای مثال سطح توده کاملاً افقی نبوده و بر سطح دوربین عمود نیست. اگر در هنگام عکس برداری، لنز دوربین بر سطح کپه سنگ خرد شده عمود نباشد، قطعات نزدیک‌تر، بزرگ‌تر از قطعات دور تر به نظر می‌رسد [۹].

برای تصاویری که با زاویه مایل گرفته می‌شود، بهترین روش کاهش تغییر شکل (تمایل تصویر) استفاده از لنزهای Telephoto است. مشخصه ویژه لنزهای Telephoto فاصله کانونی بسیار بلند آنهاست؛ بگونه‌ای که مرکز اپتیکی آن‌ها خارج از ساختار فیزیکی لنز واقع شده است. این لنزها قابلیت عکس برداری از نمونه در فاصله دور را دارا می‌باشند. در تصاویر عکس برداری شده بوسیله دوربین‌های مجهز به لنزهای Telephoto در مقایسه با لنزهای Wide Angle فاصله اجسام در لنزهای

Telephoto فشرده تر بنظر خواهد آمد. بنابراین اعوجاج ناشی از پدیده پرسپکتیو در لنزهای Telephoto کاهش می یابد. در مرحله پردازش عکس نیز الگوریتم پردازش دچار خطای کمتری خواهد شد [۱۲].

۹-۲ مزایا و معایب روش آنالیز تصویری

مزایای روش آنالیز تصویری عبارتند از [۱۰]:

- استفاده آسان از آن در امر تولید وقفه‌ای ایجاد نمی‌شود.
 - قیمت تجهیزات مربوط به آن مناسب است.
 - اندازه‌گیری در محل سریع و کم هزینه است، می‌توان نمونه‌های زیادی را تحلیل نمود.
 - از آنجا که روش آنالیز تصویری سریع و کم هزینه است، می‌توان نمونه‌های زیادی را تحلیل کرد و بنابراین خطای نمونه‌گیری کاهش می‌یابد .
 - روش سرنندی با افزایش ابعاد و در نتیجه حجم نمونه غیر عملی می‌گردد، اما این محدودیت در آنالیز تصویری وجود ندارد .
 - عکس‌های تهیه شده ثبت می‌شوند و سابقه مناسبی از انفجار فراهم می‌نمایند.
- آنالیز تصویری روشی غیر مخرب بوده و بنابراین برای اندازه‌گیری سنگ‌ها و کانی‌های ضعیف از قبیل زغال و ژئیس، که در هنگام سرنند کردن خرد می‌شوند، بسیار مناسب است .
- با وجود مزیت‌های فراوان روش آنالیز تصویری، مشکلات خاصی در این روش وجود دارد. اولاً تصاویر تنها اطلاعاتی از سطح توده را ثبت نموده و آن‌ها را تحلیل می‌نماید. چنانچه سطح توده معرفی از کل توده نباشد، نتایج تحلیل شده همراه با خطای زیادی خواهد بود. همچنین در این روش لازم است محیط قطعات را در تصویر مشخص نمود. مشکلاتی از قبیل عدم روشنایی یکنواخت، وجود سایه و شلوغی تصویر می‌تواند خطای کار را افزایش دهد [۱۰].
- از دیگر معایب روش آنالیز تصویری، استخراج اطلاعات صحیح سه بعدی از تصاویر دو بعدی است که بدین منظور باید فرضیاتی از بعد سوم قطعات نیز در نظر گرفت. به علاوه قطعات سنگ در تصویر

همپوشانی داشته و باید ابعاد قطعات را با توجه به این موضوع نیز تصحیح نمود [۹].

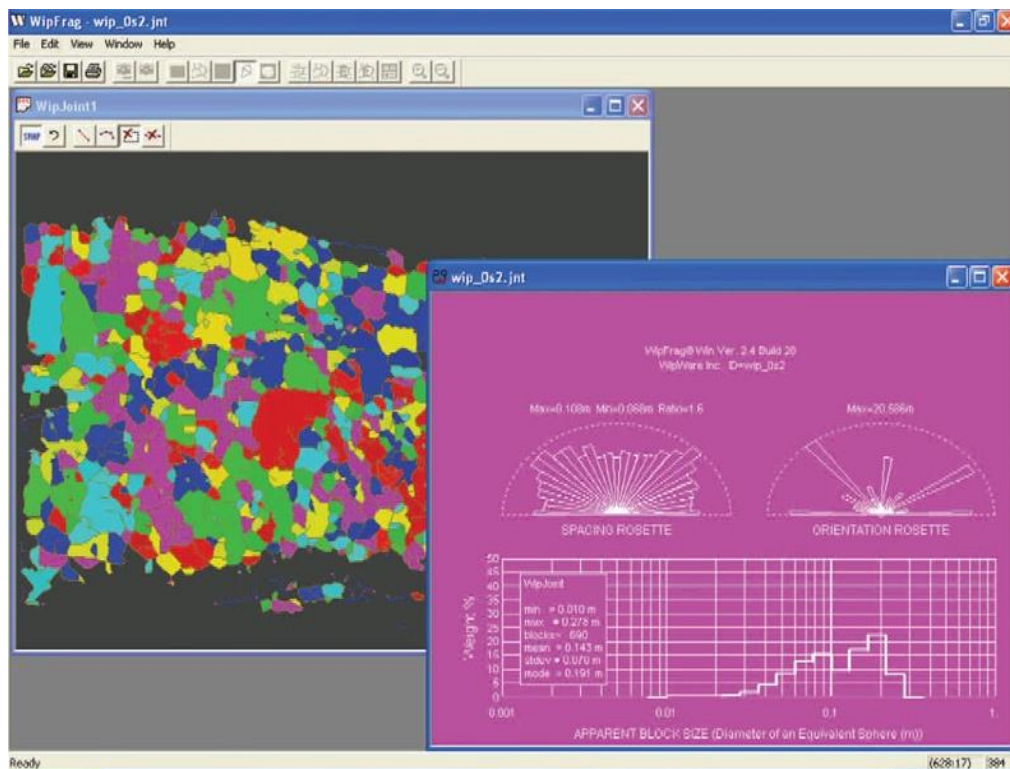
۲-۱۰ معرفی نرم افزارهای مختلف در روش آنالیز تصویری

از جمله ویژگی‌های یک نرم افزار آنالیز تصویری برای تعیین توزیع ابعادی، روش مرزیابی قطعات در تصویر است. یکی از معیارهای مهم در تقسیم بندی این گونه نرم افزارها، نوع مرزیابی ذرات در تصویر می‌باشد. در برخی از نرم افزارها این عمل به صورت دستی و به کمک ماوس انجام شده و در برخی دیگر به صورت اتوماتیک توسط خود نرم افزار انجام می‌گیرد [۱۳]. شایان ذکر است که در بعضی از نرم افزارهای ابتدایی، لازم بود مرز قطعات ابتدا به صورت دستی روی کاغذ کالک رسم و سپس اسکن و دیجیتایز شود.

در این قسمت به معرفی برخی از پرکاربردترین نرم افزارهای آنالیز تصویری پرداخته خواهد شد.

۲-۱۰-۱ WipFrag نرم افزار

این نرم افزار محصول شرکت WipWar در انتاریوی کانادا می‌باشد. این نرم افزار از یک دوربین ویدیویی دستی برای گرفتن تصاویری که روی مانیتور نمایش داده می‌شود استفاده می‌کند. سپس عکس‌های مورد نظر با کمک این نرم افزار دیجیتایز شده و آنالیز ابعادی آن تعیین می‌گردد. در این نرم افزار مرزیابی قطعات با روش هوشمند انجام شده و به روش دستی هم قابل ویرایش می‌باشد. در شکل (۲-۱۵) محیط کاری این نرم افزار نشان داده شده است [۱۴].



شکل ۲-۱۵: محیط کاری نرم‌افزار WipFrag [۱۴]

۲-۱۰-۲ نرم‌افزار FragScan

نرم‌افزار FragScan در مدرسه عالی معادن پاریس طراحی شده است. تجهیزات لازم در این نرم‌افزار شامل یک دوربین ویدیویی نصب شده در بالای توده و یک کامپیوتر با نرم‌افزار نصب شده در آن، جهت گرفتن تصویر و تحلیل آن و ثبت نتایج می‌باشد [۱۵].

لازم به ذکر است که در این نرم‌افزار مرزیابی به طور هوشمند انجام شده و قابل ویرایش دستی نمی‌باشد.

۲-۱۰-۳ نرم‌افزار TUCIPS ۱

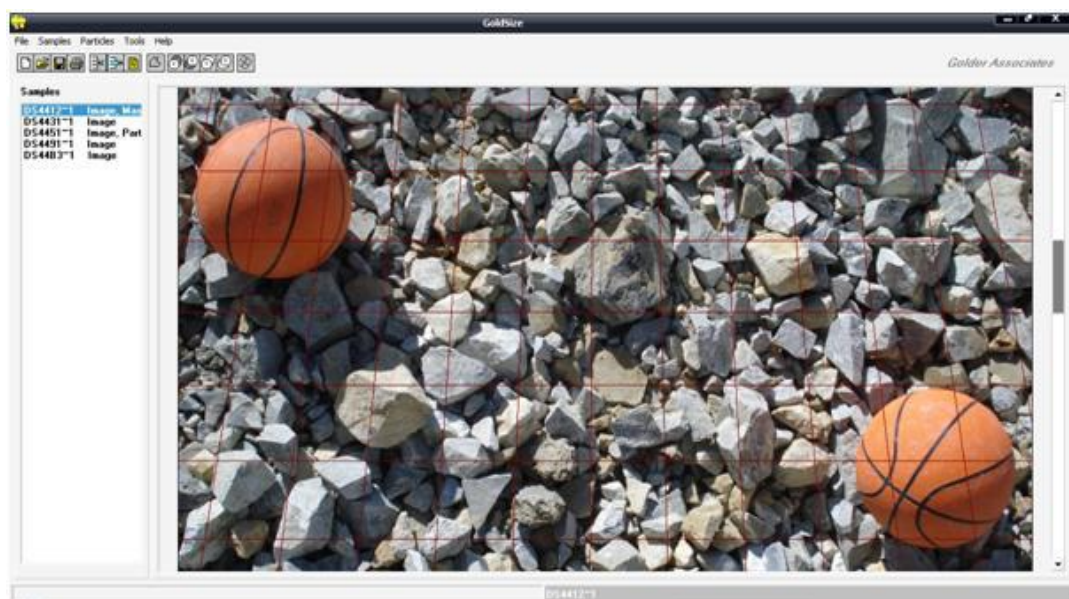
نرم‌افزار TUCIPS محصول کشور آلمان می‌باشد. این نرم‌افزار شامل الگوریتم عمومی آنالیز تصویری بوده و همچنین به طور ویژه الگوریتمی جهت آنالیز عکس‌های حاصل از کپه سنگ خرد شده

^۱ Technical University Clausthal Image Processing System

طراحی نموده است. نتایج حاصل از این نرم افزار، دارای انحراف ۵ درصدی نسبت به نتایج حاصل از آنالیز سرندي می باشد [۱۶].

۲-۱۰-۴ نرم افزار GoldSize

نرم افزار GoldSize محصول شرکت Golder می باشد. این نرم افزار تعداد و مشخصات هندسی قطعات را در تصاویر نشان می دهد. به علاوه می توان این صفحه آماری را به نرم افزار Excel منتقل نموده و مطالعات آماری بیشتری بر روی داده ها انجام داد. مرزیابی قطعات در این نرم افزار صرفاً دستی بوده و به کمک ماوس انجام می گیرد [۱۷]. در شکل (۲-۱۶) محیط کاری نرم افزار GoldSize نشان داده شده است.



شکل ۲-۱۶: محیط کاری نرم افزار GoldSize [۹]

فرایند مشخص کردن توزیع دانه بندی در نرم افزار GoldSize به ۵ مرحله زیر تقسیم می شود

[۱۰]:

۱- تهیه و آماده سازی تصویر ۲- مقیاس گذاری تصویر ۳- مرزیابی یا همان دیجیتایز نمودن

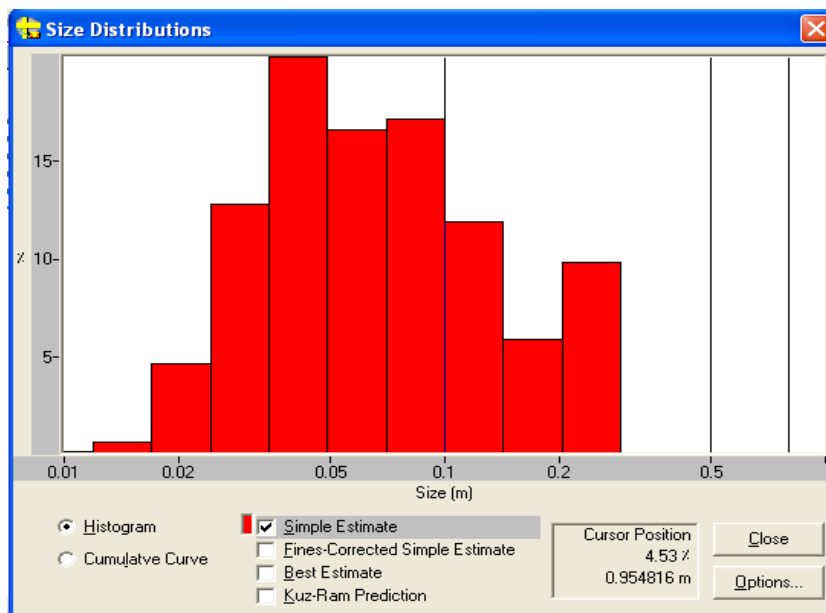
تصویر ۴- نتیجه گیری ۵- انتقال نتیجه به برنامه اکسل

در شکل (۲-۱۷) نمونه ای از ترسیم محیط قطعات در نرم افزار GoldSize نشان داده شده است.



شکل ۲-۱۷: ترسیم محیط قطعات در نرم‌افزار GoldSize [۹]

پس از عملیات مقیاس‌گذاری و مرزیابی، نرم‌افزار یک فایل دیجیتالی شده برای هر تصویر به طور جداگانه با پسوند dig ایجاد می‌کند. این نرم‌افزار فقط منحنی‌های توزیع ابعادی هر تصویر را به عنوان خروجی نمایش می‌دهد و قابلیت ترکیب آن‌ها را برای به دست آوردن نتیجه نهایی برای یک الگوی انفجاری ندارد. برای این منظور باید نتایج به دست آمده از هر تصویر را به محیط Excel انتقال داده و در آن‌جا پس از ترکیب، منحنی نهایی را به دست آورد [۱۰]. در شکل (۲-۱۸) نمونه‌ای از نتیجه آنالیز یک عکس در نرم‌افزار GoldSize نشان داده شده است.



شکل ۲-۱۸: منحنی دانه‌بندی حاصل از آنالیز عکس در نرم‌افزار GoldSize [۱۷]

نرم‌افزار GoldSize شامل محدودیت‌هایی به شرح زیر می‌باشد [۱۰]:

- ۱- این نرم افزار فقط قادر است تصویری با پسوند bmp را شناسایی نماید،
- ۲- به منظور کاهش خطای نرم افزار لازم است که این نرم افزار در محل کالیبره شود و کالیبره شدن با آنالیز سرندی صورت می گیرد که از نظر فنی و اقتصادی توجیهی ندارد،
- ۳- عدم توانایی نرم افزار در ترسیم یا همان دیجیتایز کردن قطعات دانه ریز،
- ۴- امکان بزرگ نمایی بر روی تصویر وجود ندارد،
- ۵- انتقال نتایج از نمودار توزیع دانه بندی به برنامه Excel به صورت چشمی توسط کاربر انجام می شود و علاوه بر زمان بر بودن، این امر باعث افزایش خطا در نتیجه نهایی می شود،
- ۶- امکان ترکیب نتایج حاصل از آنالیز تصاویر وجود ندارد.

۲-۱۰-۵ نرم افزار Split Desktop

نرم افزار Split Desktop ابزاری برای آنالیز تصاویر دیجیتالی به منظور تعیین توزیع ابعادی سنگ خردشده حاصل از انفجار می باشد. نسخه نخست این نرم افزار با تلاش ده ساله یک تیم تحقیقاتی از بخش مهندسی معدن و علوم زمین دانشگاه آریزونا آمریکا تهیه شد [۱۱]. در حال حاضر نسخه ۳/۱ آن به عنوان آخرین نسخه در بازار موجود می باشد. به کمک این نرم افزار می توان به دو روش دستی و اتوماتیک تصاویر را مرزبایی نمود. در روش دستی، مرز بین قطعات سنگ توسط خود کاربر مشخص می شود؛ در حالی که در روش اتوماتیک، نرم افزار، خود با توجه به تقابل (در کنار هم قرار گرفتن) موجود در تصویر، عملیات مرزبایی را انجام می دهد. سرعت کار در روش اتوماتیک بیشتر بوده، در حالی که دقت کار در روش دستی بیشتر می باشد [۱۸]. در شکل (۲-۱۹) محیط کاری این نرم افزار نشان داده شده است.

آنچه که این نرم افزار را از دیگر نرم افزارهای مشابه متمایز می نماید، وجود قابلیت هایی است که کار با آن را برای کاربر راحت تر نموده و از میزان برخی از خطاها به صورت قابل توجهی می کاهد. امکانات متعددی در این نرم افزار به شرح زیر وجود دارد:

کار با پسوند های مختلف و رایج تصاویر مانند tiff، bmp و jpg،

تغییر وضوح تصویر^۱ در خود نرم افزار،

استفاده تا سه مقیاس در یک تصویر،

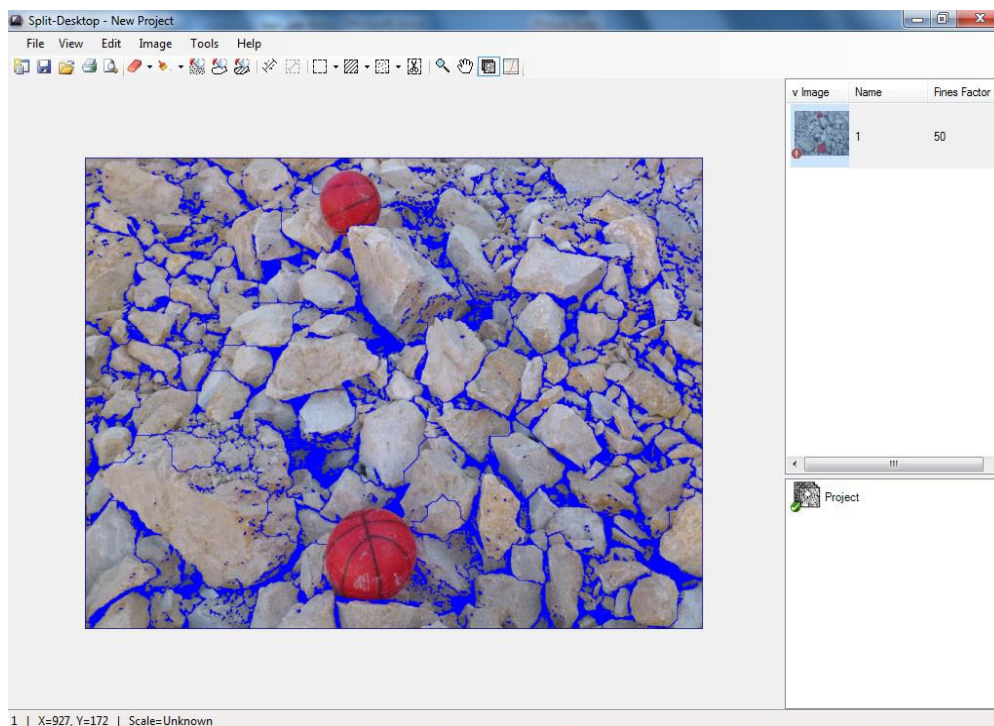
قابلیت بزرگ نمایی^۲ بر روی تصویر و ترسیم اتوماتیک مرز مواد خردشده^۳،

تعیین محدوده مواد نرمه^۴ و همچنین محدوده ای که نیازی به آنالیز آن نمی باشد^۵،

امکان ترکیب منحنی های توزیع دانه بندی مربوط به هر تصویر در یک الگوی انفجاری در خود نرم

افزار و در نتیجه ارائه منحنی نهایی برای آن الگو،

امکان ارایه نتایج نهایی به صورت فایل Excel به کمک یک کلید میان بر در خود نرم افزار.



شکل ۲-۱۹: محیط کاری نرم افزار Split Desktop

نرم افزارهای Split Desktop و GoldSize تنها نرم افزارهای آنالیز تصویری موجود در ایران

می باشند. با توجه به مزیت های فوق و محدودیت های نرم افزار GoldSize که در بخش قبل به آنها

^۱ Resolution

^۲ Zoom

^۳ Auto Delinate

^۴ Fine Area

^۵ Mask Area

اشاره شد، در این پروژه از نرم‌افزار Split Desktop برای تعیین دانه بندی خردایش انفجاری استفاده شده است .

عکس مورد استفاده در نرم افزار Split Desktop باید دارای ویژگی های زیر باشد [۹]:

روش عکس برداری باید بصورت کاربردی برای تمام نمونه ها یکی باشد،

عکس‌های برداشت شده باید شامل تمام اندازه قطعات اعم از تخته سنگ، قطعات متوسط و محدوده خاک باشند،

عکس باید به گونه ای گرفته شود که سایه در آن موجود نباشد،

عکس برداری باید به گونه‌ای انجام شود که تمام سطح آزاد یک توده یا یک مقطع به هم پیوسته از توده با کمترین روی هم افتادگی، در عکس‌ها نمایش داده شود،

در هنگام عکس برداری، لنز دوربین باید بر سطح قطعات خرد شده سنگ عمود باشد.

برای مقیاس گذاری از دو توپ کروی مشابه استفاده شده و محل این کره ها برای نمایش شیب، باید دارای اختلاف ارتفاعی عمودی نسبت به یکدیگر باشند. در شکل (۲-۲۰) نمونه‌ای از عکس مناسب جهت آنالیز تصویری نشان داده شده است. این عکس توسط گروه مهندسان Split تهیه و توصیه شده است.



شکل ۲-۲۰: عکس مناسب جهت آنالیز در نرم افزار Split Desktop [۱۱]

جهت آنالیز هر تصویر توسط این نرم افزار باید شش گام زیر را انجام داد:

۱- تغییر وضوح تصویر (در صورت نیاز)

۲- مقیاس گذاری تصویر

۳- مرز یابی اتوماتیک یا دستی قطعات سنگ در تصویر

۴- تخمین میزان نرمه موجود در تصویر

۵- برآورد نتیجه کار

۶- خروجی نتیجه آنالیز تصویری به صورت فایل Excel

در فصل چهارم، هر یک از مراحل فوق، به طور مفصل توضیح داده خواهد شد.

در نرم افزار Split Desktop کاربر قادر به تغییر مقیاس در هر زمانی حتی بعد از اتمام و ذخیره

پروژه خواهد بود. پس از اتمام کار هر تصویر، می توان با تعریف یک پروژه در محیط خود نرم افزار،

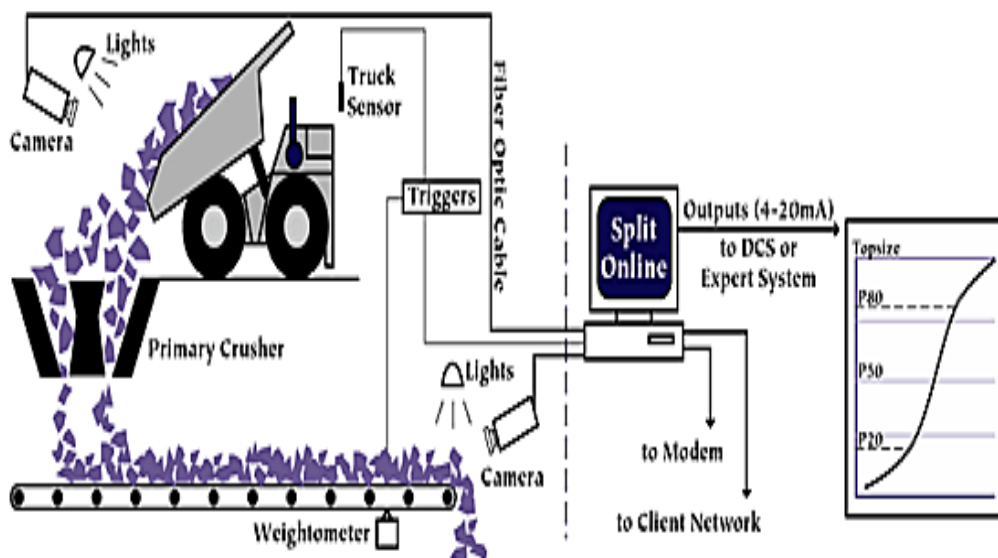
تصاویر را به آن انتقال داده تا نتیجه و منحنی نهایی را برآورد نماید و سپس در صورت نیاز می توان

نتایج را در قالب فایل Excel ذخیره نمود.

۲-۱۰-۶ نرم افزار Split Online

نرم افزار Split Online حاصل کار بخش زمین شناسی و معدن دانشگاه آریزونا در ایالات متحده آمریکا می باشد. در این نرم افزار، هم زمان با فیلم برداری از دهانه سنگ شکن ، بار کامیون ، بار نوار نقاله و ... ، تصاویر به کامپیوتر منتقل و به سرعت تحلیل می شوند. این نرم افزار به طور پیوسته عملیات اندازه گیری و مانیتورینگ را به صورت اتوماتیک انجام می دهد.

در شکل (۲-۲۱) تصویر شماتیک مراحل آنالیز تصویری توسط نرم افزار Split Online نمایش داده شده است. همچنین در شکل (۲-۲۲) تصویر برداری به صورت اتوماتیک از نوار نقاله جهت آنالیز در این نرم افزار نشان داده شده است.



شکل ۲-۲۱: تصویر شماتیک مراحل آنالیز تصویری توسط نرم افزار Split Online [۱۱]



شکل ۲-۲۲: تصویر برداری به صورت اتوماتیک از نوار نقاله [۱۱]

۲-۱۱ جمع بندی

به طور کل پارامترهای تأثیرگذار در طراحی شبکه انفجاری را می توان به دو دسته پارامتر قابل کنترل و غیرقابل کنترل تقسیم کرد. پارامترهای قابل کنترل شامل قطر چال، شیب و طول آن، ارتفاع پله، ضخامت بارسنگ، طول گل گذاری، طول اضافه حفاری، نوع ماده منفجره مصرفی و مقدار آن، نحوه انفجار و غیره می باشد. منظور از پارامترهای غیرقابل کنترل یعنی پارامترهایی که مربوط به مشخصات توده سنگ و زمین شناسی منطقه می باشند، مانند مقاومت سنگ، سختی و تخلخل آن، درزه های موجود در سنگ و فاصله داری آن ها، جهت داری درزه ها، وضعیت لایه بندی منطقه و آب های زیرزمینی که غیر قابل تغییراند و طراح نمی تواند آن ها را تغییر دهد. بنابراین طراح باید با در نظر گرفتن مشخصات پارامترهای غیر قابل کنترل پارامترهای قابل کنترل را تغییر داده و طراحی کند.

برای بررسی خردشدگی قطعات سنگی پس از انفجار می توان از روش آنالیز تصویری بهره برد. در این روش بنا به سرعت و دقت محاسبه اندازه قطعات سنگ می توان از نرم افزارهای مختلفی بهره برد.

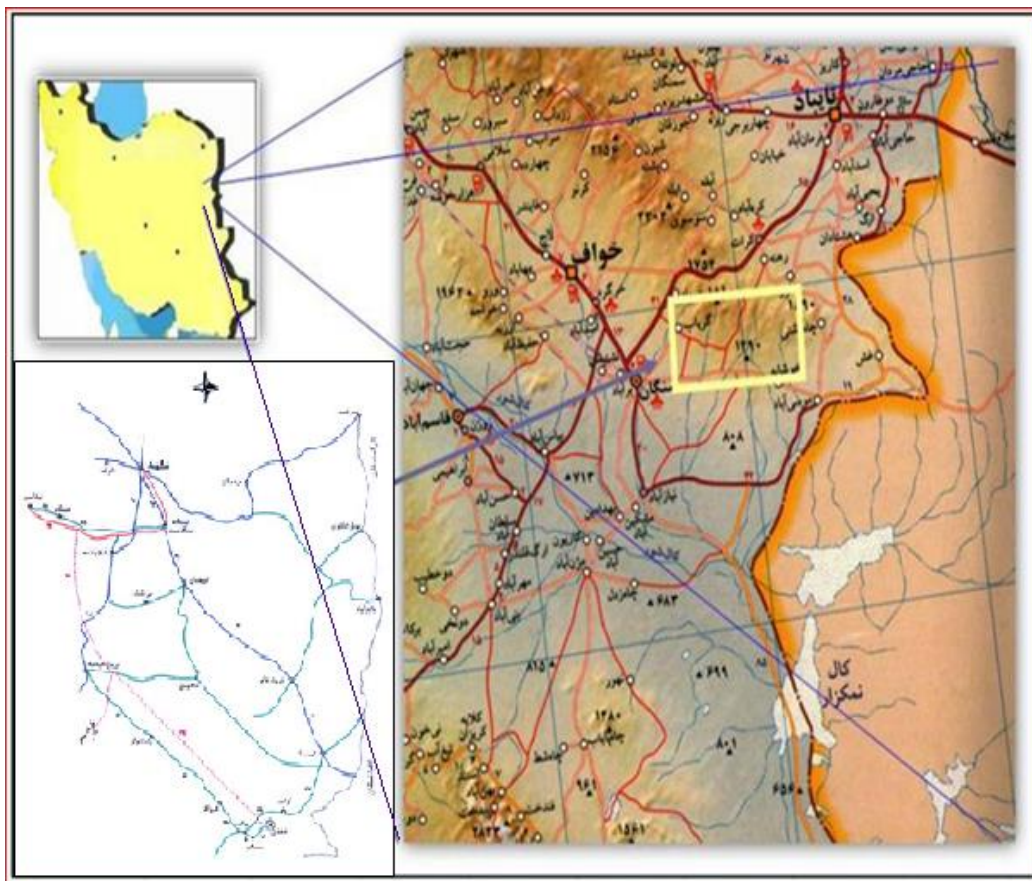
فصل سوم: معرفی مجتمع معادن سنگ آهن سنگان

۳-۱- مقدمه

معادن سنگ آهن سنگان یکی از بزرگترین معادن سنگ آهن در خاورمیانه است که به صورت روباز استخراج می‌شود و در کنار آن کارخانه گندله‌سازی سنگان و خط آهن خواف- سنگان- هرات به عنوان یکی از بزرگترین پروژه‌های ملی شرق کشور معرفی شده است. محدوده معادن سنگان از لحاظ وضعیت ساختمانی جزء سازند ایران مرکزی است و سنگ‌های مختلف آذرین درونی و بیرونی، دگرگونی و رسوبی در این منطقه حضور دارند. کانی‌سازی فلزی موجود در منطقه شامل مگنتیت، هماتیت، پیریت، پیروتیت، کالکوپیریت و کوولیت می‌باشد که اغلب این کانی‌ها در نسل‌های مختلف تشکیل شده‌اند. پردازش تصاویر ماهواره‌ای نقش گسل‌ها را در کانی‌سازی تایید نموده و روند اصلی گسل‌های مهم منطقه شرقی- غربی است که منطبق با روند کانی‌سازی است. مطالعات ژئوفیزیکی در این کانسار با بررسی‌های مغناطیس‌سنجی صورت گرفته است، از جمله مشخصات این کانسار عیار بالا، گسترش زیاد و حجیم بودن مواد معدنی همراه با مقادیر بسیار ناچیز عناصر مضر از جمله فسفر، اهمیت ویژه‌ای به کانسار داده است [۱۹].

۳-۲- موقعیت جغرافیایی

کانسار سنگ آهن سنگان خواف در ۲۹۰ کیلومتری جنوب شرقی مشهد، ۶۸ کیلومتری جنوب غرب تایباد، ۴۰ کیلومتری جنوب شرقی خواف، ۱۸ کیلومتری شمال شرقی سنگان و ۴۰ کیلومتری مرز افغانستان قرار دارد. این کانسار در یک ناحیه کوهستانی در محدوده مستطیلی به طول حدود ۲۶ کیلومتر و عرض ۸ کیلومتر واقع شده است. ارتفاع تقریبی این ناحیه از سطح دریا از ۱۲۰۰ متر شروع شده و حداکثر ارتفاع آن از سطح دریا ۱۸۰۰ متر است، برجستگی عمده آن رشته کوه بلندی است که از شمال غرب به جنوب شرق کشیده شده است و عرض آن حدود ۱۰ تا ۱۵ کیلومتر و ارتفاع آن از شمال شرق به جنوب شرق کاهش می‌یابد. کوه طالب که عمده‌ترین کانسنگ آهن را در بر می‌گیرد، دارای ارتفاع ۱۸۱۲ متر است. دشت خواف پست‌ترین قسمت منطقه بوده و در غرب و جنوب غرب آن واقع شده است. شکل (۳-۱) [۲۰]

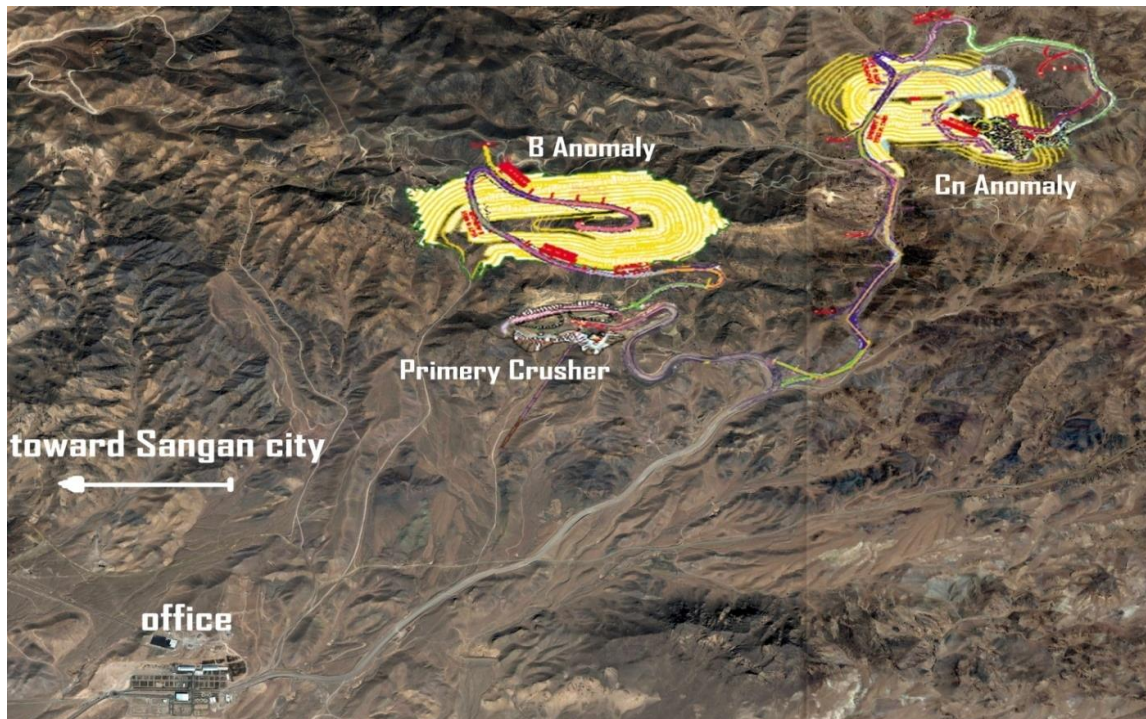


شکل ۳-۱: موقعیت جغرافیایی و راههای دسترسی به منطقه

۳-۳ راههای دسترسی

دسترسی به معدن از دو مسیر آسفالتی امکان پذیر است، یکی از جاده مشهد- فریمان- تربت جام- تایباد-سنگان با فاصله ۳۱۱ کیلومتر و دیگری جاده مشهد-تربت حیدریه- خواف- سنگان با فاصله ۲۸۵ کیلومتر می باشد. در حال حاضر این معدن از طریق خط آهن خواف- تربت حیدریه-نیشابور به شبکه ریلی کشور متصل است و در آینده ای نزدیک با راه اندازی کارخانه گندله سازی و بهره برداری از ایستگاه راه آهن داخلی معدن قابلیت تأمین مواد اولیه مورد نیاز کارخانه فولاد خراسان در نیشابور را خواهد داشت. همچنین با ادامه ساخت خط آهن خواف-سنگان- هرات که در دست اجرا است، دسترسی به کشورهای همسایه شرقی ایران ممکن خواهد شد. در حال حاضر برای کارخانه ذوب آهن اصفهان و خریداران خارجی (در اسکله بندر عباس) سنگ آهن با دانه بندی ۱۰-۰ و ۳۰-۱۰ میلیمتر تهیه و تغلیظ

شده (کم عیار، عیارمتوسط و پرعیار) توسط کامیون‌های ۶ چرخ (تا ۱۱ تن) و ۱۰ چرخ (تا ۲۲ تن) و ۱۸ چرخ (تا ۲۵ تن) ارسال می‌شود. نمایی از راه‌های دسترسی به توده‌های مورد مطالعه در شکل (۲-۳) مشاهده می‌شود [۲۰].



شکل ۲-۳: نقشه راه‌های دسترسی به توده‌های B و Cn

۳-۴ معدن سنگ آهن سنگان

معدن سنگ آهن سنگان در قسمت شرقی رشته کوه ولایت قرار دارد. در این منطقه آنومالی‌های زیادی از آهن وجود دارد که به نام آنومالی‌های غربی، مرکزی و شرقی معرفی شده‌اند. آنومالی غربی با ابعاد تقریبی ۳×۲ کیلومتر از آنومالی A، A'، B، C شمالی و C جنوبی تشکیل شده است و به طور گسترده‌ای مورد اکتشاف قرار گرفته است.

- آنومالی مرکزی دارای ابعاد تقریبی ۲×۵ کیلومتر (به مساحت ۱۰ کیلومتر مربع) می‌باشد که از دو قسمت باغک و دردوی تشکیل شده است.

- آنومالی شرقی با ابعاد تقریبی ۵×۲۱ کیلومتر (به مساحت ۱۰۵ کیلومتر مربع) در شرقی‌ترین

محدوده معادن سنگ آهن سنگان قرار دارد و شامل آهن‌های سنج‌ک، فرزنه و سایر آنومالی‌های ناحیه شرقی تا مرز افغانستان است [۲۱].

۳-۵ آنومالی‌های مورد مطالعه

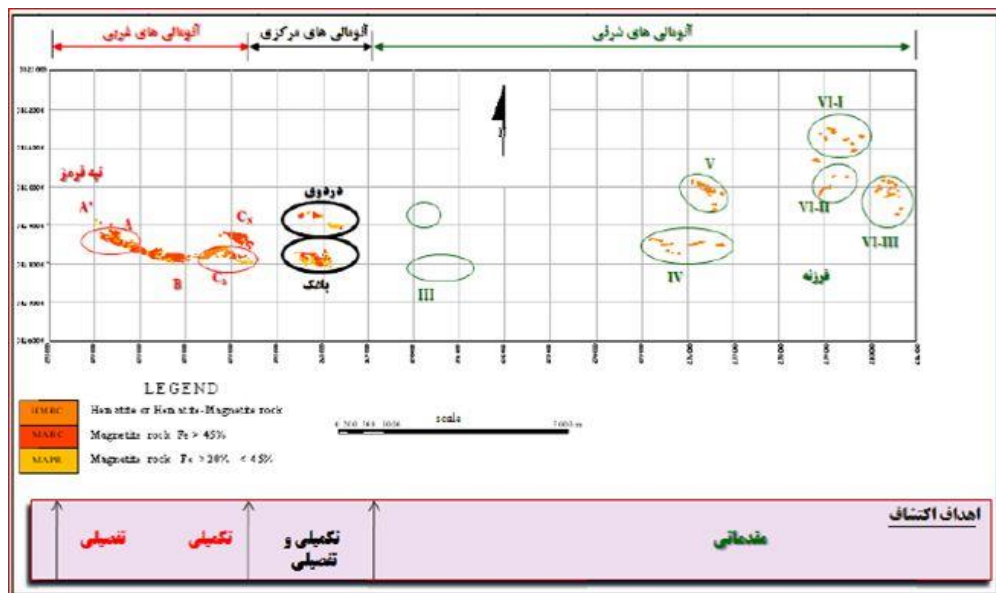
۳-۵-۱ آنومالی B

این آنومالی مابین عرض جغرافیایی 264050E-265150E قرار گرفته است. ضخامت زون کانی سازی در آنومالی B از ۱۳۰ تا ۲۵۰ متر متغیر است. لنزهای کانی‌سازی دارای شیب تند بوده و تا حدود ۶۵۰ متری قابل تعقیب بوده و از این عمق به بعد نیز ادامه می‌یابند. لنزهای مگنتیتی ماسیو و پراکنده بصورت بین لایه‌ای با سنگ آهک و مرمر در نیمه شرقی این آنومالی دیده می‌شوند. به نظر می‌رسد که کانی‌سازی آنومالی B با جانشینی سنگ‌های آهکی فقیر از منیزیم و آلتراسیون کنگلومرای برشی بوقوع پیوسته است. از نظر شیمیایی ترکیبات مهم بعد از Fe شامل CaO , MgO , SiO_2 , Al_2O_3 می‌شود. در بخش‌های مرکزی و غربی آنومالی B، ساختار کانی‌سازی در سطح دارای شیب متوسط تا زیاد (۴۵ تا ۸۰ درجه) به سمت جنوب و جنوب غربی بوده در حالی که نتایج عملیات حفاری شیب به سمت شمال (۷۴ درجه) را نشان می‌دهد. در آنومالی B تعداد ۱۲۳ حلقه گمانه با طول کلی ۲۵۸۱۹ متر حفر گردیده اند. در این آنومالی ارتفاع فعلی برابر حدود ۱۶۶۰ می باشد [۲۲].

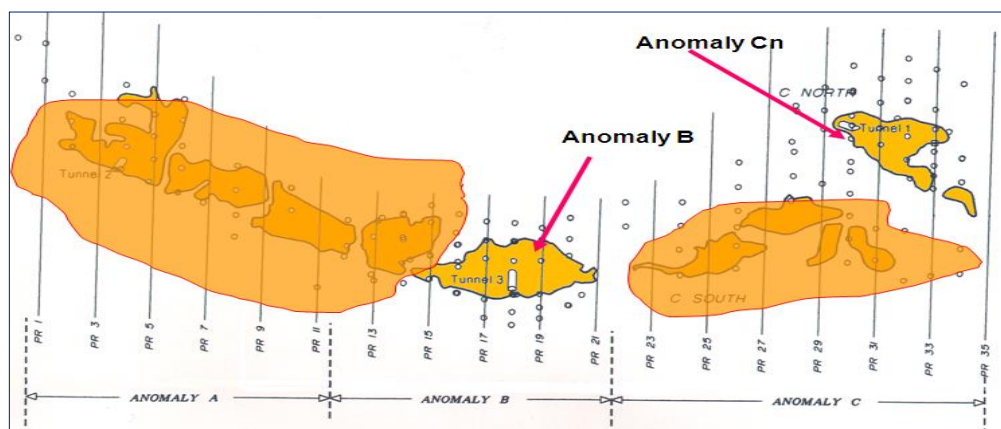
۳-۵-۲ آنومالی C

این آنومالی مابین عرض جغرافیایی 265150E-266450E قرار گرفته و به دو بخش C_N با عرض جغرافیایی (26750E-26450E) و C_S تقسیم می‌شود. آنومالی C_N بخشی از واحد اسکارن شمالی است که ضخامت کانی‌سازی آهن در آن از ۱۷۰ تا ۲۰۰ متر در تغییر است. حفاری‌ها نشان داده‌اند که کانی‌سازی تا ۶۰۰ متر از سطح زمین نیز ادامه می‌یابد. کانی‌سازی در عمق به دو بخش مگنتیت بالایی و پایینی تقسیم شده و زون پایینی توسط ۱۵۰ تا ۲۰۰ متر سیلت استون پوشیده گردیده است. کانی

سازی بصورت ماسیو و همچنین باندهایی در حد چند سانتی متر دیده می‌شود. باندینگ مشابهی در سنگ آهک و دولومیت مجاور آن دیده وجود دارد. مقدار MgO , CaO , SiO_2 در این آنومالی بالا بوده و در آنومالی C_N تعداد ۷۴ حلقه گمانه با طول کلی ۱۷۶۳۸ متر حفر گردیده است. در آنومالی C شیب‌های سطحی ۴۲ تا ۷۵ درجه به سمت شمال می‌باشند که نتایج مطالعات سطحی و عمقی همخوانی بیشتری را نشان می‌دهند. در این آنومالی ارتفاع فعلی برابر حدود ۱۵۲۰ - ۱۵۷۰ است در شکل (۳-۳) آنومالی‌های مختلف معادن سنگ آهن سنگان و مراحل اکتشاف نشان داده شده است همچنین در شکل (۳-۴) جانمایی‌های آنومالی‌ها و نحوه شبکه حفاری نمایش داده شده است [۲۲].



شکل ۳-۳: جانمایی آنومالی‌های مختلف معدن سنگ آهن سنگان و مراحل مطالعاتی آنها [۱۹]



شکل ۳-۴: جانمایی آنومالی‌های مورد مطالعه [۱۹]

۳-۶ تاریخچه معدن

ذخایر سنگ آهن سنگان از دیرباز شناخته شده‌اند و آثار حفر گودال‌ها و فضاهای زیرزمینی موجود در بخش‌های مختلف کانسار حکایت از استخراج سنگ آهن در زمان‌های دور دارد. معادن سنگ آهن سنگان برای اولین بار و در حدود ۶۰۰ سال پیش با عنوان معادن سنگ آهن خواف در کتاب نزهت القلوب حمدالله مستوفی معرفی گردید. عملیات اکتشافات اولیه آن حد فاصل سالهای ۱۳۵۰ تا ۱۳۵۸ شمسی توسط بخش خصوصی انجام شد و در ادامه از نیمه دوم سال ۱۳۶۲ شناخت پارامترهای کیفی و کمی این کانسار توسط کارشناسان و نیروهای متخصص شرکت ملی فولاد ایران شروع شد. بر اساس نتایج حاصله تصمیم گرفته شد که مطالعات تکمیلی اکتشاف و انجام آزمایشات معدنی و فرآوری، مطالعات امکان‌سنجی، بررسی چرخه تولید، تعیین ظرفیت بهینه، فاز بندی تولید، تعیین محصول نهایی، آزمایشات فنی و اقتصادی با بهره‌گیری از آخرین تکنولوژی روز دنیا و استفاده از توانمندی‌های سخت‌افزاری و نرم‌افزاری، به معروف‌ترین شرکت تحقیقاتی سنگ آهن در جهان (شرکت BHP استرالیایی) سپرده شود. در ادامه شرکت‌های ایریتک ایران، سایمونز کانادا و بیتمن آفریقای جنوبی نیز در قالب کنسرسیوم SBI و با در نظر گرفتن جنبه‌های زمین‌شناسی، ذخایر معدنی، استخراج و فرآوری کانسنگ برای تولید کنسانتره آهن با عیار بالا، در مطالعات و تحقیقات مربوط به معادن سنگ آهن سنگان فعالیت نمودند [۲۳]. نتایج مطالعات انجام شده طبق جدول (۳-۱) حاکی از آن است که مساحت تقریبی کانسار سنگان در حدود ۲۶×۸ کیلومتر مربع بوده و از سه ناحیه معدنی شرقی، مرکزی و غربی تشکیل شده است و ذخیره زمین‌شناسی آن در حدود ۱/۲ میلیارد تن تخمین زده می‌شود. بیشترین میزان ذخایر سنگ آهن به ناحیه معدنی غربی تعلق داشته که خود به پنج آنومالی A، B، C شمالی و C جنوبی تقسیم می‌گردد [۲۰].

جدول ۳-۱: مشخصات و پارامترهای کمی و کیفی معادن سنگ آهن سنگان [۲۵]

ردیف	پارامتر	کمیت یا کیفیت	واحد
۱	میزان کل ذخیره زمین شناسی	۱/۲	میلیارد تن
۲	میزان کل ذخیره زمین شناسی ناحیه معدنی غربی	۵۸۵	میلیون تن
۳	میزان کل ذخیره قطعی ناحیه معدنی غربی	۳۷۵	میلیون تن
۴	ذخیره قابل استخراج در فاز اول (آنومالی B)	۱۲۳	میلیون تن
۵	کانی اصلی	ماگنتیت	---
۶	عیار متوسط آهن	۴۷	درصد
۷	عیار متوسط گوگرد	۰/۲۴	درصد
۸	میزان متوسط فسفر	قابل قبول	---
۹	میزان استخراج سنگ آهن در فاز اول	۲/۸	سال/میلیون تن
۱۰	نسبت متوسط باطله برداری (W/O)	۱/۳	---
۱۱	بازیابی وزنی	۴۵/۴	درصد
۱۲	بازیابی آهن	۶۴	درصد
۱۳	ظرفیت تولید سالیانه (فاز اول)	۱/۳	میلیون تن گندله
۱۴	ظرفیت تولید سالیانه (فاز دوم- با احتساب فاز اول)	۲/۶	میلیون تن گندله

اولین گزارش قابل دسترسی مربوط به قاسمی پور (۱۳۵۵) می باشد که درباره نحوه تشکیل کانسار است، ایشان منشاء آن را فرایند متاسوماتیسم می داند. نامبرده ذکر کرده است که گرانیته سرنوسر به عنوان یک منبع حرارتی عامل اصلی متاسوماتیسم می باشد و بیشترین متاسوماتیسم نیز در آهک های مزوزوئیک اتفاق افتاده است. کارشناسان سازمان زمین شناسی (علوی، نائینی و همکاران ۱۳۶۹، ۱۳۵۸، گزارش نقشه ۱:۲۵۰،۰۰۰ تایید و گزارش نقشه ۱:۱۰۰،۰۰۰ خواف) وجود سنگ آهن را به مجموعه ولکانوسدیمنت های پروتروزوئیک نسبت می دهند که تحت فرایندهای متاسوماتیسم به وجود آورده است. برومندی (۱۳۶۲) در گزارشی منشاء کانسار را به سنگ های ولکانیکی جنوب منطقه کانسار نسبت داده است [۲۴].

مرجعی (۱۳۶۸) منشاء این کانسار را به ولکانیسم زیر دریایی نسبت می‌دهد. نامبرده مجاورت توده سنگ آهن با ریولیت‌ها و تناوب لایه‌های مگنتیت با آهنک و چین خوردگی پس از تشکیل را به عنوان عامل اصلی شکل‌گیری آن بیان می‌کند، همچنین دگرسانی موجود در منطقه و انواع اسکارن و هورنفلس را به نفوذ توده گرانیتهی سرنوسر نسبت داده است [۲۴].

کریم‌پور (۱۳۶۹) منشاء این کانسار را از نوع اسکارن و در زون فرورانش می‌داند. بنا به نظر ایشان محلول‌های ماگمایی غنی از آهن در سنگ‌های کربناتی نفوذ کرده و باعث تشکیل اسکارن و ذخیره مگنتیت شده است. همین محقق (۱۳۷۲) معتقد است که سری ماگمایی در منطقه سنگان از نوع کالک آلکالن و مربوط به فرایند فرورانش می‌باشد [۲۴].

شرکت استرالیایی B.H.P (۱۹۹۰) مطالعات گسترده‌ای بر روی کانی‌شناسی، مینرالوگرافی، زمین‌شناسی و مطالعات ژئوفیزیکی و ژئوشیمیایی انجام داده است. کرمانی و فوستر (۱۹۹۱) منشاء کانسار سنگ آهن منطقه سنگان را به ماگماتیسم ائوسن نسبت داده و این منطقه را با کالدرای ریوگراند نیومکزیکو قیاس نموده‌اند. بومری (۱۳۷۱)، منشاء کانسارهای سنگ آهن سنگان را از نوع اسکارن و کانی‌سازی را همزمان با تشکیل اسکارن می‌داند. مظاهری (۱۹۹۵) کانسار سنگان را از لحاظ پترولوژی و ژئوشیمیایی مورد مطالعه قرار داد و نتایجی در ارتباط با شرایط حرارت و فشار تشکیل اسکارن و ایزوتوپ‌های پایدار به دست آورد [۲۴].

بومری (۱۹۹۸) در پایان‌نامه دکترا مطالعات ایزوتوپی و سیالات درگیر را در منطقه انجام داد. کاهنی (۱۳۸۳) در پایان‌نامه کارشناسی ارشد خود تحت عنوان مطالعات ژئوشیمیایی و کانی‌شناسی توده‌های C شمالی و باغک کانسار سنگ آهن سنگان خواف، ضمن مطالعات ژئوشیمیایی، به بررسی مختصر مطالعات زمین‌شناسی و کانی‌شناسی منطقه پرداخته است. نامبرده کانسار سنگ آهن سنگان خواف را به عنوان یک تیپ جدید از ذخایر هیدروترمالی (Fe Oxide) می‌داند [۲۴].

در سال ۱۳۸۳ انجام مطالعات اکتشاف تکمیلی آنومالی‌های جنوبی، مرکزی، شرقی، تپه قرمز، C و A سنگ آهن سنگان به شرکت مهندسی معدنکاو واگذار گردید. این شرکت از سال ۱۳۸۶ در

مطالعه‌ای گسترده در مقیاس 1:1000 اقدام به تهیه نقشه زمین‌شناسی از آنومالی‌های مختلف سنگ آهن سنگان نموده است. در این مطالعات که در حال انجام است ضمن تفکیک واحدها بر اساس، لیتولوژی مطالعاتی بر روی گسل‌ها، عملکرد آن‌ها، حفاری و لاگینگ صورت می‌پذیرد [۲۴].

۷-۳ شرایط آب و هوایی

میانگین سرعت باد روزانه در حدود ۵۰ کیلومتر در ساعت بوده و آب و هوای این منطقه نیز نیمه-خشک و بیابانی است. میزان بارش سالیانه آن تقریباً بین ۱۴۰ تا ۲۰۰ میلیمتر در سال متغیر بوده، در ارتفاعات هوا سردتر و میزان بارندگی بیشتر است به طوری که میزان متوسط بارندگی آن در ارتفاعات ۱۵۰ میلیمتر در سال بوده و همچنین بارش در زمستان عمده‌تأ به صورت برف گزارش شده است. متوسط میزان رطوبت نسبی سالیانه در این منطقه در حدود ۴۰ درصد بوده که از ۱۲ درصد تا ۷۶ درصد در ماه‌های به ترتیب خرداد و دی متغیر بوده و از طرفی کمترین مقدار میانگین ماهیانه رطوبت از خرداد تا شهریور (۲۵ تا ۳۵ درصد) اندازه‌گیری شده است. متوسط درجه حرارت سالیانه ۱۵ درجه سانتی‌گراد و بالاترین درجه ۳۸ سانتی‌گراد و کمترین مقدار ۱۱- درجه سانتی‌گراد است. در زمستان و بهار هوا غالباً ابری است. اکثر رودخانه‌ها فقط چند هفته در سال جریان دارند، ولی چشمه‌ها در تمام سال جریان ثابتی دارند. منطقه از لحاظ پوشش گیاهی فقیر بوده و در قسمت‌های پست و دشت‌ها بوته‌های کوتاه قد بیابانی مشاهده می‌شود همچنین در بخش‌های کوهستانی و ارتفاعات درختچه‌هایی به نام بنه موجود است [۲۴].

۸-۳ نزولات جوی

تنها منبعی که منابع آب زیرزمینی را در این منطقه تغذیه کرده و دوباره‌سازی می‌کن، نزولات جوی هستند. میزان این نزولات در تمام مدت سال در نقاط مختلف منطقه مورد مطالعه یکنواخت نیست. اطلاعات موجود حاکی از آن است که میزان نزولات جوی ارتباط مستقیم با ارتفاع محل از سطح دریا

داشته و هر چه ارتفاع از سطح دریا بیشتر باشد میزان بارندگی در آن نقطه بیشتر خواهد بود. طبق گزارشات ایستگاه هواشناسی خواف میزان بارندگی با توجه به ارتفاع از سطح دریا ۱۲۶ تا ۲۲۵ میلیمتر اعلام شده و به ازای افزایش هر ۱۰۰ متر ارتفاع ۸ میلیمتر بر میزان بارندگی افزوده می‌شود. آنچه از نظر آب و هوایی قابل ذکر می‌باشد، وجود باد و طوفان‌های شدید در فصل تابستان و اوایل پاییز می‌باشد به‌طوریکه انجام کارهای زمین شناسی را با مشکل روبرو می‌نماید و باعث حرکت ذرات شن و ماسه می‌شود، شدت باد در منطقه باعث حتی بلند شدن آب حوضچه‌ها به شکل فواره می‌شود. باد اصلی این ناحیه هرات نامیده می‌شود که از رشته کوه هندوکش افغانستان در شمال و شمال غربی شروع شده و جهت آن در سرتاسر تابستان ثابت است. میانگین سرعت باد روزانه در حدود ۵۰ کیلومتر در ساعت است [۲۷].

۳-۹ باد خیزی

با توجه به وضعیت جغرافیایی شهرستان‌های خواف و سنگان به طور کلی منطقه سنگان- خواف بادخیز بوده و یک جریان باد به سمت جنوب غرب در بیشتر ایام سال جریان دارد. در نیمه اول سال بادی که با جهت شمال- شمال شرقی تا جنوب- جنوب غربی با سرعت ۷۰-۵۰ کیلومتر بر ساعت و در نیمه دوم سال در جهت های مختلف و حداکثر با سرعت ۹۰ کیلومتر بر ساعت می‌وزد، این باد در بهار از ارتفاعات پر برف و سرد "کوه بابا" در سلسله جبال هندوکش و با شتاب بسیار جای هوای گرم و سبک شده کویر نمک را پر می‌کند که در اصطلاح محلی به "باد کوه" معروف است (در واقع شاخه ایست از باد معروف ۱۲۰ روزه سیستان که از اواسط اردیبهشت شروع شده و تا اوایل پاییز ادامه دارد) وارد ایران شده (دهانه‌ی کوه‌های تایباد) و با قدرتی بسیار، مداوم و شبانه‌روزی محدوده‌های معادن پلاسری را در بر گرفته و با عبور از شهرهای سنگان، برآباد و نشتیفان به سمت استان‌های خراسان جنوبی و سیستان و بلوچستان از منطقه خارج می‌شوند [۲۷].

۱۰-۳ شبکه انتقال برق و آب

معدن دارای پست برق ۱۳۲ کیلو وات می باشد که برق سنگ شکن ها و معدن را تأمین می نماید. معدن دارای ۱۰ حلقه چاه آب صنعتی (مجموعاً با دبی ۱۰۰ لیتر در ثانیه) با منبع آب ۲۰/۰۰۰ متر مکعبی و همچنین دو حلقه چاه برای تأمین آب شرب می باشد [۲۷].

۱۱-۳ ویژگی های انسانی و اقتصادی

دو شهرستان خواف و تایباد در نزدیکی سنگان واقع شده اند که امکانات رفاهی و آسایشی مناسب جهت افراد مقیم دارا هستند.

پرجمعیت ترین شهر نزدیک به این کانسار شهرستان خواف با جمعیتی حدود ۲۵۰۰۰ نفر می باشد که در فاصله ۴۰ کیلومتری غرب کانسار واقع گردیده و از امکانات رفاهی اولیه برخوردار می باشد. به منظور رفاه حال کارکنان، در کنار شهر سنگان امکانات رفاهی از قبیل خوابگاه، سلف سرویس، سالن ورزش و ... احداث گردیده است [۲۷].

۱۲-۳ زمین شناسی عمومی منطقه

منطقه مورد مطالعه از نظر زمین شناسی طبق تقسیمات افتخارنژاد (۱۳۵۹) جزء ایران مرکزی است و در حاشیه شمال شرق زیر پهنه لوت قرار دارد. به دلیل قرارگیری در حاشیه پهنه لوت علاوه بر متاثر بودن از تمام پدیده های پهنه لوت، تحت تاثیر پدیده های اطراف این پهنه از جمله گسل بزرگ کویر (درونه) نیز قرار گرفته است، لذا روند اکثر ساخت ها (گسل ها، چین ها، روند لایه ها و...) به تبعیت از گسل درونه شمال غربی- جنوب شرقی تا شرقی- غربی می باشد [۲۷].

گرانیتوئیدها در شمال منطقه بصورت دو توده ی نفوذی با روند شرقی غربی مشاهده می شوند. سن قدیمی ترین سنگ های منطقه که گرانیت ها را احاطه می کنند ژوراسیک در نظر گرفته می شود و اثر دگرگونی مجاورتی این توده ها روی تشکیلات ژوراسیک دیده می شود که این هاله دگرگونی مجاورتی

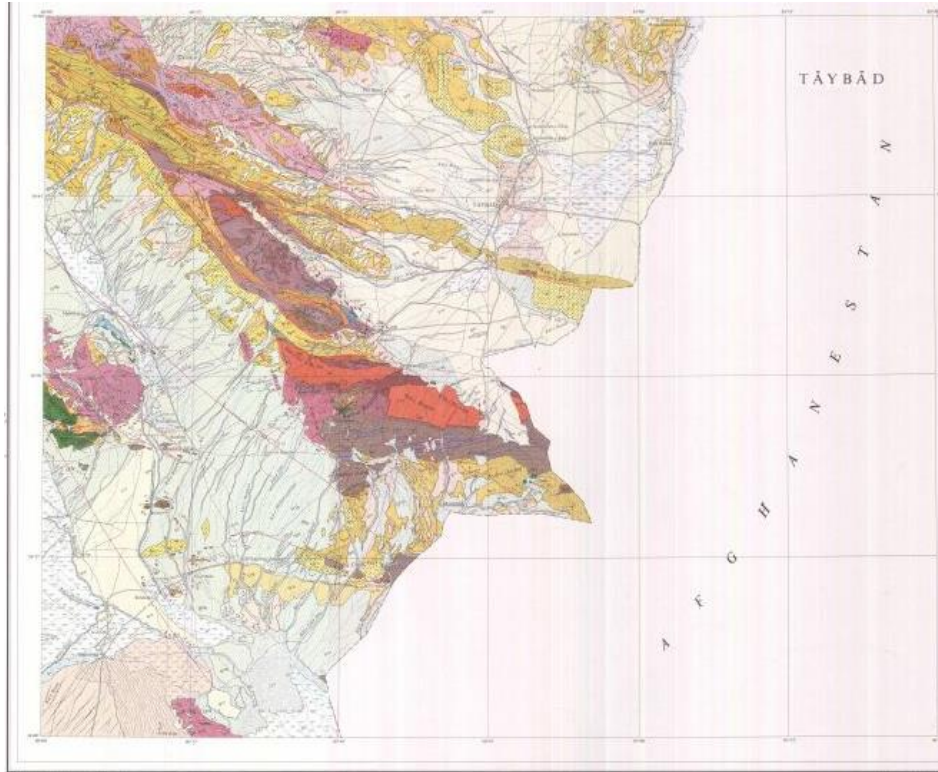
در حاشیه جنوبی گرانیته سرنوسر واضح است [۲۷].

طبق گزارش ترنت این گرانیته‌ها از تشکیلات الکیومیوسن ناحیه قدیمی تر است، تعیین سن مطلق که بر روی توده نفوذی سرنوسر به روش K/Ar صورت گرفته سن ۳۸,۲ میلیون سال را داده است که بیانگر سن بالایی تا الیگوسن زیرین است. جنوب توده نفوذی سرنوسر، سنگ‌های ولکانیک و ساب ولکانیک، اسکارن و کانسنگ آهن قرار دارد و در محدوده معدن طبقات اسکارنی اغلب توسط دایک‌های ریولیتی و ریوداسیتی قطع می‌شوند. از نظر پتروگرافی ترکیب توده‌های گرانیته‌ی منطقه متنوع بوده و براساس طبقه‌بندی‌های کانی‌شناسی (اشتراکایزن ۱۹۷۶) و شیمیایی (میدلموست ۱۹۸۷، کوس و همکاران، ۱۹۷۹) و نورم (اکانر ۱۹۶۵، بارکر ۱۹۷۹، اشتراکایزن ولومتر ۱۹۷۹) از آلکالی فلدسپات گرانیته، سینوگرانیته، مونزوگرانیته و گرانودیوریت تشکیل شده است و در بعضی نقاط کوارتز سینیت و کوارتز مونزونیت نیز مشاهده می‌شود. سنگ‌های ولکانیک و ساب ولکانیک منطقه براساس طبقه‌بندی‌های شیمیایی (میدلموست ۱۹۸۰، کوس و همکاران ۱۹۷۹) و نورم (اشتراکایزن ولومتر ۱۹۷۹) بیشتر در محدوده ترکیبی تراکی آندزیت، کوارتز تراکیت، داسیت، ریولیت قرار می‌گیرند. بنابراین سنگ‌های آذرین منطقه دارای ترکیب اسیدی تا حد واسط می‌باشند [۲۷].

گرانیته‌های منطقه با توجه به مشاهدات صحرایی و معیارهای پتروگرافی و شیمیایی، اختصاصات گرانیته‌های تیپ I را نشان می‌دهند و کوهزایی بوده و از نظر تقسیمات تکتونیک صفحه‌ای اختصاصات گرانیته‌های قوس قاره‌ای را نشان می‌دهند و فقط سینوگرانیته‌ها و آلکالی فلدسپات گرانیته‌ها طبق برخی از دیاگرام‌ها ممکن است پس از کوهزایی باشند و این تیپ گرانیته‌ها همواره از نظر زمانی و مکانی با گرانیته‌های کوهزایی همراه هستند. توزیع فراوانی ریولیت، داسیت، آندزیت در منطقه، فراوانی نسبی سنگ‌های با پتاسیم پایین و گسترش زیاد گرانیته‌ها در منطقه همگی نیز موید این است که سنگ‌های آذرین منطقه مورد مطالعه در ارتباط با زون فرورانش حاشیه قاره فعال (قوس قاره‌ای) می‌باشند. دگرگونی ناحیه‌ای در منطقه در حد رخساره ترمولیت شیبست است. نفوذ گرانیته سرنوسر باعث دگرگونی مجاورتی ضعیف و متاسوماتیسم در سنگ‌های منطقه شده است و هورنفلس‌ها، مرمرها و اسکارن‌ها

حاصل این پدیده می‌باشند [۲۷].

واحدهای زمین‌شناسی شده در این منطقه در شکل ۳-۵ نشان داده شده است.



شکل ۳-۵: نقشه زمین‌شناسی منطقه مورد مطالعه [۲۷]

۳-۱۳ سنگ‌شناسی محدوده مورد مطالعه

سنگ‌شناسی کانسار آهن سنگان شامل شیل، ماسه‌سنگ، سنگ‌های کربناته و سنگ‌های آذرآواری است. این واحدهای سنگ‌شناسی بر اثر نفوذ باتولیت گرانیتی و دایک‌های اسیدی ائوسن پایانی الیگوسن دگرگون و دگرسان شده‌اند [۲۷].

سنگ‌های توف آندزیتی، داسیت، داسیت‌های بیوتیت‌دار، داسیت آمفیبول‌دار، داسیت پیروکسن‌دار، کوارتزلاتیت، ریولیت، توف ریولیتی و گرانیت همراه با سنگ‌های دگرگونی هورنفلس و مرمر و سنگ‌های رسوبی آهک، ماسه‌سنگ، کنگلومرا، سیلت استون و شیل‌های سیاه رنگ دربرگیرنده آهن سنگان هستند. با توجه به کانی‌سازی، معدن سنگان از نوع سنگ آهن اسکارنی می‌باشد که قسمتی از روند شرق به غرب رشته کوه طالب را تشکیل می‌دهد [۲۷].

اسکارنی شدن کربنات‌ها، مشخصه مهم کانسار آهن سنگان است که همبستگی نزدیکی با کانی سازی آهن در آنجا دارد. دو نوع اسکارن در کانسار آهن سنگان قابل تشخیص است: ۱- اسکارن کلسیکی ۲- اسکارن منیزیمی.

کربنات‌هایی که طی دگرگونی مجاورتی و اسکارن زایی شکل گرفته‌اند قابل تقسیم‌بندی به انواع زیر هستند: ۱- مرم‌های دولومیتی ۲- مرم‌های کلسیتی ۳- کلسیت اسکارنی ۴- دولومیت اسکارنی ۵- رگه‌های دیر تشکیل شده کربناته .

انواع زون‌های سنگ آهن که در سنگان تعریف شده‌اند به صورت زیر می‌باشند: ۱- زون آهن توده‌ای پرعیار (MARC) ۲- زون آهن پراکنده کم عیار (MAPR) ۳- زون اکسیده ۴- زون سولفور ه باطله غالب در منطقه سنگ‌های کربناته می‌باشد. کانسنگ معمولاً به صورت عدسی و توده‌ای است و در موارد نادر به صورت افشان، رگه‌ای و رگچه‌ای دیده می‌شود. رگه‌های کانسنگ به دلیل عبور محلول های ماگمایی دگرسانی شدیدی رامتحمل شده‌اند. کانسنگ غالباً تحت تاثیر اکسیداسیون قرار گرفته است. جایی که کانسنگ حالت افشان (پراکنده) دارد به دو علت عملکرد گسل (در این حالت قطعات پراکنده بزرگ است) و یا عدم جانشینی کامل کانسنگ در سنگ میزبان (بخصوص در سنگ‌های ریولیتی) بوده است. در این حالت قطعات به صورت لکه های کوچک در سطح سنگ پراکنده اند. رگه هایی از کانسنگ آهن به شکل دایک‌های آذرین نیز در منطقه وجود دارد که به احتمال زیاد در این موارد کانسنگ جانشین دایک‌های آذرین شده است [۲۷].

ناخالصی معمول در کانسنگ آهن، کلسیم، منیزیم، سیلیس، آلومینیم و گوگرد می‌باشد فسفر و تیتان در کلیه آنومالی‌ها ناچیز است. اسکارن‌های گارنت، کلینوپیروکسن، آمفیبول و فلوگوپیت نیز در این منطقه تشکیل شده است. در سنگ‌های کربناته شرق معدن فورستریت، سرپانتین و تالک وجود دارد. رگه‌های کوارتز-کربنات در کانسنگ گسترش دارند.

۱۴-۳ کانی‌های تشکیل دهنده کانسنگ

کانی‌های فلزی اصلی منطقه مگنتیت، هماتیت، گوتیت، پیریت و مارتیت و کانی‌های فرعی کالکوپیریت و آرسنوپیریت است. مگنتیت بیش از ۹۵ درصد کانسنگ را تشکیل داده و اغلب در زمینه سنگ قرار دارد. اندازه بلورهای مگنتیت برابر با ۱ میلی‌متر است. مارتیت‌زاسیون و تبدیل مگنتیت به هماتیت در بسیاری از موارد دیده می‌شود. شدت دگرسانی به قدری بالاست که کانی‌های لیمونیت، گوتیت و گل اخری تشکیل شده‌اند [۲۶].

بافت کانسنگ سنگان در اسکارن کلسیمی و اسکارن منیزیمی متفاوت است. نحوه ایجاد کانی مگنتیت در اسکارن کلسیمی عمدتاً به صورت تناوبی از بافت لامینه دانه‌ریز تا دانه درشت بی‌شکل همراه با کلریت سبزرنگ و باندهای غنی از کربنات است و بانحوه ایجاد مگنتیت‌های معادن کورنوال قابل مقایسه می‌باشد. باندهای مگنتیت و کربنات که عمدتاً کلسیت می‌باشند، درمقیاس میکروسکوپی تکرار می‌شوند [۲۴].

مگنتیت در اسکارن منیزیمی اغلب زمینه سنگ را تشکیل می‌دهد و به صورت متبلور، دانه‌ای و توده‌ای می‌باشد. هماتیت دومین کانی تشکیل شده در این معدن است. به طور کلی هماتیتی‌شدن به شدت صورت گرفته و شدت آن به حدی است که گل اخرای تشکیل شده است. رگه‌های فراوان الیژیست همراه با رگچه‌ها وجود دارد. اندازه رگچه‌ها در حد چند سانتی‌متر است. بلورهای الیژیست با جلای بسیار درخشان در همه جا پراکنده‌اند، رگچه‌های الیژیست نشانه فاز پایانی هیدروترمال هستند. گوتیت کانی دیگر آهن است که در این محدوده تشکیل شده است. هماتیت‌های ثانویه دارای بافت کلو فورم هستند. گوتیت‌ها اغلب همراه هماتیت (مارتیت) هستند و در نتیجه هوازدگی مگنتیت‌ها بوجود آمده‌اند. پیریت‌های اسکارن کلسیمی به صورت دانه‌های بسیار ریز در حد میکرون در داخل کانی مگنتیت به صورت بی‌شکل وجود دارند. در آنومالی‌های اسکارن منیزیمی، پیریت‌ها به صورت رگه‌ای، رگچه‌ای و یا در زمینه‌ای از دستجات کانی‌های سیلیکاته وجود دارند. بعضی از پیریت‌های آنومالی شمالی و منطقه

باغک، بافت ویژه‌ای را نشان می‌دهند، پیریت‌ها به صورت دستجات سوزنی و کشیده می‌باشند و جانشین کانی اکتینولیت شده‌اند. این بافت مبین افزایش فوگاسیته گوگرد می‌باشد [۲۴].

پیروتیت از اعماق بدست آمده است، در ابتدا پیریت به مقدار زیاد به همراه مارکازیت وجود دارد همچنین کالکوپیریت نیز در بعضی از مقاطع در این مرحله دیده می‌شود ولی پیروتیت غایب است، اما در اعماق پایین‌تر یک دگرسانی جالب از پیروتیت مشاهده می‌شود که در حال تبدیل شدن به پیریت و مگنتیت است. کانسارهای با عمق متوسط در این کانسنگ دارای فازهای سولفوری هستند.

پیروتن یکی از کانه‌های در پاراژنهای عمقی است که در مناطق سطحی‌تر به مقدار زیاد به همراه مارکاسیت دیده می‌شود، کالکوپیریت نیز در بعضی از مقاطع در این مرحله دیده می‌شود ولی پیروتین غایب است، اما در عمق بیشتر پیروتین وجود دارد و یک دگرسانی جالب از آن وجود دارد که در حال تبدیل شدن به پیریت و مگنتیت است. کانسارهای با عمق متوسط در این کانسنگ دارای فازهای سولفوری هستند [۲۴].

۳-۱۵ کارخانه‌های کنسانتره‌سازی و گندله‌سازی

کارخانه متشکل از: استوک پاپل‌های ماده معدنی، کارخانه کنسانتره‌سازی، کارخانه گندله‌سازی، انبار کنسانتره و گندله، تیکنرهای تصفیه آب، دفاتر اداری و ایستگاه بارگیری می‌باشد.

کارخانه کنسانتره در زمینی به مساحت ۶۰ هکتار احداث شد. جهت تسطیح محل احداث کارخانه بیش از یک میلیون مترمکعب عملیات خاکبرداری، دویست هزار مترمکعب عملیات خاکریزی انجام گردیده است.

زیربنای سالن کارخانه ۵۴۰۰ مترمربع می‌باشد که برای اجرای فونداسیون‌های کارخانه بالغ بر ۵۰۰ هزار مترمکعب خاکبرداری و ۱۵۰ هزار مترمکعب خاکریزی انجام گرفته است. حجم بتن ریزی فونداسیون‌های تجهیزات بیش از ۶۵ هزار مترمکعب و بیش از ۶ هزار تن آرماتوربندی صورت پذیرفته است. وزن اسکلت فلزی سالن کنسانتره در حدود ۴ هزار تن می‌باشد.

همانند شکل (۳-۶) کارخانه متشکل از محل انباشت مواد (استوک پایل)، تجهیزات خریدایش

(آسیابها)، پرعیارسازی، آگیری (فیلتراسیون)، بازیافت آب (تیکنر) و انبار کنسانتره می باشد.



شکل ۳-۶: موقعیت جانمایی کارخانه کنسانتره

وزن تجهیزات بکار رفته در کارخانه ۱۰ هزار تن می باشد که اولین محموله در تاریخ ۱۳۸۷/۹/۶ وارد سایت شد. تجهیزات شامل سیستم برداشت سنگ، آسیاب خودشکن، آسیابهای گلوله ای و برجی، پرعیارسازی و گوگردزدایی (فلوتاسیون)، آب گیری (فیلتراسیون) و بازیافت آب (تیکنرها) می باشد. جهت بازیافت و برگشت آب به چرخه تولید، از دو دستگاه تیکنر که قطر هر یک ۵۴ متر می باشد که مواد باطله را پس از ته نشینی به سد باطله پمپاژ و آب بازیافت شده به خط تولید برگشت داده می شود.

سنگ استخراجی از معادن جهت ورود به کراشر به اندازه های حداکثر ۱۲۰۰ میلی متر درآمده و پس از خریدایش در کراشر به حداکثر ۲۰۰ میلی متر می رسد. نوارنقاله ای به طول ۴/۷ کیلومتر سنگ خرد شده را به کارخانه کنسانتره انتقال می دهد. مراحل خریدایش توسط آسیابهای خودشکن، گلوله ای و سنگ شکن ثانویه تا رسیدن به اندازه ۳۸ میکرون ادامه می یابد.

سنگ آهن پس از همگن سازی به یک آسیای خودشکن به قطر ۹/۷۶ و طول ۴/۲۷ متر وارد می شود. پس از خریدایش وارد سرنده اسکالپر با ابعاد چشمه ۸ میلی متر شده و مانده روی سرنده به سنگ

شکن قلوه سنگی به قطر ۳/۲۰ منتقل می شود و محصول خروجی سنگ شکن قلوه سنگی توسط نوار نقاله دوباره به آسیا برگشت داده می شود. مواد عبوری از سرند اسکالپر وارد سرند موزی شکل با ابعاد چشمه یک میلیمتر شده و مانده روی سرند دوباره وارد آسیای خودشکن شده و مواد عبوری از سرند موزی شکل بوسیله پمپ وارد ۳ دستگاه جدا کننده مغناطیسی شدت پایین کوبر می شود.

باطله جدا کننده مغناطیسی کوبر قبل از ورود به تیکنر، ابتدا وارد هیدروسیکلون خوشه‌ای می شود. ذرات با ابعاد بزرگتر از $d_{۸۰}=۶۰$ میکرون (ته ریز) مستقیماً وارد سد باطله و سر ریز هیدروسیکلون وارد مسیر تیکنر می شود. کنسانتره جدا کننده مغناطیسی کوبر به دلیل نرسیدن به درجه آزادی مناسب، وارد مسیر آسیای گلوله‌ای می شود. کان سنگ قبل از ورود به آسیای گلوله‌ای وارد هیدروسیکلون می شود. ته ریز این هیدروسیکلون خوراک آسیای گلوله‌ای را تامین می نماید و محصول خرد شده دوباره به صورت بار در گردش وارد هیدروسیکلون می شود. سر ریز هیدروسیکلون به ۳ دستگاه جدا کننده مغناطیسی رافر انتقال داده می شود. $d_{۸۰}$ محصول خروجی آسیای گلوله‌ای ۷۰ میکرون می باشد. در هنگام کار با آنومالی B، باطله جدا کننده مغناطیسی رافر وارد تیکنر می شود ولی با آنومالی C، باطله وارد ۳ دستگاه جدا کننده مغناطیسی اسکونجر می شود. کنسانتره جدا کننده مغناطیسی اسکونجر به همراه کنسانتره جدا کننده مغناطیسی رافر وارد هیدروسیکلون و بعد وارد مسیر خردایش آسیای عمودی می شود. باطله جدا کننده اسکونجر وارد تیکنر می شود. ته ریز هیدروسیکلون خوراک ۵ دستگاه آسیای عمودی را تامین می کند که بعد از خردایش دوباره به صورت بار در گردش وارد هیدروسیکلون می شود. $d_{۸۰}$ محصول خروجی آسیای عمودی ۳۸ میکرون می باشد. بخش سر ریز هیدروسیکلون به جدا کننده مغناطیسی فینیشر که به صورت ۴ ردیف ۳ تایی است منتقل می شود. در هر ردیف محصول کنسانتره هر جدا کننده به صورت سری وارد جدا کننده دیگری می شود. باطله جدا کننده مغناطیسی فینیشر وارد تیکنر می شود. کنسانتره جدا کننده مغناطیسی فینیشر در هنگام کار با آنومالی B، مستقیماً وارد فیلتراسیون ولی در آنومالی C، به علت بالا بودن گوگرد وارد مسیر فلوتاسیون می شود. فرآیند آنومالی C به صورت فلوتاسیون معکوس اجراء می شود. کنسانتره جدا کننده مغناطیسی فینیشر وارد ۴

عدد تانک‌های آماده ساز به حجم ۵۰ متر مکعب می‌شود. محصول پالپ داخل تانک‌های آماده‌سازی وارد سلول‌های فلوتاسیون رافر می‌شود. سلول‌های رافر شامل ۶ سلول با حجم ۵۰ متر مکعب است. سر ریز (باطله) فلوتاسیون رافر وارد سلول‌های اسکونجر و ته ریز (کنسانتره) فلوتاسیون رافر وارد سلول‌های کلینر می‌شود.

سلول هایکلینر شامل ۳ سلول با حجم ۵۰ متر مکعب است. ته ریز (کنسانتره) فلوتاسیون کلینر وارد جداکننده مغناطیسی کلینر و سرریز (باطله) فلوتاسیون کلینر وارد تانک‌های آماده ساز می‌شود. سلول های اسکونجر شامل ۳ سلول با حجم ۵ متر مکعب است. ته ریز (کنسانتره) فلوتاسیون اسکونجر وارد سلول های فلوتاسیون رافر و سرریز (باطله) فلوتاسیون اسکونجر مستقیماً وارد مسیر سد باطله می‌شود. (شکل ۳-۷)



شکل ۳-۷: آسیای خود شکن و کارخانه

در جداکننده مغناطیسی کلینر، باطله وارد تیکنر و کنسانتره آنومالی C هم مثل آنومالی B وارد فیلتراسیون می‌شود. کنسانتره در ۳ دستگاه فیلتر فشاری آبیگری شده و با حداکثر ۸/۵ درصد رطوبت به نوار نقاله‌های مربوطه جهت انتقال به انبار کنسانتره هدایت می‌شود. خوراک ورودی از توده C_n دارای گوگرد می‌باشد که جهت حذف گوگرد از فلوتاسیون استفاده می‌گردد. سنگ پرعیار شده پس از آبیگری

توسط فیلترها به انبار کنسانتره انتقال می‌یابد. عیار محصول نهایی دارای ۶۸ درصد آهن می‌باشد. محصول تولیدی قابل ارائه به مبادی مصرف و یا پس از احداث کارخانه گندله سازی تبدیل به گندله سنگ آهن خواهد شد. محصولات کارخانه عمدتاً سنگ آهن دانه بندی شده در سایزهای ۱۰-۰ و ۳۰-۱۰ میلی‌متر از نوع هماتیت و مگنتیت و یا مخلوط آن‌ها با عیار 62 ± 1 Total Fe% و یا عیار Fe کمتر می‌باشد و تأمین کننده سنگ آهن مورد نیاز کارخانجات فولاد سازی و کارخانجات سیمانی در داخل و خارج از کشور می‌باشد. انواع محصولات کارخانه و موارد مصرف آن به شرح جدول ۲-۳ می‌باشد.

جدول ۲-۳: محصولات کارخانه کنسانتره سازی و گندله سازی و موارد مصرف آن

ردیف	شرح	سایز (mm)	عیار Total Fe	مصرف کننده
۱	سنگ آهن دانه بندی شده	۰-۱۰	62±1	کارخانجات فولاد سازی
		۱۰-۳۰		
۲	سنگ آهن دانه بندی شده	۰-۱۰	Fe<61%57	کارخانجات سیمانی
		۱۰-۳۰		
۳	سنگ آهن دانه بندی شده	۰-۱۰	Fe<57%	کارخانجات سیمانی

۳-۱۶ جمع بندی

شهر سنگان با آب و هوای گرم و خشک واقع در ۳۰۰ کیلومتری جنوب شرق مشهد، عظیم‌ترین ذخایر سنگ آهن ایران و نهمین معدن سنگ آهن جهان را با ذخیره تخمینی حدود ۱/۵ میلیارد تن و ذخیره قطعی نزدیک به یک میلیارد تن در دل خود جای داده است.

سنگان به عنوان بزرگ‌ترین معدن روباز ایران، ظرفیت تولید سالانه ۱۵ میلیون تن گندله و ۱۷/۵ میلیون تن کنسانتره آهن را داراست. مجموعه کانسارهای سنگ آهن سنگان واقع در مرز افغانستان در محدوده مستطیل شکلی به طول تقریبی ۲۲ کیلومتر و عرض ۱۰ کیلومتر قرار دارد. ویژگی‌های معدن

سنگ آهن سنگان علاوه بر روباز بودن معدن سنگ آهن سنگان که هزینه استخراج آن را کاهش می‌دهد، وجود ذخایر عظیم سنگ آهن در یک محدوده جغرافیایی کوچک، میزان بهره‌برداری ماده معدنی در واحد مقیاس را افزایش داده و ضریب اقتصادی استخراج معدن را بالا می‌برد. از سوی دیگر، به دلیل نبود فسفر در ذخایر معدن سنگ آهن سنگان، هزینه استحصال و فرآوری آن به نسبت پایین است. همچنین، به لحاظ درصد گوگرد موجود در ذخایر این معدن، دو نوع کانسنگ قابل شناسایی است که یکی کمتر از ۰/۵ درصد و دیگری تنها حدود ۲ درصد گوگرد دارد و این امر نیز با کاهش هزینه استحصال و فرآوری، توان رقابتی ایران را در محصولات گندله و کنسانتره افزایش می‌دهد.

فصل چهارم: بررسی آتشیاری در معادن

سنگ آهن سنگان

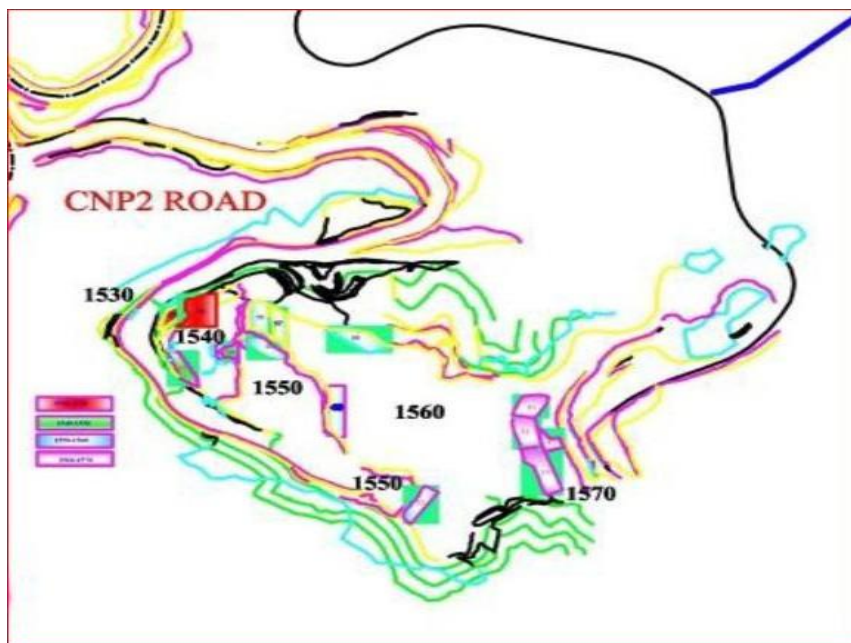
۴-۱ بررسی آتشیاری در معادن سنگان

خردایش سنگ پس از انفجار برای رسانیدن سنگ به ابعاد قابل حمل و جابه‌جایی مهمترین خروجی عملیات آتشیاری می‌باشد، اولین مرحله برای حصول اطمینان از انفجاری مطلوب بررسی خردایش سنگ‌ها می‌باشد، به منظور بررسی این مرحله پس از هر انفجار از دیوی حاصل از آتشیاری و در حین بارگیری، بین ۴۰ تا ۵۰ عکس گرفته شد و سپس به کمک نرم افزار آنالیز تصویری Split Desktop منحنی توزیع ابعادی سنگ ترسیم شد. به کمک این نرم افزار می‌توان به دو روش دستی و اتوماتیک تصاویر را مرزبایی نمود، سرعت کار در روش اتوماتیک بیشتر بوده، در حالی که دقت کار در روش دستی بیشتر می‌باشد رسم محیط قطعات، در هر تصویر بسیار وقت گیر و کسل کننده بود به طوری که در هر عکس گاه بیش از ۱۵۰۰ قطعه سنگ وجود داشت، اما برای افزایش دقت و کاهش خطا برای مرزبایی قطعات در این پژوهش از روش دستی استفاده شد.

در معدن سنگ آهن سنگان و در سینه کارهای مورد مطالعه سه نوع سنگ مگنتیت، هماتیت و باطله به صورت پلکانی استخراج می‌شود. به علت مطالعات کمتر صورت گرفته در روش پاور دک برای سنگ های سخت در ابتدا پیاده سازی روش جدید، کروکی مورد آزمایش در سنگ‌های باطله انتخاب گردید.

۴-۲ بررسی انفجارهای انجام شده

نتایج حاصل از انفجارها در محدوده زمانی شش ماهه نخست سال ۱۳۹۶، معدن مورد بررسی و ارزیابی قرار گرفت که مشخص شد حجم تناژ استخراجی در باطله در معدن CN بسیار بالاتر از دیگر معادن مجموعه می‌باشد و بنابراین برای انجام بررسی و مطالعات بیشتر انتخاب شد. در شکل ۴-۱ موقعیت تراز آنومالی مورد مطالعه معدن نشان داده شده است. برای نام‌گذاری الگوهای آتشیاری در معدن، نام توده، تراز هر پله و بعد شماره انفجار آن ذکر می‌شود. انفجارهای بزرگ عموماً در آنومالی CN انجام گرفته است در ادامه خلاصه‌ای از ویژگی‌های این آنومالی ارائه می‌شود.



شکل ۴-۱: ترازهای فعال معدن C_N

آنومالی C_N بخشی از واحد اسکارن شمالی این معدن می‌باشد که ضخامت کانی‌سازی آهن در آن از ۱۷۰ تا ۲۰۰ متر در تغییر است. حفاری‌ها نشان داده‌اند که کانی‌سازی در این آنومالی تا ۶۰۰ متر از سطح زمین نیز ادامه می‌یابد. کانی‌سازی در عمق به دو بخش مگنتیت بالایی و پایینی تقسیم می‌شود، که بخش مگنتیت بالایی مورد مطالعه قرار گرفته است. زون پایینی توسط ۱۵۰ تا ۲۰۰ متر سیلت استون پوشیده شده است. کانی‌سازی بصورت ماسیو و همچنین باندهایی در حد چند سانتی‌متر دیده می‌شود. از نظر شیمیایی ترکیبات مهم بعد از Fe شامل CaO , MgO , SiO_2 , Al_2O_3 می‌شود. ۱۶ مرحله انفجار به صورت معمول در کروکی‌های باطله در معدن C_N انجام گرفت که مشخصات هر انفجار در جدول ۴-۱ ذکر گردیده است.

جدول ۴-۱: مشخصات عملیات آتشیاری در کروکی‌های باطله معدن C_N

ردیف	شماره کروکی	افق	قطر سرمته (میلی‌متر)	بار سنگ (متر)	فاصله داری (متر)	عمق متوسط (متر)	تعداد چال قائم	متر از حفاری	حجم سنگ (M3)	تناژ	آنفو (Kg)	خرج ویژه (gr/m^3)
1	109	1550	203	5	5	5.2	194	1017.9	6454	18072	5310	293
2	111	1520	203	5	5	8.7	49	423.9	4217	11810	2160	182

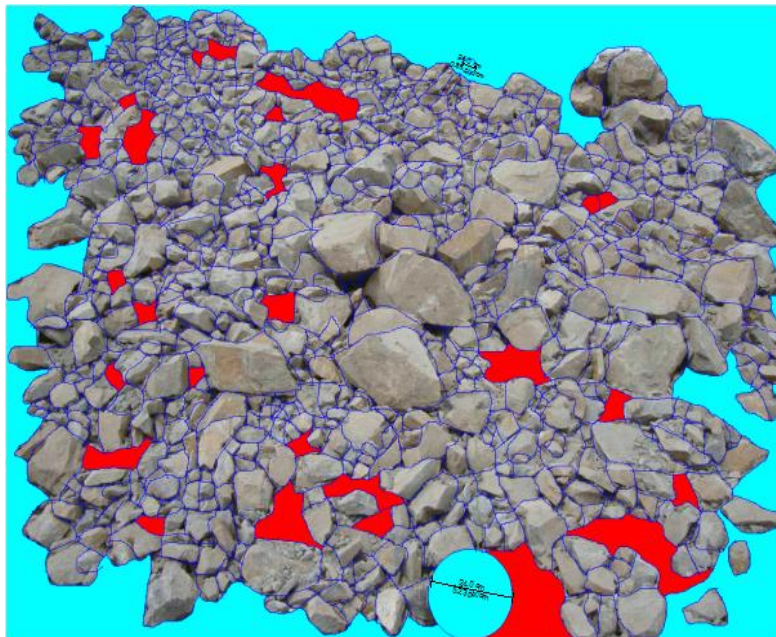
223	186	188	243	209	136	278	286	250	254	237	310	116	258
11830	7860	12390	18000	7260	3030	6540	12600	7650	8430	8190	13200	4170	12060
53021	42059	65731	73979	34583	22127	23506	44024	30520	33075	34489	42512	35939	46690
18936	15021	24345	26421	12351	7902	8395	15723	10900	11812.5	12317.5	15183	12835	16675
641.1	553.5	811.5	985.6	466.9	378.4	373.4	579.6	502.6	525.4	566.2	687.3	250.2	741.1
59	57	79	101	47	43	38	56	45	48	57	59	25	66
10.9	9.7	10.3	9.8	9.9	8.8	9.8	10.4	11.2	10.9	9.9	11.6	10.0	11.2
6	6	6	6	6	5	5	5	5	5	5	5	5	5
5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
203	203	203	203	203	203	203	203	203	203	203	203	203	203
1540	1530	1540	1540	1540	1550	1540	1550	1550	1540	1540	1550	1520	1550
4	150	149	143	138	135	133	120	129	127	122	121	116	117
16	15	14	13	12	11	10	9	8	7	6	5	4	3

به منظور بررسی خردایش توده سنگ در شرایط واقعی از روش آنالیز تصویری استفاده شده است.

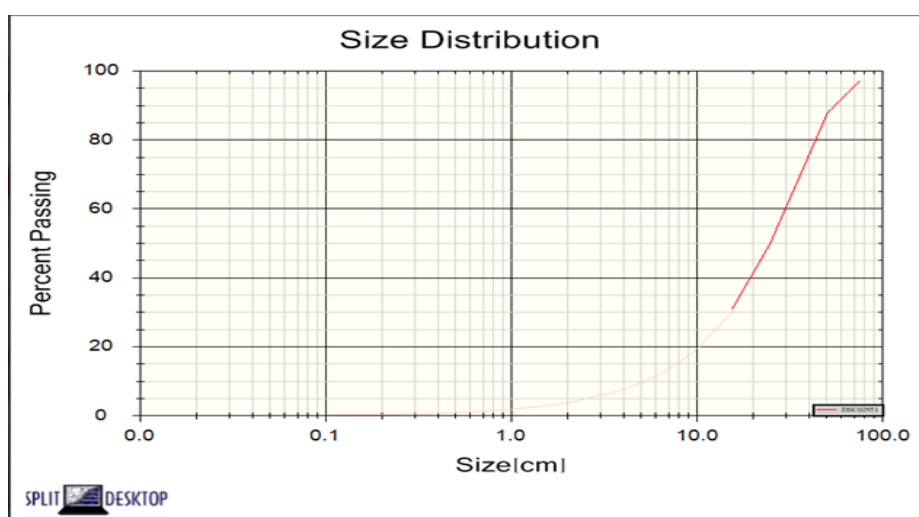
بدین دلیل، پس از انفجار در سینه کار مورد مطالعه، آنالیز تصویری با مراحل زیر برای ۱۶ سینه کار انفجاری صورت پذیرفت:

- تهیه عکس‌ها از توده آتشکاری شده
- ورود تصاویر به نرم افزار و تحلیل آن
- تحلیل آماری نتایج خروجی از نرم افزار

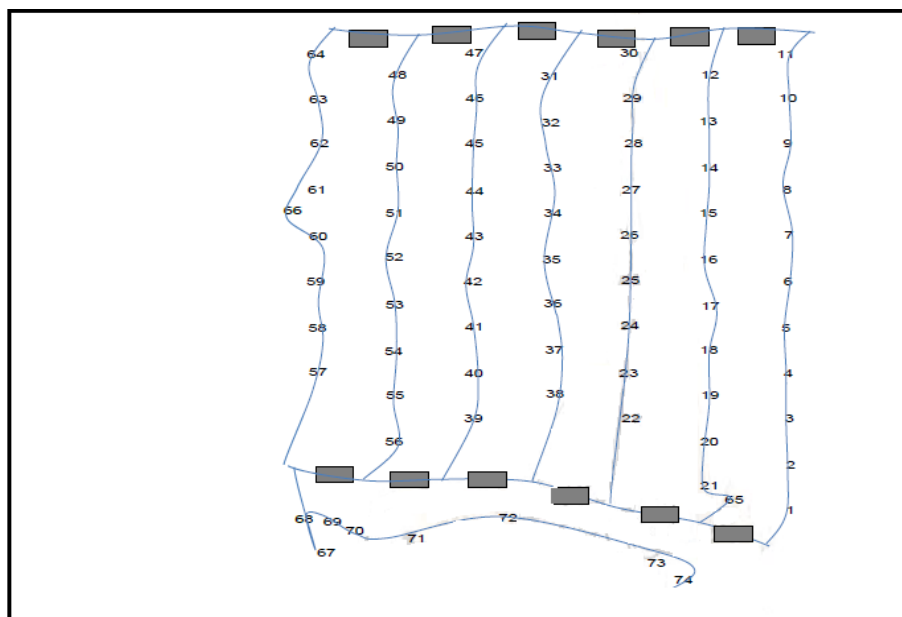
در معدن مورد مطالعه از تل های خردشده بعد از ۱۶ مرحله آتشکاری به تعداد کافی عکس تهیه شد به طوری که معرف کل دپوهای آتشکاری شده باشند. عکس های تهیه شده با نرم افزار Split Desktop مورد بررسی و آنالیز قرار گرفت. در اشکال (۲-۴)، (۳-۴) و (۴-۴) عکس آنالیز شده، نمودار توزیع دانه بندی و الگوی آتشکاری مربوط به سنگ باطله کروکی Cn-117-1550 نشان داده شده است.



شکل ۲-۴: نمونه ای از عکس آنالیز شده کروکی شماره Cn-117-1550



شکل ۳-۴: نتیجه حاصل از آنالیز یکی از تصاویر برداشت شده کروکی Cn-117-1550



شکل ۴-۴: الگوی آتشکاری کروکی شماره Cn-117-1550

با بررسی های صورت گرفته توسط دیگر محققین تاثیر ابعاد سنگ بر عملکرد شاول در زون باطله معدن سنگ آهن سنگان بسیار زیاد است، سنگ های با ابعاد بزرگتر از ۵۰ سانتیمتر تولید بارکننده را بطور چشمگیری کاهش می دهند [۲۰] لذا اندازه بهینه سنگ ۵۰ سانتیمتر و سنگ های بزرگتر از آن "بزرگ مقیاس" در نظر گرفته شد. از طرف دیگر بارگیری سنگ های کمتر از ۲۵ سانتیمتر تاثیری بر راندمان بارگیری ندارد و بارکننده زمان یکسانی را در محدوده ابعادی کمتر از ۲۵ سانتیمتر صرف بارگیری می نماید، بنابراین طراحی انفجار در زون باطله باید صورت گیرد که سنگ هایی با ابعاد ۲۵ تا ۵۰ سانتیمتر ایجاد کند. جدول (۴ - ۲) درصد سنگ های موجود در سه دسته بزرگ مقیاس، ریزدانه و اندازه بهینه را در انفجارهای مختلف نشان می دهد.

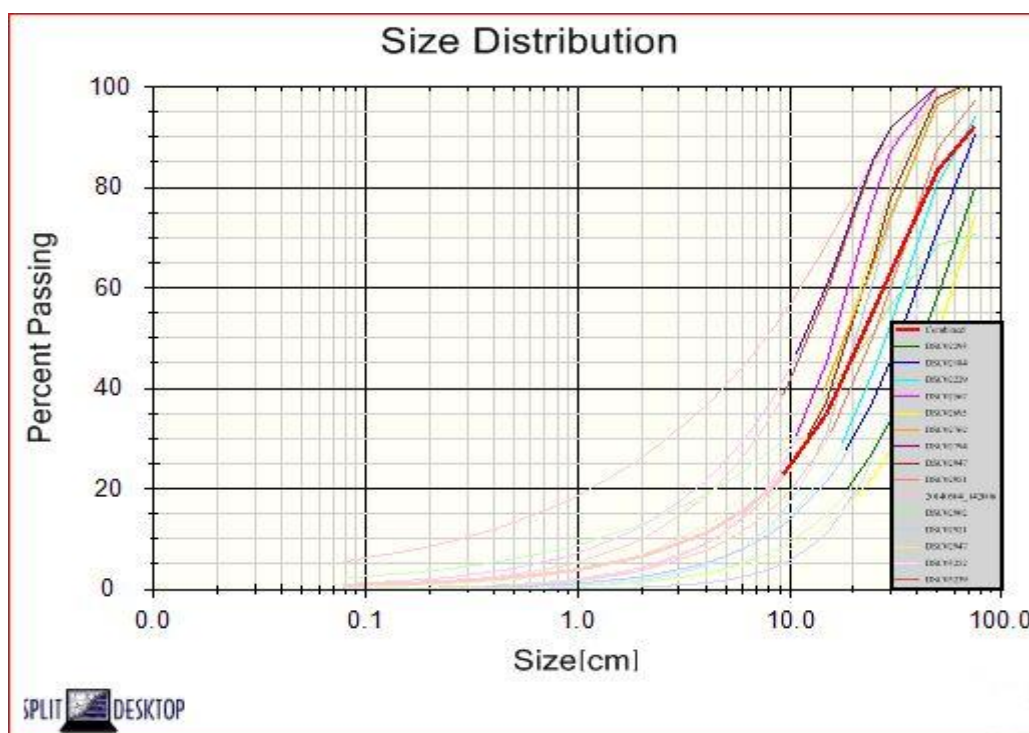
جدول ۴-۲: درصد سنگ های موجود در اندازه های مختلف (d: بعد سنگ بر حسب سانتیمتر)

شماره انفجار	الگوی حفاری (m)	نوع ماده منفجره	حجم انفجار شده (m ^۳)	d>50 (%)	d<25 (%)	25<d<50 (%)
Cn-109-1550	3×2.5	آنفو	6454	29.82	36.19	33.99
Cn-143-1540	3×3	آنفو	5775	0.04	76.76	23.2
Cn-149-1540	2.5×3	آنفو	28.31	42.02	29.67

Cn-116-1520	3.5×4	آنفو	12835	0.25	85.12	14.63
Cn-117-1550	5×5	آنفو	16675	8.29	56.28	35.43
Cn-133-1540	3.5×4	آنفو	3976/5	3.48	85.01	11.51
Cn-121-1550	5×5	آنفو	15183	16.03	57.94	26.03
Cn-122-1540	5×5	آنفو	18.24	48.97	32.79
مجموع زون باطله	17.07	54.84	28.09

داده‌های بدست‌آمده برای تعیین درصد سنگ‌های موجود در اندازه‌های مختلف مجموع زون باطله

موجود در جدول (۴-۲)، از نتیجه آنالیز تصویری کلی این زون حاصل شده است شکل (۴-۲۹).



شکل ۴-۵: نتایج آنالیز تصویری کلی زون باطله

طبق جدول (۴-۲) در بین جبهه کارهای مورد مطالعه در زون باطله تنها ۲۸/۰۹ درصد کل سنگ‌های خردشده حاصل از انفجار در محدوده ۲۵ تا ۵۰ سانتیمتر قرار دارند. بطور کلی ۱۷/۰۷ درصد کل سنگ‌ها دارای بعد بزرگتر از ۵۰ سانتیمتر "بزرگ مقیاس" و ۵۴/۸۴ درصد سنگ‌ها کوچکتر از ۲۵ سانتیمتر "ریزدانه" هستند. همچنین با بررسی های میدانی وضعیت کروکی پس از انفجار مشخص شد در اکثر انفجارها تولید سنگ‌های بزرگ مقیاس (شکل ۴-۶ و ۴-۷)، وجود پاشنه

(شکل ۴-۸) و عقب‌زدگی (شکل ۴-۹ و ۴-۱۰) مشهود است نتایج بدست آمده ضرورت مطالعه و بررسی الگوهای حفاری و انفجاری معدن را نشان می‌دهد.



شکل ۴-۶: نمایی از سنگهای بزرگ مقیاس در کروکی Cn-109-1550



شکل ۴-۷: نتیجه یک انفجار نامناسب در کروکی Cn-149-1540



شکل ۴-۸: وجود پاشنه در کف کروکی Cn-149-1540 و حفاری ثانویه



شکل ۴-۹: عقب زدگی پشت سینه کار کروکی Cn-122-1540



شکل ۴-۱۰: عقب زدگی پشت سینه کار Cn-121-1550

۳-۴ روش پاور دک^۱

یکی از چالش‌برانگیزترین مباحث معدنکاری، هزینه‌های تولید است. در چند سال اخیر غول‌های معدن‌کاری دنیا با بهینه‌سازی عملیات خود و استفاده از تکنولوژی‌های جدید همواره سعی در کاهش هزینه‌های تولید خود داشته‌اند. در این میان، عملیات حفاری انفجار یکی از مراحل اصلی و ابتدایی معدنکاری و فرآیند استخراج هستند که در حدود ۴۰ درصد از هزینه‌های تولید را به خود اختصاص می‌دهند. بنابراین، اجرای صحیح و بهینه‌سازی حفاری و انفجار، بر عملیات استخراج و مراحل بعدی معدنکاری تاثیر بسزایی می‌گذارد و می‌توان به کاهش قابل توجهی در هزینه‌های معدنکاری دست یافت.

در معادن کشور، عموماً توجه به سمت فرآیندهای پایین‌دستی پس از انفجار است و اهمیت نتایج انفجار بر کل عملیات معدن‌کاری مورد توجه کمی قرار گرفته است. انفجار تاثیر مستقیم بر هزینه‌های حمل، پایدارسازی پله‌ها و همچنین عملیات خردایش دارد. رابطه بین انفجار و عملیات خردایش با توجه به کاهش انرژی فرآیندهای پایین‌دستی به‌وسیله انفجارهایی با طرح و مدیریت بهتر بسیار مهم است. بنابراین، با بهینه‌سازی انفجار، می‌توان به بهبود قابل توجهی در زمینه باطله، تولید آسیاب، نرمه و پایداری دیوار معدن دست یافت.

با استفاده هرچه بهتر از انرژی انفجار، می‌توان خردایش مناسب‌تری در بلوک انفجار انجام داد. همچنین، با توزیع صحیح انرژی موج در بلوک انفجاری، تعداد ریزترک‌های شکل‌گرفته در سنگ افزایش می‌یابد که خردایش بهتر در عملیات سنگ‌شکنی و آسیاب را به‌دنبال دارد. بر اساس نتایج به‌دست‌آمده در شرکت اریکا امریکا، کاهش ابعاد دانه‌بندی ماده معدنی در حین انفجار می‌تواند تولید آسیاب را تا ۴۰ درصد افزایش دهد. بنابراین، افزایش بهره‌وری و تولید عملیات خردایش سنگ‌شکنی و آسیاب، منجر به کاهش هزینه سالانه تا ده‌ها میلیون دلار می‌شود [۲۸].

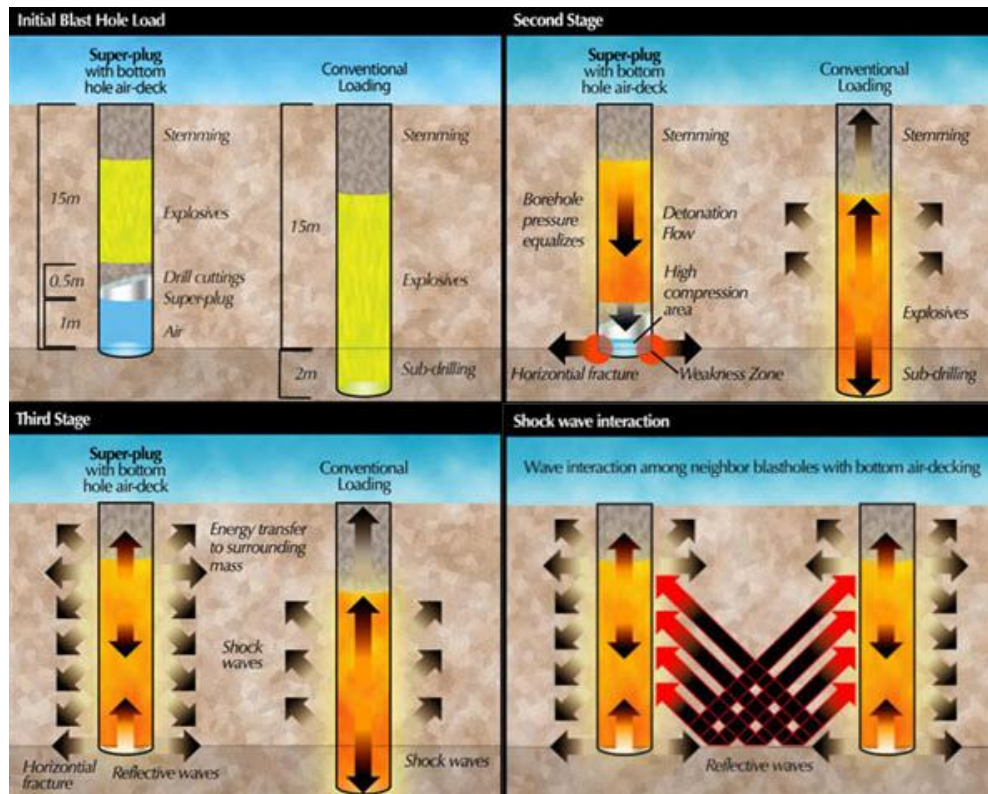
^۱ Power deck

روش پاور دک به علت کاهش میزان حفاری و ماده منفجره مورد نیاز و همچنین استفاده بهینه از انرژی ماده منفجره، مورد توجه بسیاری از شرکت‌های معدنی قرار گرفته است. در این روش، استفاده از یک ستون هوا در انتهای چال‌های انفجاری منجر به کاهش هزینه ماده منفجره مصرفی، بهبود خردایش، کاهش عقب‌زدگی، کاهش لرزش زمین، کنترل بهتر دیوار پله و معدن، بهبود قابلیت برداشت ماک پایل و کاهش ایجاد بولدر یا نرمه می‌شود. لازم به ذکر است، دستیابی به مزایای ذکر شده در گرو اجرای صحیح روش و طراحی دقیق الگوی براساس شرایط زمین‌شناسی، وضعیت توده سنگ، وضعیت درزه‌داری در بلوک انفجاری و غیره است.

۴-۳-۱ روش اجرا

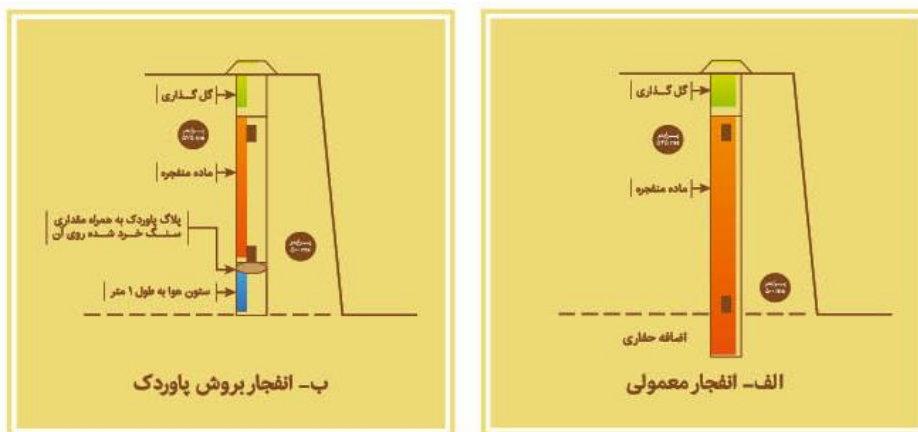
طراحی الگوی انفجاری و همچنین روش پر کردن چال‌های انفجاری با ماده منفجره، نقش مهمی در عملکرد عملیات انفجار بازی می‌کنند. به‌طور کلی روش‌های طراحی قرارگیری ماده منفجره در چال انفجاری را می‌توان به چال کاملاً پرشده از ماده منفجره و گل‌گذاری و چال انفجاری با ستون هوا تقسیم‌بندی کرد. در حالت چال‌های کاملاً پرشده، با انفجار ماده منفجره انرژی موج ضربه به سنگ اعمال شده و با توجه به شدت زیاد آن، سنگ اطراف چال انفجاری خرد شده و ترک‌های بسیاری در آن تشکیل می‌شوند. به علت شدت انرژی زیاد و خردایش بیش از حد سنگ، بخشی از انرژی ماده منفجره در این قسمت تلف می‌شود. در مقابل، استفاده از ستون هوا در چال انفجاری، باعث می‌شود انرژی ماده منفجره کاهش یافته و خردایش در فاصله معینی از چال انفجاری اتفاق افتد. در این روش، تغییرات فشار حاصل از انفجار به علت ورود سریع گاز حاصل از انفجار به ستون هوا و انتقال انرژی به این بخش در اثر فشرده‌کردن هواست. همچنین، به علت قرارگیری ستون هوا در کف چال انفجاری، امواج ضربه تشکیل شده در راستای چال انفجاری نوسان کرده و اندرکنش آن‌ها با یکدیگر و همچنین انعکاس آن‌ها از سمت گل‌گذاری و همچنین کف چال (که محل قرارگیری ستون هوا است) منجر به تشکیل میکروتُرک‌های بیشتر در بلوک انفجاری می‌شود [۲۹]. در شکل ۴-۱۱ مکانیزم عمل انفجار به

روش پاوردک به صورت شماتیک نشان داده شده است.



شکل ۴-۱۱: مکانیزم عمل انفجار به روش پاوردک [۲۹]

با توجه به شکل ۴-۱۲، در انفجارهای معمولی، طول چال انفجاری برابر با ارتفاع پله به علاوه مقدار اضافه حفاری است. اضافه حفاری از ایجاد پاشنه در اثر انفجار جلوگیری می‌کند. قسمت ب شکل ۴-۱۲ نشان‌دهنده موقعیت یک چال انفجاری در روش پاوردک است. در این حالت، مقدار اضافه حفاری چال انفجار حذف شده و تراز کف چال برابر با کف پله است. براساس طراحی‌های انجام‌شده و با استفاده از پلاگ پاوردک، ستون هوا به ارتفاع تقریبی یک متر (این مقدار با توجه به شرایط زمین‌شناسی، جنس سنگ و الگوی انفجار تعیین می‌شود) در کف چال انفجار قرار می‌گیرد. بنابراین، با در نظر گرفتن یک چال انفجاری در روش پاوردک در مقایسه با انفجارهای معمولی، نه تنها حفاری هر چال کاهش می‌یابد، بلکه خرج مصرفی به‌ازای هر چال و همچنین خرج ویژه انفجار کاهش می‌یابد [۲۸].



شکل ۱-ب- چال انفجاری در روش پاوردک

شکل ۱-الف- چال انفجاری در انفجار معمولی

شکل ۴-۱۲: تفاوت خرج گذاری انفجار معمولی با روش پاوردک [۲۸]

۴-۳-۲ پاوردک در معادن دنیا

امروزه روش پاوردک در بسیاری از پروژه‌های معدنکاری در دنیا مورد استفاده قرار می‌گیرد. این روش نه تنها به منظور کاهش حاصل از انفجار به دیوار معدن در انفجارهای کنترل شده استفاده می‌شود، بلکه به منظور کاهش میزان ماده منفجره مصرفی تا ۳۰ درصد و در نهایت، کاهش هزینه‌های انفجار در انفجارهای تولیدی معادن نیز مورد استفاده قرار می‌گیرد.

گزارش‌های ارائه شده از کاربرد این روش، نشان از کاهش هزینه قابل توجه در هزینه تمام شده ماده معدنی دارد. شرکت معدنی Barrick با استفاده از روش پاوردک در معدن طلای خود در نوادای شمالی، موفق شد طول چال انفجاری در باطله را از ۱۴/۵ متر به ۱۳ متر کاهش دهد. همچنین، استفاده از پلاگ‌های پاوردک باعث کاهش ۱/۲ متری طول ماده منفجره می‌شود. بنابراین در کل ۲/۵ متر از طول ماده منفجره معادل ۱۰۲ کیلوگرم کاهش می‌یابد. این موضوع معادل کاهش ۴۰۰۰ تنی مصرف ماده منفجره در سال است. براساس ارزیابی فنی و اقتصادی، استفاده از روش پاوردک در این معدن طلا، سالانه ۲۹۷،۰۰۰ دلار هزینه داشته و کاهش هزینه ۱۸۳،۲۴۰ دلاری در حفاری و کاهش ۱۰،۸۰،۰۰۰ دلاری در مصرف مواد منفجره را به دنبال دارد. بنابراین، سالانه در حدود ۹۶۶،۲۴۰ دلار در عملیات حفاری و انفجار این معدن صرفه جویی می‌شود. روش پاوردک در این معدن کاهش

۳۰ درصد در مصرف مواد ناریه را بدون هیچ‌گونه تاثیر منفی بر روی عملیات بارگیری و حمل در بر دارد. همچنین، در کل ۱۳۱ شیفت حفاری در سال صرفه‌جویی شد.

Frank Chiappetta، رئیس موسسه بین‌المللی تحلیل انفجار (Blasting Analysis International) در گزارش خود می‌نویسد روش پاوردک در مقایسه با انفجار معمولی، کاهش ۳۳ درصد لرزش زمین را در فاصله ۶۰ تا ۶۰۰ متری از محل انفجار در پی داشته است. همچنین، در دیگر گزارش‌های ارائه‌شده، لرزش زمین حاصل از انفجاری بین ۱۰ درصد تا ۷۵ درصد کاهش یافته است. این موضوع افزایش ایمنی دیوار معدن و همچنین سازه‌های نزدیک به معدن را به دنبال دارد. از منظر خردایش، روش پاوردک بهبود ۲۰ درصد تا ۲۵ درصد ابعاد عبوری از P20 و P80 را به دنبال دارد. در نتیجه، کاهش انرژی مصرف‌شده در عملیات خردایش (سنگ‌شکنی و آسیاب) و همچنین کاهش استهلاک تجهیزات خردایش، از مزایای این روش هستند. در نهایت، یکی از مهم‌ترین مزایای روش پاوردک، ایجاد پله‌ای صاف و بدون پاشنه است. در روش پاوردک، اندازه ستون هوا یکی از مهم‌ترین پارامترهای طراحی است. با انجام انفجارهای آزمایشی متعدد می‌توان طول بهینه ستون هوا را برای شرایط مختلف زمین‌شناسی و توده سنگ‌های مختلف به دست آورد [۲۸].

۴-۳-۳ برآوردها و نتایج اقتصادی

در معدن CN نیز به علت مشکلات موجود در انفجار کروکی‌ها روش پاوردک مورد ارزیابی قرار گرفت بدین منظور کروکی با ۲۰ چال دو ردیفه برای آزمایش در زون باطله انتخاب شد ارتفاع پله‌ها در معدن ۱۰ متر و قطر چال همانند ۱۶ مرحله انفجار آنلیز شده، ۱۶۵ میلی‌متر و طول پلاگ براساس نتایج بدست آمده و تجربیات دیگر معادن در ابتدای امر ۱ متر (شکل ۴-۱۳) در نظر گرفته شد. دیگر پارامترها و تفاوت‌های طراحی آن با روش معمول آتشیاری در جدول ۴-۳ ذکر شده است.



شکل ۴-۱۳: دو نمونه از پلاگ های استفاده شده در آتشیاری

محاسبه‌های اقتصادی برای بلوک‌های مختلف با الگوهای حفاری و خرج‌گذاری متفاوت در معدن CN انجام شد. جدول ۴-۴ نشان‌دهنده یک مورد از محاسبه‌های اقتصادی انجام شده در این معدن است. در جدول شماره ۴-۴ محاسبه‌های مربوط به مقایسه هزینه تمام شده عملیات حفاری و انفجار روش پاور دک و روش معمول در چال‌های ۱۶۵ میلی‌متری باطله با خرج اصلی آنفو و چاشنی نائل گزارش شده توسط شرکت عملیات استخراج معدن ارائه شده است. همان‌طور که در محاسبه‌ها مشخص است اجرای روش پاور دک در این نوع از بلوک‌های معدن منجر به کاهش ۱۵ درصدی هزینه‌های حفاری و انفجار در هر چال خواهد شد.

این محاسبه‌ها برای انواع بلوک‌های معدن براساس قطر چال‌های متفاوت، نوع سنگ متفاوت، خرج اصلی آنفو و ترکیب‌های مختلف امولایت انجام شده است. این محاسبه‌ها نشان می‌دهد کاهش هزینه اجرای روش پاور دک در شرایط متفاوت در معدن CN در شرایط بهینه منتج به کاهش هزینه‌های حفاری و آتشیاری خواهد شد.

جدول ۳-۴: تفاوت پارامترهای طراحی شده در روش معمول آتشکاری و روش پاور دک

نوع پارامتر	واحد	روش معمول آتشکاری	روش پاور دک
ارتفاع پله	متر	۱۰	۱۰
قطر چال	میلی متر	۱۶۵	۱۶۵
بارسنگ	متر	۴/۵	۴/۵
فاصله داری	متر	۵/۵	۵/۵
طول گل گذاری	متر	۵	۵
اضافه حفاری	متر	۱/۵	۰
عمق چال	متر	۱۱/۵	۱۰
طول پلاگ	متر	۰	۱
طول خرج گذاری	متر	۶/۵	۴

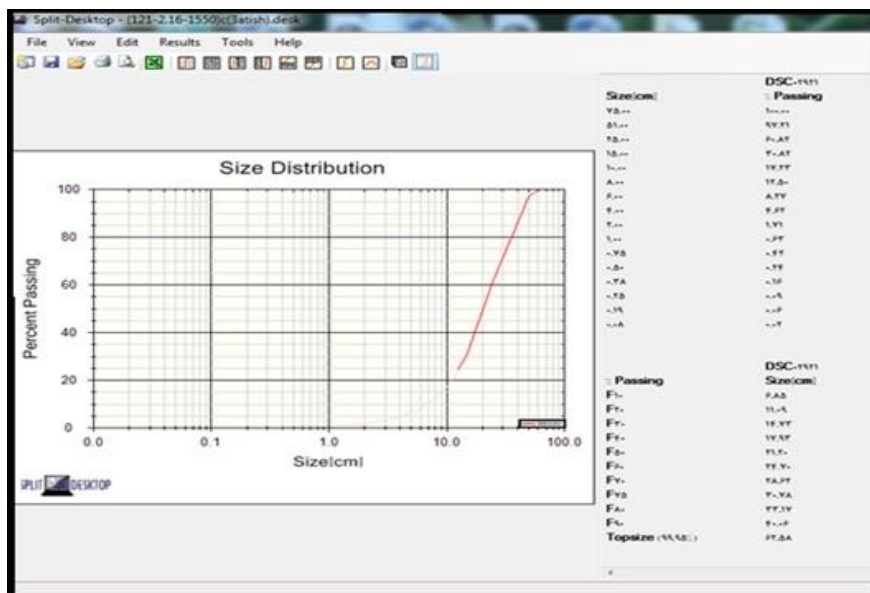
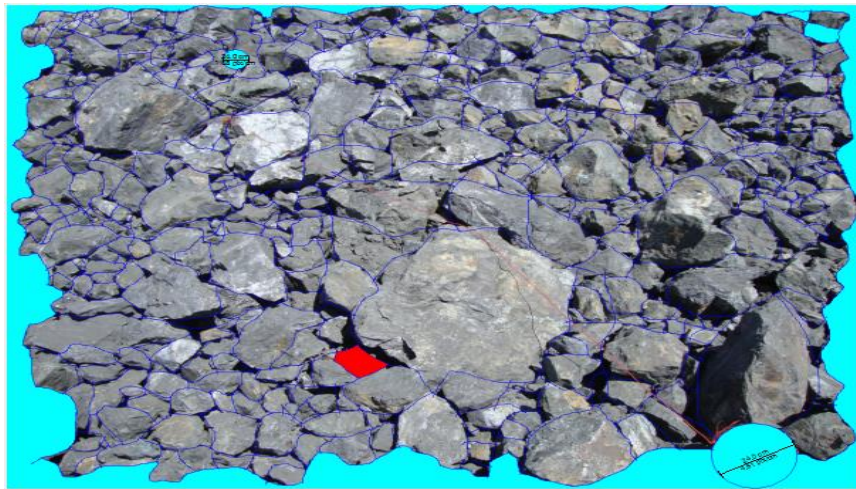
جدول ۴-۴: مقایسه هزینه تمام شده روش پاور دک و روش معمول در چال های ۱۶۵ میلیمتری برای شرکت طوس

مسیر [۳۰]

روش پاور دک		روش معمول آتشکاری		هزینه هر واحد (تومان)	نوع مواد مصرفی
مقدار	هزینه	مقدار	هزینه		
۹۰	۱۲۲۶۷۰	۱۲۰	۱۶۳۵۶۰	۱۳۶۳	آنفو (کیلوگرم)
۱	۲۵۰۰۰	۱	۲۵۰۰۰	۲۵۰۰۰	نانل (عدد)
۱	۱۸۱۵۰	۱	۱۸۱۵۰	۱۸۱۵۰	بوستر (عدد)
۱	۱۵۰۰۰	۰	۰	۱۵۰۰۰	پلاگ (عدد)
۱۸۰۸۲۰		۲۰۶۷۱۰		هزینه مواد ناریه هر چال (تومان)	
۱۰	۳۵۰۰۰۰	۱۱,۵	۴۰۲۵۰۰	۳۵۰۰۰	هزینه حفر هر چال (متر)
۵۳۰۸۲۰		۶۰۹۲۱۰		هزینه تمام شده برای انفجار هر چال (تومان)	

۴-۳-۴ بررسی خردایش حاصل از روش پاوردک

پس از یک مرحله انفجار به روش پاوردک در زون باطله معدن مورد مطالعه، از تل‌های خردشده به تعداد کافی عکس تهیه شد به طوری که معرف کل دیو آتشکاری شده باشند. عکس‌های تهیه شده با نرم افزار Split Desktop مورد بررسی و آنالیز قرار گرفت. در شکل (۴-۱۴) آنالیز، نمودار و توزیع دانه‌بندی نشان داده شده است.



شکل ۴-۱۴: نتایج آنالیز تصویری در کروکی باطله به روش پاوردک

همانطور که از نتایج آنالیز تصویری کروکی انفجار شده با روش پاوردک مشخص می‌گردد شاهد

کاهش ابعاد سنگ ها نسبت به روش معمول آتشکاری هستیم. براساس آنالیز بدست آمده در روش پاور دک بیش از ۹۵ درصد قطعات سنگ پایین تر از ۵۰ سانتی متر بوده در صورتی که در روش معمول حدود ۸۳ درصد قطعات سنگ های آتشباری شده در زون باطله پایین تر از ۵۰ سانتی متر بوده است.

۴-۴ جمع بندی

روش پاور دک به علت مزایای فراوان در انفجار معادن مختلف دنیا در معدن سنگان مورد بررسی قرار گرفت. پس از یک مرحله انفجار در زون باطله مشاهده شد که خردایش بهبود یافت و لرزش و صدای کمتری پس از انفجار تولید شد همچنین با حذف اضافه حفاری و استفاده کمتر از مواد ناریه کاهش ۱۵ درصدی در هزینه های معدن کاری را در پی داشت.

فصل پنجم: نتیجه گیری و پیشنهادات

۵-۱ نتیجه گیری

*خردایش مورد انتظار یکی از مهم ترین اهداف در معدن کاری بوده که مستقیماً بر هزینه های معدن کاری اثر می گذارد. یکی از راه های مرسوم و کم هزینه جهت تعیین خردایش استفاده از روش آنالیز تصویری بوده که در این تحقیق با استفاده از نرم افزار Split desktop و تهیه عکس های مختلف از ۱۶ کروکی انفجاری در باطله معدن CN سنگان مشخص گردید که اندازه قطعات سنگی حاصل از انفجار در محدوده مورد نظر نمی باشد.

*همچنین در بین روش های تعیین میزان خردایش سنگ پس از انفجار، روش آنالیز تصویری با استفاده از نرم افزار Split Desktop به دلیل دقت، سرعت بالا و قابلیت های ممتاز، کارآمدتر از سایر روش ها از جمله نرم افزار GoldSize بوده که در این تحقیق استفاده شده است.

*عدم دقت در حفاری و مشکلات متعدد در عملیات آتشیاری در معدن سنگان منجر به تولید بولدر، ایجاد پاشنه و عقب زدگی می شد. با توجه به مشکلات موجود و مزایای روش جدید پاوردک در بحث انفجار معادن این روش در معدن مورد ارزیابی قرار گرفت.

*تکنیک انفجار پاوردک علاوه بر بهبود نتایج انفجار، اثرات نامطلوب آن را نیز کاهش می دهد. اساس این سیستم، ایجاد فضای خالی توسط هوا در انتهای چال است. در این روش انفجاری اضافه حفاری در چال ها کاهش می یابد و حتی می تواند حذف شود و با توجه به قطر چال و ارتفاع پله یک متر از کف چال خالی گذاشته شد. پس از ریختن مقدار ۱۵ الی ۲۰ سانتی متر از خرده های حفاری، خرج گذاری با شرایط معمول انجام می گیرد.

*به علت عدم تجربه از روش پاوردک در معادن سنگان جهت آزمایش اول کروکی انفجاری در زون باطله آنومالی CN با سختی سنگ کمتر نسبت به سنگ آهن انتخاب گردید.

*کروکی مورد مطالعه با ۲۰ چال ۱۰ متری با قطر ۱۶۵ میلی متر طراحی گردید و با این تفاوت که اضافه حفاری حذف گردید. در کف چال پلاگ های ۱ متری به عنوان فاصله انداز هوایی قرار داده

شد و ۱۵ الی ۲۰ سانتی متر گرد حفاری بالای پلاگ ریخته شد. دیگر پارامترهای انفجار مانند روش معمول اجرا گردید.

*بعد از انفجار کروکی از روش آنالیز تصویری جهت تعیین ابعاد خردایش بهره گرفته شد مشاهده گردید خردایش بهبود یافته و همچنین لرزش و صدای انفجار نسبت به قبل کاهش محسوسی داشته است.

*با بررسی هزینه‌های حفاری و آتشیاری دو روش معمول و پاور دک مشاهده گردید که استفاده از روش پاور دک به علت حذف اضافه حفاری و کاهش طول خرج گذاری در هر چال، ۱۵ درصد صرفه جویی در هزینه ها را به دنبال دارد.

۲-۵ پیشنهادات

*در استفاده از روش پاور دک به علت حذف اضافه حفاری اهمیت دقت حفاری چال‌ها دوچندان می شود. بنابراین باید نظارت بر حفاری و بکارگیری اپراتورهای ماهر حفاری در سرلوحه کارشناسان معدن قرار گیرد.

*با بالا بردن تعداد آزمایش ها در کروکی‌های مختلف بر اساس جنس سنگ می توان طول پلاگ را افزایش داد تا به بیشترین مقدار ممکن دست یافت.

*به علت مشکلات بیشتر انفجاری در سنگ آهن در مجموعه معادن سنگان پس از کسب تجارب لازم در زون های باطله می توان این روش را برای سنگ آهن نیز مورد بررسی و مطالعه قرار داد.

*در طراحی پله‌های معادن سنگان می توان از پله‌های ۱۵ متری بهره برد و با توجه به کارایی بهتر روش پاور دک در چال های با طول زیاد شاهد نتایج بهتری در آتشیاری‌ها و نیز کاهش هزینه‌ها باشیم.

منابع و مراجع

منابع و مراجع

- [۱] Jhanwar, J. and J. Jethwa (2000). "The use of air decks in production blasting in an open pit coal mine." *Geotechnical and Geological Engineering* 18(4): 269-287
- [۲] Suttitthep Rommayawes, INFLUENCE OF AIR-DECK LENGTH ON FRAGMENTATION IN QUARRY BLASTING *European Scientific Journal* December 2013 /SPECIAL/ edition vol.3
- [۳] Ouchterlony, F, 2003, Influence of Blasting on the Size Distribution and Properties of Muckpile Fragments, a State of the Art Review, Technical Report, Lulea University of Technology, Sweden.
- [۴] Jemino, I. and Carlos, *Drilling and Blasting Of rocks*, 1995.
- [۵] ر.ا. استوار, آتشکاری در معادن, جلد دوم, جهاد دانشگاهی امیرکبیر, ۱۳۸۰.
- [۶] Gunter GC, 1990, Review of Image Analysis Techniques for Measuring Blast Fragmentation". *Mining Science & Technology*, Vol. 11 ,pp. 19-36.
- [۷] Hustrulid.W., 1999, *Blasting principles for openpit mining*. s.l. : Balkema. vol.1
- [۸] سامی، ع، ۱۳۸۶، بهینه‌سازی خردایش انفجار با استفاده از شبیه سازی مونت کارلو بر اساس مدل کاز-رام، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشکده مهندسی معدن، متالورژی و نفت، دانشگاه صنعتی امیرکبیر.
- [۹] حکمت، آ، ۱۳۸۲، پیش‌بینی بازدهی سیستم بارگیری (شاول) براساس سنگ‌های منفجر شده بزرگ مقیاس در معدن سنگ آهن گل‌گهر، رساله کارشناسی ارشد، دانشکده مهندسی معدن، متالورژی و نفت، دانشگاه صنعتی امیرکبیر.
- [۱۰] جهانی، م، ۱۳۹۲، پیش‌بینی خردایش حاصل از انفجار به کمک مدل‌های تجربی و ارائه مدلی مناسب برای معدن شماره یک سنگ آهن گل‌گهر، پایان‌نامه کارشناسی ارشد دانشگاه شهید باهنر کرمان.
- [۱۱] Split Engineering LLC Team, 2010, *Manual of Split-Desktop Image Analysis Software*, Version 3.

[۱۲] رستگار، ع، ۱۳۹۳، بررسی خطای ناشی از ویژگی‌های تصویر و پردازش دیجیتال در حوزه آنالیز تصویری خردایش سنگ ناشی از انفجار، مقاله و تحقیق، مجموعه انفجار.

[۱۳] Kim, K., 2006, Blasting Design Using Fracture Toughness and Image Analysis of the Bench Face and Muckpile. Thesis of M.Sc, Blacksburg: Virginia Polytechnic Institute and State University.

[۱۴] Maerz, N. H., Palangio, T. C., Franklin, J. A. , 1996, WipFrag image based granulometry system Proceeding Measurement of Blast Fragmentation, Balkema, Rotterdam.

[۱۵] Schleifer, J., Tessier, B , 1996, FRAGSCAN A tool to measure fragmentation of blasted rock Proceeding Measurement of Blast Fragmentation”, Balkema, Rotterdam.

[۱۶] Havermann, T., Vogt W, 1996, TUCIPS- A system for the estimation of fragmentation after production blasts Proceeding Measurement of Blast Fragmentation, Balkema, Rotterdam.

[۱۷] فراموشی، م، ۱۳۸۹، برآورد میزان خرج ویژه و خردایش ناشی از انفجار مبتنی بر ویژگی‌های توده سنگ در برخی زون‌های معدن مس سونگون، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه ارومیه.

[۱۸] Ozdemir, K., Kahriman, A., Karadogan, A., and Tuncer, G, 2003, ”Blasting Fragmentation Assessment and control using the split digital image analysis system”, International Conference on Earth Sciences and Electronics

[۱۹] www.simp.ir, 1391, technical_info/discovery. [Online] Imidro.

[۲۰] ذبیحی عراقی. ب، پیش‌بینی خردایش ناشی از انفجار در معادن روباز با استفاده از تئوری فازی (مطالعه موردی توده B معادن سنگ آهن سنگان)، پایان‌نامه کارشناسی ارشد دانشگاه آزاد اسلامی واحد علوم و تحقیقات تهران، ۱۳۸۹-۱۳۹۰

[۲۱] شرکت مهندسين مشاور کاوشگران، ۱۳۸۹، ۱۳۹۰، ۱۳۹۱، گزارش طراحی، برنامه‌ریزی و آماده سازی استخراج معدن سنگ آهن باغک و دردوی.

[۲۲] شرکت ملی فولاد ایران، ۱۳۷۲، گزارش بررسی فنی و اقتصادی نهایی معادن سنگ آهن

سنگان خواف.

[۲۳] BHP ENGINEERING, 1993, SANGAN IRON ORE PROJECT FINAL FEASIBILITY STUDY, pp;1120-1322.

[۲۴] شرکت مهندسين مشاور معدن كاو، ۱۳۸۸، گزارش زمین‌شناسی ساختمانی معادن باغک و دردوی.

[۲۵] DANIELI & AMEC, 2008, GEOLOGY REPORT & MODEL UPDATE OF SANGAN IRON ORE PROJECT, pp; 344-556.

[۲۶] شرکت مهندسين مشاور كاوشگران، ۱۳۸۵، گزارش نهایی بررسی امکان تولید سالانه یک میلیون تن سنگ آهن از معادن فرعی.

[۲۷] شرکت تهیه و تولید مواد اولیه فولاد خراسان، ۱۳۸۸، گزارش مدل‌سازی، تیپ بندی و محاسبه ذخیره کانسار آهن دردوی.

[۲۸] سیامکی ع، "صرفه جویی در انفجار، سوددهی در تولید"، مجله عصر مس، شماره ۷۴، ص ۹۴-۹۵

[۲۹] اسلامی م، "یک انفجار اقتصادی-زیست محیطی"، مجله عصر مس، شماره ۷۳، شهریور و مهر ۹۶

[۳۰] اطلاعات دفتر فنی شرکت طوس مسیر، مهر ۹۶

Abstract

The purpose of mining is to extract minerals in a predetermined time schedule with the maximum specified production, with the lowest costs and risks associated with it and to achieve a good grinding. In this thesis, first, the method of blasting in Sangan iron mines and then the results of fire extinguishing, such as fragmentation, were analyzed using image analysis due to many problems in field observations of explosions such as boulder production and heels in the floor of the stairs as well as The retreat and, on the other hand, rising drilling costs and explosive, tried to modify the fire-fighting method. For this purpose, it has been used by the power deck method, which has been used in recent years in mines in the world and also in Iran, with satisfactory results. To do this, removing the subdrilling and placing an empty air distance of 1 meter at the bottom of the hole, while reducing the amount of drilling, also reduced the amount of material consumed per hole. After investigations after the explosion, it was found that the crushing of the rocks has improved and shook and the sound of the explosion has also decreased. In the end, economically, with this method, 15% was saved in drilling and blasting costs.

Key words: Power deck, Sangan iron mines, Fragmentation, Image Analyse, Blasting.



Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics Engineering

MSc Thesis in Mineral Excavation

Survey blasting results with Air deck method in iron mines

By: Ahad Safaee Idaliki

Supervisors:

Dr. Mohamad Ataei

Dr. Farhang Sereshki

July, 2018