

بِسْمِ اللّٰهِ الرَّحْمٰنِ الرَّحِيْمِ



دانشکده صنعتی شاهروود

دانشکده پرديس خوارزمي

رشته مهندسي معدن گرایиш استخراج

پايان نامه کارشناسی ارشد

طراحی الگوی آتشکاری معادن روباز جهت خردایش مناسب

مورد مطالعه: معدن سنگ آهن سنگان

نگارنده: ايمان اسكندری نژاد

اساتيد راهنما

دكتور رضا خالو كاكائي

دكتور فرهنگ سرشكى

استاد مشاور

مهندس داود عليپور كرمانی

شهریور ۱۳۹۵



شماره:

تاریخ:

وزیری:

بسم الله الرحمن الرحيم

میراث اسلامی و اسلامیت
فرم شماره (۶)

فرم صدور تجلیسه نفع پیمان تقدیم تحصیلی دوره کارشناسی ارشد

باتوجه به عذرخواهی معلم و بالاصلت از همه رئیس مرکز (۱۵) طبق نفع از پیمان تقدیم کارشناسی ارشد خلیل القای ایمان
لکن دری تقدیم رئیس معلم گریز لمحات تهمت نهاده «لکه لکوی مطلب اشکاری سیاست غریب مطلب و غلوکری از
نهضه ایلخانی که در تاریخ با حضور رئیس معلم داوران در هشتماه سنتی شاهروز ببرگزار گردیده
شرح نیز است».

قبول (با درجه) اعیاز نفع محدود محدود	
۱- علی (۱۵ - ۱۷) ۱۸/۹۹	
۲- خوب (۱۶ - ۱۷) ۱۰/۹۹	
۳- نمره کمتر از ۱۴ نمره قابل قبول	

نام	مرتبه علمی	نام قائم خوداوندی	جهویات داری
		دکتر رضا خلوکارانی دکتر فردیس سرینکی	۱- استاد اعیان
		مهندس طیبیور کوهی	۲- استاد مشاور
		دکتر علی عباس پژا	۳- نماینده شورای تحصیلات تکمیلی
		دکتر محمد طالبی	۴- استاد متخصص
		دکتر محمد کارامیان	۵- استاد متخصص

تأیید رئیس داشکده:

تقدیم:

به پدر بزرگوار و مادر عزیز و گرانقدرم که اگر لحظه لحظه عمرم را به پای سپاس از آنها بگذارم قادر نخواهم بود قطره‌ای در مقابل دریای بی‌کران محبت‌های آنها باشم.

به همسر و فرزند عزیزم نازنین زهرا که بهترین لحظات زندگیم، در کنار ایشان بودن است.

تقدیر و تشکر

نخستین سپاس از **خداآوند بزرگ و متعال** که آفریننده تمام موجودات عالم است و به انسان کرامت انسانی بخشیده است. پس شایسته است در لحظه لحظه این عمر کوتاه چند ساله، شکرگزار و سپاس‌گزار خداوند منان باشیم.

از کلیه اساتید محترم دانکشده معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهروд، گروه استخراج که اینجانب را در گردآوری این پایان نامه راهنمایی و یاری نمودند کمال تشکر و قدردانی را دارم.

از خدمات اساتید گرانقدرم جناب آقایان **دکتر رضا خالوکاکائی** و **دکتر فرهنگ سوشکی** کمال تشکر و قدردانی را دارم که با صبر و حوصله فراوان راهنمایی این پایان نامه را انجام داده، برای این عزیزان طول عمر با بهره و موفقیت روز افزون از خداوند متعال خواستارم.

همچنین از استاد گرانقدرم جناب آقای دکتر **محمد عطایی** و دکتر **محمد کارآموزیان** که زحمت داوری این پایان نامه را بر عهده داشتند کمال تشکر را دارم.

لازم می‌دانم از مدیرت محترم عامل مجتمع سنگ آهن سنگان، جناب آقای مهندس صدیقی فر معاونت محترم فنی و بهره‌برداری مجتمع سنگان، جناب آقای مهندس اسماعیل زاده، مدیریت محترم معادن، جناب آقای مهندس قائمی و سرپرست محترم ناریه جناب آقای مهندس علیپور کرمانی و کلیه عزیزانی که در گردآوری این پایان نامه اینجانب را یاری نموده‌اند، کمال تشکر و قدردانی را داشته باشم.

تعهدنامه

اینجانب ایمان اسکندری نژاد دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی استخراج معدن، دانشکده پرديس خوارزمی دانشگاه صنعتی شاهرود نويسنده پایان نامه طراحی الگوی آتشکاری معادن رو باز جهت خردايش مناسب تحت راهنمایي استايد محترم جناب آفایان دکتر رضا خالو كاكائي و فرهنگ سرشكى متعهد مىشوم:

- تحقیقات در این پایان نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است.
- در استفاده از نتایج پژوهش های محققان دیگر به مرجع مورد استفاده استناد شده است.
- مطالب مندرج در پایان نامه تاکنون توسط خود یا فرد دیگری برای دریافت هیچ نوع مدرک یا امتیازی در هیچ جا ارائه نشده است.
- کلیه حقوق معنوی این اثر متعلق به دانشگاه 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 می گردد.
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه، در مواردی که از موجود زنده (یا بافت های آن) استفاده شده باشد، ضوابط و اصول اخلاقی رعایت شده است.
- در کلیه مراحل این پایان نامه، در مواردی که به حوزه اطلاعات شخصی دسترسی یافته یا استفاده شده است اصول رازداری، ضوابط و اصول اخلاق انسانی رعایت شده است.

امضای دانشجو

تاریخ

مالکیت نتایج و حق نشر

- کلیه حقوق معنوی این اثر و محصولات آن (مقالات مستخرج، کتاب، برنامه های رایانه ای، نرم افزارها و تجهیزات ساخته شده) متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می باشد. این مطالب باید به نحو مقتضی در تولیدات علمی مربوطه ذکر شود.

چکیده:

در بخش عملیاتی معدن، آتشکاری به عنوان یکی از مهمترین مراحل معدنکاری محسوب می‌شود. فرآیند آتشکاری از آن جهت دارای اهمیّت است که سایر فرآیندهای معدنکاری به صورت مستقیم و یا غیر مستقیم در ارتباط با آن می‌باشد. پارامترهای مختلفی مانند خصوصیات توده سنگ، خصوصیات ماده منفجره و مشخصات الگوی آتشکاری همه با هم در ارتباط هستند و می‌تواند بر نتایج آتشکاری مؤثر باشد. ارائه الگوی آتشکاری مناسب برای استخراج ماده معدنی می‌تواند در کاهش حجم حفاری، مقدار ماده منفجره، توزیع مناسب دانه‌بندی قطعات خرد شده (خرداش مناسب) و در نهایت هزینه‌های استخراج در معادن روباز مؤثر باشد. مهمترین نتیجه آتشکاری خرداش مناسب است. با توجه به تعداد پارامترهای مؤثر در خرداش باید آنها را شناسایی و سپس الگوی مناسب جهت آتشکاری را طراحی نمود تا علاوه بر کاهش هزینه‌های ثانویه و اثرات نامطلوب حاصل از انفجار، آتشکاری مطلوب با خرداش مناسب و کمترین هزینه داشته باشیم. در این پژوهه، پارامترهای مربوط به آتشکاری در مجموعه معادن سنگ آهن سنگان (معدن B و C شمالی) مورد بررسی قرار گرفته است. طراحی الگوی‌های مختلف آتشکاری (تعیین بارسنگ و فاصله ردیفی چال‌ها)، با استفاده از روش‌های تئوری (روش Ash و Olofsson)، روش کامپیوتراً با استفاده از نرم افزار Delpat و نهایتاً روش عملی انجام شده است. پس از بررسی الگوهای طراحی و با ایجاد تغییر در بارسنگ و فاصله ردیفی چال‌ها، با توجه به شرایط هر معادن الگوی مناسب پیشنهاد شده است. در نهایت با استفاده از آنالیز تصویری (نرم افزار Gold Size) و مفهومی به عنوان ضریب سفتی، الگوی مناسب آتشکاری جهت خرداش مناسب در مجموعه معادن سنگ آهن سنگان ارائه شده است. در معدن C شمالی بارسنگ بین ۳ تا ۴ متر و فاصله ردیفی چال‌ها بین ۴/۵ تا ۴/۵ متر پیشنهاد می‌گردد. همچنین در معدن B بارسنگ بین ۳ تا ۳/۵ متر و فاصله ردیفی چال‌ها ترجیحاً ۴ متر پیشنهاد می‌گردد. نسبت فاصله ردیفی چال‌ها به بارسنگ در معدن C شمالی به طور میانگین ۱/۳۲ و در معدن B نیز ۱/۲۷ پیشنهاد و خرداش مناسب نیز حاصل گردیده است.

کلمات کلیدی: معدن سنگ آهن سنگان، آتشکاری، بارسنگ، فاصله ردیفی چال‌ها، ضریب سفتی، نرم افزار Gold Size، نرم افزار Delpat

فهرست مطالب

۱.....	فصل اول-کلیات تحقیق
۲.....	۱-۱. مقدمه
۳.....	۱-۲. بیان مسئله
۴.....	۱-۳. اهداف تحقیق
۴.....	۱-۴. ضرورت انجام تحقیق
۵.....	۱-۵. ساختار پایان نامه
۷	فصل دوم - پیشینه تحقیق
۸.....	۲-۱. مقدمه
۹.....	۲-۲. پیشینه تحقیق
۱۲.....	۲-۳. نتیجه‌گیری
۱۳.....	فصل سوم - معرفی معدن سنگ آهن سنگان
۱۴.....	۳-۱. مقدمه
۱۴.....	۳-۲. موقعیت جغرافیایی معدن سنگ آهن سنگان
۱۹.....	۳-۳. زمین شناسی و سنگ شناسی معدن سنگان
۲۰.....	۳-۳-۱. تاریخچه زمین شناسی منطقه سنگان
۲۰.....	۳-۳-۲. سنگ شناسی و کانی شناسی سنگان
۲۲.....	۳-۴. معرفی آنومالی‌های اصلی معدن سنگان
۲۳.....	۴-۱. مشخصات معدن B
۲۴.....	۴-۲. مشخصات معدن CN

۲۸	۵-۳. نتیجه گیری
۲۹	فصل چهارم- انفجار و پارامترهای طراحی آتشکاری
۳۰	۴-۱. مقدمه
۳۰	۴-۱-۱. انفجار
۳۰	۴-۱-۲. انتشار امواج ضربه
۳۱	۴-۱-۳. انبساط گازها
۳۲	۴-۱-۴. جابجایی توده سنگ
۳۲	۴-۲. طراحی پارامترهای آتشکاری
۳۳	۴-۲-۱. عوامل مربوط به چال
۳۳	۴-۲-۱-۱. ارتفاع پله
۳۳	۴-۲-۱-۲. قطر چال
۳۵	۴-۲-۱-۳. بارسنگ
۳۶	الف- اش
۳۸	ب- لانگفورس
۳۹	ج- کونیا
۴۰	د- اولافسون
۴۲	ه- ادھیکاری
۴۲	۴-۲-۱-۴. فاصله چال‌ها در یک ردیف
۴۵	۴-۱-۲-۴. اضافه چال (اضافه حفاری)
۴۶	۴-۱-۲-۶. شب چال
۴۹	۴-۲-۴. خروج و خروج‌گذاری و روش‌های تعیین خروج ویژه
۴۹	۴-۲-۲-۱. خروج و خروج‌گذاری

۵۰ خرج ویژه و روش‌های تعیین آن	۴-۲-۲-۲-۴
۵۳ خرج اصلی، پرایمر و بوستر	۴-۲-۲-۳-۴
۵۴ گل‌گذاری	۴-۲-۴-۲-۴
۵۴ طراحی مدار انفجار	۴-۲-۳-۴
۶۱ نتیجه گیری	۴-۳-۴
۶۳ فصل پنجم- محاسبات و طراحی الگوی آتشکاری مناسب	
۶۴ ۱. مقدمه	۵-۴
۶۴ ۲-۱. بررسی اطلاعات آتشکاری در معدن سنگ آهن سنگان	۵-۵
۶۵ ۳-۱. طراحی الگوی آتشکاری در معدن سنگ آهن سنگان	۵-۵
۶۵ ۳-۲-۱. طراحی تئوری (محاسباتی)	۵-۵
۶۵ ۳-۲-۱-۱. روش Ash	۵-۳-۱-۱
۶۸ ۳-۲-۱-۱-۲. روش Olofsson	۵-۳-۱-۲-۱
۷۲ ۳-۲-۱-۲-۲. طراحی کامپیوتری	۵-۳-۲-۱
۷۲ ۳-۲-۱-۲-۳-۱. معرفی نرم افزار Delpat نسخه سوم	۵-۳-۲-۱-۲-۳
۷۳ ۳-۲-۱-۲-۳-۱. منوی اصلی	۵-۳-۲-۱-۲-۳
۷۴ ۳-۲-۱-۲-۳-۲. حجم عملیات حفاری و مدت زمان انجام آن	۵-۳-۲-۱-۲-۳
۷۴ ۳-۲-۱-۲-۳-۳. قابلیت انفجار سنگ	۵-۳-۲-۱-۲-۳
۷۴ ۳-۲-۱-۲-۳-۴. دانه بندی سنگ	۵-۳-۲-۱-۲-۳
۷۴ ۳-۲-۱-۲-۳-۵. ارتفاع پله در محل کار	۵-۳-۲-۱-۲-۳
۷۵ ۳-۲-۱-۲-۳-۶. ساعت کار	۵-۳-۲-۱-۲-۳
۷۵ ۳-۲-۱-۲-۳-۷. ماشین آلات حفاری	۵-۳-۲-۱-۲-۳

۷۶	۸-۱-۲-۳-۵. آرایش سیستم حفاری
۷۶	۹-۱-۲-۳-۵. مواد منفجره
۷۷	۵-۳-۲-۲-۲. طراحی کامپیوتری در معدن سنگ آهن سنگان
۸۱	۵-۳-۳-۵. طراحی عملی(تجربی)
۹۲	۴-۵. تحلیل و مقایسه پارامترهای آتشکاری
۹۲	۵-۴-۱. مقایسه پارامترهای طراحی الگوهای تئوری و کامپیوتری
۹۴	۵-۴-۲. مقایسه ضریب سفتی آتشکاری الگوهای تئوری و کامپیوتری
۹۸	۵-۵. آنالیز تصویری
۱۰۸	۵-۶. نتیجه گیری
۱۰۹	فصل ششم-نتایج و پیشنهادها
۱۱۰	۶-۱. نتیجه گیری
۱۱۰	۶-۲. پیشنهادها
۱۱۳	فهرست منابع
۱۱۷	پیوست‌ها

فهرست اشکال

شکل(۱-۳) موقعیت جغرافیایی معدن سنگ آهن سنگان ۱۵
شکل(۲-۳) موقعیت جغرافیایی و راههای دسترسی به منطقه معدنی (بدون مقیاس) ۱۶
شکل(۳-۳) نقشه مسیرهای دسترسی معدن سنگ آهن سنگان ۱۶
شکل(۴-۳) موقعیت کلیه آنومالی‌های معدن سنگان ۱۷
شکل(۵-۳) موقعیت آنومالی‌های اصلی معدن سنگان ۱۸
شکل(۶-۳) موقعیت معدن سنگان در ایران، کمربند خوف- کاشمر- بردسکن ۱۹
شکل(۷-۳) نمایی از توده B معدن سنگ آهن سنگان ۲۴
شکل(۸-۳) نمایی از توده C شمالی معدن سنگ آهن سنگان ۲۵
شکل(۱-۴) نمایش سطح تأثیر چالها برای آرایش مربعی ۴۴
شکل (۲-۴) نمایش سطح تأثیر انفجار چال‌ها در ته چال ۴۵
شکل(۳-۴) نمایی از دیواره ناپایدار جاده معدن A کیلومتر ۱۹۵۰ ۴۷
شکل(۴-۴) نمایی از ریزش دیواره جاده معدن A کیلومتر ۱۹۵۰ ۴۷
شکل(۵-۴) نمایی از دیواره مسیر معدن CN به دردوى(ترانشه دوبل) ۴۸
شکل(۶-۴) نمایی از ریزش خطروناک دیواره مسیر معدن CN به معدن دردوى(ترانشه دوبل) ۴۸
شکل(۷-۴) نمایی از بلوک آمده آتشکاری ۵۵
شکل(۸-۴) نمایش آرایش لوزی چال‌ها و انواع مدار انفجار ۵۵
شکل (۹-۴) نمایش آرایش مربعی چال‌ها و انواع مدار انفجار ۵۶
شکل(۱۰-۴) نمایش پارامترهای مدار انفجار ۵۷
شکل(۱۱-۴) طراحی لوزی مدار انفجار ۵۷
شکل (۱۲-۴) مشخصات نانل‌های PHC ۵۸

..... ۵۹	شکل (۱۳-۴) مشخات نانل‌های PC
..... ۶۰	شکل (۱۴-۴) طراحی مدار انفجار و تأخیر با استفاده از سیستم نانل
..... ۶۰	شکل (۱۵-۴) طراحی مدار انفجار و تأخیر با استفاده از سیستم نانل
..... ۷۱	شکل (۱-۵) عملیات انفجار ثانویه
..... ۷۲	شکل (۲-۵) نتیجه انفجار ثانویه
..... ۷۳	شکل (۳-۵) نمای کلی نرم‌افزار Delpat version3
..... ۷۶	شکل (۴-۵) صفحه اطلاعات مورد نیاز جهت اضافه نمودن دستگاه حفاری جدید
..... ۷۸	شکل (۵-۵) نمایی از فعال شدن منوی نتایج بعد از ورود اطلاعات در نرم افزار Delpat
..... ۷۹	شکل (۶-۵) پلان طراحی الگوی آتشکاری در معدن سنگ آهن سنگان
..... ۷۹	شکل (۷-۵) خردایش و توزیع دانه‌بندی سنگ حاصل از انفجار
..... ۸۰	شکل (۸-۵) نمودارهای مربوط به هزینه حفاری، آتشکاری، خرج ویژه و حفاری ویژه
..... ۹۲	شکل (۹-۵) ترازهای آتشکاری شده در معدن B سنگ آهن سنگان
..... ۹۳	شکل (۱۰-۵) مقایسه محاسبات بارسنگ
..... ۹۳	شکل (۱۱-۵) مقایسه محاسبات فاصله ردیفی چال‌ها
..... ۱۰۱	شکل (۱۲-۵) بلوک حفاری شده و آماده آتشکاری
..... ۱۰۱	شکل (۱۳-۵) نمایی از کپه انفجاری و باز گشایی مسیر جهت حمل بار بلوک آتشکاری شده
..... ۱۰۲	شکل (۱۴-۵) شبکه بندی و مقیاس گذاری بلوک آتشکاری شده
..... ۱۰۳	شکل (۱۵-۵) دیجیتايز کردن بلوک آتشکاری شده
..... ۱۰۳	شکل (۱۶-۵) مدل کردن با استفاده از نرم افزار Goldsize
..... ۱۰۴	شکل (۱۷-۵) خروجی توزیع دانه‌بندی (مدل ۱)
..... ۱۰۴	شکل (۱۸-۵) خروجی توزیع دانه‌بندی (مدل ۲)
..... ۱۰۴	شکل (۱۹-۵) خروجی توزیع دانه‌بندی (مدل ۳)

شکل (۲۰-۵) آنالیز دانه‌بندی و محاسبه راندمان آتشکاری	۱۰۵
شکل (۱-۶) الگوی مدار انفجار با استفاده از نانل PHC و PC	۱۱۱
شکل (۲-۶) الگوی مدار انفجار با استفاده از نانل PC و PHC	۱۱۱
شکل (۳-۶) الگوی مدار انفجار با استفاده از نانل	۱۱۲

فهرست جداول

جدول (۱-۲) مطالعات آتشکاری انجام شده در مجتمع سنگ آهن سنگان	۹
جدول (۲-۲) مقالات و مطالعات در خصوص آتشکاری	۱۱
جدول (۱-۳) استخراج آهن و باطله	۲۶
جدول (۲-۳) آماده سازی معادن سنگان	۲۶
جدول (۳-۳) راه سازی معادن سنگان	۲۷
جدول (۴-۳) مجموع آهن و باطله استخراجی سال اول قرارداد	۲۷
جدول (۳-۵) مجموع آهن و باطله استخراجی سال دوم قرارداد	۲۸
جدول (۱-۴) ارتفاع پله، قطر چال، ماشین آلات بارگیری	۳۳
جدول (۲-۴) ارتباط قطر چال و ارتفاع پله در معادن روباز	۳۵
جدول (۳-۴) تعیین K_b با توجه به رده سنگ و مشخصات ماده منفجره	۳۶
جدول (۴-۴) روش تعیین ثابت سنگ	۳۹
جدول (۵-۴) روش تعیین ثابت ضریب چال	۳۹
جدول (۶-۴) روش تعیین فاصله ردیفی چالها	۴۰
جدول (۷-۴) ضریب شیب چال	۴۰
جدول (۸-۴) ضریب نوع سنگ	۴۱
جدول (۹-۴) ضریب ارتفاع پله	۴۱
جدول (۱۰-۴) ضریب نوع ماده منفجره	۴۱
جدول (۱۱-۴) مقدار ضریب همپوشانی چالها برای حالات مختلف	۴۴
جدول (۱۲-۴) روش تعیین میزان اضافه حفاری	۴۶
جدول (۱۳-۴) مقادیر پارامترهای مؤثر بر شاخص قابلیت انفجار	۵۲

جدول(۴-۴) تعیین ابعاد بوستر با توجه به قطر چال ۵۴
جدول(۱-۵) مشخصات حفاری و ماده منفجره ۶۵
جدول(۲-۵) تعیین K_b با توجه به رده سنگ و مشخصات ماده منفجره ۶۵
جدول(۳-۵) خلاصه نتایج محاسبات طراحی الگوی حفاری و آتشکاری ۷۰
جدول(۴-۵) نتایج محاسبات طراحی کامپیوتربالگوی حفاری و آتشکاری ۸۱
جدول(۵-۵) الگوهای عملی آتشکاری در معدن CN ۸۲
جدول(۶-۵) الگوهای عملی آتشکاری در معدن B ۸۷
جدول(۷-۵) مقایسه پارامترهای طراحی الگوی آتشکاری تئوری و کامپیوتربالگوی ۹۲
جدول(۸-۵) مقادیر ضریب سفتی ۹۴
جدول(۹-۵) محاسبه ضریب سفتی انفجارهای عملی معدن CN ۹۵
جدول(۱۰-۵) محاسبه ضریب سفتی انفجارهای عملی معدن B ۹۶
جدول(۱۱-۵) مقایسه ضریب سفتی در سه حالت الگوی تئوری و کامپیوتربالگوی ۹۷
جدول(۱۲-۵) نتایج آنالیز تصویری و راندمان آتشکاری و پارامترهای آن در معدن B ۱۰۶
جدول(۱۳-۵) نتایج آنالیز تصویری و راندمان آتشکاری و پارامترهای آن در معدن CN ۱۰۶
جدول(۱۴-۵) الگوهای مناسب آتشکاری در معدن B ۱۰۷
جدول(۱۵-۵) الگوهای مناسب آتشکاری در معدن CN ۱۰۷

فصل اول

کلیّات تحقیق

۱-۱. مقدمه

امروزه با پیشرفت روز افرون و توسعه علوم مختلف فنی و مهندسی، شاخه مهندسی معدن نیز به عنوان یکی از مهمترین و با سابقه‌ترین این علوم پیشرفت چشمگیری داشته و در برخی از موارد پا را فراتر نهاده است. سیکل عملیات معدنکاری شامل پنج مرحله، چالزنی^۱، آتشکاری^۲، بارگیری، باربری و سنگشکنی اولیه، که هدف اساسی از دو مرحله نخست خردکردن سنگ تا یک اندازه خاص است [۱]. هر کدام از مراحل فوق از اهمیت ویژه‌ای برخوردار است. از شاخص‌های مهم در سیکل عملیات معدنکاری می‌توان به آتشکاری اشاره کرد. تئوری انفجار شاید یکی از مهمترین موضوعات علمی و فنی است، که با علوم بسیاری از قبیل شیمی، فیزیک، ترمودینامیک و مکانیک سنگ ارتباط پیدا می‌کند. به طور کلی شکستن سنگ بر اثر انفجار ماده منفجره ناشی از دو عامل است:

عامل اول، انفجار ماده منفجره و آزاد شدن انرژی

عامل دوم، عدم مقاومت سنگ (یا ناپایداری سنگ در مقابل این انرژی آزاد شده) با وجود تحقیقات متعددی که در سال‌های اخیر صورت گرفته، هنوز تئوری واحدی برای بیان چگونگی شکسته شدن سنگ در اثر انفجار وضع نشده و آنچه که تاکنون بیان شده، بر اساس سال‌ها تجربه صحرایی، آزمایشگاهی و تجزیه و تحلیل نتایج به دست آمده می‌باشد. از لحظه طراحی الگوی انفجار تا خاتمه عملیات انفجار اتفاقات مشخصی روی می‌دهد، که می‌توان هر یک را در بخش جداگانه‌ای بررسی کرد [۲].

آتشکاری در معادن می‌تواند به طور مستقیم بر مراحل دیگر عملیات معدنکاری تأثیر مثبت و یا منفی داشته باشد، به گونه‌ای که در صورت طراحی الگوی مناسب آتشکاری و نتایج مطلوب، کاهش هزینه‌های بارگیری، باربری، سنگشکنی و... را خواهیم داشت. اثرات آتشکاری نامناسب از جمله

¹-Drilling

²-Blasting

دانه‌بندی نامناسب، عقب‌زدگی^۳، پرتاب سنگ^۴، آتشکاری ثانویه، چکش‌کاری و ... است. با توجه به عوامل تأثیرگذار متعدد بر فرآیند حفاری و انفجار، باید آنها را شناسایی کرد، این عوامل شامل خصوصیات مکانیکی توده سنگ، مشخصات ماده منفجره و مشخصات الگوی انفجار (قطر چال، عمق چال، طول چال،...) است، که می‌توان آنها را به ترتیب به دو گروه غیرقابل کنترل و قابل کنترل تقسیم بندی کرد [۱]. خصوصیات مکانیکی توده سنگ به عنوان یک عامل ذاتی و بر اساس نوع کانسنگ و نوع ماده معدنی متفاوت است، به عنوان مثال خصوصیات مکانیکی توده سنگ در یک معدن سنگ آهن نسبت به یک معدن سنگ آهک متفاوت و غیر قابل مقایسه است. مشخصات ماده منفجره و انتخاب نوع مواد نیز ضروری می‌باشد.

۱-۲. بیان مسئله

طراحی الگوی آتشکاری مهمترین و کلیدی‌ترین بخش عملیاتی در معدنکاری است. البته باید به این نکته توجه داشت، با محدودیت‌ها و حساسیت مسئله آتشکاری از خرید مواد از سازمان‌های مربوطه تا زمان انجام این فرآیند سعی بر آن است که، نتیجه مطلوب در پژوهه‌های راهسازی، سدسازی و معدنی حاصل شود. در پژوهه‌های معدنی با توجه به نیاز بار ورودی به واحدهای خردایش و دانه‌بندی بار ورودی می‌توان الگوی مناسب انفجار را ارائه کرد [۳]. در طراحی الگوی آتشکاری پارامترهای مختلفی دخالت دارند که در آینده به شرح آن خواهیم پرداخت. مورد مطالعه در این پژوهه، معدن سنگ آهن سنگان می‌باشد که به معرفی آن در فصول آینده خواهیم پرداخت. اما هدف اصلی در این پژوهه طراحی الگوی مناسب آتشکاری به منظور خردایش مناسب است. الگوی مناسب آتشکاری، طراحی شبکه حفاری و آتشکاری است که حداقل هزینه و حداقل بازدهی را داشته باشد. در این پژوهه روش‌های مختلف طراحی الگوی حفاری و آتشکاری بررسی و مناسب‌ترین الگو ارائه شده است.

³ -Back break

⁴ - Fly Rock

۳-۱. اهداف تحقیق

هدف اصلی در این پژوهه بررسی الگوهای آتشکاری در معدن روباز سنگ آهن سنگان و طراحی الگوی مناسب انفجار برای خردایش مطلوب و جلوگیری از عقبزدگی است. خرد شدگی^۵ یا دانه بندی سنگ خرد شده از مهمترین عوامل تأثیرگذار بر عملیات بارگیری، باربری، سنگشکنی اولیه و هزینه‌های مرتبط با آن است. دستیابی به دانه بندی مورد تقاضا و مناسب از نتایج آتشکاری مطلوب است، که ضمن کمینه‌سازی هزینه تولید در معادن روباز، موجب کاهش هزینه‌های سنگشکنی اولیه و آتشکاری ثانویه نیز خواهد شد. در این پایان نامه موارد فوق به تفصیل بررسی خواهد شد و در نهایت الگوی مناسب انفجار ارائه شده است.

۴-۱. ضرورت انجام تحقیق

با اجرای طرح‌های توسعه‌ای مجتمع سنگ آهن سنگان و با احداث کارخانه‌های متعدد کنسانتره و گندله سنگ آهن در نزدیکی معدن، حجم تولید آهن و باطله نیز افزایش یافته است. با توجه به حجم زیاد تولید سنگ آهن و تأمین خوراک کارخانه‌های مربوطه، حجم عملیات آتشکاری روز به روز رو به افزایش است، لذا ارائه الگوی مناسب آتشکاری و در نتیجه خردایش مناسب و جلوگیری از عقبزدگی از جمله عوامل ضروری به نظر می‌رسد. ابعاد دانه بندی حاصل از انفجار مهمترین عاملی است که در صورت طراحی و اجرای نامناسب آتشکاری در بخش بارگیری و حمل مشکلات بسیار زیادی ایجاد می‌نماید و همچنین هزینه آتشکاری ثانویه، چکش کاری و... را به همراه خواهد داشت. عقبزدگی یکی از نتایج نامطلوب در عملیات انفجار است. این پدیده می‌تواند موجب ناپایداری دیواره‌های معدن، خردشدنگی نامناسب، مشکل حفاری و... شود، لذا با توجه به افزایش روند تولید به قید فوریت زمانی لازم است تا با بررسی الگوهای آتشکاری و آنالیزهای صورت گرفته مناسب‌ترین الگوی آتشکاری را طراحی و ارائه نمود. ضرورت انجام تحقیق آن زمان مشخص می‌شود که ابعاد دانه بندی حاصل از

^۵-Fragmentation

انفجار به صورت مستقیم (از معدن) و یا غیرمستقیم (از دمپها)، ورودی سنگشکن ژیراتوری شده و باید ابعاد بار ورودی بر اساس طراحی آن مشخص گردد. همین مسئله در خصوص واحدهای خردایش (سنگ شکن‌ها) از شماره یک، دو ... تا هفت نیز صادق است. لزوم الگوی مناسب آتشکاری در بازدهی محصول خروجی سنگشکن ژیراتوری بسیار با اهمیّت است زیرا در صورت نامناسب بودن الگوی آتشکاری، خردایش نامناسب و در نتیجه کاهش بازدهی در سنگشکن ژیراتوری و سنگشکن‌های هفت‌گانه مشخص است.

۱-۵. ساختار پایان نامه

این تحقیق شامل شش فصل می‌باشد. فصل اول شامل مقدمه، بیان مسئله، اهداف تحقیق و ضرورت تحقیق است. در فصل دوم پیشینه تحقیق و در فصل سوم، معدن سنگ آهن سنگان معرفی شده است. در فصل چهارم روابط مربوط به طراحی پارامترهای مختلف آتشکاری ارائه شده است. در فصل پنجم طراحی الگوهای آتشکاری به روش تئوری (محاسباتی)، کامپیوترا (با استفاده از نرم افزار Delpad) و عملی در معدن سنگ آهن سنگان انجام و تحلیل آتشکاری‌ها و آنالیز تصویری (با استفاده از نرم افزار Gold Size) و همچنین ضریب سفتی^۶ محاسبه شده است. در فصل ششم، نتایج و پیشنهادهایی جهت انجام آتشکاری‌های مطلوب‌تر در مجتمع سنگ آهن سنگان ارائه شده است.

⁶-Stiffness ratio

فصل دوم

پیشینه تحقیق

۱-۲. مقدمه

شکستن سنگ با استفاده از مواد منفجره از ابتدای قرن هفدهم همزمان با شناسایی باروت آغاز شد.

در سال ۱۸۳۸ نیترو سلولز توسط T. J. Plonze و در سال ۱۸۴۶ نیترو گلیسرین توسط Ascanio

Sobrero تکمیل و ساخته شد و آنرا Piroglycerine نامید. در سال ۱۸۶۷ آلفرد نوبل برای سهولت

حمل نیترو گلیسرین آنرا جذب دیاتومیت کرد و جسمی پلاستیکی شامل ۷۵ درصد نیترو گلیسرین

به دست آمد. این ماده می‌تواند تا سه برابر وزن خود نیترو گلیسرین جذب کند و محصول آن

Dynamit نامیده شد. در سال ۱۸۷۵ نوبل نوعی دینامیت از ژلاتین انفجاری ساخت که مخلوط

ژلاتینی شکل از ۹۲ درصد نیترو گلیسرین و ۸ درصد نیترو سلولز بود که هنوز نیز از مواد منفجره

قوی صنعتی است. به دنبال آن در سال ۱۸۷۹ از مخلوط کردن نیترات سدیم و سایر مواد به ژلاتین

انفجاری مواد منفجره ضعیفتر بدست آمد. نیترات آمونیوم به عنوان ماده منفجره در سال ۱۸۶۷

تولید گردید، اما کاربرد مخلوط آن با سوخت مایع به عنوان یک ماده منفجره صنعتی از سال ۱۹۵۵

میلادی متداول شد و امروزه نیز از آن استفاده می‌گردد. در دهه‌های ۱۹۵۰ و ۱۹۶۰ مواد منفجره

ژله‌ای و در دهه ۱۹۶۰ و ۱۹۷۰ مواد منفجره امولسیون ساخته و به بازار عرضه شد [۴].

هدف اصلی از ساخت مواد منفجره و استفاده از آن در صنایع مختلف متفاوت است. از کاربردهای این

مواد می‌توان در سدسازی، راه سازی، استخراج معادن، حفر تونل‌ها و نام برد.

در معدن‌کاری نیز قسمت اعظمی از هزینه استخراج، صرف شکستن سنگ‌ها با مقاومت‌های مختلف

می‌شود. در معادن زیرزمینی و معادن سطحی با توجه به نوع معدن از مواد منفجره مختلف استفاده

می‌شود اما هدف اصلی در کلیه معادن خرد کردن سنگ‌ها در مرحله اولیه انفجار است و یکی از

مهمنترین پارامترهای استخراج می‌باشد. خردایش مناسب یکی از با اهمیت‌ترین موضوعات استخراج

معدن است. در این مورد طراحی الگوهای مختلف آتشکاری، نوع انتخاب مواد منفجره، قطر حفاری،

روش آنالیز آتشکاری صورت گرفته و ... مورد بررسی قرار می‌گیرد.

۲-۲. پیشینه تحقیق

پیشینه تحقیق در مورد طراحی الگوی مناسب آتشکاری در معدن سنگ آهن سنگان در جدول (۱-۲) و سایر مقالات و مطالعات در خصوص این موضوع در جدول (۲-۲) ارائه شده است.

جدول (۱-۲) مطالعات آتشکاری انجام شده در مجتمع سنگ آهن سنگان

توضیح مختصر	مؤلف (سال انتشار)
مشهور رودی در سال ۱۳۸۱ بررسی خواص ژئومکانیکی توده B سنگ آهن سنگان و تأثیر آن بر خردشدنی در اثر انفجار را مورد مطالعه قرار داد. با توجه به اینکه در آن دوره بحث آماده سازی و راه دسترسی در معدن B در حال طراحی بوده است نمی‌توان شرایط اجرایی آتشکاری‌ها را به کل معدن تعمیم داد [۵].	مشهور رودی، عبدالرؤوف (۱۳۸۱)
مؤمنی در سال ۱۳۸۴ بررسی تأثیر خردایش در اثر آتشکاری و خواص ژئومکانیکی معدن A سنگ آهن سنگان را با استفاده از مدل خردایش کوز و رام و سوئدیفو پیش‌بینی کرده است. در این مطالعه چهار بلوك به صورت ۳۰ نمونه، آتشکاری شده است. در این بررسی درصد ابعاد خردایش ۰ تا ۳۰ سانتی‌متر $\frac{۱}{۴۲}$ ، ۵۰ تا ۳۰ سانتی‌متر $\frac{۱}{۴۹}$ ، ۲۸ تا ۵۰ سانتی‌متر $\frac{۱}{۸۹}$ ۷۰ تا ۹۰ سانتی‌متر $\frac{۱}{۱۶}$ و درصد ابعاد خردایش بزرگ‌تر از ۱۰۰ سانتی‌متر ۲۰/۴ محاسبه شده است [۶].	مؤمنی، حسین (۱۳۸۴)
طراحی و ارائه الگوی آتشکاری به منظور رفع مشکلات موجود معدن سنگ آهن سنگان، باغک (گزارش مرحله اول و دوم) توسط ستوده قره باغ و یاوری شهرضا انجام شده است. با توجه به مشکلات عدیده آتشکاری‌های انجام شده در معدن باغک از جمله، بارگیری، باربری، تولید Oversize، پرتاب سنگ، لرزش زمین، عقب‌زدگی و... این پژوهش انجام شده است [۲].	ستوده قره باغ، رحمت ا... (۱۳۸۷)
در ادامه، طراحی و ارائه الگوی آتشکاری به منظور رفع مشکلات موجود معدن سنگ آهن سنگان، باغک (گزارش مرحله سوم و چهارم) در سال ۱۳۹۰ انجام شده است [۷].	ستوده قره باغ رحمت ا... (۱۳۹۰)
ارائه الگوهای آتشکاری مناسب در معادن B و C شمالی سنگان و بررسی اثرات جانبی انفجار بر سازه‌های مستقر در سکوی سنگ شکن اولیه توسط یوسفی کما در سال ۱۳۹۰ صورت گرفته است. در این مطالعه با استفاده از نرم افزار 2.1 O.Mine Blast الگوهای آتشکاری طراحی شده است [۸].	یوسفی کما، عقیل (خرداد ۱۳۹۰)

ادامه‌ی جدول (۱-۲) مطالعات آتشکاری انجام شده در مجتمع سنگ آهن سنگان

توضیح مختصر	مؤلف (سال انتشار)
پیش‌بینی خردایش سنگ ناشی از انفجار در معادن روباز با استفاده از تئوری‌های فازی: مطالعه موردی معدن B سنگ آهن سنگان. در این تحقیق به منظور پیش‌بینی خردایش حاصل از انفجار، از تئوری فازی استفاده شده است و با بررسی انفجارهای انجام شده، خردایش حاصل پیش‌بینی شده است. لازم به ذکر است پیش‌بینی خردایش حاصل از انفجار با نتایج واقعی خردایش حاصل، اختلاف زیادی دارد که نشان دهنده فرضیات نامناسب در این پژوهش است [۱].	ذبیحی عراقی، بهروز (۱۳۹۰-۱۳۸۹)
پیش‌بینی عقب‌زدگی ناشی از انفجار در معادن روباز با استفاده از تئوری‌های عصبی و فازی: مطالعه موردی معدن C شمالی سنگان در سال ۱۳۹۰-۱۳۸۹ توسط اسماعیلی انجام شد. در این پژوهش ۱۰ نمونه از الگوهای حفاری و آتشکاری تحلیل و بررسی شده است و پیشنهاداتی در جهت کاهش عقب‌زدگی در معدن C شمالی ارائه شده است [۹].	اسماعیلی، محمد (۱۳۹۰-۱۳۸۹)
پیش‌بینی خردایش سنگ حاصل از آتشکاری با استفاده از شبکه عصبی مصنوعی مطالعه موردی: معدن سنگان خواف. در این پژوهش به وسیله یکی از روش‌های هوشمند به نام شبکه عصبی مصنوعی خردایش حاصل از انفجار در معدن باغک سنگ آهن سنگان پیش‌بینی شده است [۱۰].	مهیب، مسعود (۱۳۹۱)
کاربرد شبکه‌های عصبی در تخمین عقب‌زدگی ناشی از انفجار در معادن روباز مطالعه موردی معدن سنگ آهن سنگان خواف. در این تحقیق عقب‌زدگی به عنوان اثر جانبی ناخواسته عملیات انفجار در معادن روباز معرفی شده است. در این پژوهش عقب‌زدگی با استفاده از سه نوع شبکه عصبی، RBF و MLP Elman شیوه‌سازی و تخمین زده شده است. در این مطالعه پارامترهای نسبت فاصله ردیفی چال‌ها به بارسنگ، ضریب سفتی، طول انسداد، خرج ویژه، چگالی سنگ و مقاومت فشاری تک محوره سنگ‌ها به عنوان پارامترهای ورودی و عقب‌زدگی به عنوان تنها پارامتر خروجی در نظر گرفته شده است. هر سه شبکه در تخمین عقب‌زدگی از نتایج مطلوب‌تری نسبت بوده‌اند اما شبکه‌ی MLP در تخمین عقب‌زدگی از عملکرد مطلوب‌تری نسبت به RBF و Elman بخوردار بوده است. البته لازم به ذکر است شبکه Elman از ساختار ساده و آموزش سریع نسبت به شبکه‌های MLP و RBF بخودار است [۱۱].	رسولی، هادی (۱۳۹۲)

جدول (۲-۲) مقالات و مطالعات در خصوص آتشکاری در معادن

توضیح مختصر	مؤلف (سال انتشار)
بهینه سازی الگوی آتشکاری معدن چادرملو با استفاده از شبکه های عصبی در سال ۱۳۹۱ توسط منجزی انجام شده است. به منظور شبیه سازی خردایش در این پژوهه از شبکه عصبی Generalize Regression Neural Network استفاده شده است که زیر مجموعه شبکه Radial Basis Function است [۱۲].	منجزی مسعود (بهمن ۱۳۹۱)
زارعی در سال ۱۳۹۳ طراحی الگوی چالزنی و انفجار در معدن جلال آباد زرند کرمان را مورد مطالعه قرار داده است. در این مقاله طراحی الگوی چالزنی و انفجار در معدن جلال آباد با روش های دستی و روش کامپیوتی انجام شده است و در پایان با مقایسه نتایج به دست آمده الگوی مناسب آتشکاری ارائه شده است [۱۳].	زارعی، مرجان (۱۳۹۳)
ارزیابی حفاری و خردایش حاصل از انفجارهای معدن شماره یک گل گهر سیرجان با استفاده از نرم افزار آنالیز تصویری (Split-Desktop) انجام شده است. در این پژوهش از مفهومی به عنوان شاخص بازدهی خردایش استفاده شده است و همچنین ۶۸ درصد انفجارهای انجام شده از نتایج مطلوبی برخوردار بوده است [۱۴].	جهانی، مصطفی (۱۳۹۴)
مدلسازی خردایش سنگ آتشکاری شده با استفاده از شبکه سیستم تطبیقی استنتاج عصبی - فازی (ANFIS) و عملکرد تابع پایه شعاعی (RBF) در سال ۲۰۱۲ توسط کریمی و افیونی زاده انجام شده است. در نهایت با مقایسه دو روش فوق و بررسی K_{80} مشخص شده است که مدلسازی با استفاده از روش ANFIS از اعتبار بالاتری برخودار و به واقعیت نزدیکتر است [۲۱، ۲۲].	علیرضا کریمی، سمیه افیونی زاده (۲۰۱۲)
شبیه سازی خردایش حاصل از انفجار و تکه تکه شدن سنگ با استفاده از روش های عددی (روش المان محدود) در دانشگاه ووهان چین توسط پیگ یان و شیائو ژو در سال ۲۰۱۳ صورت پذیرفته است. در این پژوهش فرآیند انفجار یک چال از زمان شروع آتشکاری تا خاتمه، مدلسازی شده است. نتایج این مدلسازی بر مبنای ارتفاع مختلف پله، بارسنگ، شکل کپه انفجار و ... در جداول و نمودارها نشان داده شده است. یکی از مهمترین نتایج این پژوهش این است که، هرچه بارسنگ و ارتفاع پله بیشتر در نظر گرفته شود ارتفاع کپه انفجار نیز افزایش خواهد یافت که این مسئله در تعیین نوع ماشین آلات بارگیری و باربری بسیار اهمیت دارد [۲۳].	Peng Yan, Wangxiao Zhou, (2013)

ادامه‌ی جدول (۲-۲) مقالات و مطالعات در خصوص آتشکاری در معادن

<p>انفجار توده سنگ یک فرآیند بسیار پیچیده است. یانگ هو و همکاران با استفاده از روش‌های نوین مدلسازی و روش‌های عددی فرآیند انفجار در چال Smooth Particle Finint Element Method Hydrodynamic و روش SPH-ADM-FEM ارائه نموده‌اند که جابجایی افقی الگوریتم جدیدی به نام SPH-ADM-FEM ارائه نموده‌اند که جابجایی افقی و قائم ذرات در چال انفجاری را به طور کامل در لحظه نشان می‌دهد [۲۴].</p>	<p>Yingguo Hu, (2015)</p>
<p>ارزیابی و مطالعه نتایج حاصل از خردایش براساس مفهومی به عنوان شاخص خردایش (Fragmentation index) در سال ۲۰۱۵ توسط Hudaverdi و همکاران مورد بررسی قرار گرفت. در این پژوهش که در معادن اورانیوم اسپانیا و استانبول انجام شد، شاخص خردایش که وابسته به پارامترهایی از جمله: نسبت فاصله ردیفی به بارسنگ، خرج ویژه و RMR است محاسبه شده و بر این اساس آتشکاری‌ها به سه دسته تقسیم بندی شده است. $FI \leq 4$, $4 < FI < 8$, $FI \geq 8$). هرچه درصد شاخص خردایش افزایش یابد مقدار قطعات خرد شده در بلوك آتشکاری نیز افزایش می‌یابد [۲۵].</p>	<p>Hudaverdi (2015)</p>

۳-۲. نتیجه‌گیری

چنانچه از مطالب فوق که شامل مروری بر منابع و تحقیقات مختلف در زمینه طراحی الگوی مناسب آتشکاری و خردایش مناسب است، برمی‌آید که تاکنون مطالعات مهمی در این خصوص انجام شده است. در معادن سنگ آهن سنگان نیز مطالعات صورت گرفته تا حدودی باعث بهبود شرایط آتشکاری‌های شده است اما با افزایش میزان تولید ماده معنی در این معادن، همانگونه که در فصل اول گفته شد، لازم است الگوی مناسب آتشکاری جهت خردایش مناسب جهت کاهش هزینه‌های استخراج صورت گیرد. نتیجه الگوی مناسب آتشکاری، خردایش مناسب است.

فصل سوم

معرفی معدن سنگ آهن سنگان

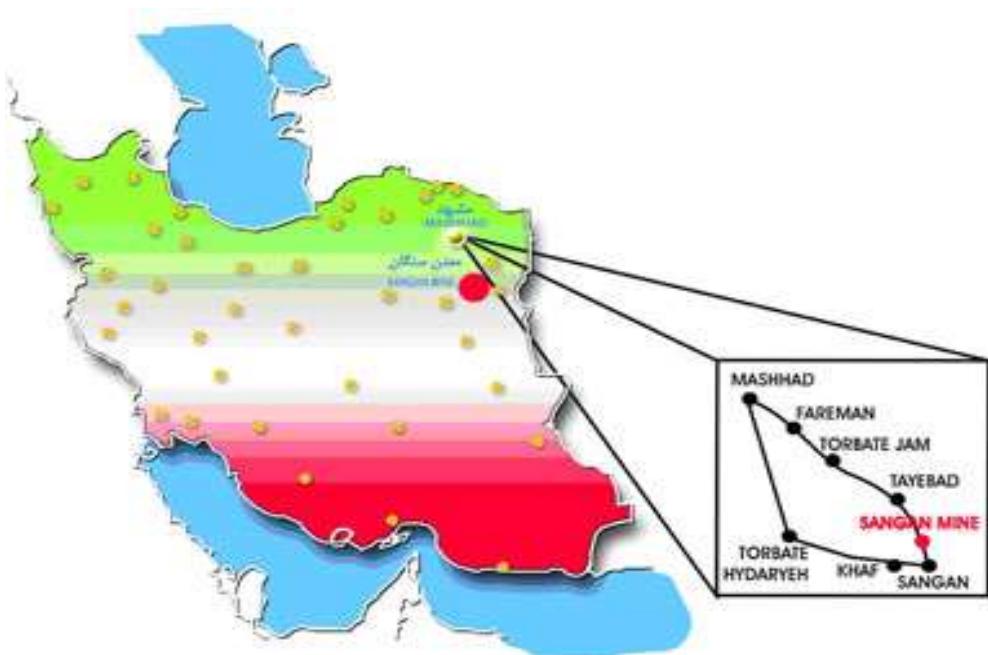
۱-۳. مقدمه

معدن 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 در سال‌های ۱۳۵۰ تا ۱۳۵۸ توسط بخش خصوصی انجام شد و در ادامه از نیمه دوم سال ۱۳۶۲ شناخت پارامترهای کیفی و کمّی این کانسار توسط کارشناسان و نیروهای متخصص شرکت ملی فولاد ایران آغاز شد. بر اساس نتایج حاصله تصمیم گرفته شد، مطالعات تکمیلی اکتشاف و انجام آزمایش‌های معدنی و فرآوری، مطالعات امکان‌سنجی، بررسی چرخه تولید، تعیین ظرفیت بهینه، فازبندی تولید، تعیین محصول نهایی، آزمایش‌های فنی و اقتصادی، با بهره گیری از آخرین تکنولوژی روز و با استفاده از توانمندیهای سخت افزاری و نرم افزاری، به معروفترین شرکت تحقیقاتی سنگ آهن در جهان (شرکت BHP استرالیا) سپرده شود. در ادامه شرکت‌های ایریتک ایران، سایمونز کانادا و بیتمن آفریقای جنوبی نیز در قالب کنسرسیوم^۷ (SBI) و با درنظر گرفتن جنبه‌های زمین‌شناسی، ذخایر معدنی و استخراج و فرآوری کانسنگ برای تولید کنسانتره آهن با عیار بالا، در مطالعات و تحقیقات مربوط به معادن سنگ آهن سنگان فعالیت نمودند[۱۵].

۲-۳. موقعیت جغرافیایی معدن

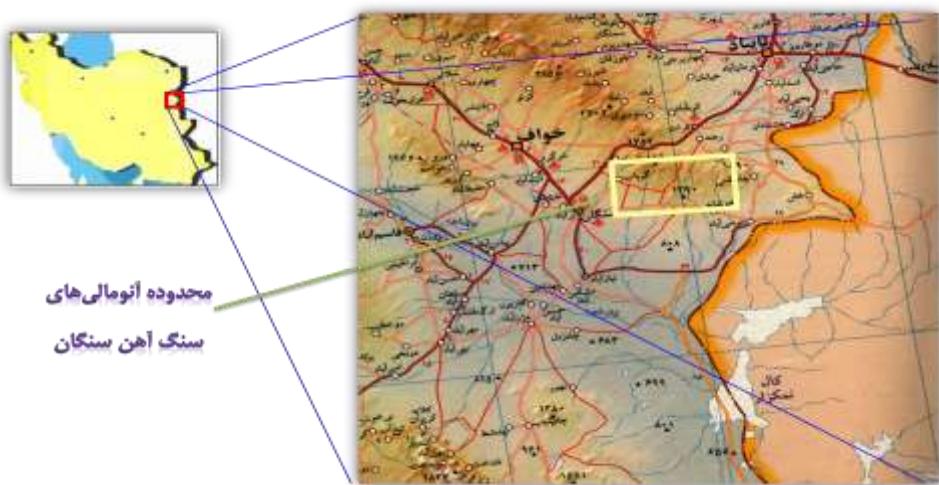
مجموعه سنگ آهن سنگان در فاصله حدود ۳۰۰ کیلومتری جنوب شرقی مشهد، ۶۸ کیلومتری شهرستان تایباد، ۴۰ کیلومتری جنوب شرقی شهرستان خواف و ۱۸ کیلومتری شمال شرقی سنگان و در منطقه‌ای به عرض جغرافیائی '۲۴ و ۳۴° و طول جغرافیائی '۱۶ و ۶۰° واقع شده است. در شکل (۱-۳) و (۲-۳) موقعیت جغرافیایی معدن نشان داده شده است.

⁷-SIMONS AND BATMAN AND IRITEC



شکل(۱-۳) موقعیت جغرافیایی معدن سنگ آهن سنگان [۱۶]

این معادن از تپه ماهورهایی به ارتفاع تقریبی ۱۲۰۰ متر شروع می‌گردد و ارتفاع آن از سطح دریا در حدود ۱۶۵۰ متر می‌باشد. سنگان در ناحیه آب و هوایی گرم و خشک بیابانی و نیمه بیابانی واقع شده است که میزان بارش سالیانه تقریباً بین ۱۴۰ تا ۲۰۰ میلی‌متر در سال متغیر است و میزان متوسط بارندگی آن ۱۵۰ میلی‌متر در سال 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 است. از طرف دیگر کمترین مقدار میانگین ماهیانه رطوبت از خرداد تا شهریور (۲۵ تا ۳۵ درصد) اندازه گیری شده است. در این منطقه بادهای شدیدی در تابستان می‌وزد. باد اصلی این ناحیه «هرات» نامیده می‌شود که از رشته کوه هندوکش افغانستان در شمال و شمال غربی شروع شده و جهت آن در تابستان ثابت است که معروف به بادهای ۱۲۰ روزه است و از اوایل خرداد ماه آغاز و تا اواخر مهر ماه ادامه دارد. میانگین سرعت باد، روزانه ۵۰ کیلومتر در ساعت است [۱۷].

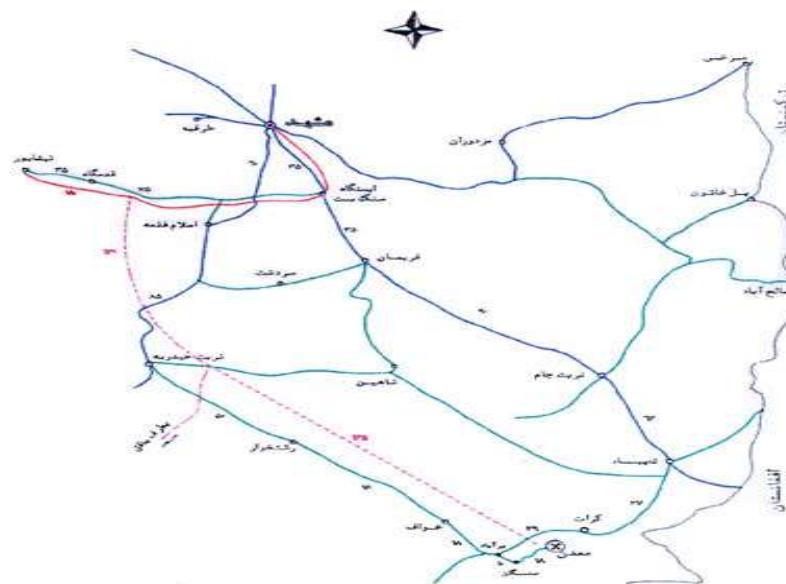


شکل (۳-۲) موقعیت جغرافیایی و راههای دسترسی به منطقه معدنی (بدون مقیاس) [۱۶]

راههای دسترسی به معدن از دو مسیر آسفالت به شرح زیر می‌باشد (شکل ۳-۳):

الف - مشهد، تربت حیدریه، خوف، سنگان، معدن (۳۰۰ کیلومتر)

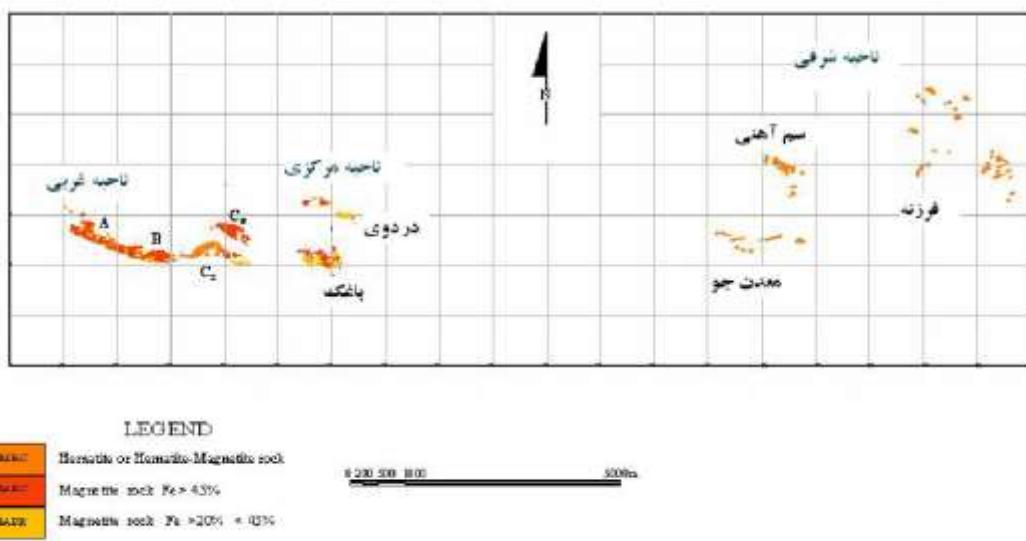
ب - مشهد، فریمان، تربت جام، تایباد، معدن (۲۸۰ کیلومتر)



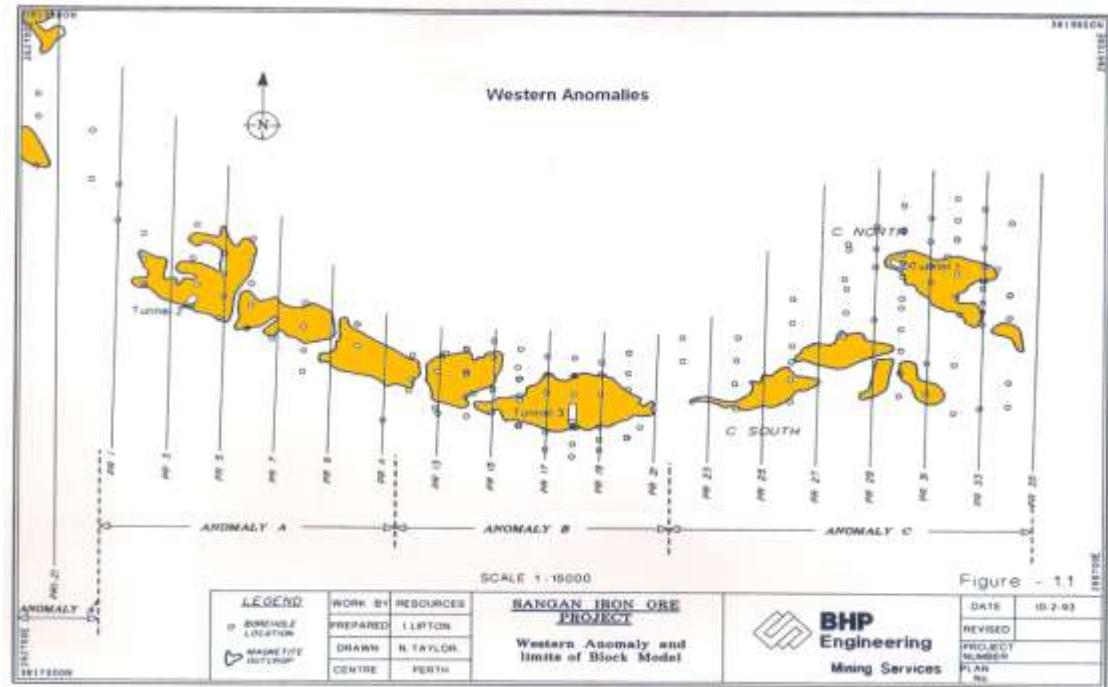
شکل (۳-۳) نقشه مسیرهای دسترسی معدن سنگ آهن سنگان [۱۶]

نتایج مطالعات انجام شده حاکی از آن است که ابعاد تقریبی کانسار سنگان در حدود 26×8 کیلومتر مربع بوده و از سه ناحیه معدنی، شرقی، مرکزی و غربی تشکیل و ذخیره زمین‌شناسی آن در

حدود ۱/۲ میلیارد تن تخمین زده می‌شود (شکل ۳-۴). بیشترین میزان ذخایر سنگ آهن به ناحیه معدنی غربی تعلق داشته که خود به پنج آنومالی' A، B، C، C₁ و C جنوبی تقسیم شده است [۲۶]. در نهایت پس از بررسی گزینه‌های مختلف توسط شرکت‌های داخلی و خارجی، تولید سالیانه ۱/۳ میلیون تن گندله در فاز اول با اولویت قراردادن حداکثر استفاده از امکانات و توانمندی‌های ساخت داخل کشور و کاهش سرمایه گذاری ارزی، مورد بررسی قرار گرفت و پس از عقد قرارداد با یک کنسرسیوم، توسعه نیروی‌های ایرانی و دانیلی ایتالیا، شروع احداث کارخانه‌های تولید کنسانتره و گندله آهن میسر گردید. از طرف دیگر مطالعات تفصیلی و تکمیلی جهت تولید سالیانه ۲/۶ میلیون تن گندله در فاز دوم انجام و به پایان رسیده است. عملیات اجرایی این فاز در راستای تحقق برنامه چهارم توسعه از سال ۱۳۸۷ و به مدت دو سال پیش بینی گردید [۱۷].



شکل (۳-۴) موقعیت کلیه آنومالی‌های معدن سنگان [۱۷].



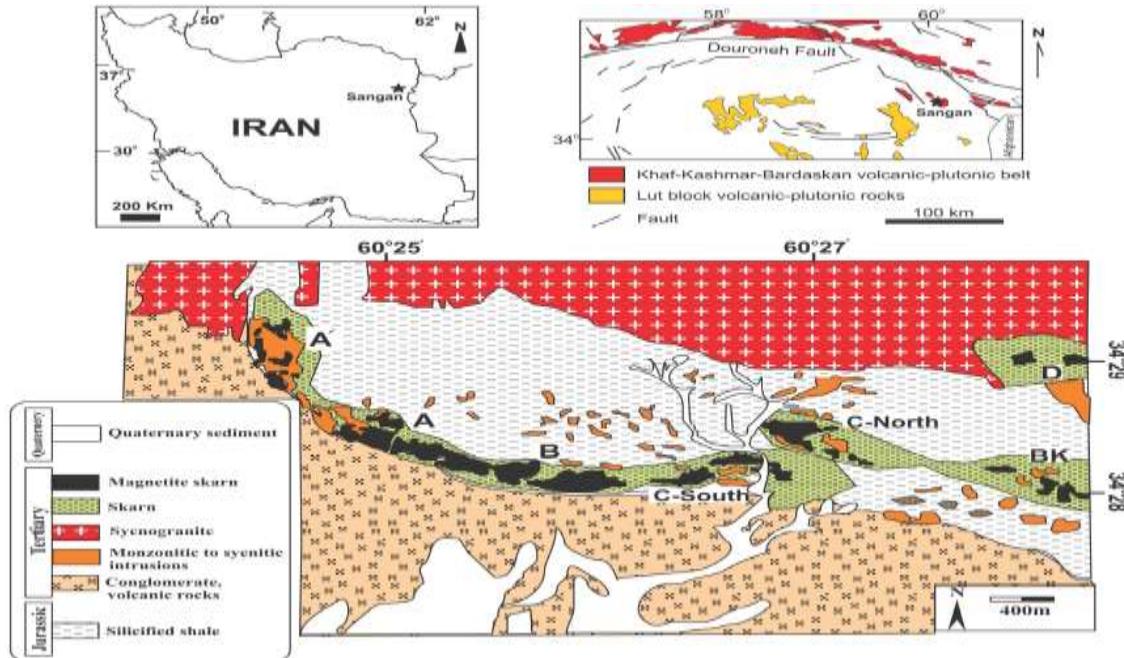
شکل (۵-۳) موقعیت آنومالی‌های اصلی معدن سنگان [۱۷].

همچنین با توجه به برنامه‌ریزی کلان سازمان توسعه و نوسازی معادن و صنایع معدنی ایران (ایمیدرو)، شرکت تهیه و تولید مواد معدنی ایران و نیز به تبع آن شرکت ملی فولاد ایران جهت تولید ۷/۴ ۲۵ میلیون تن فولاد در سال و نیاز به استفاده از منابع غنی و دست نخورده، پیش بینی تولید ۰-۱۰ میلیون تن گندله آهن و ۰/۳ میلیون تن سنگ آهن دانه بندی شده با ابعاد ۲۵-۱۰ و ۱۰-۰ میلی متر برای معادن سنگ آهن سنگان در نظر گرفته شده است. موقعیت آنومالی‌های اصلی معدن در شکل (۵-۳) نشان داده شده است. از این بابت در بین تمامی معادن بیشترین سهم تولید به این معدن اختصاص داده شده است که در این راستا انجام مطالعات تفصیلی و تکمیلی بر روی نواحی مرکزی و شرقی با موافقت سازمان مدیریت و برنامه‌ریزی کشور انجام شده است. استخراج سنگ آهن بر اساس چشم انداز برنامه پنجم توسعه و سیاست‌های کلی نظام در وزارت صنعت معدن و تجارت جمهوری اسلامی ایران به طور گسترده از سال ۱۳۸۹ بر اساس برنامه ریزی تولید انجام شده است.

۳-۳. زمین شناسی و سنگ شناسی معدن سنگان

کانسار سنگ آهن سنگان خواف بخشی از کمربند آتشفسانی- پلوتونیکی خواف- کاشمر- بردskن است. چنانچه ادامه کمربند ماگمایی خواف- درونه را تا افغانستان از یک سو و بیارجمند از سوی دیگر در نظر بگیریم، طولی بیش از ۳۵۰ کیلومتر و پهناهی متغیر از ۱۵ تا ۸۰ کیلومتر دارد. این کمربند ماگمایی با گسترش خاوری - باختری و خمیدگی به سوی شمال، در شمال گسل درونه (گسل بزرگ کویر) واقع شده است. این کمربند به طور عمده از سنگ‌های آتشفسانی اسیدی تا حد واسط و گاه مافیک با سن ترشی‌ی تشكیل شده است. در ادامه نقشه زمین‌شناسی آنومالی‌های سنگ آهن سنگان آمد است

(شکل ۳-۶) و خلاصه‌ای از مشخصات زمین شناسی موقعیت‌های مختلف معدن سنگ آهن سنگان آورده شده است.



شکل (۳-۶) موقعیت معدن سنگان در ایران، کمربند خواف- کاشمر- بردskن و نقشه زمین‌شناسی ساده شده آن همراه با موقعیت توده‌های مگنتیت [۱۵].

۳-۳-۱. تاریخچه زمین شناسی منطقه سنگان

ژوراسیک (۱۳۵ تا ۲۰۰ میلیون سال قبل)

سنگ‌های مرتبط با دوره ژوراسیک شامل سنگ‌های ولکانوکلاستیک، سنگ‌های آهکی کنگلومراپی، سیلت استون، شیل فسیل‌دار، سنگ آهک دولومیتی (C شمالی) می‌باشد.

کرتاسه (۱۳۵ تا ۶۵ میلیون سال قبل)

در این دوره چین خوردگی‌های سکانس معدن و رسوب‌گذاری صورت گرفته است. سنگ‌های این دوره شامل کنگلومراهای ولکانیکی رسوی و سنگ آهک و سنگ‌های ولکانیکی در قسمتهای جنوبی ذخیره‌های اصلی A، B و C شمالی می‌باشد.

ائوسن بالایی (۳۹ میلیون سال قبل)

در این دوره تبلور نهایی گرانیت و تشکیل سنگ آهک منیتیتی توسط آلتراسون گرمابی سنگ آهک و دولومیت و همچنین نفوذ دایک‌های ریوداسیت، رسوب‌گذاری ولکانیک‌های ائوسن و فرسایش آنها صورت گرفته است.

الیگوسن - پلیسون (۳۶ تا ۲ میلیون سال قبل)

در این دوره فرسایش و تشکیل نهشته‌های تراس‌های قدیمی، شکسته شدن کربنات‌ها، تشکیل برش-های تخریبی و همچنین اکسیداسیون منیتیت و فرسایش آنها صورت گرفته است [۱۵].

۳-۳-۲. سنگ شناسی و کانی شناسی سنگان

چند تیپ اصلی سنگ در منطقه وجود دارد که به علت ریختگی شدید ناشی از وجود چندین گسل در منطقه در بعضی قسمتها و همچنین وجود روباره خاکی در بعضی نواحی تشخیص کنناکت بسیار دشوار می‌باشد.

تیپ‌های سنگی از قدیم به جدید عبارتند از [۵]:
سیلت استون شیل:

چند رخنمون سیلت استون شیل در شمال شرق آنومالی سنگان با رنگ خاکستری روشن تا تیره دیده می‌شود. یک رخنمون در جنوب غربی آنومالی‌ها دیده می‌شود که به دلیل کنتاکت مشخص با ریولیت، سیلیسی شده و بافت متراکم به خود گرفته است.

ریولیت:

قسمت عمده به ویژه در شمال توده اصلی معدن و نیز در قسمت غربی ولکانیک‌هایی به طور ریولیتی با بافت غالب پورفیری و رنگ‌های خاکستری تشکیل می‌دهند. در قسمت شرقی آنومالی یک دایک ریولیتی با ضخامت قابل توجه وجود دارد که حاشیه آن را اسکارن در بر گرفته است.

اسکارن:

تیپ دیگری از سنگ‌های اصلی که به طریق آلتوشیمیک به وجود آمده، اسکارن می‌باشد. این سنگ‌ها بیشتر به صورت گارت - اسکارن مشاهده شده و در کنتاکت توده منیتیتی در شرق منطقه اکتشافی و به ویژه در سطح قابل مشاهده هستند. در بعضی از قسمت‌های بخش اسکارنی، عدسی‌های منیتیت با وسعت قابل توجهی در محدوده اسکارن مشاهده می‌شوند که از عیار بالایی برخوردار هستند.

کانسنگ آهن:

پیکره ماده معدنی به صورت عدسی و باندهایی با ضخامت متفاوت در میان طبقات آهکی و کلسیتی جا گرفته که آهک‌هایی با تبلور مجدد در برگیرنده اصلی بوده و ریولیت در قسمت‌های کوارتزیتی با کانسنگ در کنتاکت می‌باشد. شیب و امتداد کانسار با شیب و امتداد سنگ‌های در برگیرنده یکسان است.

دایک‌های ریولیتی و ریوداسیتی کانسنگ آهن و سنگ‌های درونگیر را قطع نموده و در بعضی قسمت‌ها موجب بالا آمدگی توده ماده معدنی شده است. کانی اصلی کانسار سنگ آهن سنگان منیتیت بوده که دارای بافتی فشرده و متراکم می‌باشد. بخشی نیز از هماتیت می‌باشد که میزان آن در توده‌های مختلف متفاوت می‌باشد.

کانی سازی کانسنگ آهن در آنومالی‌های غربی سنگان به صورت ماسیو (بدون لایه بندی)، صفحاتی مسطح و یا عدسی شکل واقع شده است. در چندین نقطه به ویژه در آنومالی C و در طالب (آنومالی B)، زون‌های میزرازی به همدیگر آمیخته و تشکیل انبوه متراکمی از سنگ آهن را می‌دهد. کانی اصلی

آهن‌دار این کانسار به طور عمده منیتیت است ولی کانی‌های کربنات آهن نظری سیدریت (FeCo_3) و آنکریت $\text{CaFe}(\text{Co}_3)_2$ نیز وجود دارد. نسبت Fe/FeO بیشتر نمونه‌های غیر اکسیده سنگ آهن کمتر از $2/33$ ارزش تئوری مگنتیت خالص می‌باشد. وجود این نسبت پایین دلیل بر حضور Fe در کربنات‌ها است. همانطور که نسبت Fe/FeO پایین‌تر از $2/33$ می‌رود، بازیابی آهن نیز به دلیل افزایش نسبت آهن در این کربنات‌ها، کاهش پیدا می‌کند، بنابراین نسبت Fe/FeO یک معیار مهم برای کنترل عیار در زمان استخراج زون‌های مگنتیتی غیر اکسیده است [۱۵].

۴-۳. معرفی آنومالی‌های اصلی معدن سنگان

با توجه به اینکه آنومالی‌های معدن سنگ آهن سنگان به سه ناحیه غربی، مرکزی و شرقی تقسیم می‌شود و با توجه به برنامه‌ریزی تولید انجام شده، قسمت اعظم تأمین بار خوارک ورودی واحدهای خردایش و کارخانه کنسانتره از آنومالی غربی تأمین می‌شود. طی قرارداد جاری در سال‌های ۱۳۹۳ تا ۱۳۹۵ تمرکز بیشتر، روی این آنومالی می‌باشد که در جداول برنامه‌ریزی تولید این مسئله مشهود است. بر همین اساس، طراحی الگوهای آتشکاری در دو معدن (B و CN) مورد بررسی قرار گرفته است.

نمونه‌های آتشکاری از نواحی فوق الذکر انتخاب شده است. در پروژه پیش رو این دو معدن اصلی و مهم مجتمع سنگ آهن سنگان به عنوان بخش اصلی مورد مطالعه، معرفی می‌شود [۱۸].

۱-۴-۳ . مشخصات معدن B

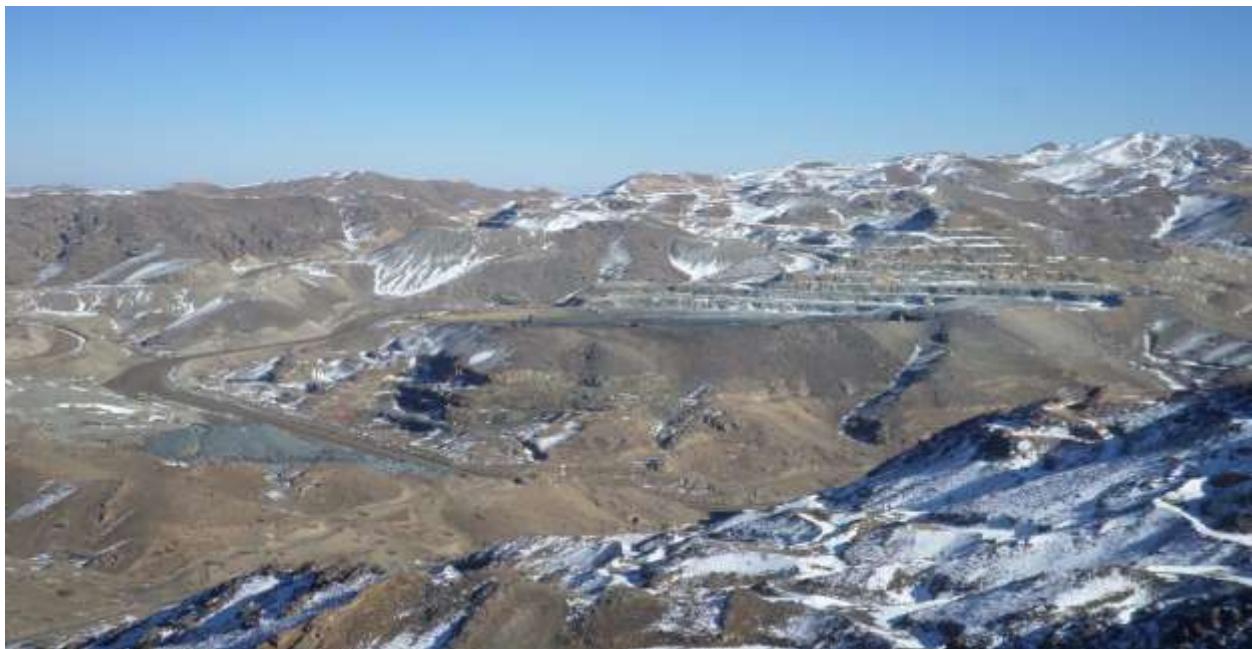
معدن B مهمترین توده معدنی در آنومالی غربی معدن سنگ آهن سنگان می‌باشد (شکل ۷-۳). این آنومالی بین پورفیل‌های ۱۲ و ۲۱ آنومالی غربی قرار گرفته و قسمتی از افق اسکارن جنوبی را تشکیل می‌دهد [۲۷]. منطقه طالب با توبوگرافی مشخصی در قسمت شرقی این معدن قرار دارد. کانی‌سازی سنگ آهن در زونی واقع شده که ضخامت آن از ۱۳۰ تا ۳۰۰ متر متغیر است. مطالعات امکان‌سنجی نهایی و مطالعات معدنی و بررسی متالوژیکی در این معدن و معدن C شمالی نشان می‌دهد، این دو به عنوان یک جفت توده معدنی مکمل یکدیگر می‌باشند و به همین علت بار ورودی سنگ‌شکن ژیراتوری از مخلوط این دو معدن تأمین می‌شود. چالزنی در توده B معدن سنگان توسط دریل‌های D7 و L8 ساخت شرکت اطلس کوپکو و با قطرهای مختلف انجام می‌شود. البته لازم به ذکر است که در شروع بهره‌برداری از توده B، ماشین آلات حفاری DM-45 و DM-50 ساخت شرکت اینگرسورلند به کار گرفته شده است. ماده منفجره اصلی مورد استفاده در این معدن آنفو می‌باشد البته از بوستر، امولایت، کرتکس و نانل نیز استفاده می‌شود. با توجه به نوع کانی در دو معدن B و C شمالی و مقاومت آن که معمولاً در معدن B کانی سنگ آهن از نوع هماتیت و در معدن C شمالی کانی سنگ آهن معمولاً از نوع منیتیت است، میزان مصرف مواد منفجره، شبکه حفاری، نوع الگوی آتشکاری، چگالی خرج گذاری و نوع استفاده از کرتکس، نانل، امولایت و بوستر متفاوت است. در فصول آینده در خصوص الگوهای آتشکاری در این معادن و همچنین روش مطلوب جهت خردایش مناسب جهت تأمین بار ورودی به واحدهای خردایش بیشتر توضیح داده خواهد شد. نمایی از ترازهای آتشکاری شده در معدن B مجتمع سنگ آهن سنگان در شکل (۷-۳) نشان داده شده است.



شکل(۳-۷) نمایی از توده B معدن سنگ آهن سنگان

۲-۴-۳. مشخصات معدن CN

معدن C شمالی که به نام توده C شناخته شده است بین پروفیل‌های ۲۲ تا ۳۵ معدن سنگان قرار گرفته است (شکل ۳-۸). گسترش طولی توده C شمالی، ۷۰۰ متر با ضخامت ۱۵۰ متر و عمق معدنکاری ۳۰۰ متر است [۲۷]. ماکزیمم ارتفاع توپوگرافی در این معدن ۱۶۰۰ متر و کف پیت طراحی شده توسط شرکت AMEC در افق ۱۳۰۰ متری خواهد بود. حفاری در معدن CN سنگان توسط دریل‌های D7 و L8 ساخت شرکت اطلس کوپکو و با قطرهای مختلف انجام می‌شود. البته لازم به ذکر است که در شروع بهره برداری از توده CN ماشین‌آلات حفاری DM-45 و DM-50 ساخت شرکت اینگرسورلند به کار گرفته شده است. ماده منفجره اصلی در این معدن آنفو می‌باشد البته از بوستر، امولایت، کرتکس و نانل نیز استفاده می‌شود. برای ایجاد شرایط مطلوب در انفجار و جلوگیری از برخی عوارض نامطلوب گاهی از چاشنی‌های تأخیری نیز استفاده شده است. در فصول آینده در خصوص الگوهای آتشکاری در این معدن بیشتر توضیح داده خواهد شد.



شکل(۸-۳) نمایی از توده C شمالی معدن سنگ آهن سنگان

در ادامه معرفی معدن سنگ آهن سنگان بر اساس سیاست‌های سازمان توسعه و نوسازی معادن و صنایع معدنی ایران و براساس آخرین قرارداد بین کارفرما و پیمانکار طوس مسیر، برنامه تولید این معدن در آخرین قرارداد بر اساس استخراج، آماده‌سازی و راه‌سازی طبق جداول زیر است، که اهمیت دو معدن فوق الذکر در آن مشهود است و به ترتیب در جداول (۱-۳)، (۲-۳)، (۳-۳)، (۴-۳)، (۵-۳) آمده است. لذا نمونه‌گیری و بررسی الگوهای آتشکاری با توجه به اینکه قسمت اعظم سنگ آهن از این دو معدن مهم مجتمع سنگ آهن تأمین می‌شود، انتخاب گردیده است. البته لازم به ذکر است معدن مرکزی نیز در تأمین سنگ آهن بی نسبت نبوده و قسمتی از بار ورودی این معدن (معدن دردوى، باغك) به واحدهای خردایش در قالب فازهای راه سازی و آماده سازی آمده است.

. [۱۸]

جدول (۱-۳) استخراج آهن و باطله [۱۸]

سال اول (۹۴/۰۵/۰۱ لغايت ۹۳/۰۵/۰۱)			موقعیت	استخراج
جمع (تن)	باطله (تن)	آهن (تن)		
۶۸۴۳۴۹۰	۳۰۳۸۴۹۰	۳۸۰۵۰۰۰	CN	
۳۴۰۰۰۰	۴۰۰۰۰	۳۰۰۰۰۰	B	
۱۷۴۹۰۰۰	۱۰۶۵۰۰۰	۶۸۴۰۰۰	DARDAEY	
۱۱۹۹۲۴۹۰	۴۵۰۳۴۹۰	۷۴۸۹۰۰۰	جمع کل:	
سال دوم (۹۵/۰۵/۰۱ لغايت ۹۴/۰۵/۰۱)			موقعیت	استخراج
جمع (تن)	باطله (تن)	آهن (تن)		
۶۸۸۸۴۹۰	۳۰۳۸۴۹۰	۳۸۵۰۰۰۰	CN	
۳۴۰۰۰۰	۴۰۰۰۰	۳۰۰۰۰۰	B	
۲۱۱۵۰۰۰	۱۲۳۰۰۰۰	۸۸۵۰۰۰	DARDAEY	
۱۲۴۰۳۴۹۰	۴۶۶۸۴۹۰	۷۷۳۵۰۰۰	جمع کل:	

جدول (۲-۳) آماده سازی معادن سنگان [۱۸]

سال اول (۹۴/۰۵/۰۱ لغايت ۹۳/۰۵/۰۱)			موقعیت	آماده سازی
جمع (تن)	باطله (تن)	آهن (تن)		
۱۹۸۰۶۰۰	۱۰۹۸۰۰۰	۸۸۲۶۰۰	DARDAEY	
.	.	.	A	
.	.	.	BAGHAK	
.	.	.	CS	
.	.	.	TG	
۱۹۸۰۶۰۰	۱۰۹۸۰۰۰	۸۸۲۶۰۰	جمع کل:	
سال دوم (۹۵/۰۵/۰۱ لغايت ۹۴/۰۵/۰۱)			موقعیت	آماده سازی
جمع (تن)	باطله (تن)	آهن (تن)		
۱۰۳۳۴۷۷	۶۸۱۷۷۵	۳۵۱۶۷۲	DARDAEY	
۲۶۷۲۰۰۰	۲۱۲۰۰۰	۵۵۲۰۰۰	A	
۴۵۰۰۰۰	۴۵۰۰۰۰	.	BAGHAK	
۱۳۴۰۲۲۱	۱۳۱۳۰۸۳	۲۰۹۱۳۸	CS	
۶۲۵۴۸۹	۵۲۲۴۶۹	۱۰۳۰۲۰	TG	
۶۱۲۱۱۸۷	۵۰۸۷۳۲۸	۱۲۱۵۸۳۰	جمع کل:	

جدول (۳-۳) راه سازی معادن سنگان [۱۸]

سال اول (۹۴/۰۵/۰۱ لغايت ۹۳/۰۵/۰۱)			موقعیت
جمع (تن)	باطله (تن)	آهن (تن)	
۳۵۱۷۰۱	۳۴۷۷۲۸	۳۹۷۳	DARDAEY
۲۵۰۰۰۰۰	۲۴۰۰۰۰۰	۱۰۰۰۰۰	
۱۱۴۰۰۰۰	۱۱۴۰۰۰۰	۰	
۰	۰	۰	
۰	۰	۰	
۰	۰	۰	
۳۹۹۱۷۰۱	۳۸۸۷۷۲۸	۱۰۳۹۷۳	
جمع کل:			
سال دوم (۹۵/۰۵/۰۱ لغايت ۹۴/۰۵/۰۱)			BAGHAK
جمع (تن)	باطله (تن)	آهن (تن)	
۷۰۳۴۰۰	۶۹۵۴۵۵	۷۹۴۵	
۱۵۱۵۰۰۰	۱۱۶۵۰۰۰	۳۵۰۰۰	
۲۷۹۷۰۰۰	۲۷۹۷۰۰۰	۰	
۱۱۶۹۴۹۳	۱۰۳۰۴۹۳	۱۳۹۰۰۰	
۱۶۳۹۳۱	۱۶۳۹۳۱	۰	
۲۲۷۳۶۱	۱۲۳۸۵۷	۱۰۳۵۰۴	
۶۵۷۶۱۸۵	۵۹۷۵۷۳۶	۶۰۰۴۴۹	جمع کل:

سال اول (۹۴/۰۵/۰۱ لغايت ۹۳/۰۵/۰۱)			موقعیت
جمع (تن)	باطله (تن)	آهن (تن)	
۷۰۳۴۰۰	۶۹۵۴۵۵	۷۹۴۵	CS-W
۱۵۱۵۰۰۰	۱۱۶۵۰۰۰	۳۵۰۰۰	
۲۷۹۷۰۰۰	۲۷۹۷۰۰۰	۰	
۱۱۶۹۴۹۳	۱۰۳۰۴۹۳	۱۳۹۰۰۰	
۱۶۳۹۳۱	۱۶۳۹۳۱	۰	
۲۲۷۳۶۱	۱۲۳۸۵۷	۱۰۳۵۰۴	
۶۵۷۶۱۸۵	۵۹۷۵۷۳۶	۶۰۰۴۴۹	
جمع کل:			

سال دوم (۹۵/۰۵/۰۱ لغايت ۹۴/۰۵/۰۱)			موقعیت
جمع (تن)	باطله (تن)	آهن (تن)	
۷۰۳۴۰۰	۶۹۵۴۵۵	۷۹۴۵	CS-E
۱۵۱۵۰۰۰	۱۱۶۵۰۰۰	۳۵۰۰۰	
۲۷۹۷۰۰۰	۲۷۹۷۰۰۰	۰	
۱۱۶۹۴۹۳	۱۰۳۰۴۹۳	۱۳۹۰۰۰	
۱۶۳۹۳۱	۱۶۳۹۳۱	۰	
۲۲۷۳۶۱	۱۲۳۸۵۷	۱۰۳۵۰۴	
۶۵۷۶۱۸۵	۵۹۷۵۷۳۶	۶۰۰۴۴۹	
جمع کل:			

جدول (۴-۳) مجموع آهن و باطله استخراجی سال اول قرارداد [۱۸]

سال اول (۹۴/۰۵/۰۱ لغايت ۹۳/۰۵/۰۱)			جمع:
جمع (تن)	باطله (تن)	آهن (تن)	
۱۷۹۶۴۷۹۱	۹۴۸۹۲۱۸	۸۴۷۵۵۷۳	

جدول (۵-۳) مجموع آهن و باطله استخراجی سال دوم قرارداد [۱۸]

سال دوم (۹۴/۰۵/۰۱ لغايت ۹۵/۰۵/۰۱)			جمع:
آهن (تن)	باطله (تن)	جمع (تن)	
۹۵۵۱۲۷۹	۱۵۵۴۹۵۵۳	۲۵۱۰۰۸۳۲	

۳-۵. نتیجه‌گیری

تولید ۹ میلیون تن سنگ آهن و ۱۲/۵ میلیون تن باطله در سال و همچنین تولید ۲/۶ میلیون تن گندله و ۵/۵ میلیون تن سنگ آهن دانه بندی سالیانه، اهمیت طراحی الگوی‌های آتشکاری را دو چندان خواهد کرد. بر همین اساس با توجه به هزینه‌های مربوطه، طراحی‌های مختلف آتشکاری‌ها در دو معدن B و C شمالی، بررسی و الگوی مناسب ارائه می‌گردد. الگوی مناسب آتشکاری می‌تواند در بسیاری از عوامل معدنکاری که از جمله مهمترین آن کاهش هزینه‌های مرتبط با این مسئله است، مؤثر باشد. با توجه به برنامه زمان‌بندی تعیین شده فرآیند آتشکاری مناسب، بارگیری و حمل به طور پیوسته انجام می‌گیرد در حالیکه خللی در روند تولید ایجاد نمی‌کند. همچنین با بررسی و نیز تحلیل آنالیز تصویری آتشکاری‌های صورت گرفته، بر اساس نیاز کارفرما در معدن سنگ آهن سنگان، راه کارهایی جهت خردایش مناسب ارائه خواهد شد. در فصل آینده به پارامترهای طراحی الگوی آتشکاری خواهیم پرداخت. با بررسی و تحلیل چند روش طراحی الگوهای آتشکاری و محاسبه راندمان آتشکاری، و آنالیز تصویری، مناسب ترین الگو ارائه می‌گردد.

فصل چهارم

انفجار و پارامترهای طراحی آتشکاری

۱-۴. مقدمه

تئوری انفجار یکی از بحث برانگیزترین موضوعات علمی و فنی است که با علوم بسیاری از قبیل شیمی، فیزیک، ترمودینامیک و مکانیک سنگ ارتباط پیدا می‌کند. با وجود تحقیقات متعددی که در سال‌های اخیر صورت گرفته هنوز تئوری واحدی برای بیان چگونگی شکستن سنگ در اثر انفجار وضع نشده است و آنچه تاکنون بیان گردیده براساس سالها تجربه صحرائی، آزمایشگاهی و تجزیه و تحلیل نتایج به دست آمده می‌باشد. از لحظه وقوع انفجار تا شکسته شدن، جابجایی توده سنگ و خاتمه عملیات، اتفاقات مشخصی روی می‌دهد که می‌توان هریک را در بخش مجزا بررسی نمود.

۱-۱. انفجار

ماده منفجره بلاfacله پس از انفجار، فشار بسیار زیادی به نام فشار انفجار تولید می‌کند که به صورت موج ضربه، به دیواره چال منتقل می‌شود. از عوامل مهم و مؤثر بر فشار انفجار، چگالی و سرعت انفجار ماده منفجره می‌باشد که از روابط ۱-۴ و ۲-۴ محاسبه می‌شود.

$$PD_e = 4.18 \times 10^{-7} \frac{\rho_e \cdot V_e^2}{1 + 0.8 \rho_e} \quad (1-4)$$

$$PD_e = 2.325 \times 10^{-7} \rho_e \cdot V_e^2 \quad (2-4)$$

در این روابط، PD_e فشار انفجار بر حسب کیلو پاسکال، ρ_e چگالی ماده منفجره بر حسب گرم بر سانتی متر مکعب و V_e سرعت انفجار ماده منفجره بر حسب فوت بر ثانیه می‌باشد. بلاfacله پس از تولید موج ضربه و ایجاد فشار انفجار، در پشت منطقه، واکنش ماده منفجره تبدیل به توده‌ای از گاز داغ و با فشار زیاد می‌شود که فشار چال^۸ نامیده می‌شود. از عوامل مؤثر بر فشار چال، حجم گازهای حاصل از انفجار و حرارت ایجاده شده می‌باشد [۱۹].

۲-۱. انتشار امواج ضربه

انتشار امواج ضربه مرحله بلاfacله انتشار انفجار است و از آزاد شدن ناگهانی انرژی حاصل از انفجار ایجاد می‌شود. شکل انتشار امواج تابع محل شروع انفجار در چال، سرعت انفجار و سرعت انتشار امواج در سنگ می‌باشد. همچنین شکل انتشار امواج مستقل از شکل خروج نیست، اگر نسبت ارتفاع به قطر خروج کمتر یا مساوی ۶ باشد، شکل انتشار امواج کروی و اگر بیشتر از ۶ باشد، انتشار امواج عمود بر محور خروج یا

چال خواهد بود. تأثیر امواج بر محیط چال به صورت فشاری است، که به آن وارد می‌کند. فشار وارد به دیواره چال به سرعت زیاد شده و به حداکثر خود می‌رسد و اندکی به صورت نمائی از مقدار فشار کاسته می‌شود. علت کم شدن فشار، انبساط چال و سرد شدن گازها می‌باشد. در ابتدا انتشار امواج انفجار به صورت فشاری و با سرعتی معادل 3000 تا 6000 متر در ثانیه در سنگ عبور می‌کند (زمان عبور امواج در سنگ تقریباً معادل $0/15$ تا $0/30$ میلی ثانیه برای هر متر بارسنگ می‌باشد). در این حالت سنگ فشرده شده و درزه‌های شعاعی در آن ایجاد می‌گردد. سرعت انتشار موج ضربه در سنگ $2/5$ تا 5 برابر سرعت تشکیل درزه‌های شعاعی می‌باشد. موج ضربه پس از رسیدن به سطح آزاد به صورت کششی منعکس می‌شود. در صورتی که شدت این موج بزرگتر از مقاومت کششی سنگ باشد، ایجاد شکافهایی عمود بر شکافهای شعاعی یا به موازات سطح آزاد می‌کند. سرعت موج منعکس شده 500 تا 2000 متر بر ثانیه است (زمان عبور این امواج در سنگ تقریباً $0/5$ تا 2 میلی ثانیه برای هر متر بار سنگ است) [۱۹].

۴-۳. انبساط گازها

گاز حاصل از انفجار در چال محبوس است و همین امر باعث می‌شود که فشار مستمر به دیواره چال وارد کند. مدت زمان محبوس بودن گاز در چال تابع مقدار ماده منفجره، نوع و ساختار سنگ، وضعیت درزه داری سنگ، کیفیت و کمیت گل‌گذاری و ضخامت بارسنگ می‌باشد. طبق بررسی‌های متعددی که به کمک عکسبرداری سریع انجام شده است، زمان حبس گاز حاصل از انفجار در چال بین 5 تا 110 میلی ثانیه تغییر می‌کند. گاز تحت فشار که دارای انرژی پتانسیل بالایی است سعی می‌کند که از مسیر با کمترین مقاومت به بیرون از چال عبور کند و در صورت وجود چنین شرطی نباید انتظار نتیجه مطلوب از انفجار داشت، زیرا انرژی گاز قبل از انجام کار بر روی سنگ، هدر خواهد رفت. در غیر این حالت، به صورت‌های زیر بر سنگ اطراف چال اثر می‌گذارد [۱۹]:

در ترکهای ریز حاصل از موج ضربه نفوذ کرده، موجب انبساط و گسترش آنها می‌شود که در نهایت به شکسته شدن سنگ می‌انجامد.

استمرار فشار گاز در چال علاوه بر توسعه شکافهای ریز قبلی، موجب به وجود آمدن شکافهای جدیدی در بارسنگ می‌شود.

توده سنگی را که باید به وسیله انفجار یک چال خرد شود، می‌توان به منزله یک ستون سنگی تلقی کرد که تحت فشار موجود در چال شکسته خواهد شد. فشار گاز موجب اعمال

نیرو بر ستون می‌گردد و جابجا می‌شود. عکس العمل ستون در مقابل این نیرو را می‌توان شبیه عکس العمل ستون یک سر گیردار در نظر گرفت.

۴-۱-۴. جابجایی توده سنگ

جابجایی توده سنگ، آخرین مرحله شکسته شدن سنگ در اثر انفجار است. در این مرحله حجمی از سنگ در اثر برخورد به یکدگر مجدداً شکسته می‌شود. جابجایی توده سنگ در اثر انفجار با سرعت متوسط ۱۰ تا ۳۰ متر بر ثانیه می‌باشد. از عوامل مؤثر بر میزان جابجایی و سرعت حرکت توده سنگ، فشار انفجار، فشار چال و مشخصات توده سنگ می‌باشد. سرعت از جا کنده شدن بارسنگ را می‌توان از رابطه ۳-۴ محاسبه نمود [۱۹]:

$$V_0 = \frac{K \times I^{0.39}}{B^{\frac{1}{17}}} \quad (3-4)$$

در رابطه اخیر، V_0 سرعت حرکت توده سنگ منفجر شده بر حسب متر بر ثانیه، عدد ثابت K مربوط به سختی سنگ می‌باشد (برای سنگ‌های نرم ۱۵ و برای سنگ‌های سخت ۳۳)، I تراکم خرج در چال بر حسب کیلوگرم بر متر و B ، بارسنگ بر حسب متر است.

مراحل مختلف انفجار در چهار قسمت به طور جداگانه مورد بررسی قرار گرفت و این مراحل پشت سر هم و به طور پیوسته یکی پس از دیگری به وقوع می‌پیوندد، اما واقعیت این است که امکان وقوع بیش از یکی در زمان واحد و تداخل آنها بسیار محتمل است. آنچه مهم است در هر آتشکاری طراحی پارامترهای آتشکاری می‌باشد که در ادامه به تشریح آن پرداخته خواهد شد.

۴-۲. طراحی پارامترهای آتشکاری

هدف از طراحی آتشکاری، انتخاب روابط مناسب بین عوامل مربوط به چال، عوامل مربوط به خرج و خرج‌گذاری و همچنین طراحی مدار انفجار به منظور دستیابی به نتایج مطلوب فنی، اقتصادی و ایمنی لازم با حداقل تأثیرات مخرب، ناشی از آتشکاری می‌باشد. عوامل مربوط به چال عبارت‌اند از: ارتفاع پله^۹ قطر چال^{۱۰}، اضافه حفاری^{۱۱}، بارسنگ^{۱۲}، فاصله چال‌ها در یک ردیف^{۱۳} و شیب چال^{۱۴}. عوامل

1-Bench height

2-Blast hole diameter

3- Subdrilling

4- Burden

13 -Spacing

14 - Inclination of blast hole

مربوط به خرج و خرج‌گذاری شامل، طول و وزن خرج ته چال، طول و وزن خرج میانی چال، وزن و تعداد پرایمر و همچنین وزن و تعداد بوستر و محل قرارگیری آنها می‌باشد. تعیین مکان هندسی حفر چال‌ها نسبت به یکدیگر و طراحی مدار انفجار و همچنین زمان تأخیرها در آتشکاری اهمیت به سزاوی دارد که به تفصیل توضیح داده خواهد شد. هدف از کلیه مراحل فوق نیز رسیدن به خردایش مطلوب در یک آتشکاری می‌باشد که در فصول آینده بررسی خواهد شد.

۱-۲-۴. عوامل مربوط به چال

عوامل مربوط به چال عبارتند از: ارتفاع پله، قطر چال، بارسنگ، اضافه حفاری، فاصله جناحی یا فاصله چال‌ها در یک ردیف و شب چال.

۱-۱-۲-۴. ارتفاع پله

مهمنترین عوامل تعیین کننده ارتفاع پله عبارتند از: ارتفاع دسترسی ماشین‌آلات بارگیری و قطر چال (جدول ۱-۴)، میزان استخراج روزانه، توپوگرافی سطح زمین، ویژگی‌های فیزیکی و مکانیکی سنگ و امکان دسترسی به ماشین‌آلات و اختلاط باطله با ماده معدنی^{۱۵}.

جدول (۱-۴) ارتفاع پله، قطر چال، ماشین‌آلات بارگیری [۲۸، ۱۹]

ماشین‌آلات بارگیری پیشنهادی	قطر چال (میلیمتر)	ارتفاع پله (متر)
لودر	۹۰-۶۵	۱۰-۸
شاول هیدرولیکی یا کابلی	۱۵۰-۱۰۰	۱۵-۱۰

۲-۱-۲-۴. قطر چال

انتخاب صحیح قطر چال برای خردشده‌گی مناسب و به حداقل رساندن هزینه‌های چالزنی، آتشکاری و انتقال مواد خرد شده مهم می‌باشد. قطر حقیقی چال همیشه از قطر سرمه‌هایی که چال با آن حفر شده

بزرگتر است. قطر سرمهه را قطر فرضی چال می‌نامند. انتخاب قطر چال به عوامل متعددی بستگی دارد.

عوامل مؤثر در انتخاب قطر چال عبارتند از: تولید متوسط در ساعت، میزان استخراج، ارتفاع پله، لرزش زمین^{۱۶}، پرتاب سنگ^{۱۷}، نوع ماده منفجره و قطر بحرانی^{۱۸} آن و میزان خردشگی^{۱۹}. وضعیت زمین‌شناسی یکی از عوامل مهم در انتخاب قطر چال است. وجود سطوح جدایش مثل درزه‌ها، لایه‌بندی و نواحی سیست، موجب تقسیم توده سنگ به قطعاتی می‌گردد که به ابعاد بزرگ و کوچک کنار هم چیده شده‌اند. اگر قطر چال‌ها بزرگ انتخاب شود فاصله آنها از هم زیاد خواهد بود و در نتیجه انفجار در چنین سنگی به تولید قطعات بزرگ در سنگ آتشکاری شده می‌انجامد. در حالیکه استفاده از چال‌های کم قطر در سنگ‌های پر درزه موجب می‌شود که به علت قطر کم، چال‌ها به هم نزدیک باشند و عملاً تعداد درزه‌های موجود بین دو چال متوالی کم و انرژی امواج ضربه هدر نمی‌رود و در نتیجه اندازه تعداد قطعات سنگ‌های درشت کاهش پیدا می‌کند و خردشگی بیشتر می‌شود. زمانیکه قطر چال بزرگ در نظر گرفته شود فاصله چال‌ها از هم زیاد خواهد بود. چنین آتشکاری برای شرایطی مناسب است که ظرفیت استخراج زیاد باشد. چال‌های قطور بایستی فاصله بیشتر از هم داشته باشند و این عمل موجب تمرکز خرج در نقاطی خاص از توده سنگ می‌شود که در نهایت می‌تواند موجب لرزش زیاد و خردشگی غیر یکنواخت گردد. رابطه بین قطر چال و ارتفاع پله در رابطه ۴-۴ آمده است [۲۹].

$$D = \left(\frac{1}{120} - \frac{1}{60} \right) \times 1000 \times H \quad (4-3)$$

در این رابطه، D قطر چال بر حسب میلی‌متر و H ارتفاع پله بر حسب متر می‌باشد.

در جدول ۲-۴ رابطه بین ارتفاع پله و قطر چال در معادن روباز ارائه شده است. در جدول ۲-۴ ارتفاع مناسب پله بر حسب متر، حداقل ارتفاع پله بر حسب متر و قطر چال بر حسب میلی‌متر محاسبه شده است. با افزایش ارتفاع پله قطر چال نیز افزایش می‌یابد.

16 - Ground Vibration

17-Fly Rock

3- Critical diameter

19 - Fragmentation

جدول (۴-۲) ارتباط قطر چال و ارتفاع پله در معادن روباز [۲۹]

قطر چال (میلی‌متر)	حداقل ارتفاع پله (متر)	ارتفاع مناسب پله (متر)
۳۶-۲۶	۳-۰	۴-۰
۳۵	۲/۳	۵-۲/۳
۴۰-۲۸	۳/۵	۵/۵-۳/۵
۴۱	۳/۷	۸-۳/۷
۴۵	۴	۸-۴
۵۱	۴/۶	۱۰-۴/۶
۶۴	۵/۸	۱۲-۵/۸
۷۵	۶/۷	۱۵-۶/۷
۱۰۰	۹	۲۰-۹

۴-۲-۱-۳. بارسنگ

نزدیکترین فاصله سطح آزاد تا مرکز چال را بارسنگ می‌گویند. می‌توان بارسنگ را به عنوان مهمترین و کلیدی‌ترین متغیر در طراحی آتشکاری روباز به حساب آورد. بارسنگ در ارتباط مستقیم با سایر عوامل آتشکاری است و تغییرات آن اثرات قاطع بر انفجار خواهد داشت و بر همین اساس به عنوان کلیدی‌ترین پارامتر به طراحی آن خواهیم پرداخت. اگر خطای در انتخاب بارسنگ صورت گیرد اثرش در نتایج آتشکاری خیلی بیشتر از سایر پارامترها خواهد بود [۱۹].

اگر بارسنگ کم باشد، $D \approx 0.02B$ ، قطر چال بر حسب میلی‌متر و B بارسنگ بر حسب متر)، آنگاه پرتاپ سنگ و لرزش هوا و زمین زیاد و لازم است که فاصله چال‌ها در یک ردیف نیز کم در نظر گرفته شود، این امر بدین معناست که برای خرد کردن توده سنگ نیاز به

حفاری بیشتر و مواد منفجره بیش از اندازه می‌باشد. سنگ بیش از اندازه خرد شده و سر و صدای زیادی ایجاد می‌گردد و عملأً بخش زیادی از انرژی ماده منفجره به هدر می‌رود. اگر بارسنگ خیلی بیشتر از مقدار لازم باشد، ($B \geq 0.06 D$) ، توده سنگ جلو چال‌ها حرکت نکرده و انفجار منجر به تشکیل حفره می‌گردد که همواره لرزش زمین و پرتاب سنگ را خواهیم داشت.

اگر ضخامت بارسنگ بیش از اندازه باشد، ($B \approx 0.06D$) شکستگی‌ها تا سطح آزاد می‌رسند، اما سنگ جابجا نمی‌شود و مدت زمان حبس گازهای حاصل از انفجار به درازا می‌کشد و موجب فشار آوردن به پشت چال و در نتیجه عقب‌زدگی^{۲۰} شده و لرزش زمین زیاد می‌شود. اهمیت بارسنگ در آتشکاری باعث شده محققین زیادی روابطی برای طراحی بارسنگ ارائه نمایند که در ادامه برخی از این روابط آمده است.

الف - رابطه اش^{۲۱}

اش در سال ۱۹۶۳ رابطه (۴-۵) را برای محاسبه بارسنگ پیشنهاد نمود [۲۹] :

$$B = \frac{K_b \times D}{1000} \quad (4-5)$$

در رابطه (۴-۵)، B بارسنگ بر حسب متر و D قطر چال بر حسب میلی‌متر می‌باشد. K_b نیز متناسب با گروه و رده سنگ و نوع ماده منفجره مورد استفاده بر اساس جدول (۳-۴) می‌باشد.

جدول (۳-۴) تعیین K_b با توجه به رده سنگ و مشخصات ماده منفجره [۲۹]

چگالی بر حسب kg/m^3 ، قدرت ماده منفجره	رده سنگ		
	نرم	متوسط	سخت
$800 < \text{چگالی کم} < 900$ (قدرت کم)	۳۰	۲۵	۲۰
$1000 < \text{چگالی متوسط} < 1200$ (قدرت متوسط)	۳۵	۳۰	۲۵
$1300 < \text{چگالی زیاد} < 1600$ (قدرت زیاد)	۴۰	۳۵	۳۰

20 - Back break
21- Ash

همچنین طبق آزمایش‌های انجام شده توسط اش ضریب K_b برای سنگهایی با چگالی ۲۶۵۰ کیلوگرم بر مترمکعب و ماده منفجره مصرفی آنفو با چگالی ۸۰۰ کیلوگرم بر متر مکعب برابر ۲۵ به دست آمده است و در صورت تغییر ماده منفجره، ضریب K_b طبق رابطه (۶-۴) به دست می‌آید که در آن ρ_e چگالی ماده منفجره مورد نظر و S_{ANFO} قدرت وزنی ماده منفجره نسبت به آنفو می‌باشد [۳۱].

$$k_b = 25 \sqrt{\frac{\rho_e \times S_{ANFO}}{0.8}} \quad (6-4)$$

اش روابط زیر را برای محاسبه طول چال، اضافه حفاری، طول گل‌گذاری، فاصله چال‌ها در یک ردیف و ارتفاع پله پیشنهاد نموده است [۳۱].

$$L = K_L \cdot B \quad 1.5 \leq K_L \leq 4 \quad (7-4)$$

$$J = K_j \cdot B \quad 0.2 \leq K_j \leq 0.4 \quad (8-4)$$

$$T = K_t \cdot B \quad 0.7 \leq K_t \leq 1 \quad (9-4)$$

$$S = K_s \cdot B \quad 1 \leq K_s \leq 2 \quad (10-4)$$

$$H = K_h \cdot B \quad 1 \leq K_h \quad (11-4)$$

هنگامیکه انفجار چال‌ها همزمان با یکدیگر می‌باشند K_s برابر ۲ و برای تأخیر طولانی بین چال‌های متوالی K_s برابر ۱ می‌باشد و هنگامیکه از تأخیرهای کوتاه بین چال‌های متوالی استفاده می‌شود، K_s بین ۱/۲ تا ۱/۸ پیشنهاد شده است. در روابط فوق به ترتیب B بارسنگ بر حسب متر، L طول چال بر حسب متر، k_l ضریب طول چال، J اضافه حفاری بر حسب متر، j_t ضریب اضافه حفاری، T طول گل‌گذاری بر حسب متر، K_t ضریب طول گل‌گذاری، S فاصله چال‌ها در یک ردیف بر حسب متر، K_s ضریب فاصله چال‌ها در یک ردیف، H ارتفاع پله بر حسب متر و در نهایت K_h ضریب ارتفاع پله می‌باشد.

ب - رابطه لانگفورس ۲۲

لانگفورس در سال ۱۹۶۳ رابطه (۱۲-۴) را برای تعیین بارسنگ ماقزیم و رابطه (۱۳-۴) را برای تعیین بارسنگ عملی ارائه نموده است. همچنین لانگفورس روابط (۱۴-۴) و (۱۵-۴) را در خصوص تراکم خرج ته چال و نیز نسبت فاصله ردیفی چال‌ها به بارسنگ، پیشنهاد کرده است [۳۲].

$$B_{\max} = 95.8256 \times 10^{-5} D \sqrt{\frac{GP \times WS_e}{C.F.(S/B)}} \quad (12-4)$$

$$B = B_{\max} - e - Z \cdot L \quad (13-4)$$

$$I_b = (2 - 2.7) I_c \quad (14-4)$$

$$S/B = 1.25 \quad (15-4)$$

در این روابط GP چگالی خرج‌گذاری^{۳۳} است که برای خرج‌گذاری دستی بین ۱۰۰۰ تا ۱۴۰۰ کیلوگرم بر مترمکعب و برای خرج‌گذاری مکانیزه (استفاده از آنفو تراک) بین ۱۳۰۰ تا ۱۶۰۰ کیلوگرم بر مترمکعب می‌باشد. D قطر چال بر حسب میلی‌متر و WS_e ، قدرت وزنی ماده منفجره^{۲۴} است که بین ۱ تا ۱/۴ متغیر است. C مقدار ماده منفجره لازم برای خرد کردن یک متر مکعب سنگ بر حسب کیلوگرم می‌باشد که عموماً بین ۰/۳ تا ۰/۵ و تا ۱/۲ نیز می‌رسد. \bar{C} ثابت سنگ است و مطابق جدول (۴-۴) محاسبه می‌شود. F ضریب شیب چال و از جدول (۵-۴) بدست می‌آید. S/B نسبت فاصله ردیفی چال‌ها به بارسنگ می‌باشد و e خطای حاصل از شروع حفر چال^{۲۵} در نقطه مورد نظر (خطای دهانه‌یابی) و برابر یک هزارم قطر چال در نظر گرفته می‌شود. Z میزان انحراف چال به ازای هر متر چال می‌باشد (متر بر یک متر چال)، L طول چال بر حسب متر، I_b تراکم خرج چال و I_c تراکم خرج میان چال بر حسب کیلوگرم بر متر می‌باشد.

1- Langefors

23- Loading density

24 - Weight Strength of explosive

25- Collaring error

جدول (۴-۴) روش تعیین ثابت سنگ [۳۲]

$1.4(m) < B < 15(m)$	$\bar{c} = c + 0.75$
$B < 1.4(m)$	$\bar{c} = c + 0.07/B$

جدول (۴-۵) روش تعیین ثابت ضریب چال [۳۲]

۲:۱	۳:۱	۹۰	شیب چال (درجه)
• / ۸۵	• / ۹	۱	F

ج - رابطه کونیا^{۲۶}

کونیا در سال ۱۹۷۲ رابطه (۱۶-۴) را برای تعیین بارسنگ و روابط (۱۷-۴) و (۱۸-۴) را به ترتیب برای اضافه حفاری و طول گلگذاری در سنگ‌های توده‌ای و لایه‌ای ارائه کرده است [۳۳].

$$B = 0.0378 \times d \times \left[\frac{\rho_e}{\rho_s} \right]^{0.33} \quad (16-4)$$

$$J = 0.3B \quad (17-4)$$

$$\begin{cases} T = B & \text{سنگ‌های توده‌ای}^{\text{۲۷}} \\ T = 0.7B & \text{سنگ‌های لایه‌ای}^{\text{۲۸}} \end{cases} \quad (18-4)$$

کونیا برای تعیین فاصله ردیفی چال‌ها، جدول (۶-۴) را پیشنهاد داده است. تعیین فاصله ردیفی چال‌ها در روش کونیا به نسبت ارتفاع پله به بارسنگ بستگی دارد. روابط مربوط به تعیین فاصله چال‌ها در یک ردیف به طور کامل در جدول (۶-۴) توضیح داده شده است

²⁶ - Konya

²⁷ - Massive rock

²⁸ - Stratified rock

جدول (۴-۶) روش تعیین فاصله ردیفی چال‌ها [۳۳].

نوع انفجار		H/B
انفجار تأخیری	انفجار فوری	
$S = \frac{H + 7B}{8} \pi r^2$	$S = \frac{H + 2B}{3}$	کوچکتر از ۴
$S = 1.4B$	$S = 2B$	بزرگتر از ۴

در روابط فوق، d قطر ماده منفجره بر حسب میلی‌متر، ρ_e و ρ_s به ترتیب چگالی ماده منفجره و چگالی سنگ بر حسب کیلوگرم بر مترمکعب، J اضافه حفاری بر حسب متر، H ارتفاع پله بر حسب متر، S فاصله ردیفی چال‌ها بر حسب متر و T طول گل‌گذاری بر حسب متر است.

۵ - رابطه اولافسون^{۲۹}

اولافسون در سال ۱۹۹۰ رابطه (۱۹-۴) را برای تعیین بارسنگ حداکثر ارائه داده است [۳۴].

$$B_{\max} = c_e \cdot R_1 \cdot R_2 \cdot R_3 \cdot \sqrt{I_b} \quad (19-4)$$

در این رابطه، R_1 ثابت شبیه چال^{۳۰} و از جدول (۷-۴)، R_2 ضریب نوع سنگ^{۳۱} و از جدول (۸-۴)، I_b ضریب ارتفاع پله^{۳۲} و از جدول (۹-۴)، c_e ضریب نوع ماده منفجره^{۳۳} و از جدول (۱۰-۴) و نیز R_3 تراکم خرج ته چال بر حسب کیلوگرم بر متر است.

جدول (۷-۴) ضریب شبیه چال [۳۴]

شبیه چال	۱:۱	۲:۱	۳:۱	۵:۱	۱۰:۱	۱۰:۱
R_1	۱/۱	۱/۰۳	۱	۰/۸۹	۰/۶۹	۰/۹۵

29 -Olofsson

30 -Hole inclination factor

3-Rock teyp factor

32-Bench height factor

33-Type of explosive factor

جدول(۴-۸) ضریب نوع سنگ [۳۴]

۰/۳	۰/۴	۰/۵	C
۱/۱۵	۱	۰/۹	R_2

جدول(۴-۹) ضریب ارتفاع پله [۳۴]

$H < 2B_{max}$ ، $D < 103^*$	$H \geq 2B_{max}$	ضریب ارتفاع پله
$1.16 - \left(0.16 \frac{H_1}{H}\right)^2$	۱	R_3

*در این جدول D قطر چال بر حسب میلی متر، H_1 ارتفاع پله و H ارتفاع حقیقی پله است.

جدول(۴-۱۰) ضریب نوع ماده منفجره [۳۴]

C_e	نوع ماده منفجره
۱/۴۷	ژلاتینی
۱/۴۵	امولیسیونی
۱/۳۶	آنفو

پیشنهادات اولافسون برای طراحی سایر پارامترها در روابط (۲۰-۴) تا (۲۶-۴) آمده است.

$$J = 0.3B_{max} \quad (20-4)$$

$$L = \frac{H+J}{\sin \alpha} \quad (21-4)$$

$$B = B_{max} - \frac{D}{1000} - 0.03L \quad (22-4)$$

$$S = 1.2B \quad (23-4)$$

$$h_b = 1.3B_{max} \quad (24-4)$$

$$T = B \quad (25-4)$$

$$I_c = (0.4 - 0.6)I_b \quad (26-4)$$

در روابط فوق به ترتیب J اضافه حفاری بر حسب متر، L طول چال بر حسب متر، H ارتفاع پله بر حسب متر، D قطر چال بر حسب میلیمتر، S فاصله چالها در یک ردیف، T طول گلگذاری بر حسب متر، h_b طول خروج ته چال بر حسب متر، I_c تراکم خروج میان چال و I_b تراکم خروج ته چال بر حسب کیلوگرم بر متر است.

هـ - رابطه ادھیکاری^{۳۴}

ادھیکاری در سال ۱۹۹۸ روابط (۲۷-۴) و (۲۸-۴) را برای تعیین بارسنگ ارائه کرده است [۳۵].

$$B = C_1 \cdot D \quad (27-4)$$

$$C_1 = 15 - 35 , D > (16.66H + 50)$$

$$C_1 = 20 - 35 , 10H \leq D \leq (16.66H + 50)$$

$$C_1 = 20 - 40 , D < 10H$$

در روابط فوق H ارتفاع پله بر حسب متر، D قطر چال بر حسب میلیمتر و B بارسنگ بر حسب میلیمتر است.

$$B = (0.25 - 0.5) \cdot H \quad (28-4)$$

در رابطه (۲۸-۴) بارسنگ و ارتفاع پله بر حسب متر است.

۴-۱-۲-۴. فاصله چالها در یک ردیف

نکات زیر در خصوص فاصله چالها در یک ردیف باید مورد توجه قرار گیرد. اگر فاصله چالها در یک ردیف خیلی کمتر از بارسنگ انتخاب شود، آنگاه موج انفجار قبل از رسیدن به سطح آزاد به چال بعدی می‌رسد. تداخل این امواج از یک چال به چال دیگر موجب ایجاد سر و صدا و نیز لرزش هوا و تخریب قسمت انسدادی دهانه چال می‌گردد. اگر فاصله چالها در یک ردیف بیش از مقدار مورد نیاز

³⁴ - Adhikari

انتخاب شود، محل شکستن سنگ ناهموار می‌شود و خردشده‌گی نامناسب خواهیم داشت. در انتخاب فاصله ردیفی چال‌ها باید شرایط زمین‌شناسی، نوع ماده منفجره، نوع مدار انفجار، آرایش چال‌ها و همچنین تجربیات و روابط به دست آمده قبلی را در مد نظر قرار داد [۱۹].

حقیقین بسیاری در تحقیقات خود بر روی انتخاب فاصله چال‌ها در یک ردیف، روابط و یا دستورالعملی ارائه کرده‌اند که برخی از این روابط در قسمت ۳-۲-۴ (بار سنگ) بیان شد. در ادامه به روابط دیگری در این زمینه اشاره شده است.

لامبوی و جونز^{۳۵} در سال ۱۹۷۰ برای تعیین فاصله ردیفی چال‌ها رابطه (۲۹-۴) را ارائه داده‌اند [۳۶].

$$S = \frac{L \times I}{B \times H \times PF} \quad (29-4)$$

در رابطه (۲۹-۴)، S فاصله ردیفی چال‌ها بر حسب متر، L طول چال بر حسب متر، I تراکم خرج در چال بر حسب کیلوگرم بر متر، B بارسنگ، H ارتفاع پله بر حسب متر و PF خرج ویژه بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب می‌باشد.

به طور کلی برای آتشکاری‌های متعارف رابطه (۳۰-۴) برقرار است. باید توجه داشت که هر چه ضریب سفتی^{۳۶} (H/B)، بیشتر باشد ضریب بزرگتری در رابطه (۳۰-۴) منظور می‌شود. به غیر از آتشکاری‌های مهار شده در همه حالات (S/B) بزرگتر از یک است [۱۹].

$$S = (1 - 2)B \quad (30-4)$$

گروهی از پژوهشگران در سال ۱۹۷۸ با توجه به شعاع تأثیر هر چال برای آرایش‌های لوزی^{۳۷} و چهار گوش^{۳۸} با نسبتهای مختلف S/B ، ضریب همپوشانی تأثیر چال‌ها را محاسبه نمود که نتایج این محاسبات در جدول (۱۱-۴) مشاهده می‌شود. نتیجه نهایی به دست آمده با توجه به ضریب همپوشانی مطلوب و حفاری ویژه برای آرایش چهارگوش، نسبت S/B برابر ۱/۱۵ و برای آرایش لوزی، نسبت S/B برابر ۱/۲۵ در بهترین حالت می‌باشد [۳۱].

35 - Lombooy and Jones

36 -stiffness ratio

37 - Staggered

38- Square

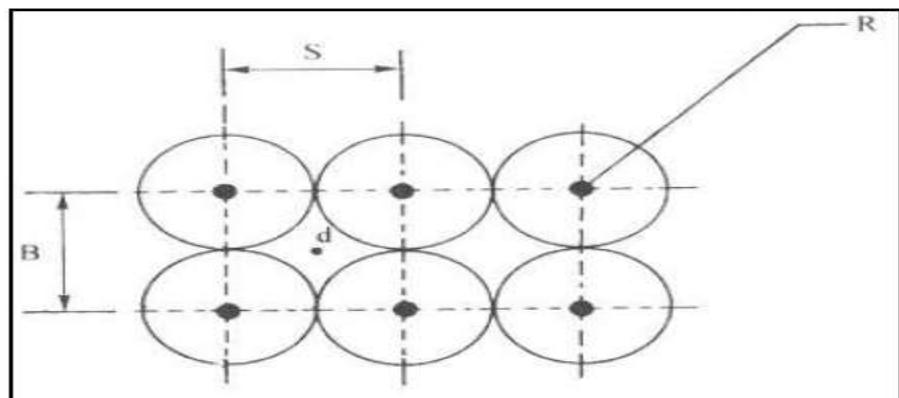
جدول(۱۱-۴) مقدار ضریب همپوشانی چالها برای حالات مختلف [۳۱]

S/B	ضریب همپوشانی (درصد)	
	آرایش چهار گوش	آرایش لوزی
۱	۷۸/۵	۹۸/۵
۱/۱۵	۷۶	۱۰۰
۱/۲۵	۷۵	۹۹/۵
۱/۵	۷۱	۹۴/۶
۲	۶۲	۷۷

در ادامه روش تعیین ضریب همپوشانی تأثیر چال‌ها برای آرایش مربعی که شعاع تأثیر هر چال برابر $R = \frac{S}{2}$ می‌باشد آورده شده است (شکل ۱-۴) [۳۱].

سطحی که چهار چال آن را احاطه کرده‌اند و خرد کردن آن سطح توسط آن چهار چال صورت می‌گیرد، برابر است با $A = B \times S = B^2$ و سطح تأثیر چال‌ها در منطقه مورد نظر برابر است با $A' = \pi R^2 = \pi \left(\frac{S}{2}\right)^2$. از تقسیم این دو سطح درصد همپوشانی (CF) به دست می‌آید (رابطه ۱-۴).

$$\%CF = \frac{A'}{A} = \frac{\pi}{4} = \%78.5 \quad (۱-۴)$$

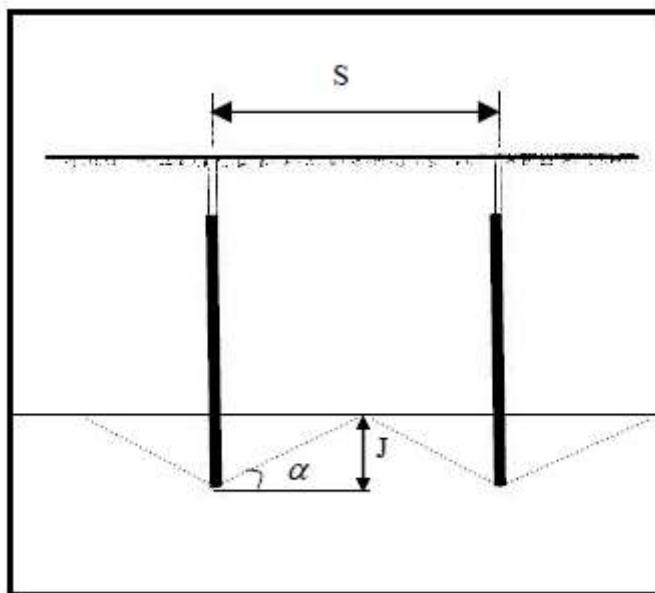


شکل(۱-۴) نمایش سطح تأثیر چال‌ها برای آرایش مربعی [۳۱]

۴-۲-۵. اضافه حفاری (اضافه چال)

اضافه حفاری به این دلیل استفاده می‌شود که در انفجار هر چال ناحیه‌ای وجود دارد که حداکثر تنشهای ناشی از انفجار در آن اتفاق می‌افتد. این ناحیه از کف پله بالاتر است و در صورتیکه حفر چال در زیر کف پله ادامه یابد، ناحیه حداکثر تنش نیز گستردگی شده و به کف پله نزدیک می‌شود. در صورت حفر چال تا کف، کف پله پس از انفجار ناصاف شده و در اصطلاح معدنکاری سکو، قوزک یا پاشنه در آن به وجود می‌آید که مانع حرکت ماشین‌آلات شده و تسطیح آن نیاز به حفاری و آتشکاری ثانویه دارد. اگر حفر چال در زیر کف پله ادامه یابد، به علت ایجاد حداکثر تنش در کف پله این وضعیت به وجود نخواهد آمد [۳۷].

مقدار اضافه حفاری و فاصله چال‌ها در یک ردیف (شکل ۴-۴)، به مقاومت بارسنگ و نوع ماده منفجره بستگی دارد. همچنین در شکل (۴-۴) نمایش سطح تأثیر انفجار در ته چال نشان داده شده است.



شکل (۴-۴) نمایش سطح تأثیر انفجار چال‌ها در ته چال [۲۹]

نتایج نشان داده است که زاویه تأثیر مواد منفجره در کف چال (α) بین 60° تا 80° درجه است. بدین ترتیب می‌توان اضافه حفاری را از رابطه (۴-۳۲) محاسبه نمود.

$$J = \frac{S}{2} \cdot \cot(\alpha) \quad (4-32)$$

در این رابطه، J اضافه حفاری و S فاصله چال‌ها در یک ردیف بر حسب متر می‌باشد. در جدول (۴-۱۲) میزان اضافه حفاری با توجه به بارسنگ و شرایط توده سنگ ارائه شده است [۲۹].

جدول (۴-۱۲) روش تعیین میزان اضافه حفاری [۲۹]

J/B	شرایط سنگ
•	لایه‌های افقی و جدا از هم در کف پله
۰/۱ تا ۰/۲	سنگ سست، پای پله شکننده
۰/۳	سنگ نسبتاً سخت، پای پله معمولی
۰/۴ تا ۰/۵	سنگ سخت، پای پله مقاوم

۶-۱-۲-۴. شیب چال

در حفر چال قائم، حفظ خط امتداد آسان‌تر از چال مایل است، اما امکان خرد نشدن سنگ ته چال بیش از چال مایل است و این مسئله به ویژه وقتی که چند ردیف چال آتشکاری می‌شوند پیش می‌آید.

عقب‌زدگی در چال مایل کمتر از چال قائم است. همچنین حفر چال مایل موجب می‌شود که پله به شکل مایل درآید و این امر از نظر ایمنی واجد اهمیت است زیرا امکان ریزش دیواره‌ها کاهش و ایمنی افزایش می‌یابد [۳۱]. اهمیت شیب چال و طراحی آن در پروژه آمده سازی جاده معدن A کیلومتر ۱۹۵۰، اشکال (۳-۴) و (۴-۴) و نیز جاده معدن CN به دردوی، ترانشه دوبل، اشکال (۵-۴) و (۶-۴) مشاهده می‌گردد. شیب چال‌ها در دو مسیر فوق در طراحی ۴۵ درجه در نظر گرفته شده است اما در اجرای حفاری، شیب چال‌ها تقریباً ۷۰ درجه شده است و این مسئله مشکل ناپایداری دیواره‌ها را به همراه داشته است. حفاری چال‌های تقریباً قائم در مسیرهای فوق باعث ناپایداری و عدم رعایت شیب مناسب دیواره در این دو مسیر گردیده است که در صورت اجرای چالزنی با شیب مناسب (شیب ۴۵ درجه) و دقت در الگوی حفاری که جزء لاینفک پارامترهای طراحی الگوی آتشکاری است امکان جلوگیری از این مشکلات فراهم می‌شود.



شکل(۳-۴) نمایی از دیواره ناپایدار جاده معدن A کیلومتر ۱۹۵۰



شکل(۴-۴) نمایی از ریزش دیواره جاده معدن A کیلومتر ۱۹۵۰



شکل(۴-۵) نمایی از دیواره مسیر معدن CN به معدن دردوى (ترانشه دوبل)



شکل(۶-۴) نمایی از ریزش خطرناک دیواره مسیر معدن CN به معدن دردوى (ترانشه دوبل)

طول چال در چال‌های قائم و شیبدار به ترتیب از روابط (۳۳-۴) و (۳۴-۴) به دست می‌آید.

$$L = H + J \quad (33-4)$$

$$L = H / \sin \alpha + J \quad (34-4)$$

در روابط فوق، L طول چال، H ارتفاع پله و J اضافه حفاری است بر حسب متر و زاویه α شیب چال مایل می‌باشد.

۲-۲-۴ . خرج و خرج‌گذاری و روش‌های تعیین خرج ویژه

تأثیر توزیع مناسب خرج در چال و به طور کلی در بلوک مورد آتشکاری به نحوی که توزیع انرژی ماده منفجره در بلوک مورد آتشکاری یکنواخت و صحیح باشد در نتایج انفجار بسیار با اهمیت است. برای جلوگیری از ایجاد پاشنه در پای پله به طور معمول از خرج ته چال که از مواد منفجره با قدرت و تراکم بیشتری است، استفاده می‌شود. در پروژه مورد مطالعه از آنفو به عنوان خرج اصلی استفاده می‌شود. از انواع بوستر و امولایت به عنوان خرج کمکی بر حسب شرایط موجود استفاده می‌شود. برای بستن مدار انفجار معمولاً از کرتکس و یا نانل و گاهًا ترکیبی از آنها استفاده می‌شود که در آینده بیشتر در مورد آنها صحبت خواهد شد.

۲-۲-۴-۱. خرج و خرج‌گذاری

آنفو در حال حاضر به مقدار بسیار زیاد در معادن روباز و زیرزمینی مصرف می‌شود. در معدن مورد مطالعه نیز آنفو به عنوان خرج اصلی در نظر گرفته شده است. به مجموعه عملیات زیر خرج‌گذاری می‌گویند:

قرار دادن ماده منفجره در چال
اتصال چاشنی به ماده منفجره
پر کردن فضای خالی چال^{۳۹} با موادی مثل شن و خاک

خرج‌گذاری با وسایل و روش‌های متعددی صورت می‌گیرد که تابع قطر چال و نوع خرج و حجم کار انجام شده و ابعاد منطقه مورد عمل هستند [۴]. در خرج‌گذاری، چال‌ها از نظر قطر به دو دسته تقسیم می‌شود:

چال‌های باریک که قطرش کمتر از ۴ اینچ است و چال‌های قطور که قطرش بیش از ۴ اینچ می‌باشد. در آتشکاری‌های صورت گرفته در معدن سنگ آهن سنگان، حفاری با قطر بیش از ۴ اینچ صورت می‌گیرد و

همچنین خرج‌گذاری آنفو به روش دستی انجام می‌شود، البته با افزایش حجم آتشکاری در این معدن تمهیدات لازم برای خریداری یک دستگاه آنفوترواک از سازمان صنایع دفاع و پشتیبانی نیروهای مسلح (صنایع شیمیایی پارچین) در حال انجام می‌باشد.

۴-۲-۲-۲. خرج ویژه^{۴۰} و روش‌های تعیین آن

خرج ویژه مصرف ماده منفجره برای واحد حجم یا وزن سنگ را در یک عملیات آتشکاری نشان می‌دهد. واحد آن معمولاً بر حسب گرم خرج بر مترمکعب سنگ است. برای محاسبه خرج ویژه کافیست حجم سنگ مربوط به هر چال را حساب کرده و وزن ماده منفجره مصرف شده در چال را بر آن تقسیم نمود. عوامل مهم و مؤثر بر خرج‌گذاری و در نهایت میزان خرج ویژه عبارتند از: وضعیت زمین‌شناسی، مقاومت سنگ، نوع و قدرت ماده منفجره و میزان خردشدنگی مورد نیاز و ... است. محققین بسیاری در خصوص تعیین خرج ویژه روابط تجربی ارائه نموده‌اند که در ادامه به آن اشاره خواهد شد.

الف- روش اش

اش برای تعیین خرج ویژه لازم رابطه (۳۵-۴) را برای آنفو ارائه نموده است.

$$PF(ANFO, \frac{kg}{m^3}) = \frac{1.4 \times \tan(\theta+i)}{\sqrt[3]{n}} \quad (35-4)$$

در رابطه فوق، \emptyset زاویه اصطکاک داخلی^{۴۱}، i زاویه زبری^{۴۲}، n فراوانی درزه‌ها (تعداد درزه در یک متر طول) و PF خرج ویژه آنفو بر حسب کیلوگرم بر مترمکعب است. شایان ذکر است که این رابطه بر مبنای

آزمایش‌های صورت گرفته در سنگهایی با چگالی ۲۵۰۰ کیلو گرم بر متر مکعب ارائه شده است [۳۸].

40 -Powder factor or (Specific charge)

41 -Friction angle

42 - Abrasivness angle

ب- روش لیلی^{۴۳}

لیلی خرج ویژه آنفو PF، (کیلوگرم بر تن) را بر اساس شاخص قابلیت انفجار^{۴۴} (BI) طبق روابط (۴-۳۶) و (۳۷-۴) ارائه کرده است [۲۹].

$$PF = 0.004 \times BI \quad (36-4)$$

$$BI = 0.5 (RMD + JPS + JPO + SGI + HD) \quad (37-4)$$

پارامترهای شاخص قابلیت انفجار از جدول (۱۳-۴) به دست می‌آید [۳۹]. در فرآیند قابلیت انفجار سنگ باید پارامترهای مقاومتی سنگ مورد توجه قرار گیرد. در طراحی الگوی آتشکاری پارامترهای مقاومتی سنگ از جمله مقاومت سنگ، نوع ناپیوستگی‌ها، درزه‌داری، جهت دسته درزه‌ها، فاصله‌داری درزه‌ها و سایر موارد در مباحث مکانیک سنگ و ژئومکانیک مورد بررسی قرار می‌گیرد. پارامترهای مقاومتی سنگ در نتیجه آتشکاری تأثیر بسزایی دارد به گونه‌ای که اگر چنانچه مورد توجه قرار نگیرد نتیجه مطلوبی در آتشکاری نخواهیم داشت. در صورت عدم رعایت مسائل مکانیک سنگ و ژئومکانیک در طراحی الگوی‌های آتشکاری، هزینه‌های بارگیری، باربری، آتشکاری ثانویه و چکش کاری را در پی خواهیم داشت. لازم به ذکر است در تعیین خرج ویژه شاخص قابلیت انفجار تأثیر بسزایی دارد. مقدار پارامترهای مؤثر بر شاخص قابلیت انفجار در جدول ۱۳-۴ نشان داده شده است.

43 -Lilly

44 - Blastability index

جدول(۱۳-۴) مقادیر پارامترهای مؤثر بر شاخص قابلیت انفجار BI [۳۹].

ردیف	پارامترهای ژئومکانیکی	امتیاز
۱	شاخص توصیف توده سنگ ^{۴۵}	RMD
	ترد و خیلی خرد شده	۱۰
	سنگ بلوکی	۲۰
	سنگ توده‌ای	۵۰
۲	فاصله دو سطح ناپیوستگی ^{۴۶}	JPS
	کمتر از ۱/۰ متر یا کاملاً بسته	۱۰
	بین ۱/۰ متر تا ۱ متر یا متوسط	۲۰
	بزرگتر از ۱ متر یا عریض	۵۰
۳	جهت یافتنگی ناپیوستگی‌ها ^{۴۷}	JPO
	به صورت افقی	۱۰
	شیب ناپیوستگی به سمت بیرون	۲۰
	امتداد ناپیوستگی عمود بر سطح آزاد	۳۰
	شیب ناپیوستگی به سمت داخل دامنه	۴۰
۴	شاخص تأثیر چگالی سنگ ^{۴۸} زمانیکه چگالی SG بر حسب تن بر متر مکعب باشد.	SGI=25*SG-50
۵	سختی ^{۴۹} زمانیکه مقاومت فشاری تک محوری سنگ ucs بر حسب Mpa باشد. ($1 < HD < 10$)	HD= 0.05*UCS

45 -Rock mass discription

46- Jont plane spacing

3- Jont Plant Orientation

48- Specific Gravity Influence-

49- Hardness

۴-۲-۳- خرج اصلی، پرایمر و بوستر

خرج اصلی آتشکاری در اکثر معادن روباز معمولاً آنفو می‌باشد. در معدن سنگ آهن سنگان نیز از آنفو به عنوان خرج اصلی استفاده می‌شود. البته با تحقیقات صورت گرفته مصرف آل آنفو^۵ به جای آنفو پیشنهاد شده است.

پرایمر چاشنی تقویت شده است، به بیان دیگر نوعی ماده منفجره قوی است که مسلح به چاشنی می‌باشد. پرایمرها در ابعاد مختلف و با ترکیب‌های متفاوت ساخته می‌شوند [۳۷].

قطر پرایمر در بهبود انفجار چال مؤثر است. هرچه قطر پرایمر به قطر چال نزدیکتر باشد انفجار نتیجه بهتری خواهد داشت. طول پرایمر نیز مانند هر ماده منفجره دیگر، برای رسیدن به سرعت انفجار نهایی مؤثر است. از نظر اینمی، کیفیت انفجار و نتایج حاصل از محل قرار گیری پرایمر در چال بسیار

مهم

می‌باشد. شرایط زیر باید برای قرار دادن پرایمر در چال مورد توجه قرار گیرد:

ممولاً سنگ ته چال بیش از سایر قسمت‌های بلوك آتشکاری نیاز به انرژی برای خرد شدن دارد. در این قسمت سنگ نه تنها بايستی شکسته شود بلکه با وجود موانع سر راهش که بقیه سنگ‌های چال است بايستی جابجا شود. در طراحی آتشکاری محل قرار گرفتن پرایمر پای پله است.

چنانچه لایه‌ای مقاوم در طول چال موجود باشد، بهتر است پرایمر در آنجا قرار داده شود. در شرایط خروج‌گذاری مرحله‌ای و یا وجود لایه‌های مقاوم، از چندین پرایمر در طول چال استفاده می‌شود.

بوستر نیز نوعی ماده منفجره قوی است که هیچ سیستم تحریکی ندارد و به منظور تحریک پرایمر در طول ستون ماده منفجره و یا ایجاد مناطقی با انرژی آزاد شده بالا در طول ستون خروج به کار می‌رود. برای تعیین وزن و ابعاد بوستر می‌توان از جدول ۱۴-۴ استفاده نمود [۲۹].

جدول(۱۴-۴) تعیین ابعاد بوستر با توجه به قطر چال

ابعاد بوستر با خرج اصلی پنتولیت			قطر چال
وزن (گرم)	قطر (میلی متر)	طول(میلی متر)	(میلی متر)
۳۰	۲۳	۵۲	۵۰
۶۰	۲۸	۷۰	۵۰-۱۱۵
۱۵۰	۴۰	۷۹	۱۱۵ - ۱۶۰
۴۰۰	۸۰	۵۹	۱۶۰ - ۳۲۰

۴-۲-۲-۴. گل‌گذاری^{۵۱}

همیشه بخشی از چال خرج‌گذاری نمی‌شود و با خرده‌های حفاری پرشده که آن را گل‌گذاری چال می‌نامند. ابعاد ذرات گل‌گذاری جهت مسدود کردن دهانه چال $\frac{1}{25}$ تا $\frac{1}{17}$ قطر چال می‌باشد. این امر برای استفاده بیشتر از فشار گاز حاصل از انفجار ماده منفجره ضروری است. گل‌گذاری همچنین لرزش زمین و پرتاب سنگ را کاهش می‌دهد. اگر طول گل‌گذاری زیاد باشد قسمت بالای چال شکسته نمی‌شود و خردایش سنگ نامناسب، لرزش زمین زیاد و عقب‌زدگی در انفجار حاصل می‌شود. اگر طول گل‌گذاری

کم تراز حد معمول باشد پرتاب سنگ و لرزش هوا را خواهیم داشت. در مواردی که قطر چال زیاد و یا سرعت سیر امواج در سنگ بیش از سرعت انفجار ماده منفجره و یا سنگ به شدت ترک خورده باشد و یا انفجار از بالای چال شروع شود (انفجار با کرتکس) آنگاه باید طول گل‌گذاری را افزایش داد. روابط تجربی بسیاری برای تعیین طول گل‌گذاری ارائه شده است اما به طور کلی میزان گل‌گذاری $0/5$ تا $1/3$ برابر بارسنگ در نظر گرفته می‌شود [۲۹].

۴-۲-۳. طراحی مدار انفجار

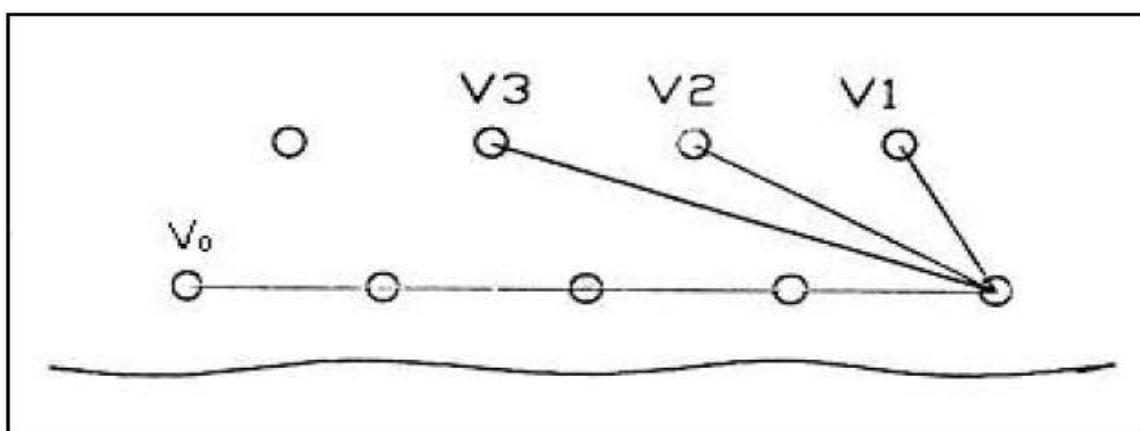
طراحی مدار انفجار عبارت است از تعیین مکان هندسی چال‌ها نسبت به یکدیگر و همچنین مشخص نمودن نوبت و زمان انفجار چال‌ها. نکته مهم در طراحی مدار انفجار این است که، قبل از آن باید

الگوی مناسب چالزنی و حفاری به طور کامل و منظم اجرا شود. در شکل (۷-۴) بلوک حفاری شده به صورت یک آرایش منظم نشان داده شده است. نتیجه آتشکاری و به تبع آن خردایش مناسب زمانی حاصل می‌شود که چالزنی و حفاری با دقت بالا صورت گیرد.

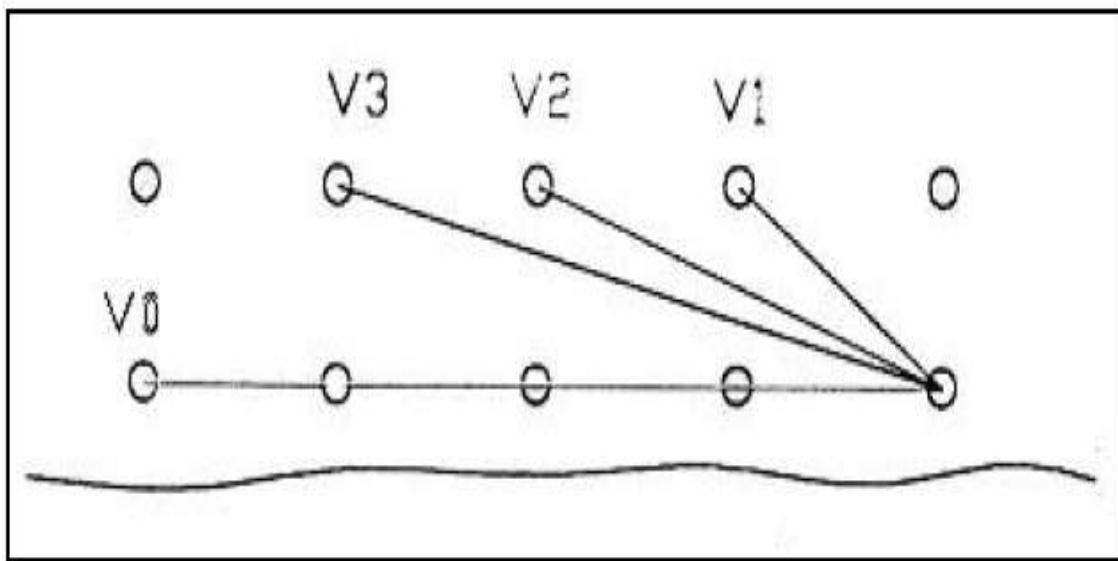


شکل(۷-۴) نمایی از بلوک آماده آتشکاری

آرایش چالزنی متداول در معادن روباز شامل آرایش لوزی (شکل ۴-۸) و آرایش چهار گوش (شکل ۴-۹) می‌باشد. همچنین انواع بستن مدار (V_0 , V_1 , V_2 , V_3) برای آرایش لوزی و چهار گوش چال‌ها نشان داده شده است [۳۱]. در شکل (۴-۱۰) و (۱۱-۴) نمونه‌ای از طراحی الگوهای آتشکاری ارائه شده است.



شکل(۴-۸) نمایش آرایش لوزی چال‌ها و انواع مدار انفجار [۳۱]



شکل (۴-۹) نمایش آرایش مربعی چال‌ها و انواع مدار انفجار [۳۱]

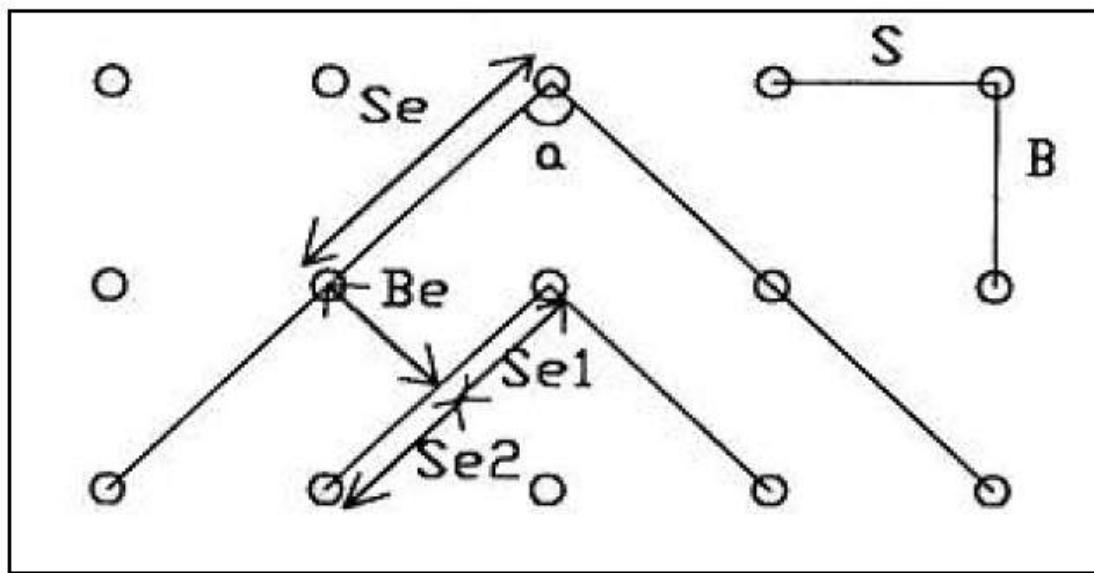
هرگاه بخواهیم از مدارهای V_3 , V_2 یا V_1 استفاده کنیم سه پارامتر مؤثر باید در نظر گرفته شود که عبارتند از [۲۹] :

زاویه مناسب (α) برای مدار V شکل، که حداقل 90° و حداکثر 160° درجه می‌باشد. مقدار این زاویه بر میزان جابجایی و ارتفاع توده سنگ و همچنین میزان خرد شدگی تأثیرگذار است.

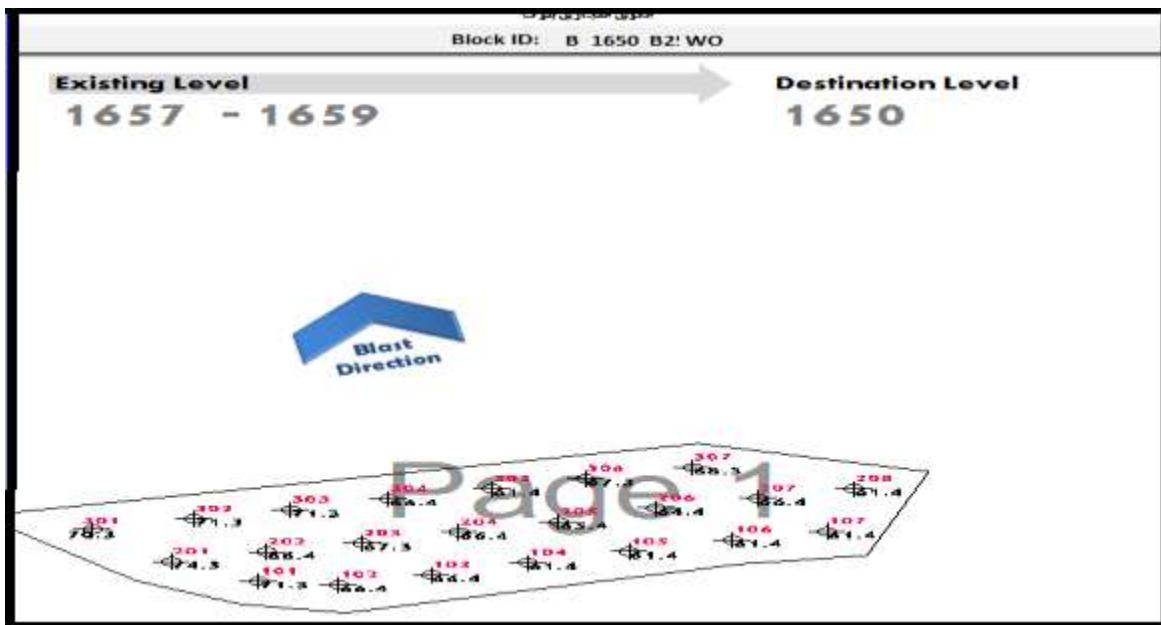
برای توزیع یکنواخت انرژی ماده منفجره به حجم سنگی که هر چال باید آن را خرد کند و رسیدن به خردشده‌گی یکنواخت و مطلوب، S_{e2} به S_{e1} بین 0.85 تا 1.15 قابل قبول است که این مسئله در شکل (۴-۱۰) نشان داده شده است.

به طور تجربی نسبت فاصله چال‌ها در هر مدار ^{52}Se به فاصله چال تا سطح آزاد هنگام انفجار ^{53}Be بین 1 تا 2 بیان شده است.

52 -Initiation Spacing
53 -Initiation Burden



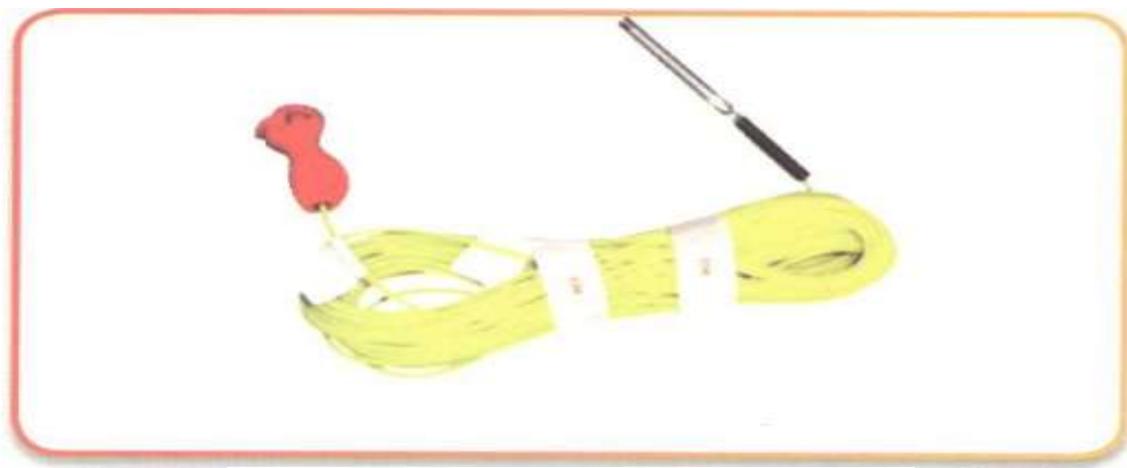
شکل(۱۰-۴) نمایش پارامترهای مدار انفجار [۲۹]



شکل(۱۱-۴) طراحی لوزی مدار انفجار

نوبت و زمان انفجار چال‌ها به دو صورت است. چنانچه در طراحی مدار انفجار از رله تأخیری استفاده شود تأخیر در هر ردیف اعمال می‌شود. بهترین روش برای ایجاد تأخیرهای مناسب، استفاده از سیستم آتشکاری نانل در طراحی مدار انفجار است [۲۰]. سیستم نانل سطحی داخل چال PHC در معادن سطحی، ترانشه خطوط لوله، چال‌های روباز و پروژه‌های عمرانی به کار گرفته می‌شود. سیستم نانل PHC که به آن نانل دو سر چاشنی نیز گفته می‌شود از لحاظ اتصال ساده بوده و دارای قابلیت

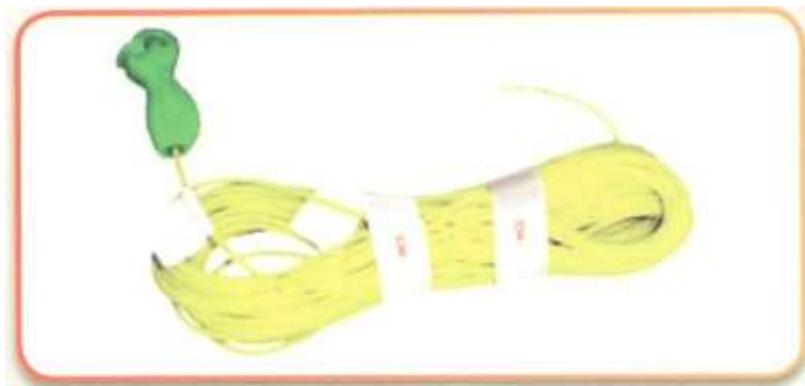
بررسی آسان است و زمان‌بندی دقیق سطحی و داخل چال را فراهم می‌کند. مشخصات این نوع نانل در شکل (۱۲-۴) نشان داده شده است.



رنگ اتصال دهنده	در چال / سطحی (ms)
زرد	۱۷/۵۰۰
قرمز	۲۵/۴۷۵
قرمز	۲۵/۵۰۰
زرد	۳۳/۵۰۰
سفید	۴۲/۴۷۵
سفید	۴۲/۵۰۰
سفید	۴۲/۷۰۰

شکل (۱۲-۴) مشخصات نانل‌های PHC.[۲۰]

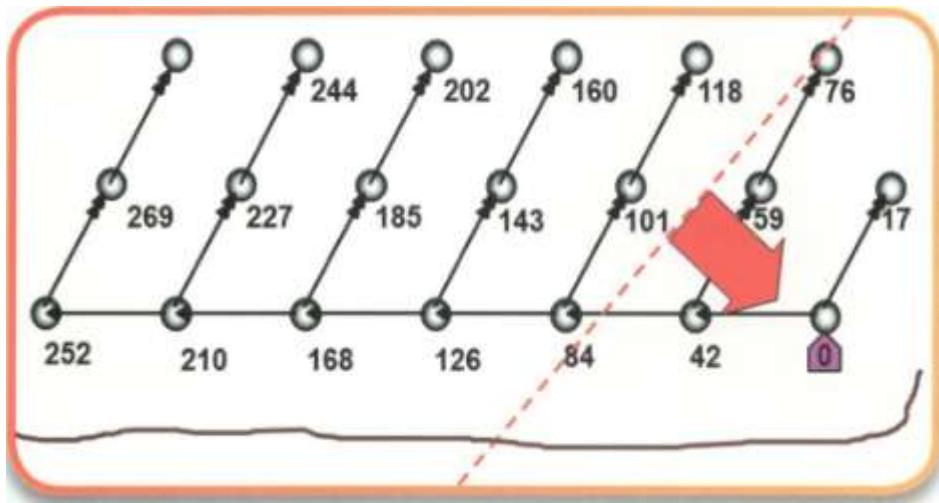
سیستم نانل با تأخیر کوتاه سطحی که PC نامیده می‌شود. این سیستم نانل را می‌توان با نانل‌های PHC به صورت ترکیبی در مدار اتفجار استفاده نمود. شوکبرهای PC در طراحی و سهولت کاربری از انعطاف‌پذیری خوبی برخودار هستند. از این محصول در معادن سنگ، زغال سنگ رو باز، معادن زیرزمینی و پروژه‌های عمرانی استفاده می‌گردد و هم چنین در مداربندی روی سطح، زمان‌بندی دقیقی را فراهم می‌نماید [۲۰]. مشخصات این نوع نانل در شکل (۱۳-۴) نشان داده شده است.



رنگ اتصال دهنده	تأخیر (ms)
سبز	۹
زرد	۱۷
قرمز	۲۵
زرد	۳۳
سفید	۴۲
آبی	۶۵
مشکی	۱۰۰
نارنجی	۲۰۰

شکل (۱۳-۴) مشخصات نانل‌های PC.

با استفاده از نانل‌های PHC و PC می‌توان در انفجار هر چال تأخیر ایجاد کرد. این تأخیر موجب ایجاد سطح آزاد در اطراف هر چال شده و نتیجه آن خردایش مناسب از آتشکاری انجام شده می‌باشد. در شکل (۱۴-۴) و (۱۵-۴) طراحی و تأخیر نانل‌ها در دو مدار انفجار در هر چال نشان داده شده است.



شکل (۱۴-۴) طراحی مدار انفجار و تأخیرها با استفاده از سیستم نانل [۲۰].



شکل (۱۵-۴) طراحی مدار انفجار و تأخیرها با استفاده از سیستم نانل [۲۰].

۳-۴. نتیجه‌گیری

در این فصل با توجه به اینکه پارامترهای مربوط به آتشکاری از قسمت‌های مختلفی تشکیل شده است، در قسمت اول فرآیند مربوط به آتشکاری از شروع انفجار تا مرحله جابجایی توده سنگ شرح داده شد است. در قسمت دوم از این فصل به طراحی پارامترهای آتشکاری از عوامل مربوط به چال مانند ارتفاع پله، قطر چال، بارسنگ، فاصله چال‌هادر یک ردیف و توضیح داده شده است. خرج و

خرج‌گذاری و خرج اصلی، پرایمر و بوستر و گل‌گذاری و طراحی مدار انفجار نیز شرح داده شد. در طراحی پارامترهای آتشکاری در هر معدن ابتدا با استفاده از روش‌های تئوری طراحی، کلیه پارامترهای مربوط به آتشکاری طی یک روند معمول محاسبه و به دست خواهد آمد. با گذشت زمان و با تست نمودن چندین الگوی آتشکاری با شرایط اجرایی مختلف و همچنین با در نظر گرفتن پارامترهای مقاومتی سنگ، شرایط زمین شناسی، شرایط درزه‌داری، شرایط ناپیوستگی‌ها، شرایط آب سنگ و ...یک الگوی مناسب انتخاب می‌شود.

در فصل آینده الگوی حفاری با استفاده از روش‌های تئوری محاسبه و اجرا می‌شود. الگوی پیشنهادی نیز با استفاده از نرم افزار طراحی الگوی آتشکاری که نرم افزار Delpat نام دارد صورت می‌گیرد. با مقایسه دو روش فوق، مهمترین مرحله اجرایی الگوهای آتشکاری که روش عملی است با آزمون و خطا برای شبکه‌های مختلف انجام می‌شود. پس از بررسی آتشکاری‌های عملی صورت گرفته با استفاده از مفهومی به نام ضریب سفتی (نسبت ارتفاع پله به بارسنگ)، و همچنین آنالیز تصویری نتایج حاصل از آتشکاری، الگوی مناسب آتشکاری پیشنهاد می‌گردد.

فصل پنجم

محاسبات و طراحی الگوی آتشکاری مناسب

۱-۵. مقدمه

در طراحی یک الگوی آتشکاری مناسب عوامل متعددی دخیل هستند، کلیه این عوامل در فصل چهارم به طور کامل شرح داده شده است. به طور کلی طراحی الگوی حفاری و آتشکاری ابتدا با استفاده از تئوری‌ها و فرمول‌های موجود و روابط تجربی در معادن بررسی و محاسبه می‌شود. سپس با استفاده از این الگوها و تجربیات اجرایی در هر معدن، الگوی مناسب طراحی و عملی خواهد شد. در این فصل نیز ابتدا با جمع آوری اطلاعات موجود در معدن سنگ آهن سنگان پارامترهای الگوی آتشکاری با استفاده از روش‌های تئوری، اش و اولافسون و همچنین با استفاده از روش کامپیوتربی (نرم افزار طراحی الگوی آتشکاری، Delpat) محاسبه شده است. با بررسی روش‌های فوق الگوهای عملی آتشکاری اجرا و نهایتاً با استفاده از مفهومی به عنوان ضریب سفتی^{۵۴} و خردایش مناسب (که با استفاده از نرم افزار Gold Size انجام شده است) الگوی‌های مناسب آتشکاری ارائه می‌شود.

۲-۵. بررسی اطلاعات آتشکاری در معدن سنگ آهن سنگان

بسیاری از عوامل و پارامترها از جمله خواص توده سنگ، خصوصیات مواد منفجره، مشخصات ماشین-آلات باربری، نوع دستگاه حفاری، شرایط زمین‌شناسی و ژئوتکنیکی و مهمترین مسئله که توزیع دانه-بندی مطلوب سنگ پس از انفجار است، بر طراحی الگوی آتشکاری مؤثر است. مهمترین و کلیدی-ترین پارامتر طراحی الگوی آتشکاری که در این پژوهه مورد توجه واقع شده است محاسبه بارسنگ و شبکه حفاری است و سایر پارامترها بر اساس آن تعیین شده است. در جدول (۱-۵) مشخصات حفاری و مواد منفجره آمده است.

1- Stiffness ratio

جدول (۱-۵) مشخصات حفاری و ماده منفجره

ثابت سنگ (C)	زاویه شیب چال بر حسب درجه	قدرت وزنی ماده منفجره (S)	دانسیته ماده منفجره (ρ) بر حسب (gr/cm^3)	ارتفاع پله (H) بر حسب متر	قطر چال (D) بر حسب اینچ
۰/۴	۹۰-۷۵	۰/۸۸	۰/۹	۱۲-۱۰	۸ و ۶/۵

۳-۵. طراحی الگوی آتشکاری در معدن سنگ آهن سنگان

۳-۵-۱. طراحی تئوری

طراحی تئوری به دو روش اش و اولافسون صورت می‌گیرد. اطلاعات مربوط به این روابط در فصل چهارم و جدول (۱-۵) آمده است.

۳-۵-۱-۱. روش اش

در این روش ابتدا بارسنگ با استفاده از رابطه ۱-۵ محاسبه می‌شود:

$$B = \frac{K_b \times D}{1000} \quad (1-5)$$

در رابطه (۱-۵) که توسط اش ارائه شده است، B بارسنگ بر حسب متر، D قطر چال بر حسب میلی متر می‌باشد. K_b نیز متناسب با گروه و رده سنگ و نوع ماده منفجره مورد استفاده براساس جدول (۲-۵) می‌باشد.

جدول (۲-۵) تعیین K_b با توجه به رده سنگ و مشخصات ماده منفجره

چگالی بر حسب kg/m^3 ، قدرت ماده منفجره	رده سنگ		
	نرم	متوسط	سخت
۹۰۰ < چگالی کم < ۸۰۰ (قدرت کم)	۳۰	۲۵	۲۰
۱۲۰۰ < چگالی متوسط < ۱۰۰۰ (قدرت متوسط)	۳۵	۳۰	۲۵
۱۶۰۰ < چگالی زیاد < ۱۳۰۰ (قدرت زیاد)	۴۰	۳۵	۳۰

در اینجا با توجه به اینکه کانی سنگ آهن، هماتیت و منیتیت است و در رده سنگ متوسط قرار می‌گیرد و از آنفو با چگالی ۹۰۰ کیلوگرم بر مترمکعب استفاده می‌شود مقدار $K_b = 25$ در نظر گرفته شده است.

$$B = 25 \times \frac{6/5 \times 25/4}{1000} = 4/13 \text{ m}$$

$$S = K_s \cdot B \quad 1 \leq K_s \leq 2 \quad (2-5)$$

در رابطه (۲-۵)، S فاصله ردیفی چال‌ها و B بارسنگ بر حسب متر می‌باشد. K_s ضریبی است که به نوع آتشکاری بستگی دارد. هنگامیکه انفجار چال‌ها همزمان با یکدیگر می‌باشند K_s برابر ۲ و برای تأخیر طولانی بین چال‌های متواالی K_s برابر ۱ می‌باشد و هنگامیکه از تأخیرهای کوتاه بین چال‌های متواالی استفاده می‌شود، K_s بین $1/2$ تا $1/8$ پیشنهاد شده است. در معدن سنگ آهن سنگان به طور متعارف $1/20 = K_s$ در نظر گرفته می‌شود:

$$S = 1/20 \times 4/13 = 4/96 \text{ m}$$

$$J = K_j \cdot B \quad 0.2 \leq K_j \leq 0.4 \quad (3-5)$$

در رابطه (۳-۵)، J اضافه حفاری است بر حسب متر و K_j ضریب اضافه حفاری است و برای سنگ‌های متراکم و بدون درزه مقدار آن $4/0$ است. در معدن سنگ آهن سنگان مقدار آن معمولاً $35/0$ لحاظ شده است.

$$J = 0/35 \times 4/13 = 1/45 \text{ m}$$

$$H = K_h \quad 1 \leq K_h \quad (4-5)$$

در رابطه (۴-۵)، H ارتفاع پله بر حسب متر و K_h ضریب ارتفاع پله می‌باشد، اگر انفجار در چال از چند نقطه آغاز شود $= K_h$ در نظر گرفته می‌شود. بر اساس تجربی در معدن سنگ آهن سنگان لحاظ شده است $K_h = 66/2$

$$H = 2/66 \times 4/13 = 10/99 \text{ m}$$

$$T = K_t \cdot B \quad 0.7 \leq K_t \leq 1 \quad (5-5)$$

در رابطه (۵-۵)، T طول گل‌گذاری بر حسب متر، K_t ضریب طول گل‌گذاری است که برای کنترل لرزش هوا و پرتاپ سنگ و جلوگیری از خردایش بیش از اندازه لحظه می‌شود، در بعضی از منابع مقدار این پارامتر بین $7/0$ تا $1/3$ در نظر گرفته شده است و در معدن سنگ آهن سنگان مقدار

$$K_t = 0/9 \text{ می‌باشد}$$

$$T = 0/9 \times 4/13 = 3/72 \text{ m}$$

لازم به ذکر است، در برخی موارد عموماً مقدار ضریب فوق بر مبنای نوع سنگ، درزه داری و جهت درزه‌ها و جهت آتشکاری، مقدار گل‌گذاری تغییر نموده و در برخی شرایط بیشتر و یا کمتر در نظر گرفته می‌شود.

$$L = K_L \cdot B \quad 1.5 \leq K_L \leq 4 \quad (6-5)$$

در رابطه (۶-۵)، L طول چال و K_L ضریب طول چال و B بارسنگ بر حسب متر است. در معادن سنگ آهن سنگان $K_L = 2/88$ در نظر گرفته می‌شود.

$$L = 2/88 \times 4/13 = 11/89 \text{ m}$$

$$q = \frac{Q}{V} \quad (7-5)$$

در رابطه (۷-۵)، q خرج ویژه بر حسب کیلوگرم بر مترمکعب است، Q وزن ستون ماده منفجره (کل خرج یک چال) بر حسب کیلوگرم، V حجم استخراجی توسط یک چال بر حسب متر مکعب، V' حجم پر شده یک چال بر حسب مترمکعب و ρ دانسیته ماده منفجره بر حسب گرم بر سانتی متر مکعب می‌باشد.

$$V' = \frac{\pi}{4} \times d^2 = \frac{\pi}{4} \times (0.1651)^2 \times (11.89 - 3.72) = 0.175 \text{ m}^3 \quad (8-5)$$

$$Q = V' \times \rho = 0.175 \times 900 = 157.5 \text{ Kg} \quad (9-5)$$

$$V = H \times B \times S = 10.99 \times 4.13 \times 4.96 = 225.13 \text{ m}^3 \quad (10-5)$$

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{157.5}{225.13} = 0.7 \text{ Kg/m}^3 \quad (11-5)$$

به ترتیب در رابطه (۸-۵) حجم پرشده یک چال بر حسب مترمکعب، در رابطه (۹-۵) وزن ستون ماده منفجره بر حسب کیلوگرم، در رابطه (۱۰-۵) حجم استخراجی یک چال بر حسب مترمکعب و نهایتاً در رابطه (۱۱-۵) خرج ویژه محاسبه گردیده است.

$$g = h = \frac{L}{V} \quad (12-5)$$

در رابطه (۱۲-۵)، g یا h حفاری ویژه بر حسب متر بر مترمکعب، L طول چال بر حسب متر و V حجم استخراجی یک چال بر جسب مترمکعب است.

$$g = h = \frac{L}{V} = \frac{11.89}{225.13} = 0.053$$

۳-۱-۲. روش اولافسون

اولافسون رابطه (۱۳-۵) را برای تعیین بار سنگ حداکثر ارائه داده است.

$$B_{\max} = c_e \cdot R_1 \cdot R_2 \cdot R_3 \cdot \sqrt{I_b} \quad (13-5)$$

در این رابطه، R_1 ثابت شیب چال و از جدول (۷-۴)، R_2 ضریب نوع سنگ و از جدول (۸-۴)، R_3 ضریب ارتفاع پله و از جدول (۹-۴)، c_e ضریب نوع ماده منفجره و از جدول (۱۰-۴) و I_b تراکم خرج ته چال بر حسب کیلوگرم بر متر است. (جداول فوق الذکر در فصل چهارم بخش دوم ارائه گردیده است). در معدن سنگ آهن سنگان طبق بررسی‌های صورت گرفته $c_e = 1/36$ ، ضرایب R_1, R_2, R_3 به ترتیب ۱/۱، ۱، ۱ می‌باشد و برای محاسبه تراکم خرج ته چال داریم:

$$I_b = \frac{D^2}{1000} \times \frac{\rho}{1.25} = \frac{(165.1)^2}{1000} \times \frac{0.9}{1.25} = 19.62 \text{ kg/m} \quad (14-5)$$

$$B_{\max} = 1.36 \times 1.1 \times 1 \times 1 \times \sqrt{19.62} = 6.63 \text{ m}$$

$$J = 0.3B_{\max} \quad (15-5)$$

در رابطه (۱۵-۵)، J مقدار اضافه حفاری بر حسب متر است.

$$J = 0.3B_{\max} = 0.3 \times 6.63 = 1.99 \text{ m}$$

$$L = \frac{H+J}{\sin \alpha} \quad (16-5)$$

در رابطه (۱۶-۵)، L طول چال بر حسب متر، H ارتفاع پله بر حسب متر، J میزان اضافه حفاری بر حسب متر و α زاویه شیب چال است.

$$L = \frac{10 + 1.99}{\sin 90} = 11.99 \text{ m}$$

$$B = B_{\max} - \frac{D}{1000} - 0.03L \quad (17-5)$$

$$B = 6.63 - \frac{165.1}{1000} - 0.03 \times 11.99 = 6.11 \text{ m}$$

در رابطه (۱۷-۵) بارسنگ برابر $6/11$ متر است و فاصله ردیفی چال‌ها براساس آن محاسبه می‌شود.

$$S = 1.2B = 1.2 \times 6.11 = 7.33 \text{ m} \quad (18-5)$$

$$T = B \quad (19-5)$$

در رابطه (۱۹-۵)، T طول گل‌گذاری و B بارسنگ بر حسب متر است که طبق پیشنهاد اولافسون طول گل‌گذاری برابر بارسنگ و مساوی $6/11$ متر است.

$$h_b = 1.3B_{\max} = 1.3 \times 6.63 = 8.62 \text{ m} \quad (20-5)$$

$$I_c = (0.4 - 0.6)I_b = 0.5 \times 19.62 = 9.81 \text{ kg/m} \quad (21-5)$$

در روابط (۲۰-۵) و (۲۱-۵)، h_b طول خرج ته چال بر حسب متر، I_c تراکم خرج میان چال بر حسب کیلوگرم بر متر است.

$$V' = \frac{\pi}{4} \times d^2 = \frac{\pi}{4} \times (0.1651)^2 \times (11.99 - 6.11) = 0.126 \text{ m}^3 \quad (22-5)$$

$$Q = V' \times \rho = 0.126 \times 900 = 113.4 \text{ Kg} \quad (23-5)$$

$$V = H \times B \times S = 10 \times 6.11 \times 7.33 = 447.86 \text{ m}^3 \quad (24-5)$$

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{113.4}{447.86} = 0.253 \text{ Kg/m}^3 \quad (25-5)$$

$$g = h = \frac{L}{V} = \frac{11.99}{447.86} = 0.027 \quad (26-5)$$

در روابط (۲۶-۵) تا (۲۲-۵) خرج ویژه و حفاری ویژه براساس پیشنهادات اولافسون محاسبه گردیده است. با توجه به محاسبات انجام شده با استفاده از روابط اش و اولافسون، شبکه پیشنهادی اش شبکه‌ای با بارسنگ ۴ متر و فاصله ردیفی چال‌ها، ۵ متر می‌باشد و همچنین شبکه پیشنهادی اولافسون شبکه‌ای با بارسنگ ۶ متر و فاصله ردیفی چال‌ها، ۷ متر است. کلیه محاسبات مربوط به پارامترهای طراحی الگوی حفاری و آتشکاری و نتایج حاصل از طراحی به دو روش اش و اولافسون در جدول (۳-۵) ارائه شده است.

جدول (۳-۵) خلاصه نتایج تئوری طراحی الگوی حفاری و آتشکاری در معدن سنگ آهن سنگان

ردیف	پارامترهای طراحی الگوی آتشکاری	واحد	اش	اولافسون
۱	بارسنگ	متر	۴/۱۳	۶/۱۱
۲	فاصله ردیفی چال‌ها	متر	۴/۹۶	۷/۳۳
۳	عمق چال	متر	۱۱/۸۹	۱۱/۹۹
۴	طول گل گذاری	متر	۳/۷۲	۶/۱۱
۵	اضافه حفاری یا اضافه چال	متر	۱/۴۵	۱/۹۹
۶	خرج مصرفی در یک چال	کیلوگرم	۱۵۷/۵	۱۱۳/۴
۷	حجم سنگ استخراجی یک چال	مترمکعب	۲۲۵/۱۳	۴۴۷/۸۶
۸	خرج ویژه	کیلوگرم بر مترمکعب	۰/۷	۰/۲۵۳
۹	حفاری ویژه	متر بر مترمکعب	۰/۰۵۳	۰/۰۲۷

* در جدول فوق دقت محاسبات بر حسب سانتی متر است.

عملیات اجرایی آتشکاری با استفاده از روش تئوری (اولافسون) انجام شد. شبکه‌بندی فوق تنها می‌تواند راهنمایی مناسب برای انجام عملیات حفاری و آتشکاری در معادن سنگ آهن سنگان باشد. نکته قابل تأمل در طراحی به روش تئوری (اولافسون) این است که بعد از آتشکاری در یک نمونه، تولید حاصل نتیجه این آتشکاری شده است. در اینگونه موارد انفجار ثانویه به روشنی خاص (روش Oversize

روسنگی) که برای اولین بار در مجتمع سنگ آهن سنگان انجام شده است به صورت کاملاً فنی و با رعایت نکات ایمنی توسط قسمت ناریه مجتمع سنگ آهن سنگان اجرایی گردید که نتیجه آن نیز تا حدودی قابل قبول بوده است. شکستن قلوه سنگ‌های بزرگ حاصل از آتشکاری با انفجار روسنگی با خرج نامحصور انجام شده است. در روش روسنگی ماده منفجره را روی قسمت مسطحی از قلوه سنگ قرار داده و با استفاده از مصالح گچ و سیمان آنرا روی سنگ می‌چسبانند. بعد از بستن مدار روی ماده منفجره پوشانده می‌شود و آتشکاری ثانویه صورت می‌گیرد. آتشکاری ثانویه به این روش در شکل (۵-۱) نشان داده شده است و نتیجه اولین انفجار در شکل (۵-۲) ارائه شده است. با توجه به اختلاف موجود بین شبکه‌های حفاری اش و اولافسون روش طراحی کامپیوتری در مجتمع سنگ آهن سنگان انجام شد.



شکل (۱-۵) عملیات انفجار ثانویه



شکل (۲-۵) نتیجه انفجار ثانویه

۲-۳-۵. طراحی کامپیوتري

عملیات حفاری و آتشکاری در فرآیند استخراج معادن روباز بسیار مهم می‌باشد به طوری که طراحی الگوی مناسب انفجار برای استخراج ماده معدنی در این معادن باعث می‌شود ماده معدنی با کمترین قیمت تمام شده، استخراج شود. امروزه با فضای رقابتی در بازار عرضه محصولات معدنی، مدیریت معادنی موفق هستند که با حداقل هزینه در استخراج ماده معدنی، حداکثر سود را بدست آورند. همچنین امروزه با پیشرفت سریع کاربرد نرم افزارهای کامپیوتري در علوم مختلف، اکثر طراحی‌های مهندسی با سرعت، دقت و قابلیت انعطاف پذیری بالایی انجام می‌پذیرد که در ادامه نرم افزار Delpat به عنوان یکی از نرم افزارهای طراحی الگوی حفاری و آتشکاری تشریح خواهد شد. (Version 3)

۲-۳-۵. معرفی نرم افزار Delpat نسخه سوم

این نرم افزار با زبان برنامه نویسی ویژوال بیسیک نوشته شده است و تحت سیستم عامل ویندوز ۹۵ و نسخه‌های جدید آن قابلیت اجرا دارد و برای طراحی الگوی عملیات انفجار سطحی تهیه شده است. برنامه کامپیوتري مورد نظر بسیار ساده و قابل فهم بوده و کاربر به آسانی می‌تواند آن را برای انجام طراحی استفاده نماید. این نرم افزار قابلیت کنترل، سازماندهی و تجزیه و تحلیل عملیات حفاری و آتشکاری سطحی و همچنین از جمله خصوصیات بارز این نرم افزار، قابلیت گرافیکی، پیش‌بینی توزیع

خردایش سنگ پس از انفجار و مقایسه اقتصادی برای قطرهای مختلف چال‌ها می‌باشد. منوی اصلی

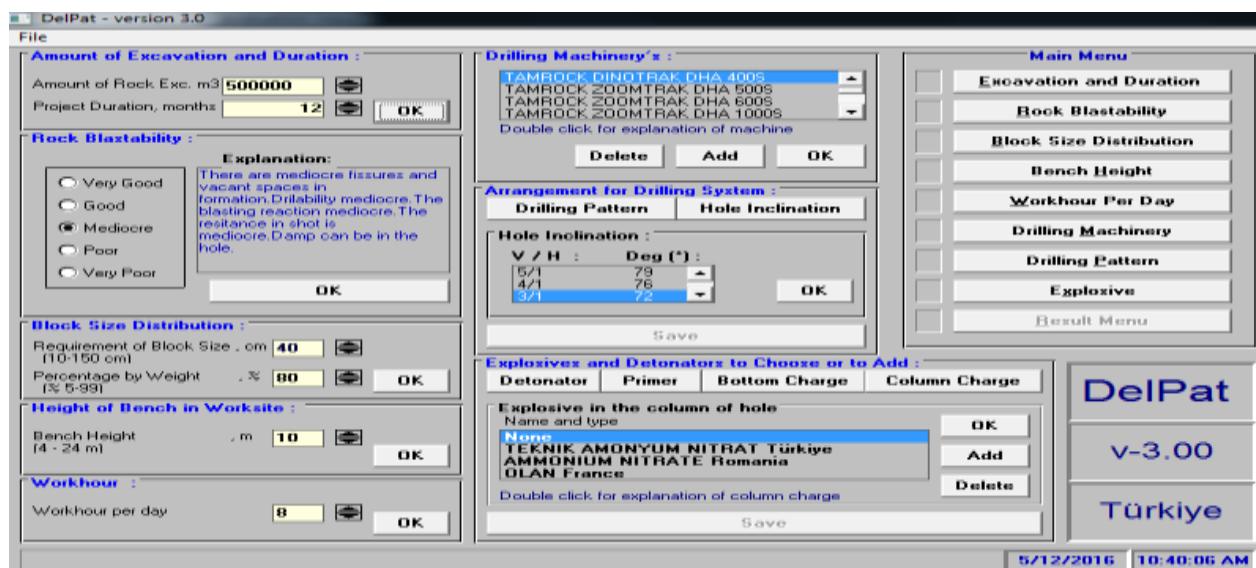
این نرم افزار از دو قسمت تشکیل شده است:

الف- منوی ورود اطلاعات

ب- منوی نتایج خروجی

۵-۱-۲-۳-۱. منوی اصلی^{۵۵}

منوی اصلی این نرم افزار در حقیقت همان صفحه ورود اطلاعات است که کاربر می‌تواند تعدادی از پارامترها را انتخاب و یا وارد و تأیید نماید. در انتخاب، وارد کردن و تأیید نمودن پارامترهای قسمتهای مختلف، نیازی به رعایت ترتیب وجود ندارد، اما برای مشاهده نتایج و خروجی نرم افزار بایستی تمامی قسمتها طی گردد تا منوی خروجی نتایج فعال گردد. این نرم افزار از ۸ قسمت مختلف برای ورود اطلاعات و داده‌ها تشکیل شده است که هر بخش و پارامترهای مربوط به آن در ادامه توضیح داده می‌شود. نمای کلی نرم افزار DelPat نسخه شماره ۳ در شکل (۳-۵) نشان داده شده است.



شکل (۳-۵) نمای کلی نرم‌افزار ۳ Delpat version 3

^۱- Main menu

۵-۳-۲-۱-۲. حجم عملیات حفاری و مدت زمان انجام آن^{۵۶}

در این قسمت از نرم افزار حجم سنگ مورد نظر جهت عملیات حفاری و آتشکاری بر حسب متربمکعب و مدت زمانیکه برای انجام عملیات در طول سال نیاز است، بر حسب ماه باید وارد شود.

۵-۳-۲-۱-۳. قابلیت انفجار سنگ^{۵۷}

قابلیت انفجار سنگ یکی از خواص مهم توده سنگ است که اجرای عملیات انفجار و نتایج آن را تحت تأثیر قرار خواهد داد. قابلیت انفجار سنگ به مقاومت، دانسیته، مدول یانگ، ساختار توده سنگ، شرایط محیط از نظر وجود آب یا رطوبت و ... بستگی دارد. در این نرم افزار قابلیت انفجار سنگ به پنج حالت خیلی خوب، خوب، متوسط، ضعیف و خیلی ضعیف تقسیم شده است که یکی از این حالات انتخاب می‌گردد.

۵-۳-۲-۱-۴. دانه بندی سنگ^{۵۸}

اندازه قطعات تولید شده سنگ پس از انفجار از جهت انتخاب سیستم بارگیری، ماشین‌آلات باربری، تجهیزات سنگ شکنی و انفجار ثانویه دارای اهمیت بسیاری است. در این بخش از نرم افزار اندازه قطعات سنگ بر حسب سانتی‌متر و درصد وزنی آن وارد می‌شود. برنامه کامپیوتری مورد نظر با استفاده از تئوری کوز-رام و اطلاعات دیگر، توزیع و اندازه قطعات سنگ، پس از انفجار را تخمین خواهد زد.

۵-۳-۲-۱-۵. ارتفاع پله در محل کار^{۵۹}

ارتفاع پله در معادن روباز با توجه به نوع تجهیزات حفاری، ماشین‌آلات بارگیری، مسائل ایمنی و ... تعیین می‌شود. ارتفاع پله معمولاً بین ۱۰ تا ۱۵ متر متغیر است. در معدن سنگ آهن سنگان ماشین-

^{۵۶}-Amount of excavation and duration

^{۵۷}-Rock blastability

^{۵۸}-Block size distribution

^{۵۹}-Height of bench in worksite

آلات بارگیری، بیل مکانیکی ۴۰۰ و ۶۰۰ کوماتسو و نیز ۸۰۰ و ۱۲۵۰ کوماتسو میباشد. ماشینآلات بارگیری نیز دامپ تراک ۳۰ تنی، ۶۰ و ۹۰ تنی میباشد. در این بخش از نرم افزار ارتفاع پله به طور پیش فرض بین ۴ تا ۲۴ متر در نرم افزار وجود دارد و هماهنگی آن با دیگر پارامترها به صورت اتوماتیک کنترل میشود.

۶-۳-۵. ساعت کار^۶

در این نرم افزار جدول زمانی مربوط به عملیات استخراج معادن سطحی، زمان حفاری و آتشکاری به صورت مجزا اختصاص مییابد، که بر حسب ساعت در روز بیان شده و هیچ گونه ارتباطی با تعداد ساعت شیفت کاری در روز نخواهد داشت. در این قسمت از نرم افزار زمان مورد نیاز برای عملیات حفاری لحظه میشود.

۷-۳-۵. ماشینآلات حفاری

ماشین آلات حفاری دارای انواع و اقسام متفاوتی هستند که توسط شرکتهای مختلف ساخته میشوند. در این قسمت از نرم افزار ماشین آلات مختلف وجود دارد و از طرف دیگر میتوان ماشین آلات جدید را اضافه نمود. در صورت اضافه شدن یک ماشین حفاری جدید پارامترهایی از قبیل قیمت ماشین حفاری قیمت شاسی ماشین حفاری، دوره استهلاک، توان دستگاه، مصرف سوخت، حداقل و حداکثر قطر سرمته بایستی وارد شود و در نهایت یک ماشین حفاری انتخاب و تأیید میشود (شکل ۵-۴).

چنانچه دستگاه حفاری مورد استفاده در معادن در پیش فرض نرم افزار موجود باشد، انتخاب و ذخیره میشود و اگر ماشین حفاری مورد استفاده در پیش فرض نرم افزار موجود نباشد، باید آنرا به نرم افزار اضافه نمود. در معادن سنگ آهن سنگان از دستگاه حفاری مدل DME-50 استفاده میشود.

¹-Workhour

Adding Drilling Machinery

Name and type	<input type="text"/>
F.O.B. cost	\$ <input type="text"/>
Undercarriage	\$/mach. <input type="text"/>
Depreciation period (years)	<input type="text"/>
Power class	kw <input type="text"/>
Fuel consumption	l/h <input type="text"/>
Min. hole diameter	mm <input type="text"/>
Max. hole diameter	mm <input type="text"/>
<input type="button" value="Save"/> <input type="button" value="Cancel"/>	

شکل(۴-۵) صفحه اطلاعات مورد نیاز جهت اضافه نمودن دستگاه حفاری جدید

۸-۲-۳-۵. آرایش سیستم حفاری^{۶۱}

این قسمت از دو بخش، الگوی حفاری و زاویه شیب چال تشکیل شده است. در این برنامه کامپیوتری دو نوع الگوی حفاری شامل آرایش لوزی (زیگزاگی)^{۶۲} و آرایش مستطیلی^{۶۳} وجود دارد که معمولاً در معادن از آن استفاده می‌شود. زاویه شیب چال نیز در معادن روباز از صفر تا ۴۵ درجه متغیر است. اما در بیشتر موارد الگوی حفاری برای شیب چال ۱۸ درجه از خط قائم (۷۲ درجه) از سطح افق و یا نسبت شیب ۳ به ۱) در نظر گرفته می‌شود. با انتخاب این پارامترها مقطع عرضی یک چال در پلان حفاری ارائه خواهد شد.

۹-۲-۳-۵. مواد منفجره

در این قسمت از نرم افزار چهار قسمت مجزا برای انتخاب چاشنی^{۶۴}، پرایمر^{۶۵}، خرج ته چال^{۶۶}، خرج میان چال^{۶۷} (خرج اصلی) وجود دارد که می‌توان بر اساس پیش فرضهای موجود در نرم افزار انتخاب نمود و یا در هر قسمت موارد فوق را به نرم افزار اضافه کرد. برخی از مواد منفجره مانند باروت سیاه توسط شعله کبریت و یا مانند آن آتش می‌گیرد. بیشتر مواد منفجره صنعتی که به عنوان

⁶¹-Arrangement for Drilling System

⁶²-Stagger

⁶³-Rectangular

⁶⁴-Detonator

⁶⁵-Primer

⁶⁶-Bottom charge

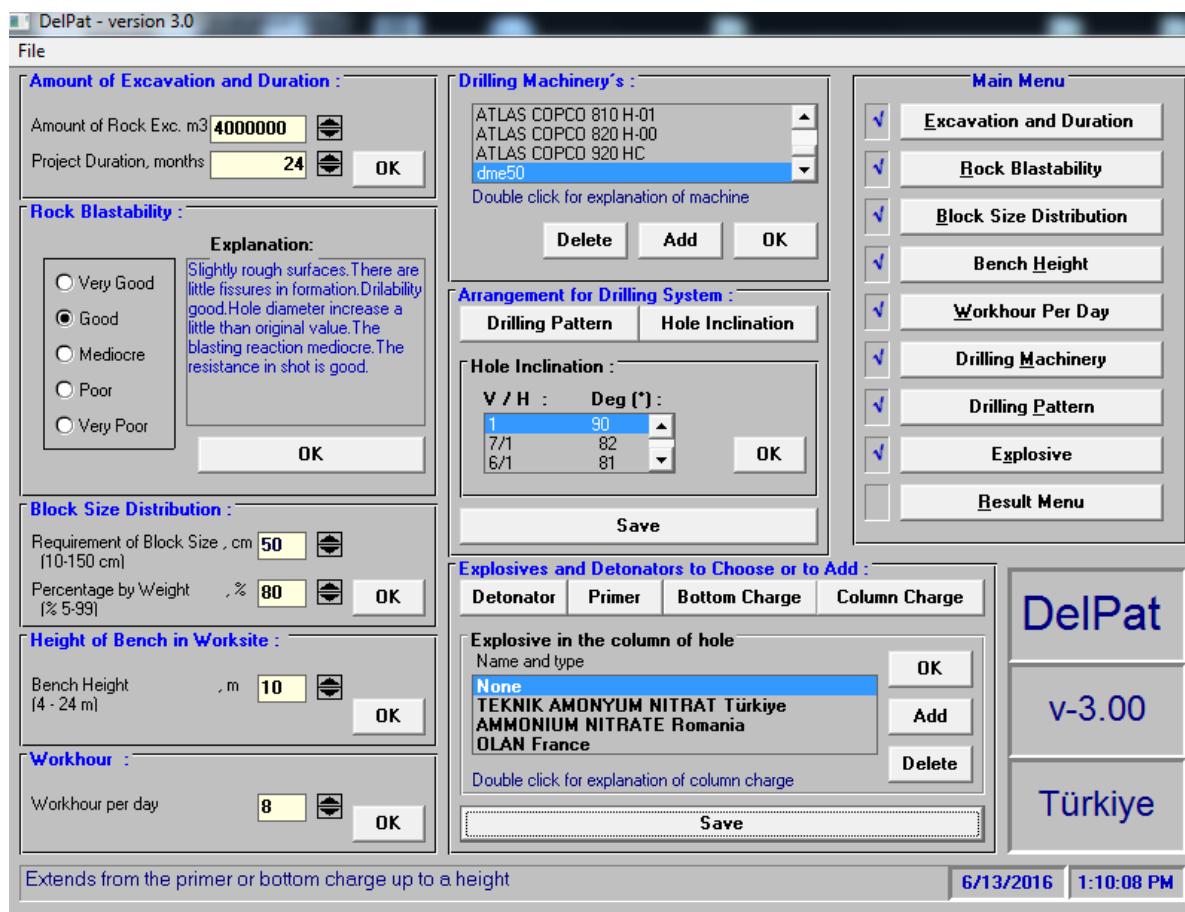
⁶⁷-Column charge

خرج اصلی یا پرایمر در داخل چال مورد استفاده قرار می‌گیرد به تحریکی قوی‌تر از شعله نیاز دارد که این کار توسط چاشنی انجام می‌شود. برخی از مواد منفجره مانند آنفو و مواد منفجره ژله‌ای برای انفجار نیاز به تحریکی قوی‌تر از چاشنی دارند تا انفجار حاصل شود که بدین منظور از پرایمر استفاده می‌شود. در حقیقت پرایمر یک چاشنی تقویت شده است و یا به بیان دیگر نوعی ماده منفجره قوی است که مسلح به چاشنی بوده و به جای چاشنی در داخل چال قرار داده می‌شود. لازم به ذکر است اگر در مدار انفجار از نابل استفاده شود چاشنی به همراه آن است و اگر از کرتکس استفاده شود خود به عنوان چاشنی عمل می‌کند. در این بخش از نرم افزار تعدادی مواد منفجره مناسب برای پرایمر وجود دارد که این مواد توسط چهار پارامتر قدرت وزنی مطلق، دانسیته، سرعت انفجار و قیمت، ارزیابی شده‌اند و قابل انتخاب یا اضافه شدن می‌باشد. در مواردی که توده سنگ در دست انفجار سخت و دارای مقاومت بالا بوده و در پای پله ضخامت بارسنگ اضافی وجود داشته باشد برای تضمین نتایج حاصل از انفجار، از خرج ته چال استفاده می‌شود. در معدن سنگ آهن سنگان معمولاً از بوستر و یا امولایت برای این منظور استفاده می‌شود. خرج اصلی نیز بعد از خرج ته چال قرار داده می‌شود و تا زیر گل کذاری ادامه می‌یابد.

۵-۳-۲. طراحی کامپیوتري در معدن سنگ آهن سنگان

در معدن سنگ آهن سنگان از آنفو به عنوان خرج اصلی استفاده می‌شود. پارامترهای ورودی نرم افزار به صورت زیر می‌باشد: حجم عملیات حفاری ۴ میلیون مترمکعب و مدت زمان انجام آن ۲۴ ماه می‌باشد. قابلیت انفجار سنگ، خوب در نظر گرفته شده است. حداکثر ابعاد سنگ بعد از آتشکاری ۵۰ سانتی‌متر لحاظ شده است. ارتفاع پله حداکثر ۱۰ متر در نظر گرفته شده و زمان عملیات حفاری ۸ ساعت در روز می‌باشد. ماشین حفاری در معدن سنگ آهن سنگان-DME- ۵۰ ساخت شرکت اینگرسورلنڈ می‌باشد که بایستی به نرم افزار اضافه شود. چالزنی به صورت قائم و آرایش حفاری به صورت لوزی شکل است. در نهایت برای مواد منفجره از آنفو، بوستر ۲

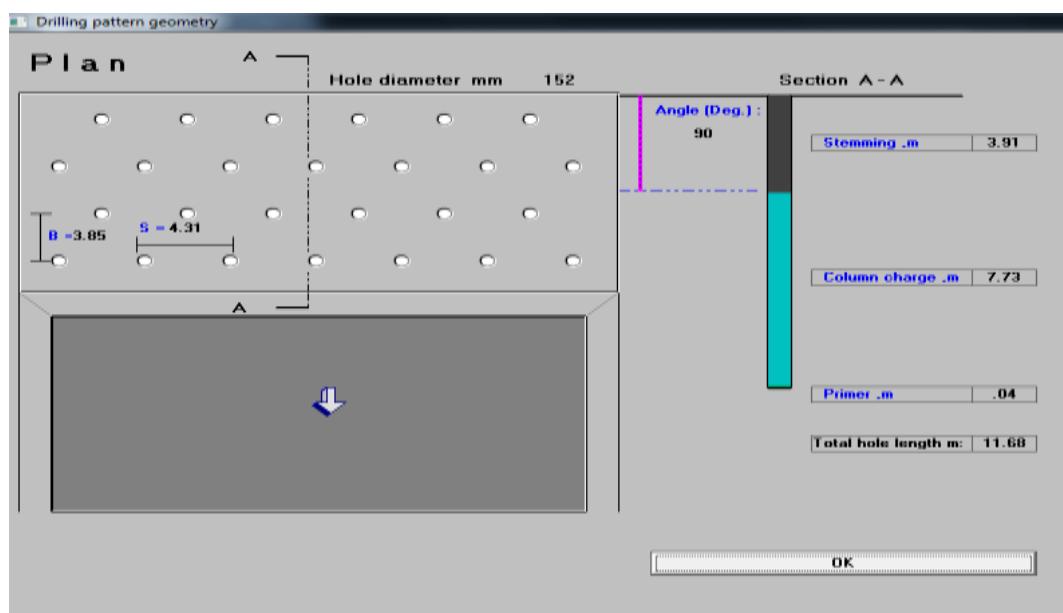
پوندی و امولایت ۲۰۰ گرمی استفاده می‌شود. بعد از انتخاب پارامترهای فوق، اطلاعات مورد نیاز این نرم افزار تکمیل شده و منوی نتایج فعال خواهد شد. فعال شدن منوی نتایج نرم افزار در شکل (۵-۵) نشان داده شده است. با فعال شدن منوی نتایج، نرم افزار آماده ارائه خروجی‌های مورد نیاز است.



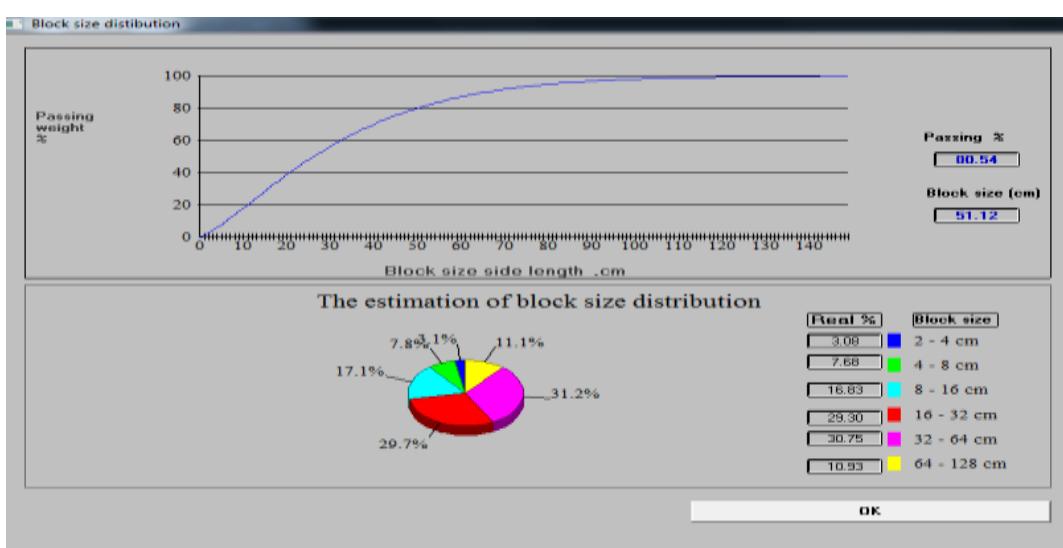
شکل (۵-۵) نمایی از فعال شدن منوی نتایج بعد از ورود اطلاعات در نرم افزار Delpat

کلیه موارد فوق الذکر در معدن سنگ آهن سنجان مشخص و در نرم افزار مربوطه وارد شده است و نتایج طراحی کامپیوتری و اشکال و نمودارهای آن در ادامه نشان داده شده است. نمونه‌هایی از خروجی‌های گرافیکی نرم افزار در ارتباط با معدن سنگ آهن سنجان به ترتیب در اشکال (۶-۵)، (۷-۵) و (۸-۵) نشان داده شده است. در شکل (۶-۵) پلان طراحی الگوی آتشکاری با استفاده از نرم افزار نشان داده شده است. در شکل (۷-۵) پیش‌بینی خردایش و همچنین توزیع دانه‌بندی سنگ حاصل

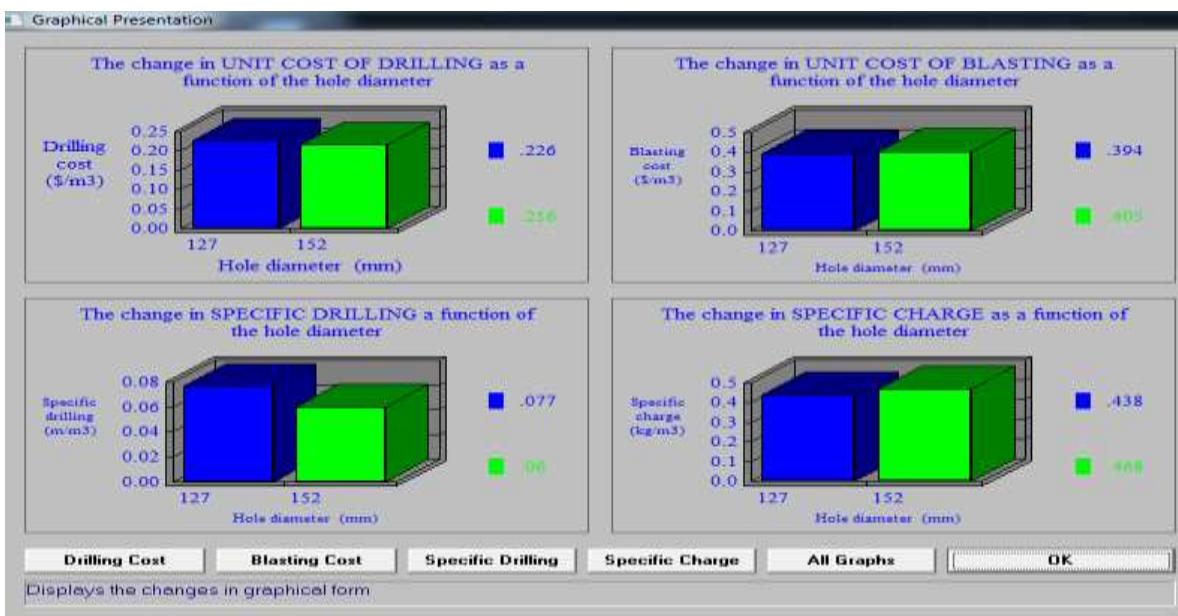
از انفجار ارائه شده است. در شکل (۶-۵) برآورد هزینه‌های آتشکاری و حفاری و خرج ویژه و حفاری ویژه نشان داده شده است.



شکل (۶-۵) پلان طراحی الگوی آتشکاری در معدن سنگ آهن سنگان



شکل (۷-۵) خردایش و توزیع دانه‌بندی سنگ حاصل از انفجار



شکل (۸-۵) نمودارهای مربوط به هزینه حفاری، آتشکاری، خرچ ویژه و حفاری ویژه

در طراحی کامپیوتری صورت گرفته در معدن سنگ آهن سنگان که در نرم افزار Delpat انجام شده است، مهمترین پارامتر، توزیع اندازه قطعات سنگ خرد شده بعد از انفجار یا به عبارت دیگر دانه‌بندی مناسب سنگ است. بدین منظور با توجه به واحدهای مختلف خردایش و تنوع ابعاد دهانه ورودی سنگ شکن‌ها در این واحدهای خردایش و از آنجا که از هر زون آتشکاری شده در معدن ممکن است محصول آتشکاری شده به هر کدام از واحدهای خردایش ارسال شود، لذا میانگین ابعاد ورودی سنگ آهن به سنگ شکن‌ها حداقل 50 سانتی متر در نظر گرفته شده است و دانه‌بندی باطله نیز پس از انفجار دارای ابعاد مناسبی جهت بارگیری و باربری به دپوی باطله باشند. با توجه به اینکه خروجی نرم افزار بر اساس هر یک از پارامترهای مؤثر، الگوهای مختلفی ارائه می‌نماید اما در این پژوهش سعی بر آن است که اطلاعات ورودی به نرم افزار طراحی کامپیوتری الگوی آتشکاری، دقیق محاسبه شده تا راهنمای مطلوبی جهت ارائه الگوی مناسب آتشکاری باشد. نرم افزار محاسبات را برای قطرهای مختلف ارائه نموده است. خلاصه‌ای از نتایج محاسبات طراحی کامپیوتری الگوی حفاری و آتشکاری در جدول (۴-۵) نشان داده شده است.

جدول (۴-۵) نتایج محاسبات طراحی کامپیوتربالگوی حفاری و آتشکاری

CN معدن	B معدن	واحد	پارامترهای طراحی	قطر چال (mm)
۳/۸۵	۳/۸۱	متر	بارسنج	۱۵۲
۴/۳۱	۴/۲۰	متر	فاصله جناحی چالها	
۳/۹۱	۳/۹۱	متر	طول گل‌گذاری	
۱۱/۶۸	۱۱/۶۸	متر	طول چال	
۱/۵	۱/۴۶	متر	اضافه حفاری (اضافه چال)	
۱۲۸/۶۸	۱۱۲/۸۲	کیلوگرم	وزن خرج اصلی	
۰/۴۷	۰/۴۲	کیلوگرم بر متر مکعب	خرج ویژه	
۰/۱۰۶	۰/۱۰۶	متر بر متر مکعب	حفاری ویژه	

۳-۳-۵. طراحی عملی

در بخش ۱-۳-۵ طراحی پارامترهای آتشکاری در معدن سنگ آهن سنگان مورد محاسبه و تحلیل و بررسی قرار گرفت. در بخش ۲-۳-۵ طراحی کامپیوتربالگوی آتشکاری با استفاده از نرم افزار Delpat انجام و نتایج آن ارائه گردیده است. اکنون با توجه به نتایج روش‌های فوق الگوهای عملی آتشکاری در این بخش پس از انجام بیست الگوی آتشکاری با شبکه‌های مختلف در معدن سنگ آهن سنگان که به طور عملی اجرا شده است پارامترهای آتشکاری در دو معدن سنگ آهن سنگان، (معدن B و معدن CN) مورد بررسی قرار گرفته است. آتشکاری یکی از مهمترین و خطرناک‌ترین مرحله انجام عملیات معدنکاری است. در هر آتشکاری ابتدا بایستی تاریخ، زمان و مکان انجام آتشکاری در معدن مشخص شود. با توجه به ارائه درخواست جهت انجام عملیات آتشکاری، امکان انجام عملیات آتشکاری فراهم می‌شود. الگوی چالزنی در آتشکارهای عملی به صورت لوزی است. پارامترهای الگوهای عملی آتشکاری در معدن CN در جدول (۵-۵) و در معدن B در جدول (۶-۵) ارائه گردیده است.

جدول(۵-۵) الگوهای عملی آتشکاری در معدن CN

ردیف	موقعیت	تاریخ	پارامترهای طراحی	محاسبات عملی
انفجار یک	CN-۹۷-O-۱۵۰	۹۴/۹/۱۵	بارسنگ (m)	۴
			فاصله ردیفی چالها (m)	۴/۵
			قطر چال (mm)	۱۶۵
			عمق متوسط چالها (m)	۹/۴
			تعداد چال (عدد)	۶۵
			متراژ حفاری (m)	۶۱۱/۸
			متوسط اضافه حفاری (m)	۰/۸
			ارتفاع پله (m)	۱۲/۵
			طول گلگذاری (m)	۴/۵
			تعداد ردیفها	۵
			خروج ویژه بر حسب گرم بر تن	۱۹۰
			رله تأخیری ۷۵ میلی ثانیه (عدد)	۸
			کل ماده منفجره مصرفی (kg)	۸۵۸۰
انفجار دو	CN-۹۷-W-۱۵۰	۹۴/۹/۱۶	بارسنگ (m)	۴
			فاصله ردیفی چالها (m)	۵
			قطر چال (mm)	۱۶۵
			عمق متوسط چالها (m)	۱۱/۸
			تعداد چال (عدد)	۷۵
			متراژ حفاری (m)	۷۸۶/۳
			متوسط اضافه حفاری (m)	۱/۰۲
			ارتفاع پله (m)	۱۱/۸
			طول گلگذاری (m)	۴/۵
			تعداد ردیفها	۵
			خروج ویژه بر حسب گرم بر تن	۲۵۴
			رله تأخیری ۵۰ میلی ثانیه (عدد)	۸
			کل ماده منفجره مصرفی (kg)	۱۰۶۲۰

ادامه جدول(۵-۵) الگوهای عملی آتشکاری در معدن CN

۳	بارسنگ (m)			
۴	فاصله ردیفی چالها (m)			
۱۶۵	قطر چال (mm)			
۱۰/۳	عمق متوسط چالها (m)			
۸۴	تعداد چال (عدد)			
۹۰/۷	متراز حفاری (m)			
۰/۹۲	متوسط اضافه حفاری (m)	۹۴/۹/۲۳	CN-۱-O-۱۵۱	انفجار سه
۱۲	ارتفاع پله (m)			
۴/۵	طول گل‌گذاری (m)			
۵	تعداد ردیفها			
۲۰/۲	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن			
۸	رله تأخیری ۷۵ میلی ثانیه (عدد)			
۱۲۲۱۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)			
۴/۵	بارسنگ (m)			
۵	فاصله ردیفی چالها (m)			
۱۶۵	قطر چال (mm)			
۱۰/۹	عمق متوسط چالها (m)			
۲۱۱	تعداد چال (عدد)			
۲۲۹۹/۶	متراز حفاری (m)	۹۴/۹/۲۵	CN-۱-W-۱۵۱	انفجار چهار
۰/۸۹	متوسط اضافه حفاری (m)			
۱۳/۵	ارتفاع پله (m)			
۴/۵	طول گل‌گذاری (m)			
۵	تعداد ردیفها			
۲۵۸	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن			
۱۰	رله تأخیری ۷۵ میلی ثانیه (عدد)			
۳۰۹۹۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)			

ادامه‌ی جدول (۵-۵) الگوهای عملی آتشکاری در معدن CN

۴	بارسنگ (m)		
۴/۵	فاصله ردیفی چال‌ها (m)		
۱۶۵	قطر چال (mm)		
۱۰/۱	عمق متوسط چال‌ها (m)		
۱۶۱	تعداد چال (عدد)		
۱۶۲۷/۵	متراژ حفاری (m)		
۰/۶	متوسط اضافه حفاری (m)	۹۴/۱۰/۰۹	
۱۲/۸	ارتفاع پله (m)		
۴/۵	طول گل‌گذاری (m)	CN-۱۰-۱۵	انفجار پنج
۵	تعداد ردیف‌ها		
۲۲۱	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن		
۸	رله تأخیری ۷۵ میلی ثانیه (عدد)		
۲۱۹۶۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)		
۵	بارسنگ (m)		
۶	فاصله ردیفی چال‌ها (m)		
۱۶۵	قطر چال (mm)		
۹/۷	عمق متوسط چال‌ها (m)		
۶۷	تعداد چال (عدد)		
۶۴۶/۷	متراژ حفاری (m)		
۰/۷۹	متوسط اضافه حفاری (m)	۹۴/۱۰/۱۶	
۱۳	ارتفاع پله (m)		
۶	طول گل‌گذاری (m)	CN-۱۰-۷-W-۱۵	انفجار شش
۵	تعداد ردیف‌ها		
۱۷۶	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن		
۸	رله تأخیری ۷۵ میلی ثانیه (عدد)		
۸۸۵۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)		

ادامه جدول(۵-۵) الگوهای عملی آتشکاری در معدن CN

۴/۵	بارسنگ (m)			
۵/۵	فاصله ردیفی چالها (m)			
۱۶۵	قطر چال (mm)			
۱۱/۵	عمق متوسط چالها (m)			
۱۸۱	تعداد چال (عدد)			
۲۰۵۰	متراژ حفاری (m)			
۰/۴۸	متوسط اضافه حفاری (m)			
۱۳	ارتفاع پله (m)			
۴/۵	طول گل‌گذاری (m)			
۵	تعداد ردیفها			
۱۸۵	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن			
۸	رله تأخیری ۵۰ میلی ثانیه (عدد)			
۲۷۷۲۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)			
۵	بارسنگ (m)			
۶	فاصله ردیفی چالها (m)			
۱۶۵	قطر چال (mm)			
۱۰/۲	عمق متوسط چالها (m)			
۷۳	تعداد چال (عدد)			
۷۴۷/۵	متراژ حفاری (m)			
۰/۳	متوسط اضافه حفاری (m)			
۱۲	ارتفاع پله (m)			
۴/۵	طول گل‌گذاری (m)			
۵	تعداد ردیفها			
۱۹۳	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن			
۸	رله تأخیری ۷۵ میلی ثانیه (عدد)			
۱۰۳۵۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)			
		۹۴/۱۰/۲۱	CN-۱۰-O-۱۵۲	انفجار هفت
		۹۴/۱۰/۲۵	CN-۱۰-W-۱۵۰	انفجار هشت

ادامه‌ی جدول (۵-۵) الگوهای عملی آتشکاری در معدن CN

۳	بارسنگ (m)		
۴/۵	فاصله ردیفی چال‌ها (m)		
۱۶۵	قطر چال (mm)		
۱۰/۵	عمق متوسط چال‌ها (m)		
۱۴۴	تعداد چال (عدد)		
۱۵۱۴/۴	متراژ حفاری (m)		
۰/۹	متوسط اضافه حفاری (m)	۹۴/۱۰/۳۰	انفجار نه
۱۱/۳	ارتفاع پله (m)	CN-۱۰۷-O-۱۵	
۴/۵	طول گل‌گذاری (m)		
۵	تعداد ردیفها		
۲۰۰	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن		
۸	رله تأخیری ۷۵ میلی ثانیه (عدد)		
۲۱۱۸۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)		
۴	بارسنگ (m)		
۴/۵	فاصله ردیفی چال‌ها (m)		
۲۰۳	قطر چال (mm)		
۱۰/۳	عمق متوسط چال‌ها (m)		
۱۵۰	تعداد چال (عدد)		
۱۵۴۵/۲	متراژ حفاری (m)		
۰/۵۸	متوسط اضافه حفاری (m)	۹۴/۱۱/۲۰	انفجار ده
۱۲/۵	ارتفاع پله (m)	CN-۱۱۴-O-۱۵	
۴/۵	طول گل‌گذاری (m)		
۵	تعداد ردیفها		
۲۱۰	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن		
۸	رله تأخیری ۷۵ میلی ثانیه (عدد)		
۳۱۵۶۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)		

جدول (۶-۵) الگوهای عملی آتشکاری در معدن B

ردیف	موقعیت	تاریخ	پارامترهای طراحی	محاسبات عملی
انفجار یک	B-۹۴-O-۱۶۲.	۹۴/۰۹/۰۴	بارسنگ (m)	۳/۴
			فاصله ردیفی چالها (m)	۴
			قطر چال (mm)	۱۶۵
			عمق متوسط چالها (m)	۱۰/۳
			تعداد چال (عدد)	۸۸
			متراز حفاری (m)	۹۰۴/۷
			متوسط اضافه حفاری (m)	۰/۵۲
			ارتفاع پله (m)	۱۲
			طول گل‌گذاری (m)	۳/۵
			تعداد ردیفها	۴
			خرج ویژه بر حسب گرم بر تن	۲۷۵
			رله تأخیری ۵۰ میلی ثانیه (عدد)	۶
			کل ماده منفجره مصرفی (kg)	۱۲۲۴۰
انفجار دو	B-۹۴-O-W-۱۶۲.	۹۴/۰۹/۱۱	بارسنگ (m)	۳
			فاصله ردیفی چالها (m)	۴
			قطر چال (mm)	۱۶۵
			عمق متوسط چالها (m)	۱۰/۱
			تعداد چال (عدد)	۶۹
			متراز حفاری (m)	۶۹۸/۲
			متوسط اضافه حفاری (m)	.
			ارتفاع پله (m)	۱۰/۸
			طول گل‌گذاری (m)	۳/۵
			تعداد ردیفها	۴
			رله تأخیری ۷۵ میلی ثانیه (عدد)	۶
			کل ماده منفجره مصرفی (kg)	۹۴۱۲

ادامهی جدول (۶-۵) الگوهای عملی آتشکاری در معدن B

۴	بارسنگ (m)			
۴	فاصله ردیفی چال‌ها (m)			
۱۶۵	قطر چال (mm)			
۱۰/۱	عمق متوسط چال‌ها (m)			
۹۱	تعداد چال (عدد)			
۹۱۴/۷	متراز حفاری (m)	۹۴/۰۹/۱۴	B-۹۶-O-۱۳۰	انفجار سه
۰/۵۴	متوسط اضافه حفاری (m)			
۹/۵	ارتفاع پله (m)			
۳/۵	طول گل‌گذاری (m)			
۵	تعداد ردیف‌ها			
۲۷۴	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن			
۵	رله تأخیری (نانول ۴۲ میلی ثانیه)			
۱۲۳۶۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)			
۳	بارسنگ (m)			
۴	فاصله ردیفی چال‌ها (m)			
۲۰۳	قطر چال (mm)			
۹/۵	عمق متوسط چال‌ها (m)			
۳۶	تعداد چال (عدد)	۹۴/۱۰/۰۱	B-۹۵-O-۱۶۴	انفجار چهار
۳۴۲/۱	متراز حفاری (m)			
۱	متوسط اضافه حفاری (m)			
۱۱/۸	ارتفاع پله (m)			
۳/۵	طول گل‌گذاری (m)			
۵	تعداد ردیف‌ها			
۲۹۵	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن			
۵	رله تأخیری (نانول ۴۲ میلی ثانیه)			
۶۹۹۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)			

ادامه‌ی جدول (۶-۵) الگوهای عملی آتشکاری در معدن B

۳	بارسنگ (m)		
۴	فاصله ردیفی چال‌ها (m)		
۱۶۵	قطر چال (mm)		
۱۰	عمق متوسط چال‌ها (m)		
۸۰	تعداد چال (عدد)		
۸۰۱۶	متراژ حفاری (m)		
۰/۵	متوسط اضافه حفاری (m)	۹۴/۱۰/۰۴	انفجار پنج
۱۱	ارتفاع پله (m)	B-۹۹-O-۱۶۲۰	
۳/۵	طول گل‌گذاری (m)		
۴	تعداد ردیف‌ها		
۲۴۵	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن		
۶	رله تأخیری ۷۵ میلی ثانیه (عدد)		
۱۰۸۳۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)		
۳/۵	بارسنگ (m)		
۴	فاصله ردیفی چال‌ها (m)		
۱۶۵	قطر چال (mm)		
۱۰/۱	عمق متوسط چال‌ها (m)		
۶۷	تعداد چال (عدد)		
۶۷۸/۷	متراژ حفاری (m)		
۰/۷	متوسط اضافه حفاری (m)	۹۴/۱۰/۱۲	انفجار شش
۹/۵	ارتفاع پله (m)	B-۱۰-۴-O-۱۶۲۰	
۳/۵	طول گل‌گذاری (m)		
۵	تعداد ردیف‌ها		
۲۸۸	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن		
۵	رله تأخیری (نائل ۴۲ میلی ثانیه)		
۹۱۵۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)		

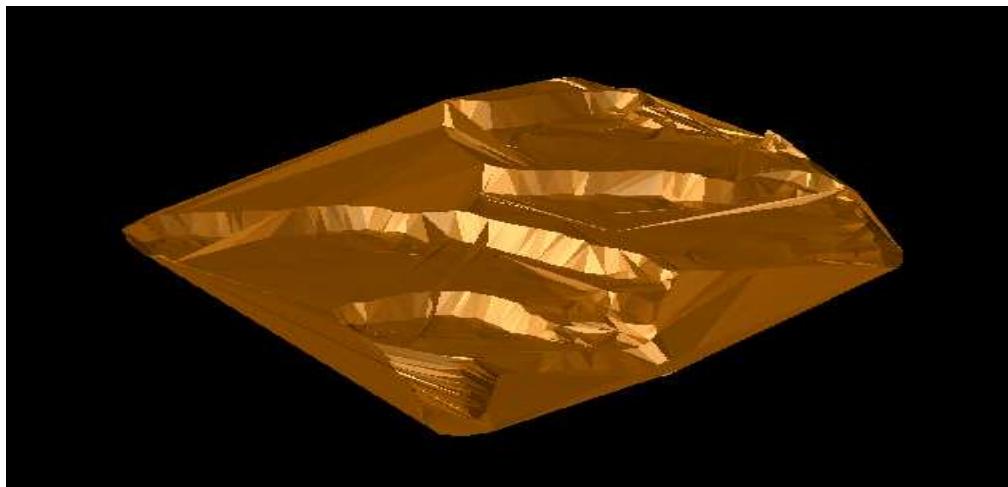
ادامهی جدول (۶-۵) الگوهای عملی آتشکاری در معدن B

۳/۵	بارسنگ (m)			
۴/۷	فاصله ردیفی چال‌ها (m)			
۱۶۵	قطر چال (mm)			
۱۰/۵	عمق متوسط چال‌ها (m)			
۳۹	تعداد چال (عدد)			
۴۰۷/۹	متراز حفاری (m)	۹۴/۱۰/۱۳	B-۱۰-۱-O-۱۶۳.	انفجار هفت
۰/۴	متوسط اضافه حفاری (m)			
۱۱/۵	ارتفاع پله (m)			
۳/۵	طول گل‌گذاری (m)			
۶	تعداد ردیف‌ها			
۲۴۸	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن			
۱۲	رله تأخیری ۵۰ میلی ثانیه (عدد)			
۵۵۸۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)			
۳/۵	بارسنگ (m)			
۴	فاصله ردیفی چال‌ها (m)			
۱۶۵	قطر چال (mm)			
۹	عمق متوسط چال‌ها (m)			
۵۷	تعداد چال (عدد)	۹۴/۱۰/۱۶	B-۱۰-۴-O-۱۶۳.	انفجار هشت
۵۱۳/۱	متراز حفاری (m)			
۱	متوسط اضافه حفاری (m)			
۱۲/۷	ارتفاع پله (m)			
۳/۵	طول گل‌گذاری (m)			
۴	تعداد ردیف‌ها			
۲۲۴	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن			
۴	رله تأخیری (نانو ۴۲ میلی ثانیه)			
۶۹۳۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)			

ادامه‌ی جدول (۶-۵) الگوهای عملی آتشکاری در معدن B

۳/۵	بارسنگ (m)			
۴/۵	فاصله ردیفی چال‌ها (m)			
۱۶۵	قطر چال (mm)			
۱۰/۳	عمق متوسط چال‌ها (m)			
۵۵	تعداد چال (عدد)			
۵۶۹/۲	متراژ حفاری (m)			
۰/۳۲	متوسط اضافه حفاری (m)	۹۴/۱۰/۲۳	B-۱۰-O-۱۶۴.	انفجار نه
۱۰/۸	ارتفاع پله (m)			
۳/۵	طول گل‌گذاری (m)			
۵	تعداد ردیف‌ها			
۲۸۰	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن			
۱۰	رله تأخیری ۵۰ میلی ثانیه (عدد)			
۷۷۱۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)			
۳/۵	بارسنگ (m)			
۴	فاصله ردیفی چال‌ها (m)			
۲۰۳	قطر چال (mm)			
۱۰/۲	عمق متوسط چال‌ها (m)			
۶۸	تعداد چال (عدد)	۹۴/۱۰/۳۰	B-۱۰-O-۱۶۲.	انفجار ده
۶۹۵/۶	متراژ حفاری (m)			
۰/۱	متوسط اضافه حفاری (m)			
۱۱	ارتفاع پله (m)			
۳/۵	طول گل‌گذاری (m)			
۵	تعداد ردیف‌ها			
۳۶۱	خرج ویژه بر حسب گرم بر تن			
۵	رله تأخیری (نانل ۴۲ میلی ثانیه)			
۱۴۰۰۰	کل ماده منفجره مصرفی (kg)			

ضمناً ترازهای آتشکاری شده در معدن B در شکل (۹-۵) نشان داده شده است.



شکل (۹-۵) ترازهای آتشکاری شده در معدن B سنگ آهن سنگان

۴-۵. تحلیل و مقایسه پارامترهای آتشکاری

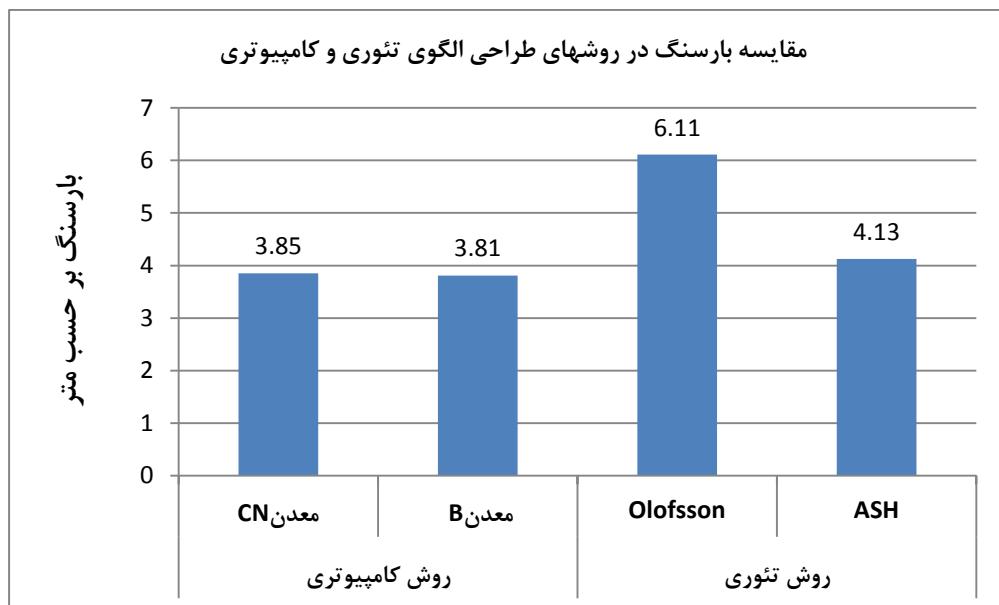
۴-۵-۱. مقایسه پارامترهای طراحی الگوهای تئوری و کامپیوتروی

خلاصه‌ای از نتایج طراحی الگوهای تئوری و کامپیوتروی در معدن سنگ آهن سنگان در جدول (۷-۵) ارائه شده است.

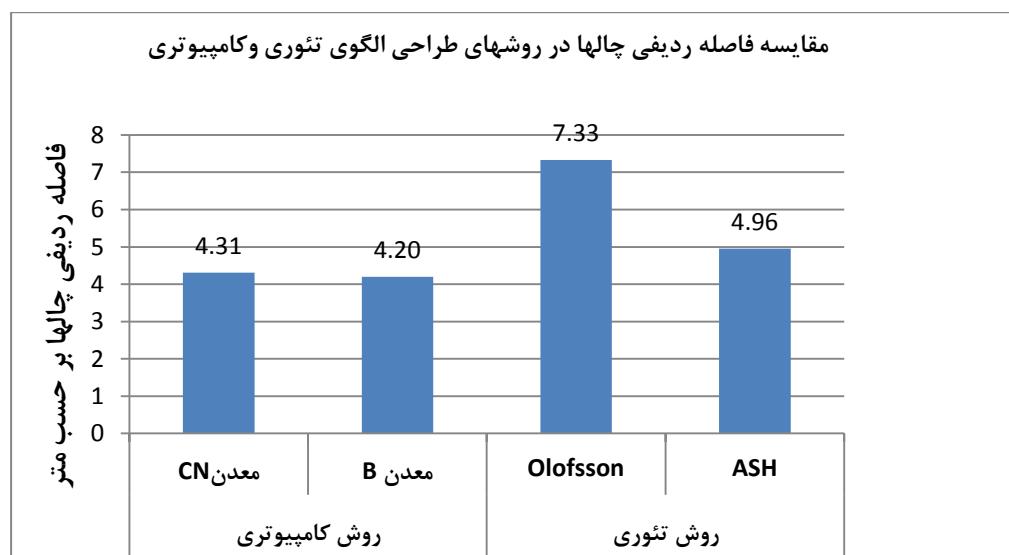
جدول (۷-۵) مقایسه پارامترهای طراحی الگوی آتشکاری تئوری و کامپیوتروی

ردیف.	پارامترهای طراحی آتشکاری	روش شوری	روش کامپیوتروی	معدن B	معدن CN
۱	بارسنگ(متر)	۴/۱۳	۶/۱۱	۳/۸۱	۳/۸۵
۲	فاصله ردیفی(متر)	۴/۹۶	۷/۳۳	۴/۲۰	۴/۳۱
۳	عمق چال(متر)	۱۱/۸۹	۱۱/۹۹	۱۱/۶۸	۱۱/۶۸
۴	طول گل گذاری(متر)	۳/۷۲	۶/۱۱	۳/۹۱	۳/۹۱
۵	اضافه حفاری(متر)	۱/۴۵	۱/۹۹	۱/۴۶	۱/۵
۶	ارتفاع پله(متر)	۱۰/۹۹	۱۰	۱۰/۲۲	۱۰/۱۸
۷	خرج مصرفی در یک چال(کیلوگرم)	۱۵۷/۵	۱۱۳/۴	۱۱۲/۸۲	۱۲۸/۶۸
۸	حجم استخراجی یک چال(متر مکعب)	۲۲۵/۱۳	۴۴۷/۸۶	۱۶۳/۵۴	۱۶۸/۹۲
۹	خرج ویژه (کیلوگرم بر متر مکعب)	۰/۷	۰/۲۵۳	۰/۴۲	۰/۴۷
۱۰	حفاری ویژه(متر بر متر مکعب)	۰/۰۵۳	۰/۰۲۷	۰/۰۶	۰/۰۶

مقایسه بارسنگ و فاصله ردیفی چال‌ها به ترتیب در اشکال (۱۰-۵) و (۱۱-۵) نشان داده شده است.



شکل (۱۰-۵) مقایسه محاسبات بارسنگ



شکل (۱۱-۵) مقایسه محاسبات فاصله ردیفی چال‌ها

۲-۴-۵. مقایسه ضریب سفتی الگوهای آتشکاری تئوری، کامپیوتروی

در ۲۰ انفجار انجام شده در معدن CN و B، ضریب سفتی (نسبت ارتفاع پله به بارسنگ) برای هر انفجار محاسبه شده است. هرچه پله بزرگتر باشد یعنی ارتفاع آن بیشتر باشد عملاً ستون سنگی مقابله چال درازتر است و می‌دانیم که مقاومت ستون با افزایش طول ستون کاهش می‌یابد و در این حالت ستون سنگی بهتر شکسته می‌شود. برای بیان این منظور از نسبت ارتفاع پله به ضخامت بارسنگ استفاده می‌شود که به این نسبت ضریب سفتی گویند. هرچه این ضریب بزرگتر، ستون سنگی ضعیفتر و خردایش بهتر است [۲۶]. اگر ضریب سفتی، $\frac{K}{B} \leq 2$ ، انفجارها مناسب تلقی می‌گردد. اگر ضریب سفتی در این بازه قرار گیرد آنگاه می‌توان گفت که انفجار مناسب است. انفجاری از همه مناسب‌تر است که ضریب سفتی آن ۴ و یا نزدیک‌تر به ۴ باشد. برای بررسی مقادیر مختلف ضریب سفتی جدول (۸-۵) ارائه شده است.

جدول (۸-۵) مقادیر ضریب سفتی [۱۹]

ملاحظات	لرزش زمین	پرتاپ سنگ	لرزش هوا	خرد شدن	ضریب سفتی
عقب‌زدگی	شدید	شدید	زیاد	بد	۱
تجدید طرح	ضعیف	ضعیف	ضعیف	ضعیف	۲
-	کم	کم	کم	خوب	۳
*	خیلی کم	خیلی کم	خیلی کم	عالی	۴

* البته لازم به ذکر است اگر ضریب سفتی بیشتر از ۴ باشد نتیجه بهتر حاصل نخواهد شد.

هرگونه تغییراتی که در ضخامت بارسنگ یا ارتفاع پله داده شود بایستی به نسبت آنها توجه نمود مثلًاً هرگاه به دلایلی در یک معدن روباز ضخامت بارسنگ کاهش یابد بدان معناست که ضریب سفتی افزایش می‌یابد و در نتیجه سنگ خوب خرد می‌شود و لرزش زمین کاهش می‌یابد.

ضرایب سفتی آتشکاری‌های انجام شده در معدن CN و B در جداول (۹-۵) و (۱۰-۵) آمده است.

جدول (۹-۵) محاسبه ضریب سفتی انفجارهای عملی معدن CN

ردیف	تاریخ انفجار	پارامترهای آتشکاری	مقدار	ضریب سفتی ($\frac{K}{B}$)
۱	۹۴/۰۹/۱۵	بارسنگ (m)	۴	۳/۱۳
		ارتفاع پله (m)	۱۲/۵	
۲	۹۴/۰۹/۱۶	بارسنگ (m)	۴	۲/۹۵
		ارتفاع پله (m)	۱۱/۸	
۳	۹۴/۰۹/۲۳	بارسنگ (m)	۳	۴
		ارتفاع پله (m)	۱۲	
۴	۹۴/۰۹/۲۵	بارسنگ (m)	۴/۵	۳
		ارتفاع پله (m)	۱۳/۵	
۵	۹۴/۱۰/۰۹	بارسنگ (m)	۴	۳/۲
		ارتفاع پله (m)	۱۲/۸	
۶	۹۴/۱۰/۱۶	بارسنگ (m)	۵	۲/۶
		ارتفاع پله (m)	۱۳	
۷	۹۴/۱۰/۲۱	بارسنگ (m)	۴/۵	۲/۸۹
		ارتفاع پله (m)	۱۳	
۸	۹۴/۱۰/۲۵	بارسنگ (m)	۵	۲/۴
		ارتفاع پله (m)	۱۲	
۹	۹۴/۱۰/۳۰	بارسنگ (m)	۳	۳/۷۷
		ارتفاع پله (m)	۱۱/۳	
۱۰	۹۴/۱۱/۲۰	بارسنگ (m)	۴	۳/۱۳
		ارتفاع پله (m)	۱۲/۵	

با توجه به محاسبات انجام شده در جدول فوق ملاحظه می‌شود که مناسب‌ترین ضریب سفتی مربوط به آتشکاری شماره ۳ معدن CN می‌باشد که ضریب سفتی آن ۴ است. همانطور که قبل نیز اشاره شد آتشکارهایی که ضریب سفتی آنها ۴ و یا نزدیک به ۴ باشند آتشکاری‌های مناسب‌تری از لحاظ خردایش هستند.

جدول (۱۰-۵) محاسبه ضریب سفتی انفجارهای عملی معدن B

ردیف	تاریخ انفجار	پارامترهای اتشکاری	مقدار	ضریب سفتی ($\frac{K}{B}$)
۱	۹۴/۰۹/۰۴	بارسنگ (m)	۳/۴	۳/۵۳
		ارتفاع پله (m)	۱۲	
۲	۹۴/۰۹/۱۱	بارسنگ (m)	۳	۳/۶
		ارتفاع پله (m)	۱۰/۸	
۳	۹۴/۰۹/۱۴	بارسنگ (m)	۴	۲/۳۸
		ارتفاع پله (m)	۹/۵	
۴	۹۴/۱۰/۰۱	بارسنگ (m)	۳	۳/۹۳
		ارتفاع پله (m)	۱۱/۸	
۵	۹۴/۱۰/۰۴	بارسنگ (m)	۳	۳/۶۷
		ارتفاع پله (m)	۱۱	
۶	۹۴/۱۰/۱۲	بارسنگ (m)	۳/۵	۲/۷۱
		ارتفاع پله (m)	۹/۵	
۷	۹۴/۱۰/۱۳	بارسنگ (m)	۳/۵	۳/۲۹
		ارتفاع پله (m)	۱۱/۵	
۸	۹۴/۱۰/۱۶	بارسنگ (m)	۳/۵	۳/۶۳
		ارتفاع پله (m)	۱۲/۷	
۹	۹۴/۱۰/۲۳	بارسنگ (m)	۳/۵	۳/۰۹
		ارتفاع پله (m)	۱۰/۸	
۱۰	۹۴/۱۰/۳۰	بارسنگ (m)	۳/۵	۳/۱۴
		ارتفاع پله (m)	۱۱	

با توجه به محاسبات انجام شده در جدول فوق ملاحظه می‌شود که مناسب‌ترین ضریب سفتی مربوط

به آتشکاری شماره ۴ معدن B می‌باشد که ضریب سفتی آن ۳/۹۳ است.

با توجه به اطلاعات ارائه شده بعد از طراحی الگوی حفاری و آتشکاری آنچه در هر الگو ارائه شده به

طور صد در صد قابلیت اجرایی ندارد. بر همین اساس در هر آتشکاری بعد از طراحی الگوهای حفاری

و آتشکاری الگوی اجرایی آن نیز بررسی شده که در جداول (۵-۵) و (۶-۵) ارائه شده است. ضریب سفتی در هر آتشکاری نیز محاسبه شده است هرچقدر ضریب سفتی به عدد ۴ نزدیکتر باشد الگوی آتشکاری مناسب‌تر است. مقایسه ضریب سفتی در دو حالت طراحی الگوی آتشکاری تئوری و کامپیوتری در جدول (۱۱-۵) ارائه شده است.

جدول (۱۱-۵) مقایسه ضریب سفتی در دو حالت طراحی الگوی تئوری و کامپیوتری

ردیف	روش	بار سنگ برحسب متر	ارتفاع پله برحسب متر	مقدار	ضریب سفتی (K/B)
۱	ASH	۴/۱۳	ارتفاع پله برحسب متر	۱۰/۹۸	۲/۶۶
		۶/۱۱	بار سنگ برحسب متر	۱۰	۱/۶۴
۲	Olofsson	۳/۸۵	ارتفاع پله برحسب متر	۱۰/۱۸	۲/۶۴
		۳/۸۱	بار سنگ برحسب متر	۱۰/۲۲	۲/۶۸
		۱۱/۰۸	ارتفاع پله برحسب متر		

همانگونه که از نتایج جداول (۹-۵)، (۱۰-۵) و (۱۱-۵) در بررسی پارامترهای آتشکاری مشخص است ضریب سفتی در روش عملی نتایج قابل قبول تری نسبت به دو روش تئوری و کامپیوتری ارائه کرده است. با توجه به نتایج حاصل از جدول (۹-۵) و (۱۰-۵) نیز همانگونه که قبلًا گفته شد در روش عملی ضریب سفتی محاسبه شده به عدد ۴ نزدیکتر است. لازم به ذکر است با توجه به اینکه هدف از هر آتشکاری خردایش مطلوب و بهینه است، آنالیز تصویری^۶ با استفاده از نرم افزار Goldsize

^۱ - Digital Analysis

جهت بررسی خردایش نیز صورت گرفته است و راندمان آتشکاری محاسبه گردیده است که در ادامه ارائه خواهد شد.

۵-۵. آنالیز تصویری

هدف اصلی عملیات آتشکاری خردشده مطلوب سنگ می‌باشد، که به عنوان مهمترین پارامتر ارزیابی نتایج آتشکاری نیز معرفی می‌شود. در حقیقت عامل اصلی موفقیت در معدنکاری و نگهداری تجهیزات خردشده مطلوب توده سنگ است که شامل توزیع یکنواختی از سنگ‌های خرد شده با کمترین میزان قله سنگ باشد. هزینه‌های بارگیری و حمل با خردایش مناسب کاهش می‌یابد. همچنین هزینه‌های خردایش به دلیل عبور ذرات ریزتر از دهانه سنگ‌شکن با افزایش خردشده، کاهش خواهند یافت و هزینه‌های تعویض و ترمیم آسترها داخلى و تعمیر و نگهداری و زمان انسداد مسیر قطعات خرد شده در سنگ‌شکن کاهش یافته و نرخ تولید افزایش خواهد یافت. بر همین اساس توزیع دانه‌بندی سنگ حاصل از انفجار از اهمیت بالایی برخوردار است.

روش‌های مختلفی برای بررسی کیفیت دانه بندی سنگ خرد شده حاصل از انفجار وجود دارد. این روش‌ها به دو دسته تقسیم می‌شود: روش مستقیم و روش غیر مستقیم. از روش‌های مستقیم می‌توان روش آنالیز سرندي را نام برد. استفاده از آنالیز سرندي به منظور بررسی دانه بندی، از گذشته تا به حال روشنی مشکل، وقت‌گیر و بسیار هزینه‌بر است و در مقیاس بزرگ نمی‌توان از آن استفاده کرد. در مقابل آن از روشهای غیر مستقیم، می‌توان روشهای مبتنی بر تصویر برداری یا روش مشاهده‌ای را نام برد. در طول چند سال اخیر یکی از روشهای مبتنی بر تصویر برداری که بسیار مرسوم بوده است روش آنالیز تصویری است. با استفاده از این روش ضمن صرفه جویی در زمان سرعت و دقت انجام آنالیز دانه‌بندی، افزایش قابل قبول داشته است. در این پژوهه از آنالیز تصویری استفاده شده است که به تشریح آن پرداخته می‌شود.

در روش آنالیز تصویری برای تعیین دانه بندی، بایستی چهار مرحله زیر به دقت انجام شود:

الف - انتخاب جامعه آماری

ب - انتخاب محل نمونه‌گیری (انتخاب نمونه)

ج - تهیه تصویر (عکسبرداری)

د - آنالیز تصویری با استفاده از نرم افزار Goldsize

در روش آنالیز تصویری از عکس‌های دیجیتال که از کپه انفجار^{۶۹} تهیه شده است استفاده می‌شود.

بعد از تهیه عکس در یک فرآیند نرم افزاری، با استفاده از نرم افزار Goldsize تصاویر به عنوان

اطلاعات ورودی وارد نرم افزار می‌شود. در مرحله بعدی تصاویر ورودی مدل شده و منحنی دانه‌بندی

برای هر انفجار ترسیم می‌شود و راندمان انفجار نیز مشخص خواهد شد. معمولاً دقت نرم افزار ۸۵

درصد

می‌باشد، البته لازم به ذکر است روش آنالیز تصویری دارای مزایا و معایب زیر می‌باشد.

مزایای آنالیز تصویری:

الف - سیستم‌های آنالیز تصویری نه تنها در تحقیقات بلکه در صنعت نیز از رشد روز افزونی

برخوردار شده است. امروزه با ظهور علوم کامپیوترا نوین الگوریتم‌ها و روش‌های آنالیز تصویری نیز

پیشرفت و دوربین‌های ویدئویی دقت بالا، جهت تعیین کیفیت دانه‌بندی استفاده می‌شود.

ب - در روش آنالیز تصویری سرعت انجام فرآیند بالا و علاوه بر آن نتایج قابل تحلیل بوده و می‌توان

پارامترهای طرح انفجاری را با توجه به آن بهینه نمود.

ج - روش آنالیز سرندي با افزایش حجم نمونه با مشکلات زیادی روبرو است اما این محدودیت در

آنالیز تصویری وجود ندارد.

د - عکس‌های تهیه شده در این روش را می‌توان ثبت و ضبط و در آرشیو نگهداری نمود و در آینده از

آنها استفاده کرد.

معایب روش آنالیز تصویری

⁶⁹ -Muck Pile

الف - از معایب این روش، وابستگی اطلاعات دانه‌بندی به سطح آنها می‌باشد. لازم است، نمونه از یک سطح که معرف کل دانه‌بندی آن انفجار باشد انتخاب گردد.

ب - جهت تعیین مرز دقیق قطعات سنگی لازم است تصاویر با کیفیت بالا تهیه شود. مرزیابی با استفاده از روش دستی در نرم افزار نیز هرچه دقیق‌تر باشد، دقت آنالیز تصویری بیشتر است.

ج - مشکل دیگر آنالیز تصویری استخراج اطلاعات سه بعدی از تصاویر دو بعدی است و نرم افزار فرضیاتی از بعد سوم را در نظر می‌گیرد.

در این قسمت کیفیت خردایش و آنالیز تصویری که در معدن سنگ آهن سنگان انجام شده است، ارائه می‌شود. با توجه به حجم بالای عملیات آتشکاری در معدن سنگ آهن سنگان در بیست نمونه از آتشکاری‌های انجام شده در این معدن، تصاویر قبل از آتشکاری و تصاویر بعد آتشکاری تهیه شد. به عنوان نمونه مراحل آنالیز تصویری در یک آتشکاری نشان داده شده است. این مراحل برای ۲۰ مورد آتشکاری انجام شده است. از هر نمونه آتشکاری تعداد ۱۰ تا ۱۵ تصویر از کپه انفجار تهیه شده است و بعد از بررسی آن نتایج آنالیز تصویری برای هر تصویر نشان داده شده است. در بعضی از آتشکاری‌ها که با استفاده از روش مشاهده‌ای این اتفاق نظر وجود داشت، که یک یا دو تصویر معرف کل دانه‌بندی کپه انفجار است با استفاده از نرم افزار همان تصویر توسط نرم افزار مربوطه آنالیز شده است. در برخی موارد بعد از آتشکاری انجام شده کپه انفجار به زون‌های مختلفی تقسیم شده است، یعنی در یک زون سنگ دانه‌بندی شده به گونه‌ای خردایش شده است که در اصطلاح معدنکاری گفته می‌شود پیمانکار شکر حمل می‌کند و یا در زونی دیگر سنگ حاصل از آتشکاری با توجه به دانه‌بندی به گونه‌ای در هم قفل شده است که بارگیری و حمل آن زون با مشکلات فراوانی روبرو است. نمایی از بلوك حفاری شده و آماده آتشکاری در شکل (۱۲-۵) و نمایی از کپه انفجار و باز گشایی مسیر در شکل (۱۳-۵) نشان داده شده است.



شکل (۱۲-۵) بلوک حفاری شده و آماده آتشکاری



شکل (۱۳-۵) نمایی از کپه انفجاری و باز گشایی مسیر جهت حمل بار بلوک آتشکاری شده

مراحل آنالیز تصویری برای هر آتشکاری به صورت تصویری در اشکال زیر نمایش داده شده است.

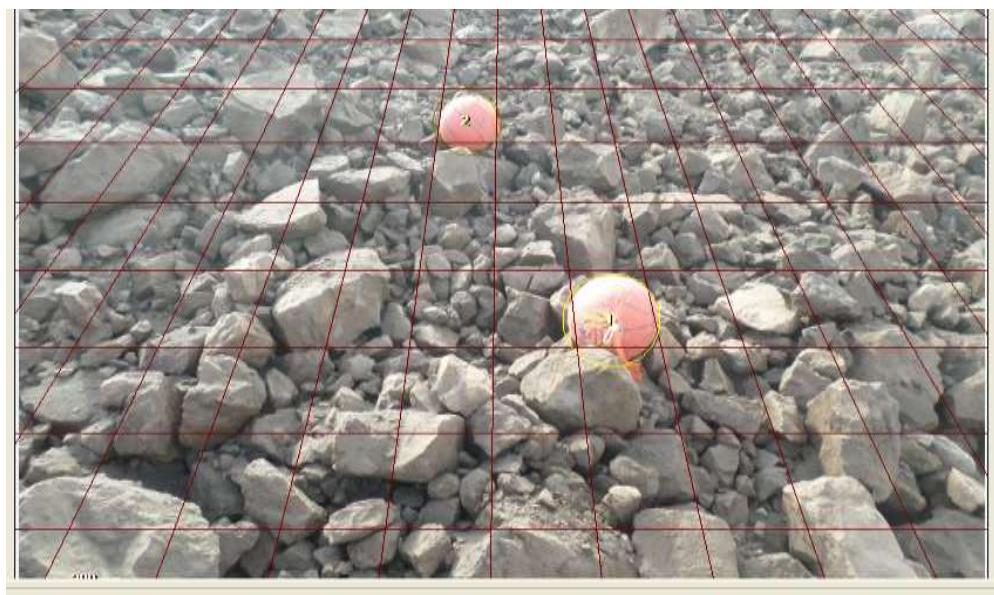
مرحله ۱. تهیه تصویر و ورود اطلاعات به نرم افزار Goldsize

مرحله ۲. شبکه بندی و مقیاس‌گذاری (شکل ۱۴-۵)

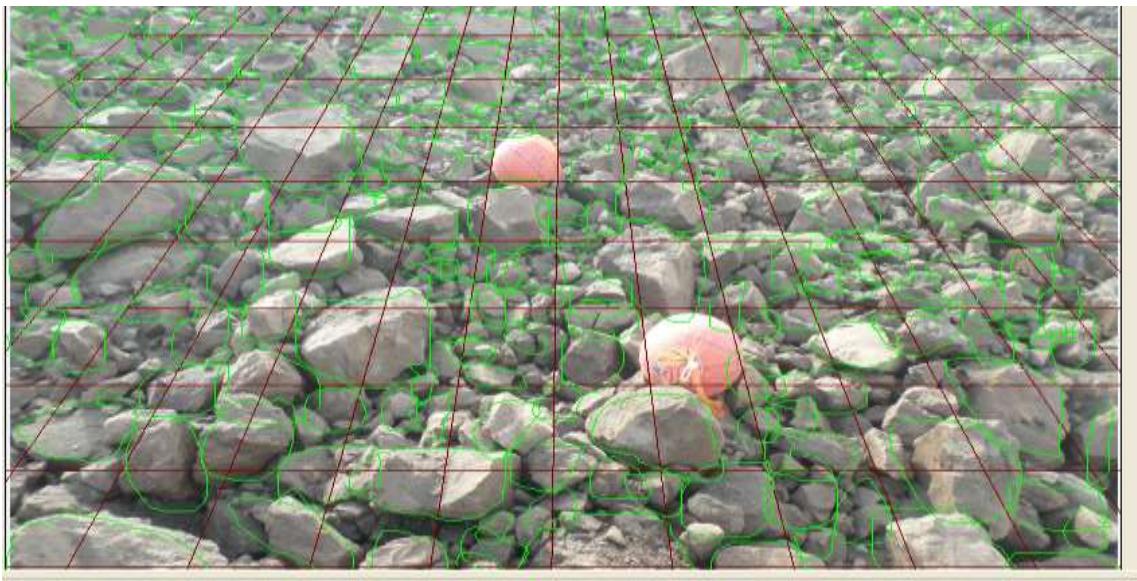
مرحله ۳. دیجیتايز کردن تصاویر (شکل ۱۵-۵) و مدل کردن دانه‌بندی (شکل ۱۶-۵)

مرحله ۴. رسم منحنی‌های دانه‌بندی اشکال (۱۷-۵)، (۱۸-۵)، (۱۹-۵) و جدول آنالیز دانه‌بندی و

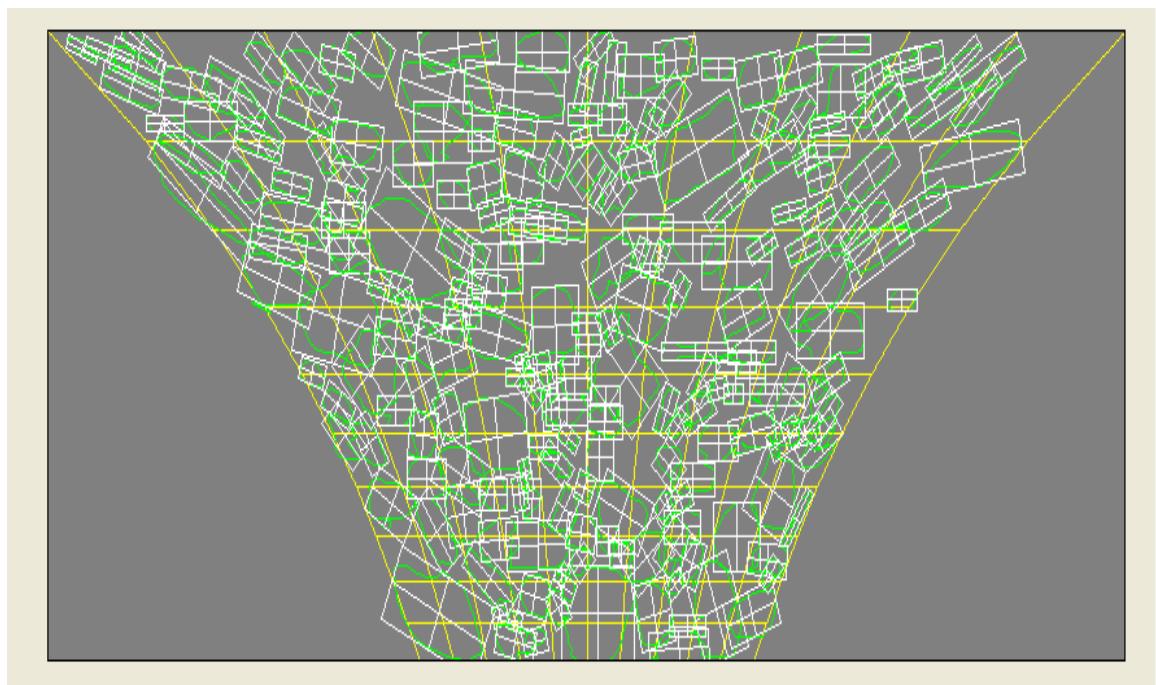
راندمان آتشکاری شکل (۲۰-۵)



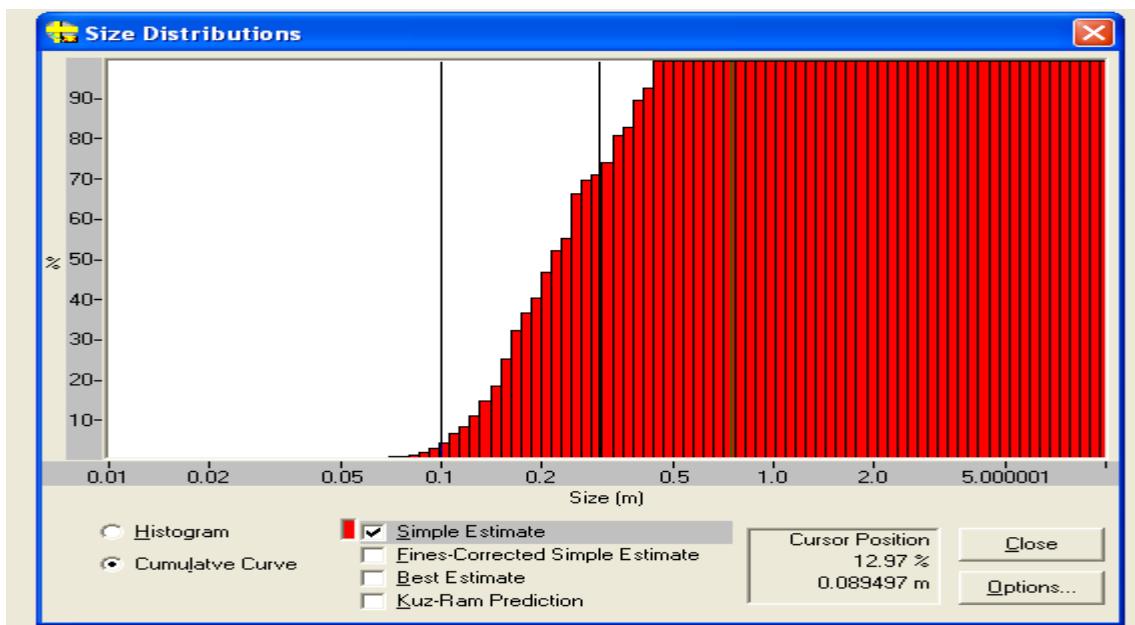
شکل (۱۴-۵) شبکه بندی و مقیاس گذاری بلوک آتشکاری شده



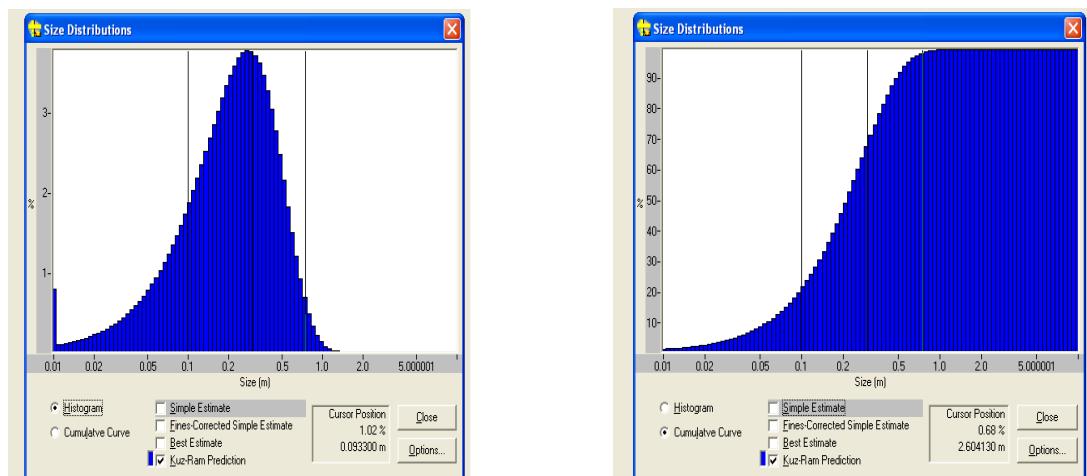
شکل(۱۵-۵) دیجیتایز کردن بلوک آتشکاری شده



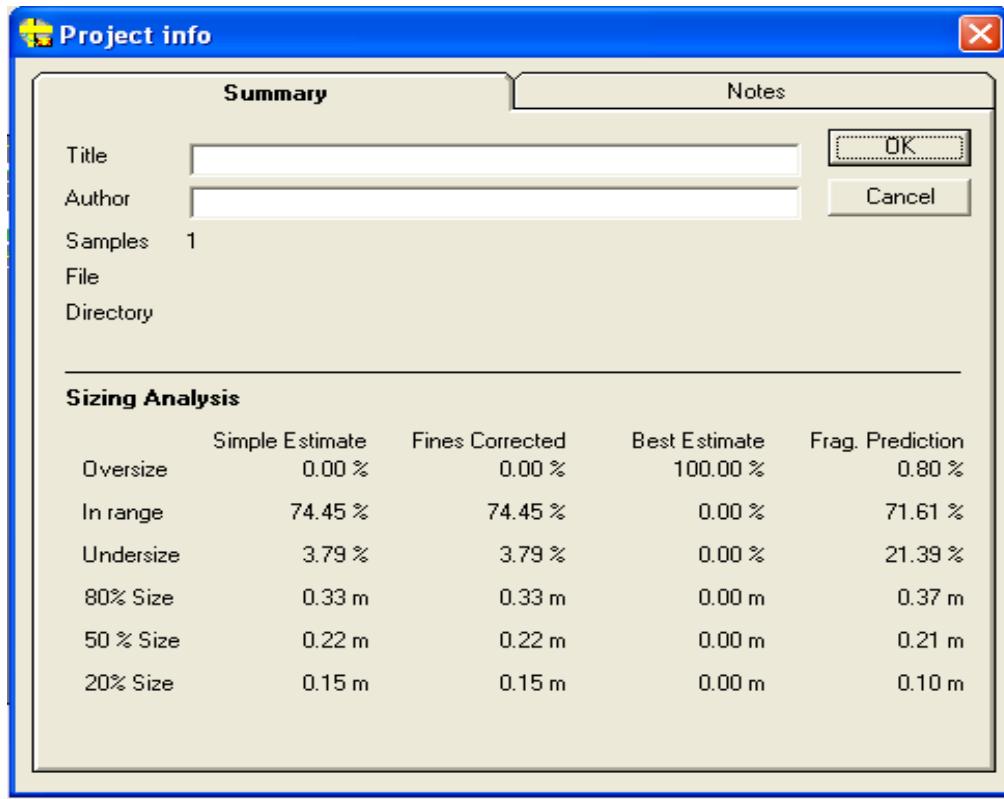
شکل(۱۶-۵) مدل کردن با استفاده از نرم افزار Goldsize



شکل (۱۷-۵) خروجی توزیع دانه بندی (مدل ۱)



شکل (۱۸-۵) خروجی توزیع دانه بندی (مدل ۲) شکل (۱۹-۵) خروجی توزیع دانه بندی (مدل ۳)



شکل (۲۰-۵) آنالیز دانه بندی و محاسبه راندمان آتشکاری

راندمان انفجار از جدول فوق قابل محاسبه است. طبق تعریف راندمان انفجار (آتشکاری) به صورت زیر

می باشد:

$$\text{EFFICINCY} = \text{IN RANGE} - \text{UNDERSIZE} = 74/45 - 3/79 = 70/66$$

نتایج آنالیز تصویری و راندمان آتشکاری برای ۲۰ مورد از انفجارهای معدن سنگ آهن سنگان محاسبه گردیده است و مطابق جدول (۱۲-۵) و (۱۳-۵) ارائه شده است. لازم به ذکر است با توجه به تعداد بالای نمودارها و نتایج آنالیز تصویری دو نمونه از نتایج آنالیز تصویری به طور کامل در پیوستهای شماره ۱ و ۲ ارائه شده است و همچنین نتایج آنالیز سایر آتشکاری‌ها در پیوستهای شماره ۳ و ۴ ارائه شده است.

جدول (۱۲-۵) نتایج آنالیز تصویری و راندمان آتشکاری و پارامترهای آن در معدن B سنگ آهن سنگان

EFFICENCY	UNDERSIZE	INRANGE	OVERSIZE	X ₈₀	X ₅₀	X ₂₀	NO	ردیف
۳۷/۰۹	۱/۶۷	۳۸/۷۶	۳۸/۲	۱/۵۴	۰/۳۸	۰/۱۹	B-۹۴-O-۱۶۲۰.	۱
۵۲/۰۸	۶/۸۵	۵۸/۹۳	۰	۰/۵۵	۰/۲۸	۰/۱۷	B-۹۷-O-W-۱۶۲۰.	۲
۶/۴۹	۰	۶/۴۹	۲۷/۴۳	۰/۹۲	۰/۶۴	۰/۴۶	B-۹۶-O-۱۶۳۰.	۳
۷۰/۶۶	۳/۷۹	۷۴/۴۵	۰	۰/۳۳	۰/۲۲	۰/۱۵	B-۹۵-O-۱۶۴۰.	۴
۵۸/۵	۴/۹۶	۶۳/۴۶	۱۰/۰۹	۰/۴۷	۰/۲۶	۰/۱۷	B-۹۹-O-۱۶۲۰.	۵
۲۷/۳۶	۱/۱۴	۲۸/۵	۵۰/۳۳	۰/۹۸	۰/۸۵	۰/۲۵	B-۱۰۳-O-۱۶۲۰.	۶
۵۲/۶۴	۰/۸۷	۵۳/۵۱	۰	۰/۴۱	۰/۳۱	۰/۲۲	B-۱۰۱-O-۱۶۳۰.	۷
۵۷/۱۸	۹/۰۱	۶۶/۱۶	۰	۰/۴۲	۰/۲۴	۰/۱۴	B-۱۰۴-O-۱۶۳۰.	۸
۱۸/۶۲	۳/۱۳	۲۱/۷۵	۴۲/۸۴	۱/۳۲	۰/۶۸	۰/۲۷	B-۱۰۰-O-۱۶۴۰.	۹
۴۴/۲۱	۳/۱۹	۴۷/۴	۰	۰/۵۷	۰/۲۴	۰/۱۷	B-۱۰۶-O-۱۶۲۰.	۱۰

جدول (۱۳-۵) نتایج آنالیز تصویری و راندمان آتشکاری و پارامترهای آن در معدن CN سنگ آهن سنگان

EFFICENCY	UNDERSIZE	INRANGE	OVERSIZE	X ₈₀	X ₅₀	X ₂₀	NO	ردیف
۵۱/۵	۷/۸	۵۹/۳	۲۷/۷	۰/۴۵	۰/۲۶	۰/۱۷	CN-۹۷-O-۱۵۱۰.	۱
*	*	*	*	*	*	*	CN-۱۰۰-W-۱۵۲۰.	۲
۵۷/۰۸	۱/۱۲	۵۸/۲	۰	۰/۴۸	۰/۲۴	۰/۱۵	CN-۱۰۱-O-۱۵۱۰.	۳
*	*	*	*	*	*	*	CN-۱۰۲-W-۱۵۱۰.	۴
۵۳/۶	۳/۷	۵۷/۳	۰	۰/۵۴	۰/۴۳	۰/۲۲	CN-۱۰۳-O-۱۵۱۰.	۵
۳۳/۷۳	۱۲/۴	۴۶/۱۳	۸/۹	۰/۹۷	۰/۵۴	۰/۳۸	CN-۱۰۸-W-۱۵۰۰.	۶
۵۰/۰۷	۱/۰۷	۵۱/۱۴	۹/۷۳	۱/۰۵	۰/۴۹	۰/۱۷	CN-۱۰۶-O-۱۵۲۰.	۷
۳۶/۶۱	۱۰/۱۹	۴۶/۸	۳/۴	۰/۸۵	۰/۳۲	۰/۲۸	CN-۱۰۹-W-۱۵۰۰.	۸
۵۶/۰۲	۳/۱۲	۵۹/۱۴	۰	۰/۷۵	۰/۲۸	۰/۲۰	CN-۱۰۷-O-۱۵۱۰.	۹
۵۲/۸۶	۶/۱۵	۵۹/۰۱	۸/۰۳	۰/۶۴	۰/۳۸	۰/۲۷	CN-۱۱۴-O-۱۵۱۰.	۱۰

در روش عملی با انجام آتشکارهای مختلف و استفاده از نتایج روش تئوری و کامپیوتری و آزمون و خطای اگوهای مناسبی از انفجارهای انجام شده در معدن سنگ آهن سنگان انتخاب و به عنوان الگوی مناسب آتشکاری جهت خردایش مناسب در این پروژه ارائه گردیده است. با توجه به طراحی الگوهای عملی آتشکاری در معدن B و معدن CN مجتمع سنگ آهن سنگان و همچنین آنالیز تصویری و محاسبه راندمان آتشکاری و ضریب سفتی، الگوهای مناسب آتشکاری در معدن سنگ آهن سنگان انتخاب و پیشنهاد شده است. الگوی مناسب آتشکاری در دو معدن اصلی مجتمع به صورت جداول نهایی زیر پیشنهاد می‌گردد. لازم به ذکر است الگوهای ارائه شده با توجه به روابط تئوری و روش کامپیوتری ارائه شده است و در شرایط خاص قابل تغییر درجهت بهبود هر چه بیشتر و رسیدن به هدف نهایی است. سه نمونه از مناسب‌ترین الگوهای آتشکاری در معدن B و معدن CN که نتایج خردایش آن با توجه به ضریب سفتی و آنالیز تصویری، مناسب‌ترین دانه بندی را تولید نموده‌اند در جداول (۱۴-۵) و (۱۵-۵) ارائه شده است.

جدول (۱۴-۵) الگوهای مناسب آتشکاری در معدن B

شماره انفجار	NO	بارسنگ(m)	فاصله ردیفی(m)	S/B	ارتفاع پله(m)	خرج ویژه (گرم بر تن)	راندمان آتشکاری /%	ضریب سفتی(K/B)
چهارم	B-۹۵-O-۱۶۴۰	۳	۴	۱/۳۳	۱۱/۸	۲۹۵	۷۰/۶۶	۳/۹۳
پنجم	B-۹۹-O-۱۶۲۰	۳	۴	۱/۳۳	۱۱	۲۴۵	۵۸/۵	۳/۶۷
هشتم	B-۱۰۴-O-۱۶۳۰	۳/۵	۴	۱/۱۴	۱۲/۷	۲۲۴	۵۷/۱۸	۳/۶۳

جدول (۱۵-۵) الگوهای مناسب آتشکاری در معدن CN

شماره انفجار	NO	بارسنگ(m)	فاصله ردیفی(m)	S/B	ارتفاع پله(m)	خرج ویژه (گرم بر تن)	راندمان آتشکاری /%	ضریب سفتی(K/B)
سوم	CN-۱۰۱-O-۱۵۱۰	۳	۴	۱/۳۳	۱۲	۲۰۲	۵۷/۰۸	۴
نهم	CN-۱۰۷-O-۱۵۱۰	۳	۴/۵	۱/۵	۱۱/۳	۲۰۰	۵۶/۰۲	۳/۷۷
پنجم	CN-۱۰۳-O-۱۵۱۰	۴	۴/۵	۱/۱۳	۱۲/۸	۲۲۱	۵۳/۶	۳/۲

مطابق جدول (۱۴-۵) که مناسب‌ترین الگوهای آتشکاری در معدن B مجتمع سنگ آهن سنگان می-باشد، می‌توان فاصله بارسنگ در این معدن را بین $\frac{3}{5}$ تا $\frac{3}{5}$ متر، ($3 \leq Burden \leq \frac{3}{5}$) و فاصله ردیفی چال‌ها در این معدن را ترجیحاً ۴ متر و همچنین خرج ویژه را به طور میانگین ۲۵۵ گرم بر تن پیشنهاد نمود. با توجه به جدول (۱۵-۵) که مناسب‌ترین الگوهای آتشکاری در معدن CN مجتمع سنگ آهن سنگان است، می‌توان فاصله بارسنگ در این معدن را بین ۳ تا ۴ متر، ($3 \leq Burden \leq 4$) و فاصله ردیفی چال‌ها در این معدن بین $\frac{4}{5}$ تا $\frac{4}{5}$ متر، ($4 \leq Spacing \leq \frac{4}{5}$) و همچنین خرج ویژه را به طور میانگین ۲۰۸ گرم بر تن پیشنهاد نمود که در این صورت خردایش حاصل از انفجار، دانه‌بندی مطلوب و مناسب خواهد داشت.

۵-۶. نتیجه‌گیری

مهمترین نتیجه در آتشکاری، خردایش مناسب است. در صورتیکه نتیجه آتشکاری از لحاظ خردایش نامطلوب باشد، آنگاه خردایش ثانویه، چکش‌کاری، عدم تطابق ماشین‌آلات بارگیری و حمل و از همه مهمتر مشکل خوراک دهی به واحدهای خردایش را خواهیم داشت. کلیه عوامل فوق باعث افزایش هزینه‌های استخراج و کاهش روند تولید خواهد شد. نتایج آنالیز تصویری و محاسبه راندمان آتشکاری و ضریب سفتی در معدن B و معدن CN مجتمع سنگ آهن سنگان در جداول (۱۴-۵) و (۱۵-۵) نشان می‌دهد، در معدن B بهترین خردایش‌ها به ترتیب در آتشکاری‌های شماره چهار، پنج و هشت و در معدن CN بهترین خردایش‌ها به ترتیب در آتشکاری‌های شماره سه، نه و پنج حاصل شده است که نتیجه آن خردایش مناسب و کاهش هزینه‌های مربوط به استخراج ماده معدنی می‌باشد.

فصل ششم

نتیجەگیرى و پىشنهادها

۱-۶. نتیجه‌گیری

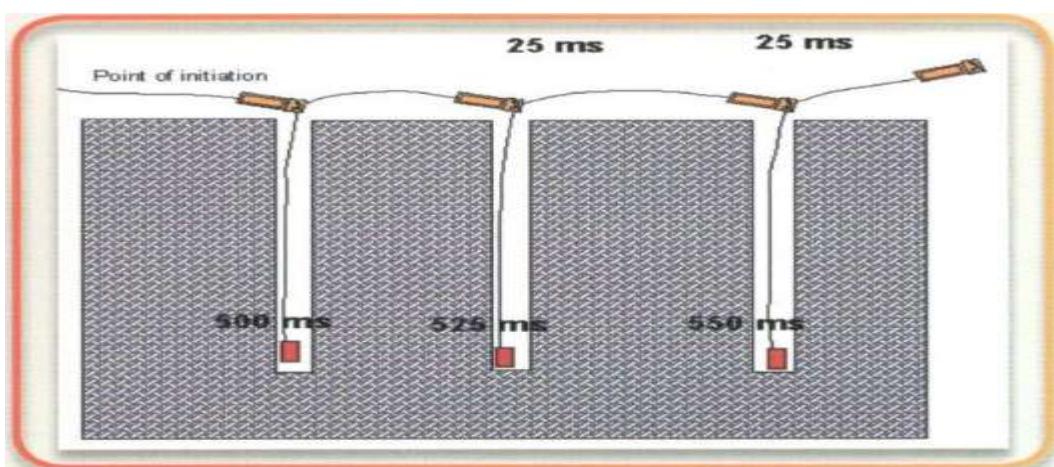
آتشکاری مطلوب آتشکاری است، که از کلیه جهت‌ها یعنی از لحاظ فنی و اقتصادی، قابلیت اجرایی، شرایط سنگ، پرتاب سنگ، لرزش زمین، لرزش هوا شرایط نسبی و ایده‌آل داشته باشد. در فصل اول این پژوهش کلیات تحقیق از جمله، بیان مسئله، اهداف تحقیق و ضرورت انجام تحقیق بررسی شد. در فصل دوم پیشینه‌ی تحقیق مورد مطالعه قرار گرفت. در فصل سوم به معرفی معدن سنگ آهن سنگان پرداخته شد. انجار و پارامترهای طراحی آتشکاری در فصل چهارم مورد مطالعه قرار گرفته است. در فصل پنجم طراحی الگوهای آتشکاری با روش‌های تئوری و کامپیوتربی (با استفاده از نرم افزار Delpat) انجام و نهایتاً با استفاده از این روش‌ها طراحی عملی برای بیست الگوی آتشکاری انجام و اجرایی شد. پس انجام انجارها نتایج خردایش آتشکاری‌ها با استفاده از آنالیز تصویری و ضریب سفتی مورد بررسی قرار گرفت و الگوهای مناسب آتشکاری در معادن سنگ آهن سنگان پیشنهاد شد. براساس این مطالعه، در معدن B بارسنگ بین $\frac{3}{5}$ تا ۳ متر، فاصله ردیفی چال‌ها ۴ متر و خرج ویژه به طور میانگین ۲۵۵ گرم بر تن می‌باشد. در معدن CN بارسنگ بین ۳ تا ۴ متر، فاصله ردیفی چال‌ها بین $\frac{4}{5}$ تا ۴ متر و خرج ویژه به طور میانگین ۲۰۸ گرم بر تن می‌باشد که در اینصورت می‌توان خردایش مطلوب و مناسبی داشت.

۲-۶. پیشنهادها

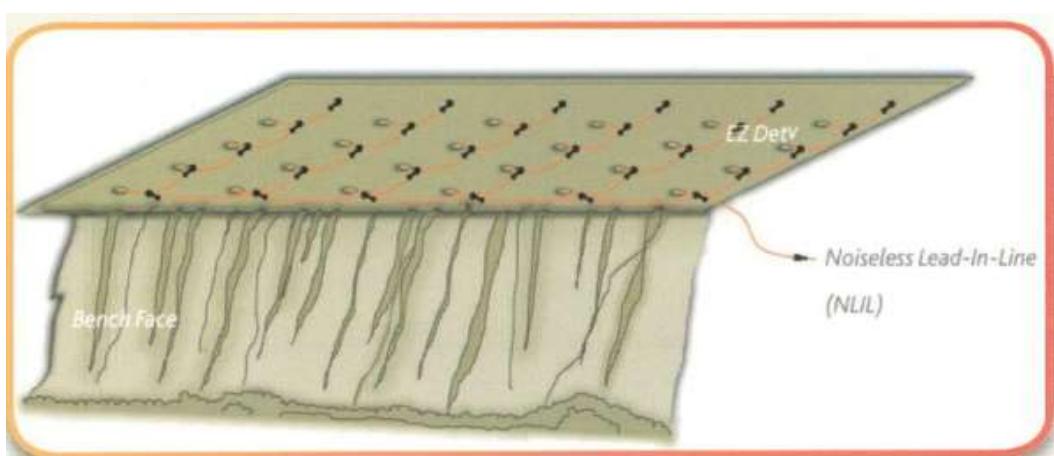
در راستای بهبود هرچه بیشتر آتشکاری‌ها در مجتمع سنگ آهن سنگان و نتایج مطلوب‌تر در آن مجتمع صنعتی و معدنی، که از آن به عنوان عسلویه شرق کشور یاد شده است پیشنهادهای زیر ارائه می‌شود:

شبکه‌های حفاری در سنگ‌ها با مقاوت‌های مختلف بعد از انجام آزمایش‌های مکانیک سنگی اصلاح گردد. با توجه به حجم بالای آتشکاری‌ها، خرید تجهیزات مکانیزه آتشکاری مانند آنفوکراک و امولسیون

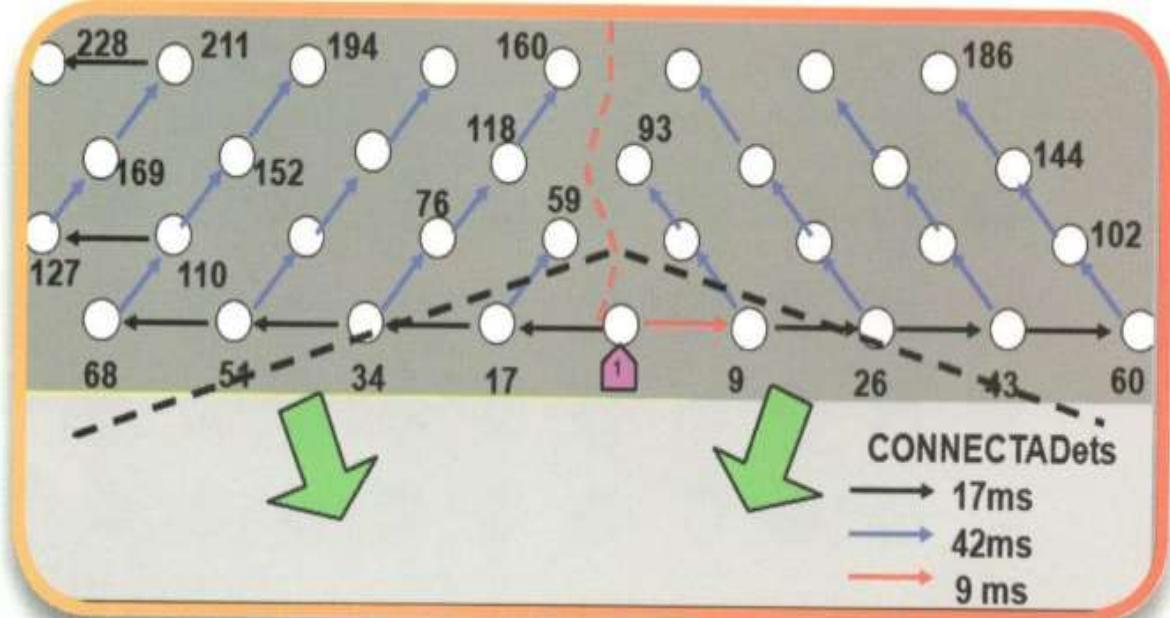
تراک در دستور کار قرار گیرد. استفاده از سیستم آتشکاری نانل و همچنین استفاده از تأخیرهای متنوع در بستن مدارها، امکان شرایط بهتر آتشکاری را فراهم می‌کند به عنوان نمونه استفاده از نانل-های PHC (سیستم نانل سطحی داخل چال) و PC (سیستم نانل با تأخیر کوتاه سطحی) در مدارهای انفجار می‌تواند نتایج مطلوب‌تری را در خردایش سنگ حاصل از انفجار به همراه داشته باشد. در شکل (۱-۶) و (۲-۶) الگوی مدار این نمونه از نانل‌ها نشان داده شده است. همچنین می‌توان در طراحی مدار انفجار از این نانل‌ها به گونه‌ای استفاده نمود که در انفجار هر چال، تأخیر ایجاد شود تا با ایجاد سطح آزاد برای هر چال خردایش مناسب‌تری داشته باشیم شکل (۳-۶).



شکل (۱-۶) الگوی مدار انفجار با استفاده از نانل PC و PHC



شکل (۲-۶) الگوی مدار انفجار با استفاده از نانل PC و PHC



شکل (۳-۶) الگوی مدار انفجار با استفاده از نانل

با تحلیل و بررسی نتایج حاصل از آتشکاری و استفاده از روش‌های نوین آنالیز تصویری می‌توان خردایش مناسب‌تری در آتشکاری‌های آینده داشته باشیم. استفاده از مواد ناریه ضد آب در زون‌های آبدار و همچنین استفاده از آل آنفو (آنفو+آلومینیوم) به جای آنفو، زیرا آنفو برای شکستن سنگ‌ها با مقاومت متوسط مناسب است و برای سنگ‌های سخت‌تر باید از مواد منفجره‌ای با قدرت و سرعت بیشتری استفاده نمود. یکی از راه‌هایی که برای افزایش قدرت آنفو استفاده می‌شود افزودن مقداری از پودر آلومینیوم به آنفو است. به این مخلوط آل آنفو گفته می‌شود که برای استفاده در مجموعه معادن سنگان پیشنهاد می‌گردد.

فهرست منابع

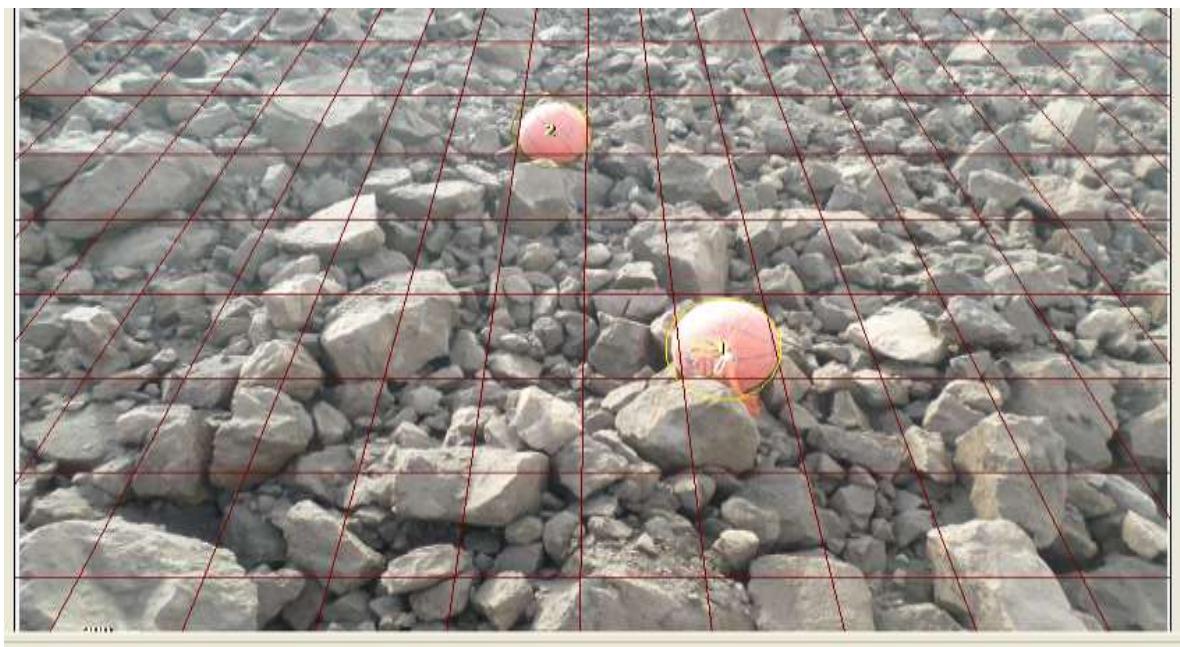
- [۱]. ذبیحی عراقی، بهروز، (۱۳۸۹)، "پیش بینی خردایش سنگ ناشی از انفجار در معادن روباز با استفاده از تئوری های فازی"، مطالعه موردنی در معادن B معادن سنگ آهن سنگان" ، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه آزاد اسلامی، واحد علوم تحقیقات
- [۲]. ستوده قره باغ، رحمت ا...، یاوری شهرضا، مهدی (۱۳۸۷)، " طراحی و ارائه الگوی آتشکاری به منظور رفع مشکلات موجود معادن سنگ آهن سنگان ، باغک (گزارش مرحله اول و دوم)" ، آرشیو مجتمع سنگ آهن سنگان.
- [۳]. شرکت فنی و مهندسی کاوشگران ، (۱۳۹۱)،" گزارش واحدهای خردایش مجتمع سنگ آهن سنگان".
- [۴]. استوار، رحمت ا.. (۱۳۷۲) " آتش کاری در معادن" ، جلد اول، انتشارات جهاد دانشگاهی امیر کبیر.
- [۵]. مشهور رودی، عبدالرؤوف (۱۳۸۱)، " بررسی خواص ژئومکانیکی توده B سنگ آهن سنگان و تأثیر آن بر خرد شدگی در اثر انفجار" پایان نامه دوره کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی امیر کبیر.
- [۶]. مؤمنی، حسین (۱۳۸۴)، " بررسی تأثیر خردایش در اثر آتشکاری و خواص ژئومکانیکی معادن A سنگ آهن سنگان "، پایان نامه دوره کارشناسی، دانشگاه آزاد یزد واحد بافق.
- [۷]. ستوده قره باغ، رحمت ا...، یاوری شهرضا، مهدی (خرداد ۱۳۹۰)، " طراحی و ارائه الگوی آتشکاری به منظور رفع مشکلات موجود معادن سنگ آهن سنگان ، باغک (گزارش مرحله سوم و چهارم)" ، آرشیو مجتمع سنگ آهن سنگان.
- [۸]. یوسفی کما، عقیل، یاوری شهرضا، مهدی (خرداد ۱۳۹۰)، " طراحی و ارائه الگوهای آتشکاری مناسب در معادن B و C شمالی سنگان و بررسی اثرات جانبی انفجار بر سازه های مستقر در سکوی سنگ شکن اولیه (گزارش مرحله دوم)" ، آرشیو مجتمع سنگ آهن سنگان.
- [۹]. اسماعیلی، محمد (۱۳۹۰-۱۳۸۹)، " پیش بینی عقب زدگی ناشی از انفجار در معادن روباز با استفاده از تئوری های عصبی و فازی: مطالعه موردنی معادن C شمالی سنگان" ، پایان نامه دوره کارشناسی ارشد، دانشگاه آزاد، واحد تهران جنوب.

- [۱۰]. مهیب، مسعود (۱۳۹۱)، "پیش بینی خردایش سنگ حاصل از آتشکاری با استفاده از شبکه عصبی مصنوعی مطالعه موردنی: معدن سنگان خواف" پایان نامه دوره کارشناسی ارشد، دانشگاه آزاد، واحد تهران جنوب.
- [۱۱]. رسولی، هادی (۱۳۹۲)، "کاربرد شبکه های عصبی در تخمین عقب زدگی ناشی از انفجار در معادن روباز : مطالعه موردنی معدن سنگ آهن سنگان خواف" ، سومین کنفرانس معادن روباز ایران، اردیبهشت ۱۳۹۴.
- [۱۲]. منجزی مسعود، دهقانی محمد حسین، دهقانی حسام، (بهمن ۱۳۹۱)، "بهینه سازی الگوی آتشکاری معدن چادرملو با استفاده از شبکه های عصبی" بیست و ششمین گردهمایی علوم زمین، بهمن ۱۳۸۶.
- [۱۳]. زارعی مرجان، موسوی نسب سید مهدی (۱۳۹۳)، "طراحی الگوی چالزنی و انفجار در معدن جلال آباد" کنگره ملی صنایع فولاد، مجتمع آموزش عالی زرند کرمان، مهر ۱۳۹۳.
- [۱۴]. جهانی مصطفی (۱۳۹۴)، "ارزیابی حفاری و خردایش حاصل از انفجارهای تولیدی در معدن شماره یک سنگ آهن گل گهر سیرجان" سومین کنفرانس معادن روباز ایران، اردیبهشت ۱۳۹۴.
- [۱۵]. گزارش نهایی بررسی فنی و اقتصادی معدن سنگ آهن سنگان، اردیبهشت ۱۳۷۲.
- [۱۶]. شرکت فنی و مهندسی معدنکاو، "گزارش پروژه خدمات مهندسی و نظارت بر اجرای عملیات اکتشاف آنومالی های شرقی، مرکزی و تپه قرمز مجتمع سنگ آهن سنگان".
- [۱۷]. گزارش شرکت BHP استرالیا، آرشیو معدن سنگ آهن سنگان.
- [۱۸]. قرارداد معدن سنگان، شرکت طوس مسیر، شماره ۹۳۱۱۳۱ ش.م، (۱۳۹۳)، "آماده سازی و احداث جاده های دسترسی و عملیات استخراج ۱۸ میلیون تن سنگ آهن و ۲۵ میلیون تن باطله طی دو سال در معدن سنگ آهن سنگان".
- [۱۹]. استوار، رحمت ا.. (۱۳۷۲)، "آتشباری در معادن"، جلد دوم، انتشار جهاد دانشگاهی امیر کبیر.
- [۲۰]. سیستم نانل و کاربرد آن در پروژه های روباز و زیر زمینی " وزارت دفاع و پشتیبانی نیروهای مسلح، گروه صنایع شیمیایی پارچین"

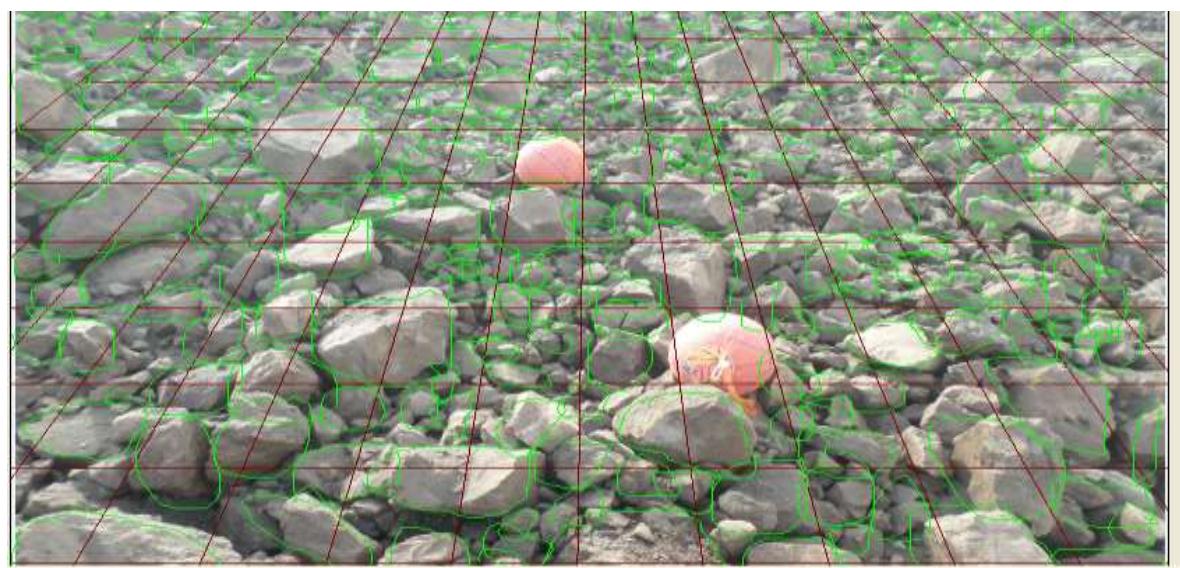
- [21]. Alireza Karami, Somaieh Afiuni-Zadeh,(2012). Sizing of rock fragmentation modeling due to bench blasting using adaptive neuro-fuzzy inference system and radial basis function. International Journal of Mining Sicience and Technology 22 (2012), Pages 459-463.
- [22]. Alireza Karami, Somaieh Afiuni-Zadeh,(2013). Sizing of rock fragmentation modeling due to bench blasting using adaptive neuro-fuzzy inference system (ANFIS) . International Journal of Mining Sicience and Technology xxx(2013) xxx-xxx.
- [23]. Peng Yan, Wangxiao Zhou, Wenbo Lu, Ming Chen, Chuangbing Zhou,(2013). Simulation of bench blasting considering fragmentation size distribution. International Journal of Impact Engeneering (2015).
- [24]. Yingguo Hu, Wenbo Lu, Ming Chen, Peng Yan, Yuzhu Zhang,(2015). Numerical simulation of the complete rock blasting response by SPH–DAM–FEM approach. Simulation Modelling Practice and Thery 56 (2015) 55-68.
- [25]. T. Hudaverdi, C. Kuzu, A. Fisne, (2015). Investigation of the blast fragmentation using the mean fragment size and fragmentation index. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Volume 56, December 2012, Pages 136-145.
- [26]. Amec. , 2006 , Geology Report and Model update, Sangan Project, Doc. Report No: DP01R3BB11- G0000- AC001. Rev00.
- [27]. Amec. , 2008, Geology Report and Model update, Sangan Project, Doc. Report No: DP01R3BB11- G0000- AC002. Rev00.
- [28]. Gustafsson, R.,” Swedish Blasting Technique ”, Sweden, Spi , 1973.
- [29]. Lopez Jimeno, C.,” Drilling and Blasting Of Rocks” , A. A. Balkema .1995
- [30]. Jimeno, L., est., 1995.,” Dilling and blasting of rocks”., A . A. Balkema.
- [31]. Hustrulid, W.,”Blasting Principles for Open pit Mining” , Netherlands, A. A. Balkema, 1999.

- [32]. Langfores.U., Khilstrom. B., "The Modern Technique of Rock Blasting", Stockholm, Amgvist & Wiksell, 1978.
- [33]. Konya, Calvin., Walter, Edward., "Rock Blasting and Overbreak Control", Spanya, 1985.
- [34]. Olafsson, S., "Application Explosive Technology for Construction and mining", Sweden Aplex, 1991.
- [35]. Adhikari, G.R., "Selection of Blast hole Diameter for Given Bench height at Surface mine", International Journal of Rock Mechanics and Mining Science, Volume 36, 1999
- [36]. Afruz, A., Rostami. J. "Semi-Theoretical Design of Blast hole Spacing for Variable Ground Conditions" mining technology, 1997.
- [37]. Berta.G., "Explosives: An Engineering Tool", Milano, Italesplosivi, 1990.
- [38]. Scott, Andrew,. "Blastability and Blast Design", in proceedings of the fifih international symposium on rock fragmentation canada 1996.
- [39]. Zengin M., "A Case Study On The Comparison of Measured and Predicted Mean Fragment Size a Large-Scale Blast", international society for rock mechanics, A.A. Balkema, volum, 1995.

اشکال و نتایج آنالیز تصویری آتشکاری شماره چهار معدن B



شکل (۱) مقیاس‌گذاری و شبکه بندی

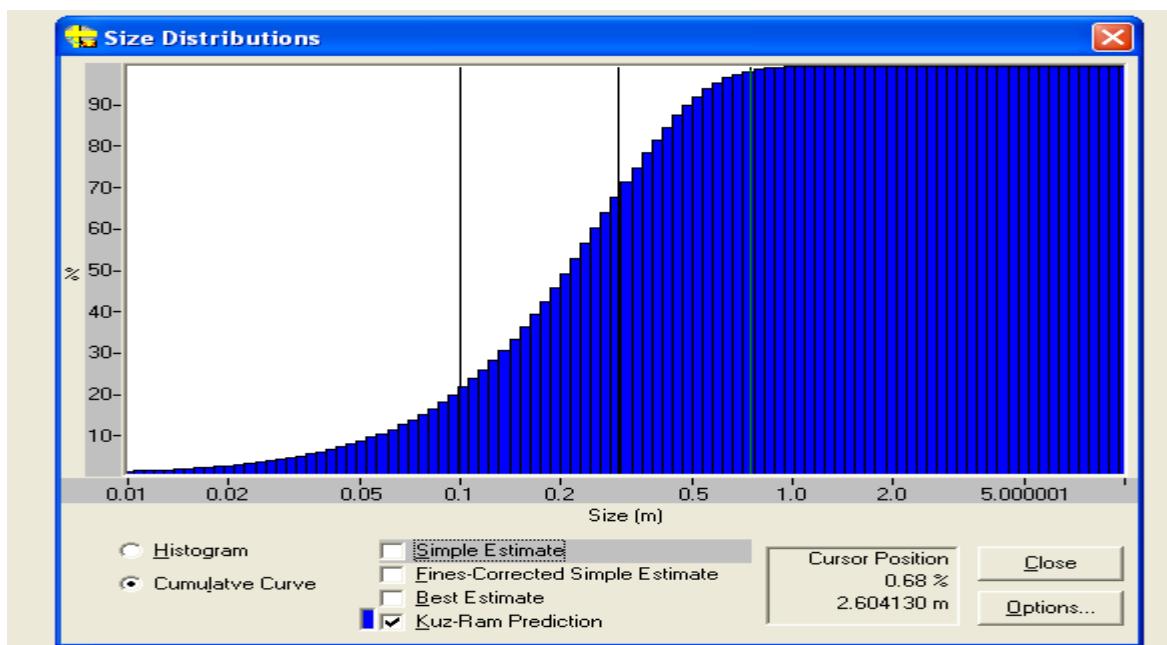


شکل (۲) دیجیتایز کردن تصویر در نرم‌افزار Goldsize

ادامه‌ی پیوست ۱

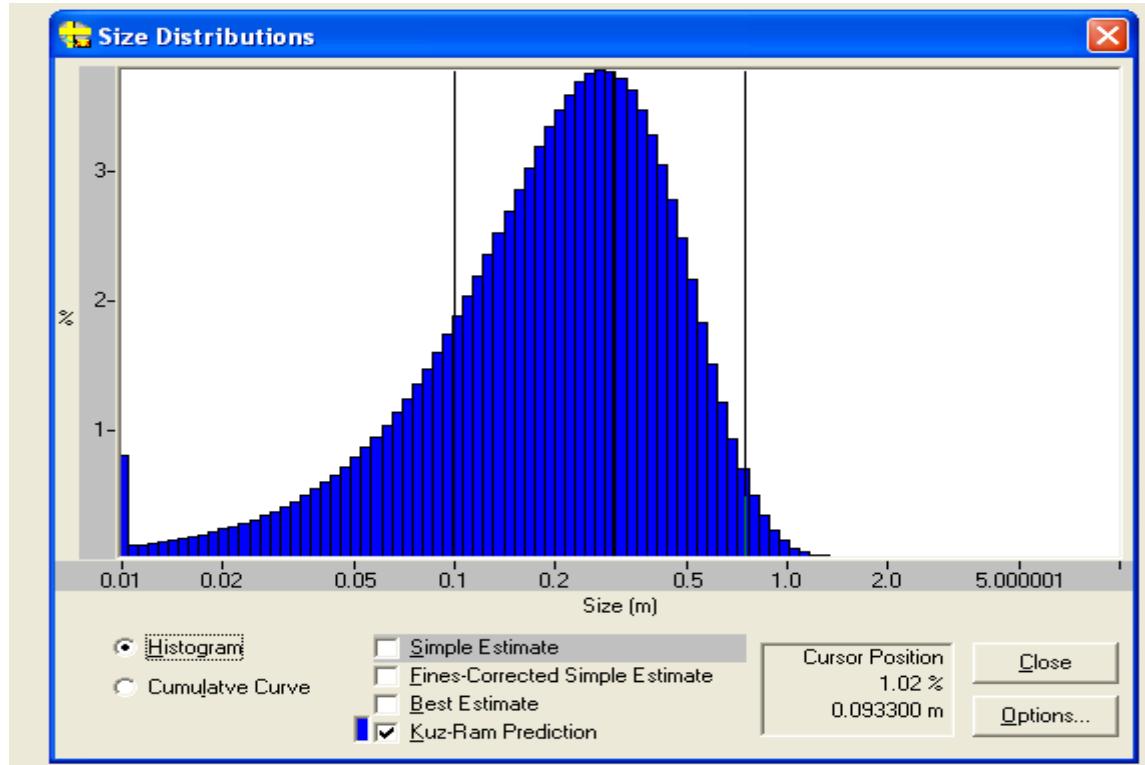


شکل (۳) مدل کردن دانه‌بندی در نرم‌افزار

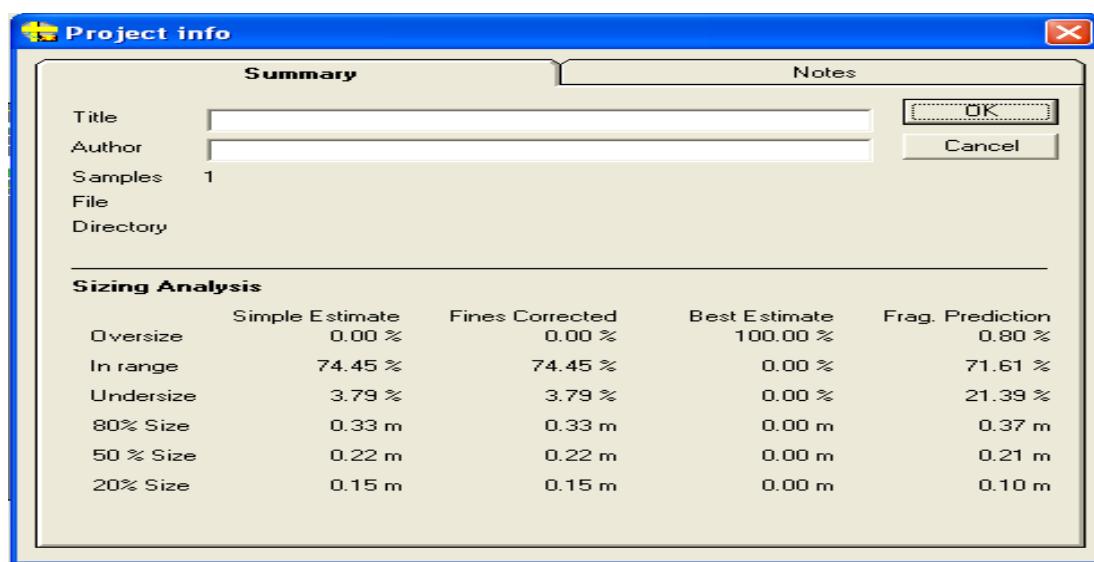


شکل (۴) توزیع دانه‌بندی با استفاده از مدل کوز-رام

ادامهی پیوست ۱



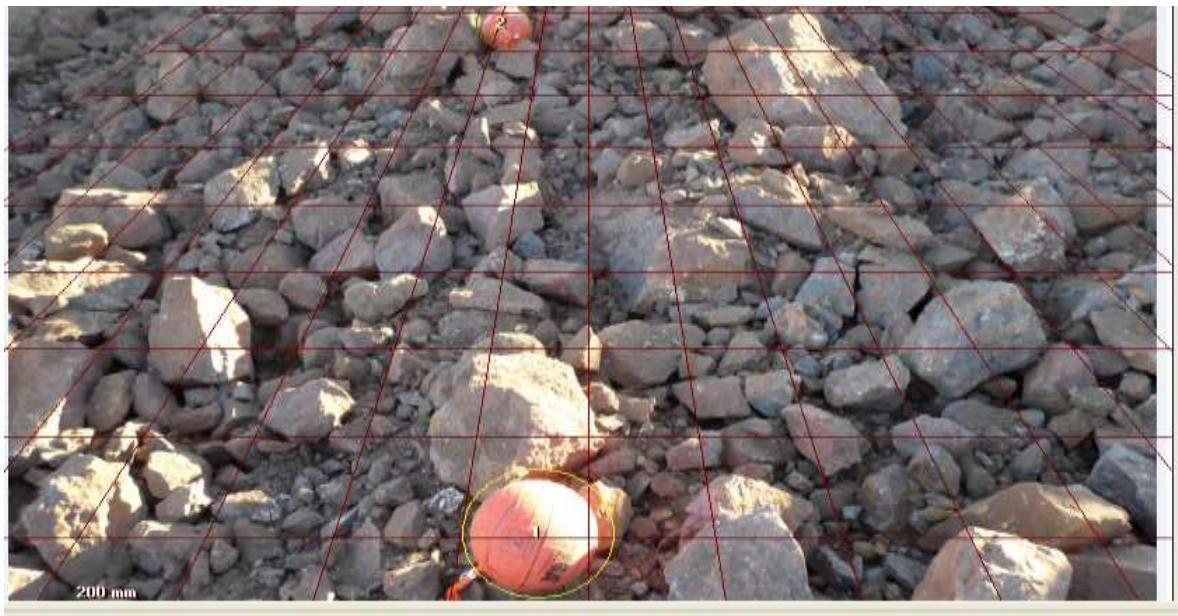
شکل (۵) توزیع دانه‌بندی با استفاده از مدل کوز-رام



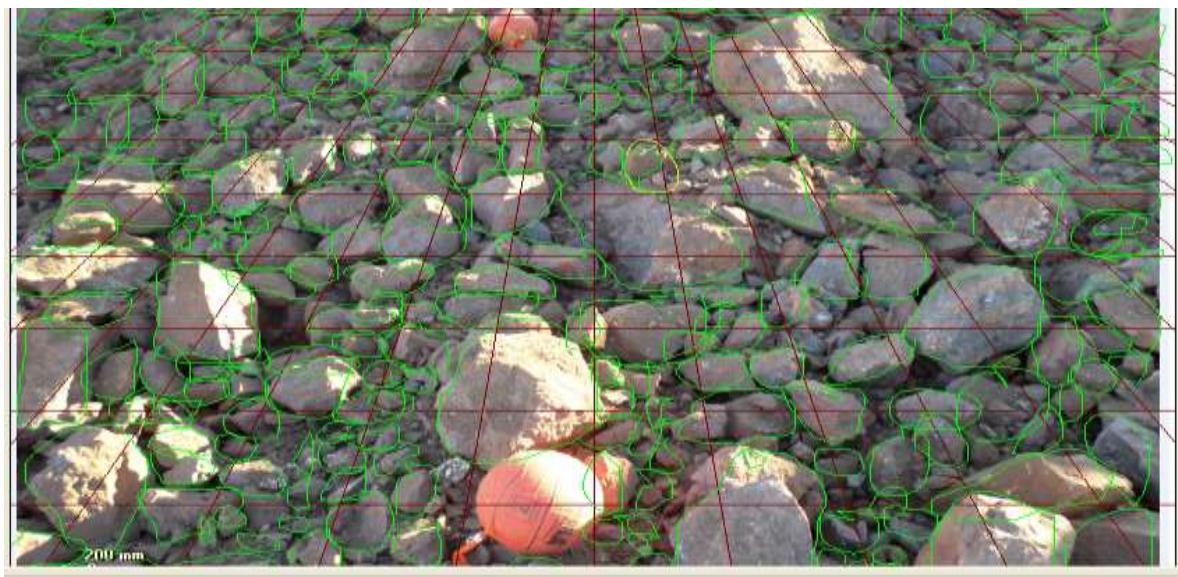
شکل (۶) خروجی نهایی نرم‌افزار Goldsize

پیوست شماره ۲

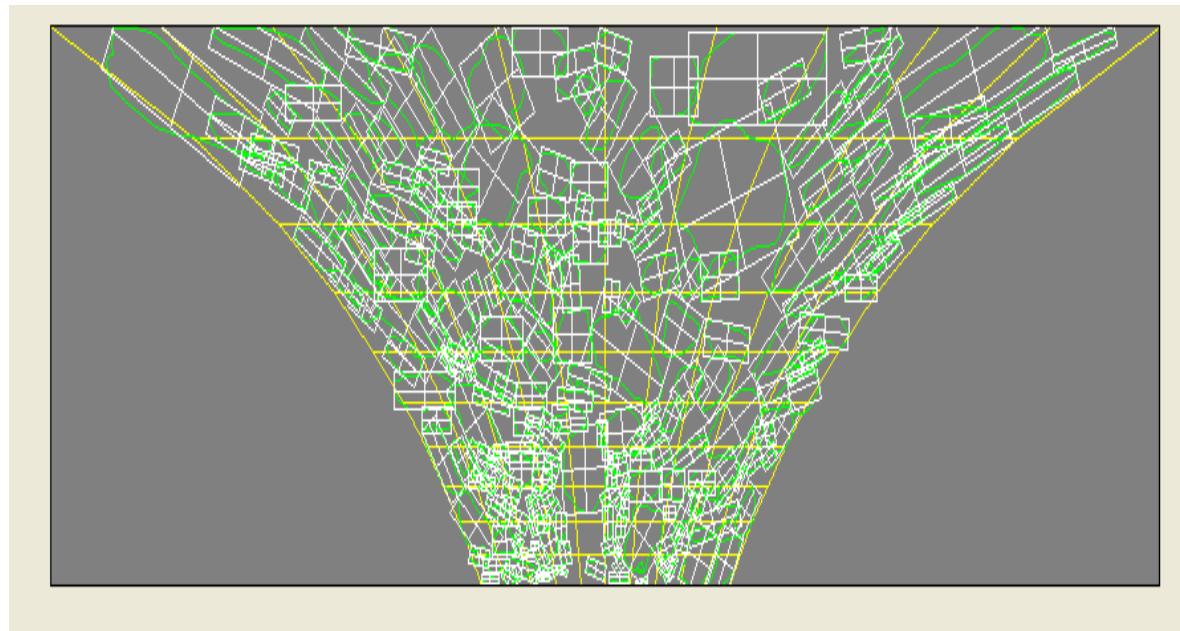
اشکال و نتایج آنالیز تصویری آتشکاری شماره پنج معدن B



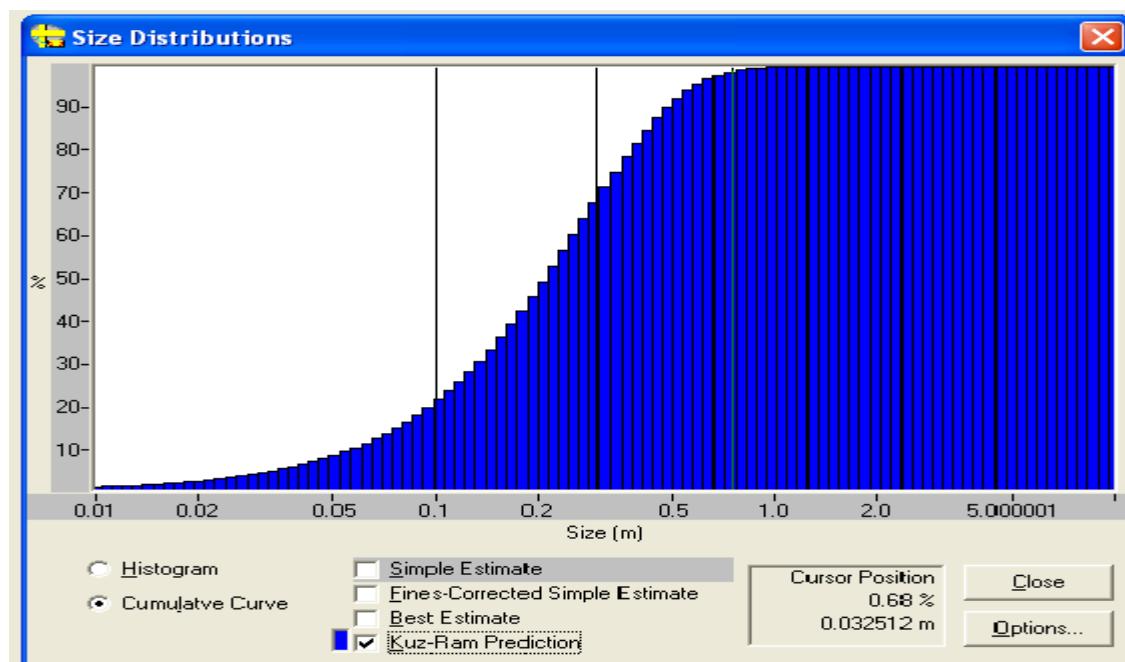
شکل (۱) مقیاس‌گذاری و شبکه بندی



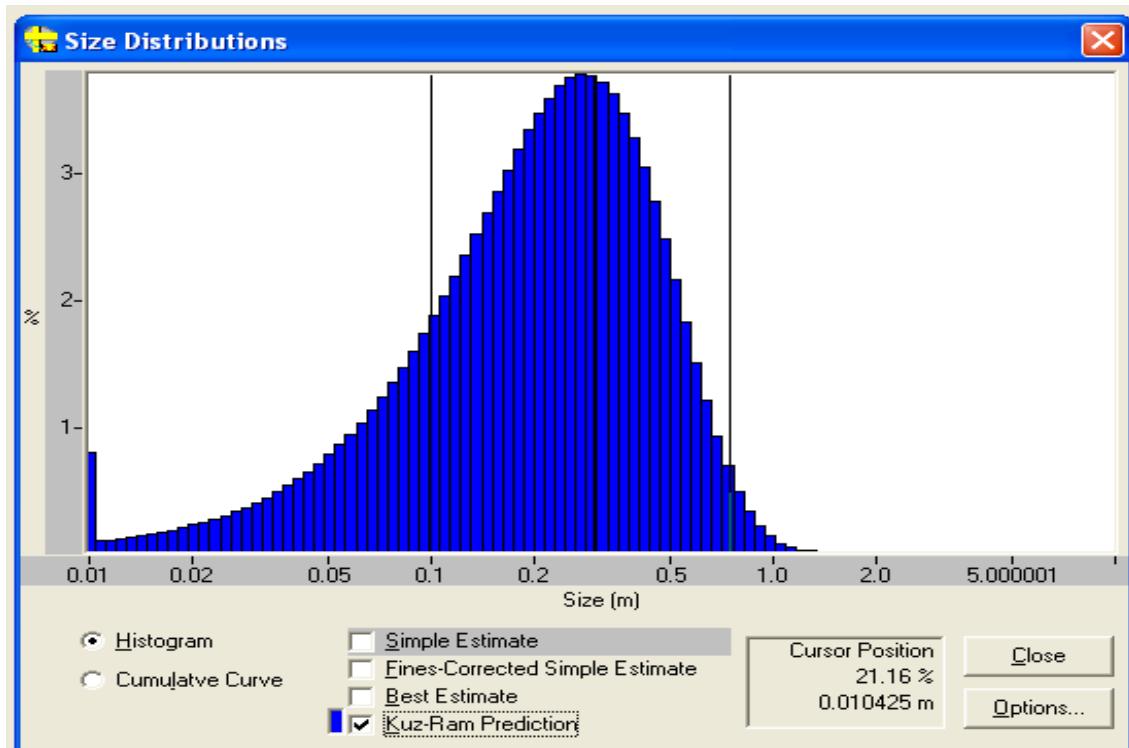
شکل (۲) دیجیتايز کردن تصویر در نرم افزار Goldsize



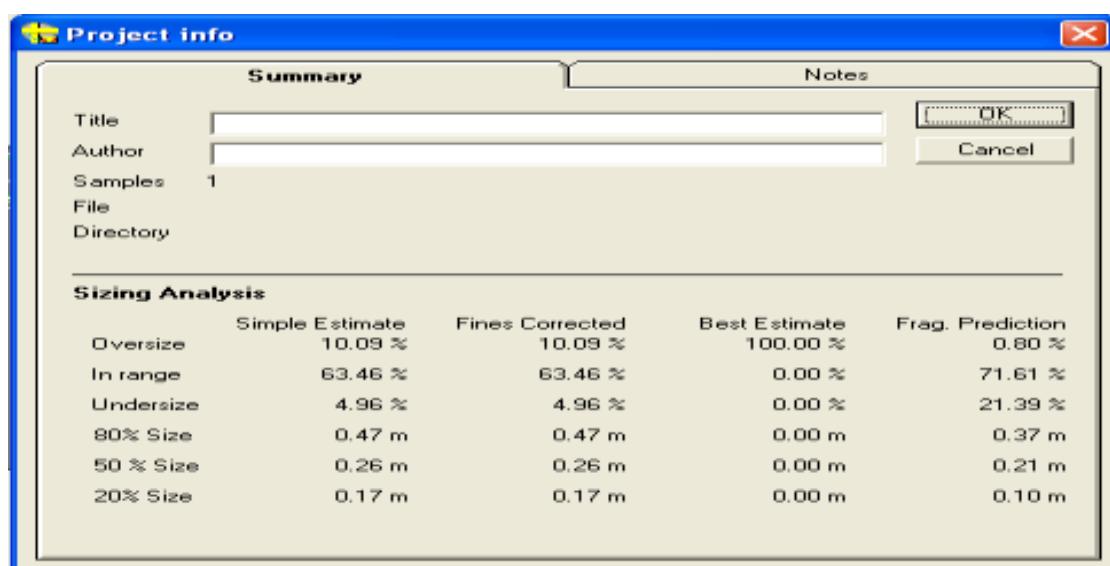
شکل (۳) مدل کردن دانه‌بندی در نرم‌افزار



شکل (۴) توزیع دانه‌بندی با استفاده از مدل کوز-رام



شکل (۵) توزیع دانه‌بندی با استفاده از مدل کوز-رام



شکل (۶) خروجی نهایی نرم‌افزار Goldsize

پیوست شماره ۳

Project info

Summary		Notes	
Title		OK	
Author		Cancel	
Samples	1		
File			
Directory			

Sizing Analysis

	Simple Estimate	Fines Corrected	Best Estimate	Frag. Prediction
Oversize	38.2 %	38.2 %	100.00 %	0.80 %
In range	38.76 %	38.76 %	0.00 %	71.61 %
Undersize	1.67 %	1.67 %	0.00 %	21.39 %
80% Size	1.54 m	1.54 m	0.00 m	0.37 m
50 % Size	0.38 m	0.38 m	0.00 m	0.21 m
20% Size	0.19 m	0.19 m	0.00 m	0.10 m

نتیجه راندمان انفجار شماره یک معدن B

Project info

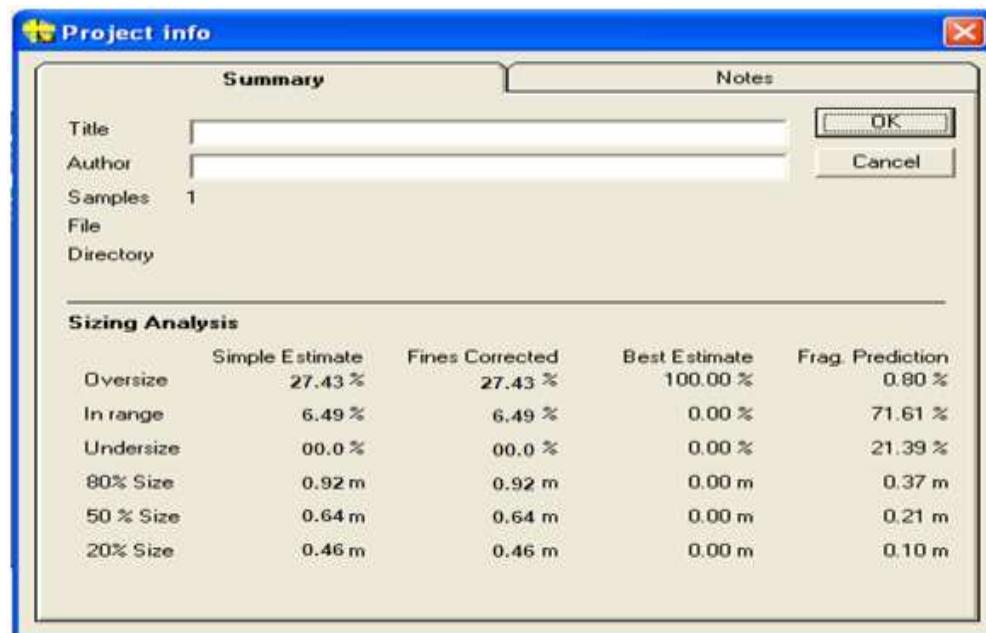
Summary		Notes	
Title		OK	
Author		Cancel	
Samples	1		
File			
Directory			

Sizing Analysis

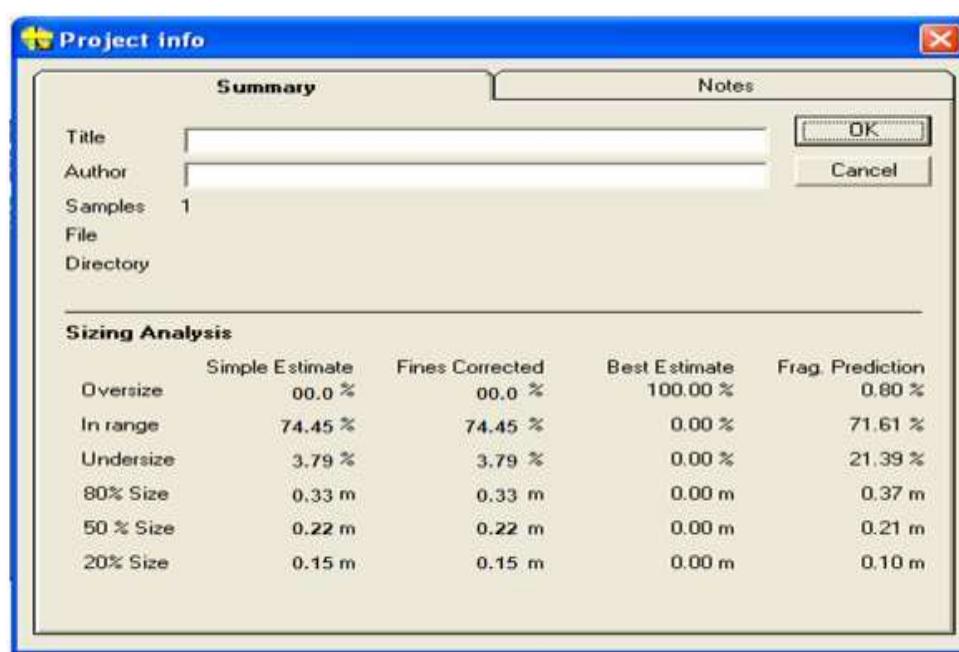
	Simple Estimate	Fines Corrected	Best Estimate	Frag. Prediction
Oversize	00.0 %	00.0 %	100.00 %	0.80 %
In range	58.93 %	58.93 %	0.00 %	71.61 %
Undersize	6.85 %	6.85 %	0.00 %	21.39 %
80% Size	0.55 m	0.55 m	0.00 m	0.37 m
50 % Size	0.28 m	0.28 m	0.00 m	0.21 m
20% Size	0.17 m	0.17 m	0.00 m	0.10 m

نتیجه راندمان انفجار شماره دو معدن B

ادامه پیوست ۳

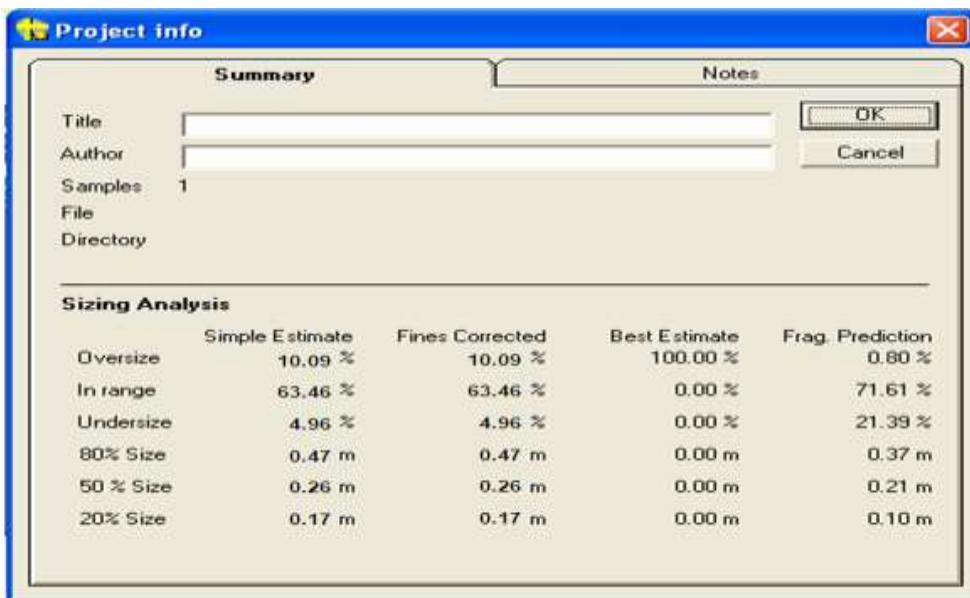


نتیجه راندمان انفجار شماره سه معدن B

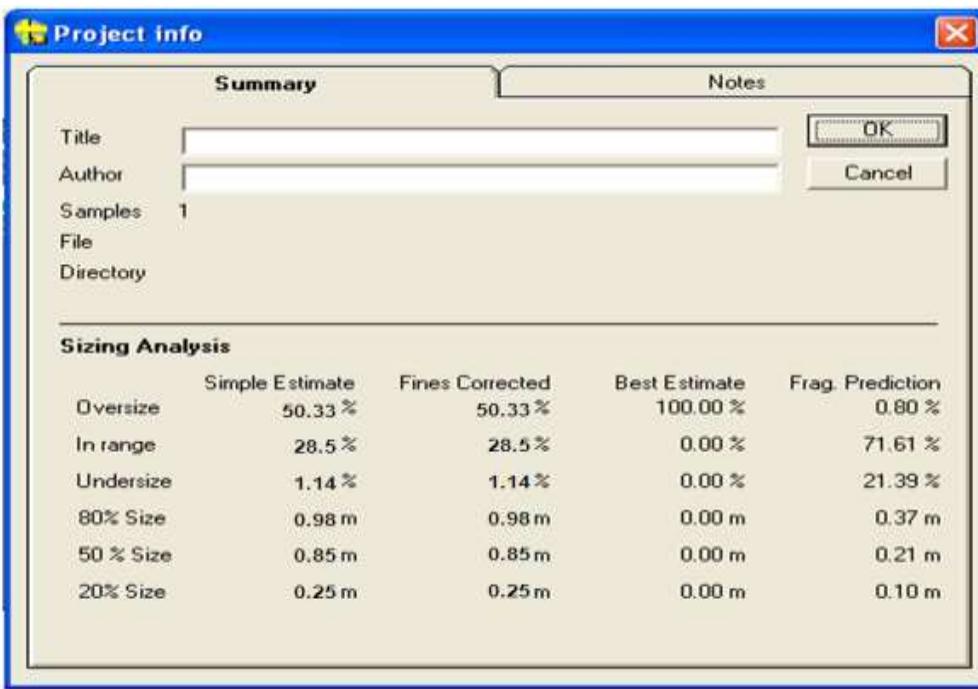


نتیجه راندمان انفجار شماره چهار معدن B

ادامه‌ی پیوست ۳

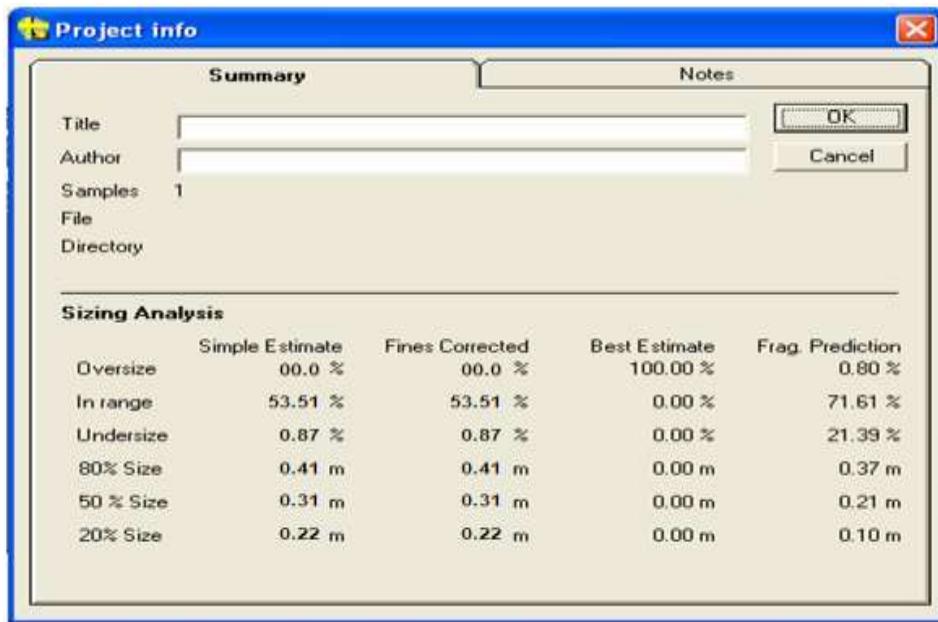


نتیجه راندمان انفجار شماره پنج معدن B

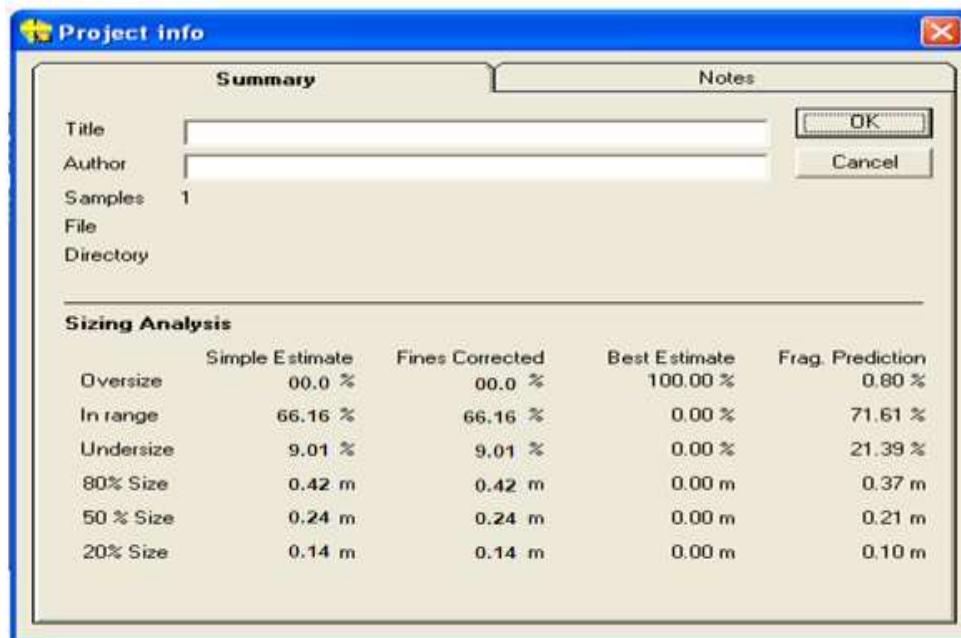


نتیجه راندمان انفجار شماره شش معدن B

ادامه‌ی پیوست ۳

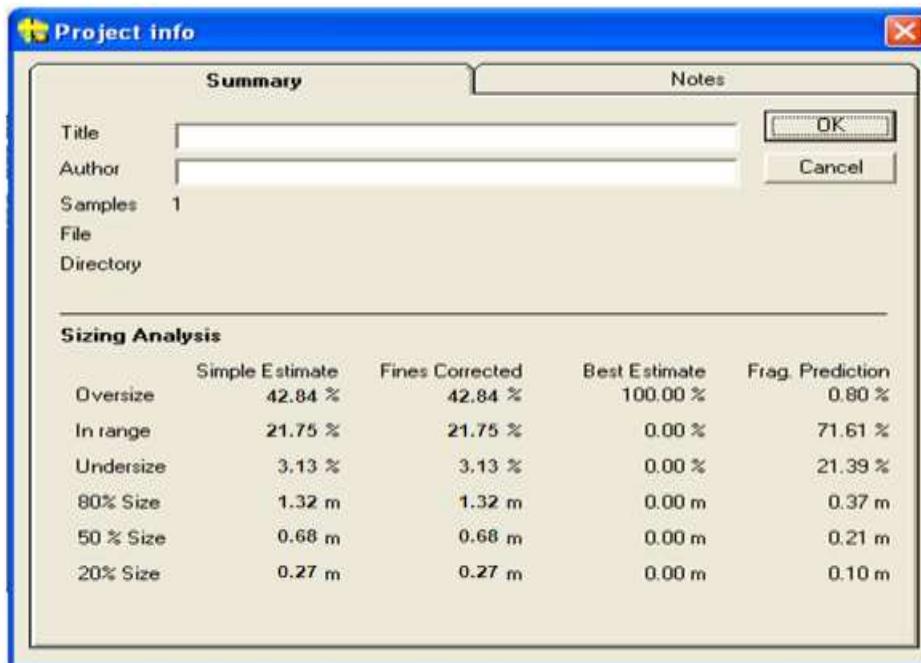


نتیجه راندمان انفجار شماره هفت معدن B

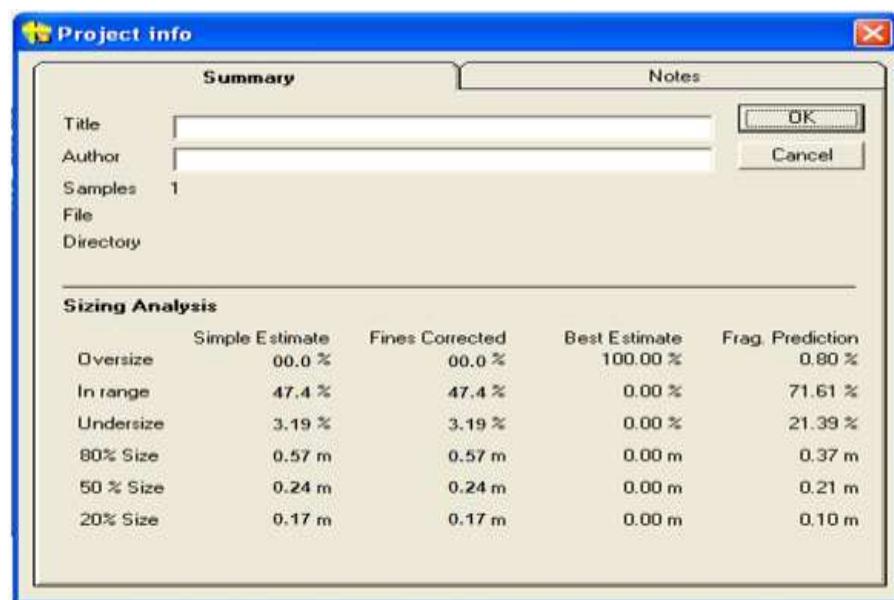


نتیجه راندمان انفجار شماره هشت معدن B

ادامهی پیوست ۳



نتیجه راندمان انفجار شماره نه معدن B



نتیجه راندمان انفجار شماره ده معدن B

پیوست شماره ۴

Project info

Summary		Notes	
Title	<input type="text"/>		<input type="button" value="OK"/>
Author	<input type="text"/>		<input type="button" value="Cancel"/>
Samples	1		
File			
Directory			
Sizing Analysis			
Oversize	Simple Estimate 27.7 %	Fines Corrected 27.7 %	Best Estimate 100.00 %
In range	59.3 %	59.3 %	0.00 %
Undersize	7.8 %	7.8 %	0.00 %
80% Size	0.45 m	0.45 m	0.00 m
50 % Size	0.26 m	0.26 m	0.00 m
20% Size	0.17 m	0.17 m	0.00 m

نتیجه راندمان انفجار شماره یک معدن CN

Project info

Summary		Notes	
Title	<input type="text"/>		<input type="button" value="OK"/>
Author	<input type="text"/>		<input type="button" value="Cancel"/>
Samples	1		
File			
Directory			
Sizing Analysis			
Oversize	Simple Estimate 00.0 %	Fines Corrected 00.0 %	Best Estimate 100.00 %
In range	58.2 %	58.2 %	0.00 %
Undersize	1.12 %	1.12 %	0.00 %
80% Size	0.48 m	0.48 m	0.00 m
50 % Size	0.24 m	0.24 m	0.00 m
20% Size	0.15 m	0.15 m	0.00 m

نتیجه راندمان انفجار شماره سه معدن CN

ادامهی پیوست ۴

Project info

Summary		Notes	
Title	<input type="text"/>	OK	
Author	<input type="text"/>	Cancel	
Samples	1		
File			
Directory			
Sizing Analysis			
Oversize	Simple Estimate 00.0 %	Fines Corrected 00.0 %	Best Estimate 100.00 %
In range	57.3 %	57.3 %	0.00 %
Undersize	3.7 %	3.7 %	0.00 %
80% Size	0.54 m	0.54 m	0.00 m
50 % Size	0.43 m	0.43 m	0.00 m
20% Size	0.22 m	0.22 m	0.00 m

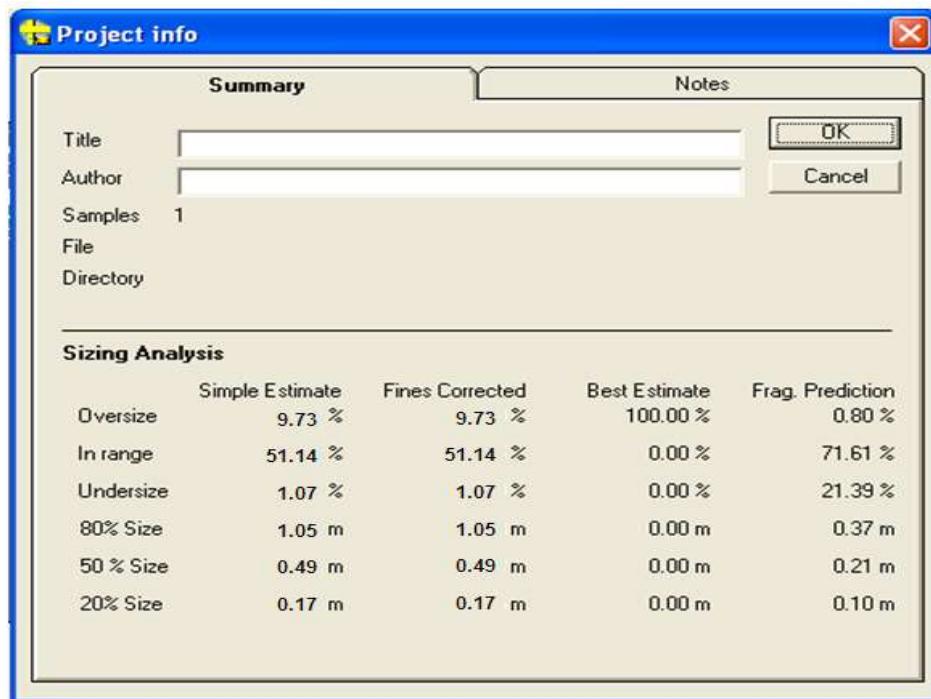
نتیجه راندمان انفجار شماره پنج معدن CN

Project info

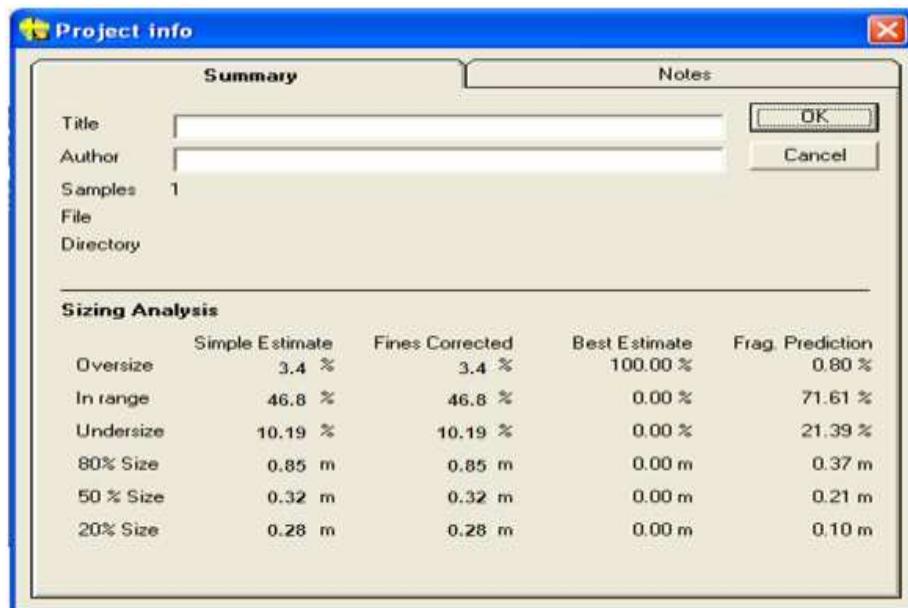
Summary		Notes	
Title	<input type="text"/>	OK	
Author	<input type="text"/>	Cancel	
Samples	1		
File			
Directory			
Sizing Analysis			
Oversize	Simple Estimate 8.9 %	Fines Corrected 8.9 %	Best Estimate 100.00 %
In range	46.13 %	46.13 %	0.00 %
Undersize	12.4 %	12.4 %	0.00 %
80% Size	0.97 m	0.97 m	0.00 m
50 % Size	0.54 m	0.54 m	0.00 m
20% Size	0.38 m	0.38 m	0.00 m

نتیجه راندمان انفجار شماره شش معدن CN

ادامه‌ی پیوست ۴



نتیجه راندمان انفجار شماره هفت معدن CN



نتیجه راندمان انفجار شماره هشت معدن CN

ادامه‌ی پیوست ۴

Project Info

Summary		Notes	
Title		OK	
Author		Cancel	
Samples	1		
File			
Directory			
Sizing Analysis			
Oversize	Simple Estimate 00.0 %	Fines Corrected 00.0 %	Best Estimate 100.00 %
In range	59.14 %	59.14 %	0.00 %
Undersize	3.12 %	3.12 %	0.00 %
80% Size	0.75 m	0.75 m	0.00 m
50 % Size	0.28 m	0.28 m	0.00 m
20% Size	0.20 m	0.20 m	0.00 m

نتیجه راندمان انفجار شماره نه معدن CN

Project info

Summary		Notes	
Title		OK	
Author		Cancel	
Samples	1		
File			
Directory			
Sizing Analysis			
Oversize	Simple Estimate 8.03 %	Fines Corrected 8.03 %	Best Estimate 100.00 %
In range	59.01 %	59.01 %	0.00 %
Undersize	6.15 %	6.15 %	0.00 %
80% Size	0.64 m	0.64 m	0.00 m
50 % Size	0.38 m	0.38 m	0.00 m
20% Size	0.27 m	0.27 m	0.00 m

نتیجه راندمان انفجار شماره ده معدن CN

Abstract

In mining operations blasting as one of the most important stages for numerous mining. Blasting process it is important to other mining processes for directly or indirectly connected with the is. Various parameters such as The characteristics of the rock mass , High explosive And blasting pattern all linked together and can affect the blasting results . blasting model suitable for the extraction of mineral drilling in decreasing volume, the amount of explosives, proper distribution crushing (crushing right) and finally Cost effective extraction in open pit mines. The result important in blasting is a suitable crushing . Given the number of parameters need to be identified in And then design an appropriate model for the blasting In addition to reducing costs and to secondary adverse effects of blasting, blasting suitable for optimum grinding and have the lowest cost. In this project, the blasting parameters set Sangan iron ore mine (mine B and C North) is studied.Different design of blasting model (to determine the burden and spacing), using the theory (of Ash and Olofsson), computer techniques, using practical application is Delpat and experimental methods. After studying design patterns and changes in the burden and spacing, according to the conditions of each mine suggested a suitable model. Finally, using image analysis (Pro Gold Size) and stiffness coefficient concept as a good model blasting suitable for crushing is provided in Sangan iron ore mine complex. North C in the mine is suggested burden between 3 to 4 meters and spacing between 4 and 4.5 meters . also B in the mine is suggested burden between 3 to 3.5 meters and spacing preferably 4 meters . Ratio spacing to burden is suggested in the North C mine average 1.32 and B mine average 1.27 .

Keywords

Sangan iron ore mine, blasting pattern, burden, spacing, stiffness coefficient, Delpat software, Gold Size Software



Shahrood University of Technology

Faculty of Kharazmi Campus

MSc Thesis In Mining Exploitation Engineering

Design of blasting model in open pit for appropriate crushing,case study : Sangan iron mine

By:Iman Eskandari nejad

Supervisors:

Porf. Reza kakaei

Dr. Farhang Sereshki

Advisor:

Davood Alipour kermani

September 2016