





دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده مهندسی معدن، ژئوفیزیک و نفت

گروه مهندسی استخراج معدن

طبقه‌بندی معدن سنگ آهن گل‌گهر بر اساس قابلیت انفجار و طراحی الگوی چالزنی و انفجار مناسب

دانشجو: سجاد بهادری فرد

اساتید راهنما:

دکتر محمد عطائی

دکتر فرهنگ سرشکی

استاد مشاور:

دکتر سید هادی حسینی

پایان نامه جهت اخذ درجه کارشناسی ارشد

بهمن ۱۳۹۰



مدیریت تحصیلات تکمیلی

فرم شماره (۶)

بسمه تعالی

شماره :

تاریخ :

فرم صورتجلسه دفاع پایان نامه تحصیلی دوره کارشناسی ارشد

با تأییدات خداوند متعال و با استعانت از حضرت ولی عصر (عج) جلسه دفاع از پایان نامه کارشناسی ارشد آقای سجاد بهادری فرد رشته معدن گرایش استخراج، تحت عنوان: طبقه‌بندی معدن سنگ آهن گل‌گهر بر اساس قابلیت انفجار و طراحی الگوی چالزنی و انفجار مناسب، که در تاریخ ۱۳۹۰/۱۱/۱۷ با حضور هیأت محترم داوران در دانشگاه صنعتی شاهرود برگزار گردید، به شرح زیر می‌باشد:

قبول (با درجه : بسیار خوب امتیاز : ۱۸/۷۵) ☒ دفاع مجدد ☐ مردود ☐

۲- بسیار خوب (۱۸ - ۱۸/۹۹)

۱- عالی (۱۹ - ۲۰)

۴- قابل قبول (۱۴ - ۱۵/۹۹)

۳- خوب (۱۶ - ۱۷/۹۹)

۵- نمره کمتر از ۱۴ غیر قابل قبول

عضو هیأت داوران	نام و نام خانوادگی	مرتبه علمی	امضاء
۱- استاد راهنما	دکتر محمد عطائی	استاد	
۲- استاد راهنما	دکتر فرهنگ سرشکی	دانشیار	
۳- استاد مشاور	دکتر سید هادی حسینی	استادیار	
۴- نماینده شورای تحصیلات تکمیلی	دکتر حسین میرزائی	استادیار	
۵- استاد ممتحن	دکتر حسن بخشنده	استادیار	
۶- استاد ممتحن	دکتر رضا خالو کاکائی	استاد	

رئیس دانشکده :

تقدیم به:

پدر بزرگوارم که در این موفقیت سهم بسزایی داشتند
مادر عزیزم به خاطر زحمات جبران ناشدنی اش

و برادران و خواهران عزیزم که پشتوانه های مطمئنم هستند.
و کوچولوی عزیز خانواده علی هنردوست.

تشکر و قدردانی

ادامی سپاس به اساتید راهنمای کرامت‌مندی جناب آقای دکتر محمد عطایی و جناب آقای دکتر فرهنگ سرکشی برای زحمات بی دریغ و صبورانه‌شان که همواره با کثرت روی پذیرای من بوده‌اند و همچنین استاد مشاورم جناب آقای دکتر سید مهدی حسینی که صبورانه در مدت انجام این تحقیق مشوق و راهنمایم بوده‌اند.

همچنین تشکری خاموش تقدیم به پرسنل محترم مجتمع سنگ آهن گل‌گهر، به ویژه واحد مدیریت معدن آقایان مهندس سعدلو و مهندس یوسفی و همکارانشان در واحد تحقیق و توسعه به خاطر زحماتی که کشیده‌اند. و خانواده‌ام که در تمامی مراحل زندگی یار و همراهم بوده‌اند.

تعهدنامه

اینجانب سجاد بهادری فرد دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی استخراج معدن دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه با عنوان طبقه بندی معدن سنگ آهن گل گهر بر اساس قابلیت انفجار و طراحی الگوی چالزنی و انفجار مناسب تحت راهنمایی دکتر محمد عطایی و دکتر فرهنگ سرشکی متعهد می شوم:

- تحقیقات در این پایان نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است.
- در استفاده از نتایج 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 می باشد و مقالات مستخرج با نام « دانشگاه صنعتی شاهرود » و یا « *Shahrood University of Technology* » به چاپ خواهد رسید.
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج اصلی پایان نامه تأثیرگذار بوده اند در مقالات مستخرج از پایان نامه رعایت می گردد.
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه ، در مواردی که از موجود زنده (یا بافت های آنها) استفاده شده است ضوابط و اصول اخلاقی رعایت شده است.
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه، در مواردی که به حوزه اطلاعات شخصی افراد دسترسی یافته یا استفاده شده است اصل رازداری، ضوابط و اصول اخلاق انسانی رعایت شده است.

تاریخ

امضای دانشجو

مالکیت نتایج و حق نشر

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

چکیده

یکی از مهمترین فعالیتهای مرتبط با استخراج مواد معدنی، عملیات حفاری و انفجار است. در این راستا خردایش مناسب سنگ و کاهش عوارض جانبی پس از انفجار از اهمیت بالایی برخوردار است. عدم طراحی دقیق و حتی اجرای نامناسب الگوی حفاری و انفجار، موجب عدم دسترسی به اهداف مورد نظر می‌گردد. در طراحی یک الگوی انفجار مطلوب، هر دو گروه عوامل قابل کنترل و غیرقابل کنترل (خصوصیات توده‌سنگ) باید همزمان مورد توجه قرار گیرند. شرایط زمین‌شناسی منطقه، کیفیت توده‌سنگ (مقاومت، شرایط درزه‌داری و ...)، هندسه الگو، نوع تجهیزات بارگیری و حمل، نوع سیستم انتقال انفجار و ... از جمله مواردی هستند که باید مورد توجه طراح باشد. اغلب، طراحی الگوها بر اساس روش‌های تجربی صورت می‌گیرد. در این روش‌ها معمولاً سعی بر آن بوده با ساده‌سازی، فقط تعداد محدودی از پارامترهای مؤثر در نظر گرفته شود که این امر باعث کاهش کارایی این روش‌ها شده است. اما روش‌های دیگری نیز وجود دارند که مبتنی بر مشخصات توده‌سنگ می‌باشد. اساس طراحی در این روش‌ها توجه به خصوصیات ماده‌سنگ و توده‌سنگ به ویژه خصوصیات مربوط به شرایط درزه‌داری می‌باشد.

در این تحقیق ابتدا منابع علمی موجود در زمینه انفجار مورد مطالعه جامع قرار گرفته و پارامترهای مؤثر در طراحی الگوهای آتشکاری و به طور عمده روش‌های طراحی مبتنی بر مشخصات توده‌سنگ مرور گردیده است. در ادامه پس از بررسی نتایج انفجارهای متعدد در معدن سنگ آهن گل‌گهر، مشکلات و نواقص موجود شناسایی و پس از بررسی دلایل احتمالی بروز آنها، پیشنهاداتی جهت بهبود وضع موجود ارائه شده است.

در ادامه به عنوان مطالعه موردی برای انجام مطالعات صحرایی و جمع‌آوری اطلاعات، در بیش از شصت نقطه معدن سنگ آهن گل‌گهر مشخصات مهندسی توده‌سنگ مورد نیاز در تعیین شاخص قابلیت انفجار (BI) و شاخص خردایش سنگ (RFI) مورد مطالعه و برداشت صحرایی قرار گرفت. از

هر یک از نقاط فوق نمونه‌هایی از ماده‌سنگ جمع آوری و به آزمایشگاه منتقل گردید. و بر روی نمونه‌ها آزمایش‌های مقاومت فشاری، چگالی و سختی انجام گرفت. سپس خواص مکانیکی ماده‌سنگ، مشخصات ژئومکانیکی توده‌سنگ، شاخص قابلیت انفجار و شاخص خردایش سنگ برای توده‌سنگ‌های موجود در نقاط شصت‌گانه تعیین شد. سپس با استفاده از شاخص‌های مذکور، مشخصات ژئومتری انفجار طراحی شده و خرج ویژه‌ی انفجارها تعیین گردید. در پایان نتایج طراحی توسط روش‌های مبتنی بر مشخصات ژئومکانیکی توده‌سنگ و الگوهای اجرا شده توسط معدن با یکدیگر مقایسه شدند و مشخص گردید در نقاطی که مشخصات الگوهای اجرایی نزدیک به الگوهای طراحی شده با شاخص خردایش سنگ (RFI) بوده‌اند نتایج بهتری نسبت به سایر انفجارها داشته‌اند.

کلمات کلیدی: ارزیابی انفجار، قابلیت انفجار، شاخص قابلیت انفجار، شاخص خردایش سنگ

مقالات مستخرج از پایان نامه

- ۱- بهادری فرد، س.، عطایی، م.، سرشکی، ف.، "طبقه‌بندی روش‌های ارائه شده قابلیت انفجار توده سنگ با استفاده از سیستم‌های مهندسی سنگ"، هفتمین کنفرانس زمین‌شناسی مهندسی. محیط زیست ایران، دانشگاه صنعتی شاهرود، شهریور ۱۳۹۰.
- ۲- بهادری فرد، س.، عطایی، م.، سرشکی، ف.، "ارزیابی و مقایسه روش‌های ارائه شده برای ارزیابی قابلیت انفجار توده سنگ"، هشتمین کنفرانس دانشجویی مهندسی معدن ایران، دانشگاه تهران، آذر ۱۳۹۰.

فصل اول: مقدمه و کلیات

۱-۱- مقدمه	۲
۱-۲- معرفی منطقه مورد مطالعه (معدن سنگ آهن گل گهر)	۳
۱-۳- تعریف مساله	۶
۱-۴- ضرورت انجام تحقیق	۷
۱-۵- اهداف	۷
۱-۶- روش انجام تحقیق	۸
۱-۷- ساختار پایان نامه	۸

فصل دوم: عوامل و پارامترهای مؤثر در طراحی الگوی حفاری و آتشفشکاری معادن روباز

۲-۱- مقدمه	۱۱
۲-۲- اصول طراحی الگوی انفجار	۱۱
۲-۳- عوامل مؤثر و پارامترهای طراحی انفجار در معادن روباز	۱۴
۲-۳-۱- اثر پارامترهای قابل کنترل بر انفجار (متغیر)	۱۴
۲-۳-۱-۱- قطر چال	۱۵
۲-۳-۱-۲- ارتفاع پله	۱۶
۲-۳-۱-۳- ضخامت بارسنگ	۱۷
۲-۳-۱-۴- فاصله چال‌ها در یک ردیف	۱۹
۲-۳-۱-۵- آرایش حفاری چال‌ها	۲۰
۲-۳-۱-۶- اضافه حفاری	۲۰
۲-۳-۱-۷- گل گذاری	۲۱
۲-۳-۱-۸- خرج ویژه	۲۳
۲-۳-۱-۹- نوع سیستم انتقال انفجار	۲۳
۲-۳-۱-۱۰- اهمیت تأخیر و نحوه بستن مدار	۲۴
۲-۳-۱-۱۱- دقت در اجرای الگوی انفجار	۲۵
۲-۳-۲- اثر پارامترهای ژئومکانیکی بر انفجار (غیر قابل کنترل)	۲۷
۲-۳-۲-۱- پارامترهای مقاومتی سنگ	۲۹
۲-۳-۲-۲- چگالی سنگ	۳۲

۳۳	 تخلص ۳-۲-۳-۲
۳۵	 اثر آب ۴-۲-۳-۲
۳۶	 خواص الاستیک ۵-۲-۳-۲
۳۷	 تأثیرات ناپیوستگی‌ها ۶-۲-۳-۲
۳۸	 درزه‌ها ۱-۶-۲-۳-۲
۴۴	 لایه‌بندی ۲-۶-۲-۳-۲
۴۵	 غسل ۳-۶-۲-۳-۲
۴۵	 چین خوردگی ۴-۶-۲-۳-۲
۴۶	 هوازدگی ۷-۲-۳-۲
۴۶	 نتیجه‌گیری ۴-۲

فصل سوم: انواع روش‌های تعیین قابلیت انفجار (مروری بر کارهای گذشته)

۴۹	 مقدمه ۱-۳
۵۱	 انواع روش‌های تعیین قابلیت انفجار ۲-۳
۵۲	 فرانکل ۱-۲-۳
۵۳	 هینو ۲-۲-۳
۵۴	 هانسن ۳-۲-۳
۵۵	 ساسا و لات ۴-۲-۳
۵۵	 هینن و دیما ۵-۲-۳
۵۶	 اشبی ۶-۲-۳
۵۷	 لانگفرس ۷-۲-۳
۵۸	 پریت ۸-۲-۳
۵۸	 بورخس ۹-۲-۳
۶۰	 راکیشف ۱۰-۲-۳
۶۱	 لایتون ۱۱-۲-۳
۶۳	 جمینو لوپز ۱۲-۲-۳
۶۴	 لیلی ۱۳-۲-۳
۶۶	 گوس ۱۴-۲-۳
۶۷	 گوپتا و همکاران ۱۵-۲-۳
۶۸	 مرکز تحقیقات کانی جولیوس کرشنت ۱۶-۲-۳

۷۰	۳-۲-۱۷ - لاتهام و لو.....
۷۲	۳-۲-۱۸ - جيانگ هان و همکاران.....
۷۳	۳-۲-۱۹ - موميوند.....
۷۵	۳-۲-۲۰ - عظيمی و اصانلو.....
۷۶	۳-۳ - پارامترهای مهم در تعيين قابليت انفجار.....
۷۷	۳-۴ - نقد و بررسی مطالعات انجام شده.....

فصل چهارم: معرفی معدن سنگ آهن گل گهر

۸۱	۴-۱ - مقدمه.....
۸۱	۴-۲ - اطلاعات عمومی معدن.....
۸۱	۴-۲-۱ - موقعیت جغرافیایی و راه‌های ارتباطی.....
۸۳	۴-۲-۲ - شرایط آب و هوایی منطقه.....
۸۳	۴-۲-۳ - مورفولوژی منطقه.....
۸۳	۴-۳ - تاریخچه مطالعات و سابقه فعالیت معدن.....
۸۵	۴-۴ - وضعیت زمین شناسی منطقه.....
۸۵	۴-۴-۱ - جایگاه ناحیه معدنی گل گهر در زمین ساخت ایران.....
۸۵	۴-۴-۲ - چینه‌شناسی ناحیه معدنی گل گهر.....
۸۶	۴-۴-۳ - ساختار زمین‌شناسی و تکتونیک منطقه.....
۸۷	۴-۴-۴ - کانی‌شناسی.....
۹۱	۴-۵ - مشخصات فنی معدن شماره ۱ گل گهر.....
۹۱	۴-۵-۱ - شکل و طبیعت ماده معدنی.....
۹۲	۴-۵-۲ - مشخصات کمی و کیفی ذخیره شماره ۱.....
۹۲	۴-۵-۳ - مشخصات هندسی پیت طراحی شده نهایی معدن.....
۹۳	۴-۵-۴ - حفاری، آتشفباری، بارگیری و باربری.....
۹۴	۴-۵-۵ - تولید معدن.....

فصل پنجم: ارزیابی نتایج انفجارهای انجام شده در معدن سنگ آهن گل گهر

۹۸	۵-۱ - مقدمه.....
۹۹	۵-۲ - ارزیابی نتایج پس از انفجار.....
۹۹	۵-۲-۱ - شکل هندسی، ارتفاع و میزان جابجایی.....
۱۰۰	۵-۲-۲ - کیفیت خردایش.....

۱۰۲	۳-۲-۵- اثرات زیست محیطی پس از انفجار
۱۰۲	۳-۵- ارزیابی و بررسی انفجارهای ثبت شده در معدن گل گهر
۱۰۵	۳-۱-۵- مشکلات مشاهده شده در معدن
۱۰۵	۳-۱-۱- تولید قطعات درشت در بعضی از انفجارها
۱۰۸	۳-۱-۲- عقب‌زدگی
۱۱۰	۳-۱-۳- بالازدگی سطح پله پس از انفجار
۱۱۰	۳-۲-۵- دلایل احتمالی نتایج مشاهده شده
۱۱۱	۳-۲-۱- عدم تناسب نوع فتیله‌های انفجاری با قطر چال
۱۱۲	۳-۲-۲- ناکافی بودن زمان‌های تأخیر اعمال شده
۱۱۴	۳-۲-۳- دقت پایین در اجرای الگوی حفاری چال‌های پاشنه
۱۱۴	۳-۲-۴- عدم بارسنگ یکنواخت ردیف اول
۱۱۵	۳-۲-۵- زیاد بودن خرج ویژه
۱۱۶	۳-۴- ارزیابی کمی انفجارهای انجام شده
۱۱۶	۳-۴-۱- شکل هندسی، ارتفاع و میزان جابجایی کپه
۱۲۰	۳-۴-۲- کیفیت خردایش
۱۲۷	۳-۴-۳- وضعیت عقب‌زدگی
۱۳۰	۳-۴-۴- پرتاب سنگ
۱۳۲	۳-۵- نتیجه‌گیری

فصل ششم: زون‌بندی معدن سنگ آهن گل گهر بر اساس قابلیت انفجار

۱۳۵	۶-۱- مقدمه
۱۳۷	۶-۲- مطالعات آزمایشگاهی و صحرایی
۱۳۹	۶-۲-۱- مقاومت فشاری تک محوری
۱۴۶	۶-۲-۲- چگالی و سختی موهس
۱۴۸	۶-۲-۳- مطالعات صحرایی
۱۴۹	۶-۳- شاخص قابلیت انفجار
۱۵۳	۶-۳-۱- ساختار کلی توده‌سنگ
۱۵۳	۶-۳-۲- فاصله‌داری درزه‌ها
۱۵۴	۶-۳-۳- جهت‌داری درزه‌ها
۱۵۵	۶-۳-۴- چگالی

۱۵۵	 ۴-۴-۵ - سختی
۱۵۶	 ۶-۳-۶ - امتیاز شاخص قابلیت انفجار (BI)
۱۵۷	 ۴-۶ - شاخص خردایش سنگ
۱۶۱	 ۱-۴-۶ - شرح توده سنگ
۱۶۱	 ۲-۴-۶ - شرایط دهانه درزه ها
۱۶۲	 ۳-۴-۶ - مقاومت فشاری
۱۶۲	 ۴-۴-۶ - امتیاز شاخص قابلیت خردایش سنگ (RFI)
۱۶۴	 ۵-۶ - برآورد بار سنگ و خرج ویژه زون بندی نهایی معدن
۱۷۰	 ۶-۶ - نتیجه گیری (نقد و بررسی خرج ویژه و بار سنگ محاسبه شده توسط روش های مبتنی بر توده سنگ)

فصل هفتم: نتیجه گیری و پیشنهادها

۱۸۰	 ۱-۷ - کلیات
۱۸۱	 ۲-۷ - نتایج بررسی انفجارهای انجام شده
۱۸۲	 ۳-۷ - پیشنهاداتی در زمینه طراحی و اجرای الگوهای انفجاری
۱۸۴	 ۴-۷ - نتایج مربوط به روش های طراحی مبتنی بر توده سنگ و زون بندی نهایی معدن
۱۸۵	 ۵-۷ - پیشنهاداتی در زمینه استفاده از نتایج طراحی مبتنی بر توده سنگ
۱۸۶	 منابع و مراجع

فهرست شکل‌ها

- شکل ۱-۱: نمایی از مجتمع سنگ آهن گل‌گهر سیرجان..... ۵
- شکل ۲-۱: فلوجارت سازماندهی پایان‌نامه..... ۹
- شکل ۱-۲: اصول منطقی، پارامترهای قابل کنترل و غیر قابل کنترل در طراحی الگوی انفجار..... ۱۳
- شکل ۲-۲: چرخه بهینه‌سازی در طراحی الگوی انفجار..... ۱۳
- شکل ۳-۲: شکل سه بعدی اجزای یک بلوک انفجاری..... ۱۵
- شکل ۴-۲: تغییر مقدار Be با تغییر آرایش تأخیری انفجار..... ۱۸
- شکل ۵-۲: ایجاد فاصله هوایی داخل چال به منظور بهبود نتایج انفجار..... ۲۲
- شکل ۶-۲: حرکت سنگ خرد شده ردیف جلو به اندازه یک سوم بار سنگ..... ۲۵
- شکل ۷-۲: روش سنتی و جدید در تعیین میزان بار سنگ واقعی چال‌های ردیف اول..... ۲۶
- شکل ۸-۲: تصویر تهیه شده از سطح توده سنگ و شناسایی درزه‌ها توسط نرم افزار..... ۳۸
- شکل ۹-۲: تأثیر توام امتداد و شیب درزه‌ها در طراحی آتشکاری و نتایج حاصل از آن‌ها..... ۴۴
- شکل ۱-۳: نمودار همبستگی هاینن و دیماک برای ارتباط خردایش با خرج ویژه و سرعت..... ۵۶
- شکل ۲-۳: نمودار تجربی ارتباط بین خرج ویژه، فراوانی شکستگی‌ها و مقاومت برشی درزه‌ها..... ۵۷
- شکل ۳-۳: فاکتور قابلیت انفجار بورخس..... ۶۰
- شکل ۴-۳: رابطه لایتون بین RQI و خرج ویژه..... ۶۲
- شکل ۵-۳: رابطه بین شاخص حفاری Ip و خرج ویژه..... ۶۴
- شکل ۶-۳: مقداردهی پیوسته پیشنهادی برای اندازه بلوک درجا..... ۷۲
- شکل ۱-۴: موقعیت جغرافیایی معدن سنگ آهن گل‌گهر..... ۸۲
- شکل ۲-۴: موقعیت نسبی آنومالی‌های گل‌گهر..... ۸۴
- شکل ۳-۴: نقشه زمین‌شناسی پله‌های مورد مطالعه..... ۹۰
- شکل ۴-۴: وضعیت ذخیره شماره ۱..... ۹۱
- شکل ۵-۴: مقطع عرضی از وضعیت زمین‌شناسی توده شماره ۱..... ۹۲
- شکل ۶-۴: محدوده نهایی معدن شماره ۱ گل‌گهر..... ۹۳
- شکل ۷-۴: میزان سنگ آهن استخراجی و باقیمانده..... ۹۵
- شکل ۸-۴: تصویر سه بعدی معدن شماره ۱ در انتهای سال ۱۳۸۹..... ۹۵
- شکل ۹-۴: نمای شرقی و غربی معدن تا پایان شهریور ۱۳۹۰..... ۹۶
- شکل ۱-۵: شناسایی حجم و تورم دپو با لیزر اسکنرهای ۳ بعدی، پس از انفجار..... ۱۰۰
- شکل ۲-۵: موقعیت انفجارهای ثبت شده..... ۱۰۴

- شکل ۳-۵: قطعات درشت تولید شده در برخی از انفجارهای انجام شده..... ۱۰۵
- شکل ۴-۵: قسمتی از چال کاملاً سالم در قطعات درشت تولید شده (انفجار)..... ۱۰۶
- شکل ۵-۵: مسدود شدن چال به دلیل ریزش دیواره آن..... ۱۰۶
- شکل ۶-۵: زون خرد شده در امتداد چال و امکان تولید قطعات درشت در قسمت بالایی آن..... ۱۰۷
- شکل ۷-۵: اثر نیم چالی در قطعات درشت تولید شده به دلیل فرار گاز از درزه هم راستا با امتداد چال..... ۱۰۷
- شکل ۸-۵: خردشدگی نامنظم در دیواره پله بعد از انفجار..... ۱۰۹
- شکل ۹-۵: ایجاد ترک‌های کششی در پشت انفجارهای انجام شده..... ۱۰۹
- شکل ۱۰-۵: بالاآمدگی سطح پله پس از انفجار ۱۷-۱۳..... ۱۱۰
- شکل ۱۱-۵: درصد اتلاف انرژی آنفو در اثر عبور فتیله‌های انفجاری مختلف از داخل چال..... ۱۱۲
- شکل ۱۲-۵: الگوی غیر منظم در حفر چال‌های پاشنه (انفجار ۹۱-۱۲)..... ۱۱۴
- شکل ۱۳-۵: فراوانی نمای خرج ویژه طراحی شده در معدن (درصد)..... ۱۱۵
- شکل ۱۴-۵: فراوانی نمای ارتفاع کپه‌ها پس از انفجار (درصد)..... ۱۱۹
- شکل ۱۵-۵: فراوانی نمای جابجایی کپه‌ها پس از انفجار (درصد)..... ۱۱۹
- شکل ۱۶-۵: نمودار درصد فراوانی رده‌بندی شکل کپه پس از انفجار..... ۱۲۰
- شکل ۱۷-۵: فلوجارت روش آنالیز تصویری با استفاده از نرم افزار Gold Size 2..... ۱۲۱
- شکل ۱۸-۵: قرار دادن توپ به عنوان مقیاس بر روی قطعات خرد شده در زمان عکس‌برداری..... ۱۲۲
- شکل ۱۹-۵: مرزبایی ذرات در نرم افزار Gold Size 2..... ۱۲۳
- شکل ۲۰-۵: نمایش توزیع ابعادی تجمعی ذرات در نرم افزار Gold Size 2..... ۱۲۳
- شکل ۲۱-۵: فراوانی نمای اندازه ذرات D_{75} (درصد)..... ۱۲۴
- شکل ۲۲-۵: فراوانی نمای اندازه ذرات D_{50} (درصد)..... ۱۲۵
- شکل ۲۳-۵: فراوانی نمای اندازه ذرات D_{40} (درصد)..... ۱۲۵
- شکل ۲۴-۵: فراوانی نمای بازدهی خردشدگی (درصد)..... ۱۲۶
- شکل ۲۵-۵: فراوانی نمای کلاس‌های رده‌بندی بازدهی خردایش..... ۱۲۶
- شکل ۲۶-۵: وضعیت شکستگی‌های ناخواسته..... ۱۲۸
- شکل ۲۷-۵: فراوانی نمای عقب‌زدگی (درصد)..... ۱۲۹
- شکل ۲۸-۵: نمودار درصد فراوانی کلاس‌های رده‌بندی عقب‌زدگی..... ۱۳۰
- شکل ۲۹-۵: فراوانی نمای پرتاب سنگ (درصد)..... ۱۳۲
- شکل ۳۰-۵: نمودار درصد فراوانی کلاس‌های رده‌بندی پرتاب سنگ..... ۱۳۲
- شکل ۱-۶: مراحل انجام مطالعات صحرایی و آزمایشگاهی..... ۱۳۷

- شکل ۶-۲: موقعیت زون‌بندی اولیه معدن سنگ آهن گل‌گهر..... ۱۳۸
- شکل ۶-۳: موقعیت نقاط نمونه‌برداری از انفجارهای انجام شده ۱۴۰
- شکل ۶-۴: نمونه سنگی و مغزه‌های تهیه شده ۱۴۱
- شکل ۶-۵: دستگاه مورد استفاده در آزمایش مقاومت فشاری تک محوری..... ۱۴۲
- شکل ۶-۶: رابطه بین عدد واجهش چکش اشمیت و مقاومت فشاری تک محوری..... ۱۴۴
- شکل ۶-۷: موقعیت و مقادیر شاخص قابلیت انفجار زون‌های شصت و شش‌گانه..... ۱۵۲
- شکل ۶-۸: فراوانی نمای امتیازهای کسب شده توسط توده‌سنگ‌ها از دیدگاه روش BI..... ۱۵۳
- شکل ۶-۹: فراوانی نمای فاصله‌داری متوسط درزه‌ها در معدن سنگ آهن گل‌گهر..... ۱۵۴
- شکل ۶-۱۰: فراوانی نمای امتیاز جهت‌داری درزه‌ها در معدن سنگ آهن گل‌گهر..... ۱۵۴
- شکل ۶-۱۱: فراوانی نمای چگالی سنگ در معدن سنگ آهن گل‌گهر..... ۱۵۵
- شکل ۶-۱۲: فراوانی نمای سختی سنگ در معدن سنگ آهن گل‌گهر..... ۱۵۶
- شکل ۶-۱۳: فراوانی نمای شاخص قابلیت انفجار در معدن سنگ آهن گل‌گهر..... ۱۵۶
- شکل ۶-۱۴: نمودار درصد فراوانی کلاس‌بندی نهایی معدن از نظر BI..... ۱۵۷
- شکل ۶-۱۵: موقعیت و مقادیر شاخص خردایش سنگ زون‌های شصت و شش‌گانه..... ۱۶۰
- شکل ۶-۱۶: فراوانی نمای امتیازهای کسب شده توسط شرح توده‌سنگ‌ها از دیدگاه روش RFI..... ۱۶۱
- شکل ۶-۱۷: فراوانی نمای امتیاز شرایط دهانه درزه‌ها..... ۱۶۲
- شکل ۶-۱۸: فراوانی نمای مقاومت فشاری تک محوری در معدن سنگ آهن گل‌گهر..... ۱۶۲
- شکل ۶-۱۹: فراوانی نمای شاخص قابلیت خردایش سنگ در معدن سنگ آهن گل‌گهر..... ۱۶۳
- شکل ۶-۲۰: نمودار درصد فراوانی کلاس‌بندی نهایی معدن از نظر RFI..... ۱۶۳
- شکل ۶-۲۱: نقشه زون‌بندی نهایی معدن سنگ آهن گل‌گهر بر اساس قابلیت انفجار (BI)..... ۱۶۷
- شکل ۶-۲۲: زون‌بندی نهایی معدن سنگ آهن گل‌گهر بر اساس شاخص خردایش سنگ (RFI)..... ۱۶۸
- شکل ۶-۲۳: میزان خرج ویژه محاسبه شده توسط روش‌های مبتنی بر توده‌سنگ..... ۱۶۹
- شکل ۶-۲۴: میزان بارسنگ محاسبه شده توسط روش‌های مبتنی بر توده‌سنگ..... ۱۷۰
- شکل ۶-۲۵: مقایسه خرج ویژه اجرایی و طراحی شده با روش BI..... ۱۷۶
- شکل ۶-۲۶: مقایسه بارسنگ اجرایی و طراحی شده با روش BI..... ۱۷۶
- شکل ۶-۲۷: مقایسه خرج ویژه اجرایی و طراحی شده با روش RFI..... ۱۷۷
- شکل ۶-۲۸: مقایسه بارسنگ اجرایی و طراحی شده با روش RFI..... ۱۷۷
- شکل ۶-۲۹: زون‌بندی نهایی معدن سنگ آهن گل‌گهر بر اساس شاخص خردایش سنگ (RFI) و ارائه الگوی مناسب..... ۱۷۸

فهرست جدول‌ها

جدول ۱-۲: عواقب کم یا زیاد بودن بارسنگ	۱۹
جدول ۲-۲: درصد همپوشانی انرژی در الگوهای حفاری مختلف	۲۰
جدول ۱-۳: مهمترین مطالعات و تحقیقات انجام شده رده‌بندی توده‌سنگ	۴۹
جدول ۲-۳: انواع روش‌های تعیین قابلیت انفجار	۵۱
جدول ۳-۳: مقدار فاکتور هوازدگی با توجه به مقاومت درزه‌ها	۵۹
جدول ۴-۳: رابطه بین قابلیت آتشکاری و سرعت شکست بحرانی	۶۱
جدول ۶-۳: امتیاز پارامترهای روش لیلی	۶۵
جدول ۷-۳: نسبت تعیین شده برای پارامترهای شاخص قابلیت انفجار در معدن زغال	۶۷
جدول ۸-۳: رابطه بین قابلیت انفجار و خرج ویژه	۶۷
جدول ۹-۳: مطالعه موردی JKMRC برای قابلیت انفجار	۶۹
جدول ۱۰-۳: پارامترهای اصلی در سیستم ارزیابی قابلیت انفجار	۷۱
جدول ۱۱-۳: تقسیم‌بندی پارامترهای موثر نسبت به کلاس‌های قابلیت انفجار	۷۱
جدول ۱۲-۳: پارامترهای موثر در تعیین شاخص خردایش سنگ و امتیازهای آنان	۷۵
جدول ۱۳-۳: مهم‌ترین پارامترهای مطالعه شده در تعیین قابلیت انفجار	۷۷
جدول ۱-۴: مشخصات کمی و کیفی ذخیره شماره ۱	۹۲
جدول ۲-۴: ماشین آلات معدن	۹۴
جدول ۱-۵: مشخصات الگوهای انفجاری ثبت شده	۱۰۳
جدول ۲-۵: فتيله متناسب با قطر چال	۱۱۱
جدول ۳-۵: تعداد ردیف‌ها و تاخیرهای اعمال شده در انفجارهای ثبت شده	۱۱۳
جدول ۴-۵: رده‌بندی وضعیت کپه سنگ خرد شده	۱۱۷
جدول ۵-۵: پارامترهای برداشت شده شکل کپه انفجارهای ثبت شده	۱۱۸
جدول ۶-۵: رده‌بندی وضعیت خردشدگی	۱۲۶
جدول ۷-۵: اندازه مشخصه انفجارهای ثبت شده	۱۲۷
جدول ۸-۵: مقدار عقب‌زدگی انفجارهای ثبت شده	۱۲۸
جدول ۹-۵: رده‌بندی شرایط شکستگی‌های ناخواسته	۱۲۹
جدول ۱۰-۵: مقدار پرتاب سنگ انفجارهای انجام شده	۱۳۱
جدول ۱۱-۵: ملاحظات زیست محیطی عملیات انفجار بر اساس صدمات و تأثیرات زیست محیطی	۱۳۱

جدول ۵-۱۲: نتایج نامطلوب ارزیابی انفجارهای ثبت شده.....	۱۳۳
جدول ۶-۱: نتایج آزمایش مقاومت فشاری تک محوری.....	۱۴۲
جدول ۶-۲: مقادیر مربوط به عدد واجهش اشمیت در ۶۶ زون برداشت.....	۱۴۳
جدول ۶-۳: مقادیر عدد اشمیت و مقاومت فشاری ۶۶ زون برداشت شده.....	۱۴۵
جدول ۶-۴: نتایج مربوط به چگالی و سختی موهس ۶۶ زون.....	۱۴۷
جدول ۶-۵: نمونه فرم‌های برداشت تعیین قابلیت انفجار.....	۱۴۹
جدول ۶-۶: طبقه‌بندی قابلیت انفجار (BI).....	۱۴۹
جدول ۶-۷: امتیاز پارامترهای شاخص قابلیت انفجار.....	۱۵۰
جدول ۶-۸: طبقه‌بندی شاخص خردایش سنگ (RFI).....	۱۵۷
جدول ۶-۹: امتیاز پارامترهای شاخص خردایش سنگ.....	۱۵۸
جدول ۶-۱۰: میانگین چگالی زون‌های مختلف در روش BI و RFI.....	۱۶۶
جدول ۶-۱۱: میزان خرج ویژه محاسبه شده توسط روش‌های مبتنی بر توده سنگ.....	۱۶۹
جدول ۶-۱۲: میزان بار سنگ محاسبه شده توسط روش‌های مبتنی بر توده سنگ.....	۱۷۰
جدول ۶-۱۳: امتیاز پارامترهای شاخص قابلیت انفجار.....	۱۷۴
جدول ۶-۱۴: امتیاز پارامترهای شاخص خردایش سنگ.....	۱۷۵
جدول ۶-۱۵: مقدار بار سنگ و خرج ویژه پیشنهادی جهت زون‌بندی نهایی معدن.....	۱۷۷

فصل اول

مقدمه و کلیات

۱-۱- مقدمه

آتشکاری به عنوان یکی از مهمترین و اولین مراحل استخراج معادن روباز نقش اساسی در راندمان تولید، برنامه‌ریزی تولید بلند مدت و کوتاه مدت، هزینه‌های استخراج و نیز مسائل زیست‌محیطی دارد. آتشکاری مناسب در مجموع باعث بهبود شرایط استخراج و وضعیت فنی و اقتصادی معدن می‌گردد. عموماً عملیات آتشکاری در معادن به دو بخش کلی تقسیم می‌شود:

الف) طراحی الگوی آتشکاری

ب) پیاده سازی طرح و انجام عملیات آتشکاری

واضح است که انجام مناسب مرحله دوم به طور کامل وابسته به طراحی مناسب و با رعایت اصول مهندسی است. لذا طراحی الگوی آتشکاری اولین قدم در چرخه عملیات معدنکاری روباز به شمار می‌رود. همچنین میزان خردایش مطلوب ارتباط تنگاتنگی با آرایش مناسب چال‌های انفجاری در هر سیکل دارد. میزان خردایش تعیین‌کننده این موضوع می‌باشد که چال‌های با عمق مشخص با چه بارسنگی و چه فاصله ردیفی آرایش یابند و چه نوع ماده منفجره‌ای و به چه میزان در هر چال ریخته شود تا توده‌سنگ به حد مطلوب از خردایش دست یابد. ارتباط مذکور به صورت دو طرفه می‌باشد لذا طراحی صحیح و مبتنی بر مشخصات توده‌سنگ و مشخصات ماده منفجره پروژه را به سوی یک عملیات بهینه فنی و اقتصادی سوق می‌دهد.

دومین مرحله از عملیات استخراج که بلافاصله پس از مرحله آتشکاری صورت می‌گیرد مرحله بارگیری و حمل ماده معدنی و باطله است. این مرحله نیز به شدت به نتایج آتشکاری وابسته است. میزان خردایش حاصل، ضریب تورم توده‌سنگ، میزان یکنواختی و شکل دیو از جمله مهمترین عوامل ناشی از آتشکاری است که به طور چشمگیری راندمان و پارامترهای عملیاتی ترابری مثل ضریب پرشدگی جام لودر و شاول، سرعت بارگیری و استهلاک ماشین‌آلات را تحت تأثیر قرار می‌دهد. لذا هر گونه تغییر در طراحی الگوی انفجار کلیه پارامترهای فوق و در نهایت توان تولید معدن را تحت تأثیر قرار می‌دهد.

سنگ‌شکنی به عنوان آخرین مرحله از عملیات استخراج نیز به میزان قابل توجهی متأثر از نتایج آتشکاری می‌باشد. میزان خردایش سنگ‌های تولیدی معدن به عنوان ورودی خط سنگ‌شکنی و کارخانه فرآوری از اهمیت بسیار زیادی برخوردار است. از نظر فنی ابعاد سنگ تولید شده در معدن نباید از ۸۰٪ دهانه سنگ‌شکن بزرگ‌تر بوده و از خروجی سنگ شکن نیز کوچکتر نباشد (سرشکی و همکاران، ۱۳۸۷).

خروج از این بازه باعث افزایش هزینه‌های تولید و کاهش راندمان عملیات سنگ‌شکن می‌گردد. همچنین در معادنی که در فرآیند فرآوری آن‌ها از فلو تاسیون استفاده می‌شود، کنترل ذرات بسیار ریز حاصل از آتشکاری بسیار حیاتی است. لذا چنان که شرح داده شد طراحی الگوهای حفاری و آتشکاری به عنوان گام اول عملیات معدنکاری روباز اهمیت فوق العاده‌ای خواهد گرفت.

۱-۲- معرفی منطقه مورد مطالعه (معدن سنگ آهن گل‌گهر)

ناحیه معدنی سنگ آهن گل‌گهر در ۵۵ کیلومتری جنوب غرب سیرجان در محدوده طول‌های جغرافیایی ۵۵ درجه و ۱۵ دقیقه تا ۵۵ درجه و ۲۴ دقیقه شرقی و عرض‌های جغرافیایی ۲۹ درجه و ۳ دقیقه تا ۲۹ درجه و ۷ دقیقه شمالی واقع شده است.

راه ارتباطی این منطقه جاده آسفalte سیرجان- شیراز است که بعد از طی ۴۵ کیلومتر جاده آسفalte یک راه فرعی آسفalte درجه ۱ به سمت جنوب تا معدن امتداد می‌یابد. راه آهن دو بانده بافق بندر

عباس از ۸ کیلومتری شرق معدن عبور می‌کند که یک انشعاب به طول حدودی ۱۰ کیلومتر معدن را به شبکه راه آهن سراسری متصل می‌سازد.

ارتفاع متوسط توپوگرافی معدن از سطح دریا ۱۷۴۰ متر است، بلندترین نقطه ارتفاعی در منطقه مربوط به کوه چاه سفید با ارتفاع ۲۰۰۰ متر می‌باشد و کمترین ارتفاع در محدوده معدن بدون در نظر گرفتن پیت در سمت جنوب غرب آن با ارتفاع ۱۷۰۹ متر از سطح دریا است که در خروجی حوضه قرار دارد (کوشا معدن، ۱۳۸۳).

معدن سنگ آهن گل‌گهر بر اساس شواهد موجود در امر استخراج سابقه‌ای دیرینه دارد. ابن بلخی جغرافی نویسن دوره سامانیان در کتاب خود به نام فارسی‌نامه از ناحیه‌ای به نام صاهد (چاهک واقع در ۷۰ کیلومتری شمال غرب معدن گل‌گهر) یاد کرده است و نوشته است که "در آنجا آهن و پولاد خیزد، تیغ‌ها کنند و شمشیر، چاهی معروف است" و تصادفاً در اطراف آبادی چاهک فعلی آثار پراکنده معدنکاری قدیمی گسترش فراوانی دارد. مقدسی جغرافی نویسن قرن چهارم در کتاب جغرافیای خود از اسلحه ساخت چاهک در شمال نیریز که به عنوان محلی که پولاد نیکو دارد یاد کرده است. در ۲۵ کیلومتری شمال غرب معدن و در ۳۵ کیلومتری غرب روستای بشنه آثار قدیمی کوره‌ای ذوب آهن دیده می‌شود (مرکز اسناد).

در سال ۱۳۴۸ شرکت خصوصی ایران باریت، عملیات اکتشاف و پی جویی سنگ آهن را آغاز کرد. ۲۶ حلقه چاه مشتمل بر ۲۸۰۰ متر حفاری نمونه‌گیری و تعدادی ترانشه حفر شد. در هنگام مطالعات و اکتشاف مقدماتی، ذخیره بسیار زیاد، با عیار مناسب آهن در ناحیه آنومالی شماره ۱ گل‌گهر مشخص شد. در نتیجه ادامه عملیات اکتشاف در سال ۱۳۵۳ به شرکت ملی فولاد واگذار شد. شرکت ملی فولاد با مشاورت شرکت سوئدی گرانگز^۱، مراحل مختلف اکتشاف و عملیات مهندسی را پیگیری نمود.

^۱ Granges

در این رابطه توسط شرکت ایروسرویس^۱ در محدوده‌ای به وسعت ۴۵۰۰۰ کیلومتر مربع در فاصله بین آباده فارس تا جازموریان، برداشت‌های ژئوفیزیک هوایی (مغناطیس سنجی) انجام و آنومالی‌های متعددی که دارای پتانسیل‌های بالایی از سنگ آهن بودند مشخص گردید. بزرگترین این آنومالی‌ها در منطقه گل‌گهر واقع شده است.



شکل ۱-۱: نمایی از مجتمع سنگ آهن گل‌گهر سیرجان (Google map)

در پی مطالعات ژئوفیزیک هوایی با استفاده از تجربه و امکانات مؤسسه زمین‌شناسی یوگسلاوی^۲ در محدوده‌ای به وسعت ۷۴ کیلومتر مربع برداشت‌های ژئوفیزیک زمینی صورت گرفت که شامل مغناطیس‌سنجی و ثقل‌سنجی بوده است. متعاقب آن حفاری زمین‌شناسی در ۶ منطقه جداگانه شروع گردید و وجود سنگ آهن در این ۶ منطقه با عیارهای مناسب تأیید گردید.

مطابق برآورد ژئوفیزیکی جمعاً ۱۱۳۵ میلیون تن ذخیره سنگ آهن برآورد شد که از این شش توده، معادن ۱ و ۲ مورد اکتشاف تفصیلی قرار گرفت و ذخیره آنها به ترتیب ۲۳۰ میلیون تن و ۴۰

^۱ Aero service

^۲ Geo Institute of Yugoslavia

میلیون تن محاسبه شد. معادن دیگر خصوصاً معدن شماره ۳ که ذخیره احتمالی آن بیش از ۷۰۰ میلیون تن برآورد گردیده است، مورد مطالعه ژئوفیزیکی و اکتشاف مقدماتی قرار گرفته و در حال حاضر عملیات اکتشافی تفصیلی با انجام عملیات حفاری در حال انجام است (مرکز اسناد).

۱-۳- تعریف مساله

آتشکاری به عنوان یکی از مهم‌ترین مراحل عملیات استخراج نقش بسیار مهمی در اقتصاد تولید و بهینه‌سازی عملیات استخراج و فرآوری دارد. با توجه به نقش و تاثیر راندمان آتشکاری از نظر میزان خردشدگی سنگ حاصل از انفجار در هزینه‌های عملیات بعدی و سایر مشکلات ناشی از آن و همچنین ارتباط تنگاتنگ فرآیند انفجار و توده‌سنگ، بی‌شک سنجش کیفیت توده‌سنگ و یافتن ارتباط میان این دو موضوع، شرایط را برای پیش‌بینی بهتر رفتار سنگ تحت تنش‌های القایی انفجار فراهم می‌سازد.

در این تحقیق ابتدا منابع علمی موجود در زمینه انفجار مورد مطالعه جامع قرار می‌گیرد و پارامترهای موثر در طراحی الگوهای آتشکاری، روش‌ها و مدل‌های ریاضی موجود و به طور عمده روش‌های طراحی مبتنی بر مشخصات توده‌سنگ‌ها مورد مطالعه قرار می‌گیرد. در ادامه در نقاط مختلف معدن سنگ آهن گل‌گهر مشخصات مهندسی توده‌سنگ مورد نیاز در تعیین شاخص قابلیت آتشکاری^۱ (BI) و شاخص خردایش سنگ^۲ (RFI) مورد مطالعه و برداشت صحرایی قرار خواهد گرفت. از هر یک از نقاط فوق نمونه‌هایی از ماده‌سنگ جمع آوری شده و به آزمایشگاه منتقل خواهد شد. بر روی نمونه‌ها آزمایش‌های مقاومت فشاری، چگالی و سختی انجام می‌گیرد. پس از تعیین خواص مکانیکی ماده‌سنگ و مشخصات ژئومکانیکی توده‌سنگ، شاخص قابلیت انفجار (BI) و شاخص خردایش سنگ (RFI) برای توده‌سنگ‌های موجود در نقاط مورد مطالعه تعیین می‌گردد. سپس با استفاده از شاخص‌های مذکور

^۱ Blastability Index

^۲ Rock Fragmentation Index

محدوده استخراجی معدن طبقه‌بندی گردیده و کلاس توده‌سنگ‌ها در نقاط مختلف معدن مشخص خواهد شد. در پایان برای هر یک از زون‌های مشخص شده، الگوی آتشکاری مناسب به منظور بهبود شرایط فنی و کاهش پیامدهای انفجار (عقب‌زدگی، پرتاب سنگ، شکل دیو و ...) پیشنهاد خواهد شد.

۴-۱- ضرورت انجام تحقیق

با توجه به تأثیر متقابل خواص فیزیکی و مکانیکی توده‌سنگ بر نتایج انفجار و میزان خردایش، مطالعه و شناخت کامل و صحیح خصوصیات توده‌سنگ‌های پیچیده موجود در معدن سنگ آهن گل‌گهر بستر مناسب را برای بهینه‌سازی فرآیند استخراج بویژه عملیات آتشکاری فراهم می‌سازد. طراحی صحیح و دقیق الگوهای آتشکاری در معادن روباز در مجموع باعث تسهیل دستیابی به خردایش مطلوب، کاهش هزینه‌های تولید، کاهش عوارض زیست‌محیطی و افزایش راندمان و ایمنی عملیات می‌گردد. با توجه به مشکلات عملیاتی موجود در فرآیند آتشکاری معدن، طراحی الگوهای آتشکاری مبتنی بر خصوصیات توده‌سنگ‌های مختلف موجود در معدن باعث بهبود شرایط آتشکاری، ارتقای راندمان آتشکاری از نظر خردایش و یکپارچه‌سازی و ارائه یک فلوچارت کاری منظم در زمینه انفجار می‌گردد.

۵-۱- اهداف

- بررسی پارامترهای موثر در راندمان آتشکاری در معادن
- طبقه‌بندی توده‌سنگ‌های معدن سنگ‌آهن گل‌گهر از دیدگاه قابلیت آتشکاری
- زون‌بندی ناحیه استخراجی معدن از دیدگاه قابلیت آتشکاری توده‌سنگ‌های موجود
- پیشنهاد الگوی آتشکاری مناسب

۱-۶- روش انجام تحقیق

روش انجام تحقیق به شرح زیر است :

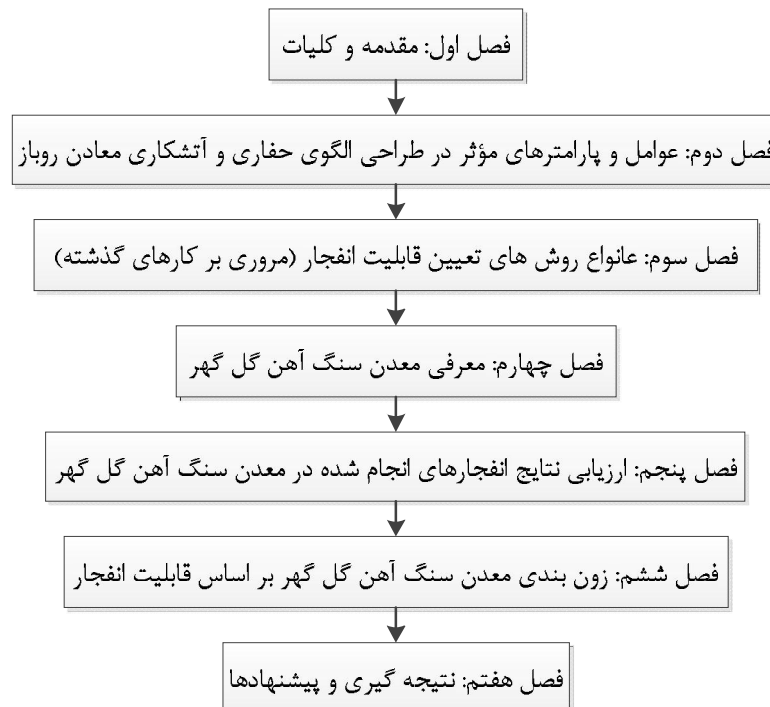
- مطالعات کتابخانه‌ای، منابع الکترونیکی و شناسایی مهمترین عوامل موثر در قابلیت آتشکاری توده‌سنگ‌ها
- مطالعات صحرایی و جمع آوری و برداشت اطلاعات در تمامی محوطه معدن برای تعیین مشخصات مهندسی توده‌سنگ
- جمع آوری نمونه‌های سنگی و انتقال به آزمایشگاه برای انجام آزمایش‌های لازم
- تعیین متدولوژی بررسی اطلاعات جمع آوری شده
- پهنه‌بندی محدوده معدن براساس اطلاعات پردازش شده
- ارائه پیشنهاد برای الگوی چالزنی و انفجار در پهنه‌های مختلف
- نتیجه‌گیری و ارائه گزارش نهایی

۱-۷- ساختار پایان نامه

پژوهش پیش رو مشتمل بر ۷ فصل است:

- فصل اول: اهمیت عملیات آتشباری و چگونگی تاثیرگذاری پارامترهای مختلف بر آن را بیان می‌کند. در ادامه وضعیت ناحیه معدنی گل‌گهر مورد بررسی قرار گرفته است. و در نهایت ضرورت انجام تحقیق، اهداف و روش انجام تحقیق بیان شده است.
- فصل دوم: شامل مرور اجمالی و بررسی پارامترهای موثر بر عملیات آتشباری می‌باشد و روابط کیفی و کمی بین پارامترها و نتایج آتشباری مورد بررسی قرار گرفته است.

- فصل سوم: شامل بررسی تحقیقات گذشته در زمینه تعیین قابلیت انفجار توده سنگ و نقد و طبقه‌بندی مطالعات انجام شده همراه با تعیین پارامترهای مهم در تعیین قابلیت انفجار می‌باشد.
 - فصل چهارم: در این فصل معرفی معدن شماره ۱ گل‌گهر آورده شده است.
 - فصل پنجم: در این فصل نتایج انفجارهای ثبت شده ارزیابی شده است.
 - فصل ششم: شامل برداشت‌های صحرایی و آزمایشگاهی و نتایج آنها که به طور تفصیلی ارائه شده است. همچنین شامل زون‌بندی نهایی معدن با توجه به شاخص‌های قابلیت انفجار (BI) لیلی و شاخص خردایش سنگ مومیوند (RFI) و ارائه پیشنهاد الگوی آتشکاری برای هر ناحیه از مناطق زون‌بندی شده می‌باشد.
 - فصل هفتم: نتیجه‌گیری و پیشنهاداتی برای مطالعات آینده ارائه شده است.
- فلوچارتی از نحوه سازماندهی پایان‌نامه در فصل‌های مختلف در شکل (۲-۱) نشان داده شده است.



شکل ۲-۱: فلوچارت سازماندهی پایان‌نامه

فصل دوم

عوامل و پارامترهای مؤثر در طراحی الگوی حفاری و آتشکاری معادن روباز

۲-۱- مقدمه

وظیفه مهندس انفجار، طراحی و اجرای صحیح الگوی حفاری و انفجار است. مهندسی انفجار، فرآیندی نسبتاً پیچیده است که برای دستیابی به اهداف از پیش تعیین شده، مستلزم در نظر گرفتن و ترکیب پارامترهایی نظیر مشخصات ماده منفجره، هندسه الگوی انفجار، خصوصیات توده سنگ، انتخاب سیستم انتقال انفجار مناسب، نحوه اعمال تأخیر، چگونگی بستن مدار و ... می باشد. بسیاری از این متغیرها تحت کنترل طراح بوده و به راحتی می تواند با تغییر آنها، تا حدودی اثر منفی پارامترهای غیر کنترل را روی نتایج انفجار کاهش دهد. در انفجارهای تولیدی معادن سطحی، هدف، دستیابی به حد مشخصی از خردایش است به نحوی که کلیه عوارض جانبی پس از انفجار (لرزش زمین، پرتاب سنگ، انفجار هوا و عقب زدگی) و هزینه های عملیاتی مرتبط با آن حداقل باشد (Olafsson, 1990; Jimeno, 1999; Hustrulid, 1995). بدین ترتیب یک مهندس انفجار قادر است با در نظر داشتن اصول اساسی طراحی در هر معدن با حداقل هزینه به سطحی مطلوب از اهداف از پیش تعیین شده دست یابد. اما باید این نکته را در نظر داشت که در یک معدن، همیشه افزایش خردایش با کاهش هزینه عملیات همراه نخواهد بود.

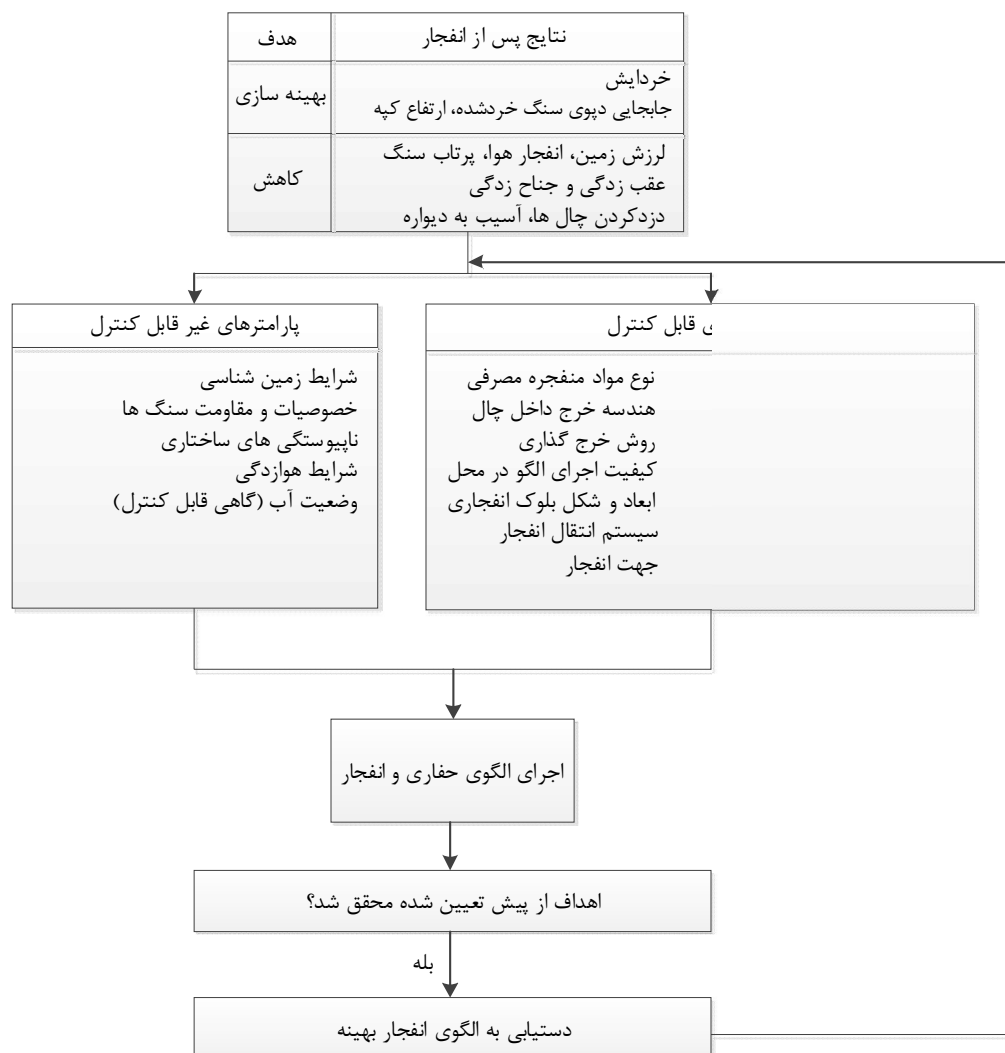
۲-۲- اصول طراحی الگوی انفجار

دستیابی به یک الگوی انفجار بهینه مستلزم ترکیب صحیح پارامترهای قابل کنترل و غیر قابل کنترل، رعایت اصول منطقی در طراحی (شکل ۲-۱) و ارزیابی نتایج به دست آمده از انفجارها است

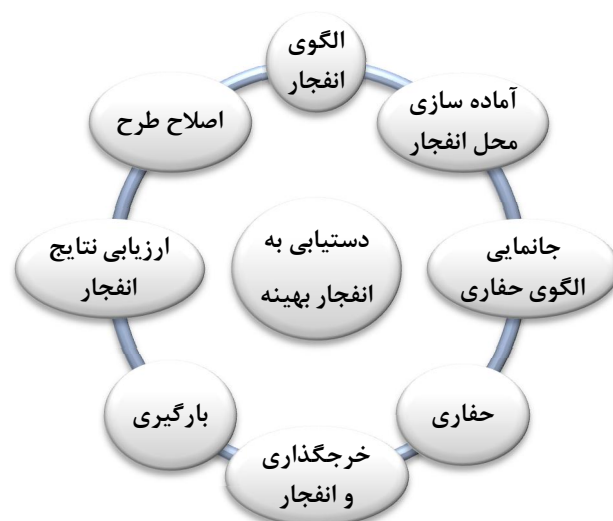
(Hustrulid, 1999). به عبارت دیگر، پس از طراحی و اجرای هر الگو، نتایج آن باید ارزیابی، نواقص مشخص و در طرح‌های آتی مورد توجه قرار گیرد (شکل ۲-۲). زیرا ارزیابی نتایج هر انفجار و یافتن دلایل ضعف و قوت، هنری است که مهندس انفجار باید در طراحی خود بکار گیرد. مجموعه این موارد اصول طراحی را تشکیل می‌دهد.

کلیه این پارامترها در امر طراحی از درجه اهمیت بالایی برخوردار بوده و چگونگی تأثیر آن‌ها روی یکدیگر و نتایج انفجار باید مورد بررسی قرار گیرد. اما در این میان یکی از فاکتورهای اساسی که نتایج انفجار را به شدت تحت تأثیر قرار داده و اغلب نادیده گرفته می‌شود، کیفیت اجرا در محل است. حال، آیا در صورت بی‌عیب و نقص بودن طرح انفجار، نتایج منفی پس از اجرا را می‌توان ناشی از اجرای ضعیف طرح دانست؟

تلاش در راستای بهینه‌سازی عملی الگوی انفجار در هر معدن یا پروژه، از نظر پارامترهای فنی-اقتصادی امری بسیار دشوار است. زیرا اجرای واقعی یک الگو در یک توده‌سنگ اغلب نتایج ثابتی را به همراه ندارد. البته این مسئله تا حدی به تغییرات شرایط زمین‌شناسی مربوط می‌شود. رایج‌ترین مشکلاتی که در زمینه انفجار ایجاد می‌شود به دلیل اختلاف‌های خیلی زیادی است که بین الگوی طراحی شده و الگوی اجرایی وجود دارد. بررسی‌ها نشان می‌دهد که تقریباً ۶۰ درصد مشکلات رایج انفجارها مربوط به این اختلاف‌ها است (Nilson & Kristiasen, 1996). بنابراین کیفیت اجرای طرح باید به عنوان یک پارامتر قابل کنترل در جریان اجرای طرح انفجار لحاظ گردد.



شکل ۱-۲: اصول منطقی، پارامترهای قابل کنترل و غیر قابل کنترل در طراحی الگوی انفجار (Hustrulid, 1999)



شکل ۲-۲: چرخه بهینه سازی در طراحی الگوی انفجار (Hustrulid, 1999)

۲-۳- عوامل مؤثر و پارامترهای طراحی انفجار در معادن روباز

برای طراحی یک الگوی مناسب با توجه به کلیه شرایط موجود در معدن عوامل متعددی جریان طراحی و پارامترهای آن را تحت تأثیر قرار می‌دهند. در طراحی آتشکاری عمدتاً دو دسته عوامل اصلی دخالت دارند (سرشکی و همکاران، ۱۳۸۷):

الف) پارامترهای غیر قابل کنترل (ثابت)

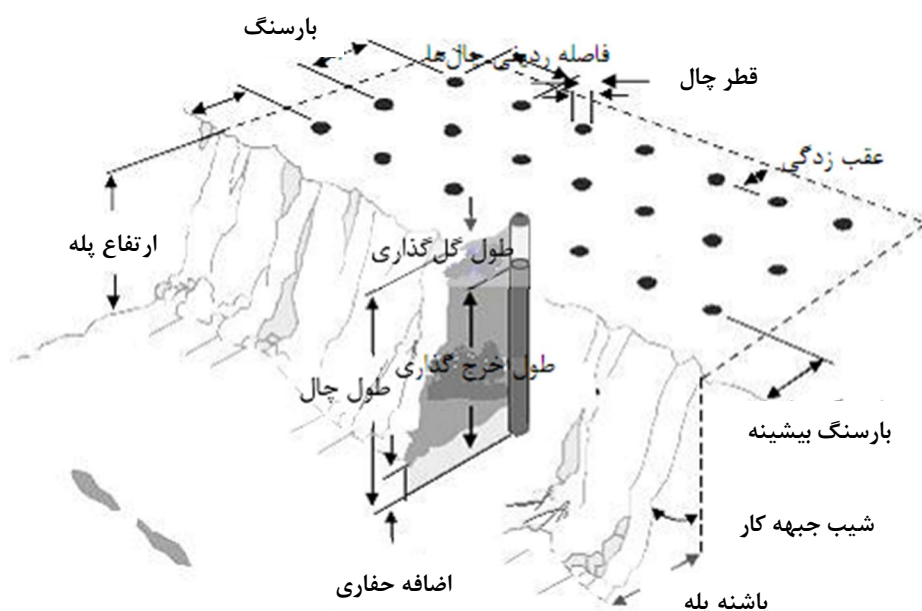
ب) پارامترهای قابل کنترل (متغیر)

منظور از پارامترهای ثابت، مشخصات مربوط به ماده سنگ و توده‌سنگ می‌باشد. این پارامترها به ذات زمین‌شناسی و تکتونیک یک معدن وابسته بوده و در آتشکاری یک سایت عملیاتی، ثابت و غیر قابل کنترل هستند. به دلیل عدم قابلیت کنترل، این پارامترها به عنوان مهمترین دسته پارامترهای مؤثر در آتشکاری مطرح می‌باشند.

دسته دوم از عوامل که به پارامترهای قابل کنترل مشهورند به یک سری مشخصات هندسی و فنی الگوی انفجار گفته می‌شوند که با توجه به مشخصات توده‌سنگ برجا و نیز مشخصات ماده منفجره تعیین می‌گردند. هدف از طراحی الگوی آتشکاری تعیین مناسب این پارامترهاست.

۲-۳-۱- اثر پارامترهای قابل کنترل بر انفجار (متغیر)

پارامترهای قابل کنترل در طراحی انفجار عبارت‌اند از: ارتفاع پله، بارسنگ، فاصله چال‌ها در یک ردیف، طول چال، اضافه حفاری، میزان گل‌گذاری و قطر چال انفجاری. این پارامترها بایستی با توجه به خصوصیات سنگ و ماده منفجره انتخاب شوند. عوامل و اجزای طراحی الگوی انفجار معادن روباز در شکل ۲-۳ آورده شده است (Novikov & Kondelchuk, 2005). طراحی مناسب این پارامترها تأثیری مستقیم بر روی نتایج انفجار از جمله خردایش دارد (Bhandari, 1997).



شکل ۲-۳: شکل سه بعدی اجزای یک بلوک انفجاری (Novikov & Kondelchuk, 2005)

۲-۳-۱- قطر چال^۱

در عملیات آتشکاری با در نظر گرفتن یک قطر مناسب برای چال، می‌توان خردشدگی را بهینه و هزینه‌ها را حداقل نمود. از عواملی که در انتخاب قطر چال مؤثر می‌باشند، عبارتند از:

- خردایش
- لرزش زمین
- روش استخراج

از عوامل مؤثر دیگر می‌توان به میزان استخراج، نوع ماده منفجره و ارتفاع پله اشاره کرد. برای استخراج زیاد نیاز به حفر چال‌های قطور می‌باشد. از طرفی حفر چال‌های کم قطر مشکل شده و ریزش دیواره چال، انحراف چال و مشکل در خرج گذاری خودنمایی می‌کند (Hustrulid, 1999).

در بعضی مواقع جاهایی که سنگ پر درزه و شکاف می‌باشد عملاً ترک‌های شعاعی تولید شده از

^۱ Hole Diameter

درزه‌های احاطه کننده چال فراتر نمی‌روند. در این حالت در بلوک‌هایی که در آنها هیچ چال اضافی حفر نشده خردایشی به وجود نمی‌آید. برای حل این مشکل معمولاً باید از چال‌های کم قطر استفاده شود. با کاهش قطر چال‌ها تعداد آنها در واحد سطح بیشتر شده و به دنبال آن توزیع انرژی تولید شده از انفجار در سنگ بهبود می‌یابد (Wittaker, 1992).

انتخاب قطر زیاد چال برای حالات زیر مناسب می‌باشد:

- تولید زیاد

- بارگیری، باربری و سنگ شکنی بزرگ

- زمانی که لرزش زمین و خردشدگی یکنواخت و صافی کف پله مدنظر نباشد.

در عمل علاوه بر موارد ذکر شده در انتخاب قطر چال بایستی عوامل اقتصادی نیز مد نظر قرار بگیرد. هرچه قطر چال کوچکتر شود هزینه حفاری در یک بلوک، نسبت به حفر چال‌های با قطر زیاد، افزایش یافته و از طرفی هزینه‌های سنگ‌شکنی کاهش پیدا می‌کند. انتخاب بهینه قطر چال می‌تواند با در نظر گرفتن هزینه‌های حفاری، آتشکاری و سنگ‌شکنی صورت گیرد (Bhandari, 1997).

۲-۳-۱-۲- ارتفاع پله^۱

به دو صورت ارتفاع پله را می‌توان تعیین کرد، می‌توان ابتدا ارتفاعی برای پله در نظر گرفت و سپس پارامترهای دیگر را محاسبه کرد یا آنکه پس از بررسی پارامترهای دیگر آتشکاری ارتفاع پله را تعیین کرد. در معادن روباز عوامل تعیین کننده ارتفاع پله از این قرارند:

- مقدار استخراج روزانه

- توپوگرافی سطحی

- مکانیک سنگ معدن

- ماشین آلات مورد استفاده

¹ Bench Height

هر چه ارتفاع پله بیشتر باشد طول چال حفر شده نیز بیشتر خواهد بود که این امر دو مشکل کندی حفاری و انحراف چال را به همراه خواهد داشت، خرج گذاری و انفجار چال مشکل خواهد شد و عملیات بازدهی خوبی نخواهد داشت (Jimeno, 1995).

با افزایش ارتفاع پله سنگ بهتر می شکند. برای این منظور از ضریب سفتی^۱ استفاده می شود:

$$SR = \frac{H}{B} \quad (1-2)$$

SR : ضریب سفتی

H : ارتفاع پله (m)

B : بارسنگ (m)

هر چه این ضریب بزرگتر باشد ستون سنگی جلوی چال به انرژی کمتری برای جابجایی نیاز دارد و راحت تر می شکند. براساس مطالعات صورت گرفته ضریب سفتی ۲ تا ۴ نتایج مطلوبی را به همراه خواهد داشت (Dessureaault, 2003).

۲-۳-۱-۳- ضخامت بارسنگ^۲

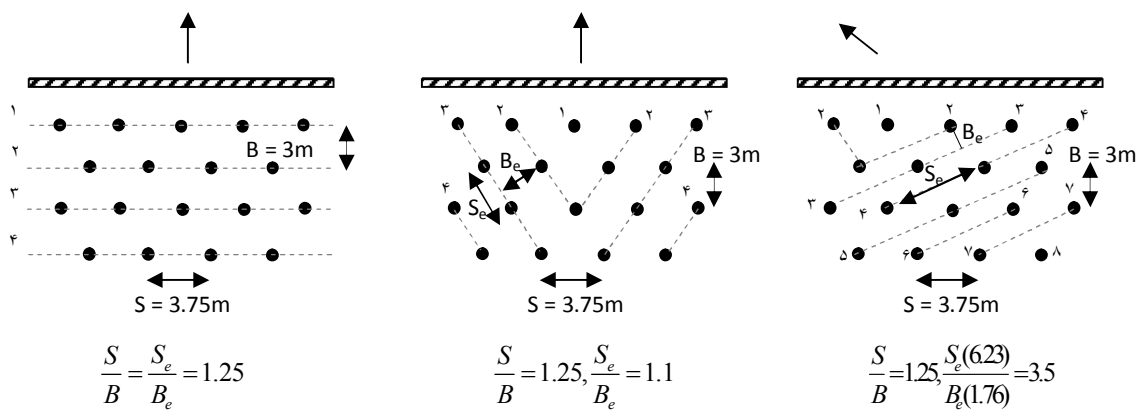
فاصله سطح آزاد هنگام انفجار تا محل چال را بارسنگ می نامند که می توان به عنوان مهمترین و بحرانی ترین متغیر در طراحی انفجار از آن نام برد. ضخامت بارسنگ در ارتباط مستقیم با سایر عوامل آشکاری است و تغییرات آن اثر زیادی بر روی پیامدهای انفجار دارد. مشاهداتی که توسط پریس^۳ در سال ۱۹۹۱، انجام شد حاکی از آن بود که خروج ناگهانی گاز در ضخامت بارسنگ کوچک رخ می دهد. برای محاسبه بارسنگ به عنوان یک پارامتر اساسی اولیه در طراحی هندسه الگوی انفجار، روابط تجربی بسیاری ارائه شده است. ضخامت بارسنگ های بزرگ با خرج های سنگین فقط در معادنی که علاوه بر انفجار، دپو کردن مواد نیز مهم هستند بکار برده می شوند زیرا این انتخاب امکان خروج

¹ Stiffness Ratio

² Burden

³ Preece

نابهنگام گازها در چال‌های انفجاری را کاهش می‌دهد و این کار باعث می‌شود تا انرژی کافی برای جابجا کردن بلوک انفجاری فراهم شود (Zagreba, 2003). طبق یک رابطه سرانگشتی مقدار بارسنگ بین ۲۰ تا ۴۰ برابر قطر چال تغییر می‌کند (Olafsson, 1990; Hustrulid, 1999). بر اساس مطالعات صورت گرفته نسبت S/B بین ۱ تا ۲ متغیر است اما بهترین نتایج در انفجارهای تولیدی معادن سطحی به ازای ۱/۱۵ تا ۱/۲۵ حاصل شده است (Olafsson, 1990; Jimeno, 1995; Hustrulid, 1999). مقدار بارسنگی که به این ترتیب از طریق روابط محاسبه می‌شود، مقداری است که برای طراحی الگوی حفاری و جانمایی چال‌ها در نظر گرفته می‌شود و به عنوان "بارسنگ حفاری"^۱ شناخته می‌شود (Hustrulid, 1999; Hock & Bray, 2004). بدون در نظر گرفتن خطاهای رایج در هنگام جانمایی چال‌ها روی سطح پله، مقدار بارسنگ واقعی را در یک طرح می‌توان پس از حفاری با انتخاب انواع الگوهای انفجاری تأخیری^۲ تغییر داد. بدین ترتیب مقدار بارسنگی که نتایج پی از انفجار را مشخص می‌کند با عنوان بارسنگ مؤثر^۳ (B_e) معرفی می‌شود (شکل ۲-۴) (Hustrulid, 1999).



شکل ۲-۴: تغییر مقدار B_e با تغییر آرایش تأخیری انفجار (Hustrulid, 1999)

کم یا زیاد بودن مقدار بارسنگ، نتایج انفجار را به شدت تحت تأثیر قرار می‌دهد (جدول ۲-۱).

مقدار مناسب این پارامتر در هر معدن بر اساس شرایط زمین‌شناسی و تجربیات به دست آمده از انفجارهای قبلی تعیین می‌شود.

¹ As Drilling Burden

² Time Delayed Firing Patterns

³ Effective Burden- As Shot Burden- Blasted Burden- True Burden

جدول ۱-۲: عواقب کم یا زیاد بودن بارسنگ (بر گرفته از Jimeno, 1995)

عواقب	علت
پرتاب سنگ از قسمت جلو سینه کار	
بارسنگ کم	مشکل پاشنه صدای زیاد جابجایی زیاد دپو و ارتفاع کم آن
بارسنگ زیاد	عقب زدگی خردایش ضعیف لرزش زمین پرتاب سنگ سر چال انفجار هوا و سر و صدا جابجایی دپو کم و ارتفاع آن زیاد احتمال ایجاد پاشنه
	عدم جابجایی بارسنگ به اندازه کافی تخلیه سریعتر چال از گاز حاصل از انفجار جابجایی کم بارسنگ و استهلاك امواج در زمین جابجایی کم بارسنگ و تخلیه چال از دهانه تخلیه گاز حاصل از انفجار از دهانه چال

۲-۳-۱-۴- فاصله چال‌ها در یک ردیف^۱

فاصله چال‌ها در یک ردیف، در جهت عمود بر ضخامت بارسنگ اندازه‌گیری می‌شود و معمولاً بیش از ضخامت بارسنگ می‌باشد (مگر زمانی که آتشکاری مهار شده انجام گیرد). در انتخاب فاصله چال‌ها در یک ردیف بایستی موارد زیر را مد نظر قرار داد.

اگر فاصله چال‌ها در یک ردیف خیلی کمتر از بارسنگ انتخاب شود، موج انفجار قبل از رسیدن به سطح آزاد به چال بعدی می‌رسد و تداخل آن موجب ایجاد سروصدا، انفجار هوا و تخریب و انسداد دهانه چال می‌گردد، گازها در هوا پراکنده می‌شوند و در نتیجه خرد شدن سنگ به نحو صحیحی صورت نمی‌پذیرد. قطعات بزرگ سنگ به وجود می‌آید و سکو در پای پله درست می‌شود (Jimeno, 1995).

اگر فاصله چال‌ها در یک ردیف بیش از مقدار مورد نیاز انتخاب شود محل شکستن سنگ ناهموار و خردشدگی نامناسب خواهد بود. سنگ‌ها در اطراف چال خرد می‌شوند اما سنگ واقع مابین دو چال درشت می‌شود. در انتخاب بارسنگ و فاصله چال‌ها در یک ردیف شرایط زمین‌شناسی، نوع ماده منفجره، روش انفجار و تجربیات قبلی باید دخالت داشته باشند (Jimeno, 1995).

¹ Spacing

۲-۳-۱-۵- آرایش حفاری^۱ چال‌ها

پس از محاسبه B و S، باید به میزان همپوشانی انرژی مؤثر^۲ هر چال روی چال‌های مجاور توجه کرده و آرایش حفاری مناسب را انتخاب کرد. طبق نسبت‌های متفاوت S/B، میزان همپوشانی انرژی در الگوهای مربعی، مستطیلی و لوزی^۳ متفاوت است. بر این اساس مطالعات نشان می‌دهد الگوی حفاری لوزی شکل با $S/B=1/25$ و $S_e/B_e=3/5$ ، به دلیل توزیع بهتر خرج داخل توده‌سنگ و همپوشانی انرژی بیشتر، خردایش مناسب‌تری را به دست می‌دهد (جدول ۲-۲) (Hustrulid, 1999).

البته مزیت الگوی لوزی ممکن است در توده‌های پر درزه و شکاف کمتر ظاهر شود. زیرا صفحات شکستگی موجود در توده‌سنگ، توسعه ترک‌های شعایی را محدود می‌کند (Hustrulid, 1999).

جدول ۲-۲: درصد همپوشانی انرژی در الگوهای حفاری مختلف (Hustrulid, 1999)

S/B	الگوی مربع و مستطیل (%)	الگوی لوزی (%)
۱	۷۷	۹۸/۵
۱/۱۵	۷۶	۱۰۰
۱/۲۵	۷۵	۹۹/۵
۱/۵	۷۱	۹۴/۶
۲	۶۲	۷۷

۲-۳-۱-۶- اضافه حفاری^۴

معمولاً در معادن روباز برای اینکه ماکزیمم تنش ناشی از انفجار به کف پله نزدیک شده و از ایجاد سکو جلوگیری گردد و همچنین ایجاد سطح صاف و مناسب در کف پله برای کارایی بهتر ماشین آلات بارگیری و باربری از اضافه حفاری استفاده می‌شود. اضافه حفاری عبارتست از مقدار طول اضافی چال که پائین‌تر از کف پله حفر می‌گردد. میزان اضافه حفاری تابعی از شیب چال و جنس سنگ

¹ Drilling Pattern

² Effective Coverage Energy

³ Staggered

⁴ Subdrilling-Overdrilling

می‌باشد. حداقل طول اضافه حفاری در انفجارهای تولیدی معادن روباز ۸ برابر قطر چال پیشنهاد شده است (Jimeno, 1995). طبق پیشنهاد اولافسون (Olafsson, 1990)، به دلیل اهمیت زیاد در نحوه اجرای الگوی انفجاری ردیف اول، معمولاً بهتر است مقدار اضافه حفاری برای چال‌های این ردیف، بین ۱۰ تا ۱۲ برابر قطر چال انتخاب گردد. در بعضی مواقع اضافه حفاری وجود ندارد و آن زمانی است که کف پله پائینی لایه‌بندی یا لایه نرم وجود داشته باشد. در ضمن اگر لایه نرم درست هم تراز کف مورد نظر باشد باید کمی از چال روی لایه را پر کرد (Jimeno, 1995). کم بودن طول اضافه حفاری باعث عدم خردایش مناسب سنگ پای پله و ناهمواری سطح پله می‌گردد. در صورت زیاد بودن آن، به دلیل افزایش میزان امواج منعکس نشده در سطح آزاد^۱ (NRZ)، میزان لرزش بیشتر شده و کف پله به دلیل انرژی زیاد حاصل از انفجار، آسیب دیده و ناصاف می‌گردد (Jimeno, 1995; Hustrulid, 1999). در صورت زیاد بودن اضافه حفاری، میزان بالازدگی^۲ توده‌سنگ هنگام انفجار بیشتر شده و احتمال قطع مدار و عقب‌زدگی افزایش می‌یابد (Hustrulid, 1999).

۲-۳-۱-۷- گل‌گذاری^۳

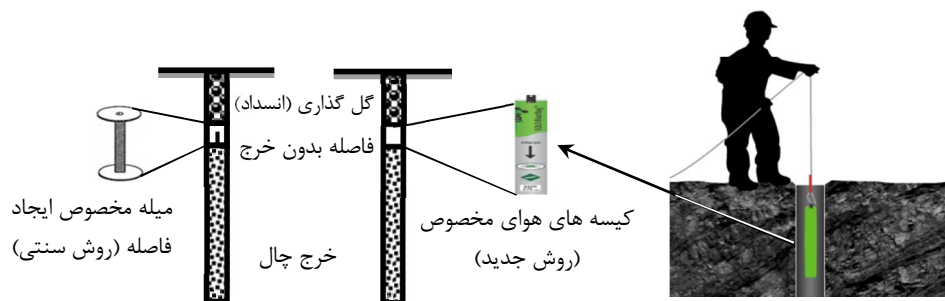
اصولاً بخشی از چال، خرج‌گذاری نشده بلکه با مواد خنثی پر می‌شود این امر باعث می‌شود تا چال محدودتر گردد و فشار گاز حاصل از انفجار عملکرد بهتری داشته و انفجار هوا و پرتاب سنگ کم گردد. اگر طول گل‌گذاری زیاد باشد قسمت بالائی چال شکسته نمی‌شود و سنگ‌های درشت ایجاد می‌گردد و همچنین به خاطر اینکه گازهای حاصل از انفجار مدت بیشتری در داخل چال محبوس می‌شوند باعث عقب‌زدگی سنگ و لرزش زیاد زمین می‌شود. اگر طول گل‌گذاری کم شود باعث انفجار هوا و پرتاب سنگ می‌شود. استفاده از سنگ‌های نوک تیز برای گل‌گذاری مناسب نبوده و ممکن است به سیستم آتش صدمه بزند (Jimeno, 1995). استفاده از ذرات خوب دانه‌بندی شده برای گل‌گذاری،

^۱ Non Reflected Zone (NRZ)

^۲ Uplift or Vertical Movement

^۳ Stemming

نسبت به خرده‌های حفاری بهتر است، چون خرده‌های حفاری راحت‌تر از دهانه چال خارج می‌شوند (Hock & Bray, 2004). ابعاد بهینه ذرات برای گل‌گذاری با افزایش قطر چال، افزایش می‌یابد. سایز ذرات آن باید بین ۰/۰۴-۰/۰۶ قطر چال بوده و به طور متوسط ۰/۰۵ برابر آن انتخاب گردد (Hustrulid, 1999; Hock & Bray, 2004). به هر حال در صورت عدم دسترسی به مواد پرکننده ایده‌آل، خرده‌های حاصل از حفاری بهترین مواد پرکننده‌ای هستند که بدون هیچ هزینه‌ای در سر چال قابل استفاده خواهند بود (Olafsson, 1990). با استفاده از درپوش‌های مخصوص^۱ (شکل ۲-۵) همراه گل‌گذاری و یا ایجاد فاصله هوایی بین خرج و انسداد چال^۲ می‌توان خروج گاز حاصل از انفجار و همچنین احتمال پرتاب سنگ را کاهش داده و مشکل خردایش ضعیف را بر طرف کرد (Adhikari, 1999).



شکل ۲-۵: ایجاد فاصله هوایی داخل چال به منظور بهبود نتایج انفجار

به کمک این روش در خرج‌گذاری چال‌ها علاوه بر تقویت امواج ضربه‌ای، افزایش درزه و شکاف‌های مویی^۳ در توده‌سنگ می‌توان نتایج انفجار را با کمترین هزینه بهبود بخشید. این روش باعث بهبود خردایش و کاهش خرج ویژه (کاهش مصرف مواد منفجره از ۱۵ تا ۲۰ درصد) می‌شود (Pompana & Chikareddy, 1993; Thote & Singh, 2000). در روش مذکور به دلیل امکان استفاده بهتر از انرژی موج ضربه می‌توان به خردایش یکنواخت‌تر و تولید قطعات درشت کمتر دست یافت. علاوه بر این میزان پرتاب سنگ، عقب‌زدگی و لرزش زمین (به دلیل کاهش خرج بر تأخیر) کمتر می‌شود. البته به دلیل کمتر بودن فشار گاز در این روش، جابجایی دیو کمتر خواهد بود

¹ Hole Plugs

² Air-Decking or Air Gap

³ Micro Cracks

(Jhanwar, 2000).

۲-۳-۱-۸- خرج ویژه^۱

مقدار ماده منفجره مورد نیاز برای شکستن یک تن یا یک متر مکعب سنگ را خرج ویژه گویند. خرج ویژه از نظر برآورد هزینه‌های انفجار شاید که بهترین پارامتر نباشد ولی می‌توان گفت در این زمینه یک برآورد سریع را برای هزینه‌های انفجار امکان‌پذیر می‌سازد. خرج ویژه سنگین، خردشدگی بهتری را فراهم می‌کند ولی انرژی بیشتری را نیز برای پرتاب سنگ مهیا می‌کند (Jimeno, 1995).

۲-۳-۱-۹- نوع سیستم انتقال انفجار^۲

برای انتقال عامل تحریک کننده به خرج اصلی داخل چال، تا کنون سیستم‌های انتقال انفجار مختلفی معرفی شده است. عوامل متعددی در انتقال یک سیستم انتقال انفجار مناسب مؤثرند که از آن جمله می‌توان به مواردی نظیر دمای چال، شرایط زمین‌شناسی، فشار هیدرواستاتیکی، محدودیت‌های زیست محیطی و نوع ماده منفجره مصرفی، اشاره کرد. به عنوان مثال در سیستم‌هایی که از فتیل انفجاری به عنوان خط انتقال داخل چال^۳ استفاده می‌کنند، فتیل باعث از بین رفتن تأثیر مواد منفجره‌ای با حساسیت کم (مانند آنفو) می‌شود (Bhandari, 1997). در حال حاضر سیستم نازل به دلیل ایمنی بسیار بالا و انعطاف پذیری بیشتر در اعمال تأخیر (امکان اجرای انفجار چال به چال) محبوبیت بیشتری نسبت به سایر سیستم‌ها دارد. اما هنوز دو مشکل عمده در چاشنی‌های مصرفی سیستم‌های انتقال انفجار وجود دارد: حداقل فاصله زمانی تأخیرها ۲۵ میلی‌ثانیه است. و به دلیل مکانیزم اعمال تأخیر در این چاشنی‌ها، اعمال زمان تأخیر بر اساس تغییرات طول و ترکیب شیمیایی

¹ Specific Charge

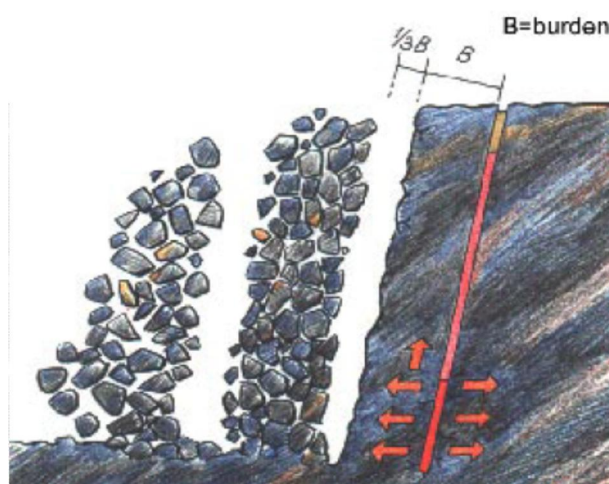
² Initition System

³ Downline

مواد تأخیر دهنده، همواره مشکل همپوشانی انفجار چال‌ها در یک الگو وجود خواهد داشت. در نهایت چاشنی‌های الکترونیکی به عنوان جدیدترین سیستم انتقال انفجار، با استفاده از مکانیزم اعمال تأخیر الکترونیکی و حداقل فاصله زمانی تأخیر ۱ میلی‌ثانیه، مشکلات فنی سیستم‌های قبلی را برطرف نموده و در حال حاضر به عنوان دقیق‌ترین، ایمن‌ترین و انعطاف‌پذیرترین سیستم در بین سیستم‌های موجود شناخته می‌شود (هاشمی، ۱۳۸۹).

۲-۳-۱-۱۰- اهمیت تأخیر و نحوه بستن مدار

اعمال زمان تأخیر مناسب در انفجار چال‌ها نقش بسیار مهمی در دستیابی به نتایج مطلوب پس از انفجار دارد. در یک الگو، چال‌ها ممکن است تک تک یا ردیف به ردیف^۱ منفجر شوند. در صورت انفجار چندین ردیف چال در یک پله، مهم این است که سنگ‌های ردیف جلویی، با توجه به زمان کافی برای حرکت رو به جلو، قبل از انفجار ردیف بعدی شروع به حرکت کنند. مطالعات نشان می‌دهد در حالت ایده‌آل، سنگ‌های یک ردیف، قبل از انفجار سنگ‌های ردیف بعدی، باید به اندازه یک سوم طول بارسنگ جابجا شده باشند (شکل ۲-۶) (Dyno Nobel group, 1998; Hock & Bray, 2004).



شکل ۲-۶: حرکت سنگ خرد شده ردیف جلو به اندازه یک سوم بارسنگ (Dyno Nobel group, 1998)

از این رو مدت زمان تأخیر مورد نیاز برای هر ردیف، بین ۱۰ میلی‌ثانیه به ازای هر متر بارسنگ

^۱ Hole by Hole or Row by Row

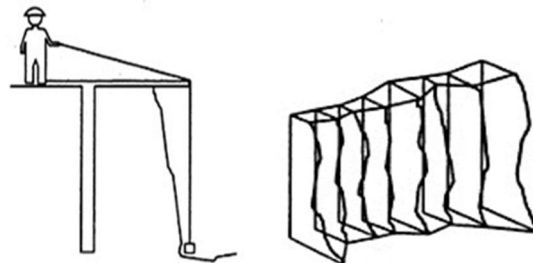
در سنگ‌های سخت تا ۳۰ میلی‌ثانیه به ازای هر متر بارسنگ در سنگ‌های نرم تغییر می‌کند و مقدار ۱۵ میلی‌ثانیه به ازای هر متر بارسنگ را می‌توان به عنوان یک مقدار اولیه برای شروع طراحی منظور کرد (Dyno Nobel group, 1998). بدون توجه به پراکندگی زمان انفجار در چاشنی‌های تأخیری معمولی، زمان تأخیر بین هر ردیف را می‌توان ۱۳ تا ۲۰ میلی‌ثانیه به ازای هر متر بارسنگ در نظر گرفت (Konya & Walter, 1991). در صورت کم بودن میزان تأخیر و عدم جابجایی به موقع بارسنگ ردیف جلو قبل از انفجار ردیف‌های بعدی، به دلیل افزایش مقدار بارسنگ مؤثر برای ردیف‌های بعد، عوارضی از جمله عقب‌زدگی، تخلیه چال از گاز حاصل از انفجار، انفجار هوا و پرتاب سنگ در دهانه چال ایجاد خواهد شد (Hustrulid, 1999; Oliver, 2003).

۲-۳-۱۱- دقت در اجرای الگوی انفجار

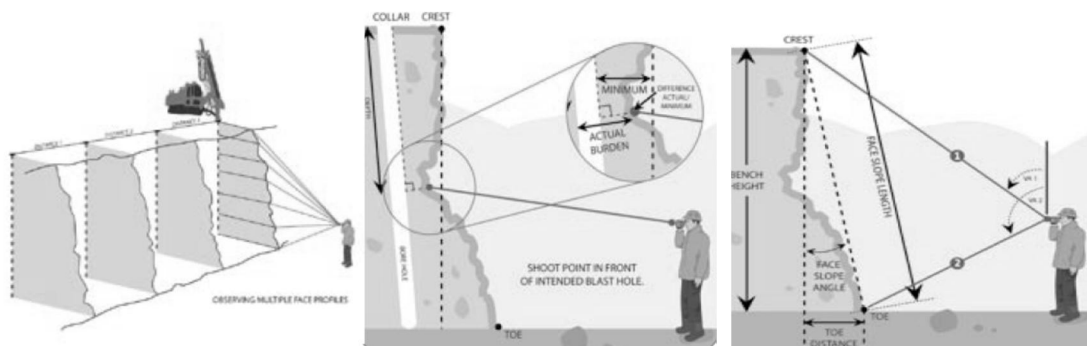
رایج‌ترین مشکلاتی که در زمینه آتشکاری ایجاد می‌گردد به دلیل اختلاف‌های خیلی زیادی است که بین الگوی طراحی شده و الگوی اجرایی وجود دارد. یکی از مهمترین پارامترهای اجرای دقیق الگوهای حفاری و انفجار، اجرای بارسنگ واقعی^۱ و اندازه‌گیری ارتفاع حقیقی پله است. اغلب، اما نه همیشه، این مقادیر به طور قابل توجهی با مقدار طراحی شده متفاوت است. اندازه‌گیری ارتفاع پله و بارسنگ واقعی با روش‌های سنتی، تا کنون امری دشوار و خسته کننده بوده است که امروزه با استفاده از تجهیزات نقشه‌برداری لیزری و دستگاه‌های حفاری مجهز به GPS می‌توان به این مشکلات فائق آمد (شکل ۲-۷) (Bhandari, 1997).

¹ True Burden

دقت در رعایت طول خرج گذاری و گل گذاری، محل قرارگیری پرایمر و دقت در اتصالات مدار انفجار از جمله مواردی است که هنگام اجرای یک الگو باید مورد توجه قرار گیرد. از جمله مواردی که می‌تواند اجرای دقیق الگوی حفاری را با مشکل مواجه کند، خردشدگی زیاد سطح پله ناشی از انفجارهای قبلی است.



الف: روش سنتی



ب: تجهیزات لیزری نقشه برداری

شکل ۲-۷: روش سنتی و جدید در تعیین میزان بار سنگ واقعی چال‌های ردیف اول (Ajoy, 1999)

۲-۳-۲- اثر پارامترهای ژئومکانیکی بر انفجار (غیر قابل کنترل)

مشخصات سنگ بکر و ساختار ناپیوستگی‌های یک توده سنگ، مهمترین عوامل غیرقابل کنترل و مؤثر در نتایج انفجار هستند. زمانی که دو توده سنگ متفاوت، با یک الگوی یکسان منفجر شوند، درجه خردایش حاصل از آن‌ها با یکدیگر متفاوت خواهد بود. این اختلاف به دلیل تفاوت در مقاومت ذاتی توده سنگ‌ها در برابر خردایش ناشی از انفجار است (Lutham & Lu, 1999). توده سنگ از موادی با پارامترهای ژئومکانیکی مختلف تشکیل شده که به مبدا تشکیل و فرآیندهای زمین شناسی رخ داده روی آن بستگی دارد. خواص مقاومتی و خواص فیزیکی نظیر تخلخل، چگالی و ... از جمله این پارامترها

می‌باشد که می‌توانند در بسیاری از حالات نتایج آتشکاری را تحت الشعاع خود قرار دهند. از طرف دیگر ناپیوستگی‌های متفاوت زمین‌شناسی از قبیل درزه، سطوح لایه‌بندی، گسل و مواد پراکنده آنها حضور لایه‌های سخت و یا نرم می‌توانند نتایج انفجار را تا حد قابل توجهی تحت تاثیر خود قرار دهند. بنابراین برای هدایت آتشکاری در یک مسیر مشخص، باید هر کدام از این پارامترها به تفکیک شناسائی شود و طراحی عملیات آتشکاری با توجه به آنها صورت پذیرد (Segual, 2001).

اندازه خردایش یک سنگ خاص توسط انفجار، در استخراج معادن و برنامه‌های کاربردی مهندسی عمران بسیار اهمیت دارد. میزان خردایش به طور عمده تحت خواص فیزیکی، مکانیکی و ساختار توده‌سنگ کنترل می‌شود. تعدادی از محققان مدت طولانی است که در مورد تأثیر خواص توده‌سنگ در عملیات انفجار مطالعه می‌کنند. باند^۱ در سال ۱۹۵۲ رابطه ۲-۲، که بر مبنای روابط اندازه ذرات خوراک، اندازه ذرات محصول و اندیس کار می‌باشد، را مطرح نمود.

$$W = 10W_i \left(\left(\frac{1}{P_{80}} \right) - \left(\frac{1}{F_{80}} \right) \right) \quad (2-2)$$

که در این رابطه :

W : انرژی مورد نیاز برای خردایش بر حسب کیلو وات ساعت بر تن کوچک

W_i : اندیس کار باند، که وابسته به خواص فیزیکی و مکانیکی سنگ است.

$P_{80}\%$: اندازه ای که در آن ۸۰٪ درصد ذرات محصول از سرنده عبور کرده اند بر حسب میکرون

$F_{80}\%$: اندازه ای که در آن ۸۰٪ درصد ذرات خوراک از سرنده عبور کرده اند بر حسب میکرون

مکنزی^۲ در سال ۱۹۶۶، در مطالعاتش در معادن کارتیر کبک^۳، به این مسئله رسید که بهره‌وری تمام زیر سیستم‌ها وابسته به خردایش است. داگاما^۴ در سال ۱۹۸۳، درک مهندسی را برای فهم نقش هندسه توده‌سنگ برجا از نظر اندازه بلوک در تولید معدن برای پیش‌بینی انفجار بالا برد.

¹ Bond

² McKenzie

³ Quebec Cartier

⁴ Da Gamma

جاگنسن و چانگ^۱ در سال ۱۹۸۷ و سینگ^۲ در سال ۱۹۹۱ نیز نظریه‌ای مبنی بر اینکه نتایج انفجار به طور مستقیم توسط مقاومت کلی ساختمانی سنگ تحت تأثیر قرار خواهد گرفت، ارائه داده‌اند. هاگان^۳ در سال ۱۹۹۵ نتیجه گرفتند که نتایج حاصل از انفجار بیش از هر متغیر دیگری، متأثر از خواص توده‌سنگ می‌باشد. او همچنین نظریه‌ای ارائه نمود مبنی بر اینکه با کاهش فاصله متوسط بین درزه‌ها، ترک‌ها یا شکاف‌ها، اهمیت مقاومت مواد تشکیل دهنده سنگ کاهش می‌یابد در حالی که مقاومت توده‌سنگ افزایش می‌یابد. وی افزود که در توده‌سنگ اگر فاصله‌داری درزه‌ها به طور گسترده باشند، انفجار نیاز به ایجاد ترک‌های جدید زیادی دارد. همچنین در توده‌سنگ با ترک‌های نزدیک به هم، نیازی به ایجاد ترک‌های جدید نیست و خردایش توسط فشار گاز انفجار صورت می‌گیرد که موجب باز شدن درزه‌ها برای تبدیل توده‌سنگ بزرگ به چندین بلوک آزاد می‌شود. او همچنین اظهار نمود که بازدهی انفجار از اصطکاک داخلی، اندازه دانه و درصد تخلخل در مقایسه با مقاومت سنگ تأثیر کمتری می‌پذیرد. پال روی و دهر^۴ در سال ۱۹۹۶، مقیاس پیش بینی خردایش بر اساس جهت درزه با توجه به نمای پله را مطرح نمودند (Kilic et al, 2009). اسکات^۵ در سال ۱۹۹۶ گزارش داد که برای انفجار کنترل کننده توده‌سنگ به پارامترهایی نظیر پارامترهای مقاومت، خواص مکانیکی مانند مدول الاستیسیته، نسبت پواسن، قابلیت انتقال امواج ضربه‌ای، اندازه و شکل طبیعی بلوک نیاز است که بتوان اندازه خردایش حاصل از انفجار را کاهش داد (Scott, 1996). چاکرابورتی و همکارانش^۶ در سال ۲۰۰۲، دریافتند که جهت درزه تأثیر قابل توجهی در اندازه متوسط خردایش و شکل ذره حاصل از انفجار می‌تواند داشته باشد. حمدی و موزا^۷ در سال ۲۰۰۵، یک روش برای توصیف و طبقه‌بندی توده‌سنگ را به منظور بهبود نتایج انفجار مورد مطالعه قرار دادند. هدف آنها بررسی شبکه

¹ Jurgensen & Chung

² Singh

³ Hagan

⁴ Pal Roy and Dhar

⁵ Scott

⁶ Chakraborty et al.

⁷ Hamdi & Mouza

ناپیوستگی و خاستگاه سنگ به عنوان دو مولفه از خصوصیات توده سنگ بود. شبکه ناپیوستگی با استفاده از شبیه سازی‌های تصادفی سه بعدی از شبکه ناپیوستگی روش برنامه SIMBLOC توصیف شدند (Hamdi & Mouza, 2005). از مطالب فوق بدیهی است که هر چه انرژی انفجاری مورد استفاده بیشتر باشد محصولات حاصل از انفجار ریزتر خواهند بود. اما اندازه محصول نه تنها به انرژی مواد منفجره، بلکه به ابعاد اولیه سنگ نیز برای خردایش بستگی دارد. در سنگ‌های با درزه‌های با فاصله‌داری زیاد، اندازه متوسط بلوک بیشتر است و از این رو، باید انرژی انفجاری بیشتری برای به دست آوردن محصول با اندازه مورد نظر استفاده نمود. با توجه مقدمه ذکر شده در مورد اهمیت خواص توده سنگ در ادامه سعی شده است تا به اهمیت برخی از خصوصیات مهم ماده سنگ و توده سنگ پرداخته شود.

۲-۳-۱- پارامترهای مقاومتی سنگ

مقاومت عبارت است از میزان پایداری سنگ در مقابل تنش‌های خارجی. این تنش‌ها ممکن است در حالت سکون (استاتیک) و یا پویا (دینامیک) روی سنگ تأثیر بگذارند. تنش ممکن است از نوع فشاری، کششی، خمشی و یا برشی باشد. به طور طبیعی، سنگ و خاک در مقابل تنش‌های فشاری مقاومت بیشتری دارند، و میزان مقاومت برشی یک سنگ حدود ۱۰ درصد مقاومت فشاری همان سنگ است. در عملیات حفاری مقاومت برشی سنگ مهم است اما در عملیات انفجار مقاومت‌های فشاری و کششی اهمیت ویژه‌ای دارند.

مقاومت سنگ اثر بسیار مهمی روی نتایج انفجار دارد و طراحی الگوی انفجار بدون در نظر گرفتن آن ممکن است هزینه زیادی را به کل عملیات تحمیل نماید. به عنوان مثال در یک سنگ با مقاومت زیاد اگر خرج‌گذاری کمتر از مقدار مورد نظر باشد، سنگ شکسته می‌شود اما جابجا نمی‌شود و در نتیجه پس از انفجار توده‌ای از سنگ شکسته درجا به وجود خواهد آمد که حفر چال در آن بسیار مشکل و یا حتی غیر ممکن است و برای از جا در آوردن و بارگیری آن باید از بولدوزر کمک

گرفته شود.

عواملی که در میزان مقاومت سنگ‌ها مؤثر است عبارتند از:

- نوع کانی‌های تشکیل دهنده و شرایط استقرار آنها،
- درجه هوازدگی و آلتراسیون آنها،
- نیروی بین ملکولی ذرات تشکیل دهنده آنها،
- وجود عواملی مانند درزه و شکاف در سنگ‌ها،
- خواص الاستیکی، پلاستیکی و آنیزوتروپی در سنگ‌ها،
- جهت و میزان نیروهای وارده به سنگ‌ها (Jimeno, 1995).

الف. مقاومت کششی و فشاری استاتیکی سنگ‌ها

مقاومت فشاری و کششی خواصی هستند که اغلب برای طبقه‌بندی سنگ با توجه به سهولت شکست با مواد منفجره استفاده می‌شود. مقاومت فشاری تک محوری سنگ‌ها در آزمایشگاه بطور مستقیم بدست می‌آید اما به دست آوردن مقاومت کششی آن بطور مستقیم در آزمایشگاه کاری مشکل است و به همین علت از روش‌های غیر مستقیم نظیر آزمایش‌های کششی غیر مستقیم، آزمایش برزلی و خمش به دست می‌آید. مقاومت فشاری استاتیکی سنگ‌ها از ۱ تا ۵۰۰ مگاپاسکال با توجه به نوع سنگ‌ها متغیر است. یک مشخصه عمومی سنگ که برای عملیات خردایش توسط انفجار به کار می‌رود عبارت است از نسبت مقاومت فشاری به مقاومت کششی. ساسا و ایتو^۱ در ۱۹۷۴ نشان دادند که مقاومت و شاخص شکنندگی که به صورت نسبت مقاومت تک محوری فشاری به مقاومت یک محوری کششی تعریف می‌گردد، تا حد زیادی بر قابلیت انفجار تاثیر می‌گذارند. میزان شاخص شکنندگی (ضریب آتشکاری) معمولاً در محدوده ۱۰-۱۰۰ در نوسان می‌باشد. هر چه مقدار این ضریب بالاتر باشد آتشکاری سنگ با سهولت بیشتری انجام می‌گیرد. علت این امر را می‌توان در

¹ Sassa & Ito

کمتر بودن مقاومت کششی و به دنبال آن افزایش این ضریب جستجو کرد (Bhandari, 1997).

ب. مقاومت‌های کششی و فشاری دینامیکی سنگ‌ها

سنگ و خیلی از مواد دیگر در حالت کلی به نرخ بارگذاری حساس هستند. چنانچه نرخ بارگذاری افزایش یابد مقاومت سنگ هم افزایش می‌یابد. بنابراین مقاومت‌های دینامیکی سنگ‌ها از مقاومت‌های استاتیکی سنگ‌ها بزرگتر است.

از طرف دیگر انفجار یک پدیده دینامیکی است و به کار بردن مقاومت فشاری و کششی استاتیکی برای پیش‌بینی‌ها می‌تواند گمراه کننده باشد. ثابت شده است که مقاومت دینامیکی شکستگی‌ها می‌تواند ۵ تا ۱۳ برابر مقاومت استاتیکی آنها باشد. از این رو استفاده از خواص مقاومت دینامیکی برای کاربرد در محاسبات آتشکاری امری ضروری می‌باشد (Bhandari, 1997).

اگر مقدار امواج فشاری ناشی انفجار از مقاومت فشاری دینامیکی سنگ بیشتر باشد یک زون شدیداً خرد شده در اطراف خرج به وجود می‌آید. بنابراین طراحی الگوی آتشکاری باید به گونه‌ای باشد که بین امواج تولید شده از عملیات آتشکاری و مقاومت فشاری دینامیکی سنگ تناسب وجود داشته باشد. برای جلوگیری از هدر رفتن انرژی توصیه‌های زیر می‌تواند کارساز باشد:

- ماده منفجره مورد استفاده در چال انفجاری بایستی دارای انرژی تغییر شکل کمتر یا مساوی مقاومت فشاری دینامیکی سنگ داشته باشد. در این حالت نقش امواج فشاری برگشتی به صورت کششی و غلبه بر مقاومت کششی دینامیکی مخصوصاً در سنگ‌های با مقاومت بالاتر می‌تواند حائز اهمیت باشد.
- در مورد سنگ‌های نرمتر به علت آنکه امواج فشاری به سرعت مستهلک می‌شوند، امواج کششی منعکس شده از قدرت لازم برای غلبه بر مقاومت کششی سنگ برخوردار نمی‌باشد. در این حالت نقش فشار گاز در داخل چال که با تراکم شعاعی بسیار زیاد و کرنش‌های موازی با سطح عمل می‌نماید بایستی مد نظر قرار گیرد (Jimeno, 1995).

۲-۳-۲- چگالی سنگ

سختی شکستن یک سنگ هموژن با دانسیته آن سنگ یک رابطه خطی دارد که به صورت زیر بیان می‌گردد (Tomrock, 1988):

$$K_{cb} = 3.21\rho - 6.95 \quad (R^2 = 0.91) \quad (۳-۲)$$

که در آن ρ چگالی سنگ بر حسب (gr/cm^3) ، K_{cb} سختی شکستن بر حسب $(\text{MN}/\text{m}^{1/2})$ می‌باشند. نسبت بار سنگ (B) به قطر چال (φ_h) نیز تابع وزن مخصوص سنگ بوده و برای داشتن یک خردایش خوب در یک آتشکاری بایستی مقدار $(\frac{B}{\varphi_h})$ را با افزایش چگالی سنگ، کاهش داد. فرمول کونیا برای محاسبه بارسنگ نیز به این نکته اشاره می‌نماید (Konya & Walter, 1991):

$$\frac{B}{\varphi_h} = 3.153 \sqrt{\frac{\rho_e}{\rho_r}} \quad (۴-۲)$$

که در آن ρ_e چگالی خرج و ρ_r چگالی سنگ می‌باشد.

همچنین در آنالیز انتقال انرژی از ماده منفجره به توده سنگ پارامتری به نام ضریب امپدانس تعریف می‌گردد که چگالی‌های ماده منفجره و سنگ به عنوان دو پارامتر اساسی در آن به کار برده شده است. در حالت کلی می‌توان گفت چگالی سنگ نشان دهنده سهولت یا سختی شکستن سنگ می‌باشد. معمولاً سنگ‌های با چگالی پایین‌تر، تغییر شکل‌ها را بهتر تحمل می‌نمایند و نسبتاً به انرژی کمتری برای خردایش نیاز دارند و سنگ‌های با دانسیته بالاتر به مواد منفجره‌ای با سرعت و فشار انفجار بالاتر نیاز دارند. سنگ‌های خلل و فرج دار هر چند که چگالی کمتری دارند اما به علت وجود خلل و فرج خرد کردن آنها مشکل‌تر می‌باشد. در مورد سنگ‌های با چگالی بالا بایستی نکاتی از لحاظ طراحی چال‌های انفجاری مد نظر قرار گیرد که در زیر به آنها اشاره شده است:

- از آنجا که سرعت انفجار تابع قطر چال می‌باشد طبق رابطه زیر با افزایش قطر چال و سرعت انفجار، فشار چال انفجاری افزایش می‌یابد.

$$P_B = K \times V_e^2 \quad (5-2)$$

- با بهبود در گل گذاری و استفاده از مواد منفجره با قدرت حجمی بالاتر نسبت به استفاده از فشار گاز و جابه جایی بهتر سنگ اقدام نمود (استوار، ۱۳۸۳).

۲-۳-۲- تخلخل

تخلخل عبارت است از نسبت بین حجم کل منافذ یک نمونه سنگ به حجم کل همان نمونه که با درصد مشخص می شود. مقدار تخلخل در سنگ های مختلف متفاوت است و بین ۰ تا ۵۵ درصد مشاهده شده است. مقدار تخلخل با افزایش عمق برای یک نمونه سنگ کاهش می یابد. وجود تخلخل به میزان کم باعث افزایش پلاستیسیته سنگ شده و مقاومت آن را در مقابل ضربه کاهش می دهد. تخلخل منجر به کاهش عملیات آتشکاری مؤثر می شود. طول ترک های ایجاد شده توسط انفجار در یک سنگ با تخلخل بالا طبق محاسبات، تنها ۲۵ درصد این مقدار در سنگ های غیر متخلخل است. مقدار تخلخل برای کانی های مختلف متفاوت است و مقدار آن را اندازه بلورها، سیستم تبلور و ... مشخص می کند. ولی به طور کلی با زیاد شدن تخلخل، سنگ سست تر شده و قابلیت خرد شوندگی آن بالا می رود (Gray, 1981).

در سنگ های متخلخل دو نوع تخلخل را می توان تشخیص داد:

الف. تخلخل بین دانه ای یا شکل دار

که دارای پراکندگی یکنواختی در سنگ می باشد و معمولاً دو نتیجه را به دنبال دارد:

- کاهش مقاومت فشاری دینامیکی و در نتیجه افزایش خردشدگی

- مستهلک شدن امواج ضربه ای

در سنگ های دارای تخلخل بین دانه ای خردایش سنگ بیشتر به وسیله انرژی ناشی از انبساط

گاز صورت می گیرد. لذا در انتخاب ماده منفجره با شرایط بالا بایستی ملاحظات زیر صورت گیرد:

- در این گونه از سنگ ها (سنگ های دارای تخلخل بین دانه ای) بایستی از مواد منفجره با نسبت

بالای $\frac{E_b}{E_t}$ که در آن E_b انرژی ناشی از توسعه گاز و E_t انرژی ناشی از فشار انفجار است سود

جست.

- در این گونه از سنگ‌ها بایستی سعی کرد که با بهبود گل‌گذاری نسبت به نگهداری گاز حاصل از انفجار ماده منفجره اقدام کرد (Rustan, 1998).

ب. تخلخل ثانویه

این نوع تخلخل از تجزیه سنگ به وسیله آب (کارستی شدن) به وجود می‌آید و تا ۱۵۰ میلی‌متر در بسیاری از کانی‌های سولفیدی و حتی بزرگتر در سنگ‌های آهکی و سنگ آهن دیده می‌شود و توزیع آنها خیلی کمتر از حفرات متحد الشکل نوع اول می‌باشد.

این حفرات در حین حفاری باعث گیرکردن مته حفاری می‌شود. چنانچه در مورد پر نمودن و یا مهار این گونه از حفرات تدابیری صورت نگیرد مقدار زیادی خرج به صورتی متمرکز در طول چال قرار می‌گیرد و توزیع انرژی ماده منفجره در قسمت‌های مختلف چال نامتعادل می‌گردد. در این حالت پرتاب سنگ، فرار گاز و لرزش زمین امری بدیهی می‌باشد. تدابیری که در این مواقع بایستی مد نظر قرار گیرند عبارت است از:

- شناسائی محل این حفره‌ها در حین حفاری: چنانچه قبل از خرج‌گذاری با استفاده از مطالعات انجام شده در حین چال‌زنی به وجود حفره‌ها پی برده شود، می‌توان قبل از خرج‌گذاری چاره‌اندیشی کرد.
- پس از شناسائی محل حفره باید حفره را با مواد پر کننده مثل خرده سنگ پر کرد و یا در صورت بزرگی حفره دهانه آن را با درپوش مخصوص بست و سپس اقدام به خرج‌گذاری نمود.
- علاوه بر مطالعه وضعیت چال در حین حفاری می‌توان در هنگام خرج‌گذاری نیز حفره‌ها را شناسایی و ارائه راه حل نمود. مقدار خرج مصرفی برای یک چال با توجه به قطر آن و یا مدت زمان پر شدن چال توسط پمپی که با سرعت ثابت کار می‌کند می‌تواند ملاک عمل قرار گیرد (Rustan, 1998).

۲-۳-۴- اثر آب

آب اشباع کننده به طور محسوسی سبب افزایش سرعت انتقال امواج انفجاری می‌شود، زیرا به واسطه پرشدن خلل و فرج و شکستگی‌ها با آب یک محیط خوب برای انتقال امواج الاستیک پدید می‌آید و موجب کاهش میرایی امواج می‌شود. همپنین آب به علت کاهش اصطکاک داخلی بین اجزاء سنگ سبب کاهش مقاوت‌های کششی و فشاری سنگ می‌شود. اما از طرف دیگر وجود آب می‌تواند مشکلاتی را به وجود آورد. این مشکلات می‌تواند در حین حفاری، خرج‌گذاری و حتی انتخاب نوع ماده منفجره مصرفی بروز نماید. در این حالت تنها از مواد منفجره‌ای می‌توان استفاده کرد که ضد آب هستند. از اینرو در برخی موارد این پارامتر قابل کنترل است. البته گاهی ممکن است مواد منفجره ضد آب کارایی خوبی نداشته باشند (Virginia Department of Mines, 2001). عبور جریان آب از داخل چال‌هایی که با مواد منفجره ضد آب اسلاری، امولسیون و واترژل‌ها خرج‌گذاری شده‌اند مشکل آفرین می‌گردد. زیرا در این حالت آب از بین ستون خرج مسیری را برای خود باز می‌کند، بنابراین این بخش از ستون خرج قادر نخواهد بود موج انفجار را به خوبی منقل کند و انفجار خرج ناقص انجام می‌گردد. بنابراین توصیه می‌شود در این گونه موارد از مواد منفجره فشنگی استفاده گردد (Bhandari, 1997).

۲-۳-۵- خواص الاستیک

الف- نسبت پواسون

نسبت پواسون سنگ‌ها معمولاً بین $0/2$ تا $0/3$ می‌باشد. سنگ‌های دارای مقدار نسبت پواسون کوچک خردایش بهتری را می‌دهند.

سنگ‌ها را از لحاظ رفتاری می‌توان به دو گروه عمده طبقه‌بندی کرد. سنگ‌های دارای خاصیت الاستیک و سنگ‌های دارای خاصیت پلاستیک. انرژی تغییر شکل در سنگ‌های دارای خاصیت الاستیک بهتر مورد استفاده قرار می‌گیرد در حالی که در سنگ‌های دارای خاصیت پلاستیک این انرژی

جذب می‌شود. هنگامی که توده سنگ دارای خاصیت الاستوپلاستیک باشد، حاصل عملیات آتشکاری قطعات بزرگ سنگ خواهد بود. به سنگ‌های دارای خاصیت الاستیک که در زمینه‌ای از سنگ با خاصیت پلاستیک خیلی نرم قرار گرفته‌اند سنگ‌های شناور^۱ می‌گویند. این سنگ‌ها اغلب به داخل توده‌های خرد شده هل داده می‌شوند بدون آن که خود خرد شوند. در این حالت بایستی علاوه بر آن که با کم کردن قطر چال‌ها بر تراکم تعداد آنها در واحد سطح افزود، بایستی از مواد منفجره با سرعت انفجاری بالا استفاده شود (Hustrulid, 1999).

ب- مدول‌های الاستیسیته استاتیکی و دینامیکی

مدول یانگ یا مدول الاستیسیته عبارت است از نسبت تش محوری به کرنش متناظر آن تحت بار یک محوره که رفتار سنگ‌ها را تحت اعمال تنش بیان می‌کند. مدول الاستیسیته سنگ همانند مقاومت با توجه به نرخ بار وارده می‌تواند از نوع استاتیکی یا دینامیکی باشد. مدول الاستیسیته استاتیکی از آزمایش مقاومت تراکمی تک محوری به دست می‌آید و مدول الاستیسیته دینامیکی از روش‌های تشدید یا ارتعاش فراصوتی به دست می‌آید. معمولاً مقادیر مدول الاستیسیته دینامیکی بیشتر از استاتیکی است ولی هر چه سنگ مقاوم‌تر باشد مقادیر این دو مدول به هم نزدیک‌تر است. مدول الاستیسیته دینامیکی به سرعت انتشار امواج و در نتیجه به نوع سنگ، بافت چگالی، روزه‌داری، میزان تنش وارده، مقدار آب و ... وابسته است. برای اینکه نتایج انفجار بهینه باشد، فشار ناشی از انفجار نباید از ۵ درصد مقدار الاستیسیته دینامیکی سنگ فراتر رود (Starzec, 1999).

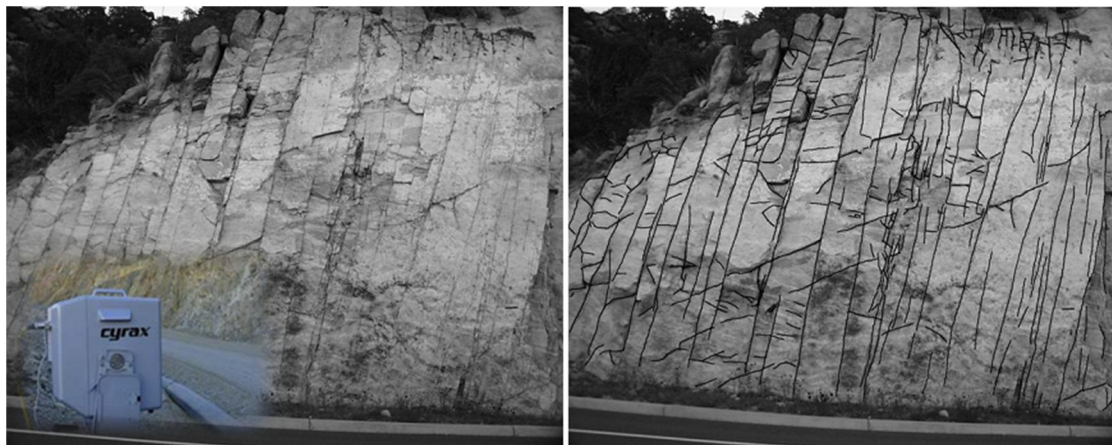
۲-۳-۶- تأثیرات ناپیوستگی‌ها

همه سنگ‌ها در حالت طبیعی می‌توانند انواع مختلفی از صفحات ناپیوستگی را در خود داشته باشند. صفحات گسل، صفحات درزه، رسوبات ناپیوسته، صفحات لایه‌ای، صفحات شکست، کلیواژ، صفحات شیب‌توزیته همه و همه حالت‌های ویژه‌ای از این ساختارهای انفصال می‌باشند که سیمای تمام

^۱ Floater

این ساختارها ناپیوستگی نامیده می‌شود. این ناپیوستگی‌ها در حقیقت پاسخی هستند که سنگ در مقابل بارهای دینامیکی وارده از خود نشان می‌دهند و تاثیرات بسیار زیادی را بر روی خواص ژئومکانیکی و دینامیکی توده‌سنگ و به دنبال آن بر روی نتایج انفجار دارند. تاثیر این ناپیوستگی‌ها بر روی آتشباری‌ها به حدی است که در بعضی موارد محققین نقش ساختار این ناپیوستگی‌ها را بیشتر از الگوی انفجاری آتشکاری می‌دانند (Dessureault, 2003).

آگاهی از وضعیت عمومی درزه و شکاف‌ها و صفحات لایه‌بندی در یک توده‌سنگ از اهمیت بالایی برخوردار است. دستیابی به وضعیت حقیقی توده‌سنگ در محل انفجار کاری نسبتاً دشوار اما دست یافتنی است. زیرا امروزه با ورود تجهیزات لیزری در عرصه اندازه‌گیری دقیق، این عمل ساده‌تر شده است (شکل ۲-۸). اهمیت این مسئله زمانی روشن می‌شود که مهندسین طراح اغلب به دلیل زمان‌بر بودن روش‌های سنتی برای دستیابی به اطلاعات درزه‌داری پله‌های معدنی، از تاثیر آن در طرح‌های خود چشم‌پوشی کرده و نتایج مطلوبی را به دست نمی‌آورند. بدون در نظر گرفتن تعداد دسته درزه‌های موجود در یک توده‌سنگ، جهت غالب یک دسته درزه می‌تواند نتایج انفجار را تحت تاثیر قرار دهد (Konya & Walter, 1991).



شکل ۲-۸: تصویر تهیه شده از سطح توده‌سنگ و شناسایی درزه‌ها توسط نرم افزار (<http://slon.fsv.cvut.cz>)

۲-۳-۶-۱- درزه‌ها

یکی از رایج‌ترین تقسیم‌بندی‌های عوارض ساختمانی زمین استفاده از تقسیم‌بندی انفصال‌های

زمین شناسی است. در این تقسیم‌بندی انفصال‌های زمین‌شناسی به سه گروه به شرح ذیل تقسیم می‌شوند:

الف) ترک‌های ریز (ریزترک‌ها)

نقایص ساختاری هستند که در بافت سنگ وجود دارند. عرض این ناپیوستگی‌ها در حدود کوچکتر یا مساوی یک میکرون و طول آن‌ها در حدود یک بلور تا سه مولکول آب می‌باشد.

ب) شکستگی‌های ریز

عرض این شکستگی‌ها در حدود یا کوچکتر یا مساوی $0/1$ میلی‌متر است. این شکستگی‌ها به ندرت با چشم غیر مسلح قابل رؤیت هستند ولی گسترش آن‌ها قابل توجه است. مشخصات آن‌ها اغلب به شیب‌توزیته سنگ بستگی داشته و جهت‌یابی کاملاً معینی در فضا دارند.

ج) شکستگی‌های بزرگ

این دسته ناپیوستگی‌ها عریض‌تر از $0/1$ میلی‌متر هستند. طول آن‌ها ممکن است تا چندین متر یا بیشتر نیز برسد. در ژئومکانیک اصطلاح "ناپیوستگی" که به صورت وسیعی مورد استفاده قرار می‌گیرد عموماً به معنی همان شکستگی‌های بزرگ می‌باشد این کلمه عنوانی عام برای اکثر انواع درزه‌ها، صفحات ضعیف لایه‌بندی، زون‌های ضعیف و گسل‌ها می‌باشد (حسینی، ۱۳۷۶).

در بحث آتشکاری با توجه به اینکه دو دسته اول ناپیوستگی‌ها عموماً در سایر مشخصات سنگ همچون مقاومت فشاری و یا مدول الاستیسیته سنگ جلوه‌گر می‌شوند بیشتر دسته سوم انفصال‌های زمین شناسی مطرح می‌باشند.

از آن جایی که آتشکاری عموماً در یک فضای با ابعاد هندسی مشخص و بیشتر در سنگ انجام می‌شود. درزه‌ها به عنوان شاخص‌ترین عضو این گروه بیشترین تأثیر را بر نتایج انفجار و خردایش دارند. لذا در اکثر مطالعات صحرایی آتشکاری نیز مشخصات درزه‌ها مورد مطالعه قرار می‌گیرد. مشخصات مهم درزه‌ها از نظر آتشکاری شامل فاصله‌داری، اندازه دهانه‌ها و مواد پرکننده و جهت یافتگی (راستای نسبی) می‌شود.

اثر این ناپیوستگی‌ها بر روی آشکاری می‌تواند به صورت مثبت و یا منفی ظاهر شود که بستگی به جهت یافتگی (نسبت به دیواره پله)، شیب و همچنین جهت آشکاری دارد. هدف از شناسایی چگونگی تاثیر این ناپیوستگی‌ها در حقیقت شناخت عملکرد آنها در هدایت انرژی انفجار در جهتی خاص می‌باشد. برای مثال از تاثیر مثبت لحاظ کردن این ناپیوستگی‌ها می‌توان به مورد زیر اشاره کرد: عملکرد ناپیوستگی‌ها معمولاً در هدایت انرژی انفجار در جهتی خاص ظاهر می‌شود. چنانچه بتوان مسیر و عملکرد انرژی ماده منفجره را با توجه به این ناپیوستگی‌ها پیش‌بینی کرد در حقیقت می‌توان انرژی ماده منفجره را کنترل کرد و این به معنی استفاده بهینه از انرژی انفجار و در نتیجه صرفه‌جویی در مصرف آن می‌باشد. در حقیقت عملکرد این ناپیوستگی‌ها، هدایت انرژی انفجار در جهتی خاص می‌باشد (Bahandari, 1997).

بنابراین در ادامه به مهم‌ترین خصوصیات درزه‌ها که تأثیر بسزایی در نتایج انفجار دارند پرداخته می‌شود:

الف - بازشدگی و پرشدگی ناپیوستگی‌ها

مقدار بازشدگی و پرشدگی درزه‌ها به عنوان فاکتورهای تاثیرگذار روی انفجار به حساب می‌آیند. با تغییر مواد پرکننده توده‌سنگ رفتارهای مختلفی از جمله قابلیت کرنش، تغییر در قابلیت ارسال امواج بروز می‌کند. انرژی موج ضربه و فشار چال دو عامل مهم در ایجاد خردشدگی در سنگ به حساب می‌آیند. طبق تئوری انفجار و انتقال انرژی از ماده منفجره به سنگ به وضوح مشخص می‌شود که میزان بازشدگی درزه‌های موجود در توده‌سنگ و نیز کمیت و کیفیت پرکننده آن‌ها به شدت خردایش حاصل از آشکاری را تحت تأثیر قرار می‌دهد. میزان بازشدگی دهانه درزه‌ها و ابعاد درزه‌ها رابطه مستقیم دارند. از نظر تأثیر بر انرژی موج ضربه هنگامی که درزه‌ها دارای بازشدگی زیاد باشند به دلیل جدایش سطح دو طرف درزه، انتقال انرژی از یک بلوک به بلوک دیگر سنگ به دشواری انجام می‌گیرد و انرژی حاصل از انفجار در عبور از فضای خالی درزه (دهانه) دچار افت شدیدی می‌شود. در صورتی که دهانه درزه‌ها توسط خاک یا مواد سنگی پر شده باشند به دلیل کاهش اختلاف امپدانس بین سنگ

و محیط بین درزه انرژی کمتری تلف می‌شود.

همچنین میزان دهانه و پر کننده درزه فشار چال را به شدت تحت تأثیر قرار می‌دهد تا جایی که هیچ عاملی به این اندازه فشار چال ناشی از انفجار را تحت الشعاع قرار نمی‌دهد. با افزایش بازشدگی دهانه درزه‌ها، زمان حبس گازهای حاصل از انفجار به شدت کم می‌شود و در نتیجه گازهای حاصل از انفجار بدون انجام انبساط آبی و بدون انجام هیچ گونه کار مفیدی در فرآیند خردایش، محیط انفجار را از طریق درزه‌های باز ترک می‌کنند. همین امر باعث کاهش شدید خردایش و به دنبال آن باعث افزایش پرتاب سنگ و خطرات زیست محیطی و همچنین آلودگی هوا می‌شود. وجود پرکننده‌ها برای جلوگیری از خروج گازهای انفجار و افزایش زمان حبس گاز در چال بسیار سودمند است.

در کل چنین نتیجه‌گیری می‌شود که هم از نظر انتقال موج ضربه و هم از نظر فشار چال، در درزه‌های دارای بازشدگی، وجود پرکننده سودمندتر از عدم وجود آن است. باهنداری ابراز داشت که اگر یک صفحه سست باز شده و با هوا پر شود می‌تواند اثر زیادی روی نتایج خردایش داشته باشد. ناپیوستگی‌های بسته و یا به خوبی سیمانی شده بر فرار گاز و عبور امواج فشاری اثری ندارند. ولی ناپیوستگی‌های باز یا پر شده از مواد با خاصیت پلاستیک در مستهلک نمودن سریعتر امواج مؤثر بوده و می‌توانند تأثیرات قابل توجهی را بر جای گذارند. از طرفی ناپیوستگی‌ها با توجه به باز یا بسته بودن و همچنین با توجه به پرشدگی و جنس آن می‌توانند درجات مختلفی از انرژی ماده منفجره را انتقال دهند (Bhandari, 1997). اگر درزه‌ها با موادی از قبیل کوارتز و کلسیت پر شوند، چون این مواد از جنس سنگ است اثر کمی بر میرایی امواج دارند. اگر درزه‌ها با رس پر شوند، رطوبت را جذب کرده و حالت پلاستیکی به خود می‌گیرند و سبب میرایی امواج می‌شوند (Fordyce et al., 1993).

ب - فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها

فاصله ناپیوستگی‌ها نقشی مهم در خردایش توده‌سنگ بازی می‌کند. با افزایش اندازه بلوک و یا به عبارت دیگر کم شدن کثرت درزه‌ها بر مقاومت سنگ افزوده می‌شود. شکست سنگ و میزان خردایش

حاصل همواره تحت تأثیر میزان انرژی موج ضربه و فشار چال (فشار گاز) می باشد (استوار، ۱۳۸۳). سیستم درزه‌های یک توده‌سنگ بر هر دو عامل فوق تأثیرات چشمگیری دارد و با تغییر روند فرآیندهای ایجاد کننده دو پارامتر مذکور، نتایج کاملاً متفاوتی نسبت به شرایط عادی ایجاد می کنند. چنانچه اندازه ابعاد انفصال‌های توده‌سنگ بزرگ باشد، طبق تعریف و دسته‌بندی آن‌ها، معمولاً اندازه دهانه آن‌ها نیز بزرگتر است. مواد منفجره در حین خرج‌گذاری وارد دهانه ناپیوستگی‌ها می‌شود و همچنین گازهای داغ ناشی از انفجار وارد شکاف‌هایی که با چال تلاقی دارند، می‌گردد. یا با هدر رفتن انرژی مواد منفجره از این طریق، فشار انفجار و در نتیجه قدرت موج ضربه‌ای که وارد محیط اطراف چال می‌شود، کاهش می‌یابد. وجود چنین ناپیوستگی‌هایی باعث می‌گردد که انفجار مواد منفجره دهانه آن‌ها را بازتر نموده و بدنه سنگ بین ناپیوستگی‌ها را کمتر خرد نماید. وقتی که اندازه انفصال‌های توده‌سنگ کوچکتر است، اندازه دهانه آن‌ها نیز معمولاً کوچکتر است. نکته مهم‌تر این است که در این حالت نه تنها مثل حالت قبل انرژی مواد منفجره به هدر نمی‌رود بلکه وجود انفصال‌های کوچکتر (از جمله شکستگی‌های ریز) به عنوان سطوح ضعیفی در حین انفجار باعث خردایش بهتر سنگ می‌گردند. به صورت خلاصه می‌توان گفت که خردایش به وسیله فاصله‌داری بین چال‌های انفجاری، فاصله متوسط بین درزه‌ها و ماکزیمم مجاز اندازه بلوک بعد از انفجار تأثیر می‌پذیرد.

ج - جهت‌داری ناپیوستگی‌ها

جهت‌داری ناپیوستگی‌ها می‌تواند تأثیرات زیادی روی شکل و انتشار ترک‌های شعاعی و از این رو روی اندازه و شکل خردایش داشته باشد. جهت یافتگی درزه‌ها به ویژه شرایط و راستای قرارگیری آن‌ها نسبت به سطح آزاد پله تأثیر زیادی بر فرآیند انتقال انرژی و خردشدگی دارد. در بحث از جهت یافتگی درزه‌ها دو عامل شیب و امتداد به صورت توأم مطرح می‌شوند. تأثیر همزمان این دو پارامتر نتایج انفجار را می‌تواند به شدت تحت تأثیر قرار دهد. مطالعات چنین نشان داده است که ناپیوستگی‌هایی که با محور چال انفجاری موازی می‌باشند تأثیرات بیشتری روی خردشدگی نسبت به

ناپیوستگی‌هایی که با محور چال انفجاری عمودند دارند. علت این امر را می‌توان در انعکاس امواج فشاری بر روی صفحات به صورت کششی و استفاده مناسب از فشار گاز برای حرکت دادن سنگ خرد شده جستجو کرد. دانستن جهت درزه‌ها در دیواره‌های معدن بسیار حائز اهمیت است. در دیواره‌های معدن معمولاً جهت دیواره‌ها تغییری نمی‌کند اما همواره می‌توان گزینه‌های مختلفی را برای الگوی انفجاری و جهت آتش آن ترتیب داد (Wittaker, 1992).

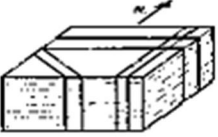
ناپیوستگی‌ها در ماده معدنی (سنگ) اغلب با شبکه چال‌ها طوری همخوانی پیدا نمی‌کنند که از آن‌ها به عنوان سطح آزاد استفاده شود. چون ناپیوستگی‌ها معمولاً به منظور آشکاری قانونمند نبوده و در عمق توده‌سنگ وضعیت آن‌ها نیز به خوبی مشخص نیست. حفر چال‌ها در توده‌سنگ دارای درزه و شکاف به این منظور که از درزه‌ها به عنوان سطح آزاد استفاده شود، هیچ وقت در عمل امکان پذیر نبوده است. چون چال‌ها بعضاً ناگزیر درزه‌ها را قطع می‌کنند.

در توده‌سنگ‌ها با درزه‌داری قانونمند و منظم زاویه خط برش انفجار و امتداد عمومی درزه‌های سینه‌کار به میزان زیادی می‌تواند از سیستم درزه‌ها برای بهبود نتایج آشکاری استفاده نمود. شکل (۲-۹) تأثیر توام امتداد و شیب درزه‌ها را در طراحی شبکه آشکاری و نتایج حاصل از آن‌ها را در تمامی حالات ممکن نشان می‌دهد.

در شرایطی که لایه‌بندی (ناپیوستگی) موازی کف پله باشد، طول اضافه حفر چال ممکن است کاهش یابد. گازهای ناشی از انفجار به صورت گوه‌ای، لایه را برش داده و باز می‌نماید و کف پله هم مسطح در خواهد آمد. همچنین طول گل‌گذاری ممکن است در این حالت کمی افزایش یابد تا گازهای ناشی از انفجار خارج نشده و صرف جابجا نمودن بار سنگ شوند. بنابراین یک لایه می‌تواند کف صافی برای پله باشد. اگر شیب ناپیوستگی‌ها (لایه‌ها) به طرف بیرون سینه‌کار باشد، پایداری دیواره (پله) به خطر می‌افتد، لایه‌ها تحت تأثیر وزن خود می‌توانند به طرف پایین بلغزند. در این حالت امکان عقب‌زدگی بیشتر است. حفر چال زاویه‌دار پتانسیل ریزش را کاهش می‌دهد. چنانچه شیب لایه به طرف داخل سینه کار باشد، باعث ایجاد قوزک در پاشنه پله شده اما دیواره پایدار می‌ماند و

عقب زدگی کاهش می یابد.

شکستگی های طبیعی که موازی با سطح هستند، باعث می شوند که دیواره ها خوب کنترل شوند. چنانچه لایه ها (شکستگی های طبیعی) سینه کار را قطع کنند، لایه های گوناگون عکس العمل های متفاوت در مقابل انفجار از خود نشان می دهند. این عامل باعث می شود که سینه کار ناصاف به وجود آید.

نتیجه	زاویه بین جهت لایه و آتشکاری	شیب لایه ها
جهت شکست بی اهمیت	$\alpha = 0$	
خرد شدگی خوب و پله منظم	$\beta = 0 = 180 = 360$	
خرد شدگی متغیر و پله دندانه ای	$\beta = 45$	$\alpha = 90$
مناسب ترین جهت	$\beta = 90 = 270$	
خوب	$\beta = 0 = 180 = 360$	
نامناسب	$\beta = 45 = 135$	
نسبتاً نامناسب	$\beta = 90$	$\alpha = 45$
قابل قبول	$\beta = 225 = 315$	
بسیار خوب	$\beta = 270$	
خوب	$\beta = 0 = 180 = 360$	
نامناسب	$\beta = 45 = 135$	
نسبتاً نامناسب	$\beta = 90$	$0 < \alpha < 45$
قابل قبول	$\beta = 225 = 315$	(همانند مورد قبل سختی عامل تعیین کننده می باشد.)
بسیار خوب	$\beta = 270$	
نسبتاً نامناسب	$\beta = 90$	
مناسب	$\beta = 270$	
(بسته به مقدار α و یکپارچگی سنگ نتایج میتواند نزدیک به $\alpha = 45$ و $\alpha = 90$ باشد.)		$45 < \alpha < 90$

شکل ۲-۹: تأثیر توام امتداد و شیب درزه ها در طراحی آتشکاری و نتایج حاصل از آنها (Jimeno, 1995)

۲-۳-۲-۶-۲- لایه بندی

لایه بندی تأثیر به سزائی بر روی آتشکاری دارد. عمده ترین تأثیر لایه ها مربوط به جهت شیب

لایه‌ها با توجه به جهت آتشکاری است. اگر در حفاری‌های روباز جهت شیب لایه‌ها به طرف داخل سطح آزاد باشد، پایداری دیواره‌ها به خطر می‌افتد و احتمال شکستن کمر چال به سبب حرکت لایه‌ها تحت تأثیر وزن خود وجود دارد. در این گونه لایه‌ها امکان عقب‌زدگی هنگام انفجار زیاد می‌شود. اگر شیب لایه‌ها به طرف بیرون سطح آزاد باشد، دیواره پایدار می‌ماند و در این وضعیت آتشکاری بر خلاف جهت شیب سبب کاهش عقب‌زدگی می‌شود اما سکو در کف پله به وجود خواهد آمد که نیاز به آتشکاری ثانویه دارد.

اگر چال‌ها در امتداد لایه حفر شوند و شیب لایه‌ها در سینه‌کار مشاهده شود، چون که لایه‌های گوناگون عکس‌العمل‌های متفاوتی در مقابل انفجار نشان می‌دهند سینه‌کار ناصاف در می‌آید (Jimeno, 1995).

۲-۳-۲-۶-۳- گسل

گسل عبارت از شکستگی‌هایی هستند که در آنها، سنگهای طرفین صفحه شکستگی، به موازات این صفحه لغزش پیدا می‌کنند. وجود گسل سبب ایجاد صفحات شکستگی در سنگ می‌شود. ضخامت منطقه خرد شده گسل ممکن است به دهها متر برسد. بدیهی است که این منطقه حاوی سنگ‌های خرد شده و به شدت ضعیف است. اگر بلوک آتشکاری در مناطق گسله قرار داشته باشد، فرار گازهای انفجاری سبب کاهش انرژی انفجار می‌شود. بنابراین در این مناطق باید روش‌های ویژه‌ای نظیر خرج‌گذاری منقطع بکار برد (Jimeno, 1995).

۲-۳-۲-۶-۴- چین خوردگی

آن دسته از تغییر شکل سنگ‌ها که فقط باعث تغییر وضعیت سنگ‌ها می‌شوند، بدون این که در آن گسستگی ایجاد کنند را چین می‌نامند. اگر چه چین در سنگ‌های لایه‌ای به خوبی مشخص است اما در حالت کلی چین‌خوردگی در تمام انواع سنگ‌ها اتفاق می‌افتد. ابعاد چین‌ها در مقیاس وسیعی از چند سانتی‌متر تا چندین کیلومتر متغیر است. بروز چین‌خوردگی در سنگ‌ها سبب ایجاد

تغییرات ژئوتکنیکی از جمله درزه و ترک در سنگ‌ها مقاوم و توسعه تنش‌ها در منطقه فشاری چین است. بنابراین با توجه به اینکه نواحی درزه‌دار و کم مقاوم بر نتایج انفجار تأثیر می‌گذارند، شناسایی مناطق چین‌خورده در عملیات انفجار از اهمیت ویژه‌ای برخوردار است (Bohloli, 1997).

۲-۳-۷- هوازده‌گی

هوازده‌گی خواص سنگ را تغییر می‌دهد. اغلب سنگ‌های هوازده متلاشی می‌شوند بطوری که می‌توان آنها را به عنوان خاک در نظر گرفت. سنگ‌های هوازده از مقاومت کمتری نسبت به سنگ‌های سالم برخوردارند و علاوه بر ایجاد مشکل در سیستم حفاری، باید هنگام خرج‌گذاری و انفجار آنها دقت خاصی به عمل آورد. اغلب سنگ‌ها و ذخایر معدنی در قسمت‌های روئی خود دارای یک پوشش هوازده به ضخامت چند سانتیمتر تا چندین متر هستند. اگر ضخامت سنگ‌های هوازده کم باشد می‌توان قسمت‌های هوازده را در طول گل‌گذاری قرار داد تا هیچ مشکلی ایجاد نکند. اگر در مواقعی ضخامت قسمت هوازده زیاد باشد، باید دو الگوی انفجار جداگانه برای قسمت‌های هوازده و سنگ‌های زیرین در نظر گرفت. قسمت‌های هوازده همانند لایه‌های سست عمل کرده و سبب پرتاب سنگ و فرار گازها می‌شود. برای جلوگیری از ایجاد این مشکل باید فاصله چالها از هم کمتر شود. استفاده از یک ضریب هوازده‌گی راهنمای مفیدی برای اصلاح آشکاری برای قسمت‌های هوازده است. طبق تعریف ضریب هوازده‌گی عبارت است از (Bhandari, 1997):

$$K = \frac{\text{سرعت امواج الاستیک در سنگ هوازده} - \text{سرعت امواج الاستیک در سنگ سالم}}{\text{سرعت امواج الاستیک در سنگ سالم}}$$

$$I'_r = I_r \cdot (1 - K) \quad ۲-۶$$

K : ضریب هوازده‌گی

I_r : امپدانس سنگ سالم

I' : امپدانس سنگ هوازده

۲-۴- نتیجه‌گیری

با توجه به مطالب گفته شده در این فصل در مجموع می‌توان عوامل تأثیرگذار در نتایج انفجار را به دو دسته پارامترهای قابل کنترل و غیرقابل کنترل تقسیم‌بندی کرد. پارامترهای قابل کنترل یا همان پارامترهای طراحی در کنترل طراح بوده و در طراحی آنها باید بیشترین دقت را داشت. با توجه به اثرات نامطلوب پارامترهای غیرقابل کنترل (خصوصیات توده‌سنگ)، در اجرای پارامترهای طراحی باید سعی در کمتر کردن خطای ناشی از اجرا داشت.

از آنجایی که پارامترهای طراحی در کنترل طراح بوده، می‌توان نتیجه گرفت که بیشتر نتایج نامطلوب آشکاری‌ها ناشی از عدم توجه به پارامترهای غیرقابل (خصوصیات توده‌سنگ انفجاری) کنترل دانست. اغلب به دلیل آن که این عوامل در کنترل طراح نمی‌باشد، در روش‌های طراحی کمتر لحاظ می‌شوند. حال آن که با شناخت صحیح این پارامترها می‌توان تا حدودی آنها را قابل کنترل دانست. از طرفی بیشتر روش‌های طراحی‌ای که سعی در لحاظ کردن این عوامل داشته‌اند تنها به خصوصیات ماده‌سنگ اکتفا کرده‌اند و خصوصیات توده‌سنگ که بیشتر متأثر از شرایط درزه‌داری است باز نادیده گرفته شده است.

از این رو با توجه به جمع‌بندی فوق، در فصل سوم روش‌های طراحی‌ای معرفی می‌شود که با استفاده از شاخصی به نام قابلیت انفجار^۱ طراحی‌ای مبتنی بر هر دو خصوصیت ماده‌سنگ و توده‌سنگ بلوک انفجاری دارند.

^۱ Blastability

فصل سوم

انواع روش های تعیین قابلیت انفجار (مروری بر کارهای گذشته)

۳-۱- مقدمه

توده سنگ شامل چندین نوع سنگ مختلف است که تحت تأثیر درجات مختلفی از شکستگی در شرایط متفاوت واقع می‌شود. تعدادی از رده‌بندی‌ها و رتبه‌بندی‌های توده سنگ برای اهداف ژئوتکنیکی توسعه داده شده‌اند. خلاصه‌ای از این مطالعات در جدول (۳-۱) آورده شده است.

در زمینه حفاری و آتشکاری، این رده‌بندی‌های توده‌سنگ، عمدتاً برای ارزیابی عوامل موثر بر حفاری مفید هستند ولی در تعیین قابلیت آتشکاری سنگ و توده‌سنگ استفاده چندانی ندارد. قابلیت آتشکاری سنگ می‌تواند به عنوان مشخصه‌ای از آتشکاری توده‌سنگ در رابطه با یک طرح آتشکاری معین، مشخصات مواد ناریه و محدودیت‌های قانونی وابسته به محل انفجار تعریف شود. به عبارت دیگر، قابلیت آتشکاری سنگ نشان می‌دهد که چگونه یک توده‌سنگ می‌تواند تحت شرایط مشخص به آسانی آتشکاری شود.

جدول ۳-۱- مهمترین مطالعات و تحقیقات انجام شده رده‌بندی توده‌سنگ

ردیف	سال ارائه	ارائه دهنده	عنوان	هدف و کاربرد
۱	1946	Terzaghi	تئوری بارسنگ ترزاقی	برای طراحی نگهداری‌هایی که در آن فشار بارسنگ توسط مجموعه‌های فولادی تحمل می‌شود.
۲	1964	Deere	اندیس کیفی سنگ (RQD)	روش بسیار رایجی برای تشخیص درجه درزه‌داری مغزه‌های گمانه‌ای می‌باشد.
۳	1972	Wickham et al.	امتیاز ساختار سنگ (RSR)	بر اساس داده‌های تونل‌های کم عمق و در سنگ‌های رسوبی بدست آمده است. برای شرایط سقف قوسی و سنگ سخت کاربرد دارد.

جدول ۳-۱- مهمترین مطالعات و تحقیقات انجام شده رده‌بندی توده‌سنگ (ادامه)

ردیف	سال ارائه	ارائه دهنده	عنوان	هدف و کاربرد
۴	1973	Bieniawski	سیستم امتیاز توده‌سنگ (RMR)	تعیین خواص مهندسی سنگ که در تونل‌های کم عمق در سنگ‌های رسوبی حفر شده و از آن در تعیین متوسط زمان خودایستایی برای سقف قوسی، تعیین چسپندگی و ... استفاده می‌شود.
۵	1974	Barton et al.	سیستم کیفیت توده‌سنگ (Q)	برای سنگ‌های سخت و تونل‌ها و مغارهای با سقف قوسی توصیه شده است و از آن برای طراحی نگهداری و ... استفاده می‌شود.
۶	1977	Houlsby	-----	طبقه‌بندی توده‌سنگ بر اساس عدد لوژان، در مورد تزریق سیمان در سدها
۷	1978	Lama & Vutukuri	-----	تخمین مقاومت شکنندگی تک محوره سنگ‌ها بر اساس توصیف سنگ بارتون و همکارانش
۸	1982	Wilbur	-----	تعیین قابلیت چالزنی سنگ‌ها
۹	1985	Romana	امتیاز توده شیب (SMR)	برای ارزیابی پایداری شیب‌های سنگی استفاده می‌شود.
۱۰	1987	Singh et al.	شاخص قابلیت شکافته شدن (RCI)	طبقه‌بندی توده‌های سنگی از نظر حفاری
۱۱	1989	Bieniawski	طبقه‌بندی اصلاح شده امتیاز توده‌سنگ (MRMR)	-----
۱۲	1994	Mark & Molinda	امتیاز سقف معدن زغال (CMRR)	طراحی پایه، انتخاب پیچ‌سقف مناسب، ارزیابی خطرات
۱۳	1995	Palmstrom	شاخص توده‌سنگ (RMi)	برای تعیین مقاومت توده‌سنگ به عنوان یک ماده سازه‌ای ارائه شده است. و از آن در ارزیابی فرآیند TBM، ورودی جهت سیستم‌های طبقه‌بندی و ... استفاده می‌شود.
۱۴	1995	Singh et al.	تئوری ترزاقی اصلاح شده	طبقه‌بندی توصیفی توده‌سنگ به منظور تعیین فشار نگهداری در تونل‌ها و مغارهای سنگی
۱۵	1997	Hoek & Brown	شاخص مقاومت زمین‌شناسی (GSI)	طبقه‌بندی توده‌سنگ از طریق بررسی مشاهده‌ای است و کاربرد زیادی در طراحی شیروانی‌ها و حفاری در سنگ‌ها دارد.
۱۶	2006	Whittles et al	CMC	طبقه‌بندی سنگ‌های حاوی لایه‌های زغال و استفاده از این طبقه‌بندی برای پیش‌بینی پارامترهای ژئومکانیکی

۳-۲- انواع روش‌های تعیین قابلیت انفجار

روش‌های مختلفی به منظور برآورد قابلیت انفجار استفاده شده است. در حالی که برخی محققان سعی کرده‌اند که آن را با داده‌های به دست آمده از آزمایشگاه و آزمایش‌های صحرایی پارامترهای سنگ، ربط دهند، برخی دیگر مانند فرانکل آنرا با پارامترهای طراحی آتشکاری مرتبط دانسته‌اند و در عین حال برخی دیگر مانند جمینو لویز سعی کرده‌اند به منظور برآورد قابلیت انفجار از شیوه‌هایی که بر اساس نرخ‌های حفاری یا پارامترهای آتشکاری در محیط استوار است استفاده کنند. آخرین یافته‌ها در روش‌های کامپیوتری چشم اندازه‌های جدیدی را برای محققان در استفاده از الگوریتم‌های مختلف هوش مصنوعی برای تعیین قابلیت آتشکاری، باز کرده است. خلاصه‌ای از این روش‌ها در جدول (۳-۲) ارائه شده است.

جدول ۳-۲- انواع روش‌های تعیین قابلیت انفجار

ردیف	سال ارائه	ارائه دهنده	پارامترهای استفاده شده
۱	1954	Frankel	ارتفاع و قطر خرج، عمق چال، بارسنگ بیشینه
۲	1959	Hino	مقاومت فشاری و مقاومت کششی تک محوری ماده‌سنگ
۳	1968	Hansen	ارتفاع سطح آزاد، بارسنگ، ثابت سنگ
۴	1974	Sassa & Lot	خصوصیات سنگ و فراوانی شکستگی‌ها
۵	1976	Heynen & Dimock	سرعت انتشار امواج لرزه‌ای
۶	1977	Ashby	فراوانی، زاویه اصطکاک و زاویه زبری درزه‌ها
۷	1978	Langefors	استفاده از فاکتوری که تأثیر سنگ را نشان می‌دهد.
۸	1980	Praillet	ارتفاع پله، چگالی خرج، سرعت انفجار، ارتفاع گل گذاری، مقاومت فشاری تک محوری ماده‌سنگ، ثابتی که بستگی به وسیله بارگیری دارد
۹	1981	Borquez	فاکتور آلتراسیون، RQD
۱۰	1982	Rakishev	چگالی سنگ، سرعت موج طولی، مدول الاستیک، مقاومت فشاری و مقاومت کششی تک محوری توده‌سنگ، متوسط بعد واحد ساختار طبیعی، ضریبی به نمایندگی از خصوصیات و درجه بازشدگی درزه

جدول ۳-۲- انواع روش‌های تعیین قابلیت انفجار (ادامه)

ردیف	سال ارائه	ارائه دهنده	پارامترهای استفاده شده
۱۱	۱۹۸۲	Leighton	RQI
۱۲	۱۹۸۴	Lopez Jimeno	RQI اصلاح شده
۱۳	۱۹۸۶	Lilly	توصیف توده سنگ، فاصله‌داری و جهت‌گیری درزه‌ها، سختی و وزن مخصوص
۱۴	۱۹۸۸	Ghose	چگالی، فاصله‌داری و جهت‌گیری درزه‌ها، مقاومت بار نقطه‌ای، عمق چال، بارسنگ و وضعیت سطح آزاد
۱۵	۱۹۹۰	Gupta et al.	بارسنگ موثر، شاخص مقاومت پروتودیاکنف
۱۶	۱۹۹۶	JKMRC	مقاومت فشاری تک محوری ماده‌سنگ، چگالی، مدول یانگ، میانگین اندازه بلوک درجا، شرایط آب زیرزمینی و فاکتورهای تعدیل
۱۷	۱۹۹۹	Lutham & Lu	مقاومت فشاری و مقاومت کششی تک محوری ماده‌سنگ، چگالی، مدول الاستیسیته، سرعت موج، سختی اشمیت، متوسط اندازه بلوک درجا، بعد فرکتال درجا توده‌سنگ
۱۸	۲۰۰۰	Jiang Han et al.	طول کل شکستگی در بلوک ۲*۲ متر مربع، گین فاصله شکستگی در بلوک ۲*۲ متر مربع، مقاومت فشاری دینامیکی ماده‌سنگ، مدول الاستیک دینامیکی سنگ، اندازه میانگین خردایش
۱۹	۱۳۸۴	مومیوند	توصیف توده سنگ، فاصله‌داری و جهت‌گیری درزه‌ها، جدایش دهانه ناپیوستگی‌ها، مقاوت فشاری تک محوری ماده‌سنگ
۲۰	۲۰۱۰	Azimi & Osanloo	فازی سازی روش پیشنهادی Lutham & Lu

۳-۲-۱- فرانکل^۱

فرانکل در سال ۱۹۵۴ رابطه تجربی زیر را بین ارتفاع و قطر خرج، عمق چال، بارسنگ بیشینه

و قابلیت انفجار پیشنهاد کرده است (Jimeno, 1995):

$$S = \frac{(50 \times V_{\max})}{h^{0.3} \times H^{0.3} \times d^{0.3}} = \frac{(50 \times V_{\max})}{Q^{0.3} \times H^{0.3} \times d^{0.3}} \quad (۱-۳)$$

که در این رابطه:

^۱ Frankel

S : قابلیت انفجار، H : عمق چال (m) ، V_{max} : بار سنگ بیشینه (m) ، h : ارتفاع خرج (m) ، d : قطر خرج (mm) ، Q : مقدار خرج بر حسب گرم که می‌توان به جای h به کار برد به طوری که $Q=h \times d^2$ (هنگامی که تراکم خرج $P=0.127 \text{ gr/cm}^3$ است)

۳-۲-۲-هینو^۱

هینو در سال ۱۹۵۹ پیشنهاد کرد که قابلیت انفجار (که آن را ضریب انفجار^۲ نامید) با نسبت مقاومت فشاری به مقاومت کششی ماده سنگ برابر است (Gokhale, 2011):

$$BC = \frac{CS}{TS} \quad (۳-۲)$$

BC : ضریب انفجار

CS : مقاومت فشاری تک محوری ماده سنگ (MPa)

TS : مقاومت کششی تک محوری ماده سنگ (MPa)

در محیط انفجار با یک سطح آزاد، امواج تنش فشاری از چال انفجاری به سمت سطح آزاد جابجا می‌شوند و به صورت امواج کششی به طرف عقب انعکاس می‌یابند. هنگامی که تنش کششی بیش از مقاومت کششی سنگ شود، شکستگی‌های سنگ تحت کشش قرار می‌گیرند و این فرآیند شکستن (یا ورقه شدن) تا جایی ادامه می‌یابد که تنش فشاری باقیمانده ضعیف می‌شود.

میزان شکستگی‌های کششی و تعداد ورقه‌های^۳ تولید شده به مقاومت کششی سنگ، دامنه (یا بزرگی) و طول امواج فشاری بستگی دارد. او همچنین مشخص کرد تعداد ورقه‌های تولید شده به وسیله ورقه شدن کششی به علت امواج شوک منعکس شده امکان دارد از رابطه زیر به دست آید:

$$n \leq \frac{L}{2t} \quad \text{یا} \quad n \leq \frac{\sigma_a}{\sigma_t} \quad (۳-۳)$$

^۱ Hino

^۲ Blasting Coefficient

^۳ Slabs

n : تعداد ورقه‌های تولید شده

t : ضخامت ورقه‌های تولید شده (m)

L : طول امواج فشاری (m)

σ_a : دامنه امواج تنش فشاری (MPa)

σ_t : مقاومت کششی تک محوری ماده سنگ (MPa)

هینو همچنین متوجه شد که یک رابطه خطی بین مقاومت فشاری سنگ و دامنه امواج تنش

فشاری منتشر شده از سنگ وجود دارد، که بیان کننده این است که $\sigma_a \propto \sigma_c$ و از این رو $n \propto \frac{\sigma_c}{\sigma_t}$.

۳-۲-۳- هانسن^۱

هانسن در سال ۱۹۶۸ معادله زیر را برای مقدار مواد ناریه مورد نیاز برای خردایش بهینه در

پروژه نیروگاه برق و تونل انحراف آب سد مارو^۲ پیشنهاد کرده است که (Ghokhal, 2011):

$$Q = B^2 \times \left\{ 0.0236 \times \left[\frac{h}{B} + 1.5 \right] + 0.1984 \times C \times \left[\frac{h}{B} + 1.5 \right] \right\} \quad (3-4)$$

Q : مقدار کل خرج برای یک چال (kg)

h : ارتفاع سطح آزاد (m)

B : بارسنگ (m)

C : ثابت سنگ که از آتشکاری‌های آزمایشی بدست آمده است.

محاسبه وزن کل خرج Q پس از تصحیح تأثیر انحراف چال، قدرت مواد ناریه، الگوی حفاری و

تأثیر سایر خرج‌های آتشکاری که همان تأخیر را دارند، صورت می‌گیرد.

¹ Hansen

² Marrow Dam

$$Q_t = \frac{F}{E} \times \frac{S}{B} \times 0.8 \quad (5-3)$$

که در این رابطه:

Q_t : وزن کل خرج محاسبه شده (kg)

F : فاکتور ثابت = 0.75 (شکستگی آزاد در کف چال) تا 1 (چال قائم)

E : فاکتور مواد ناریه = 0.9 (برای دینامیت 30%) تا $1/3$ (برای دینامیت 60%)

S/B : نسبت فاصله ردیفی چال‌ها به بارسنگ

۳-۲-۴- ساسا و لات^۱

این روش در سال ۱۹۷۴ بر اساس مطالعات انجام شده بر روی قابلیت انفجار در عملیات تونل‌زنی پیشنهاد شده است. روش آنها ابتدا بر اساس ضریب صحرایی شکستگی سنگ^۲ (RBFİ) و پس از توسعه آن، ضریب آزمایشگاهی شکستگی سنگ^۳ (RBLI)، که با استفاده از تجزیه و تحلیل‌های رگرسیون خصوصیات اندازه‌گیری شده از سنگ در آزمایشگاه و مطالعات فراوانی شکستگی‌هایی که در نتیجه آتشکاری بدست آمده، پیشنهاد شده است (Jiang Han et al., 2000).

۳-۲-۵- هینن و دیماک^۴

آنها در سال ۱۹۷۶ روشی را برای توصیف قابلیت انفجار توده‌سنگ بر اساس آزمایش صحرایی معدن مسی در نوادا^۵ پیشنهاد کردند. آنها رابطه‌ای را بین خرج ویژه میانگین و سرعت انتشار امواج لرزه‌ای در توده‌سنگ یافتند و نموداری را نیز بر اساس مطالعات صحرایی پیشنهاد کردند (شکل ۳-۱) (Jimeno, 1995).

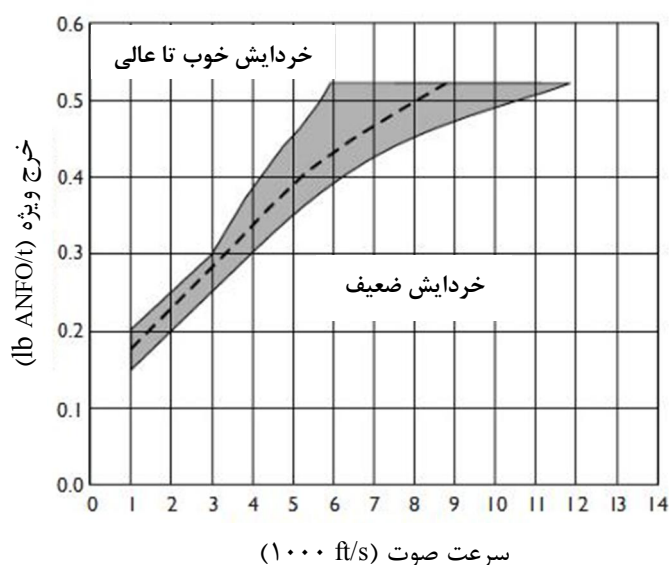
¹ Sassa & Lot

² Rock Breakage Field Index

³ Rock Breakage Laboratory Index

⁴ Heynen & Dimock

⁵ Nevada



شکل ۳-۱: نمودار همبستگی هاین و دیماک برای ارتباط خردایش با خرج ویژه و سرعت (Ghokhal, 2011)

همانطور که ملاحظه می‌شود، با بالا رفتن سرعت، مقدار انرژی لازم جهت رسیدن به خردشدگی رضایت بخش نیز افزایش می‌یابد. امروزه به خوبی می‌دانیم که جهت بیشینه کردن انرژی منتقل شده به سنگ، امپدانس ماده منفجره و سنگ بایستی با هم مساوی باشند، به عبارت دیگر:

$$\text{چگالی ماده منفجره} \times \text{سرعت انفجار} = \text{چگالی سنگ} \times \text{سرعت انتشار امواج}$$

۳-۲-۶- اشبی^۱

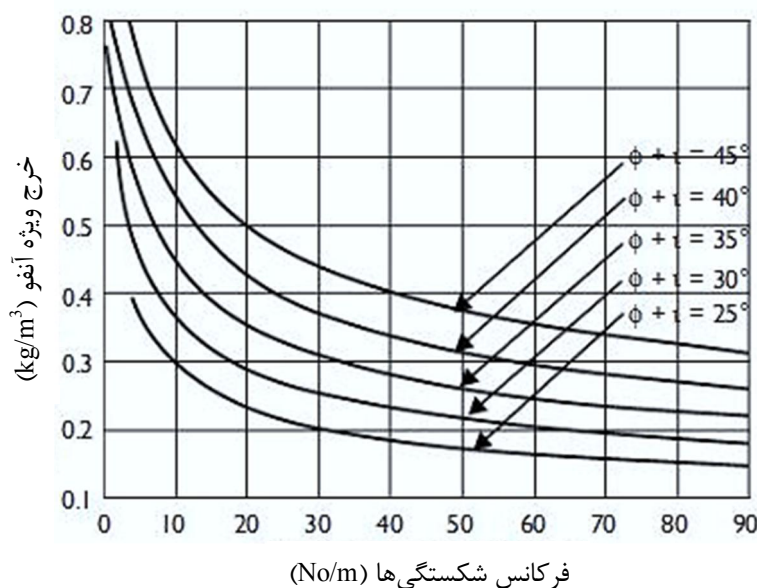
اشبی در سال ۱۹۷۷ یک رابطه تجربی را ارائه کرده است که خرج ویژه مورد نیاز برای انفجار مناسب در معدن مس باگینویل^۲ را بر اساس فراوانی درزه‌ها و زاویه اصطکاک موثر توصیف می‌کند. فراوانی درزه‌ها، نشان دهنده چگالی شکستگی و زاویه اصطکاک موثر، نشانه‌ای از مقاومت ساختار توده سنگ است. بر اساس نظریه اشبی، خرج ویژه از نوع آنفو ANFO را می‌توان با استفاده از نموداری که برای این هدف رسم شده (شکل ۳-۲) و یا از رابطه ۳-۶ بدست آورد (Ghokhal, 2011):

$$Q = \frac{0.56 \times \tan(\varphi + i)}{\sqrt[3]{D}} \quad (۳-۶)$$

^۱ Ashby

^۲ Baugainville

که در این رابطه Q خرج ویژه (کیلوگرم آنفو بر متر مکعب)، ϕ زاویه اصطکاک (درجه)، i زاویه زبری (درجه) و D فرکانس شکستگی ها (تعداد در متر) است.



شکل ۳-۲: نمودار تجربی ارتباط بین خرج ویژه، فراوانی شکستگی ها و مقاومت برشی درزه ها (Ghokhal, 2011)

۳-۲-۷- لانگفرس^۱

لانگفرس در سال ۱۹۷۸ فاکتوری که تأثیر سنگ را نشان می دهد (C_0) پیشنهاد کرده است. Q مقدار خرج ویژه ای را نشان می دهد که شامل محدودیت فنی برای شکستگی رضایت بخش است و از رابطه $Q = 1/2 \times C_0$ بدست می آید. مقدار C_0 برای گرانیت کریستالی (که از تعدادی آزمایش آتشکاری در گرانیت شکننده کریستالی بدست آمده) برابر 0.17 kg/m^3 و برای سایر سنگ ها مقادیری بین 0.18 تا 0.35 است.

فرانکل ۱۹۵۴ پیشنهاد کرد که " برای استفاده عملی قابلیت آتشکاری، می توان به وسیله یک آزمایش آتشکاری از یک چال قائم به قطر ۳۳ میلی متر و عمق $1/33$ متر که ۱ متر از خرج پر شده و تا شکستگی نیز ۱ متر فاصله داشته باشد و بیشترین پرتاب سنگ آن نیز ۱ متر باشد، استفاده کرد.

¹ Langefors

لارسن^۱ ۱۹۷۴ پیشنهاد کرد که مقدار ثابت سنگ به طور معمول 0.4 kg/m^3 ممکن است تا $\pm 25\%$ متفاوت باشد (Gokhale, 2011).

۳-۲-۸- پریت^۲

پریت در سال ۱۹۸۰ مقاومت فشاری سنگ را از نرخ نفوذ، وزن پشت سرمته، سرعت چرخش و قطر حفاری محاسبه کرده و سپس با استفاده از معادله درجه سوم بارسنگ را به صورت تابعی از پارامترهای زیر تعیین نمود:

- ارتفاع پله، چگالی خرج
- سرعت انفجار
- ارتفاع گل گذاری
- مقاومت فشاری
- ثابتی که بستگی به وسیله بارگیری دارد.

مزیت این روش در این است که الگوی حفاری به عنوان تابعی از پارامترهای از قبل شناخته شده محاسبه می‌شود. البته به جز مقاومت فشاری که بایستی از روی داده‌های قبلی تخمین زده شود. از معایب این روش می‌توان به این نکته اشاره کرد که چون مقاومت فشاری از روی پارامترهای حفاری تعیین می‌شود، استفاده از این روش منوط به این خواهد بود که چند چال در ابتدا حفر شوند. این روش بیشتر برای تشکیلات همگن معتبر می‌باشد (Jimeno, 1995).

۳-۲-۹- بورخس^۳

بورخس در سال ۱۹۸۱ فاکتور قابلیت انفجار (K_v) را با استفاده از شاخص RQD، تصحیح شده توسط فاکتور هوازدگی^۴ (AF)، تعیین کرد (روابط ۷-۳ و ۸-۳) (شکل ۳-۳). این ضریب آلتراسیون

¹ Larson

² Praillet

³ Borquez

⁴ Alteration Factor

باید با توجه به مقاومت درزه‌ها که تابعی از سختی و نوع مواد پرکننده است، در نظر گرفته شده است.

جدول ۳-۳ فاکتور هوازدهی را با توجه به مقاومت درزه‌ها ارائه می‌دهد (Jimeno, 1995):

جدول ۳-۳: مقدار فاکتور هوازدهی با توجه به مقاومت درزه‌ها (Jimeno, 1995)

مقاومت درزه‌ها	فاکتور هوازدهی
مقاومت زیاد	۱
مقاومت متوسط	۰/۹
مقاومت کم	۰/۸
مقاومت خیلی کم	۰/۷

$$K_v = a + b \times \ln(ERQD) \quad (۷-۳)$$

$$ERQD = RQD \times AF \quad (۸-۳)$$

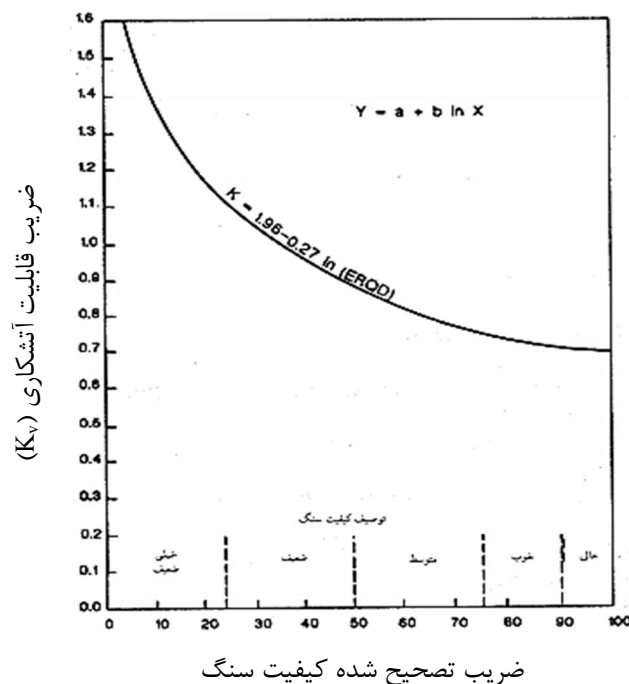
در روابط بالا:

K_v : فاکتور قابلیت انفجار

a و b : ثابت

$ERQD$: ضریب تصحیح شده کیفیت سنگ

AF : فاکتور هوازدهی



شکل ۳-۳: فاکتور قابلیت انفجار بورخس (Jimeno, 1995)

۳-۲-۱۰- راکیشف^۱

راکیشف در سال ۱۹۸۲ قابلیت انفجار، مقاومت شکست در برابر انفجار، را به عنوان تابعی از سنگ، سرعت موج طولی، ضریب پواسون، مدول الاستیک، مقاوت فشاری و مقاوت کششی تک محوری توده سنگ، متوسط بعد واحد ساختار طبیعی و ضریبی به نمایندگی از خصوصیات و درجه بازشدگی درزه، بیان کرد (Jimeno, 1995).

او یک سرعت شکست بحرانی را با استفاده از پارامترهای فوق تعریف کرد و قابلیت انفجار را در پنج رده متناظر با مقادیر مختلف از سرعت شکست بحرانی طبقه بندی کرد (جدول ۳-۴).
سرعت بحرانی V_{cr} را می توان از رابطه محاسبه کرد:

$$V_{cr} = k\sqrt{g \times d_n} + \frac{\sigma_{cor}}{\rho_0 + c} \quad (۹-۳)$$

$$\sigma_{cor} = 0.1\sigma_c + \sigma_t \quad (۱۰-۳)$$

^۱ Rakishev

که در روابط بالا:

V_{cr} : سرعت شکست بحرانی (m/s) ، g : شتاب گرانش (m/s^2) ، d_n : متوسط بعد واحد ساختار طبیعی (m) ، ρ_0 : چگالی سنگ (kg/m^3) ، C : سرعت موج طولی (m/s) ، σ_c : مقاومت فشاری تک محوری (kN/m^2) و σ_t : مقاومت کششی تک محوری (kN/m^2) است.

جدول ۳-۴: رابطه بین قابلیت آتشکاری و سرعت شکست بحرانی (Jimeno, 1995)

سرعت شکست بحرانی	قابلیت انفجار
$V_{cr} > 3/6$	انفجار آسان
$3/6 < V_{cr} < 4/5$	انفجار متوسط تا آسان
$4/5 < V_{cr} < 5/4$	انفجار مشکل
$5/4 < V_{cr} < 6/3$	انفجار خیلی مشکل
$6/3 < V_{cr}$	انفجار به شدت مشکل

۳-۲-۱۱- لایتون^۱

لایتون در سال ۱۹۸۲ رابطه‌ای را بین شاخص کیفیت سنگ^۲ (RQI) و خرج ویژه از ANFO برای انفجار کنترل شده محیطی با ضریب تعیین $R=0/98$ که در شکل ۳-۴ نشان داده شده است، برقرار کرده است (Jimeno, 1995). RQI برای حفاری چرخشی با استفاده از رابطه زیر تعیین می‌شود:

$$RQI = E_h \frac{t}{L} \quad (11-3)$$

که در این رابطه:

E_h فشار هیدرولیکی حفاری (kPa) ، t زمان حفاری (min) و L طول چال حفاری (m) می‌باشد.

لایتون رابطه‌ای بین RQI و خرج ویژه آتشکاری کنترل شده را به صورت رابطه ۳-۱۲ ارائه

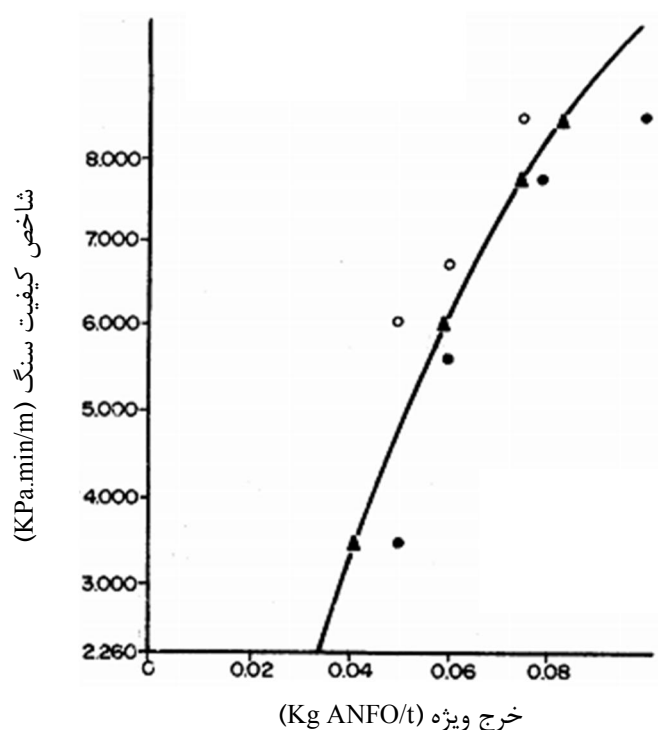
¹ Leighton

² Rock Quality Index

کرده است:

$$\ln(PF) = \frac{RQI - 25.000}{7.2000} \quad (۱۲-۳)$$

که در این رابطه PF خرج ویژه ($Kg\ ANFO/ton$) و RQI شاخص کیفیت سنگ است.



شکل ۳-۴: رابطه لایتون بین RQI و خرج ویژه (Jimeno, 1995)

اشکالات استفاده از RQI عبارتند از:

- با توجه به دخیل بودن فشار هیدرولیکی در محاسبه، داده‌های به دست آمده به نوع و مدل دستگاه حفاری وابسته است.
- قطر حفاری در محاسبه RQI در نظر گرفته نشده است.
- سرعت حفاری نیز در نظر گرفته نشده است.

مشکل اصلی دیدگاه لایتون این است که تنها برای تجهیزات حفاری B.E. 40-R با قطر ۲۲۹

میلی‌متر حفاری چرخشی قابل استفاده است.

۳-۲-۱۲-جمینو لوپز^۱

لوپز در سال ۱۹۸۴ محدودیت‌های شاخص RQI را در نظر گرفته و پیشنهاد کرده است که یک شاخص حفاری سنگ بر اساس نرخ نفوذ، قطر حفاری و غیره طبق رابطه زیر در نظر گرفته شود (Jimeno, 1995):

$$Ip = \frac{VP}{\frac{E \times N_r}{D^2}} \quad (۱۳-۳)$$

که در آن Ip شاخص حفاری، VP نرخ نفوذ (متر بر ساعت)، E بار روی مته با سرمته‌های سه مخروطی (هزار پوند)، N_r سرعت چرخش (دور در دقیقه) و D قطر حفاری (اینچ) می‌باشند.

این معادله تحت شرایط زیر معتبر است:

- سرمته حفاری مورد استفاده باید از بهترین نوع ساخته شده برای تشکلات سنگی مورد مطالعه باشد.

- جریان هوای کافی در اطراف ابزارهای برش حفاری برقرار باشد.

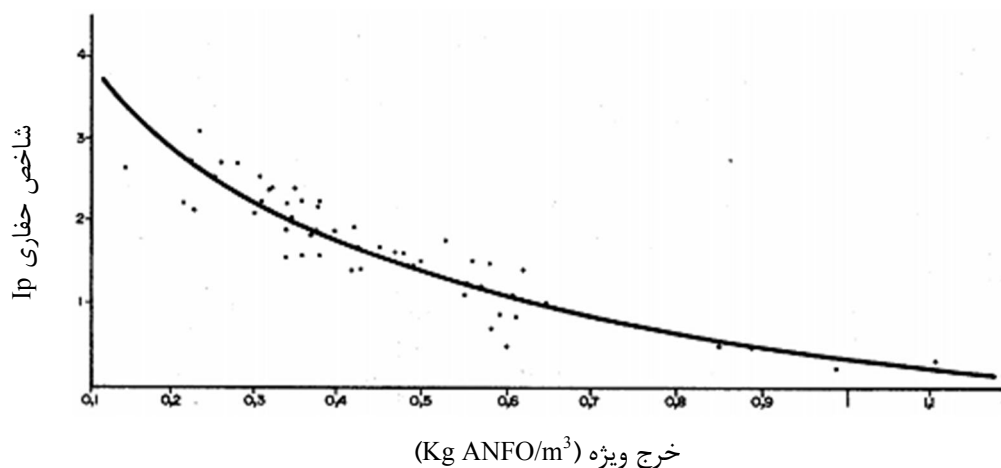
- فقط نرخ نفوذ خالص لحاظ می‌شود (زمان تعویض سرمته و لوله حفاری، تعویض محل دستگاه و ... نباید لحاظ شود).

با توجه به اینکه سرعت حفاری بستگی به مقاومت‌های فشاری، کششی و برشی سنگ دارد، شاخص Ip با داشتن نرخ نفوذ در فرمول خود همه خصوصیات ژئومکانیکی فوق را نیز پوشش می‌دهد. با تجزیه و تحلیل آماری رگرسیونی داده‌ها از معادن مختلف رابطه ۳-۱۴ بین خرج ویژه و ضریب حفاری Ip ارائه شده است (شکل ۳-۵).

$$CE = 1.124 \times e^{-0.5727 Ip} \quad (۱۴-۳)$$

که در این رابطه CE خرج ویژه آنفو (kg/m^3) و Ip شاخص حفاری است.

¹ Lopez Jimeno



شکل ۳-۵: رابطه بین شاخص حفاری I_p و خرج ویژه (Jimeno, 1995)

۳-۲-۱۳- لیلی^۱

لیلی در سال ۱۹۸۶ ضریب قابلیت انفجار را بر اساس توصیف توده سنگ، چگالی و جهت گیری درزه، سختی و وزن مخصوص، توسعه داد. این شاخص رابطه نزدیکی با خرج ویژه دارد. برای استفاده از شاخص قابلیت انفجار لیلی، رابطه خاصی بین قابلیت انفجار و خرج ویژه در یک معدن خاص مورد نیاز است. این رابطه را می توان با کمک از آتشکاری های ثبت شده و یا از نتایج انفجارهای آزمایشی برقرار کرد.

لیلی رابطه زیر را پیشنهاد کرد (Lilly, 1986):

$$BI = 0.5 \times (RMD + JPS + JPO + SGI + H) \quad (۱۵-۳)$$

در این رابطه:

BI : شاخص قابلیت انفجار^۲

RMD : شاخص توصیف توده سنگ^۳

JPS : فاکتور فاصله داری درزه ها^۴

^۱ Lilly

^۲ Blastability Index

^۳ Rock Mass Description

^۴ Joint Plane Spacing

JPO : فاکتور جهت یافتگی درزه‌ها^۱

SGI : تأثیر وزن مخصوص^۲

H : سختی^۳

امتیاز پارامترهای رابطه بالا در جدول ۳-۶ ذکر شده است.

جدول ۳-۶: امتیاز پارامترهای روش لیلی (Lilly, 1986)	
پارامترهای ژئومکانیکی	امتیاز
شرح توده سنگ	RMD
پودری (خردشده)	۱۰
بلوکی	۲۰
کاملاً یکپارچه	۵۰
فاصله‌داری درزه‌ها	JPS
نزدیک (متر < ۰/۱)	۱۰
متوسط (متر ۰/۱-۱)	۲۰
عریض (متر > ۱)	۵۰
جهت یافتگی درزه‌ها	JPO
افقی	۱۰
شیب به سمت بیرون سینه‌کار	۲۰
امتداد عمود بر سینه‌کار	۳۰
شیب به سمت داخل سینه‌کار	۴۰
تأثیر وزن مخصوص	SGI
وزن مخصوص سنگ (SG) (تن بر متر مکعب)	۵۰ - (۲۵× SG)
سختی	H
مقیاس موهس	۱-۱۰

لیلی همچنین برای محاسبه خرج ویژه با شاخص قابلیت انفجار رابطه ۳-۱۶ را پیشنهاد کرده

است.

$$q=0.004 \times BI$$

(۳-۱۶)

¹ Joint Plane Orientation

² Specific Gravity Influence

³ Hardness

که در این رابطه q خرج ویژه (کیلوگرم بر تن) و BI شاخص قابلیت انفجار است.

۳-۲-۱۴-گوس^۱

گوس در سال ۱۹۸۸ یک سیستم طبقه‌بندی ژئومکانیکی از توده‌سنگ در یک معدن زغال (جدول ۳-۷) مطرح و رابطه‌ای بین قابلیت انفجار و خرج ویژه بیان کرد (جدول ۳-۸) (Gokhale, 2011).

با این حال این شاخص قابلیت انفجار برای آتشکاری معادن روباز قابل کاربرد است و برابر است با:

$$BI = (DR + DSR + PLR + JPO + AF_1 + AF_2) \quad (3-17)$$

که در این رابطه:

BI : شاخص قابلیت انفجار

DR : نسبت چگالی^۲

DSR : نسبت فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها^۳

PLR : نسبت شاخص مقاومت بار نقطه‌ای^۴

JPO : نسبت جهت‌داری صفحه درزه‌ها^۵

AF_1 : فاکتور تعدیل^۶ ۱

AF_2 : فاکتور تعدیل ۲

¹ Ghose

² Density Ratio

³ Discontinuity spacing ratio

⁴ Point load strength index ratio

⁵ Joint plane orientation ratio

⁶ Adjustment factor

جدول ۳-۷: نسبت تعیین شده برای پارامترهای شاخص قابلیت انفجار در معدن زغال (Gokhale, 2011)

پارامترها					امتیازها
نسبت چگالی (t/m^3)	< ۱/۶	۱/۶-۲	۲-۲/۳	۲/۳-۲/۵	> ۲/۵
نسبت فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها (m)	< ۰/۲	۰/۲-۰/۴	۰/۴-۰/۶	۰/۶-۲	> ۲
نسبت شاخص مقاومت بار نقطه‌ای (MPa)	< ۱	۱-۲	۲-۴	۴-۶	> ۶
نسبت جهت‌داری صفحه درزه‌ها	DIF	SAF	SNF	DOF	HOR
فاکتور تعدیل ۱	سطح آزاد کم (محدودیت زیاد)	۰	۱۵	۱۲	۱۰
فاکتور تعدیل ۲	بارسنگ/عمق چال < ۲	۱/۵-۲	۱/۵	۱/۵	۱/۵

DIF: شیب درزه‌ها به سمت داخل سینه کار^۱، SAF: برخورد درزه‌ها با زاویه حاده با سینه کار^۲، SNF: امتداد درزه‌ها عمود بر سینه کار^۳، DOF: شیب درزه‌ها به سمت خارج سینه کار^۴، HOR: درزه‌های افقی^۵

جدول ۳-۸: رابطه بین قابلیت انفجار و خرج ویژه (Gokhale, 2011)

امتیازها					شاخص قابلیت انفجار
خرج ویژه (kg/m^3)	۰/۷-۰/۸	۰/۶-۰/۷	۰/۵-۰/۶	۰/۳-۰/۵	۶۰-۷۰
شاخص قابلیت انفجار	۳۰-۴۰	۴۰-۵۰	۵۰-۶۰	۶۰-۷۰	۷۰-۸۵

۳-۲-۱۵- گوپتا و همکاران^۶

بر اساس اطلاعات صحرایی گوپتا و همکارانش در سال ۱۹۹۰ رابطه زیر را برای تخمین خرج

ویژه (kg/m^3) برای سنگ‌های با مقاومت مختلف پیشنهاد کردند (Gupta et al, 1990):

$$PF = 0.278 \times B^{-0.407} \times F^{0.62} \quad (۱۸-۳)$$

$$F = \frac{C^2}{1.06} \times E \quad (۱۹-۳)$$

^۱ Dip into face

^۲ Strike at an angle acute to face

^۳ Strike normal to face

^۴ Dip out of face

^۵ Horizontal

^۶ Gupta. et al.

که:

PF : خرج ویژه (kg/m^3)

B : بارسنگ موثر (m)

F : شاخص مقاومت پروتودیاکنف

C : مقاومت فشاری تک محوری سنگ (kg/cm^2)

E : مدول الاستیسیته (kg/cm^2)

۳-۲-۱۶- مرکز تحقیقات کانی جولیوس کرشنت^۱

رویگرد JKMRC در سال ۱۹۹۶ طبقه‌بندی توده‌سنگ با توجه به خصوصیات است که بر عملکرد انفجار تأثیرگذار است. تجزیه و تحلیل قابلیت انفجار برای زغال با اندازه‌گیری پارامترهای زیر توسعه یافته است (Scott, 1996):

- توده سنگ: مقاومت، چگالی (جرم حجمی)، مدول یانگ
- ساختار: میانگین اندازه بلوک درجا، تأثیر ساختار
- طراحی: اندازه خردایش مورد نظر، جابجایی مطلوب کپه پس از انفجار، محدودیت‌ها

مقیاس عملیات

- محیط زیست: آب

پارامترهای زیر خط‌دار در بالا به عنوان فاکتورهای اصلاح استفاده می‌شود، که باعث می‌شود آشکاری آسان‌تر یا سخت‌تر انجام شود. جدول ۳-۹ مثالی از آنالیز خرج ویژه در یک معدن روباز زغال در هانتروالی^۲ در New South Wales که از آنفو به عنوان ماده منفجره استفاده شده است را نشان

^۱ Julius Kruttschnitt Mineral Research Center (JKMRC)

^۲ Hunttervally

می‌دهد.

جدول ۳-۹: مطالعه موردی JKMRC برای قابلیت انفجار (Scott, 1996)

پارامترها	دراگلین	در استخراج	شاول	شاول در شرایط مرطوب	کج بیل
توده سنگ					
مقاومت (MPa)	۶۰	۶۰	۵۰	۵۰	۴۰
چگالی (mg/cc)	۲/۵۱	۲/۵۱	۲/۴۷	۲/۴۷	۲/۴۲
مدول یانگ [E] (GPa)	۱۲	۱۲	۱۰	۱۰	۱۰
ساختار					
اندازه بلوک (m)	۲	۲	۲	۲	۰/۵
ساختار (۱-۹)	۵	۵	۵	۵	۳
طراحی					
خردایش مورد نظر (m)	۰/۵	۰/۵	۰/۳	۰/۳	۰/۱۵
جابجایی کپه (۱-۹)	۵	۱۰	۵	۵	۷
محدودیت (۱-۹)	۵	۵	۵	۵	۷
مقیاس عملیات (۱-۹)	۳	۳	۵	۵	۷
محیط زیست					
آب (۱-۹)	۱	۱	۱	۵	۱
شاخص‌های پیش‌بینی‌ها					
مقاومت	۰/۳۰	۰/۳۰	۰/۲۵	۰/۲۵	۰/۲۰
شکستگی	۰/۰۸	۰/۰۸	۰/۱۳	۰/۱۳	۰/۰۶
جابجایی	۰/۲۵	۰/۵۱	۰/۲۶	۰/۲۶	۰/۳۶
تصحیح	-۰/۰۲	۰/۰۳	۰/۰۰	۰/۰۸	۰/۰۲
خرج ویژه	۰/۱۸	۰/۲۴	۰/۱۷	۰/۲۱	۰/۱۶
	kg/t	kg/m ³	۰/۴۲	۰/۵۲	۰/۳۹

مقاومت فشاری و مدول‌های یانگ و جرم حجمی که از تست‌های آزمایشگاهی تعیین شده برای توصیف مقاومت اولیه و سختی مواد سازنده سنگ استفاده می‌شوند. میانگین اندازه بلوک درجا برای نمایش دادن سطح سنگ یا نقشه‌برداری ساختار برآورد شده است. تأثیر ساختار برای سختی و آسانی آتشکاری در نظر گرفته شده است (۵: خنثی است، ۱: به شدت مساعد، ۹: به شدت دشوار است). پارامتر جابجایی کپه بر اساس تجهیزات باربری است (مثل کج بیل که نیاز به پخش کردن بیشتر و برای شاول به ارتفاع و جابجایی کمتر نیاز دارد). محدودیت بر اساس سطح آزاد در دسترس می‌باشد.

در یک آتشکاری، داشتن سطح آزاد محدود، کمتر از ۵ و سطح آزاد بیشتر، بیشتر از ۵ در نظر گرفته شده است. فاکتور مقیاس برای آتشکاری مواد مشابه اما با هندسه جداگانه سنجیده می‌شود.

شاخص‌های پیش‌بینی به شرح زیر است:

- شاخص مقاومت: نشان می‌دهد که مقاومت فشاری سنگ متناسب با خرج ویژه است.
 - شاخص شکستگی: درجه‌ای از شکستگی که نسبت بلوک درجا به اندازه خردایش مورد نظر مورد نیاز است و با متناسب با مدول یانگ می‌باشد.
 - شاخص (جابجایی): انرژی مورد نیاز برای جابجا کردن بلوک انفجاری است که بطور معکوس با مدول یانگ متناسب است.
 - شاخص تصحیح: که برای تنظیم خرج ویژه با ساختار، مقیاس و مقدار اصلاح محدوده است. مقدار اصلاح ۵ برای خنثی، ۵ > برای دشوار و ۵ < برای آسان است. هر واحد بیشتر و کمتر از ۵ برای شاخص اصلاح، خرج ویژه را ۱٪ به ترتیب افزایش و کاهش می‌دهد.
- در پارامتر آب، شرایط آتشکاری خشک با ۱ نشان داده شده و هر واحد افزایش ۱٪ تا ۲٪ خرج ویژه را افزایش می‌دهد.

۳-۲-۱۷- لاتهام و لو^۱

مشکل اصلی روش‌های مبتنی بر طبقه‌بندی سنگ‌ها در برآورد قابلیت انفجار، در نظر نگرفتن اندرکنش بین پارامترها و درجه تأثیر یا ضریب وزنی هر پارامتر یا ترکیبی از پارامترهاست. با توجه به این مشکل، لاتهام و لو در سال ۱۹۹۹ سیستم تعیین قابلیت انفجار را به کمک تئوری سیستم مهندسی سنگ^۲ (RES) توسعه دادند. در این سیستم ۱۲ پارامتر مؤثر بر قابلیت انفجار در نظر گرفته شده است (جدول ۳-۱۰).

^۱ Lutham & Lu

^۲ Rock Engineering System

جدول ۳-۱۰: پارامترهای اصلی در سیستم ارزیابی قابلیت انفجار (Lutham & Lu, 1999)

ردیف	پارامترهای مؤثر بر قابلیت انفجار	پارامترهای وابسته
۱	مقاومت ماده سنگ	مقاومت فشاری تک محوری ماده سنگ (UCS) یا بار نقطه‌ای (PLI)
۲	مقاومت در برابر شکستگی	مقاومت کششی تک محوری ماده سنگ (UTS)
۳	شاخص فشردگی ماده سنگ	چگالی ماده سنگ (ρ)
۴	الاستیسیته	مدول الاستیسیته استاتیکی یا دینامیکی ماده سنگ (E)
۵	مقاومت سنگ در برابر بار دینامیکی	سرعت موج فشاری (Vp)
۶	سختی سنگ	مقدار چکش اشمیت (SHV)
۷	تغییر شکل پذیری	نسبت پواسون (ν)
۸	مقاومت سنگ در برابر خردشدن	فاکتور سختی گسترش درزه (K_{Ic})
۹	اندازه بلوک درجا	فاصله‌داری متوسط (PMS)
۱۰	بعد فرکتال درجای توده سنگ	بعد فرکتال اندازه بلوک درجا (D)
۱۱	کیفیت توده سنگ	RQD
۱۲	مقاومت صفحات ناپیوستگی	چسپندگی (C) یا زاویه اصطکاک (Φ)

آنها با توجه به استفاده از روش وزن‌دهی کدگذاری کمی پیوسته (CQC) در ماتریس اندرکنش، در نهایت ۸ پارامتر مؤثر بر شاخص قابلیت انفجار را با توجه به وزن‌های حداکثر آنها در نظر گرفتند. این پارامترها نسبت به پنج کلاس قابلیت انفجار طبقه‌بندی شده‌اند که در جدول ۳-۱۱ آورده شده است (Lutham & Lu, 1999).

جدول ۳-۱۱: تقسیم‌بندی پارامترهای مؤثر نسبت به کلاس‌های قابلیت انفجار (Lutham & Lu, 1999)

کلاس قابلیت انفجار					پارامترهای توصیفی
خیلی آسان	آسان	متوسط	سخت	خیلی سخت	
< 25	۲۵-۶۰	۶۰-۱۰۰	۱۰۰-۱۸۰	> 180	مقاومت فشاری تک محوری (MPa)
$< 1/5$	۱/۵-۳	۳-۶	۶-۱۲	> 12	مقاومت کششی تک محوری (MPa)
< 2	۲-۲/۴	۲/۴-۲/۷۵	۲/۷۵-۳	> 3	چگالی (t/m^3)
< 25	۲۵-۵۰	۵۰-۱۰۰	۱۰۰-۱۵۰	> 150	مدول الاستیسیته (GPa)
$< 1/5$	۱/۵-۲/۵	۲/۵-۳	۳-۴	۴	سرعت موج طولی (Km/s)
< 15	۱۵-۳۰	۳۰-۴۰	۴۰-۵۰	> 50	سختی اشمیت
$< 0/1$	۰/۱-۰/۵	۰/۵-۱/۵	۱/۵-۲/۵	۲/۵-۳	متوسط اندازه بلوک درجا (m)
$< 1/5$	۱/۵-۲	۲-۲/۵	۲/۵-۲/۷۵	$> 2/75$	بعد فرکتال درجا توده سنگ

شاخص قابلیت انفجار به صورت زیر تعریف می‌شود:

$$BD = \sum_{i=1}^n W_i R_i \quad (20-3)$$

که در این رابطه:

BD : شاخص قابلیت انفجار^۱

R_i : امتیاز مربوط به هر پارامتر در محدوده [۰-۱] مانند آنچه در شکل ۳-۶ برای اندازه بلوک درجا نشان داده شده، محاسبه می‌شود.

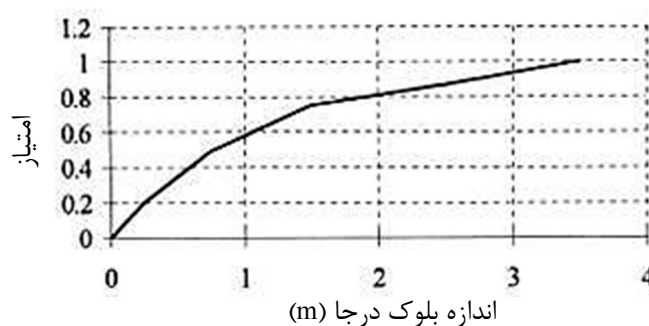
W_i : ضریب وزنی هر پارامتر است که از رابطه زیر به دست می‌آید:

$$W_i = \frac{C_i + E_i}{\sum (C_i + E_i)} \times 100 \quad (21-3)$$

که:

C_i : مجموع اثرهای هر پارامتر بر سایر پارامترها در ماتریس اندرکنش

E_i : مجموع اثرهای سایر پارامترها بر پارامتر مورد بررسی در ماتریس اندرکنش



شکل ۳-۶- مقداردهی پیوسته پیشنهادی برای اندازه بلوک درجا (Lutham & Lu, 1999)

۳-۲-۱۸- جیانگ هان و همکاران^۲

آنها در سال ۲۰۰۰ از رویکرد شبکه عصبی مصنوعی^۳ برای تعیین طبقه‌بندی قابلیت انفجار سنگ استفاده کرده‌اند. آنها شبکه انتشار برگشتی با ۶ عنصر ورودی، ۵ عنصر لایه پنهان و ۱ عنصر پردازش خروجی طراحی کردند. طبقه‌بندی قابلیت انفجار توده‌سنگ از معادله زیر محاسبه شده است:

$$K = \{L, S, R_{cd}, E_d, P_c, d_{cp}\} \quad (22-3)$$

که:

¹ Blastability Designation

² Jiang Han et al.

³ Article Neural Network

K : پارامتر خروجی از شبکه (شاخص قابلیت انفجار)

L : مجموع طول شکستگی‌ها در بلوک 2×2 متر مربع (m)

S : میانگین فاصله شکستگی در بلوک 2×2 متر مربع (m)

R_{cd} : مقاومت فشاری دینامیکی سنگ (MPa)

E_d : مدول الاستیک دینامیک سنگ (GPa)

P_c : درصد بلوک کامل (/.)

d_{cp} : اندازه میانگین خردایش (mm)

۸۸ مجموعه داده از شرایط مختلف آتشکاری برای معماری از شبکه مورد استفاده قرار گرفت. از این مجموعه داده‌ها، ۴۴ مجموعه داده برای آموزش، ۲۲ مجموعه داده برای اعتبار سنجی و ۲۲ مجموعه داده برای تست شبکه در نظر گرفته شده‌اند. نتیجه خروجی خطایی در حدود ۱۰٪ را نشان می‌دادند (Jiang Han et al, 2000).

۳-۲-۱۹- مومیوند

در سال ۱۳۸۴ مومیوند طی یک تحقیق بسیار جامع و کامل پیرامون شرایط فنی و اقتصادی آتشکاری، یک شاخص جدید برای کاربردهای آتشکاری از جمله تعیین میزان بارسنگ و خرج ویژه ارائه نمود. این شاخص جدید در حقیقت اصلاح شده و تکمیل شده شاخص BI می‌باشد. در روش جدید شاخص خردایش سنگ^۱ (RFI) پارامتر دهانه و پرکننده درزه‌ها و مقاومت فشاری تک محوری ماده‌سنگ هم به شاخص افزوده شده است که این امر دقت و نتایج عملکرد این شاخص را به شدت بالا می‌برد. روش امتیازدهی به پارامترها و نحوه محاسبه RFI در جدول ۳-۱۲ آورده شده است.

^۱ Rock Fragmentation Index (RFI)

حداقل میزان RFI، ۱۶ و حداکثر مقدار آن ۴۲ می‌باشد. در این روش، با توجه به انجام مطالعات اقتصادی در شش معدن آهک آذربایجان غربی میزان خرج ویژه بهینه واقعی تعیین شده است. سپس بر مبنای کارهای ریاضی و تجربیات صحرایی رابطه بین RFI و بارسنگ به شکل زیر پیشنهاد شده است (مومیوند، ۱۳۸۴):

$$RFI = \frac{B}{\varphi_c} \quad (23-3)$$

که در این رابطه RFI شاخص خردایش سنگ، B بارسنگ (متر) و φ_c قطر چال (متر) می‌باشد. در مجموع نحوه محاسبه شاخص خردایش سنگ به شرح رابطه می‌باشد:

$$RFI = DPA + DPS + DPO + RMD + UCS \quad (24-3)$$

در این روش با مشخص بودن قطر چال و محاسبه شاخص خردایش سنگ در هر سینه کار با استفاده از رابطه ۲۳-۳ به راحتی بارسنگ الگوی آتشکاری محاسبه می‌شود. همچنین برای محاسبه خرج ویژه توسط روش RFI، مومیوند رابطه بین شاخص قابلیت خردایش توده سنگ و خرج ویژه بهینه (خرجی که باعث کمترین هزینه استخراج می‌شود) را به صورت رابطه ریاضی ۲۵-۳ ارائه نموده است:

$$Q_o = 312.12 \times RFI^{-2.082} \quad (25-3)$$

در این رابطه Q_o ، خرج ویژه بهینه بر حسب کیلوگرم بر تن می‌باشد.

جدول ۳-۱۲: پارامترهای موثر در تعیین شاخص خردایش سنگ و امتیازهای آنان (مومیوند، ۱۳۸۴)

پارامترهای ژئومکانیکی	عدد معرف
شرح توده سنگ	RMD^1
پودری (خردشده)	۱۰
بلوکی	۶
کاملاً یکپارچه	۴
فاصله داری درزه ها (متر)	JPS^2
نزدیک (<0.1)	۱۲
متوسط ($0.1-1$)	۷
عریض (>1)	۴
جهت یافتگی درزه ها	JPO^3
افقی	۶
شیب به سمت بیرون سینه کار	۵
امتداد عمود بر سینه کار	۴
شیب به سمت داخل سینه کار	۳
جدایش دهانه درزه ها (ناپیوستگی ها) (میلی متر)	DPA^4
خیلی کم (بسته)، <1	۸
کم، ۱-۵	۷
متوسط و پر شده، ۵-۵۰	۶
متوسط و بدون پرشدگی، ۵-۵۰	۵
زیاد و پر شده، >50	۴
زیاد و بدون پرشدگی، >50	۳
مقاومت فشاری تک محوری ماده سنگ (مگا پاسکال)	UCS
مقاوت خیلی کم، <25	۶
مقاوت کم، ۲۵-۵۰	۵
مقاومت متوسط، ۵۰-۱۰۰	۴
مقاومت متوسط، ۵۰-۱۰۰	۳
مقاومت خیلی زیاد، >200	۲

۳-۲-۲۰- عظیمی و اصانلو^۵

عظیمی و اصانلو در سال ۲۰۱۰ روشی فازی مبتنی بر روش ارائه شده توسط لو و لاتهام را ارائه

¹ Rock Mass Description

² Discontinuity Plane Spacing

³ Discontinuity Plane Orientation

⁴ Discontinuity Plane Aperture

⁵ Azimi & Osanloo

کردند. این روش به دلیل ایرادات وارده زیر به مدل لاتهام ارائه شد:

- استفاده از واژه‌های کیفی به عنوان مقدار ورودی برخی پارامترها
- استفاده از مرزهای تیز بین رتبه دو کلاس مجاور، در حالی که طبیعت توده‌سنگ به صورت تدریجی تغییر می‌کند.
- همپوشانی در مرزهای کلاس‌های طبقه‌بندی‌های ارائه شده وجود دارد.
- عدم قطعیت ذهنی به داده‌هایی که نزدیک به مرز جدایی دو کلاس هستند.
- دامنه امتیازهای کلاس‌های طبقه‌بندی‌های ارائه شده زیاد است.

آنها از توابع عضویت مثلثی و دوزنقه‌ای برای فازی سازی پارامترهای ورودی و خروجی، و از استنتاج فازی ممدانی برای قواعد این روش استفاده کرده‌اند. در پایان برای غیرفازی سازی خروجی روش، روش گرانیگاه را مورد استفاده قرار داده‌اند (Azimi & Osanlo, 2010).

۳-۳- پارامترهای مهم در تعیین قابلیت انفجار

مهم‌ترین و معروف‌ترین پارامترهای مطالعه شده در این زمینه که تاکنون انجام شده در جدول ۳-۱۳ آورده شده است. همان طور که در جدول دیده می‌شود پارامترهای زیادی برای تعیین قابلیت انفجار ارائه شده است. فاصله‌داری صفحات ناپیوستگی‌ها (JPS) و مقاومت فشاری تک محوری ماده‌سنگ از مهم‌ترین پارامترهایی است که تقریباً به طور وسیعی استفاده شده است. پس از این دو پارامتر، مدول الاستیسیته (E) و چگالی نیز بیشترین استفاده را در طبقه‌بندی داشته است. جهت‌داری صفحات ناپیوستگی‌ها (JPO) در رده‌های بعدی بیشترین کاربرد قرار دارد. بقیه موارد نیز تقریباً به طور یکسان مورد استفاده قرار گرفته است.

جدول ۳-۱۳: مهم‌ترین پارامترهای مطالعه شده در تعیین قابلیت انفجار

Researcher	Parameter	UCS	UTS	PLI	E	ν	γ	RQD	SHV	H	ρ	JPS	JPO	DPA	C	Φ
Hino (1959)		■	■													
Heinen & Dimock (1976)							■									
Ashby (1977)												■			■	■
Borquez (1981)								■								
Rakishev (1982)		■	■		■	■	■				■	■		■		
Lopez Jimeno (1984)																
Lilly (1986)										■	■	■	■			
Ghose (1988)				■							■	■	■			
Gupta et al (1990)		■			■											
JKMRC (1996)		■			■						■	■				
Lutham & Lu (1998)		■	■		■		■		■		■	■				
Jiang Han et al. (2000)		■			■							■				
Moomivand (2004)		■										■	■	■		

UCS: مقاومت فشاری تک محوری ماده‌سنگ، UTS: مقاومت کششی تک محوری ماده‌سنگ، PLI: اندیس بار نقطه‌ای، E: مدول الاستیسیته، ν : ضریب پواسون، γ : سرعت موج، SH: مقدار چکش اشمیت، H: سختی موهس، ρ : چگالی، JPS: فاصله‌داری صفحات درزه‌ها، JPO: جهت‌داری صفحات درزه‌ها، DPA: جدایش دهانه ناپیوستگی‌ها، C: زاویه چسپندگی، Φ : زاویه اصطکاک داخلی

۳-۴- نقد و بررسی مطالعات انجام شده

به طور کلی مطالعات انجام شده را می‌توان به ۳ گروه تقسیم‌بندی کرد:

گروه اول: مطالعاتی که بر پایه پارامترهای طراحی (یا قابل کنترل) استوار است. مطالعات

فرانکل (۱۹۵۴) و هانسن (۱۹۶۸) در این گروه قرار دارد. می‌توان گفت روش‌های پیشنهادی با تعریف و نفسی که از قابلیت انفجار بیان شد تا حدودی مغایرت دارد. زیرا اساساً هدف از تعیین قابلیت انفجار یک توده‌سنگ دست یافتن به این نکته است که چه مقدار انرژی برای شکستن یک توده‌سنگ لازم است، به بیان دیگر یعنی چه مقدار خرج ویژه برای شکستن یک توده‌سنگ مورد نیاز است. از این طریق می‌توان تا حدودی به الگوی انفجار مورد نظر دست یافت. اینکه از روی الگوی حفر شده و ارزیابی نتایج پس انفجار در مورد قابلیت انفجار قضاوت کرد به نظر اشتباه می‌آید. مگر اینکه هدف تحلیل برگشتی برای رسیدن به الگوی مناسب باشد، که در این صورت نیز نیازی به تعیین قابلیت

انفجار از این طریق نیست. و با بررسی نتایج انفجارهای انجام شده و عمل سعی و خطا نیز می‌توان به الگوی مناسب و بهینه دست یافت.

گروه دوم: مطالعاتی که با توجه به داده‌های حفاری انجام شده است. مطالعات صورت گرفته توسط پریت (۱۹۸۰)، لایتون (۱۹۸۲)، جمینو لویز (۱۹۸۴) در این گروه جای دارند. ایراد اساسی این روش این است که تنها برای شرایط خاصی از محیط و دستگاه قابل کاربرد است و زیاد قابل تعمیم به دیگر شرایط نیستند. و از طرفی وزن پارامترهای ذاتی ماده‌سنگ و توده‌سنگ در امتیاز نهایی مشخص نیست و بیان نمی‌کنند که کدام یک از پارامترها باعث تغییر غیر عادی و زیاد امتیاز کسب شده، شده است. به نظر می‌رسد استفاده از این روش‌ها در کنار روش‌هایی که در گروه سوم قرار می‌گیرند، تا استفاده از این روش‌ها به طور مستقیم در طراحی، می‌تواند بیشتر مفید باشد.

گروه سوم: مطالعاتی که بر اساس پارامترهای ذاتی ماده‌سنگ و توده‌سنگ (یا غیرقابل کنترل) صورت گرفته است. افرادی همچون هینو (۱۹۵۹)، ساسا و لات (۱۹۷۴)، هنین و دیماک (۱۹۷۶)، اشبی (۱۹۷۷)، بورخس (۱۹۸۱)، راکیشف (۱۹۸۲)، لیلی (۱۹۸۶)، گوس (۱۹۸۸)، گوپتا (۱۹۹۰)، موسسه تحقیقات کانی جولیوس کرشنت (۱۹۹۶)، لاتهام و لو (۱۹۹۹)، جیانگ هان و همکارانش (۲۰۰۰)، مومیوند (۱۳۸۴) و در نهایت عظیمی و اصائلو (۲۰۱۰) در این گروه قرار می‌گیرند. این گروه از مطالعات به دلیل درگیر بودن مستقیم پارامترهای ذاتی سنگ در تعیین قابلیت انفجار و اهمیت این پارامترها در فرآیند انفجار، از مهمترین و بهترین روش‌های تعیین قابلیت انفجار می‌باشد. گرچه بعضی از آنها مانند روش هینو به دلیل در نظر گرفتن تنها دو پارامتر مقاومتی سنگ در اظهار نظر نهایی، بدون در نظر گرفتن پارامترهای توده‌سنگ از قبیل فاصله‌داری درزه‌ها، تنها یک دید کلی از قابلیت انفجار بیان می‌کند، اما روش‌هایی مانند لیلی، مومیوند و لاتهام و لو با در نظر گرفتن هر دو پارامترهای ماده‌سنگ و توده‌سنگ از جامعیت تقریباً خوبی برخوردار هستند. در اینجا لازم به ذکر است که گرچه روش لاتهام و لو تعداد پارامتر بیشتری نسبت به دو روش دیگر در نظر گرفته است، اما باید توجه داشت که به دلیل همپوشانی و اینکه بعضی از این پارامترها مانند سرعت موج طولی

آزمایش‌هایی وقت‌گیر و مقرون به صرفه نیستند، روشی نسبتاً نامناسب نسبت به دو روش دیگر بیان شده می‌باشد. و قابل استفاده در یک مقیاس بزرگتری نظیر زون‌بندی کل یک معدن نمی‌باشد. بنابراین روش‌های لیلی و مومیوند به دلیل جامعیت تقریباً کامل آنها و از همه مهم‌تر قابلیت کاربرد آسان این روش‌ها، بهترین روش‌های کاربردی موجود می‌باشد.

روش‌های بیشتری برای تعیین قابلیت انفجار وجود دارد که تلاشی است که نشان می‌دهد تعیین قابلیت انفجار تنها از یک راه نیست. تحقیقات برای رسیدن به یک قابلیت انفجار واحد جهانی، که یک طراحی آتشکاری و عملکرد مؤثر را مشخص کند، هنوز ادامه دارد. پژوهش‌های اساسی بر روی طراحی آتشکاری و توصیف توده‌سنگ و مشاهده عملیات انفجار در جریان است. اعتقاد بر این است که امکان بدست آوردن روش جهانی برای تعیین قابلیت انفجار، که نتایج انفجار را ترکیب کند و قادر به ارتباط نزدیکی با خرج ویژه برای شرایط متفاوت ژئومعدن باشد، وجود دارد.

فصل چہارم

معرفی معدن سنگ آہن گل کھر

۴-۱- مقدمه

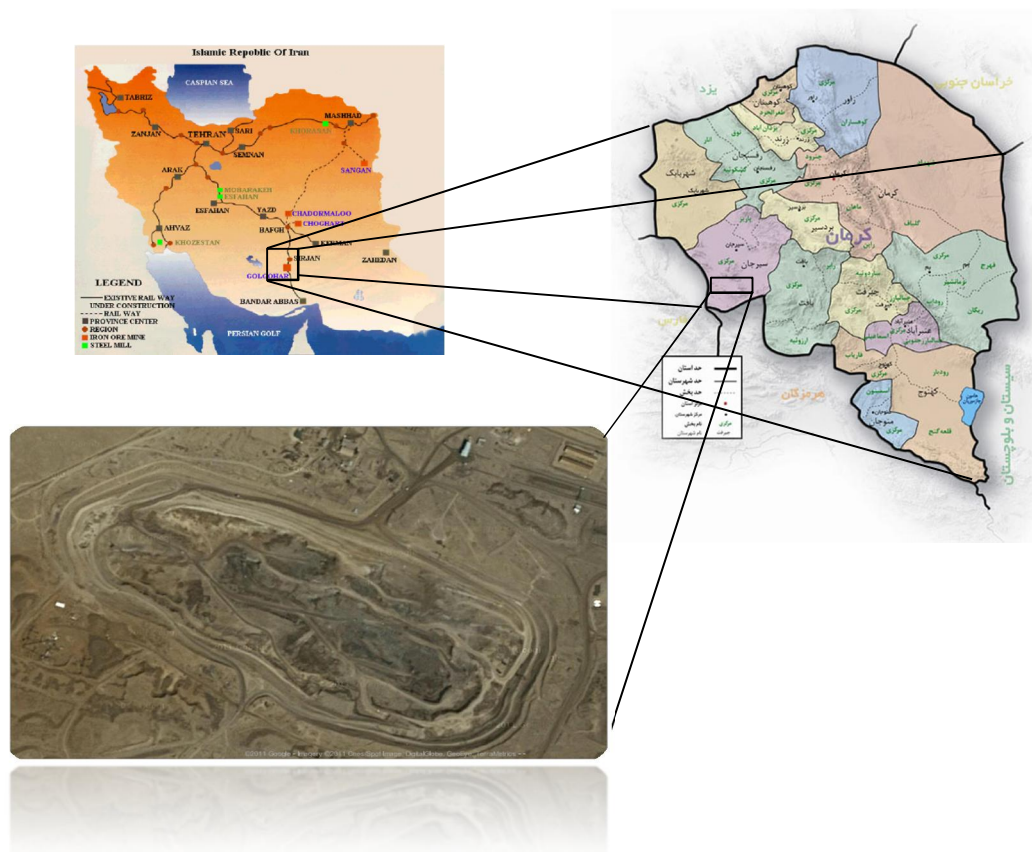
ناحیه معدنی سنگ آهن گل‌گهر در استان کرمان و در مرکز مثلی که رئیس آن را کرمان، شیراز و بندرعباس تشکیل می‌دهند، واقع شده است. معدن شماره ۱ گل‌گهر یکی از آنومالی‌های شش گانه این منطقه است که از لحاظ عیار و تناژ جالب توجه و قابل بهره‌برداری می‌باشد. در این فصل ویژگی‌های جغرافیایی، شرایط آب و هوایی، وضعیت زمین‌شناسی منطقه، تاریخچه فعالیت‌های اکتشافی و موارد دیگر مورد بررسی قرار گرفته است.

۴-۲- اطلاعات عمومی معدن

۴-۲-۱- موقعیت جغرافیایی و راه‌های ارتباطی

ناحیه معدنی سنگ آهن گل‌گهر در ۵۵ کیلومتری جنوب غرب سیرجان در محدوده طول‌های جغرافیایی ۵۵ درجه و ۱۵ دقیقه تا ۵۵ درجه و ۲۴ دقیقه شرقی و عرض‌های جغرافیایی ۲۹ درجه و ۳ دقیقه تا ۲۹ درجه و ۷ دقیقه شمالی واقع شده است. راه ارتباطی این منطقه جاده آسفalte سیرجان- شیراز است که بعد از طی ۴۵ کیلومتر جاده آسفalte یک راه فرعی آسفalte درجه ۱ به طرف جنوب تا معدن امتداد می‌یابد. راه آهن دو بانده بافق بندر عباس از ۸ کیلومتری شرق معدن عبور می‌کند که یک انشعاب به طول حدودی ۱۰ کیلومتر معدن را به شبکه راه آهن سراسری متصل می‌سازد.

موقعیت جغرافیایی معدن سنگ آهن گل کهر در شکل ۴-۱ نشان داده شده است.



شکل ۴-۱: موقعیت جغرافیایی معدن سنگ آهن گل کهر

ارتفاع متوسط توپوگرافی معدن از سطح دریا ۱۷۴۰ متر است. بلندترین نقطه ارتفاعی در منطقه مربوط به کوه چاه سفید با ارتفاع ۲۰۰۰ متر می‌باشد و کمترین ارتفاع در محدوده معدن بدون در نظر گرفتن پیت در سمت جنوب غرب آن با ارتفاع ۱۷۰۹ متر از سطح دریا است که در خروجی حوضه قرار دارد.

از نظر موقعیت منطقه‌ای در اطراف محدوده معدن‌کاری در معدن شماره ۱ گل کهر چندین حوضه آبریز وجود دارد که شامل: ۱- حوضه چاه دراز ۲- حوضه عین البقر ۳- حوضه قطار بنه ۴- حوضه خیرآباد می‌باشد. معدن گل کهر در بخش شمالی حوضه عین البقر قرار دارد. این حوضه از شمال با حوضه خیر آباد، از شرق با حوضه چاه دراز، از سمت غرب با حوضه قطار بنه و از جنوب با کویر مرگ در ارتباط است (کوشا معدن، ۱۳۸۳).

۴-۲-۲- شرایط آب و هوایی منطقه

آب و هوای منطقه گل‌گهر خشک و کویری بوده و با توجه به اطلاعات ثبت شده توسط دستگاه‌های هواشناسی میزان بارندگی سالیانه در این ناحیه از سال ۱۳۶۶ تا سال ۱۳۸۵ بین ۸۸ تا ۲۳۱/۵ میلی‌متر در سال متغیر بوده است. همچنین تغییرات درجه حرارت هوا در طول این سال‌ها از ۹/۲ درجه سانتیگراد زیر صفر تا ۴۲ درجه سانتیگراد متغیر بوده است. حداکثر دمای هوا مربوط به ماه تیر و حداقل آن مربوط به ماه دی می‌باشد. بارندگی این ناحیه مربوط به زمستان و اوایل فصل بهار می‌باشد که بر همین اساس درصد رطوبت نیز بین ۴ تا ۹۸ درصد متغیر است (کوشا معدن، ۱۳۸۵).

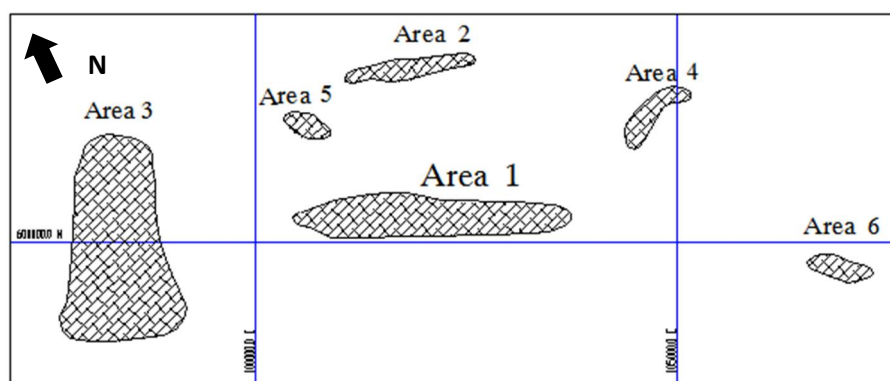
۴-۲-۳- مورفولوژی منطقه

مورفولوژی ناحیه گل‌گهر شامل یک دشت وسیع هموار تا ناهموار است که تک رشته‌هایی از تشکیلات کربناته از آن سر بر آورده است. ناحیه مورد مطالعه دارای سه واحد ریخت‌شناسی و کوه‌های ستیغ‌دار است که اطراف آن را دشت‌های آبرفتی و نمکزارهای مسطح فرا گرفته است و امتداد عمومی ارتفاعات NW-SE می‌باشد. ارتفاع متوسط دشت‌های آبرفتی ناحیه معدنی از سطح دریا حدود ۱۷۳۰ متر و در شمال معدن نمک‌زار کفه خیرآباد (سیرجان) قرار دارد. در غرب معدن دو رشته کوه موازی به نام چاه بره با امتداد NW-SE با ارتفاع ۱۹۸۶ متر قرار گرفته و در جنوب ناحیه رشته کوه عین البقر با ارتفاع ۲۰۳۷ متر و امتداد تقریباً W-E قرار گرفته است (مرکز اسناد).

۴-۳- تاریخچه مطالعات و سابقه فعالیت معدن

بر اساس شواهد موجود معدن سنگ آهن گل‌گهر از دیرباز استخراج می‌شده است. از جمله کارهای قدیمی این ناحیه، معدن سنگ آهن شماره یک گل‌گهر است که مقدار زیادی سنگ آهن از این معدن به طریقه روباز و زیرزمینی استخراج و حمل شده است. در سال ۱۳۴۸ شرکت ایران باریت عملیات اکتشاف و پی‌جویی سنگ آهن را آغاز کرد و نتیجه آن اکتشاف آنومالی شماره ۱ گل‌گهر با

عیار مناسب آهن و ذخیره قابل توجه بوده است. در سال ۱۳۵۳ معدن گل گهر به شرکت ملی فولاد واگذار گردید. شرکت ملی فولاد نیز با مشارکت شرکت سوئدی گرانگز^۱ مراحل مختلف اکتشاف و عملیات مهندسی را پیگیری نمود. در این رابطه توسط شرکت ایروسرویس^۲ در محدوده ای به وسعت ۴۵۰۰۰ کیلومتر مربع در فاصله بین آباده فارس تا جازموریان برداشت‌های مغناطیس سنجی هواپردی انجام گرفت و آنومالی‌های متعددی که دارای پتانسیل‌های بالایی از سنگ آهن بودند اکتشاف گردید. بزرگترین این آنومالی‌ها در ناحیه گل گهر واقع است. در پی مطالعات ژئوفیزیک هوایی و با استفاده از تجربه و امکانات موسسه زمین شناسی یوگسلاوی^۳ در محدوده‌ای به وسعت ۷۴ کیلومتر مربع در ناحیه گل گهر برداشت‌های ژئوفیزیک زمینی صورت گرفت. این برداشت‌ها شامل مغناطیس سنجی و ثقل سنجی زمینی بوده است. به دنبال آن حفر گمانه‌های اکتشافی در ۶ منطقه جداگانه شروع گردید که در نتیجه آن آنومالی‌های ۶ گانه سنگ آهن جمعاً با ۱۱۳۶ میلیون تن ذخیره تایید گردید (شکل ۲-۴) (مرکز اسناد).



شکل ۲-۴: موقعیت نسبی آنومالی‌های گل گهر (کوشا معدن، ۱۳۸۳)

¹ Granges

² Aero service

³ Geo Institute of Yugoslavia

۴-۴- وضعیت زمین شناسی منطقه

۴-۴-۱- جایگاه ناحیه معدنی گل گهر در زمین ساخت ایران

ناحیه معدنی گل گهر در تقسیم بندی ساختاری ایران، در لبه زون سنندج - سیرجان و لبه فروافتادگی نمک زار کفه خیرآباد، که خود در حد فاصل زون سنندج - سیرجان و زون ارومیه دختر به وجود آمده، قرار گرفته است (مرکز اسناد).

۴-۴-۲- چینه شناسی ناحیه معدنی گل گهر

منطقه مورد مطالعه عموماً از آبرفت های عهد حاضر پوشیده شده است و ارتفاعات معدودی که رخنمون دارند شامل سنگ های دگرگونی پالئوزوئیک در جنوب و جنوب غربی معدن و سنگ های رسوبی مزوزوئیک و سنوزوئیک در شرق معدن می باشند. سنگ های پالئوزوئیک شامل کمپلکس گل گهر بوده که این مجموعه قدیمی ترین مجموعه دگرگونی این منطقه را تشکیل می دهد و ذخایر شش گانه سنگ آهن گل گهر در این کمپلکس قرار گرفته است. بخش تحتانی این کمپلکس شامل تناوبی از گنایس، میکاشیست، آمفیبولیت و کوارتز شیست می باشد. بر روی این بخش مجموعه ای تشکیل شده است که در تمامی نواحی اسفندقه، حاجی آباد و نیریز ویژگی های یکنواختی به شرح زیر دارد (مرکز اسناد):

الف- تناوب مرمرهای دولومیتی، کلسیتی، میکاشیست، شیست سبز، گرافیت شیست و کوارتز شیست به مقدار کم.

ب- فراوانی شیست های سبز در میان سنگ های کربناته.

ج- قرار گرفتن این مجموعه بر روی واحد زیرین کمپلکس گل گهر بدون دگرشیبی.

د- ختم شدن این مجموعه به یک واحد مرمری دولومیتی یا کلسیتی در تمام زون سنندج سیرجان به نام کرسفید.

در ناحیه پریا (۳۰ کیلومتری شمال شرق گل‌گهر) مقاطع کاملی از پالئوزوئیک تا تریاس زیرین، توسط سازمان زمین‌شناسی کشور مطالعه شده است. در این مقطع بین کمپلکس گل‌گهر و واحد کرسفید و کمپلکس‌های رویی، دگرشیبی دیده نمی‌شود. کمپلکس کرسفید توسط ماسه سنگ، اسلیت و آهک‌های کربونیفر زیرین پوشیده شده است. با توجه به نبود دگرشیبی و آرامش نسبی زمین ساخت ایران در پالئوزوئیک و وجود کربونیفر زیرین روی دولومیت‌های کرسفید، می‌توان سن دونین را برای کمپلکس کرسفید و سن احتمالی اردوئین را برای کمپلکس گل‌گهر در نظر گرفت. بیرون‌زدگی رسوبات مزوزوئیک عمدتاً در شمال شرق معدن، رسوبات تریاس به صورت آهک‌های ریفی، و تریاس فوقانی به صورت دولومیتی در ناحیه دو کوهی در شمال شرق، و رسوبات ژوراسیک فوقانی به صورت آهک‌های دولومیتی قهوه‌ای رنگ در شرق معدن مشاهده شده است.

۴-۳-۴- ساختار زمین‌شناسی و تکتونیک منطقه

مطالعه تغییرات زمین‌شناسی ساختمانی به دلایل زیر در این منطقه مشکل است (مرکز اسناد):

الف- نبودن رخنمون واحدهای سنگی قدیمی.

ب- جوان بودن سن (پلیوسن-کواترنر) واحدهای سنگی پوشش دهنده محدوده آنومالی و نبودن چین‌خوردگی و تغییر شکل‌های ناشی از فازهای^۱ اصلی و مؤثر کوهزایی آلپ در این سنگ نهشته‌ها.

ج- گچ دار بودن و سست بودن واحدهای کنگلومرا

با وجود اینکه خطواره مربوط به گسل‌ها در روی عکس‌های هوایی دیده می‌شود ولی در صحرا به دلیل سست بودن و گچ‌دار بودن واحدهای سنگی گسل‌های مربوط به این خطواره‌ها به خوبی دیده نمی‌شوند. با همه این کاستی‌ها در محدوده مورد مطالعه سه دسته گسل شاخص قابل شناسایی است که یک دسته از این گسل‌ها موازی زاگرس و به طور تقریبی عمود بر محور تنش بیشینه و دسته دیگر

^۱ Phase

منطبق بر دو دسته از گسل‌های امتداد لغز هم نوع هستند. دسته‌ای از گسل‌ها که روند شمال باختر- جنوب خاور را دارند و موازی روند زاگرس هستند به احتمال زیاد علاوه بر مولفه جابجایی امتدادی، مولفه جابجایی قائم از نوع تراستی هم باید داشته باشند.

۴-۴-۴- کانی‌شناسی

به طور کلی کانی‌های موجود در معدن را می‌توان به دو گروه زیر تقسیم کرد (کوشا معدن، ۱۳۸۳):

الف- کانی‌های فلزی

مگنتیت کانی اصلی سنگ آهن گل‌گهر است. این کانی در حالت خالص دارای وزن مخصوص ۵-۵/۲ گرم بر سانتی‌متر مکعب و سختی ۵-۵/۶ در مقیاس موهس بوده و خاصیت جذب در حوزه مغناطیسی را دارد. سیستم تبلور آن کوبیک است و در مقابل عوامل جوی و شیمیایی نسبتاً مقاوم است.

لودوینگایت، مگنتیت، پنتلاندیت (کمیاب) و پروتیت کانی‌های اولیه هستند و هماتیت، گوتیت، مادیت و ماگهمیت کانی‌های ثانویه سنگ آهن هستند و در زون اکسیدان متمرکز شده‌اند که مقدار آنها کمتر از مگنتیت است.

دسته‌بندی مواد معدنی ابتدا توسط شرکت گرانگزام انجام گرفت، که با تغییرات اندکی توسط شرکت ADM^۱ و دفتر طراحی و زمین‌شناسی گل‌گهر ارائه شده است. دسته‌بندی مواد معدنی در معدن به صورت مگنتیت بالایی، اکسیده و مگنتیت پایینی می‌باشد.

به منظور تفکیک جنس سنگ‌ها از سیستم کدگذاری به شرح زیر استفاده شده است:

- کد ۱۰۱ برای مگنتیت پایینی

این نوع کانسنگ با مقدار باطله خیلی کم و درصد بالای مگنتیت (تا حدود ۸۰٪ محصول

^۱ Argyle Diamond Mines

مغناطیسی) مشخص می‌شود.

در حدود ۹ درصد سنگ مگنتیت پایینی درصد گوگردی در حدود ۳ تا ۶ درصد دارد. گوگرد بیشتر به شکل پیریت دیده می‌شود و در آزمایش‌های جدایش مغناطیسی به راحتی به قسمت باطله منتقل می‌گردد. در بعضی نقاط، مقدار قابل ملاحظه‌ای از گوگرد در داخل کنسانتره باقی می‌ماند. موضوع گوگرد در داخل مگنتیت پایینی و مسائل مطرح شده در این مورد، مسأله‌ای مهم در کانه‌آرایی و طراحی معدن به شمار می‌آید.

• کد ۲۰۱ برای مگنتیت اکسید شده که به آن اکسید می‌گویند.

سنگ‌های این زون به صورت لایه‌ای روی مگنتیت پایینی را پوشانده‌اند. این لایه در هنگام بالا آمدگی لایه آهن، در معرض هوازدگی قرار گرفته و اکسید شده است و بعد از آن رسوبات جوان ترشیاری روی آن را پوشانده‌اند. در طی مرحله اکسیداسیون پیریت و گوگرد از این کانسنگ به طور کامل خارج شده و توسط لیمونیت جایگزین گردیده و مگنتیت تبدیل به اکسید آهن قرمز رنگ (هماتیت و گوتیت) شده است. در سنگ‌های زون اکسیده، به طور میانگین ۱۲ درصد هماتیت و گوتیت وجود دارد. در مجموع کنسانتره حاصل از این سنگ، مقدار آهن کمتری نسبت به کنسانتره تولید شده از سنگ مگنتیتی دارد (۶۲ درصد آهن در مقابل ۶۹ درصد در سنگ مگنتیت).

• کد ۱۰۳ برای مگنتیت بالایی

این کانسنگ در منطقه‌ای محدود، در بالای توده معدنی قرار دارد و در حدود ۳ درصد تناژ کل توده معدنی را تشکیل می‌دهند. سنگ معدنی این توده تا اندازه‌ای اکسید شده، اما همچنان به شدت مغناطیسی است. میزان اکسیدشدگی این سنگ برای از بین رفتن پیریت کافی بوده و عیار کلی گوگرد در داخل این سنگ معدنی به شدت پایین آمده است. درصد فسفر نیز در داخل این کانسنگ بسیار پایین است.

ب- کانی‌های غیر فلزی

کانی‌های غیر فلزی از نظر جایگاه قرارگیری به دو گروه قابل تقسیم هستند:

- کانی‌هایی که به صورت گانگ در متن سنگ آهن قرار دارند: این گروه عمدتاً از کانی‌های ورقه‌ای (تالک، کلریت، سرپانتین) تشکیل شده است.

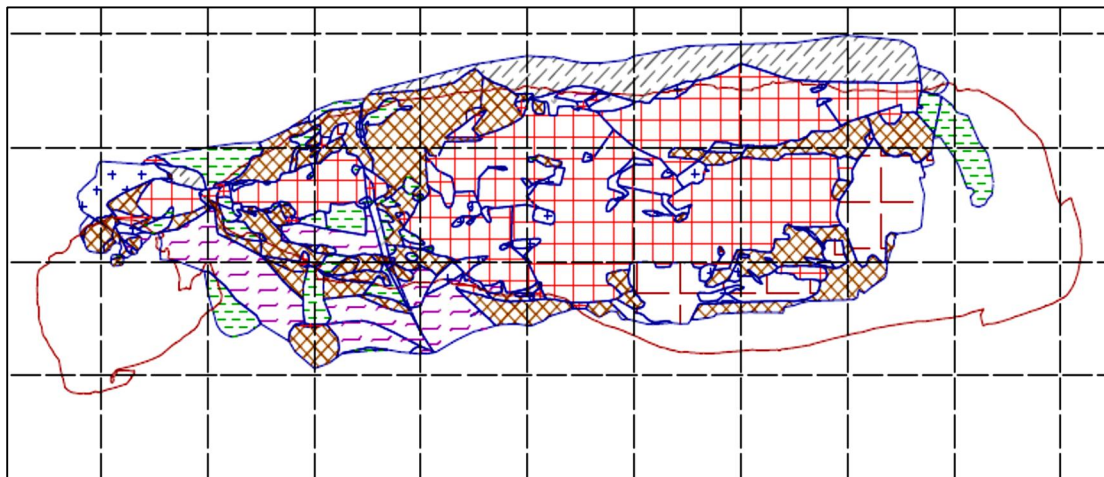
- کانی‌هایی که به صورت توده یا رگه (تجمعات دایکی شکل) در داخل توده سنگ آهن جای گرفته‌اند: این گروه کانی‌های غیر فلزی که به صورت متمرکز (رگه‌ای، توده‌ای، عدسی) هستند، عبارتند از:

رگه‌های کلریت، فلوگوپیت، کلسیت، سرپانتین، هورنبلند، آمفیبولیت، گنایس آمفیبولیت‌دار و آمفیبول‌های تورمالین فلوگوپیت‌دار که در مسیر گسل‌ها و یا فضا‌های تکتونیکی تشکیل شده‌اند.

کانی‌های ورقه‌ای شامل تالک، کلریت، سرپانتین که دارای خاصیت آماسی هستند، هم به صورت رگه‌ای و هم به صورت سیمان در برگیرنده دانه‌های مگنتیت دیده می‌شوند.

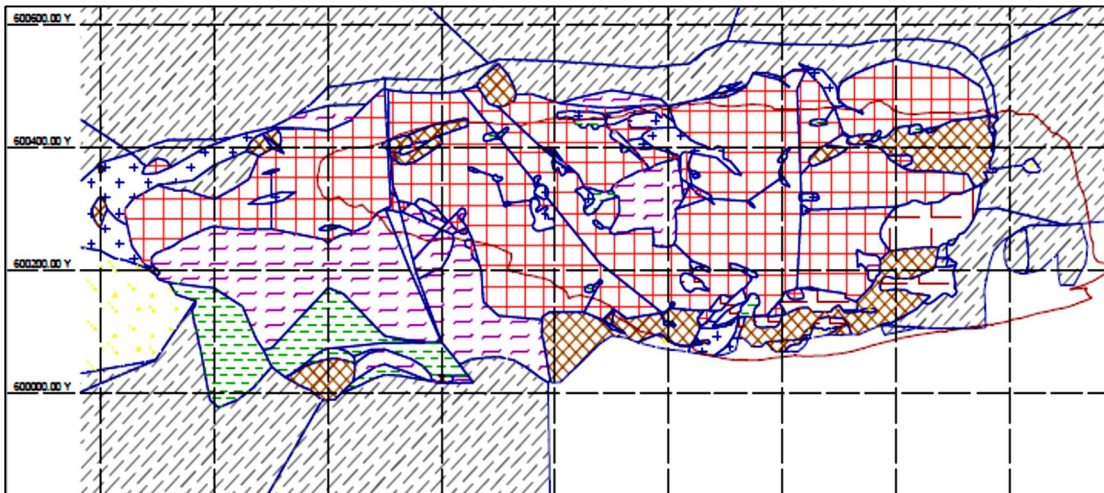
نقشه‌های زمین‌شناسی پله‌های مورد مطالعه در این تحقیق در شکل ۴-۳ (الف تا د) آورده

شده است.

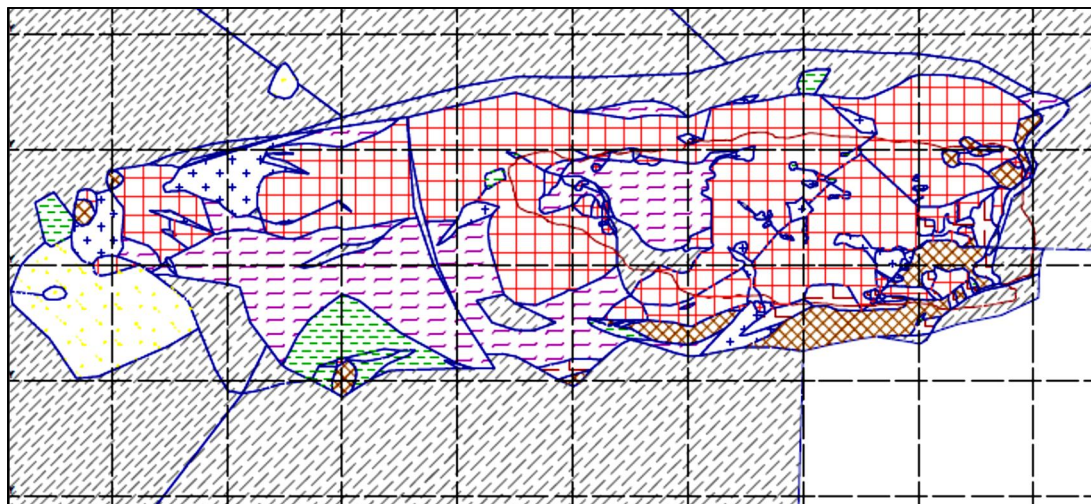


الف: نقشه زمین‌شناسی پله ۱۰

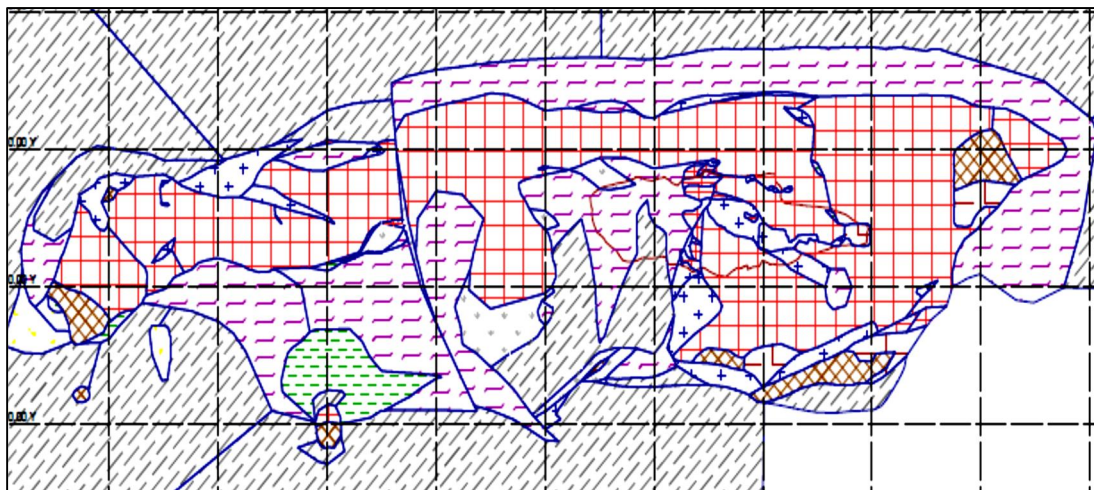
مگنتیت بالایی	زون اکسیده	مگنتیت پایینی	گنایس	آبرفت	کلریت شیبست	کوارتز شیبست	آمفیبولیت



ب: نقشه زمین شناسی پله ۱۱



ج: نقشه زمین شناسی پله ۱۲



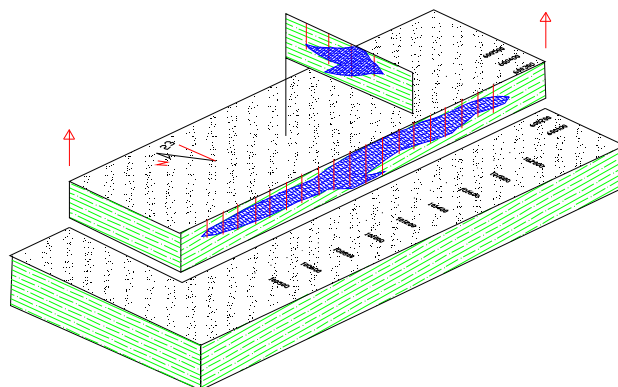
د: نقشه زمین شناسی پله ۱۳

شکل ۳-۴: نقشه زمین شناسی پله های مورد مطالعه (کوشا معدن)

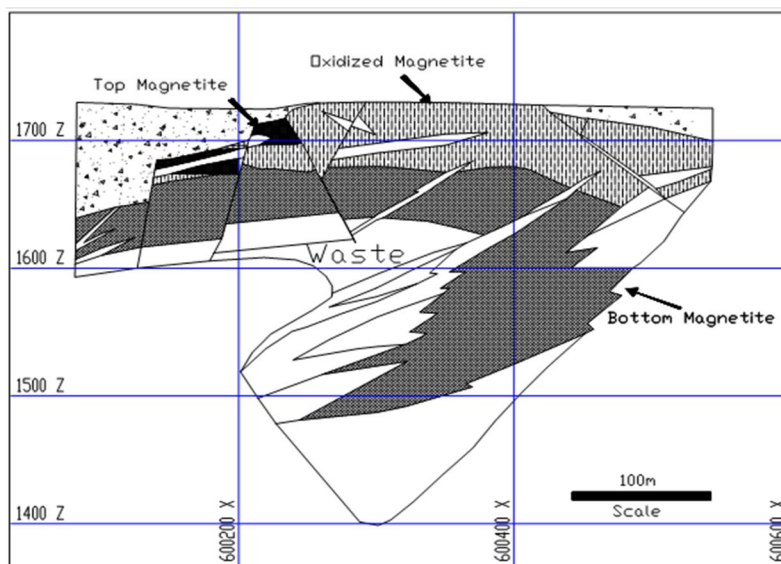
۴-۵- مشخصات فنی معدن شماره ۱ گل گهر

۴-۵-۱- شکل و طبیعت ماده معدنی

در ذخیره شماره ۱ تا کنون ۲۵۲ چاه اکتشافی به مترژ ۳۲۶۵۴ حفاری گردیده است، که از این مقدار ۱۲۶۸۵ متر حفاری در سنگ آهن و ۱۰۰۸۳ متر در سنگ باطله و ۹۸۸۶ متر در خاک بوده است. ماکزیمم عمق چاه حفاری شده ۴۱۶ متر می باشد. بر اساس حفاری های اکتشافی انجام شده شکل کلی ذخیره شماره ۱ تقریباً به صورت یک عدسی کشیده با امتداد NW-SE است (شکل ۴-۴) (کوشا معدن، ۱۳۸۳). در شکل ۴-۵ مقطع عرضی وضعیت زمین شناسی توده شماره ۱ گل گهر نشان داده شده است.



شکل ۴-۴: وضعیت ذخیره شماره ۱ (کوشا معدن، ۱۳۸۳)



شکل ۴-۵: مقطع عرضی از وضعیت زمین‌شناسی توده شماره ۱ (کوشا معدن، ۱۳۸۳)

۴-۵-۲- مشخصات کمی و کیفی ذخیره شماره ۱

ذخیره شماره ۱ گل‌گهر دارای ۳۱۳/۰۶ میلیون تن ذخیره زمین‌شناسی است که ۲۳۰ میلیون تن آن با توجه به فاکتورهای اقتصادی قابل استخراج می‌باشد. مشخصات کمی و کیفی آن به تفکیک نوع سنگ در جدول ۴-۱ بیان شده است (دفتر نظارت و طراحی، ۱۳۹۰).

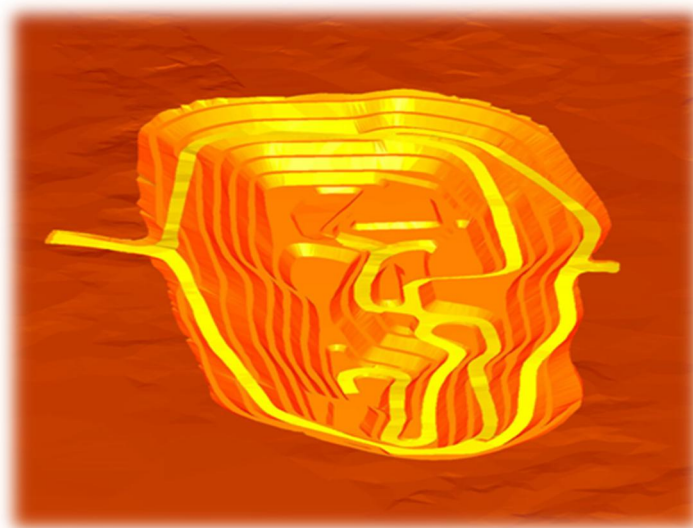
جدول ۴-۱- مشخصات کمی و کیفی ذخیره شماره ۱ (دفتر نظارت و طراحی، ۱۳۹۰)

عیار کنسانتره				عیار سنگ				تنانژ (میلیون تن)	نوع سنگ
S	P	Fe	Wt%	S	P	FeO	Fe		
۰/۰۱۴	۰/۰۲۴	۷۰/۷	۷۷/۶۸	۰/۰۵۱	۰/۰۶۸	۱۸/۹	۶۰/۸	۱۹/۹۸	مگنتیت بالایی
۰/۰۵۷	۰/۰۳۵	۶۹/۱	۵۹/۰۲۷	۰/۳۵۸	۰/۱۳۱	۹	۶۰/۳	۶۸/۷۱	مگنتیت اکسیده
۰/۴۷۰	۰/۰۲۴	۷۰/۳	۷۳/۵۷	۲/۶۱۲	۰/۱۴۲	۲۲/۴	۵۵/۹	۲۲۴/۳۷	مگنتیت پائینی
۰/۳۵۰	۰/۰۲۷	۷۰	۶۸/۶۶	۱/۹۵۴	۰/۱۳۵	۱۹/۲	۵۷/۲	۳۱۳/۰۶	جمع کل

۴-۵-۳- مشخصات هندسی پیت طراحی شده نهایی معدن

پیت نهایی معدن به صورت یک بیضی با ابعاد تقریبی ۲۲۵۰×۷۵۰ متر می‌باشد که شامل ۲۱ پله با ارتفاع ۱۵ متر و شیب کلی دیواره‌های معدن بین ۳۸ تا ۴۵ درجه است (شکل ۴-۶). رمپ‌های

دسترسی به معدن با شیب ۸٪ و عرض ۲۵ متر طراحی شده‌اند. عرض پله‌های ایمنی ۱۰ متر بوده و به ازای هر دو پله (۳۰ متر) یک پله ایمنی در دیواره نهایی باقی خواهد ماند. ارتفاع بالاترین نقطه معدن ۱۷۵۵ متر و پایین‌ترین آن (در طرح نهایی) ۱۴۴۰ متر می‌باشد. محدوده نهایی معدن شماره یک گل‌گهر در شکل (۴-۶) نمایش داده شده است (کوشا معدن، ۱۳۸۳).



شکل ۴-۶: محدوده نهایی معدن شماره ۱ گل‌گهر (کوشا معدن، ۱۳۸۳)

۴-۵-۴- حفاری، آتشیاری، بارگیری و باربری

چال‌های حفاری در معدن با قطر ۲۵۱ میلی‌متر عمق متوسط ۱۷ متر حفاری می‌گردند. شبکه‌های حفاری با توجه به نوع سنگ‌ها از ۴×۵ متر تا ۶×۷ متر و در پوشش آبرفتی (خاک) ۸×۱۰ متر متغیر می‌باشد. خرج اصلی در چال‌های خشک آنفو و در چال‌های آبدار از مواد ناریه ضد آب امولایت استفاده می‌شود.

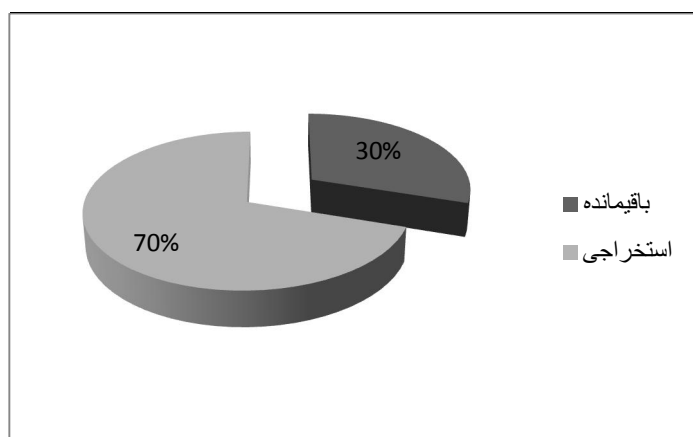
در پایان هر سال و در طرح پنج ساله جدید تعداد ماشین آلات مورد نیاز با توجه به پارامترهای مکانیکی آنها و نیز میزان تولید و برنامه استخراجی محاسبه می‌گردند. تعداد و مشخصات ماشین آلات فعلی معدن در جدول (۴-۲) آمده است (دفتر نظارت و طراحی، ۱۳۹۰).

جدول ۴-۲: ماشین آلات معدن (دفتر نظارت و طراحی، ۱۳۹۰)

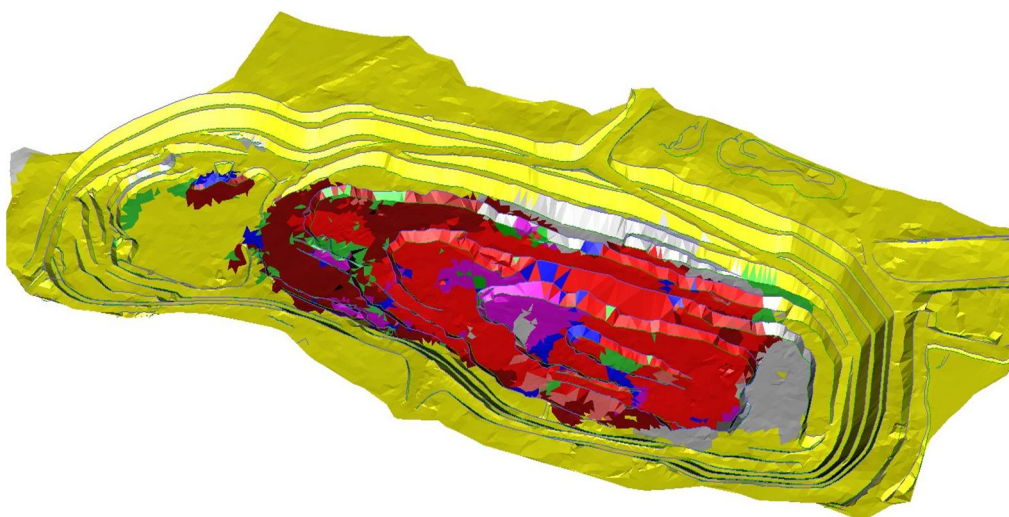
نوع ماشین آلات	مشخصات	تعداد دستگاه
تراک (کامیون معدنی)	EUCLID 85 (ton)	۳
	KOMATSU 100 (ton)	۱۰
	TEREX 100 (ton)	۱۰
دریل (دستگاه حفاری)	INGERSOLL-RAND DMH (9 7/8)	۳
	TITON (8 in)	۱
دریل واگن	ATLAS COPCO 402A	۲
شاوول (بیل الکتریکی)	P&H AL1900	۴
	LIBHER	۲
بلدوزر	KOMATSU 375A	۵
	KOMATSU 155A	۵
	MICHIGAN L480	۲
لودر		
گریدر	O&K G350	۲
ویلدوزر	MICHIGAN 260C	۲
آنفو تراک	BAYERISCHER LLOYD	۲
چکش هیدرولیک	O&K RH30C	۱

۴-۵-۵- تولید معدن

از ابتدای معدن کاری تا پایان سال ۸۹ به میزان ۱۲۱/۲ میلیون تن سنگ آهن و ۱۳۱/۸ میلیون تن خاک و سنگ باطله از معدن استخراج شده است. عملیات معدن کاری انجام شده در سال ۸۹ شامل استخراج ۱۱/۵ میلیون تن سنگ آهن و ۱۰/۴ میلیون تن خاک و باطله برداری بوده است. نمودار مربوط به میزان سنگ آهن استخراجی و باقیمانده در شکل (۴-۷) آمده است. تصویر سه بعدی وضعیت فعلی معدن در شکل (۴-۸) مشاهده می شود (دفتر نظارت و طراحی، ۱۳۹۰).



شکل ۴-۷: میزان سنگ آهن استخراجی و باقیمانده



شکل (۴-۸): تصویر سه بعدی معدن شماره ۱ در انتهای سال ۱۳۸۹ (کوشا معدن، ۱۳۹۰)

در شکل ۴-۹ نمای شرقی و غربی معدن در حال حاضر را مشاهده می کنید.



الف: جهت دید از شرق به غرب معدن



الف: جهت دید از غرب به شرق معدن

شکل ۴-۹: نمای شرقی و غربی معدن تا پایان شهریور ۱۳۹۰

فصل پنجم

ارزیابی نتایج انفجارهای انجام شده در معدن سنگ آهن گل کهر

۵-۱- مقدمه

معمولاً پس از هر مرحله انفجار، به منظور ارزیابی عملیات انجام شده، باید نتایج به دست آمده جمع آوری و تجزیه و تحلیل گردد تا نواقص موجود مشخص و برای رفع آنها اقدامات لازم صورت گیرد. این روند، اساس کار فرآیند بهینه‌سازی در انفجار است. برای دستیابی به یک دید کلی از هر انفجار موارد زیر را می‌توان مشاهده، ثبت و مورد تجزیه و تحلیل قرار داد (Jimeno, 1995):

- شکل هندسی، ارتفاع و میزان جابجایی کپه حاصل از انفجار^۱
- کیفیت خردایش^۲
- وجود و محل قرارگیری قطعات بزرگ سنگ (قطعات درشت) در دیو
- وضعیت توده‌سنگ به جا مانده و کف پله
- اثرات جانبی ناشی از عملیات انفجار نظیر لرزش زمین^۳، عقب‌زدگی^۴، پرتاب سنگ^۵، انفجار هوا^۶

در ادامه به مهمترین نتایج و عوارض ناشی از انفجار پرداخته می‌شود.

¹ Muckpile Profile and Displacement

² Fragmentation Quality

³ Ground Vibration

⁴ Backbreak

⁵ Fly Rock

⁶ Air Blast

۵-۲- ارزیابی نتایج پس از انفجار

۵-۲-۱- شکل هندسی، ارتفاع و میزان جابجایی

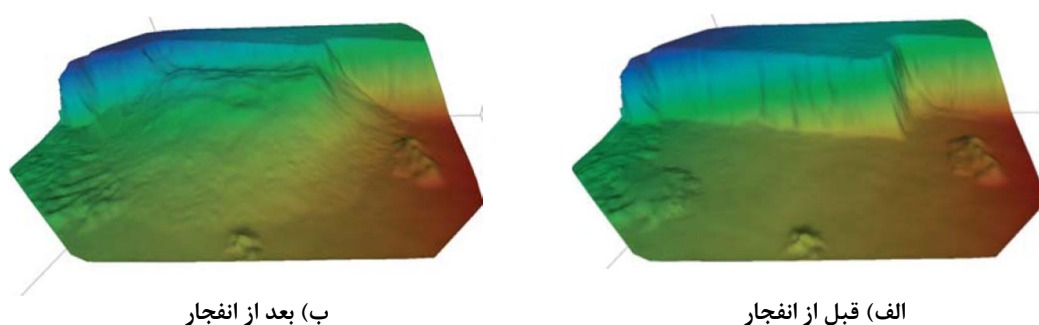
ارتفاع اکثر پله‌ها در معادن بر اساس حداکثر ارتفاع دسترسی ماشین‌آلات بارگیری طراحی می‌شود، از این رو شکل بهینه دپو در هر معدن متفاوت است. ارتفاع و میزان جابجایی نامناسب دپوی سنگ، که بعضاً ناشی از اعمال زمان تأخیر نامناسب است، علاوه بر کاهش بهره‌وری ماشین‌آلات بارگیری و باربری و مقدار پاک‌سازی^۱ بلوک انفجاری، در برخی موارد می‌تواند مشکلات ایمنی را نیز به همراه داشته باشد. زمانی که از لودرهای معمولی برای بارگیری استفاده می‌شود، وجود دپوی با جابجایی کم و ارتفاع بالاتر از ارتفاع دسترسی لودر، خطر سقوط قطعات سنگی را افزایش می‌دهد. از طرفی یک دپوی با ارتفاع کم و جابجایی زیاد، هزینه‌های جانبی بارگیری با شاول را افزایش خواهد داد. به هنگام استفاده از شاول‌های کابلی و یا هیدرولیکی، ارتفاع پله عامل اساسی در کارایی ماشین خواهد بود و عملیات آتشکاری بایستی طوری طراحی شود که خردشدگی و شکل کپه به دست آمده خیلی پراکنده نبوده و زون‌های کم بازده در آن به حداقل برسد (Konya & Walter, 1991; Hustrulid, 1999).

علاوه بر ارتفاع و جابجایی، میزان تورم^۲ کپه حاصل از انفجار نیز باید مورد توجه قرار گیرد. تورم، نسبت بین حجم کل سنگ خردشده به حجم توده‌سنگ برجا است. این مقدار بین ۱ تا ۱/۷ متغیر بوده و مقدار متوسط آن در انفجارهای روباز با تعداد ردیف مناسب، معمولاً ۱/۴ است. در صورت انجام انفجارهای با بیش از ۱۰ ردیف، به دلیل کمبود فضای کافی جهت حرکت رو به جلو ردیف‌های انفجاری، مقدار تورم به طور قابل توجهی کاهش خواهد یافت و احتمالاً ۱/۱ تا ۱/۲ خواهد رسید (Rustan, 1998). تورم کم، به دلیل کاهش قابلیت نفوذ جام شاول یا لودر (نیاز به نیروی بیشتر حین

¹ Clean Up

² Swelling

بارگیری) علاوه بر افزایش هزینه‌های تعمیر و نگهداری، زمان سیکل بارگیری را افزایش خواهد داد. امروزه با استفاده از لیزر اسکنرهای سه بعدی^۱ به راحتی می‌توان میزان تورم و حجم دپو را اندازه‌گیری و ثبت نمود (شکل ۵-۱). البته در صورت عدم دسترسی به این تجهیزات یکی از ساده‌ترین راه‌های کسب اطلاع از تورم، دریافت نظرات اپراتور شاول یا لودر در حین بارگیری است. دپویی که تورم کم داشته باشد نفوذ جام شاول در آن دشوارتر و استهلاک ناخن‌های جام در آن بیشتر خواهد بود.



شکل ۵-۱: شناسایی حجم و تورم دپو با لیزر اسکنرهای ۳ بعدی، پس از انفجار (Müller et al. 2010)

۵-۲-۲- کیفیت خردایش

وضعیت خردشدگی، مهم‌ترین نتیجه خروجی عملیات انفجار محسوب می‌شود. خردشدگی خوب در معدن عبارت است از تولید قطعات خرد شده‌ای که به راحتی بزرگ‌ترین اندازه آن داخل جام سیستم بارگیری شود و نیازی به انفجار ثانویه نداشته باشد و همگی از دهانه سنگ شکن اولیه عبور کند. به عبارتی حجم قطعات درشت، کمتر از ۵٪ حجم بلوک در انفجار اولیه باشد. از نقطه نظر فرآیند عملیات خردایش، خردشدگی بهینه حاصل از انفجار به گونه‌ای است که عملکرد سیکل مربوطه بیشینه بوده و مصرف نیرو حداقل باشد. اما در بعضی از مواد معدنی به این صورت نیست که خردشدگی بهینه حاصل از انفجار، بیشینه عملکرد سیکل خردایش باشد بلکه ارزش و شرایط مشتری (بازار)، توزیع ابعاد سنگ‌های خرد شده حاصل از انفجار را تعیین خواهد کرد (Lecturer & Gupta,)

^۱ 3D Laser Scanner

خردایش سنگ به دلیل تأثیر مستقیم روی هزینه‌های حفاری و انفجار و همچنین هزینه عملیات‌های بعدی نظیر بارگیری، باربری و سنگ شکنی اولیه، به عنوان مهمترین پارامتر انفجار تولیدی محسوب می‌شود. به عنوان مثال، عملیات خردایش مکانیکی سنگ، یکی از فرآیندهای پرهزینه در بخش معدنکاری است که می‌توان با دستیابی به خردایش مناسب از الگوی بهینه، هزینه‌های آن را کاهش داد. یک عامل اساسی در بهینه‌سازی سیستم خردایش، بسط روش‌های عملی برای تعیین درجه خردایش است (Mario & Francesco, 2006). هدف کلی از تعیین درجه خردایش، اختصاص دادن یک اندازه متوسط به ذرات و توزیع دانه‌بندی ذرات پیرامون این اندازه متوسط است. برای تعیین درجه خردایش روش‌های مستقیم و غیر مستقیم وجود دارد. روش‌های مستقیم شامل آنالیز سرندي^۱، شمارش قطعات درشت^۲ و اندازه‌گیری مستقیم^۳ است (Jimeno, 1995; Hustrulid, 1999).

دقیق‌ترین روش ارزیابی خردایش، آنالیز سرندي دپو است. اگر چه این روش برای مقدار کمی از مواد و یا در موارد خیلی خاص امکان‌پذیر می‌باشد اما از آنجا که تهیه یک منحنی دانه‌بندی کامل به این ترتیب، بسیار زمان‌بر و پرهزینه است، بیشتر از روش‌های غیر مستقیم استفاده می‌شود (Hustrulid, 1999; Sudhakar & Gupta, 2006).

روش‌های غیر مستقیم در کل به دو گروه تقسیم می‌شوند (Jimeno, 1995; Hustrulid, 1999):

- روش‌های مبتنی بر تصویربرداری^۴
- روش‌های مبتنی بر اندازه‌گیری پارامترهایی که می‌توانند به نحوی وابسته به درجه خردایش باشند.

دقت روش‌های تصویر برداری به کنترل منبع خطا و کاهش تأثیر آن روی نتایج بستگی دارد. از

¹ Screen Analysis

² Boulder Counting

³ Measuring the Pieces Directly

⁴ Photographic methods

جمله روش‌هایی که در دسته دوم قرار می‌گیرد می‌توان به موارد زیر اشاره کرد:

- بررسی و کنترل عملکرد سنگ‌شکن^۱
- کنترل هزینه‌های انفجار ثانویه^۲
- کنترل عملکرد شاول^۳

از بین روش‌های مذکور در حال حاضر، روش آنالیز تصویری از دقت بیشتری برخوردار است.

۵-۲-۳- اثرات زیست محیطی پس از انفجار^۴

عقب‌زدگی، پرتاب سنگ، لرزش زمین، انفجار هوا و ... عوارض جانبی نامطلوب پس از انفجار هستند. عقب‌زدگی ممکن است به صورت خردشدگی اضافه یا گسترش ترک‌های کششی در پشت آخرین ردیف چال مشاهده شود. محل وقوع پرتاب سنگ نیز ممکن است سرچال، سینه‌کار، ردیف‌های جلو و ردیف آخر باشد. در صورت تشخیص علت و محل این عوارض، می‌توان آنها را برطرف نمود.

۵-۳- ارزیابی و بررسی انفجارهای ثبت شده در معدن گل‌گهر

در راستای هدف این تحقیق به منظور کسب یک دید کلی، پس از اجرای هر انفجار نتایج آن بررسی و مشاهدات انجام شده در محل ثبت شده است. در ادامه این بخش، نتایج مشاهدات، مشکلات موجود، دلایل و عوامل مؤثر در شکل‌گیری آنها به صورت موردی بیان و تشریح می‌گردد. سپس با توجه به رده‌بندی‌های پیشنهاد شده برای هر یک از عوارض مطرح در مبحث قبل، این عوارض مورد تجزیه و تحلیل آماری قرار گرفت.

برای انجام این کار در طول مدت ۸ ماه (از بهمن ۱۳۸۹ تا شهریور ۱۳۹۰) تعداد ۳۰ انفجار انجام شده ثبت شد در شکل ۵-۲ موقعیت نقاط انفجاری و در جدول ۵-۱ پارامترهای طراحی این

^۱ Crusher Monitoring

^۲ Monitoring of Secondary Blasting Costs

^۳ Shovel Monitoring

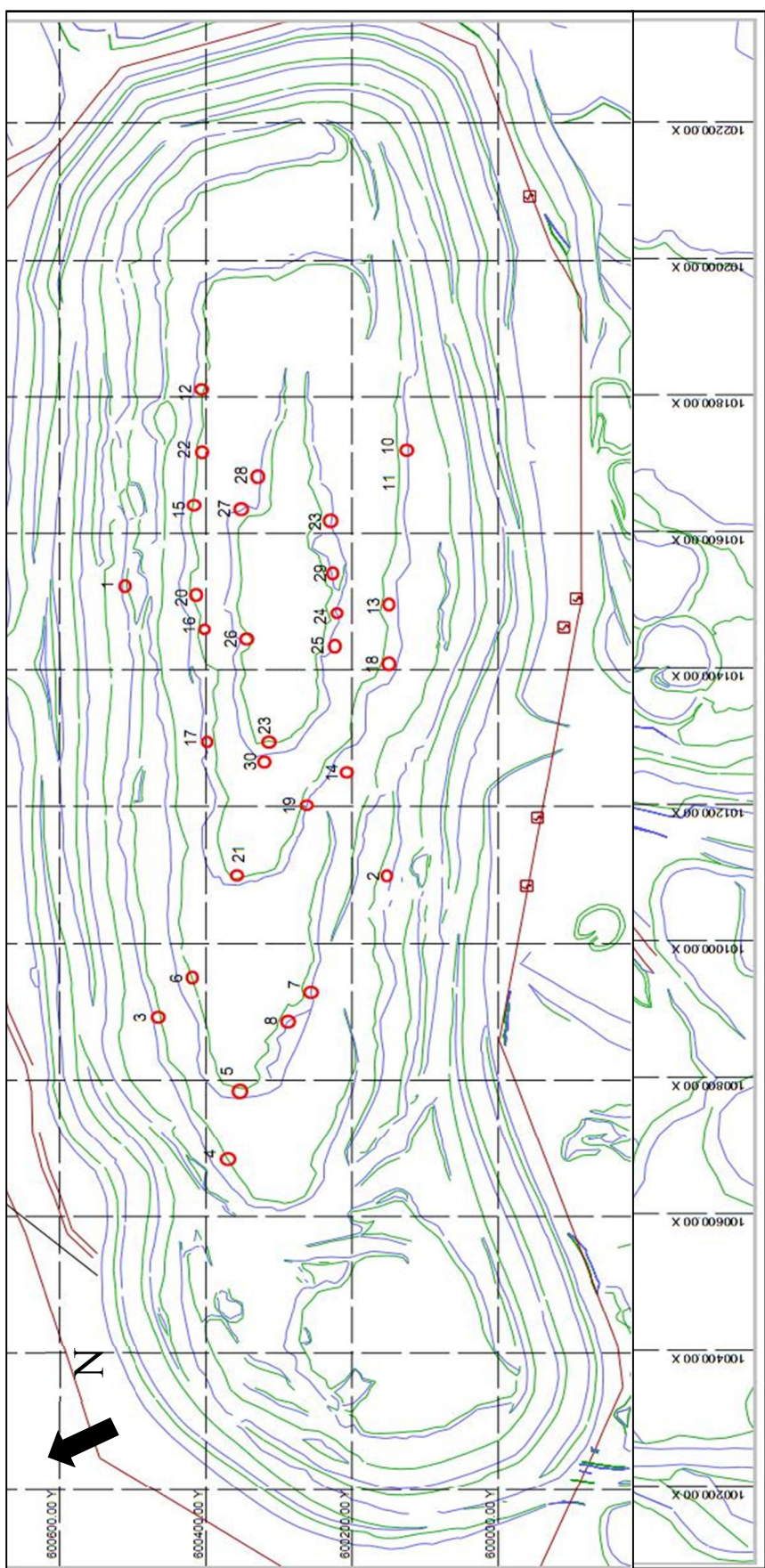
^۴ Environmental Effects

انفجارها آورده شده است.

جدول ۵-۱: مشخصات الگوهای انفجاری ثبت شده

ردیف	کد انفجار	قطر چال (mm)	بارسنگ (m)	فاصله ردیفی (m)	طول چال (m)	اضافه حفاری (m)	گل گذاری (m)	خرج ویژه (kg/ton)	حفاری ویژه (m/m ³)
۱	۱۰-۲۵۲	۱۶۵	۳	۴	۱۶/۷۴	۱/۷۴	۳	۰/۳۲	۰/۰۹۳
۲	۱۰-۲۵۳	۲۵۱	۴	۵	۱۶/۰۷	۱/۰۷	۶/۵۱	۰/۴۷	۰/۰۵۴
۳	۱۰-۲۷۴	۲۵۱	۴	۵	۱۷/۸۳	۱/۸۳	۴/۹۴	۰/۴۵	۰/۰۵۶
۴	۱۰-۲۷۷	۲۵۱	۵	۶	۱۷/۲۴	۱/۲۴	۵	۰/۳۲	۰/۰۳۸
۵	۱۱-۱۶۶	۲۵۱	۴	۵	۱۷/۸۵	۱/۸۵	۵/۲۳	۰/۴۳	۰/۰۵۶
۶	۱۱-۱۶۷	۲۵۱	۴	۵	۱۷/۶۹	۱/۱۹	۴/۵۶	۰/۴۳	۰/۰۵۴
۷	۱۱-۱۶۹	۲۵۱	۴	۵	۱۷/۷۷	۱/۲۷	۴/۷۷	۰/۴۴	۰/۰۵۴
۸	۱۱-۱۸۰	۲۵۱	۴/۴	۵/۴	۱۶/۰۸	۰/۴۲*	۵	۰/۳۲	۰/۰۴۰
۹	۱۱-۱۸۱	۲۵۱	۴/۵	۵/۵	۱۵/۵۵	۰/۹۵	۵	۰/۲۶	۰/۰۴۰
۱۰	۱۲-۷۶-۱	۲۵۱	۴	۵	۱۷/۲۹	۱/۲۹	۴/۵	۰/۴۳	۰/۰۵۴
۱۱	۱۲-۷۶-۲	۲۵۱	۴	۵	۱۷/۳۲	۱/۳۲	۵/۱۵	۰/۴۶	۰/۰۵۴
۱۲	۱۲-۷۷	۲۵۱	۴	۵	۱۶/۱۶	۰/۳۴	۴/۴۳	۰/۳۷	۰/۰۴۹
۱۳	۱۲-۷۸	۲۵۱	۴	۵	۱۷/۶۳	۱/۱۳	۴/۵۴	۰/۴۵	۰/۰۵۳
۱۴	۱۲-۷۹	۲۵۱	۶	۷/۵	۱۶/۶۳	۰/۱۳	۷/۰۳	۰/۲۲	۰/۰۲۲
۱۵	۱۲-۸۰	۲۵۱	۴	۵	۱۷/۴۶	۰/۹۶	۴/۴۶	۰/۴۰	۰/۰۵۳
۱۶	۱۲-۸۱	۲۵۱	۴	۵	۱۷/۲۹	۰/۷۹	۷/۹۶	۰/۴۳	۰/۰۵۲
۱۷	۱۲-۸۷	۲۵۱	۵/۵	۷	۱۲/۸۴	۰/۸۴	۴/۹۶	۰/۲۷	۰/۰۲۸
۱۸	۱۲-۸۹-۱	۲۵۱	۴	۵	۱۷/۸۴	۱/۳۴	۶/۳۲	۰/۴۴	۰/۰۵۴
۱۹	۱۲-۹۰	۲۵۱	۴	۵	۱۵/۲۱	۱/۲۱	۵/۳	۰/۴۴	۰/۰۵۴
۲۰	۱۲-۹۱	۲۵۱	۴	۵	۱۶/۶۴	۰/۱۴	۴/۹۳	۰/۳۹	۰/۰۵۴
۲۱	۱۲-۹۲	۲۵۱	۴	۵	۱۶/۲۰	۱/۲۰	۵/۶۴	۰/۴۷	۰/۰۵۴
۲۲	۱۲-۹۳	۲۵۱	۴	۵	۱۶/۵۱	۱/۰۱	۵	۰/۳۷	۰/۰۵۰
۲۳	۱۳-۱۵	۲۵۱	۴	۵	۱۶/۰۴	۰/۵۴	۴/۸۹	۰/۴۴	۰/۰۵۰
۲۴	۱۳-۱۶	۲۵۱	۴	۵	۱۵/۶۹	۰/۶۹	۴/۹۴	۰/۴۱	۰/۰۵۶
۲۵	۱۳-۱۷	۲۵۱	۴	۵	۱۴/۵۲	۰/۴۸	۴/۳	۰/۳۹	۰/۰۵۴
۲۶	۱۳-۱۸	۲۵۱	۶	۷	۱۲/۴۰	۰/۶۰	۴/۷	۰/۲۷	۰/۰۲۶
۲۷	۱۳-۱۹	۲۵۱	۴	۵	۱۴/۵۹	۰/۴۱	۴/۵۲	۰/۴۳	۰/۰۵۶
۲۸	۱۳-۲۰	۲۵۱	۴	۵	۱۴	۰/۱	۴	۰/۴۰	۰/۰۵۰
۲۹	۱۳-۲۲	۲۵۱	۴	۵	۱۶/۶۶	۱/۶۶	۵	۰/۴۹	۰/۰۶۰
۳۰	۱۳-۲۳	۲۰۰	۵	۶	۱۳/۰۲	۰/۹۸	۵	۰/۲۹	۰/۰۳۰

* علامت منفی در اضافه حفاری نشان دهنده بالاتر بودن چال ها از کف پله، متناظر با متر از بیان شده است.



شکل ۵-۲: موقعیت انفجارهای ثبت شده

۵-۳-۱- مشکلات مشاهده شده در معدن

۵-۳-۱-۱- تولید قطعات درشت^۱ در بعضی از انفجارها

تولید قطعات درشت سنگ و خردایش نامناسب، باعث تحمیل هزینه‌های اضافی در مرحله استخراج، به دلیل افزایش استهلاک تجهیزات بارگیری، اتلاف زمان برای جابجایی قطعات سنگ و خردایش ثانویه، می‌شود. در شکل ۵-۳ نمونه‌ای از قطعات درشت تولید شده مشاهده می‌شود. تولید قطعات درشت به گونه‌ای است که در بعضی موارد چال کاملاً سالم در داخل آنها قابل مشاهده می‌باشد (شکل ۵-۴). علاوه بر انفجارهای ثانویه برای قطعات بزرگتر، برای خردایش قطعات کوچک‌تر همواره از چکش هیدرولیکی^۲ در نزدیکی محل بارگیری استفاده می‌شود.



ب: انفجار ۱۶۹-۱۱



الف: انفجار ۱۸۰-۱۱

شکل ۵-۳: قطعات درشت تولید شده در برخی از انفجارهای انجام شده

دلایل احتمالی ایجاد قطعات درشت را می‌توان چنین ذکر کرد:

الف: عدم خرج‌گذاری کامل چال به دلیل ریزش دیواره آن

با این فرض، اگر چال در ردیف‌های جلویی باشد می‌توان قطعات درشت تولید شده را در جلوی دیو مشاهده کرد، در این حالت بسته به عمق خرج‌گذاری نشده ممکن است در نتیجه انفجار، پاشنه و عقب‌زدگی نیز به وجود آید (به دلیل بارسنگ مؤثر ردیف‌های بعدی و عدم جابجایی مناسب آن). اما

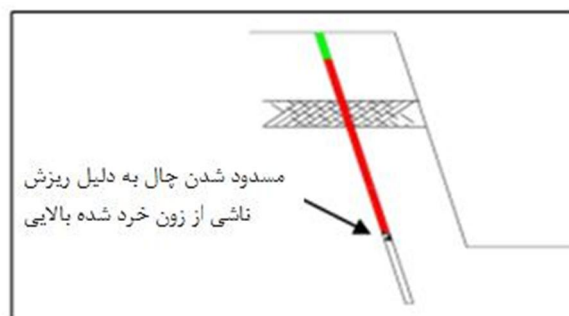
^۱ Boulder

^۲ Hydraulic Hammer

اگر این چال در ردیف آخر باشد قطعات درشت حاصل، پشت و زیر دپو دیده می‌شود. البته در این حالت احتمال ایجاد پاشنه بیشتر است (شکل ۵-۵).



شکل ۵-۴: قسمتی از چال کاملاً سالم در قطعات درشت تولید شده (انفجار ۱-۸۹-۱۲)



شکل ۵-۵: مسدود شدن چال به دلیل ریزش دیواره آن

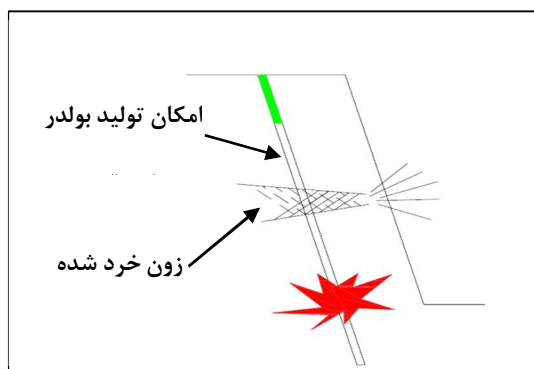
ب: خرج‌گذاری بدون تخلیه آب داخل چال

در این حالت به دلیل کاهش حساسیت آنفو در برابر آب، کارایی آن به شدت کاهش می‌یابد. معمولاً در اثر ترکیب آنفو با آب، با توجه به عمق آب داخل چال، مقداری از آن حل و یا به طور کامل حل می‌شود. این مسئله به خصوصیات آنفو و مدت زمان تماس آن با آب بستگی دارد. در این موارد ممکن است به دلیل حضور آب، انفجار پرایمر نتواند انرژی لازم برای انفجار آنفو را فراهم و به آن منتقل کند، لذا خرج ستون یا به طور ناقص منفجر شده یا ممکن است اصلاً منفجر نشود، که می‌تواند

منجر به تولید قطعات درشت شود.

ج: وجود درزه و شکاف و زون خرد شده در امتداد چال

وجود درزه و شکاف باعث خروج و هدر رفتن انرژی حاصل از انفجار ماده منفجره می‌شود. بسته به وضعیت خردشدگی سنگ در دیواره چال و شدت درزه‌داری، در اثر آزاد شدن انرژی حاصل از انفجار پرایمر و ایجاد زون پر فشار در انتهای چال، امکان شکستن کمر چال و جدا شدن بلوک سنگی با چال سالم وجود دارد (شکل ۵-۶). وجود اثرات نیم چالی در قطعات درشت تولید شده دلیل بر این مدعاست که پارامترهای ناپیوستگی‌ها یکی از مهمترین عوامل و شاید تأثیرگذارترین پارامتر در عوارض ناشی از آتشباری‌ها می‌باشد (شکل ۵-۷). بنابراین توصیه می‌شود در حین خرج‌گذاری این چال‌ها با آنفو از کیسه‌های نایلونی استفاده شود.



شکل ۵-۶: زون خرد شده در امتداد چال و امکان تولید قطعات درشت در قسمت بالایی آن



ب: انفجار ۱۶۹-۱۱



الف: انفجار ۸۰-۱۲

شکل ۵-۷: اثر نیم چالی در قطعات درشت تولید شده به دلیل فرار گاز از درزه هم راستا با امتداد چال

د: بروز قطع شدگی در مدار

علت این امر می‌تواند پرتاب سنگ، لرزش و جابجایی سطح پله در حین انفجار (در حین زیاد بودن بارسنگ و کم بودن زمان‌های تأخیر اعمال شده به مدار) باشد. به علاوه یکی از دلایل بالآمدگی یا جابجایی قائم سطح پله در حین انفجار، اضافه حفاری زیاد است (Hustrulid, 1999). این جابجایی زیاد منجر به قطع مدار انفجار و در نتیجه مشاهده قطعات درشت با پرایمر منفجر نشده در پشت دیوی بعد از انفجار می‌گردد.

از دیگر عوامل تأثیرگذار در تولید قطعات درشت را می‌توان طول نامناسب گل‌گذاری و بارسنگ غیر یکنواخت در ناحیه سطح آزاد پله نام برد (Azimi & Osanloo, 2010).

۵-۳-۱-۲- عقب‌زدگی

یکی از مشکلات اصلی و عمده در معدن گل‌گهر را می‌توان عقب‌زدگی زیاد بیان کرد که در بخش ارزیابی بیشتر به آن پرداخته می‌شود. در برخی مواقع شدت خردشدگی دیواره ناشی از عقب‌زدگی به نحوی است که در دیواره پله جدید می‌توان بلوک‌های سنگی بزرگ با ابعاد ۱/۵ تا ۲/۵ متر را مشاهده کرد. این مسئله باعث ایجاد بارسنگ غیر یکنواخت برای ردیف‌های انفجار بعدی شده و عاملی نامطلوب به حساب می‌آید (شکل ۵-۸).

از طرفی چنانچه این شکستگی‌ها بیش از حد معمول باشد، مشکلات مربوط به حفاری در این قسمت‌ها، که عمدتاً با ترک و شکاف‌های ایجاد شده مانع از حفاری چال‌های ردیف اول در الگوی بعدی می‌شود، ظاهر می‌گردد (کاهش ایمنی ماشین حفاری هنگام حفاری کردن در این محل و همچنین گیر کردن لوله و سرمته حفاری) (شکل ۵-۹). ناتوانی شاول‌های معدنی در برداشت این سینه‌کارها که فقط در بخش سطحی و میانی خردشدگی دارند از طرف دیگر مانع از به کارگیری این سینه‌کارها خواهد شد.



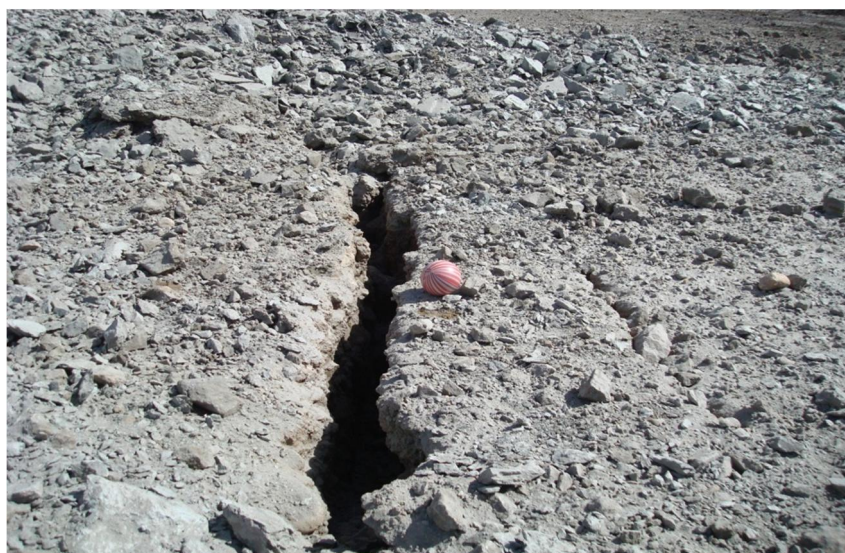
شکل ۵-۸: خردشدگی نامنظم در دیواره پله بعد از انفجار (انفجار ۱۵-۱۳)



ب: انفجار ۲۵۳-۱۰



الف: انفجار ۲۳-۱۳



ج: انفجار ۷۹-۱۲

شکل ۵-۹: ایجاد ترک‌های کششی در پشت انفجارهای انجام شده

۵-۳-۱-۳- بالازدگی^۱ سطح پله پس از انفجار

در برخی سینه‌کارها، بالازدگی لبه پله جدید، پس از انفجار مشاهده شده است. یکی از دلایل این امر می‌تواند تأخیر کم بین ردیف‌ها باشد (شکل ۵-۱۰). همچنین وجود پاشنه باقی‌مانده از انفجارهای قبل نیز به این امر کمک می‌کند. زیرا به دلیل تأخیر کم، ردیف‌های جلو پله جابجایی کافی نداشته و همین امر باعث می‌شود که انرژی حاصل از انفجار به سمت عقب که فقط یک سطح آزاد دارد منتقل شود و این انرژی به سمت سطح پله که مقاومت کمتری دارد منعکس می‌شود و نتیجه آن بالازدگی سطح را در پی دارد.



شکل ۵-۱۰: بالآمدگی سطح پله پس از انفجار ۱۷-۱۳

۵-۳-۲- دلایل احتمالی نتایج مشاهده شده

علت نتایج نامطلوب انفجارها در این معدن علاوه بر تأثیر مستقیم شرایط توده‌سنگ، نکات فنی بسیاری را نیز شامل می‌شود. وجود بارسنگ غیر یکنواخت، عدم دقت در اجرای الگوی حفاری و انفجار چال‌های پاشنه‌ای، عدم تناسب فاصله‌های انفجاری مصرفی با توجه به قطر چال‌های تولیدی در این معدن، از همه مهم‌تر عقب‌زدگی و پاشنه باقی‌مانده ناشی از انفجار مراحل قبلی، همگی می‌توانند

^۱ Up-Lift

در کنار یکدیگر مانع از دستیابی به یک نتیجه مطلوب گردد. به دلیل مشاهده مستقیم برخی از این موارد در معدن، به اختصار به آن‌ها اشاره می‌شود.

۵-۳-۲-۱- عدم تناسب نوع فتیله‌های انفجاری با قطر چال

مواد منفجره حساس به چاشنی مانند دینامیت و پنتولیت، با فتیله انفجاری منفجر شده اما مواد منفجره غیرحساس به چاشنی مانند ژل آب‌ها و آنفو با فتیله منفجر نشده و نیاز به یک پرایمر دارند. مواد غیرحساس به چاشنی به گونه متفاوت تحت تأثیر فتیله انفجاری عبوری از میان چال قرار می‌گیرند. شدت این تأثیرات به میزان پتن^۱ یا انرژی فتیله انفجاری^۲ بستگی دارد (Konya & Walter, 1991). کونیا حداکثر مقدار انرژی فتیله انفجاری را برای هر قطر مشخص کرده است (جدول ۵-۲). در صورتی که فتیله انفجاری، متناسب با قطر چال انتخاب نگردد، به خرج اصلی داخل چال آسیب می‌رساند. علاوه بر این موقعیت قرارگیری فتیله داخل چال نیز حائز اهمیت است. در صورتی که فتیله در حاشیه یا دیواره چال قرار داشته باشد، آسیب کمتر خواهد بود.

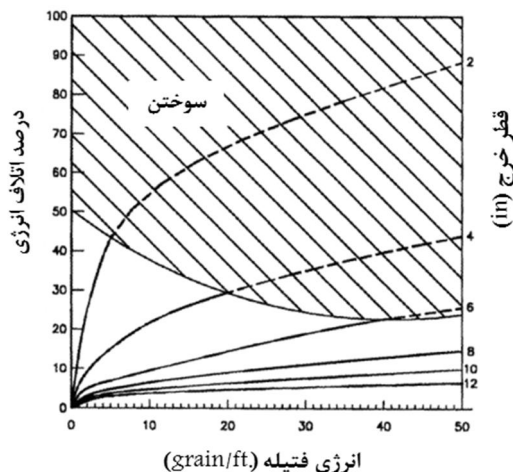
جدول ۵-۲: فتیله متناسب با قطر چال (Konya & Walter, 1991)

مقدار پتن (grain/ft)	قطر چال (in)
۱۰ (۲ gr/m)	۲-۵ (۵۱-۱۲۷ mm)
۲۵ (۵ gr/m)	۵-۸ (۱۲۷-۲۰۳ mm)
۵۰ (۱۰ gr/m)	۸-۱۵ (۲۰۳-۳۸۱ mm)

برای درک بهتر این مسئله باید به میزان اتلاف انرژی آنفو در اثر عبور فتیله از داخل خرج اصلی توجه شود. شکل ۵-۱۱ درصد اتلاف انرژی آنفویی را نشان می‌دهد که به دلیل عبور فتیله انفجاری دچار آسیب شده است. البته مواد منفجره اسلاری نیز از این آسیب مستثنی نیستند.

^۱ PETN

^۲ Core Load (gr PETN/m)



شکل ۵-۱: درصد اتلاف انرژی آنفو در اثر عبور فتیله‌های انفجاری مختلف از داخل چال
(Konya & Walter, 1991)

در طول مدت انجام این تحقیق مشاهده شد که در اکثر انفجارهای ثبت شده به دلیل وجود پاشنه باقیمانده از انفجارهای قبلی، چال‌های ۳ اینچی (۷۶ میلی‌متر) برای انفجار این پاشنه‌ها در آنها حفر و قبل از انفجار ردیف اول، منفجر می‌شوند. اما نکته جالب توجه این بود که با وجود فتیله 5 gr/m از فتیله‌های 10 gr/m در این چال‌ها استفاده می‌شد. که استفاده از این فتیله‌ها باعث اتلاف حدود ۷۰ درصد انرژی حاصل از انفجار این چال‌ها می‌شود، حال آنکه با استفاده از فتیله‌های 5 gr/m این اتلاف انرژی را می‌توان به حدود ۵۰ درصد کاهش داد.

۵-۳-۲- ناکافی بودن زمان‌های تأخیر اعمال شده

در طول دوره انجام این تحقیق، در معدن از رله‌های تأخیری ۱۵ و ۲۵ میلی ثانیه استفاده می‌شد که در اکثر مواقع با سری بستن این رله‌ها تأخیرهای بیشتر به دست می‌آمد. در جدول ۵-۳ تعداد ردیف‌ها و تأخیرهای اعمال شده بین ردیف آورده شده است. در صورتی که متوسط زمان تأخیر در بین ردیف اول و دوم هر انفجار ۴۰ میلی ثانیه و متوسط طول بارسنگ ۴ متر در نظر گرفته شود، مقدار تأخیر به ازای هر متر بارسنگ به طور متوسط ۱۰ میلی ثانیه خواهد بود. بر اساس پیشنهاد شرکت نیترونوبل، مقدار تأخیر به ازای هر متر بارسنگ در حالت متوسط و در اولین مرحله طراحی باید ۱۵ میلی ثانیه در نظر گرفته شود. علاوه بر این مسئله، عقب‌زدگی زیاد و بالا آمدگی سطح پله

بعد از انفجار همگی نشانه‌ای از زمان تأخیر کم بین ردیف‌ها است.

جدول ۵-۳: تعداد ردیف‌ها و تاخیرهای اعمال شده در انفجارهای ثبت شده

ردیف	کد انفجار	تعداد ردیف	زمان تأخیرها (میلی ثانیه)				
			R_{56}	R_{45}	R_{34}	R_{23}	R_{12}^*
۱	۱۰-۲۵۲	۲	-	-	-	-	۴۰
۲	۱۰-۲۵۳	۵	-	۵۰	۲۵	۲۵	۵۰
۳	۱۰-۲۷۴	۳	-	-	-	۴۰	۲۵
۴	۱۰-۲۷۷	۵	-	۵۰	۵۰	۵۰	۵۰
۵	۱۱-۱۶۶	۳	-	-	-	۱۰۰	۵۰
۶	۱۱-۱۶۷	۴	-	-	۴۰	۵۰	۶۵
۷	۱۱-۱۶۹	۳	-	-	-	۷۵	۵۰
۸	۱۱-۱۸۰	۴	-	-	۱۰۰	۵۰	۵۰
۹	۱۱-۱۸۱	۲	-	-	-	-	۵۰
۱۰	۱۲-۷۶-۱	۳	-	-	-	۵۰	۵۰
۱۱	۱۲-۷۶-۲	۴	-	-	۷۵	۵۰	۲۵
۱۲	۱۲-۷۷	۳	-	-	-	۱۰۰	۵۰
۱۳	۱۲-۷۸	۴	-	-	۱۰۰	۵۰	۵۰
۱۴	۱۲-۷۹	۴	-	-	۲۵	۲۵	۲۵
۱۵	۱۲-۸۰	۲	-	-	-	-	۵۰
۱۶	۱۲-۸۱	۳	-	-	-	۵۰	۴۰
۱۷	۱۲-۸۷	۳	-	-	-	۴۰	۲۵
۱۸	۱۲-۸۹-۱	۳	-	-	-	۱۰۰	۵۰
۱۹	۱۲-۹۰	۴	-	-	۴۰	۴۰	۴۰
۲۰	۱۲-۹۱	۲	-	-	-	-	۵۰
۲۱	۱۲-۹۲	۳	-	-	-	۱۰۰	۵۰
۲۲	۱۲-۹۳	۳	-	-	-	۷۵	۲۵
۲۳	۱۳-۱۵	۲	-	-	-	-	۴۰
۲۴	۱۳-۱۶	۳	-	-	-	۲۵	۴۰
۲۵	۱۳-۱۷	۲	-	-	-	-	۴۰
۲۶	۱۳-۱۸	۶	۴۰	۴۰	۲۵	۱۵	۱۵
۲۷	۱۳-۱۹	۵	-	۷۵	۴۰	۴۰	۲۵
۲۸	۱۳-۲۰	۴	-	-	۵۵	۴۰	۲۵
۲۹	۱۳-۲۲	۴	-	-	۱۰۰	۵۰	۲۵
۳۰	۱۳-۲۳	۵	-	۴۰	۴۰	۲۵	۲۵

* R_{12} : میزان تأخیر بین ردیف اول و دوم

۵-۳-۲-۳- دقت پایین در اجرای الگوی حفاری چال‌های پاشنه

از آنجایی که در اکثر انفجارهای انجام شده به دلیل وجود پاشنه، انفجار این پاشنه‌ها ضروری می‌باشد، لذا دقت در حفاری و خرج‌گذاری این چال‌ها امری ضروری می‌باشد. عدم دقت در جانمایی چال‌ها، عدم دقت در رعایت شیب و خصوصاً عمق چال‌های حفاری شده از جمله مواردی است که می‌توان به آن اشاره کرد (شکل ۵-۱۲). البته در برخی موارد به دلیل خرد شدگی کف پله ناشی از انفجارهای قبلی امکان پیاده سازی الگوی حفاری دقیق وجود ندارد. عدم انفجار کامل این پاشنه‌ها همراه با تأخیر کم بین ردیف اول و دوم، هر در ایجاد عقب‌زدگی سهم به سزائی دارند.



شکل ۵-۱۲: الگوی غیر منظم در حفر چال‌های پاشنه (انفجار ۹۱-۱۲)

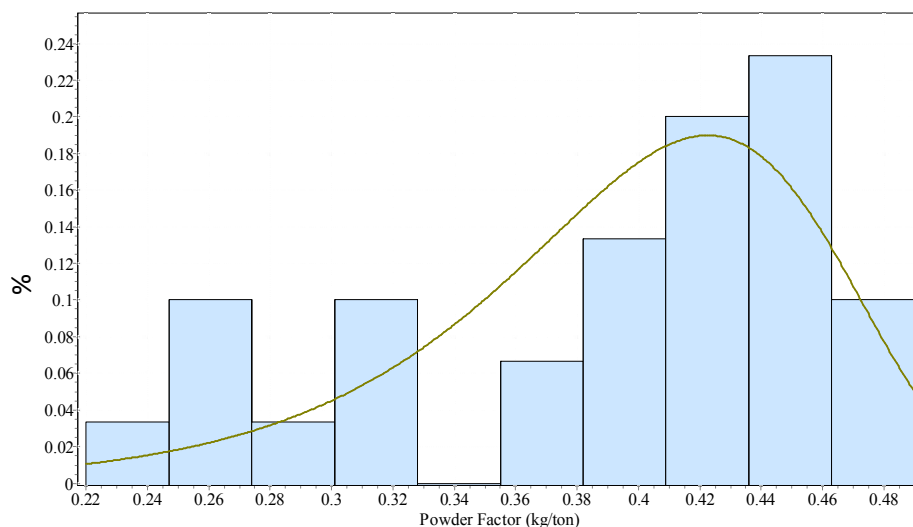
۵-۳-۲-۴- عدم بارسنگ یکنواخت ردیف اول

بارسنگ ردیف اول در هر مرحله انفجار از اهمیت بالایی برخوردار است. در مواردی که بارسنگ ردیف اول متغیر است، الگوی حفاری و نحوه خرج‌گذاری و پرایمرگذاری باید به گونه‌ای باشد که انفجار ماده منفجره بتواند انرژی لازم برای خردایش و جابجایی سنگ پای پله را تأمین و با طول مناسب گل‌گذاری، از هدر رفتن انرژی حاصل از انفجار در این ردیف جلوگیری شود. زیرا تخلیه سریع چال در ردیف اول باعث عدم جابجایی مناسب بارسنگ این ردیف می‌گردد. این عدم جابجایی، باعث

افزایش مقدار مؤثر در ردیف‌های بعدی شده و این امر موجب بروز عقب‌زدگی و خردایش نامناسب خواهد شد. در بعضی موارد مشاهده شد که فاصله قسمت هم تراز چال با کف پله، تا سطح آزاد به حدود ۱۵ متر می‌رسد.

۵-۳-۲-۵- زیاد بودن خرج ویژه

یکی از دلایلی که می‌توان از آن به عنوان عامل تأثیرگذار در به وجود آمدن اثرات نامطلوب انفجارها نام برد، مقدار خرج ویژه استفاده شده در انجام این انفجارها می‌باشد. همان طور که در فراوانی نمای خرج ویژه شکل ۵-۱۳ مشاهده می‌شود تقریباً ۶۰ درصد انفجارهای انجام شده خرج ویژه‌ای بالای ۰/۴۰ کیلوگرم بر تن داشته‌اند. با توجه به سنگ‌های منفجر شده اکثراً دارای وزن مخصوص ۴ تا ۵ تن بر متر مکعب می‌باشند، می‌توان چنین نتیجه گرفت که خرج ویژه استفاده شده برای این انفجارها حدود ۱/۶ تا ۲/۴ کیلوگرم بر متر مکعب می‌باشد. این خرج ویژه با توجه به خرج ویژه پیشنهاد شده برای معادن روباز فلزی (۰/۳۵۶ تا ۰/۵۹۳ کیلوگرم بر متر مکعب) به نظر بسیار زیاد می‌رسد (Gokhale, 2011).



شکل ۵-۱۳: فراوانی نمای خرج ویژه طراحی شده در معدن (درصد)

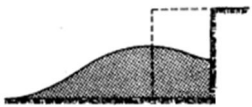
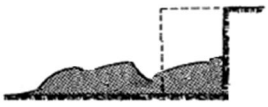
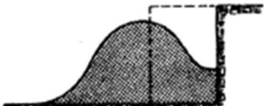
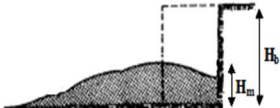
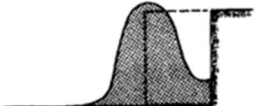
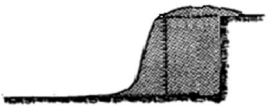
۵-۴- ارزیابی کمی انفجارهای انجام شده

برای بهبود هر سیستمی ابتدا باید روند اجرایی زیر سیستم‌ها را مورد توجه و بررسی قرار داده و پس از دستیابی به نقاط قوت، ضعف، مشکلات و موانع موجود، اقدام به بهینه‌سازی آن نمود. در بحث انفجار ابتدا باید الگوهای حفاری را بررسی کرده و با مشاهده و تحلیل نتایج پس از انفجار، نقاط ضعف و قوت طرح را تشخیص داد. چنانچه با رفع ضعف‌های موجود، بهبودی حاصل نشد، می‌توان به استفاده از روش‌های نوین پیش‌بینی روی آورد. زیرا از مباحث قبلی می‌توان چنین نتیجه گرفت که بسیاری در فرآیند بهینه‌سازی الگوهای حفاری و انفجار نقش دارند.

۵-۴-۱- شکل هندسی، ارتفاع و میزان جابجایی کپه حاصل از انفجار

شکل بهینه کپه در هر عملیات متفاوت بوده و بستگی به ماشین آلات بارگیری و حمل دارد. رده‌بندی وضعیت کپه سنگ خرد شده در جدول (۵-۴) آمده است. مقطع ۱ برای کار لودرهای معمولی ایده‌آل است، ولی برای کار شاول‌های کابلی، زمان‌های لازم برای جمع‌آوری مواد و تمیز کردن اطراف شاول باعث پایین آمدن بازده آن می‌شود. مقطع ۵ کمترین نیاز را به تمیز کردن اطراف داشته و راندمان بالایی دارد. در این حالت احتمال بروز مشکلات ایمنی (برای لودر) در اثر سقوط سنگ‌ها از ارتفاع زیاد وجود دارد. مقطع ۳ شرایط بهینه برای کار شاول‌های کابلی را نشان می‌دهد.

جدول ۵-۴: رده‌بندی وضعیت کپه سنگ خرد شده (تاجی، ۱۳۸۹)

کد مقطع	توصیف
۱	• نیاز به پاکسازی ناحیه وسیع • کارایی پایین (شاول) • ایمنی خوب بارگیری • عملیات نسبتاً آسان بارگیری  $H_m = (\frac{1}{3} - \frac{2}{3}) H_b$
۲	• مقطع نامنظم • نیاز به پاکسازی ناحیه وسیع • کارایی پایین (شاول) • ایمنی نسبتاً خوب بارگیری  $H_m = (\frac{1}{3} - \frac{2}{3}) H_b$
۳	• مساحت متوسط برای پاکسازی • کارایی خوب (شاول) • ایمنی خوب بارگیری  $H_m = (\frac{2}{3} - 1) H_b$
۴	• نیاز زیاد به پاکسازی • پاکسازی ناحیه وسیع • کارایی بسیار پایین (شاول) • ایمنی خیلی خوب بارگیری  $H_m < \frac{1}{3} H_b$
۵	• مساحت کم برای پاکسازی • کارایی خیلی خوب (شاول) • ایمنی بد بارگیری (لودر)  $H_m > H_b$
۶	• جابه جایی خیلی کم کپه • سختی عملیات پاکسازی دیواره • ایمنی بد بارگیری (لودر)  $H_m > H_b$

در جدول ۵-۵ پارامترهای برداشت شده برای ارزیابی کمی شکل کپه‌های حاصل از هر انفجار

مشاهده می‌شود.

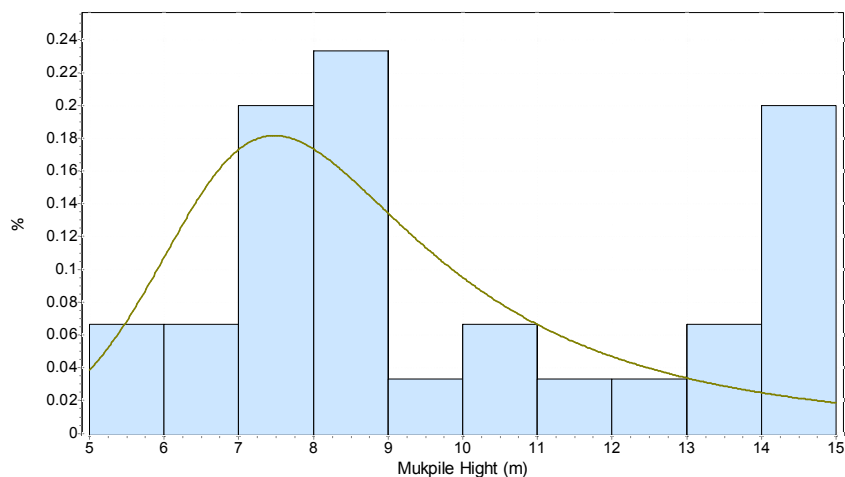
جدول ۵-۵: پارامترهای برداشت شده شکل کپه انفجارهای ثبت شده

ردیف	کد انفجار	عرض بلوک (متر)	ارتفاع کپه (متر)	جابجایی کپه (متر)	کد مقطع کپه
۱	۱۰-۲۵۲	۱۰	۱۰	۲۳	۳
۲	۱۰-۲۵۳	۲۰	۸	۲۵	۱
۳	۱۰-۲۷۴	۱۲	۵	۳۰	۲
۴	۱۰-۲۷۷	۲۰	۱۳	۲۹	۳
۵	۱۱-۱۶۶	۱۲	۷	۸۰	۲
۶	۱۱-۱۶۷	۱۶	۸	۴۸	۱
۷	۱۱-۱۶۹	۱۲	۶	۲۲	۱
۸	۱۱-۱۸۰	۱۲	۷	۵۰	۲
۹	۱۱-۱۸۱	۸	۱۱	۳۵	۳
۱۰	۱۲-۷۶-۱	۱۵	۸	۵۳	۱
۱۱	۱۲-۷۶-۲	۱۰	۹	۳۱	۱
۱۲	۱۲-۷۷	۸	۱۲	۳۰	۳
۱۳	۱۲-۷۸	۱۲	۱۰	۲۵	۳
۱۴	۱۲-۷۹	۱۵	۱۴	۴۰	۳
۱۵	۱۲-۸۰	۱۰	۸	۴۰	۱
۱۶	۱۲-۸۱	۱۲	۱۵	۲۷	۵
۱۷	۱۲-۸۷	۱۰	۷	۲۰	۱
۱۸	۱۲-۸۹-۱	۱۰	۱۵	۲۸	۵
۱۹	۱۲-۹۰	۱۵	۶	۴۰	۱
۲۰	۱۲-۹۱	۸	۷	۲۶	۱
۲۱	۱۲-۹۲	۱۵	۱۳	۳۰	۳
۲۲	۱۲-۹۳	۱۰	۸	۴۵	۱
۲۳	۱۳-۱۵	۸	۵	۱۵	۴
۲۴	۱۳-۱۶	۱۰	۷	۲۵	۱
۲۵	۱۳-۱۷	۸	۷	۲۳	۱
۲۶	۱۳-۱۸	۲۰	۱۵	۳۰	۵
۲۷	۱۳-۱۹	۱۸	۸	۳۰	۱
۲۸	۱۳-۲۰	۱۵	۸	۲۵	۱
۲۹	۱۳-۲۲	۱۲	۱۴	۴۲	۳
۳۰	۱۳-۲۳	۲۰	۱۴	۲۹	۵

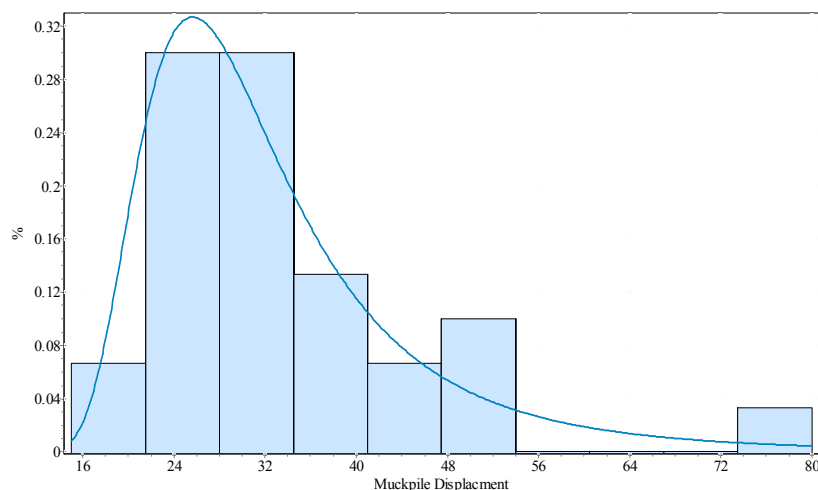
در شکل ۵-۱۴ و ۵-۱۵ فراوانی نمای ارتفاع و جابجایی کپه‌های انفجارهای انجام شده آورده

شده است. همانطور که در این شکل‌ها دیده می‌شود تقریباً ۶۰ درصد ارتفاع کپه‌ها کمتر از ۱۰ متر

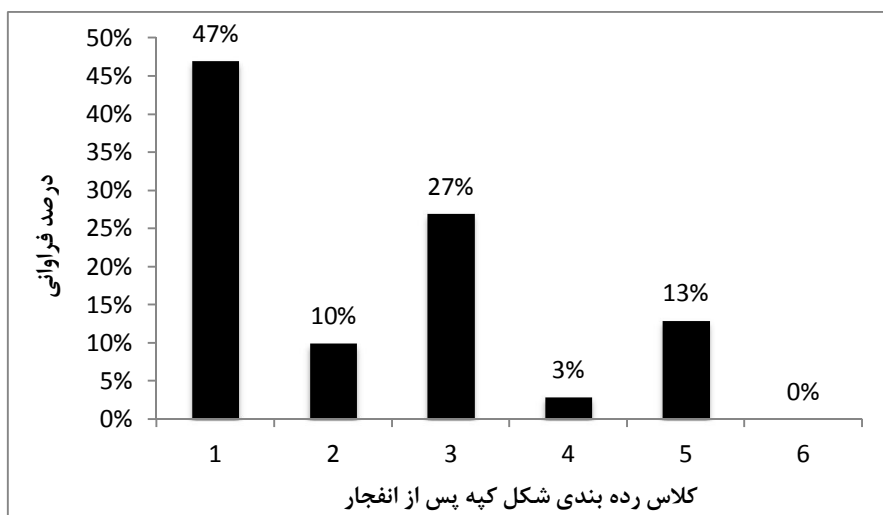
می‌باشد. با توجه به اینکه در این معدن برای بارگیری از شاول استفاده می‌شود، این ارتفاع با توجه به حداکثر ارتفاع قابل دسترسی این ماشین‌آلات (۱۵ متر)، مناسب نیست. تنها ۲۵ درصد انفجارهای انجام شده ارتفاعی بین ۱۳ تا ۱۵ متر دارند، که مناسب بارگیری با شاول‌های موجود در معدن می‌باشد. از طرفی دیگر حدود ۶۰ درصد این انفجارها جابجایی کپه‌ای در حدود ۲۵ تا ۳۵ متر (حدود دو برابر عرض اکثر بلوک‌های انفجار شده) داشته‌اند که در محدوده مناسب جابجایی برای بارگیری با شاول قرار دارند (به دلیل دارا بودن محدوده کم بازده کمتر). با در نظر گرفتن تأثیر همزمان دو پارامتر ارتفاع و جابجایی، و با توجه به جدول پیشنهادی ۴-۵، نمودار درصد فراوانی رده‌بندی شکل کپه انفجارهای انجام شده در شکل ۵-۱۶ قابل مشاهده است.



شکل ۵-۱۴: فراوانی نمای ارتفاع کپه‌ها پس از انفجار (درصد)



شکل ۵-۱۵: فراوانی نمای جابجایی کپه‌ها پس از انفجار (درصد)



شکل ۵-۱۶: نمودار درصد فراوانی رده بندی شکل کپه پس از انفجار

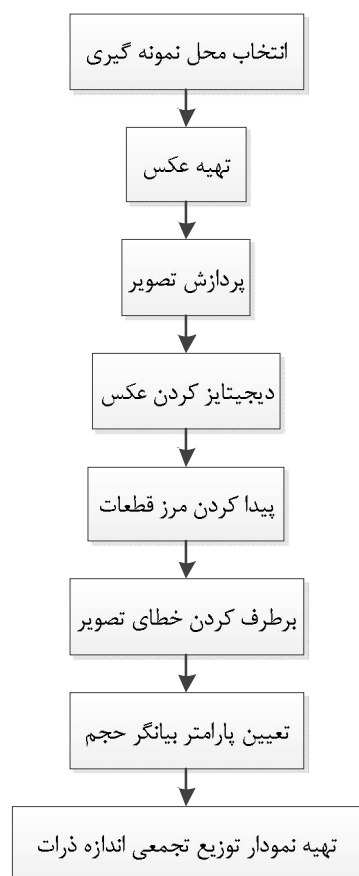
همانطور که از این نمودار استنباط می شود حدود ۵۰ درصد انفجارهای انجام شده در رده بندی ۱ قرار می گیرند. که در نتیجه این نوع شکل پروفیل ایجاد شده نیاز به پاکسازی وسیع ناحیه پس از انفجار دارد و در کل کارآیی شاول پایین می باشد. همچنین حدود ۶۰ درصد انفجارهای انجام شده از نظر شکل کپه مناسب بارگیری با شاول های موجود در معدن نمی باشند.

۵-۴-۲- کیفیت خردایش

به منظور ارزیابی انفجارها از نظر خردایش، توزیع واقعی خردشدگی حاصل از انفجارها با استفاده از روش آنالیز تصویری توسط نرم افزار Gold Size 2، به دست آمده است. در روش های آنالیز تصویری برای تعیین دانه بندی، باید سه مرحله زیر انجام شود:

- انتخاب محل نمونه گیری
- تهیه عکس
- انجام آنالیز با دقت زیاد

در شکل ۵-۱۷ یک فلوچارت شماتیک از کل مراحل ذکر شده آورده شده است.



شکل ۵-۱۷: فلوچارت روش آنالیز تصویری با استفاده از نرم افزار Gold Size 2

هر یک از سه مرحله اصلی انتخاب محل نمونه‌گیری، تهیه عکس و پردازش تصویر باید با دقت کافی و بنا بر شرایط خاص منطقه و نتایج مورد نیاز از این آنالیز انجام گیرد.

در مرحله انتخاب محل نمونه‌گیری، انتخاب محل باید به گونه‌ای باشد که این محل‌ها، معرف توده خرد شده باشد. تصویر تهیه شده نیز باید از کیفیت خوبی برخوردار باشد. و در نهایت در مرحله آنالیز، که اصلی‌ترین و مهم‌ترین بخش کار را نیز در بر دارد، در رسم محیط قطعه‌ها در تصویر باید دقت کافی صورت گیرد.

در ادامه روند مراحل انجام آنالیز خردایش با نرم افزار Gold Size 2 در منطقه مورد مطالعه بررسی می‌شود.

الف- تهیه عکس

از محل مناسبی که قبلاً برای عکس‌برداری انتخاب شده است، حدود ۹ عکس گرفته شده است.

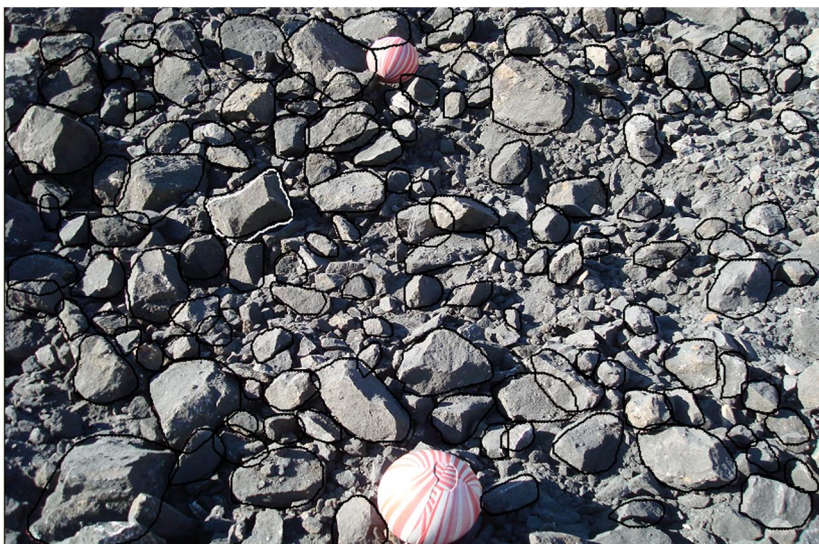
علت گرفتن چند عکس از هر نمونه عدم همگن بودن توزیع ابعاد در مقاطع مختلف می‌باشد. این عکس‌ها به گونه‌ای برداشت شده است که ابعاد هر عکس حدود 3×3 متر تا 6×6 متر را پوشش دهد. برای برطرف کردن خطای عکس‌ها و اندازه ابعاد واقعی از دو توپ با قطر ۱۵ سانتی‌متر در هر عکس به صورت مرکزی استفاده شده است (شکل ۵-۱۸).



شکل ۵-۱۸: قرار دادن توپ به عنوان مقیاس بر روی قطعات خرد شده در زمان عکس‌برداری

ب- مرزیابی

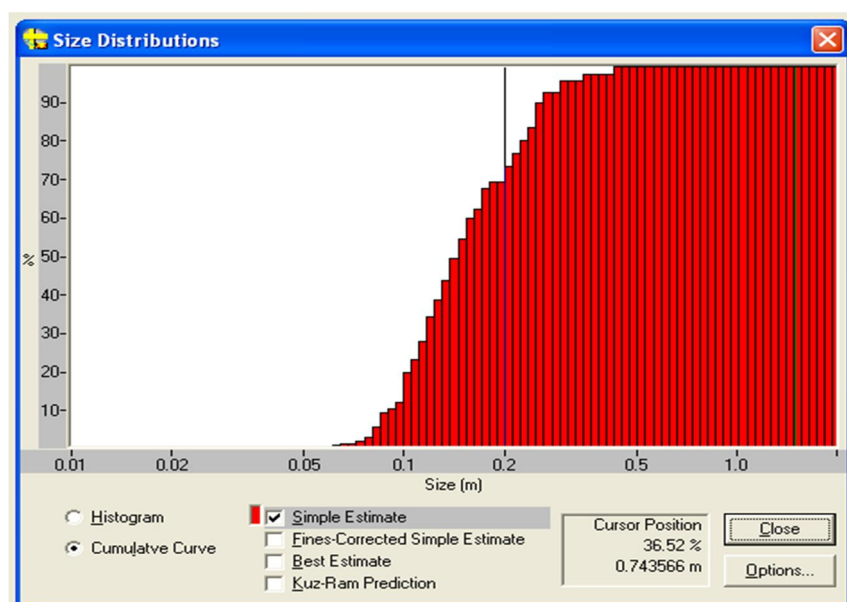
تصویر اولیه تهیه شده برای قابل فهم بودن برای نرم افزار به یک عکس با پسوند BMP تبدیل می‌شود به نحوی که از کیفیت خوب و مناسبی برخوردار باشد. سپس هر عکس به نوبت انتخاب و تمام ذرات با موس مرزیابی می‌شوند (شکل ۵-۱۹). پس از مرزیابی قطعات در تصویر اولیه (BMP)، یک فایل جدید دیجیتایز با همان نام و با پسوند DIG ذخیره می‌گردد. مختصات ذرات بدون مقیاس ذخیره شده تا در صورت اصلاح مقیاس، نیاز به مرزیابی مجدد قطعات نباشد.



شکل ۵-۱۹: مرزیابی ذرات در نرم افزار Gold Size

ج- تحلیل دانه‌بندی

مجموعه فایل‌های دیجیتایز شده که فایل خانواده نامیده می‌شود، در یک مرحله ترکیب شده و بسته به انتخاب کاربر، چهار یا شش توزیع ابعادی ارائه می‌کند. در این تحقیق از توزیع ابعادی درصد تجمعی عبور کرده از سرند استفاده شده است (شکل ۵-۲۰).

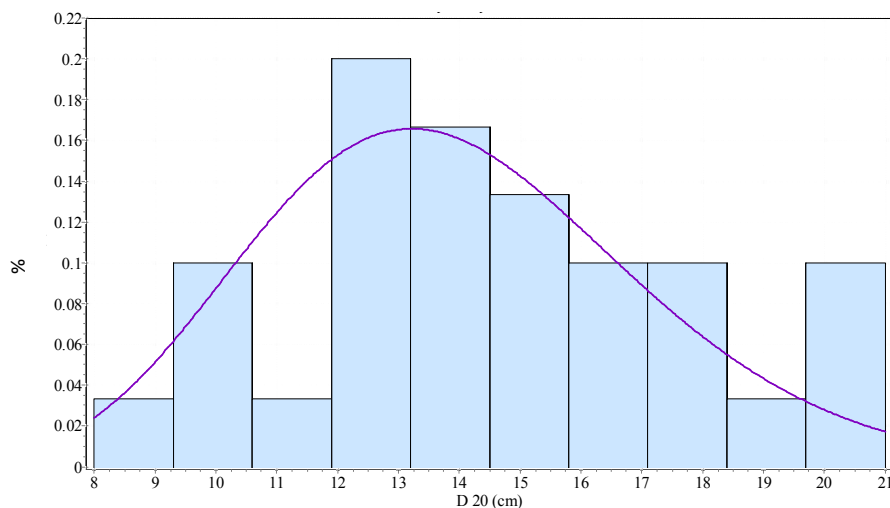


شکل ۵-۲۰: نمایش توزیع ابعادی تجمعی ذرات در نرم افزار Gold Size

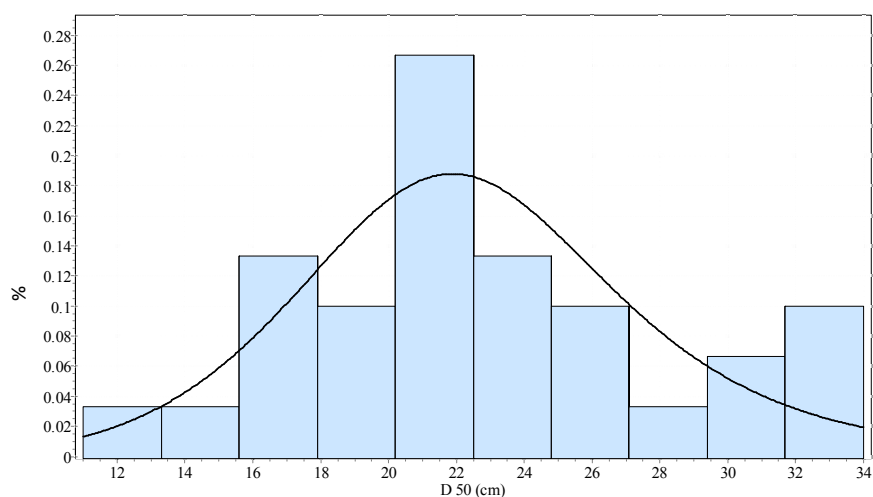
این روند (الف تا ج) برای هر ۹ عکس تهیه شده برای هر انفجار انجام شده و در نهایت یک

نمودار میانگین توزیع درصد تجمعی عبوری از سرند برای این انفجار تهیه شده است. از این نمودار اندازه مشخصه $D_{۲۰}$ (اندازه دهانه سرندي که ۲۰ درصد ذرات از آن عبور می‌کنند)، $D_{۵۰}$ (اندازه دهانه سرندي که ۵۰ درصد ذرات از آن عبور می‌کنند) و $D_{۸۰}$ (اندازه دهانه سرندي که ۸۰ درصد ذرات از آن عبور می‌کنند) برای تمام ۳۰ انفجار ثبت شده به دست آمده است.

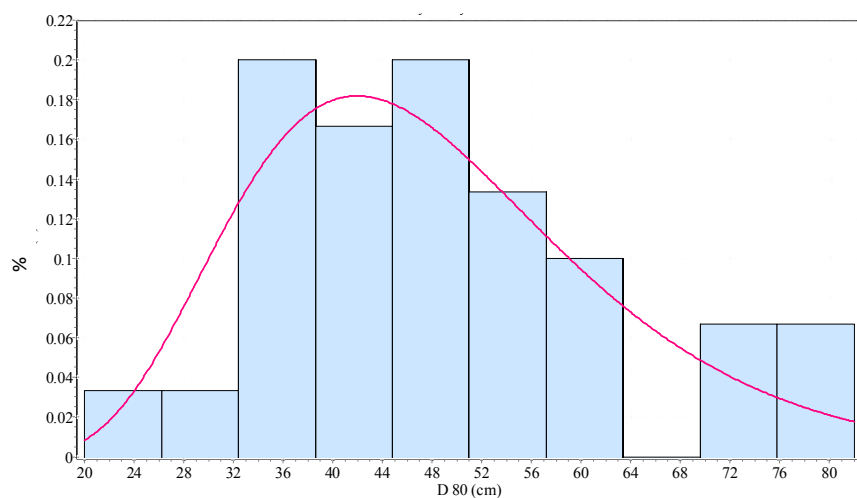
فراوانی نمای $D_{۲۰}$ ، $D_{۵۰}$ و $D_{۸۰}$ در شکل‌های ۵-۲۱ تا ۵-۲۳ مشاهده می‌شود. همانطور که از شکل ۵-۲۱ پیداست تقریباً ۹۰ درصد بیش خردایش مربوط به ذرات با اندازه کمتر از ۲۰ سانتی‌متر هستند. در شکل ۵-۲۲ نیز مشاهده می‌شود که ۱۰۰ درصد توزیع ذرات مربوط به $D_{۵۰}$ ، به ذرات با اندازه کمتر از ۳۵ سانتی‌متر تعلق دارند. همچنین با توجه به شکل ۵-۲۳ حدود ۵۷ درصد اندازه ذرات مربوط به $D_{۸۰}$ ، ذراتی با اندازه ۳۰ تا ۵۰ سانتی‌متر تشکیل می‌دهند.



شکل ۵-۲۱: فراوانی نمای اندازه ذرات $D_{۲۰}$ (درصد)



شکل ۵-۲۲: فراوانی نمای اندازه ذرات D_{50} (درصد)



شکل ۵-۲۳: فراوانی نمای اندازه ذرات D_{80}

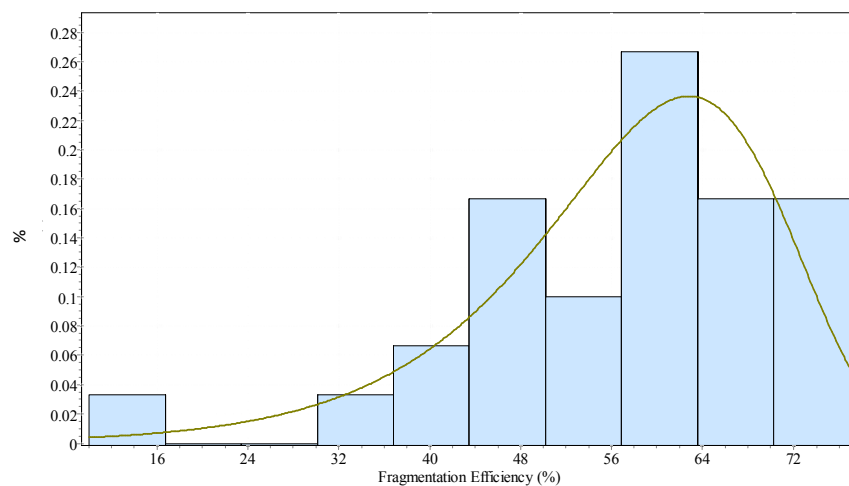
در نهایت برای ارزیابی نتایج خردایش حاصل از انفجارهای انجام شده، طبق جدول ۵-۶ از پارامتر بازدهی خردایش^۱ استفاده شده است. بازدهی انفجار هر انفجار با کسر درصد مربوط به بیش خردایش (کمتر از ۲۰ سانتی‌متر) و بزرگتر از ۱ متر (قطعات درشت) از ۱۰۰ درصد مواد، تعیین شده است. در جدول ۵-۷ اندازه مشخصه دانه‌بندی و بازدهی خردشدگی برای ۳۰ انفجار ثبت شده آورده شده است.

^۱ Fragmentation Efficiency

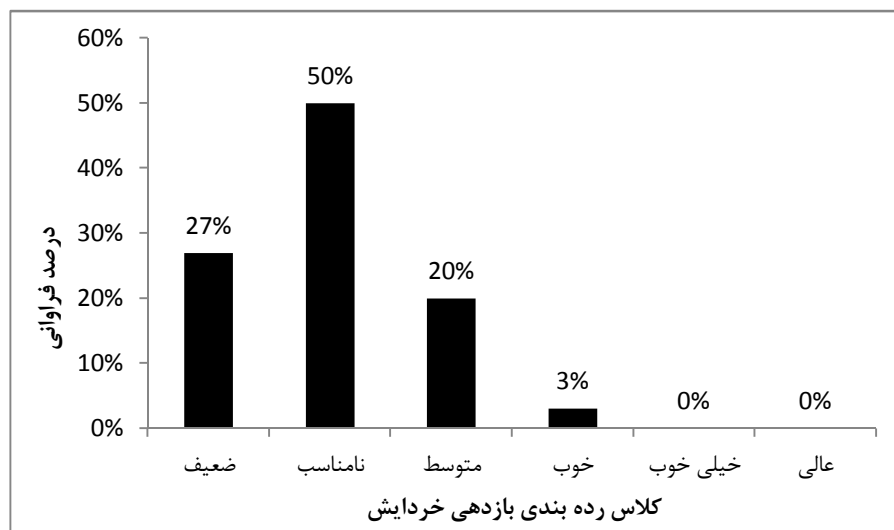
بر این اساس فراوانی نمای بازدهی (شکل ۵-۲۴) و همچنین نمودار درصد فراوانی رده‌بندی وضعیت خردشدگی (شکل ۵-۲۵) به دست آمده است. با توجه به این شکل‌ها می‌توان نتیجه گرفت که حدود ۸۰ درصد انفجارهای انجام شده از نکته نظر بازدهی انفجار در وضعیت نامناسب تا خیلی ضعیف قرار دارند.

جدول ۵-۶: رده‌بندی وضعیت خردشدگی (برگرفته از تاجی، ۱۳۸۷)

رده	۱	۲	۳	۴	۵	۶
بازدهی خردشدگی (%)	>۹۵	۸۵-۹۵	۷۵-۸۵	۶۵-۷۵	۵۰-۶۵	<۵۰
کیفی	عالی	خیلی خوب	خوب	متوسط	نامناسب	خیلی ضعیف



شکل ۵-۲۴: فراوانی نمای بازدهی خردشدگی



شکل ۵-۲۵: فراوانی نمای کلاس‌های رده‌بندی بازدهی خردایش

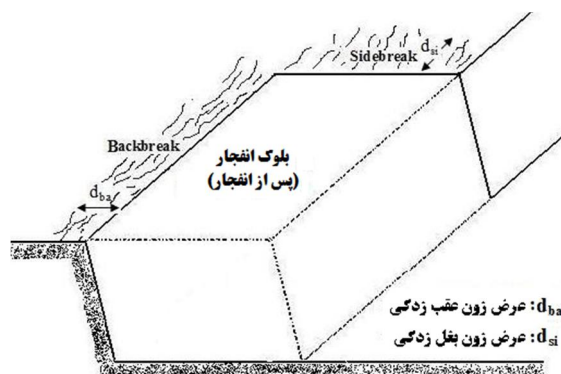
جدول ۵-۷: اندازه مشخصه انفجارهای ثبت شده

ردیف	کد انفجار	D_r (mm)	D_d (mm)	D_u (mm)	بیش خردایش (%)	قطعات درشت (%)	بازدهی خردشدگی (%)
۱	۱۰-۲۵۲	۱۸	۲۷	۴۸	۲۹	۰	۷۱
۲	۱۰-۲۵۳	۱۳	۱۷	۳۳	۵۵	۰	۴۵
۳	۱۰-۲۷۴	۱۶	۲۲	۴۵	۳۶	۰	۶۴
۴	۱۰-۲۷۷	۱۳	۲۳	۴۹	۴۱	۰	۵۹
۵	۱۱-۱۶۶	۱۴	۲۰	۳۳	۵۱	۰	۴۹
۶	۱۱-۱۶۷	۸	۱۱	۲۰	۹۰	۰	۱۰
۷	۱۱-۱۶۹	۱۶	۲۴	۴۷	۳۵	۰	۶۵
۸	۱۱-۱۸۰	۱۹	۳۱	۷۲	۲۸	۰	۷۲
۹	۱۱-۱۸۱	۱۸	۲۸	۶۱	۳۰	۰	۷۰
۱۰	۱۲-۷۶-۱	۱۰	۱۶	۳۳	۶۰	۰	۴۰
۱۱	۱۲-۷۶-۲	۱۵	۲۲	۴۰	۴۰	۰	۶۰
۱۲	۱۲-۷۷	۱۳	۲۰	۳۵	۴۸	۰	۵۲
۱۳	۱۲-۷۸	۱۰	۱۴	۲۹	۶۸	۰	۳۲
۱۴	۱۲-۷۹	۱۱	۱۷	۳۳	۵۹	۰	۴۱
۱۵	۱۲-۸۰	۱۴	۲۳	۵۵	۳۹	۰	۶۱
۱۶	۱۲-۸۱	۱۲	۲۲	۴۸	۵۲	۰	۴۸
۱۷	۱۲-۸۷	۱۲	۲۱	۴۳	۴۶	۰	۵۴
۱۸	۱۲-۸۹-۱	۱۲	۱۹	۳۸	۴۸	۰	۵۲
۱۹	۱۲-۹۰	۱۵	۲۲	۴۲	۳۹	۰	۶۱
۲۰	۱۲-۹۱	۱۴	۲۱	۴۹	۴۲	۰	۵۸
۲۱	۱۲-۹۲	۱۸	۳۱	۷۲	۳۱	۰	۶۹
۲۲	۱۲-۹۳	۲۰	۳۲	۸۲	۲۷	۰	۷۳
۲۳	۱۳-۱۵	۱۰	۱۷	۴۰	۵۶	۰	۴۴
۲۴	۱۳-۱۶	۲۰	۳۴	۸۲	۲۶	۲	۷۲
۲۵	۱۳-۱۷	۱۴	۲۱	۵۲	۵۰	۰	۵۰
۲۶	۱۳-۱۸	۱۴	۲۱	۴۳	۴۱	۰	۵۹
۲۷	۱۳-۱۹	۱۵	۲۴	۵۷	۳۸	۰	۶۲
۲۸	۱۳-۲۰	۱۵	۲۵	۵۸	۳۷	۰	۶۳
۲۹	۱۳-۲۲	۲۱	۳۲	۶۳	۲۳	۰	۷۷
۳۰	۱۳-۲۳	۱۶	۲۵	۵۵	۳۵	۰	۶۵

۵-۴-۳- وضعیت عقب‌زدگی

پس از برداشتن سنگ‌های خرد شده، می‌توان به وجود شکستگی‌ها و میزان صدمات وارده به

توده‌سنگ‌های باقیمانده پی برد. میزان آسیب و خسارت شکستگی‌های ناخواسته در پشت^۱ و دیواره‌های کناری بلوک^۲ باعث ایجاد مشکل در نفوذ و برداشت سیستم بارگیری و کاهش راندمان و افزایش مشکلات عملیات حفاری بلوک‌های انفجاری اطراف می‌شود. وضعیت شکستگی‌های ناخواسته در شکل (۵-۲۶) آمده است.



شکل ۵-۲۶: وضعیت شکستگی‌های ناخواسته (تاجی، ۱۳۸۹)

در جدول ۵-۸ مقدار عقب‌زدگی هر یک از انفجارهای انجام شده بیان شده است.

جدول ۵-۸: مقدار عقب‌زدگی انفجارهای ثبت شده

ردیف	کد انفجار	مقدار عقب‌زدگی (متر)	ردیف	کد انفجار	مقدار عقب‌زدگی (متر)
۱	۱۰-۲۵۲	۴	۱۶	۱۲-۸۱	۱۱
۲	۱۰-۲۵۳	۱۱	۱۷	۱۲-۸۷	۷
۳	۱۰-۲۷۴	۵	۱۸	۱۲-۸۹-۱	۸
۴	۱۰-۲۷۷	۵	۱۹	۱۲-۹۰	۱۲
۵	۱۱-۱۶۶	۱۳	۲۰	۱۲-۹۱	۸
۶	۱۱-۱۶۷	۵	۲۱	۱۲-۹۲	۱۰
۷	۱۱-۱۶۹	۶	۲۲	۱۲-۹۳	۶
۸	۱۱-۱۸۰	۶	۲۳	۱۳-۱۵	۹
۹	۱۱-۱۸۱	۶	۲۴	۱۳-۱۶	۱۲
۱۰	۱۲-۷۶-۱	۹	۲۵	۱۳-۱۷	۸
۱۱	۱۲-۷۶-۲	۶	۲۶	۱۳-۱۸	۵
۱۲	۱۲-۷۷	۵	۲۷	۱۳-۱۹	۹
۱۳	۱۲-۷۸	۱۲	۲۸	۱۳-۲۰	۶
۱۴	۱۲-۷۹	۱۲	۲۹	۱۳-۲۲	۸
۱۵	۱۲-۸۰	۷	۳۰	۱۳-۲۳	۷

^۱ Back Break

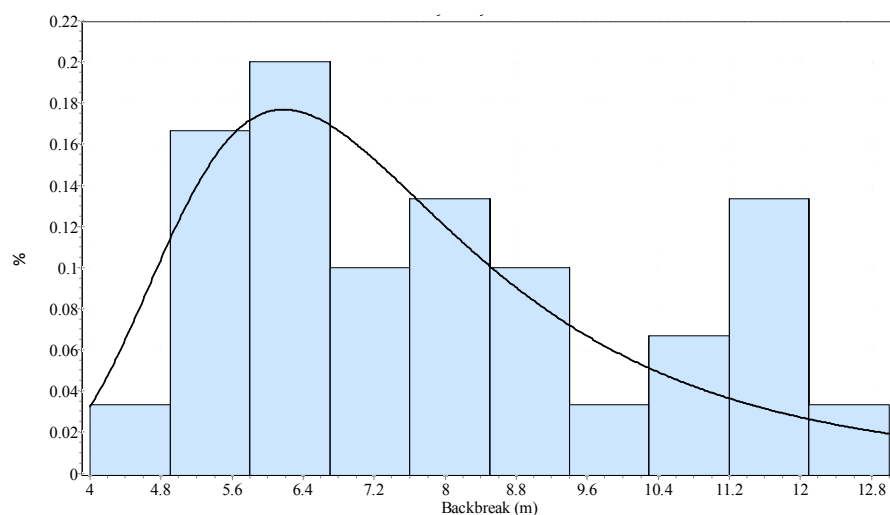
^۲ Side Break

برای ارزیابی انفجارهای انجام شده از نظر وضعیت عقب‌زدگی با توجه به مقدار بارسنگ‌های طراحی شده و وضعیت ایمنی دستگاه حفاری، کلاس‌های رده‌بندی‌ای مطابق جدول ۵-۹ پیشنهاد شده است.

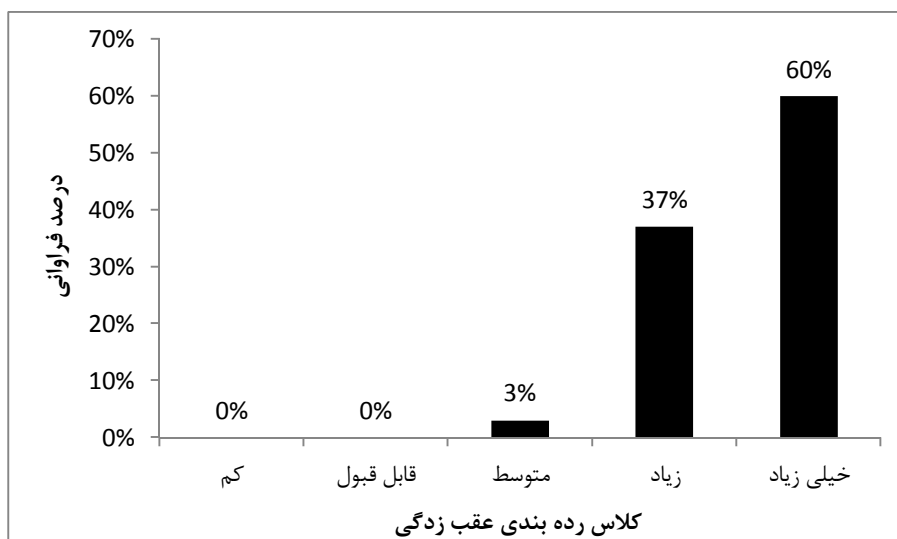
جدول ۵-۹: رده‌بندی شرایط شکستگی‌های ناخواسته (برگرفته از تاجی)

رده	شرایط کیفی	عقب‌زدگی (متر)	شرایط استقرار دستگاه حفاری
۱	کم	< 1	محل استقرار دستگاه حفاری، مناسب و ایمن
۲	قابل قبول	۱-۲	استقرار دستگاه حفاری، نسبتاً ایمن است
۳	متوسط	۲-۴	استقرار دستگاه حفاری، نسبتاً نامناسب و خطرناک است
۴	زیاد	۴-۶	استقرار دستگاه حفاری، نامناسب و خطرناک است
۵	خیلی زیاد	> 6	استقرار دستگاه حفاری، نامناسب و خیلی خطرناک است

فراوانی نمای عقب‌زدگی و رده‌بندی پیشنهادی شکستگی‌های ناخواسته در شکل‌های ۵-۲۷ و ۵-۲۸ آورده شده است. طبق شکل ۵-۲۸ تقریباً ۶۰ درصد انفجارهای انجام شده در کلاس خیلی زیاد قرار دارند و می‌توان گفت که ۱۰۰ درصد انفجارهای انجام شده در محدوده متوسط تا خیلی زیاد قرار دارند و هیچ کدام از انفجارهای ثبت شده از نظر عقب‌زدگی قابل قبول نیستند.



شکل ۵-۲۷: فراوانی نمای عقب‌زدگی (درصد)



شکل ۵-۲۸: نمودار درصد فراوانی کلاس‌های رده‌بندی عقب‌زدگی

۵-۴-۴- پرتاب سنگ

شرایط زیست‌محیطی انفجار شامل لرزش هوا، لرزش زمین، سر و صدا، پرتاب سنگ، گرد و غبار و گازهای انفجاری است. این شرایط باعث مشکلات تولیدی و زیست محیطی مانند کاهش کارایی و افزایش خسارت به ماشین‌آلات، افزایش ریسک رقت، خسارات به ساختمان، جراحات کارگران و اپراتورها و در نهایت افزایش هزینه‌های معدن‌کاری می‌شود. ارزیابی بعضی از ملاحظات زیست محیطی مانند گرد و غبار و گازهای انفجاری، با روش مشاهده‌ای امکان‌پذیر نیست. ولی نتیجه و نمود بعضی از این ملاحظات مانند لرزش هوا، لرزش زمین و پرتاب سنگ را می‌توان به این روش ملاحظه نمود. در جدول ۵-۱۰ مقدار پرتاب سنگ انفجارهای ثبت شده مشاهده می‌شود.

برای ارزیابی پرتاب سنگ نیز رده‌بندی کلاس‌های پرتاب سنگ مطابق جدول ۵-۱۱ ارائه شده است. از نقطه نظر پرتاب سنگ با توجه به فراوانی نمای شکل ۵-۲۹ و نمودار درصد فراوانی کلاس‌های رده‌بندی پرتاب سنگ (شکل ۵-۳۰)، می‌توان گفت که تقریباً ۸۰ درصد انفجارهای انجام شده در محدوده پرتاب سنگ قابل قبول تا نسبتاً قابل قبول قرار دارند. و تنها ۵ درصد پرتاب سنگ‌ها غیرقابل قبول می‌باشند. لذا می‌توان نتیجه گرفت که انفجارهای انجام شده از نظر پرتاب سنگ در

وضعیت قابل قبول و مطلوب قرار دارند.

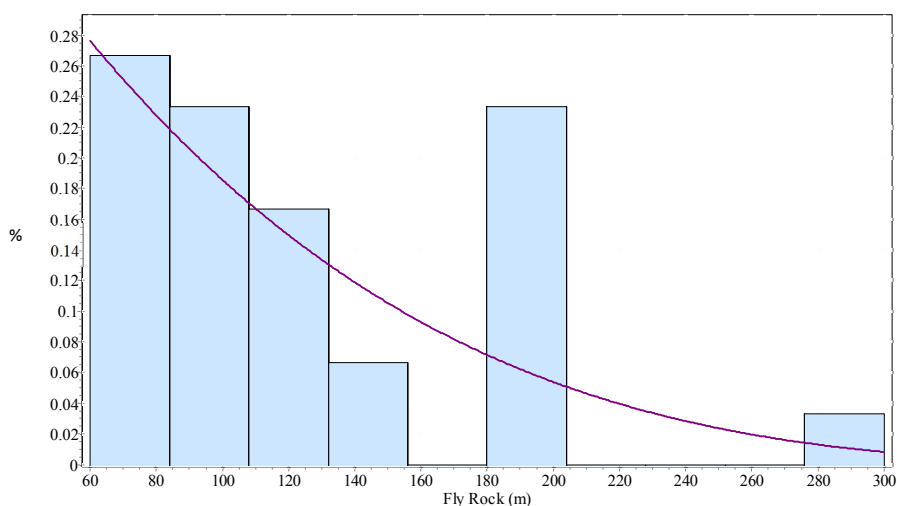
جدول ۵-۱۰: مقدار پرتاب سنگ انفجارهای انجام شده

ردیف	کد انفجار	پرتاب سنگ (متر)	ردیف	کد انفجار	پرتاب سنگ (متر)
۱	۱۰-۲۵۲	۹۵	۱۶	۱۲-۸۱	۷۰
۲	۱۰-۲۵۳	۶۰	۱۷	۱۲-۸۷	۶۵
۳	۱۰-۲۷۴	۱۲۰	۱۸	۱۲-۸۹-۱	۷۰
۴	۱۰-۲۷۷	۸۰	۱۹	۱۲-۹۰	۱۹۰
۵	۱۱-۱۶۶	۱۹۰	۲۰	۱۲-۹۱	۲۰۰
۶	۱۱-۱۶۷	۳۰۰	۲۱	۱۲-۹۲	۲۰۰
۷	۱۱-۱۶۹	۱۴۰	۲۲	۱۲-۹۳	۱۲۰
۸	۱۱-۱۸۰	۲۰۰	۲۳	۱۳-۱۵	۶۰
۹	۱۱-۱۸۱	۱۸۰	۲۴	۱۳-۱۶	۹۰
۱۰	۱۲-۷۶-۱	۱۰۰	۲۵	۱۳-۱۷	۱۰۰
۱۱	۱۲-۷۶-۲	۱۰۰	۲۶	۱۳-۱۸	۱۰۰
۱۲	۱۲-۷۷	۷۵	۲۷	۱۳-۱۹	۱۲۰
۱۳	۱۲-۷۸	۱۴۰	۲۸	۱۳-۲۰	۲۰۰
۱۴	۱۲-۷۹	۸۰	۲۹	۱۳-۲۲	۱۳۰
۱۵	۱۲-۸۰	۱۱۰	۳۰	۱۳-۲۳	۹۰

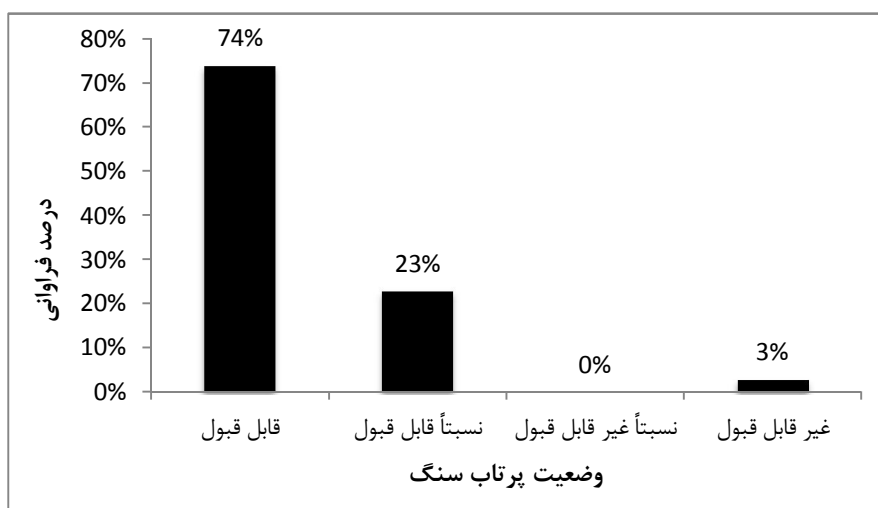
جدول ۵-۱۱: ملاحظات زیست محیطی عملیات انفجار بر اساس صدمات و تأثیرات زیست محیطی (برگرفته از تاجی، ۱۳۸۹)

خصوصیات	صدمات و تأثیرات زیست محیطی			
	قابل قبول	نسبتاً قابل قبول	نسبتاً غیر قابل قبول	غیر قابل قبول
خسارات به تسهیلات	-	-	در حد کم ^۱	نا مقبول
پرتاب سنگ	در حد مجاز	خیلی کم	نسبتاً مشکل ساز ^۲	زیاد ^۳
مقدار (متر)	<۱۵۰	۱۵۰-۲۰۰	۲۰۰-۲۵۰	>۲۵۰
۱. خسارات جزئی، تعمیرپذیر و قابل جبران. ۲. نیاز به پاک‌سازی سنگ‌های پرتاب شده از سطح راه‌های باربری و دسترسی. ۳. راه‌های دسترسی به ویژه، راه‌های باربری بسته شده است و تردد ماشین‌های باربری قبل از پاک‌سازی مقدور نیست. جراحات پرسنل شدید است.				

از آنجایی که فاصله نزدیک‌ترین تاسیسات به محل‌های انفجار بیش از ۲۰۰ متر بود، پرتاب سنگ‌های کمتر از ۲۰۰ متر از نظر خسارت به تاسیسات در حد قابل قبول تا نسبتاً قابل قبول قرار گرفته است.



شکل ۵-۲۹: فراوانی نمای پرتاب سنگ (درصد)



شکل ۵-۳۰: نمودار درصد فراوانی کلاس‌های رده‌بندی پرتاب سنگ

۵-۵- نتیجه‌گیری

با توجه به ارزیابی‌های انجام شده از نتایج انفجارها که نتایج نامطلوب آن در جدول ۵-۱۲ مشاهده می‌شود، می‌توان چنین نتیجه گرفت که انفجارهای انجام شده از نکته نظر شکل کپه پس از انفجار، وضعیت خردایش و عقب‌زدگی، در وضعیت نامطلوبی می‌باشد. همچنین اکثر انفجارهای انجام شده دارای حداقل ۲ اثر نامطلوب بوده است. لذا برای بهینه‌سازی انفجار، مدل ارائه شده باید به گونه‌ای باشد که تأثیر این عوارض را به طور همزمان در نظر بگیرد.

بنابراین بازنگری در روش طراحی الگوی حفاری و انفجار در معدن سنگ آهن گل‌گهر ضروری

می‌باشد. از این رو برای دستیابی به یک دید کلی و کمی از شرایط توده‌سنگ در معدن و درک بهتر نظر تجربی کارشناسان، و همانطور که در فصل‌های ۲ و ۳ راجع به اهمیت پارامترهای غیر قابل کنترل (به ویژه شرایط ناپیوستگی‌ها) بیان شد، تصمیم بر این شد تا در ادامه مطالعات از شاخص قابلیت انفجار توده‌سنگ (BI) (لیلی ۱۹۸۶) و شاخص خردایش سنگ (RFI) مومیوند (۱۳۸۴) در کنار سایر پارامترهای مؤثر بر انفجار استفاده شود.

جدول ۵-۱۲: نتایج نامطلوب ارزیابی انفجارهای ثبت شده

ردیف	کد انفجار	وضعیت کپه	کیفیت خردایش	وضعیت عقب‌زدگی	پرتاب سنگ
۱	۱۰-۲۵۲	-	-	-	-
۲	۱۰-۲۵۳	✓	✓	✓	-
۳	۱۰-۲۷۴	✓	✓	✓	-
۴	۱۰-۲۷۷	-	✓	✓	-
۵	۱۱-۱۶۶	✓	✓	✓	-
۶	۱۱-۱۶۷	✓	✓	✓	✓
۷	۱۱-۱۶۹	✓	✓	✓	-
۸	۱۱-۱۸۰	✓	-	✓	-
۹	۱۱-۱۸۱	-	-	✓	-
۱۰	۱۲-۷۶-۱	✓	✓	✓	-
۱۱	۱۲-۷۶-۲	✓	✓	✓	-
۱۲	۱۲-۷۷	-	✓	✓	-
۱۳	۱۲-۷۸	-	✓	✓	-
۱۴	۱۲-۷۹	-	✓	✓	-
۱۵	۱۲-۸۰	✓	✓	✓	-
۱۶	۱۲-۸۱	-	✓	✓	-
۱۷	۱۲-۸۷	✓	✓	✓	-
۱۸	۱۲-۸۹-۱	-	✓	✓	-
۱۹	۱۲-۹۰	✓	✓	✓	-
۲۰	۱۲-۹۱	✓	✓	✓	-
۲۱	۱۲-۹۲	-	-	✓	-
۲۲	۱۲-۹۳	✓	-	✓	-
۲۳	۱۳-۱۵	✓	✓	✓	-
۲۴	۱۳-۱۶	✓	-	✓	-
۲۵	۱۳-۱۷	✓	✓	✓	-
۲۶	۱۳-۱۸	-	✓	✓	-
۲۷	۱۳-۱۹	✓	✓	✓	-
۲۸	۱۳-۲۰	✓	✓	✓	-
۲۹	۱۳-۲۲	-	-	✓	-
۳۰	۱۳-۲۳	-	✓	✓	-

فصل ششم

زون بندی معدن سنگ آهن گل گهر بر اساس قابلیت انفجار

۶-۱ مقدمه

در طراحی یک آتشکاری و پیاده‌سازی تئوری انفجار در زمین ابتدا لازم است بدانیم با چه محیطی سروکار داریم. بدین مفهوم که محیط سنگی به عنوان میزبان فرآیند آتشکاری، چه مشخصات ژئومکانیکی دارد. لذا شناخت ویژگی‌های ماده‌سنگ و توده‌سنگ و چگونگی استفاده بهینه از آن‌ها یکی از اساسی‌ترین کارهایی که باید قبل از طراحی بدان توجه شود. تأثیر ویژگی‌های توده‌سنگ در فرآیند انفجار زمانی آشکارتر می‌شود که دقت کنیم که توده‌سنگ یک جسم جامد پیوسته همگن و همسانگرد نیست و دارای انواع ناپیوستگی‌ها می‌باشد. لذا کلیه رفتار استاتیکی و دینامیکی سنگ از این امر تأثیر می‌پذیرند.

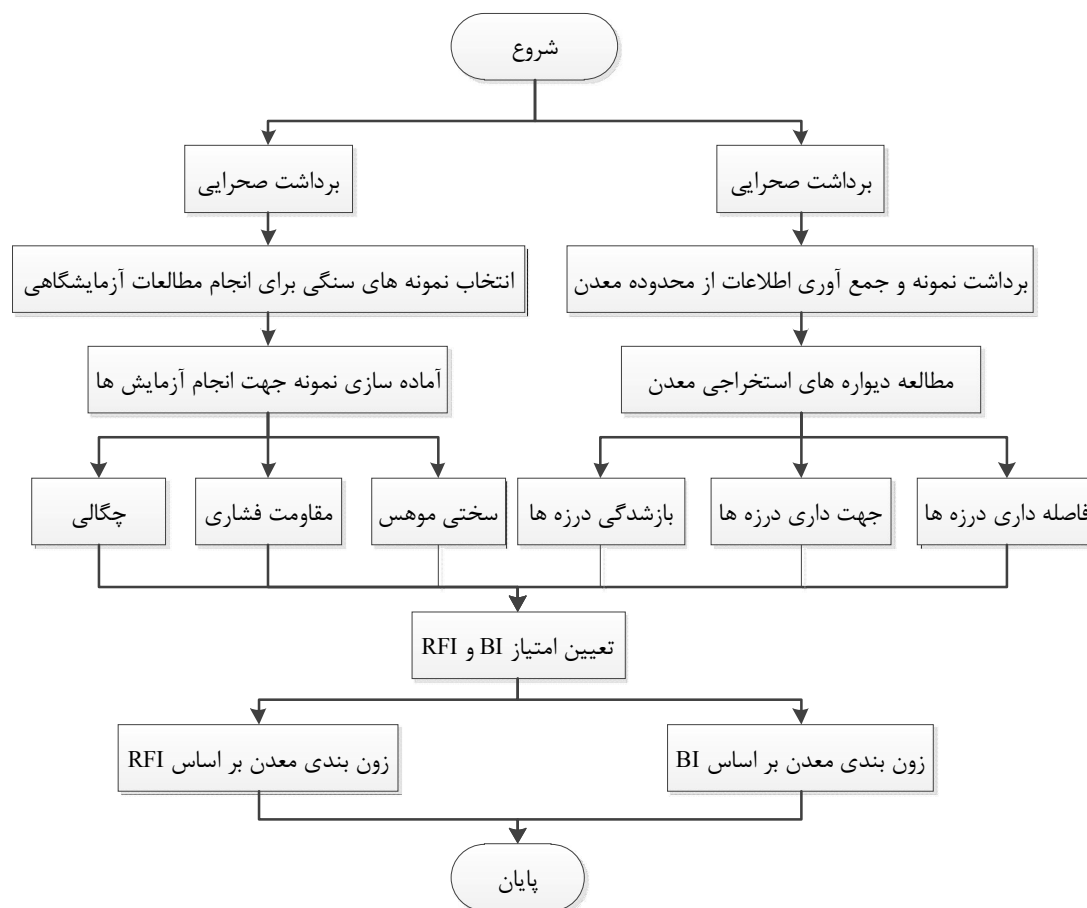
بر اساس آنچه که در فصل قبل مورد بحث قرار گرفت، اکثر انفجارهای انجام شده در مدت زمان این تحقیق دارای ۱ یا ۲ اثر نامطلوب بحث شده می‌باشند. با توجه به نقش و تأثیر راندمان آتشکاری از نظر میزان خردشدگی سنگ حاصل از انفجار در هزینه‌های عملیات بعدی و سایر مشکلات ناشی از آن و همچنین ارتباط تنگاتنگ فرآیند انفجار و توده‌سنگ، بی‌شک سنجش کیفیت توده‌سنگ و یافتن ارتباط میان این دو موضوع، شرایط را برای پیش‌بینی بهتر رفتار سنگ تحت تنش‌های القایی انفجار فراهم می‌سازد. لذا دستیابی به روش طراحی الگوی انفجاری که مبتنی بر پارامترهای غیرقابل کنترل باشد، به نظر منطقی‌تر می‌رسد.

همانطور که در فصل دوم طی مبحث عوامل مؤثر در طراحی انفجار معادن روباز بحث شد، از

بین ویژگی‌های توده‌سنگ، خصوصیات مربوط به ناپیوستگی‌های توده‌سنگ شامل فاصله‌داری، شیب و امتداد درزه‌ها و بازشدگی و پرکننده درزه‌ها و همچنین مشخصات ماده‌سنگ شامل مقاومت فشاری، چگالی، مدول الاستیسیته و سختی از مهمترین عوامل مؤثر بر عملکرد انفجار هستند.

لذا استفاده از شاخص قابلیت انفجار (BI) و شاخص خردایش سنگ (RFI) به دلیل آن که اکثر پارامترهای ذکر شده لحاظ شده‌اند، برای زون‌بندی معدن در ادامه مورد استفاده قرار گرفته است.

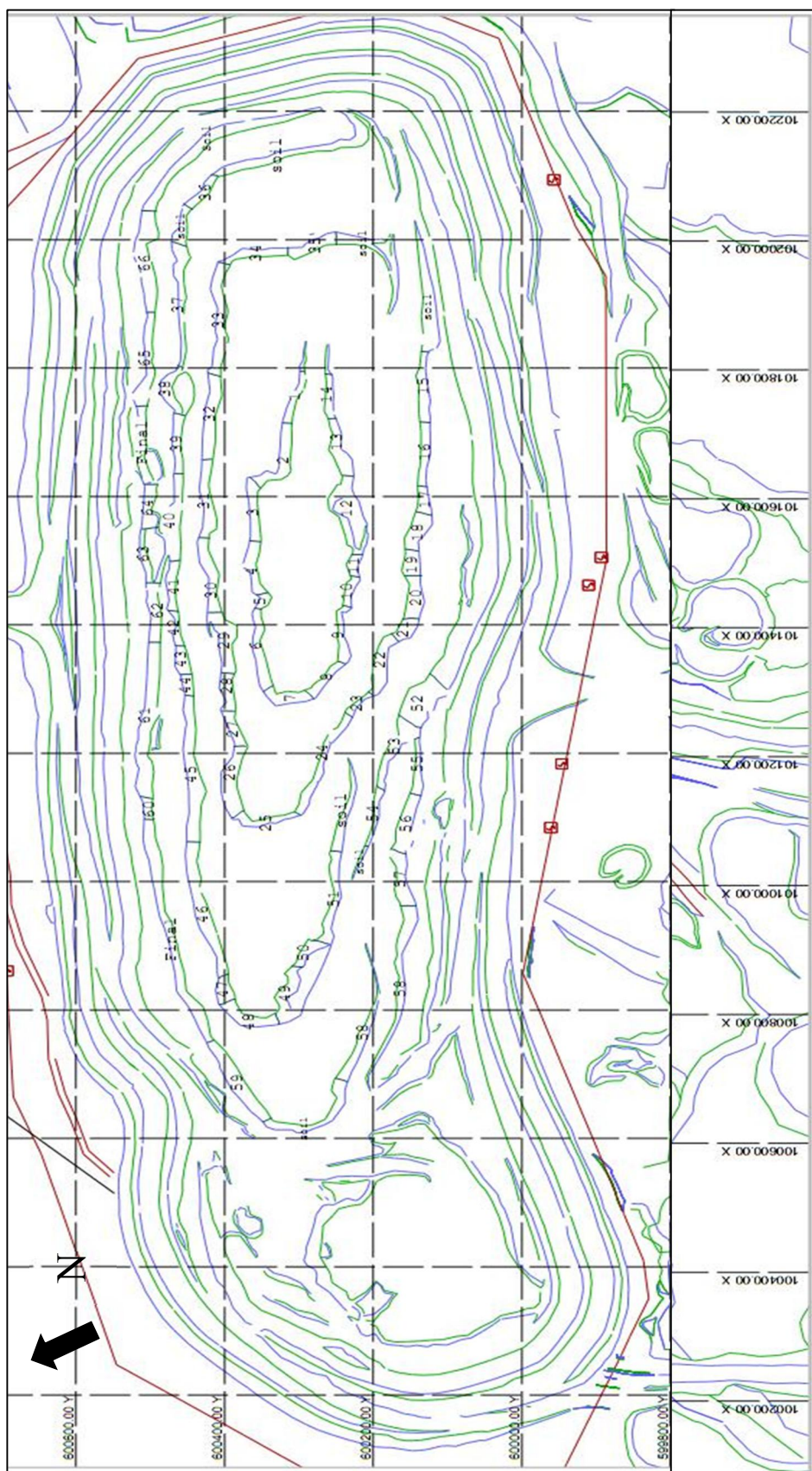
برای انجام مطالعات صحرایی و جمع‌آوری اطلاعات، در بیش از شصت و شش نقطه معدن سنگ آهن گل‌گهر مشخصات مهندسی توده‌سنگ برداشت شد. از هر یک از نقاط فوق نمونه‌هایی از ماده‌سنگ جمع‌آوری شده و به آزمایشگاه منتقل شده و بر روی آنها نمونه‌ها آزمایش‌های مقاومت فشاری، چگالی و سختی انجام شده است. سپس خواص مکانیکی ماده‌سنگ و مشخصات ژئومکانیکی توده‌سنگ، شاخص قابلیت انفجار و شاخص خردایش سنگ برای توده‌سنگ‌های موجود در نقاط شصت و شش‌گانه تعیین شده است. در نهایت با استفاده از شاخص‌های مذکور مشخصات ژئومتری انفجار طراحی شده و خرج ویژه انفجارها تعیین گردید. شکل ۶-۱ فلوچارتی از مراحل انجام مطالعات صحرایی و آزمایشگاهی را نشان می‌دهد.



شکل ۶-۱: مراحل انجام مطالعات صحرایی و آزمایشگاهی

۶-۲- مطالعات آزمایشگاهی و صحرایی

برای این منظور محدوده معدن پیمایش و توده‌سنگ‌های تیپیک و معرف هر زون مشخص شد. بر این اساس محدوده معدن به ۶۶ زون تقسیم شده است که موقعیت این زون‌ها در محدوده معدن در شکل ۶-۲ نمایش داده شده است. سپس هر یک از این زون‌ها به صورت سیستماتیک و منظم برداشت شده و اطلاعات مورد نیاز ثبت شده است.

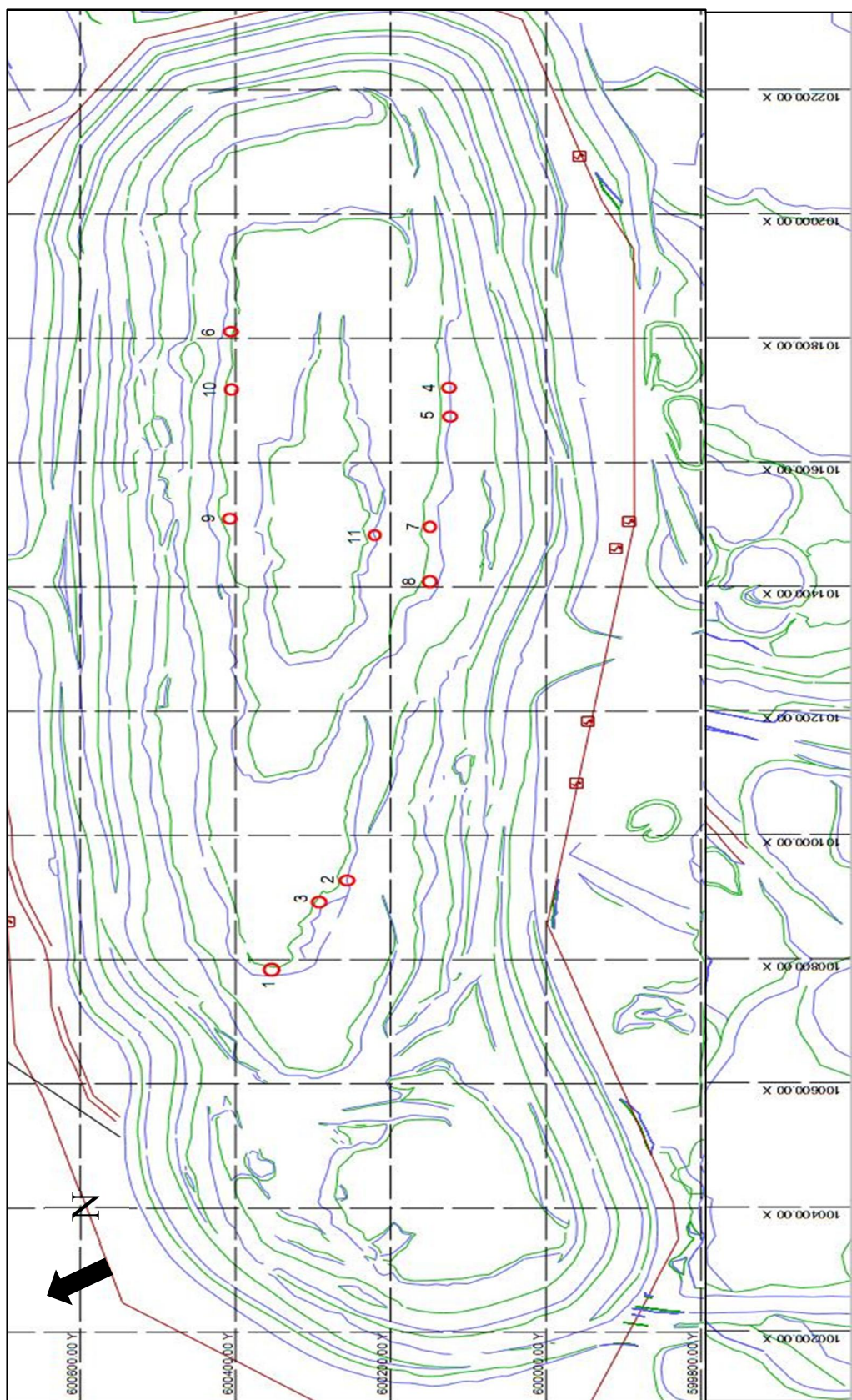


بررسی خصوصیات سنگ بکر لازمه تعیین خصوصیات ژئومکانیکی توده سنگ می باشد. به عبارت دیگر برای تعیین خصوصیات ژئومکانیکی توده سنگ، ابتدا باید برخی از خواص فیزیکی و مکانیکی سنگ بکر تعیین شوند. جهت تعیین خصوصیات سنگ بکر، بر روی نمونه های جمع آوری شده، تعدادی آزمایش هایی صورت گرفت.

صحت آزمایشات مکانیک سنگی وابستگی شدیدی به تهیه نمونه خوب از توده سنگ مورد مطالعه دارد. بدین منظور باید شرایطی برای نمونه در نظر گرفته شود تا نمونه معرف شرایط توده سنگ مورد مطالعه باشد. نمونه تا حد امکان باید عاری از درزه، شکاف یا پرشدگی ثانویه باشد. نمونه نباید از سطح گسل خورده تهیه گردد. هر گونه اشتباه در انتخاب نمونه منجر به خطای فاحش در جواب آزمایش ها خواهد شد.

۶-۲-۱- مقاومت فشاری تک محوری

آزمایش مقاومت فشاری تک محوری یا نامحصور (UCS) مرسوم ترین آزمون آزمایشگاهی برای مطالعات مکانیکی سنگ بکر می باشد که با وجود ظاهری ساده، انجام دقیق آن بسیار مشکل است. این آزمایش به عنوان آزمایش پایه در اکثر پروژه های مهندسی انجام گرفته و به ندرت اتفاق می افتد که در پروژه ای مقاومت فشاری تک محوری مورد نیاز نباشد. با توجه به اهمیت مقاومت فشاری تک محوری و همچنین اهمیت ویژه آن در طبقه بندی شاخص خردایش سنگ (RFI)، پس از انجام انفجارهای مورد مطالعه در فصل پنجم از ۱۱ سینه کار تعداد دو یا سه نمونه سنگی برای آزمایش های مکانیک سنگی انتخاب و به آزمایشگاه منتقل شد. موقعیت نقاط نمونه برداری در شکل ۶-۳ آورده شده است.



شکل ۳-۶ موقعیت نقاط نمونه‌برداری از انفجارهای انجام شده

نمونه سنگی دارای ابعاد تقریبی $20 \times 30 \times 20$ سانتی متر بوده است که پس از انتقال نمونه‌ها به آزمایشگاه، کدگذاری بر اساس توده سنگ و موقعیت مورد مطالعه صورت پذیرفته شد که از این نمونه سنگی بسته به سالم بودن مغزه گرفته شده، ۳ تا ۴ مغزه تهیه شد (شکل ۴-۶).



شکل ۴-۶: نمونه سنگی و مغزه‌های تهیه شده

پس از آماده‌سازی مغزه‌های تهیه شده، آزمایش مقاومت فشاری تک محوری بر اساس استاندارد ISRM بر روی این مغزه‌ها انجام شد (شکل ۵-۶) (فهیمی‌فر، ۱۳۸۰). در این آزمایش از مغزه‌های با قطر ۵۴ میلی متر (NX) با نسبت طول به قطر ۲/۵ به ۱ استفاده شده است. نمونه‌ها تحت نرخ بارگذاری ۰/۵ تا ۱ مگاپاسکال بر ثانیه، در زمان ۵ تا ۱۰ دقیقه شکسته شده‌اند. در لحظه شکست حداکثر نیروی اعمالی ثبت می‌شود. نتایج آزمایش مقاومت فشاری تک محوری در جدول ۱-۶ آورده شده است.



شکل ۵-۶: دستگاه مورد استفاده در آزمایش مقاومت فشاری تک محوری

جدول ۱-۶: نتایج آزمایش مقاومت فشاری تک محوری

شماره آزمایش	کد انفجار	مقاومت فشاری تک محوری (MPa)
۱	۱۱-۱۸۰	۱۹۱/۷۰
۲	۱۲-۷۶-۱	۱۲۶/۱۱
۳	۱۲-۷۶-۲	۱۷۷/۷۱
۴	۱۲-۷۷	۹۹/۹۲
۵	۱۲-۷۸	۹۷/۳۰
۶	۱۲-۸۹-۱	۲۴۱/۵۴
۷	۱۲-۹۱	۲۰۶/۹۳
۸	۱۲-۹۳	۱۸۱/۳۲
۹	۱۳-۱۶	۱۷۱/۹۷
۱۰	۱۱-۱۶۹	۱۳۶/۲۶
۱۱	۱۱-۱۶۶	۲۲۷/۰۱

تعیین مقاومت فشاری در آزمایشگاه کاری پرهزینه، زمانبر و دشوار است، همچنین نیاز به دقت زیادی در آماده‌سازی و آزمایش نمونه‌ها دارد. بنابراین به تکنیک‌های ساده برای تعیین خواص

مکانیکی سنگ‌ها به وسیله برخی از روش‌های غیر مستقیم، اما مناسب و قابل اعتماد، نیاز است. استفاده از آزمون‌هایی مانند بار نقطه‌ای، چکش اشمیت، سرعت موج و ... امکان تعیین خواص مکانیکی سنگ را فراهم می‌کنند. بدین منظور برای هر یک از نقاط نمونه‌برداری، آزمایش چکش اشمیت نیز انجام شده است که در جدول ۶-۲ نتایج آن درج شده است. به طور میانگین برای این کار در هر سینه‌کار تعداد ۵ تا ۹ بلوک سنگی جهت انجام این تست انتخاب شد. به نحوی که بر روی هر یک از این بلوک‌ها بطور متوسط تعداد ۲۰ قرائت صورت گرفته است. در جهت حداقل کردن خطای ناشی از قرائت‌های انجام شده، سعی شده است تا زوایای صفر تا ۹۰- درجه جهت انجام تست‌ها در نظر گرفته شود. سپس با میانگین‌گیری، مقدار متوسط سختی اشمیت برای هر یک از ۶۶ زون مورد مطالعه بدست آمده است. مقدار متوسط عدد اشمیت و مقاومت فشاری محاسبه شده برای هر زون در جدول ۶-۲ آورده شده است.

جدول ۶-۲: مقادیر مربوط به عدد واجهش اشمیت در ۶۶ زون برداشت

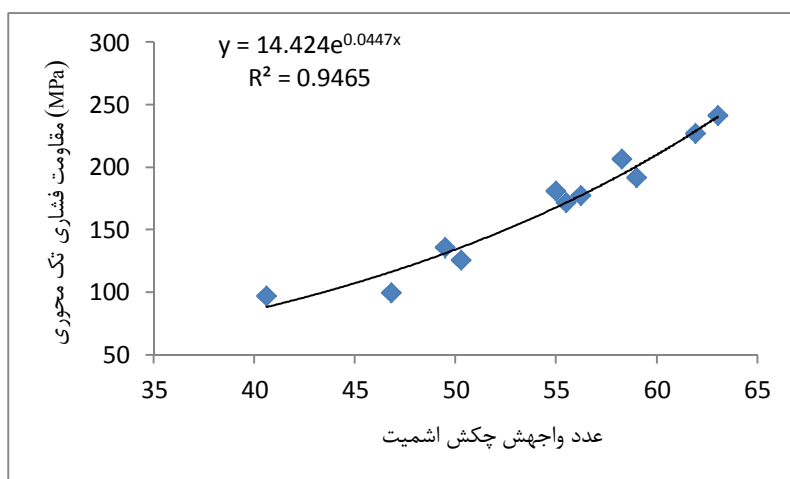
شماره آزمایش	کد انفجار	عدد واجهش چکش اشمیت
۱	۱۱-۱۸۰	۵۸/۹۷
۲	۱۲-۷۶-۱	۵۰/۲۴
۳	۱۲-۷۶-۲	۵۶/۲۱
۴	۱۲-۷۷	۴۶/۷۷
۵	۱۲-۷۸	۴۰/۵۶
۶	۱۲-۸۹-۱	۶۳/۰۲
۷	۱۲-۹۱	۵۸/۲۴
۸	۱۲-۹۳	۵۴/۹۷
۹	۱۳-۱۶	۵۵/۴۷
۱۰	۱۱-۱۶۹	۴۹/۴۶
۱۱	۱۱-۱۶۶	۶۱/۹۰

در مرحله بعد رابطه‌ای تجربی برای تخمین مقاومت فشاری تک محوری با استفاده از مقادیر واجهش چکش اشمیت ارائه شده است، که از این رابطه جهت تخمین مقاومت فشاری ۶۶ زون مورد مطالعه استفاده خواهد شد. رابطه ۶-۱ رابطه بین مقدار واجهش چکش اشمیت و مقاومت فشاری را

نشان می‌دهد. مقدار ضریب تعیین^۱ این رابطه ۰/۹۴۶۵ به دست آمد است (شکل ۶-۶).

$$UCS = 14.424e^{0.0447(R_n)} \quad (۱-۶)$$

که در رابطه فوق UCS، مقاومت فشاری تک محوری برحسب مگاپاسکال و R_n ، عدد واجهش چکش اشمیت می‌باشد. طبق این رابطه با افزایش سختی اشمیت، مقاومت فشاری به صورت نمایی افزایش می‌یابد.



شکل ۶-۶: رابطه بین عدد واجهش چکش اشمیت و مقاومت فشاری تک محوری

در جدول ۳-۶ مقادیر مقاومت فشاری و عدد واجهش چکش اشمیت متناظر با آن برای هر زون درج شده است.

^۱ Coefficients of determination (R^2)

جدول ۳-۶: مقادیر عدد اشمیت و مقاومت فشاری ۶۶ زون برداشت شده

شماره زون	عدد اشمیت	مقاومت فشاری (MPa)	شماره زون	عدد اشمیت	مقاومت فشاری (MPa)
۱	۵۲/۲۶	۱۴۹/۱۲	۳۴	۴۴/۹۹	۱۰۷/۷۵
۲	۴۷/۸۴	۱۲۲/۴۱	۳۵	۲۸/۲۴	۵۰/۹۸
۳	۶۰/۲۶	۲۱۳/۲۶	۳۶	۳۹/۱۹	۸۳/۱۶
۴	۵۶/۵۸	۱۸۰/۹۱	۳۷	۵۴/۷۴	۱۶۶/۶۳
۵	۳۰/۷۰	۵۶/۸۹	۳۸	۳۳/۳۰	۶۳/۹۲
۶	۵۱/۹۸	۱۴۷/۲۹	۳۹	۵۵/۰۲	۱۶۸/۷۰
۷	۵۲	۱۴۷/۴۲	۴۰	۶۰/۵۴	۲۱۵/۹۱
۸	۴۷/۹۳	۱۲۲/۹۱	۴۱	۵۹/۹۸	۲۱۰/۶۵
۹	۳۸/۰۹	۷۹/۱۶	۴۲	۵۳/۶۴	۱۵۸/۶۱
۱۰	۵۸/۰۵	۱۹۳/۲۲	۴۳	۶۰/۵۴	۲۱۵/۹۱
۱۱	۵۸/۷۸	۱۹۹/۶۱	۴۴	۶۰/۰۸	۲۱۱/۵۱
۱۲	۵۷/۴۱	۱۸۷/۷۳	۴۵	۵۵/۸۴	۱۷۵/۰۶
۱۳	۴۱/۵۸	۹۲/۵۵	۴۶	۵۶/۷۶	۱۸۲/۴۱
۱۴	۵۲/۵۳	۱۵۰/۹۷	۴۷	۴۹/۸۶	۱۳۴
۱۵	۳۹/۶۵	۸۴/۸۹	۴۸	۵۳/۷۳	۱۵۹/۲۶
۱۶	۳۹/۶۵	۸۴/۸۹	۴۹	۵۵/۶۶	۱۷۳/۶۲
۱۷	۵۱/۲۴	۱۴۲/۵۲	۵۰	۵۹/۹۸	۲۱۰/۶۵
۱۸	۵۰/۵۱	۱۳۷/۹۱	۵۱	۶۱/۶۴	۲۲۶/۸۳
۱۹	۵۹/۳۴	۲۰۴/۶۷	۵۲	۵۹/۴۳	۲۰۵/۵۱
۲۰	۵۳/۱۸	۱۵۵/۳۸	۵۳	۵۸/۵۱	۱۹۷/۲۳
۲۱	۵۲/۶۲	۱۵۱/۵۹	۵۴	۵۷/۵۰	۱۸۸/۵۱
۲۲	۴۸/۳۰	۱۲۴/۹۵	۵۵	۵۵/۷۵	۱۷۴/۳۴
۲۳	۵۴	۱۶۱/۲۴	۵۶	۵۷/۱۳	۱۸۵/۴۳
۲۴	۵۳/۸۲	۱۵۹/۹۲	۵۷	۶۱/۴۶	۲۲۴/۹۷
۲۵	۵۳/۸۲	۱۵۹/۹۲	۵۸	۴۶/۳۷	۱۱۴/۶۱
۲۶	۶۰/۴۴	۲۱۵/۰۲	۵۹	۳۵/۹۷	۷۲/۰۱
۲۷	۵۱/۶۱	۱۴۴/۸۹	۶۰	۶۱/۰۹	۲۲۱/۳۰
۲۸	۴۳/۱۵	۹۹/۲۵	۶۱	۴۷/۷۵	۱۲۱/۹۰
۲۹	۵۱/۶۱	۱۴۴/۸۹	۶۲	۵۷/۸۷	۱۹۱/۶۴
۳۰	۶۰/۲۶	۲۱۳/۲۶	۶۳	۵۲/۵۳	۱۵۰/۹۷
۳۱	۵۴/۷۴	۱۶۶/۶۳	۶۴	۶۲/۳۸	۲۳۴/۴۲
۳۲	۵۷/۹۶	۱۹۲/۴۲	۶۵	۵۷/۹۶	۱۹۲/۴۲
۳۳	۵۸/۶۹	۱۹۸/۸۱	۶۶	۴۸/۰۲	۱۲۳/۴۲

۶-۲-۲- چگالی و سختی موهس

تعیین چگالی و تخلخل با استفاده از روش اشباع و غوطه‌ورسازی و طبق استاندارد ISRM انجام شده است. بدین منظور تعداد ۱۰ قطعه سنگ تمیز ۵۰ گرمی به مجموع ۴۵۰ تا ۵۵۰ گرم از هر ۶۶ زون‌های متفاوت معدن برداشت و به آزمایشگاه منتقل شد. به منظور تعیین سختی موهس از کیت سختی موهس استفاده شد.

نتایج مربوط به چگالی و سختی موهس در جدول ۶-۴ آورده شده است.

جدول ۴-۶: نتایج مربوط به چگالی و سختی موهس ۶۶ زون

شماره زون	چگالی (gr/cm ³)	سختی موهس	شماره زون	چگالی (gr/cm ³)	سختی موهس
۱	۳/۸۶	۵/۵	۳۴	۳/۹۵	۵/۵
۲	۴/۵۸	۵	۳۵	۲/۳۷	۲
۳	۴/۵۳	۵	۳۶	۲/۵۸	۲/۵
۴	۴/۱۸	۵	۳۷	۴/۰۷	۵
۵	۳/۱۴	۳	۳۸	۳/۱۵	۴
۶	۲/۷۵	۴	۳۹	۲/۳۹	۶
۷	۲/۷۳	۴/۵	۴۰	۴/۳۷	۵
۸	۲/۶۰	۴/۵	۴۱	۴/۸۰	۵/۵
۹	۲/۵۸	۳/۵	۴۲	۴/۷۳	۶
۱۰	۴/۴۴	۵	۴۳	۲/۹۰	۴
۱۱	۳/۱۶	۳/۵	۴۴	۲/۶۷	۳
۱۲	۳/۷۷	۶	۴۵	۴/۵۸	۵
۱۳	۴/۷۶	۶	۴۶	۵/۰۵	۵/۵
۱۴	۲/۹۷	۳/۵	۴۷	۴/۹۸	۵/۵
۱۵	۴/۳۵	۵	۴۸	۳/۶۹	۵/۵
۱۶	۴/۳۵	۵	۴۹	۵/۰۴	۵/۵
۱۷	۴/۵۰	۵	۵۰	۳/۱۰	۴
۱۸	۴/۳۷	۵	۵۱	۲/۸۲	۴/۵
۱۹	۲/۹۹	۴	۵۲	۳/۰۸	۲/۵
۲۰	۵/۲۴	۵	۵۳	۴/۴۵	۵/۵
۲۱	۲/۷۲	۵/۵	۵۴	۴/۶۴	۵/۵
۲۲	۴/۳۷	۵	۵۵	۵/۰۴	۴/۵
۲۳	۲/۵۴	۳/۵	۵۶	۲/۷۰	۳
۲۴	۵/۴۶	۵/۵	۵۷	۲/۶۲	۳/۵
۲۵	۴/۳۹	۵	۵۸	۵/۱۲	۵/۵
۲۶	۳/۹۰	۵	۵۹	۲/۹۷	۳
۲۷	۳/۶۰	۵	۶۰	۴/۵۳	۵/۵
۲۸	۲/۷۴	۴	۶۱	۲/۸۲	۵
۲۹	۲/۷۸	۲	۶۲	۲/۴۳	۵/۵
۳۰	۴/۴۹	۶	۶۳	۴/۱۴	۶
۳۱	۴/۹۵	۵	۶۴	۴/۲۲	۵/۵
۳۲	۴/۴۴	۶	۶۵	۴/۶۹	۵/۵
۳۳	۴/۵۲	۶	۶۶	۲/۴۶	۵

۶-۲-۳- مطالعات صحرایی

همانطور که در قسمت ۶-۱ نیز اشاره شد، در مطالعات صحرایی به لحاظ اهمیت و تاثیر زیادی که ناپیوستگی‌ها در خصوصیات توده‌سنگ دارا می‌باشند، و به منظور طبقه‌بندی و تعیین امتیازهای مربوط به شاخص‌های BI و RFI، برداشت ناپیوستگی‌ها از رخنمون سنگی (به روش برداشت دسته شکستگی‌ها) انجام شده است. در روش برداشت دسته شکستگی‌ها، فاصله‌داری، جهت‌داری و طول شکستگی‌ها در خلال برداشت‌های زمین‌شناسی منظم تعیین می‌شوند. همچنین بازشدگی درزه‌ها نیز در این روش برداشت و ثبت شده است.

با توجه به حجم زیاد توده‌سنگ مگنتیتی در معدن سنگ آهن گل‌گهر، و در نتیجه وجود میدان مغناطیسی در معدن، برای تعیین جهت‌داری درزه‌ها از کمپاس نمی‌توان استفاده نمود. بنابراین از کلاینورول، که متشکل از دو خط کش بلند با یک نقاله مدرج در محل اتصال آنها است، استفاده گردید. به این ترتیب که زاویه بین امتداد خط برداشت و جهت شیب ناپیوستگی‌ها توسط کلاینورول قرائت شد و با تعیین آزمون خط برداشت توسط نقشه‌برداری، جهت شیب ناپیوستگی‌ها تعیین گردید. برای تعیین شیب ناپیوستگی‌ها هم از کمپاس استفاده شد.

برای ثبت اطلاعات سرزمین به منظور سهولت ارزیابی و طبقه‌بندی اطلاعات، فرم‌های خاصی طراحی و مورد استفاده قرار گرفتند. نمونه‌ای از فرم برداشت مشخصات هر یک از ۶۶ زون در جدول ۶-۵ مشاهده می‌شود. مشخصات برداشت شده مربوط به شاخص قابلیت انفجار و شاخص خردایش سنگ ۶۶ زون در پیوست شماره ۱ آورده شده است.

در کنار ثبت پارامترهای مربوط به سیستم درزه‌ها، وضعیت کلی و شرح هر توده‌سنگ نیز ثبت گردید.

جدول ۵-۶: نمونه فرم‌های برداشت تعیین قابلیت انفجار

گزارش برداشت پارامترهای ژئومکانیکی در قابلیت انفجار					
نوع سنگ: مگنتیت			تراز: ۱۳ S		شماره سایت: ۱۰
پارامترهای مربوط به اندیس خردایش سنگ (RFI)			پارامترهای مربوط به اندیس قابلیت انفجار (BI)		
امتیاز	توضیحات	نام پارامتر	امتیاز	توضیحات	نام پارامتر
۴/۵	توده‌ای + کمی بلوکی	شرح توده سنگ	۴۰	توده‌ای + کمی بلوکی	شرح توده سنگ
۴/۵	بزرگتر از ۱ متر	فاصله‌داری درزه‌ها	۴۵	بزرگتر از ۱ متر	فاصله‌داری درزه‌ها
۵	شیب به سمت بیرون	جهت یافتگی درزه‌ها	۲۰	شیب به سمت بیرون	جهت یافتگی درزه‌ها
۸	بسته	جدایش درزه‌ها	۵	۵	سختی موهس
----	۵۸/۰۵	سختی اشمیت	----	۴/۴۴	وزن مخصوص
۳	۱۹۳/۲۲	مقاومت فشاری تک محوری	۵۰	-----	تأثیر وزن مخصوص
۲۵	-----	اندیس قابلیت خردایش سنگ	۸۰	-----	اندیس قابلیت انفجار



۳-۶- شاخص قابلیت انفجار

با توجه به گسترش دامنه مقادیر BI بین ۲۷-۸۸ می‌توان نتیجه گرفت که نمی‌توان با تمامی توده‌سنگ‌ها به یک نحو برخورد نموده و برای آشکارسازی آن‌ها از الگوهای مشابهی استفاده نمود. بدین منظور جهت زون‌بندی نهایی معدن از طبقه‌بندی کمی و کیفی قابلیت انفجار توده‌سنگ‌های معدن طبق جدول ۶-۶ استفاده شده است.

جدول ۶-۶: طبقه‌بندی قابلیت انفجار (BI)

کلاس قابلیت انفجار	خیلی آسان	آسان	متوسط	سخت	خیلی سخت
مقدار اندیس قابلیت انفجار	≤ 20	۲۰-۴۰	۴۰-۶۰	۶۰-۸۰	۸۰-۱۰۰

با توجه به اطلاعات مندرج در فرم‌های برداشت (جدول ۵-۶) و پیوست شماره ۱، برای ۶۶ زون معدن امتیازهای مربوط به هر پارامتر و امتیاز شاخص قابلیت انفجار طبق جدول ۶-۷ به دست آمده

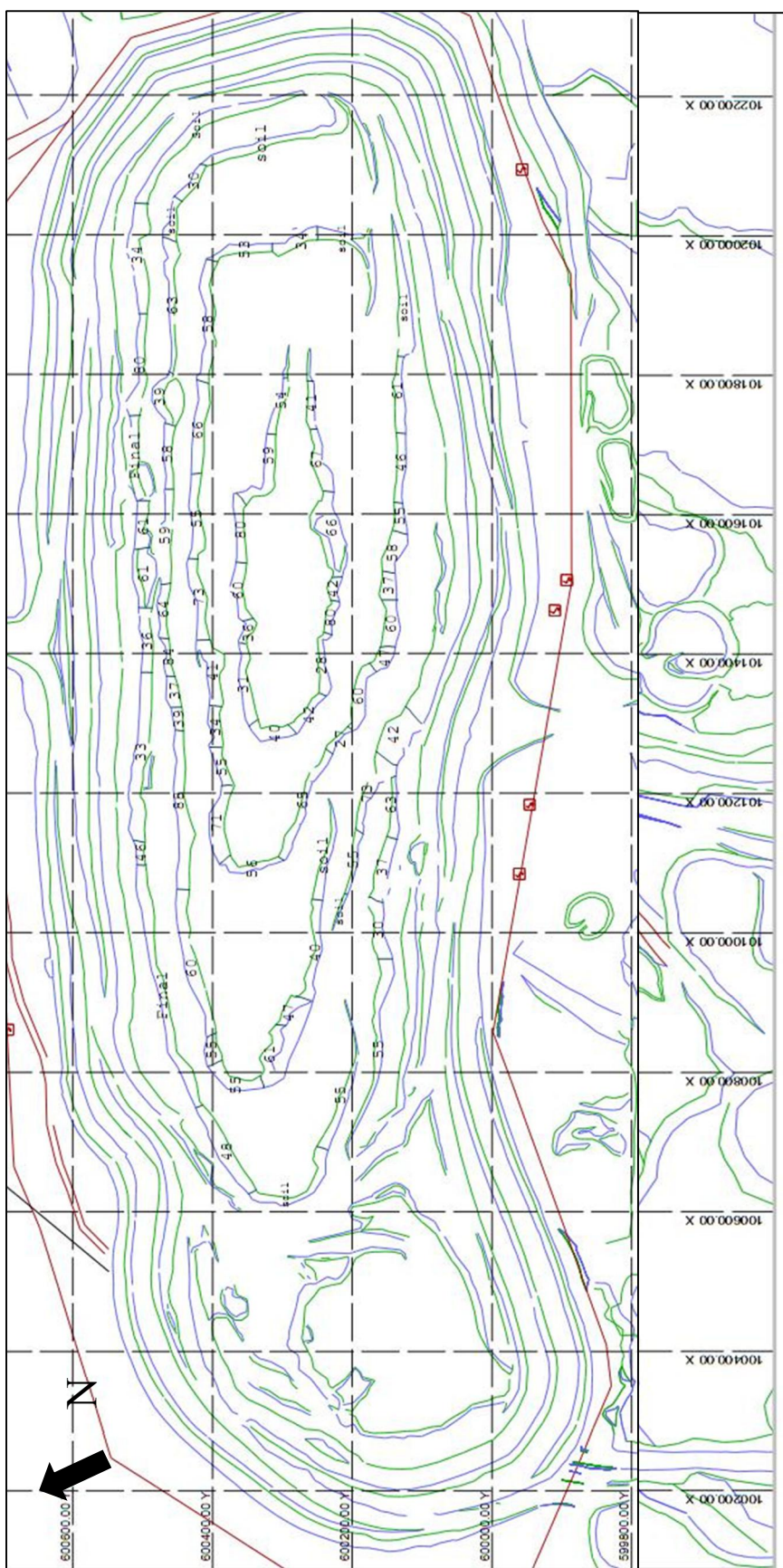
است. امتیاز هر زون با توجه به موقعیت قرار گیری آن‌ها در شکل ۶-۷ نشان داده شده است.

جدول ۶-۷: امتیاز پارامترهای شاخص قابلیت انفجار

کلاس قابلیت انفجار	امتیاز مربوط به هر پارامتر						شماره زون
	BI	H	SGI	JPO	JPS	RMD	
متوسط	۵۴/۰۲	۵/۵	۴۶/۵۴	۲۳	۱۳	۲۰	۱
متوسط	۵۹	۵	۵۰	۲۸	۲۰	۱۵	۲
سخت	۸۰	۵	۵۰	۴۰	۴۵	۲۰	۳
متوسط	۶۰	۵	۵۰	۳۰	۲۰	۱۵	۴
آسان	۳۵/۷۳	۳	۲۸/۴۷	۲۰	۱۰	۱۰	۵
آسان	۳۱/۳۸	۴	۱۸/۷۷	۲۰	۱۰	۱۰	۶
آسان	۳۹/۸۵	۴/۵	۱۸/۲۰	۲۵	۲۰	۱۲	۷
متوسط	۴۲/۱۹	۴/۵	۱۴/۸۹	۴۰	۱۴	۱۱	۸
آسان	۲۸/۰۴	۳/۵	۱۴/۵۹	۱۵	۱۰	۱۳	۹
سخت	۸۰	۵	۵۰	۲۰	۴۵	۴۰	۱۰
متوسط	۴۲/۲۸	۳/۵	۲۹/۰۶	۳۰	۱۲	۱۰	۱۱
سخت	۶۵/۶۵	۶	۴۴/۳۰	۲۸	۳۵	۱۸	۱۲
سخت	۶۶/۵۰	۶	۵۰	۴۰	۲۰	۱۷	۱۳
متوسط	۴۱/۴۳	۳/۵	۲۴/۳۶	۲۰	۲۰	۱۵	۱۴
سخت	۶۰/۵۰	۵	۵۰	۳۵	۱۷	۱۴	۱۵
متوسط	۴۵/۵۰	۵	۵۰	۱۰	۱۴	۱۲	۱۶
متوسط	۵۵	۵	۵۰	۳۰	۱۳	۱۲	۱۷
متوسط	۵۷/۵۰	۵	۵۰	۳۵	۱۴	۱۱	۱۸
آسان	۳۷/۳۶	۴	۲۴/۷۳	۲۵	۱۱	۱۰	۱۹
متوسط	۵۹/۵۰	۵	۵۰	۳۵	۱۵	۱۴	۲۰
متوسط	۴۶/۷۶	۵/۵	۱۸/۰۳	۳۵	۱۸	۱۷	۲۱
متوسط	۶۰	۵	۵۰	۳۸	۱۴	۱۳	۲۲
آسان	۲۶/۵۵	۳/۵	۱۳/۶۰	۱۶	۱۰	۱۰	۲۳
سخت	۶۵/۲۵	۵/۵	۵۰	۴۰	۲۰	۱۵	۲۴
متوسط	۵۵/۵۰	۵	۵۰	۳۰	۱۳	۱۳	۲۵
سخت	۷۱/۲۷	۵	۴۷/۵۴	۳۰	۴۰	۲۰	۲۶
متوسط	۵۴/۵۵	۵	۴۰/۱۰	۳۰	۱۶	۱۸	۲۷
آسان	۳۳/۸۱	۴	۱۸/۶۱	۲۰	۱۳	۱۲	۲۸
متوسط	۴۰/۷۱	۲	۱۹/۴۳	۴۰	۱۰	۱۰	۲۹
سخت	۷۳	۶	۵۰	۳۰	۴۰	۲۰	۳۰
متوسط	۵۴/۵۰	۵	۵۰	۲۰	۱۶	۱۸	۳۱
سخت	۶۵/۵۰	۶	۵۰	۳۷	۲۰	۱۸	۳۲
متوسط	۵۸	۶	۵۰	۳۰	۱۵	۱۵	۳۳

جدول ۶-۷: امتیاز پارامترهای شاخص قابلیت انفجار (ادامه)

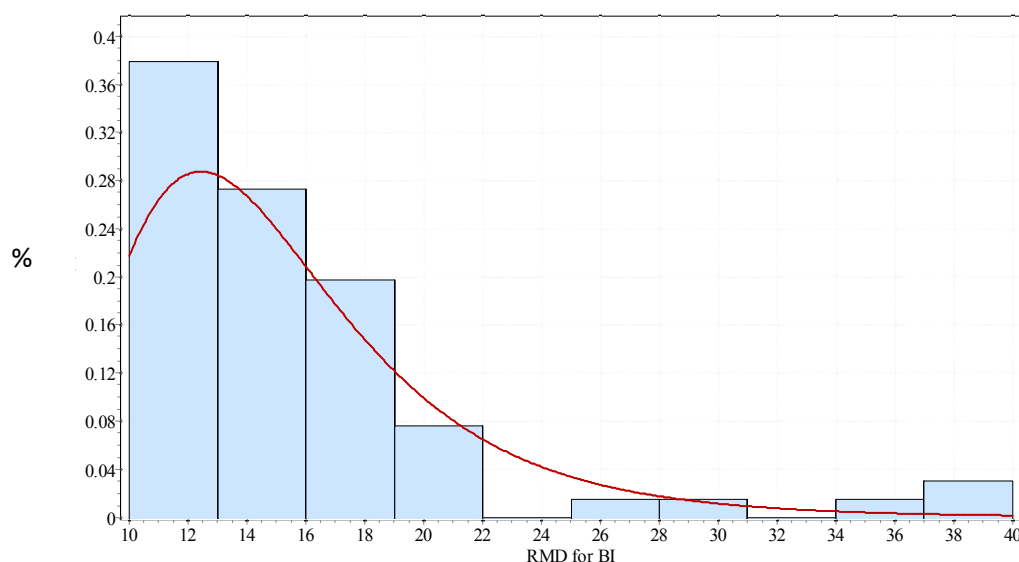
کلاس قابلیت انفجار	امتیاز مربوط به هر پارامتر						شماره زون
	BI	H	SGI	JPO	JPS	RMD	
متوسط	۵۳/۱۰	۵/۵	۴۸/۶۹	۳۰	۱۲	۱۰	۳۴
آسان	۳۴/۰۹	۲	۹/۱۸	۳۵	۱۲	۱۰	۳۵
آسان	۲۹/۵۳	۲/۵	۱۴/۵۶	۲۰	۱۲	۱۰	۳۶
سخت	۶۲/۵۰	۵	۵۰	۴۰	۱۵	۱۵	۳۷
آسان	۳۸/۹۴	۴	۲۸/۸۷	۲۵	۱۰	۱۰	۳۸
متوسط	۵۷/۸۸	۶	۹/۷۵	۳۵	۳۵	۳۰	۳۹
متوسط	۵۹	۵	۵۰	۲۵	۲۰	۱۸	۴۰
سخت	۶۳/۷۵	۵/۵	۵۰	۳۵	۲۰	۱۷	۴۱
خیلی سخت	۸۴	۶	۵۰	۳۵	۵۰	۲۷	۴۲
آسان	۳۶/۷۴	۴	۲۲/۴۸	۲۵	۱۲	۱۰	۴۳
آسان	۳۹/۳۶	۳	۱۶/۷۱	۲۵	۲۰	۱۴	۴۴
خیلی سخت	۸۷/۵۰	۵	۵۰	۳۰	۵۰	۴۰	۴۵
متوسط	۵۹/۷۵	۵/۵	۵۰	۳۵	۱۷	۱۲	۴۶
متوسط	۵۵/۲۵	۵/۵	۵۰	۲۵	۱۵	۱۵	۴۷
متوسط	۵۴/۸۹	۵/۵	۴۲/۲۸	۳۰	۱۷	۱۵	۴۸
سخت	۶۱/۲۵	۵/۵	۵۰	۳۵	۱۵	۱۷	۴۹
متوسط	۴۶/۶۹	۴	۲۷/۳۹	۴۰	۱۲	۱۰	۵۰
متوسط	۴۰/۴۷	۴/۵	۲۰/۴۳	۳۵	۱۱	۱۰	۵۱
متوسط	۴۲/۲۰	۲/۵	۲۶/۸۹	۳۰	۱۲	۱۳	۵۲
سخت	۷۲/۷۵	۵/۵	۵۰	۳۵	۳۵	۲۰	۵۳
متوسط	۵۵/۲۵	۵/۵	۵۰	۲۸	۱۴	۱۳	۵۴
سخت	۶۳/۲۵	۴/۵	۵۰	۳۵	۲۰	۱۷	۵۵
آسان	۳۶/۷۱	۳	۱۷/۴۲	۲۷	۱۳	۱۳	۵۶
آسان	۲۹/۵۱	۳/۵	۱۵/۵۱	۲۰	۱۰	۱۰	۵۷
متوسط	۵۵/۲۵	۵/۵	۵۰	۲۶	۱۴	۱۵	۵۸
متوسط	۴۷/۶۲	۳	۲۴/۲۳	۳۵	۱۶	۱۷	۵۹
متوسط	۴۵/۷۵	۵/۵	۵۰	۱۵	۱۱	۱۰	۶۰
آسان	۳۳/۲۲	۵	۲۰/۴۳	۲۰	۱۱	۱۰	۶۱
آسان	۳۶/۱۲	۵/۵	۱۰/۷۳	۳۵	۱۱	۱۰	۶۲
سخت	۶۱	۶	۵۰	۳۴	۱۶	۱۶	۶۳
سخت	۶۱/۲۵	۵/۵	۵۰	۳۰	۲۰	۱۷	۶۴
خیلی سخت	۸۰/۲۵	۵/۵	۵۰	۳۵	۳۵	۳۵	۶۵
آسان	۳۳/۷۰	۵	۱۱/۴۱	۳۰	۱۱	۱۰	۶۶



شکل ۶-۷: موقعیت و مقادیر شاخص قابلیت انفجار زون‌های شست و شش‌گانه

۱-۳-۶- ساختار کلی توده سنگ

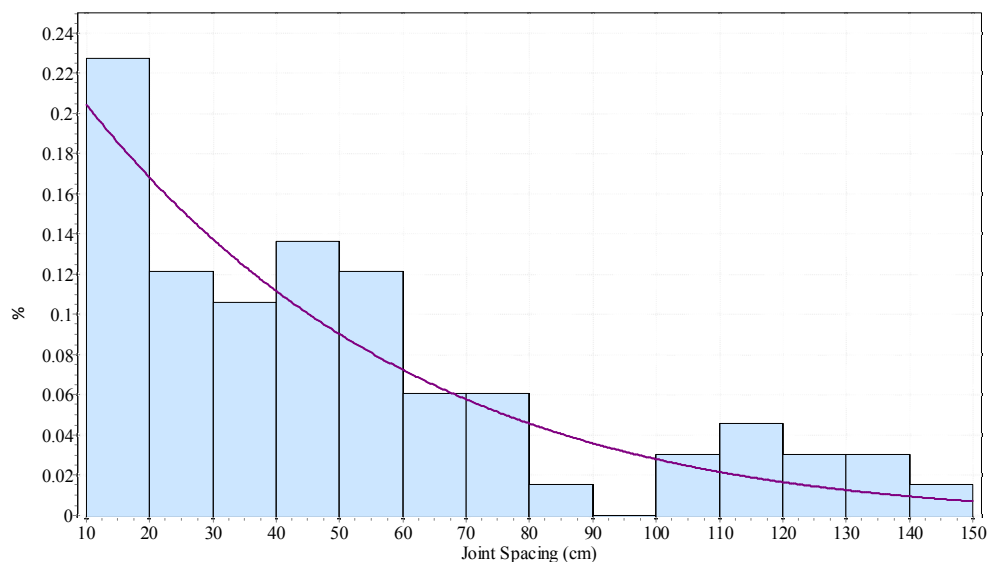
با توجه به اطلاعات مندرج در فرم‌های برداشت (جدول ۶-۷)، می‌توان فراوان نمای امتیازهای کسب شده توسط توده‌سنگ‌ها در نواحی مختلف معدن را به صورت شکل ۶-۸ رسم نمود. چنان که در این شکل مشاهده می‌شود، در معدن سنگ آهن گل‌گهر بیش از ۸۵ درصد توده‌سنگ‌ها وضعیت بین پودری و بلوکی دارند. در موارد بسیار کمی حالت یکپارچه و توده‌ای در معدن مشاهده شده است.



شکل ۶-۸: فراوان نمای امتیازهای کسب شده توسط توده‌سنگ‌ها از دیدگاه روش BI

۲-۳-۶- فاصله‌داری درزه‌ها

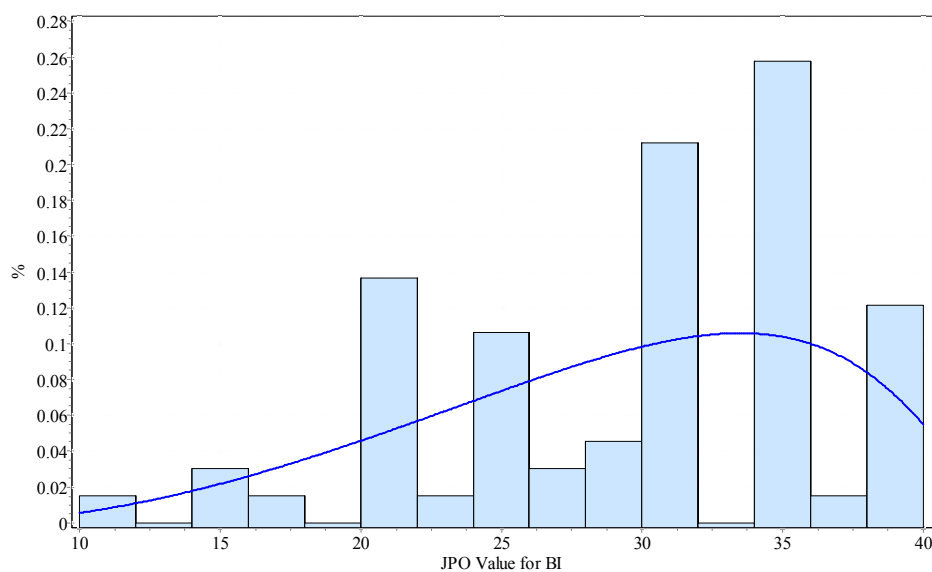
با توجه به اطلاعات مندرج در فرم‌های برداشت، فراوان نمای فاصله‌داری متوسط درزه‌ها در توده‌سنگ‌ها را می‌توان به صورت شکل ۶-۹ در نواحی مختلف معدن بررسی کرد. چنان که در این شکل نشان داده شده است فراوانی درزه‌های با فاصله‌داری متوسط ۲۰-۱۰ سانتی‌متر بیشتر از سایر مقادیر است. همچنین حدود ۶۰ درصد درزه‌ها فاصله‌ای کمتر از ۵۰ سانتی‌متر دارند. لذا چنین می‌شود نتیجه گرفت که ساختار کلی توده‌سنگ‌ها متشکل از بلوک‌هایی با ابعاد ۴۰ الی ۶۰ سانتی‌متر می‌باشد.



شکل ۹-۶: فراوانی نمای فاصله‌داری متوسط درزه‌ها در معدن سنگ آهن گل‌گهر

۳-۳-۶- جهت‌داری درزه‌ها

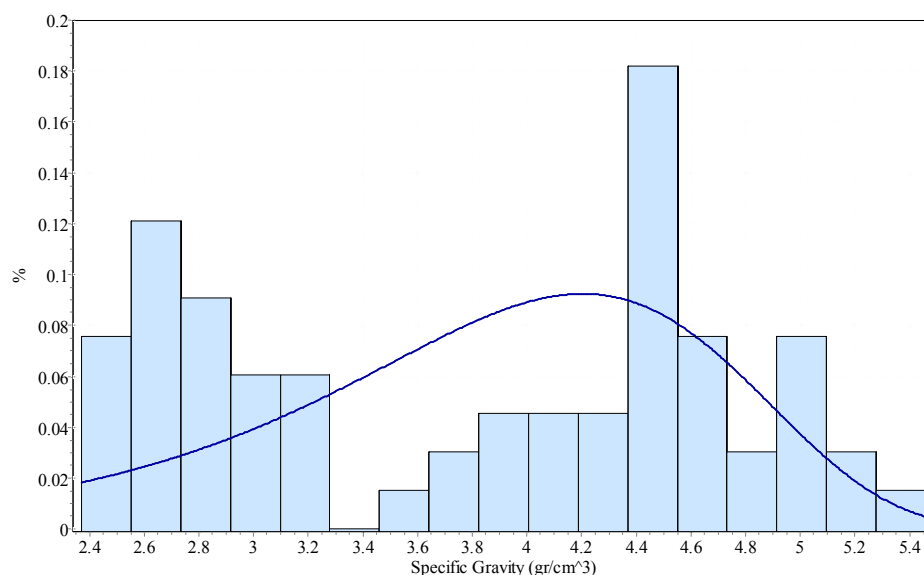
شرایط جهت‌داری دسته درزه‌های غالب به توجه به جدول ۷-۶ در شکل ۱۰-۶ مشاهده میشود. چنان که در این شکل نشان داده شده است حدود ۶۰ درصد امتیاز جهت‌داری درزه‌ها به امتیاز ۳۰ تا ۴۰ تعلق دارد و این امر نشان دهنده این است که حدود ۶۰ درصد زون‌های برداشت شده دارای جهت‌یافتگی عمود تا حدودی به سمت داخل سینه‌کار می‌باشد.



شکل ۱۰-۶: فراوانی نمای امتیاز جهت‌داری درزه‌ها در معدن سنگ آهن گل‌گهر

۴-۳-۶- چگالی

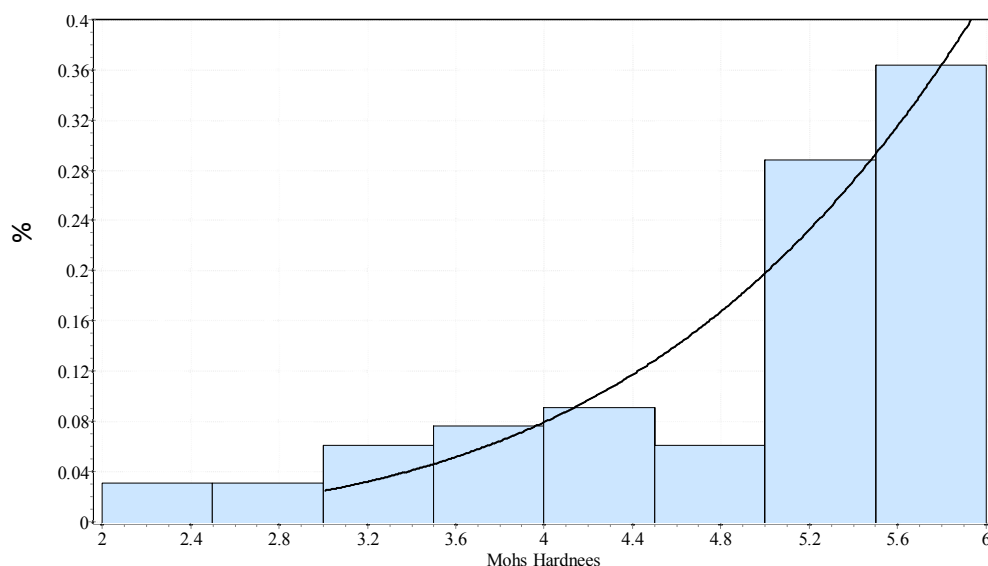
با توجه به آزمایش‌های انجام شده بر روی نمونه‌های جمع‌آوری شده از معدن، هیستوگرام فراوانی چگالی در معدن سنگ آهن گل‌گهر به صورت شکل ۶-۱۱ به دست آمده است. چنان که در این شکل دیده می‌شود فراوانی چگالی در بازه ۴ الی ۵/۴ بیشتر از مقادیر دیگر در معدن است (حدود ۶۰ درصد).



شکل ۶-۱۱: فراوانی نمای چگالی سنگ در معدن سنگ آهن گل‌گهر

۴-۴-۵- سختی

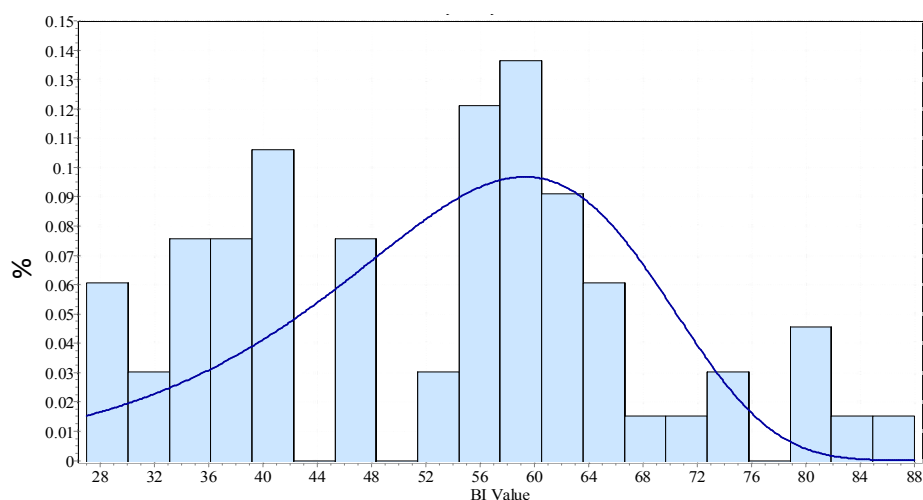
با توجه به آزمایش‌های انجام شده بر روی نمونه‌های دستی، توزیع فراوانی سختی در معدن سنگ آهن گل‌گهر به صورت شکل ۶-۱۲ قابل بررسی است. سختی سنگ‌های معدن سنگ آهن گل‌گهر در مقدار ۵ تا ۶ بیشترین فراوانی را دارد (حدود ۶۵ درصد). سایر مقادیر سختی تقریباً از فراوانی مشابهی برخوردارند.



شکل ۶-۱۲: فراوانی نمای سختی سنگ در معدن سنگ آهن گل گهر

۶-۳-۶- امتیاز شاخص قابلیت انفجار (BI)

با توجه به مطالعات انجام شده در بخش‌های قبلی و با در نظر گرفتن مطالب مندرج در فرم‌های پیوست، مقادیر شاخص قابلیت انفجار برای کلیه سایت‌های شصت و شش گانه مورد برداشت در معدن محاسبه گردید (جدول ۶-۷). نمودار توزیع فراوانی این شاخص در شکل ۶-۱۳ آورده شده است.

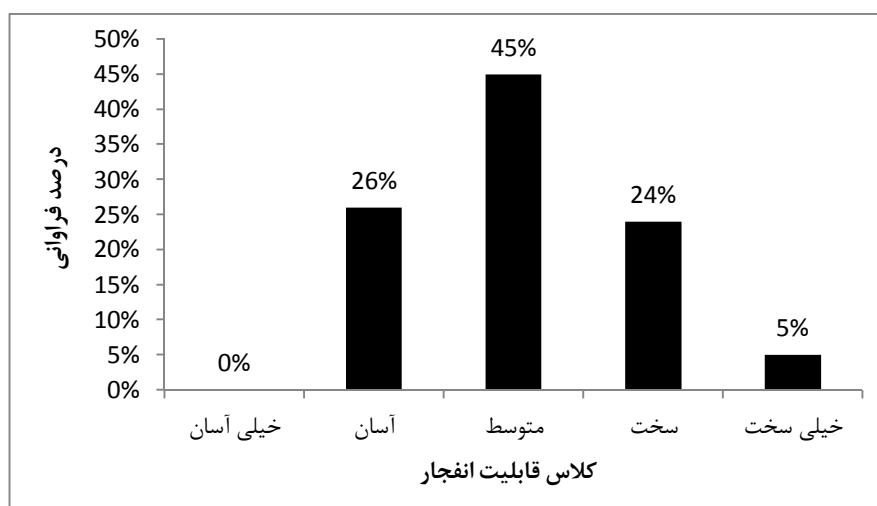


شکل ۶-۱۳: فراوانی نمای شاخص قابلیت انفجار در معدن سنگ آهن گل گهر

چنان که از شکل بر می‌آید فراوانی شاخص قابلیت انفجار در معدن سنگ آهن گل گهر در مقادیر ۴۰ تا ۶۰ بیشتر است (حدود ۴۵ درصد) و در مجموع حدود ۷۰ درصد توده سنگ‌ها از نظر BI

دارای قابلیت انفجار ۴۰ تا ۸۰ می‌باشند. این امر نشان دهنده آن است که در اکثر توده‌سنگ‌ها وضعیت آتشکاری آسان تا نسبتاً مشکلی پیش‌بینی می‌شود (باید توجه داشت که کیفیت توده‌سنگ از نظر وضعیت آتشکاری با شاخص BI رابطه معکوس دارد).

در شکل ۶-۱۴ نمودار درصد فراوانی کلاس‌بندی نهایی معدن از لحاظ قابلیت انفجار BI را مشاهده می‌کنید. همان طور که در این شکل دیده می‌شود حدود ۷۰ درصد سنگ‌های معدن از نظر آتشکاری دارای وضعیت نسبتاً مشکلی می‌باشند.



شکل ۶-۱۴: نمودار درصد فراوانی کلاس‌بندی نهایی معدن از نظر BI

۴-۶- شاخص خردایش سنگ

مطابق آنچه برای کلاس‌بندی شاخص قابلیت انفجار گفته شد، کلاس‌بندی کمی و کیفی شاخص خردایش سنگ (RFI) و کلاس قابلیت انفجار معادل آن نیز مطابق جدول ۶-۸ انجام شده است.

جدول ۶-۸: طبقه‌بندی شاخص خردایش سنگ (RFI)

کلاس قابلیت انفجار	خیلی سخت	سخت	متوسط	آسان	خیلی آسان
مقدار شاخص خردایش سنگ	$\leq 21/2$	۲۱/۲-۲۶/۴	۲۶/۴-۳۱/۶	۳۱/۶-۳۶/۸	۳۶/۸-۴۲

با توجه به اطلاعات مندرج در فرم‌های برداشت (جدول ۶-۵) و پیوست شماره ۱، برای ۶۶ زون معدن امتیازهای مربوط به هر پارامتر و امتیاز شاخص خردایش سنگ طبق جدول ۶-۹ به دست آمده است.

امتیاز هر زون با توجه به موقعیت قرار گیری آن‌ها در شکل ۶-۱۵ نشان داده شده است.

جدول ۶-۹: امتیاز پارامترهای شاخص خردایش سنگ

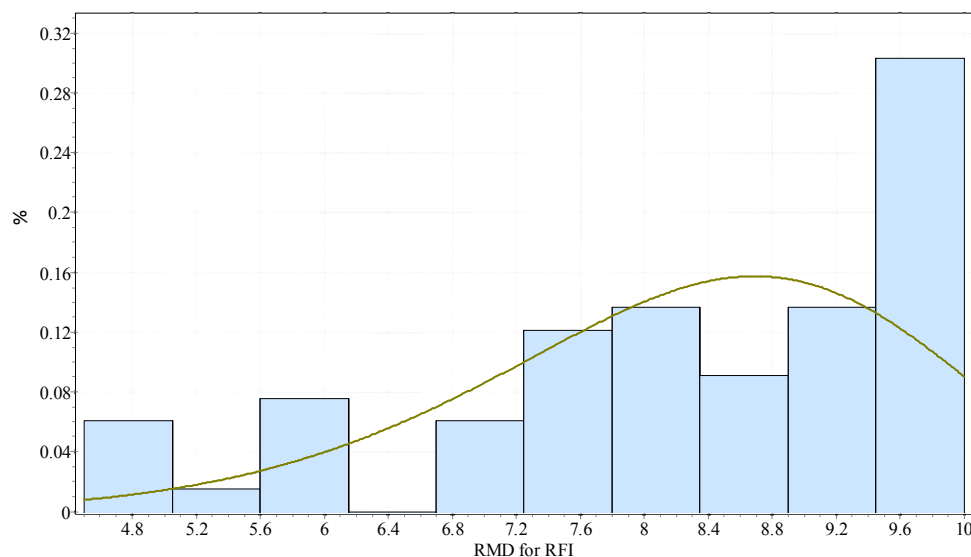
کلاس قابلیت انفجار	امتیاز مربوط به هر پارامتر						شماره زون
	RFI	UCS	DPA	JPO	JPS	RMD	
متوسط	۲۸/۲	۳	۶	۴/۷	۸/۵	۶	۱
متوسط	۳۰/۲	۳	۸	۴/۲	۷	۸	۲
سخت	۲۲	۲	۶	۳	۵	۶	۳
متوسط	۲۸/۵	۳	۶/۵	۴	۷	۸	۴
خیلی آسان	۳۹	۴	۸	۵	۱۲	۱۰	۵
خیلی آسان	۳۸	۳	۸	۵	۱۲	۱۰	۶
متوسط	۳۱/۵	۳	۸	۴/۵	۷	۹	۷
آسان	۳۳/۵	۳	۸	۳	۱۰	۹/۵	۸
خیلی آسان	۳۷/۵	۴	۷	۵/۵	۱۲	۹	۹
سخت	۲۵	۳	۸	۵	۴/۵	۴/۵	۱۰
آسان	۳۶	۳	۸	۴	۱۱	۱۰	۱۱
سخت	۲۵/۷	۳	۶	۴/۲	۵/۵	۷	۱۲
متوسط	۲۷/۵	۴	۶/۵	۳	۷	۷	۱۳
متوسط	۳۱	۳	۸	۵	۷	۸	۱۴
آسان	۳۲	۴	۶	۳/۵	۱۰	۸/۵	۱۵
آسان	۳۵	۴	۶	۶	۱۰	۹	۱۶
آسان	۳۳	۳	۷	۴	۱۰/۵	۸/۵	۱۷
آسان	۳۳/۵	۳	۷	۳/۵	۱۰/۵	۹/۵	۱۸
آسان	۳۳/۵	۲	۶	۴/۵	۱۱	۱۰	۱۹
متوسط	۳۰/۵	۳	۶/۵	۳/۵	۹	۷/۵	۲۰
متوسط	۲۹	۳	۷	۳/۵	۸	۷/۵	۲۱
متوسط	۳۰/۸	۳	۶	۳/۳	۱۰	۸/۵	۲۲
خیلی آسان	۳۸/۵	۳	۸	۵/۵	۱۲	۱۰	۲۳
متوسط	۲۷/۵	۳	۶/۵	۳	۷	۸	۲۴
آسان	۳۴	۳	۷	۴	۱۱	۹	۲۵
سخت	۲۴	۲	۷	۴	۵	۶	۲۶
متوسط	۲۹	۳	۷	۴	۸	۷	۲۷
آسان	۳۶/۵	۴	۸	۵	۱۰/۵	۹	۲۸
آسان	۳۵	۳	۷	۳	۱۲	۱۰	۲۹
سخت	۲۳/۵	۲	۶/۵	۴	۵	۶	۳۰
متوسط	۳۰	۳	۷	۵	۶	۹	۳۱
متوسط	۲۸/۴	۳	۶/۵	۴/۴	۷	۷/۵	۳۲
متوسط	۳۱	۳	۷	۴	۹	۸	۳۳

جدول ۶-۹: امتیاز پارامترهای شاخص خردایش سنگ (ادامه)

کلاس قابلیت انفجار	امتیاز مربوط به هر پارامتر						شماره زون
	RFI	UCS	DPA	JPO	JPS	RMD	
آسان	۳۵	۳	۷	۴	۱۱	۱۰	۳۴
خیلی آسان	۳۷	۵	۷/۵	۳/۵	۱۱	۱۰	۳۵
آسان	۳۶	۴	۷	۵	۱۰	۱۰	۳۶
متوسط	۳۱	۳	۷/۵	۳	۹/۵	۸	۳۷
خیلی آسان	۳۸	۴	۷/۵	۴/۵	۱۲	۱۰	۳۸
سخت	۲۴	۳	۶/۵	۳/۵	۵/۵	۵/۵	۳۹
متوسط	۲۷	۲	۶/۵	۴/۵	۷	۷	۴۰
متوسط	۲۷/۵	۲	۷/۵	۳/۵	۷	۷/۵	۴۱
سخت	۲۲	۳	۶/۵	۳/۵	۴	۵	۴۲
متوسط	۳۱	۲	۶/۵	۴/۵	۸	۱۰	۴۳
متوسط	۲۸	۲	۶	۴/۵	۷	۸/۵	۴۴
سخت	۲۲	۳	۶	۴	۴	۵	۴۵
متوسط	۳۰/۵	۳	۷/۵	۴/۵	۷/۵	۹	۴۶
متوسط	۳۱	۳	۶/۵	۴/۵	۹	۸	۴۷
متوسط	۲۹	۳	۶	۴	۸	۸	۴۸
متوسط	۲۸/۵	۳	۶	۳/۵	۸/۵	۷/۵	۴۹
آسان	۳۲/۵	۲	۷	۳	۱۰/۵	۱۰	۵۰
آسان	۳۳/۵	۲	۷	۳/۵	۱۱	۱۰	۵۱
آسان	۳۲/۵	۲	۷	۴	۱۰/۵	۹	۵۲
سخت	۲۴	۳	۶	۳/۵	۵/۵	۶	۵۳
آسان	۳۳/۲	۳	۷	۴/۲	۱۰	۹	۵۴
متوسط	۲۷/۳	۳	۶	۳/۸	۷	۷/۵	۵۵
آسان	۳۳/۲	۳	۶	۴/۷	۱۱	۸/۵	۵۶
آسان	۳۶	۲	۷	۵	۱۲	۱۰	۵۷
آسان	۳۲/۱	۳	۶/۸	۴/۳	۱۰	۸	۵۸
متوسط	۳۱	۴	۶/۵	۳/۵	۹/۵	۷/۵	۵۹
آسان	۳۵/۵	۲	۶/۵	۵/۵	۱۱/۵	۱۰	۶۰
آسان	۳۶	۳	۶/۵	۵	۱۱/۵	۱۰	۶۱
آسان	۳۴/۸	۳	۶/۸	۳/۵	۱۱/۵	۱۰	۶۲
متوسط	۳۰/۲	۳	۶/۵	۳/۷	۹/۵	۷/۵	۶۳
متوسط	۲۷	۲	۶/۵	۴	۷	۷/۵	۶۴
سخت	۲۳/۵	۳	۶/۵	۳/۵	۵/۵	۵	۶۵
آسان	۳۵/۵	۳	۷	۴	۱۱/۵	۱۰	۶۶

۱-۴-۶- شرح توده سنگ

با توجه به اطلاعات مندرج در جدول ۹-۶، می‌توان فراوان نمای امتیازهای شرح توده سنگ‌ها بر اساس شاخص خردایش سنگ در نواحی مختلف معدن را به صورت شکل ۱۶-۶ رسم نمود. با توجه به این شکل می‌توان چنین نتیجه گرفت که حدود ۹۰ درصد توده سنگ‌های مورد بررسی از نظر شاخص خردایش سنگ دارای حالت پودری تا بلوکی است که تقریباً مشابه نتیجه حاصل از شاخص قابلیت انفجار می‌باشد.

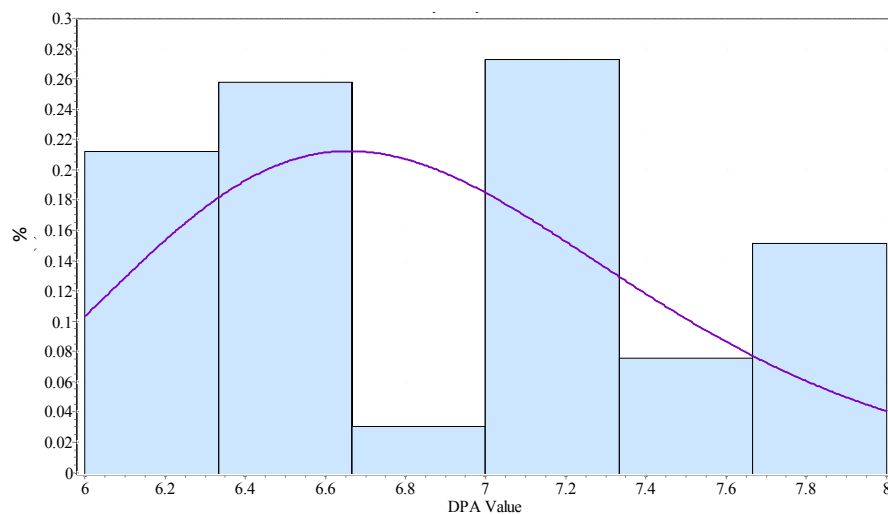


شکل ۱۶-۶: فراوانی نمای امتیازهای کسب شده توسط شرح توده سنگ‌ها از دیدگاه روش RFI

۲-۴-۶- شرایط دهانه درزه‌ها

با توجه به اطلاعات مندرج در فرم‌های برداشت، فراوانی نمای امتیاز کسب شده توسط توده سنگ‌ها از نظر شرایط دهانه درزه‌ها در سیستم RFI را می‌توان به صورت شکل ۱۷-۶ در نواحی مختلف معدن نشان داد. چنان‌که از این شکل بر می‌آید حدود ۵۰ درصد حالت وجودی شرایط درزه‌ها مربوط به امتیاز ۶ تا ۷ می‌باشد. این امر نشان دهنده این موضوع است که ۵۰ درصد دهانه درزه‌ها دارای بازشدگی ۱ تا ۵۰ میلی‌متر و پر شده هستند. طبق آنچه از بازشدگی دهانه درزه‌ها در فرم‌های برداشت ثبت شده است، بیشترین بازشدگی حدود ۲۰ میلی‌متر می‌باشد. با این وجود، این وضعیت

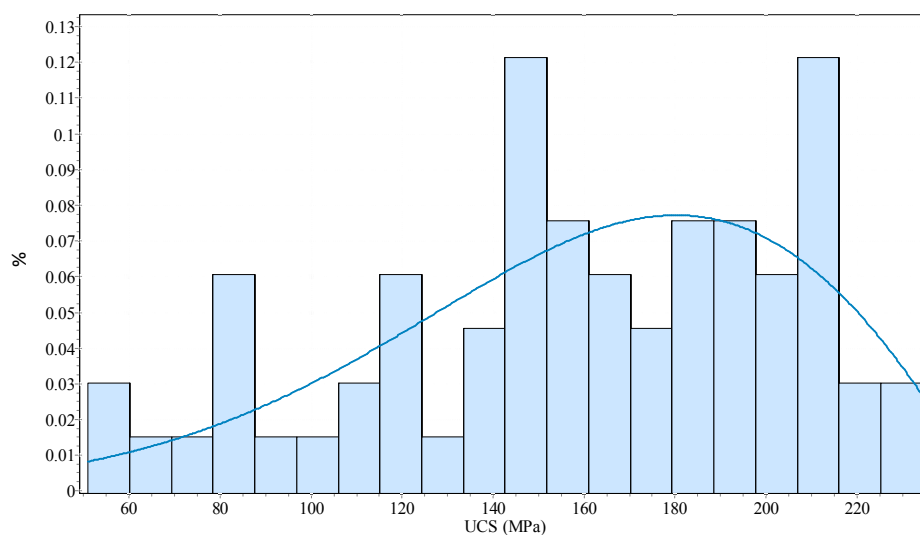
بازشدگی از نظر شرایط توده سنگ برای آتشفشانی مناسب نمی باشد.



شکل ۶-۱۷: فراوانی امتیاز شرایط دهانه درزه ها

۶-۴-۳- مقاومت فشاری

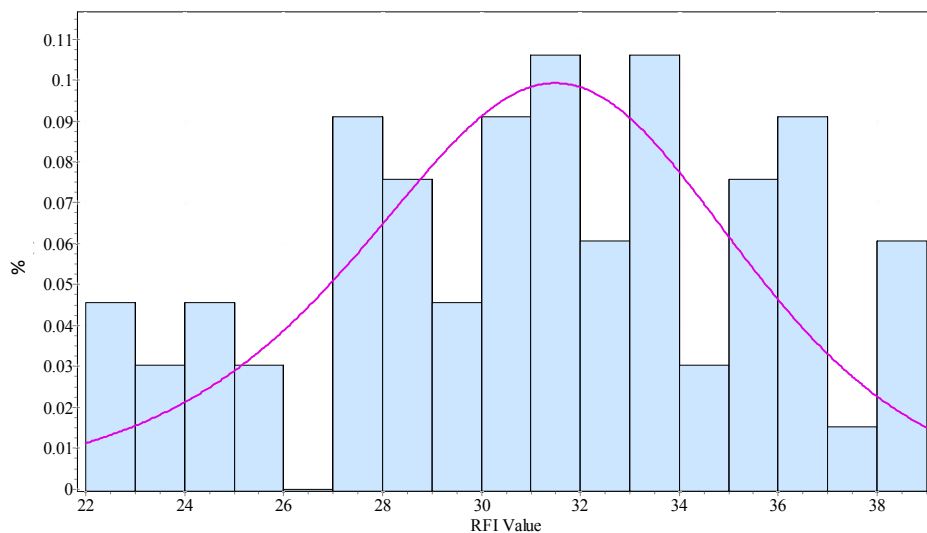
با توجه به برداشت های انجام شده در معدن، فراوانی های مقاومت فشاری به صورت شکل ۶-۱۸ قابل ارائه است. همانطور که در شکل مشاهده می شود حدود ۷۰ درصد سنگ های معدن سنگ آهن گل گهر در بازه ۱۰۰ تا ۲۰۰ مگاپاسکال قرار دارند. به بیانی دیگر حدود ۷۰ درصد سنگ ها دارای مقاومت زیاد می باشند.



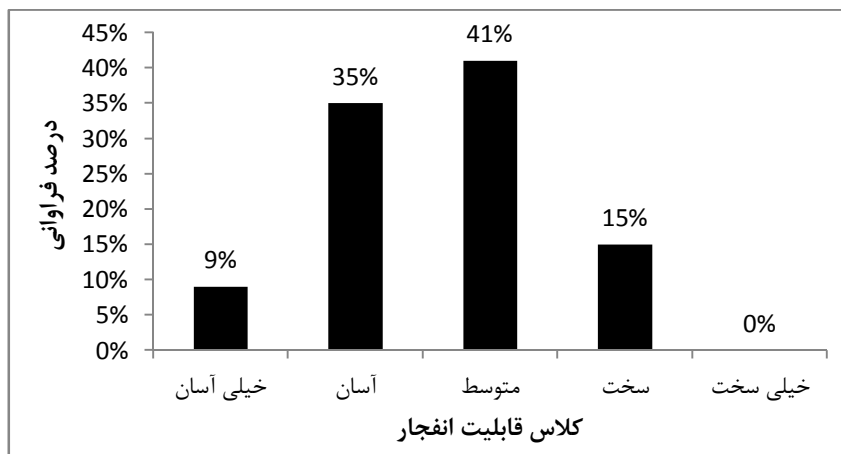
شکل ۶-۱۸: فراوانی های مقاومت فشاری تک محوری در معدن سنگ آهن گل گهر

۴-۴-۶- امتیاز شاخص قابلیت خردایش سنگ (RFI)

با دقت در نتایج ارائه شده در فرم‌های برداشت صحرائی، نحوه توزیع فراوانی شاخص خردایش سنگ در معدن سنگ آهن گل‌گهر به صورت شکل ۶-۱۹ می‌باشد. چنان که در این شکل دیده می‌شود ارزیابی قابلیت انفجار توده‌سنگ‌های معدن گل‌گهر از دیدگاه روش RFI مؤید این موضوع است که حدود نیمی از توده‌سنگ‌های موجود از قابلیت انفجار نسبتاً مشکلی (متوسط) برخوردارند (باید توجه شود که شاخص RFI با قابلیت انفجار توده‌سنگ‌ها رابطه مستقیم دارد). این نتیجه نیز تا حدودی تایید کننده نتایج حاصل از BI نیز می‌باشد و تنها $\pm 10\%$ درصد اختلاف در سایر نتایج مشاهده می‌شود. در شکل ۶-۲۰ نمودار درصد فراوانی کلاس‌بندی نهایی معدن از لحاظ شاخص خردایش سنگ و کلاس قابلیت انفجار معادل آن را نشان داده شده است.



شکل ۶-۱۹: فراوان نمای شاخص قابلیت خردایش سنگ در معدن سنگ آهن گل‌گهر



شکل ۶-۲۰: نمودار درصد فراوانی کلاس‌بندی نهایی معدن از نظر RFI

۵-۶- برآورد بارسنگ و خرج ویژه زون‌بندی نهایی معدن

چنان‌که در فصل‌های قبل دیدیم، به منظور آتشکاری، تعیین یک سری پارامترها به عنوان پارامترهای ضروری و اولیه الزامی است. اولین و کلیدی‌ترین تصمیم در طراحی آتشکاری معادن روباز انتخاب قطر حفاری می‌باشد. انتخاب قطر به پارامترهای فنی و اقتصادی بسیار زیادی به طور مثال به خواص توده‌سنگ تحت آتشکاری، درجه خردشدگی مورد نیاز، ارتفاع پله و ... وابسته است. اما گاهی در معدن به ویژه در معادن کشورمان پارامترهایی در انتخاب قطر چال دخالت دارند که به طور کلی فرآیند انتخاب قطر را به طور کامل تغییر داده و نتیجه طراحی را به طور مستقیم تحت الشعاع قرار می‌دهند. یکی از این مسائل در دسترس بودن و امکان تهیه ماشین حفاری است. بدین مفهوم یک مهندس طراح باید از یک سری گزینه‌های محدود و گاه غیر فنی باید بهترین گزینه را انتخاب نماید. چه بسا این انتخاب با شرایط ایده‌آل و شرایط فنی و اقتصادی معدن بسیار فاصله داشته باشد.

در معدن سنگ آهن گل‌گهر با توجه به کلیه مشکلات اجرایی در کشور از جمله مشکلات پیمانکار در تهیه ماشین آلات حفاری نو، وجود تحریم‌های مختلف در زمینه فروش و خدمات پس از فروش و نیز هزینه بالای تعمیر و نگهداری این ماشین آلات در مجموع قطر حفاری ۲۵۱ میلی‌متر برای عملیات حفاری و آتشکاری انتخاب گردیده است. با توجه به قیمت پائین، ایمنی بالا و سهولت

کاربرد، آنفو به عنوان ماده منفجره در معدن سنگ آهن گل گهر انتخاب شده است. با مشخص گردیدن دو عامل قطر و نوع ماده منفجره می‌توان سایر مراحل طراحی را طبق روابط و روش‌های ذکر شده پیش برد. در این بخش با توجه به نتایج حاصل از مطالعات صحرایی و طبقه‌بندی‌های انجام شده، میزان خرج ویژه و بارسنگ حاصل از روش‌های BI و RFI محاسبه و ارائه شده است. برای محاسبه خرج ویژه توسط روش RFI از رابطه پیشنهادی مومیوند (مومیوند، ۱۳۸۴) استفاده شده است. برای ارائه این رابطه مومیوند با مطالعه فنی و اقتصادی دقیق بر روی آتشکاری ۶ معدن سنگ آهک آذربایجان غربی ارتباط بین شاخص قابلیت خردایش توده سنگ و خرج ویژه بهینه (خرجی که باعث کمترین هزینه استخراج می‌شود) را به صورت رابطه ریاضی ۶-۲ ارائه نمود.

$$Q_o = 312.12 \times RFI^{-2.082} \quad (2-6)$$

در این رابطه Q_o ، خرج ویژه بهینه بر حسب کیلوگرم بر تن می‌باشد.

برای محاسبه خرج ویژه بر اساس قابلیت انفجار (BI) از فرمول پیشنهادی لیلی مطابق رابطه ۶-۳ استفاده شده است.

$$q = 0.004 \times BI \quad (3-6)$$

در این رابطه نیز q ، خرج ویژه بر حسب کیلوگرم بر تن است.

از رابطه ۶-۴ ارائه شده توسط مومیوند برای محاسبه مقدار بارسنگ بر اساس شاخص خردایش سنگ و از رابطه ۶-۵ با داشتن خرج ویژه از طریق فرمول انتقال انرژی برای محاسبه مقدار بارسنگ مبتنی بر اندیس قابلیت انفجار، استفاده شده است.

$$RFI = \frac{B}{\phi_c} \quad (4-6)$$

$$\frac{B}{\phi_c} = \sqrt{\frac{\pi v_e}{4q}} \quad (5-6)$$

که در روابط بالا:

B : بارسنگ (متر)

ϕ_c : قطر خرج (که به دلیل استفاده از آنفو برابر قطر چال می‌باشد) (متر)

q : خرج ویژه (کیلوگرم بر متر مکعب)

V_e : وزن مخصوص ماده منفجره (کیلوگرم بر متر مکعب) که برای آنفو ۸۵۰ در نظر گرفته شده است. برای دستیابی به خرج ویژه و بارسنگ با توجه به کلاس‌بندی قابلیت انفجار (BI) و شاخص خردایش سنگ (RFI)، زون‌های هم کلاس و در همسایگی هم در یک گروه در نظر گرفته شده است. سپس بر اساس روش میانگین وزنی طول پیمایش، میانگین امتیاز محاسبه شده و به آن گروه اختصاص داده شده است. محدوده شعاع تأثیر زون جدید بر اساس شعاع تأثیر زون‌های کوچکتر تشکیل دهنده آن در نظر گرفته شده است. این روش در تمامی محدوده معدن و زون‌های مورد مطالعه به کار گرفته شده و ۶۶ زون اولیه به ۳ زون بزرگتر طبقه‌بندی شده‌اند. زون‌های جدید با توجه به طبقه‌بندی‌ها در سه کلاس آسان، متوسط و سخت قرار داده شده‌اند.

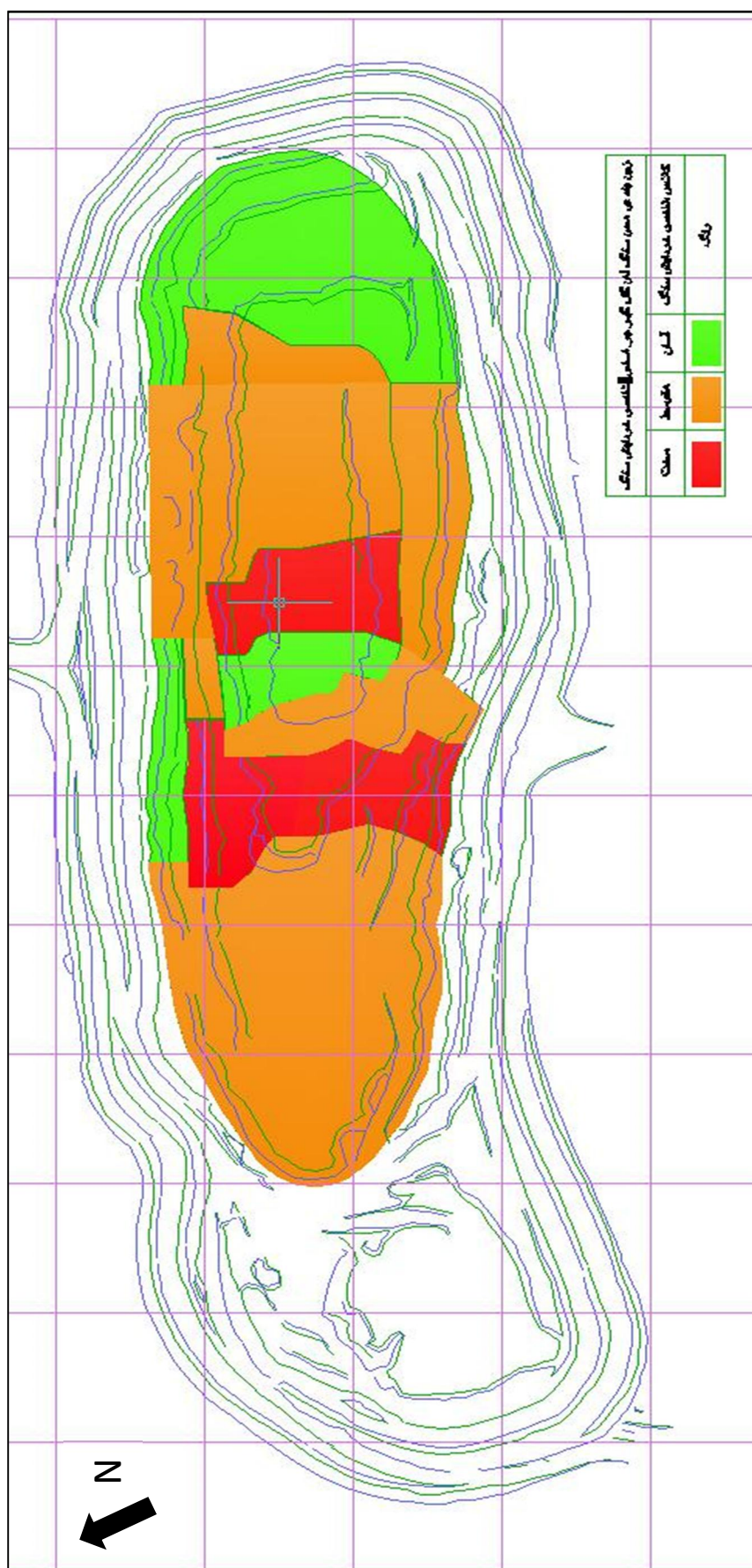
آنجایی که برای محاسبه بارسنگ در روش لیلی باید در فرمول ۵-۶ خرج ویژه بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب باشد، چگالی سنگ‌ها در هر دو زون‌بندی به روش میانگین طول پیمایش محاسبه شد و نتیجه در جدول ۶-۱۰ آورده شده است. نتیجه نهایی زون‌بندی توده‌سنگ‌های مورد مطالعه در نقشه‌های شکل ۶-۲۱ و ۶-۲۲ آورده شده است. در ادامه این بخش نتایج محاسبات در جدول ۶-۱۱ و جدول ۶-۱۲ و شکل ۶-۲۳ و شکل ۶-۲۴ نشان داده شده است.

جدول ۶-۱۰: میانگین چگالی زون‌های مختلف در روش BI و RFI

میانگین چگالی (kg/ton)			
زون آسان	زون متوسط	زون سخت	
۲/۶۷۰	۴/۲۹۴	۴/۵۸۲	زون‌های شاخص قابلیت انفجار
۲/۶۶۵	۴/۰۹۶	۴/۶۴۴	زون‌های شاخص خردایش سنگ



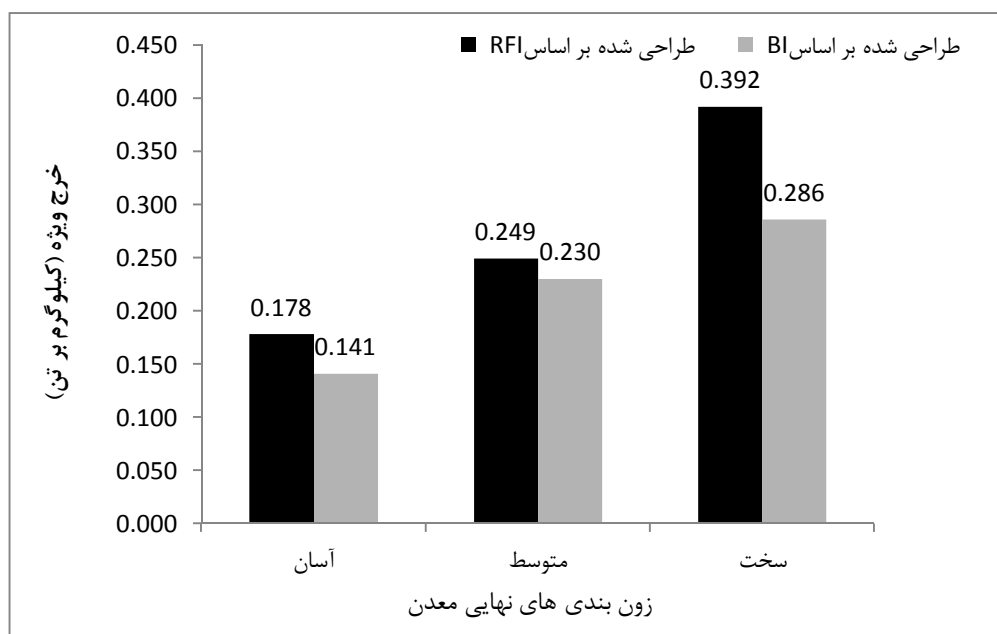
شکل ۶-۲۱: نقشه زون بندی نهایی معدن سنگ آهن گل گهر بر اساس قابلیت انفجار)



شکل ۶-۲۲: روند پندی نهایی معدن سنگ آهن گل گهر بر اساس شاخص خردایش سنگ)RFI(

جدول ۱۱-۶: میزان خرج ویژه محاسبه شده توسط روش‌های مبتنی بر توده سنگ

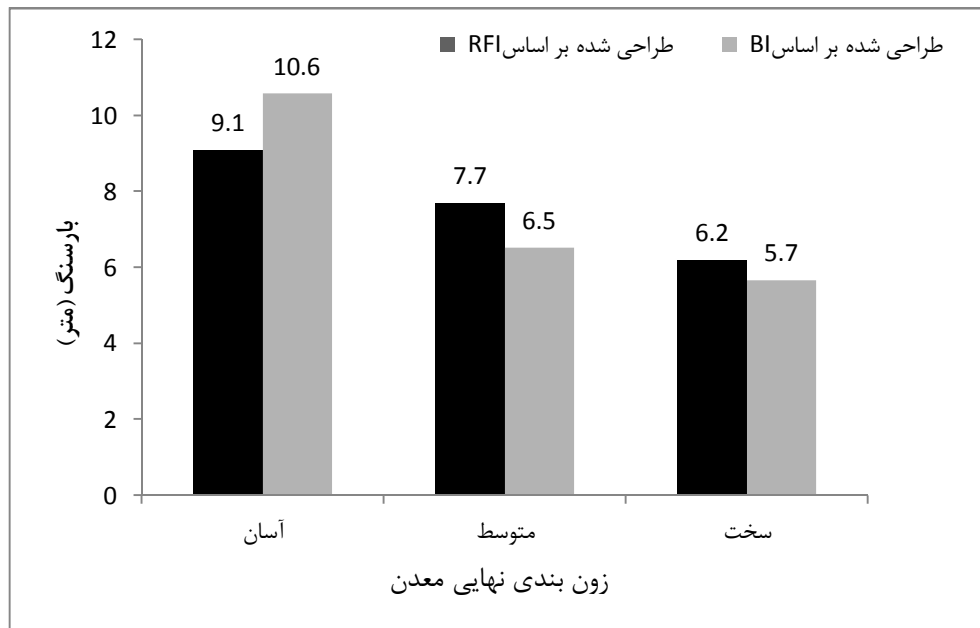
روش	زون آسان	زون متوسط	زون سخت
اندیس قابلیت انفجار (BI)	۳۴/۳۴-۳۶/۴۷	۵۴/۱۸-۶۰/۴۳	۷۰/۱۵-۷۲/۶۵
میانگین اندیس قابلیت انفجار	۳۵/۲۷	۵۷/۵۰	۷۱/۶۳
خرج ویژه (کیلوگرم بر تن)	۰/۱۳۷-۰/۱۴۶	۰/۲۱۷-۰/۲۴۲	۰/۲۸۱-۰/۲۹۱
میانگین خرج ویژه (کیلوگرم بر تن)	۰/۱۴۱	۰/۲۳۰	۰/۲۸۶
شاخص خردایش سنگ (RFI)	۳۵/۶۶-۳۷	۲۹-۳۱/۹۸	۲۲/۶۲-۲۶/۴۲
میانگین شاخص خردایش سنگ	۳۶/۱۵	۳۰/۷۷	۲۴/۷۵
خرج ویژه (کیلوگرم بر تن)	۰/۱۸۳-۰/۱۷۰	۰/۲۸۲-۰/۲۳۰	۰/۴۷۲-۰/۳۴۲
میانگین خرج ویژه (کیلوگرم بر تن)	۰/۱۷۸	۰/۲۴۹	۰/۳۹۲



شکل ۲۳-۶: میزان خرج ویژه محاسبه شده توسط روش‌های مبتنی بر توده سنگ

جدول ۶-۱۲: میزان بار سنگ محاسبه شده توسط روش‌های مبتنی بر توده سنگ

روش	زون آسان	زون متوسط	زون سخت
شاخص قابلیت انفجار (BI)	۳۴/۳۴-۳۶/۴۷	۵۴/۱۸-۶۰/۴۳	۷۰/۱۵-۷۲/۶۵
میانگین اندیس قابلیت انفجار	۳۵/۲۷	۵۷/۵۰	۷۱/۶۳
بارسنگ (متر)	۱۰/۴-۱۰/۷	۶/۴-۶/۷	۵/۶-۵/۷
بارسنگ متوسط (متر)	۱۰/۶	۶/۵	۵/۷
شاخص خردایش سنگ (RFI)	۳۵/۶۶-۳۷	۲۹-۳۱/۹۸	۲۲/۶۲-۲۶/۴۲
میانگین شاخص خردایش سنگ	۳۶/۱۵	۳۰/۷۷	۲۴/۷۵
بارسنگ (متر)	۸/۹-۹/۳	۷/۳-۸	۵/۷-۶/۶
بارسنگ متوسط (متر)	۹/۱	۷/۷	۶/۲



شکل ۶-۲۴: میزان بارسنگ محاسبه شده توسط روش‌های مبتنی بر توده سنگ

۶-۶- نتیجه‌گیری (نقد و بررسی خرج ویژه و بارسنگ محاسبه شده توسط

روش‌های مبتنی بر توده سنگ)

از آنجایی که روش‌های متعددی برای تعیین بارسنگ و در نتیجه خرج ویژه وجود دارد، انتخاب هر یک از این روش‌ها و اعتماد به سطح کارایی و خروجی آن‌ها همواره یکی از دغدغه‌های طراحان

آتشکاری و نیز مدیران معادن می‌باشد. حساسیت این موضوع زمانی آشکارتر می‌شود که اختلاف بین نتایج روش‌های مختلف طراحی زیاد بوده و همخوانی مناسبی با هم نداشته باشند.

عدم توجه به نوع سنگ و عدم حساسیت روش‌های تجربی یکی از بزرگ‌ترین ایراداتی است که به این روش‌ها وارد است. لذا روش‌هایی همچون شاخص قابلیت انفجار و نیز روش شاخص خردایش سنگ تلاش‌هایی برای برطرف کردن مشکلات عمده روش‌های سنتی و بهبود طراحی آتشکاری در معادن بوده‌اند.

در طی ارائه روش RFI توسط مومیوند در سال ۱۳۸۴، تعداد شش معدن کوچک و متوسط سنگ آهک در استان آذربایجان غربی مورد مطالعه فنی، طراحی و اقتصادی انجام گرفته‌اند. مومیوند طی چند سال مطالعه در این معادن با توجه به مطالعات اقتصادی که انجام داد رابطه بین RFI و خرج ویژه بهینه را ارائه نمود. مومیوند در این تحقیق تأکید کرده است که خرج ویژه بهینه خرجی است که کمترین هزینه تولید را داشته باشد.

با توجه به نتایج طراحی حاصل از روش‌های مبتنی بر مشخصات توده‌سنگ (شکل‌های ۶-۲۳ و ۶-۲۴) اولین موردی که جلب توجه می‌نماید اختلاف معنی‌دار بین مقادیر بارسنگ و خرج ویژه متناسب با هر زون است. بدین معنی که طبق مشاهدات سر معدن توده‌سنگ مگنتیت پایینی از نظر مکانیکی قوی‌ترین و توده‌سنگ‌های باطله ضعیف‌ترین مورد بوده‌اند و نتایج طراحی کاملاً بر این واقعیت منطبق می‌باشد. همچنین ملاحظه می‌شود که خرج ویژه طراحی شده توسط روش BI حدود ۲۰ درصد از حالت طراحی شده توسط روش RFI کمتر است و بارسنگ به دست آمده توسط روش BI تقریباً ۱۵ درصد کمتر از بارسنگ طراحی شده توسط روش شاخص خردایش سنگ است. از آنجایی که تقریباً زون‌بندی‌های انجام شده توسط دو روش بر هم منطبق است در کل می‌توان گفت که پارامترهای طراحی شده در روش شاخص خردایش سنگ تقریباً محتاطانه‌تر بوده و شرایط را سخت‌تر در نظر گرفته است. روش لیلی بیشتر سرانگشتی بوده و برای طراحی اولیه است. لذا لازم است جهت استفاده از روش قابلیت انفجار لیلی در عمل، مقدار ضریب $0/004$ پیشنهادی لیلی برای محاسبه خرج

ویژه در هر معدن تصحیح شود تا از قابلیت اطمینان بیشتری برخوردار باشد.

به منظور ارزیابی الگوهای اجرا و طراحی شده توسط شرکت مشاور و اعتبار سنجی پارامترهای پیشنهادی طراحی شده بر اساس شاخص قابلیت انفجار و شاخص خردایش سنگ، شاخص قابلیت انفجار (BI) و شاخص خردایش سنگ (RFI) این انفجارها نیز برداشت و ثبت شد. فرمهای برداشت این پارامترها در پیوست شماره ۲ آورده شده است. نتایج در جدول ۶-۱۳ و ۶-۱۴ درج شده است. در نهایت این الگوها به سه گروه آسان، متوسط و سخت تقسیم‌بندی شدند. سپس خرج ویژه و بارسنگ این الگوها بر اساس این دو شاخص طراحی شد. نتایج طراحی و مقایسه آنها با خرج ویژه و بارسنگ اجرایی در معدن در شکل‌های ۶-۲۵ تا ۶-۲۸ آورده شده است.

با توجه به شکل ۶-۲۵ اولین نکته‌ای که جلب توجه می‌کند زیاد بودن خرج ویژه زون متوسط نسبت به زون سخت است. با دقت در نتایج انفجار این زون‌ها، مشاهده می‌شود که بدترین نتایج در این زون‌ها حاصل شده است و بار دیگر اهمیت ارزیابی انفجارها را گوشزد می‌کند. با توجه به اینکه در معدن پس از انجام انفجارها، ارزیابی‌ای به صورت سیستماتیک انجام نمی‌شود و پایگاه داده‌ای از نتایج انفجارها ثبت نمی‌شود، بروز چنین عوارضی پس از انفجارها دور از ذهن نیست. نتیجه دیگری که از این نمودار می‌توان گرفت نزدیک بودن خرج ویژه زون آسان به سخت است که نشان می‌دهد از هیچ الگوریتم ثابتی جهت طراحی انفجارها در معدن پیروی نمی‌شود و بیشتر بر اساس تجربه ثبت نشده هست.

با توجه به نتایج بد انفجارها در زون آسان لزوم کم کردن تراکم چال‌ها و خرج ویژه و استفاده از الگوهای بازتر ضروری به نظر می‌رسد. ولی از طرفی با توجه به سرانگشتی بودن خرج ویژه حاصل از روش BI و متعاقب آن بارسنگ محاسبه شده طبق این روش (شکل ۶-۲۶)، به نتایج طراحی این روش نمی‌توان اعتماد کرد.

شکل ۶-۲۷ نیز نتایج گفته شده بالا را تأیید می‌کند و در این زون‌بندی نیز بدترین نتایج مربوط به انفجارهایی است که در زون متوسط واقع شده‌اند. سوال اساسی این است که بر اساس چه

معیاری زون متوسط دارای خرج ویژه بیشتری نسبت به زون سخت می باشد؟!

نتیجه دیگری که می توان از این نمودار گرفت تقریباً مساوی بودن خرج ویژه زون سخت و زون آسان است. حال آنکه بازتر شدن بارسنگ در زون آسان هیچ تأثیری در خرج ویژه نداشته و عملاً با کم کردن گل گذاری در زون آسان همانند زون سخت با آن برخورد شده است.

نکته جالب توجه در شکل ۶-۲۷ نزدیک بودن خرج ویژه اجرایی به خرج ویژه طراحی شده با روش شاخص خردایش سنگ در زون سخت می باشد که انتظار می رود بهترین نتیجه در این زون حاصل شود. با دقت در نتایج انفجارهای این زون، این گفته تأیید می شود. البته باز با شرایط مطلوب فاصله دارد و لزوم کم کردن خرج ویژه و افزایش بارسنگ امری ضروری به نظر می رسد. این نتیجه خود گواهی بر دقت بالای روش شاخص خردایش سنگ است. بنابراین در وهله اول می توان پارامترهای طراحی به دست آمده از این روش را مبنا قرار داد. برای دستیابی به یک الگوی عملی لازم است تا الگوهای انفجاری آینده با در نظر گرفتن شرایط ناپیوستگی های توده سنگ، به عنوان تأثیرگذارترین پارامتر بر نتایج انفجار، بر اساس شاخص خردایش سنگ طراحی و اجرا شود تا بتوان رابطه ای بهتر و عملی بین شاخص خردایش سنگ توده سنگ های انفجاری و نتایج پس از انفجار به دست آورد. با انجام این کار می توان در نهایت حتی نتایج انفجارها در سایر زون ها را نیز پیش بینی کرد.

از این رو پیشنهاد می شود که از روش شاخص خردایش سنگ طبق نقشه شکل ۶-۲۹ و جدول

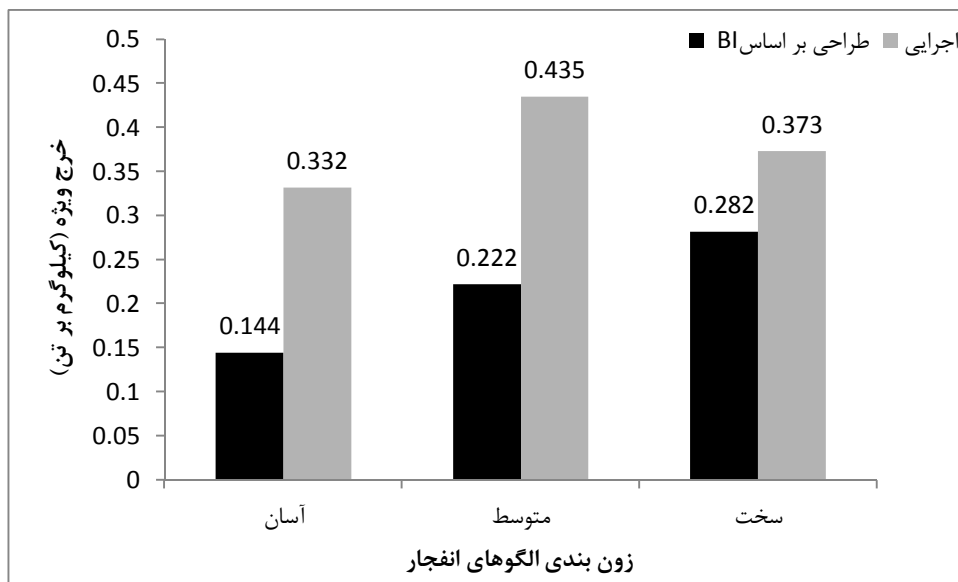
۶-۱۵ جهت طراحی اولیه در این زون ها استفاده شود.

جدول ۶-۱۳: امتیاز پارامترهای شاخص قابلیت انفجار

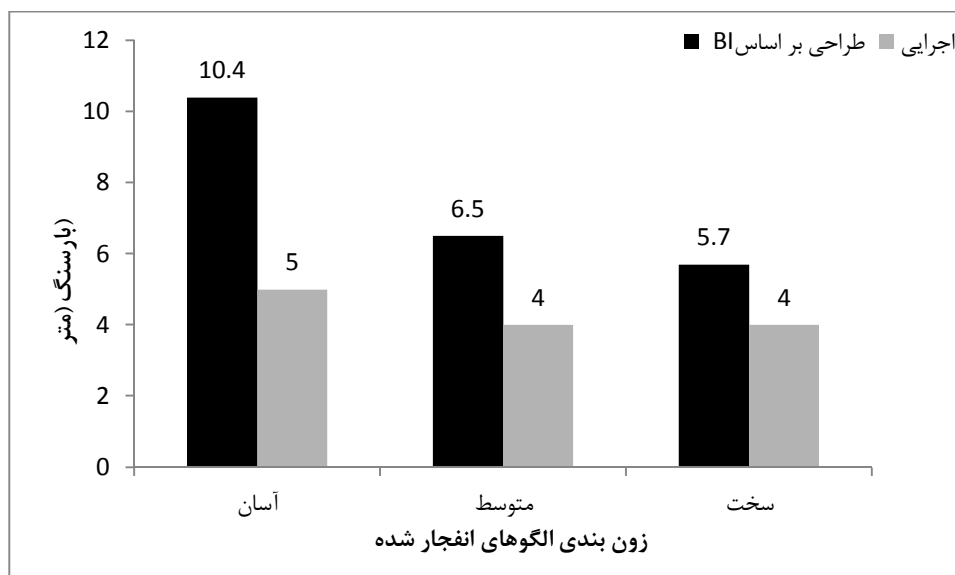
شماره زون	کد انفجار	امتیاز مربوط به هر پارامتر					کلاس قابلیت انفجار	
		BI	H	SGI	JPO	JPS		RMD
۱	۱۰-۲۵۲	۸۴	۶	۵۰	۲۷	۵۰	۳۵	سخت
۲	۱۰-۲۵۳	۵۴/۵	۵	۵۰	۳۴	۱۰	۱۰	متوسط
۳	۱۰-۲۷۴	۳۵/۲۵	۵	۲۰/۵	۲۲	۱۳	۱۰	آسان
۴	۱۰-۲۷۷	۳۵/۵	۳/۵	۱۵/۵	۲۸	۱۲	۱۲	آسان
۵	۱۱-۱۶۶	۵۸/۷۵	۵/۵	۵۰	۳۳	۱۵	۱۴	متوسط
۶	۱۱-۱۶۷	۵۶/۵	۵	۵۰	۲۷	۱۶	۱۵	متوسط
۷	۱۱-۱۶۹	۵۷/۲۵	۵/۵	۵۰	۲۶	۱۳	۲۰	متوسط
۸	۱۱-۱۸۰	۶۷/۲۵	۵/۵	۵۰	۳۰	۳۰	۱۹	سخت
۹	۱۱-۱۸۱	۷۴/۲۵	۵/۵	۵۰	۳۵	۱۵	۱۷	سخت
۱۰	۱۲-۷۶-۱	۴۶	۵	۵۰	۱۴	۱۱	۱۲	متوسط
۱۱	۱۲-۷۶-۲	۵۸	۵	۵۰	۳۵	۱۲	۱۴	متوسط
۱۲	۱۲-۷۷	۶۴/۲۵	۵/۵	۵۰	۲۸	۲۶	۱۹	سخت
۱۳	۱۲-۷۸	۵۵	۵	۴۰	۲۹	۲۶	۱۲	متوسط
۱۴	۱۲-۷۹	۳۸	۳	۱۵	۳۴	۱۲	۱۲	آسان
۱۵	۱۲-۸۰	۶۴/۵	۵	۵۰	۲۷	۲۹	۱۸	سخت
۱۶	۱۲-۸۱	۶۹	۶	۵۰	۳۲	۲۶	۲۴	سخت
۱۷	۱۲-۸۷	۵۶	۵	۴۰	۲۳	۲۲	۲۲	متوسط
۱۸	۱۲-۸۹-۱	۳۳/۵	۳/۵	۱۳/۵	۳۰	۱۰	۱۰	آسان
۱۹	۱۲-۹۰	۵۴/۵	۵	۵۰	۳۰	۱۲	۱۲	متوسط
۲۰	۱۲-۹۱	۵۲/۵	۵/۵	۳۹	۳۱	۱۶/۵	۱۳	متوسط
۲۱	۱۲-۹۲	۵۹/۲۵	۵	۵۰	۳۴	۱۵/۵	۱۴	متوسط
۲۲	۱۲-۹۳	۷۷/۲۵	۵/۵	۵۰	۳۶	۳۸	۲۵	سخت
۲۳	۱۳-۱۵	۵۷	۶	۵۰	۳۲	۱۴	۱۲	متوسط
۲۴	۱۳-۱۶	۵۵/۵	۶	۵۰	۳۳	۱۲	۱۰	متوسط
۲۵	۱۳-۱۷	۷۰/۵	۵	۵۰	۲۹	۴۰	۱۷	سخت
۲۶	۱۳-۱۸	۳۵/۳۸	۴/۵	۱۸/۲۵	۲۸	۱۰	۱۰	آسان
۲۷	۱۳-۱۹	۵۴	۵	۵۰	۲۶	۱۴	۱۳	متوسط
۲۸	۱۳-۲۰	۵۸	۵	۵۰	۲۹	۱۸	۱۴	متوسط
۲۹	۱۳-۲۲	۷۶	۶	۵۰	۳۲	۴۴	۲۰	سخت
۳۰	۱۳-۲۳	۳۷/۸۸	۴/۵	۱۸/۲۵	۳۰	۱۳	۱۰	آسان

جدول ۶-۱۴: امتیاز پارامترهای شاخص خردایش سنگ

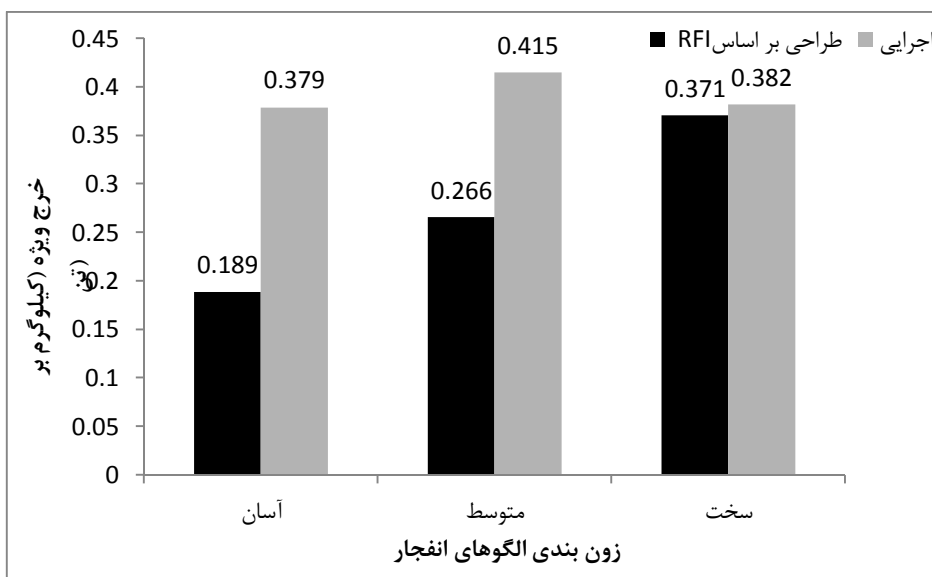
کلاس قابلیت انفجار	امتیاز مربوط به هر پارامتر						کد انفجار	شماره زون
	RFI	UCS	DPA	JPO	JPS	RMD		
سخت	۲۳/۵	۳	۷	۴/۵	۴	۵	۱۰-۲۵۲	۱
آسان	۳۶	۳	۷/۵	۳/۵	۱۲	۱۰	۱۰-۲۵۳	۲
آسان	۳۳/۵	۳	۷	۴/۵	۱۰	۹	۱۰-۲۷۴	۳
آسان	۳۶/۵	۳	۷	۴/۵	۱۲	۱۰	۱۰-۲۷۷	۴
متوسط	۳۱	۳	۷/۵	۳/۵	۱۰	۷	۱۱-۱۶۶	۵
متوسط	۳۱/۵	۳	۷	۴/۵	۹	۸	۱۱-۱۶۷	۶
متوسط	۳۱	۳	۷/۵	۴/۵	۱۰	۶	۱۱-۱۶۹	۷
سخت	۲۶/۷۵	۳	۷	۴	۵/۷۵	۷	۱۱-۱۸۰	۸
متوسط	۲۸/۵	۳	۶	۳/۵	۸/۵	۷/۵	۱۱-۱۸۱	۹
آسان	۳۵/۵	۳	۸	۵/۵	۱۱	۸	۱۲-۷۶-۱	۱۰
متوسط	۳۲/۸	۳	۷/۸	۳	۱۱	۸	۱۲-۷۶-۲	۱۱
متوسط	۲۸	۳	۷	۴/۵	۶/۵	۷	۱۲-۷۷	۱۲
متوسط	۳۱/۵	۴	۷	۴/۵	۶/۵	۹/۵	۱۲-۷۸	۱۳
آسان	۳۳/۲	۳	۸	۳/۲	۱۰/۵	۸/۵	۱۲-۷۹	۱۴
سخت	۲۶	۳	۷	۴/۵	۵	۶/۵	۱۲-۸۰	۱۵
متوسط	۲۷	۳	۷	۴	۷	۶	۱۲-۸۱	۱۶
متوسط	۲۷/۶	۴	۷	۴/۴	۶/۴	۵/۸	۱۲-۸۷	۱۷
آسان	۳۵/۵	۲	۷/۵	۴	۱۲	۱۰	۱۲-۸۹-۱	۱۸
آسان	۳۴	۳	۷	۴	۱۱	۹	۱۲-۹۰	۱۹
سخت	۲۶	۲	۵	۳/۵	۷	۸/۵	۱۲-۹۱	۲۰
متوسط	۳۰/۶	۳	۷	۳/۶	۸/۵	۸/۵	۱۲-۹۲	۲۱
سخت	۲۴/۸	۳	۷	۳/۸	۵/۲	۵/۸	۱۲-۹۳	۲۲
متوسط	۳۱/۴	۳	۷	۳/۸	۹	۸/۶	۱۳-۱۵	۲۳
آسان	۳۶/۴	۳	۷/۵	۳/۹	۱۲	۱۰	۱۳-۱۶	۲۴
متوسط	۲۷/۵	۳	۷	۴/۵	۵	۸	۱۳-۱۷	۲۵
آسان	۳۷	۳	۷/۸	۴/۲	۱۲	۱۰	۱۳-۱۸	۲۶
آسان	۳۴	۳	۷	۴/۴	۱۰	۹/۶	۱۳-۱۹	۲۷
متوسط	۳۰/۲	۲	۷	۴/۲	۷/۵	۹/۵	۱۳-۲۰	۲۸
متوسط	۲۳/۳	۳	۶	۳/۸	۴/۵	۶	۱۳-۲۲	۲۹
آسان	۳۵	۳	۷	۴	۱۱	۱۰	۱۳-۲۳	۳۰
سخت	۲۳/۵	۳	۷	۴/۵	۴	۵	۱۰-۲۵۲	۳۱
آسان	۳۶	۳	۷/۵	۳/۵	۱۲	۱۰	۱۰-۲۵۳	۳۲
متوسط	۳۳/۵	۳	۷	۴/۵	۱۰	۹	۱۰-۲۷۴	۳۳



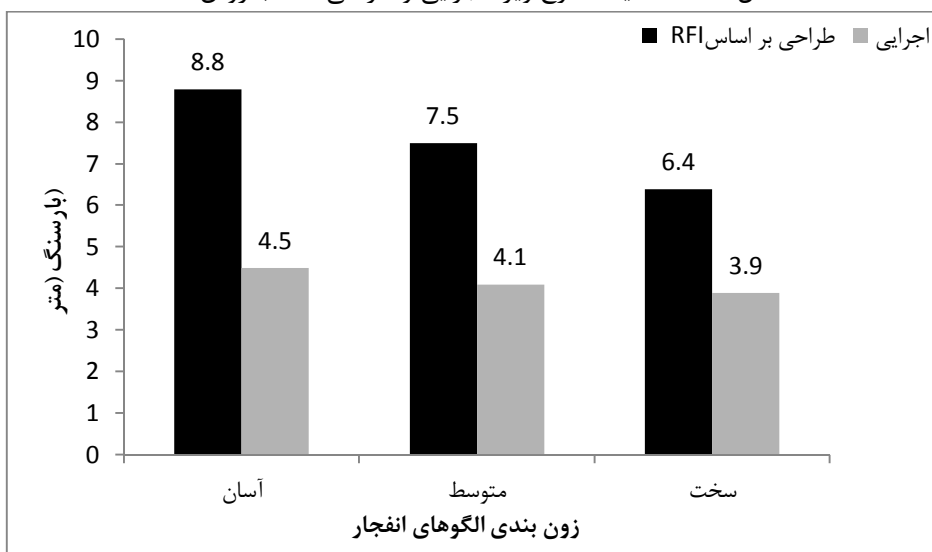
شکل ۶-۲۵: مقایسه خرج ویژه اجرایی و طراحی شده با روش BI



شکل ۶-۲۶: مقایسه بارسنگ اجرایی و طراحی شده با روش BI



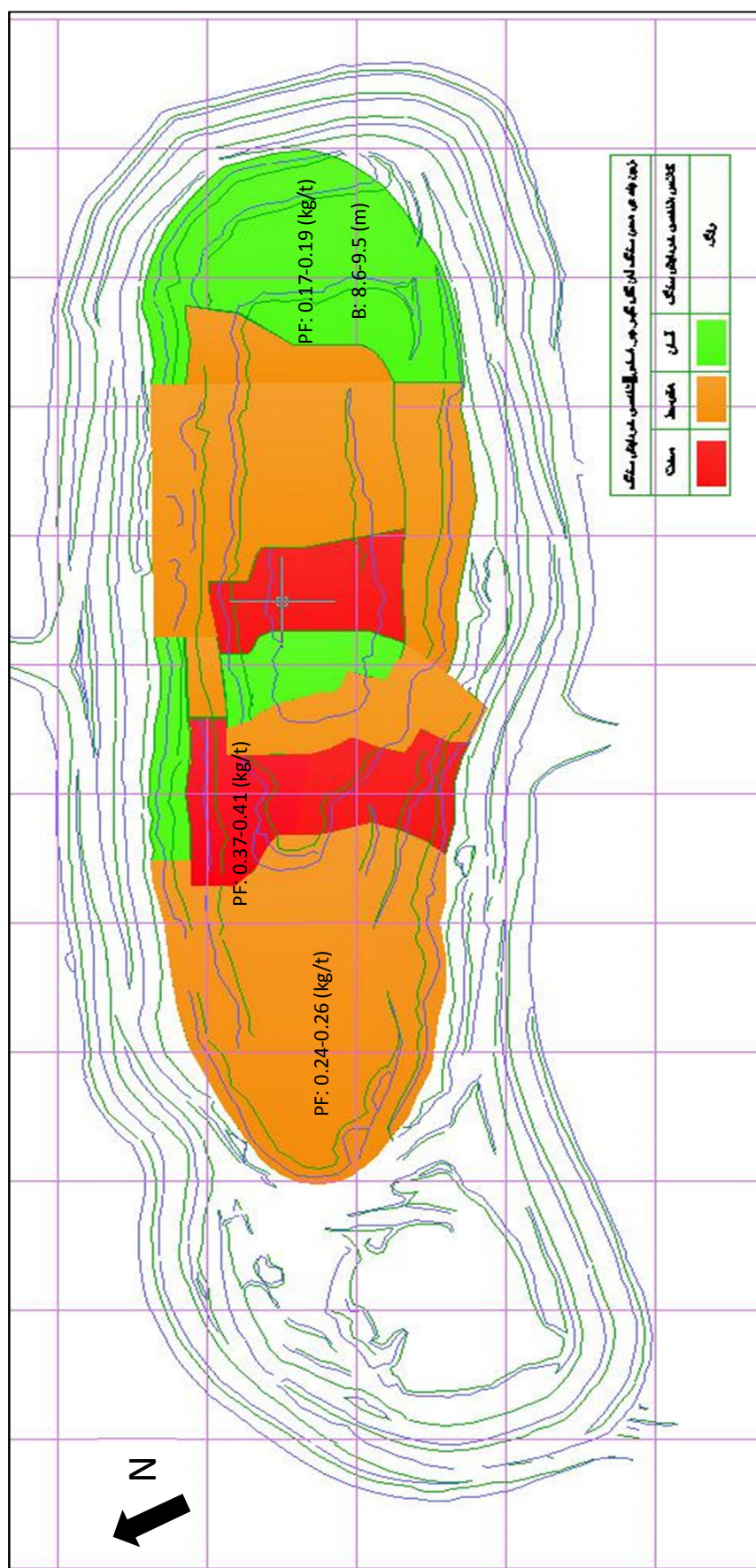
شکل ۶-۲۷: مقایسه خرج ویژه اجرایی و طراحی شده با روش RFI



شکل ۶-۲۸: مقایسه بارسنگ اجرایی و طراحی شده با روش RFI

جدول ۶-۱۵: مقدار بارسنگ و خرج ویژه پیشنهادی جهت زون بندی نهایی معدن

زون سخت	زون متوسط	زون آسان	
۲۴/۷۵	۳۰/۷۷	۳۶/۱۵	میانگین شاخص خردایش سنگ
۶/۲	۷/۷	۹/۱	بارسنگ متوسط (متر)
۵/۹-۶/۵	۷/۳-۸/۱	۸/۶۵-۹/۵۵	بارسنگ با ضریب اطمینان ± 5 درصد (متر)
۰/۳۹۲	۰/۲۴۹	۰/۱۷۸	خرج ویژه (کیلوگرم بر تن)
-۰/۴۱۲	-۰/۲۶۱	-۰/۱۸۷	خرج ویژه با ضریب اطمینان ± 5 درصد (کیلوگرم بر تن)
۰/۳۷۲	۰/۲۳۶	۰/۱۷۰	



(و ارائه الگوی مناسب RF شکل ۶-۲۹: زون‌بندی نهایی معدن سنگ آهن گل‌گهر بر اساس شاخص خردایش سنگ)

فصل، مضمون

نتیجہ گیری و پیشہادہ

۷-۱- کلیات

با توجه به این که هدف اصلی از طرح و پیشنهاد موضوع این تحقیق زون‌بندی معدن سنگ آهن گل‌گهر بر اساس قابلیت انفجار و ارائه الگوی حفاری و انفجار مناسب بوده است، در ابتدا لازم بر این شد تا حتی‌الامکان برخی از انفجارهای انجام شده، از نظر رعایت اصول فنی مورد بررسی قرار گیرد. از این رو همزمان با جمع‌آوری داده‌های کمی مورد نیاز جهت زون‌بندی معدن بر اساس قابلیت انفجار، مشاهدات به عمل آمده قبل و بعد از هر انفجار ثبت و مورد تحلیل قرار گرفت.

نتایج اولیه این بررسی‌ها نشان داد که برخی از مشکلات موجود در معدن (از جمله عقب‌زدگی، کیفیت پائین خردایش و ارتفاع و جابجایی نامناسب دیوی پس از انفجار) در بعضی موارد ناشی از عدم رعایت نکات و اصول فنی قبل از اجرای طرح می‌باشد. البته برخی از این نواقص (نظیر در دسترس نبودن رله‌های تأخیری با زمان دلخواه، دقت در حفر چال‌های پاشنه) ممکن است از کنترل گروه طراحان و آتشکاران خارج باشد، اما به هر ترتیب به آن‌ها اشاره شد. پس از این مرحله بر آن شدیم تا با جمع‌آوری اطلاعات مربوط به روش‌های طراحی مبتنی بر توده‌سنگ از سینه‌کارهای مختلف معدن، زون‌بندی همراه با ژئومتری و خرج ویژه الگوهای انفجاری واقع در این زون‌ها ارائه دهیم تا به کمک آنها و در کنار رعایت اصول فنی انفجار بتوان درصدی از عوارض جانبی انفجارها را کاهش داد. لذا در این راستا، زون‌بندی‌هایی بر اساس شاخص قابلیت انفجار (BI) و شاخص خردایش سنگ (RFI) ارائه شد که در پایان با توجه به نتایج منطقی‌تر و دقت بیشتر روش شاخص خردایش سنگ، بارسنگ و خرج ویژه مناسب جهت طراحی اولیه در این زون‌ها با توجه به این شاخص پیشنهاد گردید.

در نهایت با تاکید بر رعایت اصول فنی حفاری و انفجار و دقت در اجرای طرح‌ها، می‌توان از زون‌بندی پیشنهادی به عنوان یک ابزار کمکی برای کاهش عوارض جانبی انفجارها بهره گرفت.

۷-۲- نتایج بررسی انفجارهای انجام شده

- نتایج حاصل از بررسی‌ها نشان می‌دهد عمده مشکلات موجود در معدن، شامل شکل نامناسب دیپوی پس از انفجار، کیفیت خردایش پائین و عقب‌زدگی زیاد است و از نظر پرتاب سنگ مشکل خاصی در معدن مشاهده نشد.

نتایج این بررسی‌ها نشان می‌دهد که حدود ۶۰ درصد انفجارهای انجام شده از نظر شکل دیپوی پس از انفجار مناسب بارگیری با شاول‌های موجود در معدن نمی‌باشد. همچنین از نظر کیفیت خردایش در اکثر انفجارهای انجام شده درصد بیش خردایش (ذرات با اندازه ۲۰ سانتی‌متر) بیش از حد مجاز بوده تا جایی که در برخی از این انفجارها اندازه ذرات زیر ۲۰ سانتی‌متر حدود ۶۰ درصد بوده است. در کل می‌توان گفت که حدود ۸۰ درصد انفجارهای انجام شده دارای بازدهی خردشدگی نامناسب تا خیلی ضعیف بوده‌اند.

عقب‌زدگی بارزترین مشکل موجود در معدن می‌باشد. تقریباً می‌توان گفت هیچ کدام از الگوهای انفجار شده دارای عقب‌زدگی قابل قبولی نبوده‌اند به گونه‌ای که حدود ۹۰ درصد انفجار انجام شده دارای عقب‌زدگی بیشتر از ۵ متر بوده‌اند.

- در کنار تأثیر شرایط توده‌سنگ به عنوان یک پارامتر غیرقابل کنترل بر نتایج انفجار، یک سری نکات فنی وجود دارد که به آن‌ها کم توجهی و گاهی بی‌توجهی می‌شود. این موارد عبارتند از:

۱- کم بودن زمان تأخیر در بین ردیف‌ها: چنان که مشاهده شد، به دلیل زمان تأخیر کم، ردیف‌های جلو حرکت کافی نداشته و با افزایش بارسنگ مؤثر برای ردیف‌های بعد باعث افزایش عقب‌زدگی در اکثر انفجارها شده است.

۲- عدم دقت در حفر چال‌های پاشنه: در اکثر مواقع چال‌های پاشنه از نظر عمق و جانمایی

منظم برخوردار نبوده‌اند که این مشکل در برخی مواقع به دلیل وجود زون خرد شده در نقاط مختلف کف پله، خارج از کنترل طراح و حفار بود. حتی‌الامکان باید از بوجود آمدن پاشنه در انفجارها جلوگیری شود تا مشکلات زون خردشده دلیلی بر عدم اجرای الگوی مناسب در این موارد نشود.

۳- عدم یکنواختی بارسنگ ردیف اول: این مشکل نیز یکی از عواقب مخرب عقب‌زدگی زیاد و آسیب شدید به دیواره می‌باشد.

۴- عدم تناسب فاصله انفجاری با قطر چال‌های پاشنه‌ای: فاصله با انرژی ۱۰ گرم بر متر در چال با قطر ۷۶ میل‌متر استفاده می‌شود.

۳-۷- پیشنهاداتی در زمینه طراحی و اجرای الگوهای انفجاری

- از آنجایی که متوسط زمان تأخیر بین ردیف اول و دوم کم است (حدود ۴۰ میلی‌ثانیه)، پیشنهاد می‌شود به ازای هر متر بارسنگ (متوسط بارسنگ ۴ متر بوده است)، ۱۵ میلی‌ثانیه در نظر گرفته شود. بنابراین بهتر است تاخیر ۶۰ میلی‌ثانیه استفاده شود.
- در حال حاضر آرایش انفجاری چال‌ها در معدن از نوع خطی^۱ یا ردیفی است. با توجه به اینکه نوع آرایش انفجار می‌تواند از طریق تغییر در مقدار بارسنگ و فاصله ردیفی مؤثر^۲ در بهبود خردایش اثر بخش باشد، پیشنهاد می‌شود از آرایش‌های نوع جناغی (V شکل) بسته و باز نیز استفاده شود و نتایج مورد بررسی قرار گیرد.
- دقت حفاری نقش زیادی در میزان عوارض جانبی پس از انفجار دارد. این پارامتر شامل دقت در عمق، دقت در شیب و دقت در جانمایی چال‌های انفجاری (دقت در اجرای مقدار بارسنگ و فاصله ردیفی) است. چنانچه در مطالعات مرتبط با انفجار، این فاکتور (اثر هر دقت به صورت مجزا و یا به صورت فاکتوری که بتواند هر سه دقت را در قالب یک عدد

^۱ In-Line

^۲ Effective Burden & Spacing (B_e & S_e)

بیان کند) در نظر گرفته شود، در کنار سایر عوامل می‌توان حساسیت نتایج انفجار را نسبت به آن مورد بررسی قرار داد. از طرفی با اطلاع از میزان دقت حفاری عمق و جانمایی چال‌ها در یک الگو می‌توان تا حدودی در مورد نتایج احتمالی پس از انفجار اظهار نظر کرد.

- پس از هر مرحله انفجار و بارگیری، در صورت لزوم دیواره پله باید تا جایی که امکان دارد توسط چکش هیدرولیکی و شاول لق‌گیری و مسطح گردد. از طرفی باید دقت نمود که قبل از انفجار تا جایی که امکان دارد از باقی‌گذاشتن بار مرده در جلوی سینه‌کار خودداری نمود.

- در حین حفر چال چنانچه حفر متوجه تغییرات عملکرد دستگاه حفاری ناشی از برخورد با زون‌های خردشده و وجود درزه و شکاف می‌شود، بهتر است:

۱- عمق مورد نظر (متراژ آغاز و پایان زون خردشده) را یادداشت و به اطلاع سرپرست آتشیاری برساند تا حین خرج‌گذاری اقدامات لازم صورت گیرد.

۲- در چنین مواردی چنانچه فاصله زمانی حفاری تا خرج‌گذاری زیاد باشد و حفر بر اساس تجربه‌ای که دارد تشخیص می‌دهد امکان ریزش چال‌ها طی روزهای آینده وجود خواهد داشت، بهتر است با هماهنگی طراح، اضافه حفاری را افزایش دهد. این امر موجب بهبود نتایج انفجار خواهد شد. در حین خرج‌گذاری در صورتی که متوجه عدم ریزش چال شدیم می‌توان با مقداری خاکریزی آن را پر کرد. البته از نظر فنی هر چه فاصله زمانی بین حفاری و خرج‌گذاری در زون‌های خردشده و ریزشی کمتر باشد، به دلیل ریزش‌های احتمالی کمتر، با مشکلات کمتری روبرو خواهیم بود. چرا که لرزش ناشی از انفجار در پله‌های مجاور خود یکی از عوامل مهم در ریزش چال‌های حفر شده می‌باشد. البته در برخی موارد مانند تغییرات شرایط جوی، در دسترس نبودن مواد منفجره مورد نیاز و ... ممکن است فاصله زمانی حفاری تا خرج‌گذاری افزایش یابد. اما در اکثر موارد به دلیل مسائل اقتصادی (جلوگیری از توقف بی‌مورد تجهیزات حفاری) ناگزیر به آماده‌سازی

بلوک‌های کانسنگ و حفر چال هستیم.

- با توجه به این که درصد گوگرد موجود در برخی از توده‌ها بسیار بالا بوده و در فرآیند فرآوری نیز برای کانسنگ این قسمت‌ها پروسه فلوتاسیون در نظر گرفته شده است، خردایش بیش از حد سنگ (تولید نرمه زیاد) در آینده ممکن است مشکلاتی را به همراه داشته باشد. از این رو بازنگری در طرح‌های انفجار آتی لازم و ضروری به نظر می‌رسد.
- شبکه‌های حفاری فعلی تراکم بالایی دارند (عمدتاً 4×5) که در نتیجه خرج ویژه و حفاری ویژه بالایی را در پی خواهد داشت. تصور می‌شود چنانچه از شبکه‌های حفاری بازتر به همراه زمان تأخیر بیشتر استفاده شود، نتایج بهتری حاصل گردد.
- با توجه به نوع ماده منفجره مصرفی (غالباً ANFO) - صرف نظر از کیفیت آن - و قطر چال‌های پاشنه‌ای (۷۶ میلی‌متر)، به منظور کاهش اثر منفی فتیله انفجاری، استفاده از فتیله‌های ۵ گرم بر متر به عنوان خط انتقال انفجار داخل چال پیشنهاد می‌گردد.

۷-۴- نتایج مربوط به روش‌های طراحی مبتنی بر توده‌سنگ و زون‌بندی

نهایی معدن

- با توجه به مطالعات صحرایی و آزمایش‌های انجام شده در طی این تحقیق فرصت بسیاری مناسبی ایجاد گردید تا روش‌های مبتنی بر توده‌سنگ برای طراحی الگوهای آتشکاری در معادن روباز به طور عملی و کاربردی مورد ارزیابی و اعتبارسنجی قرار گیرند. در نتیجه این تحقیق نقاط ضعف و قوت این روش‌ها آشکار گردید.
- عدم توجه به نوع سنگ و عدم حساسیت روش‌های تجربی یکی از بزرگ‌ترین ایراداتی است که به این روش‌ها وارد است. لذا روش‌هایی همچون شاخص قابلیت انفجار و نیز روش شاخص خردایش سنگ تلاش‌هایی برای برطرف کردن مشکلات عمده روش‌های سنتی و بهبود طراحی آتشکاری در معادن بوده‌اند.

- با دقت در نتایج مشخص می‌شود که میزان خرج ویژه اجرا شده در معدن تقریباً برای انواع سنگ‌ها یکسان است که با دقت در نتایج انفجارها به وضوح پیداست که با وجود توده‌سنگ‌های متفاوت از نظر خصوصیات ماده‌سنگ و شرایط درزه‌داری، حساسیت تمامی روش‌ها به نوع سنگ یکسان نیست. حال آنکه نتایج روش‌های مبتنی بر توده‌سنگ نقش این پارامترها را در طراحی لحاظ کرده است.

- با توجه به نتایج طراحی حاصل از روش‌های شاخص قابلیت انفجار و شاخص خردایش سنگ با پارامترهای طراحی شده توسط معدن، می‌توان نتیجه گرفت که روش شاخص قابلیت انفجار نتایج سرانگشتی را در پی دارد.

- با مقایسه پارامترهای طراحی شده مبتنی بر شاخص خردایش سنگ و انفجارهای انجام شده مشاهده می‌شود که در انفجارهایی که خرج ویژه اجرا شده به خرج ویژه به دست آمده از شاخص خردایش سنگ تقریباً نزدیک است، نتایج بهتری نسبت به سایر انفجارها حاصل شده است.

- با توجه به زون‌بندی نهایی پیشنهاد شده بر اساس شاخص خردایش سنگ، مقدار خرج ویژه زون‌های آسان، متوسط و سخت به ترتیب ۰/۱۷۸، ۰/۲۴۹ و ۰/۳۹۲ کیلوگرم بر تن پیشنهاد شد.

- همچنین مقدار بارسنگ در این زون‌ها به ترتیب برای زون آسان، متوسط و سخت، مقدار ۹/۱، ۷/۷ و ۶/۲ متر پیشنهاد شد.

۷-۵- پیشنهادهایی در زمینه استفاده از نتایج طراحی مبتنی بر

توده‌سنگ

- برای استفاده عملی از روش شاخص قابلیت انفجار باید ضریب مناسبی جهت تعیین مقدار خرج ویژه با استفاده از انفجارهای آزمایشی به دست آورد تا با اطمینان بیشتر بتوان از این

روش استفاده کرد.

- همچنین تحقیقات مشابهی باید در سایر معادن کشور انجام شود تا با توجه به نتایج حاصل

از آن مطالعات بتوان با قدرت و آگاهی بیشتری روش‌های نامبرده را رد یا قبول نمود.

منابع فارسی

استوار، ر، (۱۳۸۳)، "آتشکاری در معادن"، جلد ۱ و ۲، انتشارات جهاد دانشگاهی صنعتی امیرکبیر، چاپ پنجم.

تاجی، م، (۱۳۸۹)، "ارائه یک روش جدید برای ارزیابی انفجارهای معادن روباز"، رساله دکتری، دانشگاه آزاد اسلامی واحد علوم و تحقیقات، تهران.

حسینی، ف، (۱۳۷۶)، "درآمدی بر مکانیک سنگ"، ترجمه، انتشارات طلوع آزادی.

سرشکی، ف. عطائی، م. و حسینی، س.ه. (۱۳۸۷)، "طراحی الگوی آتشکاری و تعیین خرج ویژه در معادن روباز با استفاده از مشخصات توده سنگ برجا"، دانشگاه صنعتی شاهرود.

مرکز اسناد مجتمع سنگ آهن گل گهر، "گزارش‌های اکتشاف ناحیه معدنی گل گهر".

مومیوند، ح، (۱۳۸۴)، "پیشنهاد روشی جدید برای طراحی الگوی چال‌های انفجار در معادن سطحی"، مجموعه مقالات دومین کنفرانس معادن روباز ایران، صفحه ۱۶۸-۱۵۹.

کوشا معدن، (۱۳۸۳)، "گزارش آشنایی با معدن سنگ آهن گل گهر"

فهیمی‌فر، ا، سروش، ح، (۱۳۸۰)، "آزمایش‌های مکانیک سنگ، مبانی نظری و استانداردها (جلد اول: آزمون‌های آزمایشگاهی)"، انتشارات سهامی آزمایشگاه‌های فنی و مکانیک خاک.

هاشمی، س. م. (۱۳۸۹)، "بهینه سازی الگوی آتشباری در معدن سنگ آهن سنگان با استفاده از روش نرو- فازی"، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه تربیت مدرس.

منابع خارجی

Adhikari, G.R., (1999) "Studies on Fly Rock at Limestone Quarries", Rock Mechanics and Rock Engineering 32(4), PP. 291-301.

Ajoy, K., (1999) “**Mining: Challenges of the 21st Century**”, Chapter 21, S.P. Singh, Blasting Technology for 21 Century, Proceedings of the International Conference on Mining, New Delhi 25-27 November P. 225.

Azimi, Y. & Osanloo, M. (2010) “**An Application Of Fuzzy Sets To The Blastability Assessment Of Rock Mass**”, Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Vol.47, PP. 1126-1140.

Bhandari, S., (1997) “**Engineering Rock Blasting Operations**”, Department of Mining Engineering, J.N.V. University, Jodhpur, India. Published by A.A. Balkema, Rotterdam, Netherlands, Brookfield.

Bohloli, B., (1997) “**Effects of the Geological Parameters on the Rock Blasting**”, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, No.34, P. 630.

Dessureault, S., (2003) “**Rock Excavation**”, University of Arizona Mining and Geological Engineering, Spring.

Dyno Nobel group, (1998) “**Dyno Nobel User Manual & Technical Data Sheet**”, EBook, Edition 1, Gyttrop, Sweden.

Fordyce, W.L. and et al., (1993) “**Effect of Joints on Stress Wave Transmission**”, Rock Fragmentation by Blasting, FragBlast4.

Gokhal, B.V., (2011) “**Rotary Drilling and Blasting in Large Surface Mines**”, CRC Press, Balkema, Rotterdam.

Gray, B. H., (1981) “**Blasting Operation**”, New York.

Gupta R. N. et al (1990), “**Design of Blasting Patterns using Presplitting with Air Deck Technique for Dragline and Heavy Shovel Benches near Populated Areas**”, Proceedings of International Symposium on Explosive and Blasting Technique, Nov 17-18.

Hamdi, E., Du Mouza, J.A. (2005) “**Methodology for Rock Mass Characterisation and Classification to Improve Blast Results**”, Int. J. Rock Mech. Min. Sci. (42), PP. 175-194.

Hock, E., Bray, J., (2004), “**4th Edition. Rock Slope Engineering, Civil and Mining Duncan**”, C. Wyllie & Christopher, W. Math, Chapter 11, PP. 247-275.

<http://slon.fsv.cvut.cz/pavla/deformation/node17.html>

Hustrulid, W., (1999) “**Blasting Principles for Open Pit Mining**” Vol. 1, A.A., General Design Concept, Balkema.

Jhanwar, J.C., Jethwa, J.L., (2000) “**The use of Air-Decks in Production Blasting in an Open Pit Coal Mine**”, Geotechnical and Geological Engineering (18), PP. 269-287.

Jiang Han, Xu Weiya and Xie Shouyi (2000), “**Artificial Neural Network Method of Rockmass Blastability Classification**”, Geocomputation 2000, downloaded from <http://www.geocomputation.org/2000/GC060.Gc060.htm>

Jimeno, C.L., (1995) “**Drilling and Blasting of Rocks**”, Balkema, Rotterdam.

Kilic, A.M. and et al., (2009) “**Influence of rock mass properties on blasting efficiency**”, Scientific Research and Essay, Vol.4 (11), PP. 1213-1224

Konya, C.J., Walter, E.J., (1991) “**Blasting and Overbreak Control**”, U.S. Department of Transportation Federal Highway Administration, Office of Implementation.

Lecturer, A., Gupta, R.N., (1996) “**Fragmentation prediction and assessment in opencast blasting – a case study**”, Journal of Mines, Metals & Fuels. PP. 300-311

Lilly, P.A., (1986) “**An empirical method of assessing rock mass blastability**”, The Aus.IMM-IE Aust. Newman Combine Group, Large Open-pit Mining Conference, October, PP. 89–92.

Lutham, J.P., Piimg, Lu, (1999) “**Development of Assessment System for the Blastability of Rockmass**”, International Journal of Rock Mechanics and Mining Science 36, PP. 41-55.

Mario, A.M., Francesco, F., (2006) “**Monte Carlo Simulation as a Tool to Predict Blasting Fragmentation Based On the Kuz-Ram Model**”, International Journal of Computers & Geosciences (32), PP. 352-359.

Müller, B., Husmann, J., & Nidezwiedz, H., (2010) “**Control of Rock Fragmentation and Mukpile Geometry during Production Blasts**”, Environmentally Friendly Blasting Technique, Rock Fragmentation by Blasting – Sanchidrián (ed), Taylor & Francis Group, London.

Nilson, K., Kristiasen, J., (1996) “**Blasting, Crushing, Grinding: Optimization of an integrated Comminution System**”. Rock fragmentation By Blasting, FragBlast5, Balkema, Rotterdam, PP. 269-238

Novikov E. & Kondelchuk D., (2005) “**Study of the Mechanical Properties of the Granitoid Rocks and the Influence of blasting Parameters on the Quality of Aggregates**”, Master’s thesis, Iul’ya university of technology.

Olafsson, S.O., (1990) “**Applied Explosive Technology for Construction and Mining**”, Sweden.

Oliver, P.H., (2003) “**Changes to Drill Pattern and Adequate Inter-Row Delay Time Improve Blasting Performance**”, CIM Bulletin, ProQuest Science Journals, Page 60.

Pompana, Y.V., Chikareddy, F.V., (1993) “**Improving Blasting Performance by Air-Decking. An Experiment**”, Proceeding of Drill and Blast, Sostry (ed.), India.

Rustan, A., (1998) “**Rock Blasting terms and Symbols**”, Balkema.

Scott, A., (1996) “**Blastability and Blast Design**”, Proc. 5th International Symp. On Rock Fragmentation by Blasting”, FragBlast5, Montreal, Canada, 25-29 Sept. Colorado School of Mines, Colorado, Balkema, Rotterdam, Netherlands, PP. 27-36

Segual, J., (2001) “**Rock mass Dependent Blast Design Method**”, Hunter vally, 28-31 October 2001.

Starzec, P., (1999) “**Dynamic Elastic Properties of Crystalline Rocks from South-West Sweden**”, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, No.36, PP. 265-272.

Sudhakar, G.R.A., & Gupta, R.N., (2006), “**Comparison of Fragmentation Measurements by Photographic and Image Analysis Techniques**”, Technical Note, International Journal of Rock Mechanics and Rock Engineering, 39, PP. 159-168.

Tomrock, (1988), “**Surface Drilling and Blasting**”

Thote, N.R. Singh, D.P., (2000), “**Effect of Air Decking on Fragmentation: A Few Case Studies Of Indian Mining**”, Explosive and Blasting Techniques, Holmberg (ed.), Balkema, Rotterdam.

Virginia Department of Mines Minerals and Energy, (2001), “**Surface Blaster Certification Study guide**”.

Wittaker, B.N., (1992), “**Fracture Mechanics Applied to Rock Fragmentation due to Blasting**”, Design and Applications, Elsevier.

Zagreba, S.V., (2003), “**A Blasting Fragmentation Model of rocks**”, M.Sc. Dissertation, University of Mining engineering Morgantown, West Virginia.

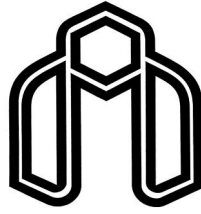
Abstract

One of the most important activities associated with mining excavation is drilling and blasting operations. In this regard, proper grinding and reducing the side effects of the explosion are of the great importance. Lack of detailed information on the design, drilling and blasting pattern can result in poor achievement in predefined purposes. In designing an optimum blast pattern, both of the controllable and uncontrollable factors (e.g. rockmass properties) should be taken into consideration simultaneously. Local geological conditions, rock mass quality (e.g. strength, joints conditions), pattern geometry, loading and transportation of equipment, type of delivery system and explosion are of the most significant issues considered by the designers. Often, designing patterns are based on the empirical methods. These methods are usually used with many simplification and assumptions resulted in reducing the efficiency of the system under study. In addition, there are other methods which are mainly based on the rock mass properties. Intact rock and rock mass properties, especially joints conditions, are the basic features are considered when one uses these methods.

In this study, a comprehensive study has been done on the relevant contexts and the most effective parameters in designing the blasting pattern, mainly those methods relay on the mass rock properties, are reviewed. Afterward, after study on the various blasting results done on the Gol Gohar iron ore mine, existed problems were recognized and some recommendation have been offered to improve the current condition of the blasting operations. To collect the required data, a field study has been taken into account and rock mass engineering specifications required to determine the blastability index (BI) and rock fragmentation index (RFI) in more than sixty point of Gol Gohar Iron Ore Mine were studied. Rock samples were collected and transported to the laboratory from each of the sampling points. A uniaxial compressive strength, density and hardness tests have been carried out on the samples collected. The mechanical properties of intact rock, geo-mechanical characteristics of rock mass, blastability index and rock fragmentation index were determined for the rock masses located on those sixty points mentioned. Then, utilizing the parameters obtained, specification of blasting geometry was designed and specific charge was determined. At the end, the results of rock mass based methods were compared with those designed by the mine workers and it was concluded that those points where characteristics of the implemented methods are

close to the patterns of rock fragmentation index (RFI) are associated with a better re-
results.

Keywords: Evaluation of the blasting, blastability index, rock fragmentation index



Shahrood University of Technology

School of Mining, Petroleum& Geophysics Engineering

A thesis for the Achievement of the Degree of Master of Engineering

**Blastability classification of rock masses of
Gol-e-Gohar iron ore mine and proposing proper
drilling and blasting pattern**

Sajjad Bahadori Fard

Supervisor:
Dr. Mohammad Ataei
Dr. Farhang Sereshkei

Advisor:
Dr. S.Hadi Hoseenei

Date: February 2012