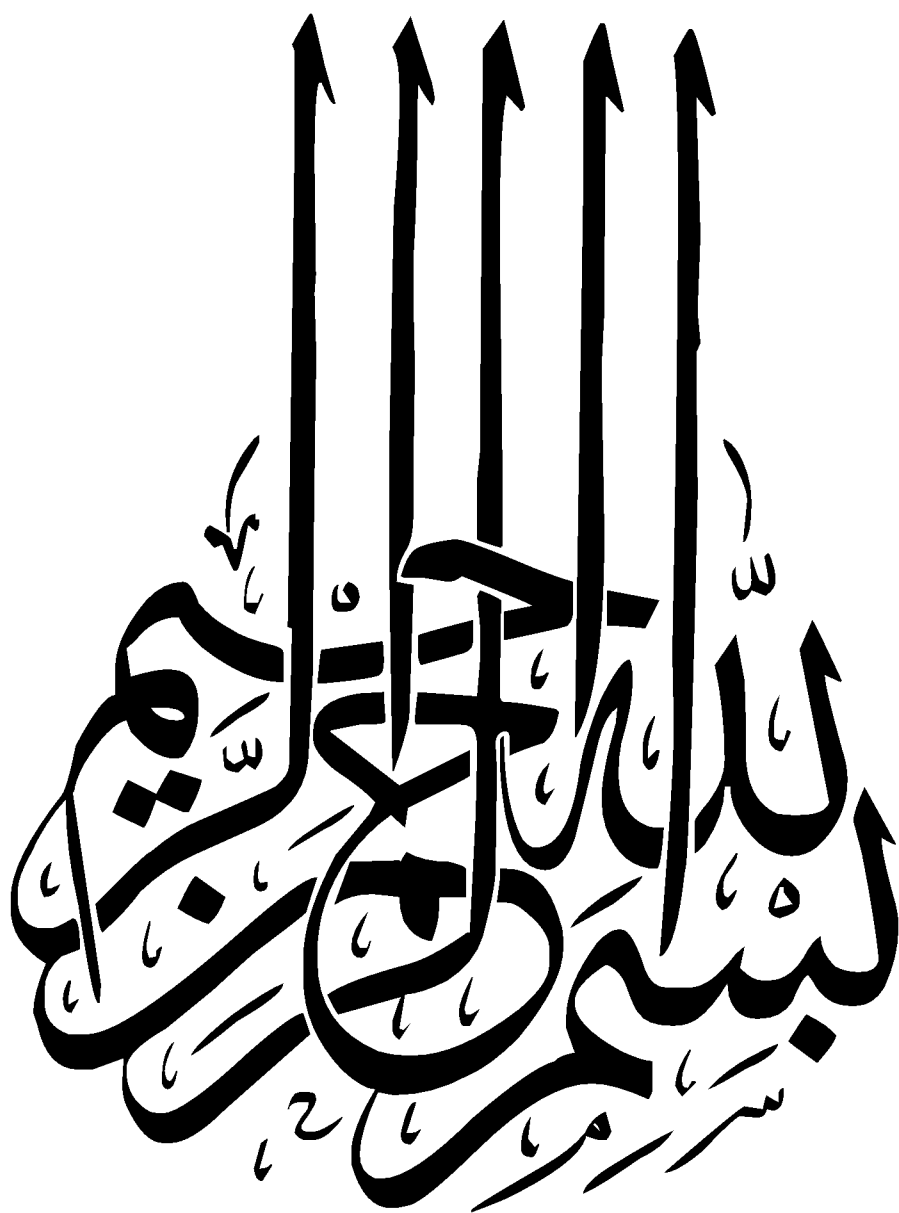






دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک
پایان نامه برای دریافت درجه کارشناسی ارشد
رشته مهندسی معدن گرایش استخراج

طبقه بندی معدن مس سونگون بر اساس قابلیت انفجار و ارائه الگوی چالزنی و انفجار مناسب

گردآورنده

حسن ملکی

اساتید راهنما

دکتر فرهنگ سرشکی

دکتر محمد عطایی

مشاور صنعتی

مهندس ینصر قسمتی

شهریور 1401

تقدیم به پدرم
کوهی استوار و حامی من در طول تمام زندگی

تقدیم به مادرم
سنگ صبوری که الفبای زندگی به من آموخت

سپاسگزاری

بدین وسیله از زحمات و تلاش بی دریغ استاتید راهنما گرامی جناب آقای دکتر فرهنگ سرشکی و جناب آقای دکتر محمد عطایی صمیمانه سپاسگزاری می نمایم و همچنین از سایر همکاران و دوستانی که در واحد توسعه و تحقیق و امور معدن مس سونگون که هر کدام به نحوی در تهیه پایان نامه با این جانب همکاری داشته اند تشکر نموده و موفقیت همه آنها را از خداوند متعال خواهانم

تعهدنامه

اینجانب حسن ملکی دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی معدن گرایش استخراج دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه شاهرود نویسنده پایان نامه با عنوان طبقه بندی معدن مس سونگون بر اساس قابلیت انفجار و ارائه الگوی چالزنی و انفجار مناسب متعهد می شوم:

- تحقیقات این پایان نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است.
- در استفاده از نتایج پژوهش های محقق های دیگر به مرجع مورد استفاده استناد شده است.
- مطالب مندرج در پایان نامه تاکنون توسط خود یا افراد دیگر برای دریافت هیچ نوع مدرک یا امتیازی در هیچ جا ارائه نشده است.
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج پایان نامه تأثیرگذار بوده اند 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.

امضاء:

تاریخ:

مالکیت نتایج و حق نشر

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

طراحی الگوی حفاری و انفجار مناسب در معادن باعث کاهش هزینه‌های انفجار و مشکلات عملیاتی در مراحل بعدی استخراج می‌شود. از آنجاکه در بیشتر معادن دنیا الگوهای حفاری و انفجار با استفاده از روابط تجربی همچنین با آزمون و خطا به دست می‌آیند می‌توان با توجه به اهمیت شرایط ذاتی توده سنگ در عملیات آتشفباری از روش‌های مبتنی بر توده سنگ نظیر قابلیت انفجار بهره برد تا از مشکلات ناشی از روش‌های تجربی مثل اتلاف وقت و هزینه در آزمون و خطا الگوهای مختلف جلوگیری کرد. در این تحقیق با استفاده روش قابلیت انفجار و بر اساس روابط ارائه شده توسط لیلی به طبقه‌بندی معدن مس سونگون پرداخته شده است. ابتدا با استفاده از مطالعات میدانی و آزمایشگاهی به جمع‌آوری و محاسبه پارامترهای مربوطه پرداخته شده است برای این کار، استفاده از فرمی‌هایی عملیات درزه نگاری در 23 ایستگاه از معدن انجام شد و اطلاعاتی مثل شرح توده سنگ، فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها، جهت‌داری درزه‌ها در گام نخست ثبت شده است. از همه 23 ایستگاه نمونه‌هایی جمع‌آوری شده و اطلاعات مثل چگالی و سختی و همچنین تست چکش اشmitt روی نمونه انجام شد. سپس با استفاده از این پارامترها برای قسمت‌های مختلف معدن قابلیت انفجار و خرج ویژه محاسبه شده و با استفاده از آن الگوی مناسب برای هر ناحیه طراحی شد. الگوهای طراحی شده از لحاظ پارامترهای طراحی با الگوهای مرسوم مقایسه شده که نتایج نشان می‌داد که پارامترهای مربوط به الگوی مثل بار سنگ، فاصله‌داری، گل‌گذاری، اضافه حفاری دچار تغییراتی شده است که این تغییرات در بیشتر نواحی افزایشی است. در بحث خرج ویژه مشاهده شد که خرج ویژه استفاده شده در بعضی مناطق از معدن اختلاف زیادی نسبت خرج ویژه محاسبه شده دارد. به منظور ارزیابی این تغییرات تعداد 6 انفجار در معدن همراه با همه پارامترهای مربوط به طراحی ثبت و 2 انفجار با الگوهای پیشنهادی در معدن انجام شد. نتایج نشان داد که در انفجار با الگوی مرسوم در معدن مشکلاتی مانند ناهمگن بودن خردایش و وجود قطعات با ابعاد بزرگ نسبت به ظرفیت سنگ‌شکن معدن بروز می‌دهند که در الگوی پیشنهادی این مشکلات بهبود یافته است.

کلمات کلیدی: معدن مس سونگون، قابلیت انفجار، الگوی حفاری و انفجار، خرج ویژه

فهرست مطالب

1.....	فصل اول
3.....	2-1 - بیان مسئله
3.....	3-1 - ضرورت انجام تحقیق
3.....	4-1 - اهداف
4.....	5-1 - ساختار پایان نامه
5.....	فصل دوم
6.....	1-2 - مقدمه
7.....	2-2 مروری بر سوابق علمی
24.....	3-2-پارامترهای طراحی الگوی بر اساس قابلیت انفجار
25.....	2-3-2-1- خرج ویژه مبتنی بر قابلیت انفجار
25.....	2-3-2-2- حفاری ویژه
27.....	2-3-2-4- محاسبه فاصله داری
27.....	2-3-2-5- محاسبه طول گل گذاری
28.....	2-3-2-6- محاسبه اضافه حفاری
28.....	2-3-2-7- محاسبه طول خرج در داخل چال
29.....	2-4- جمع بندی
32.....	فصل سوم
33.....	3-1-مقدمه
33.....	3-2-معرفی معدن مس سونگون
33.....	3-2-1- موقعیت جغرافیایی معدن و راههای دسترسی به معدن
34.....	3-2-2- تاریخچه معدن کاری و اکتشافی در معدن
34.....	3-2-3- زمین شناسی کانسار

34-2-3-4- دگرسانی هیپوژن کانسار سونگون و کانی های موجود در آن.....	34
34-2-3-5- پارامترهای مربوط به هندسه پیت در معدن مس سونگون.....	34
35-2-3-6- کلیات عملیات استخراج در معدن مس سونگون	35
37-2-3-7- سنگ شکن موجود در معدن	37
37-3-3- آتشیاری و چالش های آن در معدن مس سونگون.....	37
38-3-3-1- پیامدهای نامناسب انفجار در معدن	38
38-3-3-1- خردایش ناهمگن در تعدادی از انفجارها	38
39-3-3-1-2- عقب زدگی	39
40-3-3-1-3- چال های آبدار در معدن.....	40
41-3-3- جمع بندی	41
43- فصل چهارم	43
44-1-4- مقدمه	44
45-2-4- برداشت های صحرایی و تست های آزمایشگاهی	45
45-2-4-1- انجام مطالعات آزمایشگاهی	45
46-2-4-1-1- انجام تست های چکش اشمیت	46
48-2-4-1-2- محاسبه وزن مخصوص	48
51-2-4-1-3- محاسبه مقاومت فشاری تک محوره نمونه.....	51
53-2-4-2- برداشت های صحرایی	53
58-3-4- شاخص قابلیت انفجار	58
60-4-4- طراحی الگوی حفاری و انفجار	60
61-5-4- برآورد خرج ویژه بر اساس شاخص قابلیت انفجار.....	61
63-5-4-1- محاسبه بار سنگ	63
63-5-4-2- محاسبه فاصله داری	63

- 63.....4-5-3 محاسبه طول گل گذاری
- 64.....4-5-4 محاسبه اضافه حفاری
- 65.....4-5-5 محاسبه طول خرج در داخل چال
- 66.....4-6-6 ارزیابی انفجارهای ثبت شده از لحاظ دانه بندی
- 68.....4-6-1 معرفی نرم افزار مود استفاده برای بررسی کیفیت خردایش
- 69.....4-6-1-1 مرز بندی
- 70.....4-6-2 کیفیت خردایش در انفجار A127
- 72.....4-6-3 آنالیز خردایش در انفجار A809
- 75.....4-6-4 آنالیز خردایش در انفجار A717
- 76.....4-6-5 آنالیز خردایش در انفجار A715
- 77.....4-6-6 آنالیز خردایش انفجار A252
- 79.....4-6-7 آنالیز خردایش در انفجار A534
- 80.....4-7 بررسی کلی انفجارهای ثبت شده در معدن
- 81.....4-8 پیاده سازی الگوی حفاری انفجار طراحی شده و آنالیز خردایش الگوهای پیشنهادی
- 81.....4-8-1 آنالیز خردایش انفجار A714
- 83.....4-8-2 آنالیز خردایش انفجار A201
- 84.....4-9-9 مقایسه دانه بندی الگوهای حفاری انفجاری
- 84.....4-9-1 دانه بندی انفجارهای انجام شده در تراز 2100
- 85.....4-9-2 دانه بندی انفجارهای انجام شده در تراز 1887/5
- 86.....4-10 مقایسه خرج ویژه محاسبه شده با خرج ویژه عملیاتی
- 87.....4-11 مقایسه حفاری ویژه الگوی اجرایی با الگوی طراحی شده
- 89.....4-12 جمع بندی
- 89..... فصل پنجم

90.....	5-1- نتیجه گیری
91.....	5-2- پیشنهادها
92.....	پیوست 1
101.....	پیوست 2
104.....	منابع

فهرست اشکال

- شکل 2-1 نمودار ارائه شده توسط هینن و دیماک برای رابطه خرج ویژه و سرعت صوت 8
- شکل 2-2 نمودار ارائه شده توسط بورکز برای فاکتور قابلیت انفجار 10
- شکل 3-1 موقعیت معدن مس سونگون و راه های دسترسی 31
- شکل 3-2 نقشه زمین شناسی ایران و موقعیت معدن مس سونگون در پهنه های زمین شناسی ایران 32
- شکل 3-3 نمایی از پله های معدن مس سونگون 35
- شکل 3-4 نمونه سایت های حفاری شده در معدن مس سونگون 36
- شکل 3-5 نمایی از عملیات بارگیری در معدن مس سونگون 37
- شکل 3-6 قطعات بزرگ تولید شده در های معدن 38
- شکل 3-7 عقبزدگی های ثبت شده در معدن مس سونگون 39
- شکل 3-8 چال 12 متری پر شده از اب در معدن مس سونگون 41
- شکل 4-1 موقعیت نقاط مشخص شده برای انجام مطالعات صحرایی در معدن مس سونگون 45
- شکل 4-2 فرم مورد استفاده برای درزه نگاری در معدن 46
- شکل 4-3 انجام تست چکش اشमित 47
- شکل 4-4 نمودار فراوانی چگالی نمونه های جمع شده در معدن مس سونگون 51
- شکل 4-5 نمودار فراوانی مقاومت فشاری تک محوره 53
- شکل 4-6 نمونه ای از خطوط برداشت پیمایش شده برای انجام عملیات صحرایی در معدن مس سونگون 54
- شکل 4-7 نمودار امتیاز پارامترهای شرح سنگ بر اساس لیلی 55
- شکل 4-8 نمودار فراوانی فاصله داری ناپیوستگی ها 56
- شکل 4-9 جهت یافتگی ناپیوستگیها و آتشیاری در خلاف جهت آن در معدن مس سونگون 57
- شکل 4-10 نمودار فراوانی امتیاز جهت داری درزه های بر اساس BI 57
- شکل 4-11 محاسبه شاخص قابلیت انفجار و خرج ویژه در خطوط برداشت پیمایش شده 58
- شکل 4-12 نمودار فراوانی شاخص قابلیت انفجار 60
- شکل 4-13 موقعیت و مقادیر شاخص قابلیت انفجار در معدن مس سونگون 60
- شکل 4-14 ایجاد پاشنه به علت عدم انجام اضافه حفاری 65

- شکل 4-15 موقیعت انفجار های ثبت شده در معدن مس سونگون..... 67
- شکل 4-16 نمونه از کپه انفجاری مقیاس گذاری شده برای استفاده در نرم افزار Split-Desktop..... 70
- شکل 4-17 نمونه از مرزبندی خودکار در نرم افزار Split-Desktop..... 70
- شکل 4-18 نمودار توزیع اندازه تکه تکه شدن برای A127..... 72
- شکل 4-19 کروکی سایت انفجاری برداشت شده..... 72
- شکل 4-20 نمودار توزیع اندازه تکه تکه شدن برای A809..... 74
- شکل 4-21 نمونه از قطعات درشت ثبت شده در انفجار A809..... 74
- شکل 4-22 نمودار توزیع اندازه تکه تکه شدن برای انفجار A714..... 76
- شکل 4-23 نمودار توزیع ابعاد در انفجار A715..... 77
- شکل 4-24 نمودار توزیع ابعاد خردایش در انفجار A252..... 79
- شکل 4-25 نمودار توزیع خردایش در انفجار A534..... 80
- شکل 4-26 نمودار توزیع ابعادی خردایش حاصل از انفجار A714..... 83
- شکل 4-27 نمودار توزیع خردایش انفجار A201..... 84
- شکل 4-28 نمودار مقایسه دانه بندی در تراز 2100..... 85
- شکل 4-29 نمودار توزیع دانه بندی در تراز 1887/5..... 86
- شکل 4-30 مقایسه خرج ویژه اجرایی و طراحی شده بر اساس شاخص قابلیت انفجار..... 87
- شکل 4-31 نمودار مقاسه حفاری ویژه در معدن مس سونگون..... 88

فهرست جداول

جدول 2-1	ضریب اصلاح RQD	9
جدول 2-2	همبستگی قابلیت انفجار و سرعت شکست بحرانی	10
جدول 2-3	امتیازبندی پارامترها بر اساس روش لیلی	11
جدول 2-4	فاکتورهای مربوط به روش قوس	13
جدول 2-5	رابطه قابلیت انفجار و خرج ویژه	14
جدول 2-6	اطلاعات حاصل از مطالعه موردی JKMRC برای قابلیت انفجار	15
جدول 2-7	پارامترهای اصلی در سیستم ارزیابی اصلی در سیستم ارزیابی قابلیت انفجار	17
جدول 2-8	پارامترهای شاخص خردایش (RFI)	19
جدول 4-1	مقادیر واجهش چکش اشمیت	48
جدول 4-2	وزن مخصوص محاسبه شده برای نمونه‌های آزمایشگاهی	50
جدول 4-3	مقاومت فشاری تک محوره محاسبه شده برای خطوط برداشت	52
جدول 4-4	امتیازبندی پارامترهای مربوطه به شاخص قابلیت انفجار	59
جدول 4-5	کلاس بندی انفجار معدن مدن مس سونگون	57
جدول 4-6	خرج ویژه محاسبه شده بر اساس شاخص قابلیت انفجار	62
جدول 4-7	طبقه بندی خرج ویژه بر اساس قابلیت انفجار	58
جدول 4-8	طبقه بندی بار سنگ بر اساس قابلیت	
انفجار.....58		

جدول 4-9- طبقه بندی فاصله‌داری بر اساس قابلیت انفجار.....58

جدول 4-10- طبقه بندی گل‌گذاری بر اساس قابلیت انفجار.....59

جدول 4-11- طبقه‌بندی اضافه حفاری بر اساس قابلیت انفجار.....59

جدول 4-12- طبقه بندی طول خرج داخل چال بر اساس قابلیت انفجار.....60

جدول 4-13 نمونه پارامترهای طراحی شده برای الگوی حفاری و انفجار در معدن مس سونگون.....61

جدول 4-14 پارامترهای طراحی انفجارهای ثبت شده در معدن مس سونگون.....66

جدول 4-15 مواد منفجره مورد استفاده در انفجار A127.....71

جدول 4-16 درصدهای عبوری برای انفجار A129.....66

جدول 4-17 مواد منفجره مورد استفاده در انفجار A809.....73

جدول 4-18 در صدهای عبوری به دست آمده برای انفجار A809.....68

جدول 4-19 مواد منفجره مصرفی در انفجار A717.....75

جدول 4-20 درصدهای عبوری بدست آمده برای انفجار A717.....75

جدول 4-21 مواد منفجره مصرفی در انفجار A715.....76

جدول 4-22 درصدهای عبوری بدست آمده برای انفجار A715.....77

جدول 4-23 مواد منفجره مصرفی در انفجار A252.....78

جدول 4-24 درصدهای عبوری بدست آمده برای انفجار A252.....78

- جدول 4- 25 مواد منفجره مصرفی در انفجار A534 79
- جدول 4- 26 درصد های عبوری بدست آمده برای انفجار A534 80
- جدول 4- 27 بررسی کلی کیفیت خردایش در انفجار های ثبت شده..... 76
- جدول 4- 28 پارامتر های مربوط به طراحی الگوی پیشنهادی 82
- جدول 4- 29 مواد انفجاری مصرفی مصرفی در انفجار A714 82
- جدول 4- 30 درصد های عبوری بدست آمده برای انفجار A714 82
- جدول 4- 31 پارامتر های طراحی شده برای انفجار A201 83
- جدول 4- 32 مواد منفجره مصرفی در انفجار A201 83
- جدول 4- 33 درصد عبوری و ابعاد دانه بندی برای انفجار A201 79

کلیات

1-1-مقدمه

عملیات حفاری و انفجار باتوجه به تأثیرگذاری بر سایر بخش‌های فرایند استخراج مواد معدنی (بارگیری، باربری و سنگ‌شکنی) بسیار مهم است. انجام یک انفجار خوب و مطلوب، کاهش هزینه‌های کل خردایش سنگ، بهبود بازدهی عملیات حفاری و بارگیری و بهبود عملیات بعد از استخراج مواد معدنی که شامل ورود مواد به سنگ‌شکن اولیه و کارخانه فراوری است، را در بردارد. یک انفجار خوب باعث می‌شود که انرژی بیشتری از ماده منفجره به سنگ منتقل شده که باعث شکسته شدن سنگ‌ها و جابه‌جایی توده سنگ می‌شود و ضمن اینکه خردایش مطلوب سنگ را به همراه خواهد داشت موجب خواهد شد که پدیده‌های نامطلوب ناشی از انفجار از قبیل پرتاب سنگ و عقب‌زدگی و... تا حد ممکن کاهش یابند. به‌طور کلی پارامترهایی که بر عملیات انفجار تأثیر می‌گذارند؛ را می‌توان در سه گروه به‌صورت زیر طبقه‌بندی کرد:

- پارامترهای طراحی انفجار
- ویژگی‌های مواد منفجره
- ویژگی‌ها و ناپیوستگی‌های توده سنگ

مورد اول و دوم از مقوله بالا به‌عنوان پارامترهای انفجاری قابل کنترل طبقه‌بندی می‌شوند و مورد سوم به‌عنوان پارامترهای انفجاری غیرقابل کنترل در نظر گرفته می‌شود. با در نظر گرفتن این پارامترها در طراحی الگوهای انفجار می‌توان هزینه‌های انفجار را تا حد امکان پایین آورد و همچنین به یک انفجار مطلوب با حداقل اتلاف انرژی و پدیده‌های نامطلوب رسید.

ناپیوستگی‌ها جزء لاینفک توده سنگ‌ها هستند و مشکلات خاصی را در عملیات انفجار در صنایع معدنی و عمرانی ایجاد می‌کنند مطالعات انجام‌شده نشان داده است که با در نظر گرفتن ناپیوستگی‌های موجود در توده‌های سنگی، می‌توان آسیب انفجار بیش از حد به محیط‌های حفاری‌های زیرزمینی و سطحی را به نحو محسوسی کنترل کرد. اثراتی که در نتیجه انفجار نامناسب در معدن سطحی رخ می‌دهد را با عنوان پیامدهای نامناسب انفجار بیان می‌کند. در بین این پیامدها هرگونه مشکل در خردایش معدن به‌عنوان اصلی‌ترین هدف عملیات انفجار می‌تواند باعث زیر سؤال رفتن توجیه اقتصادی معدن‌کاری شود. در مهندسی انفجار امروزه با در نظر گرفتن پارامترهای غیرقابل کنترل اقدام به طراحی انفجار و انتخاب مواد منفجر می‌کنند.

1-2 - بیان مسئله

الگوی حفاری و انفجار مناسب و در نتیجه آتشباری مناسب علاوه بر اینکه کاهش هزینه‌های چال‌زنی و آتشباری را به دنبال دارد بلکه در مراحل دیگر معدن‌کاری که شامل بارگیری و باربری می‌شود نیز تأثیرگذاری معناداری دارد. پارامترهایی نظیر فاصله‌داری، بار سنگ، قطر چال و هندسه حفاری چال‌ها بر همگن بودن و مناسب بودن خردایش برای سنگ‌شکن معدن تأثیرگذار است و خردایش مناسب نیز بر فرایندهای پایین‌دستی را متأثر می‌سازد. ارائه الگوی حفاری و انفجار مناسب به علت تعداد زیاد پارامترهای تأثیرگذار کار دشواری است. باتوجه‌به اینکه برخی از این پارامترها نیز کاملاً غیرقابل کنترل و در هر مکانی نسبت به مکان دیگری کاملاً متفاوت هستند، معمولاً الگوهای انفجاری از فرمول‌های تجربی استخراج‌شده و سپس نسبت به منطقه موردنظر محلی سازی می‌شود. در این تحقیق نیز با مدنظر گرفتن این مورد، و با بررسی مطالعات انجام‌شده باتوجه‌به اینکه در اکثر مطالعات از قابلیت انفجار به عنوان شاخصی مربوط به توده سنگ برجا نام‌برده می‌شود [37]، با استفاده از رابطه ارائه‌شده توسط لیلی به طبقه‌بندی معدن پرداخته می‌شود.

1-3 - ضرورت انجام تحقیق

قیمت‌های بالای حامل‌های انرژی، بازارهای بی‌ثبات و نوسان قیمت کالاها، معادن را تحت فشار قرار می‌دهد تا هزینه‌ها را کاهش دهند و عملکرد خود را در کل بهینه کنند. در نتیجه، افزایش راندمان در بسیاری از معادن فلزات اساسی و گران‌بها به یک اولویت تبدیل‌شده است. بخش زیادی از کل انرژی مصرفی و هزینه‌های مربوط به فرایند معدن‌کاری در اکثر معادن را می‌توان در خردایش، یا به‌طور کلی فرایند کاهش اندازه سنگ ردیابی کرد. علی‌رغم تفاوت در ارقام کمی، اکثر مطالعات انجام‌شده بیشترین هزینه در معدن‌کاری را مربوط به که خردایش می‌دانند. هزینه‌های حفاری و انفجار بخش زیادی از هزینه‌های عملیاتی در معدن روباز را شامل می‌شود. در صورتی که عملیات آتشباری منجر به خردایش مناسب نشود و قطعات بزرگی حاصل شود که نیاز به آتشباری ثانویه داشته باشد تا 50 درصد افزایش می‌یابد. از این رو انجام مطالعاتی که منجر به بهبود خردایش در سایت‌های معدنی می‌دهد از اولویت‌های معادن بزرگ است. در این تحقیق نیز پیامدهای نامناسب ناشی از انفجار در معدن ثبت و برای بهبود این پیامدهای الگوهایی مبتنی بر قابلیت انفجار ارائه می‌شود.

1-4 - اهداف

اهداف موردنظر از انجام این تحقیق را می‌توان بررسی الگوهای اجرایی در معادن، طبقه‌بندی و محاسبه قابلیت انفجار در بخش‌هایی از معدن ارائه الگوی حفاری و انفجار مبتنی بر شاخص قابلیت انفجار، مقایسه الگوهای اجرایی با الگوی ارائه‌شده در پایان‌نامه برشمرد.

1-5 - ساختار پایان نامه

فصل اول: در این فصل به کلیات موضوع پرداخته می شود کلیات شامل: بیان مسئله، ضرورت انجام تحقیق،

اهداف تحقیق، می شود

فصل دوم: این فصل مربوط به سابقه علمی موضوع است و مطالعات پژوهشگران پیشین همراه با روابط ارائه

شده مرور شده است.

فصل سوم: در فصل سوم به معرفی معدن از جنبه های مختلف پرداخته می شود.

فصل چهارم: فصل طبقه بندی معدن است و شامل مطالعات آزمایشگاهی، صحرایی همراه با نتایج آن می -

شود. همچنین در این فصل قابلیت انفجار برای نواحی معدن محاسبه شده و نتایج الگوهای آتشفشانی مرسوم و الگوهای پیشنهادی بیان شده است.

فصل پنجم: فصل ارائه نتایج حاصل از فصل چهارم و ارائه پیشنهادها است.

مبانی نظری و پیشینه تحقیق در قابلیت انفجار و طراحی الکتریکی انفجار

1-2 - مقدمه

توده سنگ انفجاری معمولاً شامل چندین نوع مختلف سنگ است و در شرایط مختلف تنش تحت تأثیر شکستگی درجات مختلف قرار می‌گیرد. تعدادی از طبقه‌بندی توده سنگی از درجه‌بندی برای مقاصد ژئوتکنیکی مانند تعیین کیفیت سنگ (RQD^1)، رتبه‌بندی سنگ توده (RMR^2) و ... ارائه شده است. در زمینه حفاری و انفجار، این تقسیم‌بندی‌های توده سنگ عمدتاً برای ارزیابی تأثیر حفاری مفید هستند، اما در تعریف قابلیت انفجار توده سنگ کاربرد چندانی ندارند. قابلیت انفجار را می‌توان به‌عنوان ویژگی‌های انفجار توده سنگ تحت یک طراحی خاص انفجار، ویژگی‌های انفجاری و محدودیت‌های قانونی تعیین‌شده بسته به مشخصات سایت تعریف کرد. به عبارت دیگر، انفجارپذیری نشان می‌دهد که در یک شرایط مشخص انفجار یک سنگ دارای چه درجه از سختی است. درحالی‌که برخی محققان تلاش کردند آن را با داده‌های موجود از آزمایشگاه و آزمایش میدانی پارامترهای سنگ مرتبط کنند، برخی دیگر آن را با پارامترهای طراحی پله و انفجار مرتبط دانسته‌اند، و با این حال برخی دیگر تلاش کرده‌اند تا قابلیت انفجار را از طریق رویکردهای مبتنی بر نرخ حفاری و عملکردهای انفجار در میدان تخمین بزنند. پیشرفت‌های اخیر در روش‌های رایانه‌ای نیز چشم اندازه‌ای جدیدی را به روی صحنه آورده است. محققان برای تعیین از الگوریتم‌های هوش مصنوعی مختلفی استفاده می‌کنند. در این فصل از پایان‌نامه به بررسی سوابق علمی موضوع پرداخته و تعدادی از این طبقه‌بندی‌های ارائه شده که در قابلیت انفجار حائز اهمیت هستند مرور خواهد شد. در انتها نیز به مبانی نظری طراحی الگوی حفاری و انفجار پرداخته می‌شود و روابط مربوط به طراحی الگوی حفاری و انفجار مبتنی بر قابلیت انفجار ارائه شده ابعاد مختلف آن شرح داده می‌شود.

Rock quality designation¹
Rock mass rating²

2-2 مروری بر سوابق علمی

در این بخش به بررسی مطالعات انجام شده در بحث قابلیت انفجار در سال‌های مختلف پرداخته شده و به ترتیب سال انجام تحقیق بیان می‌شود.

هینو^۱ پیشنهاد کرد که قابلیت انفجار (که توسط وی به عنوان ضریب انفجار نام‌گذاری شده است) نسبت مقاومت فشاری (CS) به مقاومت در برابر کشش (TS) ماده سنگ است که به شرح زیر ارائه می‌شود.

$$BC = CS / TS \quad (1)$$

با شروع انفجار در صورت وجود فضای آزاد در مجاورت، امواج تنش فشاری از چال انفجاری به سمت فضای آزاد حرکت کرده و به صورت امواج تنش کششی بازتاب می‌شوند. هنگامی که تنش کششی از مقاومت کششی سنگ فراتر رود، شکستگی‌های سنگ در اثر تنش به وجود می‌آیند و این روند شکستگی (تورق^۲) سنگ تا زمانی که تنش فشاری باقیمانده بیش از حد ضعیف شود، ادامه می‌یابد. میزان شکستگی‌های کششی و تعداد میزان این تورق ایجاد شده به مقاومت کششی سنگ (σ_t) و دامنه (σ_s) و طول موج فشاری (L) بستگی دارد. باتوجه به یافته‌های هینو تعداد تورق را می‌توان از رابطه زیر به دست آورد.

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

t = ضخامت واقعی لایه

همچنین هینو نشان داد که یک رابطه خطی بین مقاومت فشاری و همچنین موج فشاری که از طرف توده سنگ منعکس می‌شود وجود دارد که نشان‌دهنده:

$$n \propto \frac{\sigma_c}{\sigma_t} \quad \text{از این رو} \quad \sum a \propto \sigma_c \quad (3-2)$$

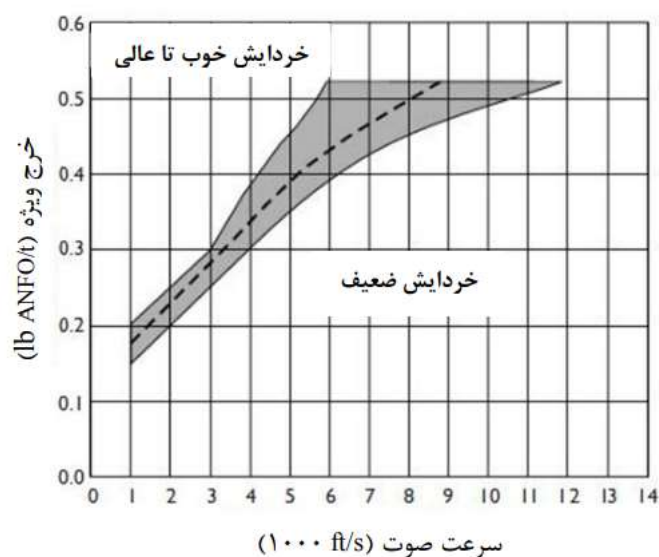
همچنین او نسبت σ_c به σ_t را ضریب انفجار نامید [1]

رابطه ساسا ولات^۳ در سال 1974 و براساس مطالعات انجام شده در فضا‌های زیرزمینی و برای تخمین قابلیت انفجار در عملیات تونل زنی ارائه شده است. در این روش ابتدا شاخص شکنندگی سنگ در جبهه کاری انفجاری

Hino¹
slabs²
Sassa & Lot³

(RBF¹) و سپس ضریب شکست آزمایشگاهی سنگ (RBLI²) را با تجزیه و تحلیل رگرسیون خواص مکانیکی سنگ اندازه‌گیری شده در آزمایشگاه و مطالعات فراوانی ترک‌های ایجاد شده در سایت انفجار را ارائه دادند [2].

هینن و دیماک³ در سال 1976 روشی را برای توصیف قابلیت انفجار توده سنگ بر اساس مطالعات میدانی در یک معدن مس در نوادا (ایالات متحده آمریکا) پیشنهاد کردند. بر اساس ادعا آنها رابطه‌ای بین خرج ویژه چال و همچنین سرعت انتشار موج لرزه در توده سنگ انفجاری وجود دارد و نمودار شکل (2-1) را نیز براساس مطالعات صحرایی پیشنهاد داده اند [3].



شکل 2-1 نمودار ارائه شده توسط هینن و دیماک برای رابطه خرج ویژه و سرعت صوت [3]

اشبی⁴ در 1977 یک رابطه تجربی برای توصیف خرج ویژه مورد نیاز برای انفجار مطلوب (در معدن مس بوگنویل) ایجاد کرد که بر اساس آن فراوانی درزه‌ها نشان‌دهنده تراکم شکستگی و زاویه اصطکاک داخلی نشان‌دهنده مقاومت ساختاری توده سنگ است.

اشبی در نظریه خود رابطه زیر را برای محاسبه خرج ویژه ارائه داده است:

Rock Breakage Field Index¹
Rock Breakage Laboratory Index²
Heynen & Dimock³
Ashby⁴

$$\text{خرج} = \frac{0.56 \tan(\phi + i)}{\sqrt[3]{D}} \quad (4-2)$$

ویژه

در این رابطه ϕ زاویه اصطکاک داخلی و i زاویه زبری و D فراوانی درزه‌ها را نشان می‌دهد [4].

بورکز¹ فاکتور قابلیت انفجار (K_v) را با استفاده از شاخص RQD که توسط فاکتور هوازدگی تصحیح شده است (AF) تعیین کرد، این ضریب تغییر بر اساس مقاومت درزه‌ها به عنوان تابعی از سختی و نسبت پرشوندگی درزه‌ها در معادله وارد شده است.

جدول 1-2 ضریب تغییر برای اصلاح RQD را بر اساس انواع مقاومت درزه‌ها را بیان می‌کند.

$$RQD = RQD \times K \quad (5-2)$$

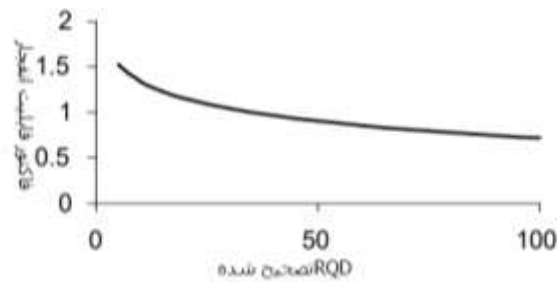
$$K = a + b \times \ln(ERQD) \quad (6-2)$$

در این معادله a و b ضرایب ثابت هستند

جدول 1-2 ضریب اصلاح RQD (Jimeno, 1995)

مقاومت درزه‌ها	ضریب تغییر
بالا	1
متوسط	0.9
کم	0.8
خیلی کم	0.7

در شکل 2-2 فاکتور قابلیت انفجار بورکز را با توجه (RQD) تصحیح شده نشان داده شده است [5].



شکل 2-2 نمودار ارائه شده توسط بوزکز برای فاکتور قابلیت انفجار (5)

راکیشف¹ (1982) قابلیت انفجار یا مقاومت در برابر شکستگی ناشی از انفجار را به عنوان تابعی از تراکم سنگ $\left(\rho: \frac{kg}{m^3}\right)$ ، سرعت موج طولی $\left(c: \frac{m}{s}\right)$ ، نسبت پواسون، مدول الاستیک $\left(\frac{KN}{m^2}\right)$ ، مقاومت فشاری و مقاومت کششی سنگ توده $\left(\frac{KN}{m^2}\right)$ ابعاد متوسط یک واحد ساختار طبیعی (dn) و یک ضریب نشان دهنده خصوصیات پراکنش شکستگی و درجه باز شدن آنها (k) بیان کرد.

راکیشف با استفاده از پارامترهای فوق سرعت شکست بحرانی را تعریف کرد و سپس قابلیت انفجار را در پنج دسته جدول 2-2 طبقه بندی کرد.

روابط 2-7 و 2-8 مربوط به مقادیر مختلف سرعت شکستگی بحرانی در روش راکیشف را است.

$$v_{cr} = k\sqrt{g * d_n} + \frac{\sigma_{cor}}{\rho_0 + c} \quad (7-2)$$

$$\sigma_{cor} = 0.1 \sigma_c + \sigma_t \quad (8)$$

در ای رابطه، v_{cr} سرعت شکست بحرانی، رابطه g ، شتاب ثقل $\left(\frac{m}{s^2}\right)$ ، ρ_0 چگالی سنگ و c سرعت موج طولی است [6].

جدول 2-2 همبستگی قابلیت انفجار و سرعت شکست بحرانی (Rakishev, 1982)

قابلیت انفجار	سرعت شکست بحرانی $\left(\frac{m}{s}\right)$
انفجار آسان	$v_{cr} < 3.6$
سختی انفجار متوسط	$3.6 < v_{cr} < 4.5$
انفجار نسبتاً مشکل	$4.5 < v_{cr} < 5.4$
انفجار دشوار	$5.4 < v_{cr} < 6.3$
انفجار خیلی دشوار	$v_{cr} > 6.3$

لیلی^۱ شاخص قابلیت انفجار را بر اساس توصیف توده سنگ، فاصله داری و جهت داری درزه‌ها، وزن مخصوص و سختی ارائه داد. این شاخص ارتباط نزدیکی با خرج ویژه دارد. برای به‌کارگیری این شاخص در معدن موردنظر باید رابطه خاصی بین قابلیت انفجار و همچنین خرج ویژه معدن ایجاد کرد، این رابطه با ارزیابی نتایج انفجارهای ثبت شده در معدن ارائه شده است.

لیلی رابطه 2-9 را برای قابلیت انفجار ارائه داده است:

$$BI = 0/5 * (RMD + JPS + JPO + SGI + H) \quad (9 - 2)$$

BI^۲: قابلیت انفجار

RMD: توصیف توده سنگ

JPS: فاصله داری توده سنگ

JPO: جهت داری ناپیوستگی

SGI: فاکتور توصیف وزن مخصوص توده سنگ

H: سختی در مقیاس موس

جدول 2-3 امتیازبندی پارامترها بر اساس روش لیلی (7)

امتیاز	RMD
10	توده سنگ ترد و پودر شونده
20	توده سنگ بلوکی
50	توده سنگ توده‌ای
	JPS
10	فاصله داری کم (<0.1)
20	فاصله داری متوسط (0.1-1m)
50	فاصله داری زیاد (>1m)
	JPO
10	افقی: اختلاف شیب درزه با کمتر از 10 درجه
20	هم‌جهت شیب‌دار: شیب به سمت بیرون / سینه کار
30	عمود: امتداد عمود بر سینه کار

40	خلاف جهت: شیب به سمت داخل سینه کار
	SGI
$SGI = 25\gamma - 50$	γ = وزن حجمی توده سنگ
	سختی موس (H)
یک سوم مدول یانگ (گیگاپاسکال)	مدول یانگ کمتر از 50 گیگاپاسکال
یک پنجم مقاومت فشاری (گیگاپاسکال)	مدول یانگ بیشتر از 50 گیگاپاسکال

در نهایت لیلی در سال 1992 برای به کارگیری شاخص قابلیت انفجار برای محاسبه خرج ویژه، از مقاومت فشاری یک محوری سنگ (UCS) به جای فاکتور سختی استفاده کرد [7].

گوس¹ (1988) نیز به کمک تعدادی از پارامترهای توده سنگ و ماده سنگ، شاخصی را تحت عنوان قابلیت انفجارپذیری سنگ ارائه داد. رابطه (1-9) فرم کلی شاخص گوس است.

$$BI = (DR + DSR + PLR + JPO + AF_1 + AF_2) \quad (10 - 2)$$

در این رابطه:

BI: شاخص انفجارپذیر

DR: نسبت چگالی

DSR: نسبت فاصله داری ناپیوستگی ها

PLR: نسبت بار نقطه ای

JPO: نسبت جهت داری درزه ها

AF_1 : ضریب تعدیل اول

AF_2 : ضریب تعدیل دوم

مقادیر این فاکتورها را می توان از جدول (2-4) به دست آورد سپس با استفاده از شاخص قابلیت انفجار می توان به کمک جدول (2-5) مقدار خرج ویژه را محاسبه کرد [8].

جدول 2-4 فاکتور های مربوط به روش قوس (Ghose,1988)

امتیازبندی					فاکتور
$2/5 <$	$2/3 - 2/5$	$2 - 2/3$	$1/6 - 2$	$< 1/6$	نسبت چگالی (t/m^3)
	6	12	15	20	امتیاز
				4	
$<$	$0/6 - 2$	$0/4 - 0/6$	$0/2 - 0/4$	$< 0/2$	فاصله داری ناپیوستگی ها (m)
				2	
8	12	20	25	35	امتیاز
$<$	$4 - 6$	$4 - 2$	$1 - 2$	< 1	شاخص بار نقطه ای (MPa)
				6	
5	8	15	20	25	امتیاز
HOR	DOF	SNF	SAF	DIF	جهت داری درزه ها
6	10	12	15	20	امتیاز
سطح آزاد مناسب					فاکتور تعدیل 1
سطح آزاد کم					
	0			-5	امتیاز
B/H	B/H- 1/5 -2			B/H>2	فاکتور تعدیل 2
-		-2		0	امتیاز
				5	

DIF: شیب به سمت داخل سینه کار

SAF: برخورد درزه ها با یک زاویه حاد به سینه کار

SNF: امتداد عمود بر سینه کار

DOF: شیب به سمت بیرون سینه کار

HOR: افقی

جدول 2- 5 رابطه قابلیت انفجار و خرج ویژه (Ghose, 1988)

امتیاز					
70-	60-70	50-60	40-50	30-40	محدوده شاخص قابلیت انفجار (BI)
					85
-0/3	0/3 -0/5	0.5-0.6	0/6 -0/7	0/7 -0/8	خرج ویژه ($\frac{kg}{m^3}$)
					0/2

رویکردهای JKMRC¹ برای طبقه‌بندی توده سنگی باتوجه به خصوصیات مؤثر بر عملکرد انفجار و تجزیه و تحلیل قابلیت انفجار برای یک معدن زغال سنگ با استفاده از پارامتر زیر ایجاد شده است:

توده سنگ: مقاومت توده سنگ، چگالی توده سنگ و مدول یانگ

ساختار: اندازه متوسط بلوک درجا، تأثیر ساختار توده سنگ

طراحی: اندازه خردایش موردنظر، جابه‌جایی کپه، محدودیت‌های موجود در معدن، مقیاس عملیات

شرایط محیطی: آب

پارامترهای تأثیر ساختار توده سنگ، جابه‌جایی کپه، محدودیت‌های موجود در معدن و همچنین مقیاس عملیاتی به فاکتورهای اصلاح‌کننده طراحی بکار می‌روند که باعث آسان‌تر شدن یا سخت‌تر شدن انفجار می‌شود. پارامترهای جابه‌جایی بر اساس تجهیزات باربری است. محدودیت بر اساس سطح آزاد هم در دسترس است. جدول 2-6 برای مطالعه موردی این مؤسسه در یک معدن زغال با ماده منفجره آنفو آورده شده است [9].

¹ Julius Kruttschnitt Mineral Research Center

جدول 2- 6 اطلاعات حاصل از مطالعه موردی JKMRC برای قابلیت انفجار (Dey,2003)

پارامترها	دراگلین	استخراج بلوکی با دراگلین	شاول	استخراج با شاول در شرایط مناسب	بیل مکانیکی
توده سنگ	مقاومت (Mpa) چگالی (mg/cc) مدول یانگ [E] (Gpa)	60 2/51 12	60 2/51 12	50 2/47 10	40 2/42 10
ساختار	اندازه بلوک (m) ساختار (1-9)	2 5	2 5	2 5	0/5 5
طراحی	خردایش مورد نظر (m) جابه جایی کپه (1-) 9 محدودیت (1-9) مقیاس عملیات (1-) 9	0/5 5 5 3	0/5 10 5 3	0/3 5 5 5	0/15 7 7 7
محیط زیست	آب (1-9)	1	1	1	1
شاخص های پیش بینی	مقاومت شکستگی جابه جایی تصحیح	0/3 0/08 0/25 -0/08	0/3 0/08 0/51 0/3	0/25 0/13 0/26 0	0/2 0/06 0/36 0/2
خرج ویژه ¹	kg/t ³ kg/m ³	0/1 0/44	0/24 0/61	0/21 0/52	0/16 0/39

مقاومت فشاری، چگالی و مدول یانگ به دست آمده از مطالعات آزمایشگاهی برای بیان مقاومت و سختی توده سنگ استفاده می شود. اندازه متوسط بلوک در جا با مشاهده سطح سنگ یا با استفاده از نقشه برداری های ساختار مشخص می شود. تأثیر ساختار برای سختی و آسانی انفجار در نظر گرفته شده است (5: خنثی، 1: مساعد، 9: به شدت دشوار است).

¹ Powder factor

شاخص‌های پیش‌بینی مطالعه به این شرح است:

شاخص مقاومت: این شاخص نشان‌دهنده این است که خرج ویژه با مقاومت فشاری سنگ متناسب است.

شاخص خردایش: درجه از خردایش که با اندازه بلوک درجا و اندازه خردایش موردنظر متناسب است و به مدول یانگ بستگی دارد.

شاخص جابه‌جایی: انرژی موردنیاز برای جابه‌جایی کپه انفجاری که با نسبت پواسون رابطه عکس دارد.

شاخص تعدیل: که برای تنظیم خرج ویژه، مقیاس و همچنین مقدار اصلاح محدوده است. ضریب اصلاح 5 برای خنثی، ضریب اصلاح کمتر از 5 برای شرایط آسان و همچنین ضریب اصلاح بیشتر از 5 برای شرایط دشوار است. هر یک واحد افزایش یا کاهش ضریب تعدیل مقدار خرج ویژه را 1٪ افزایش می‌دهد.

در پارامتر آب شرایط انفجار خشک با 1 نشان داده می‌شود. به‌ازای هر واحد افزایش 1٪ تا 2٪ به خرج ویژه اضافه می‌شود.

لاتهام و لو¹ در سال 1999 سیستم تعیین قابلیت انفجاری را برای پیش‌بینی توزیع اندازه خردایش حاصل از آتشباری ارائه کردند این مدل از اطلاعات جامعی از خصوصیات سنگ بکر و ناپیوستگی‌ها توسعه یافته است. ایشان توده سنگ را بر اساس قابلیت انفجار به پنج کلاس خیلی راحت، راحت، متوسط، سخت، خیلی سخت طبقه‌بندی کردند. از نظر لاتهام مشکل اصلی طبقه‌بندی‌ها و مطالعات قبلی در نظرنگرفتن اندرکنش پارامترها نسبت به هم و درجه تأثیر یا ضریب وزنی هر پارامتر یا ترکیبی از پارامترهاست. با توجه به این مشکل، لاتهام و لو سیستم تعیین قابلیت انفجار را به کمک سیستم مهندسی سنگ (RES) توسعه داده‌اند. پارامتری‌های استفاده شده در این سیستم عبارت‌اند از مقاومت توده سنگ (UCS)، مقاومت در برابر شکستگی سنگ (UTS)، چگالی توده سنگ (ρ)، الاستیسیته توده سنگ (E)، سرعت امواج طولی (V_p)، سختی سنگ، نسبت پواسون، اندازه بلوک در جا، کیفیت توده سنگ (RQD)، مقاومت صفحات ناپیوستگی، میزان تردی توده سنگ، نسبت سرعت میدان موج طولی به سرعت آزمایشگاهی.

لاتهام با استفاده از روش وزن‌دهی (CQC) در ماتریس اندرکنش میزان اهمیت پارامترهای را مشخص کرد. از نظر این مطالعات پارامترهای زیادی بر قابلیت انفجار تأثیر می‌گذارند. ولی در نهایت 8 پارامتر با توجه به وزن‌دهی

انجام شده انتخاب شده‌اند. این پارامترها نسبت به پنج کلاس قابلیت انفجار طبقه‌بندی شده‌اند که در جدول 7-2 آورده شده‌اند.

جدول 7-2 پارامترهای اصلی در سیستم ارزیابی اصلی در سیستم ارزیابی قابلیت انفجار (Luthm & Lu, 1999)

پارامترهای مؤثر					کلاس‌های قابلیت انفجار
خیلی آسان	آسان	متوسط	سخت	خیلی سخت	
25>	-60 25	60-100	100-180	180 <	مقاومت فشاری تک‌محوره (Mpa)
1/5>	1/5	3-6	6-12	12 <	مقاومت کششی تک‌محوره (Mpa)
2>	2-2/4	2/4-2/75	2/75-3	3 <	چگالی (t/m ³)
<25	-50 25	50-100	100-150	150 <	مدول الاستیسیته (Gpa)
1/5>	-2/5 1/5	1/5-3	3-4	4	سرعت موج طولی (Km/s)
15>	-30 15	30-40	40-50	50 <	سختی اشمیت
0/1>	-0/5 0/1	0/5-1/5	1/5-2/5	2/5-3	متوسط اندازه بلوک در جا (m)
1/5>	1/5-2	2-2/5	2/5-2/75	2/57<	بعد فراکتال در جای توده سنگ

در این مطالعه قابلیت انفجار از رابطه زیر محاسبه شده است:

$$BI = \sum_{i=1}^n w_i R_i \quad (11 - 2)$$

در این رابطه BI قابلیت انفجار R_i امتیاز مربوط به هر پارامتر در محدوده $[0,1]$ ، ضریب وزنی هر پارامتر از رابطه زیر محاسبه می‌شود [10]:

$$w_i = \frac{C_i + E_i}{\sum(C_i + E_i)} \times 100 \quad (12 - 2)$$

C_i : مجموعه اثرهای هر پارامتر بر پارامترهای دیگر در ماتریس اندرکنش

E_i : مجموعه اثرهای سایر پارامترهای بر پارامتر مورد بررسی در ماتریس اندرکنش

جیانگ هان و همکاران¹ در سال 2000 از روش شبکه عصبی مصنوعی (ANN) برای تعیین طبقه‌بندی قابلیت توده سنگ استفاده کردند. آن‌ها یک شبکه انتشار برگشتی با ۶ ورودی، ۵ عنصر پردازش پنهان و ۱ خروجی را طراحی کرده‌اند. طبقه‌بندی قابلیت انفجار در این روش با استفاده از فرمول زیر انجام می‌شود:

$$K = (L \cdot S \cdot R_{cd} \cdot E_d \cdot P_c \cdot d_{cp}) \quad (13 - 2)$$

که در این رابطه:

L : مجموعه شکستگی در یک بلوک 2×2 مترمربع

S : میانگین فاصله شکستگی در یک بلوک 2×2 مترمربع

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

E_d : مدول الاستیک دینامیکی سنگ (Gpa)

P_c : درصد بلوک کامل

d_{cp} : اندازه خردایش موردنظر

K : عدد خروجی از مدل (قابلیت انفجار)

در این پژوهش از 44 نوع داده آموزشی، 22 نوع داده اعتبارسنجی و 22 نوع داده برای تست شبکه در مجموع 88 نوع داده برای طراحی این شبکه استفاده می‌شود. خروجی خطایی در حدود 10٪ را نشان می‌دهد [11].

مومیوند در سال 1384 باهدف بهینه‌سازی فرایند چال‌زنی و آتشباری، بهینه‌سازی خرج ویژه و همچنین نسبت

بار سنگ به قطر چال یک تحقیق جامع در معدن‌های مختلف انجام داد. در این تحقیق با استفاده از نسبت $\frac{B}{\phi_h}$

بهینه حاصل از نتیجه بررسی فرایند چال‌زنی و آتشباری تا سنگ شکنی به طور عملی در معادن مختلف، برداشت

ویژگی های تود سنگ و یافتن عامل جدید موثر در نسبت $\frac{B}{\phi_h}$ به نام اندازه دهانه ناپیوستگی ها، روش جدید تحت عنوان شاخص خردایش سنگ (RFI^1) ارائه داده است. در این شاخص علاوه بر پارامترهای معرفی شده توسط لیلی دوپارامتر اندازه جدایش دهانه ناپیوستگی و مقاومت فشار تک محوره سنگ به عنوان نمایانگر ویژگی های توده سنگ مثل وزن مخصوص و تخلخل نیز به عنوان عامل موثر بر قابلیت انفجار در نظر گرفته شده است. در این تحقیق پارامترهای موثر در خردایش سنگ در اثر انفجار و همچنین طریقه امتیاز دهی در جدول 2-8 آمده است. مجموع اعداد معرف (RFI) در جدول حداکثر 42 و حداقل 16 است [12].

جدول 2-8 پارامترهای شاخص خردایش (RFI) (مومیوند، 1384)

عدد معرف	پارامترهای شاخص خردایش سنگ RFI^2
DPA	جدایش دهانه ناپیوستگی ها میلی متر
8	خیلی کم (بسته) < 1
7	کم، 1-5
6	متوسط و پر شده 5-50
5	متوسط و بدون پرشدگی، 5-50
4	زیاد و پر شده، > 50
3	زیاد و بدون پرشدگی، > 50
DPS	فاصله ناپیوستگی (m)
12	نزدیک $< 1/5$
7	متوسط، 0/1-1
4	عریض، > 1
DPO	جهت یافتگی ناپیوستگی ها
6	افقی
5	شیب به سمت بیرون سینه کار
4	امتداد عمود بر سینه کار
3	شیب به سمت داخل سینه کار
RMD	شرح توده سنگ
10	بودری (خرد شده)

¹ Rock Fragmentation Index
² Rack Fragmentation Index

6	بلوکی
4	کاملاً یک پارچه
UCS	مقاومت فشاری تک محوره (Mpa)
6	مقاومت خیلی کم، <25
5	مقاومت کم، 25-50
4	مقاومت متوسط، 50-100
3	مقاومت زیاد، 100-200
2	مقاومت خیلی زیاد، >200

در نهایت فرمول محاسبه شاخص خردایش سنگ در پژوهش انجام شده توسط مومیوند به صورت زیر است:

$$RFI = DPA + DPS + DPO + RMD + UCS \quad (14 - 2)$$

عظیمی و همکاران در سال 2010 به علت وجود عدم قطعیت در دو کلاس مجاور و اختلاف شدید بین آنها از تئوری مجموعه فازی برای سیستم‌های طبقه‌بندی قابلیت انفجار (BD) استفاده کردند. روش فازی ارائه شده بر اساس نظریه لو ولاتهام قرار داشت آنها به علت چند مشکل در روش لاتهام مانند دامنه زیاد امتیازدهی، استفاده از لبه‌های تیز در دو کلاس مجاور در حالی که ماهیت توده سنگ این شدت تغییرات را یکجا ندارد و تغییرات به صورت تدریجی هستند. علاوه بر این، یک روش جدید از روابط «تأثیر وزنی» در ساخت بخش قاعده‌ای سیستم استنتاج فازی ممدانی، برای حل کارآمد سیستم‌های استنتاج فازی با تعداد زیادی قواعد فازی (مثلاً نزدیک به 400000 قانون) توسعه داده شده است. در مقایسه با روش‌های مرسوم، مشاهده شد که مدل فازی سازگارتر عمل می‌کند. علاوه بر این، نشان داده شد که تئوری مجموعه‌های فازی می‌تواند به طور مؤثر بر عدم قطعیت‌های موجود در کاربردهای عملی سیستم‌های طبقه‌بندی مرسوم غلبه کند [13].

بهادری فرد در سال 1390 در ابتدا پارامترهای مؤثر بر قابلیت انفجار مبتنی بر مشخصات توده سنگ مشخص شده با انجام مطالعات صحرایی و جمع‌آوری اطلاعات در 60 نقطه از معدن پارامترهای مربوط به شاخص قابلیت و شاخص خردایش سنگ مشخص شده است. همچنین با جمع‌آوری نمونه‌هایی برای انجام تست‌های آزمایشگاهی نیز انجام شده است. در نهایت معدن با استفاده از BI و RFI طبقه‌بندی می‌شود و پارامترهای به دست آمده با الگوهای اجرایی مقایسه شده است [14].

اکبری و همکاران، در این پژوهش که در سال 2014 انجام شد، تأثیر خصوصیات توده سنگ، پارامترهای طراحی الگوی انفجار و مشخصات ماده منفجره در خردایش سنگ مورد بررسی قرار گرفته است. خواص توده

سنگی در 51 بلوک انفجار با استفاده 1961 متر خط برداشت، تست‌های آزمایشگاهی و اندازه‌گیری سرعت موج برای 1771 متر از پروفایل لرزه‌ای مورد بررسی قرار گرفت. نتایج تحلیل‌های آماری انجام شده در این پروژه نشان می‌دهد که در معادن چغارت، چادرملو و سه چاهون میانگین زوایای شیب ناپیوستگی‌ها به ترتیب 61/5 درجه، 63/8 درجه، 59 درجه و میانگین جهت شیب 183 درجه، 174/8 درجه و 169 درجه است. ناپیوستگی‌ها دارای تداوم کم (1-3 متر)، بازشدگی (0/5-2/5 میلی‌متر)، جنس اغلب پرشدگی‌ها از رس و فاصله داری درزه‌ها (20-60 سانتی‌متر) هستند. در معادن چغارت و سه چاهون، ناپیوستگی‌ها عمدتاً دارای سطح موج‌دار و ناصاف هستند درحالی‌که در معدن چادرملو، سطح ناپیوستگی‌ها عمدتاً دارای صاف است. با تجزیه و تحلیل جمع‌آوری ده از هر بلوک انفجار در معادن مورد مطالعه، میانگین UCS، تست برزیلی، V_p و چگالی به ترتیب 58.5 مگاپاسکال، 6/67 مگاپاسکال، 5273 متر بر ثانیه و 2/77 تن بر مترمکعب محاسبه شد. تست لرزه‌ای انجام شده در منطقه مورد مطالعه نشان می‌دهد که میانگین V_p در معدن چغارت 1265 متر بر ثانیه، در معدن چادرملو 1342/9 متر بر ثانیه و در معدن سه چاهون 2134 متر بر ثانیه است. همچنین برای اندازه‌گیری خردایش انفجار از روش‌های پردازش تصویر دیجیتال استفاده می‌شود که برای این منظور پس از پردازش تصاویر مقدار متوسط P_{80} ، P_{50} ، P_{30} و اندازه بزرگ‌ترین قطر، به ترتیب 56/5 میلی‌متر، 128/4 میلی‌متر، 308/4 میلی‌متر و 706/4 میلی‌متر به دست آمده است. در این تحقیق ادعا شده است که با کاهش فاصله داری، تداوم و بازشدگی ناپیوستگی‌ها، زبری و موجی دار بودن سطح ناپیوستگی، UCS و V_p توده سنگ و همچنین افزایش حالت عمودی ناپیوستگی‌ها به سمت پله انفجاری، اندازه خردایش سنگ‌ها افزایش می‌یابد بعلاوه، ارزیابی تأثیر نوع سیستم انفجاری نشان می‌دهد که اعمال سیستم Nonel در عملیات انفجار، در خردایش سنگ مؤثر است. میانگین حفاری ویژه در بلوک‌های انفجار 0/05 متر بر مترمکعب و متوسط خرج ویژه 0/27 کیلوگرم بر تن است. در نهایت، ارزیابی تأثیر حفاری ویژه و خرج ویژه بر توزیع اندازه سنگ‌های انفجاری نشان می‌دهد که میانگین اندازه سنگ‌های انفجاری با افزایش حفاری ویژه و خرج ویژه افزایش می‌یابد [15].

ژائو¹ و همکاران مطابق اطلاعاتی که از پژوهشی در معدن زغال‌سنگ روباز Heidaigou در سال 2015 حاصل شده است. بیان کرده‌اند که طبقه‌بندی انفجار توده سنگ، مبنایی نظری برای طراحی انفجار توده سنگ، در اختیار طراح انفجار قرار می‌دهد که می‌تواند برای انتخاب مواد منفجره، تخمین میزان مصرف مواد منفجره و تعیین پارامترهای طراحی انفجار استفاده می‌شود. عوامل اولیه مؤثر بر قابلیت انفجار توده سنگ برای طبقه‌بندی مورد ارزیابی قرار گرفتند؛ ضریب پروتودیاکونوف، مقاومت کششی سنگ، تراکم سنگ، امپدانس سنگ و ضریب یکپارچگی توده سنگ بوده‌اند. برای طبقه‌بندی انفجار توده سنگ و روشی برای آزمایش شاخص‌های طبقه‌بندی انفجار، وزن شاخص با استفاده از روش وزن ترکیبی که مبتنی بر تئوری بازی است محاسبه شد. سپس یک مدل

برای طبقه‌بندی قابلیت انفجار توده سنگ در ترکیب با یک روش تشخیص الگوی فازی توسعه داده شد. طبق محاسبات در این معدن درجه قابلیت انفجار نوع II بوده و در تقسیم‌بندی قابلیت انفجار در انفجار آسان قرار می‌گیرد. میزان مصرف خرج ویژه محاسبه ده برای قسمت‌های مختلف معدن 0/40، 0/42، 0/44 و 0/36 کیلوگرم بر مترمکعب تعیین شد. از نتایج این طرح برای استفاده در طراحی الگوی انفجار در معدن استفاده شد [16].

جهانیان، این پژوهش در سال 1395 باهدف اصلاح الگوی انفجار در معدن مارن یک کارخانه سیمان مشهد انجام شد. برای محاسبه خرج ویژه از شاخص قابلیت انفجار و شاخص خردایش سنگ استفاده شده است. با پیمایش‌های میدانی و همچنین تست‌های آزمایشگاهی پارامترهای مربوط به این شاخص‌های به دست آمد. در طرح برای تخمین پارامترهای مقاومت تک‌محوره چگالی و سختی از روش عکس توان فاصله استفاده شده و متغیرهای ناحیه از برداشت‌های میدانی به دست آمد. در نهایت معدن با استفاده از شاخص قابلیت انفجار و شاخص خردایش سنگ زون‌بندی شده و برای هر زون الگوهای جداگانه ارائه شد [17].

چاتزیانگو کریستاراس¹، این مقاله که در سال 2016 انجام شده است یک سیستم طبقه‌بندی با نام BQS² را برای توده‌های سنگی با ناپیوستگی‌های بیش از 1 متر پیشنهاد می‌کند. باتوجه به این که کیفیت توده سنگ یک از مهم‌ترین پارامترها در تعیین قابلیت انفجار است BQS می‌تواند به عنوان یک سیستم کاملاً کاربردی باشد. چون در سریع‌ترین زمان از یک ارزیابی کامل از کیفیت توده سنگ و همچنین قابلیت انفجار توده سنگ ارائه می‌دهد. پارامترهای مورد استفاده در این تحقیق سیستم طبقه‌بندی GSI، RMR و BI است [18].

علیپور و همکاران (2017) از الگوریتم فازی ممدانی برای بیان شاخص قابلیت انفجار استفاده کردند. در این پژوهش از پارامترهای ارائه شده در این مدل‌های Lilly و Ghose که مدل‌های مهم در شاخص قابلیت انفجار هستند به عنوان متغیرهای ورودی مدل فازی استفاده کرد. خروجی مدل فازی طبقه‌بندی نهایی برای شاخص قابلیت انفجار است. در این تحقیق از داده‌های جمع‌آوری شده در هفت معدن و یک سایت سد در ایران استفاده شده است. برای نتیجه‌گیری این طرح مقادیر BI هم از سیستم استنتاج فازی BI و هم از BI معمولی محاسبه شد. در نتیجه این طرح مشخص شده مجموعه‌های فازی نسبت به مدل‌های معمولی تطابق بیشتری دارند [19].

زاریوادزا³، در این پژوهش که در سال 2019 و در یک معدن در بوت ساوانا به دلیل اینکه امکان طراحی دیواره ایمنی در بخشی از معدن که احتمال ریزش به دلیل آب‌خیز بودن دیوار وجود نداشته انجام شده است. در این تحقیق بیشتر بر ادغام اطلاعات مؤثر حاصل از طبقه‌بندی توده سنگ بر عملیات انفجار دیواره با تکنیک‌های

Chatziangelou & Christaras¹
blastability quality system²
Zvarivadza³

تخصصی انفجار مورد استفاده در معدن کاری تأکید شده است. اطلاعات مورد استفاده در این پژوهش از طریق مطالعات صحرایی، گمانه‌های پیمایشی، انجام آزمایش‌های مورد نیاز، عکاسی از دیواره به دست آمده است. در این پژوهش برای طبقه‌بندی از طبقه‌بندی RMR¹ و شاخص قابلیت انفجار لیلی (Lilly's BI) و فاصله داری درزه‌ها استفاده شده است. با طبقه‌بندی دیواره تفاوت‌های خواص توده سنگ در هر زون مشخص شده و این تفاوت‌های نتایج آتشباری را کاملاً موجه نشان می‌داد. نتایج نشان می‌دهد که این روش یک روش علمی و کاربردی مؤثر بر بهبود پایداری دیواره و هم طراحی‌های اولیه انفجار را تسهیل می‌کند [20].

ژو لیانگ و همکاران^۲، به منظور بهبود کارایی طبقه‌بندی‌هایی که بر اساس قابلیت انفجار توده سنگ انجام می‌شوند، در سال 2020 توسط ژو لیانگ و همکاران روشی برای طبقه‌بندی انفجارپذیری توده سنگ بر اساس شبکه مفهومی و نظریه راف پیشنهاد شد. در این روش چهار عامل کنترلی قابلیت انفجار توده سنگ، یعنی وزن مخصوص، مقاومت کششی، ضریب یکپارچگی توده سنگ و مقاومت دینامیکی تحت ضربه به عنوان شاخص‌های ارزیابی انتخاب شدند. از شبکه مفهومی برای تجزیه و تحلیل و کاهش شاخص استفاده شد و دو شاخص غیرقابل برگشت از وزن مخصوص و استحکام دینامیکی به دست آمد، سپس از تئوری راف برای تولید قوانین طبقه‌بندی انفجار توده سنگ استفاده شد. قواعد طبقه‌بندی انفجار توده سنگ در معدن روباز آهن نانفن^۳ اعمال شد و با سه روش دیگر طبقه‌بندی مقایسه شد. نتایج نشان می‌دهد که طبقه‌بندی با استفاده از روش طبقه‌بندی انفجارپذیری توده سنگ بر اساس شبکه مفهومی و مجموعه تولید شده در تئوری راف مطابق با آن از روش‌های دیگر طبقه‌بندی عملکرد بهتری دارند. این روش شاخص طبقه‌بندی را کاهش می‌دهد و نیازی به تعیین وزن شاخص ندارد. این کارایی طبقه‌بندی انفجار توده سنگ را بهبود می‌بخشد [21].

سینگ و همکاران^۴ (2021) با هدف تعیین عوامل مهم خواص توده سنگی در آب هوای استوایی که بر عملکرد انفجار تأثیر می‌گذارد و توسعه یک سیستم طبقه‌بندی توده سنگ برای قابلیت انفجار در سنگ آهک هوازه گرمسیری این تحقیق را انجام دادند. سنگ‌آهک‌های مورد مطالعه بسته به میزان هوازدگی به چهار کلاس W1، W2، W3 و W4 طبقه‌بندی می‌شوند مقاومت فشاری تک محوری UCS^۵ سنگ‌های آهک آزمایش شده 55 مگاپاسکال و 77 مگاپاسکال است. خواص توده سنگ RQD^۶ و میزان حفره به ترتیب برای سنگ‌های آهک در

Rock Mass Rating¹
et al Yang²
Nanfen³
Singh et al⁴
Uniaxial compressive strength⁵
rock quality designation⁶

سایت‌های مورد مطالعه (0-15٪، 0-85٪، 0-14٪) و (50-90٪، 0-12٪) است. محدوده GSI^1 از 15-40 و 20-50، 30-60، 40-70 متغیر است [22].

در این مطالعه شاخص قابلیت انفجار به دلیل در نظر گرفتن جهت داری درزه‌ها و همچنین و سایر خواص توده سنگ را در مقایسه با GSI مؤثرتر بیان شده است و سیستم طبقه‌بندی توده سنگ بر اساس قابلیت انفجار برای سنگ آهک هواز دگی گرمسیری بر اساس چگالی سنگ آهک، درجه هواز دگی، RQD، حفره‌ها، تخلخل، جذب آب پیشنهاد شده است.

2-3- پارامترهای طراحی الگوی بر اساس قابلیت انفجار

راندمان عملیات انفجار به شدت به پارامترهای ژئومکانیکی توده سنگ و پارامترهای هندسی الگوی حفاری و انفجار که بر توزیع انرژی انفجار در توده سنگ تأثیر می‌گذارد و عوامل زمانی (به عنوان مثال، تأخیر بین چال‌ها و ردیف‌ها) که آزاد شدن و انتقال انرژی انفجاری به توده سنگ اطراف را در زمان و در طول انفجار کنترل می‌کند بستگی دارد. به طور مثال، لاتهام و همکاران. (2006) عوامل مؤثر در انفجار سنگ را به صورت زیر دسته‌بندی کردند:

الف - عواملی که بر اساس ویژگی‌های زمین‌شناسی و ژئوتکنیکی محل انفجار تعیین می‌شوند:

- مشخصات مکانیکی و هندسی ناپیوستگی‌ها (به عنوان مثال، لایه‌بندی، شیستوزیته و تورق، گسل‌ها). فاصله ناپیوستگی‌ها، جهت‌گیری از این پارامترها هستند.

- مقاومت و خواص تغییر شکلی سنگ‌ها (به عنوان مثال، نوع سنگ، وضعیت هواز دگی).

- چگالی، تخلخل و نفوذپذیری سنگ‌ها.

- وجود آب در چال‌های انفجاری یا ناپیوستگی‌ها.

ب - عوامل مرتبط با طراحی انفجار:

- پارامترهای طراحی انفجار (به عنوان مثال، قطر چال، ارتفاع پله، بارسنگ، فاصله داری، خرج ویژه، اضافه حفاری، گل گذاری).

- خواص و روش‌های انفجار و استفاده از تاخیرهای مناسب برای کنترل توزیع انرژی در توده سنگ.

1 geological strength index

بنابراین، هرگونه رویکرد ارزیابی انفجار باید اثرات ویژگی‌های زمین‌شناسی و ژئوتکنیکی سنگ‌ها در بلوک انفجار (دسته اول) را به‌صورت کمی تعیین کند تا بتوان عوامل طراحی انفجار (دسته دوم) را برای دستیابی به خروجی مطلوب بر اساس هدف انفجار تنظیم کرد. ازاین‌جهت باتوجه‌به اینکه در بیشتر مطالعات پیشین قابلیت انفجار را به‌عنوان یک ویژگی ذاتی برای توده سنگ می‌دانند می‌توان از آن برای کمی‌سازی پارامترهای مربوط به دسته اول استفاده کرده در پارامترهای دسته دوم را با استفاده از آن طراحی کرد [23].

2-3-1- خرج ویژه مبتنی بر قابلیت انفجار

ازآنجاکه شاخص قابلیت انفجار ارائه شده توسط لیلی دارای بیشترین پارامتر تأثیرگذار در طراحی الگوی حفاری و انفجار است. خرج ویژه محاسبه شده در آن می‌تواند به واقعیت نزدیک باشد. برای محاسبه خرج ویژه توسط شاخص قابلیت انفجار ابتدا پارامترهای موجود در رابطه 2-9 محاسبه کرده و نتیجه را در رابطه 2-15 قرار داد [7].

$$q = 0/004 \times BI \quad (15 - 2)$$

2-3-2- حفاری ویژه¹

حفاری ویژه مقدار طول حفاری شده برای استحصال یک مترمکعب سنگ خرد شده است. ارزیابی قابلیت انفجار بر اساس حفاری ویژه توسط (Tamrock, 1978) پیشنهاد شد که در آن بارسنگ می‌تواند مستقیماً با انرژی ماده منفجره و برعکس با قابلیت انفجار سنگ‌ها مرتبط باشد. در صورتی که حفاری چال‌های انفجاری عمود باشد از رابطه 2-16 برای محاسبه استفاده می‌شود.

$$SD = \frac{H + J}{B \times S \times H - 2} \quad (16)$$

در این رابطه:

SD: حفاری ویژه (m/m³)

H: ارتفاع پله (m)

J: اضافه حفاری (m)

B: بار سنگ (m)

S: فاصله داری (m)

¹ Specific drilling

برای چال‌های شیب‌دار می‌توان از رابطه 2-17 استفاده کرد. همچنین شکل 3-2 توسط (Tamrock, 1978) برای استفاده راحت‌تر مهندسین حفاری و انفجار ارائه شد [23].

$$SD = \frac{\frac{H}{\cos \beta} + Sd}{\frac{B}{\cos \beta} \times S \times H} \quad (17)$$

- 2)

در این رابطه:

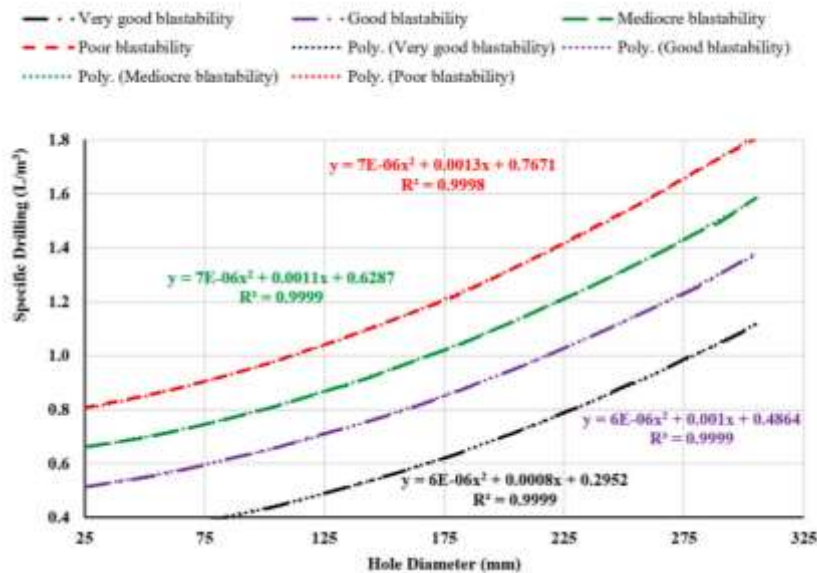
H: ارتفاع پله (m)

B: بار سنگ (m)

Sd: اضافه حفاری (m)

S: فاصله داری (m)

β : انحراف چال (°)



شکل 2-3 تخمین انفجار توده سنگ بر اساس حفاری ویژه و قطر چال [23]

2-3-3 محاسبه بار سنگ

با داشتن خرج ویژه محاسبه شده از روش شاخص قابلیت انفجار، با استفاده از فرمول انتقال انرژی برای محاسبه بار سنگ بر اساس شاخص قابلیت انفجار استفاده می‌شود [24].

$$\frac{B}{\phi_c} = \sqrt{\frac{\pi v_e}{4 q}} \quad (17-2)$$

در این رابطه:

B : بار سنگ (متر)

ϕ_c : قطر خرج (قطر چال)

v_e : وزن مخصوص ماده منفجره

q : خرج ویژه محاسبه شده بر اساس شاخص قابلیت انفجار

4-3-2- محاسبه فاصله‌داری

برای محاسبه فاصله‌داری به‌طور کلی از رابطه 2-18 استفاده می‌کنند. عامل مؤثر در انتخاب ضریب بزرگ‌تر در این رابطه نسبت ارتفاع پله به بار سنگ است که صورت ضریب سفتی تعریف می‌شود [24].

$$S = (1 - 2)B - 2) \quad (18)$$

$$\frac{S}{B} = 1 - 2 \quad (19 - 2)$$

5-3-2- محاسبه طول گل‌گذاری

رابطه ارائه شده برای محاسبه طول گل‌گذاری در رابطه 2-20 بیان شده است.

$$S_T = (0/7 - 1/3)B \quad (20 - 2)$$

S_T : طول گل‌گذاری (متر)

B: بار سنگ (متر)

2-3-6-محاسبه اضافه حفاری

مترایی از طول چال که پایین تر از کف پله حفر می شود اضافه حفاری اطلاق می شود. اضافه حفاری تابع شیب چال و جنس سنگ است و در بعضی مواقع باتوجه به لایه بندی سایت انفجاری در صورت وجود لایه های ضعیف در پای پله برای جلوگیری از فرار گاز اضافه حفاری صورت نمی گیرد [24].

برای محاسبه اضافه حفاری رابطه 2-21 پیشنهاد شده است.

$$U = (0/2 - 0/5)B - 2) \quad (21)$$

در این رابطه:

U: اضافه حفاری (متر)

B: بار سنگ (متر)

2-3-7- محاسبه طول خرج در داخل چال

از رابطه 2-22 برای به دست آوردن طول از چال که باید توسط خرج پر شود استفاده می کنند.

$$L_e = K + U - S_T - 2) \quad (22)$$

در این رابطه:

K: ارتفاع پله (متر)

U: اضافه حفاری (متر)

S_T: گل گذاری (متر)

برای محاسبه وزن خرج در داخل چال نیز از رابطه 2-23 استفاده شده است [24].

$$Q = 0/25 \times \pi(\rho_h)^2 L_e D_e - 2) \quad (23)$$

در این رابطه:

Q: خرج داخل چال (kg)

ρ_h: قطر چال (cm)

L_e : طولی از چال که خرج گذاری می شود (cm)

D_e : چگالی خرج ویژه مواد منفجره اصلی ($\frac{kg}{cm^3}$)

4-2- جمع بندی

در این فصل از پایان نامه به مطالعه تحقیقات انجام شده در بحث قابلیت انفجار پرداخته شد. در 22 پژوهش بررسی شده بیش از 15 پارامتر که هر کدام به نوعی می توانند در قابلیت انفجار نقش بسزایی داشته باشند مشخص شد. برخی از پارامترها در مطالعات میدانی و برخی دیگر در مطالعات آزمایشگاهی به دست می آیند. متداول ترین پارامترهای ژئوتکنیکی که در قابلیت انفجار نقش دارند شامل داده های مربوط به تست های آزمایشگاهی مانند چگالی، سرعت موج فشاری، مقاومت کششی و فشاری و همچنین پارامترهای مربوط به توده سنگ مانند وضعیت توده سنگ، فراوانی ناپیوستگی ها و ویژگی درزه ها مانند فاصله داری، جهت داری، بازشدگی هستند. توسعه مدلی که بتوان همه این پارامترها را در آن گنجانده در واقع عملی غیرممکن است. از طرفی بسیاری از این پارامترها می توانند نسبت به یکدیگر وابستگی داشته باشد. یا تست های آزمایشگاهی مقادیر متفاوتی از اعداد واقعی نشان بدهند. از بین مقادیر زیادی که در رویکردهای ارزیابی انفجار به آنها اشاره شده است سه پارامتر مقامت، چگالی، ویژگی ناپیوستگی ها را سه عامل کلیدی در انفجارپذیری و شکست توده سنگ می توان نام برد. از طرفی در بیشتر این رویکردها ویژگی ناپیوستگی ها با وجود اهمیت فراوانی که در خردایش سنگ دارند در نظر گرفته نمی شوند. از بین این رویکردها شاخص معرفی شده در روش لیلی با اشاره به این سه عامل کلیدی در عین سادگی می تواند کامل ترین رویکرد در این بین باشد. در ادامه به مبانی نظریه طراحی الگوی حفاری و انفجار مبتنی بر قابلیت انفجار پرداخت شد. روابط مربوط به هر کدام از پارامترها ارائه شد.

معرفی معدن مس سونگون و رزقان

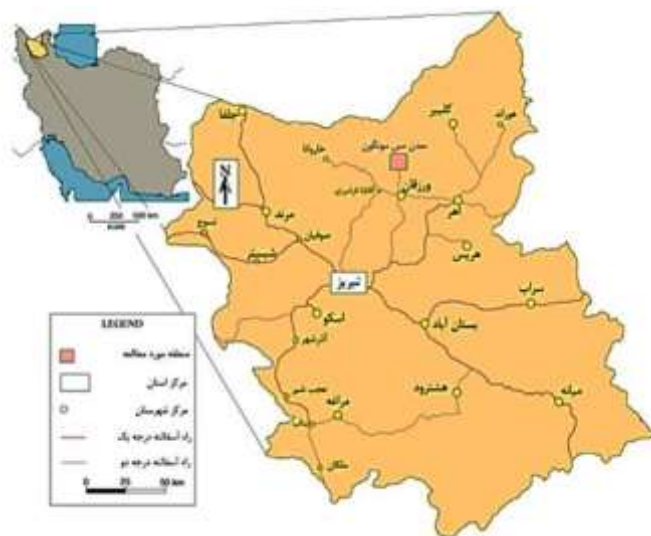
3-1- مقدمه

در این فصل به معرفی معدن مس سونگون از جنبه‌های مختلف نظیر موقعیت جغرافیایی، راه‌های دسترسی به معدن، تاریخچه معدن‌کاری و اکتشافات در معدن مس سونگون، زمین‌شناسی کانسار، پارامترهای مربوط به طراحی معدن، پرداخته می‌شود. همچنین در این فصل به کلیات آتشفشانی در معدن اشاره کرده و الگوهای حفاری و انفجاری پیاده شده در چند قسمت از معدن نیز ارائه می‌شود. در قسمتی دیگر نیز لیست ماشین‌آلات بارگیری و باربری آورده شده است. در بخش پایانی نیز به بخش خردایش و سنگ‌شکن موجود در معدن پرداخته می‌شود.

3-2- معرفی معدن مس سونگون

3-2-1- موقعیت جغرافیایی معدن و راه‌های دسترسی به معدن

معدن مس سونگون ورزقان به‌عنوان دومین معدن مس پرو فیری در شمال غرب ایران و در استان آذربایجان شرقی در 130 کیلومتری شمال تبریز و حدود 75 کیلومتری شمال غرب اهر و 35 کیلومتری شمال شهرک ورزقان، بین طول جغرافیایی 46 درجه 41 تا 46 درجه و 45 درجه شرقی و عرض جغرافیایی 38 درجه و 41 تا 38 درجه شمالی واقع شده است. ارتفاع از دریا در این معدن 2700 متر و عمیق‌ترین ناحیه در محدوده معدن دارای ارتفاع 1620 نسبت به دریا است. راه اصلی دسترسی به معدن از طریق جاده تبریز - ورزقان - سونگون است.



شکل 3-1 موقعیت معدن مس سونگون و راه‌های دسترسی

3-2-2- تاریخچه معدن کاری و اکتشافی در معدن

سابقه معدن کاری در سونگون به دو قرن پیش برمی گردد. آثار فعالیت های قدیمی به صورت استخراج زیرزمینی در امتداد طول رودخانه سونگون در محدوده پرعیار بوده است. بهره برداری از سنگ های پرعیار مس تا سال ۱۳۵۱ متناوباً انجام گرفته است.

عملیات اکتشافی با استفاده از روش های نوین و وسایل و تجهیزات جدید از سال ۱۳۲۵ شروع و تا سال ۱۳۵۶ ادامه داشته است. وجود ذخایر مس از نوع پورفیری توسط کارشناسان زمین شناسی کشور در سال ۱۳۵۶ تأیید شد. به طوری که در سال ۱۳۷۰ طبق عملیات اکتشافی، ژئوشیمی و ژئوفیزیکی توسط شرکت اولنگ و ایتوک، وجود آنومالی های قوی مس و مولیبدن قطعی شد. مطالعات امکان پذیری مقدماتی در سال ۱۳۷۰ توسط شرکت SNC^۱ کانادا و در سال ۱۳۷۴ توسط شرکت ایتوک انجام شد.

نخستین گمانه کانسار در سال ۱۳۶۸ حفر شد و از سال ۱۳۶۸ تا سال ۱۳۷۱ اکتشافات نیمه تفضیلی توسط شرکت معدن کاری اولنگ و یک شرکت انگلیسی با حفر ۷ دهنه تونل اکتشافی با سطح مقطع ۴ مترمربع و مترآژ کل ۲۲۲۴/۲۵ متر عملیات اکتشافی را ادامه و نیز گمانه هایی طی سال های ۱۳۷۰ تا سال ۱۳۷۱ در بخش شرقی و شمال شرقی توده کانسار تا اسکارن شمالی ۳۰ حلقه گمانه به عمق ۳۰۰۰ متر حفر گردید، تا پارامترهای لازم برای تخمین و برآورد ذخیره، توسط شرکت های مزبور فراهم شد [۲۵]. اولین بار برآورد ذخیره توسط شرکت ایتوک صورت گرفت. در سال ۱۳۷۸ شرکت اولنگ با همکاری شرکت Rio Tinto مطالعات تکمیلی معدن را انجام دادند و براساس این دو شرکت ذخیره قطعی در این مطالعات ۳۸۸ میلیون تن با عیار ۰/۶۱ درصد مس برآورد شد. در سال ۱۳۷۹ طرح بهره برداری و تجهیز معدن مس سونگون با هدف تولید کنسانتره شروع شد. عملیات باطله برداری از سال ۱۳۸۰ شروع و عمیات استخراج کانسنگ از سال ۱۳۸۶ آغاز شد. با ایم وجود در اکتشافات جدید طبق اظهار نظر های ذخیره قابل استحصال معدن به بیش از ۱ میلیارد تن رسیده است و که این اتفاق معدن مس سونگون را به بزرگترین معدن روباز ایران تبدیل می کند.

3-2-3- زمین شناسی کانسار

کمر بند مس پورفیری ارسباران در شمال غربی ایران قرار دارد و قسمت های شرقی و غربی کمر بند کانی سازی آلپ - هیمالیا را به هم متصل می کند. این کمر بند از شمال غربی ایران تا کوه های قره باغ آذربایجان و در نهایت به ارمنستان و ترکیه امتداد دارد. پهنای کمر بند ارسباران ۷۰ تا ۸۰ کیلومتر و طول آن ۴۰۰ کیلومتر است و شامل سنگ های رسوبی و آتشفشانی کرتاسه و سنوزوئیک و همچنین سنگ های نفوذی سنوزوئیک است. توده های

SNC-Lavalin^۱

نفوذی گسترده با سنگ‌شناسی و سن متفاوت در دوران الیگوسن و میوسن در کمربند ارسباران قرار گرفته‌اند [26،27]. در این کمربند بیش از 10 منطقه میزبان کانی‌سازی مس پورفیری وجود دارد که در این میان کانسار سونگون یک ذخیره‌گاه در سطح جهانی است. کانی‌سازی مس و مولیبدن در سونگون دارای مساحت طرحی تقریباً $3/45$ کیلومترمربع ($2/3 \times 1/5$ کیلومترمربع) است و در جهت شمال غربی - جنوب شرقی کشیده است. کانسار پورفیری سونگون شامل یک استوک دیوریت/گرانودیوریت تا کوارتز مونزونیتی با سن میوسن است. استوک شامل دو توده نفوذی، یکی مونزونیت /کوارتز مونزونیتی در بخش غربی و دیگری دیوریت / گرانودیوریت در بخش شرقی است. از نظر زونوگرافی قائم همانند سایر معادن پوروفیری سه زون فرونشست^۲، سوپرژن^۳ و هیپو ژن^۴ در معدن مس سونگون قابل رویت است. ضخامت زون فرونشست از 20 تا 150 متر در نوسان بوده و زون غنی شده دارای ضخامت متغیر (صفر تا 200 متر) است. ضخامت هیپو ژن تا حدود 600 متر برآورد شده است [28].

3-2-4- دگرسانی هیپوژن کانسار سونگون و کانی‌های موجود در آن

کانسار سونگون شامل چهار نوع دگرسانی هیپوژن است: 1- پتاسیک 2- پتاسیک - فلیک 3- فلیک 4- پروپلیک. کانی‌های موجود در این بخش شامل سولفیدها (پیریت، کالکوپریت، مولیبدنیت)، کوارتز، کلسیت و انیدریت (به‌صورت ژیبس) است. کالکوپریت کانه چیره مس است و مولیبدنیت، بورنیت، کاکوسیت و تتراهیدریت در مقادیر خیلی کم وجود دارند. حدود 2 تا 3 درصد از حجم سولفیدها در این بخش قرار می‌گیرند. کانی‌زایی هیپوژن مس به طور عمده در طول دگرسانی پتاسیک و به طور کمتر در طول دگرسانی فلیک انجام شده است [28].

3-2-5- پارامترهای مربوط به هندسه پیت در معدن مس سونگون

به‌طور کلی معدن مس سونگون در دامنه کوه با شیب نسبتاً زیاد قرار گرفته است شیب کلی معدن 37 درجه و شیب پله‌های عملیاتی 67 درجه است. ارتفاع بالاترین تراز معدن از سطح دریا 2350 و پایین‌ترین تراز معدن در ارتفاع 1625 از سطح دریا قرار دارند. مساحت محدوده نهایی معدن در حدود 800 هزار مترمربع، جاده ارتباطی در معدن با شیب 8 درصد و عرض 30 متر احداث شده‌اند، ارتفاع پله‌ها 12/5 متر در هر چهار پله از معدن یک پله ایمنی قرار دارد. نمایی از پیت معدن در شکل 3-3 نشان داده شده است.

leached²
supergene³
hypogene⁴



شکل 3-2 نمایی از پله‌های معدن مس سونگون

3-2-6- کلیات عملیات استخراج در معدن مس سونگون

عملیات استخراج ماده معدنی در معدن مس سونگون با حفاری سایت های انفجاری توسط شرکت‌های پیمانکاری شروع می‌شود. نوع حفاری در این معدن از نوع دورانی ضربه بوده و قطر چال حفر شده تقریباً در همه سایت‌های 6/5 اینچ است. الگوهای حفاری در سراسر معدن به جز موارد که الگوی حفاری یک ردیف است به صورت لوزی بوده است. ابعاد شبکه در سایت‌های انفجاری بسته به شرایط سایت و همچنین جنس توده سنگ متفاوت است. با وجود اینکه در محدوده‌های زیادی از معدن آب‌های زیرزمینی جریان دارند و در سایت‌های ناحیه جنوب معدن و در ترازهای میانی مترážهای زیادی از چال‌های حفر شده با آب پر می‌شود خرج اصلی مورد استفاده نیترات آمونیوم است. در معدن مس سونگون از فتیله‌های انفجاری معمولی و فتیله‌های باروتی به عنوان چاشنی استفاده می‌شود. برای خرج ته چال و خرج کمکی در معدن از بوسترهای پنتولیتی و امولایت استفاده می‌شود. بوسترهای پنتولیتی با ترکیب شیمیایی پتن و تی‌ان‌تی دارای سرعت انفجاری بالاتر از دینامیت هستند.



شکل 3-3 نمونه سایت‌های حفاری شده در معدن مس سونگون

باتوجه به این که ارتفاع پله در معدن مس سونگون $12/5$ است با اضافه حفاری‌هایی که در بعضی از مناطق معدن انجام می‌شود طول چال‌های حفاری شده به $14/5$ تا 15 متر نیز می‌رسد. گل‌گذاری در معدن مس سونگون با استفاده از خاک سرچال که موقع حفاری برجای می‌ماند انجام می‌شود و اکثر سایت‌های حفاری شده بعد از انجام خرج‌گذاری 4 تا 5 متر از طول چال مسدود می‌شود. سیستم بارگیری در معدن مس سونگون معمولاً با بیل مکانیکی، شاول و همچنین عملیات باربری برای دو مقصد سنگ‌شکن و دامپ باطله توسط دامپتراک‌هایی با ظرفیت اسمی 30 ، 55 ، 60 و 130 تنی انجام می‌شود.



شکل 3-4- نمایشی از عملیات بارگیری در معدن مس سونگون

3-2-7- سنگ شکن موجود در معدن

عملیات استخراج در معدن مس سونگون با حمل مواد معدنی حاصل از آتشباری به سنگ شکن ادامه می یابد. سنگ شکن موجود در معدن مس سونگون از نوع ژیراتوری بوده که در تراز 1987/5 قرار دارد. با توجه اندازه دهانه سنگ شکن در صورت ورود قطعات سنگی بیش از 1/2 متر سنگ شکن دچار مشکل می شود، در دهانه ورودی سنگ شکن یک بازوی هیدرولیکی⁵ نصب شده است که قطعات بزرگ را قبل از ورود به سنگ شکن خرد می کند.

3-3- آتشباری و چالش های آن در معدن مس سونگون

انفجار رایج ترین و اقتصادی ترین فناوری برای خرد کردن سنگ در اکثر معادن است. با این حال، تنها حدود 30 درصد از کل انرژی انفجاری برای خردایش توده سنگ استفاده می شود [29]. بقیه انرژی هدر می رود و اثرات ناخواسته ای مانند موج ضربه، لرزش زمین و پرتاب سنگ، عقب زدگی در سایت انفجاری ایجاد می کند [30]. عملیات آتشباری در معدن مس سونگون نیز از این قاعده مستثنی نیست و انجام آتشباری نیز در این معدن نیز دارای مشکلاتی گاه بسیار جدی است، که در راستا ارزیابی آتشباری انجام شده در طول انجام این طرح مشاهده شده و ثبت شد. که در ادامه مورد بحث قرار می گیرد.

3-3-1- پیامدهای نامناسب انفجار در معدن

3-3-1-1- خردایش ناهمگن در تعدادی از انفجارها

خردایش هدف اساسی سنگ‌شکنی با مواد منفجره است. خردایش خوب منجر به مزایای قابل توجهی در زنجیره معدن‌کاری، به‌ویژه در عملیات بارگیری و حمل‌ونقل و سنگ‌شکنی می‌شود [31]. استفاده از انرژی شیمیایی در قالب مواد منفجره به‌جای انرژی مکانیکی برای شکستن سنگ به‌عنوان روشی ارزان‌تر و کارآمدتر پذیرفته شده است؛ بنابراین وجود قطعات درشت در کپه انفجاری، باعث تحمیل هزینه‌های اضافی مانند استفاده از چکش هیدرولیکی برای خردکردن مجدد یا انجام آتشباری ثانویه خواهد شده همچنین خردایش نامناسب باعث استهلاک ناوگان‌های بارگیری و باربری در معدن می‌شود. نمونه از قطعات بزرگ ایجاد شده را در شکل 4-15 نشان داده شده است.



شکل 3-5 قطعات بزرگ تولید شده در معدن

3-1-2- عقب‌زدگی

عقب‌زدگی یکی از پدیده‌های نامطلوب در عملیات انفجار است. به عبارت دیگر، یک انفجار بدون هیچ‌گونه اثرات ناخواسته را می‌توان به عنوان یک فعالیت موفق ارزیابی کرد و در چنین فعالیتی، بخش زیادی از انرژی موجود در مسیر درست یعنی تکه‌تکه شدن سنگ مصرف شده است [32]. بروز عقب‌زدگی می‌تواند مشکلاتی را نظیر ناپایداری دیواره معدن، ترقیق زیاد ماده معدنی با باطله، افزایش هزینه‌های بارگیری، کاهش بازدهی چال‌زنی در معدن می‌شود. شکل 3-7 نمونه از عقب‌زدگی در معدن را نشان می‌دهد که در بررسی انفجارها ثبت شده است.



شکل 3-6 عقب‌زدگی های ثبت شده در معدن مس سونگون

نتایج پژوهش‌ها نشان می‌دهد که هرچه مقدار خرج یک چال بیشتر شود، مقدار تنش ایجاد شده در اطراف آن افزایش یافته و به افزایش شعاع ناحیه آسیب‌دیده و در نهایت افزایش عقب‌زدگی حاصل از انفجارهای معدنی منجر می‌شود [33]. تاکنون مطالعات زیادی توسط محققین برای شناسایی پارامترهای مؤثر در عقب‌زدگی و کنترل آن

انجام شده است. هاسترولید و لیو روش‌های آتشباری کنترل شده را برای کاهش عقب‌زدگی و آسیب دیواره کاواک مطرح کردند [34]. همچنین اسماعیلی و همکاران نشان دادند که میزان خرج ردیف آخر، تعداد ردیف‌ها، خرج ویژه و طول گل‌گذاری بیشترین تأثیر و ضریب سفتی (B/H) نسبت فاصله‌داری به بار سنگ (B/S) و چگالی سنگ اهمیت کمتری دارند [35].

3-1-3-3- چال‌های آبدار در معدن

یکی از مواردی که در اجرا، بین معادن بزرگ و کوچک با هم تفاوت دارد، نحوه انجام عملیات آتشباری و نوع مواد منفجره مورد استفاده در محیط‌های مرطوب و آبدار هست. اصلی‌ترین و پرمصرف‌ترین ماده منفجره صنعتی مورد استفاده در بیش از 95 درصد معادن روباز دنیا، ماده منفجره آنفو هست. آنفویا مخلوط نیترات آمونیوم و سوخت مایع است که به دلیل ارزانی و ایمنی زیاد به مقدار وسیعی در معادن روباز دنیا مصرف می‌شود. آنفو⁶ شامل 94 درصد نیترات آمونیوم و 6 درصد سوخت مایع است که دانه‌های نیترات آمونیوم آن با مواد ویژه ضد کلوخه شدن یا Anticake مثل اسیدسولفوریک پوشیده شده تا هم از به هم چسبیدن دانه‌های نیترات آمونیوم و کلوخه شدن آن‌ها جلوگیری گردد و هم باعث استحکام کافی این دانه‌ها در برابر تغییرات درجه حرارت و تغییرات درصد رطوبت شوند. اما مهم‌ترین ضعف آنفو عدم مقاومت این ماده منفجره در برابر آب و رطوبت بوده و به همین دلیل در مدت‌زمان کوتاهی می‌تواند در آب حل شده و خاصیت انفجاری خود را از دست بدهد. مشکلات ناشی از حضور آب در عملیات معدن‌کاری باعث بالا رفتن هزینه‌های آتشباری، کاهش راندمان ماشین‌آلات و نیروی انسانی، افزایش آمار حوادث، مشکلات الکتریکی و غیره می‌شود. در معدن مس سونگون نیز جدی‌ترین چال چالش چند سال اخیر را می‌توان به سرازیر شدن آب‌های زیرزمینی به داخل پیت معدن اختصاص داد این پدیده به طور عمده در ترازهای ناحیه جنوبی معدن مشاهده می‌شود از که در اکثر مواقع چال‌های انفجاری در این نواحی دارای 3 تا 6 متر آب هستند با توجه به این خرج اصلی مورد استفاده در معدن آنفو است، این شرایط منفجره به کاهش بازدهی عملیات آتشباری شده و هزینه‌های ناشی از آن نیز به معدن تحمیل می‌شود. در شکل 3-8 نمونه‌ای از چال‌های آبدار در معدن نشان داده شده است.



شکل 3-7 چال 12 متری پر شده از آب در معدن مس سونگون

3-3- جمع‌بندی

در این فصل به معرفی معدن مس سونگون از جنبه‌های مختلف پرداخته شده و اطلاعات مختصری درباره موقعیت جغرافیایی معدن، راه‌های دسترسی، شرایط زمین‌شناسی ارائه شد. در بخش دیگری از این فصل درباره

عملیات استخراج در معدن مس سونگون پرداخته شد و اطلاعاتی درباره عملیات آتشباری و مواد منفجره مورد استفاده ارائه شد. در بخش دیگر به دلیل اهمیت نقش سیستم بارگیری و باربری و سنگ شکن موجود در معدن به معرفی سیستم مورد استفاده در معدن پرداخته شده است. هم چنین در این فصل به بررسی پیامدهای نامناسب انفجار در معدن پرداخته شده و نمونه‌هایی از آن نیز بیان شده است.

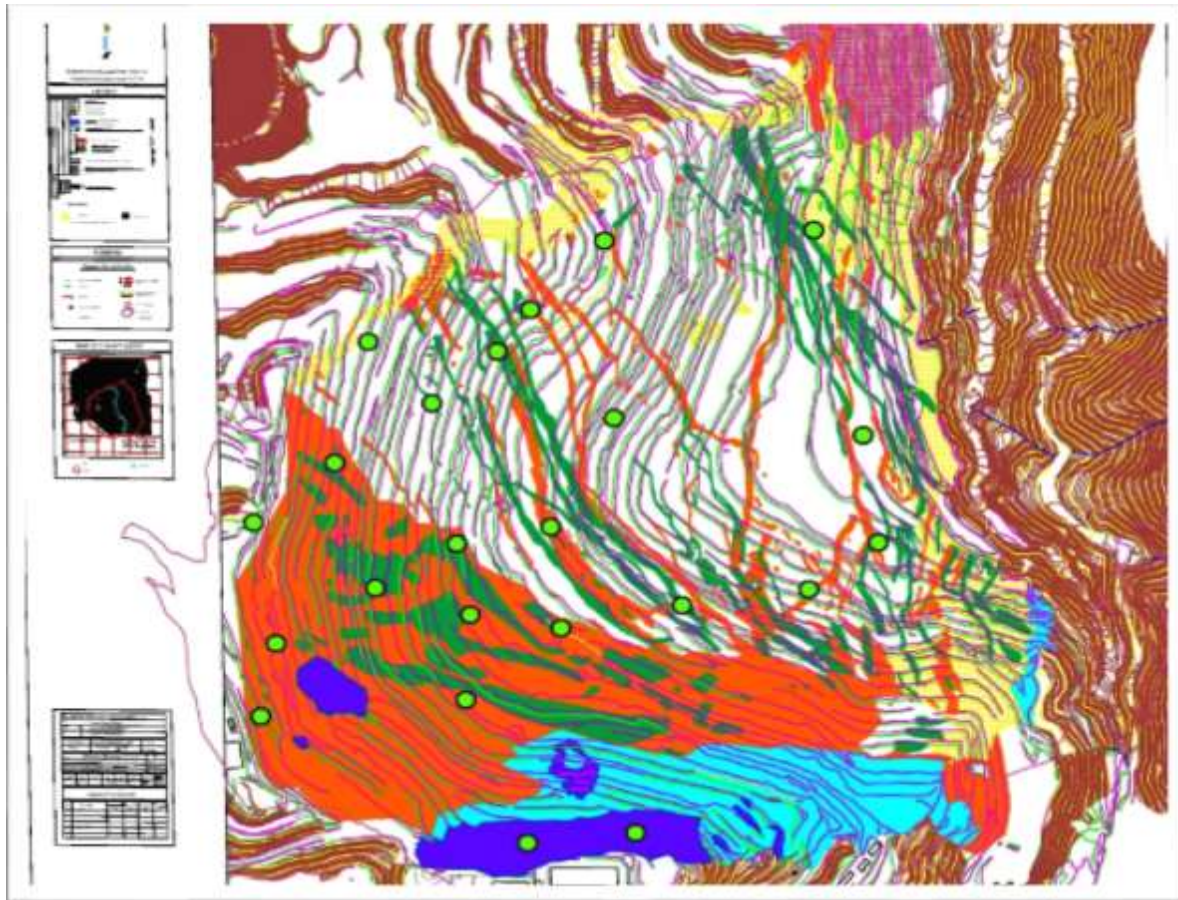
طبقه بندی قابلیت انفجار معدن مس سونگون

4-1- مقدمه

امروزه در مجتمع‌های معدنی، پارامترهای زیادی به‌منظور بهینه‌سازی فرایند معدن‌کاری، از زمین‌شناسی گرفته تا محصول نهایی مورد ارزیابی قرار می‌گیرد. به‌طوری‌که کوچک‌ترین تغییرات در یک پارامتر اجتناب‌ناپذیر در عملیات استخراج، منجر به تغییرات در فرایندهای پایین‌دستی می‌شود. به‌طور کلی هدف انجام عملیات استخراج رسیدن به یک خردایش مناسب و قابل‌قبول برای کارخانه فراوری به دلیل تأثیر بسیار زیاد آن در آماده‌سازی و میزان بهره‌وری از سنگ معدن و همچنین هزینه‌های فراوری ماده معدنی است. در فرایند معدن‌کاری معمولاً ارزان‌ترین راه برای رسیدن به خردایش مناسب، تغییر در پارامترهای حفاری و انفجار است. باوجوداینکه ممکن است انجام تغییرات در این پارامترها هزینه‌های استخراج را افزایش دهد ولی بااین‌وجود هزینه‌های عملیات فراوری که معمولاً دارای هزینه‌های بسیار زیادی هستند را کاهش می‌دهد. از طرفی در مهندسی انفجار، توصیف دقیق توده سنگ به‌عنوان تأثیرگذارترین پارامترهای در انفجار ضروری است. دو توده سنگ مختلف، هنگامی که در معرض انفجار یکسان از لحاظ پارامترهای هندسی و انرژی ورودی از مواد منفجره قرار می‌گیرند، پیامدهای انفجاری (خردایش، پرتاب سنگ، عقب‌زدگی، لرزش زمین، جابه‌جایی کپه) متفاوتی دارند که نشان‌دهنده این است که توده‌های سنگی ذاتاً متفاوت بوده و در پی آن مقاومت‌های متفاوتی در برابر انفجار و خردایش ناشی از آن را دارند. این ویژگی در مطالعات انجام شده "قابلیت انفجار" یک توده سنگ نامیده می‌شود. قابلیت انفجار توده سنگ به درجه دشواری تخریب توده سنگ توسط انفجار اشاره دارد و طبقه‌بندی قابلیت انفجار توده سنگ مبنای مهمی برای طراحی طرح‌های انفجار و تعیین پارامترهای انفجار است و تعیین قابلیت انفجار توده سنگ اطلاعات سودمندی به مهندس طراح می‌دهد. در بررسی مطالعات منتشر شده بدیهی است که عوامل زیادی می‌توانند بر قابلیت انفجار توده‌های سنگ تأثیر بگذارند؛ بنابراین بدین منظور در این فصل به طبقه‌بندی معدن مورد مطالعه بر اساس قابلیت انفجار پرداخته می‌شود به‌طوری‌که با استفاده از مطالعات و برداشت‌های میدانی و آزمایشگاهی پارامترهای مربوط به شاخص قابلیت انفجار در معدن ثبت می‌شود. سپس با محاسبه قابلیت انفجار و خرج ویژه به طراحی الگوی حفاری و انفجار پرداخته می‌شود. در نهایت برای بررسی الگوهای مورد استفاده تعدادی از انفجارهای معدن همراه با الگو پیاده شده ثبت و برای آنالیز دانه‌بندی از نرم‌افزار Split desktop استفاده می‌شود. در بخش پایانی دو نمونه از الگوهای طراحی شده به‌منظور اعتبارسنجی در معدن پیاده شده و نتایج و پارامترهای آن با انفجارهای ثبت شده معدن مقایسه می‌شود.

2-4- برداشت‌های صحرایی و تست‌های آزمایشگاهی

با مطالعه نقشه‌های زمین‌شناسی موجود در معدن و همچنین مشاهدات میدانی و شرایط ساختمانی توده سنگ‌های موجود، نقاطی در معدن مس سونگون برای تهیه اطلاعات و برداشت‌های صحرایی مشخص شد در انتخاب این نقاط سعی بر این بود که نقاط انتخاب شده معرف آن ناحیه از معدن و همچنین معرف کلی از معدن باشد که در نقشه 4-1 موقعیت این نقاط و همچنین مرزبندی‌های توده سنگ‌های معدن مشخص شده است.



شکل 4-1 موقعیت نقاط مشخص شده برای انجام مطالعات صحرایی در نقشه زمین‌شناسی معدن مس سونگون

4-2-1- انجام مطالعات آزمایشگاهی

باتوجه به پارامترهای مورد نیاز برای ارزیابی قابلیت انفجار عملیات صحرایی برای انجام درزه نگاری و همچنین تهیه نمونه برای تست‌های آزمایشگاهی انجام شد. عملیات درزه نگاری باتوجه به وسعت پهنه‌ها و همچنین نقاط در دسترس معدن به وسیله خط برداشت‌هایی به طول متغیر از 35 متر تا 45 متر انجام شده است. برای ثبت

اطلاعات حاصل از درزه نگاری نظیر شیب، جهت شیب، جهت داری درزه، فاصله داری، بازشدگی، آبخیزی درزه‌ها و همچنین شرح توده سنگ از فرمی نظیر شکل 4-2 استفاده شده است.

از هر موقعیت که عملیات درزه نگاری در آن انجام شده است. نمونه‌هایی برای تست‌های آزمایشگاهی نیز تهیه شد، در موقعیت‌های که ماهیت توده در طول خط برداشت دچار تغییر می‌شود 2 عدد نمونه از هر دو نوع سنگ تهیه می‌شود که در انتها از نتایج تست مقدار متوسط گرفته شد.

۲- عنوان:		۳- محل:	
۴- برداشت کننده:		۵- تاریخ:	
روز	ماه	سال	

ایستگاه	جهت‌یابی (درجه)		تلاطمات (از آن اطلاعات، بیشتر به صورت توصیفی)
	شیب	جهت شیب (آزیموت)	
۱۱	۱۲	۱۳	

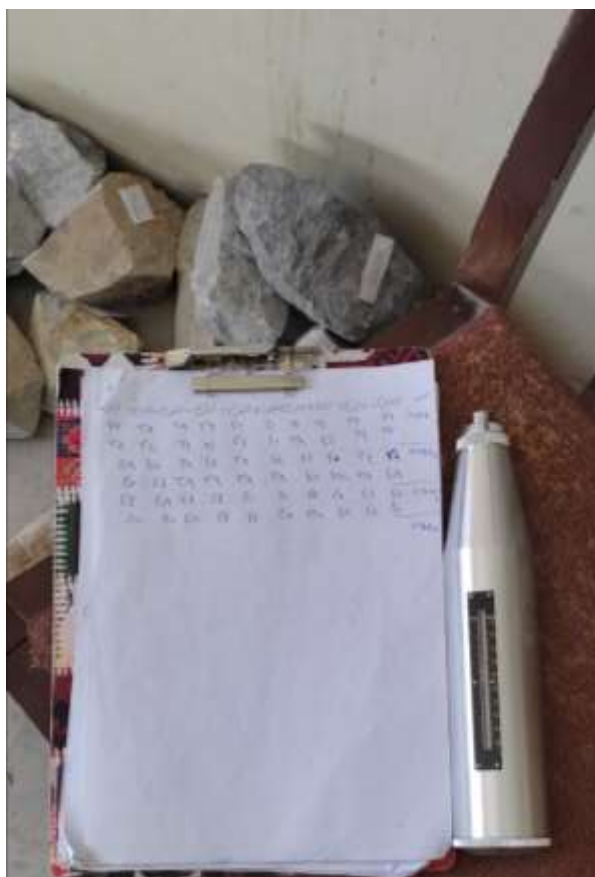
شکل 4-2 فرم مورد استفاده برای درزه نگاری در معدن

4-2-1-1-2-1 انجام تست‌های چکش اشمیت

آزمایش چکش اشمیت از آزمایش‌هایی است که می‌تواند به صورت آزمایشگاهی و هم صورت صحرایی انجام شود و کاربردهای مختلفی در طبقه‌بندی سنگ‌ها و همچنین کارهای مهندسی خصوصاً کارهای عمرانی دارد. محققین زیادی روابط بین ویژگی‌های مکانیکی با عدد سختی چکش اشمیت را مورد بررسی قرار داده‌اند. به طور مثال کاراگیل و شکور^۱ (1990) یک رابطه تجربی مهم بین مقاومت فشاری تک‌محوره و عدد سختی اشمیت برای سنگ‌های کربناته پیشنهاد داده‌اند. همچنین کاتز و همکاران^۲ (2000) ارتباط بین عدد چکش اشمیت با مقاومت فشاری تک‌محوره و مدول الاستیسیته انواع سنگ‌های مختلف را با هم مقایسه کرده‌اند. ایلماز و سندیر (2002) بر اساس نتایج آزمایش‌های تجربی بر روی سنگ ژئوپس، یک رابطه با مناسب $(R=0.9)$ بین مقاومت و عدد سختی چکش اشمیت به دست آوردند. با بررسی نتایج محققین گذشته می‌توان به این نتیجه رسید که استفاده از آزمایش چکش اشمیت در کمال سادگی، ارزان و سریع بودن می‌تواند اطلاعات بسیار مفیدی را در اختیار محقق

Cargill & Shakoor¹
Katz et al²

قرار دهد. شکل 3-4 نمایی از نمونه های جمع آوری شده و اطلاعات حاصل از تست چکش اشمیت را نشان می دهد [36].



شکل 4-3 انجام تست چکش اشمیت

در این پایان نامه نیز آزمایش چکش اشمیت مطابق استانداردهای مرسوم انجام شد به طوری که بر روی نمونه های برداشت شده از هر خط برداشت 20 تست زده و سپس قرائت انجام شد. طبق استانداردهای اگر اختلاف بیشترین و کمترین قرائت ها بیشتر از 12 واحد می شد تست باطل و آزمایش دوباره انجام می گرفت. برای اعتبار بخشی به نتایج تست از 20 تست انجام شده 10 قرائت که کمترین مقدار را دارا بودند حذف و از بقیه داده ها میانگین گرفته شد همچنین اگر میانگین با بزرگ ترین قرائت بیش از 6 واحد اختلاف آزمایش حذف دوباره انجام می شد. در جدول 1-4 مقادیر واجهش چکش اشمیت برای 23 نمونه انتخاب شده آورده شده است.

جدول 4-1 مقادیر واجهش چکش اشمیت

ردیف	تراز	موقعیت	عدد واجهش چکش اشمیت
1	2262/5	S	42
2	2262/5	N	32
3	2250	S	40
4	2250	M	31
5	2237/5	M	27
6	2162/5	M	41/7
7	2150	M	33/7
8	2137/5	M	38
9	2112/5	S	30.4
10	2112/5	M	43/5
11	2112/5	N	38/5
12	2100	M	36/7
13	2087/5	M	47/9
14	2075	N	29/8
15	2062/5	N	35/2
16	2050	M	35/6
17	2037/5	M	38/6
18	2025	N	37/6
19	2012/5	N	20/5
20	1975	S	37/5
21	1900	M	45/6
22	1887/5	M	42/7
23	1862/5	S	40/8

2-1-2-4 محاسبه وزن مخصوص

انرژی تولید شده از انفجار سنگ به انرژی جنبشی در بلوک سنگ منتقل می شود که می تواند منجر به جابه جایی یا رانش بلوک سنگ شود. تراکم سنگ بیشتر باعث می شود انرژی تولید شده در انفجار سنگ توسط جابه جایی و رانش سنگ مصرف شود. هر چه چگالی سنگ بیشتر باشد انرژی بیشتری صرف شکستن یا جابه جایی آن می شود در واقع استحکام سنگ رابطه مستقیم با چگالی آن دارد؛ بنابراین مقدار انرژی مصرف شده نشان دهنده دشواری انفجار سنگ است. به همین علت است که چگالی به عنوان یکی از شاخص های قابلیت انفجار به شمار

می‌رود [7]. عموماً سنگ‌های با چگالی پایین به راحتی تغییر شکل داده برای شکسته شدن به انرژی کمتری نیاز دارند. در سنگ‌های با چگالی بالا، با اقدامات زیر می‌توان برای ایجاد انرژی مناسب ایجاد کرد:

- باتوجه به رابطه زیر می‌توان با افزایش قطر چال فشار انفجار چال را افزایش داد. در رابطه 1-4 VD^2 سرعت انفجار ماده منفجره است.

$$PB = K \times VD^2 \quad (1 - 4)$$

- اصلاح پارامترهای طراحی شده در الگو هم چنین بهینه‌سازی تأخیرهای بکار برده شده.

- کنترل عملیات گل گذاری برای استفاده بهینه از گاز حاصل از انفجار که منجر به جابه‌جایی کپه می‌شود [37].

از طرفی در انتقال انرژی از ماده منفجره به سنگ ضریب آمپدانس¹ تعریف می‌شود که چگالی سنگ و همچنین چگالی ماده منفجره از پارامتر موثر در آن هستند. به طور کلی انتقال انرژی از ماده منفجره به سنگ تابع ضریب آمپدانس و ضریب جفت‌شدگی² است. به کمک رابطه 2-4 می‌توان ضریب آمپدانس را محاسبه کرد.

$$I_r = D_r \times V \quad (2 - 4)$$

در این رابطه:

D_r : چگالی سنگ (kg/m^3)

I_r : آمپدانس سنگ (kg/m^2sec)

V : سرعت امواج الاستیک در سنگ (m/sec)

از طرفی آمپدانس ماده منفجره برابر است با حاصل ضرب سرعت انفجار ماده منفجره در چگالی ماده منفجره.

Impedance factor¹
Coupling factor²

$$I_e = D_e \times V_e \quad (3 - 4)$$

D_e : چگالی ماده منفجره (kg/m^3)

I_e : آمپدانس ماده منفجره ($\text{kg/m}^2\text{sec}$)

V_e : سرعت سرعت انفجار ماده منفجره (m/sec)

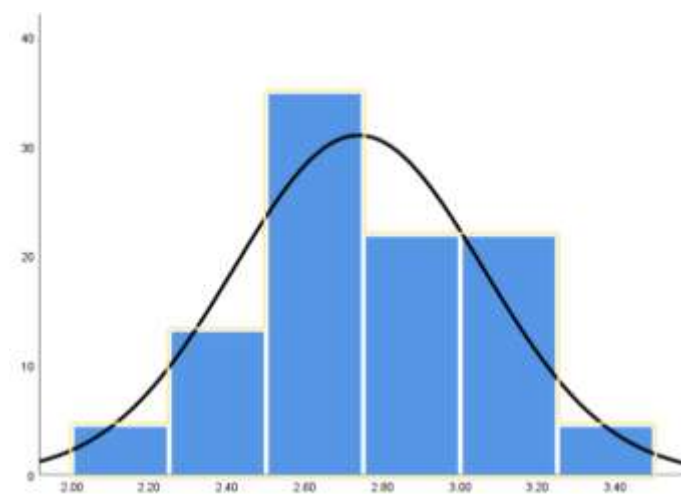
در پایان نامه برای محاسبه وزن مخصوص نمونه، از روش اشباع و غوطه‌ورسازی برای 23 نمونه

جمع‌آوری شده از معدن طبق استانداردهای ISRM استفاده شده است. نتایج حاصل از این روش در جدول 2-4 آورده شده است.

جدول 4-2 وزن مخصوص محاسبه شده برای نمونه‌های آزمایشگاهی

ردیف	تراز	موقعیت	وزن مخصوص gr/cm^3
1	2262/5	S	2.65
2	2262/5	N	2.54
3	2250	S	2.65
4	2250	M	2.5
5	2237/5	M	2.3
6	2162/5	M	2.3
7	2150	M	2.9
8	2137/5	M	2.9
9	2112/5	S	2.6
10	2112/5	M	2.88
11	2112/5	N	2.6
12	2100	M	2.05
13	2087/5	M	2.68
14	2075	N	3.4
15	2062/5	N	2.9
16	2050	M	3
17	2037/5	M	3.2
18	2025	N	3
19	2012/5	N	2.7
20	1975	S	3.1
21	1900	M	3
22	1887/5	M	2.32
23	1862/5	S	2.8

بر اساس نمودار ارائه شده در شکل 4-4، نتایج انجام تست‌های مربوط به چگالی بر روی نمونه‌های جمع‌آوری شده، نشان می‌دهد که بیشتر نمونه‌ها (تقریباً 70 درصد از نمونه‌های جمع‌آوری شده) دارای چگالی 2/6 تا 3/2 گرم بر سانتی متر مکعب هستند.



شکل 4-4 نمودار فراوانی چگالی نمونه‌های جمع شده در معدن مس سونگون

3-1-2-4 محاسبه مقاومت فشاری تک‌محوره نمونه

مقاومت فشاری تک‌محوری سنگ یکی از مهم‌ترین پارامترها در طراحی سازه‌های زیرزمینی و همچنین سطحی است. با این وجود این آزمایش از آزمایش‌های وقت‌گیر و گران در حوزه مکانیک سنگ است. همچنین باید با استانداردهای خاص ISRM باید انجام شود. در بیشتر مواقع وجود درزه و شکستگی در نمونه‌ها باعث اشتباه در نتایج می‌شود. از طرفی با توجه به رفتارهای ناهمگون سنگ‌ها، تحلیل واقع‌بینانه از رفتار سنگ نیازمند تعداد قابل توجهی آزمایش است این رو بیشتر محققان از روش‌های غیرمستقیم مانند بار نقطه و همچنین چکش اشمیت برای به دست آوردن مقاومت فشاری تک‌محوره استفاده می‌کنند.

در این پایان‌نامه از رابطه ارائه شده توسط مومیوند (1384) استفاده گردید که در آن مقاومت فشاری یک

محوری (σ_{ci}) براساس سختی اشمیت (H_s) و چگالی (γ) به صورت زیر به دست می‌آید [38]:

$$\sigma_{ci} = 11 \cdot 324 e^{0.0175 \gamma H_s} \quad (4)$$

(σ_{ci}) مقاومت فشاری یک محوری بر حسب مگاپاسکال

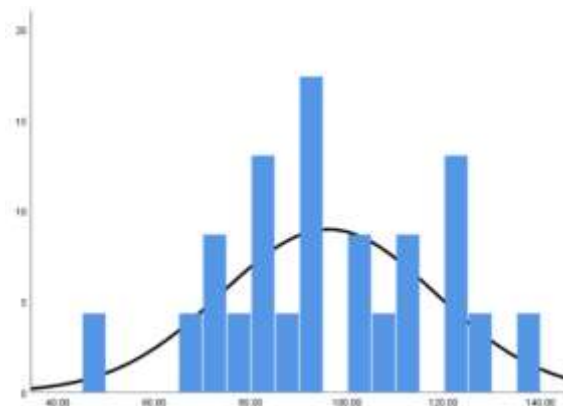
(γ) چگالی نمونه بر حسب گرم بر سانتی متر مکعب

جدول 3-4 مقادیر حاصل رابطه 4-4 را برای هر یک از خط برداشت‌های پیمایش شده در معدن آورده شده است.

جدول 3-4 مقاومت فشاری تک محوره محاسبه شده برای خطوط برداشت

ردیف	تراز	موقعیت	وزن مخصوص	عدد واجهش چکش اشمیت	مقاومت فشاری تک محوره
1	2262/5	S	2.65	42	79/41
2	2262/5	N	2.54	32	46/46
3	2250	S	2.65	40	72/38
4	2250	M	2.5	31	94/93
5	2237/5	M	2.3	27	110/26
6	2162/5	M	2.3	41.7	93/99
7	2150	M	2.9	33/7	100/4
8	2137/5	M	2.9	38	138
9	2112/5	S	2.6	30.4	77/17
10	2112/5	M	2.88	43/5	127/27
11	2112/5	N	2.6	38/5	91/43
12	2100	M	2.05	36/7	42/25
13	2087/5	M	2.68	47/9	107/06
14	2075	N	3.4	29/8	120/91
15	2062/5	N	2.9	35/2	67/58
16	2050	M	3	35/6	94/17
17	2037/5	M	3.2	38/6	100/02
18	2025	N	3	37/6	81/53
19	2012/5	N	2.7	20/5	111/13
20	1975	S	3.1	37/5	88/5
21	1900	M	3	45/6	124/8
22	1887/5	M	2.32	42/7	64/11
23	1862/5	S	2.8	40/8	123/73

بررسی نمودار 4-5 برای مقاومت فشاری تک‌محوره محاسبه شده، نشان می‌دهد که مقاومت در معدن سونگون دارای پراکندگی زیادی است. تمرکز این پارامتر را در بازه 80 تا 120 است. بر اساس این نمودار مقاومت تک‌محوره نمونه‌ها طبقه‌بندی‌های این حوزه در بین بازه متوسط تا زیاد قرار می‌گیرد



شکل 4-5 نمودار فراوانی مقاومت فشاری تک‌محوره

2-2-4 برداشت‌های صحرایی

برای ناحیه‌بندی معدن با روش لیلی نیازمند انجام مطالعات میدانی برای محاسبه پارامترهای این روش است. در این بخش از پایان‌نامه برای هر 23 نقطه تعیین شده در معدن خط برداشت‌هایی با طول متغیر پیمایش شده نمونه‌هایی از این خطوط برداشت در شکل 4-6 نمایش داده شده است. در این خط برداشت‌ها به وسیله فرم‌هایی نظیر شکل 4-2 پارامترهای شرح توده سنگ، جهت داری درزه‌ها، فاصله داری، بازشدگی و همچنین شرایط آبخیزی درزه‌ها ثبت شده است.

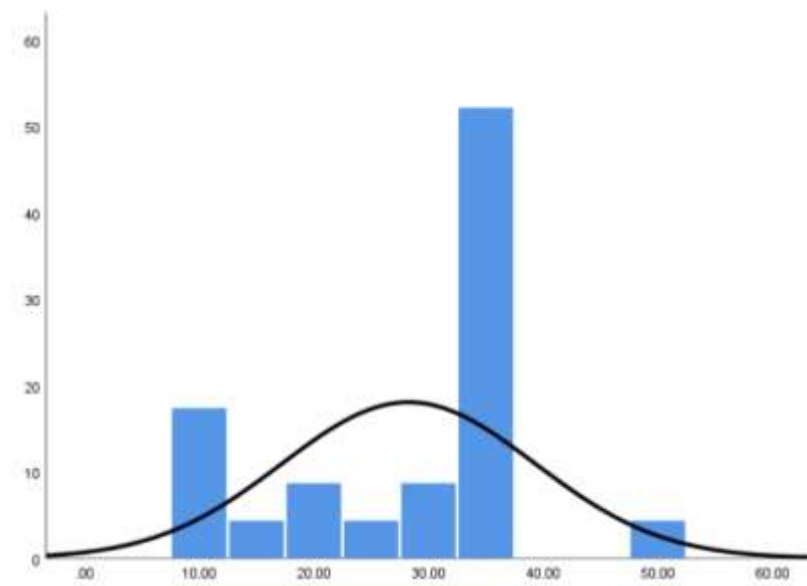


شکل 4-6 نمونه‌ای از خطوط برداشت پیمایش شده برای انجام عملیات صحرایی در معدن مس سونگون

4-2-2-1-شرح توده سنگ

شرح توده سنگ در فرمول لیلی با سه حالت شامل پودری یا خردشده، بلوکی و کاملاً یکپارچه یا توده ای امتیاز بندی شده است. هرچه شکستگی و ناپیوستگی ها در حجم توده سنگ بیشتر باشد، در تقسیم بندی به روش لیلی در زمره توده سنگ خردشده قرار می گیرد. هرچه این ناپیوستگی ها بیشتر باشد باعث افزایش نقاط ضعیف در توده سنگ شده و انرژی کمتری برای خردایش در اثر در عملیات انفجار لازم خواهد داشت. برعکس توده سنگ کاملاً یکپارچه که به صورت توده ای مستحکم است، برای خردایش در اثر انفجار به انرژی زیادی نیاز دارد. توده سنگ های بلوکی نیز می توانند در در عملیات آتشباری مشکلاتی را به بار آورند مانند جدا شدن بلوک های سنگی بدون خردایش که باعث ناهمگن بودن خردایش می شود.

برای کسب آگاهی از وضعیت توده سنگ در معدن نمودار هیستوگرام امتیازهای کسب شده برای شرح توده سنگ رسم شد. با توجه نمودار 4-7، شرح توده سنگ در معدن مس سونگون بالای 80 درصد در وضعیت بلوکی و توده و یکپارچه قرار گرفته است.

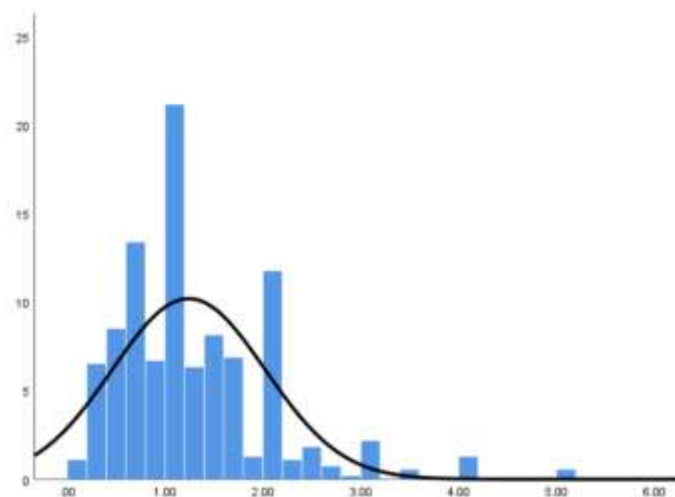


شکل 4-7 نمودار امتیاز پارامترهای شرح سنگ بر اساس لیلی

1-2-2-4- فاصله داری ناپیوستگی‌ها

اصطلاح فاصله داری یک ناپیوستگی فاصله عمود بین یک ناپیوستگی و ناپیوستگی دیگر است. فاصله داری درزه‌ها شکل و همچنین اندازه بلوک‌های سنگی را تعیین می‌کند. اندازه بلوک تأثیر فراوانی بر انفجار و همچنین پایداری دیواره دارند، هرچه فاصله داری بیشتر باشد، توده سنگ پایدارتر است و خرج ویژه مواد منفجره برای حفر و خردایش آن افزایش می‌یابد [7]. فاصله درزه‌ها همچنین توالی آنها نقش حیاتی در خردایش سنگ ایفا می‌کند. با افزایش فاصله داری و همچنین کاهش در تعداد درزه‌ها قابلیت انفجار سنگ را کاهش می‌دهد. شکست و خردایش سنگ همواره تحت تأثیر میزان انرژی موج ضربه و فشار گاز ناشی از انفجار است [39].

با انتقال داده‌های مربوط فاصله داری ناپیوستگی‌ها، به نرم‌افزار آماری spss نمودار حاصل شده از فراوانی متوسط فاصله داری ناپیوستگی‌ها به صورت شکل 4-8 در می‌آید. همان‌طور در این نمودار برداشت می‌شود، فاصله داری ناپیوستگی‌ها در این معدن بیشتر در بازه 0/5 متر تا 2 متر تمرکز دارد حدود 40 درصد از فاصله داری‌ها در محدوده بالای 1 متر قرار دارند.



شکل 4-8 نمودار فراوانی فاصله داری ناپیوستگی ها

4-2-2-1- جهت داری ناپیوستگی ها

جهت گیری ناپیوستگی ها نسبت به یک سازه مهندسی تا حد زیادی امکان ایجاد شرایط ناپایدار یا تغییر شکل های بیش حد انتظار ایجاد کند. اهمیت جهت گیری زمانی افزایش می یابد که شرایط دیگر برای تغییر شکل وجود داشته باشد، مانند مقاومت برشی کم و تعداد کافی ناپیوستگی که می تواند زمینه را برای لغزش های ناگهانی آماده کند.

در بحث جهت داری ناپیوستگی ها دو عامل شیب و امتداد به صورت هم زمان مطرح می شوند. جهت داری درزه های تا حدود زیادی می تواند بر نتایج انفجار تأثیر داشته باشد [24]. هاسترلید¹ در کتاب خود بیان می کند که نتایج انفجار تحت تأثیر جهت گیری ساختارهای توده سنگی است. سه موردی که در آتشباری با دو سطح آزاد باید در نظر گرفته شوند عبارت اند از:

- ❖ آتشباری در جهت شیب
- ❖ آتشباری برخلاف شیب
- ❖ آتشباری در امتداد لایه متفاوت

آتشباری هم جهت با شیب ناپیوستگی ممکن است باعث حرکت بلوک سنگی و شکست کمر چال در نتیجه قطع مدار انفجار و عمل نکردن چال شود، جابه جایی زیاد و نامنظم کپه به علت ناپایداری پله نیز از دیگر پیامدهای این نوع عملیات است. آتشباری خلاف جهت شیب نیز می تواند نتایج مثبت و منفی نظیر عقب زدگی کمتر و ارتفاع کپه مناسب برای بارگیری داشته باشد. اما در این نوع آتشباری مشکلات مربوط به پاشنه افزایش می یابد که در

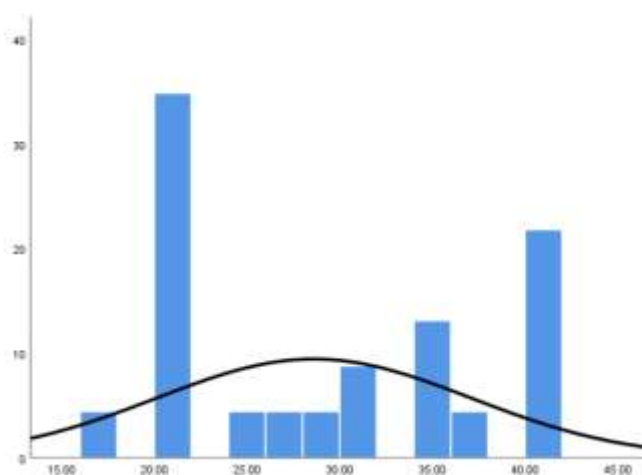
¹Hustrulid

بعضی مواقع نیاز آتشباری ثانویه ایجاد می کند که علاوه بر کف پله ناصاف هزینه های اقتصادی نیز در بر خواهد داشت. در نهایت آتشباری در لایه مختلف که با دیواره و کف پله ناصاف همراه است [39].



شکل 4-9 جهت یافتگی ناپیوستگی ها و آتشباری در خلاف جهت آن در معدن مس سونگون

با مطالعه فرم های حاصل از برداشت جهت داری ناپیوستگی ها در معدن و همچنین امتیازبندی آنها با استفاده از شاخص قابلیت انفجار، مشاهده می شود که حدود 25 درصد از جهت داری به سمت داخل جبهه کار و 35 درصد به خارج از جبهه کار ثبت شده اند و بر اساس امتیاز بندی روش لیلی، امتیازی معادل 20 و 40 دارند. نمودار حاصل اطلاعات فرم ها در شکل 4-10 نشان داده شده است.



شکل 4-10 نمودار فراوانی امتیاز جهت داری درزه های بر اساس BI

3-4- شاخص قابلیت انفجار

برای محاسبه شاخص قابلیت انفجار در خطوط برداشت پیمایش شده، جدول مانند شکل 4-11 در نرم افزار اکسل رسم شده سپس با استفاده از رابطه های موجود در روش لیلی، امتیازدهی هر پارامتر انجام شد. جدول 4-4 امتیازات مربوط به پارامترهای قابلیت انفجار را در 23 ایستگاه را نشان می دهد.

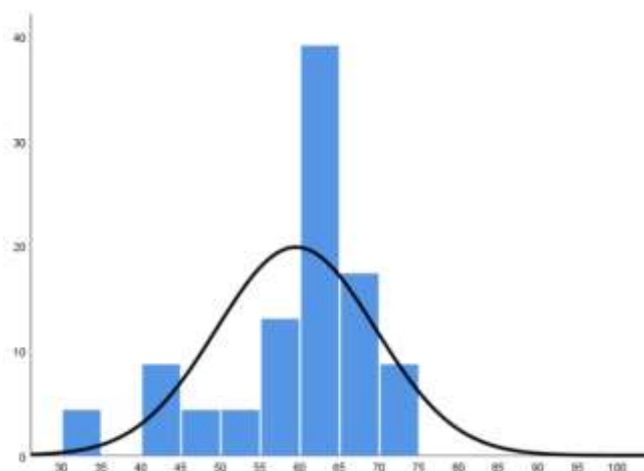
موقعیت				
۳۸°۴۱'۳۵.۱۲"N ۴۶°۴۲'۶.۸۵"E				
خرج ویژه	قابلیت انفجار	امتیاز	شرح	پارامتر های مربوط قابلیت انفجار
۰.۲۵	۶۲.۶۱	۲۰	بلوکی	شرح توده سنگ
		۳۵	عمود , داخل	جهت یافتگی درزه
		۵۰	بیشترین از ۱ متر	فاصله داری
		۱۶.۲۵	۲۶۵	تاثیر وزن مخصوص
		-	۴۲	واجهش چکش اشمیت
		۳.۹۷	۷۹.۴۱	مقاومت فشاری

شکل 4-11 محاسبه شاخص قابلیت انفجار و خرج ویژه در خطوط برداشت پیمایش شده

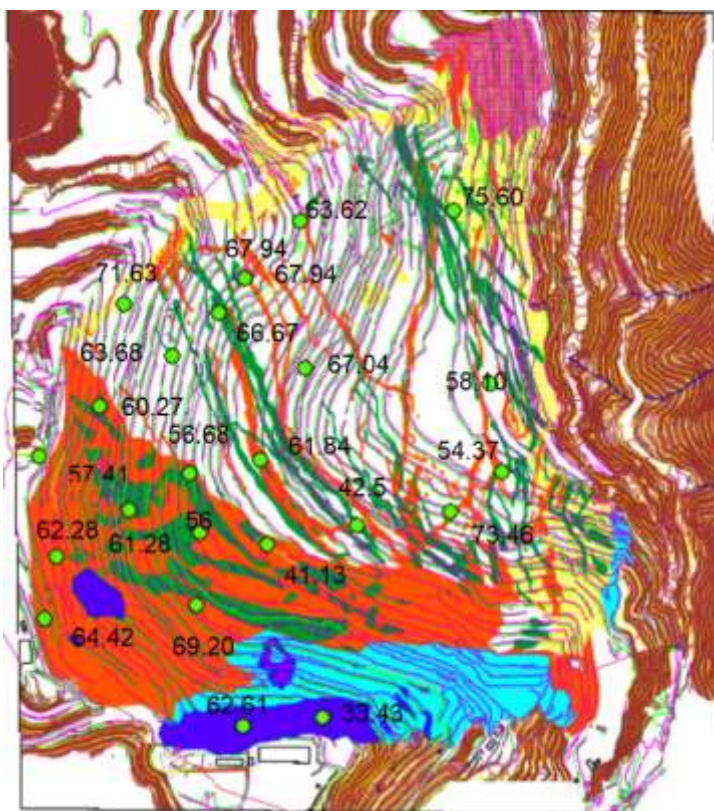
جدول 4-4 امتیازبندی پارامترهای مربوطه به شاخص قابلیت انفجار

BI	پارامترهای مربوطه					موقعیت	تراز
	σ_{ci}	SGI	JPS	JPO	RMD		
62/61	3/7	16/5	50	35	20	S	2262/5
64/42	2/31	13/5	50	28	35	N	2262/5
33/43	3/6	16/5	20	17	10	S	2250
61/28	4/05	12/5	20	36	20	M	2250
57/41	2/32	7/5	50	20	35	M	2237/5
60/27	3/03	7/5	50	25	35	M	2162/5
62/82	3/1	22/5	50	35	15	M	2150
69/20	3/89	22/5	50	27	35	M	2137/5
41/13	2/26	15	20	35	10	S	2112/5
56	5	22	20	30	35	M	2112/5
71/63	3/26	15	20	40	35	N	2112/5
56/61	2/11	1/5	20	40	50	M	2100
63/68	5/35	17	50	20	35	M	2087/5
66/67	3/33	35	20	40	35	N	2075
67/94	3/38	22/5	20	40	50	N	2062/5
61/84	3/67	25	50	20	25	M	2050
42/50	5	30	20	20	10	M	2037/5
67/04	4/08	25	50	20	35	N	2025
63/62	4/75	17/5	50	20	35	N	2012/5
73/46	4/42	27/5	50	30	35	S	1975
54/37	6/23	25	50	40	10	M	1900
75/60	3/21	50	40	50	30	M	1887/5
58/10	2/91	8	50	20	35	S	1862/5

شکل 4-12 نمودار فراوانی شاخص قابلیت انفجار معدن را نشان می‌دهد. باتوجه به این شکل شاخص قابلیت انفجار در معدن مس سونگون در بازه 60 تا 70 بیشترین تمرکز (60 درصد) را دارد و 80 درصد در بین بازه 50 تا 80 قرار دارد. با توجه پراکندگی داده در این نمودار الزام طبقه‌بندی معدن طبق قابلیت انفجار بیشتر می‌شود و استفاده از یک الگو برای بخش‌های مختلف معدن مناسب نخواهد بود. شکل 4-13 نمایی از مقادیر و همچنین موقعیت قابلیت انفجار در معدن مس سونگون را نشان می‌دهد.



شکل 4-12 نمودار فراوانی شاخص قابلیت انفجار



شکل 4-13 موقعیت و مقادیر شاخص قابلیت انفجار در معدن مس سونگون

4-4- طراحی الگوی حفاری و انفجار

طراحی الگوی حفاری و انفجار در معدن مس سونگون بر اساس ابعاد خردایش قابل قبول و همچنین با در نظر گرفتن و کاهش پیامدهای نامناسب و مشکلات موجود در عملیات آتشیاری معدن انجام شد. برای هر کدام از پارامترهای طراحی الگوی حفاری و انفجار از رابط ارائه شده در فصل دوم پایان نامه استفاده شده و ضرایب ثابتی

که در این رابطه‌های وجود دارند بر اساس شرایط و محدودیت های موجود در معدن مس سونگون انتخاب شده اند. با توجه به پراکندگی قابلیت انفجار در معدن می‌توان انفجار در معدن مس سونگون را مطابق جدول 4-5 کلاس بندی کرد.

جدول 4 - 5 کلاس بندی انفجار در معدن مس سونگون

مقادیر BI	≤ 20	20-40	40-60	60-80	≥ 80
درجه سختی انفجار	خیلی آسان	آسان	متوسط	سخت	خیلی سخت

4-5- برآورد خرج ویژه بر اساس شاخص قابلیت انفجار

خرج ویژه را مقدار ماده منفجره برای شکستن یک مترمکعب سنگ در نظر می‌گیرند. با توجه به ارتباطی که خرج ویژه با پارامترهای الگوی انفجار دارد، به دست آوردن مقدار مناسب آن برای هر معدن مورد مطالعه یکی از اهداف ضروری در بهبود الگوی حفاری و انفجار در نظر گرفته می‌شود. خرج ویژه تابع نوع ماده منفجره، وزن مخصوص سنگ و زمین‌شناسی منطقه است. در این بخش به برآورد خرج ویژه در معدن مس سونگون پرداخته می‌شود. با استفاده از اطلاعات حاصل از برداشت‌های صحرایی و تست‌های آزمایشگاهی با استفاده از رابطه ارائه شده توسط لیلی به محاسبه خرج ویژه در معدن پرداخته شده است. لیلی در ارائه شاخص قابلیت انفجار رابطه 2-11 را برای خرج ویژه پیشنهاد داده است.

با استفاده از رابطه 2-11 خرج ویژه برای 23 ایستگاه پیمایش شده محاسبه شده و در جدول 4-6 آورده شده است. جدول 4-7 نیز طبقه بندی خرج ویژه بر اساس قابلیت انفجار را نشان می‌دهد.

جدول 4-6 خرج ویژه محاسبه شده بر اساس شاخص قابلیت انفجار

تراز	موقعیت	BI	خرج ویژه
2262/5	S	62/61	0/25
2262/5	N	64/42	0/26
2250	S	33/43	0/13
2250	M	61/28	0/25
2237/5	M	57/41	0/23
2162/5	M	60/27	0/24
2150	M	62/82	0/25
2137/5	M	69/20	0/28
2112/5	S	41/13	0/16
2112/5	M	56	0/22
2112/5	N	71/63	0/29
2100	M	56/61	0/23
2087/5	M	63/68	0/25
2075	N	66/67	0/27
2062/5	N	67/94	0/27
2050	M	61/84	0/25
2037/5	M	42/50	0/17
2025	N	67/04	0/27
2012/5	N	63/62	0/25
1975	S	73/46	0/29
1900	M	54/37	0/28
1887/5	M	75/60	0/30
1862/5	S	58/10	0/23

جدول 4-7 طبقه بندی خرج ویژه براساس شاخص قابلیت انفجار

طبقه بندی					پارامتر
≥80	60-80	40-60	20-40	≤20	مقادیر BI
خیلی سخت	سخت	متوسط	آسان	خیلی آسان	درجه سختی انفجار
-	0/26	0/21	0/13	-	میانگین خرج ویژه (kg/ton)

4-5-1- محاسبه بار سنگ

با داشتن خرج ویژه محاسبه شده از روش شاخص قابلیت انفجار، با استفاده از فرمول انتقال انرژی (رابطه 2-12) برای محاسبه بار سنگ بر اساس شاخص قابلیت انفجار استفاده شد جدول 4-8 میانگین بارسنگ بر اساس شاخص قابلیت انفجار برای معدن مس سونگون را نشان می‌دهد. همانطور که در پیامدهای آتشباری در معدن مورد مطالعه گفته شده یکی از دلایل تولید قطعات درشت در خردایش، نامناسب و غیریکنواخت بودن بارسنگ در سایت انفجاری است که در معدن مشاهده می‌شود.

جدول 4-8 طبقه بندی بار سنگ براساس شاخص قابلیت انفجار

طبقه بندی					پارامتر
≥ 80	60-80	40-60	20-40	≤ 20	مقادیر BI
خیلی سخت	سخت	متوسط	آسان	خیلی آسان	درجه سختی انفجار
-	4/98	5/91	7/16	-	میانگین بارسنگ (m)

4-5-2- محاسبه فاصله داری

برای محاسبه فاصله داری به‌طور کلی از رابطه 2-13 استفاده می‌کنند جدول 4-9 میانگین فاصله داری را بر اساس قابلیت انفجار را نشان می‌دهد. از آنجایی که در معدن مس سونگون قطر چال‌ها نسبتاً زیاد است و در سیستم انفجار نیز چاشنی تأخیر استفاده می‌شود. نسبت فاصله داری به بار سنگ 1/2 در نظر گرفته شد.

جدول 4-9 طبقه بندی فاصله‌داری براساس شاخص قابلیت انفجار

طبقه بندی					پارامتر
≥ 80	60-80	40-60	20-40	≤ 20	مقادیر BI
خیلی سخت	سخت	متوسط	آسان	خیلی آسان	درجه سختی انفجار
-	5/87	6/97	8/59	-	میانگین فاصله‌داری (m)

4-5-3- محاسبه طول گل گذاری

رابطه ارائه شده برای محاسبه طول گل گذاری در رابطه 2-14 بیان شده است. طول گذاری با ضخامت بار سنگ رابطه مستقیم دارد. از طرفی بارسنگ نیز تابع وزن مخصوص سنگ و ماده منفجره است در نهایت می‌توان نتیجه گرفت که گل گذاری نیز تابع این پارامترها است. برای به‌دست‌آوردن طول گل گذاری مناسب برای آتشباری باید در ابتدا باتوجه به بار سنگ انتخاب شود و به‌تدریج شروع به اصلاح آن تا رسیدن نتیجه مطلوب ادامه

داد. به ندرت اتفاق می افتد که طول گل گذاری بیشتر از بار سنگ باشد. جدول 4-10 میانگین گل گذاری بر اساس قابلیت انفجار را نشان می دهد

جدول 4-10 طبقه بندی طول گل گذاری بر اساس شاخص قابلیت انفجار

طبقه بندی					پارامتر
≥ 80	60-80	40-60	20-40	≤ 20	مقادیر BI
خیلی سخت	سخت	متوسط	آسان	خیلی آسان	درجه سختی انفجار
-	3/48	4/13	5	-	میانگین گل گذاری (m)

4-5-4- محاسبه اضافه حفاری

برای محاسبه اضافه حفاری رابطه 2-15 پیشنهاد شده است. با مطالعات میدانی انجام شده در معدن مورد مطالعه مشاهده شد که در بعضی مناطق به علت تداخل ناحیه بین توده سنگ سخت و لایه نرم رسی در ناحیه جنوبی معدن اضافه حفاری انجام نمی شود و طول چال بالا تر از کف پله بعدی است. بر نقاط دیگر معدن نیز میزان اضافه حفاری منظم نبوده و کاملاً تصادفی است که می توانند مشکلاتی مثل شکل 4-14 ایجاد کند. جدول 4-11 اضافه حفاری محاسبه شده بر قسمت های مختلف معدن متناسب با شاخص قابلیت انفجار را نشان می دهد

جدول 4-11 طبقه بندی اضافه حفاری بر اساس شاخص قابلیت انفجار

طبقه بندی					پارامتر
≥ 80	60-80	40-60	20-40	≤ 20	مقادیر BI
خیلی سخت	سخت	متوسط	آسان	خیلی آسان	درجه سختی انفجار
-	1/74	2	2/5	-	میانگین اضافه حفاری (m)



شکل 4-14 ایجاد پاشنه به علت عدم انجام اضافه حفاری

4-5-5-محاسبه طول خرج در داخل چال

از رابطه 2-15 برای به دست آوردن طول از چال که باید توسط خرج پر شود استفاده می کنند. جدول 4-12 طول خرج در داخل چال انفجاری را متناسب با شاخص قابلیت انفجار را نشان می دهد. همچنین در جدول 4-13 نمونه ای از پارامترهای طراحی مبتنی بر شاخص قابلیت انفجار رای برا تراز 2062/5 را نشان داده شده است.

جدول 4-12 طبقه بندی طول خرج داخل چال براساس شاخص قابلیت انفجار

طبقه بندی					پارامتر
≥ 80	60-80	40-60	20-40	≤ 20	مقادیر BI
خیلی سخت	سخت	متوسط	آسان	خیلی آسان	درجه سختی انفجار
-	10/74	10/37	10	-	طول خرج داخل چال (m)

جدول 4-13 نمونه پارامترهای طراحی شده برای الگوی حفاری و انفجار در معدن مس سونگون

پارامترهای طراحی		خرج ویژه (kg/ton)	قابلیت انفجار	موقعیت	تراز
4/8	بار سنگ (m)	0/27	67/94	N	2062/5
5/67	فاصله داری (m)				
3/36	گل گذاری (m)				
1/68	اضافه حفاری (m)				
10/82	طول خرج داخل چال (m)				

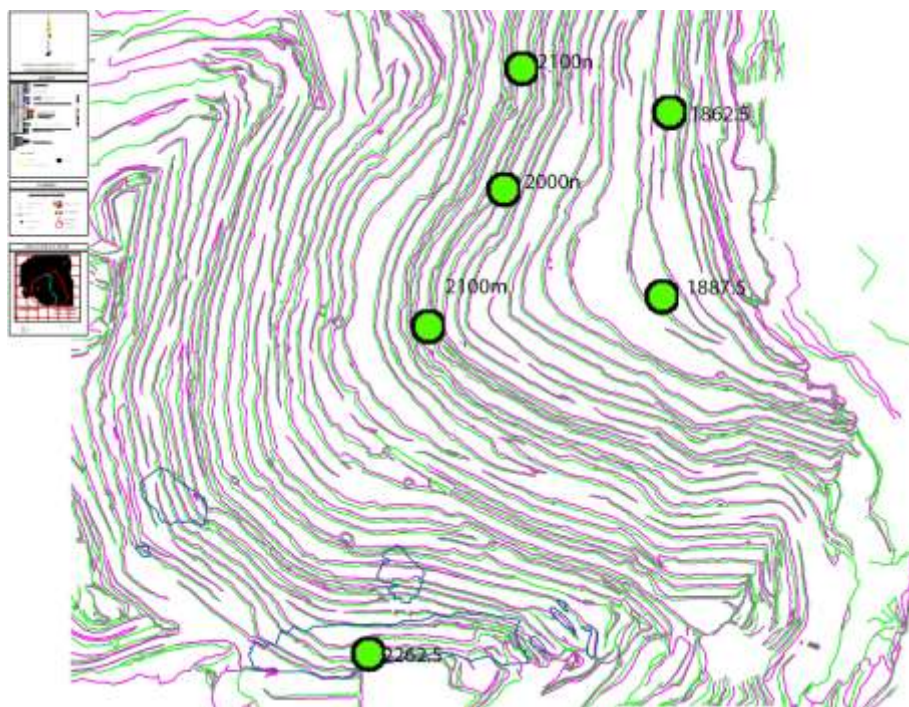
154/24	خرج موجود در هر چال (kg)				
--------	--------------------------	--	--	--	--

4-6- ارزیابی انفجارهای ثبت شده از لحاظ دانه‌بندی

به‌منظور بررسی کارآمدی الگوهای مورد‌استفاده در معدن در طول انجام این طرح، دانه‌بندی تعداد 6 انفجار مورد بررسی قرار گرفت شکل 4-15 موقعیت این سایت های انفجاری را نشان می‌دهد. در این مرحله همه پارامترهای طراحی الگوی حفاری و انفجار به طور کامل ثبت شد. جدول 4-14 پارامترهای مربوط به این انفجارها را نشان می‌دهد.

جدول 4-14 پارامترهای طراحی انفجارهای ثبت شده در معدن مس سونگون

شماره کروکی	تراز (m)	موقعیت	قطر چال (in)	طول چال (m)	بار سنگ (m)	فاصله داری (m)	اضافه حفاری (m)	خرج ویژه (kg/ton)	متر از کل حفاری (m)
A127	1887/5	N	6/5	12	4/5	6/4	0	0/48	336
A809	2262/5	S	6/5	12/27	3/7	5/1	0	0/79	539
A717	2100	N	6/5	11/9	5/3	6	0/5	0/3	476
A715	2100	M	6/5	13	5	5/8	0/5	0/33	429
A252	1862/5	N	6/5	12/8	5/2	7/2	0/3	0/22	405
A534	2000	N	6/5	11	5	7	0	0/4	495



شکل 4- 15 موقیعت انفجار های ثبت شده در معدن مس سونگون

آگاهی از توزیع اندازه قطعات سنگ خرد شده در اثر انفجاری به منظور ارزیابی کارایی عملیات انفجار امری بسیار مهم است. روش‌های مختلفی برای اندازه‌گیری توزیع اندازه وجود دارد که در دودسته کلی قرار می‌گیرند. روش مستقیم و روش غیرمستقیم [40]. آنالیز سرندي 'روشی مستقیم و دقیق برای اندازه‌گیری توزیع اندازه است. اما به دلیل هزینه بر بودن و زمان بر بودن برای انفجارهای تولیدی در مقیاس‌های بزرگ کاربردی نیست، به همین دلیل روش‌های غیرمستقیم که روش‌های مشاهده‌ای، تجربی و دیجیتالی هستند توسعه یافته‌اند [41]. تکنیک‌های آنالیز تصویر دیجیتال، تعیین توزیع اندازه خردایش ناشی از انفجار را سریع و دقیق ممکن می‌سازد. نرم‌افزارهای پردازش تصویر دیجیتال در دهه 1990 توسعه یافته و در حال حاضر یک ابزار پذیرفته شده در سراسر جهان در صنایع معدنی و فرآوری مواد معدنی هستند و به طور عمده در معادن استفاده می‌شود. مزیت اصلی آن این است که می‌توان از آن به صورت مداوم و بدون تأثیر بر چرخه تولید استفاده کرد که آن را به تنها ابزار عملی برای ارزیابی خردایش در معدن تبدیل می‌کرده است.

یکی از مزایای روش پردازش تصویر این است که محدودیتی در اندازه و حجم کپه وجود ندارد. نمونه‌ها (تصاویر) به سرعت آماده می‌شوند و در روند تولید اختلال ایجاد نمی‌کنند. علاوه بر این، نتایج را می‌توان به سرعت تجزیه و تحلیل کرد که بر اساس آن می‌توان پارامترهای الگوی انفجار را بهینه کرد. با توجه به سهولت نمونه‌برداری،

می‌توان تعداد زیادی تصویر تهیه کرد تا خطای تحلیل کاهش یابد. قیمت تجهیزات مورد نیاز برای این روش نیز مقرون به صرفه تر است. به عنوان نقطه ضعف این روش، دامنه اطلاعات اولیه به سطح قابل مشاهده از کپه وابسته است. از این رو، باید استراتژی خاصی در تهیه نمونه به کاربرد تا عکس‌های تهیه شده معرفی از کل کپه مورد ارزیابی باشند. از طرفی برای تشخیص دقیق مرزبندی قطعات و کاهش خطا باید تصاویری با کیفیت بالا تهیه کرد. اگرچه اکثر نرم‌افزارهای مورد استفاده برای آنالیز امکان مرزبندی دستی به کمک اشاره گر موس را دارند که موجب دقت در کار می‌شود، اما این کار بسیار وقت گیر است. مشکل دیگر استخراج اطلاعات سه بعدی دقیق از تصاویر دوبعدی است که نیاز به فرموله کردن فرضیه‌هایی برای بعد سوم قطعات دارد [42].

4-6-1- معرفی نرم‌افزار مود استفاده برای بررسی کیفیت خردایش

برای ارزیابی کیفیت خردایش، توزیع دانه بندی حاصل از انفجار با استفاده از نرم افزار پردازش تصویر Split-Desktop به دست آمد. Split-Desktop برای تجزیه و تحلیل تصاویر دیجیتالی به دست آمده از دوربین های دیجیتال و برای تعیین توزیع درجه بندی تکه تکه شدن ناشی از انفجار طراحی شده است. نسخه اولیه این نرم افزار با تلاش 10 ساله یک تیم تحقیقاتی از گروه مهندسی معدن و علوم زمین دانشگاه آریزونا در ایالات متحده توسعه یافته است. در حال حاضر آخرین نسخه از این نرم افزار موجود در بازار نسخه 4.4 با پیشرفت هایی نسبت به نسخه های قدیمی تر است. این نرم افزار امکان مرز بندی دستی و خودکار قطعات و همچنین ویرایش قطعات به صورت دستی و را فراهم می کند تفاوت این نرم افزار با سایر برنامه های آنالیز تصویر در ویژگی هایی است که استفاده از آن را تسهیل کرده و برخی از خطاها را به میزان قابل توجهی کاهش می دهد. برخی از مزایای این نرم افزار به شرح زیر است [43].

- ❖ امکان اعمال سه مقیاس بر روی تصویر؛
- ❖ امکان تغییر وضوح تصاویر در نرم افزار؛
- ❖ امکان کار با پسوند های رایج و متنوع برای تصاویر دیجیتال مانند bmp, jpg, tif
- ❖ امکان تعیین مناطق مواد ریز و مناطقی که نیاز به تجزیه و تحلیل ندارند
- ❖ امکان ادغام نمودارهای توزیع اندازه حاصل از هر تصویر و ایجاد درخت پروژه و ارائه منحنی توزیع اندازه نهایی پروژه.
- ❖ امکان بزرگ نمایی تصویر و قطعه بندی خودکار قطعات.
- ❖ امکان ارسال نتایج نهایی به اکسل و انجام تحلیل های بیشتر.

در این نرم افزار تصاویر می توانند به وسیله دوربین های دیجیتال از محل های نظیر توده سنگ خورد شده، کامیون ها، توده های مخصوص عملیات لیچینگ، دمپ باطله، نقاط تخلیه، یا سطح نوار نقاله یا هر مکانی که امکان گرفتن تصاویر خوب را داشت باشد، گرفته شود [44].

تصاویر استفاده شده در این نرم افزار باید شرایط زیر را داشته باشند [40] :

- ❖ روش تصویربرداری باید عملاً برای همه نمونه ها یکسان باشد.
- ❖ تصاویر باید طیف وسیعی از ابعاد قطعات (از جمله قطعات بزرگ تا ریز) را پوشش دهند.
- ❖ تصاویر باید به گونه ای تهیه شوند که فاقد هرگونه سایه باشند و از نور یکنواخت بهره مند شوند.
- ❖ در زمان تصویربرداری، لنز دوربین باید تا حد امکان در حالت عادی روی کپه قرار گیرد.

نرم افزار Split-Desktop دارای پنج مرحله برای تجزیه و تحلیل هر تصویر است. اولین گام تعیین مقیاس در تصاویر گرفته شده است. مرحله دوم، مرزبندی دستی یا خودکار تصاویر توسط نرم افزار است. مرحله سوم به کاربر اجازه می دهد تا با ویرایش مرزبندی خودکار نرم افزار، خطاهای موجود در مرزبندی خودکار را رفع کند و از واقعی بودن نتایج اطمینان به عمل آید. مرحله چهارم شامل محاسبه منحنی توزیع ابعادی بر مبنای قطعات مرزبندی شده است. در گام پنجم نتایج مربوطه به وسیله طرح های گرافیکی و جدول به کاربر نمایش داده می شود [35].

در نرم افزار Split-Desktop، استفاده از 1 تا سه تا مقیاس مجاز است که می توانند خط کش، مخروط های ترافیکی یا توپ باشند. در این مطالعه، همان طور که در شکل 4-16 نشان داده شده است، دو توپ با قطر 250 میلی متر در نزدیکی بالا و پایین هر ناحیه از تصویر قرار داده شد. طول مقیاس و مقدار مقیاس بر حسب میلی متر برای نرم افزار تعریف شد. در Split-Desktop، مقیاس گذاری بر روی تصاویر می توانند به صورت دستی یا اتوماتیک باشد که ما به صورت دستی برای تصاویر مقیاس را مشخص کردیم و به وسیله رنگ آبی مشخص شد.

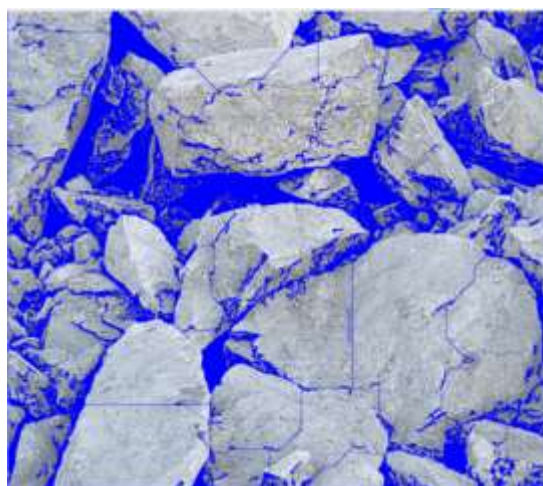
4-1-1-6-1- مرزبندی

آنالیز کیفیت خردایش در نرم افزار Split-Desktop به کمک مرزبندی انجام می شود و این مرحله اساس انجام محاسبات در نرم افزار است. فرایند مرزیابی در Split-Desktop به دو روش دستی و خودکار انجام می گردد. هر کدام از این روش های مزایا و همچنین معایبی را دارد که می توان به دقت پایین و سرعت عملکرد بالای روش خودکار و دقت بالا و وقت گیر بودن مرزیابی به صورت دستی اشاره کرد روش معمول کار با نرم افزار Split-Desktop استفاده از درصد معقول برای آنالیز و سپس خطا گیری آنالیز به کمک روش دستی است.



شکل 4-16 نمونه از کپه انفجاری مقیاس گذاری شده برای استفاده در نرم افزار Split-Desktop

استفاده از روش خودکار برای مرزبندی باعث افزایش خطای نرم افزار می شود، به شکلی که نرم افزار رگه های موجود در سنگ را عنوان لبه ها قطعه در نظر می گیرد باید به صورت درستی مورد ویرایش قرار بگیرد. را عنوان لبه ها قطعه در نظر می گیرد باید به صورت درستی مورد ویرایش قرار بگیرد. شکل 4-17 نمونه از این خطاها در نرم افزار Split-Desktop را نشان می دهد.



شکل 4-17 نمونه از مرزبندی خودکار در نرم افزار Split-Desktop

4-6-2- کیفیت خردایش در انفجار A127

در این انفجار که در موقعیت شمال در تراز 1887/5 و در توده سنگ منزونیت انجام شد. تعداد 28 حلقه چال با متوسط طول 12 متر در الگوی لوزی شکل پیاده استفاده شده است. در این سایت انفجاری از 3800 کیلوگرم

آنفو با خرج ویژه 0/48 مورد استفاده قرار گرفت. سایر مواد منفجره استفاده شده در این سایت انفجاری در جدول 4- 15 قابل مشاهده است.

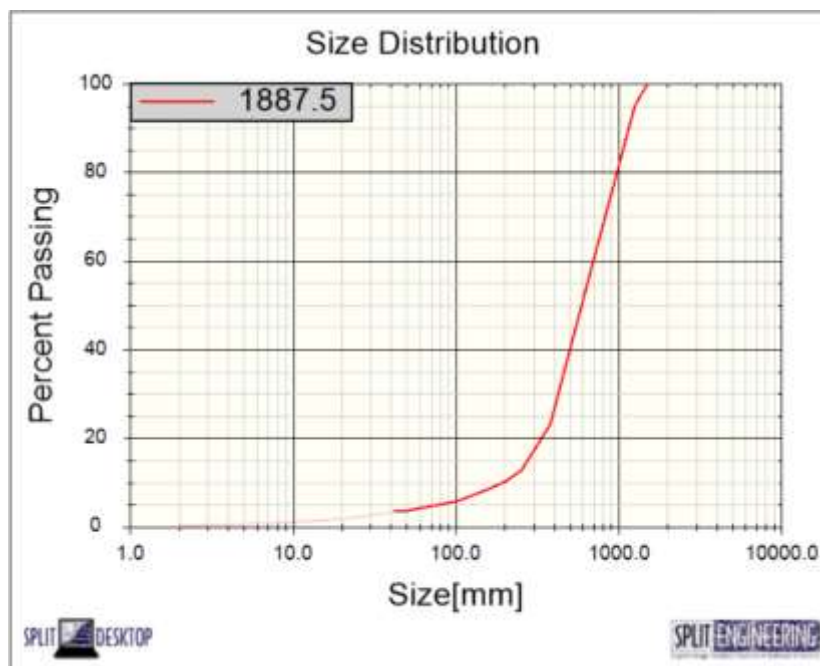
جدول 4- 15 مواد منفجره مورد استفاده در انفجار A127

ردیف	پارامتر	مقدار
1	آنفو مصرفی کل (kg)	3800
2	کورتکس (m)	500
3	رله تأخیری 13	2
4	چاشنی معمولی	2
5	فتیله باروتی	4
6	بوستر 2 پوندی	28
7	خرج ویژه کورتکس (m/m^3)	0/06
9	درصد خرج گذاری طول چال (%)	56

از شکل 4-18، می توان دریافت که حدود 30 درصد از قطعات حاصل، ابعادی زیر 250 میلیمتری دارند. میانگین خردایش واقعی (F_{50} ، 50٪ عبوری از سرنند) انفجار 391 میلی متر و F_{80} (اندازه دهانه سرنندی 80 درصد از آن عبور می کنند) 690 میلی متر است. اندازه بزرگ ترین اندازه در کپه انفجاری نیز توسط نرم افزار Split-desktop تعیین می شود که 1497 میلی متر است.

جدول 4- 16 درصد های عبوری برای انفجار A129

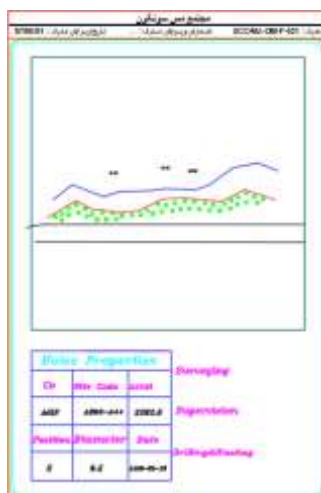
درصد عبوری	F_{10}	F_{20}	F_{30}	F_{40}	F_{50}	F_{60}	F_{70}	F_{80}	F_{90}
ابعاد	191	348	442	522	601	688	783	890	1076



شکل 4-18 نمودار توزیع اندازه تکه تکه شدن برای A127

4-6-3- آنالیز خردایش در انفجار A809

دومین انفجار مطابق کروکی 4-19 در جنوب پله 2262/5 در توده سنگ تراکیت بازالت معدن ثبت شد. به در این پله تعداد 44 چال به عمق 12/27 در الگوی لوزی شکل حفر شد. متراژ کل حفاری انجام شده در این سایت انفجاری 539 متر بود. در این سایت انفجاری میزان اضافه حفاری صفر ثبت شد. کل آنفو مصرفی در این سایت 7700 کیلوگرم بوده است. جدول 4-17 مواد منفجره مصرفی در این انفجار را نشان می‌دهد.



شکل 4-19 کروکی سایت انفجاری برداشت شده

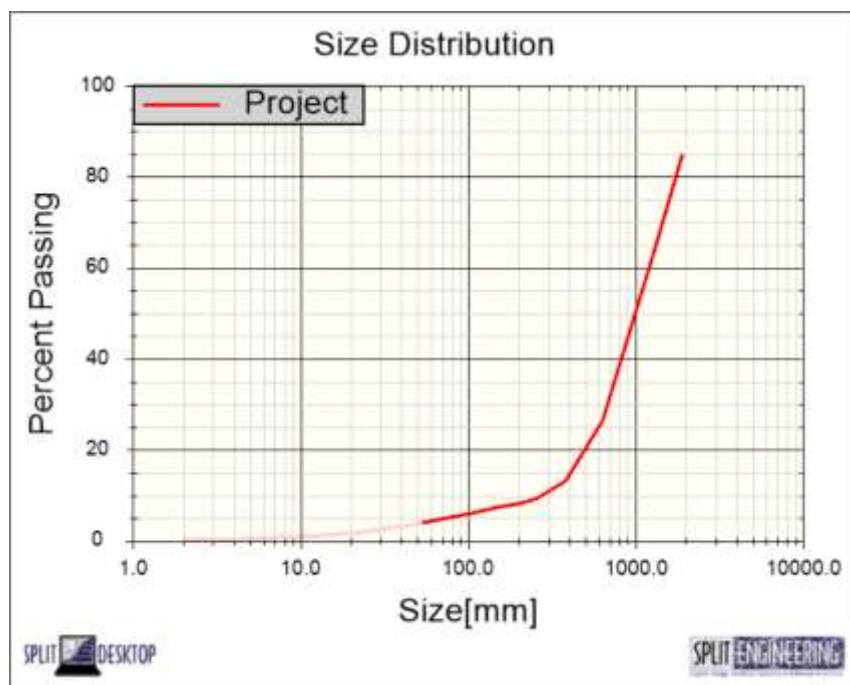
جدول 4- 17 مواد منفجره مورد استفاده در انفجار A809

ردیف	پارامتر	مقدار
1	آنفو مصرفی کل (kg)	7700
2	نانل (U500 عدد) 15 متری	41
3	نانل (U500 عدد) 12 متری	2
4	نانل (U500 عدد) 10 متری	2
5	نانل (SL65 عدد)	44
6	بوستر	3
7	رله تاخیری 13	2
8	چاشنی معمولی	2
9	فتیله باروتی	4
10	بوستر 2 پوندی	42
11	درصد خرج گذاری طول چال (%)	61

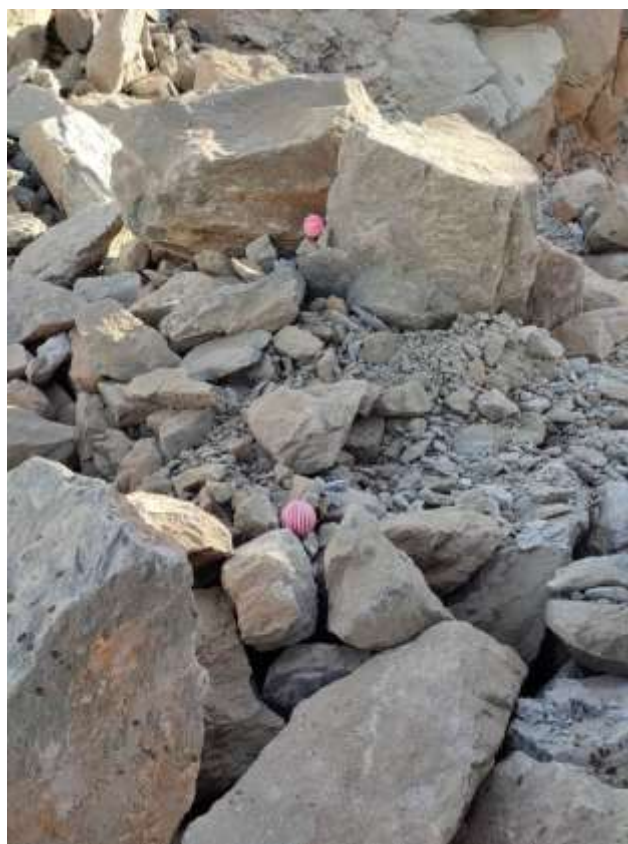
نتایج حاصل از آنالیز خردایش در این سایت انفجاری در شکل 4-20 نمایش داده شده است که با بررسی این نمودار و همچنین تصاویر ثبت شده همانند 4-21، می توان به عدم خردایش مناسب در این ناحیه از معدن پی برد این ناحیه از معدن به واسطه وجود ناپیوستگی های شدید، جزء چالش برانگیزترین مناطق از لحاظ خردایش انفجار است. در انفجار ثبت شده F₂₀ دارای ابعاد بزرگ 537 میلی متری بوده است. ابعاد متوسط خردایش (F₅₀)، 1026 میلی متری است بزرگ ترین قطر ثبت شده برای قطعات خرد شده در این انفجار 3000 میلی متر ثبت شده است.

جدول 4-18 در صدهای عبوری به دست آمده برای انفجار A809

درصد عبوری	F ₁₀	F ₂₀	F ₃₀	F ₄₀	F ₅₀	F ₆₀	F ₇₀	F ₈₀	F ₉₀
	287	527	691	854	1026	1221	1438	1733	2190



شکل 4- 20 نمودار توزیع اندازه تکه تکه شدن برای A809



شکل 4- 21 نمونه از قطعات درشت ثبت شده در انفجار A809

4-6-4- آنالیز خردایش در انفجار A717

انفجار A717 ناحیه شمالی معدن و در تراز 2100 با تعداد 40 حلقه چال 6/5 اینچی به عمق 11/9 متری و اضافه حفاری 0/5 متری به ثبت رسید آنفو کل مصرفی در این انفجار 4500 کیلوگرم و متراژ کل حفاری در این سایت 476 متر بود. جدول 4-19 مواد منفجره مصرفی در این انفجار را نشان می‌دهد.

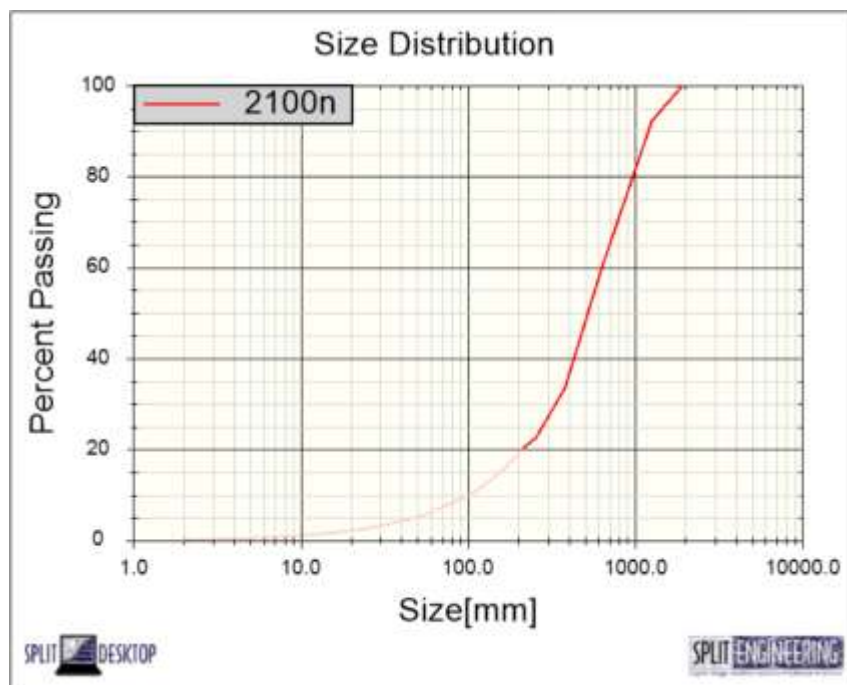
جدول 4-19 مواد منفجره مصرفی در انفجار A717

ردیف	پارامتر	مقدار
1	آنفو مصرفی کل (kg)	4500
2	کورتکس (m)	750
3	رله تأخیری 13	2
4	چاشنی معمولی	1
5	فتیله باروتی	2
6	بوستر 2 پوندی	40
7	خرج ویژه کورتکس (m/m^3)	0/04
9	درصد خرج گذاری طول چال (%)	62

بررسی نمودار دانه بندی در شکل 4-22 نشان می‌دهد که 20 درصد از خردایش حاصل داری ابعاد زیر 250 میلی‌متری، خردایش متوسط یعنی F_{50} در این انفجار ابعاد 534 میلی‌متر را دارد. بزرگ‌ترین قطعه ثبت شده توسط نرم‌افزار در این انفجار 1182.31 میلی‌متر بود.

جدول 4-20 درصد های عبوری بدست آمده برای انفجار A717

در صد عبوری	F_{90}	F_{80}	F_{70}	F_{60}	F_{50}	F_{40}	F_{30}	F_{20}	F_{10}
ابعاد	11/31	9/76	7/31	6/84	5/4	4/4	3/7	2/15	/56
د	82	25	59	35	34	41	45	10	99



شکل 4-22 نمودار توزیع اندازه تکه تکه شدن برای انفجار A714

4-6-5- آنالیز خردایش در انفجار A715

انفجار A715 در تراز 2100 و موقعیت میانی معدن در توده سنگ منزونیت معدن با مترآژ کل حفاری 204 متر، تعداد 17 حلقه چال به قطر 6/5 اینچی، عمق 12 متر بدون اضافه حفاری ثبت شده است. خرج ویژه در این انفجار 0/2 کیلوگرم برتن بوده است. جدول 4-21 مواد منفجره مصرفی در این انفجار را نشان می‌دهد.

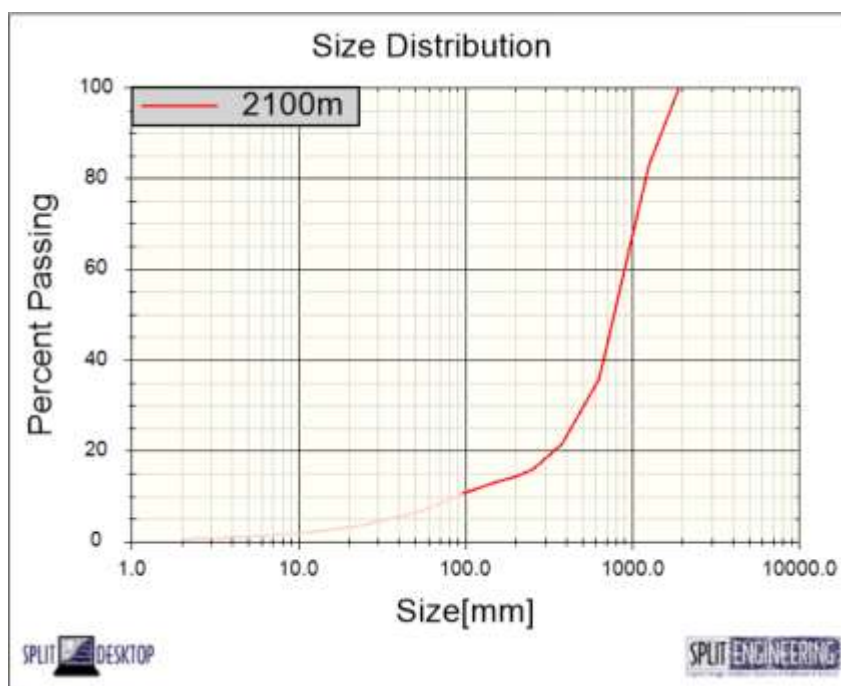
جدول 4-21 مواد منفجره مصرفی در انفجار A715

ردیف	پارامتر	مقدار
1	آنفو مصرفی کل (kg)	2600
2	کورتکس (m)	300
3	رله تأخیری 13	2
4	چاشنی معمولی	2
5	فتیله باروتی	4
6	بوستر 2 پوندی	17
7	خرج ویژه کورتکس (m/m^3)	0/04
9	درصد خرج گذاری طول چال (%)	64

شکل 4-23 نشان می‌دهد که در متوسط خردایش در این انفجار F_{50} دارای ابعاد 666 میلی‌متری است. همچنین حدود 17 درصد از قطعات حاصل از انفجار دارای خردایش ابعاد زیر 200 میلی‌متری دارند همچنین طبق جدول ارائه شد در نرم‌افزار Split-Desktop، F_{20} برای انفجار 261 میلی‌متر و F_{80} به ابعاد 1116 ثبت شده است. بزرگ‌ترین قطر¹ برای خردایش در این انفجار 2000 متر ثبت شده است.

جدول 4-22 درصد‌های عبوری بدست آمده برای انفجار A715

درصد عبوری	F_{10}	F_{20}	F_{30}	F_{40}	F_{50}	F_{60}	F_{70}	F_{80}	F_{90}
(mm) ابعاد	80	261	408	408	666	804	954	1116	1360



شکل 4-23 نمودار توزیع ابعاد در انفجار A715

4-6-6- آنالیز خردایش انفجار A252

پنجمین انفجار با شماره کروکی A252 در تراز 1862/5 در موقعیت شمالی مورد ارزیابی قرار گرفت. تعداد چال‌های حفر شده در این تراز 37 حلقه بود. کل متراژ حفاری در این انفجاری 405 متر بوده است. میزان آنفو مصرفی در این انفجار 4000 کیلوگرم، خرج ویژه آنفو مصرفی در این سایت انفجاری، 0/22 کیلوگرم برتن بوده

¹ Top size

است. عمق چال‌های حفاری، 10/97 متر است. در بعضی نیز چال اضافه حفاری 30 سانتی‌متر انجام شده بود. از 36 حلقه حفر شده در این سایت 6 سایت داری 3 تا 6 متر آبدار گزارش شده است. مواد منفجره مورد استفاده در این سایت در جدول 4-23 نشان داده شده است.

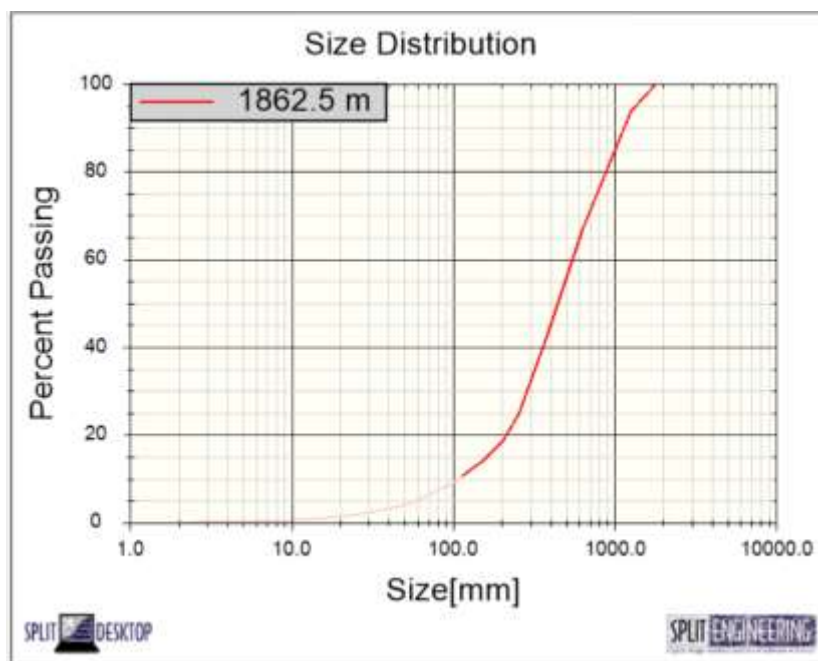
جدول 4-23 مواد منفجره مصرفی در انفجار A252

ردیف	پارامتر	مقدار
1	آنفو مصرفی کل (kg)	4000
2	نانل U500(12m)	37
3	نانل SL65	37
4	چاشنی معمولی	1
5	فتیله باروتی	2
6	بوستر 2 پوندی	37
7	خرج ویژه کورتکس (m/m^3)	0/036
9	درصد خرج‌گذاری طول چال (%)	43

جدول 4-24 ابعاد خردایش حاصل از این انفجار را در دهانه‌های مختلف ورودی سرند نشان می‌دهد. F_{20} در این انفجار 214 به دست آمده است. مقدار متوسط خردایش در F_{50} نیز 440 از نرم افزار split-desktop ثبت شده بزرگترین ابعاد بردشت شده از این انفجار 1778 بوده است با توجه به این در این سایت انفجاری تعدادی چال آبدار گزارش شده است وجود ابعاد بزرگ نیز محتمل بوده است. آنالیز تصاویر برداشته شده در این شکل 4-24 نشان داده شده است.

جدول 4-24 درصد‌های عبوری بدست آمده برای انفجار A252

درصد عبوری	F_{10}	F_{20}	F_{30}	F_{40}	F_{50}	F_{60}	F_{70}	F_{80}	F_{90}
ابعاد (mm)	10	214	292	364	440	540	685	877	1135



شکل 4-24 نمودار توزیع ابعاد خردایش در انفجار A252

4-6-7- آنالیز خردایش در انفجار A534

آخرین انفجار برداشت شده در تراز 2000 و در ناحیه شمالی این تراز ثبت شد. تعداد چال‌های حفر شده در این سایت 45 چال به عمق 11 متر با متراژ گل 495 متر حفر شده قطر چال در سایت نیز همانند همه چال‌های حفر شده در معدن مس سونگون 6/5 اینچ بود. مطابق جدول 4-25، کل آنفو مصرف شده در این سایت 5250 کیلوگرم ثبت شده ثبت شده است.

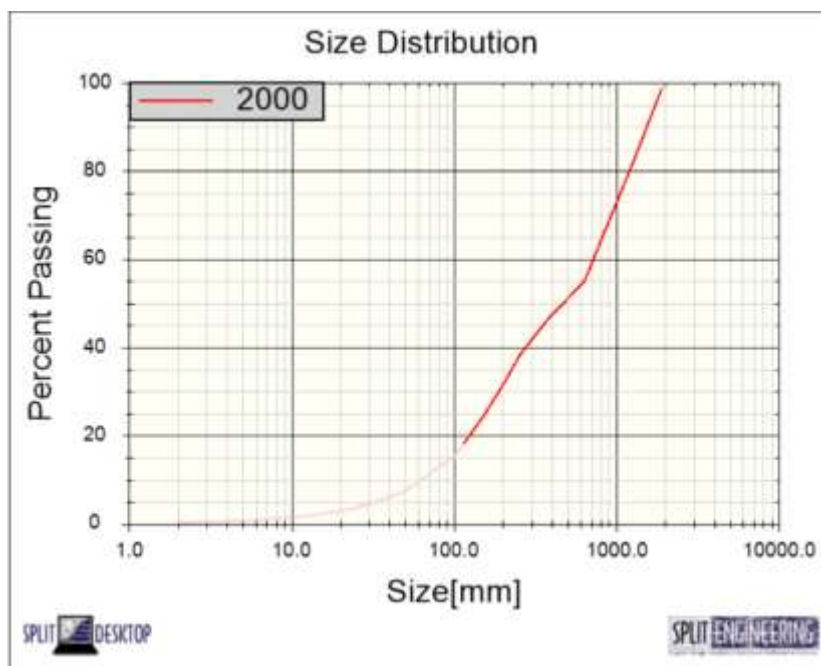
جدول 4-25 مواد منفجره مصرفی در انفجار A534

ردیف	پارامتر	مقدار
1	آنفو مصرفی کل (kg)	5250
2	کورتکس (m)	750
3	رله تأخیری 13	2
4	چاشنی معمولی	1
5	فتیله باروتی	2
6	بوستر 2 پوندی	45
7	خرج ویژه کورتکس (m/m^3)	0/052
9	درصد خرج گذاری طول چال (%)	61

از شکل 4-25 برداشت می‌شود که این انفجار دارای F_{50} نسبتاً مناسب با قطر 424 میلی‌متر است و حدود 30 درصد از قطعات در طبقه قطعات ریز قرار می‌گیرند در این انفجار همچنین F_{80} نیز با قطر 1121 میلی‌متر دارای ابعاد مناسبی نسبتاً به ظرفیت سنگ‌شکن دارد. با وجود مناسب بودن نسبی انفجار در این سایت اما قطعات درشت در این انفجار نیز وجود دارد که در فرایند بارگیری و باربری مشکل‌ساز خواهد بود. بزرگ‌ترین قطر ثبت شده برای این انفجار 1669 میلی‌متر است.

جدول 4-26 درصد‌های عبوری بدست آمده برای انفجار A534

درصد عبوری	F_{10}	F_{20}	F_{30}	F_{40}	F_{50}	F_{60}	F_{70}	F_{80}	F_{90}
ابعاد (mm)	64	126	189	270	424	769	984	1021	1514



شکل 4-25 نمودار توزیع خردایش در انفجار A534

7-4 بررسی کلی انفجارهای ثبت شده در معدن

به منظور بررسی کلی انفجارهای ثبت شده در معدن و با توجه به ویژگی‌های سنگ شکن موجود در معدن جدول 4-27 طراحی شد در این جدول با توجه به این که ابعاد بالای 1200 میلی‌متری برای سنگ شکن مشکل

ایجاد می کند، ابعاد بالای 1200 میلی متر برای هر انفجار مشخص شده اند. از طرفی با توجه به این اینکه خروجی سنگ شکن در معدن مس سونگون ابعاد زیر 250 میلی متر است. این ابعاد نیز برای انفجارهای ثبت شده مشخص شده است. از آنجایی که ابعاد زیر 250 میلی متر باعث افزایش هزینه های حفاری و انفجار می شوند و همچنین ابعاد بالای 1200 نیز برای سنگ شکن مناسب نیستند، قطر بهینه نیز شامل ابعادی از خردایش می شوند که به طور کلی ابعادی بالای 250 میلی متر و زیر 1200 میلی متر داشته باشد. با بررسی ستون مربوط به قطر مناسب برای خردایش مشخص می شود که بجز انفجارهای انجام شده در ترازها 1800 که هر کدام 83 و 82 درصد از خردایش ها بهینه است. ولی در سایر انفجارها خردایش بهینه درصد پایینی را نشان می دهد. در نتیجه نیاز است با تغییر در الگوهای حفاری و انفجار این نواحی از معدن، نتایج حاصل را جایی که امکان دارد به ابعاد مطلوب رساند و میزان این سه پارامتر با در نظر گرفتن تأثیری که رو هم دارند به خردایش مطلوب نزدیک کرد.

جدول 4- 27 بررسی کلی کیفیت خردایش در انفجارهای ثبت شده

کد انفجار	F20(mm)	F50(mm)	F80(mm)	(%) $d>1200$	>250 (%) d	قطر مناسب (%)
A127	348	601	890	5	12	83
A809	527	1026	1733	62	9	29
A717	210	534	925	8	16	76
A715	261	666	1116	7	19	73
A252	214	440	877	4	14	82
A534	126	424	1121	8	28	64

8-4- پیاده سازی الگوی حفاری انفجار طراحی شده و آنالیز خردایش الگوهای پیشنهادی

به منظور اعتبارسنجی الگوهای طراحی شده در طول پایان نامه، دو انفجار با الگوی پیشنهادی در معدن انجام شد. برای این کار دو نمونه از الگوهای حفاری شده در ترازهای مختلف با پارامترهای طراحی متفاوت پیاده شد.

8-4-1- آنالیز خردایش انفجار A714

در اولین الگوی پیشنهادی در تراز 2100 و موقعیت میانی این پله با تعداد 33 حلقه چال با عمق و 13/8 متر از کلی حفاری 462، قطر چال 6/5 اینچی با خرج ویژه پیشنهادی 0/23 کیلوگرم برتن با الگوی لوزی شکل و اضافه حفاری 1/25 متری اجرا شد. سایر پارامترهای مربوط به الگوی پیشنهادی اجرا شده را در جدول 4-28 نشان داده شده است. طبق اطلاعات جدول 4-29 کل آنفو مصرفی 4000 کیلو گرم بوده است.

جدول 4- 28 پارامترهای مربوط به طراحی الگوی پیشنهادی

پارامتر	بار سنگ (m)	فاصله داری (m)	قطر چال (in)	طول خرج داخل چال (m)	ارتفاع پله (m)	اضافه حفاری (m)	خرج ویژه (kg/ton)	وزن آنفو در هر چال (kg)
مقدار	6/25	7/38	6/5	9/37	12/5	1/25	0/23	133/36

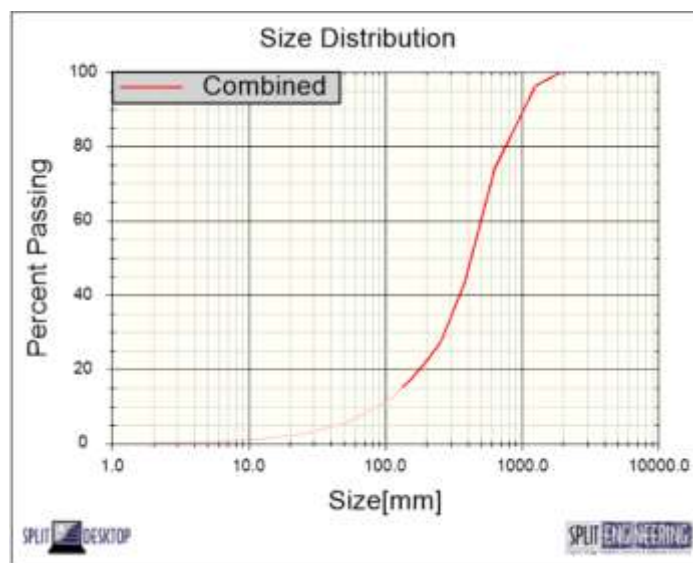
جدول 4- 29 مواد انفجاری مصرفی در انفجار A714

ردیف	پارامتر	مقدار
1	آنفو مصرفی کل (kg)	4000
2	کورتکس (m)	620
3	رله تأخیری 13	2
4	چاشنی معمولی	1
5	فتیله باروتی	2
6	بوستر 2 پوندی	33
7	خرج ویژه کورتکس (m/m^3)	0/06

نمودار آنالیز خردایش حاصل از این الگوی در شکل 4-26 نشان داده شده است. باتوجه به اطلاعات خروجی نرم افزار میزان F_{20} برای این سایت 162 میلی متر، F_{50} به مقدار 378 میلی متر و همچنین F_{80} برای این سایت قطر مناسب 590 میلی متر ثبت شده است بزرگ ترین قطعه ثبت شده در این انفجار با قطر 1406 توسط نرم افزار Split-Desktop ثبت شد.

جدول 4- 30 درصدهای عبوری بدست آمده برای انفجار A714

درصد عبوری (mm) ابعاد	F_{10}	F_{20}	F_{30}	F_{40}	F_{50}	F_{60}	F_{70}	F_{80}	F_{90}
	88	178	278	357	429	505	593	710	933



شکل 4-26 نمودار توزیع ابعادی خردایش حاصل از انفجار A714

4-8-2- آنالیز خردایش انفجار A201

دومین الگوی پیشنهادی در تراز 1887/5 و در موقعیت شمالی به تعداد 36 حلقه چال 6/5 اینچی به عمق 14 متر و با اضافه حفاری 1/3 متری پیاده شد. میزان کل آنفوی مصرفی برای این سایت انفجاری 4700 کیلوگرم با خرج ویژه 0/3 بود. جدول 4-31 و جدول 4-32 به ترتیب پارامترهای طراحی و مواد منفجره مصرفی این انفجار را نشان می‌دهد.

جدول 4-31 پارامترهای طراحی شده برای انفجار A201

پارامتر	بارسنگ (m)	فاصله داری (m)	قطر چال (in)	طول خرج داخل چال (m)	ارتفاع پله (m)	اضافه حفاری (m)	خرج ویژه (kg/ton)	وزن آنفو در هر چال (kg)
مقدار	5/01	6	6/5	9/19	12/5	1/3	0/3	131/6

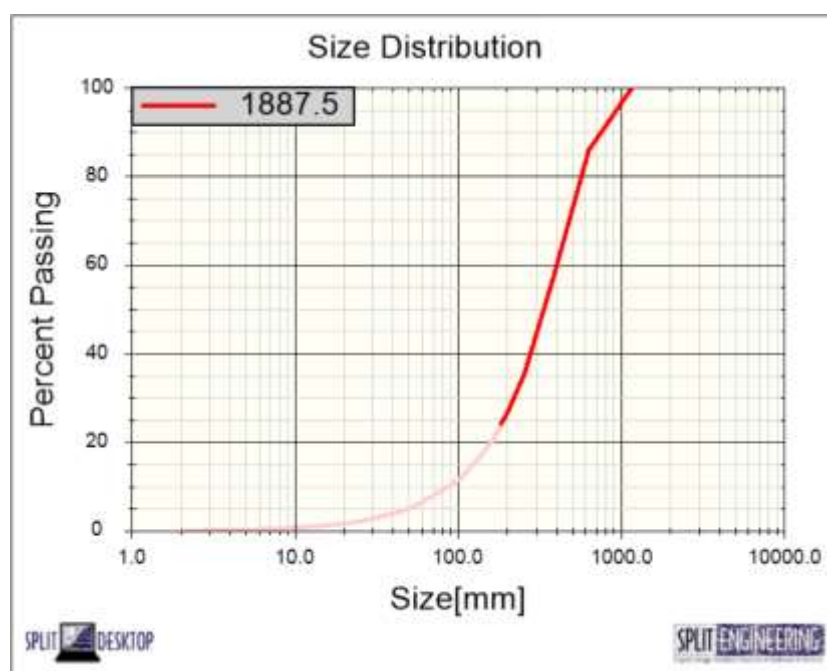
جدول 4-32 مواد منفجره مصرفی در انفجار A201

ردیف	پارامتر	مقدار
1	آنفو مصرفی کل (kg)	4700
2	کورتکس (m)	650
3	رله تأخیری 13	2
4	چاشنی معمولی	2
5	فتیله باروتی	4
6	بوستر 2 پوندی	36
7	خرج ویژه کورتکس (m/m^3)	0/03

نمودار 4-27 خردایش حاصل انفجار A201 بزرگ‌ترین قطر ثبت شده $F_{20}, 1169$ این انفجار 157 میلی-متر، F_{50} دارای قطر 341 و همچنین F_{80} برای این انفجار 565 میلی‌متر ثبت شد.

جدول 4-33 درصد عبوری و ابعاد دانه بندی برای انفجار A201

درصد عبوری ابعاد (mm)	F_{10}	F_{20}	F_{30}	F_{40}	F_{50}	F_{60}	F_{70}	F_{80}	F_{90}
	88	157	221	281	341	402	474	565	702



شکل 4-27 نمودار توزیع خردایش انفجار A201

9-4- مقایسه دانه‌بندی الگوهای حفاری انفجاری

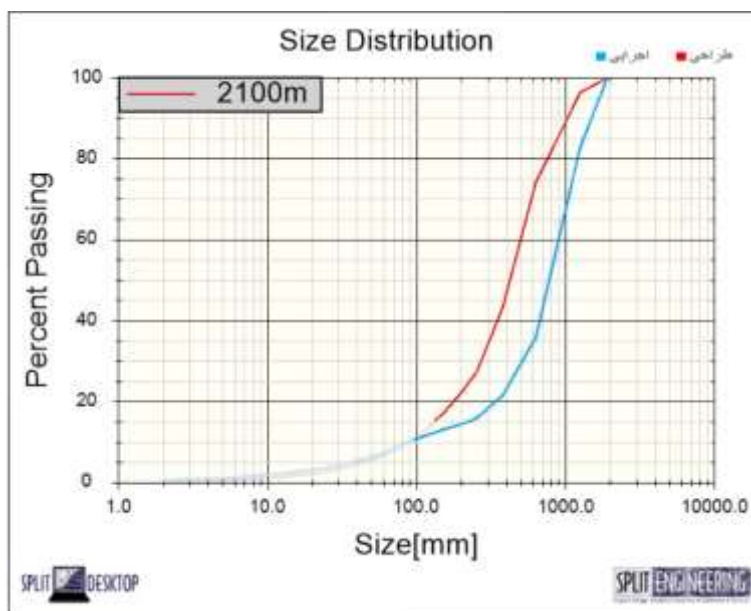
9-4-1- دانه‌بندی انفجارهای انجام شده در تراز 2100

در انفجار تراز 2100 با الگوی مرسوم در معدن ثبت شده است، مقادیر F_{80}, F_{50}, F_{20} به ترتیب 666, 261 و 1116 میلی‌متر به دست آمد. با توجه به این که دهانه سنگ‌شکن در معدن مس سونگون 70 سانتی‌متر است. ابعاد F_{80} این انفجار بزرگ‌تر بوده و این انفجار نامناسب است. در الگوی طراحی شده برای این ناحیه از معدن در پارامترهای حفاری تغییراتی انجام شده است که در آن میزان ابعاد شبکه افزایش یافته همچنین اضافه حفاری از 0/5 متر به 1/25 متر رسیده میزان خرج ویژه محاسبه شده بر اساس شاخص قابلیت انفجار نیز کاهش یافته است.

ابعاد دانه‌بندی در الگوی پیشنهادی برای مقادیر F_{80} , F_{50} , F_{20} به ترتیب 249, 178, 710 میلی‌متر ثبت شده است. میزان ابعاد بزرگ‌ترین قطر ثبت شده در این ناحیه نیز در الگوی اجرایی 2000 میلی‌متر ثبت شده است که در الگوی پیشنهادی به 1406 میلی‌متر رسیده است. با بررسی نمودار در شکل 4-28، میزان یکنواختی خردایش در الگوی طراحی شده بهتر از الگوی اجرایی است. میزان پراکندگی قطر قطعات دانه‌بندی نیز در الگوی طراحی شده کمتر از الگوی اجرا ده در معدن است.

جدول 4-34 پارامترهای طراحی شده و اجرایی الگوی حفاری و انفجار

پارامتر	بار سنگ (m)	فاصله داری (m)	قطر چال (in)	طول خرج داخل چال (m)	ارتفاع پله (m)	اضافه حفاری (m)	خرج ویژه (kg/ton)	وزن آنفو در هر چال (kg)
طراحی شده	6/25	7/38	6/5	9/37	12/5	1/25	0/23	133/36
اجرایی	5	5/8	6/5	-	12/5	0	0/33	152



شکل 4-28 نمودار مقایسه دانه بندی در تراز 2100

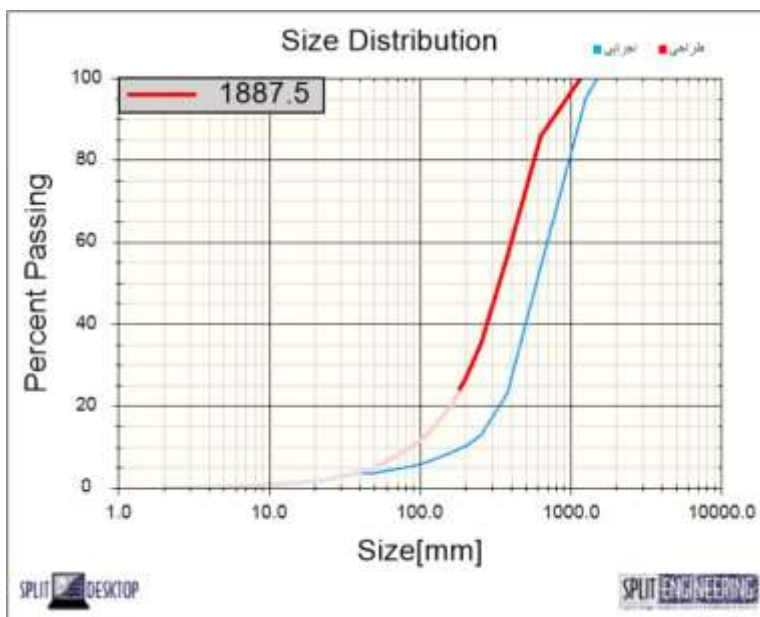
4-9-2- دانه‌بندی انفجارهای انجام شده در تراز 1887/5

در مقایسه انفجارهای انجام شده در تراز 1887/5 نمودار توزیع دو انفجار انجام شده در شکل 4-29 نشان داده شده است همان‌طور از شکل مشخص است پراکندگی دانه‌بندی در الگوی مرسوم معدن بیشتر از الگوی طراحی شده است. مقادیر F_{20} , F_{50} , F_{80} برای الگوی اجرایی در این انفجار به ترتیب 348, 601, 897 میلی‌متر ثبت

شده است. برای الگو طراحی شده براساس شاخص قابلیت انفجار این مقادیر 154,342,565 میلی متر توسط نرم افزار Split-Desktop مشخص شده است. همچنین در این مقایسه مشخص شد که اندازه بزرگترین قطر ثبت شده برای الگوی طراحی شده 1169 میلی متر است اما در الگوی مرسوم 1500 میلی متر بوده است.

جدول 4-35 پارامترهای طراحی شده و اجرایی الگوی حفاری و انفجار

پارامتر	بارسنگ (m)	فاصله (m)	قطر چال (in)	طول خرج داخل چال (m)	ارتفاع پله (m)	ارتفاع حفاری (m)	اضافه ویژه (kg/ton)	خرج چال (kg)	وزن آنفو در هر چال (kg)
طراحی	5/01	6	6/5	9/19	12/5	1/3	0/3	131/6	
اجرایی	4/5	6/4	6/5	-	12/5	0	0/45	135	



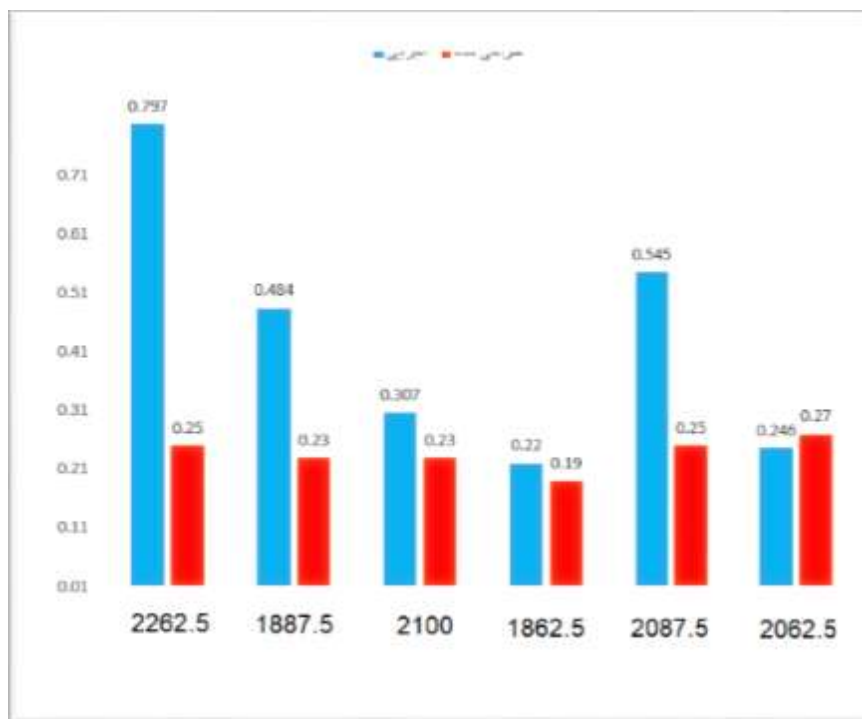
شکل 4-29 نمودار توزیع دانه بندی در تراز 1887/5

4-10- مقایسه خرج ویژه محاسبه شده با خرج عملیاتی

برای اعتبارسنجی نتایج حاصل از طراحی الگوی حفاری و انفجار مبتنی بر شاخص قابلیت انفجار نتایج حاصل را با الگوی عملیاتی در معدن مقایسه شد. با توجه به عدم دسترسی به همه الگوی های عملیاتی در معدن، تعداد شش الگو با نتایج نقاط متناظر مقایسه شد.

با بررسی مقایسه انجام شده در شکل 4-30 نسبت خرج ویژه طراحی شده به اجرایی قابل توجه است. در نقاط مورد بررسی خرج ویژه محاسبه شده کمتر از اجرایی است در تراز 2262/5 اختلاف بسیار زیاد است. به طوری که

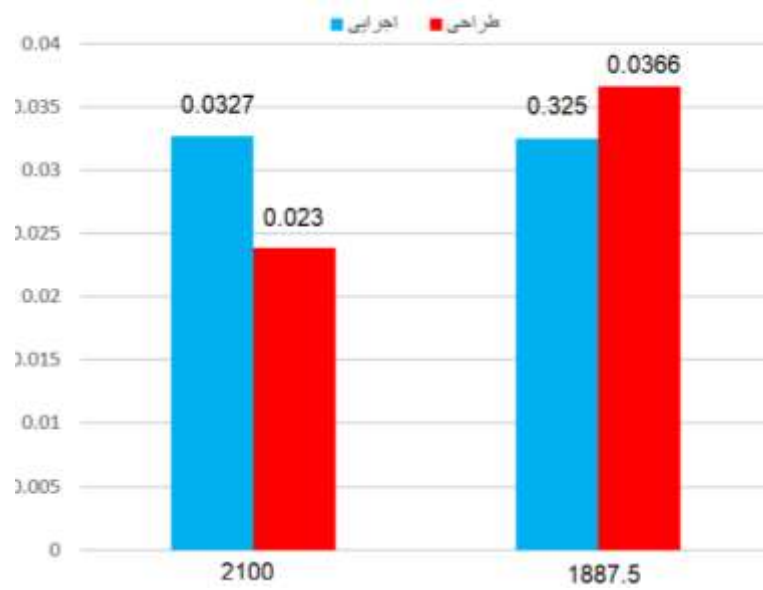
که خرج ویژه اجرایی آنفو در موقعیت جنوبی تراز 2262/5 برابر با 0/79 کیلوگرم برمتر مکعب بوده و خرج ویژه طراحی شده بر پایه شاخص قابلیت انفجار 0/25 بوده است.



شکل 4- 30 مقایسه خرج ویژه اجرایی و طراحی شده بر اساس شاخص قابلیت انفجار

11-4- مقایسه حفاری ویژه الگوی اجرایی با الگوی طراحی شده

با توجه به این حفاری چال ها در معدن مس سونگون در عمود است برای محاسبه حفاری ویژه از رابطه 2-16 استفاده می شود. با توجه هزینه های بالای عملیات حفاری در معدن کاری و استخراج ماد معدنی تغییرات و کاهش حفاری ویژه می تواند تأثیر قابل توجهی بر هزینه های استخراج ماده معدنی داشته باشد. برای بررسی حفاری ویژه در معدن مس سونگون دو الگوی اجرایی با دو الگوی طراحی شد در ناحیه متناظر مورد بررسی قرار گرفتند. نتیجه مقایسه شکل 4-31 نشان می دهد که در الگوی طراحی شده برای تراز 2100 حفاری ویژه کمتر از الگوی اجرایی است. ولی در تراز 1887/5 وضعیت بر عکس است و حفاری ویژه در الگوی طراحی شده بر اساس شاخص قابلیت انفجار بیشتر است.



شکل 4- 31 نمودار مقایسه حفاری ویژه در معدن مس سونگون

4-12 جمع بندی

به طور کلی هدف این فصل محاسبه قابلیت انفجار در قسمت های مختلف معدن به منظور طبقه معدن بود. در همین راستا در ابتدا پارامترهای دخیل در شاخص قابلیت انفجار با انجام مطالعات میدانی و آزمایشگاهی به دست آمد. در این فصل 23 ایستگاه برای انجام مطالعات صحرایی و همچنین جمع آوری نمونه برای انجام تست آزمایشگاهی انتخاب شد. در هر ایستگاه برای محاسبه پارامترهای شرح توده سنگ، جهت داری ناپیوستگی ها، فاصله داری، خطوط برداشتی پیمایش شد. از هر کدام این این ایستگاه ها برای محاسبه چگالی و مقاومت فشاری تک محوره نمونه های تهیه شد. به خاطر حساسیت بحث نمونه برداری بیشترین دقت در انتخاب نمونه انجام شده به این منظور که نمونه ها عاری از هرگونه درزه و ناپیوستگی باشند، نمونه از زون گسل زده تهیه نشده باشد و نمونه هوازدگی شدید نداشته باشد. با محاسبه شاخص قابلیت انفجار برای قسمت های مختلف معدن خرج ویژه مبتنی برای ویژگی های توده سنگ با استفاده از رابطه ارائه شده توسط لیلی محاسبه شد. در مرحله بعدی برای ارزیابی الگوهای اجرایی در معدن 6 انفجار از لحاظ پارامترهای طراحی ثبت و سپس برای آنالیز کیفیت خردایش از نرم افزار Split-desktop استفاده شد. با تحلیل کلی کیفیت خردایش انفجار مشخص شده که از 6 انفجار ثبت شده 2 انفجار بازدهی بالای 80 درصدی داشته اند اما 4 انفجار نامناسب تشخیص داده شده اند. برای بهبود وضعیت کیفیت خردایش در نواحی مختلف معدن اصلاح الگوی حفاری انجام شده برای طراحی الگوی از شاخص قابلیت انفجار و خرج ویژه محاسبه شده استفاده شد. در بیشتر نواحی اصلاح الگوی به افزایش پارامترهای طراحی منتهی شد. برای اعتبار سنجی الگوهای طراحی شده دو الگوی در معدن اجرا و نتایج حاصل از انفجار به طور قابل توجهی باعث کاهش قطعات درشت در انفجار شد. در مقایسه الگوی طراحی شده با الگوهای مرسوم معدن خرج ویژه در برخی نواحی به طور محسوسی کاهش بود در بعضی قسمت های معدن نیز حفاری ویژه طراحی شده اختلاف زیادی با الگوی اجرایی داشت.

نتیجہ گیری و پیشہادہا

5-1- نتیجه گیری

در این پایان نامه با توجه به عنوان سعی در طبقه بندی معدن مس سونگون بر اساس قابلیت انفجار انجام شد. مطابق مطالب بیان شده در فصل اول، ابتدا ترازهای مختلف معدن مس سونگون برای انتخاب محل انجام مطالعات صحرایی مورد بررسی قرار گرفت. در این مرحله 23 ایستگاه برای انجام مطالعات انتخاب شدند. با توجه به مطالعه پیشینه تحقیق در بحث قابلیت انفجار مشخص شده که روش ارائه شده توسط لیلی مقبولیت بیشتر از سایر روش های ارائه شده در بین پژوهشگران این بحث دارد. از این رو برای ارزیابی قابلیت انفجار در معدن مورد مطالعه انتخاب شد. در ادامه برای محاسبه و برداشت پارامترهای موجود در روش لیلی در 23 ایستگاه مشخص شده برای انجام درزه نگاری اقدام شد. روش مورد استفاده برای درزه نگاری روش خط برداشت است. نتایج حاصل از انجام درزه نگاری نشان می دهد که:

۱- شرح توده سنگ در معدن مس سونگون بیشتر به صورت بلوکی و توده یا یکپارچه است هر کدام ممکن است مشکلاتی را برای آتشیاری در معدن ایجاد کنند. فاصله داری متوسط بین ناپیوستگی ها در معدن مس سونگون بین ۶۰ تا ۱/۵ متر است. تمرکز چگالی توده سنگ های موجود در معدن بیشتر در بازه ۲/۷ تا ۳/۱ است. جهت داری ناپیوستگی ها در قسمت های مختلف، متفاوت بوده و جهت داری به سمت داخل جبهه کار ثبت شده است هم به سمت خارج سینه کار.

۲- با مقایسه الگوهای ارائه شده مبتنی بر قابلیت انفجار و الگوهای اجرایی مشخص شده که ابعاد شبکه در الگوی ارائه شده نسبت به الگوی اجرایی بزرگ تر شده است.

۳- با مقایسه خرج ویژه محاسبه شده برای هر کدم از ایستگاه های مورد مطالعه با انفجارهای انجام شده در این محل ها نشان می دهد که خرج ویژه عملیاتی بیشتر از خرج ویژه مبتنی بر قابلیت انفجار است.

۴- با پیاده سازی ۲ نمونه از الگوهای طراحی شده و مقایسه نتایج آن با انفجارهای انجام شده در آن ناحیه نتایج نشان می دهد که الگوی طراحی شده مبتنی بر قابلیت انفجار دارای خردایش یکنواخت تر از سایر الگوهاست همچنین در این الگوی میزان بزرگ ترین قطعات حاصل از انفجار نیز به میزان قابل توجهی کاهش یافته است.

۵- با مقایسه حفاری ویژه در دو انفجار انجام شده بر اساس الگوی طراحی شده با دو انفجار با الگوی عملیاتی در معدن نشان می دهد در بعضی مناطق حفاری ویژه در الگوی طراحی شده کاهش قابل توجهی دارد.

5-2-پیشنهاده‌ها

باوجوداینکه در مسیر انجام این پایان‌نامه همه تلاش برای کامل بودن پایان‌نامه انجام شده ولی برای بهبود نتایج حاصل از مطالعات پیش رو پیشنهاد می‌شود که:

1-در این پایان‌نامه برای انجام عملیات درزه‌نگاری و ثبت ناپیوستگی‌ها از 23 ایستگاه استفاده شده است به نظر می‌رسد که با افزایش تعداد ایستگاه‌های به نتایج دقیق‌تر در طبقه‌بندی می‌توان رسید.

2-در این پایان‌نامه از روش لیلی برای ارزیابی قابلیت انفجار استفاده شده است. پیشنهاد می‌شود در مطالعات آتی از روش‌های دیگر مانند شاخص خردایش سنگ به همراه شاخص قابلیت انفجار استفاده شود.

3-با توجه به اینکه در حوضه قابلیت انفجار توده سنگ در معدن مس سونگون روش‌های نوین نظیر روش‌های فازی و همچنین روش‌های شبکه عصبی انجام نشده است، انجام این نوع پژوهش‌ها نیز می‌تواند اطلاعات مفید درباره قابلیت انفجار معدن ارائه دهد.

پیوست 1

موقعیت					
2262.5 s					
خرج ویژه	قابلیت انفجار	امتیاز	شرح	پارامتر های مربوط	قابلیت انفجار
۰.۰۲	۶۳.۶۱	۳۰	بلوکی	شرح توده سنگ	
		۳۵	عمود ، داخل	جهت یافتگی درزه	
		۵۰	بیشترین از ۱ متر	فاصله داری	
		۱۶.۲۵	۲.۶۵	تاثیر وزن مخصوص	
		-	۴۲	واجهش چکش اشعیت	
		۳.۹۷	۷۹.۴۱	مقاومت فشاری	



خرج موجود در هر جال	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۵۲.۱۰	۱۰.۶۷	۱.۸۳	۳.۶۶	۶.۱۷	۵.۲۳	

موقعیت					
2262.5 N					
خرج ویژه	قابلیت انفجار	امتیاز	شرح	پارامتر های مربوط	قابلیت انفجار
۰.۰۲	۶۴.۴۲	۳۵	توده ای بلوکی	شرح توده سنگ	
		۲۸	به سمت بیرون داخل	جهت یافتگی درزه	
		۵۰	بیشتر ۱ متر	فاصله داری	
		۱۳.۵	۲.۵۴	تاثیر وزن مخصوص	
		-	۳۲	واجهش چکش اشعیت	
		۲.۳۵	۴۶.۹۶	مقاومت فشاری	



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۵۱.۹۱	۱۰.۶۶	۱.۸۴	۳.۶۹	۶.۲۲	۵.۲۷	

موقعیت				
2250 S				
خرج ویژه	قابلیت انفجار	امتیاز	شرح	پارامتر های مربوط قابلیت انفجار
۹۱۳	۳۳.۴۳	۱۰	خود شده	شرح توده سنگ
		۱۷	دیورن انفجری	جهت یافتگی درزه
		۲۰	کمتر از ۱ متر	فاصله داری
		۱۶.۲۵	۲.۶۵	وزن مخصوص
		—	۴۰	واچپش چکش اسمیت
		۳.۶۲	۷۲.۳۸	مقاومت فشاری



خرج موجود در هرجال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۴۲.۴۸	۹.۹۹	۲.۵۱	۵.۰۱	۸.۴۵	۷.۱۶	

موقعیت				
2250 m				
خرج ویژه	قابلیت انفجار	امتیاز	شرح	پارامتر های مربوط قابلیت انفجار
۱۰۳۵	۶۱.۲۸	۲۰	بلوکی	شرح توده سنگ
		۳۶	داخل	جهت یافتگی درزه
		۵۰	بیشتر از ۱ متر	فاصله داری
		۱۲.۵	۲.۵	وزن مخصوص
		۴۰.۵	۴۵	واچپش چکش اسمیت
			۸۱.۱۰	مقاومت فشاری



خرج موجود در هرجال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۲۷.۷۵	۸.۹۶	۱.۹۱	۵.۴۴	۶.۴۲	۵.۴۴	

موقعیت				
2237.5 M				
خرج ویژه	قابلیت انفجار	امتیاز	شرح	پارامتر های مربوط قابلیت انفجار
۱۰۳۳	۵۷.۴۱	۳۵	توده ای بلوکی	شرح توده سنگ
		۲۰	دیورن	جهت یافتگی درزه
		۵۰	بیشتر از ۱ متر	فاصله داری
		۷.۵	۲.۲	وزن مخصوص
		—	۳۵	واچپش چکش اسمیت
		۲.۳۲	۴۶.۳۳	مقاومت فشاری

خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۲۳.۸۶	۸.۶۹	۲.۰۵	۵.۸۶	۶.۹۲	۵.۸۶	

موقعیت				
2162.5 M				
خرج ویژه	قابلیت انفجار	اسبار	شرح	پارامتر های مربوط به قابلیت انفجار
۰.۲۲	۶۰.۲۷	۳۵	نوده ای سولوکی	شرح نوده سنگ
		۲۵	پیرون داخل	جهت بافتگی درزه
		۵۰	بیشتر از ۱ متر	فاصله داری
		۷.۵	۲.۳	وزن مخصوص
		—	۴۱.۷	واپاشی چکش شمش
		۳.۰۳	۶۰.۶۶	مقاومت فشاری



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۴۹.۶۴	۱۰.۵۰	۲.۰۰	۴.۰۱	۶.۷۵	۵.۷۲	

موقعیت				
2150 M				
خرج ویژه	قابلیت انفجار	اسبار	شرح	پارامتر های مربوط به قابلیت انفجار
۰.۲۵	۶۳.۸۳	۱۵	نوده ای سولوکی	شرح نوده سنگ
		۳۵	پیرون داخل	جهت بافتگی درزه
		۵۰	بیشتر از ۱ متر	فاصله داری
		۲۲.۵	۲.۹	وزن مخصوص
		—	۳۳.۷	واپاشی چکش شمش
		۳.۱۳	۶۲.۶۳	مقاومت فشاری



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۵۳.۲۹	۱۰.۷۵	۱.۷۵	۳.۵۰	۵.۸۹	۴.۹۹	

موقعیت				
2137.5 M				
شرح	تعداد	قابلیت انفجار	خرج ویژه	پارامتر های مربوط قابلیت انفجار
نوده ای-بلوکی	۳۵	۶۹.۳۰	۰.۷۸	شرح نوده سنگ
بیرون داخل	۲۷			جهت بافتگی نرزه
بیشتر از ۱ متر	۵۰			فاصله داری
۲.۹	۲۲.۵			وزن مخصوص
۳۸	—			واحدش چگش نسبت
۷۷.۹۰	۳.۸۹			مقاومت فشاری



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۵۴.۴۶	۱۰.۸۳	۱.۶۷	۳.۳۳	۵۶۱	۴.۷۶	

موقعیت				
2112.5 S				
شرح	تعداد	قابلیت انفجار	خرج ویژه	پارامتر های مربوط قابلیت انفجار
خرد شده	۱۰	۴۱.۱۳	۰.۱۶	شرح نوده سنگ
داخل بیرون	۳۵			جهت بافتگی نرزه
کمتر از ۱ متر	۲۰			فاصله داری
۲.۶	۱۵			وزن مخصوص
۳۰.۴	۲.۳۶			واحدش چگش نسبت
۴۵.۱۶				مقاومت فشاری



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۴۵.۶۸	۱۰.۲۲	۲.۲۸	۴.۵۶	۷۶۹	۶.۵۲	

موقعیت				
2112.5 M				
شرح	تعداد	قابلیت انفجار	خرج ویژه	پارامتر های مربوط قابلیت انفجار
نوده ای-بلوکی	۳۵	۵۶.۰۰	۰.۲۲	شرح نوده سنگ
بیرون داخل	۳۰			جهت بافتگی نرزه
کمتر از ۱ متر	۲۰			فاصله داری
۳.۸۸	۲۲			وزن مخصوص
۲۳.۲	—			واحدش چگش نسبت
۹۹.۹۰	۵.۰۰			مقاومت فشاری



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۵۱.۷۲	۱۰.۶۴	۱.۸۶	۳.۷۱	۶.۲۶	۵.۳۱	

موقعیت				
2112.5 N				
خرج ویژه	فصلت انفجار	تعداد	شرح	پارامتر های مربوط فصلت انفجار
۰.۲۹	۷۱.۶۳	۳۵	توده ای بلوکی	شرح توده سنگ
		۴۰	خاکل	جهت پاشی درزه
		۵۰	بیشتر از ۱ متر	فاصله داری
		۱۵	۲.۶	وزن مخصوص
		۳۸.۵		و جهت چگش نسبت
		۶۵.۲۸		مقاومت فشاری



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۵۳.۵۶	۱۰.۷۷	۱.۷۳	۳.۴۶	۵.۸۳	۴.۹۴	

موقعیت				
2100 M				
خرج ویژه	فصلت انفجار	تعداد	شرح	پارامتر های مربوط فصلت انفجار
۰.۳۳	۵۶.۶۸	۵۰	توده ای	شرح توده سنگ
		۴۰	خاکل	جهت پاشی درزه
		۲۰	بیشتر از ۱ متر	فاصله داری
		۱.۲۵	۲.۰۵	وزن مخصوص
		—	۳۶.۷	و جهت چگش نسبت
		۲.۱۱	۲۲.۲۵	مقاومت فشاری



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۴۷.۰۱	۱۰.۳۱	۲.۱۹	۴.۳۸	۷.۳۸	۶.۲۵	

موقعیت				
2087.5 m				
خرج ویژه	قابلیت انفجار	انبار	شرح	پارامتر های مربوط قابلیت انفجار
۰.۴۵	۶۳.۶۸	۳۵	توده ای-پلوکی	شرح توده سنگ
		۲۰	داخل	جهت پاشگی درزه
		۵۰	بیشتر از ۱ متر	فاصله داری
		۱۷	۲.۶۸	وزن مخصوص
		-	۲۷.۹	واحدش چگالش انبساط
		۵.۳۵	۱۰.۷-۶	مقاومت فشاری



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۵۲.۴۶	۱۰.۶۹	۱.۸۱	۳.۶۱	۶.۰۹	۵.۱۶	

موقعیت				
2075 N				
خرج ویژه	قابلیت انفجار	انبار	شرح	پارامتر های مربوط قابلیت انفجار
۰.۲۷	۶۶.۶۷	۳۵	توده ای	شرح توده سنگ
		۴۰	داخل	جهت پاشگی درزه
		۲۰	کاهش از ۱ متر	فاصله داری
		۳۵	۳.۲	وزن مخصوص
		-	۲۹.۸	واحدش چگالش انبساط
		۳.۳۳	۶۶.۶۹	مقاومت فشاری



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۵۶.۰۰	۱۰.۹۴	۱.۵۶	۳.۱۱	۵.۲۵	۴.۴۵	

موقعیت				
2062.5 N				
خرج ویژه	قابلیت انفجار	انبار	شرح	پارامتر های مربوط قابلیت انفجار
۰.۲۷	۶۷.۹۴	۵۰	توده ای	شرح توده سنگ
		۴۰	داخل	جهت پاشگی درزه
		۲۰	کاهش از ۱ متر	فاصله داری
		۲۲.۵	۲.۹	وزن مخصوص
		-	۳۵.۲	واحدش چگالش انبساط
		۳.۳۸	۶۷.۵۸	مقاومت فشاری



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۵۴.۲۴	۱۰.۸۲	۱.۶۸	۳.۳۶	۵.۶۷	۴.۸۰	

موقعیت				
2050 M				
خرج ویژه	قابلیت انفجار	شرح	پارامتر های مربوط قابلیت انفجار	
۰.۲۵	۶۱.۸۴	۲۵	نوده ای بلوکی	شرح نوده سنگ
		۲۰	پیرودن	جهت پاشگی درزه
		۵۰	بیشتر از ۱ متر	فاصله داری
		۲۵	۳	وزن مخصوص
		۳۵.۶	و آرایش چکش نسبت	
		۷۳.۴۰	مقاومت حفاری	
		۳۶۷۰۰۰۲		



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۵۳.۵۱	۱۰.۷۷	۱.۷۳	۳.۴۶	۵.۸۴	۴.۹۵	

موقعیت				
2037.5 M				
خرج ویژه	قابلیت انفجار	استیار	شرح	پارامتر های مربوط قابلیت انفجار
۰.۷۷	۴۲.۵۰	۱۰	پودری	شرح نوده سنگ
		۲۰	پودری	جهت پاشگی درزه
		۲۰	کمتر از یک متر	فاصله داری
		۳۰	۳.۲	وزن مخصوص
			۳۸.۹	و آرایش چکش نسبت
			۱۰۰۰۰۲	مقاومت حفاری
		۵۰۰		



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۴۹.۳۷	۱۰.۴۸	۲.۰۲	۴.۰۵	۶.۸۲	۵.۷۸	

موقعیت 2025 M				
خرج ویژه	قابلیت انفجار	مستیار	شرح	پارامتر های مربوط قابلیت انفجار
۰.۲۴	۶۷.۰۴	۳۵	نوده ای بلوکی	شرح نوده سنگ
		۲۰	پیرودن	جهت پاشگی درزه
		۵۰	بیشتر از ۱ متر	فاصله داری
		۲۵	۳	وزن مخصوص
			۳۷.۶	و آرایش چکش نسبت
			۸۱.۵۳	مقاومت حفاری
		۴۰۸		



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۵۴.۴۹	۱۰.۸۴	۱.۶۶	۳.۳۳	۵.۶۱	۴.۷۵	

موقعیت 2012.5 N				
خرج ویژه	فصلیت انفجار	استیار	استیار هر بار استر	پارامتر های مربوط فصلیت انفجار
۰.۲۵	۶۳.۶۳	۳۵	توده ای بلوکی	شرح توده سنگ
		۳۰	مردم	جهت بافتگی درزه
		۵۰	بیشتر از ۱ متر	فاصله داری
		۱۷.۵	۲.۷	وزن مخصوص
		۴.۷۵	۲۵	واجهش چکش التیمیت
			۹۴.۹۳	مقاومت فشاری



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۵۲.۵۴	۱۰.۷۰	۱.۸۰	۳.۶۰	۶.۰۷	۵.۱۴	

موقعیت 1975 S				
خرج ویژه	فصلیت انفجار	استیار	شرح	پارامتر های مربوط فصلیت انفجار
۰.۲۹	۷۳.۴۶	۳۵	بلوکی توده ای	شرح توده سنگ
		۳۰	داخل بیرون	جهت بافتگی درزه
		۵۰	بیشتر از ۱ متر	فاصله داری
		۲۷.۵	۳.۱	وزن مخصوص
		۳.۲۲	۳۷.۹	واجهش چکش التیمیت
			۸۸.۵۰	مقاومت فشاری



خرج موجود در هر جال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۵۵.۹۲	۱۰.۹۴	۱.۵۶	۳.۱۳	۵.۲۷	۴.۴۷	

موقعیت 1900 M				
خرج ویژه	فصلیت انفجار	استیار	استیار هر بار استر	پارامتر های مربوط فصلیت انفجار
۰.۳۸	۶۹.۳۷	۱۰	پوثری	شرح توده سنگ
		۵۰	مردم	جهت بافتگی درزه
		۵۰	بیشتر از ۱ متر	فاصله داری
		۲۵	۴	وزن مخصوص
		۳.۷۵	۳۶	واجهش چکش التیمیت
			۷۴.۹۶	مقاومت فشاری

خرج موجود در هرجال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۵۴.۸۹	۱۰.۸۷	۱.۶۳	۳.۲۷	۵.۵۱	۴.۶۷	

موقعیت				
1887.5 M				
خرج ویژه	قابلیت انفجار	امتیاز	شرح	پارامتر های مربوط: قابلیت انفجار
۰.۲۲	۵۸.۱۰	۳۵	توده ای بلوکی	شرح توده سنگ
		۲۰	پیرون	جهت یافنگی درزه
		۵۰	بالای ۱ متر	فاصله داری
		۸	۲.۳۲	وزن مخصوص
			۲۲.۷	واچش چکش اشیت
		۳.۲۱	۶۴.۱۱	مقاومت فشاری



خرج موجود در هرجال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۴۹.۲۴	۱۰.۴۷	۲.۰۳	۴.۰۶	۶.۸۵	۵.۸۰	

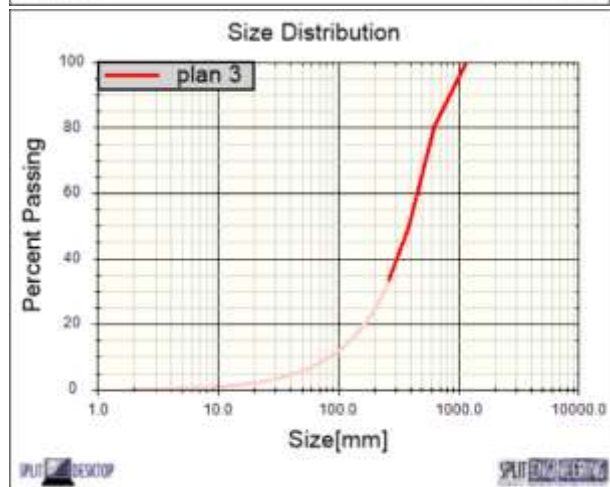
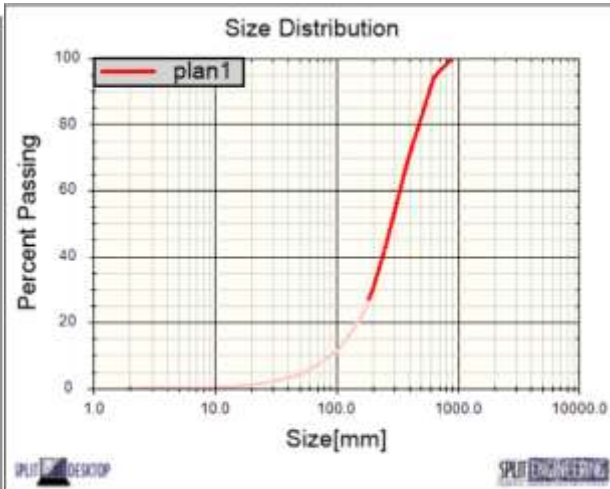
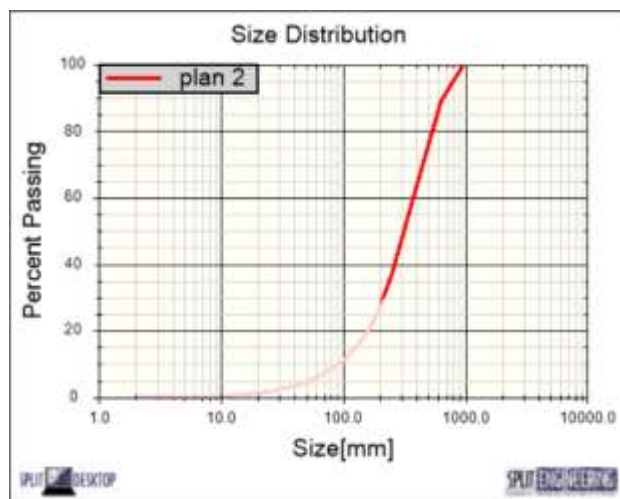
موقعیت				
1862.5 S				
خرج ویژه	قابلیت انفجار	امتیاز	شرح	پارامتر های مربوط: قابلیت انفجار
۰.۱۹	۴۷.۰۹	۳۰	توده ای بلوکی	شرح توده سنگ
		۲۰	پیرون	جهت یافنگی درزه
		۲۰	کمتر از ۱ متر	فاصله داری
		۲۰	۲.۸	وزن مخصوص
			۴۰.۸	واچش چکش اشیت
		۴.۱۸	۸۳.۶۱	مقاومت فشاری

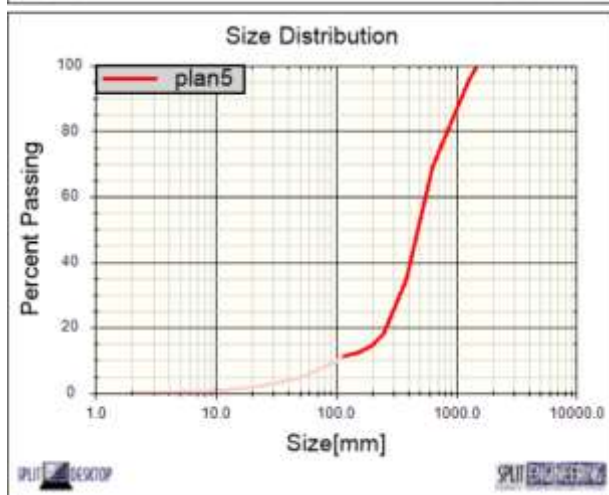
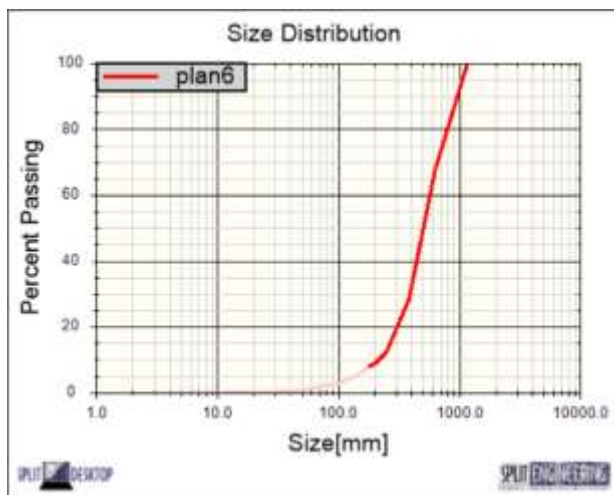


خرج موجود در هرجال (kg)	طول خرج داخل	اضافه حفاری	گل گذاری	فاصله داری	بارسنگ	طراحی الگوی انفجار
۱۴۸.۹۲	۱۰.۴۵	۲.۰۵	۴.۱۱	۶.۹۳	۵.۸۷	

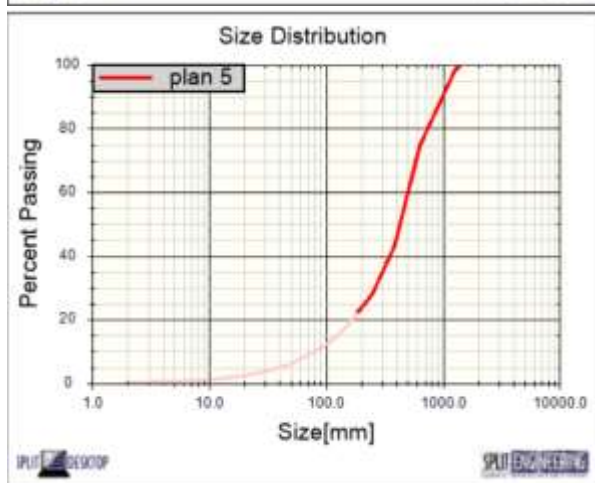
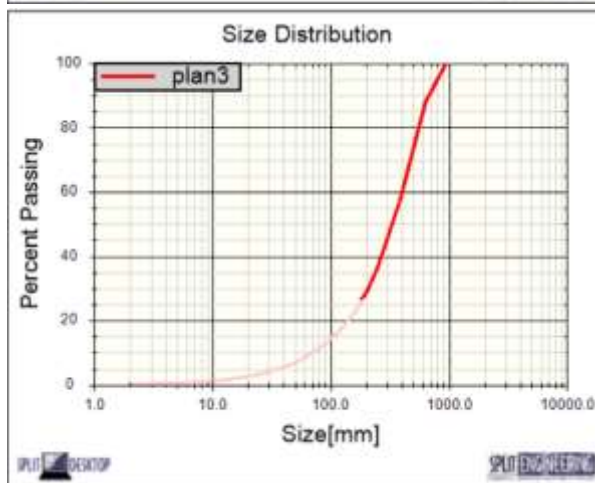
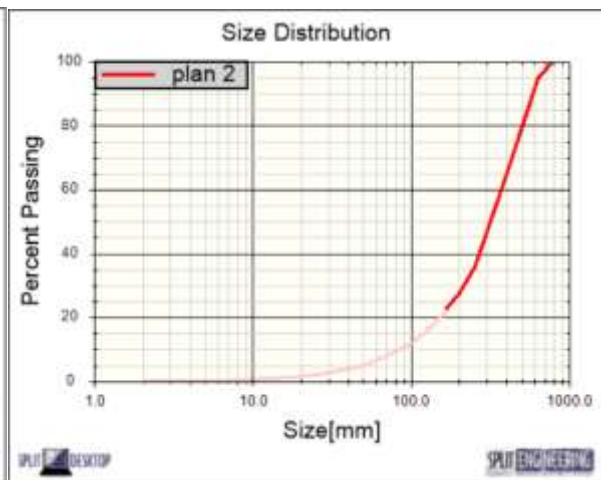
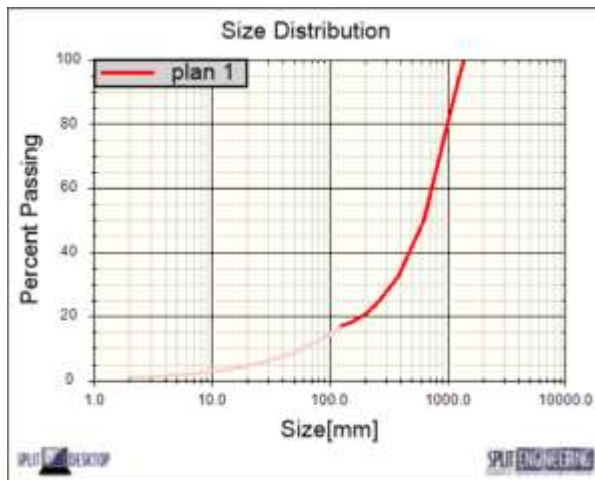
پیوست 2

انفجار در تراز 1887/5





انفجار در تراز 2100



منابع

- 1- Hino K. (1959), "Theory and Practice of Blasting", Nippon Kayaku Co. Ltd. Japan.
- 2- Han, J., Weiya, X. and Shouyi, X., 2000, August. Artificial neural network method of rock mass blastability classification. In Proceedings of the Fifth International Conference on GeoComputation. London, UK (pp. 23-28).
- 3-Heinen, R.H., 1976. The use of seismic measurements to determine the blastability of rock. In Proc. of 2nd Conference on Explosives and Blasting Technologies (pp. 234-248).
- 4- Jimeno, C.L., JIMENO, E.L., CARCEDO, F.J.A. and DE RAMIRO, Y.V., 1995. Drilling and blasting of rocks.
- 5-Borquez, G.V., 1981. Estimating drilling and blasting costs-An analysis and prediction model. E&MJ-ENGINEERING AND MINING JOURNAL, 182(1), pp.83-89.
- 6-Rakishev, B.R., 1981. A new characteristic of the blastability of rock in quarries. Soviet Mining, 17(3), pp.248-251.
- 7-Lilly, P.A., 1986. An empirical method of assessing rock mass blastability. The Aus.
- 8-Ghose A.K. (1988), "Design of drilling and blasting subsystems – A rockmass classification approach", Mine Planning and Equipment Selection, Balkema.
- 9-Dey, K. and Sen, P., 2003. Concept of blastability-an update.
- 10-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.
- 11-Han, J., Weiya, X. and Shouyi, X., 2000, August. Artificial neural network method of rock mass blastability classification. In Proceedings of the Fifth International Conference on GeoComputation. London, UK (pp. 23-28).
- 12-مومیوند، ح.، (1384) "پیشنهاد روشی جدید برای طراحی الگوی چال های انفجار در معادن سطحی"، مجموعه مقالات دومین کنفرانس معادن روباز ایران، صفحه 159-168
- Azimi, Y., Osanloo, M., Aakbarpour-Shirazi, M. and Bazzazi, A.A., 2010. Prediction of the 31 blastability designation of rock masses using fuzzy sets. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 47(7), pp.1126-1140.
- 14- بهادر فرد، س. (1390). طبقه بندی معدن سنگ آهن گل گهر بر اساس قابلیت انفجار و طراحی الگوی چالزنی و انفجار مناسب، پایان نامه کارشناسی ارشد مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- Akbari, M., Lashkaripour, G., Bafghi, A.Y. and Ghafoori, M., 2015. Blastability evaluation 51 for rock mass fragmentation in Iran central iron ore mines. International Journal of Mining Science and Technology, 25(1), pp.59-66.

16-Xiao, S., Li, K., Ding, X. and Liu, T., 2015. Rock mass blastability classification using fuzzy pattern recognition and the combination weight method. *Mathematical Problems in Engineering*, 2015.

17-جهانیان، ع. (1395). زون بندی معادن روباز بر اساس شاخص قابلیت انفجار و مقادیر خرج ویژه (مورد مطالعاتی: توده یک معدن سنگ مارن سیمان شرق)، پایان نامه کارشناسی ارشد مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی شاهرود.

18-Chatziangelou, M. and Christaras, B., 2016. A geological classification of rock mass quality and blast ability for widely spaced formations. *Journal of Geological Resource and Engineering*, 4, pp.160-174.

19-Alipour, A., Mokharian, M. and Chehreghani, S., 2018. An application of fuzzy sets to the blastability index (BI) used in rock engineering. *Periodica Polytechnica Civil Engineering*, 62(3), pp.580-589.

-Segaetsho, G. and Zvarivadza, T., 2019. Application of rock mass classification and 02 Blastability Index for the improvement of wall control: a hard-rock mining case study. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 119(1), pp.31-40.

-Wu, S., Yang, S. and Wang, Q., 2020. Classification of open pit iron mine rock mass 12 blastability based on concept lattice and rough set. *Geotechnical and Geological Engineering*, 38(1), pp.449-458.

- Bhatawdekar, R.M., Tonnizam Mohamad, E., Singh, T.N., Pathak, P. and Armaghani, D.J., 22 2021. Rock mass classification for the assessment of blastability in tropically weathered limestones. In *Proceedings of the International Conference on Innovations for Sustainable and Responsible Mining* (pp. 13-44). Springer, Cham.

- Salmi, E.F. and Sellers, E.J., 2021. A review of the methods to incorporate the geological 23 and geotechnical characteristics of rock masses in blastability assessments for selective blast design. *Engineering Geology*, 281, p.105970.

24- استوار، رحمت‌الله، (1380)، " آتشباری در معادن "جلد دوم، انتشارات جهاد دانشگاهی واحد دانشگاه امیرکبیر.

-<https://azarbaijan.nicico.com>25

6-Kamali, A.A., Moayyed, M., Amel, N., Mohammad, F., Brenna, M., Saumur, B.M. and 2 Santos, J.F., 2020. Mineralogy, mineral chemistry and thermobarometry of post-mineralization dykes of the Sungun Cu–Mo porphyry deposit (Northwest Iran). *Open Geosciences*, 12(1), pp.764-790.

-Shafiei B, Shahabpour J. Geochemical aspects of molybdenum and precious metals 27 distribution in the Sar Cheshmeh porphyry copper deposit, Iran. *Miner Deposita*. 2011;47:535–43.

-Tahmasebi, P., Hezarkhani, A. and Mortazavi, M., 2010. Application of discriminant 28 analysis for alteration separation; sungun copper deposit, East Azerbaijan, Iran. *Australian Journal of Basic and Applied Sciences*, 6(4), pp.564-576.

-Ghasemi, E., Ataei, M. and Hashem olhosseini, H., 2013. Development of a fuzzy model 29 for predicting ground vibration caused by rock blasting in surface mining. *Journal of Vibration and Control*, 19(5), pp.755-770.

30- Shirani Faradonbeh, R., Jahed Armaghani, D., Abd Majid, M.Z., Md Tahir, M., Ramesh Murlidhar, B., Monjezi, M. and Wong, H.M., 2016. Prediction of ground vibration due to quarry blasting based on gene expression programming: a new model for peak particle velocity prediction. *International journal of environmental science and technology*, 13(6), pp.1453-1464.

31-Phamotse, K.M. and Nhleko, A.S. 2019. Determination of optimal fragmentation curves for a surface diamond mine. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, vol. 119, pp. 613–619

32- Sayadi, A., Monjezi, M., Talebi, N. and Khandelwal, M., 2013. A comparative study on the application of various artificial neural networks to simultaneous prediction of rock fragmentation and backbreak. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 5(4), pp.318-324.

33-Day, P.R. and Webster, W.K., 1982. Controlled blasting to minimize overbreak with big boreholes underground. *CIM Bull.:(Canada)*, 75(838).

34-Hustrulid, W. and Lu, W., 2002, August. Some general design concepts regarding the control of blast-induced damage during rock slope excavation. In *Proceedings of the 7th international symposium on rock fragmentation by blasting*, Beijing, China (pp. 595-604).

35-Esmaeili, M., Osanloo, M., Rashidinejad, F., Aghajani Bazzazi, A. and Taji, M., 2014. Multiple regression, ANN and ANFIS models for prediction of backbreak in the open pit blasting. *Engineering with computers*, 30(4), pp.549-558.

36- عبدی، ی، خانلری، غ "تخمین ویژگی‌های ماسه‌سنگ‌ها با استفاده از آزمایش سرعت موج و چکش اشمیت، یافته‌های نوین زمین‌شناسی کاربردی، دوره 13، شماره 25، بهار و تابستان 98

7 -JIMENO, C.L., JIMENO, E.L., CARCEDO, F.J.A. and DE RAMIRO, Y.V., DRILLING 3
AND BLASTING OF ROCKS.

38- مومیوند، حسن، (1392 a)، "بررسی ویژگی‌های فیزیکی، مکانیکی. معیار شکست گرانیت تحت تنش‌های یک محوری و سه محوری"، یازدهمین همایش انجمن زمین‌شناسی ایران، دانشگاه فردوسی مشهد، صفحه 2616-2607.

Hustrulid, W. A. (1999). "Blasting principles for open pit mining:Volume 1- General 9-3 design concepts". Balkema.

40- Tavakol Elahi, A. and Hosseini, M., 2017. Analysis of blasted rocks fragmentation using digital image processing (case study: limestone quarry of Abyek Cement Company). *International Journal of Geo-Engineering*, 8(1), pp.1-11.

- 41-Siddiqui, F.I., 2009. Measurement of size distribution of blasted rock using digital image processing. Engineering Sciences, 20(2).
- 42-Pour Mohammad Hosseini Z, Khoshrou SH, Shafayi SZ, Kashitarash S, Amir Rahmat M (2005) Determining gradation of different types of rocks in Sarcheshmeh copper mine after explosion through image analysis. In: Proceedings of the second conference on Iran's open-pit mines, Bahonar University of Kerman, Kerman
- 3-Amirshenava M, Moomivand H (2014) Determining fragmentation of minerals and blasting 4 index (BI) using image analysis in the latest split desktop for zone no. 5 of rashkan mine. In: Fifth conference on rock mechanics. Tarbiat Modarres University, Iran
- 44-Bobo, T., "What's New with the Digital Image Analysis Software Split-Desktop®?" Split Engineering, LLC, Tucson, Arizona, USA, 2010.

Abstract

Designing proper drilling and blasting patterns in mines reduces blasting costs and operational problems in the next stages of extraction. Because in most of the world's mines, drilling and blasting patterns are obtained by using experimental relationships and trial and error. Considering the importance of the inherent conditions of the rock mass in blasting operations, methods based on the rock mass such as explosiveness can be used to avoid the problems caused by experimental methods such as wasting time and money in trial and error of different patterns. In this research, the classification of the Songun copper mine has been done using the explosion capability method and based on the relationships provided by Lilly. First, the relevant parameters were collected and calculated by using field and laboratory studies, in such a way, joint surveying operations were carried out in 23 stations of the mine using forms and information such as Rock Mass Description (RMD), Joint Plane Spacing (JPS), Joint Plane Orientation (JPO) in the first step is recorded. Samples were collected from all 23 stations, and information such as density and hardness, as well as Schmidt's hammer test were performed on the samples. Then, using these parameters for different parts of the mine, blast ability, and specific charge were calculated, and using that, a suitable pattern was designed for each area. The designed patterns were compared with conventional patterns in terms of design parameters, and the results showed that the parameters related to the pattern, such as rock load, spacing, mud laying, and additional excavation, have undergone changes, and these changes are incremental in most areas. about special charges, it was observed that the special charge used in some areas of the mine has a big difference compared to the calculated special charge. To evaluate these changes, explosions were carried out in the mine along with all the parameters related to the design recorded, and 2 explosions with the suggested patterns were carried out in the mine. The results showed that in the blasting with the conventional pattern in the mine, there are problems such as the inhomogeneity of the fragmentation and the existence of pieces with large dimensions compared to the rock-breaking capacity of the mine, which are improved in the proposed pattern

Keywords: Sungun copper mine, blastability, drilling and blasting pattern, special charge



Shahrood University of Technology
Faculty of Mining, Petroleum & Geophysics Engineering

**classifying of Sungun copper mine based on blast ability
and presentation of appropriate drilling and blasting pattern**

By:

Hasan Maleki

Supervisors:

Dr.Farhang Sereshki

Dr.Mohammad Ataei

September 2022