





دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان نامه کارشناسی ارشد استخراج مواد معدنی

ارایه الگوی مناسب چالزنی و آتش کاری معدن سنگ آهک کارخانه سیمان

سیستان با در نظر گرفتن پارامترهای فنی

نگارنده:

عادل سالارنژاد

استاد راهنما

دکتر فرهنگ سرشکی

دکتر رضا خالو کاکایی

شهریور ۹۶

تقدیم به:

خانواده خودم

خانواده همسرم

سپاس‌گذاری

باسپاس فراوان از خداوندی که علم را آفرید تا به زندگی انسان هدف و امید بخشد. خداوندی که استاد پروژه عظیم زندگی انسان است و چه افتخار بزرگی است شاگرد چنین عالم مهربانی بودن. تشکر می‌کنم از اساتید راهنمایم جناب آقای دکتر فرهنگ سرشکی و جناب آقای دکتر رضا خالو کاکائی که در این تحقیق به من کمک کردند. همچنین از مهندس خوشرو مهندس معدن سنگ آهک سیستان که با من همکاری کردند تشکر می‌کنم.

تعهدنامه

اینجانب عادل سالارنژاد دانشجوی دوره‌ی کارشناسی ارشد رشته‌ی مهندسی معدن گرایش استخراج دانشکده‌ی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده‌ی پایان‌نامه با عنوان **ارائه الگوی مناسب چالزنی و آتش‌کاری معدن سنگ آهک کارخانه سیمان سیستان با در نظر گرفتن پارامترهای فنی متعهد می‌شوم:**

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

تاریخ:

امضای دانشجو:

مالکیت نتایج و حق نشر

- تمام حقوق معنوی این اثر و محصولات آن (مقالات مستخرج، کتاب، برنامه‌های رایانه‌ای، نرم‌افزارها و تجهیزات ساخته شده) متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می‌باشد. این مطلب باید به نحو مقتضی در تولیدات علمی مربوطه ذکر شود.
- استفاده از اطلاعات و نتایج موجود در پایان‌نامه بدون ذکر مرجع مجاز نمی‌باشد

چکیده:

چالزنی، آتش کاری، بارگیری و باربری، چهار مرحله اصلی از چرخه استخراج معادن روباز هستند. چالزنی و آتش کاری از مهم ترین و حساس ترین فعالیت ها در معادن روباز هستند که سایر مراحل استخراج به صورت مستقیم و غیرمستقیم با آنها در ارتباط می باشند. بنابراین بهبود عملیات چالزنی و آتش کاری می تواند تاثیر زیادی در کاهش حجم حفاری، میزان مصرف مواد منفجره، توزیع دانه بندی قطعات خرد شده و نهایتا هزینه های استخراج معادن روباز داشته باشد. به طور کلی در معادن روباز طراحی الگوی چالزنی و آتش کاری با استفاده از فرمول های موجود و در نظر گرفتن تجربیات مشابه انجام می شود.

هدف اجرای این تحقیق، ارائه الگوی مناسب چالزنی و آتش کاری برای رسیدن به خردایش مناسب است. ابتدا ضمن مرور کلیات، به معرفی معدن سنگ آهک کارخانه سیمان سیستان پرداخته می شود. سپس با بررسی الگوهای رایج چالزنی و آتش کاری رایج در معدن مذکور توسط نرم افزار GOLD SIZE مدل کاز-رام اصلاح شده به عنوان بهترین مدل تجربی پیش بینی خردایش انتخاب می شود. سپس سه الگوی چالزنی و آتش کاری ارائه شده توسط روابط تجربی در معدن سنگ آهک سیستان اجرا می شوند. در نهایت با مقایسه نتایج حاصل از الگوهای چالزنی و آتش کاری رایج در معدن، یکی از الگوهای چالزنی و آتش کاری پیشنهادی اجرا شده در معدن سنگ آهک سیستان به دلیل داشتن خردایش مناسب به عنوان الگوی چالزنی و آتش کاری مناسب انتخاب می شود.

کلمات کلیدی: چالزنی و آتش کاری، خردایش، پیش بینی خردایش، نرم افزار GOLD SIZE، معدن سنگ آهک کارخانه سیستان

فهرست مطالب

فصل اول: کلیات.....	۱.....
۱-۱- مقدمه	۲.....
۲-۱- بیان مساله	۳.....
۳-۱- ضرورت تحقیق.....	۴.....
۴-۱- اهداف تحقیق	۴.....
۵-۱- روش انجام تحقیق.....	۵.....
۶-۱- سابقه تحقیق	۵.....
۷-۱- ساختار تحقیق	۹.....
فصل دوم: معرفی معدن سنگ آهک کارخانه سیمان سیستان	۱۱.....
۱-۲- مقدمه	۱۲.....
۲-۲- معرفی کارخانه سیمان سیستان	۱۲.....
۳-۲- معرفی معدن سنگ آهک سیستان.....	۱۳.....
۴-۲- چالزنی در معدن سنگ آهک سیستان	۱۵.....
۵-۲- آتش کاری در معدن سنگ آهک سیستان	۱۶.....
۶-۲- مشکلات و نتایج نامطلوب الگوی فعلی چالزنی و آتش کاری در معدن سنگ آهک سیستان	۱۸.....
۱-۶-۲- خردایش نامناسب	۱۸.....
۲-۶-۲- پرتاب سنگ	۱۹.....
۳-۶-۲- لرزش زمین	۱۹.....
۷-۲- نتیجه گیری	۱۹.....
فصل سوم: بررسی شرایط چالزنی و آتش کاری رایج در معدن سنگ آهک سیستان	۲۱.....
۱-۳- مقدمه	۲۲.....
۲-۳- خردایش سنگ	۲۲.....
۳-۳- روش آنالیز تصویری	۲۳.....
۱-۳-۳- نرمافزار GOLD SIZE	۲۴.....
۴-۳- بررسی الگوهای انفجاری رایج در معدن سنگ آهک سیستان	۲۴.....
۱-۴-۳- انفجار اول	۲۴.....
۱-۴-۳-۱- آنالیز تصاویر انفجار اول	۲۵.....
۲-۴-۳- انفجار دوم	۲۹.....
۱-۴-۳-۲- آنالیز تصاویر انفجار دوم	۲۹.....
۳-۴-۳- انفجار سوم	۳۳.....
۱-۴-۳-۳- آنالیز تصاویر انفجار سوم	۳۳.....
۴-۴-۳- انفجار چهارم	۳۷.....
۱-۴-۴-۳- آنالیز تصاویر انفجار چهارم	۳۷.....
۵-۳- مدل های تجربی پیش بینی خردشدگی سنگ ناشی از انفجار	۴۱.....

۴۱	۳-۵-۱- مدل لارسون.....
۴۲	۳-۵-۲- معادله کازرام.....
۴۲	۳-۵-۱-۲- معادله کازنتسوف.....
۴۳	۳-۵-۲-۲- منحنی رزین - راملر.....
۴۴	۳-۵-۳- تاثیر طرح آتش کاری روی شاخص یکنواختی.....
۴۵	۳-۵-۴- مدل اصلاح شده کاز-رام.....
۴۷	۳-۵-۵- مدل سوئدیفو.....
۴۷	۳-۶-۱- بررسی X50 مدل های پیش بینی خردایش.....
۴۸	۳-۶-۱- پیش بینی خردایش حاصل از انفجار اول.....
۵۱	۳-۶-۲- پیش بینی خردایش حاصل از انفجار دوم.....
۵۴	۳-۶-۳- پیش بینی خردایش حاصل از انفجار سوم.....
۵۷	۳-۶-۴- پیش بینی خردایش حاصل از انفجار چهارم.....
۶۰	۳-۷- نتیجه گیری.....
۶۱	فصل چهارم: طراحی الگوهای چالزنی و آتش کاری بر اساس روابط تجربی.....
۶۲	۴-۱- مقدمه.....
۶۲	۴-۲- تعیین پارامترهای الگوی چالزنی و آتش کاری.....
۶۳	۴-۳- قطر چال.....
۶۴	۴-۴- بارسنگ.....
۶۹	۴-۵- فاصله ردیفی چال ها.....
۷۲	۴-۶- ارتفاع پله.....
۷۳	۴-۷- اضافه حفاری.....
۷۵	۴-۸- گل گذاری.....
۷۶	۴-۹- توزیع مواد منفجره در چال.....
۷۷	۴-۹-۱- محاسبه وزن ستون خرج.....
۷۷	۴-۱۰- خرج ویژه.....
۷۸	۴-۱۱- طراحی الگوی مناسب چالزنی و آتش کاری برای معدن سنگ آهک سیستان.....
۷۸	۴-۱۱-۱- محاسبه بارسنگ توسط فرمول های تجربی.....
۷۹	۴-۱۱-۲- محاسبه فاصله ردیفی چال ها توسط روابط تجربی.....
۸۰	۴-۱۱-۳- محاسبه اضافه حفاری توسط فرمول های تجربی.....
۸۱	۴-۱۱-۴- محاسبه طول گل گذاری توسط فرمول های تجربی.....
۸۱	۴-۱۱-۵- نتایج محاسبات پارامترهای الگوی چالزنی و آتش کاری توسط روابط تجربی.....
۸۲	۴-۱۲- نتیجه گیری.....
۸۳	فصل پنجم: ارائه و اجرای الگوی چالزنی و آتش کاری مناسب برای معدن سنگ آهک سیستان.....
۸۴	۵-۱- مقدمه.....
۸۴	۵-۲- الگوی پیشنهادی اول.....
۸۴	۵-۲-۱- آنالیز تصاویر.....
۸۸	۵-۳- الگوی پیشنهادی دوم.....
۸۸	۵-۳-۱- آنالیز تصاویر.....

۹۲.....	۴-۵- الگوی پیشنهادی سوم
۹۲.....	۴-۵-۱- آنالیز تصاویر
۹۵.....	۵-۵- پیش‌بینی میزان خردایش حاصل از الگوی پیشنهادی بر اساس مدل تجربی کاز-رام اصلاح شده
۹۶.....	۵-۶- مقایسه خردایش
۹۷.....	فصل ششم: نتیجه‌گیری و پیشنهادات
۹۸.....	۶-۱- نتیجه‌گیری
۹۹.....	۶-۲- پیشنهادات
۱۰۰.....	منابع

فهرست شکل‌ها

- شکل (۱-۲) نمایی از کارخانه سیمان سیستان ۱۲
- شکل (۲-۲) نمونه سنگ شکن کارخانه سیمان سیستان ۱۳
- شکل (۳-۲) دریل واگن اینگرسولرند در معدن سنگ آهک سیستان ۱۶
- شکل (۴-۲) چال خرج گذاری شده در معدن سنگ آهک سیستان ۱۷
- شکل (۵-۲) چال آماده آتش کاری در معدن سنگ آهک سیستان ۱۷
- شکل (۶-۲) به کارگیری چکش هیدرولیکی در معدن سنگ آهک سیستان ۱۸
- شکل (۱-۳) تصاویر برداشت شده از کپه آتش کاری شده انفجار اول ۲۶
- شکل (۲-۳) آنالیز تصاویر برداشت شده از توده آتش کاری شده انفجار اول توسط نرم افزار GOLD SIZE ۲۷
- شکل (۳-۳) نمودار توزیع دانه بندی خردایش انفجار اول ۲۸
- شکل (۴-۳) تصاویر برداشت شده از کپه آتش کاری شده انفجار دوم ۳۰
- شکل (۵-۳) آنالیز تصاویر برداشت شده از توده آتش کاری شده انفجار دوم توسط نرم افزار GOLD SIZE ۳۱
- شکل (۶-۳) نمودار توزیع دانه بندی خردایش انفجار دوم ۳۲
- شکل (۷-۳) تصاویر برداشت شده از کپه آتش کاری شده انفجار سوم ۳۴
- شکل (۸-۳) آنالیز تصاویر برداشت شده از توده آتش کاری شده انفجار سوم توسط نرم افزار GOLD SIZE ۳۵
- شکل (۹-۳) نمودار توزیع دانه بندی خردایش انفجار سوم ۳۶
- شکل (۱۱-۳) آنالیز تصاویر برداشت شده از توده آتش کاری شده انفجار چهارم توسط نرم افزار GOLD SIZE ۳۸
- شکل (۱۱-۳) آنالیز تصاویر برداشت شده از توده آتش کاری شده انفجار چهارم توسط نرم افزار GOLD SIZE ۳۹
- شکل (۱۲-۳) نمودار توزیع دانه بندی خردایش انفجار شماره چهارم ۴۰
- شکل (۱۳-۳) نمودار توزیع دانه بندی حاصل از خردایش برای انفجار اول بر اساس مدل کازرام ۵۰
- شکل (۱۴-۳) نمودار توزیع دانه بندی حاصل از خردایش برای انفجار اول بر اساس مدل کازرام اصلاح شده ۵۰
- شکل (۱۵-۳) نمودار توزیع دانه بندی حاصل از خردایش برای انفجار اول بر اساس مدل سوئدیفو ۵۱
- شکل (۱۶-۳) مقایسه مدل های تجربی و آنالیز تصاویر در انفجار اول ۵۱
- شکل (۱۷-۳) نمودار توزیع دانه بندی حاصل از خردایش برای انفجار دوم بر اساس مدل کازرام ۵۳
- شکل (۱۸-۳) نمودار توزیع دانه بندی حاصل از خردایش برای انفجار دوم بر اساس مدل کازرام اصلاح شده ۵۳
- شکل (۱۹-۳) نمودار توزیع دانه بندی حاصل از خردایش برای انفجار دوم بر اساس مدل سوئدیفو ۵۴
- شکل (۲۰-۳) مقایسه مدل های تجربی و آنالیز تصاویر در انفجار دوم ۵۴
- شکل (۲۱-۳) نمودار توزیع دانه بندی حاصل از خردایش برای انفجار سوم بر اساس مدل کازرام ۵۶
- شکل (۲۲-۳) نمودار توزیع دانه بندی حاصل از خردایش برای انفجار سوم بر اساس مدل کازرام اصلاح شده ۵۶
- شکل (۲۳-۳) نمودار توزیع دانه بندی حاصل از خردایش برای انفجار سوم بر اساس مدل سوئدیفو ۵۷

شکل (۳-۲۴) مقایسه مدل‌های تجربی و آنالیز تصاویر در انفجار سوم.....	۵۷
شکل (۳-۲۵) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار چهارم بر اساس مدل کازرام.....	۵۹
شکل (۳-۲۶) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار چهارم بر اساس مدل کازراماصلاحشده.....	۵۹
شکل (۳-۲۷) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار چهارم بر اساس مدل سوئدیفو.....	۶۰
شکل (۳-۲۸) مقایسه مدل‌های تجربی و آنالیز تصاویر در انفجار چهارم.....	۶۰
شکل (۴-۱) پارامترهای هندسی طراحی انفجار.....	۶۲
شکل (۴-۲) تاثیر فاصله ردیفی چال‌ها در آتش‌کاری پله‌ای.....	۷۰
شکل (۴-۳) نحوه خم‌شدگی سنگها در آتش‌کاری پله‌ای برای H/B های مختلف.....	۷۳
شکل (۴-۴) نمایش اثر اضافه حفاری در توزیع تنش حاصل از انفجار.....	۷۴
شکل (۴-۵) گل‌گذاری با ارتفاع زیاد که موجب عقب‌زدگی می‌شود.....	۷۶
شکل (۴-۶) گل‌گذاری با ارتفاع مناسب.....	۷۶
شکل (۵-۱) تصاویر برداشت‌شده از کپه آتش‌کاری شده الگوی پیشنهادی اول.....	۸۵
شکل (۵-۲) آنالیز تصاویر برداشت‌شده از توده آتش‌کاری الگوی اول توسط نرم‌افزار GOLD SIZE.....	۸۶
شکل (۵-۳) نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش الگوی پیشنهادی اول.....	۸۷
شکل (۵-۴) تصاویر برداشت‌شده از کپه آتش‌کاری شده الگوی پیشنهادی دوم.....	۸۹
شکل (۵-۵) آنالیز تصاویر برداشت‌شده از توده آتش‌کاری الگوی دوم توسط نرم‌افزار GOLD SIZE.....	۹۰
شکل (۵-۶) نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش الگوی پیشنهادی دوم.....	۹۱
شکل (۵-۷) تصاویر برداشت‌شده از کپه آتش‌کاری شده الگوی پیشنهادی سوم.....	۹۳
شکل (۵-۱۰) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش بر اساس مدل کاز-رام اصلاح شده.....	۹۶

فهرست جداول

جدول (۱-۱) مطالعات انجام شده مرتبط با موضوع	۶
جدول (۱-۲) مختصات جغرافیایی معدن سنگ آهک سیستان	۱۴
جدول (۲-۲) ماشین آلات موجود در معدن	۱۵
جدول (۱-۳) پارامترهای طراحی الگوی چالزنی اول	۲۵
جدول (۲-۳) محدوده ابعاد خردایش توده آتشکاری شده انفجار اول	۲۸
جدول (۳-۳) پارامترهای طراحی الگوی چالزنی دوم	۲۹
جدول (۴-۳) محدوده ابعاد خردایش انفجار دوم	۳۲
جدول (۵-۳) پارامترهای طراحی الگوی چالزنی سوم	۳۳
جدول (۶-۳) محدوده ابعاد خردایش در انفجار سوم	۳۶
جدول (۷-۳) پارامترهای طراحی الگوی چالزنی چهارم	۳۷
جدول (۸-۳) محدوده ابعاد خردایش در انفجار شماره چهارم	۴۰
جدول (۹-۳) ثابت قابلیت انفجارپذیری برای سنگهای مختلف	۴۲
جدول (۱۰-۳) مقادیر فاکتور سنگ با توجه به ساختار توده سنگ	۴۳
جدول (۱۱-۳) مقدار تاثیر طرح آتشکاری بر روی شاخص یکنواختی	۴۵
جدول (۱۲-۳) مقادیر پارامترهای موثر در BI	۴۶
جدول (۱۳-۳) مقادیر X_{50} حاصل از ۴ مدل پیشبینی برای ۴ انفجار برداشت شده در معدن سنگ آهک سیستان	۴۸
جدول (۱۴-۳) نتایج حاصل از پیش بینی خردایش برای انفجار اول	۴۹
جدول (۱۵-۳) نتایج حاصل از پیش بینی خردایش برای انفجار دوم	۵۲
جدول (۱۶-۳) نتایج حاصل از پیش بینی خردایش برای انفجار سوم	۵۵
جدول (۱۷-۳) نتایج حاصل از پیش بینی خردایش برای انفجار چهارم	۵۸
جدول (۱-۴) ارتباط بین مقدار خرج ویژه و نوع سنگ	۷۸
جدول (۲-۴) نتایج محاسبه ضخامت بارسنگ توسط فرمول های تجربی	۷۹
جدول (۳-۴) نتایج محاسبات فاصله ردیفی چال ها بر اساس فرمول های تجربی	۸۰
جدول (۴-۴) نتایج محاسبه اضافه حفاری	۸۰
جدول (۵-۴) نتایج محاسبه طول گلگذاری	۸۱
جدول (۶-۴) الگوهای پیشنهادی برای قطر ۷۶ میلی متر بر اساس روابط تجربی	۸۲
جدول (۱-۵) مشخصات اولین الگوی پیشنهادی اجرا شده در معدن	۸۴

- جدول (۲-۵) محدوده ابعاد خردایش در الگوی انفجاری اول ۸۷
- جدول (۳-۵) مشخصات دومین الگوی پیشنهادی اجرا شده در معدن ۸۸
- جدول (۴-۵) محدوده ابعاد خردایش در الگوی انفجاری دوم ۹۱
- جدول (۵-۵) مشخصات سومین الگوی پیشنهادی اجرا شده در معدن ۹۲
- جدول (۶-۵) محدوده ابعاد خردایش در الگوی انفجاری سوم ۹۴
- جدول (۷-۵) نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش بر اساس مدل کاز رام اصلاح شده ۹۵

فصل اول: کلیات

۱-۱- مقدمه

به طور کلی در فرآیند استخراج معادن روباز، هدف اصلی از عملیات چالزنی و آتش کاری دسترسی به خردایش مناسب سنگ می باشد. به خردایشی که در آن میزان قطعه سنگ های درشت و میزان خاکه ها به حداقل مقدار ممکن برسد، خردایش مناسب گویند. خردایش سنگ در هزینه های استخراج به صورت مستقیم و غیر مستقیم تاثیر می گذارد، بنابراین خردایش مناسب موجب کاهش هزینه های استخراج می شود. زیاد بودن میزان سنگ های درشت در خردایش حاصل از آتش کاری در مرحله بارگیری و باربری مشکل ایجاد می کند و به خردایش ثانویه نیاز خواهد بود. از طرفی زیاد بودن میزان خاکه های حاصل از مصرف بیش از حد مواد منفجره، موجب افزایش میزان هدر رفت مواد معدنی می شود. لذا خردایشی مناسب است که دارای توزیع دانه بندی یکنواخت باشد. با طراحی و اجرای الگوی چالزنی و آتش کاری مناسب، مواد با دانه بندی خوب بدست می آید که برای بارگیری و باربری مناسب است. بنابراین طراحی الگوی مناسب چالزنی و آتش کاری برای موفقیت آمیز بودن عملیات معدن ضروری خواهد بود. طراحی الگوی مناسب آتش کاری پیامدهایی نظیر به حداقل رساندن هزینه های چالزنی و آتش کاری، افزایش بازدهی فرآیند تولید (بارگیری، باربری و سنگ شکن)، افزایش ایمنی معدن و در نهایت ماکزیمم کردن ارزش تولید نهایی معدن را به دنبال خواهد داشت.

برای رسیدن به خردایش مناسب، عقب زدگی ناشی از انفجار و پرتاب سنگ از مهم ترین و بزرگ ترین محدودیت های اجرایی هستند. بنابراین طراحی و اجرای یک الگوی چالزنی و آتش کاری مناسب نتایجی مانند دانه بندی مناسب سنگ، کمترین عقب زدگی و پرتاب سنگ ناشی از انفجار را در پی خواهد داشت (scoble, 1997).

از جمله معمول ترین روش های طراحی الگوی چالزنی و آتش کاری ارائه شده توسط مهندسين معدن، می توان به روش های تجربی و فرمول های ریاضی اشاره کرد. برای محاسبه ابعاد خردایش قبل از انفجار می توان از مدل های پیش بینی خردایش و شبکه عصبی استفاده کرد. روش آنالیز تصویری

توسط نرم افزارهای آنالیز تصویری مانند GOLD SIZE از جمله روش های رایج محاسبه ابعاد خردایش بعد از انفجار می باشند.

۱-۲- بیان مساله

چالزنی، آتش کاری، بارگیری و باربری، چهار مرحله اصلی از چرخه معادن روباز هستند. مجموعه عملیاتی که منجر به شکسته شدن سنگ ها به وسیله مواد منفجره می گردد، آتش کاری نام دارد. آتش کاری شامل روش های متعددی نظیر فیتیله انفجاری، آتش کاری برقی و نائل و غیره می باشد که برای انفجار خرج اصلی به کار می روند (استوار، ۱۳۸۹) و (استوار، ۱۳۹۲).

طراحی الگوی مناسب آتش کاری علاوه بر به حداقل رساندن هزینه های چالزنی و انفجار باعث افزایش بازدهی مراحل بعدی فرآیند تولید نظیر بارگیری، باربری و سنگ شکنی، افزایش ایمنی و در نتیجه ماکزیمم کردن ارزش تولید نهایی معدن می شود (Latham, 2006). طراحی الگوی آتش کاری مهم ترین مرحله در تامین خردایش مطلوب است. برای تامین خردایش مطلوب، محدودیت های اجرایی مانند عقب زدگی ناشی از انفجار، پرتاب سنگ، محدودیت شرایط زمین شناسی و غیره وجود دارد. از بین محدودیت ها، عقب زدگی و پرتاب سنگ از بزرگ ترین و مهم ترین معضلات عملیات آتش کاری در معادن روباز هستند (Scoble, 1997). با طراحی و اجرای یک الگوی چالزنی و آتش کاری مناسب علاوه بر دانه بندی مناسب، می توان عقب زدگی و پرتاب سنگ کمتری داشت.

توده های سنگ برجا همگن نبوده و در یک قسمت نسبت به قسمت های دیگر شاخص قابلیت انفجار آنها می تواند تغییر نماید. نتیجه خردایش، متاثر از شاخص قابلیت انفجار و خرج ویژه برای یک نوع ماده منفجره است. شاخص قابلیت انفجار جزء ویژگی های برجایی است، که با اندازه گیری تعیین می شود. تعیین میزان خردایش در سینه کارهای معدن که دارای شاخص قابلیت انفجار مختلف می باشند، برای کنترل انفجار اصلی، خردایش ثانویه، بارگیری و هزینه های مربوطه، یکی از ارکان اساسی برنامه ریزی انفجار است. اگر چه تعیین میزان خردایش سنگ در سال های اخیر در برخی از معادن کشور مورد بررسی قرار گرفته است، اما پرداختن به این موضوع در هر یک از زون های فعال

یک معدن به صورت سیستماتیک کمتر مورد توجه قرار گرفته است. در معدن سنگ آهک کارخانه سیمان سیستان، تعداد پروژه‌های انجام گرفته به منظور بهبود شرایط فعلی، کم است و در حجم بسیار پایینی به این موضوع پرداخته شده است. با توجه به مشکلاتی از جمله خردایش نامناسب، میزان پرتاب سنگ بالا، لرزش زمین و لرزش هوا و بالا بودن هزینه‌های استخراج به ازای هرتن در معدن سنگ آهک، انجام چنین پروژه‌هایی الزامی است. در این معدن، برای رفع و کاهش مشکلات ذکر شده، به صورت تجربی اقداماتی انجام گرفته است ولی با توجه به حجم بالای تولید معدن، لازم بود تا بر مبنای دلایل علمی و منطقی نسبت به رفع و کاهش مشکلات، اقدام شود. در معدن مذکور، در حال حاضر دو بلوک استخراجی با شرایط تقریباً مشابه در مرحله بهره‌برداری است، که یکی از این دو بلوک برای اجرای عملیات انتخاب می‌شود. در نهایت بهترین مدل پیش‌بینی خردایش برای معدن سنگ آهک کارخانه سیمان سیستان انتخاب و یا در صورت لزوم تصحیح گردد.

۳-۱- ضرورت تحقیق

با توجه به خردایش نامناسب در معدن سنگ آهک سیستان به دلیل اجرای الگوی چالزنی و آتش‌کاری فعلی و نیز توجه به رشد و توسعه معدن و رقابتی شدن بازار محصولات معدنی، اهمیت توجه به میزان هزینه‌های استخراج مواد معدنی و همچنین برنامه‌ریزی تولید افزایش یافته است. لذا بهبود الگوهای انفجاری به عنوان حلقه ابتدایی معدن‌کاری امری ضروری است. مهم‌ترین هدف در این پروژه، رسیدن به خردایش مطلوب و کاهش هزینه‌ها است. لذا با ارائه الگوی مناسب چالزنی و آتش‌کاری، ضمن کاهش هزینه‌های چالزنی و آتش‌کاری می‌توان با کاهش میزان سنگ‌ریزه و قطعات درشت، هزینه‌ها و مشکلات مربوط به بارگیری، باربری و خردایش ثانویه را کاهش داد.

۴-۱- اهداف تحقیق

هدف از انجام این تحقیق، رسیدن به خردایش مناسب و کاهش هزینه‌ها در معدن سنگ آهک سیستان است. بنابراین، در این تحقیق با ارائه الگوی مناسب چالزنی و آتش‌کاری، میزان خاکه و

قطعات درشت حاصل از آتش کاری کاهش می‌یابد، در نتیجه هزینه‌ها و مشکلات ناشی از بارگیری، باربری و خردایش ثانویه کاهش می‌یابد.

۱-۵- روش انجام تحقیق

عوامل مختلفی از جمله عوامل زمین‌شناسی، عوامل ژئوتکنیکی و عوامل ژئومکانیکی در آتش کاری موثر هستند. در این تحقیق، ابتدا با استفاده از مطالعات کتابخانه‌ای عوامل مختلف بررسی می‌شوند. در مرحله بعد، داده‌های برداشت شده از معدن سنگ آهک کارخانه سیمان سیستان با استفاده از مدل‌های ریاضی از قبیل کاز-رام، کوزنتسوف، سوئدی‌فو و غیره مورد بررسی قرار خواهند گرفت. در این مرحله، بهترین مدل ریاضی برازش شده با داده‌های معدن مذکور به عنوان مدل پیشنهادی انتخاب می‌شود. سپس خردایش ماده‌ی معدنی پس از انفجار با استفاده از نرم‌افزار GOLD SIZE در زون‌های فعال معدن مورد بررسی قرار می‌گیرد. در مرحله بعد، مدل پیشنهادی و نتایج حاصل از نرم‌افزار با یکدیگر مقایسه می‌شوند. با استفاده از تفسیر نتایج حاصل از مقایسه، الگوی مناسب برای بهبود کار پیشنهاد می‌شود. در نهایت، با استفاده از ارزیابی نتایج حاصل از الگوی پیشنهادی اجرا شده، وضعیت آتش کاری نسبت به الگوی رایج در معدن مورد بررسی قرار می‌گیرد.

۱-۶- سابقه تحقیق

با توجه به اهمیت موضوع چالزنی و آتش کاری در معادن، طی سال‌های گذشته محققان زیادی در نقاط مختلف دنیا مطالعاتی را به منظور ارزیابی انفجار در معادن مختلف انجام داده‌اند. تعدادی از مطالعات

انجام‌شده در جدول (۱-۱) بیان شده‌اند. خلاصه‌ای از این مطالعات در ادامه بیان می‌شوند:

جدول (۱-۱) مطالعات انجام شده مرتبط با موضوع

ملاحظات	سال	محقق
قدرت انفجار	۱۹۹۳	ورما
بررسی خردایش توسط روابط تجربی	۱۹۹۴	بیرن
هزینه عملیات چالزنی و آتش کاری	۱۹۹۵	ادیکاردی و ونکتاش
بهینه سازی هزینه در معادن روباز	۱۹۹۶	سینگ و دیلون
عوامل موثر بر خردایش حاصل از انفجار	۱۹۹۷	ثوث و سینگ
بررسی مشکلات پاشنه معدن	۱۹۹۹	ردی و کاریامپودی
بهینه سازی عملیات چالزنی و آتش کاری	۲۰۰۲	پال و گوش
نتایج انفجار متکی بر آزمون و خطا است	۲۰۰۴	ستی و دی
اعتبارسنجی نرم افزار GOLD SIZE در معدن گل گهر	۲۰۱۳	غیاثی و همکاران
اعتبار سنجی توسط نرم افزار GOLD SIZE	۲۰۱۴	مرادجو و همکاران
تعیین توزیع ابعاد خردایش توسط آنالیز تصویری	۲۰۱۴	نجفی و همکاران
بررسی خردایش انفجار معدن باغک سنگ آهن سنگان	۲۰۱۵	مهیب و نوفرستی
بررسی خردایش معدن سنگ آهک خرپشت	۲۰۱۵	زینلی و همکاران
بررسی خردایش در معدن گل گهر	۲۰۱۵	لشنی زند و همکاران
بررسی پارامترهای چالزنی و آتش کاری	۲۰۱۷	بلیم و همکاران

ورما^۱ (۱۹۹۳) پس از انجام تحقیقاتی اعلام کرد که یکی از پارامترهای قابل دسترسی در انجام آزمایش‌ها، قدرت انفجار است. هرچند هنوز هم تعیین این پارامتر برای مقایسه شاخص عملکرد مواد منفجره، با انجام آزمایش کار مشکلی است (Verma, 1993).

1-Verma

بیرن^۱ (۱۹۹۴) با انجام تحقیقاتی مشاهده کرد که برای انتخاب مقدار مناسب پارامترهای موثر در خردایش خوب، از فرمول‌های تجربی زیادی استفاده می‌شود، اما برای عملکرد بهتر انفجار و خردایش یکنواخت، باید توزیع مواد منفجره در چال، یکنواخت باشد (Biran, 1994).

ادیکاردی و ونکاتش^۲ (۱۹۹۵) با انجام تحقیقاتی اعلام کردند که هزینه‌های چالزنی و آتش‌کاری در هر پروژه می‌تواند بیشتر از ۲۵ درصد از هزینه کل تولید باشد، بنابراین در طراحی و پیاده‌سازی یک انفجار باید اولویت‌هایی را رعایت کرد (Adhikari, Venkatesh, 1995).

سینگ و دیلون^۳ (۱۹۹۶) پس از انجام تحقیقاتی به این نتیجه رسیدند که برای بهینه‌سازی هزینه‌ها در یک معدن روباز، باید عملیات چالزنی و پارامترهای انفجار، بهینه‌سازی شوند (Sing, Dhillon, 1996).

ثوت و سینگ^۴ (۱۹۹۷) نتیجه گرفتند که خردایش حاصل از انفجار، توسط عوامل مختلفی تحت تاثیر قرار می‌گیرد. به عنوان مثال مقاومت سنگ، خردایش را کاهش می‌دهد، همچنین شاخص قابلیت آتش‌کاری، تخلخل و اختلالات زمین‌شناسی در خردایش حاصل از انفجار موثر هستند (Thote, Sing, 1997).

ردی و کاریامپودی^۵ (۱۹۹۹) دریافتند که شکل‌گیری پاشنه همیشه یک نقطه ضعف در معادن روباز بوده است. آن‌ها معتقد بودند که برای حذف پاشنه حاصل از انفجار، چال انفجاری باید طبق الگو، با درصد مناسب از پوسترها، خرج ته چال، خرج میانی و به صورت انفجار از پایین خرج‌گذاری شوند (Reddy, karyampudi, 1999).

1- Biran

2- Adhikari, Venkatesh

3- Sing, Dhillon

4- Thote, Sing

۵-Reddy, Karyampudi

پال و گوش^۱ (۲۰۰۲) پس از انجام تحقیقاتی نشان دادند که با طراحی مناسب پارامترهای انفجار، نتایج مورد نظر در خردایش و لرزش حاصل می‌شود ولی پرتاب سنگ به نظارت بیشتری نیاز دارد (Pal, Ghosh, 2002).

پرادهان^۲ (۲۰۰۲) پس از مطالعه روند انفجار در معادن هند دریافت که مواد منفجره جدید، استفاده از چاشنی الکتریکی تاخیری برای تاخیر دقیق، طراحی انفجار بر اساس خواص فیزیکی و مکانیکی سنگ و غیره در بهینه‌سازی موثرند (Pradhan, 2002).

ستی و دی^۳ (۲۰۰۴) دریافتند که بسیاری از الگوهای انفجار، مبتنی بر آزمون و خطا هستند.

آن‌ها اعلام کردند که با استفاده از روش طراحی انفجار رایانه‌ای، معایب موارد قبلی مورد استفاده، می‌توانند حذف شوند (Sethi, Dey, 2004).

غیائی و همکاران (۲۰۱۳) در معدن شماره یک گل‌گهر، با اعتبارسنجی نرم افزار آنالیز تصویری GOLD SIZE برای تعیین توزیع ابعادی به این نتیجه رسیدند که نوع سنگ و نحوه خردشدگی آن تاثیر قابل توجهی در نتایج آنالیز تصویری توسط نرم‌افزار GOLD SIZE دارد (غیائی و همکاران، ۱۳۹۲).

مرادجو و همکاران (۲۰۱۴) پس از بررسی فرمول‌های تجربی و نرم‌افزار GOLD SIZE برای پیش-بینی خردایش سنگ در معدن سونگون، به این نتیجه رسیدند که میزان تطابق مدل اصلاح‌شده کاز-رام ۴۰ درصد، لارسون ۳۳/۳ درصد و کاز-رام ۲۶/۶ درصد با نتایج حاصل از نرم‌افزار GOLD SIZE می‌باشند (مرادجو و همکاران، ۱۳۹۳).

نجفی و همکاران (۲۰۱۴) در معدن مس سونگون، از روش آنالیز تصویری برای تعیین توزیع ابعاد سنگ‌های خرد شده حاصل از انفجار استفاده کردند. و منحنی توزیع دانه بندی و متوسط (d50) هر بلوک به عنوان نتیجه انفجار بدست آمد (نجفی و همکاران، ۱۳۹۳).

1- Pal, Ghosh

2- Pradhan

3- Sethi, Dey

مهیب و نوفرستی (۲۰۱۵) خردایش حاصل از انفجار در معدن باغک سنگ آهن سنگان خواف را با استفاده از شبکه‌ی مصنوعی ساخته شده، پیش‌بینی کردند (مهیب و نوفرستی، ۱۳۹۴).

زینلی و همکاران (۲۰۱۵) به تعیین میزان خردایش حاصل از انفجار ماده‌ی معدنی به روش آنالیز تصویری با استفاده از نرم‌افزار Split desktop و شاخص قابلیت انفجار (BI) در معدن سنگ آهک خرپشت پرداختند (زینلی و همکاران، ۱۳۹۴).

لش‌نیزند و همکاران (۲۰۱۵) با بررسی تاثیر نوع پرایمر بر خردایش آتش‌باری در معدن شماره یک گل‌گهر به این نتیجه رسیدند که می‌توان از بوسترهای امولایت با توجه به هزینه پائین‌تر آن‌ها نسبت به بوسترهای دو پوندی و سه پوندی استفاده کرد (لش‌نیزند و همکاران، ۱۳۹۴).

بلیم^۱ و همکاران (۲۰۱۷) به بررسی تاثیر پارامترهای طراحی چالزنی و آتش‌کاری نظیر قطر چال، عمق چال و میزان بارسنگ بر روی هزینه‌های استخراج پرداخته‌اند (Bilim and eat all, 2017).

۷-۱- ساختار تحقیق

در فصل اول، به مرور کلیات تحقیق پرداخته شد.

در فصل دوم، پس از معرفی معدن سنگ آهک سیستان به بررسی شرایط چالزنی و آتش‌کاری رایج در معدن پرداخته می‌شود.

در فصل سوم، شرایط الگوهای چالزنی و آتش‌کاری رایج در معدن بررسی می‌شوند.

در فصل چهارم، الگوهای آتش‌کاری برای معدن سنگ آهک سیستان بر اساس روابط تجربی ارائه می‌شود.

در فصل پنجم، الگوهای چالزنی و آتش‌کاری پیشنهادی اجرا شده بررسی می‌شوند.

در فصل ششم، نتایج و پیشنهادات ارائه می‌شوند.

فصل دوم: معرفی معدن سنگ آهک کارخانه

سیمان سیستان

۱-۲- مقدمه

در این فصل ابتدا، کارخانه سیمان سیستان از نظر موقعیت جغرافیایی، تجهیزات خط تولید و غیره معرفی می‌شود. سپس مشخصات معدن سنگ آهک سیستان نظیر موقعیت جغرافیایی معدن، زمین-شناسی معدن و غیره بیان می‌شوند. در نهایت شرایط سیستم چالزنی و آتش‌کاری رایج در معدن مذکور و پیامدهای آن بیان می‌شوند.

۲-۲- معرفی کارخانه سیمان سیستان

کارخانه سیمان سیستان بزرگترین کارخانه در استان سیستان و بلوچستان در زمینی به مساحت ۷۳/۵ هکتار در سال ۱۳۸۹ به بهره‌برداری رسید. این کارخانه در فاصله ۶۵ کیلومتری جاده زاهدان-زابل، به فاصله ۱۳ کیلومتر در غرب جاده مذکور قرار دارد. نمایی از کارخانه سیمان سیستان در شکل (۱-۲) نشان داده شده است.



شکل (۱-۲) نمایی از کارخانه سیمان سیستان (Zabolcement.com)

کارخانه سیمان سیستان دارای یک خط تولید با ظرفیت تولید سالانه یک میلیون تن کلینکر و یک میلیون و دویست هزار تن انواع سیمان‌های پرتلند و آمیخته می‌باشد. کارخانه سیمان سیستان قابلیت تولید انواع سیمان پرتلند تیپ ۱، تیپ ۲، تیپ ۳ و سیمان پوزولانی را دارد. در کارخانه سیمان سیستان نوع بسته‌بندی سیمان به صورت فله، پاکتی ۵۰ کیلوگرمی، جامبو بگ و اسلینگ بگ می‌باشد.

تجهیزات اصلی کارخانه شامل سنگ شکن، کوره ساخت شرکت F.L.S، آسیاب های مواد و سیمان ساخت شرکت Loesche و غیره می باشند. در کارخانه سیمان سیستان از سنگ شکن فکی ساخت شرکت آلمانی TKF با ظرفیت اسمی ۸۰۰ تن بر ساعت استفاده شده است. حداکثر ابعاد قطعه سنگ های ورودی دهانه ی سنگ شکن برابر ۸۰ سانتی متر است. قطعات با ابعاد بیش تر از ۸۰ سانتی متر توسط چکش هیدرولیکی خرد می شوند. در شکل (۲-۲) مدل سنگ شکن استفاده شده در کارخانه سیمان سیستان نشان داده شده است.



شکل (۲-۲) نمونه سنگ شکن کارخانه سیمان سیستان (zabolcement.com)

۳-۲- معرفی معدن سنگ آهک سیستان

معادن کارخانه سیمان سیستان از سنگ آهک، آلوویوم و پوزولان تشکیل شده اند. معدن آلوویوم در فاصله ۳ کیلومتری کارخانه با ظرفیتی در حدود ۲۰۰ میلیون تن قرار دارد. معدن پوزولان نیز در دامنه شمالی کوه تفتان قرار دارد. معدن سنگ آهک سیستان دارای ذخایری در حدود ۴۰۰ میلیون تن سنگ آهک با خلوص ۸۵ تا ۹۵ درصد در فاصله ۵ کیلومتری غرب کارخانه و ۳ کیلومتری تاسیسات معدن قرار دارد. با توجه به نوسانات رطوبت، بادهای موسمی مانند بادهای ۱۲۰ روزه و درجه حرارت بالا،

معادن در تمام سال فعال است. تولید ماهیانه معدن سنگ آهک سیستان در حدود ۶۰۰۰۰ تن در ماه

است. مختصات جغرافیایی معدن سنگ آهک سیستان در جدول (۱-۲) بیان شده است.

جدول (۱-۲) مختصات جغرافیایی معدن سنگ آهک سیستان

عرض جغرافیایی	طول جغرافیایی	راس
۶۰° ۴۲' ۱۶/۶"	۳۰° ۱۱' ۲۳"	A
۶۰° ۴۳' ۰۵"	۳۰° ۱۱' ۲۳/۲"	B
۶۰° ۴۲' ۰۵"	۳۰° ۱۰' ۵۰"	C
۶۰° ۴۲' ۲۴/۲"	۳۰° ۱۰' ۵۰/۲"	D
۶۰° ۴۲' ۲۴/۲"	۳۰° ۹' ۳۵"	E
۶۰° ۴۱' ۴۸/۸"	۳۰° ۹' ۳۵"	F
۶۰° ۴۱' ۴۸/۸"	۳۰° ۱۰' ۲۶/۶"	G
۶۰° ۴۱' ۱۶/۶"	۳۰° ۱۰' ۲۶/۶"	H

روش استخراج در معدن سنگ آهک سیستان، با توجه به وضعیت زمین‌شناسی بلوک آهک و وضعیت توپوگرافی لایه آهکی، به صورت روباز و پلکانی طراحی شده است. به نحوی که پله‌ها پس از آماده‌سازی مقدماتی از بالا به پائین استخراج می‌شوند. ارتفاع هر پله ۵ متر است. به دلیل نبودن باطله بر روی سنگ آهک، عملیات باطله‌برداری وجود ندارد.

پیت نهایی معدن شامل ۸ پله است که در حال حاضر ۵ پله‌ی آن فعال است. شیب پله‌ها ۸۵ درجه و رمپ‌های دسترسی به معدن با شیب ۵ درصد و عرض ۸ متر طراحی شده‌اند. ارتفاع بالاترین نقطه ۱۲۱۶ متر و ارتفاع پائین‌ترین نقطه ۹۷۳ متر می‌باشد. ماشین‌آلات موجود در معدن سنگ آهک سیستان مطابق جدول (۲-۲) است.

جدول (۲-۲) ماشین آلات موجود در معدن

نوع ماشین آلات	مشخصات	تعداد
دریل واگن	۳۵۵ اینگر سولرند	۲
بلدوزر	کاترپیلار D8	۱
بلدوزر	کوماتسو ۳۵۵	۱
لودر	کوماتسو ۴۷۰	۲
کامیون	ولوو N 10	۱۰

۲-۴- چالزنی در معدن سنگ آهک سیستان

دریل واگن های چرخ زنجیری ۳۵۵ هفت رولیک اینگر سولرند برای چالزنی در معدن سنگ آهک سیستان استفاده می شوند. این نوع دریل واگن از نوع ضربه ای- دورانی است که چکش در بالای آن قرار دارد. مکانیزم کار این سیستم به گونه ای است که عمل ضربه و دوران به صورت پنوماتیکی توسط سیستم ضربه زن (چکش) که در بالای آن قرار گرفته، تامین می شود. در نهایت توسط راد و سرمه وارد چال می شود. سرعت چالزنی دریل واگن مذکور در معدن برابر ۰/۷ متر در دقیقه است. در هر شیفت ۸ ساعته، ۱/۵ ساعت صرف استقرار دستگاه و تمیز کردن محل چالزنی می شود. در حال حاضر چال ها توسط دریل واگن با قطر ۳ اینچ (۷۶ میلی متر)، با الگوی لوزی شکل حفر می شوند. سرمه، راد، کوپلینگ، چکش و غیره از جمله تجهیزات همراه سیستم چالزنی می باشند. حفر چال تنها با قطر ۷۶ میلی متر (۳ اینچ) یکی از محدودیت های عملیات چالزنی در معدن سنگ آهک سیستان می باشد. در شکل (۲-۳) دریل واگن موجود در معدن سنگ آهک سیستان نشان داده شده است.



شکل (۲-۳) دریل واگن اینگرسولرند در معدن سنگ آهک سیستان

۲-۵- آتش کاری در معدن سنگ آهک سیستان

در معدن سنگ آهک سیستان، با در نظر گرفتن پارامترهایی نظیر درجه اهمیت کیفیت سنگ، مسائل ایمنی و سایر شرایط برای عملیات آتش کاری از روش الکتریکی استفاده می شود. برای انفجار از آنفو با وزن مخصوص ۰/۹ گرم بر سانتی متر مکعب که به صورت آماده از کارخانه پارچین تهیه می شود، به عنوان خرج اصلی داخل چال ها و از امولایت به عنوان ماده ی منفجره در معدن سنگ آهک سیستان استفاده می شود. خرج گذاری چال ها به گونه ای است که یک عدد چاشنی برقی را داخل یک لول امولایت قرار داده، سپس آن را داخل چال می گذارند. برای خرج گذاری هر متر چال، تقریباً از ۴ کیلوگرم آنفو استفاده می شود. سپس سیم چاشنی را تا زمان بیرون رفتن از انتهای چال طولانی می کنند، تا بتوانند به راحتی آن را به چاشنی مجاور وصل کنند. در پایان خرج گذاری، مابقی چال توسط خاک رس پر می شود. انفجار در معدن مذکور به صورت تاخیری رخ می دهد. بعد از اتصال چاشنی به صورت سری، سیم رابط به ماشین آتش کن متصل می شود و در نهایت پس از شارژ ماشین آتش کن، با فشردن دکمه ی آتش انتقال انرژی و انجام انفجار رخ می دهد.

در شکل‌های (۴-۲) و (۵-۲) به ترتیب چال خرج‌گذاری شده و چال آماده آتش‌کاری در معدن سنگ آهک سیستان نشان داده شده‌اند.



شکل (۴-۲) چال خرج‌گذاری شده در معدن سنگ آهک سیستان



شکل (۵-۲) چال آماده آتش‌کاری در معدن سنگ آهک سیستان

۶-۲- مشکلات و نتایج نامطلوب الگوی فعلی چالزنی و آتش کاری در معدن سنگ آهک سیستان

از جمله مهم‌ترین مشکلات ناشی از اجرای الگوی فعلی چالزنی و آتش کاری در معدن سنگ آهک سیستان می‌توان به موارد زیر اشاره نمود:

۶-۲-۱- خردایش نامناسب

اجرای الگوی چالزنی و آتش کاری رایج در معدن منجر به خردایش نامطلوب و افزایش میزان قطعات درشت می‌شود. این قطعات درشت، علاوه بر اینکه برای مراحل بارگیری و باربری مشکل ایجاد می‌کنند، سنگ‌شکن را به دلیل اینکه حداکثر سایز قطعه سنگ‌ها به عنوان خوراک سنگ‌شکن ۸۰ سانتی‌متر می‌باشد، دچار مشکل می‌کنند. برای خرد کردن قطعات درشت حاصل از انفجار از چکش هیدرولیکی و در برخی موارد از انفجار ثانویه استفاده می‌شود، که افزایش هزینه‌ها را در پی خواهد داشت. در شکل (۶-۲) چکش هیدرولیکی موجود در معدن سنگ آهک سیستان نشان داده شده است.



شکل (۶-۲) به کارگیری چکش هیدرولیکی در معدن سنگ آهک سیستان

۲-۶-۲- پرتاب سنگ

براساس مشاهدات، میزان پرتاب سنگ ناشی از هر سیکل انفجار در معدن سنگ آهک سیستان زیاد است، ولی به دلیل زیاد بودن فاصله‌ی بلوک استخراجی از کارخانه و سایر تاسیسات، مسئله پرتاب سنگ دارای اهمیت کمتری است.

۲-۶-۳- لرزش زمین

برای محاسبه‌ی لرزش زمین ناشی از انفجار باید تعدادی دستگاه لرزه‌نگار یا شتاب‌سنج در محل - های مشخص نصب شوند. در معدن سیستان با وجود مشاهداتی که بیانگر وجود لرزش زمین بود اما امکان اندازه گیری دقیق لرزش زمین میسر نبود.

۲-۷- نتیجه گیری

با بررسی شرایط موجود در معدن سنگ آهک سیستان و سنگ شکن کارخانه سیمان سیستان، سیستم چالزنی و آتش کاری رایج در معدن به دلیل داشتن خردایش نامناسب باید بررسی شوند. بنابراین برای بررسی و بهبود شرایط باید الگوهای رایج آتش کاری در معدن مورد بررسی قرار گیرند.

فصل سوم: بررسی شرایط چالزنی و

آتش‌کاری رایج در معدن سنگ آهک سیستان

به دلیل وجود خردایش نامناسب در معدن سنگ آهک سیستان، خردایش در عملیات آتش کاری بیان می‌شود. سپس شرایط چالزنی و آتش کاری رایج در معدن مذکور مورد بررسی قرار می‌گیرد. بنابراین در معدن سنگ آهک سیستان، اطلاعات چندین انفجار برداشت خواهد شد. با توجه به شرایط و محدودیت زمانی پروژه، چهار الگوی انفجاری رایج اجرا شده در معدن به عنوان مبنا برای بررسی میزان خردایش حاصل از انفجار انتخاب می‌شوند. بررسی میزان خردایش حاصل از انفجار به صورت غیر مستقیم توسط نرم‌افزار GOLD SIZE، که یکی از نرم‌افزارهای پرکاربرد روش آنالیز تصویری است، برای چهار تا انفجار اجرا شده در معدن صورت می‌گیرد. در نهایت برای بررسی وضعیت خردایش حاصل از آتش کاری‌های رایج در معدن، بهترین مدل تجربی پیش‌بینی خردایش تعیین می‌شود.

۳-۲- خردایش سنگ

از جمله اهداف انفجار، رسیدن به خردایش مناسب و توزیع دانه‌بندی خوب می‌باشد، که با ارائه الگوی چالزنی و آتش کاری مناسب می‌توان به این هدف رسید. نیاز به خردایش ثانویه در اثر زیاد بودن میزان قطعات درشت در خردایش، موجب افزایش هزینه‌ها می‌شود. همچنین با زیاد بودن میزان خاکی در خردایش به دلیل هدر رفتن مواد معدنی، هزینه‌ها افزایش می‌یابند. اساس کار انتخاب یک طرح آتش کاری به گونه‌ای است که نتایج حاصل از اولین مرحله آتش کاری مورد بررسی قرار گیرند و سپس تصحیحات حاصل از بررسی را در پارامترهای طراحی در مراحل بعدی آتش کاری اعمال می‌شوند. برای بدست آوردن یک دید کلی، آتش کاری انجام شده را می‌توان از جنبه‌های زیر مورد بررسی قرار داد:

- خردشدگی و تورم کپه ایجاد شده

- شکل هندسی، ارتفاع و جابه‌جایی کپه

- وضعیت توده سنگ باقی‌مانده و کف پله

- وجود قطعات سنگ باقی مانده و کف پله

- وجود قطعات سنگی درشت در کپه

- لرزش زمین، پرتاب سنگ و لرزش هوای تولید شده

در آتش کاری پله‌ای، میزان خردایش تحت تاثیر پارامترهای زیر است (Jimeno, 1995):

- حفاری ویژه

- خرج ویژه

- الگوی چالزنی و آتش کاری

- شیب چال

- توزیع مواد منفجره در چال

۳-۳- روش آنالیز تصویری

روش آنالیز تصویری، یکی از پرکاربردترین و دقیق‌ترین روش‌های غیرمستقیم اندازه‌گیری خردایش است و نتایج آن نسبت به سایر روش‌ها به واقعیت نزدیک‌تر است. از روش آنالیز تصویری برای اندازه‌گیری توده‌ها به سه روش یک‌بعدی، دوبعدی و سه‌بعدی استفاده می‌شود. روش‌های یک‌بعدی و سه‌بعدی، به ترتیب ساده‌ترین و پیچیده‌ترین روش‌ها در روش آنالیز تصویری هستند. به دلیل نیاز روش سه‌بعدی به تجهیزات خاص، از روش دوبعدی به دلیل کارایی بیشتر نسبت به روش یک‌بعدی به عنوان مرسوم‌ترین و پرکاربردترین روش استفاده می‌شود. مزایای این روش به شرح زیر می‌باشند (اقتصادی، ۱۳۹۰):

- سهولت کاربرد

- مناسب بودن قیمت تجهیزات

- در کار تولید وقفه‌ای ایجاد نمی‌کند.

- تهیه و آنالیز نمودن تصاویر در زمان کوتاهی

- کاهش خطای نمونه‌گیری توسط فراهم نمودن تعداد زیادی نمونه.

- فراهم نمودن سابقه مناسبی از انفجار توسط ثبت تصاویر تهیه شده.

معایب روش آنالیز تصویری عبارتند از (اقتصادی، ۱۳۹۰) و (حکمت، ۱۳۸۲):

- تصاویر فقط به ثبت و تحلیل اطلاعات سطح توده می‌پردازند. بنابراین اگر سطح توده معرف

کل توده نباشد، خطای ناشی از تحلیل تصاویر افزایش می‌یابد.

- افزایش خطای کار به دلیل وجود سایه، شلوغی تصویر و نبود روشنایی یکنواخت.

- استخراج اطلاعات صحیح سه‌بعدی از دو بعدی و داشتن فرضیاتی از بعد سوم قطعات.

۳-۳-۱- نرم‌افزار GOLD SIZE

نرم‌افزار GOLD SIZE توسط شرکت GOLDER ASSOCIATES برای اندازه‌گیری ابعاد سنگ ناشی از انفجار معرفی شد. کاربرد عمده این نرم‌افزار در توزیع ابعادی خردایش (Fragmentation size Distribution) حاصل از انفجار است. روند کار به نحوی است که ابتدا تصاویر مقیاس‌گذاری می‌شوند، که در این پروژه از روش دو شیئی استفاده می‌شود. در نهایت پس از تعیین مرز قطعات در هر تصویر، هر ذره پس از دیجیتایز شدن به توزیع ابعادی نهایی اضافه شده و نتایج به صورت گراف‌هایی ارائه می‌شوند (مرادجو و همکاران، ۱۳۹۳) و (غیائی و همکاران، ۱۳۹۲).

۳-۴- بررسی الگوهای انفجاری رایج در معدن سنگ آهک سیستان

در این بخش ابتدا پارامترهای طراحی هر یک از الگوهای آتش‌کاری رایج در معدن بیان می‌شوند. توده آتش‌کاری حاصل از هر انفجار به صورت جداگانه آنالیز می‌شود. سپس محدوده ابعاد خردایش برای هر انفجار با توجه به خروجی گرافیکی نرم‌افزار رسم می‌شود. در نهایت با توجه به محدوده ابعاد خردایش، وضعیت خردایش حاصل از الگوی چالزنی و آتش‌کاری اجرا شده در معدن بیان می‌شود.

۳-۴-۱- انفجار اول

پارامترهای طراحی الگوی چالزنی و آتش‌کاری با قطر ۷۶ میلی‌متر برای انفجار اول در جدول شماره (۱-۳) بیان شده‌اند.

جدول (۱-۳) پارامترهای طراحی الگوی چالزنی اول

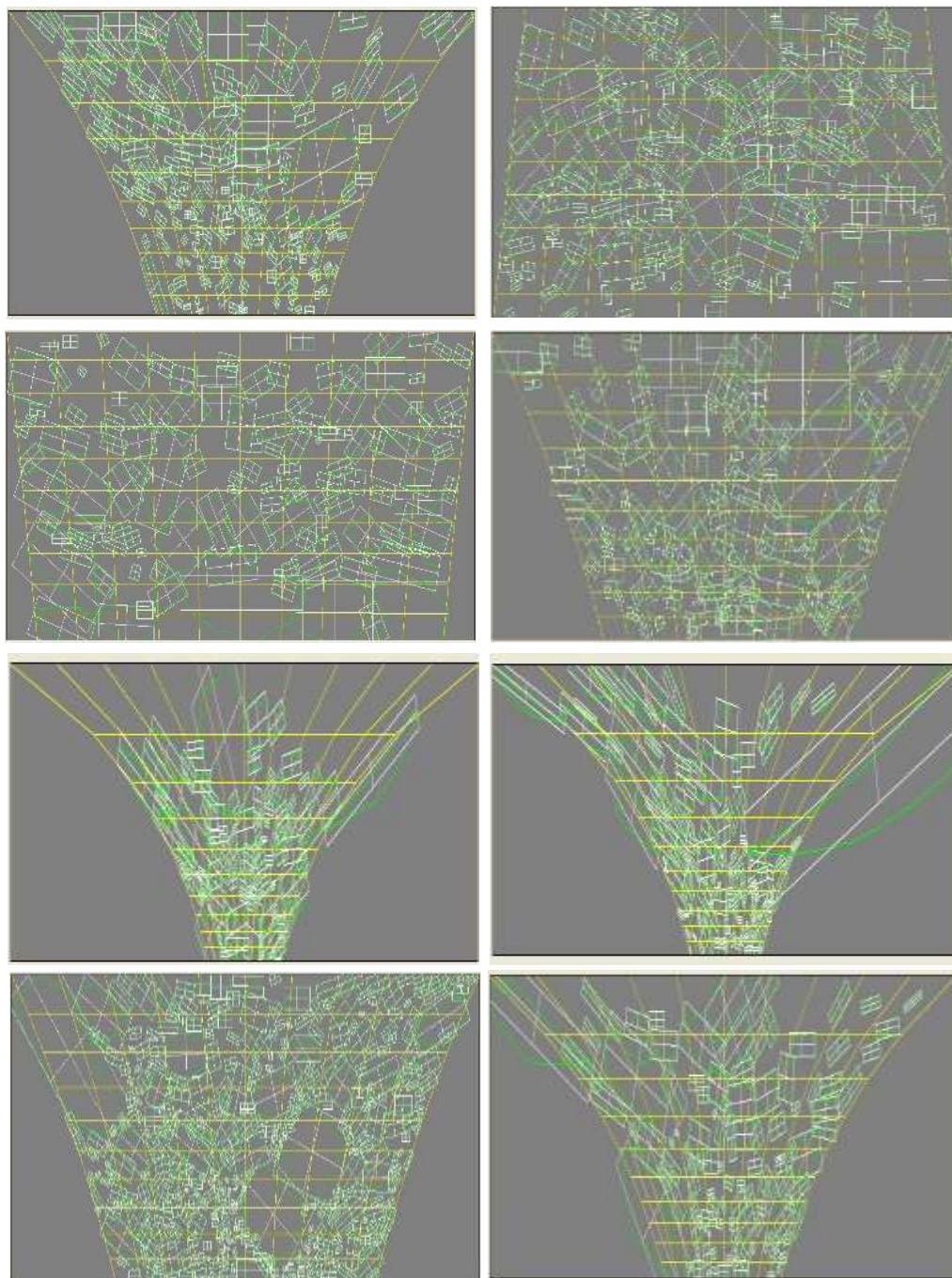
پارامتر	مقدار	پارامتر	مقدار
ارتفاع پله (متر)	۵	خرج ویژه (gr/cm^3)	۰/۴۵
طول چال (متر)	۵/۲	چگالی سنگ (gr/cm^3)	۲/۵
بارسنگ (متر)	۲/۱	چگالی آنفو (gr/cm^3)	۰/۹
فاصله ردیفی چال ها (متر)	۲/۲۵	تعداد چال	۲۳۵
طول خرج گذاری (متر)	۳/۵	تعداد ردیف	۲۶
طول گل گذاری (متر)	۱/۷	تن آژ تولیدی هر انفجار	۱۷۰۰۰

۳-۴-۱-۱-۱- آنالیز تصاویر انفجار اول

عملیات عکس برداری از توده آتش کاری شده برای تعیین میزان خرد شدگی، قبل از بارگیری و در هنگام عملیات بارگیری انجام شد. از میان تصاویر گرفته شده در انفجار اول، ۸ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری انتخاب شده اند. در این نرم افزار، مدل سازی سنگ های خرد شده با در نظر گرفتن دو توپ به قطر ۱۷ سانتی متر به عنوان مقیاس صورت گرفت. عکس های برداشت شده در انفجار اول در شکل (۱-۳) و آنالیز آن ها در شکل (۲-۳) نشان داده شده اند.



شکل (۱-۳) تصاویر برداشت شده از کپه آتش کاری شده انفجار اول



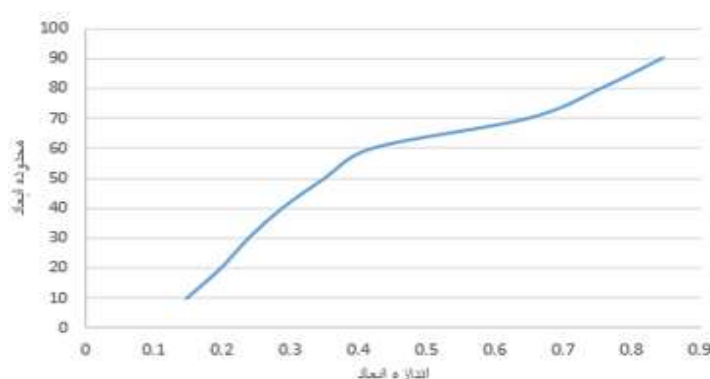
شکل (۲-۳) آنالیز تصاویر برداشت شده از توده آتش کاری شده انفجار اول توسط نرم افزار GOLD SIZE

بازدهی خردایش این انفجار در خروجی نرم افزار برابر $64/073$ درصد می باشد. با توجه به خروجی گرافیکی نرم افزار، محدوده ابعاد خردایش حاصل از انفجار شماره اول در جدول (۲-۳) بیان شده است.

جدول (۳-۲) محدوده ابعاد خردایش توده آتش کاری شده انفجار اول

محدوده ابعاد (%)	عکس ۱	عکس ۲	عکس ۳	عکس ۴	عکس ۵	عکس ۶	عکس ۷	عکس ۸	میانگین ابعاد
اندازه ابعاد (m)									
۱۰	۰/۱۱۱	۰/۱۴۱	۰/۱۸۱	۰/۱۳۷	۰/۱۸۴	۰/۱۳۵	۰/۱۴۷	۰/۱۷۳	۰/۱۴۸
۲۰	۰/۱۶۵	۰/۱۸۴	۰/۲۳۹	۰/۱۹۷	۰/۲۶۴	۰/۱۸۱	۰/۱۸۶	۰/۱۸۶	۰/۱۹۸
۳۰	۰/۲۲۷	۰/۲۲۳	۰/۳۲	۰/۲۴۷	۰/۲۹۱	۰/۲۰۸	۰/۲۰۸	۰/۲۱۱	۰/۲۳۹
۴۰	۰/۲۵۳	۰/۲۹۵	۰/۳۷۳	۰/۲۸۵	۰/۳۶۸	۰/۲۵۲	۰/۲۷۲	۰/۲۳۶	۰/۲۸۸
۵۰	۰/۳۵۳	۰/۴۲۹	۰/۴۲۳	۰/۳۳۸	۰/۴۲۹	۰/۲۷۵	۰/۳۲۵	۰/۲۸۳	۰/۳۵۱
۶۰	۰/۴۵۳	۰/۴۶۶	۰/۴۹۱	۰/۴۲۳	۰/۴۹۱	۰/۳۷۱	۰/۳۹۱	۰/۳۰۱	۰/۴۲۱
۷۰	۰/۴۷۸	۰/۵۷۴	۰/۵۵۸	۰/۹۸۶	۱/۳۹۵	۰/۴۵۵	۰/۴۵۳	۰/۳۵۶	۰/۶۵
۸۰	۰/۶۵۹	۰/۶۰۶	۰/۶۹۷	۱	۱/۳۹۵	۰/۶۸۷	۰/۶۵	۰/۳۶۷	۰/۷۵۶
۹۰	۰/۷۸۹	۰/۸۷	۰/۹۷	۱	۱/۳۹۵	۰/۷۲۶	۰/۶۵۱	۰/۳۸۹	۰/۸۴۶

با بررسی جدول مذکور می‌توان دریافت که، قطعات بزرگتر از ورودی سنگ‌شکن در توده آتش کاری شده وجود دارد. بنابراین برای خردکردن قطعات درشت باید از چکش هیدرولیکی استفاده کرد که منجر به افزایش هزینه می‌شود. با بررسی دلایل مذکور، این الگوی آتش کاری به عنوان الگوی مناسب برای رسیدن به خردایش مطلوب در نظر گرفته نمی‌شود. نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش انفجار اول بر اساس اندازه ذرات (بر حسب متر) و درصد ذرات عبوری در شکل (۳-۳) نشان داده شده است.



شکل (۳-۳) نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش انفجار اول

از نمودار (۳-۳) می‌توان دریافت که که اندازه ابعاد حاصل از خردایش بیش از دهانه ورودی سنگ‌شکن می‌باشند.

۳-۴-۲- انفجار دوم

پارامترهای طراحی الگوی چالزنی و آتش کاری با قطر ۷۶ میلی متر برای انفجار دوم در جدول شماره (۳-۳) بیان شده‌اند.

جدول (۳-۳) پارامترهای طراحی الگوی چالزنی دوم

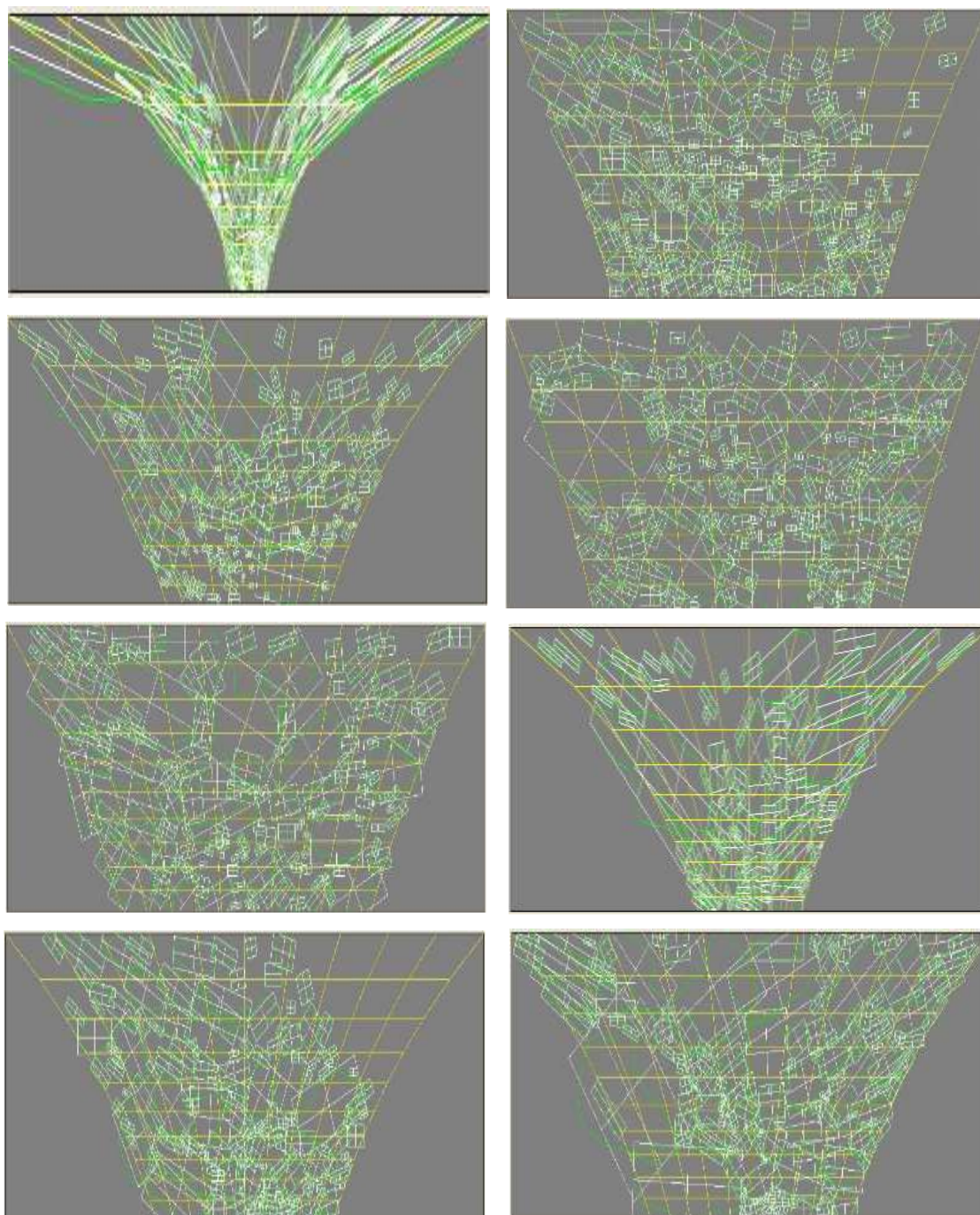
پارامتر	مقدار	پارامتر	مقدار
ارتفاع پله (متر)	۵	خرج ویژه (gr/cm^3)	۰/۴۵
طول چال (متر)	۵/۷	چگالی سنگ (gr/cm^3)	۲/۵
بارسنگ (متر)	۱/۹	چگالی آنفو (gr/cm^3)	۰/۹
فاصله ردیفی چال‌ها (متر)	۲/۰۵	تعداد چال	۲۲۸
طول خرج گذاری (متر)	۳/۸	تعداد ردیف	۲۳
طول گل گذاری (متر)	۱/۹	تن آژ تولیدی	۱۶۰۰۰

۳-۴-۲-۱- آنالیز تصاویر انفجار دوم

عملیات عکس برداری از توده آتش کاری شده برای تعیین میزان خرد شدگی، قبل از بارگیری و در هنگام عملیات بارگیری انجام شد. از میان تصاویر گرفته شده در انفجار دوم، ۸ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری انتخاب شده‌اند. در این نرم افزار، مدل سازی سنگ های خرد شده با در نظر گرفتن دو توپ به قطر ۱۷ سانتی متر به عنوان مقیاس صورت گرفت. عکس های برداشت شده در انفجار دوم در شکل (۳-۴) و آنالیز تصاویر برداشت شده توسط نرم افزار GOLD SIZE در شکل (۳-۵) نشان داده شده‌اند.



شکل (۳-۴) تصاویر برداشت شده از کپه آتش کاری شده انفجار دوم



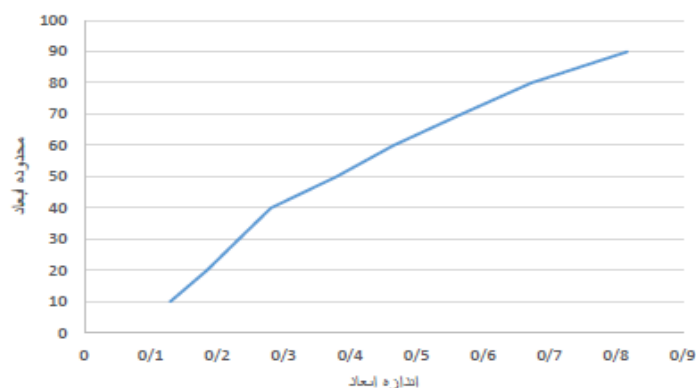
شکل (۳-۵) آنالیز تصاویر برداشت شده از توده آتش کاری شده انفجار دوم توسط نرم افزار GOLD SIZE

میانگین بازدهی خردایش این انفجار در خروجی نرم افزار برابر $65/63$ درصد می باشد. با توجه به خروجی گرافیکی نرم افزار، محدوده ابعاد خردایش حاصل از انفجار شماره دوم در جدول (۳-۴) بیان شده است.

جدول (۳-۴) محدوده ابعاد خردایش انفجار دوم

محدوده ابعاد (%)	عکس ۱	عکس ۲	عکس ۳	عکس ۴	عکس ۵	عکس ۶	عکس ۷	عکس ۸	میانگین ابعاد
اندازه ابعاد (m)									
۱۰	۰/۱۳۹	۰/۱۱۱	۰/۱۲۸	۰/۱۲۶	۰/۱۲۸	۰/۱۲۶	۰/۱۳۹	۰/۱۴	۰/۱۲۹
۲۰	۰/۲۵۶	۰/۱۳۹	۰/۱۸۱	۰/۱۶۹	۰/۱۹۴	۰/۱۸۴	۰/۱۸۱	۰/۱۷	۰/۱۸۴
۳۰	۰/۳۳۸	۰/۱۷۶	۰/۲۴۱	۰/۲۰۸	۰/۲۲۳	۰/۲۵۶	۰/۲۲۳	۰/۱۹۸	۰/۲۳۲
۴۰	۰/۴۲۹	۰/۲۰۸	۰/۲۹۱	۰/۲۷۵	۰/۲۷۵	۰/۲۷۹	۰/۲۷۵	۰/۲۲	۰/۲۸۱
۵۰	۰/۸۵۱	۰/۲۹۵	۰/۳۷۳	۰/۳۴۳	۰/۲۹۵	۰/۳۲۵	۰/۳۲	۰/۲۳۵	۰/۳۷۹
۶۰	۰/۸۹۴	۰/۳۴۳	۰/۴۲۹	۰/۴۹۲	۰/۴۲۳	۰/۴۵۹	۰/۳۹۹	۰/۲۸۵	۰/۴۶۵
۷۰	۱/۴۱۴	۰/۳۶۸	۰/۴۹۹	۰/۵۵	۰/۴۵۹	۰/۴۹۲	۰/۴۵۳	۰/۳۰۵	۰/۵۶۷۵
۸۰	۱/۴۱۴	۰/۴۲۳	۰/۵۷۴	۱/۰۵۷	۰/۵۲۱	۰/۵۶۶	۰/۴۹۹	۰/۳۲۵	۰/۶۷۲۳
۹۰	۱/۴۱۴	۰/۷۶۸	۰/۹۳۲	۱/۰۵۷	۰/۷۸۹	۰/۶۳۲	۰/۵۶۶	۰/۳۷۵	۰/۸۱۶۶

با بررسی جدول مذکور می‌توان دریافت که، قطعات بزرگتر از ورودی سنگ‌شکن در توده آتش- کاری شده وجود دارد. بنابراین برای خردکردن قطعات درشت باید از چکش هیدرولیکی استفاده کرد که منجر به افزایش هزینه می‌شود. با بررسی دلایل مذکور، این الگوی آتش کاری به عنوان الگوی مناسب برای رسیدن به خردایش مطلوب در نظر گرفته نمی‌شود. نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش انفجار دوم بر اساس اندازه ذرات (بر حسب متر) و درصد ذرات عبوری در شکل (۳-۶) نشان داده شده است.



شکل (۳-۶) نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش انفجار دوم

از نمودار (۳-۶) می‌توان دریافت که که اندازه ابعاد حاصل از خردایش بیش از دهانه ورودی سنگ‌شکن می‌باشند.

۳-۴-۳- انفجار سوم

پارامترهای طراحی الگوی چالزنی و آتش کاری با قطر ۷۶ میلی متر برای انفجار سوم در جدول شماره (۳-۵) بیان شده‌اند.

جدول (۳-۵) پارامترهای طراحی الگوی چالزنی سوم

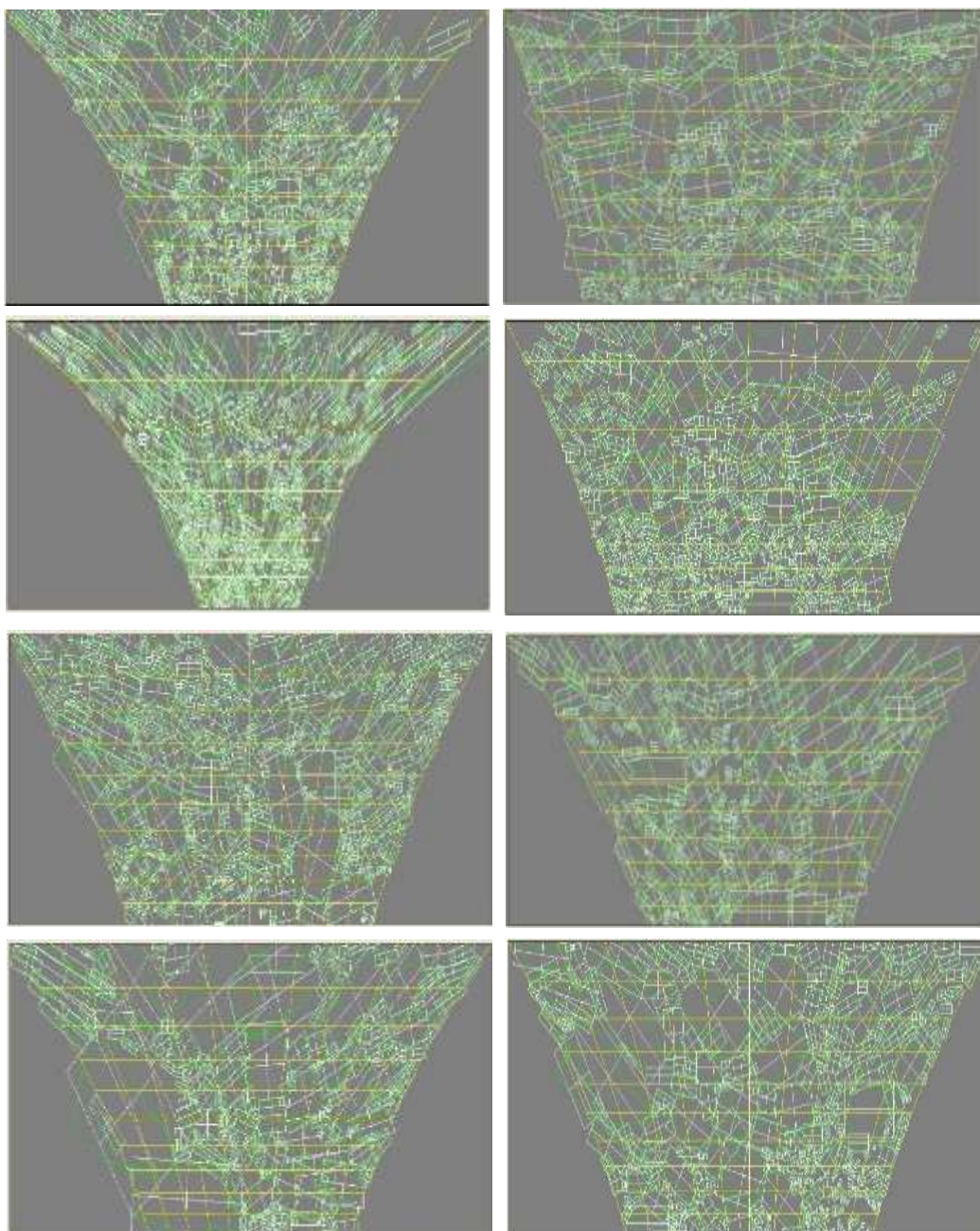
پارامتر	مقدار	پارامتر	مقدار
ارتفاع پله (متر)	۵	خرج ویژه (gr/cm^3)	۰/۴۵
طول چال (متر)	۵/۳	چگالی سنگ (gr/cm^3)	۲/۵
بارسنگ (متر)	۲/۲	چگالی آنفو (gr/cm^3)	۰/۹
فاصله ردیفی چال‌ها (متر)	۲/۳	تعداد چال	۲۶۲
طول خرج گذاری (متر)	۳/۵	تعداد ردیف	۲۹
طول گل گذاری (متر)	۱/۸	تن‌اژ تولیدی هر انفجار	۱۷۵۰۰

۳-۴-۳-۱- آنالیز تصاویر انفجار سوم

عملیات عکس برداری از توده آتش کاری شده برای تعیین میزان خرد شدگی، قبل از بارگیری و در هنگام عملیات بارگیری انجام شد. از میان تصاویر گرفته شده در انفجار سوم، ۸ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری انتخاب شده‌اند. در این نرم افزار، مدل سازی سنگ های خرد شده با در نظر گرفتن دو توپ به قطر ۱۷ سانتی متر به عنوان مقیاس صورت گرفت. عکس های برداشت شده در انفجار سوم در شکل (۳-۷) و آنالیز آن ها در شکل (۳-۸) نشان داده شده‌اند.



شکل (۷-۳) تصاویر برداشت شده از کپه آتش کاری شده انفجار سوم



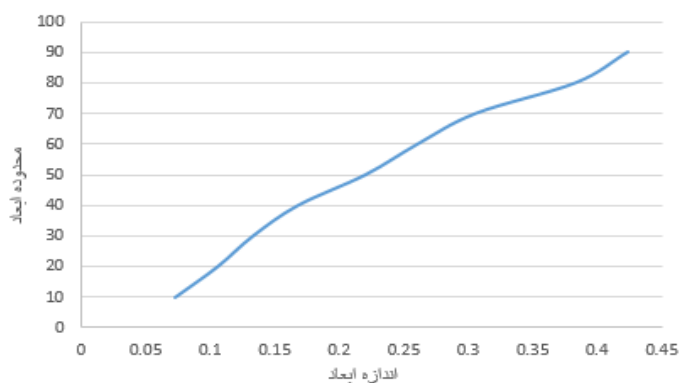
شکل (۳-۸) آنالیز تصاویر برداشت شده از توده آتش کاری شده انفجار سوم توسط نرم افزار GOLD SIZE

میانگین بازدهی خردایش این انفجار در خروجی نرم افزار برابر $70/53$ درصد می باشد. با توجه به خروجی گرافیکی نرم افزار، محدوده ابعاد خردایش حاصل از انفجار شماره سوم در جدول (۳-۶) بیان شده است.

جدول (۳-۶) محدوده ابعاد خردایش در انفجار سوم

محدوده ابعاد (%)	عکس ۱	عکس ۲	عکس ۳	عکس ۴	عکس ۵	عکس ۶	عکس ۷	عکس ۸	میانگین ابعاد
اندازه ابعاد (m)									
۱۰	۰/۰۸	۰/۰۵۴	۰/۰۴۱	۰/۰۶۷	۰/۰۶۸	۰/۰۷۸	۰/۱۱۸	۰/۰۷۲	۰/۰۷۲
۲۰	۰/۱۱۹	۰/۰۸۴	۰/۰۶۴	۰/۰۹۸	۰/۰۹۸	۰/۱۱۱	۰/۱۷۱	۰/۰۹۷	۰/۱۰۵
۳۰	۰/۱۶۹	۰/۱۰۴	۰/۰۸۹	۰/۱۱۹	۰/۱۱۱	۰/۱۳۹	۰/۲۱۱	۰/۱۲	۰/۱۳۲
۴۰	۰/۲۱۱	۰/۱۴	۰/۱۱۱	۰/۱۶	۰/۱۳۹	۰/۱۷۱	۰/۲۶۱	۰/۱۵	۰/۱۶۷
۵۰	۰/۳۲۵	۰/۱۶	۰/۱۴۹	۰/۲۲۶	۰/۱۸۴	۰/۱۹۷	۰/۳۲۵	۰/۱۹۷	۰/۲۲۰
۶۰	۰/۳۴۳	۰/۱۹۶	۰/۱۶	۰/۲۷۹	۰/۲۲۶	۰/۲۲۶	۰/۴۲۹	۰/۲۲۸	۰/۲۶۰
۷۰	۰/۴۲۹	۰/۲۲۶	۰/۲۱۱	۰/۳۴۳	۰/۲۴۲	۰/۲۶	۰/۴۶	۰/۲۷۹	۰/۳۰۶
۸۰	۰/۵۳۵	۰/۲۶	۰/۲۴۲	۰/۴۷۹	۰/۲۷۹	۰/۲۸	۰/۶۵	۰/۳۲۹	۰/۳۸۴
۹۰	۰/۵۵	۰/۲۹۸	۰/۲۷۹	۰/۵۲۸	۰/۲۸۶	۰/۴۵۹	۰/۶۹۷	۰/۳۴۸	۰/۴۲۴

با بررسی جدول مذکور می‌توان دریافت که، قطعات بزرگتر از ورودی سنگ‌شکن در توده آتش‌کاری شده وجود ندارد. باتوجه به این که برای خردکردن قطعات درشت از چکش هیدرولیکی استفاده نمی‌شود، ولی قطعه سنگ‌هایی با ابعاد نزدیک به دهانه ورودی سنگ‌شکن وجود دارد. نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش انفجار سوم بر اساس اندازه ذرات (بر حسب متر) و درصد ذرات عبوری در شکل (۳-۹) نشان داده شده است.



شکل (۳-۹) نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش انفجار سوم

از نمودار (۳-۹) می‌توان دریافت که که اندازه ابعاد حاصل از خردایش نزدیک به دهانه ورودی سنگ‌شکن می‌باشند.

۳-۴-۴- انفجار چهارم

پارامترهای طراحی الگوی چالزنی و آتش کاری با قطر ۷۶ میلی متر برای انفجار چهارم در جدول شماره (۷-۳) بیان شده‌اند.

جدول (۷-۳) پارامترهای طراحی الگوی چالزنی چهارم

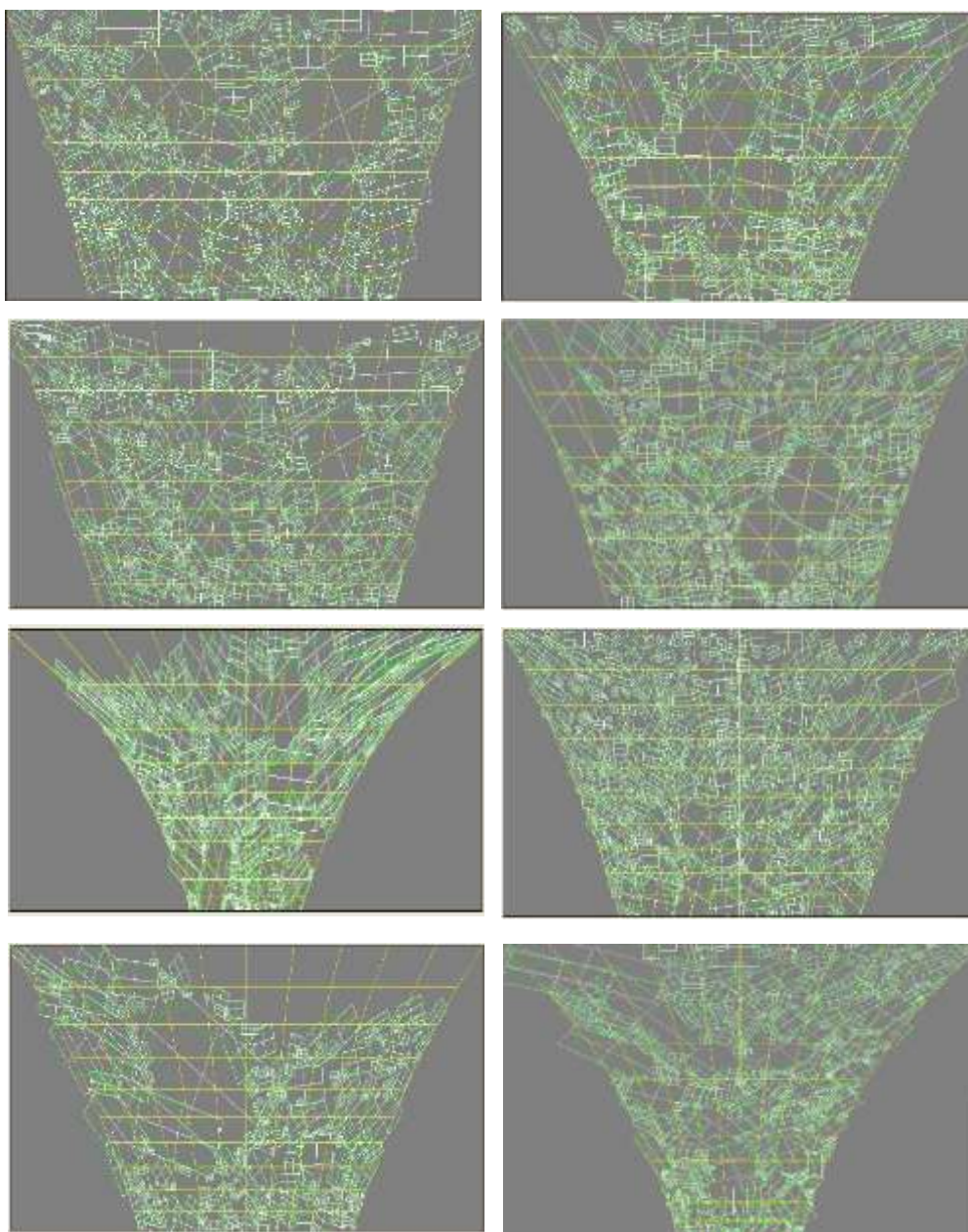
پارامتر	مقدار	پارامتر	مقدار
ارتفاع پله (متر)	۵	خرج ویژه (gr/cm^3)	۰/۴۵
طول چال (متر)	۵/۳	چگالی سنگ (gr/cm^3)	۲/۵
بارسنگ (متر)	۲/۳۵	چگالی آنفو (gr/cm^3)	۰/۹
فاصله ردیفی چال‌ها (متر)	۲/۵۵	تعداد چال	۲۸۷
طول خرج گذاری (متر)	۳/۵	تعداد ردیف	۳۶
طول گل گذاری (متر)	۱/۸	تن آژ تولیدی هر انفجار	۱۸۵۰۰

۳-۴-۴-۱- آنالیز تصاویر انفجار چهارم

عملیات عکس برداری از توده آتش کاری شده برای تعیین میزان خرد شدگی، قبل از بارگیری و در هنگام عملیات بارگیری انجام شد. از میان تصاویر گرفته شده در انفجار چهارم، ۸ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری انتخاب شده‌اند. در این نرم افزار، مدل سازی سنگ های خرد شده با در نظر گرفتن دو توپ به قطر ۱۷ سانتی متر به عنوان مقیاس صورت گرفت. عکس های برداشت شده در انفجار چهارم در شکل (۳-۱۰) و آنالیز آن ها در شکل (۳-۱۱) نشان داده شده‌اند.



شکل (۱۱-۳) آنالیز تصاویر برداشت شده از توده آتش کاری شده انفجار چهارم توسط نرم افزار GOLD SIZE



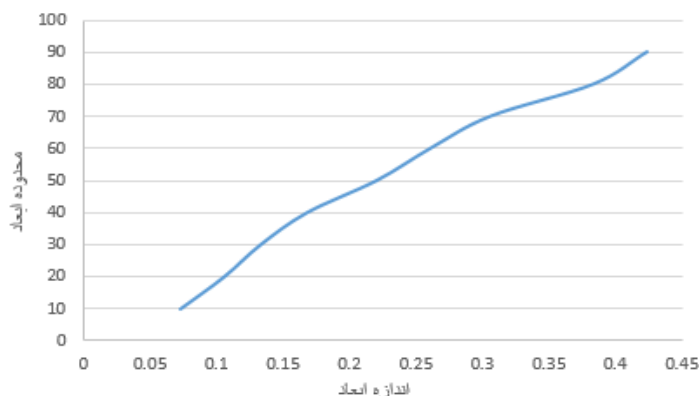
شکل (۳-۱۱) آنالیز تصاویر برداشت شده از توده آتش کاری شده انفجار چهارم توسط نرم افزار GOLD SIZE

میانگین بازدهی خردایش این انفجار در خروجی نرم افزار برابر $64/17$ درصد می باشد. با توجه به خروجی گرافیکی نرم افزار، محدوده ابعاد خردایش حاصل از انفجار چهارم در جدول (۳-۸) بیان شده است.

جدول (۸-۳) محدوده ابعاد خردایش در انفجار شماره چهارم

میانگین ابعاد	عکس ۸	عکس ۷	عکس ۶	عکس ۵	عکس ۴	عکس ۳	عکس ۲	عکس ۱	محدوده ابعاد (%)
	اندازه ابعاد (m)								
۰/۰۷۴	۰/۰۳۳	۰/۰۹۱	۰/۰۶	۰/۰۹	۰/۰۶۷	۰/۰۹۹	۰/۰۷۷	۰/۰۷۲	۱۰
۰/۱۰۷	۰/۰۴۷	۰/۱۴۶	۰/۰۷۲	۰/۱۲۶	۰/۰۹۷	۰/۱۳۷	۰/۱۱۸	۰/۱۲	۲۰
۰/۱۴۰	۰/۰۵۹	۰/۱۹۷	۰/۰۸۵	۰/۱۴۹	۰/۱۳۷	۰/۱۸۵	۰/۱۶	۰/۱۵۱	۳۰
۰/۱۷۱	۰/۰۷۳	۰/۲۴۵	۰/۱۱۲	۰/۱۹۶	۰/۱۶۱	۰/۲۰۷	۰/۲۲۳	۰/۱۵۵	۴۰
۰/۲۰۳	۰/۰۸۳	۰/۲۹۸	۰/۱۲۶	۰/۲۲۳	۰/۱۹۷	۰/۲۴۲	۰/۲۶	۰/۱۹۷	۵۰
۰/۲۶۱	۰/۱۰۳	۰/۳۷۳	۰/۱۵۸	۰/۲۶	۰/۲۶	۰/۳۲۱	۰/۳۴۳	۰/۲۷۵	۶۰
۰/۳۳۵	۰/۱۶۰	۰/۴۹۲	۰/۱۹۲	۰/۳۲۰	۰/۳۲	۰/۳۹۵	۰/۴۰۱	۰/۴۰۱	۷۰
۰/۴۶۵	۰/۱۶۹	۰/۹۳۲	۰/۲۴	۰/۴۲۹	۰/۴۲۹	۰/۵۶۷	۰/۴۲۳	۰/۵۳۶	۸۰
۰/۵۲۲	۰/۱۹۷	۰/۹۳۲	۰/۳۲۵	۰/۴۲۹	۰/۴۲۹	۰/۶۰۶	۰/۶۰۶	۰/۶۵	۹۰

با بررسی جدول مذکور می‌توان دریافت که، قطعات بزرگتر از ورودی سنگ‌شکن در توده آتش‌کاری شده وجود دارد. بنابراین برای خردکردن قطعات درشت باید از چکش هیدرولیکی استفاده کرد که منجر به افزایش هزینه می‌شود. با بررسی دلایل مذکور، این الگوی آتش‌کاری به عنوان الگوی مناسب برای رسیدن به خردایش مطلوب در نظر گرفته نمی‌شود. نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش انفجار چهارم بر اساس اندازه ذرات (بر حسب متر) و درصد ذرات عبوری در شکل (۳-۹) نشان داده شده است.



شکل (۳-۱۲) نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش انفجار شماره چهارم

از نمودار می‌توان دریافت که که اندازه ابعاد حاصل از خردایش بیش از دهانه ورودی سنگ‌شکن می‌باشند.

۳-۵- مدل‌های تجربی پیش‌بینی خردشدگی سنگ ناشی از انفجار

از سال ۱۹۷۰ میلادی تحقیقات و مطالعات لازم برای بررسی خردایش سنگ حاصل از انفجار آغاز شده است. اگرچه مدل‌های ارائه شده در سال‌های گذشته با در نظر گرفتن تعداد بیشتری از پارامترهای موثر در خردایش سنگ ناشی از انفجار، کامل‌تر و دقیق‌تر شده‌اند. ولی با توجه به پیچیدگی مکانیزم خردایش، هنوز مدلی که قادر به در نظر گرفتن تمامی شرایط معدن و ساختار زمین‌شناسی باشد، ارائه نشده است. اگرچه روش‌های تجربی ابعاد قطعات خردشده ناشی از انفجار را به‌طور تقریبی پیش‌بینی می‌کنند، ولی سودمندترین و سریع‌ترین روش برای رسیدن به خردایش مناسب می‌باشد. در ادامه با بیان تعدادی از فرمول‌ها، به بررسی آن‌ها برای رسیدن به مدل تجربی پیش‌بینی خردایش سنگ مطلوب برای الگوهای انفجاری در معدن سنگ آهک سیستان پرداخته می‌شود.

۳-۵-۱- مدل لارسون^۱

لارسون در سال ۱۹۷۳ میلادی این مدل را برای تعیین دهانه سرندهی که ۵۰ درصد قطعات از آن عبور می‌کنند، به صورت زیر ارائه داده است (Hustrulid, 1999):

$$X_{so} = C_B \cdot e^{(0.58 \ln B - 0.145 \ln(\frac{S}{B}) - 1.18 \ln(\frac{q}{C}) - 0.82)} \quad (۱-۳)$$

B: ضخامت بارسنگ (متر)، S: فاصله ردیفی چال‌ها (متر)، q: خرج ویژه (کیلوگرم بر متر مکعب)، C: ثابت سنگ که معادل خرج ویژه دینامیت ژلاتینی لازم برای خرد کردن سنگ است و معمولاً بین ۰/۳ تا ۰/۵ کیلوگرم بر متر مکعب در نظر گرفته می‌شود، C_b: ثابت قابلیت انفجارپذیری است که این فاکتور به ساختار توده سنگ یا درزه و شکاف موجود در توده سنگ بستگی دارد و مقدار آن از

جدول

(۳-۹) بدست می‌آید.

جدول (۳-۹) ثابت قابلیت انفجارپذیری برای سنگ‌های مختلف (Hustrulid, 1999)

شرایط سنگ بسر	ثابت قابلیت انفجارپذیری (Cb)
سنگ شدیداً درزه و شکافدار	۰/۶
سنگ درزه‌دار	۰/۵۵
سنگ درزه‌دار با ترک‌های مویی	۰/۵
سنگ نسبتاً همگن	۰/۴۵
سنگ همگن	۰/۴

۳-۵-۲- معادله کازرام^۱

این مدل در سال ۱۹۸۳ توسط کانینگهام ارائه شد. این مدل ترکیبی از مدل کازنتسوف و تابع رزین راملر و رابطه تجربی کونینگهام برای محاسبه شاخص یکنواختی می‌باشد. پارامترهای ورودی به این مدل شامل خصوصیات ماده منفجره، خصوصیات توده سنگ و مشخصات هندسی طرح انفجاری است. برای بیان این مدل ابتدا مدل کازنتسوف^۲، تابع رزین راملر^۳ و رابطه تجربی کونینگهام^۴ برای محاسبه شاخص یکنواختی بیان می‌شوند.

۳-۵-۲-۱- معادله کازنتسوف

کازنتسوف برای پیش‌بینی ابعاد متوسط سنگ‌های خرد شده پس از آتش‌کاری رابطه زیر را ارائه داد (Jimeno, 1995):

$$X = A \left(\frac{V}{Q_{TNT}} \right)^{0.8} \cdot Q_{TNT}^{0.167} \quad (۲-۳)$$

که در آن X متوسط ابعاد قطعات خرد شده به سانتی‌متر، A شاخص قابلیت انفجار یا فاکتور سنگ که به توده سنگ بستگی دارد و از جدول (۳-۱۰) بدست می‌آید، V حجم سنگ خرد شده در اثر انفجار هر چال به متر مکعب و Q_{TNT} مقدار TNT به کیلوگرم که از نظر انرژی معادل انرژی ماده منفجره داخل هر چال است.

1- kuz-Rum
2- kuznetsov
3- Rosin and Rammler
4- Cunningham

جدول (۳-۱۰) مقادیر فاکتور سنگ با توجه به ساختار توده سنگ (Jimeno, 1995)

فاکتور سنگ	وضعیت توده سنگ
۳	سنگ‌های بسیار نرم
۵	سنگ‌های نرم
۷	سنگ‌های متوسط
۱۰	سنگ‌های بسیار درزه‌دار
۱۳	سنگ‌های سخت و همگن

اگر وزن ماده منفجره داخل چال Q کیلوگرم و قدرت وزنی ماده منفجره نسبت به آنفو (قدرت وزنی آنفو و TNT به ترتیب ۱۰۰ و ۱۱۵ است) باشد، رابطه تعادلی زیر برقرار است:

$$Q \times E = Q_{TNT} \times 115 \quad (3-3)$$

با محاسبه مقدار Q_{TNT} از رابطه (۳-۳) و جایگزینی آن در رابطه (۲-۳)، متوسط ابعاد قطعات خرد شده از رابطه زیر قابل محاسبه خواهد بود:

$$X = A \left(\frac{V}{Q} \right)^{0.8} \cdot Q^{0.167} \left(\frac{115}{E} \right)^{0.633} \quad (4-3)$$

خرج ویژه (وزن ماده منفجره برای خرد کردن یک متر مکعب سنگ) بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$q = \frac{Q}{V} \quad (5-3)$$

از تلفیق رابطه (۴-۳) و (۵-۳)، متوسط ابعاد قطعات خرد شده از رابطه زیر قابل محاسبه خواهد بود:

$$X = A q^{-0.8} \cdot Q^{0.167} \left(\frac{115}{E} \right)^{0.633} \quad (6-3)$$

۳-۵-۲-۲- منحنی رزین - راملر

رزین - راملر تابع نمایی زیر را برای تخمین توزیع ابعاد قطعات خرد شده ارائه دادند:

$$R(X) = 1 - e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n} \quad (7-3)$$

که در آن $R(X)$ نسبت قطعات عبور کرده از سرند با ابعاد X , X ابعاد سرند مورد نظر به سانتی-متر، X_c اندازه مشخصه سرند و n شاخص یکنواختی^۱ است.

از آنجا که معادله کازنتسوف مقدار متوسط X را محاسبه می کند، بنابراین $R(X)$ مساوی ۰/۵ خواهد بود.

بنابراین:

$$0.5 = 1 - e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n} \quad (۸-۳)$$

$$X_c = \frac{X}{(0.693)^{\frac{1}{n}}} \quad (۹-۳)$$

۳-۵-۳- تاثیر طرح آتش کاری روی شاخص یکنواختی

شاخص یکنواختی نشان دهنده یکنواختی توزیع ابعاد قطعات خرد شده است و مقدار آن معمولاً بین ۰/۸ تا ۲/۲ متغیر است. این شاخص به پارامترهای مختلف طرح آتش کاری نظیر قطر چال، بارسنگ، فاصله چال ها در یک ردیف، طول خرج، دقت چالزنی و ارتفاع پله بستگی دارد. کونینگهام برای محاسبه n در توزیع رزین و راملر رابطه زیر را ارائه دادند (Cunningham, 1983):

$$n = \left(2.2 - 1.4 \frac{B}{D}\right) \left(\sqrt{\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}}\right) \left(1 - \frac{W}{B}\right) \left(0.1 + \frac{Abs(L_b - L_c)}{L}\right)^{0.1} \cdot \frac{L}{H} \cdot P \quad (۱۰-۳)$$

که در این رابطه D قطر چال به میلی متر، L طول کل خرج به متر، L_b طول خرج تحتانی به متر، L_c طول خرج میان چال به متر، H ارتفاع پله به متر، W انحراف چال به متر، S فاصله چال ها در یک ردیف، B ضخامت بارسنگ به متر و P فاکتور آرایش چال است. فاکتور آرایش چال ها برای چال های مربعی برابر ۱ و برای آرایش لوزی شکل برابر ۱/۱ است. مقدار تاثیر طرح آتش کاری بر روی شاخص یکنواختی در جدول (۱۱-۳) بیان شده است.

جدول (۱۱-۳) مقدار تاثیر طرح آتش کاری بر روی شاخص یکنواختی

مقدار تاثیر طرح آتش کاری بر روی شاخص یکنواختی	الگوی اول	الگوی دوم	الگوی سوم	الگوی چهارم
N	۱/۰۴۰	۱/۰۸۸	۱/۰۲۸	۱/۰۳۵

۳-۵-۴- مدل اصلاح شده کاز-رام

به دلیل تاثیر زیاد پارامترهای توده سنگ در خردشدگی، کونینگهام در سال ۱۹۸۷ مدل قبلی خود را تکمیل و به صورت زیر ارائه داد (Cunningham, 1983):

$$\bar{X} = 0.06BI \left(\frac{V}{Q} \right)^{0.8} Q^{0.167} \left(\frac{115}{E} \right)^{0.633} \quad (11-3)$$

BI شاخص قابلیت انفجارپذیری است که توسط لیلی برای استفاده در مهندسی انفجار به صورت رابطه‌ی زیر ارائه شده است (Lilly, 1986):

$$BI = RMD + JP_S + JP_O + RDI + HF \quad (12-3)$$

در این رابطه RMD شاخص توصیف توده سنگ، JPS فاکتور فاصله‌داری درزه‌ها، JPO فاکتور جهت‌یافتگی درزه‌ها، RDI شاخص چگالی سنگ، HF فاکتور سختی است. در جدول (۱۲-۳) مقادیر موثر در BI بیان شده‌اند:

جدول (۳-۱۲) مقادیر پارامترهای موثر در BI (Lilly, 1986):

امتیاز	پارامترهای ژئومکانیکی
RMD	شاخص توصیف توده سنگ
۱۰	ترد و خیلی خرد شده
۲۰	سنگ بلوکی
۵۰	سنگ توده ای
JPs	فاصله دو سطح ناپیوستگی
۱۰	کمتر از ۰/۱ متر یا بسته
۲۰	بین ۰/۱-۱ متر یا متوسط
۵۰	بزرگتر از ۱ متر یا عریض
JPO	جهت یافتگی ناپیوستگی
۱۰	به صورت افقی
۲۰	شیب ناپیوستگی به طرف بیرون
۳۰	امتداد ناپیوستگی عمود بر سطح آزاد
۴۰	شیب ناپیوستگی به سمت داخل دامنه
RDI	شاخص تاثیر چگالی سنگ
25γ-50	γ : وزن مخصوص (تن بر متر مکعب)
HF	فاکتور سختی
یک سوم مدول یانگ (Gpa)	مدول یانگ کمتر از ۵۰ گیگا پاسکال
یک پنجم مقاومت فشاری تک محوری سنگ (Mpa)	مدول یانگ بیش از ۵۰ گیگا پاسکال

۳-۵-۵- مدل سوئدیفو^۱

فرمولی که توسط آقای لارسون در سال ۱۹۷۳ بیان شد تاثیر ارتفاع پله و طول انسداد را در نظر نگرفت اما کو^۲ و روستن^۳ از موسسه تحقیقات آتشکاری سوئد در سال ۱۹۹۳ با اضافه کردن آن‌ها معادله نهایی را بصورت زیر ارائه دادند (Cunningham, 1983):

$$d_{50} = C_b \cdot \left(1 + 4.67 \left(\frac{T}{L}\right)^{2.5}\right) \cdot e^{0.29 \ln B^2} \sqrt{\frac{S}{1.25}} - 1.18 \ln \left(\frac{q}{c}\right)^{-0.82} \quad (۱۲-۳)$$

که در این رابطه، B ضخامت بارسنگ به متر، S فاصله چال‌ها در یک ردیف به متر، T طول گل‌گذاری به متر، L عمق چال انفجاری به متر، C_b ثابت قابلیت انفجار که مقادیر آن در جدول (۲-۴) درج شده است و C ثابت سنگ که معادل خرج ویژه دینامیت ژلاتینی لازم برای خرد کردن سنگ است که معمولاً بین ۰/۳ تا ۰/۵ کیلوگرم بر متر مکعب فرض می‌شود.

در این مدل $R(X)$ یا درصد وزنی تجمعی قطعات خرد شده با ابعاد مورد نظر X از رابطه زیر بدست می‌آید:

$$R(X) = 1 - e^{-\left(0.76 \frac{x}{d_{50}}\right)^{1.35}} \quad (۱۳-۳)$$

۳-۶- بررسی X_{50} مدل‌های پیش‌بینی خردایش

ساده‌ترین مفهوم و پارامتر برای اندازه‌گیری خردایش، اندازه‌ای است که ۵۰ درصد مواد از آن کوچکتر باشند (Catasus, 2004). در این قسمت به دلیل در دسترس نبودن اطلاعات کافی فقط به بررسی X_{50} حاصل از مدل‌های لارسون، سوئدیفو، کازرام و کازرام اصلاح‌شده پرداخته می‌شود. نتایج بدست آمده با نتایج حاصل از آنالیز تصویری طبق جدول (۳-۱۳) مقایسه می‌شوند.

1- suedifo
2- Kou
3- Rustan

جدول (۳-۱۳) مقادیر X_{50} حاصل از ۴ مدل پیش‌بینی برای ۴ انفجار برداشت‌شده در معدن سنگ آهک سیستان

شماره انفجار	X_{50} بدست آمده از مدل‌های تجربی (متر)				X_{50} بدست آمده از نرم‌افزار
	لارسون	سوئدیفو	کاز-رام	کاز-رام اصلاح شده	
اول	۰/۲۹۴۹	۰/۵۵۵۶	۰/۶۵	۰/۳۶	۰/۳۸
دوم	۰/۲۸۱۳	۰/۵۵۸۲	۰/۶۱۶	۰/۳۴	۰/۴۰۷
سوم	۰/۳۰۰۵	۰/۵۶۱۲	۰/۶۳۳	۰/۳۵۱	۰/۲۲۲
چهارم	۰/۳۱۰۸	۰/۵۵۸۲	۰/۶۵۱	۰/۳۶۱	۰/۲۲۱

با توجه به جدول، فقط نتایج مدل کاز-رام اصلاح‌شده به مقادیر حاصل از آنالیز تصویری نزدیک است. اما فاکتور X_{50} به تنهایی نمی‌تواند معیار مناسبی برای ارزیابی توزیع خردایش پس از انفجار باشد، بنابراین نمودار توزیع دانه‌بندی نیز بررسی می‌شود. در ادامه مدل‌های پیش‌بینی خردایش برای هر یک از چهار انفجار به صورت جداگانه بررسی می‌شود.

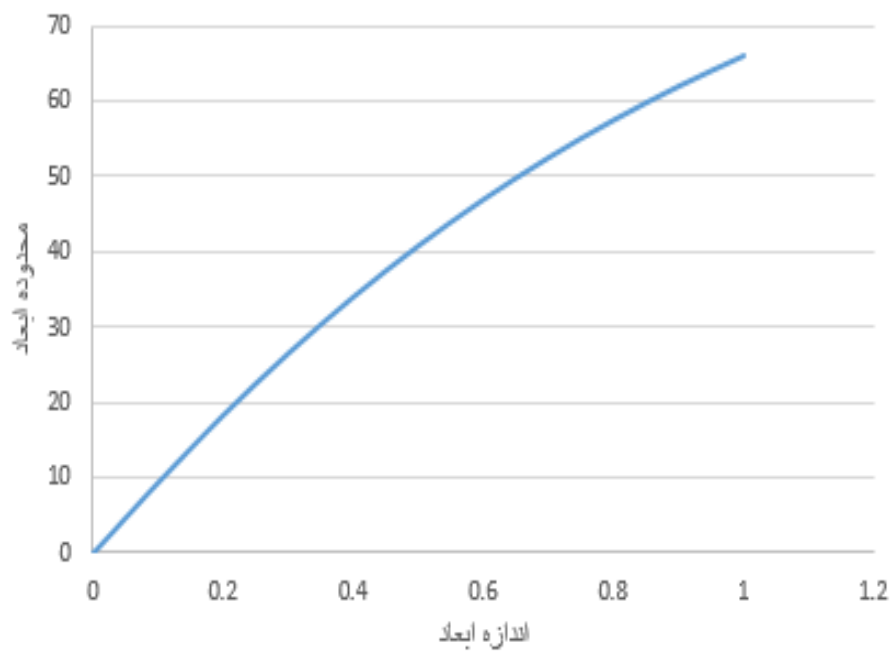
۳-۶-۱- پیش‌بینی خردایش حاصل از انفجار اول

در جدول (۳-۱۴) نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش بر اساس مدل‌های کازرام، کازرام اصلاح‌شده و سوئدیفو برای انفجار اول بیان می‌شود.

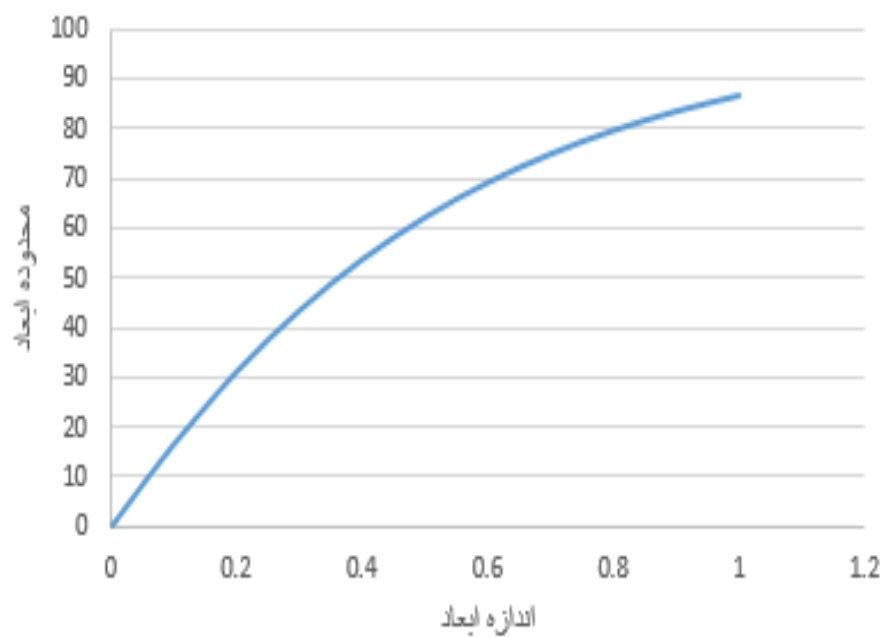
جدول (۱۴-۳) نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش برای انفجار اول

اندازه ابعاد	کازرام	کازرام اصلاح شده	سوئدیفو
R(X)%			
۰/۰۰۱	۰/۰۸۱	۰/۱۴۹	۰/۰۱۳۶
۰/۰۰۵	۰/۴۳۲	۰/۷۹۷	۰/۱۱۹۳۷۸
۰/۰۱	۰/۸۸۸	۱/۶۳۳	۰/۳۰۴۰۲۹
۰/۰۲	۱/۸۱۹	۳/۳۳۲	۰/۷۷۳۱۸۲
۰/۰۳	۲/۷۶	۵/۰۳۷	۱/۳۳۲۸۴۳
۰/۰۴	۳/۷۰۷	۶/۷۳۵	۱/۹۵۹۱۴۹
۰/۰۵	۴/۶۵۴	۸/۴۲	۲/۶۳۸۷۰۹
۰/۰۶	۵/۵۹۸	۱۰/۰۸۷	۳/۳۶۲۵۸۹
۰/۰۷	۶/۵۴۰	۱۱/۷۳۶	۴/۱۲۴۴۲۷
۰/۰۸	۷/۴۷۸	۱۳/۳۶۴	۴/۹۱۸۵۹۶
۰/۰۹	۸/۴۱۱	۱۴/۹۶۹	۵/۷۴۱۵۱۸
۰/۱	۹/۳۳۹	۱۶/۵۵۳	۶/۵۸۹۵۷۸
۰/۲	۱۸/۲۶۷	۳۱/۰۸۴	۱۵/۹۵۰۷
۰/۳	۲۶/۴۸۰	۴۳/۳۲	۲۵/۹۴۷۲۷
۰/۴	۳۳/۹۶۶	۵۳/۵۰۹	۳۵/۷۸۶۲۱
۰/۵	۴۰/۷۵۵	۶۱/۹۴۶	۴۵/۰۴۵۶۳
۰/۶	۴۶/۸۹	۶۸/۹۰۲	۵۳/۵۰۰۹۲
۰/۷	۵۲/۴۳	۷۴/۶۲۲	۶۱/۰۴۹۷۱
۰/۸	۵۷/۴۲	۷۹/۳۱۵	۶۷/۶۶۸۸۴
۰/۹	۶۱/۹۰۷	۸۳/۱۵۷	۷۳/۳۸۶۲۴
۱	۶۵/۹۳۹	۸۶/۲۹۹	۷۸/۲۶۱۲۷

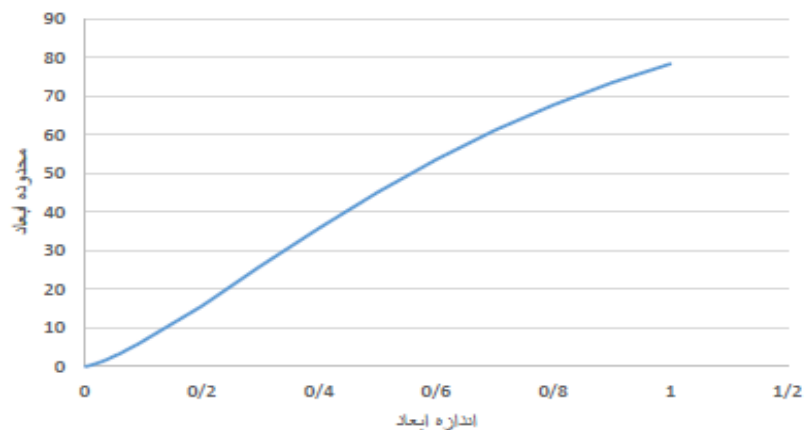
شکل (۱۳-۳) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار اول بر اساس مدل کازرام،
 شکل (۱۴-۳) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار اول بر اساس مدل کازرام
 اصلاح‌شده و شکل (۱۵-۳) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار اول بر اساس
 مدل سوئدیفو را نشان می‌دهند. در نهایت شکل (۱۶-۳) برای انتخاب مدل تجربی پیش‌بینی
 خردایش مناسب رسم شده است.



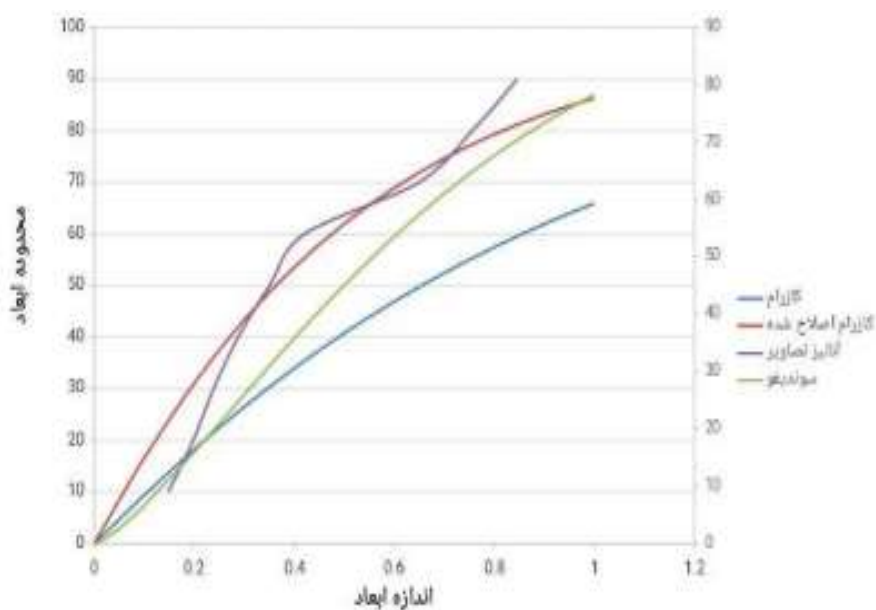
شکل (۳-۱۳) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار اول بر اساس مدل کازرام



شکل (۳-۱۴) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار اول بر اساس مدل کازرام اصلاح‌شده



شکل (۳-۱۵)- نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار اول بر اساس مدل سوئدیفو



شکل (۳-۱۶) مقایسه مدل‌های تجربی و آنالیز تصاویر در انفجار اول

با توجه به نمودار (۳-۱۶) می‌توان دریافت که مدل کازرام اصلاح‌شده بیشترین تطابق را با نتایج حاصل از نرم‌افزار دارد.

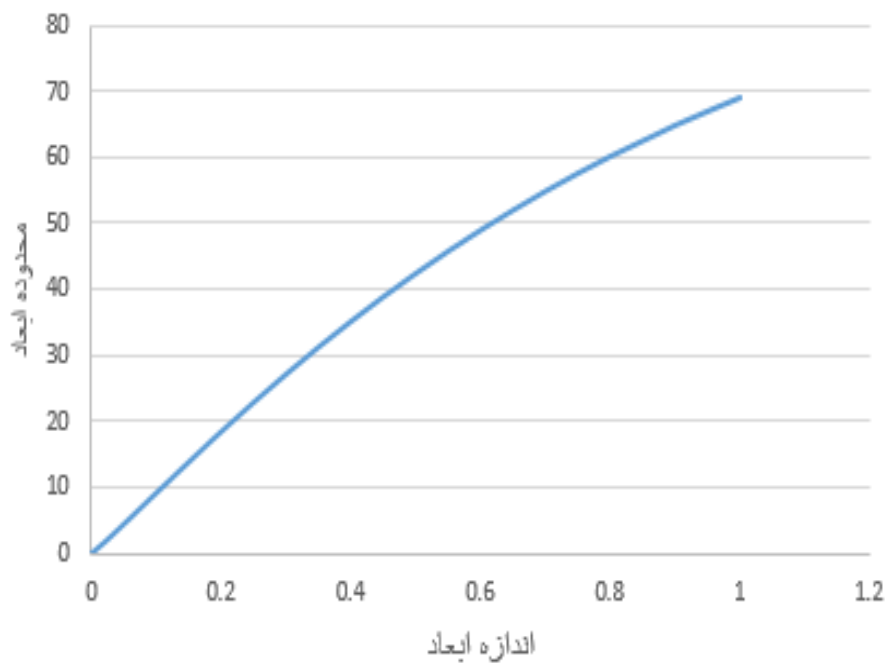
۳-۶-۲- پیش‌بینی خردایش حاصل از انفجار دوم

در جدول (۳-۱۵) نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش بر اساس مدل‌های کازرام، کازرام اصلاح‌شده و سوئدیفو برای انفجار دوم بیان می‌شود:

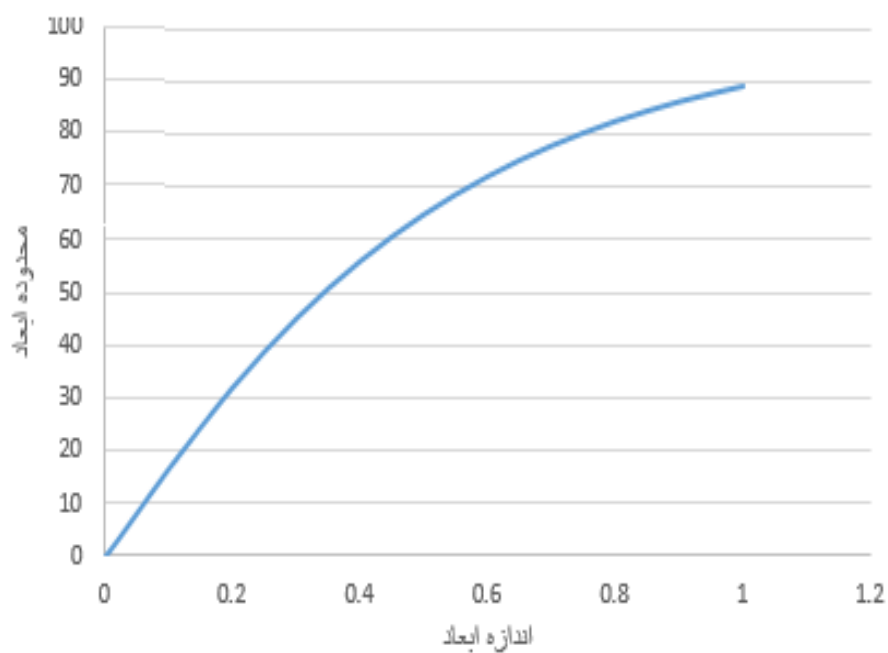
جدول (۳-۱۵) نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش برای انفجار دوم

اندازه ابعاد	کازرام	کازرام اصلاح شده	سوئدیفو
R(X)%			
۰/۰۰۱	۰/۰۶۳۶	۰/۱۲	۰/۰۱۳۵۱۵
۰/۰۰۵	۰/۳۶۶	۰/۶۹۴	۰/۱۱۸۶۳۳
۰/۰۱	۰/۷۷۷	۱/۴۷۱	۰/۳۰۲۱۳۳
۰/۰۲	۱/۶۴۶	۳/۱۰۲	۰/۷۶۸۳۷۲
۰/۰۳	۲/۵۴۸	۴/۷۸۲	۱/۳۲۴۵۷۵
۰/۰۴	۳/۴۶۹	۶/۴۸۳	۱/۹۴۷۰۳۴
۰/۰۵	۴/۴۰۲	۸/۱۹	۲/۶۲۲۴۴۸
۰/۰۶	۵/۳۴۲	۹/۸۹۷	۳/۳۴۱۹۴۵
۰/۰۷	۶/۲۸۷	۱۱/۵۹۶	۴/۰۹۹۰۲۷
۰/۰۸	۷/۲۳۴	۱۳/۲۸۴	۴/۸۸۸۶۴۳
۰/۰۹	۸/۱۸۲	۱۴/۹۵۹	۵/۷۰۶۷۰۵
۰/۱	۹/۱۲۹	۱۶/۶۱۷	۶/۵۴۹۸۰۴
۰/۲	۱۸/۴۲	۳۲/۰۵۴	۱۵/۸۵۹۴۴
۰/۳	۲۷/۱۳۴	۴۵/۱۶۶	۲۵/۸۰۸۲۲
۰/۴	۳۵/۱۴	۵۶/۰۳۷	۳۵/۶۰۸۳۳
۰/۵	۴۲/۴۱۹	۶۴/۹۲۸	۴۴/۸۳۹۷۹
۰/۶	۴۸/۹۹	۷۲/۱۳۴	۵۳/۲۷۸۰۳
۰/۷	۵۴/۸۹۳	۷۷/۹۳۶	۶۰/۸۱۹۶۸
۰/۸	۵۷/۴۲	۸۲/۵۸۱	۶۷/۴۴۰۰۶
۰/۹	۶۱/۹۰۷	۸۶/۲۸۵	۷۳/۱۶۵۳۱
۱	۶۵/۹۳۹	۸۹/۲۲۷	۷۸/۰۵۳۱۱

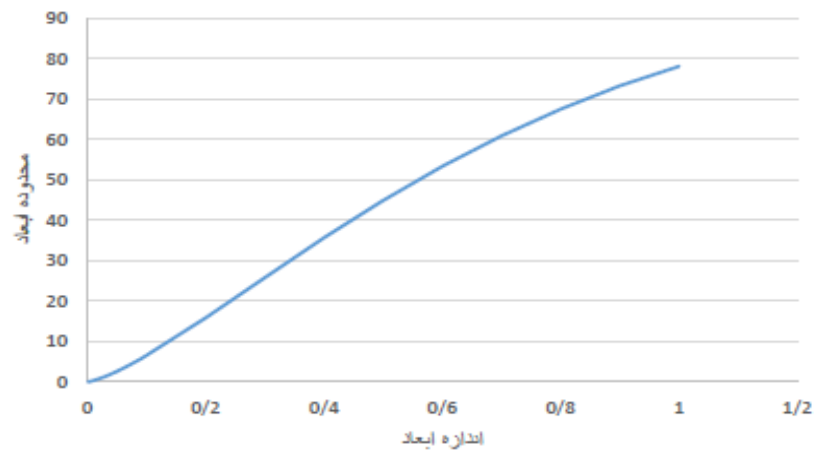
شکل (۳-۱۷) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار دوم بر اساس مدل کازرام،
 شکل (۳-۱۸) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار دوم بر اساس مدل کازرام
 اصلاح‌شده و شکل (۳-۱۹) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار دوم بر اساس مدل
 سوئدیفو را نشان می‌دهند. در نهایت شکل (۳-۲۰) برای انتخاب مدل تجربی پیش‌بینی خردایش
 مناسب رسم شده است.



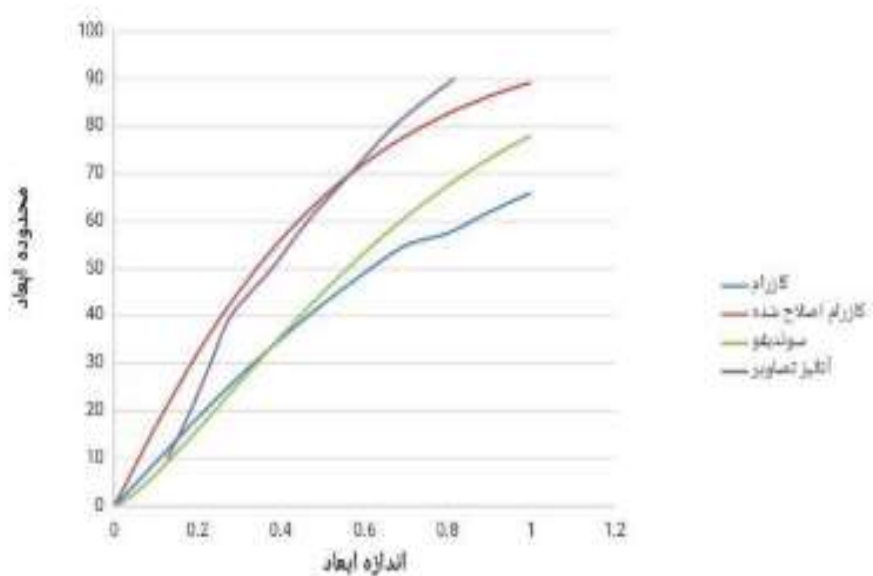
شکل (۳-۱۷) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار دوم بر اساس مدل کازرام



شکل (۳-۱۸) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار دوم بر اساس مدل کازرام اصلاح‌شده



شکل (۳-۱۹) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار دوم بر اساس مدل سوئدیفو



شکل (۳-۲۰) مقایسه مدل‌های تجربی و آنالیز تصاویر در انفجار دوم

با توجه به نمودار (۳-۲۰) می‌توان دریافت که مدل کازرام اصلاح‌شده بیشترین تطابق را با نتایج حاصل از نرم‌افزار دارد.

۳-۶-۳- پیش‌بینی خردایش حاصل از انفجار سوم

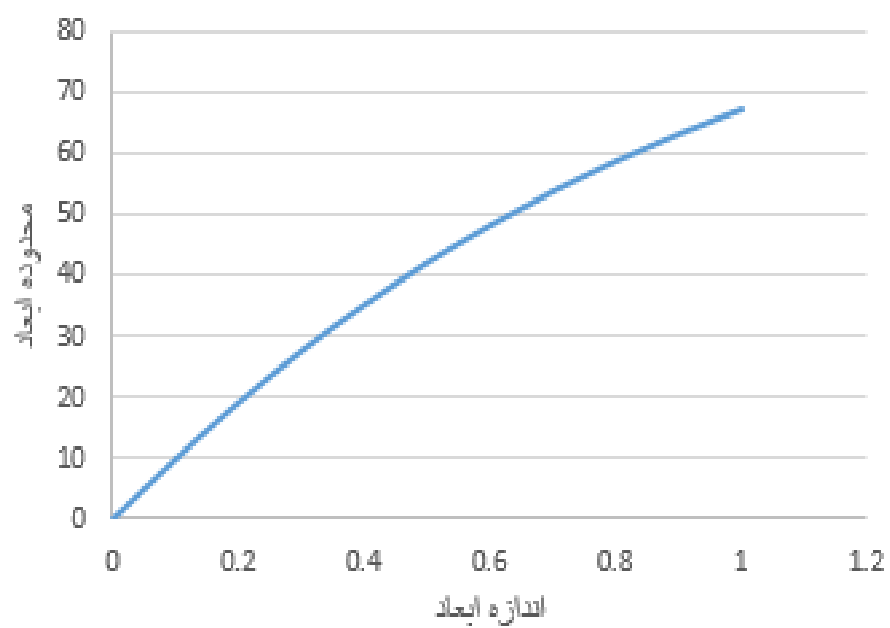
در جدول (۳-۱۶) نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش بر اساس مدل‌های کازرام، کازرام اصلاح‌شده

و سوئدیفو برای انفجار دوم بیان می‌شود:

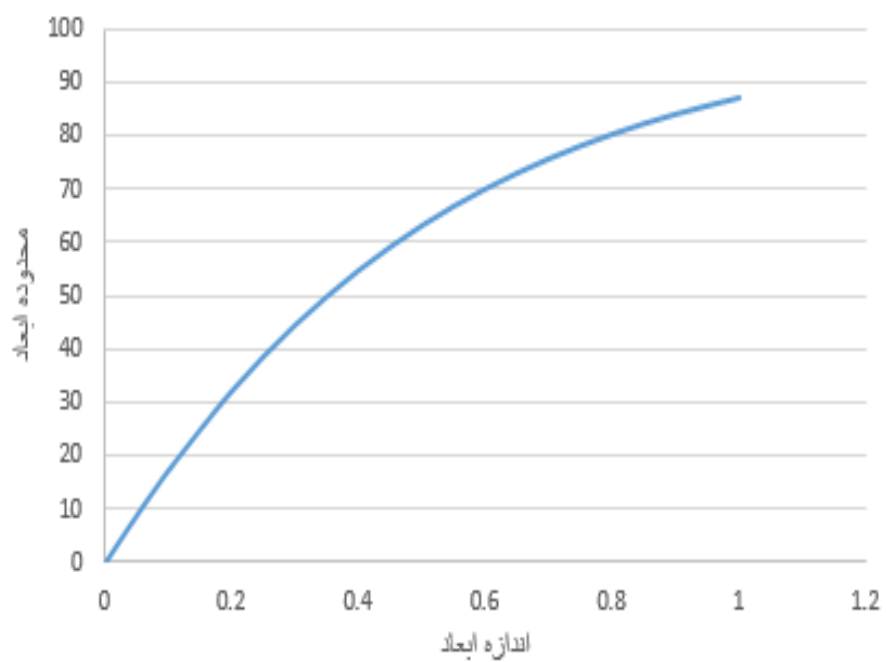
جدول (۳-۱۶) نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش برای انفجار سوم

اندازه ابعاد	کازرام	کازرام اصلاح شده	سوئدیفو
R(X)%			
۰/۰۰۱	۰/۰۹	۰/۱۶۶	۰/۰۱۳۴۱۶
۰/۰۰۵	۰/۴۷۴	۰/۸۶۸	۰/۱۱۷۷۶۱
۰/۰۱	۰/۹۶۶	۱/۷۶۳	۰/۲۹۹۹۱۳
۰/۰۲	۱/۹۶۱	۳/۵۶۵	۰/۷۶۲۷۴
۰/۰۳	۲/۹۶۱	۵/۳۶	۱/۳۱۴۸۹۲
۰/۰۴	۳/۹۶۱	۷/۱۳۹	۱/۹۳۲۸۴۶
۰/۰۵	۴/۹۴۷	۸/۸۹۷	۲/۶۰۳۴۰۳
۰/۰۶	۵/۹۶۹	۱۰/۶۳۲	۳/۳۱۷۷۶۵
۰/۰۷	۶/۹۳۵	۱۲/۳۴۲	۴/۰۶۹۴۸۵
۰/۰۸	۷/۹۱۵	۱۴/۰۲۶	۴/۸۵۳۵۵۶
۰/۰۹	۸/۸۸۹	۱۵/۶۸۴	۵/۶۶۵۹۲۴
۰/۱	۹/۸۵۵	۱۷/۳۱۵	۶/۵۰۳۲۰۸
۰/۲	۱۹/۱۷۸	۳۲/۱۵۵	۱۵/۷۵۲۴۵
۰/۳	۲۷/۴۷۷	۴۴/۴۹۹	۲۵/۶۴۵۰۷
۰/۴	۳۵/۰۷۴	۵۴/۶۸۷	۳۵/۳۹۹۴۱
۰/۵	۴۱/۹۲۲	۶۳/۰۵۹	۴۴/۵۹۷۷۸
۰/۶	۴۶/۰۸۲	۶۹/۹۲	۵۳/۰۱۵۶۷
۰/۷	۵۳/۶۱۴	۷۵/۵۳۲	۶۰/۵۴۸۵۹
۰/۸	۵۸/۵۷۵	۸۰/۱۱۳	۶۷/۱۷۰۰۹
۰/۹	۶۳/۰۲۱	۸۳/۸۴۹	۷۲/۹۰۴۲۹
۱	۶۷/۰۰۲	۸۶/۸۹۱	۷۷/۸۰۶۸۱

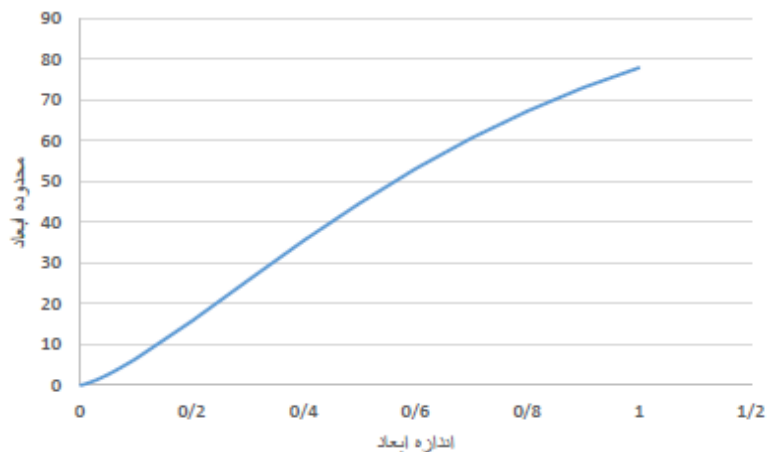
شکل (۳-۲۱) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار سوم بر اساس مدل کازرام،
 شکل (۳-۲۲) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار سوم بر اساس مدل کازرام
 اصلاح‌شده و شکل (۳-۲۲) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار سوم بر اساس
 مدل سوئدیفو را نشان می‌دهند. در نهایت شکل (۳-۲۳) برای انتخاب مدل تجربی پیش‌بینی
 خردایش مناسب رسم شده است.



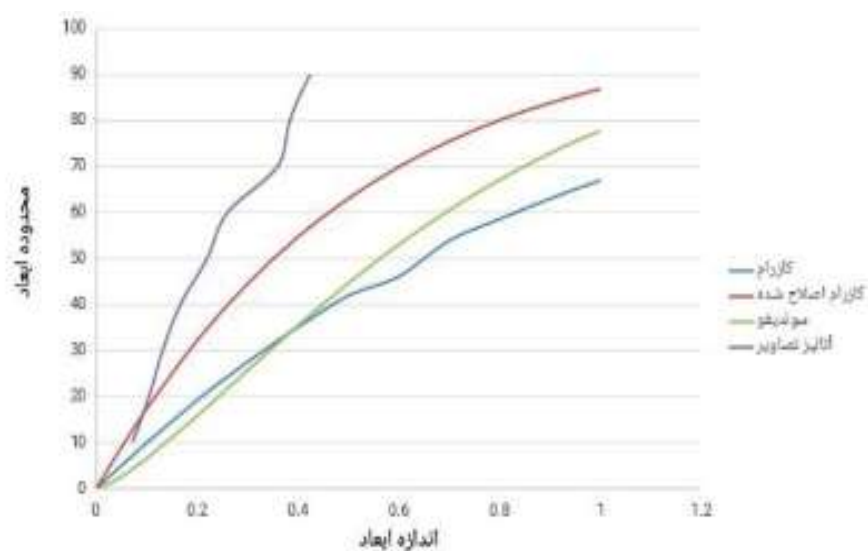
شکل (۳-۲۱) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار سوم بر اساس مدل کازرام



شکل (۳-۲۲) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار سوم بر اساس مدل کازرام اصلاح‌شده



شکل (۳-۲۳) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار سوم بر اساس مدل کازرام سوئدیفو



شکل (۳-۲۴) مقایسه مدل‌های تجربی و آنالیز تصاویر در انفجار سوم

با توجه به نمودار (۳-۲۴) می‌توان دریافت که مدل کازرام اصلاح‌شده بیشترین تطابق را با نتایج حاصل از نرم‌افزار دارد.

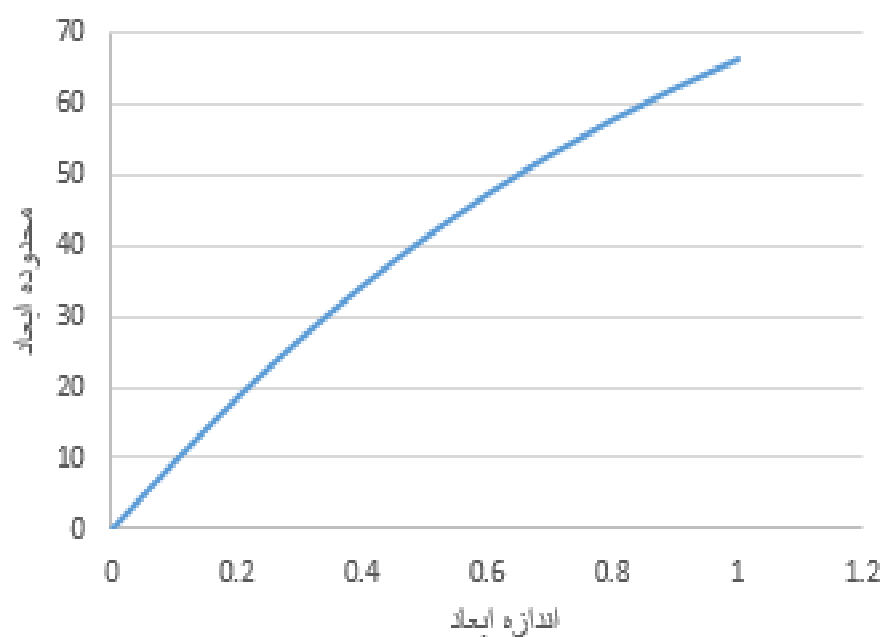
۳-۶-۴- پیش‌بینی خردایش حاصل از انفجار چهارم

در جدول (۳-۱۷) نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش بر اساس مدل‌های کازرام، کازرام اصلاح‌شده و سوئدیفو برای انفجار چهارم بیان می‌شود.

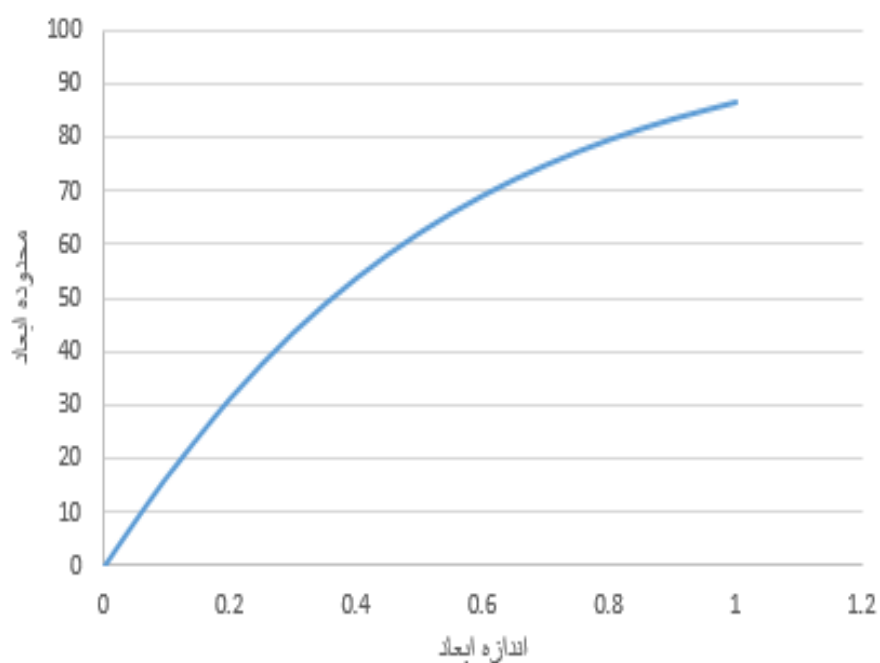
جدول (۳-۱۷) نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش برای انفجار چهارم

اندازه ابعاد	کازرام	کازرام اصلاح شده	سوئدیفو
R(X)%			
۰/۰۰۱	۰/۰۸۴	۰/۱۵۵	۰/۰۱۳۵۱۷
۰/۰۰۵	۰/۴۴۷	۰/۸۲۱	۰/۱۱۸۶۴۲
۰/۰۱	۰/۹۱۴	۱/۶۷۵	۰/۳۰۲۱۴۱
۰/۰۲	۱/۸۶۵	۳/۴۰۳	۰/۷۶۹۳۸۳
۰/۰۳	۲/۸۲۳	۵/۱۳۲	۱/۳۲۴۵۸۱
۰/۰۴	۳/۷۸۴	۶/۸۵	۱/۹۴۷۰۴۴
۰/۰۵	۴/۷۴۴	۸/۵۵۱	۲/۶۲۲۴۵۹
۰/۰۶	۵/۷۰۰۵	۱۰/۲۳۴	۳/۳۴۱۹۵۶
۰/۰۷	۶/۶۵۳	۱۱/۸۹۵	۴/۰۹۹۰۳۶
۰/۰۸	۷/۶۰۱	۱۳/۵۳۳	۴/۸۸۸۶۴۵
۰/۰۹	۸/۵۴۳	۱۵/۱۴۸	۵/۷۰۶۸۱۱
۰/۱	۹/۴۷۹	۱۶/۷۳۹	۶/۵۴۹۸۱۴
۰/۲	۱۸/۴۶	۳۱/۲۹۷	۱۵/۸۵۹۵۴
۰/۳	۲۶/۶۹۲	۴۳/۵۱۱	۲۵/۸۰۸۲۸
۰/۴	۳۴/۱۷۷	۵۳/۶۶۲	۳۵/۶۰۹۰۱
۰/۵	۴۰/۹۵۴	۶۲/۰۵۶۶	۴۴/۸۳۹۷۹
۰/۶	۴۷/۰۷۴	۶۸/۹۷۳	۵۳/۲۷۸۱۳
۰/۷	۵۲/۵۹	۷۴/۶۶	۶۰/۸۱۹۷۶
۰/۸	۵۷/۵۵۵	۷۹/۳۲۵	۶۷/۴۴۰۱۲
۰/۹	۶۲/۰۱۸	۸۳/۱۴۶	۷۳/۱۶۶۲۱
۱	۶۶/۰۲۷	۸۶/۲۷۲	۷۸/۰۵۳۱۴

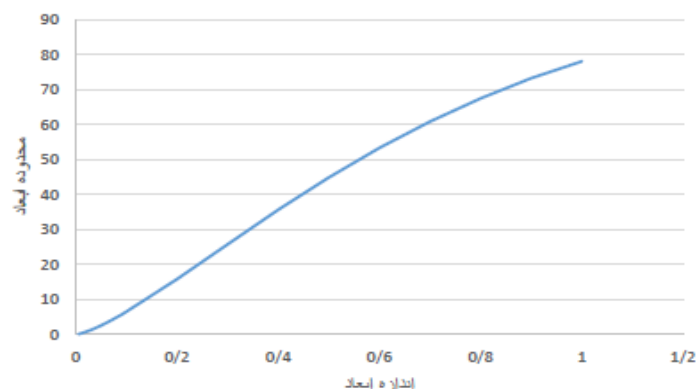
شکل (۳-۲۵) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار چهارم بر اساس مدل کازرام،
 شکل (۳-۲۶) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار چهارم بر اساس مدل کازرام
 اصلاح‌شده و شکل (۳-۲۷) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار چهارم بر اساس
 مدل سوئدیفو را نشان می‌دهند. در نهایت شکل (۳-۲۸) برای انتخاب مدل تجربی پیش‌بینی
 خردایش مناسب رسم شده است.



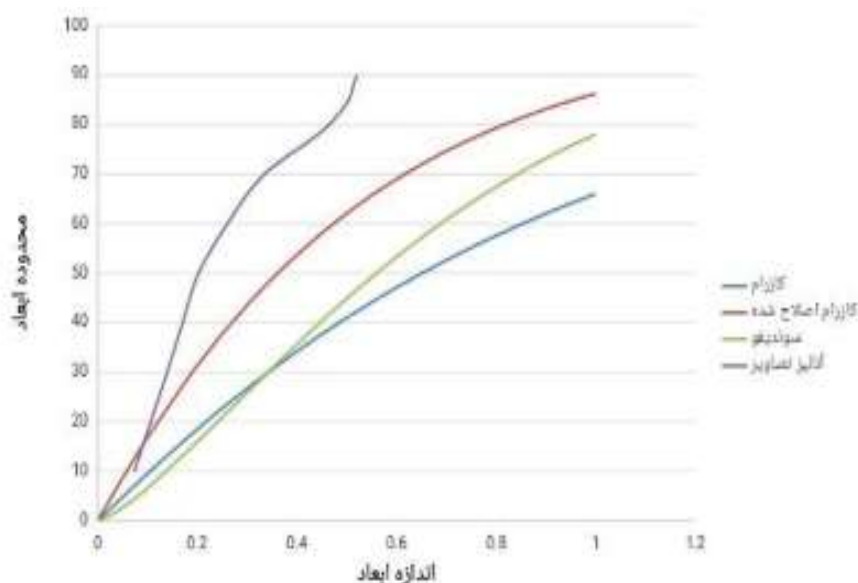
شکل (۳-۲۵) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار چهارم بر اساس مدل کازرام



شکل (۳-۲۶) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار چهارم بر اساس مدل کازرام اصلاح‌شده



شکل (۳-۲۷) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش برای انفجار چهارم بر اساس مدل سوئدیفو



شکل (۳-۲۸) مقایسه مدل‌های تجربی و آنالیز تصاویر در انفجار چهارم

با توجه به نمودار (۳-۲۸) می‌توان دریافت که مدل کازرام اصلاح‌شده بیشترین تطابق را با نتایج حاصل از نرم‌افزار دارد.

۳-۷- نتیجه‌گیری

می‌توان دریافت که الگوهای رایج در معدن به دلیل داشتن قطعه سنگ‌های بزرگتر یا نزدیک به ابعاد ورودی سنگ شکن مناسب نیستند، بنابراین برای رسیدن به خردایش مناسب باید الگوهای جدیدی ارائه شوند. که در فصل چهارم به ارائه الگوهای چالزنی و آتش‌کاری توسط روابط تجربی پرداخته می‌شود.

فصل چهارم: طراحی الگوهای چالزنی و آتش کاری

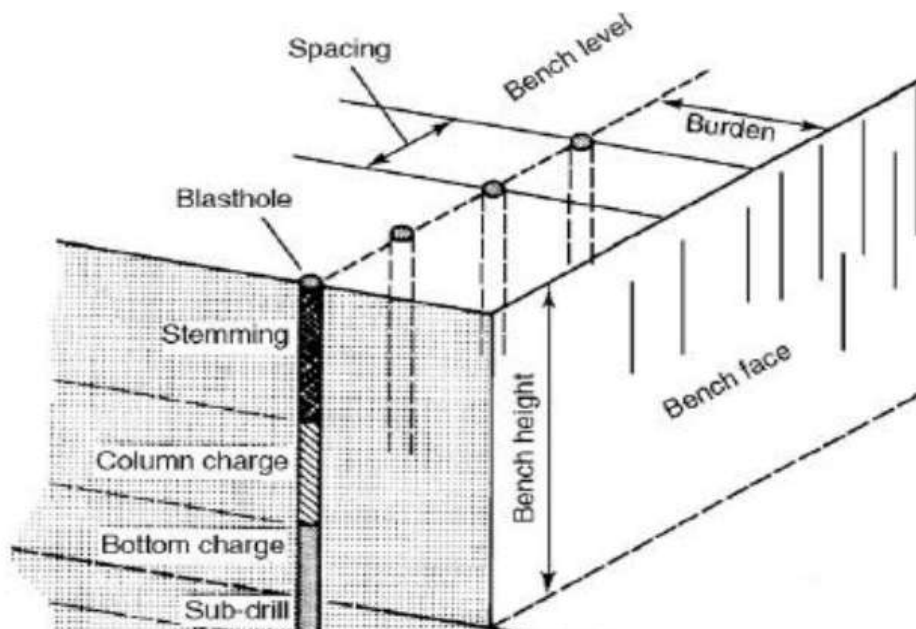
بر اساس روابط تجربی

۱-۴- مقدمه

طراحی و اجرای الگوی آتش کاری، با توجه به تاثیر مستقیم بر هزینه کلی استخراج سنگ و مراحل دیگر تولید، به عنوان اولین مرحله فرآیند معدن کاری شناخته می شود. برای بهبود وضعیت خردایش حاصل از آتش کاری در معدن سنگ آهک سیستان، باید الگوی چالزنی و آتش کاری مناسب ارائه شود. با توجه به شرایط موجود در معدن مذکور، استفاده دقیق از تجربیات معادن مشابه نزدیک ترین و عملی ترین روش است. بنابراین تعدادی الگو بر اساس روابط تجربی برای معدن سنگ آهک سیستان ارائه می شود.

۲-۴- تعیین پارامترهای الگوی چالزنی و آتش کاری

انتخاب قطر چال، بارسنگ، فاصله ردیفی چال ها، اضافه حفاری و گل گذاری از جمله اجزای طراحی می باشند که در ادامه به بیان آن ها پرداخته می شود (جعفری و همکاران، ۱۳۸۶). پارامترهای هندسی انفجار معادن روباز در شکل (۱-۴) نشان داده شده اند:



شکل (۱-۴) پارامترهای هندسی طراحی انفجار (John paul, 2006)

۴-۳- قطر چال

قطر حفاری مهم‌ترین پارامتر مهندسی قابل کنترل آتش‌کاری، در طراحی الگوی چالزنی است. بنابراین انتخاب صحیح و بهینه قطر چال حفاری از مهم‌ترین فرآیندهای طراحی الگوی چالزنی برای رسیدن به حداکثر خردایش و حداقل هزینه‌ها می‌باشد.

عوامل موثر بر قطر چال عبارتند از (عطایی و حسینی، ۱۳۹۰)

- میزان تولید

- خواص توده سنگ تحت انفجار

- نوع ماده منفجره

- چگونگی و درجه خردشدگی مورد نیاز

- ظرفیت سنگ‌شکن‌ها

- ظرفیت تجهیزات بارگیری

- لرزش زمین، پرتاب سنگ

- محدودیت‌های زیست محیطی و غیره.

سرعت حفر چال با قطر چال نسبت معکوس دارد، در نتیجه چال‌های قطور با سرعتی کمتر نسبت به چال‌های کم قطر حفر می‌شوند. با افزایش قطر چال، هزینه حفر چال و هزینه مواد ناریه کاهش می‌یابد. به طور کلی هزینه خردکردن یک توده سنگ در صورت حفر چال با قطر بیشتر، کمتر می‌شود. اگرچه به دلیل وجود قطعات بزرگ سنگ، هزینه حمل و بارگیری و سنگ‌شکنی افزایش می‌یابد. با توجه به این که توزیع انرژی ماده‌ی منفجره در چال‌های کم‌قطر که در نزدیکی هم قرار دارند بهتر از چال‌های قطور است، پیامدهایی مانند افزایش هزینه حفر چال، لرزش زمین قابل کنترل و یکنواخت شدن خردشدگی سنگ را به دنبال دارد.

افزایش قطر چال نتایج زیر را به دنبال خواهد داشت (شکوهی و همکاران، ۱۳۹۱).

- اجرای بهتر حفاری نسبت به طرح‌های پیش‌بینی‌شده

- کاهش هزینه‌های چالزنی و آتش‌کاری

- آماده‌سازی سریع الگوی آتش‌کاری

- کاهش زمان اجرای عملیات گل‌گذاری

- افزایش سرعت و راندمان انفجار

ارتباط بارسنگ و قطر چال به صورت زیر بیان می‌شود:

$$B = (20 - 40) \varphi_h \quad (۴-۱)$$

B: بارسنگ

φ_h : قطر چال

۴-۴- بارسنگ

بارسنگ به نزدیک‌ترین فاصله سطح آزاد هنگام انفجار تا محل چال را می‌گویند. این پارامتر مهم‌ترین و بحرانی‌ترین متغیر در طراحی انفجار روباز به حساب می‌آید. اگر ضخامت بارسنگ بیش از حد مجاز باشد، به دلیل فشار وارد شده به پشت چال که ناشی از طولانی‌شدن مدت زمان حبس گازهای حاصل از انفجار در چال می‌باشد، موجب عقب‌زدگی زیاد می‌شود. کم‌بودن میزان خردشدگی، زیادبودن لرزش زمین و سکوی ایجاد شده از دیگر پیامدهای زیادبودن بارسنگ هستند. پیامدهای ناشی از کم بودن مقدار بارسنگ عبارتند از (استوار، ۱۳۸۹).

- زیاد بودن لرزش هوا

- زیاد بودن پرتاب سنگ

- خردشدگی زیاد

- هدر رفتن مقدار زیادی از ماده‌ی منفجره.

مقدار بارسنگ توسط روابط زیر محاسبه می‌شود:

الف) با توجه به قطر خرج

مقدار بارسنگ (B) به قطر خرج وابسته است. در صورت استفاده از خرج فله‌ای، قطر خرج (ϕ_c) و قطر چال (ϕ_h) با هم برابرند:

$$\varphi_c = \varphi_h \quad (3-4)$$

رابطه‌ی بین بارسنگ (B) و قطر خرج (ϕ_h) به صورت زیر بیان می‌شود (Jimeno, 1995):

$$B = (20 - 40) \varphi_h \quad (4-4)$$

ب) رابطه آندرسون

در رابطه‌ی آندرسون، بارسنگ به ارتفاع پله و قطر چال وابسته است. این رابطه در سال ۱۹۵۲ به صورت زیر ارائه شد (اصانلو، ۱۳۷۴):

$$B = L \times \sqrt{k \times \varphi_h} \quad (5-4)$$

B: بارسنگ (فوت)

ϕ_h : قطر چال (اینچ)

K: طول چال (فوت)

L: ثابت تجربی. با در نظر گرفتن $L = 1$ در چندین مورد نتایج خوبی بدست آمده است (Jimeno, 1995).

ج) فرمول فرانکل

این فرمول در سال ۱۹۵۲ به صورت زیر ارائه شده است (Olofson, 1995).

$$B = \frac{R_V \times L^{0.3} \times 1^{0.3} \times D^{0.8}}{50} \quad (6-4)$$

B: بارسنگ (متر)

L: طول چال (متر)

l: طول خرج (متر)

D: قطر چال (میلی متر)

RV: مقاومت در برابر آتش کاری که بر حسب نوع سنگ از ۱ تا ۶ متغیر است. برای سنگ های دارای مقاومت فشاری بالا برابر ۱/۵ و برای سنگ های با مقاومت فشاری کم برابر ۵ است (Gokhale, 2011)

(د) فرمول اش

این فرمول در سال ۱۹۶۳ به صورت زیر بیان شد (Olofson, 1995)

$$B = \frac{\varphi_h \times K_b}{12} \quad (۷-۴)$$

B: ضخامت بارسنگ (فوت)

φ_h : قطر چال (اینچ)

K_b : ضریبی که به ماده ی منفجره و سنگ مربوط می شود و از ۱۴-۴۹ تغییر می کند و به طور میانگین ۳۰ در نظر گرفته می شود.

(ه) فرمول لانچ فورس

این فرمول در سال ۱۹۶۳ برای محاسبه ضخامت بارسنگ به صورت زیر بیان شده است (Olofson, 1995):

$$B = \frac{\varphi_h}{33} \sqrt{\frac{\rho_e \times S_A}{C \times f \times \frac{S}{B}}} \quad (۸-۴)$$

B: بارسنگ (متر)

φ_h : قطر ته چال (میلی متر)

Pe: وزن مخصوص خرج گذاری، معمولا از ۱ تا ۱/۶ (Kg/dm³) تغییر می کند.

f: درجه ثبوت (برای چال با شیب ۹۰ درجه برابر ۱، شیب ۷۲ درجه برابر ۰/۹ و شیب ۶۳ درجه برابر ۰/۸۵ است).

S/B : نسبت فاصله ردیفی چال‌ها به بارسنگ که معمولا ۱/۲۵ است.

S_A : قدرت مطلق واحد وزن ماده منفجره که توسط رابطه زیر محاسبه می‌شود (استوار، ۱۳۹۰):

$$S_A = \frac{5}{6}e + \frac{1}{6}V_1 \quad (۹-۴)$$

$$e = \frac{425Q'}{500000} \quad (۱۰-۴)$$

$$V_1 = \frac{V}{850} \quad (۱۱-۴)$$

e : ضریب انرژی

V_1 : ضریب حجم

Q : مقدار حرارت حاصل از انفجار (kcal/ kg)

V : حجم حاصل از انفجار در درجه حرارت صفر درجه و فشار یک اتمسفر.

C : ثابت سنگ (از روابط زیر محاسبه می‌شود)

$$C = C_1 + 0.05 \quad B > 1.4 \text{ m} \quad (۱۲-۴)$$

$$C = C_1 + \frac{0.07}{B} \quad B < 1.4 \text{ m} \quad (۱۳-۴)$$

ثابت C_1 مقدار ماده‌ی منفجره لازم برای خرد کردن یک مترمکعب سنگ است و معمولا در

آتش‌کاری‌های سطحی با سنگ‌های سخت در نظر گرفته می‌شود. این مقدار باتوجه به مقدار B

بایستی تصحیح شود (Gokhale, 2011).

و) فرمول کونیا

رابطه‌ی کونیا در سال ۱۹۷۲ به صورت زیر ارائه شده است (Olofson, 1995):

$$B = 3.15 \times \varphi_c \times \left(\frac{\rho_e}{\rho_r} \right)^{0.33} \quad (۱۴-۴)$$

B : بارسنگ (فوت)

φ_c : قطر ماده‌ی منفجره (اینچ)

Pe : وزن مخصوص ماده‌ی منفجره (گرم بر ساتی متر مکعب)

Pr : وزن مخصوص سنگ (گرم بر ساتی متر مکعب)

اگر خرج ته چال کامل فشرده شده باشد، آن گاه می‌توان قطر چال و قطر خرج را یکسان فرض کرد.

ی) فرمول فولدسی

این روش توسط فولدسی و همکارانش در سال ۱۹۸۰ به صورت زیر ارائه شده است (Olofson, 1995)

$$B = 0.88 \times \varphi_h \times \sqrt{\frac{\rho_e}{m \times CE}} \quad (۴-۱۵)$$

B : بارسنگ (متر)

φ_h : قطر چال (میلی‌متر)

Pe : چگالی ماده‌ی منفجره داخل چال (کیلوگرم بر متر مکعب)

CE : فاکتور پودر

m : ضریب ثابت که به عواملی مانند مقاومت فشاری سنگ و سرعت انفجار بستگی دارد و با توجه به رابطه‌ی زیر محاسبه می‌شود:

$$m = 1 + \frac{0.693}{\ln(\rho_e \times VD^2) - \ln R_c - 1.39} \quad (۴-۱۶)$$

برای آتش‌کاری فوری $2/8 < m < 2/2$ و در آتش‌کاری تاخیری $1/4 < m < 1/1$

VD : سرعت انفجار (متر بر ثانیه)

Rc : مقاومت فشاری سنگ‌ها (مگاپاسکال)

ز) فرمول لوپز جیمینو

این رابطه در سال ۱۹۸۰ از تصحیح فرمول اش با ترکیب سرعت موج در سنگ، به صورت زیر بیان شده است (Olofson, 1995):

$$B = 0.76 \times D \times F \quad (۱۷-۴)$$

B: بارسنگ (متر)

D: قطر چال (متر)

F: فاکتور تصحیحی که به نوع سنگ و ماده‌ی منفجره بستگی دارد و به صورت زیر بیان می‌شود:

$$F = f_r \times f_e \quad (۱۸-۴)$$

$$f_r = \left[\frac{2.7 \times 3500}{\rho_r \times VC} \right]^{0.33} \quad (۱۹-۴)$$

$$f_e = \left[\frac{\rho_e \times VD}{1.33 \times 3600^2} \right]^{0.33} \quad (۲۰-۴)$$

Pr: وزن مخصوص سنگ (گرم بر سانتی متر مکعب)

VC: سرعت موج در سنگ (متر بر ثانیه)

Pe: وزن مخصوص ماده منفجره (گرم بر سانتی متر مکعب)

VD: سرعت انفجار (متر بر ثانیه)

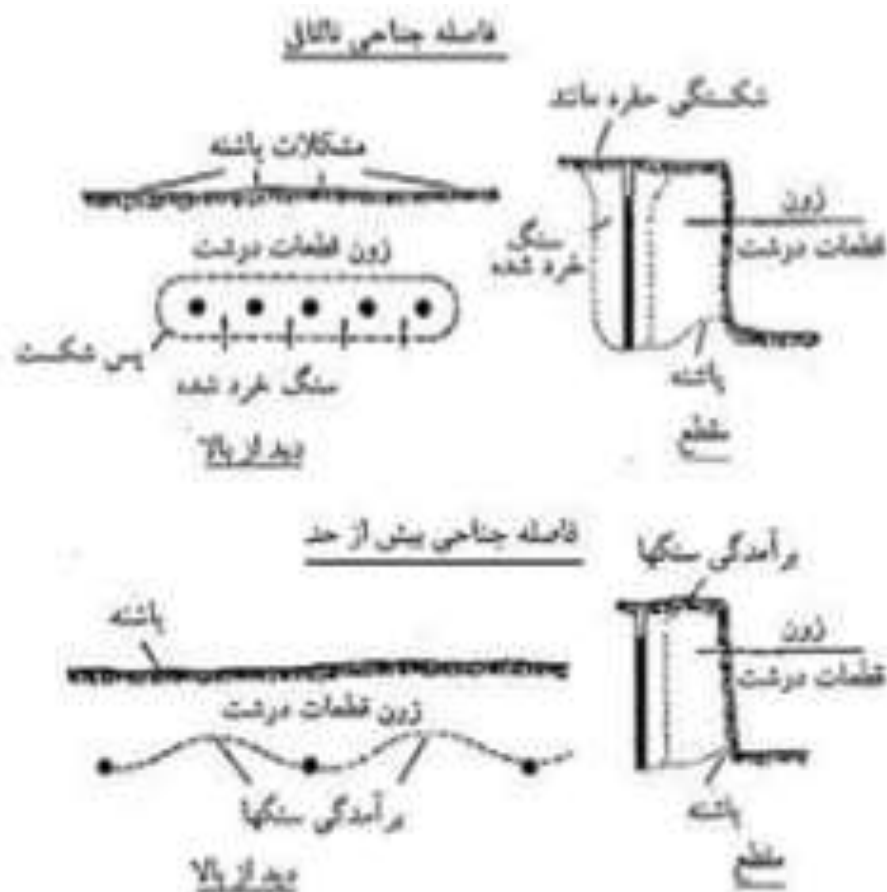
این رابطه فقط برای قطرهای ۱۶۵ تا ۲۵۰ میلی متر اعتبار دارد. مقدار بارسنگ برای چال‌های
قطرتر با اعمال ضریب ۰/۹ کاهش داده خواهد شد.

۴-۵- فاصله ردیفی چال‌ها

به فاصله‌ی بین چال‌ها در جهتی عمود بر ضخامت بارسنگ را فاصله ردیفی چال‌ها می‌گویند. مقدار این پارامتر به بارسنگ، زمان‌های تاخیر بین چال‌ها و ترتیب آتش‌کاری وابسته است. با توجه به این که فاصله ردیفی چال‌ها معمولاً بیش از ضخامت بارسنگ می‌باشد، بنابراین اگر فاصله‌داری چال‌ها کمتر از بارسنگ باشد، موجب می‌شود که مواد مسدود کننده‌ی چال به خارج پرتاب شوند، در اثر ایجاد شکاف زودرس بین چال‌ها، گازهای آتش‌کاری به سرعت در اتمسفر پراکنده می‌شوند

که در نتیجه ایجاد بلوک‌های بزرگ در جلو چال، ایجاد سر و صدا، لرزش هوا و مشکلات پاشنه را به دنبال خواهد داشت. زیاد بودن فاصله ردیفی بین چال‌ها پیامدهایی نظیر شکستگی بین چال‌ها، خرد شدگی نامناسب و ناهموار بودن سطح بعد از انفجار را در پی خواهد داشت (استوار، ۱۳۸۹).

در شکل (۲-۴) تاثیر فاصله ردیفی چال‌ها در آتش‌کاری پله‌ای نشان داده شده است.



شکل (۲-۴) تاثیر فاصله ردیفی چال‌ها در آتش‌کاری پله‌ای (Jimeno, 1995)

فاصله ردیفی چال‌ها (S) بر اساس بارسنگ (B) برای آتش‌کاری کنترل‌شده از روابط زیر محاسبه می‌شود (استوار، ۱۳۸۹):

$$S = (1-2) B \quad (۲۱-۴)$$

هرچه ضریب سفتی بیشتر باشد، ضریب بزرگتری در فرمول محاسبه می‌شود:

$$\text{ضریب سفتی} = \frac{K}{B} \quad (۲۲-۴)$$

K : ارتفاع پله

B : ضخامت بارسنگ

در چال‌های قطور که با چاشنی کم‌تاخیری منفجر می‌شوند:

$$S = (1.2 - 1.5) B \quad (23-4)$$

در چال‌های با قطر کم که با چاشنی کم‌تاخیری منفجر می‌شوند:

$$S = (1.5 - 1.8) B \quad (24-4)$$

غیر از آتش‌کاری‌های کنترل‌شده در همه حالات $S/B > 1$ برقرار است.

تغییرات دو عامل زیر برای محاسبه‌ی فاصله ردیفی چال‌ها مهم است:

- نوبت انفجار چال‌ها (فوری یا تاخیری)

- نسبت ارتفاع به بارسنگ (اگر $\frac{K}{B} < 4$ باشد، پله را کوتاه و اگر $\frac{K}{B} > 4$ باشد، پله را بلند

می‌نامیم

الف) محاسبه ردیفی چال‌ها در پله‌های کوتاه با انفجار فوری

$$S = \frac{1}{3} (K + 2B) \quad (25-4)$$

S: فاصله ردیفی چال‌ها از هم (متر)

K: ارتفاع پله (متر)

B: بارسنگ (متر)

باید توجه داشت که مقدار S بدست آمده با مقدار واقعی تا حدود ۱۵ درصد می‌تواند خطا داشته باشد.

ب) انفجار فوری در پله‌های بلند:

$$S = 2B \quad (26-4)$$

S: فاصله ردیفی چال‌ها (متر)

B: ضخامت بارسنگ (متر)

ج) انفجار تاخیری در پله‌های کوتاه

$$S = \frac{1}{8} (K + 7B) \quad (27-4)$$

S: فاصله ردیفی چال‌ها (متر)

B: ضخامت بارسنگ (متر)

K: ارتفاع پله (متر)

(د) انفجار تاخیری در پله‌های بلند:

$$S = 1.4B \quad (28-4)$$

S: فاصله ردیفی چال‌ها (متر)

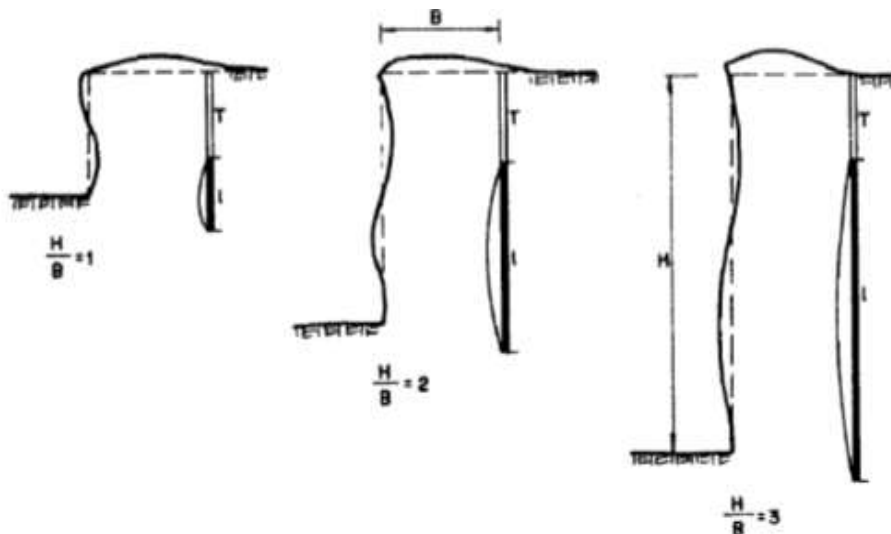
B: ضخامت بارسنگ (متر)

از روابط فوق می‌توان نتیجه گرفت که، S (فاصله ردیفی چال‌ها) همیشه بزرگتر از B (بارسنگ) است.

۴-۶- ارتفاع پله

مقدار استخراج روزانه، توپوگرافی زمین، خصوصیات ژئومکانیکی سنگ و امکان دسترسی به ماشین-آلات سنگین از جمله مهم‌ترین عوامل تعیین‌کننده‌ی ارتفاع پله می‌باشند. طول چال حفرشده با افزایش ارتفاع پله بیشتر می‌شود. بنابراین حفر چال‌های طویل، انحراف چال و کندی سرعت حفر چال را به دنبال خواهد داشت (استوار، ۱۳۸۹)

اگر نسبت ارتفاع پله به بارسنگ برابر ۱ باشد، مشکلات مربوط به پس‌شکست و پاشنه در اثر درشت بودن اندازه قطعات بوجود می‌آیند. این مشکلات در صورتی که این نسبت برابر ۲ باشد تا حد زیادی و در شرایطی که این نسبت بیش از ۳ باشد، به طور کامل برطرف می‌شوند. نحوه‌ی خم‌شدگی سنگ‌ها در آتش‌کاری‌های پله‌ای برای $\frac{H}{B}$ های مختلف در شکل (۳-۴) نشان داده شده است (Jimeno, 1995).



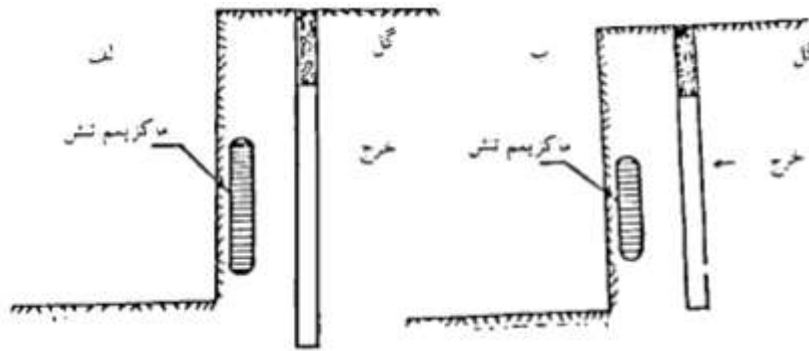
شکل (۴-۳) نحوه خم‌شدگی سنگ‌ها در آتش‌کاری پله‌ای برای H/B های مختلف (Jimeno, 1995)

۴-۷- اضافه حفاری

هدف از اضافه حفاری از بین‌بردن قسمت‌های خرد نشده‌ای است که پس از انتقال مواد خرد شده‌ی ناشی از انفجار در کف پله باقی مانده‌اند. در معادن روباز حفر چال فقط از بالای پله تا تراز کف پله پائینی انجام نمی‌گیرد بلکه در بسیاری از موارد حفر چال تا مقداری پائین‌تر از کف پله پائینی نیز ادامه پیدا می‌کند، این مقدار را اضافه حفار چال می‌گویند (استوار، ۱۳۹۲).

در انفجار هر چال محدوده‌ای به وجود می‌آید که حداکثر تنش‌های ناشی از انفجار در آن واقع‌اند این ناحیه از کف پله بالاتر است. ادامه‌ی حفر چال موجب گسترده‌تر و نزدیک‌تر شدن ناحیه حداکثر تنش به کف پله می‌شود. شکل (۴-۴) اثر اضافه حفاری در توزیع تنش حاصل از انفجار را در دو حالت با اضافه حفاری و بدون اضافه حفاری نشان می‌دهد (استوار، ۱۳۸۹).

در حالت اول سکوی ایجاد شده ناشی از ناصاف بودن کف پله، مانع حرکت ماشین‌آلات می‌شود بنابراین برای تسطیح آن به چالزنی و آتش‌کاری ثانویه نیاز خواهد شد. در صورتی که این وضعیت به دلیل وجود حداکثر تنش در کف پله، در حالت دوم ایجاد نمی‌شود.



شکل (۴-۴) نمایش اثر اضافه حفاری در توزیع تنش حاصل از انفجار

(الف) با اضافه حفاری (ب) بدون اضافه حفاری

اگر مقدار اضافه حفاری کم باشد، به دلیل رخ ندادن خردایش کامل، در کف پله سکو ایجاد می‌شود که در این صورت به آتش‌کاری ثانویه نیاز خواهد بود. در نتیجه هزینه‌های بارگیری نیز افزایش می‌یابند. اگر مقدار اضافه حفاری بیش از حد باشد، مشکلات زیر رخ می‌دهند (استوار، ۱۳۸۹):

- افزایش هزینه‌های چالزنی و آتش‌کاری
- افزایش میزان لرزش
- خردایش بیش از حد پاشنه
- افزایش احتمال بریده شدن خط و پس‌شکست در اثر افزایش مولفه قائم جابه‌جایی سنگ‌ها (استوار، ۱۳۸۹).

اضافه حفاری برای چال‌های قائم از رابطه‌ی زیر بدست می‌آید:

$$U = (0.2 - 0.5) B \quad (۴-۲۹)$$

U: اضافه حفاری (متر)

B: بارسنگ (متر)

و مقدار اضافه حفاری برای چال‌های شیب‌دار برابر است با:

$$U = B \times \cot \Theta \quad (۴-۳۰)$$

که در این رابطه، B بارسنگ و شیب چال Θ است

۴-۸- گل گذاری

برای استفاده بیشتر از فشار گاز حاصل از انفجار ماده منفجره، بخشی از چال را خرج گذاری نمی کنند بلکه با مواد خنثی پر می کنند تا فضای چال محدودتر شود. برای تعیین گل گذاری، باید دو نکته زیر را رعایت کرد:

- نوع و اندازه موادی که برای گل گذاری استفاده می شوند.

- طول ستون گل گذاری

خرده های زاویه دار ناشی از حفاری چال، بهترین مواد برای گل گذاری می باشند. ضخامت بارسنگ، قطر چال، وزن مخصوص ماده ی منفجره و وزن مخصوص سنگ عوامل موثر بر طول گل گذاری هستند. طول گل گذاری، با کاهش کیفیت مواد گل گذاری افزایش می یابد (جعفری و همکاران، ۱۳۸۶).

معایب زیاد بودن طول گل گذاری عبارتند از (استوار، ۱۳۸۹):

- شکسته نشدن قسمت بالایی چال

- مناسب نبودن خرد شدگی سنگ

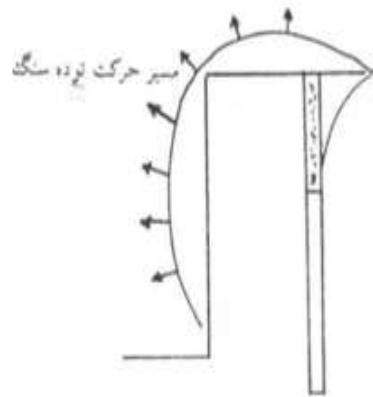
- زیاد بودن لرزش زمین

- ایجاد عقب زدگی.

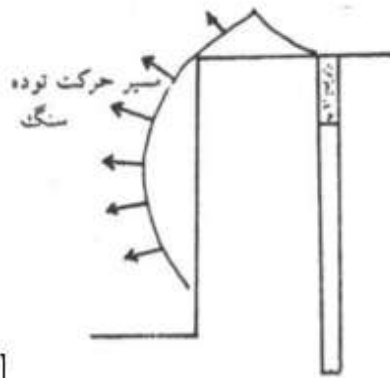
زیاد بودن میزان پرتاب سنگ و لرزش هوا از نتایج کم بودن طول گل گذاری است.

وضعیت چال هنگام گل گذاری با ارتفاع زیاد و همچنین گل گذاری مناسب در شکل های (۴-۵) و

(۴-۶) نشان داده شده است (استوار، ۱۳۸۹).



شکل (۵-۴) گل گذاری با ارتفاع زیاد که موجب عقب زدگی می شود (استوار، ۱۳۸۹)



شکل (۶-۴) گل گذاری با ارتفاع مناسب (استوار، ۱۳۸۹)

مقدار گل گذاری با توجه به وابسته بودن به مقدار بارسنگ از رابطه‌ی زیر بدست می‌آید:

$$St = (0.7 - 1.3) B \quad (۳۱-۴)$$

مقدار گل گذاری با توجه به وابسته بودن به طول چال از رابطه‌ی زیر بدست می‌آید

(زینلی و همکاران، ۱۳۹۴):

$$S = 0.3 L \quad (۳۲-۴)$$

۹-۴- توزیع مواد منفجره در چال

به دلیل اینکه توزیع مواد منفجره در چال به عنوان منبع اصلی در داخل چال به حساب می‌آید، از اهمیت ویژه‌ای برخوردار است. فاصله‌ی بین ماده‌ی منفجره و چال بر بازده مواد منفجره موثر است، بنابراین قطر لوله‌ی مواد منفجره با در نظر گرفتن قطر چال و وضعیت ماده‌ی منفجره باید چند سانتی‌متر از قطر چال کمتر باشد. اگرچه تصور می‌شود که در زمان استفاده از مواد منفجره‌ی فله‌ای

مانند آنفو و امولسیون برای پرکردن تمام مقطع چال، ماده‌ی منفجره به‌طور کامل به چال متصل است و در محاسبات قطر چال را به جای لوله‌ی ماده‌ی منفجره استفاده می‌شود (جعفری و همکاران، ۱۳۸۶).

۴-۹-۱- محاسبه وزن ستون خرج

وزن ستون خرج در هر چال، به وزن مخصوص، قطر و ستون مواد منفجره بستگی دارد. وزن ستون مواد منفجره از رابطه‌ی زیر بدست می‌آید (جعفری و همکاران، ۱۳۸۶).

$$Q = \frac{\pi D^2}{4} \times L \times P_e \quad (۴-۳۳)$$

Q: وزن مواد منفجره درون هر چال بر حسب کیلوگرم

D: قطر ستون مواد منفجره بر حسب متر

P_e: وزن مخصوص ماده‌ی منفجره بر حسب کیلوگرم بر متر مربع

L: طول ستون ماده‌ی منفجره بر حسب متر.

۴-۱۰- خرج ویژه

به رابطه‌ی ریاضی بین وزن مواد منفجره و حجم یا وزن معینی از سنگ، خرج ویژه یا ضریب پودر می‌گویند. با توجه به این که انرژی حاصل از مقدار معینی مواد منفجره مختلف نظیر دینامیت ژلاتینی، آنفو و TNT و غیره با هم فرق دارد، بنابراین مفهوم خرج ویژه برای مواردی اعتبار دارد که مواد مصرفی در چال‌ها از نوع واحدی باشد (جعفری و همکاران، ۱۳۸۶).

عوامل افزایش‌دهنده خرج ویژه عبارتند از (Jimeno, 1995):

- افزایش قطر چال

- جابه‌جایی و تورم بیشتر

- مقاومت کم در بخش گل‌گذاری

- زمان تاخیر نامناسب

- افزایش درجه خردایش مورد نیاز

- توزیع نامناسب خرج

در صورت زیاد بودن خرج ویژه، خردایش، جابه‌جایی و تورم مناسب سنگ و همچنین کمتر بودن مشکلات پاشنه موجب بهینه شدن هزینه عملیات چالزنی، انفجار، بارگیری، باربری و سنگ‌شکنی می‌شود.

مقدار خرج ویژه به نوع ماده منفجره، وزن مخصوص سنگ و زمین‌شناسی منطقه وابسته است. در جدول (۱-۴) مقدار خرج ویژه برای انواع مختلف سنگ‌ها در آتش‌کاری پله‌ای، بیان شده است (Jimeno, 1995).

جدول (۱-۴) ارتباط بین مقدار خرج ویژه و نوع سنگ (Jimeno, 1995)

نوع سنگ	خرج ویژه (kg/m ³)
سنگ مقاوم و توده‌ای	۰/۶-۱/۵
سنگ متوسط	۰/۳-۰/۶
سنگ پردرزه و خاک مانند	۰/۱-۰/۳

برای محاسبه خرج ویژه کافی است که حجم سنگ مربوط به هر چال را حساب کرده و وزن ماده منفجره مصرف شده در چال را بر آن تقسیم کرد (استوار، ۱۳۸۹):

برای محاسبه حجم سنگ حفاری شده برای هر چال رابطه‌ی زیر ارائه شده است:

$$V = B \times S \times H \quad (۳۴-۴)$$

B: بارسنگ (متر)، S: فاصله‌داری (متر)، H: ارتفاع پله (متر).

۱۱-۴- طراحی الگوی مناسب چالزنی و آتش‌کاری برای معدن سنگ آهک سیستان

۱-۱۱-۴- محاسبه بارسنگ توسط فرمول‌های تجربی

فرمول‌های زیادی برای محاسبه مقدار بارسنگ معرفی شد، اما به دلیل در دسترس نبودن پارامترهایی نظیر فاکتور پودر، سرعت انفجار و محدودیت قطر امکان استفاده از تمام فرمول‌ها وجود ندارد. بنابراین میزان بارسنگ محاسبه شده توسط تعدادی از فرمول‌ها در جدول شماره (۲-۴) بیان شده است.

جدول (۲-۴) نتایج محاسبه ضخامت بارسنگ توسط فرمول‌های تجربی

۷۶	میلی‌متر (mm)	قطر چال
۳	اینچ (in)	
۱/۹۸	قطر	ضخامت بارسنگ (متر)
۲/۳۴	آندرسون	
۲/۸	فرانکل	
۲/۲۸	اش	
۲/۷۴	لانچ‌فورس	
۲/۰۵	کونیا	
۲/۳۶	میانگین بارسنگ (متر)	

۲-۱۱-۴- محاسبه فاصله ردیفی چال‌ها توسط روابط تجربی

برای محاسبه مقدار فاصله ردیفی چال‌ها از روابطی که بر مبنای مقدار بارسنگ (برای آتش‌کاری متعارف) استفاده می‌شود. نتایج محاسبات میزان فاصله ردیفی چال‌ها در جدول (۳-۴) بیان شده است.

جدول (۳-۴) نتایج محاسبات فاصله ردیفی چال‌ها بر اساس فرمول‌های تجربی

۷۶	میلی‌متر (mm)	قطر چال
۳	اینچ (in)	
	بر اساس S/B=1/12	فاصله ردیفی چال‌ها (متر)
۲/۲۲	قطر	
۲/۶۲	آندرسون	
۳/۱۴	فرانکل	
۲/۵۵	اش	
۳/۰۷	لانچ‌فورس	
۲/۳	کونیا	
۲/۶۵	میانگین بارسنگ (متر)	

۳-۱۱-۴- محاسبه اضافه حفاری توسط فرمول‌های تجربی

طول اضافه حفاری با توجه به رابطه به مقدار بارسنگ وابسته است. اما بر اساس تجربیات حاصل از معدنکاری در معدن سنگ آهک سیستان، ضریب این رابطه تقریباً برابر ۰/۲ می‌باشد. نتایج حاصل از محاسبات اضافه حفاری در جدول (۴-۴) بیان شده است.

جدول (۴-۴) نتایج محاسبه اضافه حفاری

۷۶	میلی‌متر (mm)	قطر چال
۳	اینچ (in)	
۰/۴	قطر	مقدار اضافه حفاری (متر)
۰/۴۷	آندرسون	
۰/۵۶	فرانکل	
۰/۴۶	اش	
۰/۵۵	لانچ‌فورس	
۰/۴۱	کونیا	

۴-۱۱-۴- محاسبه طول گل گذاری توسط فرمول های تجربی

برای محاسبه طول گل گذاری از رابطه (۴-۳۲) استفاده شده است. نتایج محاسبات طول گل گذاری در جدول (۴-۵) ارائه شده است.

جدول (۴-۵) نتایج محاسبه طول گل گذاری

۷۶	میلی متر (mm)	قطر چال
۳	اینچ (in)	
۱/۶۲	قطر	مقدار گل گذاری (متر)
۱/۶۴	آندرسون	
۱/۶۷	فرانکل	
۱/۶۴	اش	
۱/۶۵	لانچ فورس	
۱/۶۲	کونیا	

۴-۱۱-۵- نتایج محاسبات پارامترهای الگوی چالزنی و آتش کاری توسط روابط تجربی

الگوهای چالزنی متفاوتی بر اساس روابط تجربی بدست آمد. الگوهای چالزنی برای قطر ۷۶ میلی متر در جدول (۴-۶) ارائه شده است.

جدول (۴-۶) الگوهای پیشنهادی برای قطر ۷۶ میلی‌متر بر اساس روابط تجربی

بارسنگ(متر)	فاصله - ردیفی	اضافه حفاری	گل - گذاری	طول خرج - گذاری	مقدار ماده منفجره درون چال(kg)	خرج ویژه	
قطر	۱/۹۸	۲/۲۱	۰/۴	۱/۶۲	۳/۷۸	۱۵/۴۲	۰/۷
آندرسون	۲/۳۴	۲/۶۲	۰/۴۷	۱/۶۴	۳/۸۳	۱۵/۶۳	۰/۵۱
فرانکل	۲/۸	۳/۱۴	۰/۵۶	۱/۶۷	۳/۹	۱۵/۹	۰/۳۶
اش	۲/۲۸	۲/۵۵	۰/۴۶	۱/۶۴	۳/۸۲	۱۵/۵۶	۰/۵۳
لانچ فورس	۲/۷۴	۳/۰۷	۰/۵۵	۱/۶۵	۳/۹	۱۵/۹	۰/۳۸
کونیا	۲/۰۵	۲/۳	۰/۴۱	۱/۶۲	۳/۷۹	۱۵/۴۶	۰/۶۶
میانگین	۲/۳۶	۲/۶۴	۰/۴۷	۱/۶۴	۳/۸۳	۱۵/۶۲	۰/۵

۴-۱۲- نتیجه‌گیری

بر اساس فرمول‌های مختلف با داده‌های یکسان مقادیر متفاوتی برای مقدار بارسنگ بدست آمد. با توجه به مقدار بارسنگ، سایر پارامترهای موثر در طراحی نظیر فاصله ردیفی چال‌ها، اضافه حفاری، گل‌گذاری و غیره بدست می‌آیند. در نهایت در فصل پنجم، با توجه به شرایط موجود در معدن و نتایج انفجارهای گذشته معدن از بین الگوهای ارائه شده در جدول (۴-۶) مناسب‌ترین الگوها برای اجرا در معدن سنگ آهک سیستان ارائه می‌شوند.

فصل پنجم: ارائه و اجرای الگوی چالزنی و
آتش‌کاری مناسب برای معدن سنگ آهک سیستان

۵-۱- مقدمه

برای قطر ۷۶ میلی‌متر بر اساس روابط تجربی مختلف ۶ الگو ارائه شد که الگوهای پیشنهادی بر اساس فرمول‌های تجربی در جدول (۴-۶) ارائه شده‌اند. بر اساس هماهنگی انجام شده در معدن سنگ آهک سیستان، نهایتاً با اجرای سه الگوی جدید دیگر در معدن موافقت گردید. بنابراین با توجه به محدودیت‌های موجود در معدن مانند شرایط زمین‌شناسی معدن و نتایج الگوهای رایج در معدن، از بین الگوهای ارائه شده مناسب‌ترین الگوها برای اجرا انتخاب می‌شوند. با توجه به تجربیات آتش‌کاری معدن در گذشته، میزان بارسنگ نباید از ۲/۵ متر بیشتر باشد، بنابراین الگوهای ارائه شده توسط فرمول‌های فرانکل و لانچ‌فورس به دلیل داشتن بارسنگ بیش از ۲/۵ متر برای اجرا انتخاب نمی‌شوند.

۵-۲- الگوی پیشنهادی اول

این الگو بر اساس میانگین چهار الگوی پیشنهادی قطر، آندرسون، اش و کونیا ارائه شد. مشخصات الگوی پیشنهادی اول در جدول (۵-۱) بیان شده است:

جدول (۵-۱) مشخصات اولین الگوی پیشنهادی اجرا شده در معدن

پارامتر	مقدار	پارامتر	مقدار
ارتفاع پله (متر)	۵	خرج ویژه (gr/cm^3)	۰/۴۵
طول چال (متر)	۵/۴	چگالی سنگ (gr/cm^3)	۲/۵
بارسنگ (متر)	۲/۱۵	چگالی آنفو (gr/cm^3)	۰/۹
فاصله ردیفی چال‌ها (متر)	۲/۴	تعداد چال	۲۵۰
طول خرج‌گذاری (متر)	۳/۷	تعداد ردیف	۲۸
طول گل‌گذاری (متر)	۱/۷	تن‌اژ تولیدی هر انفجار	۱۷۵۰۰

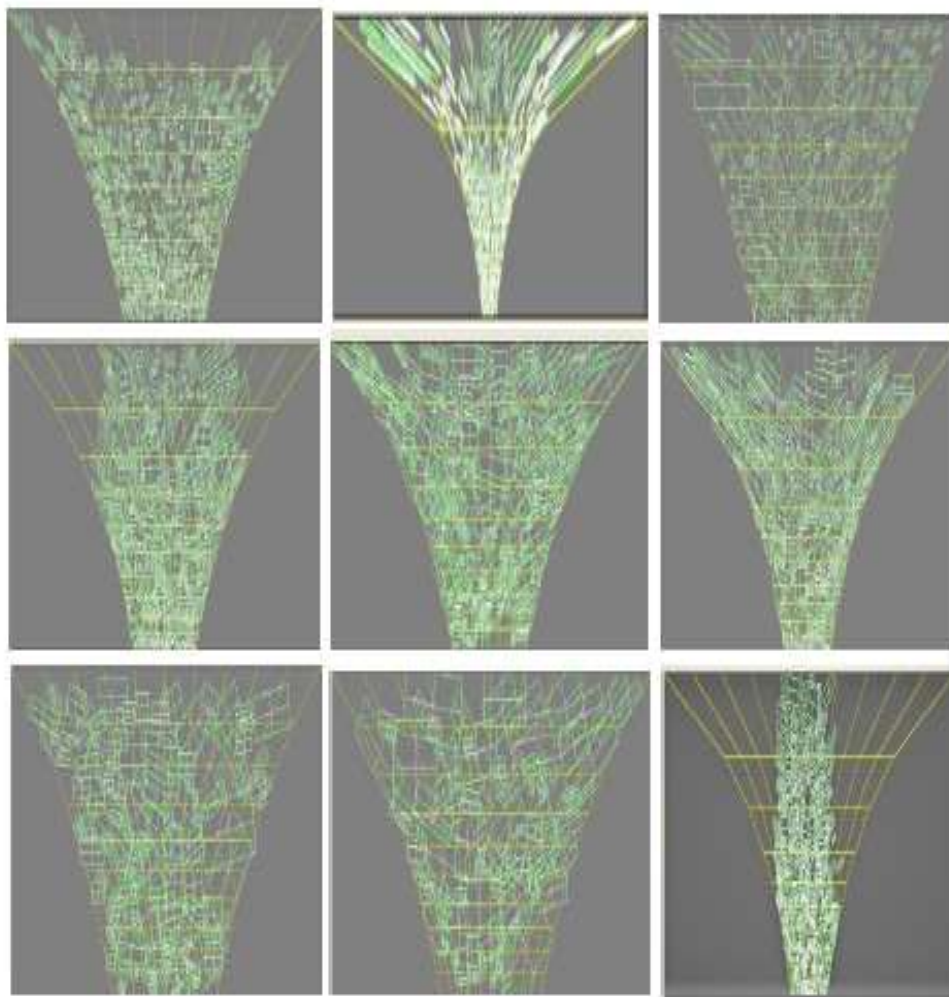
۵-۲-۱- آنالیز تصاویر

عملیات عکس‌برداری از توده‌های آتش‌کاری شده برای تعیین خردشدگی، قبل از بارگیری و در هنگام عملیات بارگیری انجام شد. از میان عکس‌های گرفته شده، در هر انفجار ۹ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری به منظور آنالیز تصویری در نرم افزار Gold Size انتخاب شدند. مدل‌سازی سنگ‌های خرد شده با در نظر گرفتن دو توپ به قطر ۱۷ سانتی‌متر به عنوان مقیاس در این نرم

افزار انجام شد. تصاویر برداشت شده از کپه انفجار اول در شکل (۵-۱) و آنالیز آن‌ها در شکل (۵-۲) نشان داده شده‌اند.



شکل (۵-۱) تصاویر برداشت شده از کپه آتش‌کاری شده الگوی پیشنهادی اول



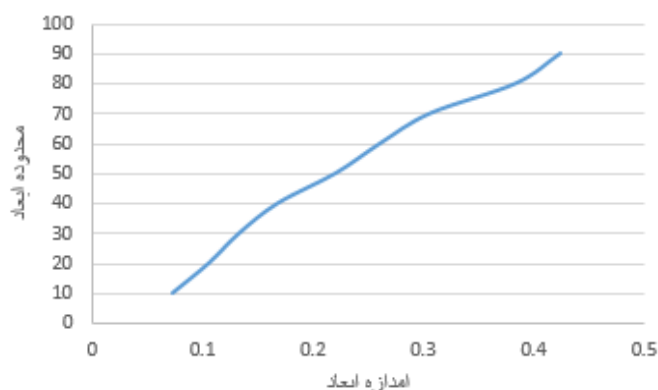
شکل (۲-۵) آنالیز تصاویر برداشت شده از توده آتش کاری الگوی اول توسط نرم افزار GOLD SIZE

میانگین بازدهی خردایش در این انفجار در خروجی نرم افزار برابر $73/2$ درصد می باشد. با توجه به خروجی گرافیکی نرم افزار، محدوده ابعاد خردایش حاصل از انفجار شماره اول در جدول (۲-۵) بیان شده است.

جدول (۵-۲) محدوده ابعاد خردایش در الگوی انفجاری اول

میانگین ابعاد	عکس ۹	عکس ۸	عکس ۷	عکس ۶	عکس ۵	عکس ۴	عکس ۳	عکس ۲	عکس ۱	محدوده ابعاد(%)
	اندازه ابعاد (m)									
۰/۰۶۳	۰/۱۰۸	۰/۱۰۱	۰/۰۶۹	۰/۰۵۷	۰/۰۸۱	۰/۰۵۲	۰/۰۴۳	۰/۰۵۹	۰/۰۴۷	۱۰
۰/۰۸۱	۰/۱۳۴	۰/۱۲۷	۰/۰۸۹	۰/۰۷۵	۰/۰۹۴	۰/۰۷۱	۰/۰۵۷	۰/۰۷۸	۰/۰۵۹	۲۰
۰/۱۰۶	۰/۱۷۹	۰/۱۷۶	۰/۱۱۱	۰/۱۰۵	۰/۱۰۹	۰/۰۸۲	۰/۰۹۳	۰/۱۰۴	۰/۰۷۳	۳۰
۰/۱۲۵	۰/۲۱۱	۰/۲۰۱	۰/۱۴۲	۰/۱۲۱	۰/۱۱۹	۰/۰۹۸	۰/۱۱۱	۰/۱۲۶	۰/۰۸۴	۴۰
۰/۱۵۶	۰/۲۵۴	۰/۲۴۷	۰/۱۸۳	۰/۱۷۹	۰/۱۲۹	۰/۱۱۲	۰/۱۲۵	۰/۱۸۲	۰/۰۹۷	۵۰
۰/۱۷۹	۰/۲۹۶	۰/۲۹۱	۰/۲۰۹	۰/۲۰۴	۰/۱۳۸	۰/۱۲۶	۰/۱۴	۰/۲۰۹	۰/۱۱۸	۶۰
۰/۲۰۸	۰/۳۵۵	۰/۳۲۴	۰/۲۴۸	۰/۲۵۷	۰/۱۵۲	۰/۱۳۷	۰/۱۵۲	۰/۲۶۱	۰/۱۳۸	۷۰
۰/۲۶۹	۰/۳۸۷	۰/۳۸۶	۰/۳۶۶	۰/۳۵۶	۰/۱۷۲	۰/۱۵۷	۰/۱۶۱	۰/۴	۰/۱۶	۸۰
۰/۳۰۶	۰/۴۲۱	۰/۴۲۸	۰/۴۲۱	۰/۴	۰/۱۹۳	۰/۱۶۸	۰/۱۹۹	۰/۴۲۸	۰/۲۱۱	۹۰

با بررسی جدول مذکور می‌توان دریافت که، قطعات بزرگتر از ورودی سنگ‌شکن در توده آتش‌کاری شده وجود ندارد. در نتیجه خردایش حاصل از اجرای الگوی چالزنی و آتش‌کاری که پارامترهای طراحی آن در جدول (۵-۱) بیان شد، برای ورودی سنگ‌شکن کارخانه سیمان سیستان مناسب است. بنابراین با توجه به مناسب بودن خردایش و استفاده نکردن از چکش هیدرولیکی هزینه استخراج نسبت به هزینه استخراج الگوهای رایج در معدن کم‌تر است. نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش انفجار پیشنهادی اول بر اساس اندازه ذرات (بر حسب متر) و درصد ذرات عبوری در شکل (۵-۳) نشان داده شده است



شکل (۵-۳) نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش الگوی پیشنهادی اول

از نمودار (۳-۵) می‌توان دریافت که که اندازه ابعاد حاصل از خردایش برای دهانه ورودی سنگ‌شکن مناسب می‌باشند.

۳-۵- الگوی پیشنهادی دوم

انفجار سوم در معدن به دلیل داشتن خردایش مناسب‌تر نسبت به سایر انفجارها مبنای الگوی پیشنهادی دوم قرار می‌گیرد. بنابراین با ثابت‌بودن مقدار بارسنگ، سایر پارامترها با توجه به شرایط محیط معدن و تجربیات انفجارهای قبلی طراحی می‌شوند. پارامترهای طراحی الگوی پیشنهادی دوم در جدول (۳-۵) بیان شده‌اند.

جدول (۳-۵) مشخصات دومین الگوی پیشنهادی اجرا شده در معدن

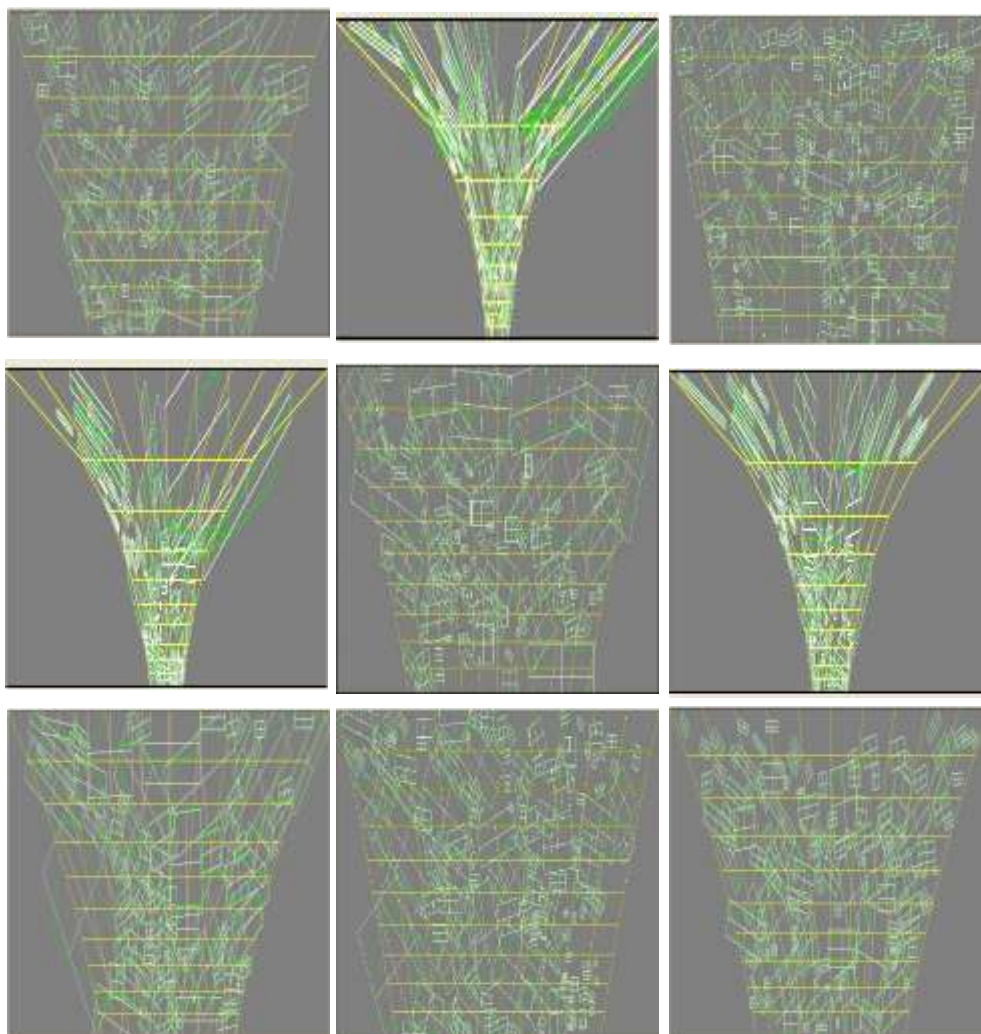
پارامتر	مقدار	پارامتر	مقدار
ارتفاع پله (متر)	۵	خرج ویژه (gr/cm^3)	۰/۴۵
طول چال (متر)	۵/۴	چگالی سنگ (gr/cm^3)	۲/۵
بارسنگ (متر)	۲/۲	چگالی آنفو (gr/cm^3)	۰/۹
فاصله ردیفی چال‌ها (متر)	۲/۳۵	تعداد چال	۲۵۲
طول خرج‌گذاری (متر)	۳/۲	تعداد	۲۸
طول گل‌گذاری (متر)	۲/۲	تن‌اژ تولیدی هر انفجار	۱۶۵۰۰

۵-۳-۱- آنالیز تصاویر

عملیات عکس‌برداری از توده‌های آتش‌کاری‌شده برای تعیین خردشدگی، قبل از بارگیری و در هنگام عملیات بارگیری انجام شد. از میان عکس‌های گرفته شده، در هر انفجار ۹ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری به منظور آنالیز تصویری در نرم افزار Gold Size انتخاب شدند. مدل‌سازی سنگ‌های خرد شده با در نظر گرفتن دو توپ به قطر ۱۷ سانتی‌متر به عنوان مقیاس در این نرم افزار انجام شد. تصاویر برداشت‌شده از کپه انفجار دوم در شکل (۴-۵) و آنالیز آن‌ها در شکل (۵-۵) نشان داده شده‌اند.



شکل (۴-۵) تصاویر برداشت شده از کپه آتش کاری شده الگوی پیشنهادی دوم



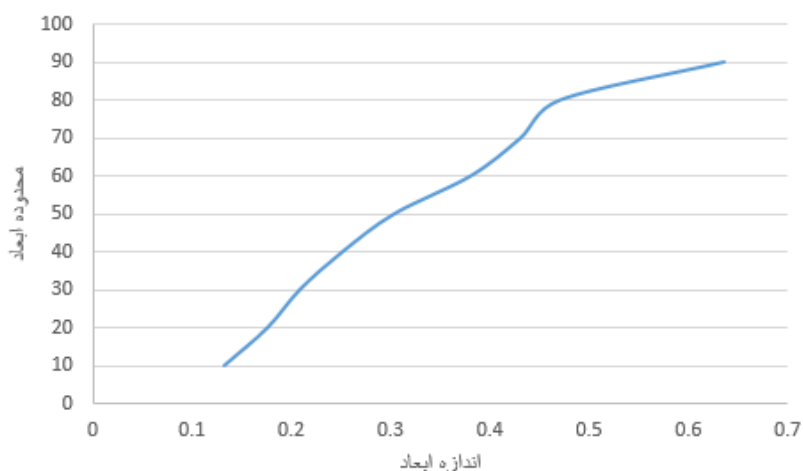
شکل (۵-۵) آنالیز تصاویر برداشت شده از توده آتش کاری الگوی دوم توسط نرم افزار GOLD SIZE

میانگین بازدهی خردایش در این انفجار در خروجی نرم افزار برابر ۶۹/۶۶ درصد می باشد. با توجه به خروجی گرافیکی نرم افزار، محدوده ابعاد خردایش حاصل از انفجار شماره دوم در جدول (۴-۵) بیان شده است.

جدول (۴-۵) محدوده ابعاد خردایش در الگوی انفجاری دوم

میانگین ابعاد	عکس ۹	عکس ۸	عکس ۷	عکس ۶	عکس ۵	عکس ۴	عکس ۳	عکس ۲	عکس ۱	محدوده ابعاد(%)
	اندازه ابعاد (m)									
۰/۱۳۲	۰/۱۳۷	۰/۱۱۷	۰/۱۶۱	۰/۱۴۱	۰/۱۳۹	۰/۱۳۷	۰/۱۱۱	۰/۱۲۸	۰/۱۱۸	۱۰
۰/۱۷۵	۰/۱۸۱	۰/۲۲۶	۰/۲۲۶	۰/۱۹۴	۰/۱۸۴	۰/۲۰۵	۰/۱۳۵	۰/۱۵۸	۰/۱۴۹	۲۰
۰/۲۰۸	۰/۱۹۴	۰/۲۵۶	۰/۲۵۶	۰/۲۳۹	۰/۲۲۶	۰/۲۷۵	۰/۱۵۸	۰/۱۸۱	۰/۱۷۴	۳۰
۰/۲۵۱	۰/۲۳۹	۰/۳۲۵	۰/۳۲۵	۰/۲۹۹	۰/۲۴۲	۰/۳۶۸	۰/۱۷۶	۰/۲۱۱	۰/۲۰۲	۴۰
۰/۳۰۳	۰/۲۶۱	۰/۳۶۸	۰/۳۶۸	۰/۳۷۳	۰/۳۲	۰/۴۷۹	۰/۲۰۸	۰/۲۴۲	۰/۲۴۲	۵۰
۰/۳۸۱	۰/۳۲۱	۰/۴۲۳	۰/۴۲۳	۰/۴۲۹	۰/۳۴۸	۰/۸	۰/۲۳۶	۰/۳۲۵	۰/۲۷۴	۶۰
۰/۴۳۱	۰/۳۹۴	۰/۴۸۱	۰/۴۸۱	۰/۵۶۶	۰/۴	۰/۸	۰/۲۷۹	۰/۳۶۸	۰/۲۹۹	۷۰
۰/۴۷۱	۰/۴۸۶	۰/۵۲۱	۰/۵۲۱	۰/۵۹۸	۰/۴۲۹	۰/۸۵۸	۰/۲۹۵	۰/۳۹۴	۰/۳۲۵	۸۰
۰/۶۳۶	۰/۶۴۱	۰/۹۸۶	۰/۹۸۶	۰/۹۲۱	۰/۵۲۱	۱	۰/۳۹۴	۰/۵۶۶	۰/۳۴۸	۹۰

با بررسی جدول مذکور می‌توان دریافت که، قطعات بزرگتر از ورودی سنگ‌شکن در توده آتش‌کاری شده وجود دارد. بنابراین برای خردکردن قطعات درشت باید از چکش هیدرولیکی استفاده کرد که منجر به افزایش هزینه می‌شود. با بررسی دلایل مذکور، این الگوی آتش‌کاری به عنوان الگوی مناسب برای رسیدن به خردایش مطلوب در نظر گرفته نمی‌شود. نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش انفجار پیشنهادی دوم بر اساس اندازه ذرات (بر حسب متر) و درصد ذرات عبوری در شکل (۴-۵) نشان داده شده است



شکل (۴-۵) نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش الگوی پیشنهادی دوم

۵-۴- الگوی پیشنهادی سوم

الگوی محاسبه شده بر اساس قطر خرج را برای اجرا پیشنهاد می شود. پارامترهای طراحی این الگو در جدول (۵-۵) ارائه شده اند.

جدول (۵-۵) مشخصات سومین الگوی پیشنهادی اجرا شده در معدن

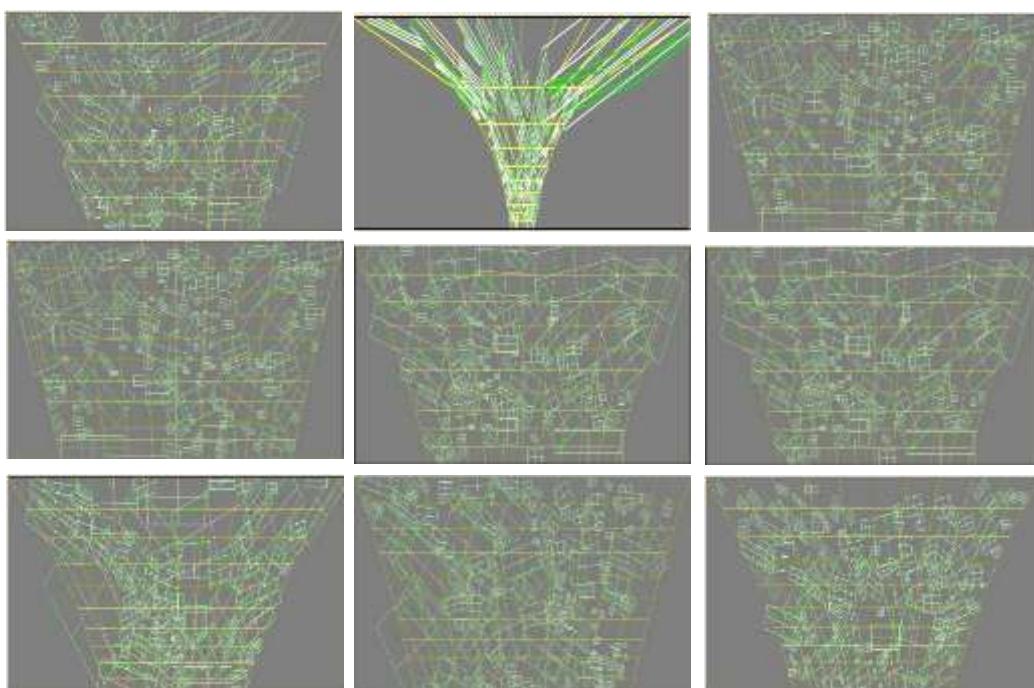
پارامتر	مقدار	پارامتر	مقدار
ارتفاع پله (متر)	۵	خرج ویژه (gr/cm^3)	۰/۴۵
طول چال (متر)	۵/۴	چگالی سنگ (gr/cm^3)	۲/۵
بارسنگ (متر)	۲	چگالی آنفو (gr/cm^3)	۰/۹
فاصله ردیفی چال ها (متر)	۲/۲	تعداد چال	۲۳۰
طول خرج گذاری (متر)	۳/۸	تعداد ردیف	۲۳
طول گل گذاری (متر)	۱/۶	تن آژ تولیدی	۱۷۰۰۰

۵-۴-۱- آنالیز تصاویر

عملیات عکس برداری از توده های آتش کاری شده برای تعیین خرد شدگی، قبل از بارگیری و در هنگام عملیات بارگیری انجام شد. از میان عکس های گرفته شده، در هر انفجار ۹ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری به منظور آنالیز تصویری در نرم افزار Gold Size انتخاب شدند. مدل سازی سنگ های خرد شده با در نظر گرفتن دو توپ به قطر ۱۷ سانتی متر به عنوان مقیاس در این نرم افزار انجام شد. تصاویر برداشت شده از کپه انفجار سوم در شکل (۵-۷) و آنالیز آن ها در شکل (۵-۸) نشان داده شده اند.



شکل (۵-۷) تصاویر برداشت شده از کپه آتش کاری شده الگوی پیشنهادی سوم



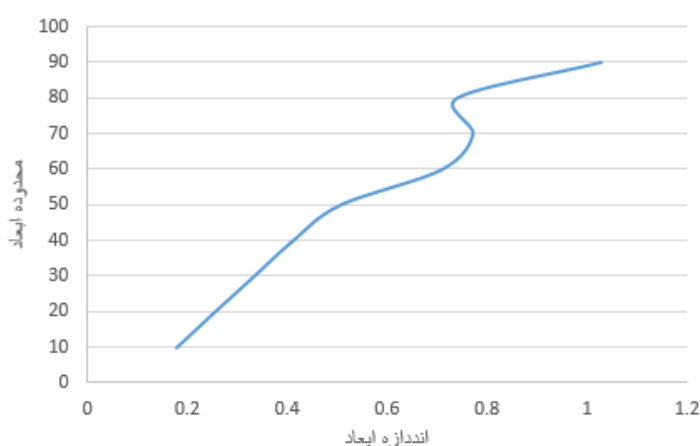
شکل (۵-۸) آنالیز تصاویر برداشت شده از توده آتش کاری الگوی سوم توسط نرم افزار GOLD SIZE

میانگین بازدهی خردایش برای این انفجار در خروجی نرم افزار برابر $50/92$ درصد می باشد. با توجه به خروجی نرم افزار، محدوده ابعاد خردایش حاصل از انفجار شماره سوم در جدول (۵-۶) بیان شده است.

جدول (۵-۶) محدوده ابعاد خردایش در الگوی انفجاری سوم

محدوده ابعاد (%)	عکس ۱	عکس ۲	عکس ۳	عکس ۴	عکس ۵	عکس ۶	عکس ۷	عکس ۸	عکس ۹	میانگین ابعاد
اندازه ابعاد (m)										
۱۰	۰/۱۴۵	۰/۲۲۶	۰/۱۱	۰/۲۷۱	۰/۱۶	۰/۲۰۸	۰/۱۹۴	۰/۱۳۹	۰/۱۳۷	۰/۱۷۶
۲۰	۰/۱۷۶	۰/۳۲	۰/۱۶۹	۰/۴۲۳	۰/۲۲۳	۰/۳۲	۰/۲۷۵	۰/۱۹۴	۰/۱۸۱	۰/۲۵۳
۳۰	۰/۲۰۵	۰/۴۲۳	۰/۱۹۴	۰/۶۳۲	۰/۲۹۹	۰/۴۲۳	۰/۳۲۵	۰/۲۷۹	۰/۲۰۸	۰/۳۳۲
۴۰	۰/۲۶۷	۰/۵۲۸	۰/۲۳۹	۰/۷۵۷	۰/۳۴۸	۰/۶۰۶	۰/۳۴۸	۰/۳۴۳	۰/۲۵۶	۰/۴۱۰
۵۰	۰/۳۲۵	۰/۷۷۹	۰/۲۵۶	۰/۸۷	۰/۴۲۳	۰/۷۴۷	۰/۴۵۳	۰/۳۶۸	۰/۳۲۵	۰/۵۰۵
۶۰	۰/۳۶۸	۱	۰/۳۴۸	۲	۰/۴۸۶	۰/۸۱۲	۰/۶۰۶	۰/۳۹۴	۰/۳۶۸	۰/۷۰۹
۷۰	۰/۳۹۴	۱/۱۳۲	۰/۴۰۱	۲	۰/۵۲۱	۰/۹۲	۰/۶۸۷	۰/۴۵۳	۰/۴۲۹	۰/۷۷
۸۰	۰/۵۵	۱/۴۹۵	۰/۴۸۶	۲	۰/۶۰۶	۰/۹۸۶	۰/۷۴۷	۰/۵۹۸	۰/۵۲۸	۰/۷۳
۹۰	۰/۶۸۷	۱/۴۹۵	۰/۵۹۸	۲	۰/۷۴۷	۱/۱۳۲	۰/۹۸۶	۰/۸۵۸	۰/۷۴۷	۱/۰۲

با بررسی جدول مذکور می‌توان دریافت که، قطعات بزرگتر از ورودی سنگ‌شکن در توده آتش‌کاری شده وجود دارد. بنابراین برای خردکردن قطعات درشت باید از چکش هیدرولیکی استفاده کرد که منجر به افزایش هزینه می‌شود. با بررسی دلایل مذکور، این الگوی آتش‌کاری به عنوان الگوی مناسب برای رسیدن به خردایش مطلوب در نظر گرفته نمی‌شود. نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش انفجار سوم در شکل (۵-۹) نشان داده شده است.



شکل (۵-۹) نمودار توزیع دانه‌بندی خردایش الگوی پیشنهادی سوم

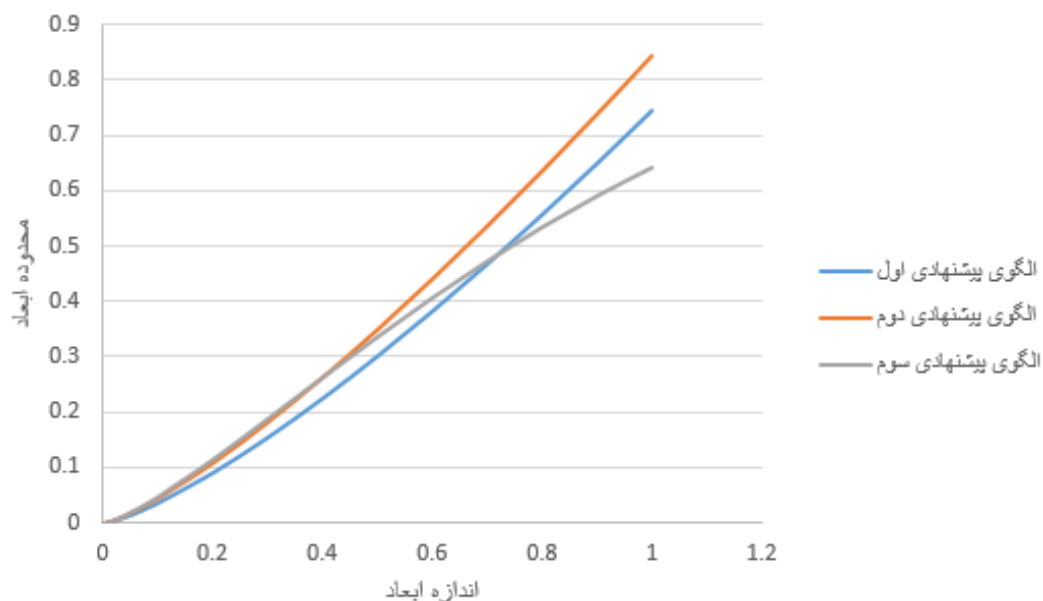
۵-۵- پیش‌بینی میزان خردایش حاصل از الگوی پیشنهادی بر اساس مدل تجربی کاز-رام اصلاح

شده

با توجه به این که خردایش الگوهای انفجاری از مدل کاز رام اصلاح شده پیروی می‌کند، بنابراین از این مدل برای پیش‌بینی خردایش استفاده شد که نتایج حاصل از این سه الگوی پیشنهادی در جدول (۷-۵) و همچنین نمودار آن‌ها در شکل (۵-۱۰) بیان شده است.

جدول (۷-۵) نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش بر اساس مدل کاز رام اصلاح شده

اندازه ابعاد	الگوی پیشنهادی اول	الگوی پیشنهادی دوم	الگوی پیشنهادی سوم
R(X)%			
۰/۰۰۱	۰/۰۰۰۰۸	۰/۰۰۰۱۲۷	۰/۰۰۰۱۱
۰/۰۰۵	۰/۰۰۰۰۷	۰/۰۰۰۰۹۹	۰/۰۰۰۰۹۲
۰/۰۱	۰/۰۰۱۸	۰/۰۰۲۳	۰/۰۰۲۳۱
۰/۰۲	۰/۰۰۴۴	۰/۰۰۵۷	۰/۰۰۵۷۸
۰/۰۳	۰/۰۰۷۶	۰/۰۰۹۷	۰/۰۰۹۸
۰/۰۴	۰/۰۱۱۱	۰/۰۱۴۰	۰/۰۱۴۴
۰/۰۵	۰/۰۱۴۸	۰/۰۱۸۶	۰/۰۱۹۳
۰/۰۶	۰/۰۱۸۸	۰/۰۲۳۴	۰/۰۲۴۴
۰/۰۷	۰/۰۲۳۰۹۵	۰/۰۲۸۶	۰/۰۲۹۹
۰/۰۸	۰/۰۲۷۴۹	۰/۰۳۳۹	۰/۰۳۵۶
۰/۰۹	۰/۰۳۲۰	۰/۰۳۹۳	۰/۰۴۱۵
۰/۱	۰/۰۳۶۸	۰/۰۴۵۰	۰/۰۴۷۸
۰/۲	۰/۰۹۱۰	۰/۱۰۸۹	۰/۱۱۴
۰/۳	۰/۱۵۴۶	۰/۱۸۲۶	۰/۱۸۸
۰/۴	۰/۲۲۵۱	۰/۲۶۳۴	۰/۲۶۲
۰/۵	۰/۳۰۱۳	۰/۳۴۹۹	۰/۳۳۵
۰/۶	۰/۳۸۲۲	۰/۴۴۱۲	۰/۴۰۵
۰/۷	۰/۴۶۷۳	۰/۵۳۶۷	۰/۴۷۱
۰/۸	۰/۵۵۶۲	۰/۶۳۶۰	۰/۵۳۳
۰/۹	۰/۶۴۸۵	۰/۷۳۸۶	۰/۵۸۹
۱	۰/۷۴۳۹	۰/۸۴۴۴	۰/۶۴۰



شکل (۵-۱۰) نمودار توزیع دانه‌بندی حاصل از خردایش بر اساس مدل کاز-رام اصلاح شده

۵-۶- مقایسه خردایش

با توجه به بازده انفجار بدست آمده توسط نرم‌افزار ، جدول‌ها و نمودار توزیع دانه‌بندی می‌توان نتیجه گرفت که خردایش در الگوی انفجاری اول نسبت به سایر الگوهای پیشنهادی و الگوهای اجرایی رایج در معدن مناسب‌تر است.

فصل ششم: نتیجه‌گیری و پیشنهادات

۶-۱- نتیجه‌گیری

همان‌طور که در فصل اول بیان شد، بلوک استخراجی مورد مطالعه در معدن سنگ آهک سیستان در فاصله ۵ کیلومتری از کارخانه و ۳ کیلومتری از تاسیسات معدن قرار دارد. بنابراین پیامدهایی نظیر پرتاب سنگ، لرزش زمین و لرزش هوا دارای درجه اهمیت پائینی هستند و با توجه به اهمیت موضوع خردایش مواد آتش‌کاری شده، اجرای الگوی چالزنی و آتش‌کاری مناسب در این معدن ضروری است. بنابراین رسیدن به الگوی چالزنی و آتش‌کاری با خردایش مناسب، اولویت اصلی این تحقیق است.

ابتدا ضمن مرور کلیات، به معرفی معدن سنگ آهک کارخانه سیمان سیستان پرداخته شد. با بررسی چهار الگوی چالزنی و آتش‌کاری رایج در معدن سنگ آهک سیستان توسط نرم‌افزار GOLD SIZE، وضعیت خردایش حاصل از آتش‌کاری در معدن سنگ آهک سیستان مشخص می‌شود. با بررسی خردایش حاصل از اجرای الگوهای چالزنی و آتش‌کاری رایج در معدن می‌توان دریافت که الگوهای آتش‌کاری رایج در معدن دارای خردایش مناسب برای ورودی دهانه سنگ‌شکن نیستند. در ادامه با بررسی مدل‌های تجربی پیش‌بینی خردایش حاصل از انفجار، مدل کازرام اصلاح‌شده به عنوان مدل تجربی پیش‌بینی خردایش انتخاب شد. در نهایت با توجه به شرایط و محدودیت‌های موجود در معدن سنگ آهک سیستان توسط فرمول‌های تجربی، تعدادی الگو طراحی و برای اجرا انتخاب شدند. در نهایت با مقایسه نتایج الگوهای پیشنهادی اجرا شده با الگوهای رایج در معدن سنگ آهک سیستان، الگوی پیشنهادی اول با توجه به داشتن خردایش مناسب نسبت به سایر الگوها به عنوان الگوی چالزنی و آتش‌کاری مناسب معرفی شد.

۶-۲- پیشنهادات

تعداد پروژه‌های انجام‌شده توسط دانشجویان در معدن سنگ آهک سیستان کم است. لذا موضوعات بسیاری برای تعریف به صورت پروژه‌های تحقیقاتی موجود است. بنابراین محققین و دانشجویانی که علاقه‌مند به فعالیت در معدن مذکور هستند، از پیشنهاداتی که تعدادی از آن‌ها در زیر بیان می‌شوند، ایده بگیرند.

۱- با توجه به اینکه درصد مواد اضافه و مقاومت سنگ آهک دو بلوک استخراجی معدن سنگ آهک سیستان تفاوت قابل توجهی ندارند، بنابراین در پروژه‌های مختلف الگوهای مناسب چالزنی و آتش‌کاری را در هر یک از بلوک‌ها پیشنهاد داد.

۲- از سیستم‌های آتش‌کاری کم تاخیری، نانل به جای سیستم آتش‌کاری تاخیری استفاده کرد.

منابع:

- استوار، ر. (۱۳۸۹). "آتش کاری در معادن". جلد ۱. انتشارات جهاد دانشگاهی صنعتی امیر کبیر. چاپ نهم.
- استوار، ر. (۱۳۹۲). "آتش کاری در معادن". جلد ۲. انتشارات جهاد دانشگاهی صنعتی امیر کبیر. چاپ نهم.
- اصانلو، م. (۱۳۷۴). طراحی، برنامه ریزی و روش های استخراج معادن سطحی. جلد ۱. اقتصادی، م. (۱۳۹۰). تخمین خطاهای آنالیز تصویری برای تعیین توزیع ابعاد سنگ خرد شده پس از انفجار با استفاده از رگرسیون غیر خطی و منطق فازی. رساله کارشناسی ارشد، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه شهید باهنر کرمان.
- جعفری، س. شریفزاده، م. مدنی، ح. شهریار، ک. مرتضوی، ع. ناصرinia، ه. (۱۳۸۶). مقررات فنی مواد منفجره و آتش کاری. نشریه شماره ۴۱۰.
- حکمت، آ. (۱۳۸۲). پیش بینی بازدهی سیستم بارگیری (شاول) بر اساس سنگ های منفجر شده بزرگ مقیاس در معدن سنگ آهن گل گهر. رساله کارشناسی ارشد، دانشکده مهندسی معدن، متالورژی و نفت، دانشگاه صنعتی امیر کبیر.
- زینلی، حبیب الله. جوانشیر گیو، محمد. امینی، احسان. (۱۳۹۴). تعیین میزان خردایش حاصل از انفجار ماده ی معدنی به روش آنالیز تصویری با استفاده از نرم افزار Split desktop و شاخص قابلیت انفجار (BI) در معدن سنگ آهک خرپشت، دومین همایش ملی طمین شناسی و اکتشاف منابع. شیراز. مرکز همایش های علمی همایش نگار.
- شکوهی، د. حسینی صدرآبادی، س. حیدری دستجردی، م. ح. (۱۳۹۱). بهینه سازی عملیات حفاری و انفجار سنگ آهن علی آباد با استفاده از نرم افزار DELPAT3. اولین کنفرانس فناوری های معدن - کاری ایران.

عطایی، م. حسینی، س. م. (۱۳۹۰). عملیات و تحلیل‌های اقتصادی در معادن روباز. نشر جهاد دانشگاهی واحد صنعتی امیر کبیر، چاپ اول.

غیاثی، مجید. طاهری مقدر، محسن. جهانی، مصطفی. پورزمانی، اسحاق. اعتبارسنجی و کالیبره کردن نرم‌افزار آنالیز تصویری GOLD SIZE جهت تعیین توزیع ابعادی جبهه‌کار خردشده معدن شماره یک گل‌گهر. دانشگاه آزاد اسلامی واحد تبریز.

مرادجو نمین، امید. منجری، مسعود. رستم‌آبادی، درگاهی، مهدیار. (۱۳۹۳). مقایسه بین روش‌های تجربی پیش‌بینی خردایش سنگ ناشی از انفجار در معدن مس سونگون. پنجمین کنفرانس مهندسی معدن. مصلی امام خمینی تهران.

مهیب، مسعود. نوفرستی، حسین. (۱۳۹۴). "پیش‌بینی خردایش سنگ حاصل از آتش‌باری با استفاده از شبکه عصبی مصنوعی مطالعه موردی: معدن باغک، سنگان خواف"، سومین کنفرانس معادن روباز ایران، کرمان، بخش مهندسی، دانشگاه شهید باهنر کرمان.

نجفی، ف. و یاراحمدی بافقی، ع. و محمدی، د. (۱۳۹۳). "پیش‌بینی خردایش حاصل از آتش‌باری در معدن مس سونگون با استفاده از رگرسیون خطی چندگانه"، پنجمین کنفرانس مکانیک سنگ ایران، تهران، انجمن مکانیک سنگ ایران، دانشگاه تربیت مدرس.

Adhikari, G.R. and Venkatesh, H.S. (1995), "An approach for optimizing a bladt design for surface mines". The Indian Mining & Engineering Journal, February, P 25-28.

Biran, K.K. (1994). "Advancements in drilling and blasting technology", The Indian Mining & Engineering Journal, July, p 20-29.

Bilim, N., Çelik, A., & Kekeç, B. (2017). A study in cost analysis of aggregate production as depending on drilling and blasting design. *Journal of African Earth Sciences*, 134, 564-572.

Catusus, P. S. (2004). "experimetal Analysis of fragmentation, vibration and Rock movement in open pit blasting". Thesis Doctoral, derartment of mining engineering: madrid universuty of polytechnic.

- Cunningham, C. B. (1983). " The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting".The International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Vol.2, Lulea, Sweden, P 439-453.
- Gokhale, B. V. (2011)." Rotary Drilling and Blasting in Larg Surface Mines". CRC Press/Balkema Publishers.
- Hustrulid, W. (1999). "Blasting principles for open pit mining". Volume1, A.A. Balkema.
- John Paul, L. Jan Van, M. and Sebastien, D. (2006).”Predictionoffragmentationand yield curves with reference to armourstone production”. Engineering Geology 87, P 60-74.
- Karyampudi, P., & Reddy, A. A. K. (1999). Toe formation on blasted benches and its elimination: a practical approach. Mining Engineers’ Journal, November, 21-27.
- Kuznetsov, V. M. (1973). The mean diameter of the fragments formed by blasting rock. Journal of Mining Science, 9(2), 144-14.
- Latham, J. P., Van Meulen, J., & Dupray, S. (2006). Prediction of fragmentation and yield curves with reference to armourstone production. Engineering geology, 87(1), 60-74.
- Lilly, P. A. (1986). "An empirical method of assessing rock mass blastability". in.Davidson, J.R. (editor) Proceedings AusIMM/I.E. Australia Newman Combined Group Large Open Pit Mining Conference, P 89-92.
- Lopez Jimeno, C. Lopez Jimeno, E. Carcedo, F. J. (1995). "Drilling and Blasting Of Rock". A.A.Balkema Publishers.
- Olofsson, S. O. (1995). "Applied Explosives Technology For Construction And Mining". Second Edition, Monographic book, APPLEX, ÄRLA, Sweden.
- Pal,U.K.andGhosh,N.(2002),“Optimization of blast design parameters at Sonepur Bazariopencastproject”,TheIndian Mining & Engineering Journal, September, P 36-41.
- Pradhan,G.K.(2002),“Surfaceminedrillingandblasting;the Indianscenario”,The Indian Mining & Engineering Journal, December, P 23-28.
- Scoble, M.J. Lizotte, Y.C. Paventi, M. and Mohanty, B.B.(1997). " Measurement of blast damage ". Mining Engineering 49 , P 103-108.
- Sethi,N.N. and Dey,N.C.(2004),“A stimulated studies on blast design operation in open cast iron ore mine”,The Indian Mining & Engineering Journal,January,P 17-23.

Singh, A.K. and Dhillon, P.S. (1996), “Case studies on safety and optimization of explosive in large opencut and underground mines”, Drilling and Blasting, MINTECH publications, Bhubaneswar, India, P 117-123.

Thote, N.R. and Singh, D.P. (1997), “Necessity of blast fragmentation assessment and correlation of rock parameters with blasting performances-a practical approach”, The Indian Mining & Engineering Journal, September, P 19-23.

Verma, R.K. (1993), “Performance ratings of explosives”, The Indian Mining & Engineering Journal, November, P 49-52.

WWW. zabolcement.com

Abstract:

Drilling, blasting, loading and hauling, are 4 basic steps in the Extraction of Mines. Drilling and blasting at the open pit mines of the most sensitive activities that directly or indirectly in other areas of extraction are related to it. so optimization drilling and blasting can have a greater impact on reducing the volume of drilling, the use of explosives, size distribution and ultimately surface mining extraction costs. In general, open pit mine blasting pattern design using formulas, the same experiences work by hand, using computer such as neural network will perform.

The goal of this project is to provide a suitable pattern of drilling and blasting to achieve its proper Fragmentation. First, by a general review, the limestone mining of Sistan Cement Factory is under consideration. Then by studying common types of drilling and blasting in the mine by GOLD SIZE software the modified KAZ-RAM model is chosen as the best experimental model for predicting grinding. In the following three existing drilling and blasting patterns that gained by experimental relations are implemented in Sistan mine. Eventually by comparing the results of conventional drilling and blasting patterns in the mine, one of the drilling and blasting performed in Sistan limestone is selected due to its proper Fragmentation as a suitable drilling and blasting pattern.

Keywords: Drilling and Blasting, Fragmentation, Prediction of fragmentation, GOLD SIZE Software, limestone mine of Sistan cement factory.



Shahrood University of Thechnology
Faculy of mining, Petroluem and Geophysics Engineering

MSc Thesis Mining Exploration

Development of suitable drilling and blasting pattern for limestone
mine of Sistan cement factory with regard to the technical parameters

By:
Adel Salamezhad

Supervsiors:

Dr. Farhang Sereshki
Dr. Reza khaloukakaie

September 2017