

صلى الله عليه وسلم



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان نامه کارشناسی ارشد استخراج مواد معدنی

بهینه‌سازی دانه‌بندی حاصل از خردایش سنگ به منظور کاهش هزینه‌های  
آتشکاری در معادن روباز (مطالعه موردی: معادن بوکسیت جاجرم)

نگارنده:

محمد بابائیان

اساتید راهنما:

دکتر فرهنگ سرشکی

دکتر محمد عطائی

اساتید مشاور:

دکتر سید هادی حسینی

مهندس امین درویشی

شهریور ۱۳۹۷

شماره: ۰۴۶۹۷۳۰۹۱  
تاریخ: ۴۷/۶/۲۰

باسمه تعالی



مدیریت تحصیلات تکمیلی

فرم شماره (۳) صورتجلسه نهایی دفاع از پایان نامه دوره کارشناسی ارشد

با نام و یاد خداوند متعال، ارزیابی جلسه دفاع از پایان نامه کارشناسی ارشد آقای محمد بابائیان با شماره دانشجویی ۹۴۰۳۲۳۴ رشته مهندسی معدن گرایش استخراج تحت عنوان بهینه‌سازی دانه‌بندی حاصل از خردایش سنگ به منظور کاهش هزینه‌های آتشفشانی در معادن روباز (مطالعه موردی: معادن بوکسیت جاجرم) که در تاریخ ۹۷/۰۶/۲۰ با حضور هیأت محترم داوران در دانشگاه صنعتی شاهرود برگزار گردید به شرح ذیل اعلام می‌گردد:

قبول (با درجه: عالی)  مردود   
توجع تحقیق: نظری  عملی

عضو هیأت داوران	نام و نام خانوادگی	مرتبه علمی	امضاء
۱- استاد اهنمای اول	دکتر فرهنگ سرشکی	استاد	
۲- استاد اهنمای دوم	دکتر محمد عطایی	استاد	
۳- استاد مشاور	دکتر سید هادی حسینی	استادیار	
۴- استاد مشاور	مهندس امین درویشی	-	
۵- نماینده تحصیلات تکمیلی	دکتر اصغر عزیزی	استادیار	
۶- استاد ممتحن اول	دکتر رضا خالو کاکائی	استاد	
۷- استاد ممتحن دوم	دکتر رامین رفیعی	استادیار	

نام و نام خانوادگی رئیس دانشکده: محمد عطایی

تاریخ و امضاء و مهر دانشکده:

تیمبر: فر صورتی که کسی مردود شود حداکثر یکبار دیگر (در مدت مجاز تحصیلی) می‌تواند از پایان نامه خود دفاع نماید (دفاع مجدد نباید زودتر از ۴ ماه برگزار شود).



## تقدیم به:

جامعه مهندسی معدن ایران

تعبیر بزرگ یک مهندس در مقایسه با صاحبان دیگر مشاغل در این است که کارهای وی ناپوشیده و در معرض دید بنگان است. اعمال او، قدم به قدم به شکل ماده سفت است. او نمی تواند مانند یک پزشک اشتباهاتش را در قهر کور پنهان سازد. او نمی تواند خطاهایش را مانند یک وکیل با جرو بحث ناپدید سازد و خطا را بر گردن قاضی بیندازد. او نمی تواند مانند یک معمار خطاهایش را با درختان و پچک ها پوشاند. او نمی تواند مانند یک سیاستمدار کاستی های خود را با تمسک به رقتیب پرده پوشانی کند و امیدوار باشد که مردم فراموش کنند. مهندس نمی تواند از پذیرفتن خطایش طفره رود. اگر کارهای مهندس کار نکنند، او ملعون است.

و در سرانجام تقدیم به:

اونی که ندانسته و نخواست باعث این همه سختی و خیرشده، دیونم و فراموش نخواهم کرد (م-ب)

## تقدیر و تشکر:

باشکر و سپاس فراوان به درگاه حق تعالی که بزرگترین یارم در آغاز و پایان هر کاریست.

ابتدا لازم میدانم از دو وجود مقدس، پدر و مادرم که مویشتان سپید شد تا من روسفید شوم و عاشقانم برام سوختند و بهنجین از دیگر اعضای خانواده ام که از همه جهات مرا کمک کردند، تا من به جایگاهی که اکنون در آن ایستاده ام برسم، سپاسگزاری کنم. بوسه بر دستان پرمهرشان.

برای اساتید راہنما و مشاور فریخته و فرزانه ام جناب آقای دکتر فرہنگ سرشکی، جناب آقای دکتر محمد عطائی، جناب آقای دکتر سید ہادی حسینی و مهندس امین درویشی که در این مسیر پر فراز و نشیب و در طی مراحل مختلف این پایان نامه و بهنجین جناب آقای دکتر رضا خالو و کاکانی در طی دوران تحصیل اینجانب در مقطع کارشناسی ارشد محظای از راہنمایی، پشتیبانی و تشویق من دریغ نکرده اند با کمال تقدیر و تشکر، آرزوی توفیق روز افزون را از خداوند متعال برایشان خواہانم.

در نہایت، از ہکاری شرکت الوینمای جاجرم به خصوص جناب آقای مهندس خانی در تمہید اطلاعات مورد نیاز این پایان نامه و بهنجین از تمامی دوستان عزیزم به خصوص مهندس فرزاد ستودہ کہ یاور ہمیشگی ام در طی تحصیل دوران دانشگاه بوده اند، کمال تشکر را دارم.

شہای ہجر را گذر اندیم و زندہ ایم	مارا بہ سخت جانی خود این گمان نبود
من کیستم از خویش بہ تنگ آمدہ ای	دیوانہ با خرد بہ جنک آمدہ ای
دوشینہ بہ کوی یار از ر شکم کشت	نالیدن پای دل بہ سنگ آمدہ ای

## تعهدنامه

اینجانب محمد بابائیان دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته‌ی مهندسی معدن گرایش استخراج مواد معدنی دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه با موضوع بهینه‌سازی دانه‌بندی حاصل از خردایش سنگ به منظور کاهش هزینه‌های آتشفکری در معادن روباز (مطالعه موردی: معادن بوکسیت جاجرم) تحت راهنمایی دکتر فرهنگ سرشکی و دکتر محمد عطائی متعهد می‌شوم:

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

تاریخ:

امضاء دانشجو

### مالکیت نتایج و حق نشر

- کلیه حقوق معنوی این اثر و محصولات آن (مقالات، مستخرج، کتاب، برنامه‌های رایانه ای، 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 نتایج موجود در پایان نامه بدون ذکر مرجع مجاز نمی‌باشد.

## چکیده

هدف اصلی از انجام عملیات انفجار در معادن، خردایش سنگ و حصول ابعاد سنگ خرد شده مورد نیاز است که در نهایت به بهینه سازی هزینه‌های کلی معدن کاری منجر می‌شود. برای بدست آمدن خردایش مطلوب باید ارتباط دقیقی میان الگوی آتشیاری و خردایش در نظر گرفته شود که می‌توان این ارتباط را از طریق توزیع دانه‌بندی سنگ بیان کرد. بدین منظور تا کنون مدلی که بتواند توزیع خردایش سنگ را در همه معادن ارائه کند، وجود ندارد. یکی از اهداف این تحقیق بررسی کارایی توزیع دانه‌بندی خردایش با استفاده از تابع روزین راملر با توجه به آنالیز تصویری است. در راستای تحقق این هدف، برای بدست آوردن مقدار شاخص یکنواختی و همچنین متوسط ابعاد خردایش در معدن بوکسیت جاجرم، ابتدا پارامترهای لازم در معدن جمع‌آوری و سپس، از توده سنگ خرد شده عکس‌برداری و با استفاده از نرم‌افزار آنالیز تصویری *Split Desktop* توزیع خردایش و همچنین شاخص یکنواختی و متوسط ابعاد خردایش بدست آمد. در نهایت به دلیل اینکه مقادیر مدل‌های تجربی با مقدار آنالیز تصویری دارای اختلاف زیادی بود، یک مدل رگرسیونی برای معدن پیشنهاد شد. مدل رگرسیونی پیشنهادی، با توجه به مقدار متوسط ابعاد خرد شده و شاخص یکنواختی بدست‌آمده از آنالیز تصویری عملکرد بهتری را دارا بود و به عنوان مدل پیش‌بینی‌گر توزیع خردایش سنگ معدن بوکسیت جاجرم در نظر گرفته شد. همچنین بعد از طراحی الگو و اجرای چهار الگوی آزمایشی در معدن با بررسی میزان خردایش سنگ و همچنین بررسی قیمت تمام شده یک تن بوکسیت، الگوی انفجاری چهارم با عبور حداقل ۷۹ درصد مواد خردشده از دهانه سنگ شکن فکی و با در نظر گرفتن هزینه کمتر نسبت به مقدار میانگین معادن بوکسیت جاجرم به عنوان الگوی پیشنهادی معدن در نظر گرفته شد.

**کلمات کلیدی:** خردایش، معدن بوکسیت جاجرم، طراحی الگو، *Split Desktop*، مدل رگرسیونی

## مقالات استخراج شده از پایان نامه

Babaeian, m. Sereshki, f. Ataei, m. Sotoudeh, f. Mohammadi, s (2018). A New Modified Approach to predict Open-Pit Blasting Uniformity Index Based on Image Analysis and Regression Methods; A Case Study. International Congress on Science and Engineering HAMBURG – GERMANY, March.

Babaeian, m. Ataei, m. Sereshki, f. Sotoudeh, f. Mohammadi, s (2018). Introducing a new framework to evaluate rock fragmentation by blasting in open pit mines. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering.

بابائیان، م. عطایی، م. سرشکی، ف. محمدی، س. (۱۳۹۷). اولین کنفرانس ملی مدلسازی در

مهندسی معدن و علوم وابسته، اردیبهشت ماه.



## فهرست مطالب

۱	فصل اول: کلیات	۱
۲	۱-۱ مقدمه	۲
۳	۲-۱ بیان مسئله	۳
۴	۳-۱ ضرورت انجام تحقیق	۴
۴	۴-۱ اهداف انجام تحقیق	۴
۵	۵-۱ روش تحقیق	۵
۵	۶-۱ ساختار تحقیق	۵
۷	فصل دوم: مروری بر مطالعه‌های انجام شده	۷
۸	۱-۲ مقدمه	۸
۸	۲-۲ طراحی الگو	۸
۱۱	۳-۲ پارامترهای طراحی	۱۱
۱۲	۱-۳-۲ ارتفاع پله	۱۲
۱۲	۲-۳-۲ قطر چال	۱۲
۱۳	۳-۳-۲ بارسنگ	۱۳
۱۳	۴-۳-۲ فاصله جناحی چال‌ها	۱۳
۱۵	۵-۳-۲ اضافه حفاری	۱۵
۱۵	۶-۳-۲ خرج ویژه	۱۵
۱۶	۷-۳-۲ گل‌گذاری	۱۶
۱۷	۸-۳-۲ توزیع مواد منفجره در چال	۱۷
۱۷	۹-۳-۲ محاسبه وزن ستون خرج	۱۷
۱۸	۱۰-۳-۲ خرج ته چال	۱۸
۱۸	۱۱-۳-۲ خرج میان چال	۱۸
۱۸	۴-۲ روش‌های تعیین خردشدگی	۱۸
۱۹	۵-۲ روش‌های ارزیابی خردایش	۱۹
۲۰	۱-۵-۲ روش‌های غیر مستقیم	۲۰
۲۰	۱-۱-۵-۲ تابع نمایی رزین - راملر	۲۰
۲۱	۲-۱-۵-۲ تابع توزیع سوئبرگ	۲۱
۲۶	۲-۵-۲ روش مستقیم	۲۶
۲۷	۶-۲ بررسی عملیات سنگ‌شکنی	۲۷
۲۷	۷-۲ هزینه‌های عملیات معدن کاری	۲۷
۲۸	۸-۲ جمع‌بندی	۲۸

۳۱	فصل سوم: منطقه مورد مطالعه و برداشت‌های صحرایی
۳۱	۱-۳ مقدمه
۳۲	۲-۳ منطقه مورد مطالعه
۳۲	۳-۳ برداشت صحرایی
۳۴	۱-۳-۳ درزه‌نگاری
۳۵	۱-۳-۳ تأثیر سیستم درزه‌ها بر فرایند چالزنی و انفجار در معادن
۳۷	۲-۳-۳ درزه‌نگاری در معادن بوکسیت جاجرم
۳۹	۲-۳-۳ برداشت عملیات معدنکاری
۳۹	۱-۲-۳-۳ برداشت‌های مربوط به چالزنی
۴۰	۲-۲-۳-۳ برداشت‌های مربوط به انفجار
۴۱	۳-۲-۳-۳ برداشت‌های سنگشکنی
۵۵	۴-۳ جمع‌بندی
۵۹	فصل چهارم: آنالیز داده‌های برداشت شده
۶۰	۱-۴ مقدمه
۶۰	۲-۴ تعیین و پیش‌بینی دانه‌بندی حاصل از انفجار
۶۱	۱-۲-۴ تعیین ابعاد خردایش
۶۳	۲-۲-۴ پیش‌بینی ابعاد دانه‌بندی حاصل از انفجار
۶۶	۳-۴ ارائه مدل پیش‌بینی خردایش
۶۷	۱-۳-۴ تعیین متغیر ورودی
۷۳	۲-۳-۴ توسعه مدل‌های آماری
۷۴	۱-۲-۳-۴ رگرسیون تک متغیره
۷۴	۲-۲-۳-۴ رگرسیون چند متغیره خطی
۸۲	۳-۲-۳-۴ رگرسیون چند متغیره غیرخطی
۸۸	۳-۳-۴ انتخاب بهترین مدل بر اساس شرایط موجود در معدن
۹۱	۴-۴ قیمت تمام شده هر تن بوکسیت
۹۳	۱-۴-۴ قیمت تمام شده بوکسیت در انفجار اول
۹۴	۵-۴ جمع‌بندی
۹۵	فصل پنجم: طراحی الگو و کمینه‌سازی هزینه‌های خردایش
۹۶	۱-۵ مقدمه
۹۶	۲-۵ بررسی وضعیت درزه‌ها در معدن تاگویی ۲
۹۸	۳-۵ طراحی الگوی مناسب چالزنی و آتشکاری برای معدن بوکسیت جاجرم
۹۹	۱-۳-۵ اجرای الگوی پیشنهادی اول
۹۹	۱-۱-۳-۵ پیش‌بینی ابعاد خردایش در اولین انفجار آزمایشی

۱۰۱.....	۲-۱-۳-۵ آنالیز تصاویر و بررسی خردایش سنگ
۱۰۴.....	۳-۱-۳-۵ آنالیز سرنندی و تعیین ابعاد دانه‌بندی
۱۰۴.....	۴-۱-۳-۵ قیمت تمام شده بوکسیت
۱۰۶.....	۴-۵ جمع‌بندی
۱۰۹.....	۶ فصل ششم: نتیجه‌گیری و پیشنهادها
۱۱۳.....	۷ منابع
۱۱۹.....	۸ پیوست ۱
۱۲۵.....	۹ پیوست ۲
۱۲۷.....	۱۰ پیوست ۳
۱۳۵.....	۱۱ پیوست ۴
۱۴۵.....	۱۲ پیوست ۵
۱۵۷.....	۱۳ پیوست ۶
۱۶۳.....	۱۴ پیوست ۷
۱۷۱.....	۱۵ پیوست ۸

## فهرست شکل‌ها

- شکل ۱-۲: اجزای الگوی آتشفباری (Dyno Nobel, 2010). ..... ۱۲
- شکل ۲-۲: کاهش هزینه‌های عملیاتی با خرج ویژه (Lopez.C & Lopez.E, 1995). ..... ۱۶
- شکل ۳-۲: مراحل توسعه روش‌های پیش‌بینی خردایش حاصل از انفجار (عطایی و حسینی، ۱۳۹۰). ..... ۲۰
- شکل ۴-۲: تغییرات هزینه واحد خردشدگی به ازای حداکثر ابعاد، ناحیه A: فوق متعادل، ناحیه B: متعادل و ناحیه C: زیر متعادل (Lopez.C & Lopez.E, 1995). ..... ۲۸
- شکل ۵-۲: رابطه بین تأثیرات محیطی و نوع آتشفباری، ناحیه A: فوق متعادل، ناحیه B: متعادل و ناحیه C: زیر متعادل (Lopez.C & Lopez.E, 1995). ..... ۲۹
- شکل ۱-۳: موقعیت معدن بوکسیت جاجرم. .... ۳۳
- شکل ۲-۳: موقعیت جغرافیایی معادن گلبینی ۳، ۲ و ۶ - تاگویی ۱، ۲ و ۳. .... ۳۳
- شکل ۳-۳: حالات مختلف چالزنی و نتایج حاصل در سنگ‌های درزه‌دار (Lopez & Lopez, 1995). ..... ۳۶
- شکل ۴-۳: تصویر استریوگرافیک مربوط به درزه‌ها در خط برداشت معدن گلبینی ۲. .... ۳۸
- شکل ۱-۴: خردایش سنگ‌های حاصل از انفجار ماده معدنی بوکسیت در سینه‌کار غربی معدن گلبینی ۲. .... ۶۱
- شکل ۲-۴: مدل‌سازی عکس‌های خردایش توده‌سنگ در Split-Desktop در سینه‌کار غربی معدن گلبینی ۲. .... ۶۲
- شکل ۳-۴: نمودار توزیع دانه‌بندی ماده معدنی بوکسیت در سینه‌کار غربی معدن گلبینی ۲. .... ۶۲
- شکل ۴-۴: مقایسه مقدار متوسط ابعاد خردشده از رابطه کاز-رام، لارسون، سوئدیفو و آنالیز تصویری. .... ۶۴
- شکل ۵-۴: مقایسه شاخص یکنواختی به دست آمده از رابطه کونیگهام و آنالیز تصوی. .... ۶۵
- شکل ۶-۴: نتایج پیش‌بینی ابعاد خردایش ماده معدنی بوکسیت در معدن گلبینی ۲. .... ۶۶
- شکل ۷-۴: مراحل ارائه مدل خردایش جدید. .... ۶۸
- شکل ۸-۴: فاکتور عامل متغیرهای ورودی برای شاخص یکنواختی. .... ۶۹
- شکل ۹-۴: فاکتور عامل متغیرهای ورودی برای متوسط ابعاد خردشده. .... ۶۹
- شکل ۱۱-۴: نمودار مقایسه آنالیز تصویری و مدل رگرسیونی برای متوسط ابعاد خردایش. .... ۹۰
- شکل ۱۲-۴: نمودار مقایسه آنالیز تصویری و مدل رگرسیونی برای شاخص یکنواختی. .... ۹۰
- شکل ۱۳-۴: مقایسه نمودار توزیع دانه‌بندی تابع روزین حاصل از مدل رگرسیونی با آنالیز تصویری برای ۴ انفجار ارزیابی شده. .... ۹۲
- شکل ۱-۵: تصویر استریوگرافیک مربوط به درزه‌ها در خط برداشت جبهه‌کار ۲ (میانی) معدن تاگویی ۱، ۲. .... ۹۷

- شکل ۵-۲: تصویر استریوگرافیک مربوط به درزه‌ها در خط برداشت جبهه کار ۲ (میانی) معدن  
تاگویی ۲، ۲..... ۹۷
- شکل ۵-۳: نمودار پیش‌بینی توزیع خردایش اولین انفجار آزمایشی..... ۱۰۱
- شکل ۵-۴: خردایش سنگ‌های حاصل از اولین انفجار آزمایشی انفجار در جبهه کار ۲ معدن تاگویی  
..... ۱۰۲
- شکل ۵-۵: مدل‌سازی عکس‌های خردایش از اولین انفجار آزمایشی در Split-Desktop (جبهه کار  
۲ معدن تاگویی ۲)..... ۱۰۲
- شکل ۵-۶: نمودار توزیع دانه‌بندی اولین انفجار آزمایشی ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲  
معدن تاگویی ۲..... ۱۰۲
- شکل ۵-۷: الف) مغزه گرفته شده قبل از انفجار، ب) مغزه گرفته شده بعد از انفجار در جبهه کار ۲  
معدن تاگویی ۲..... ۱۰۴
- شکل ۵-۸: مقایسه هزینه‌های الگوهای آزمایشی با الگوی رایج در معادن بوکسیت جاجرم..... ۱۰۷

## فهرست جداول

جدول ۱-۲: روابط تجربی ارائه شده به منظور محاسبه بار سنگ.....	۱۴
جدول ۲-۲: ارتباط بین مقدار خرج ویژه و نوع سنگ.....	۱۶
جدول ۳-۲: مقادیر فاکتور سنگ با توجه به ساختار توده سنگ.....	۲۳
جدول ۴-۲: پارامترهای شاخص سنگ.....	۲۴
جدول ۱-۳: مطالعات انجام شده برای معادن مورد بررسی به صورت تفکیک.....	۳۴
جدول ۲-۳: کاربرد برداشت درزه در معادن بوکسیت جاجرم.....	۳۷
جدول ۳-۳: شیب و جهت شیب درزه‌ها در خط برداشت معدن گلپینی ۲.....	۳۸
جدول ۴-۳: فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها در خط برداشت‌های برداشت شده.....	۳۹
جدول ۵-۳: فراوانی دهانه بازشدگی، وضعیت پرشدگی درزه‌ها، هوازدگی و رطوبت محیط.....	۳۹
جدول ۶-۳: کاربرد ثبت عملیات چالزنی در معادن بوکسیت جاجرم.....	۴۰
جدول ۷-۳: کاربرد ثبت عملیات چالزنی در معدن گلپینی ۲.....	۴۰
جدول ۸-۳: کاربرد اطلاعات الگوی آتشفشانی توده‌سنگ بوکسیت در معدن گلپینی ۲ در افق.....	۴۱
۱۱۰۸.....	
جدول ۱۱-۳: توزیع دانه‌بندی محصول‌های سنگ‌شکن فکی، مواد درشت برگشتی و خاکه ۱۰-.....	۴۳
میلی‌متر بار ورودی گلپینی ۶.....	۴۳
جدول ۱۲-۳: توزیع دانه‌بندی خوراک و محصول سنگ‌شکن‌های مخروطی، دانه‌درشت برگشتی به دانه‌ریز و محصول نهایی بار ورودی گلپینی ۶.....	۴۴
جدول ۱۳-۳: توزیع دانه‌بندی مواد روسرندی (سرندمادر ۱۰- میلی‌متر) بار ورودی تاگویی ۳.....	۴۵
جدول ۱۴-۳: توزیع دانه‌بندی مواد روسرندی (سرندمادر ۱۰- میلی‌متر) بار ورودی تاگویی ۳.....	۴۶
جدول ۱۵-۳: توزیع دانه‌بندی خوراک و محصول سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه‌درشت و دانه‌ریز) و محصول نهایی بار ورودی تاگویی ۳.....	۴۷
جدول ۱۶-۳: توزیع دانه‌بندی خوراک و محصول سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه‌درشت و دانه‌ریز) و محصول نهایی بار ورودی تاگویی ۲.....	۴۸
جدول ۱۷-۳: توزیع دانه‌بندی محصول فکی، خوراک سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد، خاکه سرندها در بار ورودی تاگوئی ۳.....	۴۹
جدول ۱۸-۳: توزیع دانه‌بندی محصول فکی، خوراک سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد، خاکه سرندها در بار ورودی گلپینی ۲.....	۴۹
جدول ۱۹-۳: توزیع دانه‌بندی محصول فکی، خوراک سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد، خاکه سرندها در بار ورودی گلپینی ۳.....	۵۰
جدول ۲۰-۳: توزیع دانه‌بندی محصول فکی، خوراک سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد، خاکه سرندها در بار ورودی تاگویی ۱.....	۵۰

جدول ۳-۲۱: توزیع دانه‌بندی محصول دو سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت و دانه‌ریز)، سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) مجزا، درشت برگشتی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز)، محصول نهایی بار ورودی. .... ۵۲

جدول ۳-۲۲: توزیع دانه‌بندی محصول دو سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت و دانه‌ریز)، سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) مجزا، درشت برگشتی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز)، محصول نهایی بار ورودی گلبینی ۲. .... ۵۲

جدول ۳-۲۳: توزیع دانه‌بندی محصول دو سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت و دانه‌ریز)، سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) مجزا، درشت برگشتی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز)، محصول نهایی بار ورودی گلبینی. .... ۵۳

جدول ۳-۲۴: توزیع دانه‌بندی محصول دو هیدروکن، هیدروکن مجزا، درشت برگشتی به ریزشکن، محصول نهایی بار ورودی تاگوئی ۱. .... ۵۳

جدول ۳-۲۵: ضرایب خرج ویژه، حفاری ویژه و بارگیری ویژه در معادن بوکسیت جاجرم. .... ۵۷

جدول ۴-۱: مقایسه مقدار شاخص یکنواختی به دست آمده از آنالیز تصویری و رابطه کونیگهام. ۶۳

جدول ۴-۲: ارزیابی میزان متوسط ابعاد خرد شده در معدن بوکسیت جاجرم. .... ۶۴

جدول ۴-۳: نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش برای ماده معدنی بوکسیت در معدن گلبینی ۲. ۶۵

جدول ۴-۴: سطح معنی‌داری ضریب همبستگی پیرسون میان متغیرهای مستقل شاخص یکنواختی. .... ۷۱

جدول ۴-۵: سطح معنی‌داری ضریب همبستگی پیرسون میان متغیرهای مستقل متوسط ابعاد خردایش. .... ۷۱

جدول ۴-۶: انواع مدل‌های قابل بررسی برای شاخص یکنواختی. .... ۷۱

جدول ۴-۷: انواع مدل‌های قابل بررسی برای متوسط ابعاد خرد شده. .... ۷۳

جدول ۴-۸: بررسی مدل‌های مختلف در روش رگرسیون چند متغیره خطی برای شاخص یکنواختی. .... ۷۵

جدول ۴-۹: بررسی مدل‌های مختلف در روش رگرسیون چند متغیره خطی برای متوسط ابعاد خرد شده. .... ۷۷

جدول ۴-۱۰: مقدار خطای مدل‌های قابل قبول رگرسیون چند متغیره خطی برای شاخص یکنواختی. .... ۷۹

جدول ۴-۱۱: مقدار خطای مدل‌های قابل قبول رگرسیون چند متغیره خطی برای متوسط ابعاد خرد شده. .... ۸۰

جدول ۴-۱۲: ارزیابی عملکرد داده‌های آزمون برای شاخص یکنواختی. .... ۸۱

جدول ۴-۱۳: ارزیابی عملکرد داده‌های آزمون برای متوسط ابعاد خرد شده. .... ۸۲

جدول ۴-۱۴: بررسی مدل‌های مختلف در روش رگرسیون چند متغیره غیرخطی برای شاخص یکنواختی. .... ۸۳

جدول ۴-۱۵: مقدار خطای مدل‌های قابل قبول رگرسیون چند متغیره غیر خطی برای متوسط ابعاد خرد شده.	۸۵
جدول ۴-۱۶: مقدار خطای مدل‌های قابل قبول رگرسیون چند متغیره خطی برای شاخص یکنواختی.	۸۶
جدول ۴-۱۷: مقدار خطای مدل‌های قابل قبول رگرسیون چند متغیره غیر خطی برای متوسط ابعاد خرد شده.	۸۸
جدول ۴-۱۸: ارزیابی عملکرد داده‌های آزمون برای شاخص یکنواختی.	۸۹
جدول ۴-۱۹: ارزیابی عملکرد داده‌های آزمون برای متوسط ابعاد خرد شده.	۸۹
جدول ۴-۲۰: مقایسه مدل خطی و غیر خطی رگرسیون چند متغیره برای شاخص یکنواختی.	۸۹
جدول ۴-۲۱: مقایسه مدل خطی و غیر خطی رگرسیون چند متغیره برای متوسط ابعاد خرد شده.	۸۹
جدول ۴-۲۲: مقادیر به دست آمده از مدل پیشنهادی برای ۴ انفجار.	۹۰
جدول ۴-۲۳: تعرفه مصارف تولید صنعت و معدن.	۹۲
جدول ۴-۲۴: هزینه کیلووات در نظر گرفته شده برای هر تن بوکسیت خرد شده در سنگشکن.	۹۳
جدول ۴-۲۵: تعیین تعرفه مصارف تولید در معادن بوکسیت جاجرم.	۹۳
جدول ۴-۲۶: هزینه حفاری ماده معدنی بوکسیت در معدن گلپینی ۲.	۹۳
جدول ۴-۲۷: هزینه مواد مصرفی در انفجار ماده معدنی بوکسیت در معدن گلپینی ۲.	۹۴
جدول ۴-۲۸: هزینه کیلووات مصرفی بوکسیت در معدن گلپینی ۲.	۹۴
جدول ۵-۱: شیب و جهت شیب درزه‌ها در خط برداشت جبهه کار ۲ (میانی) معدن تاگویی ۲، ۱.	۹۷
جدول ۵-۲: شیب و جهت شیب درزه‌ها در خط برداشت جبهه کار ۲ (میانی) معدن تاگویی ۲، ۲.	۹۷
جدول ۵-۳: فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها در خط برداشت جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲.	۹۸
جدول ۵-۴: پارامترهای طراحی الگوی به دست آمده از روابط تجربی.	۹۹
جدول ۵-۵: کاربرد ثبت عملیات چالزنی در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲.	۹۹
جدول ۵-۶: کاربرد اطلاعات الگوی آتشیاری توده‌سنگ بوکسیت در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲ در افق ۱۴۲۵.	۱۰۰
جدول ۵-۷: نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش اولین انفجار آزمایشی برای ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲.	۱۰۱
جدول ۵-۸: نتایج آزمایش‌های اندیس کار باند در اولین انفجار آزمایشی جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲.	۱۰۳
جدول ۵-۹: آنالیز سرندي توده‌سنگ بوکسیت در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲.	۱۰۵
جدول ۵-۱۰: هزینه حفاری ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲.	۱۰۵



- جدول ۵-۱۱: هزینه مواد مصرفی در انفجار ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲. ۱۰۵.....
- جدول ۵-۱۲: هزینه کیلووات مصرفی بوکسیت در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲. ۱۰۶.....
- جدول ۵-۱۳: خلاصه اطلاعات چهار الگوی آزمایشی. ۱۰۷.....



## فصل اول

کلیات

تولید یک ماده معدنی، نیازمند مجموعه عملیات چالزنی، انفجار، بارگیری، باربری و خردایش مکانیکی (سنگ‌شکنی اولیه، سنگ‌شکنی ثانویه و آسیا) است. چالزنی و انفجار معادن روباز، اولین و مهم‌ترین عملیات معدن‌کاری هستند به طوری که، بار ورودی فرآیند خردایش مکانیکی (سنگ‌شکنی و آسیا) و همچنین اقتصاد بسیاری از عملیات صنعت معدن‌کاری به طراحی چال‌های انفجاری و الگوی انفجار و به تبع، به توزیع خرد شدگی توده سنگ، به این فرآیند وابسته است ( Monjezi et al., 2010; Michaux and Djordjevic, 2005).

در فرآیند انفجار، ماده منفجره انرژی خردایش سنگ را تأمین می‌کند که نه تنها در خردشدگی سنگ مؤثر است، بلکه تغییراتی در ویژگی‌های فیزیکی و مکانیکی سنگ ایجاد می‌کند. این امر سبب تسهیل در خردایش مکانیکی (خردشدگی مواد معدنی حاصل از انفجار با استفاده از تجهیزات مکانیکی مثل سنگ شکن و آسیا) می‌شود. هدف از خردایش مکانیکی، افزایش درجه آزادی مواد معدنی با ارزش و مساحت سطحی و در نتیجه اصلاح عملکرد فرآیندهای پرعیارسازی ماده معدنی است. فرآیند خردایش مکانیکی شامل چندین مرحله سنگ‌شکنی و آسیا به منظور تأمین اندازه مطلوب محصول است. تعداد مراحل، نوع تجهیزات و طراحی مدارها عمدتاً به مشخصات مکانیکی سنگ، اندازه بار ورودی، شکل ورودی و اندازه محصول بستگی دارد ( Smith et al., 1994; Scott and McKee, 1994; Kojovic et al., 1995; Nielsen and Kristiansen, 1995). کلی و اسپاتیسود<sup>۱</sup> در سال ۱۹۹۵ یک تعریف کلی برای دو فرآیند مهم خردایش مکانیکی پیشنهاد کردند؛ سنگ‌شکنی کاهش اندازه تا ۲۵ میلی‌متر را در برمی‌گیرد، درحالی که آسیا خروجی‌ها را ریزتر می‌کند.

اولین مرحله خردایش مکانیکی، سنگ‌شکنی است که به طور کلی یک عملیات خشک محسوب می‌شود. با توجه به ابعاد اولیه خردایش که در حدود ۱ تا ۲ متر است، پر کاربردترین وسیله برای اولین مرحله سنگ‌شکنی، سنگ‌شکن‌های فکی و ژیراتوری هستند، این اندازه تا ۱۰ سانتی‌متر کاهش

<sup>۱</sup> Cely & espatisod

می‌یابد و پایان این مرحله محصولی با میانگین اندازه ۲ سانتی‌متر است.

آسیا دومین مرحله خردایش مکانیکی است که به طور خشک یا مرطوب انجام می‌شود. مواد معدنی با اندازه ۵ تا ۲۵۰ میلی‌متر را به کمتر از ۱۰ یا ۳۰۰ میکرون کاهش می‌دهد.

#### ۲-۱ بیان مسئله

هر جا که نیروی انسانی و ماشین‌آلات قادر به شکستن سنگ نیستند از مواد منفجره استفاده می‌شود. حتی در بسیاری از موارد که ماشین و انسان توانایی شکستن سنگ را دارند؛ به منظور ایمنی و کسب راندمان بالا، مواد منفجره به کار می‌روند. مجموعه عملیاتی که منجر به شکسته شدن سنگ به وسیله مواد منفجره می‌شود، آتشباری نام دارد. تئوری انفجار یکی از بحث‌انگیزترین و جالب‌ترین موضوعاتی است که در امور فنی از آن صحبت می‌شود و با علوم بسیاری از قبیل شیمی، فیزیک، ترمودینامیک و مکانیک‌سنگ ارتباط پیدا می‌کند. به‌طور کلی شکستن سنگ ناشی از دو عامل زیر است (استوار، ۱۳۸۹):

انفجار ماده منفجره و آزاد شدن انرژی

عکس‌العمل سنگ در مقابل این انرژی آزادشده

خرد شدن سنگ قبل از حرکت توده سنگ شروع و تا جابجایی کامل سنگ ادامه

می‌یابد. علل مختلف آن به شرح زیر است (استوار، ۱۳۸۹):

تنش‌های کششی ناشی از انعکاس تنش فشاری وارد شده به سنگ در سطح آزاد

تنش‌های کششی واردشده به سنگ ناشی از فشار مستمر گاز داخل چال

به هم خوردن سنگ‌های پرتاب شده

هدف اصلی از انجام عملیات حفاری و انفجار در معادن، خردایش سنگ و رسیدن به ابعاد سنگ

خرد شده مورد نیاز است که در نهایت به کاهش هزینه‌های کلی می‌انجامد. افزایش میزان خردشدگی

از طرفی سبب افزایش هزینه‌های حفاری و انفجار و از طرف دیگر باعث کاهش هزینه‌های بارگیری و

باربری و سنگ‌شکن می‌شود (Eloranta, 1999). از این‌رو پیش‌بینی میزان خردشدگی حاصل از

انفجار، کمک شایانی در چگونگی طراحی و اجرای الگوی انفجاری می‌کند. روش‌های زیادی از جمله مدل‌های تجربی و ریاضی، روش‌های هوشمند، آنالیز تصویری و ... برای پیش‌بینی خردایش وجود دارد. در واقع هدف از خرد کردن سنگ‌ها با مواد منفجره در معادن، آماده‌سازی آن به منظور انجام فرآوری و به دست آوردن محصولی با مشخصات فنی مناسب برای بارگیری و حمل و همچنین رسیدن به یک خردشدگی مناسب برای عملیات پایین دست است (غیائی و همکاران، ۱۳۹۲).

### ۳-۱ ضرورت انجام تحقیق

انفجار از عملیات اصلی معدن‌کاری است که هدف آن خردشدگی و جابجایی مطلوب توده سنگ است. یک انفجار با خردشدگی مناسب بر کل عملیات استخراج اثر می‌گذارد و باعث کاهش هزینه‌های کلی معدن‌کاری و افزایش راندمان تولید می‌شود. لذا الگوی چالزنی و انفجار در عملیات معدن‌کاری بایستی به گونه‌ای طراحی و اجرا شود تا سنگ‌های خردشده از توزیع مناسبی برخوردار شوند. مطالعه بر روی این امر علاوه بر این که می‌تواند باعث کاهش هزینه انفجار ثانویه شود، بر روی عملیات بارگیری و باربری نیز بسیار تأثیر گذار خواهد بود. برای رسیدن به بیشترین دقت در فرآیند پیش‌بینی، انتخاب مدل مناسب اهمیت فراوان می‌یابد که با ملاحظات همچون گسترده‌ی ابعاد قابل پیش‌بینی توسط مدل و اطلاعات مورد نیاز ورودی مدل همراه است. خرد شدن سنگ از نگرانی‌های اصلی عملیات استخراجی است و از آنجا که بر روی هزینه‌های حفاری، انفجار و راندمان کلیه بخش‌ها مانند بارگیری، حمل و نقل و فرآوری (خردایش مکانیکی) تأثیر می‌گذارد، مهم‌ترین جنبه‌ی یک انفجار محسوب می‌شود (غیائی و همکاران، ۱۳۹۲؛ استوار، ۱۳۸۹).

### ۴-۱ اهداف انجام تحقیق

اولین گام در مناسب عملیات آتشباری، پیش‌بینی ابعاد خردایش سنگ است. با توجه به موارد مذکور در این پژوهش سعی بر آن است که به اهداف زیر دست یافت:

- بررسی وضعیت موجود دانه‌بندی و اندازه ذرات از استخراج تا دپوی بعد از سنگ‌شکن و همچنین بررسی هزینه‌های جاری،

- مشخص کردن مناسب‌ترین دانه‌بندی با توجه به فرآیند موجود، در هر مرحله از آتشباری تا سنگ‌شکنی،
- بررسی پارامترهای مؤثر بر انفجار، ماده معدنی و باطله و تهیه مدل آتشباری،
- تهیه مدل خردایش و دانه‌بندی ماده معدنی در مرحله سنگ‌شکن،
- کاهش هزینه‌های آتشباری و خردایش.

### ۵-۱ روش تحقیق

برای رسیدن به اهداف مشخص شده در این پژوهش روش کار به صورت زیر بیان می‌شود:

- مطالعات کتابخانه‌ای و تهیه لوازم و تجهیزات مورد نیاز،
- جمع‌آوری داده‌های مورد نیاز از معدن بوکسیت جاجرم،
- بررسی داده‌های موجود با استفاده از روش‌های محاسباتی برای رسیدن به مدل مناسب برای اعتبارسنجی،
- استفاده از نرم‌افزارهای مناسب برای رسیدن به مدل مورد انتظار برای بهینه‌سازی دانه‌بندی حاصل از خردایش،
- اعتبارسنجی نتایج مدل حاصله از نرم‌افزار با استفاده از روش‌های محاسباتی،
- کمینه‌سازی هزینه‌های حاصل از آتشباری و خردایش،
- تفسیر نتایج بدست آمده و ارائه نتایجی از کار انجام شده و پیشنهادهایی برای بهبود کار.

### ۶-۱ ساختار تحقیق

تحقیق حاضر متشکل از شش فصل است که خلاصه هر فصل به شرح زیر است:

در فصل اول با عنوان "کلیات"، به بیان مسئله، اهداف و ضرورت انجام تحقیق و روش انجام آن پرداخته شده است.

در فصل دوم با عنوان "مبانی، مفاهیم و پیشینه تحقیق"، پس از ارائه دو رابطه رایج در تعیین توزیع خردشدگی سنگ، به ارائه مفاهیم و سابقه علمی میانگین ابعاد خردشدگی و همچنین شاخص

یکنواختی سنگ پرداخته شده است. در قسمت آخر این فصل، انواع هزینه‌های موجود در خردشدگی سنگ ارائه شده است.

در فصل سوم با عنوان " منطقه مورد مطالعه و برداشت‌های صحرایی"، ابتدا، منطقه مورد مطالعه معرفی و داده‌های ۲۰ انفجار انجام شده (که شامل اطلاعات قبل و بعد از انفجار است)، برداشت شد. سپس نتایج این اطلاعات به تفکیک توضیح داده شده است.

در فصل چهارم با عنوان "آنالیز داده‌های برداشت شده و ارزیابی پیامد انفجار"، ابتدا مطالعات آماری داده‌های مورد نیاز برای انجام تحقیق مورد بررسی قرار گرفته است. رابطه‌ای در خصوص نحوه توزیع خردایش در معدن بوکسیت جاجرم ارائه شد. در نهایت هزینه هر ۲۰ انفجار انجام شده بررسی شد.

در فصل پنجم با عنوان "طراحی الگو و کمینه‌سازی هزینه‌های خردایش"، ابتدا چهار الگوی آزمایشی برای بهینه‌سازی ابعاد خردایش انجام شد. سپس هزینه‌های لازم در این چهار انفجار بررسی شد و بهترین الگو از نظر خردایش و هزینه‌ها انتخاب شد.

در فصل ششم با عنوان "نتایج و پیشنهادات"، به نتایج قابل توجه حاصل از این تحقیق پرداخته شده و پیشنهاداتی برای تحقیقات بعدی ارائه شده است.



## فصل دوم

مبانی، مفاهیم و پیشینه تحقیق

## ۱-۲ مقدمه

فرآیند انفجار که هدف اصلی آن خردشدگی و جابجایی مطلوب توده سنگ است، بایستی به گونه‌ای طراحی شود که کاهش هزینه‌های معدن‌کاری و افزایش بازده را به دنبال داشته باشد (Dehghani, 2007). خردایش توده سنگ حاصل از انفجار، تأثیر قابل توجهی بر عملیات پایین دستی شامل بارگیری، باربری و خردایش ثانویه در سنگ‌شکن دارد. محققین مختلفی تأثیرات خردشدگی توده سنگ را بر روی این عملیات مطالعه کرده‌اند (Smith et al., 1994; Nielsen and Kristiansen, 1995). بنابراین، طراحی الگو، در راستای ارزیابی و پیش‌بینی میزان خردایش حاصل از انفجار را می‌توان اولین و مهم‌ترین گام بهینه‌سازی تلقی کرد (Faramarzi et al., 2013) که ارزیابی خردشدگی حاصل از انفجار عامل مهمی برای قضاوت در مورد کارایی انفجار، مناسب بودن الگوی انفجار و ابزاری برای بهینه‌سازی توزیع ابعاد سنگ در صورت لزوم است (عطایی و حسینی، ۱۳۹۰).

در این فصل، در راستای رسیدن به اهداف این پژوهش، ابتدا تعاریف پایه‌ای از طراحی الگو به منظور بهبود در روند انفجار و حصول دانه‌بندی مناسب به همراه سابقه موضوع آن پرداخته شده است. در ادامه، به روش‌های تعیین توزیع دانه‌بندی در ارتباط با پارامترهای مؤثر بر آن و همچنین پیشینه تحقیق روش توزیع ابعاد، اشاره شده است. در نهایت، با توجه به هزینه‌های جاری در معدن بوکسیت جاجرم، بحث هزینه‌های مصرفی معدن هم بررسی شده است.

## ۲-۲ طراحی الگو

هدف از طراحی یک الگوی مناسب آتشباری در معادن روباز، خردایش یک بلوک انفجاری برای رسیدن به ابعاد مورد نیاز است که باعث افزایش ایمنی و کاهش پیامدهای ناشی از انفجار می‌شود (جعفری و همکاران، ۱۳۸۶) محققین زیادی مطالعات مختلفی را به این منظور انجام داده‌اند که خلاصه‌ای از آن‌ها در ادامه شرح داده شده است:

لیلی<sup>۱</sup> با مطالعه بر روی پارامترهای طراحی الگو ضریب قابلیت انفجار را که بر اساس چگالی سنگ، فاصله‌داری و جهت‌گیری درزه‌ها و سختی توده سنگ ارائه کرد (Lilly, 1986).

پینه<sup>۲</sup> با بررسی زمان تأخیر بین ردیف‌های انفجاری نظریه خود را این گونه بیان کرد: اگر تأخیر بین ردیف‌های انفجاری به درستی انتخاب شود، خردشدگی، جابجایی کپه سنگ و لرزش زمین به صورت بهینه اصلاح می‌شود (Paine, 1989).

سینگ و دیلون<sup>۳</sup> پس از انجام مطالعاتی در زمینه انفجار به این نتیجه رسیدند که عملیات حفاری و انفجار ۲۵ درصد هزینه کلی معدن‌کاری را شامل می‌شود، بنابراین با اصلاح پارامترهای انفجاری مقدار هزینه حفاری و انفجار را کاهش دادند و انفجار را بهینه‌سازی کردند. در ابتدا بوستر و مواد منفجره ستونی را افزایش و سپس به صورت آزمایش سعی و خطا این مقدار را کم تا به یک نتیجه مطلوب رسیدند (Singh & Dhillon, 1996).

کاریامپودی و ردی<sup>۴</sup>، به این نتیجه رسیدند که پاشنه<sup>۵</sup> به وجود آمده در اکثر انفجارهای معادن روباز، به دلیل طراحی نامناسب پارامترهای بارسنگ<sup>۶</sup>، فاصله ردیفی چال‌ها<sup>۷</sup> و اندازه بلوک چالزنی است. زیرا آن‌ها معتقد بودند در یک بلوک انفجاری عواملی وجود دارد که غیر قابل چشم‌پوشی و برای حذف آن باید به آن عوامل دست یافت. بنابراین برای حذف این پاشنه طبق الگوی اجرایی مناسب، استفاده از بوستر، خرج ته چال با چگالی بالاتر و همچنین انفجار به صورت قیف رو به پایین را توصیه کردند (Karyampudi & Reddy, 1999).

پرادهان<sup>۸</sup> با مطالعه بر روی معادن کشور هند به این نتیجه رسید که طراحی انفجار وابسته به

---

<sup>۱</sup> Lilly

<sup>۲</sup> Paine

<sup>۳</sup> Singh & Dhillon

<sup>۴</sup> Karyampudi & Reddy

<sup>۵</sup> Toe

<sup>۶</sup> Burden

<sup>۷</sup> Spacing

<sup>۸</sup> Pradhan

محیط انفجاری است، پس طراحی الگو را بر اساس خواص فیزیکی و مکانیکی سنگ انجام و برای خردایش بهتر از چاشنی الکتریکی تأخیری استفاده کرد و معتقد بود برای بک انفجار مناسب باید انتخاب علمی مواد منفجره همراه با مدیریت و کنترل مواد وجود داشته باشد (Pradhan, 2002).

ستی و دی<sup>۱</sup> با مطالعه بر روی الگوهای طراحی شده در معادن کشور هند دریافتند که با استفاده از نرم‌افزارهای طراحی الگوی، میزان خطای پارامترهای طراحی الگو را که حاصل از طراحی دستی و مبتنی بر آزمون و خطا بود، می‌توان کاهش داد و میزان اهمیت همه پارامترهای طراحی الگو، که یک نرم‌افزار می‌تواند همه پارامترها را با هم در نظر بگیرد، بیان کردند (Sethi & Dey, 2004).

مومیوند با مطالعه جامع بر روی معادن مختلف و بررسی فنی و اقتصادی عملیات حفاری و انفجار این معادن، شاخص جدیدی که اصلاح شده شاخص قابلیت انفجار است، را ارائه کرد. در واقع این شاخص میزان بارسنگ و خرج ویژه که دو پارامتر اصلی در طراحی الگو است را تعیین می‌کند (مومیوند، ۱۳۸۶).

بودین و همکاران<sup>۲</sup>، برای کاهش لرزش زمین و هوا و پرتاب سنگ، با تغییر پارامترهای طراحی و همچنین نوع ماده منفجره به نتیجه مطلوبی در زمینه پیامدهای بعد از انفجار رسیدند (Budin et al., 2003). ویدیارسی<sup>۳</sup> همانند بودین و همکاران تنها با تغییر نوع ماده منفجره خردایش را بررسی کرد ولی پیامدهای بعد از انفجار توجهی نکرد (Vidyarathi, 2006).

شیم و همکاران<sup>۴</sup> با بررسی خردایش حاصل از انفجار توده‌سنگ‌های مختلف به این نتیجه رسیدند که برای رسیدن به الگوی بهینه که بتواند هزینه‌های تولید و عملیات معدن‌کاری را کاهش دهد، باید طراحی الگو را با توجه به ارزیابی شرایط فیزیکی و مکانیکی توده سنگ انجام داد (Shim et al., 2008).

---

<sup>۱</sup> Sethi & Dey

<sup>۲</sup> Budin & et al.

<sup>۳</sup> Vidyarathi

<sup>۴</sup> Shim & et al.

منجری و همکاران با استفاده از الگوریتم ژنتیک پارامترهای طراحی الگو و همچنین میزان خرج ویژه را برای رسیدن به خردایش مطلوب و کاهش میزان پرتاب سنگ و عقب‌زدگی بررسی کردند (Monjezi et al., 2010).

بخشنده و مالکی نژاد با مطالعه بر روی سد گتوند علیا و همچنین با ترکیب آنالیز تصویری و سرندی و مدل‌های تجربی میزان خردشدگی حاصل از انفجار را بررسی و تغییراتی در پارامترهای طراحی الگو دادند که نتیجه خردایش را بهتر نشان داد (بخشنده امینه و مالکی نژاد، ۱۳۹۴).  
اشبی<sup>۱</sup> با مطالعه بر روی معدن مس بوگاینویل<sup>۲</sup> یک رابطه تجربی (۱-۲) برای تعیین مقدار خرج ویژه مورد نیاز برای هر انفجار را با توجه به دسته درزه‌های موجود در سنگ ارائه داد (Dey & Sen, 2003; Paulson et al., 2012).

$$Q = \frac{0.56 \times \tan(\varphi + i)}{\sqrt[3]{D}} \quad 1-2$$

Q: خرج ویژه (کیلوگرم بر متر مکعب)،  $\varphi$ : زاویه اصطکاک (درجه)، i: زاویه زبری (درجه)،  
D: فراوانی شکستگی‌ها (تعداد در متر).

### ۳-۲ پارامترهای طراحی

اجزای طراحی یک الگوی انفجاری در معادن روباز در شکل ۱-۲، نشان داده شده است که در ادامه به توضیح آن‌ها پرداخته شده است. لازم به ذکر است که بین این اجزای طراحی یک سری روابط ریاضی می‌تواند وجود داشته باشد اما با توجه به این که این روابط به نوع و فیزیک سنگ و همچنین نوع و کیفیت ماده منفجره بستگی دارد، می‌تواند با توجه به شرایط محیطی تغییرپذیر باشد و ارتباط ثابتی بین این روابط وجود نداشته باشد و آنچه که در این جا ذکر می‌شود با توجه به شرایط متعارف آتشیاری است (استوار، ۱۳۸۹).

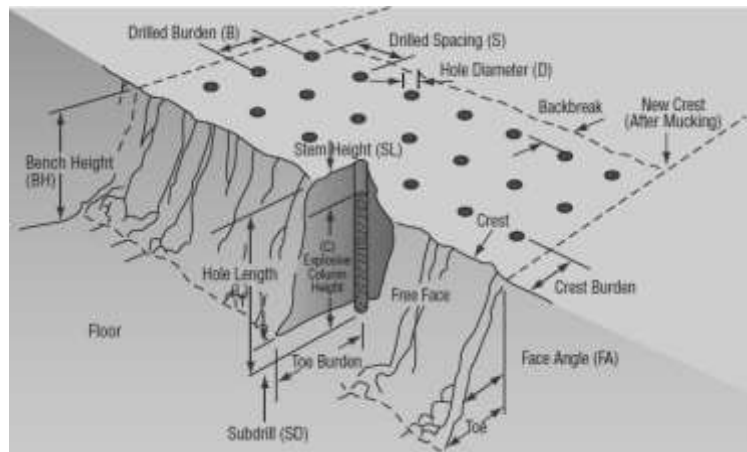
---

<sup>۱</sup> Ashby

<sup>۲</sup> Bougainville

## ۲-۳-۱ ارتفاع پله<sup>۱</sup>

چارچوب اصلی استخراج یک معدن روباز، پله است. انتخاب این پارامتر به عواملی چون: عوامل ظاهری و فیزیکی کانسار که شامل توپوگرافی زمین، شکل و عمق کانسار، خواص فیزیکی و مکانیکی ماده معدنی و سنگ همراه و همچنین تأثیر تجهیزات و ماشین آلات معدنی که خود شامل ارتفاع دسترسی ماشین بارگیری، میزان استخراج انتخابی توسط ماشین آلات بارگیری در جداسازی باطله و ماده معدنی، اندازه و نوع تجهیزات برای تامین نیازمندی‌های استخراج، امکان دسترسی به ماشین آلات و همچنین به مقدار استخراج روزانه با توجه اختلاط ماده معدنی با باطله بستگی دارد (Kennedy, 1990; Hustrulid, 1999).



شکل ۱-۲: اجزای الگوی آتشباری (Dyno Nobel, 2010).

## ۲-۳-۲ قطر چال<sup>۲</sup>

انتخاب صحیح قطر حفاری، یکی از مهم‌ترین پارامترهای طراحی الگو حفاری است. عوامل متعددی از قبیل میزان تولید، نوع ماده منفجره با توجه به خواص توده‌سنگ تحت انفجار، درجه خردشدگی مورد نیاز، ارتفاع پله و آرایش چال‌ها، هزینه‌های حفاری و آتشباری، ظرفیت سنگ‌شکن‌ها، ظرفیت تجهیزات بارگیری، محدودیت‌های زیست محیطی و غیره در انتخاب قطر چال مؤثرند (استوار، ۱۳۸۹; Lopez.C & Lopez.E, 1995; Adhikari, 1999).

<sup>۱</sup> Bench height

<sup>۲</sup> Diameter hole

اگر قطر چال‌ها کوچک باشد، هزینه‌های حفاری و انفجار بالا خواهد رفت و همچنین اتصالات مدار انفجار نیاز به زمان و کارگر زیادی خواهد داشت، اما هنگامی که قطر چال بزرگ‌تر شود، به تبع الگوی آتشباری بزرگ‌تر شده و در سنگ‌های پر درزه و دارای فاصله‌داری بالا به صورت بلوک‌هایی در می‌آیند که ابعاد سنگ‌های به دست آمده غیر قابل قبول بوده و هزینه حمل و بارگیری و سنگ‌شکنی افزایش می‌یابد. بنابراین، انتخاب قطر حفاری مناسب سبب حداکثر خردایش و کاهش هزینه‌ها می‌شود.

### ۲-۳-۳ بارسنگ<sup>۱</sup>

بارسنگ، مهم‌ترین و بحرانی‌ترین پارامتر طراحی الگو است که به نزدیک‌ترین فاصله بین محور چال و سطح آزاد گفته می‌شود. مقدار این پارامتر به قطر حفاری، خصوصیات سنگ و ماده منفجره، ارتفاع پله و درجه خردشدگی و جابجایی سنگ بستگی دارد. اگر این مقدار بیش‌تر از حد مجاز باشد، باعث ایجاد عقب‌زدگی و اگر این مقدار کمتر از حد مجاز باشد، منجر به زیاد بودن پرتاب سنگ و لرزش هوا، خرد شدگی زیاد و همچنین هدر رفتن مقدار زیادی از انرژی ماده‌ی منفجره می‌شود. بنابراین، انتخاب صحیح بارسنگ تأثیر مستقیمی بر روی پیامدهای انفجار و دیگر پارامترهای طراحی خواهد داشت (استوار، ۱۳۸۹؛ Lopez.C & Lopez.E, 1995). روابط متعددی برای محاسبه بارسنگ ارائه شده است که رایج‌ترین آن‌ها در جدول ۲-۱ آورده شده است.

### ۲-۳-۴ فاصله جناحی چال‌ها<sup>۲</sup>

منظور از فاصله جناحی چال‌ها، فاصله بین چال‌ها در یک ردیف است. مقدار این پارامتر به زمان‌های تأخیر بین چال‌ها، ترتیب آتشباری و بارسنگ بستگی دارد. فاصله جناحی چال‌ها معمولاً بیش از ضخامت بارسنگ است و از طریق رابطه (۲-۲) محاسبه می‌شود. حال اگر فاصله جناحی چال‌ها بیش از حد مجاز انتخاب شود، باعث شکسته نشدن سنگ‌های بین چال‌ها، تولید پاشنه و سطح پله نامنظم خواهد شد و اگر خیلی کمتر از بار سنگ انتخاب شود، امواج چال‌ها در یک ردیف باهم

<sup>۱</sup> Burden

<sup>۲</sup> Spacing

تداخل پیدا کرده و باعث لرزش هوا، پرتاب سنگ و به هدر رفتن انرژی ماده منفجره می شود (استوار، ۱۳۸۹؛ Lopez.C & Lopez.E, 1995).

$$S = (1-2)B \quad ۲-۲$$

B: بار سنگ (متر)، S: فاصله داری (متر).

در چال های با قطر بزرگ و کم که با چاشنی کم تأخیری منفجر می شوند، به ترتیب فاصله جناحی

چال ها از رابطه های ۲-۳ و ۲-۴ محاسبه می شود:

$$S = (1.2-1.5)B \quad ۳-۲$$

$$S = (1.5-1.8)B \quad ۴-۲$$

غیر از آتشباری های کنترل شده در همه حالات  $S/B > 1$  برقرار است.

جدول ۱-۲: روابط تجربی ارائه شده به منظور محاسبه بار سنگ.

منبع	فرمول	رابطه
Lopez.C & Lopez.E, 1995	$B = (20-40)\varphi_h \quad \forall \varphi_h = \varphi_c$	قطر خرج گذاری
Lopez.C & Lopez.E, 1995؛ اصائلو، ۱۳۷۴	$B = \alpha \times \sqrt{K \times \varphi_h}$	آندرسون <sup>۱</sup>
Olofsson, 1990	$B = \frac{R_v \times L^{0.3} \times 1^{0.3} \times D^{0.8}}{50}$	فرانکل <sup>۲</sup>
Olofsson, 1990; Lopez.C & Lopez.E, 1995	$B = \frac{\varphi_h \times K_b}{12}$	اش <sup>۳</sup>
Olofsson, 1990; Lopez.C & Lopez.E, 1995	$B = 3.15 \times \varphi_c \times \left(\frac{\rho_e}{\rho_r}\right)^{0.33}$	کونیا <sup>۴</sup>

$\varphi_c$ : قطر خرج،  $\varphi_h$ : قطر چال، B: بار سنگ، K: طول چال،  $\alpha$ : ثابت تجربی، L: طول چال، l: طول خرج، D: قطر چال،  $\rho_e$ :

وزن مخصوص ماده منفجره،  $\rho_r$ : وزن مخصوص سنگ.

RV: مقاومت در برابر آتشباری 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.

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

\* واحد پارامترها در رابطه فرانکل سیستم متریک (SI) و در سایر روابط سیستم انگلیسی است.

<sup>۱</sup> Anderson

<sup>۲</sup> Frankel

<sup>۳</sup> Ash

<sup>۴</sup> Konya



## ۲-۳-۵ اضافه حفاری<sup>۱</sup>

در معادن روباز، برای جلوگیری از ناصافی کف پله یا به اصطلاح عدم به وجود آمدن برآمدگی یا پاشنه معمولاً حفاری تا مقداری پایین تر از کف پله انجام می‌شود، به این مقدار حفاری اضافه، اضافه حفاری یا اضافه چالزنی می‌گویند. این اضافه حفاری موجب گسترده‌تر و نزدیک‌تر شدن ناحیه حداکثر تنش و انرژی ماده منفجره به کف پله می‌شود.

لازم به ذکر است، اگر این مقدار بیش از اندازه باشد، عواملی چون لرزش زمین، افزایش هزینه‌های چالزنی و آتشباری، خردایش بیش از حد پاشنه و آسیب رسیدن به کف پله پایینی می‌شود به طوری که حفر چال در پله پایینی را با مشکل مواجه می‌کند (استوار، ۱۳۸۹؛ Lopez.C & Lopez.E, 1995). مقدار این اضافه حفاری برای چال‌های قائم و شیب‌دار به ترتیب از رابطه‌های (۲-۵) و (۲-۶) به دست می‌آید:

$$U = (0.2 - 0.5)B$$

۵-۲

$$U = B \times \cot \theta$$

۶-۲

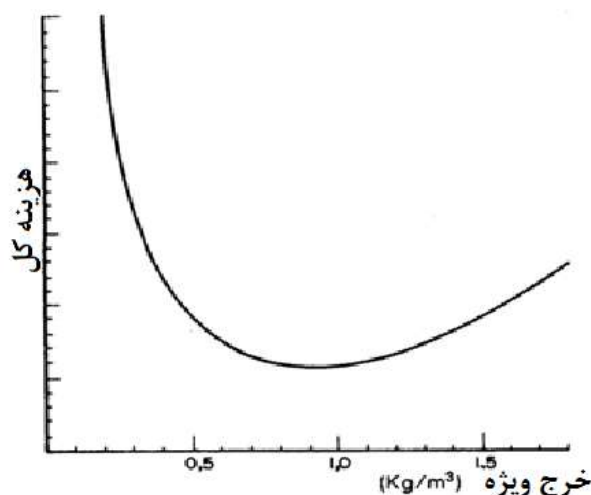
U: اضافه حفاری (متر)، B: بارسنگ (متر)،  $\theta$ : شیب چال.

## ۲-۳-۶ خرج ویژه<sup>۲</sup>

به مقدار ماده منفجره لازم برای شکستن یک متر مکعب سنگ را خرج ویژه می‌گویند. مقدار خرج ویژه بالا باعث کوچکتر شدن ابعاد دانه‌بندی خردایش می‌شود ولی این افزایش انرژی سبب پرتاب سنگ می‌شود (استوار، ۱۳۸۹؛ Lopez.C & Lopez.E, 1995). از طرفی می‌توان گفت با افزایش خرج ویژه هزینه کلی عملیات معدن‌کاری در نقطه‌ای به کمترین حد خود می‌رسد و سپس افزایش می‌یابد (استوار، ۱۳۸۹؛ Lopez.C & Lopez.E, 1995)، (شکل ۲-۲).

<sup>۱</sup> Sub drilling

<sup>۲</sup> Specific charge



شکل ۲-۲: کاهش هزینه‌های عملیاتی با خرج ویژه (Lopez.C & Lopez.E, 1995).

افزایش خرج ویژه به عواملی از قبیل افزایش قطر چال، جابه‌جایی و تورم بیشتر، مقاومت در بخش گل‌گذاری، زمان تاخیر، درجه خردایش مورد نیاز و توزیع خرج بستگی دارد. از طرفی اگر مقدار این خرج ویژه پایین‌تر از حد ممکن باشد، باعث به وجود آمدن قطعات درشت‌تر شده که تنها وسیله بارگیری مناسب برای آن‌ها شاول‌ها هستند (Hartman, 1992). در جدول ۲-۲ ارتباط بین مقدار خرج ویژه و نوع سنگ بیان شده است.

جدول ۲-۲: ارتباط بین مقدار خرج ویژه و نوع سنگ (Lopez.C & Lopez.E, 1995).

خرج ویژه ( $Kg/m^3$ )	نوع سنگ
۰/۶-۱/۵	سنگ مقاوم و توده‌ای
۰/۳-۰/۶	سنگ متوسط
۰/۱-۰/۳	سنگ پر درزه و خاک مانند

### ۲-۳-۷ گل‌گذاری<sup>۱</sup>

به طور معمول، بخشی از طول یک چال را خرج گذاری نکرده و با مواد غیر منفجره پر می‌کنند. این امر سبب می‌شود تا فضای چال را محدودتر و فشار ماده منفجره داخل چال محبوس شود. در گل‌گذاری باید به عواملی چون نوع و اندازه مواد گل‌گذاری (که بهترین ماده برای گل‌گذاری خرده

<sup>۱</sup> Steaming

سنگ‌های ناشی از حفاری چال است) و طول گل‌گذاری (که عواملی چون ضخامت بارسنگ، قطر چال، وزن مخصوص ماده‌ی منفجره و وزن مخصوص سنگ مؤثر است) توجه داشت. زیاد بودن طول گل‌گذاری سبب، شکسته نشدن قسمت بالایی چال، لرزش زمین و ایجاد عقب‌زدگی<sup>۱</sup> می‌شود و همچنین کم بودن میزان گل‌گذاری باعث پرتاب سنگ و لرزش هوا می‌شود (جعفری و همکاران، ۱۳۸۶؛ استوار، ۱۳۸۹).

مقدار گل‌گذاری اگر به مقدار بارسنگ بستگی داشته باشد از رابطه‌ی (۷-۲) و اگر به طول چال وابسته باشد از رابطه (۸-۲) به دست می‌آید (جعفری و همکاران، ۱۳۸۶؛ استوار، ۱۳۸۹):

$$S_t = (0.7-1.3)B \quad 7-2$$

$$S_t = 0.3L \quad 8-2$$

$S_t$ : مقدار گل‌گذاری (متر)، B: بارسنگ (متر).

#### ۸-۳-۲ توزیع مواد منفجره در چال

در معادن روباز انرژی لازم برای شکستن سنگ‌ها در طول چال‌ها یکسان نیست. بنابراین قطر لوله مواد منفجره، با توجه به وضعیت ماده‌ی منفجره کمتر از قطر چال در نظر گرفته می‌شود. اما در زمانی که از مواد منفجره فله‌ای استفاده می‌شود، ماده منفجره به چال متصل شده و در محاسبات قطر مواد منفجره را با قطر چال برابر در نظر گرفته می‌شود (استوار، ۱۳۸۹؛ Lopez.C & Lopez.E, 1995).

#### ۹-۳-۲ محاسبه وزن ستون خرج

وزن ستونی خرج را با توجه به وزن مخصوص، قطر و ستون ماده منفجره محاسبه می‌کنند و مقدار آن از رابطه (۹-۲) به دست می‌آید (جعفری و همکاران، ۱۳۸۶؛ استوار، ۱۳۸۹؛ Lopez.C & Lopez.E, 1995).

$$Q = \frac{\pi D^2}{4} \times L \times P_e \quad 9-2$$

Q: وزن ماده منفجره درون هر چال (کیلوگرم)، D: قطر ستون ماده منفجره (متر)،

<sup>۱</sup>- Back Break

$P_e$ : وزن مخصوص ماده منفجره (کیلوگرم بر مترمربع)،  $L$ : طول ستون ماده منفجره (متر).

## ۲-۳-۱۰ خرج ته چال<sup>۱</sup>

در پایین چال‌ها به علت انحراف چال ضخامت بارسنگ معمولاً بیشتر شده و سنگ مقاوم‌تر می‌شود، پس برای خردایش به ماده منفجره قوی‌تر یا مقدار بیشتر ماده منفجره نیاز است. به این خرج، خرج ته چال می‌گویند که با توجه توزیع زیاد انرژی در کف چال باعث شکسته شدن سنگ‌ها می‌شود. طول خرج ته چال از رابطه (۲-۱۰) محاسبه می‌شود (استوار، ۱۳۸۹؛ Lopez.C & Lopez.E, 1995).

$$h_b = 1.3B \quad 10-2$$

$B$ : بارسنگ،  $h_b$ : طول خرج ته چال.

## ۲-۳-۱۱ خرج میان چال<sup>۲</sup>

خرجی با چگالی پایین و قدرت متوسط مانند آنفو، ژل آب‌ها و اسلاری کم چگالی که بعد از خرج ته چال در میان چال استفاده می‌شود. طول خرج میان چال از رابطه (۲-۱۱) محاسبه می‌شود.

$$h_c = H - h_b - S_T \quad 11-2$$

$h_c$ : طول میان چال،  $h_b$ : طول خرج ته چال،  $H$ : طول چال،  $S_T$ : طول گل‌گذاری.

## ۲-۴ روش‌های تعیین خردشدگی

روش‌های مختلفی به منظور پیش‌بینی خردایش ارائه شده است که می‌توان به دو گروه مبتنی بر پارامترهای غیر قابل کنترل شامل خصوصیات فیزیکی و مکانیکی سنگ و قابل کنترل که عوامل طراحی الگوی انفجار مثل روش‌های تعیین توزیع و پیش‌بینی دانه‌بندی قطعات خردشده را در برمی‌گیرند، طبقه‌بندی کرد. روش‌های مبتنی بر روش‌های تعیین توزیع و پیش‌بینی دانه‌بندی قطعات خردشده خود به دو گروه روش‌های مستقیم و غیر مستقیم تقسیم می‌شوند (شکل ۲-۳) (Siddiqui et al., 2009).

<sup>۱</sup> Bottom charge

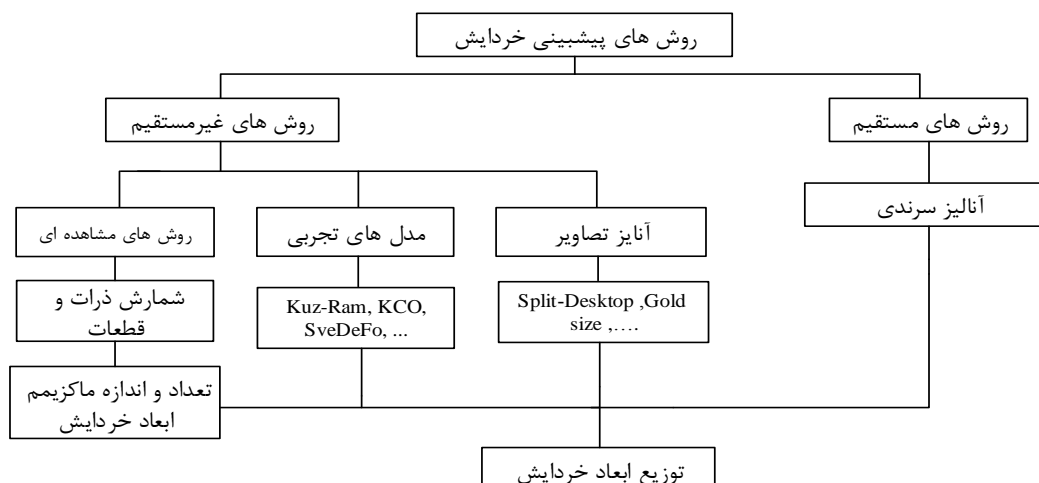
<sup>۲</sup> Column charge

می‌گیرد. این روش اگرچه دارای دقت بالایی است اما زمان و هزینه بالایی را به دنبال دارد (Sudhakar et al., 2006). از سوی دیگر، روش‌های غیر مستقیم که شامل روش‌های مشاهده‌ای، تجربی و آنالیز تصویری است، تعادل قابل قبولی را میان دقت بررسی و میزان صرف زمان و هزینه برقرار می‌کنند. در روش مشاهده‌ای، به صورت بصری توزیع دانه‌بندی توده سنگ خردشده مشخص می‌شود که دقت پایینی دارد. در روش‌های تجربی بر اساس پارامترهای انفجاری و معادلات ارائه شده توسط محققین مختلف، می‌توان خردایش توده سنگ حاصل از انفجار را پیش‌بینی کرد. اگر چه در این روش‌ها، تعیین خصوصیات سنگ و توجه به شکل ذرات امری دشوار است، اما یکی از سودمندترین و سریع‌ترین روش‌های دستیابی به خردایش توده سنگ هستند (Chakraborty et al., 2004; Thornton et al., 2001). در روش‌های آنالیز تصویری، به کمک پردازش تصاویر گرفته شده از توده سنگ خرد شده، می‌توان توزیع دانه‌بندی را به صورت دقیق و سریع به دست آورد. از مهم‌ترین نرم‌افزارهای موجود برای این روش می‌توان به Gold Size, Split-Desktop و Wip-Frag اشاره کرد (Kim, 2006; Siddiqui et al., 2009).

فرآیند خردایش، یک فرآیند دینامیکی پیچیده شامل اندرکنش میان توده سنگ و ماده منفجره است. به همین دلیل، تا کنون مدل جامعی که تمام شرایط معدن و ساختار زمین‌شناسی را در برداشته باشد، ارائه نشده است (Singh and Narendrula, 2009).

## ۲-۵ روش‌های ارزیابی خردایش

روش‌های مختلفی برای ارزیابی و پیش‌بینی توزیع دانه‌بندی قطعات خردشده وجود دارد که در ادامه به توضیح متداول‌ترین آن‌ها در روش‌های غیر مستقیم و مستقیم پرداخته می‌شود:



شکل ۲-۳: مراحل توسعه روش های پیش بینی خردایش حاصل از انفجار (عطایی و حسینی، ۱۳۹۰).

### ۲-۵-۱ روش های غیر مستقیم

یکی از روش های ارزیابی خردایش بعد از انفجار استفاده از تکنیک پردازش تصویری است. با توجه به قابلیت بالای روش عکس برداری و آنالیز تصویری، این روش به شدت در حال گسترش است و جایگزین مناسبی برای روش های کند و کم دقت به شمار می رود (Hunter et al., 1990). طی دو دهه اخیر، نرم افزارهای مختلف پردازش تصویر نظیر 'Split Desktop'، 'Split online'، 'Frag-Scan'، 'Gold size'، 'Wip-Frag' توسعه پیدا کرده اند و در صنعت معدنکاری و کانه آرایی استفاده می شوند. برتری این نرم افزارهای پردازش تصویر، پیوستگی و عدم وقفه در انجام عملیات است که باعث شده توجه بسیاری از مهندسين و محققين را به خود جلب کند (Sudhakar et al., 2006). علاوه بر این، توابع توزیع مختلفی برای ارزیابی خردایش سنگ وجود دارد که از متداول ترین آن ها می توان تابع توزیع رزین راملر و تابع سئوبرگ نام برد که این توابع بر اساس دو پارامتر شاخص یکنواختی و میانگین متوسط ابعاد به دست می آیند.

### ۲-۵-۱-۱ تابع نمایشی رزین - راملر

تابع نمایشی رزین - راملر به صورت رابطه ۲-۱۲ است (Rosin and Rammler, 1933). در این رابطه،  $R(X)$  نسبت قطعات عبور کرده از سرنده به ابعاد  $X$ ،  $X$  ابعاد سرنده مورد نظر به سانتی متر،  $X_c$  اندازه مشخصه سرنده بر حسب سانتی متر (ابعاد خرده سنگ هایی که ۶۳/۲ درصد آن از دهانه

سرنده عبور می‌کند) و  $n$  شاخصه یکنواختی است.

$$R(X) = 1 - e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n} \quad 12-2$$

بر این اساس، با توجه به اینکه، مقدار  $X_m$  برابر ۵۰ درصد قطعات عبوری است، مقدار  $R(X)$

برابر ۰/۵ خواهد بود. بنابراین، مقدار  $X_c$  را می‌توان از رابطه ۱۳-۲ محاسبه کرد.

$$X_c = \frac{X}{(0.693)^{\frac{1}{n}}} \quad 13-2$$

۲-۱-۵-۲ تابع توزیع سوئیبرگ

تابع توزیع سوئیبرگ (معادله ۱۴-۲) همانند تابع توزیع روزین راملر بوده با این تفاوت که به جای

استفاده از تابع روزین-راملر از تابع سوئیبرگ استفاده شد (Ouchterlony, 2005.a; Ouchterlony, 2005.b).

$$P(X) = 1 / \left\{ 1 + \frac{\left[ \ln\left(\frac{x_{\max}}{x}\right) \right]^b}{\left[ \ln\left(\frac{x_{\max}}{x_{50}}\right) \right]^b} \right\} \quad 14-2$$

در این رابطه،  $X_{\max}$  محدوده‌ی بالایی ابعاد خرد شده (حداقل اندازه بلوک برجا، بارسنگ یا فاصله‌داری چال‌ها به سانتی‌متر) است و برای محاسبه پارامتر  $b$  که مشابه پارامتر شاخص یکنواختی ( $n$ ) در مدل کاز-رام است از رابطه ۱۵-۲ استفاده می‌شود (Ouchterlony, 2009). در این رابطه،

$B_{ref}$  بارسنگ مرجع است که حدود ۴ در نظر گرفته می‌شود (Segarra Catasús, 2004).

$$b = 0.4 \left( \frac{B_{ref}}{B} \right)^{0.25} X_{50}^{0.25} \ln\left(\frac{X_{\max}}{X_{50}}\right) \quad 16-2$$

در ادامه به مطالعات پیشین مربوط به محاسبه شاخص یکنواختی و پیش‌بینی میانگین ابعاد خرد

شده که پارامتر اصلی در مشخص شدن توزیع خردایش در این دو تابع است، پرداخته شده است.

## الف - میانگین متوسط ابعاد

### • روش‌های تجربی

دینیس و گاما در سال ۱۹۷۰ مدلی را با توجه میزان انرژی لازم برای خرد کردن سنگ، خصوصیات ماده منفجره و سنگ برای پیش بینی ابعاد خردایش ارائه دادند. نقص این مدل عدم توجه به تأثیر فاصله‌داری، ارتفاع پله، طول گل‌گذاری و عدم پیش‌بینی یکنواخت و غیریکنواخت خردایش بود (Da) (Gama, 1970; Lopez.C & Lopez.E, 1995). لارسون با توجه به تأثیرگذاری اکثر پارامترهای انفجاری چون خرج ویژه، بارسنگ، فاصله‌داری، جنس و خصوصیات ناپیوستگی سنگ، مدلی (رابطه ۱۷-۲) ارائه کرد که به دلیل عدم تأثیر ارتفاع پله و طول‌گذاری، توانایی پیش‌بینی دقیق درجه یکنواختی را نداشت (Lopez.C & Lopez.E, 1995; Hustrulid, 1999).

$$d_{50} = C_1 \times e^{(0.58 \times \ln B - 0.145 \times \ln(\frac{S}{B}) - 1.18 \times \ln(\frac{Sc}{C}) - 0.82)} \quad 17-2$$

$d_{50}$  = اندازه متوسط خردایش، B: بارسنگ (m)، S: فاصله جناحی (m)، Sc = خرج ویژه ( $\text{Kg/m}^3$ )  
C = ثابت مربوط به توده سنگ (جدول ۳-۲).

کازنتسوف با توجه به خصوصیات ماده منفجره و ساختار توده سنگ، تأثیر گذاری قدرت نسبی مواد منفجره و بررسی خردایش از نظر یکنواختی و غیر یکنواختی مدل تجربی (رابطه ۱۷-۲) خود را ارائه کرد. اما نقص این مدل عدم تأثیر تمامی خصوصیات توده سنگ بود. در رابطه (۱۷-۲)، خردایش حاصل از انفجار بر مبنای درصد جرمی عبوری ابعاد مشخص می‌شود، که این رابطه بیانگر میانگین ابعاد سنگ و فاکتور پودر (انرژی انفجاری اعمال شده در واحد حجم سنگ) است (Kuznetsov, 1973).

$$X_m = A q^{-0.8} Q_e^{0.167} \left( \frac{115}{E} \right)^{0.633} \quad 17-2$$

در این رابطه،  $X_m$  میانگین ابعاد قطعات خرد شده به سانتی‌متر، A شاخص قابلیت انفجار یا فاکتور سنگ (جدول ۳-۲)، Q وزن ماده منفجره داخل چال (کیلوگرم)، E قدرت وزنی ماده منفجره نسبت به آنفو (قدرت وزنی آنفو و TNT به ترتیب ۱۰۰ و ۱۱۵ است) و q فاکتور پودر شونده است که از



تقسیم وزن ماده منفجره داخل چال به حجم سنگ خرد شده در اثر انفجار هرچال به متر مکعب به دست آید.

جدول ۲-۳: مقادیر فاکتور سنگ با توجه به ساختار توده سنگ (Hustrulid, 1999).

فاکتور سنگ	ضریب پروتو دیاکنف	وضعیت توده سنگ
۳	۳-۵	سنگ خیلی نرم
۵	۵-۸	سنگ نرم
۷	۸-۱۰	سنگ متوسط
۱۰	۱۰-۱۴	سخت و درزه دار
۱۳	۱۲-۱۶	سخت و همگن

لیلی (Lilly, 1986)، پارامترهای توده سنگ در خرد شدگی را با عنوان شاخص قابلیت انفجار ارائه کرد. پس از آن، کونینگهام در سال ۱۹۸۷، به دلیل تأثیر فراوان پارامترهای توده سنگ در خردشدگی و با جایگزینی شاخص قابلیت انفجار به جای فاکتور سنگ در رابطه کازنتسوف، آن را به صورت رابطه ۱۸-۲ بازنویسی کرد (Cunningham, 1987). در این رابطه،  $V_o$  حجم سنگ خردشده،  $Q_e$  مقدار کیلوگرم آنفو در هر چال،  $E$  انرژی ماده منفجره آنفو که برابر ۱۰۰ است و  $BI$  شاخص قابلیت انفجارپذیری است و کاربرد آن در مهندسی انفجار به صورت رابطه ۱۹-۲ ارائه شده است.

$$X_m = 0.06BI \left( \frac{V_o}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{0.167} \left( \frac{115}{E} \right)^{0.633} \quad 18-2$$

$$BI = 0.5(RMD + JPS + JPO + RDI + HF) \quad 19-2$$

که رابطه ۱۹-۲، بر اساس جدول ۲-۴ قابل محاسبه است.

کو و راستین<sup>۱</sup> در سال ۱۹۹۳، با در نظر گرفتن تأثیر ارتفاع پله و طول گل گذاری در رابطه لارسون، مدل آن را تعمیم دادند و با نام سوئدیفو ارائه کردند. در این مدل، بارسنگ، فاصله‌داری، طول گل گذاری، خصوصیات ناپیوستگی‌ها و جنس سنگ در نظر گرفته شده است. نقص این مدل در نظر گرفتن خصوصیات سنگ به صورت تقریبی و ابعاد پیش‌بینی شده کوچک‌تر از ابعاد واقعی بود (Kou and Rustan, 1993).

<sup>۱</sup> Kou & Rustan

جدول ۲-۴: پارامترهای شاخص سنگ (Lilly, 1986).

امتیاز	پارامتر های ژئومکانیکی
RMD	شاخص توصیف توده سنگ
۱۰	ترد و خیلی ترد شده
۲۰	سنگ بلوکی
۵۰	سنگ توده ای
JPS	فاصله داری ناپیوستگی
۱۰	کمتر از ۰,۱ متر
۲۰	بین ۰,۱-۱ متر
۵۰	بزرگتر از ۱ متر
JPS	جهت یافتگی ناپیوستگی ها
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 تأثیر چگالی سنگ
$\gamma_{25-50}$	۷:وزن مخصوص (تن بر متر مکعب)
HF	فاکتور سختی
یک سوم مدل یانگ (GPa)	مدول یانگ کمتر از ۵۰ گیگا پاسکال
یک پنجم مقاومت فشاری تک محوری سنگ (MPa)	مدول یانگ بیش از ۵۰ گیگا پاسکال

مورین و فیکارزو<sup>۱</sup> در سال ۲۰۰۶، با استفاده از شبیه‌سازی مونت کارلو و بر اساس مدل کاز-رام پیش‌بینی خردایش سنگ و توزیع دانه‌بندی را با توجه به خواص سنگ بکر و خصوصیات درزه‌داری، نوع و خواص ماده منفجره و الگوی حفاری، انجام دادند (Morin and Francesco, 2006).

غیبی و همکاران در سال ۲۰۰۹، با مطالعه بر روی معدن مس سونگون، با اعمال تغییراتی بر روی مدل کاز-رام، مدل پیشنهادی را ارائه دادند. اما این مدل پیشنهادی، حد بالای ذرات را بر خلاف مدل کاز-رام در نظر نمی‌گرفت (Gheibie et al., 2009).

هداوردی و همکارانش<sup>۲</sup> در سال ۲۰۱۲، اطلاعات انفجاری چند معدن در ترکیه و برخی انفجارهای عمرانی در حومه شهر را جمع‌آوری و با استفاده از مدل‌سازی آماری و تحلیل رگرسیونی چند متغیره،

<sup>۱</sup> Morin & Francesco

<sup>۲</sup> Hudaverdi et al.

مدلی را برای پیش‌بینی خردایش ارائه کردند که در مقایسه با مدل کاز-رام خطای کمتری را در پیش‌بینی ابعاد خرد شده داشت (Hudaverdi et al., 2012).

فرامرزی و همکاران در سال ۲۰۱۳، به کمک سیستم مهندسی سنگ، پیش‌بینی خردایش سنگ را با استفاده از یک مدل‌سازی رگرسیونی چند متغیره که شامل ۱۶ پارامتر مؤثر بر خردایش سنگ بود را انجام دادند. سپس با مقایسه مدل رگرسیونی، مدل کاز-رام و سیستم طبقه بندی سنگ بهترین پیش‌بینی خردایش را برای معدن مس سونگون انجام دادند (Faramarzi et al., 2013).

اکبری و همکاران در سال ۲۰۱۵، پارامترهای طراحی انفجار و خواص مواد منفجره را برای خردایش سنگ پیش‌بینی کردند که نتایج نشان داد افزایش فاصله‌داری، زبری، ناپیوستگی و مقاومت فشاری تک محوره برای سنگ بکر باعث افزایش ابعاد سنگ خرد شده می‌شود (Akbari et al., 2015).

#### • روش آنالیز تصویری

با توجه به مطالب گفته شده در بخش ۲-۴-۱، از جمله تحقیقات برجسته با استفاده از آنالیز تصویری، می‌توان استفاده از الگوریتم watershed برای جدا کردن ذرات و همچنین ارزیابی اندازه‌گیری ذرات در بعد را با هدف رسیدن به توزیع دانه‌بندی توسط Al-Thyabat and Miles (Al-Thyabat and Miles, 2006)، استفاده از داده‌های 3-D برای توزیع اندازه دانه‌بندی سنگ آهک به صورت تمام اتوماتیک بر روی نوار نقاله با هدف قابلیت اندازه‌گیری و تجزیه و تحلیل برای کنترل اتوماتیک فرآیند خردایش که منجر به بهبود بهره‌وری انرژی و کیفیت خردایش می‌شود توسط Thurley and Matthew (Thurley and Matthew, 2011)، توزیع دانه‌بندی و طراحی الگوی مناسب انفجار به کمک نرم‌افزار Gold size توسط حسینی (Hosseini and Naderi Namvar, 2017)، مقایسه نمودار توزیع دانه‌بندی نرم‌افزارهای پردازش تصویر و الگوی آزمایشگاهی و نشان دادن مرزهای قطعات خرد شده با کمترین خطا توسط سرشکی و همکاران در سال ۲۰۱۶ (Sereshki et al., 2016) و توسعه بهترین مدل خردایش با استفاده از پردازش تصاویر انفجار توسط الهی و همکاران (Elahi et al., 2017) اشاره کرد.

## ب- شاخص یکنواختی

شاخص یکنواختی نشان دهنده یکنواختی توزیع ابعاد قطعات خرد شده است و به پارامترهای مختلفی همچون پارامترهای هندسی و پارامترهای محیطی بستگی دارد (Cunningham, 1983). روش‌های مختلفی به منظور پیش‌بینی شاخص یکنواختی وجود دارد. کونینگهام بر اساس روابط کازنتسوف و رزین - راملر و با در نظر گرفتن ارتباط میان الگوی آتشیاری و خردایش، رابطه‌ای را برای تخمین شاخص یکنواختی ارائه کرد که مقدار آن معمولاً بین ۰/۸ تا ۲/۲ متغیر است. این شاخص به پارامترهای مختلفی همچون قطر چال، بارسنگ، فاصله چال‌ها در یک ردیف، طول خرج، دقت چالزنی و ارتفاع پله بستگی دارد. این مقدار را می‌توان از رابطه ۲-۲۰ به دست آورد (Cunningham, 1983).

$$n = (2.2 - 14 \frac{B}{D}) \left( \sqrt{\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}} \right) \left( 1 - \frac{W}{B} \right) \left( 0.1 + \frac{|L_b - L_c|}{L} \right) 0.1 \frac{L}{H} P \quad 2-20$$

در این رابطه  $D$  قطر چال به میلی‌متر،  $L$  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،  $k$  فاصله چال‌ها در یک ردیف،  $B$  ضخامت بارسنگ به متر و  $P$  فاکتور آرایش چال است. فاکتور آرایش چال‌ها برای چال‌های مربعی برابر ۱ و برای آرایش لوزی شکل برابر ۱/۱ است.

از سوی دیگر، یکی از روش‌های پیش‌بینی شاخص یکنواختی استفاده از تکنیک پردازش تصویری است. با توجه به قابلیت بالای روش آنالیز تصویری، این روش نه تنها پیش‌بینی میانگین ابعاد خردایش، بلکه در شاخص یکنواختی سنگ هم به شدت در حال گسترش است (Hunter et al., 1990).

### ۲-۵-۲ روش مستقیم

رایج‌ترین و قدیمی‌ترین روش اندازه‌گیری میزان خردایش و تعیین دانه‌بندی قطعات خرد شده حاصل از انفجار به روش مستقیم سرند کردن است. در این روش از چند سرند با ابعاد مختلف برای تفکیک دانه‌بندی استفاده شده است. این مواد تفکیک شده در دو قسمت ۱- موادی که دانه‌ریز هستند و از سرند عبور کرده ۲- موادی که دانه درشت هستند و روی سطح سرند باقی می‌مانند، تقسیم

می‌شوند. از آنجایی که از ماده معدنی تنها بخش کوچکی را به عنوان نمونه مورد آزمایش برداشت می‌کنند، باید در محل انتخاب این ماده معدنی دقت داشت (نعمت‌اللهی، ۱۳۷۵).

طریقه کار به این صورت است که چند سرند با چشمه‌ها مختلف را بر روی هم چیده، مقداری ماده معدنی را به روی آن می‌ریزند، با عمل تکان دادند مقدار بار باقی مانده بر روی هر سرند را اندازه‌گیری و بار رد شده از هر سرند را به عنوان بار خروجی و ورودی سرند دیگر با چشمه کوچک‌تر اندازه‌گیری می‌کنند. به همین ترتیب همه نمونه برداشت شده را سرند می‌کنند و برای هر بخش متوسط ابعاد دانه‌بندی را به دست می‌آورند. در نهایت با مجموع نتایج به دست آمده از هر سرند، میزان خردایش انجام شده را بررسی می‌کنند (ویجیندار، ۱۳۷۸).

لازم به ذکر است که تمامی نمونه‌های برداشت شده را با فرض یکسان و دانه‌بندی منظم در نظر گرفته شود. زیرا تعیین ابعاد دانه‌بندی نامنظم حاصل انفجار کاری سخت و مقدور نیست و همچنین نمی‌توان اندازه طول، عرض و ضخامت را برای هر دانه در نظر گرفت. روش مناسب برای بیان این نظم در انتخاب قطر معادل است که نشان دهنده قطر کروی هر یک از سنگ‌های خرد شده است. همچنین انتخاب ابعاد سرند با در نظر گرفتن میزان خردایش و محصول مورد نیاز برای کارخانه در جهت اصلاح نحوه انفجار انجام می‌شود (نعمت‌اللهی، ۱۳۷۵؛ ویجیندار، ۱۳۷۸).

## ۲-۶ بررسی عملیات سنگ‌شکنی

بازدهی هر عملیات سنگ‌شکنی به میزان مواد ورودی به سنگ‌شکن بستگی دارد. همچنین به عدم ورود سنگ‌های خرد شده کوچکتر از دهانه ورودی دهانه سنگ‌شکن هم وابسته است. با توجه به میزان انرژی مصرفی به ازای هر تن خردایش سنگ می‌توان یک اندیس و یک مقیاس در ارزیابی بهینه بودن انفجار به دست آورد (Jimeno et al., 1995).

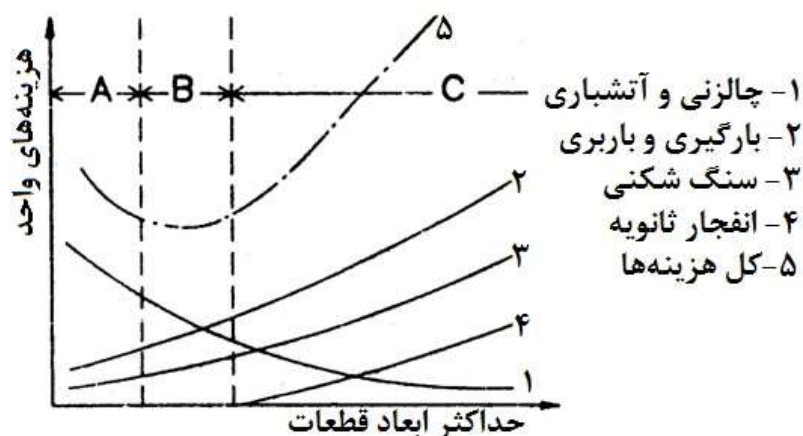
## ۲-۷ هزینه‌های عملیات معدن کاری

در نبود ماشین آلات حفاری، استفاده از چالزنی و آتشیاری برای خرد کردن سنگ‌ها غیر ممکن است. هزینه‌های یک عملیات معدن کاری در شکل (۲-۴) نشان داده شده است. در شرایط معمولی

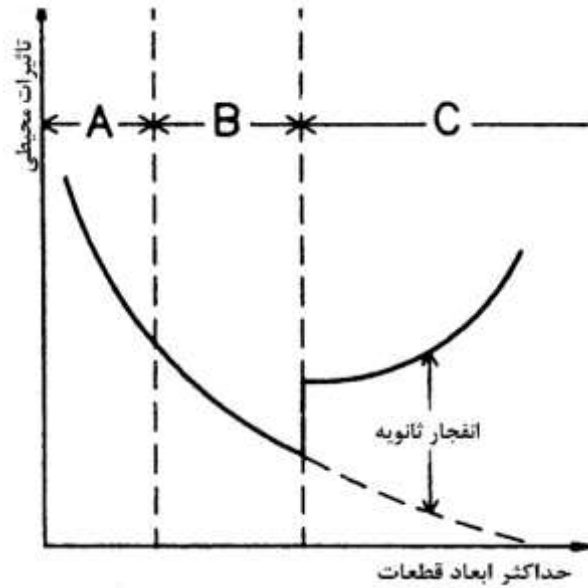
عملیات حفاری باید طوری انجام شود که در ناحیه B قرار گیرد. در این ناحیه هزینه‌های عملیاتی کاهش می‌یابد. ناحیه A نشان‌دهنده بالارفتن هزینه‌های بارگیری و حمل و نیز آتشباری ثانویه می‌شود. تأثیرات محیطی هر یک از حالات شکل (۲-۴) را می‌توان در شکل (۲-۵) مشاهده کرد. در ناحیه A نسبت مواد منفجره به سنگ‌های خرد شده بیشتر است و مقدار تأثیرات محیطی که خود شامل لرزش زمین و هوا است، بیشتر است. در ناحیه C مربوط به انفجارهای ناقص است که نیاز به آتشباری ثانویه دارند. در این ناحیه، همانند ناحیه A میزان لرزش زمین و هوا و همچنین پرتاب سنگ بالا است. بنابراین می‌توان نتیجه گرفت که عملیاتی که در ناحیه B قرار گرفته شود از لحاظ اقتصادی قابل قبول بوده و تأثیرات محیطی کمتری را خواهد داشت. در این ناحیه انرژی ماده منفجره به طور کامل صرف شکستن سنگ شده و تأثیرات محیطی کاهش می‌یابد (Lopez.C & Lopez.E, 1995).

## ۸-۲ جمع‌بندی

در این بخش ابتدا اجزای طراحی الگوی آتشباری معرفی و توضیح داده شد. سپس روش‌های توزیع خردشدگی که شامل روش‌های مستقیم و غیر مستقیم است به ترتیب بیان و پارامترهای مؤثر در هر کدام همراه با پیشینه‌ای از آن بررسی شد. در نهایت مطالعات بهینه‌سازی در زمینه هزینه کلی عملیات معدن کاری با هدف افزایش کارایی عملیات‌های معدن کاری بررسی شد.



شکل ۲-۴: تغییرات هزینه واحد خردشدگی به ازای حداکثر ابعاد، ناحیه A: فوق متعادل، ناحیه B: متعادل و ناحیه C: زیر متعادل (Lopez.C & Lopez.E, 1995).



شکل ۲-۵: رابطه بین تأثیرات محیطی و نوع آتشباری، ناحیه A: فوق متعادل، ناحیه B: متعادل و ناحیه C: زیر متعادل (Lopez.C & Lopez.E, 1995).

در این بخش نشان داده شد که انتخاب یک الگوی آتشباری که ۲۵ درصد هزینه‌های عملیات معدنی را شامل می‌شود، نیازمند بررسی و ارزیابی وضعیت محیط آتشباری است، چرا که آتشباری وابسته به شرایط فیزیکی و مکانیکی محیط است پس تعیین هر پارامتر طراحی الگو متکی به محیط انفجاری است که تأثیر مستقیمی بر ابعاد خردایش و پیامدهای حاصل از انفجار دارد.





## فصل سوم

منطقه مورد مطالعه و

برداشته‌های صحرایی

### ۱-۳ مقدمه

برداشت‌های صحرایی در معدن بوکسیت جاجرم در دو بخش برداشت‌های قبل از عملیات انفجار و بعد از عملیات انفجار تقسیم می‌شود. بخش اول مربوط به برداشت‌های درزه‌نگاری و ویژگی‌های توده سنگ انفجاری همراه با عملیات چالزنی است. بخش دوم عملیات آتشیاری به همراه نتایج حاصل از انفجار، عملیات بارگیری و باربری و عملیات سنگ‌شکنی را شامل می‌شود. در این فصل در راستای رسیدن به اهداف مورد نظر، ابتدا منطقه مورد مطالعه به طور کامل بررسی و معرفی شده است. سپس مطالعات و نحوه ثبت اطلاعات مرتبط با برداشت‌های صحرایی در ارتباط با عملیات قبل و بعد از انفجار، به طور مفصل بیان شده است.

### ۲-۳ منطقه مورد مطالعه

معدن بوکسیت جاجرم در استان خراسان شمالی و در ۱۹ کیلومتری شمال شرق شهرستان جاجرم قرار دارد. شهرستان جاجرم از طریق جاده آسفالته به شهرستان بجنورد (در فاصله ۱۷۵ کیلومتری شمال شرق) متصل می‌شود. راه‌آهن تهران-مشهد از ۳۵ کیلومتری جنوب جاجرم و از دشت جوین عبور می‌کند و کارخانه تولید آلومینا از طریق یک خط آهن فرعی به این راه‌آهن متصل می‌شود (شکل ۱-۳).

منطقه معدنی به صورت رشته کوهی با امتداد شرقی-غربی در شمال کویر جاجرم قرار دارد که ارتفاع آن از سطح دریا حدود ۱۰۰۰ متر است. به طور کلی چینه‌شناسی و خصوصیات فیزیکی سازندهای موجود در منطقه و همچنین تنش‌های ساختاری وارده، نقش اساسی در تعیین وضعیت زمین‌شناسی منطقه به عهده داشته که از بارزترین ساختارهای حاصل از آن می‌توان طاق‌دیس زو، با ارتفاع ۱۸۰۰ متر از سطح دریا را ذکر کرد.

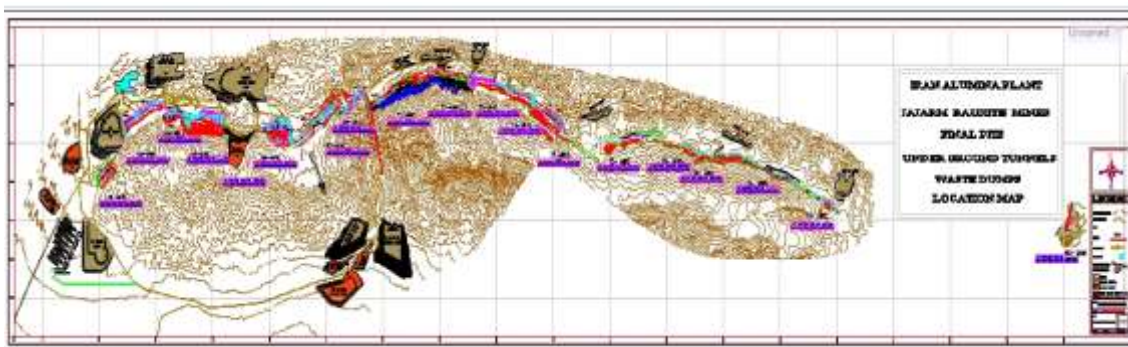
### ۳-۳ برداشت صحرایی

مجموعه معادن بوکسیت جاجرم شامل ۱۹ معدن است که به چهار دسته گلبینی، تاگویی، زو و سنگ‌تراش تفکیک می‌شوند که در شکل ۲-۳ موقعیت این معادن نشان داده شده‌اند. عملیات برداشت

صحرای در دو بخش انجام شده است که بخش اول مربوط به برداشت‌های درزه‌نگاری و ویژگی‌های توده سنگ انفجاری همراه با عملیات چالزنی است. بخش دوم عملیات آتشیاری به همراه نتایج حاصل از انفجار، عملیات بارگیری و باربری و عملیات سنگ‌شکنی را شامل می‌شود.



شکل ۱-۳: موقعیت معدن بوکسیت جاجرم.



شکل ۲-۳: موقعیت جغرافیایی معادن گلبینی ۳،۲ و ۶ - تاگویی ۲،۱ و ۳.

در این تحقیق، ۲۴ انفجار برداشت شد که ۲۰ انفجار آن برای معرفی وضعیت فعلی معدن و ۴ انفجار که در فصل ۵ به آن اشاره خواهد شد برای طراحی الگو است. در این فصل ۲۰ انفجار انجام شده از سینه کارهای مختلف شامل بوکسیت، بوکسیت شیلی، کائولن کمربالا، دولومیت و باطله در معادن گلبینی ۳،۲ و ۶، تاگویی ۲،۱ و ۳ مورد بررسی قرار گرفته‌اند که در شکل ۲-۳ با مستطیل قرمز رنگ مشخص شده‌اند. قابل ذکر است، در برخی از سینه کارها به دلیل نامساعد بودن شرایط محیطی برداشت‌های درزه‌نگاری و ثبت عملیات چالزنی صورت نگرفته است، اطلاعات برداشت‌های

انجام شده در جدول ۳-۱ آورده شده است. در این پایان نامه فقط اطلاعات مربوط با مواد معدنی انتخاب شده است.

جدول ۳-۱: مطالعات انجام شده برای معادن مورد بررسی به صورت تفکیک.

ردیف	معدن	توع سنگ	برداشت درزه	اطلاعات چالچی	اطلاعات قبل از آتشیاری	اطلاعات بعد از آتشیاری	بارگیری و باربری	سنگ شکن و خردایش
۱	GB3	دولومیت	۹۵/۱/۲۷	۹۵/۱/۲۸	۹۵/۱/۲۹	۹۵/۱/۲۹		
۲	GB3	باطله			۹۵/۱/۲۸	۹۵/۱/۲۸		
۳	GB3	بوکسیت	۹۵/۱/۲۹		۹۵/۱/۲۲	۹۵/۱/۲۲	شروع: ۹۵/۱/۲۵	انجام شده
۴	TG3	کائولن	۹۵/۱/۳۷-۲۸	۹۵/۱/۳۷	۹۵/۱/۳۰	۹۵/۱/۳۰		
۵	TG3	باطله	۹۵/۱/۲۸		۹۵/۱/۲۱	۹۵/۱/۲۱		
۶	GB2	بوکسیت	۹۵/۱/۲۲	۹۵/۱/۲۲	۹۵/۱/۲۵	۹۵/۱/۲۵	شروع: ۹۵/۱/۲۵	انجام شده
۷	GB6	بوکسیت	۹۵/۱/۲۹	۹۵/۱/۲۱	۹۵/۱/۲۶	۹۵/۱/۲۶	شروع: ۹۵/۱/۲۹	انجام شده
۸	TG2	شیل			۹۵/۱/۲۱	۹۵/۱/۲۱		
۹	TG3	شیل			۹۵/۱/۲۳	۹۵/۱/۲۳		
۱۰	TG1	باطله	نامساعد		۹۵/۱/۲۴	۹۵/۱/۲۴		
۱۱	TG3	کائولن	۹۵/۱/۳۷	۹۵/۱/۳۷	۹۵/۱/۲۴	۹۵/۱/۲۴		
۱۲	GB6	باطله	۹۵/۱/۲۶		۹۵/۱/۲۶	۹۵/۱/۲۶		
۱۳	TG1	کائولن-شرقی	نامساعد	۹۵/۱/۲۱	۹۵/۱/۲۴	۹۵/۱/۲۴		
۱۴	TG1	کائولن-غربی	۹۵/۱/۲۱		۹۵/۱/۲۴	۹۵/۱/۲۴		
۱۵	TG1	دولومیت	نامساعد		۹۵/۱/۲۳	۹۵/۱/۲۳		
۱۶	TG2	باطله	نامساعد	۹۵/۱/۲۷	۹۵/۱/۲۸	۹۵/۱/۲۸		
۱۷	TG3	بوکسیت	۹۵/۱/۲۵	۹۵/۱/۲۵	۹۵/۱/۲۱	۹۵/۱/۲۱	شروع: ۹۵/۱/۲۱	انجام شده
۱۸	TG2	بوکسیت	۹۶/۳/۱۹	۹۶/۳/۱۹	۹۶/۳/۲۳	۹۶/۳/۲۳	شروع: ۹۶/۳/۲۳	انجام شده
۱۹	TG1	بوکسیت	۹۶/۴/۲۱		۹۶/۴/۲۴	۹۶/۴/۲۴	شروع: ۹۶/۴/۲۴	انجام شده
۲۰	TG3	بوکسیت	۹۶-۵/۱		۹۶-۵/۱۷	۹۶-۵/۱۷		

•• عکس برداری طی دو مرحله انجام شده است (۱/۳ و ۲/۳ کبه لنگاری)



### ۳-۳-۱ درزه نگاری

اغلب ساختارهای سنگی، به صورت ناهمگن و غیر ایزوتوپ بوده و قسمت‌های همگن، حجم کمی از سنگ را تشکیل می‌دهند. مهم‌ترین عامل ساختاری توده سنگ که رفتار سنگ را در راستای مواجهه با تنش‌های القایی کنترل می‌کند، درزه‌ها است. از آن جا که آتشیاری به عنوان یک عامل دینامیکی برای خردایش توده سنگ است؛ پس، سیستم درزه‌های موجود در سنگ، این عامل دینامیکی که به عنوان یک محرک و ایجاد کننده تنش مکانیکی در سنگ هست را کنترل می‌کند.

ویژگی‌های درزه‌ها که شامل تعداد دسته‌درزه‌ها، فاصله‌داری، جهت شیب و امتداد، هوازدگی و مواد

پرکننده درزه و غیره است، تأثیر مستقیمی بر قابلیت آتشباری سنگ و کیفیت آتشباری و میزان راندمان آن انفجار خواهد داشت.

به طور کلی می‌توان بیان کرد که درزه‌های طبیعی موجود در توده سنگ تأثیر مستقیمی بر فرایند چالزنی و راندمان آن و همچنین بر فرایند انفجار و نتایج آن خواهد داشت و این فرایندها را تحت تأثیر خود قرار می‌دهد.

۳-۱-۱-۳-۱ تأثیر سیستم درزه‌ها بر فرایند چالزنی و انفجار در معادن

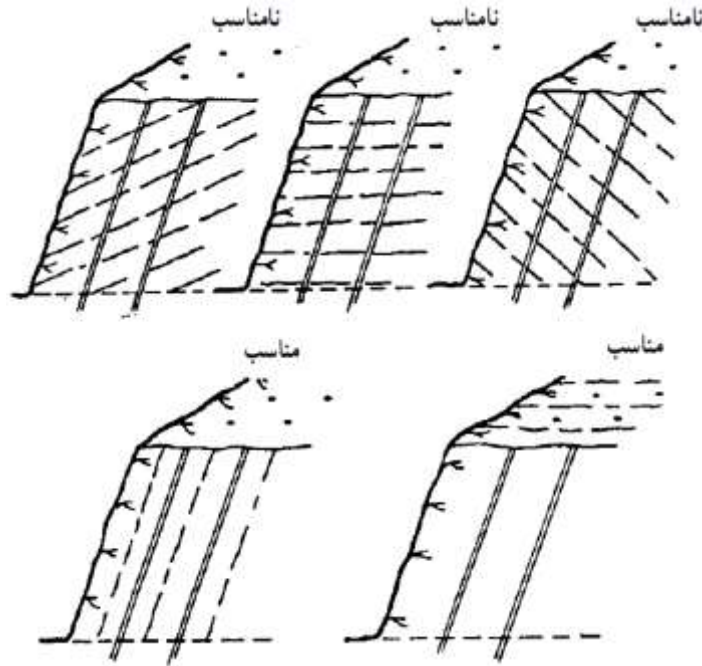
#### الف- تأثیر درزه‌ها بر فرایند چالزنی

از آن‌جا که، پرهزینه‌ترین و وقت‌گیرترین فرایند استخراج معادن روباز، فرایند چالزنی است، نحوه اجرای صحیح این عملیات تأثیر مستقیمی بر هزینه‌های آتشباری و راندمان آن خواهد داشت و چون ارتباط نزدیکی با خصوصیات فیزیکی و مکانیکی توده سنگ دارد، در تعیین و انتخاب نوع ماشین‌آلات چالزنی و دیگر عملیات‌ها هم مؤثر است. از جمله خواص توده سنگ که در چالزنی مؤثرند می‌توان سختی، ابعاد دانه‌ها، مقاومت فشاری سنگ‌ها، درزه و شکاف و وزن مخصوص و غیره را نام برد (استوار، ۱۳۸۹).

در چالزنی، شیب و امتداد شیب، سیستم درزه‌ها، فاصله‌داری، پرشدگی، هوازدگی و کیفیت و کمیت مواد پرکننده درزه‌ها جز مهم‌ترین ویژگی‌های درزه به شمار می‌روند که تأثیر مستقیمی در قابلیت حفاری و نفوذپذیری توده سنگ دارند. شکل ۳-۳ حالت‌های مختلف چالزنی و نتایج حاصله را در سنگ‌های درزه‌دار نشان می‌دهد (Lopez.C & Lopez.E, 1995).

با توجه به شکل ۳-۳ می‌توان پی برد که اگر چال‌های حفر شده نزدیک به جهت و شیب طبیعی درزه‌ها باشد، چالزنی و انفجار راندمان بهتری خواهد داشت (استوار، ۱۳۸۹؛ Lopez & Lopez, 1995). چالزنی در سنگ‌های درزه‌دار به مراتب مشکل‌تر از سنگ‌های بدون درزه است و لذا سیستم درزه‌ها در انتخاب ماشین‌آلات چالزنی، محدودیت ایجاد می‌کند. در توده‌های درزه‌دار به ویژه با فاصله‌داری کم، بهترین سیستم کاربردی چالزنی، سیستم دورانی است و سیستم چالزنی ضربه‌ای - دورانی به علت

گیر افتادن سرتمه در حین چالزنی کارآیی ندارد (استوار، ۱۳۸۹؛ Lopez & Lopez, 1995).



شکل ۳-۳: حالات مختلف چالزنی و نتایج حاصل در سنگ‌های درزه‌دار (Lopez & Lopez, 1995).

ب- تأثیر درزه‌ها بر فرایند انفجار

انرژی ضربه‌ای و فشار گاز حاصل از انفجار سبب شکستن سنگ و میزان خردایش آن می‌شود. سیستم درزه‌های موجود در یک سنگ تأثیر زیادی بر این دو عامل دارند که با تغییر در یک سیستم درزه، نتایج متفاوتی نسبت به توده سنگ بکر به دست می‌آید. حال اگر درزه بدون پرشدگی باشد، سطح آن به عنوان سطح آزاد عمل می‌کند و برخی از انرژی ماده منفجره به بلوک اولیه باز می‌گردد. با توجه به این امر انرژی مواد منفجره درون سنگ حبس شده و باعث خردایش غیر یکنواخت و ایجاد قلوه‌سنگ می‌شود. از سوی دیگر این امر باعث قرار گرفتن ماده منفجره زیادی در بین درزه‌ها می‌شود و در نتیجه حجم خرج محاسبه شده تئوری نسبت به میزان خرج عملی مصرفی کمتر شده است. در نتیجه این پدیده باعث افزایش خرج‌گذاری چال‌ها و افزایش خرج ویژه می‌شود (استوار، ۱۳۸۹؛ Lopez & Lopez, 1995).

حال هرچه سنگ درزه‌دارتر (به ویژه درزه‌های متقاطع با سینه‌کار) باشد سرعت موج ماده منفجره، مدت زمان حبس گاز در چال و میزان فشار چال در آن کمتر از سنگ بکر است. چرا که این امر سبب

خروج سریع گازهای انفجاری و هدر رفتن انرژی ماده منفجره می‌شود. این پدیده هم مانند پدیده قبل، خود باعث خردایش غیریکنواخت، ایجاد قله سنگ، پرتاب سنگ، کاهش جابجایی بلوک‌ها و تشکیل پاشنه شده و در برخی موارد آتشیاری ثانویه را ضروری می‌کند (استوار، ۱۳۸۹؛ Lopez & Lopez, 1995).

### ۳-۱-۲-۳ درزه‌نگاری در معادن بوکسیت جاجرم

#### الف- ثبت اطلاعات درزه‌ها

با توجه به امکان اندازه‌گیری ویژگی‌های درزه‌ها در برداشت‌های صحرایی، فرم ثبت اطلاعات درزه‌ها به صورت جدول ۲-۳ طراحی شد. به منظور به دست آوردن خصوصیات درزه‌های موجود در سینه‌کارهای ماده معدنی در معادن بوکسیت جاجرم، با توجه به مشخصات زمین‌شناسی و ساختمانی، کاربرد ثبت اطلاعات درزه تکمیل و عملیات درزه‌نگاری بر روی آن صورت گرفت.

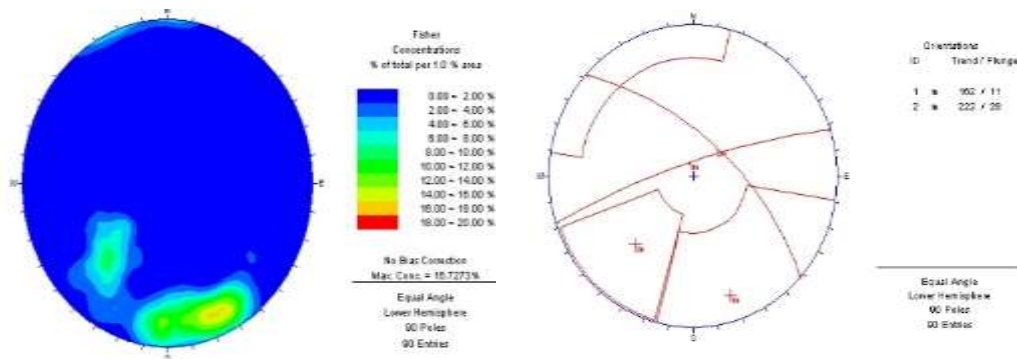
جدول ۲-۳: کاربرد برداشت درزه در معادن بوکسیت جاجرم.

شماره صفحه:	مشخصات توده سنگ					خط برداشت						
	تاریخ	شرح توده سنگ	جهت شیب	زاویه	طول درزه (سانتی‌متر)	شیب (درجه)	جهت شیب	جهت شیب (درجه)	فاصله (سانتی‌متر)		نوع ناپیوستگی	شماره
								انتها	ابتدا			
هوازده‌گی، اندکی هوازده، تجزیه شده	جریان آب، کاملاً خشک، تقریباً خشک، مرطوب	چکش اشمیت	پر شدگی	دهانه بازشدگی (میلی-متر)								

#### ب- تحلیل دسته درزه‌ها در خط برداشت

ابتدا با توجه به موقعیت خط برداشت‌های تعیین شده در هر یک از معادن، موقعیت درزه‌ها و شیب و جهت شیب دسته درزه‌ها مطابق کاربرد ثبت اطلاعات درزه‌های ماده معدنی (جدول ۲-۳) برداشت شد و بر اساس اطلاعات بدست‌آمده، شیب و جهت شیب خط برداشت‌های هر یک از معادن مورد

مطالعه برای تعیین دسته‌درزه‌های اصلی در نرم‌افزار DIPS مورد تحلیل و بررسی قرار گرفت. از این رو در شکل ۳-۴ تصویر استریوگرافیک مربوط به دسته‌درزه‌های اصلی معدن گلپینی ۲ و همچنین نتایج محاسبات در جدول ۳-۳ قابل مشاهده است. برای سایر معادن در پیوست ۱ آورده شده است.



شکل ۳-۴: تصویر استریوگرافیک مربوط به درزه‌ها در خط برداشت معدن گلپینی ۲.

جدول ۳-۳: شیب و جهت شیب درزه‌ها در خط برداشت معدن گلپینی ۲.

جهت شیب (میانگین)	شیب			ناپیوستگی	خط برداشت
	میانگین	بیشینه	کمینه		
۲۷۶	۷۸	۸۷	۴۸	دسته درزه ۱	کلی
۴۲	۶۳	۸۵	۴۴	دسته درزه ۲	

#### ج- شرایط ناپیوستگی‌ها

برای به دست آوردن فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها در سینه‌کار معادن بوکسیت جاجرم، فاصله عمودی متوسط بین دسته درزه‌ها را از روی فاصله ظاهری و شیب درزه‌ها تعیین شد. به طوری که از روابط مثلثاتی به منظور به دست آوردن تصویر فاصله برداشت شده بر روی خط افقی استفاده شده است (معماریان، ۱۳۹۲). نتایج محاسبات در جدول ۳-۴ نشان داده شده است.

شرایط ناپیوستگی‌ها که شامل دهانه بازشدگی، وضعیت پرشدگی و هوازدگی درزه‌ها، فاصله‌داری ناپیوستگی و همچنین طول درزه‌ها است، در جدول ۳-۲ ثبت شد. جداول ۳-۴ و ۳-۵ به ترتیب فاصله‌داری ناپیوستگی، فراوانی دهانه بازشدگی ناپیوستگی‌ها و وضعیت پرشدگی درزه‌ها در معادن مورد بررسی نشان می‌دهد.



جدول ۳-۴: فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها در خط برداشت‌های برداشت شده.

فاصله واقعی ناپیوستگی				نوع توده‌سنگ	معدن
دسته درزه ۴	دسته درزه ۳	دسته درزه ۲	دسته درزه ۱		
		۲۷/۹۱	۱۷/۴۵	بوکسیت	گلبینی ۲
۲۷/۰۲	۱۲/۷۲	۲۳/۵۵	۲/۶۴	بوکسیت	گلبینی ۳
	۸/۹۳	۷/۶۵	۱۲/۸۳	بوکسیت	گلبینی ۶
۴۹/۹۳	۱۵/۳۸	۲۵/۵	۱۰/۱۹	بوکسیت	تاگویی ۱
	۱۲/۳۱	۱۷/۵۹	۱۷/۴۴	بوکسیت	تاگویی ۲
		۱۲/۸۲	۱۰/۶۷	بوکسیت	تاگویی ۳

جدول ۳-۵: فراوانی دهانه بازشدگی، وضعیت پرشدگی درزه‌ها، هوازگی و رطوبت محیط.

جریان آب، کاملاً خشک، تقریباً خشک، مرطوب	بدون هوازگی، هوازگی اندکی هوازده، تجزیه شده	پر شدگی (%)				دهانه بازشدگی (%)				نوع توده‌سنگ	معدن
		خرده‌سنگ	بدون پر شدگی	کلسیتی	سیمانی	بزرگتر از ۲ میلی‌متر	۲ میلی‌متر	۱ میلی‌متر	کمتر از ۱ میلی‌متر		
تقریباً خشک	بدون هوازگی	۰	۱۰۰	۰	۰	۵	۲۵	۳۷	۳۳	بوکسیت	گلبینی ۲
خشک	بدون هوازگی	۷۷	۲۳	۰	۰	۰	۳۸	۰	۶۲	بوکسیت	گلبینی ۳
مرطوب	بدون هوازگی	۰	۴۹	۰	۵۱	۴	۳۲	۱۵	۴۹	بوکسیت	گلبینی ۶
خشک	بدون هوازگی	۶۲	۳۸	۰	۰	۰	۰	۶۲	۳۸	بوکسیت	تاگویی ۱
خشک	بدون هوازگی	۰	۱۰۰	۰	۰	۰	۰	۵۳	۴۷	بوکسیت	تاگویی ۲
تقریباً خشک	بدون هوازگی	۰	۸۵	۰	۱۵	۱	۷	۰	۹۲	بوکسیت	تاگویی ۳

### ۳-۲-۳ برداشت عملیات معدن کاری

برداشت‌های عملیات معدن کاری به دو بخش قبل از انفجار (عملیات مربوط به چالزنی و انفجار) و بعد از انفجار (بارگیری، باربری و سنگ‌شکنی) تقسیم می‌شود. در ادامه به توضیح این دو بخش پرداخته شده است.

### ۳-۲-۳-۱ برداشت‌های مربوط به چالزنی

برای ثبت اطلاعات چالزنی کاربرگ‌هایی (جدول ۳-۶) طراحی شد. سپس سینه‌کار انفجاری تعیین و الگوی چالزنی طراحی شده با پلاستیک‌هایی مشکی به صورت سنگ‌چین بر روی سینه‌کار مورد نظر

پیاده شد. بعد از تهیه کروکی موقعیت چال‌ها، اطلاعات چالزنی در کاربرگ ذکر شده ثبت شد (برای نمونه معدن گلپینی ۲ در این جا آورده شده است و برای مابقی انفجارها در پیوست ۲ آورده شده است، جدول ۳-۷). لازم به ذکر است در برخی از انفجارها امکان برداشت این عملیات وجود نداشت.

جدول ۳-۶: کاربرگ ثبت عملیات چالزنی در معادن بوکسیت جاجرم.

	متوسط زمان حفاری هر چال		عمق چال (متر)
	نوع سرمته		قطر چال (سانتی‌متر)
bar	فشار پشت سرمته		طول راد (متر)
	متراژ کل حفاری (متر)	Rpm	دور چکش
	هزینه کل حفاری (ریال)		هزینه حفاری به ازای هر متر (ریال)

جدول ۳-۷: کاربرگ ثبت عملیات چالزنی در معدن گلپینی ۲.

۱۵°/۰۱'۱۶"	متوسط زمان حفاری هر چال	چال مایل: ۱/۵-۲/۵ چال قائم: ۴/۵	عمق چال (متر)
دکمه‌ای	نوع سرمته	۷/۶	قطر چال (سانتی‌متر)
۱۱۰ bar	فشار پشت سرمته	۳	طول راد (متر)
۲۵۰	متراژ کل حفاری (متر)	۹۰ rpm	دور چکش
۲۲۵۰۰۰۰۰	هزینه کل حفاری (ریال)	۹۰۰۰۰	هزینه حفاری به ازای هر متر (ریال)

۳-۳-۲ برداشت‌های مربوط به انفجار

برای ثبت اطلاعات الگوی آتشباری نیز کاربرگ مربوطه طراحی و برای هر یک از انفجارها که در ادامه توضیح داده شده است، تکمیل شد. به عنوان نمونه در جدول ۳-۸ کاربرگ مربوط به انفجار ماده معدنی در معدن گلپینی ۲ آورده شده است و برای مابقی انفجارها در پیوست ۳ آورده شده است. لازم به ذکر است تمامی انفجارها با الگوی حفاری لوزی شکل بوده و انفجار از نوع الکتریکی انجام شده است.

#### ۱. معدن گلپینی ۲

در این انفجار با کم آمدن مقدار آنفو شش چال خالی ماند و بعد از انفجار شش چال قائم عمل نکرده باقی ماند. به دلیل هوای بارانی اکثر چال‌ها آبدار بودند. گل‌گذاری با خاک عادی نوک تیز با ابعاد

۳ تا ۸ میلی‌متر، از جنس همان خاکی که موقع حفاری پودر شده است، انجام شد. مدار این انفجار به صورت سری بسته شد به طوری که هر یک از چال‌های مایل و قائم با یک تأخیر در نظر گرفته شده است.

جدول ۳-۸: کاربرد اطلاعات الگوی آتشیاری توده‌سنگ بوکسیت در معدن گلپین ۲ در افق ۱۱۰۸.

چگالی سنگ (ton/m <sup>3</sup> )	۳	گل گذاری (m)	
حجم بلوک (m <sup>3</sup> )	۱۰۰۰	تعداد ردیف	۴
قطر چال (cm)	۷/۶	شبکه حفاری	۲*۲
تعداد چال قائم	۲۶	حداقل عمق چال (m)	۱/۵
تعداد چال مایل	۱۰۳	حداکثر عمق چال (m)	۴/۵
تعداد چال‌ها	۱۲۹	مساحت بلوک (m <sup>2</sup> )	۷۵۰
متوسط ارتفاع چال‌ها	۱/۶	محل قرار گیری فنیله انفجاری	ته چال
اضافه حفاری (m)	-	پرایمر	امولایت+چاشنی
فاصله‌داری (m)	۲	وجود پاشنه در پای پله	-
بارسنگ (m)	۲	خرج ویژه امولایت ۱۹۵ گرمی	-
بارسنگ ماکزیمم (m)	برای چال مایل: از بالا ۰/۳ و از پایین ۰/۷ چال قائم: ۱-۰/۵	خرج ویژه امولایت ۲۵۰ گرمی	۱۱
تعداد چاشنی	۱۲۹	خرج ویژه آنفو (gr/ton)	۱۳۰
شماره چاشنی	۱-۲	خرج ویژه کل (gr/ton)	۱۴۱
نوع چاشنی	تأخیری ۸ متری	امولایت ۲۵۰ در هر چال	یک لول
چگالی خرج گذاری (kg/m <sup>3</sup> )	۱/۸	امولایت ۱۹۵ در هر چال	-
میزان تولید (ton)	۳۰۰۰	آنفو (Kg)	۳۹۰
مقدار آنفو در هر چال (Kg)	۲ کیلوگرم به ازای هر متر	آنفو + امولایت (Kg)	۴۲۳
خرج ویژه چاشنی (kg/m <sup>3</sup> )	۰/۰۴۳	متر از حفاری (m)	۲۵۰
امولایت (Kg)	۳۳	شماره کروکی	۱

### ۳-۲-۳-۳ برداشت‌های سنگ‌شکنی

در کارخانه آلومینای بوکسیت جاجرم، پس از خردایش بار اولیه ورودی تا ابعاد ریزتر از ۲۰ میلی‌متر در بخش سنگ‌شکنی، بار آسیاهای گلوله‌ای با ظرفیت ۲۰۰۰ تن در روز تأمین می‌شود. بخش سنگ‌شکنی کارخانه آلومینای جاجرم در سه خط فعال است. مطابق با پیوست ۵ عملیات سنگ‌شکنی در این سه خط شرح داده شده است. بدین منظور، تمامی خطوط به صورت جداگانه

مورد بررسی قرار گرفته‌اند و نتایج به دست آمده از آنالیزهای سرنندی و ظرفیت بار ورودی در ادامه توضیح داده شده است.

#### ۱- خط ۱

بار اولیه پس از جدایش، توسط سنگ‌شکن فکی خرد شده، سپس محصول با سرنند جدایش می‌شود. پس از جدایش خاکه اولیه، ابعاد درشت‌تر توسط سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) و سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) خرد می‌شوند.

در بررسی‌های انجام شده در خط ۱، خردایش ظرفیت بار ورودی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) و سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) به ترتیب ۱۱۵ و ۱۳۵ تن در ساعت اندازه‌گیری شد که در مورد سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) کمی بیش از ظرفیت اسمی ارائه شده از طرف سازنده است. در ادامه توزیع دانه‌بندی محصولات ورودی سنگ‌شکن‌های خط ۱ ارائه شده است.

#### الف- سنگ شکن فکی

توزیع دانه‌بندی محصولات سنگ‌شکن فکی، مواد درشت باقیمانده روی سرنند مادر ۱۰+ میلی‌متر و خاکه ۱۰- میلی‌متر در جدول ۳-۱۱ ارائه شده است. ملاحظه می‌شود که:

- در حدود ۱/۵٪ از محصول سنگ‌شکن فکی دارای ابعاد ریزتر از ۱۰ میلی‌متر است.
- آنالیز ابعادی مواد درشت و خاکه سرنند ۱۰ میلی‌متر، جدایش مطلوب ابعاد ۱۰- میلی‌متر را می‌دهد.
- $d_{80}$  محصول فکی، رو و زیر سرنندی به ترتیب ۱۳۰، ۱۳۰ و ۱۱ میلی‌متر است.
- رو سرنندی بخش سنگ‌شکن فکی با ابعاد  $d_{80} = 130$  میلی‌متر مناسب برای سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) است.

جدول ۳-۹: توزیع دانه‌بندی محصول‌های سنگ‌شکن فکی، مواد درشت برگشتی و خاکه ۱۰- میلی‌متر بار ورودی گلبینی ۶.

مواد درشت (۱۰+ میلی‌متر)			خاکه (۱۰- میلی‌متر)			محصول فکی			محدوده ابعادی (میلی‌متر)
(۳)	(۲)	(۱)	(۳)	(۲)	(۱)	(۳)	(۲)	(۱)	
۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰				۱۰۰/۰	۰/۰		+۱۵۰
۱۸/۱	۸۱/۹	۸۱/۹				۲۴/۰	۷۶/۰	۷۶/۰	-۱۵۰+۷۰
						۵/۶	۹۴/۴	۱۸/۴	-۷۰+۴۰
۷/۴	۹۲/۶	۱۰/۷				۵/۶	۹۴/۴	۰/۰	-۴۰+۳۰
۴/۴	۹۵/۶	۳/۰				۴/۲	۹۵/۸	۱/۴	-۳۰+۲۲
۲/۶	۹۷/۴	۱/۸				۲/۷	۹۷/۳	۱/۵	-۲۲+۱۶
۰/۳	۹۹/۷	۲/۳	۸۹/۳	۱۰/۷	۱۰/۷	۲/۰	۹۸/۰	۰/۷	-۱۶+۱۲
۰/۰	۱۰۰/۰	۰/۳	۶۰/۱	۳۹/۹	۲۹/۳	۱/۱	۹۸/۹	۰/۹	-۱۲+۸
			۴۰/۱	۵۹/۹	۲۰/۰	۰/۵	۹۹/۵	۰/۶	-۸+۴
			۳۰/۴	۶۹/۶	۹/۷	۰/۳	۹۹/۷	۰/۲	-۴+۲
			۱۸/۸	۸۱/۲	۱۱/۶	۰/۳	۹۹/۷	۰/۰	-۲+۱
			۰/۰	۱۰۰/۰	۱۸/۸	۰/۰	۱۰۰/۰	۰/۳	-۱
		۱۰۰/۰			۱۰۰/۰			۱۰۰/۰	جمع

(۱): وزن (٪)، (۲): باقیمانده تجمعی (٪)، (۳): عبوری تجمعی (٪).

ب- سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه درشت و دانه ریز)

همان‌گونه که ذکر شد بار روی سرنبدی ۱۰ میلی‌متر با ابعاد ۱۳۰ میلی‌متر ( $d_{80}$ ) با تناژ ۱۳۵ تن در ساعت به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) وارد می‌شود (لازم به ذکر است تناژ ورودی با اندازه‌گیری وزن میانگین بار یک متر از نوار و سرعت متوسط نوار نقاله در طول دوره حضور در کارخانه تعیین شده است). توزیع ابعادی بار ورودی سنگ‌شکن مخروطی استاندارد دانه‌درشت (رو سرنبد بخش فکی)، محصول هر دو سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت و دانه‌ریز)، دانه‌درشت برگشتی به دانه‌ریز و محصول نهایی ۲۰- میلی‌متر در جدول ۳-۱۲ ارائه شده است. ملاحظه می‌شود که:

- حدود ۴۳٪ از محصول هر دو سنگ‌شکن مخروطی دارای ابعاد ریزتر از ۲۰ میلی‌متر است (امکان نمونه‌برداری جداگانه از سنگ‌شکن‌های مخروطی مقدور نیست، لازم است در بررسی‌های بعدی با هماهنگی‌های کارفرما یا پیمانکار این بخش امکان نمونه‌برداری جداگانه فراهم شود).
- در حدود ۳۳٪ از مواد برگشتی به سنگ‌شکن مخروطی (دانه‌ریز) ریزتر از ۲۰ میلی‌متر

است که کارآیی نامناسب بخش سردکنی را نشان می‌دهد. بدین صورت که حدود ۱۰٪ از مواد ریزتر از ۲۰ میلی‌متر در عملیات سردکنی از مدار خردایش خارج شده و همین مقدار در مرحله بعد تولید می‌شود (می‌توان با تغییر اندازه چشمه‌سرنده به ۲۳ تا ۲۵ میلی‌متر بار ریزتر از ۲۰ میلی‌متر را با درصد بالایی جدا کرد).

- وجود ابعاد بحرانی (نزدیک به چشمه‌سرنده) در محصول سنگ‌شکن‌های مخروطی کارآیی بخش سردکنی را کاهش و اتلاف انرژی در بخش خردایش را افزایش می‌دهد.

جدول ۳-۱۰: توزیع دانه‌بندی خوراک و محصول سنگ‌شکن‌های مخروطی، دانه‌درشت برگشتی به دانه‌ریز و محصول نهایی بار ورودی گلپینی ۶.

محدوده ابعادی (میلی‌متر)	خوراک سنگ‌شکن‌های مخروطی			محصول هر دو سنگ- شکن مخروطی			دانه‌درشت برگشتی به دانه‌ریز			محصول نهایی (۲۰- میلی‌متر)		
	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)
+۱۵۰	۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰									
-۱۵۰+۷۰	۸۱/۹	۸۱/۹	۱۸/۱									
-۷۰+۴۰												
-۴۰+۳۰	۱۰/۷	۹۲/۶	۷/۴	۵/۰	۵/۰	۹۵/۰	۶/۸	۶/۸	۹۳/۲			
-۳۰+۲۲	۳/۰	۹۵/۶	۴/۴	۳۶/۶	۴۱/۶	۵۸/۴	۵۱/۳	۴۴/۵	۴۸/۷	۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰
-۲۲+۱۶	۱/۸	۹۷/۴	۲/۶	۴۵/۵	۸۷/۱	۱۲/۹	۹۸/۵	۴۷/۲	۱/۵	۷۵/۲	۲۴/۸	۲۴/۸
-۱۶+۱۲	۲/۳	۹۹/۷	۰/۳	۴/۹	۹۲/۰	۸/۰		۱/۵		۵۹/۹	۴۰/۱	۱۵/۳
-۱۲+۸	۰/۳	۱۰۰/۰	۰/۰	۳/۲	۹۵/۲	۴/۸				۴۰/۲	۵۹/۸	۱۹/۷
-۸+۴				۲/۰	۹۷/۲	۲/۸				۲۳/۲	۷۶/۸	۱۷/۰
-۴+۲				۰/۹	۹۸/۱	۱/۹				۱۲/۳	۸۷/۷	۱۰/۹
-۲+۱				۰/۹	۹۹/۰	۱/۰				۵/۷	۹۴/۳	۶/۶
-۱				۱/۰								۵/۷
جمع	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰						۱۰۰/۰

۲- خط ۲

این خط ۲ مشابه به خط ۱ بوده با این تفاوت که برای افزایش کارایی سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز)، یک سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) نیز در کنار سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) اولیه وجود دارد که در صورت افزایش بار در گردش و به دنبال آن افزایش بارورودی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) اول قسمتی از این بار به این سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) وارد می‌شود. در ادامه توزیع دانه‌بندی برای ورودی و محصول هر دستگاه ارائه شده

است.

### الف- سنگ شکن فکی

نمونه برداری از سنگ شکن فکی مقدور نبوده است و فقط مواد روی سرند دانه بندی شده است. جدول توزیع مواد روی سرند در جدول های ۱۳-۳ و ۱۴-۳ به ترتیب برای معادن تاگویی ۳ و ۲ آورده شده است. ملاحظه می شود که:

- کلیه ذرات ریزتر از ۱۰ میلی متر از بار اولیه جدا شده است و کارآیی سرند در این بخش یعنی جدایش بخش ریزتر از ۱۰ میلی متر سنگ شکن فکی مطلوب بوده است.

جدول ۱۱-۳: توزیع دانه بندی مواد روسرندی (سرند مادر ۱۰- میلی متر) بار ورودی تاگویی ۳.

مواد روسرندی (بار ورودی سنگ شکن مخروطی دانه درشت)			محدوده ابعادی (میلی متر)
(۱)	(۲)	(۳)	
۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰	+۲۰۰
۲۶/۷	۲۶/۷	۷۲/۳	-۲۰۰+۱۵۰
۲۸/۴	۵۵/۱	۴۴/۹	-۱۵۰+۷۰
۲۴/۸	۷۹/۹	۲۰/۱	-۷۰+۳۰
۱۱/۸	۹۱/۷	۸/۳	-۳۰+۲۲
۶/۶	۹۸/۳	۱/۷	-۲۲+۱۶
۱/۰	۹۹/۳	۰/۷	-۱۶+۱۲
۰/۷			-۱۲+۸
			-۸
۱۰۰/۰			جمع

جدول ۳-۱۲: توزیع دانه‌بندی مواد روسرندی (سرندمادر ۱۰- میلی‌متر) بار ورودی قلوه‌شکن.

مواد روسرندی (بار ورودی قلوه‌شکن)			محدوده ابعادی (میلی‌متر)
(۳)	(۲)	(۱)	
۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰	+۲۰۰
۷۰/۸	۲۹/۲	۲۹/۲	-۲۰۰+۱۵۰
۴۴/۵	۵۵/۵	۲۶/۲	-۱۵۰+۷۰
۲۱/۲	۷۸/۸	۲۳/۲	-۷۰+۳۰
۹/۱	۹۰/۹	۱۲/۱	-۳۰+۲۲
۲/۷	۹۷/۳	۶/۴	-۲۲+۱۶
۰/۵	۹۹/۵	۲/۲	-۱۶+۱۲
	۱۰۰	۰/۵	-۱۲+۸
			-۸
		۱۰۰/۰	جمع

ب- سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه درشت و دانه ریز)

توزیع دانه‌بندی خوراک و محصول سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه‌درشت و دانه‌ریز) و محصول نهایی ریزتر از ۲۰ میلی‌متر در جدول‌های ۳-۱۵ و ۳-۱۶ به ترتیب برای معادن تاگویی ۳ و ۲ آورده شده است. ملاحظه می‌شود که:

- $d_{80}$  بار ورودی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) در حدود ۱۶۰ میلی‌متر است که با توجه به توصیه سازندگان این سنگ‌شکن کمی درشت است.
  - حدود ۲۸٪ از بار برگشتی به سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) دارای ابعاد بحرانی (ابعاد نزدیک به چشمه سرند) است.
  - حدود ۴۹٪ از محصول سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) دارای ابعاد زیر ۲۰ میلی‌متر هستند و از نکات قابل توجه در مورد بار ورودی و خروجی به سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) نسبت خردایش پایین این دو سنگ‌شکن است که در حدود ۱/۱ است. پایین بودن نسبت خردایش این دو سنگ‌شکن می‌تواند به دلیل:
- ✓ عدم جدایش مناسب ابعاد ۱۰- میلی‌متر در بخش سرندکنی و برگشت حدود ۵۰٪ از این



ابعاد به سنگ‌شکن است.

✓ فاصله منتل‌ها و کانکیو مناسب نیست.

✓ خرد شدن منتل‌ها و کانکیو (به دلیل جنس آلیاژ)

• با توجه به ابعاد بار ورودی و محصول سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه‌درشت و دانه‌ریز) می‌توان نسبت خردایش مجموع سنگ‌شکن‌ها را محاسبه کرد که برای این بخش حدود ۲ است.

• درصد مواد ریزتر از ۳۰ میلی‌متر برای بار ورودی به سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) و محصول این دو به ترتیب در حدود ۹۱ و ۹۶ درصد است (لازم به ذکر است که بار ورودی به سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) باید ابعادی در حدود ۴۰ تا ۵۰ میلی‌متر داشته باشد).

جدول ۳-۱۳: توزیع دانه‌بندی خوراک و محصول سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه‌درشت و دانه‌ریز) و محصول نهایی بار ورودی ناگویی ۳.

محدوده ابعادی (میلی‌متر)	خوراک سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) (برگشتی)			محصول سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه‌ریز)			محصول سنگ‌شکن‌ها			محصول نهایی (سنگ‌شکن‌ها مخروطی استاندارد (دانه‌ریز و دانه‌درشت)		
	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)
-۲۰۰-۱۵۰												
-۱۵۰-۷۰				۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰						
-۷۰-۳۰	۹/۴	۹/۴	۹۰/۶	۴/۲	۴/۲	۹۵/۸	۲۲/۹	۲۲/۹	۲۲/۹	۲۲/۹	۲۲/۹	۲۲/۹
-۳۰-۲۲	۴۳/۴	۵۲/۸	۴۷/۲	۲۵/۸	۳۰/۰	۷۰/۰	۷۵/۵	۵۲/۶	۲۴/۵	۲۴/۵	۲۴/۵	۱۰۰/۰
-۲۲-۱۶	۴۶/۵	۹۹/۳	۰/۷	۶۳/۹	۹۳/۹	۶/۱	۸۹/۳	۱۳/۸	۱۰/۷	۲۱/۵	۲۱/۵	۲۱/۵
-۱۶-۱۲	۰/۷			۴/۲	۹۸/۲	۱/۸	۹۴/۷	۵/۴	۵/۳	۴۷/۵	۲۶/۰	۲۶/۰
-۱۲+۸				۱/۸			۹۶/۲	۱/۵	۳/۸	۲۴/۵	۲۴/۵	۲۴/۵
-۸+۴							۹۷/۴	۱/۲	۲/۶	۱۶/۵	۱۶/۵	۱۶/۵
-۴+۲								۲/۶		۵/۸	۵/۸	۵/۸
-۲										۵/۷	۵/۷	۵/۷
جمع	۱۰۰/۰			۱۰۰/۰			۱۰۰			۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰

۳- خط ۳

خط ۳ کارخانه آلومینای جاجرم شامل سه سنگ‌شکن فکی و سه سنگ‌شکن مخروطی (یک مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) و دو مخروطی استاندارد (دانه‌ریز)) است. بارهای ورودی به این

سنگ شکن شامل نمونه تاگوئی ۳، گلبینی ۲ و ۳ بوده است. در ادامه توزیع دانه بندی محصولات ورودی سنگ شکن های خط ۳ ارائه شده است.

جدول ۳-۱۴: توزیع دانه بندی خوراک و محصول سنگ شکن های مخروطی استاندارد (دانه درشت و دانه ریز) و محصول نهایی بار ورودی تاگویی ۲.

محدوده ابعادی (میلیمتر)	خوراک ریزشکن (برگشتی)			محصول ریزشکن ها			محصول هیدروکن ها			محصول نهایی (ریزشکن و قلوه شکن)		
	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)
-۲۰۰+۱۵۰												
-۱۵۰+۷۰	۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰	
-۷۰+۳۰	۱۰/۳	۱۰/۳	۸۹/۷	۵/۱	۵/۱	۹۴/۹	۲۴	۲۴				
-۳۰+۲۲	۴۶	۵۶/۳	۴۳/۷	۲۵/۳	۳۰/۴	۶۹/۶	۷۴/۹	۵۰/۹	۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰	
-۲۲+۱۶	۴۳/۵	۹۹/۸	۰/۲	۶۵	۹۵/۴	۴/۶	۸۷/۷	۱۲/۸	۷۷	۲۳	۲۳	
-۱۶+۱۲	۰/۲	۱۰۰		۳/۲	۹۸/۶	۱/۴	۹۴/۴	۶/۷	۵۳/۳	۴۶/۷	۲۳/۷	
-۱۲+۸				۱/۴	۱۰۰		۹۶/۶	۲/۲	۳۰/۹	۶۹/۱	۲۲/۴	
-۸+۴							۹۷/۶	۱	۱۴/۴	۸۵/۶	۲۶/۵	
-۴+۲							۱۰۰	۲/۴	۸/۷	۹۱/۳	۵/۷	
-۲										۱۰۰	۸/۷	
جمع	۱۰۰/۰			۱۰۰/۰			۱۰۰			۱۰۰/۰		

#### الف- سنگ شکن فکی

توزیع دانه بندی محصول سنگ شکن فکی، مواد دانه درشت ۱۰+ میلی متر رو سرندي، مواد خاکه زیر سرندي برای چهار نمونه تاگوئی ۳، گلبینی ۲ و ۳ و همچنین تاگویی ۱ در جدول های ۳-۱۷ تا ۳-۲۰ آورده شده است.

ملاحظه می شود که:

- محصول سنگ شکن های فکی برای سه بار ورودی به خط ۳ در حدود ۹۰ تا ۱۰۰ میلی متر است. میزان خاکه موجود در محصول سنگ شکن های فکی (۱۰- میلی متر) برای تاگوئی ۳ در حدود ۲ برابر بار گلبینی ۲ و ۳ است که حاکی از سخت بودن بار گلبینی ۲ و ۳ است (حدود ۲۰٪ از محصول سنگ شکن های فکی بار گلبینی ۲ و گلبینی ۳ ریزتر از ۱۰ میلی متر است).

جدول ۳-۱۵: توزیع دانه‌بندی محصول فکی، خوراک سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد، خاکه سرندها در بار ورودی تاگوئی ۳.

خاکه سرند مادر			خوراک سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد			محصول فکی			محدوده ابعادی (میلی‌متر)
(۳)	(۲)	(۱)	(۳)	(۲)	(۱)	(۳)	(۲)	(۱)	
			۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰	+۱۵۰
			۵۳/۱	۴۶/۹	۴۶/۹	۶۵/۷	۳۴/۳	۳۴/۳	-۱۵۰+۷۰
			۱۳/۸	۸۶/۲	۳۹/۳	۳۴/۴	۶۵/۶	۳۱/۳	-۷۰+۳۰
			۶/۵	۹۳/۵	۷/۳	۲۴/۶	۷۵/۴	۹/۸	-۳۰+۲۲
			۲/۸	۹۷/۲	۳/۷	۱۷/۸	۸۲/۲	۶/۸	-۲۲+۱۶
۸۸/۴	۱۱/۶	۱۱/۶	۰/۷	۹۹/۳	۲/۱	۱۳/۱	۸۶/۹	۴/۷	-۱۶+۱۲
۶۶/۲	۳۳/۸	۲۲/۲	+۲	۹۹/۸	+۵	۸/۷	۹۱/۳	۴/۴	-۱۲+۸
۴۲/۵	۵۷/۵	۲۳/۷	۰/۰	۱۰۰/۰	+۲	۵/۳	۹۴/۷	۳/۴	-۸+۴
۳۴/۸	۶۵/۲	۷/۷				۳/۷	۹۶/۳	۱/۶	-۴+۲
۲۱/۶	۷۸/۴	۱۳/۲						۳/۷	-۲+۱
		۲۱/۶							-۱
		۱۰۰/۰			۱۰۰/۰			۱۰۰/۰	جمع

جدول ۳-۱۶: توزیع دانه‌بندی محصول فکی، خوراک سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد، خاکه سرندها در بار ورودی گلپینی ۲.

خاکه سرند مادر			خوراک سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد			محصول فکی			محدوده ابعادی (میلی‌متر)
(۳)	(۲)	(۱)	(۳)	(۲)	(۱)	(۳)	(۲)	(۱)	
			۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰	+۱۵۰
			۶۹/۵	۳۰/۵	۳۰/۵	۷۵/۹	۲۴/۱	۲۴/۱	-۱۵۰+۷۰
			۳۰/۰	۷۰/۰	۳۹/۵	۴۶/۳	۵۳/۷	۲۹/۶	-۷۰+۳۰
			۲۰/۴	۷۹/۶	۹/۶	۳۶/۸	۶۳/۲	۹/۵	-۴۰-۳۰
			۱۱/۱	۸۸/۹	۹/۳	۳۰/۵	۶۹/۵	۶/۳	-۳۰+۲۲
۹۹/۸	+۲	-۲	۲/۷	۹۷/۳	۸/۴	۲۴/۹	۷۵/۱	۵/۶	-۲۲+۱۶
۸۹/۳	۱۰/۷	۱۰/۵	۱/۱	۹۸/۹	۱/۶	۲۱/۶	۷۸/۴	۳/۳	-۱۶+۱۲
۷۰/۴	۲۹/۶	۱۸/۹	۰/۷	۹۹/۳	۰/۴	۱۷/۰	۸۳/۰	۴/۶	-۱۲+۸
۴۹/۹	۵۰/۱	۲۰/۵	۰/۴	۹۹/۶	-۳	۱۱/۹	۸۸/۱	۵/۱	-۸+۴
۳۸/۵	۶۱/۵	۱۱/۴			۰/۴	۹/۳	۹۰/۷	۲/۶	-۴+۲
۲۰/۹	۷۹/۱	۱۷/۶						۹/۳	-۲+۱
		۲۰/۹							-۱
		۱۰۰/۰			۱۰۰/۰			۱۰۰/۰	جمع

جدول ۳-۱۷: توزیع دانه‌بندی محصول فکی، خوراک سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد، خاکه سرندها در بار ورودی گلبینی ۳.

محدوده ابعادی (میلی‌متر)			محصول فکی			خوراک سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد			خاکه سرندها مادر		
(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)
+۱۵۰	+۰	+۰	۱۰۰/۰	+۰	+۰	۱۰۰/۰	+۰	+۰			
-۱۵۰+۷۰	۲۷/۶	۲۷/۶	۷۲/۴	۳۷/۱	۳۷/۱	۶۲/۹	۳۷/۱	۶۲/۹			
-۷۰-۳۰	۳۴/۸	۶۲/۴	۳۷/۶	۴۴/۸	۱۸/۱						
-۳۰+۲۲	۵/۴	۶۷/۸	۳۲/۲	۷/۶	۸۹/۵	۱۰/۵					
-۲۲+۱۶	۶/۱	۷۳/۹	۲۶/۱	۷/۳	۹۶/۸	۳/۲			۹۹/۶	۰/۴	۰/۴
-۱۶+۱۲	۳/۸	۷۷/۷	۲۲/۳	۲/۴	۹۹/۲	۰/۸			۹۴/۴	۵/۶	۵/۲
-۱۲+۸	۵/۵	۸۳/۲	۱۶/۸	-/۸					۷۵/۴	۲۴/۶	۱۹/۰
-۸+۴	۶/۳	۸۹/۵	۱۰/۵						۵۱/۲	۴۸/۸	۲۴/۲
-۴+۲	+۰/۳	۸۹/۸	۱۰/۲						۳۷/۴	۶۲/۶	۱۳/۸
-۲+۱	۱۰/۲								۱۵/۲	۸۴/۸	۲۲/۲
-۱	-										۱۵/۲
جمع	۱۰۰/۰			۱۰۰/۰							۱۰۰/۰

جدول ۳-۱۸: توزیع دانه‌بندی محصول فکی، خوراک سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد، خاکه سرندها در بار ورودی ناگویی ۱.

محدوده ابعادی (میلی‌متر)			محصول فکی			خوراک هیدروکن‌ها			خاکه سرندها مادر		
(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)
+۱۵۰	+۰	+۰	۱۰۰/۰	+۰	+۰	۱۰۰/۰	+۰	+۰			
-۱۵۰+۷۰	۳۱	۳۱	۶۹	۵۰/۷	۵۰/۷	۴۹/۳	۵۰/۷	۴۹/۳			
-۷۰+۳۰	۳۳/۲	۶۴/۲	۳۵/۸	۲۶	۸۶/۷	۱۳/۳					
-۳۰+۲۲	۷	۷۱/۲	۲۸/۸	۷/۱	۹۳/۸	۶/۲					
-۲۲+۱۶	۶/۷	۷۷/۹	۲۲/۱	۴/۲	۹۸	۲			۱۰۰/۰	+۰	+۰
-۱۶+۱۲	۳/۴	۸۲/۲	۱۷/۸	۱/۳	۹۹/۳	۰/۷			۸۶/۸	۱۳/۲	۱۳/۲
-۱۲+۸	۴/۸	۸۷	۱۳	-/۵	۹۹/۸	-/۲			۶۶/۷	۳۳/۳	۲۰/۱
-۸+۴	۵/۲	۹۴/۲	۷/۸	+/۲	۱۰۰/۰	+۰			۴۴/۲	۵۵/۸	۲۲/۵
-۴+۲	۲/۶	۹۴/۸	۵/۲						۳۷/۸	۶۲/۲	۶/۴
-۲+۱	۵/۲								۲۲/۲	۷۷/۸	۱۵/۶
-۱											۲۲/۲
جمع	۱۰۰/۰			۱۰۰/۰			۱۰۰			۱۰۰	۱۰۰/۰

- $d_{80}$  بار ورودی به سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) (رو سرندها  $+۱۰$  میلی‌متر) برای بارهای ورودی به خط ۳ در حدود ۹۵ تا ۱۱۵ میلی‌متر است که این مقدار مطلوب خردایش توسط سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) است.
- میزان خاکه موجود در بار ورودی به سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (دانه‌درشت)

- ماکزیمم در حدود ۰.۲٪ است که کارآیی بالای سرندکنی ۱۰- میلی متر را نشان می دهد.
- متأسفانه تناژ مربوط به خط ۳ به دلیل عدم پیوستگی بار ورودی و همچنین عدم همکاری مسئول خط اندازه گیری نشده است. سعی می شود در دوره آتی تناژهای ورودی در مرحله مکرر اندازه گیری و تناژ میانگین با تلورانس مناسب اعلام شود.
- لازم به ذکر است، تهیه نمونه از محصول سنگ شکن فکی اولیه امکان پذیر نیست زیرا  $d_{80}$  محصول این سنگ شکن برای تعیین نسبت خردایش سنگ شکن های فکی ثانویه ضروری است.
- ب- سنگ شکن های مخروطی استاندارد (دانه درشت)
- توزیع دانه بندی محصول سنگ شکن مخروطی استاندارد (دانه درشت) مجزا، محصول دو سنگ شکن مخروطی استاندارد (دانه درشت و دانه ریز)، درشت برگشتی به سنگ شکن مخروطی استاندارد (دانه ریز) و محصول نهایی ۲۰- میلی متر در جدول های ۳-۲۱ تا ۳-۲۴ ارائه شده است. ملاحظه می شود که:
- ابعاد بار ورودی به سنگ شکن های مخروطی استاندارد (دانه درشت) در حدود ۹۵ تا ۱۱۵ میلی متر است و  $d_{80}$  محصول سنگ شکن مخروطی استاندارد (دانه درشت) مجزا برای هر سه بار در حدود ۴۰ تا ۴۵ میلی متر، بنابراین نسبت خردایش در حدود ۲/۵ است.
  - حدود ۵ تا ۸ درصد از بار ورودی به سنگ شکن مخروطی استاندارد (دانه درشت) ریزتر از ۲۰ میلی متر است که پس از خردایش بار ورودی به ۳۵ تا ۴۰ درصد افزایش می یابد.
  - میزان ابعاد ۲۰- میلی متر در بار برگشتی به سنگ شکن مخروطی استاندارد (دانه ریز) ۲۰ تا ۲۵ درصد است که نشان دهنده عدم جدایش مناسب در بخش سرندکنی است.
  - $d_{80}$  بار خروجی در حدود ۱۵ میلی متر است که می توان با افزایش ابعاد چشمه سرنده باعث افزایش این مقدار و به دنبال آن کاهش بار ورودی به سنگ شکن مخروطی استاندارد (دانه ریز) شد.

جدول ۳-۱۹: توزیع دانه‌بندی محصول دو سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت و دانه‌ریز)، سنگ-شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) مجزا، درشت برگشتی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز)، محصول نهایی بار ورودی.

محدوده ابعادی (میلی‌متر)	محصول دو سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت و دانه‌ریز)			سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) مجزا			درشتی برگشتی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز)			محصول نهایی		
	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)
+۷۰				۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰			
-۷۰+۳۰	۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰	۳۵/۷	۳۵/۷	۶۴/۳	۵۳/۹	۵۳/۹	۴۶/۱			
-۳۰+۲۲	۴/۳	۴/۳	۹۵/۷	۲۴/۲	۲۴/۲	۴۰/۱	۲۹/۶	۲۹/۶	۱۶/۵			
-۲۲+۱۶	۱۹/۷	۲۴/۰	۷۶/۰	۱۶/۶	۱۶/۶	۲۳/۵	۷۶/۵	۷۶/۵	۸۶/۹	۱۳/۱	۱۳/۱	۱۳/۱
-۱۶+۱۲	۱۹/۴	۲۳/۴	۵۶/۶	۸/۹	۸/۹	۱۴/۶	۸۵/۴	۸۵/۴	۷۱/۸	۲۸/۲	۲۸/۲	۲۸/۲
-۱۲+۸	۲۲/۱	۲۴/۵	۶۵/۵	۴/۴	۴/۴	۱۰/۲	۸۹/۸	۸۹/۸	۵۲/۵	۴۷/۵	۴۷/۵	۴۷/۵
-۸+۴	۱۶/۰	۱۸/۵	۸۷/۵	۳/۴	۳/۴	۶/۸	۹۳/۲	۹۳/۲	۳۷/۵	۶۲/۵	۶۲/۵	۶۲/۵
-۴+۲	۶/۷	۸۸/۲	۱۷/۸	۱/۸	۱/۸	۵/۰	۹۵/۰	۹۵/۰	۲۹/۹	۷۰/۱	۷۰/۱	۷۰/۱
-۲+۱	۶/۳	۹۴/۵	۵/۵	۵/۰	۵/۰				۱۸/۱	۸۱/۹	۱۷/۸	۱۷/۸
-۱											۱۸/۱	۱۸/۱
جمع	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰

جدول ۳-۲۰: توزیع دانه‌بندی محصول دو سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت و دانه‌ریز)، سنگ-شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) مجزا، درشت برگشتی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز)، محصول نهایی بار ورودی گلبنی ۲.

محدوده ابعادی (میلی‌متر)	محصول دو سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت و دانه‌ریز)			سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) مجزا			درشتی برگشتی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز)			محصول نهایی		
	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)
+۷۰				۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰			
-۷۰+۳۰	۳/۸	۳/۸	۹۶/۲	۲۵/۷	۲۵/۷	۷۴/۳	۲۰/۹	۲۰/۹	۷۹/۱			
-۳۰+۲۲	۷/۶	۱۱/۴	۸۸/۶	۳۰/۲	۳۰/۲	۲۴/۱	۴۶/۵	۴۶/۵	۳۲/۶			
-۲۲+۱۶	۲۶/۰	۳۷/۴	۶۲/۶	۱۸/۲	۱۸/۲	۲۵/۹	۷۴/۷	۷۴/۷	۸۲/۸	۱۷/۲	۱۷/۲	۱۷/۲
-۱۶+۱۲	۱۷/۴	۵۴/۸	۲۵/۲	۵/۶	۵/۶	۲۰/۳	۷۹/۷	۷۹/۷	۶۲/۲	۳۷/۸	۳۷/۸	۳۷/۸
-۱۲+۸	۱۷/۸	۷۳/۶	۲۷/۴	۴/۸	۴/۸	۱۵/۵	۸۴/۵	۸۴/۵	۴۱/۰	۵۹/۰	۲۱/۲	۲۱/۲
-۸+۴	۱۱/۳	۸۳/۹	۱۶/۱	۴/۲	۴/۲	۱۱/۳	۸۸/۷	۸۸/۷	۲۵/۸	۷۴/۲	۱۵/۲	۱۵/۲
-۴+۲	۲/۷	۸۸/۶	۱۱/۴	۲/۱	۲/۱	۹/۲	۹۰/۸	۹۰/۸	۱۹/۶	۸۰/۴	۶/۲	۶/۲
-۲+۱	۵/۱	۹۳/۷	۶/۳	۳/۴	۳/۴	۵/۸	۹۴/۲	۹۴/۲	۱۱/۵	۸۸/۵	۸/۱	۸/۱
-۱											۱۱/۵	۱۱/۵
جمع	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰	۱۰۰/۰

جدول ۳-۲۱: توزیع دانه‌بندی محصول دو سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت و دانه‌ریز)، سنگ-شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) مجزا، درشت برگشتی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز)، محصول نهایی بار ورودی گلبینی.

محدوده ابعادی (میلی‌متر)	محصول دو سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت و دانه‌ریز)			سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) مجزا			درشتی برگشتی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز)			محصول نهایی		
	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)
+۷۰												
-۷۰+۳۰				۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰			
-۳۰+۲۲	۱۸/۰	۲۱/۴	۷۸/۶	۲۹/۹	۶۱/۲	۳۸/۸	۳۶/۴	۶۵/۲	۳۴/۸	۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰
-۲۲+۱۶	۳۴/۷	۵۶/۱	۴۳/۹	۱۵/۳	۷۶/۵	۲۳/۵	۳۲/۲	۹۷/۴	۲/۶	۵۸/۵	۵۸/۵	۴۱/۵
-۱۶+۱۲	۱۳/۷	۶۹/۸	۳۰/۲	۶/۱	۸۲/۶	۱۷/۴	۰/۸	۹۸/۳	۱/۸	۱۵/۹	۷۴/۴	۲۵/۶
-۱۲+۸	۱۱/۱	۸۰/۹	۱۹/۱	۴/۹	۸۷/۵	۱۲/۵	۰/۹	۹۹/۱	۰/۹	۸/۵	۸۲/۹	۱۷/۱
-۸+۴	۷/۴	۸۸/۳	۱۱/۷	۴/۴	۹۱/۹	۸/۱	۰/۹			۵/۹	۸۸/۸	۱۱/۲
-۴+۲	۳/۱	۹۱/۴	۸/۶	۲/۱	۹۴/۰	۶/۰				۲/۵	۹۱/۳	۸/۷
-۲+۱	۳/۶	۹۵/۰	۵/۰	۲/۴	۹۶/۴	۳/۶				۳/۷	۹۵/۰	۵/۰
-۱	۵/۰									۵/۰		
جمع	۱۰۰/۰			۱۰۰/۰			۱۰۰/۰			۱۰۰/۰		

جدول ۳-۲۲: توزیع دانه‌بندی محصول دو هیدروکن، هیدروکن مجزا، درشت برگشتی به ریزشکن، محصول نهایی بار ورودی ناگوئی ۱.

محدوده ابعادی (میلی‌متر)	محصول دو هیدروکن			هیدروکن مجزا			درشتی برگشتی به ریزشکن			محصول نهایی		
	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)	(۱)	(۲)	(۳)
+۷۰												
-۷۰+۳۰				۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰	۱۰۰/۰	۰/۰	۰/۰			
-۳۰+۲۲	۴/۵	۴/۵	۹۵/۵	۲۲/۵	۵۹	۴۱	۵۱/۶	۵۱/۶	۴۸/۴	۲۰/۹	۷۹/۱	۲۷/۵
-۲۲+۱۶	۲۱	۲۵/۵	۷۴/۵	۱۴/۶	۷۳/۶	۲۶/۴	۱۵/۳	۹۴/۴	۵/۶	۱۵/۲	۱۵/۲	۸۴/۸
-۱۶+۱۲	۱۹/۵	۴۵	۵۵	۱۰/۱	۸۳/۷	۱۶/۳	۲/۳	۹۶/۷	۳/۳	۲۹/۸	۱۴/۶	۷۰/۲
-۱۲+۸	۲۰/۱	۶۵/۱	۳۴/۹	۴/۸	۸۸/۵	۱۱/۵	۱/۶	۹۸/۳	۱/۷	۴۷/۵	۱۷/۷	۵۲/۵
-۸+۴	۱۵/۱	۸۰/۲	۱۹/۸	۴/۴	۹۲/۹	۷/۱	۱/۲	۹۹/۵	۰/۵	۶۲/۱	۱۴/۶	۳۷/۹
-۴+۲	۶/۵	۸۶/۷	۱۳/۳	۱/۹	۹۴/۸	۵/۲	۰/۵			۶۹/۸	۷/۷	۳۰/۲
-۲+۱	۷/۳	۹۴	۶	۵/۲						۷۹/۱	۹/۳	۲۰/۹
-۱	۶									۲۰/۹		
جمع	۱۰۰/۰			۱۰۰/۰			۱۰۰/۰			۱۰۰/۰		

بررسی کلی و نهایی این خطوط در خردایش ماده معدنی در زیر بیان شده است:

#### الف- خط ۱

در خط ۱ یک سرند لرزان قبل از سنگ‌شکن فکی اولیه به منظور جلوگیری از ورود ذرات کوچک‌تر دهانه خروجی سنگ‌شکن قرار دارد اما این دستگاه نباید در این بخش استفاده شود. همچنین با توجه

به بازدید به عمل آمده ضخامت بستر سرند لرزان قبل از سنگ‌شکن فکی رعایت نمی‌شود و این مشکل را می‌توان از فیدر قبل از آن دانست. یکی دیگر از مشکلات اصلی کارایی سرندها است همانطور که در نتایج و پیشنهادها گفته شده در هر خط میزان مواد برگشتی با ابعاد نزدیک به چشمه سرند به سنگ‌شکن مخروطی دانه ریز مطلوب نبوده و علت این امر را می‌توان بخاطر موارد زیر دانست.

۱- وجود ابعاد نزدیک به چشمه سرند،

۲- کاهش ابعاد چشمه سرند.

ب- خط ۲

در خط ۲ که فلوشیت آن همانند خط ۱ است تنها تفاوت آن عدم حضور سرند قبل از سنگ‌شکن اولیه و استفاده از دو سنگ‌شکن مخروطی سر کوتاه (ریز شکن) و آن هم به دلیل بالا بودن ظرفیت خط و سنگ‌شکن فکی است. همانند خط ۱ تمامی مشکلات بر روی عملیات سرند کردن است. حضور سرند گریزلی قبل از فک به منظور جلوگیری از ورود ذرات کوچک‌تر از دهانه‌ی خروجی به داخل فک و افزایش کارایی سرندها در مدار برگشتی به سنگ‌شکن‌های مخروطی سر کوتاه دو امر ضروری و مهم در این خط است.

ج- خط ۳

در مورد مدار سنگ‌شکنی خط ۳ باید گفت بیشترین مشکلات در این خط است. در این خط علاوه بر مشکلات مربوط به عملیات سرند کردن، حضور سنگ‌شکن‌های فکی کوچک به هیچ عنوان ضروری نبوده و می‌توان با اضافه کردن سنگ‌شکن‌های مخروطی (استاندارد، سر کوتاه) بهتر و یا با ظرفیت بزرگ‌تر این دو سنگ‌شکن را از مدار حذف نمود. مشکلات سرند کردن مواد در این بخش نیز همانند دو خط دیگر است که با توجه به پیشنهادها گفته شده در بخش‌های قبلی می‌توان بر آن غلبه نمود. به طور خلاصه موارد زیر باید مورد توجه قرار گیرد:

۱- استفاده از سرند گریزلی قبل از سنگ‌شکن‌های فکی اولیه به منظور کاهش مقدار ذرات کوچک‌تر از دهانه خروجی به داخل سنگ‌شکن از جمله راه‌کارهای مناسب برای افزایش راندمان و ظرفیت



عملیات سنگ‌شکنی است.

۲- در هر خط میزان مواد برگشتی با ابعاد نزدیک به چشمه سرند به سنگ‌شکنمخروطی دانه‌ریز مطلوب نبوده و این امر از آنالیزهای سرندی کاملاً مشخص است. در واقع برای افزایش ظرفیت و راندمان دستگاه‌ها حذف کامل یا بخش قابل توجهی از این مواد امری ضروری است.

۳-  $d_{80}$  در خروجی در حدود ۱۵ میلی‌متر است که می‌توان با افزایش ابعاد چشمه سرند باعث افزایش این مقدار و به دنبال آن کاهش بار ورودی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) شد.

۴- طراحی اولیه سنگ‌شکن‌ها با توجه به ظرفیت بار ورودی و سختی سنگ است. با تغییر نوع بار ورودی و ظرفیت آن‌ها، کارایی این بخش کاهش خواهد یافت.

### ۳-۴ جمع‌بندی

در این فصل، پس از معرفی منطقه مورد مطالعه، اطلاعات قبل و بعد از انفجار در معادن بوکسیت جاجرم برداشت شد. این اطلاعات شامل ۷ انفجار در ماده معدنی بود. با توجه به بررسی این انفجارها می‌توان به ضرایب خرج ویژه، حفاری ویژه و بارگیری ویژه (جدول ۳-۲۵) و همچنین وضعیت عمومی معدن که همان فرآیند mine to mill است، پی برد.

همچنین در بخش سنگ‌شکن که با ایرادات گفته همراه بود، خلاصه بررسی‌ها به شرح زیر است:

- جدایش ابعاد ۱۰- میلی‌متر به عنوان خاکه پس از خردایش توسط سنگ‌شکن‌های هر سه خط به صورت مطلوب انجام می‌شود.

- نسبت خردایش سنگ‌شکن‌ها به صورت مجزا و نیز اندازه‌گیری تناژ مدارهای خردایش به دلیل:

- ✓ عدم امکان نمونه‌برداری معرف از بار ورودی و محصول سنگ‌شکن‌های هر خط به صورت جداگانه،

- ✓ عدم پیوستگی باردهی در هنگام اندازه‌گیری تناژ.

- در هر خط میزان مواد برگشتی با ابعاد نزدیک به چشمه سرند به سنگ‌شکن مخروطی

دانه ریز مطلوب نبوده علت این امر می توان به دلیل:

- ✓ وجود ابعاد نزدیک به چشمه سرند،
- ✓ هم پوشانی سرندهای هنگام اتصال بر روی شاسی دستگاه (کاهش ابعاد چشمه سرند) است که می توان با افزایش ابعاد چشمه سرند به ۲۳ تا ۲۵ و جلوگیری از هم پوشانی سرندها در هنگام نصب بر روی شاسی برطرف شود.
- میزان توان مصرفی در سنگ شکن مخروطی استاندارد (دانه درشت) خط ۲ و سنگ شکن های فکی کوچک خط ۳ کمی زیاد است که در دوره آتی بررسی برای علت رفع این مشکل در دستور کار است (لازم به ذکر است که در طول دوره حضور و نمونه برداری بار خط ۲ به دلیل تعمیرات در خط ۳ مورد خردایش قرار می گرفته است).
- لازم است در دوره آتی سرند با چشمه ۲۰ و ۱۰ میلی متر برای توزیع دانه بندی نمونه های معرف متوسط شرکت تهیه شود. در مرحله اول ارائه نکاتی درباره بخش سنگ شکنی حائز اهمیت است که در ادامه به آنها پرداخته شده است.
- بیش از ۸۰ درصد هزینه های خردایش مربوط به بخش سنگ شکنی است.
- طراحی اولیه سنگ شکن ها با توجه به ظرفیت بار ورودی و سختی سنگ است. با تغییر نوع بار ورودی و ظرفیت آنها، کارایی این بخش کاهش خواهد یافت.
- همگن سازی بار ورودی، کاهش مقدار نرمه موجود در بار اولیه ورودی به سنگ شکن با عملیات سرندکنی مناسب از جمله راهکارهای مناسب برای افزایش کارایی این بخش است.
- با توجه به بازدید از کارخانه سنگ شکنی و مدارهای خردایش کارخانه آلومینای بوکسیت جاجرم تمامی دستگاه ها از لحاظ چیدمان فنی مشکل خاصی ندارند اما در زیر به مشکلات موجود در سیستم های خردایش به صورت مجزا صحبت خواهد شد. یکی از مهم ترین مشکلات موجود در تمامی خطوط سنگ شکن ها عدم وجود سرند گریزلی است. سرند گریزلی به دو منظور مهم استفاده می شود:

۱-جلوگیری از ورود سنگ‌های درشت‌تر از دهانه‌ی ورودی سنگ‌شکن اولیه،

۲-جلوگیری از ورود ذرات کوچک‌تر از دهانه‌ی خروجی سنگ‌شکن اولیه.

جدول ۳-۲: ضرایب خرج ویژه، حفاری ویژه و بارگیری ویژه در معادن بوکسیت جاجرم.

ردیف	نوع سنگ	معدن	خرج ویژه (Kg/m <sup>3</sup> )			حفاری ویژه (m/m <sup>3</sup> )	بارگیری ویژه (s/m <sup>3</sup> )
			امولایت	آنفو	کل		
۱	سنگ باز سنگ	گلبینی ۲	۰/۰۳۳	۰/۳۹	۰/۴۲۳	۰/۲۵	۲۴/۵۲
۲		گلبینی ۳	۰/۰۲۷	۰/۳۸	۰/۴	۰/۲۵۲	۳۷/۵
۳		گلبینی ۶	۰/۰۱۲	۰/۴۱۸	۰/۴۳۲	۰/۲۲۷	۲۰/۷۲
۴		تاگویی ۱	۰/۰۰۱۶	۰/۴۴	۰/۴۴۱۶	۰/۲۲۷	۳۰
۵		تاگویی ۲	۰/۰۱۴	۰/۴۴	۰/۴۵	۰/۲۳	۳۰/۶۸
۶		تاگویی ۱، ۳	۰/۰۲۱	۰/۳۶	۰/۳۸	۰/۲۳	۳۰/۱۹
۷		تاگویی ۲، ۳	۰/۰۱۷۲	۰/۴۳۴۴	۰/۴۵۱۷	۰/۲۲۷۲	

با در نظر گرفتن آنالیزهای سرندی و اینکه بخش قابل توجهی از مواد حاصل از انفجار دارای ابعاد کوچک‌تر از دهانه‌ی خروجی سنگ‌شکن‌ها هستند، لذا برای بالا بردن راندمان دستگاه‌های سنگ‌شکن و افزایش ظرفیت، استفاده از سرنند گریزلی جلوگیری از ورود ذرات کوچک‌تر از دهانه خروجی سنگ‌شکن اولیه امری ضروری است و تأثیر بسیار زیادی در عملیات mine to mill خواهد داشت در واقع افزایش راندمان دستگاه‌های خردایش و به دنبال آن افزایش ظرفیت، خود می‌تواند امری مهم در حذف و یا کاهش ابعاد دستگاه‌ها کند.



## فصل چهارم

آنالیز داده‌های برداشت شده

و ارزیابی پیامد انفجار

برای طراحی یک الگوی مناسب آتشیاری، نیاز است که داده‌های برداشت شده قبل از عملیات انفجار (در فصل سوم به طور کامل توضیح داده شده است) تحلیل شود از این طریق می‌توان مقدار خردایش را پیش‌بینی کرد و همچنین به محض اینکه یک آتشیاری رخ می‌دهد، لازم است که نتایج خردایش و همچنین پیامدهای به دست آمده از آن بررسی شود. بر اساس تفسیر پیامدهای حاصله، می‌توان پارامترهای طراحی را برای آتشیاری‌های آتی به امید بهبود پیامدها تعیین کرد.

در این فصل، در راستای رسیدن به اهداف گفته شده، ابتدا خردایش سنگ با استفاده از نرم‌افزار Split-Desktop تعیین و سپس با توجه به تعاریف پایه‌ای از روابط ریاضی در پیش‌بینی خردایش (فصل دوم توضیح داده شده است)، مقدار خردایش توده‌سنگ را پیش‌بینی شد. پس از آن با مقایسه نتایج به دست آمده از آنالیز تصویری و روابط ریاضی موجود در پیش‌بینی خردایش، یک رابطه جدید مختص معادن بوکسیت جاجرم، برای پیش‌بینی خردایش سنگ حاصل از انفجار ارائه می‌شود. پس از آن پیامدهای حاصل از انفجار و هزینه‌های مصرفی در یک فرآیند Mine To Mill بررسی می‌شود.

در مجموع ۲۰ انفجار انجام شده در معادن بوکسیت جاجرم مورد تحلیل قرار گرفته است که از این تعداد، ۷ انفجار در ماده معدنی (توده‌سنگ بوکسیت)، ۲ انفجار در دولومیت، ۴ انفجار در کائولن، ۲ انفجار در بوکسیت شیلی و ۵ انفجار در باطله انجام شده است. در ادامه تجزیه و تحلیل انفجارهای انجام شده بر روی ماده معدنی آورده شده است.

#### ۴-۲ تعیین و پیش‌بینی دانه‌بندی حاصل از انفجار

برای تعیین خردشدگی، بعد از هر انفجار در معدن بوکسیت جاجرم، بر روی هر کپه انفجاری مطالعات پردازش تصویر انجام شد. به طوری که از هر کپه در سه مرحله (بعد از انفجار، بعد از بارگیری یک سوم کپه انفجاری و بعد از بارگیری دو سوم کپه انفجاری) عکس برداری شد. عکس برداری به صورت تصادفی و با در نظر گرفتن تنوع ابعادی و با استفاده از دو مقیاس در بالا و پایین انجام شد. با توجه به شرایط تعریف شده در نرم‌افزار Split-Desktop، از هر کپه انفجاری تعدادی عکس برای

پردازش تصویر، انتخاب شد و نمودار توزیع دانه‌بندی برای انفجارهای مختلف به دست آمد. همچنین برای پیش‌بینی توزیع خردایش، از دو رابطه توزیع رزین-راملر و سوئبرگ استفاده شده است. در نهایت نمودارهای تعیین خردایش و توزیع پیش‌بینی، برای انتخاب توزیع پیش‌بینی خردایش مناسب در معدن، با هم مقایسه شدند. در ادامه مراحل کار برای ۷ انفجار انجام شده در توده معدنی شرح داده شده است.

#### ۴-۲-۱ تعیین ابعاد خردایش

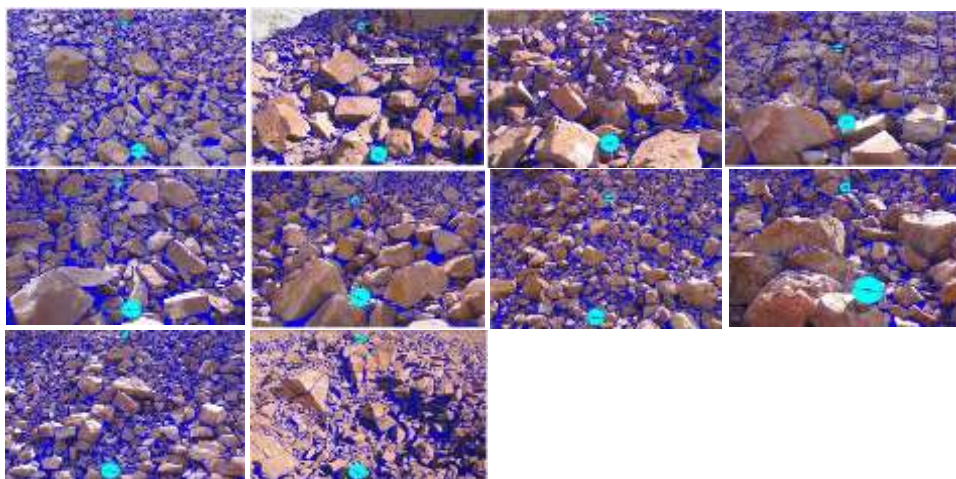
تعیین ابعاد خردایش معدن گلبینی ۲ برای نمونه آورده شده است و برای سایر انفجارها در پیوست ۶ آمده است.

#### • انفجار معدن گلبینی ۲

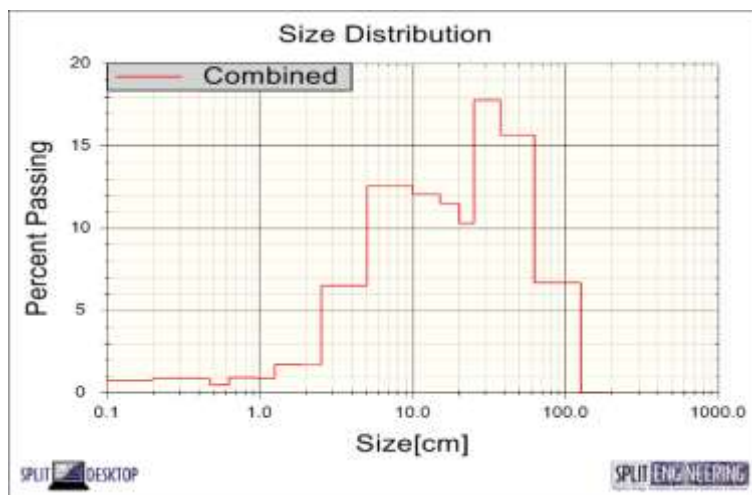
از توده آتشیاری شده در سینه‌کار غربی معدن گلبینی ۲ عکس‌برداری شد. از میان عکس‌های گرفته شده، ۱۰ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری به منظور آنالیز تصویری در نرم‌افزار Split-Desktop انتخاب شدند که در شکل ۴-۱ نشان داده شده‌اند. مدل‌سازی سنگ‌های خرد شده با در نظر گرفتن دو توپ به قطر ۱۷ سانتی‌متر به عنوان مقیاس در این نرم‌افزار انجام شد که نتایج این مدل‌سازی در شکل ۴-۲ آورده شده است. نمودار توزیع دانه‌بندی برای این انفجار در شکل ۴-۳ نشان داده است.



شکل ۴-۱: خردایش سنگ‌های حاصل از انفجار ماده معدنی بوکسیت در سینه‌کار غربی معدن گلبینی ۲.



شکل ۴-۲: مدل سازی عکس‌های خردایش توده سنگ در Split-Desktop در سینه کار غربی معدن گلپینی ۲.



شکل ۴-۳: نمودار توزیع دانه بندی ماده معدنی بوکسیت در سینه کار غربی معدن گلپینی ۲.

از آن جایی که محدوده ابعاد مناسب با توجه به ابعاد جام دستگاه بارکننده موجود در معدن و اندازه دهانه خروجی سنگ شکن در نظر گرفته می شود، در معدن گلپینی ۲ سنگ‌های بزرگ‌تر از ۸۰ سانتی‌متر بزرگ مقیاس محسوب می‌شوند، بنابراین در معدن گلپینی ۲ سنگ‌هایی با ابعاد بزرگ‌تر از ابعاد گفته شده عملکرد بیل‌های مکانیکی را به صورت چشم‌گیری کاهش می‌دهند، بنابراین با توجه به تأثیر زیاد راندمان بیل‌های مکانیکی بر مقدار و هزینه‌های تولید و کاهش هزینه‌های حفاری و انفجار، محدوده بهینه ابعاد خردایش در این معادن با توجه به نوع توده سنگ مورد نظر تعیین می‌شود. طبق نتایج به دست آمده و مشاهدات واقعی بعد از انجام انفجار بر روی توده سنگ دیده شده، نتایج خردشدگی ماده معدنی بوکسیت در



سینه‌کار غربی معدن گلبینی ۲ به دلیل وجود تعداد قلوه‌سنگ کم و نرمه کم قابل قبول تر است.

#### ۲-۲-۴ پیش‌بینی ابعاد دانه‌بندی حاصل از انفجار

از بین ۲۰ انفجار انجام شده ۱۴ انفجار به نسبت مطلوب تر از بقیه انفجارها بوده است. سپس، شاخص یکنواختی سنگ که توسط کونینگهام (رابطه ۲-۲۰) در سال ۱۹۸۳ ارائه شد، در معدن محاسبه شد و همچنین میزان متوسط ابعاد خرد شده با استفاده از مدل‌های لارسون، سوئدیفو، کاز-رام و کاز-رام اصلاح شده (روابط ارائه شده در فصل دوم) بدست آمد. نتیجه حاصل از شاخص یکنواختی و مدل‌های تجربی با نتایج حاصل از آنالیز تصویری به ترتیب در جدول‌های ۱-۴ و ۲-۴ برای هر انفجار مقایسه و نشان داده شد.

جدول ۱-۴: مقایسه مقدار شاخص یکنواختی به دست آمده از آنالیز تصویری و رابطه کونینگهام.

شماره انفجار	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷	۸	۹	۱۰	۱۱	۱۲	۱۳	۱۴
شاخص یکنواختی	۱/۱۶	۱/۱۸	۱/۳	۱/۲۳	۱/۳۱	۱/۴۳	۰/۶۸	۰/۹۶	۰/۷۲	۰/۶۲	۱/۲۴	۰/۸۶	۰/۷۵	۱/۲۴
رابطه کونینگهام	۱/۱۳	۰/۹۶	۱/۳۶	۱/۳۵	۱/۰۹	۱/۲۳	۰/۸۳	۱/۱۸	۰/۹۴	۱/۰۱	۰/۹۵	۱/۰۰۵	۰/۸۲	۱/۰۹

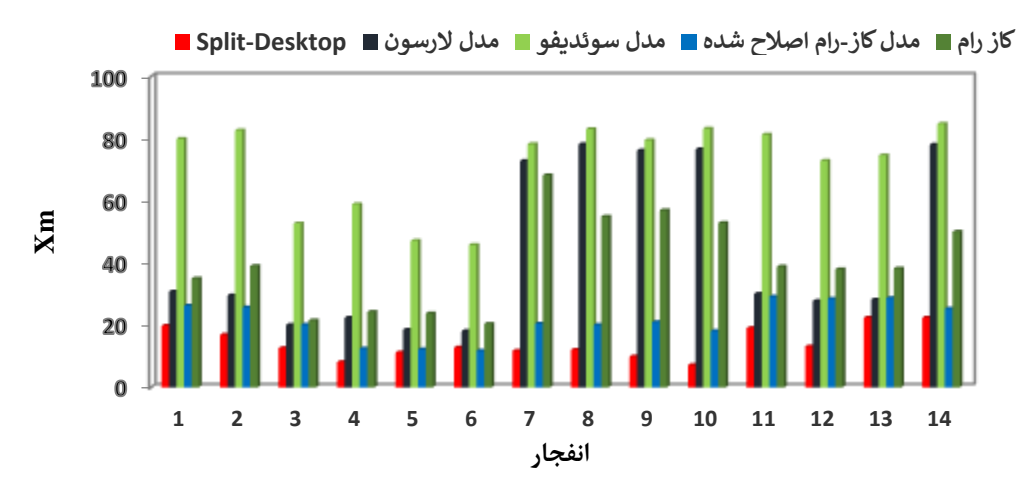
با توجه به جدول ۱-۴ و شکل ۴-۵ برای پیش‌بینی متوسط ابعاد خردشده در معدن بوکسیت جاجرم، از بین چهار مدل گفته شده فقط نتایج مدل کاز-رام اصلاح شده به نتایج آنالیز تصویری نزدیک است و همچنین با توجه به جدول ۲-۴ و شکل ۴-۴ مقدار شاخص یکنواختی برای هر انفجار در این نرم‌افزار به دست آمد و نتایج آن با مقدار به دست آمده از رابطه ۲-۲۰ نشان می‌دهد که مقادیر به دست آمده از رابطه کونینگهام با آنالیز تصویری تفاوت زیادی با یکدیگر دارند. به طوری که در برخی از انفجارها کمتر و در برخی دیگر بیشتر تخمین زده شده است.

بر اساس دو تابع توزیع رزین راملر (۲-۱۲) و سوئبرگ (۲-۱۴)، پیش‌بینی توزیع دانه‌بندی برای توده‌معدنی در معادن بوکسیت جاجرم انجام شد. جدول ۳-۴ و شکل ۴-۶، به ترتیب نتایج و نمودار حاصل از پیش‌بینی این دو تابع توزیع را نشان می‌دهد. در پیوست ۳ برای شش انفجار دیگر این نتایج

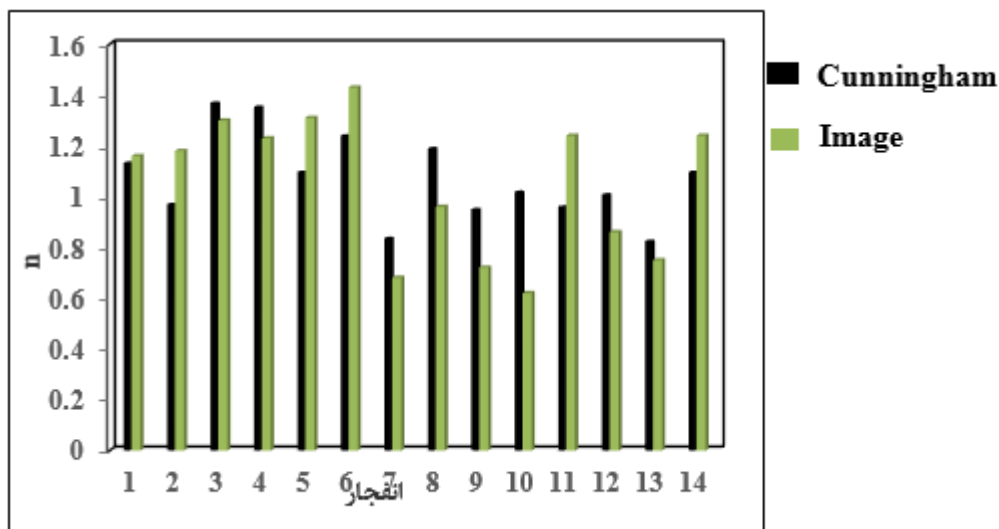
آورده شده است.

جدول ۴-۲: ارزیابی میزان متوسط ابعاد خرد شده در معدن بوکسیت جاجرم.

شماره انفجار	آنالیز تصاویر	لارسون	سوئدیفو	کاز-رام	کاز-رام اصلاح شده
۱	۱۹/۸۳	۳۰/۸	۷۹/۹	۳۵/۰۰۵	۲۶/۲۷
۲	۱۶/۹۱	۲۹/۶	۸۲/۷	۳۹/۰۱	۲۵/۶۸
۳	۱۲/۶۲	۲۰/۰۸	۵۲/۷	۲۱/۵۳	۲۰/۱۲
۴	۸/۱۳	۲۲/۴	۵۸/۹	۲۴/۲۵	۱۲/۴۸
۵	۱۱/۲۲	۱۸/۵	۴۷/۲	۲۳/۷۴	۱۲/۲۲
۶	۱۲/۸۱	۱۸/۱	۴۴۵/۸	۲۰/۴۲	۱۱/۷۴
۷	۱۱/۷۲	۷۲/۸	۷۸/۲	۶۸/۲۱	۲۰/۴۶
۸	۱۲/۱۱	۷۸/۲	۸۳/۱	۵۴/۹۴	۲۰/۰۵
۹	۹/۹۲	۷۶/۲	۷۹/۵	۵۶/۹۵	۲۰/۹۳
۱۰	۷/۱۸	۷۶/۶	۸۳/۲	۵۲/۸۷	۱۸/۱۶
۱۱	۱۹/۱	۳۰/۰۷	۸۱/۳	۳۸/۸۴	۱۵/۲۹
۱۲	۱۳/۱۴	۲۷/۸	۷۲/۹	۳۷/۹۶	۲۸/۴۹
۱۳	۲۲/۴	۲۸/۲۵	۷۴/۶	۳۸/۲۲	۲۸/۶۸
۱۴	۲۲/۳۹	۷۸/۰۸	۸۴/۸	۵۰/۰۶۷	۲۵/۳۰



شکل ۴-۴: مقایسه مقدار متوسط ابعاد خرد شده از رابطه کاز-رام، لارسون، سوئدیفو و آنالیز تصویری.



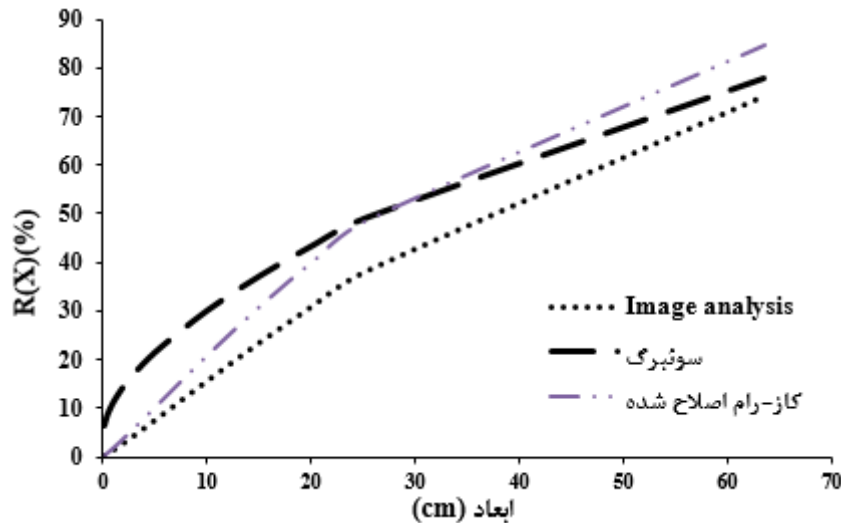
شکل ۴-۵: مقایسه شاخص یکنواختی به دست آمده از رابطه کونینگهام و آنالیز تصویری.

جدول ۴-۳: نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش برای ماده معدنی بوکسیت در معدن گل‌بینی ۲.

سوئبرگ	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد (cm)	سوئبرگ	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد (cm)
KCO	کاز-رام اصلاح شده		KCO	کاز-رام اصلاح شده	
۴۳/۱۵۴	۳۹/۹۰۳	۲۰	۵/۲۵۴	۰/۱۲۷۷	۰/۱
۵۳/۶۸۹	۵۵/۲۹۸	۳۰	۸/۵۷۸	۰/۷۸۴۹	۰/۵
۶۲/۴۱۸	۶۷/۱۹۱	۴۰	۱۰/۹۳۶	۱/۷۰۹	۱
۶۹/۷۱۲	۷۶/۱۶۷	۵۰	۱۴/۲۹۷	۳/۷۰۴	۲
۷۵/۸۰۲	۸۲/۸۳۳	۶۰	۱۶/۹۴۸	۵/۷۹۴	۳
۸۰/۸۶۶	۸۷/۷۲۳	۷۰	۱۹/۲۴۴	۷/۹۲۹	۴
۸۵/۰۵۳	۹۱/۲۷۶	۸۰	۲۱/۳۱۸	۱۰/۰۸۵	۵
۸۸/۴۸۸	۹۳/۸۳۵	۹۰	۲۳/۲۳۶	۱۲/۲۴۵	۶
۹۱/۲۸۴	۹۵/۶۶۵	۱۰۰	۲۵/۰۳۵	۱۴/۴	۷
۹۳/۵۳۶	۹۶/۹۶۶	۱۱۰	۲۶/۷۳۹	۱۶/۵۴	۸
۹۵/۳۲۹	۹۷/۸۸۶	۱۲۰	۲۸/۳۶۵	۱۸/۶۶۱۷	۹
۹۶/۷۳۴	۹۸/۵۳۲	۱۳۰	۲۹/۹۲۶	۲۰/۷۵۸	۱۰

با توجه به نمودار، توزیع خردایش معدن از تابع رزین-راملر پیروی می‌کند. از طرفی مقادیر به دست آمده از آنالیز تصویری و تابع رزین راملر تفاوت زیادی با یکدیگر دارند. به طوری که توزیع دانه‌بندی در برخی از انفجارها کمتر و در برخی دیگر بیشتر تخمین زده شده است. این اختلافات به دلیل این است که تابع رزین راملر بر اساس پارامترهای جغرافیایی و هندسی بیان می‌شود. پارامترهای

جغرافیایی مبتنی بر محیط و پارامترهای هندسی به شرایط و رفتار فیزیکی محیط بستگی دارد. به همین دلیل، بسیاری از پارامترهای تکتونیکی (فاصله درزه‌ها، زوایه درزه‌ها و غیره) در رابطه وجود ندارند و تابع رزین-راملر پیش‌بینی توزیع دانه‌بندی را به درستی ارائه نمی‌دهد (Gheibie et al., 2009; Bhandari, 1997).



شکل ۴-۶: نتایج پیش‌بینی ابعاد خردایش ماده معدنی بوکسیت در معدن گل‌بینی ۲.

همچنین در معادله شاخص یکنواختی (رابطه ۲-۲۰) که توسط کونیگهام ارائه شد، هیچ یک از ویژگی‌های پارامترهای محیطی نشان داده نشده است و فقط متکی به پارامترهای هندسی است. این در حالی است که، شاخص یکنواختی به ویژگی‌های محیطی هم بستگی دارد. بنابراین مدل‌های ارائه شده برای شاخص یکنواختی بر اساس پارامترهای هندسی انفجار است و همچنین مدل پیشنهاد شده توسط لیلی هم مبنی بر مشخصات هندسی انفجار است و مشخصات محیطی در این روابط در نظر گرفته نمی‌شود (Lilly, 1992). بنابراین، هدف ما، ارائه مدلی برای بهبود نمودار پیش‌بینی توزیع دانه‌بندی با استفاده از مدل گاز-رام اصلاح شده است.

#### ۴-۳ ارائه مدل پیش‌بینی خردایش

با توجه به انفجارهای انجام شده ۱۰ انفجار به عنوان داده‌ی آموزش و ۴ انفجار به عنوان آزمون انتخاب شدند. به منظور ارزیابی دانه‌بندی انفجار در معادن بوکسیت جاجرم، مدل پیش‌بینی خردایش

با استفاده از ۲ روش رگرسیونی چندمتغیره خطی و رگرسیون چندمتغیره غیر خطی ارائه شد. برای این منظور در ابتدا انواع حالات قابل ارائه بر اساس پارامترهای ورودی با استفاده از بررسی همبستگی<sup>۱</sup> ورودی‌ها تعیین می‌شود (وایزبرگ، ۱۳۷۴). پس از ارائه انواع مدل‌ها، بر اساس معیارهای ارزیابی عملکرد، برای هریک از خروجی‌ها در هریک از انفجارها بهترین مدل معرفی می‌شود. فلوجارت (شکل ۴-۷) مراحل ارائه مدل‌های پیشنهادی با استفاده از تابع توزیع رزین راملر را نشان می‌دهد. این فلوجارت مراحل پیش‌بینی توزیع دانه‌بندی، آنالیز تصویر، اصلاح مدل و در نهایت ارزیابی را شامل می‌شود.

#### ۴-۳-۱ تعیین متغیر ورودی

در این تحقیق متغیرهای مستقل مدل‌ها (پارامترهای ورودی) در دو دسته قرار دارند:

**الف- مشخصات فیزیکی و مکانیکی:** این دسته از پارامترها که خصوصیات ذاتی سنگ را بیان

می‌کنند و در این پژوهش از پارامترهای ۱- شاخص قابلیت انفجار (BI) ۲- چگالی سنگ ( $D_r$ ) ۳- ابعاد توده سنگ ( $RQD/J_n$ ) استفاده شده است.

**ب- مشخصات عملیاتی:** این پارامترها به صورت پارامترهای قابل کنترل هستند و در این

پژوهش از پارامترهای ۱- بارسنگ (B) ۲- ارتفاع پله (H) ۳- نسبت طول چال به ارتفاع پله (L/H)

۴- ابعاد بلوک (S/B) ۵- ضریب سفتی (H/B) ۶- فاکتور پودرشوندگی (Pf) ۷- قیف انفجاری (T/B)

۸- گل‌گذاری (Sc) و B/D که اگر مقدار آن برابر ۲۰ شود بارسنگ به حد بهینه خود می‌رسد، استفاده شده است.

در ارائه مدل همواره سعی بر این است که تا حد ممکن مدل ساده (دارای پارامتر ورودی کمتر) و

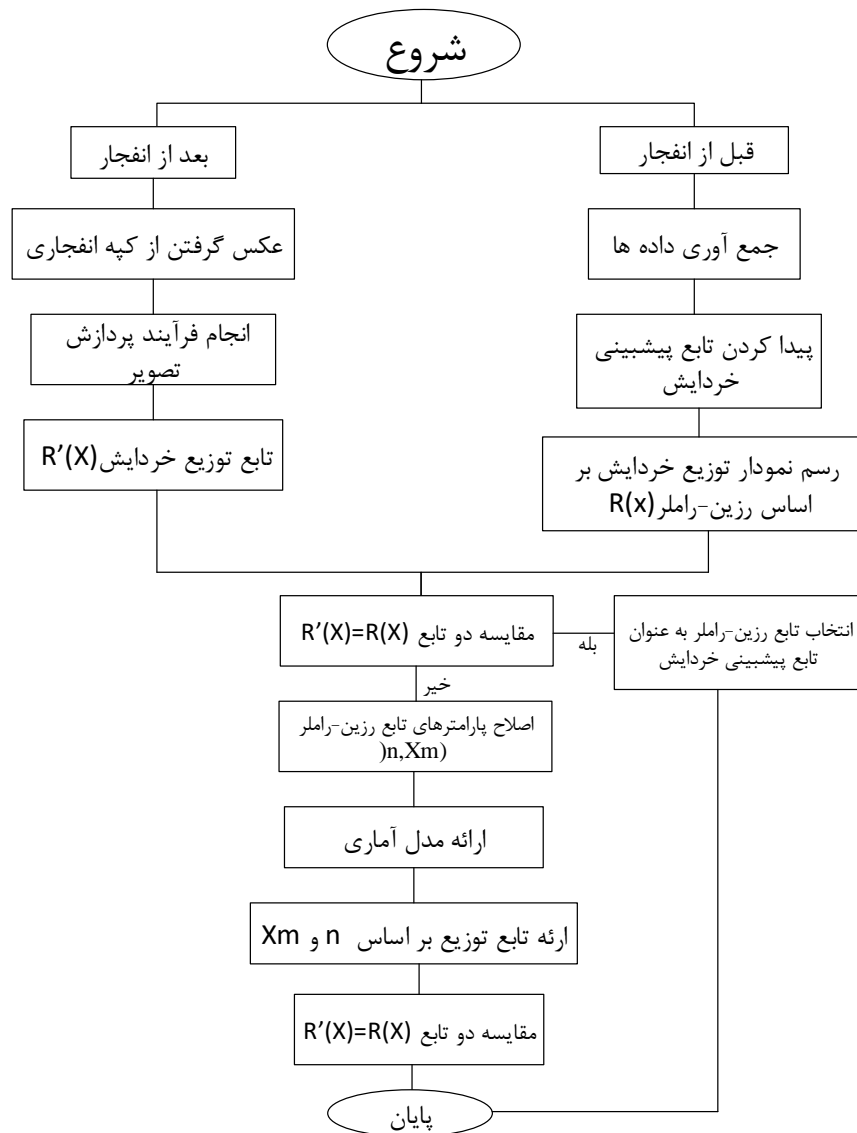
دارای جامعیت باشد. برای این منظور در اینجا همه پارامترها را با بررسی بر اساس فاکتور عامل آورده

و هر پارامتر که واریانس آن زیر ۰/۵ بود، حذف شد. همانطور که در شکل‌های ۴-۸ و ۴-۹ مشخص

---

<sup>۱</sup> correlation

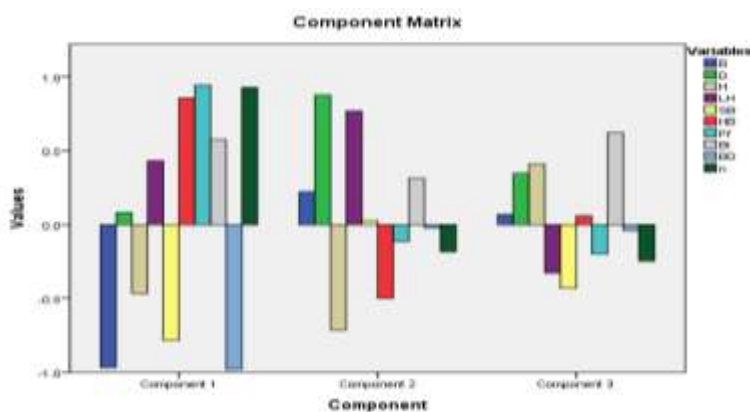
است تنها پارامتر قطر چال (D) برای شاخص یکنواختی که این شرایط را ندارد و می‌توان از آوردن آن صرف نظر کرد.



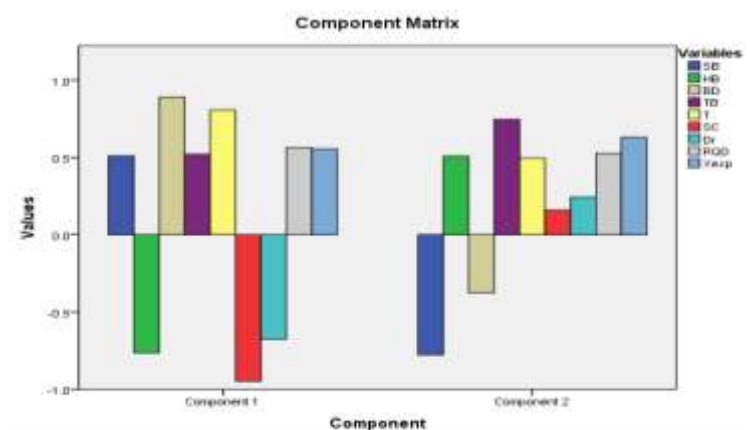
شکل ۴-۷: مراحل ارائه مدل خردایش جدید.

برای این منظور در اینجا پارامترهای عملیاتی به دلیل این که قابل کنترل هستند در تمامی مدل‌ها به عنوان متغیر مستقل وجود خواهند داشت. اما از میان پارامترهای ذاتی (فیزیکی و مکانیکی) باید تعداد متغیرهای مستقل را به گونه‌ای انتخاب کرد که دارای سادگی و عدم همپوشانی هستند. این موضوع از طریق بررسی همبستگی میان هر دو متغیر از متغیرهای ذاتی امکان‌پذیر است. از همبستگی بین دو متغیر می‌توان دریافت که دو متغیر کاملاً به هم مرتبطند و در اصل می‌توان

فرض کرد که این دو متغیر رفتار یکسانی را در مدل از خود نشان می‌دهند. بنابراین بایستی از کنار هم آوردن آن‌ها در مدل خودداری کرد. تحلیل همبستگی شاخصی آماری است که نوع و شدت رابطه‌ی بین دو متغیر را توصیف می‌کند. یکی از معیارهای مورد استفاده در تعیین همبستگی دو متغیر، ضریب همبستگی است. این ضریب در مورد توزیع‌های دو یا چند متغیره به کار می‌رود و در واقع رابطه بین دو متغیر (مستقیم یا معکوس) را بدون در نظر گرفتن مقیاس‌های آن‌ها نشان می‌دهد. مقدار این ضریب بین ۱ تا -۱ است و در صورت نبود رابطه میان دو متغیر، مقدار آن صفر خواهد شد (مومنی و قیومی، ۱۳۹۱؛ وحیدی، ۱۳۹۴).



شکل ۴-۸: فاکتور عامل متغیرهای ورودی برای شاخص یکنواختی.



شکل ۴-۹: فاکتور عامل متغیرهای ورودی برای متوسط ابعاد خردشده.

بررسی همبستگی میان متغیرها از طریق دو ضریب همبستگی پیرسون<sup>۱</sup> یا اسپیرمن<sup>۲</sup> انجام

<sup>۱</sup> Pearson correlation

<sup>۲</sup> Spearman correlation

می‌شود. ضریب همبستگی پیرسون روشی پارامتری است که برای داده‌هایی با توزیع نرمال یا در صورت وجود تعداد زیاد داده‌ها استفاده می‌شود. در صورتی که تعداد داده‌ها کم و فرض نرمال بودن آنها معقول نباشد از ضریب همبستگی اسپیرمن استفاده می‌شود. ضریب همبستگی اسپیرمن مبتنی بر مقادیر اصلی نیست و بر اساس رتبه داده‌ها محاسبه می‌شود.

بنابراین در ابتدا باید تبعیت توزیع داده‌ها از توزیع نرمال را مورد بررسی قرار داد. برای این منظور

موارد زیر باید مورد بررسی قرار گیرد(بشلیده، ۱۳۹۱؛ مومنی و قیومی، ۱۳۹۱):

- بررسی چولگی و کشیدگی داده‌ها،
- آزمون‌های شاپیرو-ویلک<sup>۱</sup> و کلموگروف-اسمیرنوف<sup>۲</sup>،
- نمودار جعبه‌ای و QQ.

بررسی این معیارها و انجام آزمون‌ها مربوطه بر روی داده‌های این تحقیق مشخص کرد که داده‌ها از توزیع نرمال پیروی می‌کنند و از این رو به منظور بررسی همبستگی آن‌ها باید از ضریب همبستگی پیرسون استفاده کرد.

در این پژوهش از نرم افزار آماری SPSS استفاده شده است. در صورتی که سطح معنی‌داری بین دو متغیر (sig) مقداری کمتر از ۰/۰۵ داشته باشد، میان دو متغیر همبستگی وجود دارد و اگر بیش از ۰/۰۵ باشد به معنای عدم وجود همبستگی میان دو متغیر است.

جدول ۴-۴ و ۴-۵ به ترتیب مقدار سطح معنی‌داری ضریب همبستگی پیرسون میان متغیرهای ورودی شاخص یکنواختی و متوسط مقدار خردایش را نشان می‌دهد.

با توجه به جداول ۴-۴ و ۴-۵ انواع مدل‌های قابل بررسی برای شاخص یکنواختی و همچنین میانگین متوسط ابعاد به ترتیب در جداول ۴-۶ و ۴-۷ آورده شده است.

---

<sup>۱</sup> Shapiro-Wilk

<sup>۲</sup> Kolmogorov-Smirnov



جدول ۴-۴: سطح معنی داری ضریب همبستگی پیرسون میان متغیرهای مستقل شاخص یکنواختی.

B/D	BI	Pf	H/B	S/B	L/H	H	B	
.	۰/۲۲۰	.	.	۰/۰۱۴	۰/۴۹۱	۰/۳۳۵		B
۰/۱۸۳	۰/۴۶۸	۰/۲۰۹	۰/۹۸	۰/۵۹۷	۰/۰۰۶		۰/۳۳۵	H
۰/۲۶۴	۰/۴۱۲	۰/۲۹۴	۰/۹۵۶	۰/۵۶۹		۰/۰۰۶	۰/۴۹۱	L/H
۰/۰۰۸	۰/۰۷۷	۰/۰۹۰	۰/۰۲۹		۰/۵۶۹	۰/۵۹۷	۰/۰۱۴	S/B
۰/۰۰۲	۰/۳۰۱	۰/۰۰۱		۰/۰۲۹	۰/۹۵۶	۰/۹۸۰	.	H/B
.	۰/۱۹۵		۰/۰۰۱	۰/۰۹۰	۰/۲۹۴	۰/۲۰۹	.	Pf
۰/۱۰۵		۰/۱۹۵	۰/۳۰۱	۰/۰۷۷	۰/۴۱۲	۰/۴۶۸	۰/۲۲۰	BI
	۰/۱۰۵	.	۰/۰۰۲	۰/۰۰۸	۰/۲۶۴	۰/۱۸۳	.	B/D

جدول ۴-۵: سطح معنی داری ضریب همبستگی پیرسون میان متغیرهای مستقل متوسط ابعاد خردایش.

X <sub>exp</sub>	RQD/J <sub>n</sub>	D <sub>r</sub>	Sc	T	T/B	B/D	H/B	S/B	
۰/۴۹۲	۰/۴۴	۰/۱۵۷	۰/۰۹۰	۰/۷۰۶	۰/۶۲۶	۰/۰۰۸	۰/۰۲۹		S/B
۰/۴۷۶	۰/۶۷۳	۰/۱۰۳	۰/۰۰۱	۰/۴۲۱	۰/۸۲۸	۰/۰۰۲		۰/۰۲۹	H/B
۰/۴۸۸	۰/۴۳۲	۰/۰۷۵	.	۰/۰۹۸	۰/۵۶۳		۰/۰۰۲	۰/۰۰۸	B/D
۰/۰۳۳	۰/۱۳۴	۰/۷۴۹	۰/۳۳۲	.		۰/۵۶۳	۰/۸۲۸	۰/۶۲۶	T/B
۰/۰۲۸	۰/۰۷۸	۰/۲۹۱	۰/۰۳۵		.	۰/۰۹۸	۰/۴۲۱	۰/۷۰۶	T
۰/۱۸۲	۰/۲۰۶	۰/۰۹۹		۰/۰۳۵	۰/۳۳۲	.	۰/۰۰۱	۰/۰۹۰	Sc
۰/۸۴	۰/۱۴		۰/۰۹۹	۰/۲۹۱	۰/۷۴۹	۰/۰۷۵	۰/۱۰۳	۰/۱۵۷	Dr
۰/۱۴		۰/۱۴۰	۰/۲۰۶	۰/۰۷۸	۰/۱۳۴	۰/۴۳۲	۰/۶۷۳	۰/۴۴	RQD/J <sub>n</sub>
	۰/۱۴	۰/۸۴	۰/۱۸۲	۰/۰۲۸	۰/۰۳۳	۰/۴۸۸	۰/۴۷۶	۰/۴۹۲	X <sub>exp</sub>

جدول ۴-۶: انواع مدل‌های قابل بررسی برای شاخص یکنواختی.

پارامترهای مستقل	مدل	پارامترهای مستقل	مدل	پارامترهای مستقل	مدل
S/B,H/B,B/D,Pf,L/H,H	(۷۹)	S/2B,Pf,BI,B/D,H	(۴۰)	B,BI	(۱)
S/2B,H/B,B/D,Pf	(۸۰)	Pf,BI,H/B,B/D	(۴۱)	B,H,BI	(۲)
S/2B,H/B,B/D,Pf,H	(۸۱)	Pf,BI,H/B,B/D,H	(۴۲)	B,L/H,BI	(۳)
S/2B,H/B,B/D,Pf,L/H	(۸۲)	Pf,BI,H/B,B/D,L/H	(۴۳)	B,H,L/H,BI	(۴)
S/2B,H/B,B/D,Pf,H,L/H	(۸۳)	S/B,Pf,H/B	(۴۴)	S/2B,Pf,BI	(۵)
S/B,H/B,B/D,BI	(۸۴)	S/B,Pf,H/B,H	(۴۵)	H,S/2B,Pf,BI	(۶)
S/B,H/B,B/D,BI,H	(۸۵)	S/B,Pf,H/B,L/H	(۴۶)	L/H,S/2B,Pf,BI	(۷)

ادامه جدول ۴-۶: انواع مدل‌های قابل بررسی برای شاخص یکنواختی

مدل	پارامترهای مستقل	مدل	پارامترهای مستقل	مدل	پارامترهای مستقل
(۸)	S/2B,H,L/H,Pf,BI	(۴۷)	S/B,Pf,H/B,L/H,H	(۸۶)	S/B,H/B,B/D,BI,L/H
(۹)	S/B,H,Pf,BI	(۴۸)	S/2B,Pf,H/B	(۸۷)	S/B,H/B,B/D,BI,H,L/H
(۱۰)	S/B,Pf,BI	(۴۹)	S/2B,Pf,H/B,H	(۸۸)	S/2B,H/B,B/D,BI
(۱۱)	S/B,L/H,Pf,BI	(۵۰)	S/2B,Pf,H/B,L/H	(۸۹)	S/2B,H/B,B/D,BI,H
(۱۲)	S/B,H,L/H,Pf,BI	(۵۱)	S/2B,Pf,H/B,L/H,H	(۹۰)	S/2B,H/B,B/D,BI,L/H
(۱۳)	H/B,BI	(۵۲)	S/B,Pf,B/D	(۹۱)	S/2B,H/B,B/D,BI,L/H,H
(۱۴)	H/B,H,BI	(۵۳)	S/B,Pf,B/D,H	(۹۲)	S/B,H/B,B/D,BI,Pf
(۱۵)	H/B,L/H,BI	(۵۴)	S/B,Pf,B/D,L/H	(۹۳)	S/B,H/B,B/D,BI,Pf,H
(۱۶)	H/B,L/H,H,BI	(۵۵)	S/B,Pf,B/D,L/H,H	(۹۴)	S/B,H/B,B/D,BI,Pf,L/H
(۱۷)	Pf,BI	(۵۶)	S/2B,Pf,B/D	(۹۵)	S/B,H/B,B/D,BI,Pf,L/H,H
(۱۸)	B/D,BI	(۵۷)	S/2B,Pf,B/D,H	(۹۶)	S/2B,H/B,B/D,BI,Pf
(۱۹)	B/D,H,BI	(۵۸)	S/2B,Pf,B/D,L/H	(۹۷)	S/2B,H/B,B/D,BI,Pf,H
(۲۰)	B/D,L/H,BI	(۵۹)	S/2B,Pf,B/D,L/H,H	(۹۸)	S/2B,H/B,B/D,BI,Pf,L/H
(۲۱)	B/D,L/H,H,BI	(۶۰)	S/B,BI,H/B	(۹۹)	S/2B,H/B,B/D,BI,Pf,H,L/H
(۲۲)	L/H,Pf,BI	(۶۱)	S/B,BI,H/B,H	(۱۰۰)	B,H,,L/H,S/2B,S/B,H/B,B/D,BI,Pf
(۲۳)	H/B,Pf,BI	(۶۲)	S/B,BI,H/B,L/H	(۱۰۱)	B,S/B,BI,B/D
(۲۴)	B/D,BI,Pf	(۶۳)	S/B,BI,H/BH,L/H	(۱۰۲)	B,S/B,BI,B/D,H
(۲۵)	BI,Pf,B	(۶۴)	S/2B,BI,H/B	(۱۰۳)	B,S/B,BI,B/D,L/H
(۲۶)	BI,PF,B,H	(۶۵)	S/2B,BI,H/B,H	(۱۰۴)	B,S/B,BI,B/D,H,L/H
(۲۷)	BI,PF,B,L/H	(۶۶)	S/2B,BI,H/B,L/H	(۱۰۵)	B,H/B,BI,B/D
(۲۸)	BI,Pf,B,H,L/H	(۶۷)	S/2B,BI,H/B,H,L/H	(۱۰۶)	B,H/B,BI,B/D,H
(۲۹)	S/B,Pf,BI,H/B	(۶۸)	S/B,BI,B/D	(۱۰۷)	B,H/B,BI,B/D,L/H
(۳۰)	S/B,Pf,BI,H/B,H	(۶۹)	S/B,BI,B/D,H	(۱۰۸)	B,H/B,BI,B/D,L/H,H
(۳۱)	S/2B,Pf,BI,H/B	(۷۰)	S/B,BI,B/D,L/H	(۱۰۹)	B,Pf,B/D
(۳۲)	S/2B,Pf,BI,H/B,H	(۷۱)	S/B,BI,B/D,H,L/H	(۱۱۰)	B,Pf,B/D,H
(۳۳)	S/B,Pf,BI,B/D	(۷۲)	S/2B,BI,B/D	(۱۱۱)	B,Pf,B/D,L/H
(۳۴)	S/B,Pf,BI,B/D,H	(۷۳)	S/2B,BI,B/D,H	(۱۱۲)	B,Pf,B/D,H,L/H
(۳۵)	S/B,Pf,BI,H/B,L/H	(۷۴)	S/2B,BI,B/D,L/H	(۱۱۳)	B,BI,B/D
(۳۶)	S/2B,Pf,BI,H/B,L/H	(۷۵)	S/2B,BI,B/D,H,L/H	(۱۱۴)	B,BI,B/D,H
(۳۷)	S/B,Pf,BI,B/D,L/H	(۷۶)	S/B,H/B,B/D,Pf	(۱۱۵)	B,BI,B/D,L/H
(۳۸)	S/2B,Pf,BI,B/D	(۷۷)	S/B,H/B,B/D,Pf,H	(۱۱۶)	B,BI,B/D,H,L/H
(۳۹)	S/2B,Pf,BI,B/D,L/H	(۷۸)	S/B,H/B,B/D,Pf,L/H		

جدول ۴-۷: انواع مدل‌های قابل بررسی برای متوسط ابعاد خرد شده.

مدل	پارامترهای مستقل	مدل	پارامترهای مستقل	مدل	پارامترهای مستقل
(۱)	S/B, T/B, SC, Dr, RQD/JN, Xm	(۲۹)	S/B, T, H/B, B/D, SC, Dr	(۵۷)	Xm, RQD/JN, Dr, SC, S/B, B/D
(۲)	S/B, T, Dr, RQD/JN, Xm	(۳۰)	Xm, RQD/JN, Dr	(۵۸)	Xm, Dr, SC, S/B, B/D
(۳)	H/B, T/B, Dr, RQD/JN, Xm	(۳۱)	Xm, RQD/JN, SC	(۵۹)	Xm, RQD/JN, Dr, S/B, H/B
(۴)	H/B, T, Dr, RQD/JN, Xm	(۳۲)	Xm, RQD/JN, Dr, SC	(۶۰)	Xm, RQD/JN, SC, S/B, H/B
(۵)	B/D, T/B, Dr, RQD/JN, Xm	(۳۳)	Xm, Dr, SC	(۶۱)	Xm, RQD/JN, Dr, SC, S/B, H/B
(۶)	B/D, T, RQD/JN, Xm	(۳۴)	Xm, RQD/JN, Dr, S/B	(۶۲)	Xm, Dr, SC, S/B, H/B
(۷)	S/B, T/B, SC, Dr, RQD/JN, Xm, H/B	(۳۵)	Xm, RQD/JN, SC, S/B	(۶۳)	Xm, RQD/JN, Dr, H/B, B/D
(۸)	S/B, T, SC, Dr, RQD/JN, Xm, H/B	(۳۶)	Xm, RQD/JN, Dr, SC, S/B	(۶۴)	Xm, RQD, SC, H/B, B/D
(۹)	S/B, T/B, SC, Dr, RQD/JN, Xm, B/D	(۳۷)	Xm, Dr, SC, S/B	(۶۵)	Xm, RQD/JN, Dr, SC, H/B, B/D
(۱۰)	S/B, T, SC, Dr, RQD/JN, Xm, B/D	(۳۸)	Xm, RQD/JN, Dr, T/B	(۶۶)	Xm, Dr, SC, H/B, B/D
(۱۱)	S/B, T/B, SC, Dr, RQD/JN, Xm, H/B, B/D	(۳۹)	Xm, RQD/JN, SC, T/B	(۶۷)	Xm, RQD/JN, Dr, S/B, T/B
(۱۲)	S/B, T, SC, Dr, RQD/JN, Xm, H/B, B/D	(۴۰)	Xm, RQD/JN, Dr, SC, T/B	(۶۸)	Xm, RQD/JN, SC, S/B, T/B
(۱۳)	H/B, T/B, Dr, RQD/JN, Xm, SC	(۴۱)	Xm, Dr, SC, T/B	(۶۹)	Xm, Dr, SC, S/B, T/B
(۱۴)	H/B, T/B, Dr, RQD/JN, Xm, B/D	(۴۲)	S/B, T, H/B, B/D, SC, Dr	(۷۰)	Xm, RQD/JN, Dr, S/B, T
(۱۵)	H/B, T/B, Dr, RQD/JN, Xm, SC, B/D	(۴۳)	Xm, RQD/JN, Dr, T	(۷۱)	Xm, RQD/JN, SC, S/B, T
(۱۶)	H/B, T, Dr, RQD/JN, Xm, SC	(۴۴)	Xm, RQD/JN, SC, T	(۷۲)	Xm, Dr, SC, S/B, T
(۱۷)	H/B, T, Dr, RQD/JN, Xm, B/D	(۴۵)	Xm, RQD/JN, Dr, SC, T	(۷۳)	Xm, RQD/JN, Dr, H/B, T/B
(۱۸)	H/B, T, Dr, RQD/JN, Xm, SC, B/D	(۴۶)	Xm, Dr, SC, T	(۷۴)	Xm, RQD/JN, SC, H/B, T/B
(۱۹)	S/B, T, Dr, RQD/JN, Xm, H/B	(۴۷)	Xm, RQD/JN, Dr, H/B	(۷۵)	Xm, Dr, SC, H/B, T/B
(۲۰)	S/B, T, Dr, RQD/JN, Xm, B/D	(۴۸)	Xm, RQD/JN, SC, H/B	(۷۶)	Xm, RQD/JN, Dr, H/B, T
(۲۲)	B/D, T, Dr, RQD/JN, Xm, SC	(۵۰)	Xm, Dr, SC, H/B	(۷۸)	Xm, Dr, SC, H/B, T
(۲۳)	S/B, T/B, H/B, B/D, RQD/JN, Dr, SC	(۵۱)	Xm, RQD/JN, Dr, B/D	(۷۹)	Xm, RQD/JN, Dr, B/D, T/B
(۲۴)	S/B, T/B, H/B, B/D, RQD/JN, SC	(۵۲)	Xm, RQD/JN, SC, B/D	(۸۰)	Xm, RQD/JN, SC, B/D, T/B
(۲۵)	S/B, T/B, H/B, B/D, RQD/JN, Dr	(۵۳)	Xm, RQD/JN, Dr, SC, B/D	(۸۱)	Xm, Dr, SC, B/D, T/B
(۲۶)	S/B, T/B, H/B, B/D, SC, Dr	(۵۴)	Xm, Dr, SC, B/D	(۸۲)	Xm, RQD/JN, Dr, B/D, T
(۲۷)	S/B, T, H/B, B/D, RQD/JN, Dr, SC	(۵۵)	Xm, RQD/JN, Dr, S/B, B/D	(۸۳)	Xm, RQD/JN, SC, B/D, T
(۲۸)	S/B, T, H/B, B/D, RQD/JN, SC	(۵۶)	Xm, RQD/JN, SC, S/B, B/D	(۸۴)	Xm, Dr, SC, B/D, T

#### ۲-۳-۴ توسعه مدل‌های آماری

در این بخش توسعه مدل‌ها با استفاده از روش‌های آماری رگرسیون چند متغیره خطی و غیر خطی

صورت می‌پذیرد. همانطور که اشاره شد برای توسعه مدل‌های رگرسیونی باید مدل را با استفاده از

آزمون‌های مختلفی مورد بررسی قرار داد و سپس بر اساس نتایج آزمون‌ها مدل‌های دارای اعتبار را ارزیابی کرد.

همانطور که گفته شد، قسمت اول ارائه مدل‌های رگرسیونی به بررسی ارتباط تک‌تک متغیرها با خروجی‌ها اختصاص دارد. از این رو در قسمت بعد رگرسیون تک متغیره بررسی می‌شود و پس از آن در دو بخش مجزا مدل‌های رگرسیون چند متغیره خطی و غیر خطی ارائه می‌شود.

#### ۱-۲-۳-۴ رگرسیون تک متغیره

به منظور تعیین ارتباط میان متغیرهای وابسته با تک‌تک متغیرهای مستقل از رگرسیون تک متغیره استفاده می‌شود. از این طریق می‌توان علاوه بر تعیین نوع رابطه مستقیم یا معکوس، نحوه صحیح وجود این پارامترهای مستقل در روابط رگرسیونی را نیز مورد بررسی قرار داد. از این رو در روابط رگرسیونی خطی ضرایب مثبت باید متعلق به پارامترهایی باشند که متغیر وابسته با آن‌ها به طور مستقیم همبسته است و ضرایب منفی به رابطه معکوس متغیر وابسته با متغیر مستقل اختصاص دارد. در رگرسیون غیر خطی نیز توان مثبت مربوط به رابطه مستقیم و توان منفی مربوط به رابطه معکوس متغیر وابسته با متغیر مستقل است. در این قسمت بررسی متغیرهای ذاتی و عملیاتی به طور مجزا انجام می‌شود. که پارامترهای مستقل از روند خاصی پیروی نمی‌کنند، پس بررسی ضرایب منطقی بر روی پارامترها لازم نیست.

#### ۲-۲-۳-۴ رگرسیون چند متغیره خطی

به منظور تعیین مدل تخمین‌گر با استفاده از روش رگرسیون خطی از نرم افزار آماری SPSS استفاده شد. بر این اساس تمامی مدل‌های قابل بررسی مورد مطالعه و آزمون قرار گرفتند. جدول ۴-۸ نتایج آزمون‌های مدل‌های رگرسیونی شاخص یکنواختی و جدول ۴-۹ برای متوسط ابعاد خردشده را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۸: بررسی مدل‌های مختلف در روش رگرسیون چند متغیره خطی برای شاخص یکنواختی.

آزمون						آزمون							
عدم هم خطی	نرمال بودن خطاها	استقلال خطاها	معناداری ضرایب	معناداری مدل	مدل	خروجی	عدم هم خطی	نرمال بودن خطاها	استقلال خطاها	معناداری ضرایب	معناداری مدل	مدل	خروجی
✓	✓	x	x	✓	۵۹		✓	✓	✓	✓	✓	۱	
✓	✓	✓	✓	✓	۶۰		✓	✓	✓	✓	✓	۲	
✓	✓	x	x	✓	۶۱		✓	✓	✓	x	✓	۳	
✓	✓	x	x	✓	۶۲		✓	✓	x	x	✓	۴	
✓	✓	x	x	✓	۶۳		✓	✓	✓	✓	✓	۵	
✓	✓	✓	✓	✓	۶۴		✓	✓	x	x	✓	۶	
✓	✓	x	x	✓	۶۵		✓	✓	x	x	✓	۷	
✓	✓	x	x	✓	۶۶		✓	✓	x	x	✓	۸	
✓	✓	x	x	✓	۶۷		✓	✓	x	x	✓	۹	
✓	✓	x	x	✓	۶۸	n	✓	✓	✓	✓	✓	۱۰	N
✓	✓	x	x	✓	۶۹		✓	✓	x	x	✓	۱۱	
✓	✓	x	x	✓	۷۰		✓	✓	x	x	✓	۱۲	
✓	✓	x	x	✓	۷۱		✓	✓	x	✓	✓	۱۳	
✓	✓	x	x	✓	۷۲		✓	✓	✓	✓	✓	۱۴	
✓	✓	x	x	✓	۷۳		✓	✓	x	x	✓	۱۵	
✓	✓	x	x	✓	۷۴		✓	✓	x	x	✓	۱۶	
✓	✓	x	x	✓	۷۵		✓	✓	✓	✓	✓	۱۷	
✓	✓	✓	✓	✓	۷۶		✓	✓	✓	✓	✓	۱۸	
✓	✓	✓	x	✓	۷۷	n	✓	✓	x	x	✓	۱۹	
✓	✓	x	x	✓	۷۸		✓	✓	x	x	✓	۲۰	
✓	✓	✓	x	✓	۷۹		✓	✓	x	x	✓	۲۱	
✓	✓	✓	✓	✓	۸۰		✓	✓	✓	✓	✓	۲۲	
✓	✓	✓	x	✓	۸۱		✓	✓	✓	✓	✓	۲۳	
✓	✓	x	x	✓	۸۲		✓	✓	x	x	✓	۲۴	n
✓	✓	✓	x	✓	۸۳		✓	✓	✓	✓	✓	۲۵	
✓	✓	x	x	✓	۸۴		✓	✓	x	x	✓	۲۶	
✓	✓	✓	✓	✓	۸۵		✓	✓	x	x	✓	۲۷	
✓	✓	x	x	✓	۸۶		✓	✓	x	x	✓	۲۸	

ادامه جدول ۴-۸: بررسی مدل‌های مختلف در رگرسیون چند متغیره خطی برای شاخص یکنواختی.

✓	✓	x	x	✓	۸۷	✓	✓	✓	✓	✓	۲۹
✓	✓	x	x	✓	۸۸	✓	✓	x	x	✓	۳۰
✓	✓	✓	✓	✓	۸۹	✓	✓	✓	✓	✓	۳۱
✓	✓	x	x	✓	۹۰	✓	✓	x	x	✓	۳۲
✓	✓	x	x	✓	۹۱	✓	✓	✓	✓	✓	۳۳
✓	✓	✓	✓	✓	۹۲	✓	✓	✓	✓	✓	۳۴
✓	✓	✓	x	✓	۹۳	✓	✓	x	x	✓	۳۵
✓	✓	x	x	✓	۹۴	✓	✓	x	x	✓	۳۶
✓	✓	✓	x	✓	۹۵	✓	✓	✓	✓	✓	۳۷
✓	✓	✓	✓	✓	۹۶	✓	✓	✓	✓	✓	۳۸
✓	✓	✓	x	✓	۹۷	✓	✓	✓	✓	✓	۳۹
✓	✓	x	x	✓	۹۸	✓	✓	✓	✓	✓	۴۰
✓	✓	x	x	✓	۹۹	✓	✓	x	x	✓	۴۱
✓	✓	x	x	✓	۱۰۰	✓	✓	x	x	✓	۴۲
✓	✓	✓	x	✓	۱۰۱	✓	✓	x	x	✓	۴۳
✓	✓	x	x	✓	۱۰۲	✓	✓	✓	✓	✓	۴۴
✓	✓	✓	x	✓	۱۰۳	✓	✓	✓	✓	✓	۴۵
✓	✓	x	x	✓	۱۰۴	✓	✓	x	x	✓	۴۶
✓	✓	x	x	✓	۱۰۵	✓	✓	x	x	✓	۴۷
✓	✓	x	x	✓	۱۰۶	✓	✓	✓	✓	✓	۴۸
✓	✓	x	x	✓	۱۰۷	✓	✓	✓	✓	✓	۴۹
✓	✓	x	x	✓	۱۰۸	✓	✓	x	x	✓	۵۰
✓	✓	x	x	✓	۱۰۹	✓	✓	x	x	✓	۵۱
✓	✓	✓	x	✓	۱۱۰	✓	✓	✓	✓	✓	۵۲
✓	✓	x	x	✓	۱۱۱	✓	✓	✓	✓	✓	۵۳
✓	✓	✓	x	✓	۱۱۲	✓	✓	✓	✓	✓	۵۴
✓	✓	x	x	✓	۱۱۳	✓	✓	✓	✓	✓	۵۵
✓	✓	x	x	✓	۱۱۴	✓	✓	✓	✓	✓	۵۶
✓	✓	✓	x	✓	۱۱۵	✓	✓	✓	✓	✓	۵۷
✓	✓	✓	x	✓	۱۱۶	✓	✓	✓	✓	✓	۵۸
N						n					

جدول ۹-۴: بررسی مدل‌های مختلف در روش رگرسیون چند متغیره خطی برای متوسط ابعاد خرد شده.

آزمون						آزمون							
عدم هم خطی	نرمال بودن خطاها	استقلال خطاها	معناداری ضرایب	معناداری مدل	مدل	خروجی	عدم هم خطی	نرمال بودن خطاها	استقلال خطاها	معناداری ضرایب	معناداری مدل	مدل	خروجی
✓	✓	✓	✓	✓	۴۳	$X_m$	✓	✓	✓	✓	✓	۱	$X_m$
x	✓	✓	x	✓	۴۴		✓	✓	✓	✓	✓	۲	
✓	✓	✓	✓	✓	۴۵		✓	✓	✓	✓	✓	۳	
✓	✓	✓	✓	✓	۴۶		✓	✓	✓	✓	✓	۴	
✓	✓	✓	✓	✓	۴۷		✓	✓	✓	✓	✓	۵	
✓	✓	✓	✓	✓	۴۸		✓	✓	✓	✓	✓	۶	
✓	✓	✓	✓	✓	۴۹		x	✓	x	x	✓	۷	
✓	✓	✓	✓	✓	۵۰		x	✓	✓	x	✓	۸	
✓	✓	✓	✓	✓	۵۱		x	✓	✓	x	✓	۹	
x	✓	✓	x	✓	۵۲		x	✓	x	x	✓	۱۰	
✓	✓	✓	✓	✓	۵۳		x	✓	x	x	✓	۱۱	
✓	✓	✓	✓	✓	۵۴		x	✓	x	x	✓	۱۲	
✓	✓	✓	x	✓	۵۵		x	✓	x	x	✓	۱۳	
✓	✓	✓	x	✓	۵۶		✓	✓	✓	✓	✓	۱۴	
✓	✓	✓	x	✓	۵۷		x	✓	x	x	✓	۱۵	
✓	✓	✓	x	✓	۵۸		x	✓	x	x	✓	۱۶	
✓	✓	✓	✓	✓	۵۹		x	✓	x	x	✓	۱۷	
✓	✓	✓	✓	✓	۶۰		x	✓	x	x	✓	۱۸	
✓	✓	✓	✓	✓	۶۱		✓	✓	✓	✓	✓	۱۹	
✓	✓	✓	✓	✓	۶۲		✓	✓	x	x	✓	۲۰	
✓	✓	✓	✓	✓	۶۳		✓	✓	✓	✓	✓	۲۱	
✓	✓	✓	✓	✓	۶۴		✓	✓	✓	✓	✓	۲۲	
✓	✓	✓	✓	✓	۶۵		x	✓	✓	x	✓	۲۳	
✓	✓	✓	✓	✓	۶۶		x	✓	✓	x	✓	۲۴	
✓	✓	✓	✓	✓	۶۷		x	✓	✓	x	✓	۲۵	
✓	✓	✓	✓	✓	۶۸		x	✓	✓	x	✓	۲۶	
✓	✓	✓	✓	✓	۶۹		x	✓	✓	x	✓	۲۷	

ادامه جدول ۴-۹: بررسی مدل‌های مختلف در رگرسیون چند متغیره خطی برای متوسط ابعاد خرد شده

✓	✓	✓	✓	✓	۷۰	x	✓	✓	x	✓	۲۸
x	✓	✓	x	✓	۷۱	x	✓	✓	x	✓	۲۹
✓	✓	✓	✓	✓	۷۲	x	✓	✓	x	✓	۳۰
✓	✓	✓	✓	✓	۷۳	✓	✓	✓	✓	✓	۳۱
x	✓	✓	x	✓	۷۴	x	✓	✓	x	✓	۳۲
x	✓	✓	x	✓	۷۵	✓	✓	✓	✓	✓	۳۳
					۷۶	✓	✓	✓	✓	✓	۳۴
x	✓	✓	x	✓	۷۷	✓	✓	✓	✓	✓	۳۵
x	✓	✓	x	✓	۷۸	x	✓	✓	✓	✓	۳۶
✓	✓	✓	✓	✓	۷۹	✓	✓	✓	✓	✓	۳۷
x	✓	✓	x	✓	۸۰	✓	✓	✓	✓	✓	۳۸
✓	✓	✓	✓	✓	۸۱	✓	✓	✓	✓	✓	۳۹
✓	✓	✓	✓	✓	۸۲	x	✓	✓	x	✓	۴۰
x	✓	✓	x	✓	۸۳	✓	✓	✓	✓	✓	۴۱
✓	✓	✓	✓	✓	۸۴	✓	✓	✓	✓	✓	۴۲

در این جداول مدل‌هایی که بر اساس آزمون‌های رگرسیونی قابل قبول بوده‌اند، مشخص شده‌اند. به منظور ارزیابی عملکرد هر یک از مدل‌های انتخاب شده، از دسته داده‌های آزمون استفاده می‌شود. بر این اساس با استفاده از ۴ معیار ارزیابی RMSE، ضریب تعیین ( $R^2$ )، شاخص عملکرد (VAF) و میانگین درصد خطای مطلق (MAPE) استفاده شده است. RMSE متوسط خطای نتایج به دست آمده از خروجی مدل را نشان می‌دهد. کاهش این شاخص موجب افزایش ضریب تعیین رابطه شده و این کارایی بهتر مدل را نشان می‌دهد. علاوه بر این، هر چه شاخص عملکرد (VAF)، بزرگ‌تر و میانگین درصد خطای مطلق (MAPE) کوچک‌تر و نزدیک به صفر باشد، مدل مناسب‌تر است. نحوه محاسبه شاخص‌ها در زیر ارائه شده است (Gokceoglu, 2002).

$$R^2 = 100 \left[ \frac{\left( \sum_{i=1}^n (t - \bar{t})(y - \bar{y}) \right)^2}{\sqrt{\sum_{i=1}^n (t - \bar{t})^2 \sum_{i=1}^n (y - \bar{y})^2}} \right] \quad 1-4$$

$$VAF = 100 \left[ 1 - \frac{\text{var}(t - y)}{\text{var}(t)} \right] \quad 2-4$$



$$MAPE = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \left| \frac{t-y}{t} \right| \times 100 \quad 3-4$$

$$RMSE = \sqrt{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (t-y)^2} \quad 4-4$$

بر این اساس در جدول ۴-۱۰ مقدار شاخص‌های مرحله آموزش مدل‌های قابل قبول برای شاخص

یکنواختی و در جدول ۴-۱۱ مدل‌های قابل قبول برای متوسط ابعاد خرد شده بررسی شده است.

جدول ۴-۱۰: مقدار خطای مدل‌های قابل قبول رگرسیون چند متغیره خطی برای شاخص یکنواختی.

MAPE	VAF	R <sup>2</sup>	RMSE	مدل	خروجی	MAPE	VAF	R <sup>2</sup>	RMSE	مدل	خروجی
۷/۷۱	۸۹/۷۵	۰/۸۹	۰/۰۸۹	(۴۴)	N	۹/۰۱۴	۸۹/۱۰۴	۰/۸۹۱	۰/۰۹۵۵	(۱)	n
۶/۷۰	۹۰/۴۴	۰/۹۰	۰/۰۸۵	(۴۵)		۷/۷۰۹	۸۹/۵۱۱	۰/۸۹۵	۰/۱۰۷۶	(۲)	
۷/۷۱	۸۹/۷۵	۰/۸۹	۰/۰۸۹	(۴۸)		۹/۵۱۵	۹۲/۴۶۶	۰/۹۲۵	۰/۰۹۷۳	(۵)	
۶/۷۱	۹۰/۴۴	۰/۹۰	۰/۰۸۵	(۴۹)		۹/۴۷۷	۹۲/۴۶۶	۰/۹۲۵	۰/۰۹۶۹	(۱۰)	
۷/۷۵	۸۹/۷۵	۰/۸۹	۰/۰۸۹	(۵۲)		۱۵/۹۱	۷۵/۵۰۸	۰/۷۵۵	۰/۱۵۳۹	(۱۳)	
۷/۷۱	۸۹/۷۵	۰/۸۹	۰/۰۸۹	(۵۳)		۸/۵۰۱	۹۰/۷۹۹	۰/۹۰۸	۰/۰۹۰۵	(۱۴)	
۷/۷۱	۸۹/۹۶	۰/۹	۰/۰۸۸	(۵۴)		۱۰/۸۱	۸۸/۷۰۸	۰/۸۸۹	۰/۱۰۹۰	(۱۷)	
۷/۹۶۶	۹۰/۳۳	۰/۹۰	۰/۰۸۶	(۵۵)		۹/۵۹۵	۸۰/۵۱۷	۰/۸۰۵	۰/۱۲۴۲	(۱۸)	
۷/۷۷	۸۹/۷۵	۰/۸۹	۰/۰۸۹	(۵۶)		۸/۵۲۰	۸۸/۹۰۴	۰/۸۸۹	۰/۱۰۱۹	(۲۲)	
۷/۷۳	۸۹/۷۵	۰/۸۹	۰/۰۸۹	(۵۷)		۸/۰۳۹	۹۰/۰۹۲	۰/۹۰۱	۰/۰۸۸۳	(۲۳)	
۷/۷۱	۸۹/۹۶	۰/۹	۰/۰۸۸	(۵۸)		۱۰/۳۶	۹۱/۵۶۱	۰/۹۱۶	۰/۱۰۳۹	(۲۵)	
۴۵/۰	۷۵/۷۹	۰/۷۵	۰/۴۸۰	(۶۰)		۷/۲۷۳	۹۲/۴۸۵	۰/۹۲۵	۰/۰۷۹۸	(۲۹)	
۱۲/۴	۷۵/۷۹	۰/۷۵	۰/۱۳۷	(۶۴)		۷/۲۷۳	۹۲/۴۸۵	۰/۹۲۵	۰/۰۷۹۸	(۳۱)	
۷/۵۳۳	۹۰/۰۷	۰/۹۱	۰/۰۸۷	(۷۶)		۸/۱۲۷	۹۲/۸۹۷	۰/۹۲۹	۰/۰۸۶۴	(۳۳)	
۷/۵۳۳	۹۰/۰۷	۰/۹۱	۰/۰۸۷	(۸۰)		۹/۱۹۲	۹۲/۹۱۹	۰/۹۲۹	۰/۰۹۸۴	(۳۴)	
۷/۰۸۲	۹۱/۲۴	۰/۹۱	۰/۰۸۶	(۸۵)		۶/۹۹۵	۹۳/۴۹۷	۰/۹۳۵	۰/۰۷۱۶	(۳۷)	
۷/۰۸۲	۹۱/۲۴	۰/۹۱۲	۰/۰۸۶	(۸۹)		۸/۰۹۸	۹۲/۸۹۷	۰/۹۲۹	۰/۰۸۶۱	(۳۸)	
۸/۵۴۴	۹۲/۸۹	۰/۹۲۹	۰/۰۹۱	(۹۲)		۶/۹۹۵	۹۳/۴۹۷	۰/۹۳۵	۰/۰۷۱۶	(۳۹) 1	
۸/۵۱۵	۹۲/۸۹	۰/۹۲۹	۰/۰۹۰۶	(۹۶)		۹/۲۳۰	۹۲/۹۱۹	۰/۹۲۹	۰/۰۹۸۷	(۴۰)	

جدول ۴-۱۱: مقدار خطای مدل‌های قابل قبول رگرسیون چند متغیره خطی برای متوسط ابعاد خرد شده.

MAPE	VAF	R2	RMSE	مدل	خروجی	MAPE	VAF	R2	RMSE	مدل	خروجی
۶/۳۳۳	۹۵/۲۶	-۰/۹۵۲	۰/۷۸۲	(۴۹)	$X_m$	۸/۹۷۲	۹۰/۰۷۰	۰/۹۰۱	۱/۱۳۲	(۱)	$X_m$
۶/۰۵۱۰	۹۴/۵۶	-۰/۹۴۶	۰/۸۳۷	(۵۰)		۹/۳۱۴	۸۶/۸۷۷	۰/۸۶۹	۱/۳۰۱	(۲)	
۱۰/۲۴۱۵	۸۷/۴۹	-۰/۸۷۵	۱/۲۷۰	(۵۱)		۶/۳۱۰	۹۵/۶۴۷	-۰/۹۵۶	۰/۷۴۹۶	(۳)	
۹/۲۸۷۸	۸۹/۲۴	-۰/۸۹۲	۱/۱۷۸	(۵۳)		۶/۶۹۱	۹۵/۲۴۹	-۰/۹۵۲	۰/۷۸۳۱	(۴)	
۹/۸۶۹۲	۸۲/۹۸	-۰/۸۳۰	۱/۴۸۲	(۵۴)		۹/۱۶۳	۸۸/۴۸۵	-۰/۸۸۵	۱/۲۱۹	(۵)	
۶/۴۴۱۳	۹۵/۰۹	-۰/۹۵۱	۰/۷۹۵۷	(۵۹)		۱۰/۱۱۳	۸۸/۱۹	۰/۸۹	۱/۲۷۸۳	(۶)	
۸/۱۵	۹۲/۰۴	-۰/۹۲۰	۱/۰۱۳۵	(۶۰)		۴/۷۶۶	۹۶/۹۸	/۹۷۰	۰/۶۲۳۵	(۱۴)	
۶/۳۳۲۴	۹۵/۲۶	-۰/۹۵۳	۰/۷۸۲	(۶۱)		۵/۴۱۰	۹۶/۴۳۶	-۰/۹۶۴	۰/۶۷۸۲	(۱۷)	
۶/۲۶۱۸	۹۵/۰۴	-۰/۹۵۰	۰/۷۹۹۹	(۶۲)		۵/۱۷۱۵	۹۶/۴۹۵	-۰/۹۶۶	۰/۶۷۲۶	(۱۹)	
۶/۴۴۶۷	۹۵/۱۰	-۰/۹۵۱	۰/۷۹۴۹	(۶۳)		۸/۹۴۱۶	۹۰/۰۳۲	۰/۹	۱/۱۳۴۳	(۲۱)	
۹/۰۴۲	۸۹/۷۰	-۰/۸۹۷	۱/۱۵۲	(۶۴)		۹/۰۶۰۷	۹۰/۰۴۸	۰/۹	۱/۱۳۳	(۲۲)	
۶/۳۴۴۶	۹۵/۲۶	-۰/۹۵۳	۰/۷۸۲۰	(۶۵)		۱۳/۱۲۵	۸۱/۰۹۴	-۰/۸۱۱	۱/۵۶۲۲	(۳۱)	
۶/۱۸۲۹	۹۴/۶۴	-۰/۹۴۶	۰/۸۳۱۵	(۶۶)		۹/۳۴۰۹	۸۹/۲۳۴	-۰/۸۹۲	۱/۱۷۸۹	(۳۳)	
۸/۹۰۸۹	۸۷/۳۵	-۰/۸۷۴	۱/۳۷۷۵	(۶۷)		۹/۷۴۰۱	۸۲/۵۰۴	-۰/۸۹۵	۱/۵۰۲۸	(۳۴)	
۱۱/۷۶۷	۸۲/۲۸	-۰/۸۲۳	۱/۵۱۲	(۶۸)		۱۰/۲۹۱	۸۶/۰۶۱	-۰/۸۶۱	۱/۳۴۱	(۳۵)	
۹/۰۹۶۶	۸۸/۰۷	-۰/۸۸۱	۱/۲۴۰	(۶۹)		۹/۲۰۳	۸۹/۳۸۱	-۰/۸۹۴	۱/۱۷۰۷	(۳۷)	
۹/۳۱۴	۸۶/۸۷	-۰/۸۶۹	۱/۳۰۱	(۷۰)		۹/۶۵۵۳	۸۶/۲۴۴	-۰/۸۶۲	۱/۳۳۲۵	(۳۸)	
۹/۲۶۵	۸۸/۳۵	-۰/۸۸۴	۱/۲۲۶	(۷۲)		۱۲/۶۰۱	۸۱/۸۰۹	-۰/۸۱۸	۱/۵۳۲۴	(۳۹)	
۶/۳۱۰۹	۹۵/۶۴	-۰/۹۵۶	۰/۷۴۹۶	(۷۳)		۸/۹۳۴	۹۰/۰۳۲	۰/۹	۱/۱۳۴	(۴۱)	
۶/۶۹۱۵	۹۵/۲۴	-۰/۹۵۲	۰/۷۸۳۱	(۷۶)		۹/۷۳۴	۸۴/۸۶۷	-۰/۸۴۹	۱/۳۹۷	(۴۲)	
۹/۱۶۳۹	۸۸/۴۸	-۰/۸۸۵	۱/۲۱۹	(۷۹)		۱۳/۳۳۳	۸۱/۲۲۵	-۰/۸۱۲	۱/۵۵۶	(۴۳)	
۹/۷۴۳۴	۸۵/۳۷	-۰/۸۵۴	۱/۳۷۴	(۸۱)		۹/۰۳۱	۹۰/۰۴۴	۰/۹	۱/۱۳۳	(۴۵)	
۹/۴۱۳	۸۸/۱۹	-۰/۸۸۲	۱/۲۳۴۶	(۸۲)		۹/۸۱۳	۸۴/۶۴۴	-۰/۸۴۶	۱/۴۰۷	(۴۶)	
۹/۸۶۸	۸۵/۳۲	-۰/۸۵۳	۱/۳۷۶	(۸۴)		۶/۷۴۵	۹۴/۹۶۰	-۰/۹۵	۰/۸۰۶۶	(۴۷)	
						۸/۸۱۷	۸۹/۱۶۵۸	-۰/۸۹۲	۱/۱۸۲	(۴۸)	

در جدول‌های ۴-۱۰ و ۴-۱۱ بهترین مدل‌ها بر اساس ارزیابی عملکرد در مرحله آموزش، مشخص شده‌اند. بر این اساس روابط زیر مدل‌های انتخاب شده چند متغیره خطی برای ارزیابی دانه‌بندی حاصل از انفجار هستند.

#### مدل‌های انتخاب شده برای شاخص یکنواختی

رابطه	مدل
$n = 3.861 + 1.9Pf - 0.022BI - 2.247 \frac{S}{B} + 12.540 \frac{B}{D} + 0.320 \frac{L}{H}$	۳۷
$n = 3.538 + 1.507Pf - 0.02BI - 1.416 \frac{S}{B} + 0.012 \frac{H}{B}$	۲۹

$$n = 3.821 + 1.860Pf - 0.021BI - 2.037 \frac{S}{B} + 9.756 \frac{B}{D} \quad 33$$

$$n = 2.521 - 0.227 \frac{S}{B} + 0.508 \frac{H}{B} + 11.371 \frac{B}{D} - 0.008BI - 0.372H \quad 85$$

$$n = 1.138 + 0.563Pf + 0.265 \frac{H}{B} + 0.001 \frac{S}{B} - 0.163H \quad 45$$

### مدل‌های انتخاب شده برای متوسط ابعاد خرد شده

مدل	رابطه
۱۴	$X'_m = -42.609 + 4.805 \frac{H}{B} - 5.730 \frac{T}{B} + 8.090Dr + 0.108 \frac{RQD}{Jn} + 0.659X_m + 145.916 \frac{B}{D}$
۱۹	$X'_m = -73.230 + 25.235 \frac{S}{B} + 4.077 \frac{H}{B} - 2.517T + 10.568Dr + 0.247 \frac{RQD}{Jn} + 0.659X_m$
۱۷	$X'_m = -40.493 + 4.277 \frac{H}{B} - 2.386T + 7.994Dr + 0.115 \frac{RQD}{Jn} + 0.630X_m + 145.916 \frac{B}{D}$
۳	$X'_m = -32.731 + 3.172 \frac{H}{B} - 2.689 \frac{T}{B} + 8.139Dr + 0.12 \frac{RQD}{Jn} + 0.581X_m$
۷۳	$X'_m = -32.731 + 0.581X_m + 0.120 \frac{RQD}{Jn} + 8.139Dr + 3.172 \frac{H}{B} - 2.689 \frac{T}{B}$
۶۱	$X'_m = -31.683 + 0.5X_m + 0.083 \frac{RQD}{Jn} - 0.807 \frac{S}{B} + 3.544 \frac{H}{B} - 3.39Sc + 8.606Dr$
۶۵	$X'_m = -32.529 + 0.501X_m + 0.086 \frac{RQD}{Jn} + 3.539 \frac{H}{B} - 7.322 \frac{B}{D} - 3.522Sc + 8.672Dr$
۴۹	$X'_m = -33.10 + 0.503X_m + 0.088 \frac{RQD}{Jn} + 3.535 \frac{H}{B} - 3.179Sc + 8.724Dr$
۷۶	$X'_m = -32.058 + 0.551X_m + 0.120 \frac{RQD}{Jn} + 8.313Dr + 2.889 \frac{H}{B} - 0.778T$
۶۳	$X'_m = -35.962 + 0.515X_m + 0.107 \frac{RQD}{Jn} + 9.037Dr + 3.198 \frac{H}{B} + 35.605 \frac{B}{D}$
۴	$X'_m = -32.058 + 2.889 \frac{H}{B} - 0.778T + 8.313Dr + 0.120 \frac{RQD}{Jn} + 0.551X_m$

ارزیابی عملکرد داده‌های آزمون رگرسیون خطی چند متغیره برای شاخص یکنواختی و همچنین

برای متوسط ابعاد خرد شده در جدول‌های ۴-۱۲ و ۴-۱۳ محاسبه و آورده شده است.

جدول ۴-۱۲: ارزیابی عملکرد داده‌های آزمون برای شاخص یکنواختی.

خروجی	مدل	RMSE	R <sup>2</sup>	VAF	MAPE	خروجی	مدل	RMSE	R <sup>2</sup>	VAF	MAPE
(۳۷)	(۳۷)	۰/۰۴۷	۰/۹۹۳	۹۶/۶۷	۵/۶۹	N	(۲۹)	۰/۱۶۳	۰/۷۸۲۵	۷۴/۸۰	۱۸/۸۷
(۳۳)	(۳۳)	۰/۱۲۹	۰/۹۳۷۵	۸۹/۳۳	۱۵/۰۰	(۴۵)	(۴۵)	۰/۲۷۰۸	۰/۳۸۵	۲۶/۳۰۶	۲۹/۲۶۲
						(۸۵)	(۸۵)	۰/۲۴۱	۰/۳۵۱۱	۳۰/۰۱۲	۲۳/۹۴

جدول ۴-۱۳: ارزیابی عملکرد داده‌های آزمون برای متوسط ابعاد خردشده.

خروجی	مدل	RMSE	R <sup>2</sup>	VAF	MAPE	خروجی	مدل	RMSE	R <sup>2</sup>	VAF	MAPE
X <sub>m</sub>	(۶۵)	۲/۶۷۴	۰/۸۹۹۳	۸۶/۵۲۷	۱۹/۵۵۹	(۱۴)	۳/۲۷۶	۰/۸۸۷	۸۵/۹۱۷	۲۴/۵۲۷	
	(۴۹)	۲/۶۷۱	۰/۸۹۹۵	۸۶/۴۵۰	۱۹/۵۴۶	(۱۹)	۴/۰۴۷	۰/۹۷۱	۹۶/۹۸۶	۳۰/۹۷۱	
	(۷۶)	۲/۹۴۹	۰/۸۶۶۱	۸۳/۱۹۳	۲۱/۴۲۲	(۱۷)	۳/۱۲۳	۰/۹۰۰۶	۸۶/۸۱۶	۲۳/۳۸۹	
	(۶۳)	۲/۵۸۳	۰/۸۸۸۹	۸۴/۶۵۳	۱۸/۹۹۱	(۳)	۳/۱۳۱	۰/۸۵۸۹	۸۲/۷۹۹	۲۲/۷۹۵	
	(۴)	۲/۹۴۹	۰/۸۶۶۱	۸۳/۱۹۳	۲۱/۴۲۲	(۷۳)	۳/۱۳۱	۰/۸۵۸۹	۸۲/۷۹۹	۲۲/۷۹۵	
						(۶۱)	۲/۶۵۹	۰/۸۹۴۷	۸۵/۹۲۵	۱۹/۵۸۵	

#### ۴-۳-۲-۳ رگرسیون چند متغیره غیر خطی

به منظور توسعه مدل چند متغیره غیر خطی از روش لگاریتم دوگانه استفاده شده است. برای این منظور نیز با توجه به اینکه توسعه ابتدایی مدل بر مبنای مقدار لگاریتم داده‌ها با استفاده از رگرسیون خطی است، باید آزمون‌های مربوطه مورد بررسی قرار گیرند. جدول‌های ۴-۱۴ و ۴-۱۵ نتیجه بررسی آزمون‌های رگرسیونی را به ترتیب برای شاخص یکنواختی و متوسط ابعاد خرد شده نشان می‌دهند. در جدول‌های ۴-۱۴ و ۴-۱۵ مدلهایی که بر اساس آزمون‌های رگرسیونی قابل قبول بوده‌اند، مشخص شده‌اند.

ارزیابی عملکرد مدل‌های انتخابی برای شاخص یکنواختی و متوسط ابعاد خرد شده به ترتیب در جدول‌های ۴-۱۶ و ۴-۱۷ آورده شده است.

در جداول ۴-۱۶ و ۴-۱۷ بهترین مدل‌ها بر اساس شاخص‌های ارزیابی عملکرد در مرحله آموزش مشخص شده‌اند. بر این اساس روابط زیر مدل‌های انتخاب شده چند متغیره غیر خطی برای ارزیابی دانه‌بندی حاصل از انفجار برای شاخص یکنواختی و متوسط ابعاد خرد شده هستند.

جدول ۴-۱۴: بررسی مدل‌های مختلف در روش رگرسیون چند متغیره غیرخطی برای شاخص یکنواختی.

آزمون						خروجی	آزمون						خروجی
عدم هم خطی	نرمال بودن خطاها	استقلال خطاها	معنی داری ضرایب	معنی داری مدل	مدل		عدم هم خطی	نرمال بودن خطاها	استقلال خطاها	معنی داری ضرایب	معنی داری مدل	مدل	
x	✓	x	x	✓	(۵۹)	n	✓	✓	✓	✓	✓	(۱)	N
✓	✓	✓	✓	✓	(۶۰)		✓	✓	✓	✓	✓	(۲)	
✓	✓	✓	✓	✓	(۶۱)		✓	✓	x	✓	✓	(۳)	
✓	✓	x	x	✓	(۶۲)	n	✓	✓	x	✓	✓	(۴)	
✓	✓	x	x	✓	(۶۳)		✓	✓	✓	✓	✓	(۵)	
✓	✓	✓	✓	✓	(۶۴)		✓	✓	✓	✓	✓	(۶)	
✓	✓	✓	✓	✓	(۶۵)		✓	✓	x	✓	✓	(۷)	
✓	✓	x	x	✓	(۶۶)		✓	✓	x	✓	✓	(۸)	
✓	✓	x	x	✓	(۶۷)		✓	✓	✓	✓	✓	(۹)	
✓	✓	x	x	✓	(۶۸)		✓	✓	✓	✓	✓	(۱۰)	
✓	✓	x	x	✓	(۶۹)		✓	✓	x	x	✓	(۱۱)	
✓	✓	x	x	✓	(۷۰)		✓	✓	x	x	✓	(۱۲)	
✓	✓	x	x	✓	(۷۱)		✓	✓	✓	✓	✓	(۱۳)	
✓	✓	x	x	✓	(۷۲)		✓	✓	✓	✓	✓	(۱۴)	
✓	✓	x	x	✓	(۷۳)		✓	✓	x	x	✓	(۱۵)	
✓	✓	x	x	✓	(۷۴)		✓	✓	x	x	✓	(۱۶)	
x	✓	x	x	✓	(۷۵)		✓	✓	✓	✓	✓	(۱۷)	
✓	✓	✓	✓	✓	(۷۶)		✓	✓	x	x	✓	(۱۸)	
x	✓	✓	x	x	(۷۷)		✓	✓	x	x	✓	(۱۹)	
x	✓	✓	✓	✓	(۷۸)		✓	✓	x	x	✓	(۲۰)	
x	✓	✓	✓	x	(۷۹)		✓	✓	x	x	✓	(۲۱)	
✓	✓	✓	x	✓	(۸۰)		✓	✓	✓	✓	✓	(۲۲)	
x	✓	✓	✓	✓	(۸۱)		✓	✓	✓	✓	✓	(۲۳)	
x	✓	✓	✓	✓	(۸۲)		x	✓	x	x	✓	(۲۴)	
x	✓	✓	✓	✓	(۸۳)		x	✓	✓	✓	✓	(۲۵)	
x	✓	✓	✓	✓	(۸۴)		x	✓	✓	✓	✓	(۲۶)	
✓	✓	✓	✓	✓	(۸۵)		x	✓	x	✓	✓	(۲۷)	
✓	✓	x	✓	✓	(۸۶)		x	✓	x	✓	✓	(۲۸)	
x	✓	x	✓	✓	(۸۷)		✓	✓	✓	✓	✓	(۲۹)	

✓	✓	✗	✓	✓	(88)	✗	✓	✓	✗	✓	(30)
✗	✓	✓	✗	✓	(89)	✓	✓	✓	✓	✓	(31)
✓	✓	✗	✗	✓	(90)	✗	✓	✓	✗	✓	(32)
✗	✓	✗	✗	✓	(91)	✓	✓	✓	✓	✓	(33)
✓	✓	✓	✓	✓	(92)	✓	✓	✓	✓	✓	(34)
✗	✓	✗	✗	✓	(93)	✗	✓	✗	✗	✓	(35)
✗	✓	✗	✗	✓	(94)	✗	✓	✗	✗	✓	(36)
✗	✓	✗	✗	✓	(95)	✓	✓	✓	✓	✓	(37)
✓	✓	✓	✓	✓	(96)	✓	✓	✓	✓	✓	(38)
✗	✓	✓	✗	✓	(97)	✓	✓	✓	✓	✓	(39)
✗	✓	✓	✓	✗	(98)	✓	✓	✓	✓	✓	(40)
✗	✓	✗	✓	✓	(99)	✓	✓	✗	✗	✓	(41)
✗	✓	✗	✓	✓	(100)	✗	✓	✓	✗	✗	(42)
✓	✓	✓	✓	✓	(101)	✗	✓	✗	✗	✓	(43)
✗	✓	✓	✗	✗	(102)	✓	✓	✓	✓	✓	(44)
✓	✓	✓	✓	✓	(103)	✗	✓	✓	✗	✓	(45)
✗	✓	✗	✗	✓	(104)	✓	✓	✓	✓	✓	(46)
✗	✓	✓	✓	✗	(105)	✗	✓	✗	✗	✓	(47)
✗	✓	✓	✗	✓	(106)	✓	✓	✓	✓	✓	(48)
✗	✓	✓	✗	✓	(107)	✗	✓	✓	✓	✓	(49)
✓	✓	✗	✗	✓	(108)	✓	✓	✓	✓	✓	(50)
✗	✓	✓	✗	✓	(109)	✗	✓	✗	✗	✓	(51)
✗	✓	✓	✗	✓	(110)	✓	✓	✓	✓	✓	(52)
✗	✓	✗	✗	✓	(111)	✓	✓	✓	✓	✓	(53)
✗	✓	✗	✗	✓	(112)	✓	✓	✓	✓	✓	(54)
✗	✓	✗	✗	✓	(113)	✓	✓	✓	✓	✓	(55)
✓	✓	✓	✓	✓	(114)	✗	✓	✗	✓	✓	(56)
✓	✓	✓	✓	✓	(115)	✗	✓	✗	✗	✓	(57)
✗	✓	✗	✗	✓	(116)	✗	✓	✓	✗	✓	(58)

جدول ۴-۱۵: مقدار خطای مدل‌های قابل قبول رگرسیون چند متغیره غیر خطی برای متوسط ابعاد خرد شده.

آزمون						آزمون							
خروجی	مدل	معنی داری مدل	معنی داری ضرایب	استقلال خطاها	نرمال بودن خطاها	عدم هم خطی	خروجی	مدل	معنی داری مدل	معنی داری ضرایب	استقلال خطاها	نرمال بودن خطاها	عدم هم خطی
	(۴۳)	✓	x	✓	✓	x	(۱)	(۱)	✓	✓	✓	✓	✓
	(۴۴)	✓	x	✓	✓	x	(۲)	(۲)	✓	✓	x	✓	x
$X_m$	(۴۵)	✓	✓	✓	✓	✓	(۳)	(۳)	✓	✓	✓	✓	✓
	(۴۶)	✓	✓	✓	✓	✓	(۴)	(۴)	✓	✓	✓	✓	✓
	(۴۷)	✓	✓	✓	✓	✓	(۵)	(۵)	✓	✓	✓	✓	✓
	(۴۸)	✓	✓	✓	✓	✓	(۶)	(۶)	✓	✓	✓	✓	✓
	(۴۹)	✓	✓	✓	✓	✓	(۷)	(۷)	x	✓	x	✓	✓
$X_m$	(۵۰)	✓	✓	✓	✓	✓	(۸)	(۸)	x	✓	x	✓	✓
	(۵۱)	✓	✓	✓	✓	✓	(۹)	(۹)	x	✓	x	✓	✓
	(۵۲)	✓	✓	✓	✓	✓	(۱۰)	(۱۰)	x	✓	✓	x	✓
	(۵۳)	✓	✓	✓	✓	✓	(۱۱)	(۱۱)	x	✓	✓	x	✓
	(۵۴)	✓	x	✓	x	✓	(۱۲)	(۱۲)	x	✓	x	✓	✓
(۵۵)	✓	✓	✓	x	✓	(۱۳)	(۱۳)	x	✓	x	x	✓	
(۵۶)	✓	✓	✓	x	✓	(۱۴)	(۱۴)	✓	✓	✓	✓	✓	
(۵۷)	✓	✓	✓	x	✓	(۱۵)	(۱۵)	x	✓	x	✓	✓	
(۵۸)	✓	✓	✓	x	✓	(۱۶)	(۱۶)	x	✓	x	✓	✓	
(۵۹)	✓	✓	✓	✓	✓	(۱۷)	(۱۷)	✓	✓	✓	✓	✓	
(۶۰)	✓	✓	✓	✓	✓	(۱۸)	(۱۸)	x	✓	x	✓	✓	
(۶۱)	✓	✓	x	x	✓	(۱۹)	(۱۹)	✓	✓	✓	✓	✓	
(۶۲)	✓	✓	✓	✓	✓	(۲۰)	(۲۰)	✓	x	x	x	✓	
(۶۳)	✓	✓	✓	✓	✓	(۲۱)	(۲۱)	x	✓	x	✓	✓	
(۶۴)	✓	✓	✓	✓	✓	(۲۲)	(۲۲)	x	✓	✓	x	✓	
(۶۵)	x	✓	x	x	✓	(۲۳)	(۲۳)	x	✓	✓	x	✓	
(۶۶)	✓	✓	✓	✓	✓	(۲۴)	(۲۴)	x	✓	✓	x	✓	
(۶۷)	✓	✓	✓	✓	✓	(۲۵)	(۲۵)	x	✓	✓	x	✓	
(۶۸)	x	✓	x	✓	✓	(۲۶)	(۲۶)	x	✓	✓	x	✓	
(۶۹)	✓	✓	✓	✓	✓	(۲۷)	(۲۷)	x	✓	✓	x	✓	
(۷۰)	✓	✓	✓	✓	✓	(۲۸)	(۲۸)	x	✓	✓	x	✓	
(۷۱)	x	✓	✓	x	✓	(۲۹)	(۲۹)	x	✓	✓	x	✓	





	رابطه	مدل
$n = 10^{3.872} (B)^{-1.920} \left(\frac{S}{B}\right)^{-0.608} (BI)^{-0.779} \left(\frac{B}{D}\right)^{0.858} \left(\frac{L}{H}\right)^{0.814}$		۱۰۳
$n = 10^{3.351} (B)^{-1.876} \left(\frac{B}{D}\right)^{0.721} (BI)^{-0.659} \left(\frac{L}{H}\right)^{0.762}$		۱۱۵
$n = 10^{2.771} (BI)^{0.286} (Pf)^{0.712} \left(\frac{L}{H}\right)^{-0.693} \left(\frac{S}{B}\right)^{-0.587} \left(\frac{B}{D}\right)^{-1.587}$		۳۷
$n = 10^{4.259} (BI)^{-1.594} (Pf)^{0.722} \left(\frac{S}{B}\right)^{-1.709} \left(\frac{B}{D}\right)^{0.257}$		۳۳
$n = 10^{4.046} \left(\frac{S}{B}\right)^{-1.378} (Pf)^{0.621} (BI)^{-1.699}$		۱۰
$n = 10^{4.040} (Pf)^{0.621} (BI)^{-1.698} \left(\frac{S}{B}\right)^{-1.377} (H)^{0.004}$		۹
$n = 10^{3.7} (BI)^{-1.726} (Pf)^{0.633} \left(\frac{H}{B}\right)^{-0.032} \left(\frac{S}{2B}\right)^{-1.424}$		۳۱
$X'_m = 10^{-2.342} \left(\frac{S}{B}\right)^{2.442} (T)^{-0.067} (Dr)^{3.083} \left(\frac{RQD}{Jn}\right)^{0.285} X_m^{0.845} \left(\frac{H}{B}\right)^{1.021}$		۱۹
$X'_m = 10^{-1.021} \left(\frac{H}{B}\right)^{1.131} \left(\frac{T}{B}\right)^{0.065} (Dr)^{2.371} \left(\frac{RQD}{Jn}\right)^{0.113} X_m^{0.770} \left(\frac{B}{D}\right)^{0.451}$		۱۴
$X'_m = 10^{-0.965} \left(\frac{H}{B}\right)^{1.061} (Dr)^{2.372} \left(\frac{RQD}{Jn}\right)^{0.110} X_m^{0.758} (T)^{-0.055} \left(\frac{B}{D}\right)^{0.437}$		۱۷
$X'_m = 10^{-1.367} \left(\frac{H}{B}\right)^{0.723} \left(\frac{T}{B}\right)^{-0.015} (Dr)^{2.321} \left(\frac{RQD}{Jn}\right)^{0.111} X_m^{0.710}$		۳
$X'_m = 10^{-1.333} \left(\frac{H}{B}\right)^{0.715} (Dr)^{2.314} \left(\frac{RQD}{Jn}\right)^{0.103} X_m^{0.702} (T)^{-0.006}$		۴
$X'_m = 10^{-1.367} X_m^{0.710} \left(\frac{RQD}{Jn}\right)^{0.111} (Dr)^{2.321} \left(\frac{H}{B}\right)^{0.723} \left(\frac{T}{B}\right)^{-0.015}$		۷۳
$X'_m = 10^{-1.333} X_m^{0.702} \left(\frac{RQD}{Jn}\right)^{0.103} (Dr)^{2.314} \left(\frac{H}{B}\right)^{0.715} (T)^{-0.006}$		۷۶
$X'_m = 10^{-1.316} X_m^{0.696} (Dr)^{2.307} \left(\frac{RQD}{Jn}\right)^{0.095} \left(\frac{H}{B}\right)^{0.719}$		۴۷
$X'_m = 10^{-1.644} X_m^{0.686} \left(\frac{H}{B}\right)^{1.201} \left(\frac{B}{D}\right)^{-0.120} (Sc)^{-0.326} (Dr)^{2.023}$		۶۶
$X'_m = 10^{-1.752} X_m^{0.744} \left(\frac{RQD}{Jn}\right)^{0.151} (Dr)^{2.672} \left(\frac{S}{B}\right)^{1.275} \left(\frac{H}{B}\right)^{0.904}$		۵۹
$X'_m = 10^{-1.061} X_m^{0.704} \left(\frac{RQD}{Jn}\right)^{0.069} (Dr)^{2.308} \left(\frac{H}{B}\right)^{0.913} \left(\frac{B}{D}\right)^{0.220}$		۶۳

$$X'_m = 10^{-1.433} X_m^{0.696} \left(\frac{H}{B}\right)^{1.202} (Sc)^{-0.266} (Dr)^{2.047} \quad 50$$

$$X'_m = 10^{-1.466} X_m^{0.709} \left(\frac{S}{B}\right)^{0.155} \left(\frac{H}{B}\right)^{2.20} (Sc)^{-0.260} (Dr)^{2.652} \quad 62$$

$$X'_m = 10^{-1.419} X_m^{0.704} \left(\frac{RQD}{J_n}\right)^{-0.017} \left(\frac{H}{B}\right)^{1.242} (Sc)^{-0.284} (Dr)^{1.975} \quad 49$$

جدول ۴-۱۷: مقدار خطای مدل‌های قابل قبول رگرسیون چند متغیره غیر خطی برای متوسط ابعاد خرد شده.

خروجی	مدل	RMSE	R <sup>2</sup>	VAF	MAPE	خروجی	مدل	RMSE	R <sup>2</sup>	VAF	MAPE
X <sub>m</sub>	(۵۰)	۱/۰۰۳	۰/۹۱۲	۹۲/۱۹۹	۵۰/۷/۴	(۱)	(۱)	۱/۰۵۹	۰/۸۵۸	۹۱/۳۱۱	۱۸/۲۸
	(۵۱)	۱/۲۸۲	۰/۸۱۸	۸۷/۳۴۲	۵۲۰/۳۳	(۳)	(۳)	۰/۹۳۷	۰/۸۹۷	۹۳/۱۹۰	۳۷/۵۷
	(۵۳)	۱/۱۱۶	۰/۸۴۲	۹۰/۳۴۶	۵۳۸/۶	(۴)	(۴)	۰/۹۴۹	۰/۸۹۷	۹۳/۰۱۳	۴۷/۶
	(۵۹)	۰/۹۹۴	۰/۹۰۲	۹۲/۳۴۱	۵۹۷/۲	(۵)	(۵)	۱/۲۳۰	۰/۸۲۵	۸۸/۲۹۹	۵۹/۲۳۸
	(۶۰)	۲/۶۶۶	۰/۸۸۶	۸۶/۰۷۸	۶۱۷/۹	(۶)	(۶)	۱/۲۴۸	۰/۸۲۲	۸۷/۹۳	۶۹/۶۰
	(۶۲)	۱/۰۲۵	۰/۹۱۲	۹۱/۸۴۹	۶۲۷/۴۵	(۱۴)	(۱۴)	۰/۸۹۰	۰/۹۳۱	۹۳/۸۵۴	۱۴۷/۱۱
	(۶۳)	۰/۹۹۴	۰/۸۷۵	۹۲/۳۴۱	۶۳۷/۴۷	(۱۷)	(۱۷)	۰/۹۰۹	۰/۹۱۰	۹۳/۵۸۶	۱۷۷/۱۹
	(۶۴)	۱/۳۷۱	۰/۹۱۳	۸۵/۴۷۳	۶۴۹/۰۶	(۱۹)	(۱۹)	۰/۸۶۹	۰/۹۱۸	۹۴/۱۴۹	۱۹۶/۶۲
	(۶۶)	۰/۹۷۰	۰/۷۹۵	۹۲/۷۰۶	۶۶۷/۳۳	(۳۳)	(۳۳)	۱/۱۴۸	۰/۸۴۰	۸۹/۸۳۵	۳۳۹/۰۶
	(۶۷)	۱/۳۲۰	۰/۸۲۱	۸۶/۵۲۸	۶۷۹/۵۹	(۳۵)	(۳۵)	۱/۳۶۲	۰/۷۹۰	۸۵/۶۵۴	۳۶۰/۸
	(۶۹)	۱/۲۸۲	۰/۷۹۱	۸۷/۲۸۸	۶۹۹/۵	(۳۷)	(۳۷)	۱/۰۵۵	۰/۸۵۷	۹۱/۳۶۹	۳۷۸/۰۷
	(۷۰)	۱/۳۵۰	۰/۸۲۰	۸۵/۹۴۰	۷۱۰/۲	(۳۸)	(۳۸)	۱/۴۱۹	۰/۷۹۲	۸۴/۴۵۴	۳۹۰/۶
	(۷۲)	۱/۲۸۷	۰/۸۹۷	۸۷/۲۴۱	۷۲۹/۴	(۴۱)	(۴۱)	۱/۱۱۵	۰/۸۴۵	۹۰/۳۸۱	۴۱۸/۲
	(۷۳)	۰/۹۳۷	۰/۸۹۷	۹۳/۱۹۰	۷۳۷/۵	(۴۲)	(۴۲)	۱/۵۱۹	۰/۸۱۴	۸۴/۱	۴۲۹/۶
	(۷۶)	۰/۹۴۹	۰/۸۹۷	۹۳/۰۱۳۹	۷۶۷/۶	(۴۵)	(۴۵)	۱/۱۱۷	۰/۸۴۵	۹۰/۳۷۲	۴۵۸/۱
	(۷۹)	۱/۲۳۰	۰/۸۲۵	۸۸/۲۹۹	۷۹۹/۲	(۴۶)	(۴۶)	۱/۴۴۷	۰/۸۱۲	۸۳/۸۳۷	۴۷۰/۴
	(۸۲)	۱/۲۴۸	۰/۸۲۲	۸۷/۹۳۳	۸۲۹/۶۰	(۴۷)	(۴۷)	۰/۹۵۶	۰/۸۹۷	۹۲/۹۴۵	۴۷۷/۵۵
	(۸۴)	۱/۳۹۴	۰/۸۱۳	۸۵/۰۰۱	۸۵۰/۲	(۴۸)	(۴۸)	۱/۵۸۳	۰/۸۶۰	۸۰/۶۰۶	۴۸۹/۶
(۴۹)	۱/۰۲۶۳	۰/۹۱۲	۹۱/۸۴۰	۴۹۷/۴۵	(۴۹)	(۴۹)	۱/۰۲۶۳	۰/۹۱۲	۹۱/۸۴۰	۴۹۷/۴۵	

ارزیابی عملکرد داده‌های آزمون رگرسیون غیر خطی چند متغیره برای شاخص یکنواختی و همچنین برای متوسط ابعاد خرد شده در جدول‌های ۴-۱۸ و ۴-۱۹ محاسبه و آورده شده است.

۴-۳-۳ انتخاب بهترین مدل بر اساس شرایط موجود در معدن

از بین مدل‌های معرفی شده در بالا بهترین مدل برای شاخص یکنواختی مدل رگرسیون خطی و برای متوسط ابعاد خرد شده مدل رگرسیونی غیر خطی است. نتایج این مقایسه را می‌توان در جدول ۴-۴

۲۰ و ۲۱-۴ مشاهده کرد.

جدول ۴-۱۸: ارزیابی عملکرد داده‌های آزمون برای شاخص یکنواختی.

خروجی	مدل	RMSE	R <sup>2</sup>	VAF	MAPE	خروجی	مدل	RMSE	R <sup>2</sup>	VAF	MAPE
n	(۳۳)	۰/۱۱۳۷	۰/۹۱۶۲	۸۴/۵۰	۱۳/۵۵۹	(۱۰۳)		۰/۱۴۷۲	۰/۹۹۰۸	۷۴/۰۰۷	۹/۷۳۰
	(۳۱)	۰/۱۴۵۲	۰/۷۹۰۶	۷۳/۰۷۰	۱۶/۸۸۹	(۱۱۵)		۰/۱۲۶۷	۰/۹۸۰۵	۸۷/۰۸۳	۱۰/۱۵۸
	(۱۰)	۰/۳۷۲۵	۰/۰۳۵۱	-۷/۶۷۵	۴۵/۰۴۹	(۹)		۰/۱۴۴۴	۰/۷۸۶۸	۷۲/۶۰۹	۱۶/۷۶۰
						(۳۷)		۰/۰۵۳۰	۰/۹۵۶۶	۹۵/۱۸۸	۶/۵۸۶

جدول ۴-۱۹: ارزیابی عملکرد داده‌های آزمون برای متوسط ابعاد خرد شده.

خروجی	مدل	RMSE	R <sup>2</sup>	VAF	MAPE	خروجی	مدل	RMSE	R <sup>2</sup>	VAF	MAPE
X <sub>m</sub>	(۴۷)	۲/۱۷۶	۰/۸۸۶۳	۸۷/۶۳	۱۹/۲۹	(۱۹)		۳/۴۸۸	۰/۹۸۹۶	۹۴/۸۸	۲۲/۷۳
	(۶۶)	۲/۶۶۵	۰/۹۳۵۲	۹۳/۴۱	۲۳/۱۹	(۱۴)		۱/۷۸۱	۰/۹۲۹۴	۹۱/۲۳	۱۶/۶۹
	(۵۹)	۲/۵۹۷	۰/۹۷۷	۹۷/۶۱	۲۰/۹۳	(۱۷)		۱/۷۷۱	۰/۹۳۴۳	۹۱/۷۱	۱۶/۵۷
	(۶۳)	۱/۹۶۸	۰/۹۲۳۵	۹۱/۰۲	۱۸/۰۱	(۳)		۲/۲۳۱	۰/۸۸۰۳	۸۷/۱۱	۱۹/۹۱
	(۵۰)	۲/۵۱۸	۰/۹۴۲۱	۹۴/۲۰	۲۲/۳۳	(۴)		۲/۲۳۶	۰/۸۸۴	۸۷/۴۹	۱۹/۹۵
	(۶۲)	۱۸/۶۰	۰/۹۴۷۳	-۲۴/۹۴	۱۳۰/۸	(۷۳)		۲/۲۳۱	۰/۸۸۰۳	۸۷/۱۱	۱۹/۹۱
	(۴۹)	۲/۶۰۳	۰/۹۴۵۶	۹۴/۵۳	۲۲/۸۷	(۷۶)		۲/۲۳۶	۰/۸۸۴	۸۷/۴۹	۱۹/۹۵

جدول ۴-۲۰: مقایسه مدل خطی و غیر خطی رگرسیون چند متغیره برای شاخص یکنواختی.

MAPE	VAF	R <sup>2</sup>	RMSE	معادله	نوع
۵/۶۹	۹۶/۶۷	۰/۹۹۳۶	۰/۰۴۷	$n = 3.861 + 1.9Pf - 0.022BI - 2.247 \frac{S}{B} + 12.540 \frac{B}{D} + 0.320 \frac{L}{H}$	خطی
۶/۵۸۶	۹۵/۱۸۸	۰/۹۵۶۶	۰/۰۵۳۰	$n = 10^{2.771} (BI)^{0.286} (Pf)^{0.712} \left(\frac{L}{H}\right)^{-0.693} \left(\frac{S}{B}\right)^{-0.587} \left(\frac{B}{D}\right)^{-1.587}$	غیر خطی

جدول ۴-۲۱: مقایسه مدل خطی و غیر خطی رگرسیون چند متغیره برای متوسط ابعاد خرد شده.

MAPE	VAF	R <sup>2</sup>	RMSE	معادله	نوع
۱۹/۵۴۶	۸۶/۴۵۰	۰/۸۹۹۵	۲/۶۷۱	$X'_m = -33.10 + 0.503X_m + 0.088 \frac{RQD}{Jn} + 3.535 \frac{H}{B} - 3.179Sc + 8.724Dr$	خطی
۱۶/۵۷	۹۱/۷۱	۰/۹۳۴۳	۱/۷۷۱	$X'_m = 10^{-0.965} \left(\frac{H}{B}\right)^{1.061} (Dr)^{2.372} \left(\frac{RQD}{Jn}\right)^{0.110} X_m^{0.758} (T)^{-0.055} \left(\frac{B}{D}\right)^{0.437}$	غیر خطی

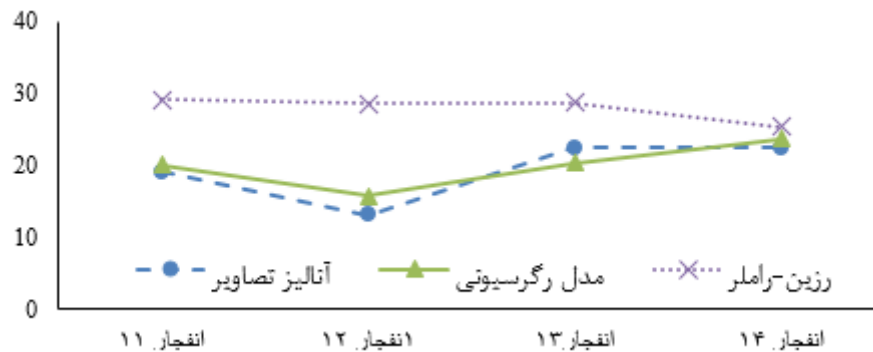
با توجه به جدول‌های مقایسه‌ای ۲۰-۴ و ۲۱-۴ می‌توان مشاهده کرد که مدل ارائه شده برای

معدن بوکسیت جاجرم کارآمدترین مدل پیش‌بینی خردشدگی است. به منظور بررسی صحت مدل‌های

ارائه شده، ۴ انفجار به عنوان داده‌های آزمون، مورد مطالعه قرار گرفتند. در جدول ۴-۲۲، نتایج شاخص یکنواختی و متوسط ابعاد خردایش این ۴ انفجار بر اساس مدل‌های رگرسیونی آورده شده است. اختلاف مقادیر به دست آمده از نرم‌افزار Split-Desktop و مدل رگرسیونی ارائه شده صحت این مدل را نشان می‌دهد. همچنین، در شکل ۴-۱۱ و ۴-۱۲ به ترتیب، به مقایسه مقادیر  $X_m$  و  $n$  به دست آمده از روش‌های رگرسیونی و آنالیز تصویری و همچنین شکل ۴-۱۳ به مقایسه نمودارهای توزیع دانه‌بندی این انفجارها پرداخته شده است.

جدول ۴-۲۲: مقادیر به دست آمده از مدل پیشنهادی برای ۴ انفجار.

انفجار	$X_m$			$n$		
	آنالیز تصاویر	رزین-راملر	مدل رگرسیونی	آنالیز تصاویر	رزین-راملر	مدل رگرسیونی
انفجار ۱۱	۱۹/۱	۲۹/۱۵	۰۲۰/۰۲	۱/۲۴	۰/۹۵۶	۱/۱۹۴
انفجار ۱۲	۱۳/۱۴	۲۸/۴۹	۱۵/۷	۰/۸۶	۱/۰۰۵	۰/۹۱۱
انفجار ۱۳	۲۲/۴	۲۸/۶۸	۲۰/۳۹	۰/۷۵	۰/۸۲۲	۰/۷۸
انفجار ۱۴	۲۲/۳۹	۲۵/۳	۲۳/۶۳	۱/۲۴	۱/۰۹۴	۱/۲۱۵



شکل ۴-۱۰: نمودار مقایسه آنالیز تصویری و مدل رگرسیونی برای متوسط ابعاد خردایش.

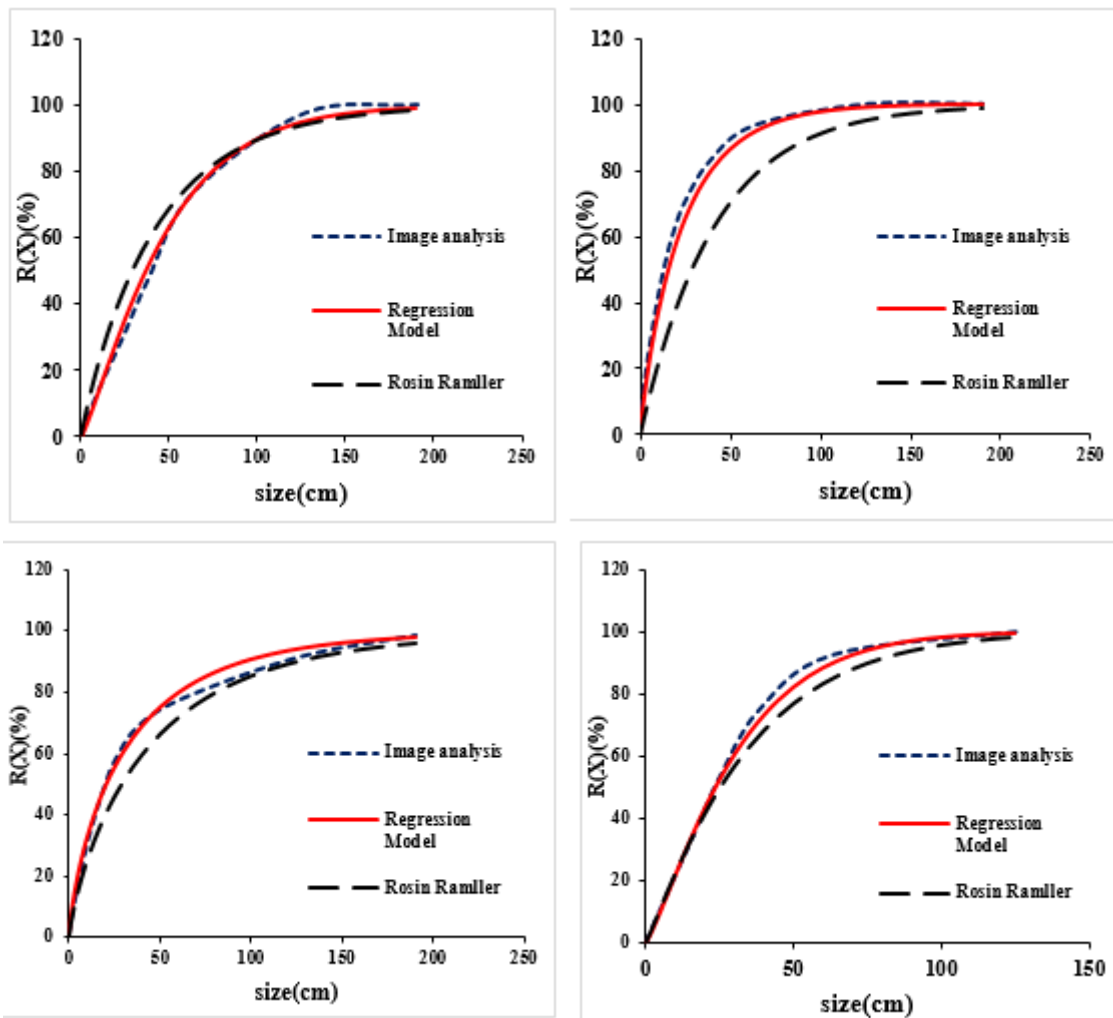


شکل ۴-۱۱: نمودار مقایسه آنالیز تصویری و مدل رگرسیونی برای شاخص یکنواختی.

#### ۴-۴ قیمت تمام شده هر تن بوکسیت

در هر فرایند صنایع معدنی تاکید بر روی حداکثر ساختن تولید و حداقل سازی هزینه برای هر واحد کاری است. صنایع معدنی فرآیندها را به دو گروه معدن کاری و آسیا طبقه بندی می کند. در فرآیند اول هزینه ها زمانی کاهش می یابد که نتایج آتشیاری که وابسته به حفاریات و عملیات بارگیری است با توجه به استانداردهای محیطی به خوبی انجام شود. بنابراین آتشیاری مناسب زمانی رخ می دهد که هزینه های کلی که شامل هزینه حفاری، آتشیاری، حمل و نقل است به حداقل خود برسد. در معادن بوکسیت جاجرم هزینه حمل و نقل به ازای هر تن ماده معدنی در هر کیلومتر به وسیله ماشین آلات بارگیری و باربری ثابت در نظر گرفته شده است (به دلیل عدم همکاری شرکت مشاور و عدم دسترسی پژوهشگر به هزینه های بارگیری و باربری این مقدار ثابت فرض شد).

در فرایند دوم صنایع معدنی که مربوط به آسیاها و سنگ شکن است، به دلیل این که خروجی ابعاد سنگ شکن (ورودی آسیاب) ثابت است، پس هزینه مصرفی این آسیا هم ثابت در نظر گرفته شد. لازم به ذکر است، به دلیل اینکه هزینه کنتور برق به صورت پلکانی محاسبه می شود و در هر ساعت و هر زمان به میزان مصرف قبل و بعد از آن بستگی دارد، لذا بر اساس جدول ۴-۲۳ که مطابق با مصوبه وزارت نیرو است و همچنین با مشاوره کارمند اداره برق استان تهران مقدار هزینه برق را بر اساس کیلووات مصرفی X تعیین شد (جدول ۴-۲۴). در نهایت به دلیل اینکه ساعات کاری دستگاه سنگ شکن بعضاً در ساعات اوج باری است و همچنین قدرت کنتور بیش از ۳۰ کیلووات است، پس هزینه مصرف برق سنگ شکنی در ساعات اوج مصرف در نظر گرفته و در جدول ۴-۲۵ آورده شده است (مصوبه وزارت نیرو، ۱۳۹۵). بنابراین هزینه های حفاری، آتشیاری و سنگ شکن به ازای هر تن بوکسیت با توجه به کیلو وات مصرفی دستگاه برای یک انفجار به صورت نمونه محاسبه شده و در ادامه آورده شده است. برای مابقی انفجارها در پیوست ۴ آورده شده است.



شکل ۴-۱۲: مقایسه نمودار توزیع دانه بندی تابع روزین حاصل از مدل رگرسیونی با آنالیز تصویری برای ۴ انفجار ارزیابی شده.

جدول ۴-۲۳: تعرفه مصارف تولید صنعت و معدن.

با قدرت ۳۰ کیلووات و کمتر			با قدرت بیش از ۳۰ کیلووات				
بهای انرژی (ریال/Kw)			بهای قدرت (ریال/Kw)	بهای انرژی (ریال/Kw)			بهای قدرت (ریال/Kw)
ساعات میان باری	ساعات اوج بار	ساعات کم-باری		ساعات میان باری	ساعات اوج بار	ساعات کم-باری	
۳۶۰/۵	۱۴۴۲	۷۲۱	-	۳۸۳/۵	۱۵۳۴	۷۶۷	-

جدول ۴-۲۴: هزینه کیلووات در نظر گرفته شده برای هر تن بوکسیت خرد شده در سنگ شکن.

کیلووات مصرفی	۰-۲۵۰	-۵۰۰	-۱۰۰۰	-۱۷۰۰	-۲۵۰۰	-۳۵۰۰	-۴۲۵۰	4250<
هزینه کیلووات در نظر گرفته شده برای سنگ شکن	X <sub>1</sub>	۲X <sub>۲</sub>	۳X <sub>۳</sub>	۴X <sub>۴</sub>	۵X <sub>۵</sub>	۶X <sub>۶</sub>	۷X <sub>۷</sub>	۸X <sub>۸</sub>

جدول ۴-۲۵: تعیین تعرفه مصارف تولید در معادن بوکسیت جاجرم.

کیلووات مصرفی	۰-۲۵۰	-۵۰۰	-۱۰۰۰	-۱۷۰۰	-۲۵۰۰	-۳۵۰۰	-۴۲۵۰	4250<
هزینه کیلووات در نظر گرفته شده برای سنگ شکن (ریال)	۱۵۳۴	۳۰۶۸	۴۶۰۲	۶۱۳۶	۷۶۷۰	۹۲۰۴	۱۰۷۳۸	۱۲۲۷۲

۴-۴-۱ قیمت تمام شده بوکسیت در انفجار اول

با توجه به مترای حفاری، نوع مواد مورد استفاده در انفجار و مقدار کیلووات مصرفی سنگ شکن در معدن گلپینی ۲، به ترتیب هزینه حفاری برابر ۲۲۵۰۰۰۰۰ ریال، هزینه کلی انفجار برابر ۲۱۶۹۲۱۴۵ ریال و همچنین هزینه برق مصرفی سنگ شکن برابر ۶X<sub>۶</sub> ریال است. در جداول ۴-۲۶ تا ۴-۲۸ به ترتیب مقدار مواد مورد استفاده در مترای حفاری، انفجار و کیلووات مصرفی به ازای قیمت واحد هر مورد آورده شده است.

جدول ۴-۲۶: هزینه حفاری ماده معدنی بوکسیت در معدن گلپینی ۲.

هزینه حفاری	قیمت واحد (ریال)	مترای حفاری	هزینه کل حفاری (ریال)
	۹۰۰۰۰	۲۵۰	۲۲۵۰۰۰۰۰

با توجه به ۳۰۰۰ تن مواد تولید شده در این انفجار، به ترتیب هزینه حفاری، آتشیاری و سنگ شکنی به ازای هر تن برابر ، ۷۵۰۰، ۷۲۱۰/۷۱۵ و ۹۲۰۴ ریال خواهد شد. بنابراین قیمت تمام شده بوکسیت در این معدن برابر ۲۳۹۱۴/۷۱۵ ریال خواهد بود.

جدول ۴-۲۷: هزینه مواد مصرفی در انفجار ماده معدنی بوکسیت در معدن گلپیننی ۲.

نوع مواد مصرفی	قیمت واحد (ریال)	بالاسری	مقدار مصرفی	هزینه هر واحد (ریال)
ANFO(Kg)	۱۵۹۵۰	۱/۳۶۳	۳۹۰	۸۴۷۸۵۴۱/۵
EMU195g(Kg)	۷۴۰۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
EMU250g(Kg)	۶۹۰۰۰	۱/۳۶۳	۳۳	۳۱۰۳۵۵۱
چاشنی با سیم ۱۱ متری (عددی)	۶۴۵۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
چاشنی با سیم ۸ متری (عددی)	۵۷۵۰۰	۱/۳۶۳	۱۲۹	۱۰۱۱۰۰۵۲/۵
چاشنی با سیم ۵ متری (عددی)	۳۹۹۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
کورتکس ۱۲ گرمی (متر)	۷۵۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
کورتکس ۱۰ گرمی (متر)	۷۲۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
<b>جمع</b>				<b>۲۱۶۹۲۱۴۵</b>

جدول ۴-۲۸: هزینه کیلووات مصرفی بوکسیت در معدن گلپیننی ۲.

هزینه کیلووات مصرفی	قیمت واحد (ریال)	هزینه هر تن سنگ شکنی (ریال)
	۱۵۳۴	۹۲۰۴

#### ۴-۵ جمع بندی

در این فصل با استفاده از نرم افزار Split-Desktop توزیع خردایش ماده معدنی بوکسیت بدست آمد. سپس با استفاده از توزیع خردایش بدست آمده از نرم افزار پردازش تصویر، رابطه‌ای در خصوص توزیع خردایش در معادن بوکسیت جاجرم بدست آمد که در آن بهترین رابطه خطی چند متغییره برای شاخص یکنواختی و غیر خطی چند متغییره برای میانگین متوسط ابعاد بدست آمد. در نهایت با بررسی هزینه‌های مصرفی در تولید یک تن بوکسیت در معادن بوکسیت جاجرم، قیمت تمام شده هر تن بوکسیت در این معادن به طور میانگین برابر ۲۲۹۵۸/۰۸۹۳ بدست آمد.



## فصل پنجم

طراحی الگو و کمینه‌سازی

هزینه‌های خردایش

## ۵-۱ مقدمه

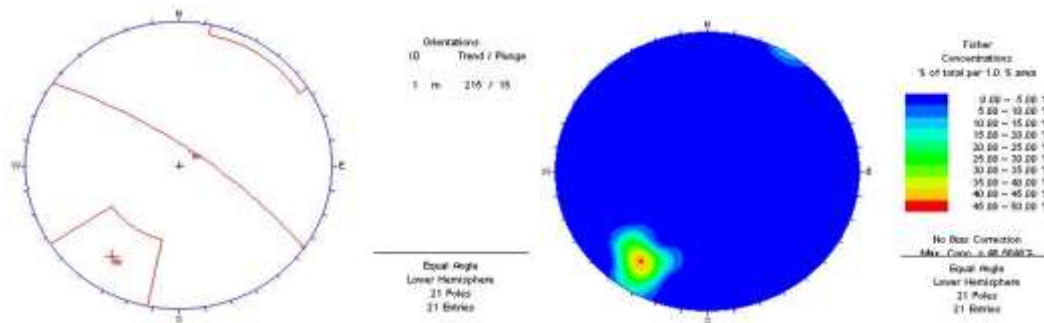
طراحی و اجرای الگوی آتشیباری، با توجه به تأثیر مستقیم بر روی هزینه کلی صنایع معدن کاری، به عنوان اولین مرحله فرآیند معدن کاری شناخته می‌شود. برای کاهش هزینه‌ها و همچنین بهبود خردایش حاصل از آتشیباری و سنگ‌شکنی در معدن بوکسیت جاجرم، باید الگوی چالزنی و آتشیباری مناسب ارائه شود. با توجه به وضعیت و شرایط محیطی معدن، استفاده دقیق از تجربیات معادن مشابه نزدیک‌ترین و عملی‌ترین روش است. بنابراین ۴ الگوی انفجاری بر اساس روابط تجربی برای معدن بوکسیت جاجرم ارائه شد. در این فصل، در راستای رسیدن به اهداف گفته شده، ابتدا وضعیت محیط انفجاری بررسی شد. سپس خردایش الگوهای پیشنهادی را با استفاده از رابطه ارائه شده (در فصل ۴ ارائه شد) برای معدن بوکسیت جاجرم پیش‌بینی شده است. پس از آن خردایش سنگ با استفاده از نرم‌افزار Split-Desktop تعیین و نتایج به دست آمده از آنالیز تصویری با خروجی سنگ‌های خرد شده از دهانه سنگ‌شکن فکی اول مقایسه شده است. در نهایت با بررسی هزینه مصرفی در یک فرآیند Mine To Mill و انجام آزمایش‌هایی که رشد ریز ترک‌ها را نشان می‌دهد، الگوی انفجاری مناسب برای معدن ارائه شده است.

## ۵-۲ بررسی وضعیت درزه‌ها در معدن تاگویی ۲

در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲ با توجه به امکان اندازه‌گیری ویژگی‌های ناپیوستگی‌ها، فرم ثابت اطلاعات درزه‌ها (جدول ۳-۱۵) تکمیل شد. برای به دست آوردن اطلاعات دسته‌درزه‌های اصلی، ابتدا اطلاعات شیب و جهت شیب خط در نرم‌افزار DIPS تحلیل شده است. در شکل‌های ۵-۱ تا ۵-۴ برای جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲، وضعیت ظاهری توده سنگ، شیب و جهت شیب دسته‌درزه اصلی و تصاویر استریوگرافیک درزه‌ها و همچنین جداول ۵-۱ و ۵-۲ مقدار بیشینه و کمینه شیب و میانگین شیب و جهت شیب را، نشان می‌دهد. لازم به ذکر است به دلیل نامساعد بودن سطح جبهه کار ۳ برداشت درزه در این جبهه کار انجام نشد.

جدول ۱-۵: شیب و جهت شیب درزه‌ها در خط برداشت جبهه کار ۲ (میانی) معدن تاگویی ۱، ۲.

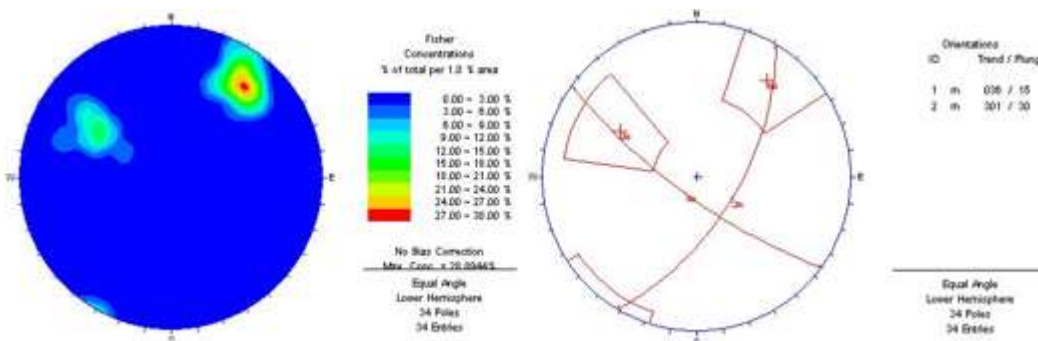
جهت شیب (میانگین)	شیب			ناپیوستگی	خط برداشت
	میانگین	بیشینه	کمینه		
۳۶/۵	۷۴/۷	۸۸	۶۰	دسته درزه ۱	کلی



شکل ۱-۵: تصویر استریوگرافیک مربوط به درزه‌ها در خط برداشت جبهه کار ۲ (میانی) معدن تاگویی ۱، ۲.

جدول ۲-۵: شیب و جهت شیب درزه‌ها در خط برداشت جبهه کار ۲ (میانی) معدن تاگویی ۲، ۲.

جهت شیب (میانگین)	شیب			ناپیوستگی	خط برداشت
	میانگین	بیشینه	کمینه		
۳۶/۵	۲۸۵/۱	۳۰۰	۲۷۲	دسته درزه ۱	کلی
۳۰۰/۶۴	۱۷۱/۲۸	۳۲۲	۱۰۲	دسته درزه ۲	



شکل ۲-۵: تصویر استریوگرافیک مربوط به درزه‌ها در خط برداشت جبهه کار ۲ (میانی) معدن تاگویی ۲، ۲.

فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها برای درزه‌های برداشت شده در معدن تاگویی ۲ محاسبه و در جدول ۳-۵

آورده شده است.

جدول ۳-۵: فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها در خط برداشت جبهه‌کار ۲ معدن تاگویی ۲.

معدن	نوع توده سنگ	دسته درزه	فاصله واقعی ناپیوستگی‌ها
تاگویی ۱، ۲		۱	۲۵/۲۴
	بوکسیت	۱	۱۳/۹۴
تاگویی ۲، ۲		۲	۳/۳۳

### ۳-۵ طراحی الگوی مناسب چالزنی و آتشکاری برای معدن بوکسیت جاجرم

طراحی الگوی معدن، نیازمند مطالعه وسیعی در خصوص جبهه‌کار آتشیاری است، بنابراین با توجه به نوع توده‌سنگ بوکسیتی و این که محل آتشیاری در معدن تاگویی ۲ و در جبهه‌کارهای ۲ و ۳ بود، با استفاده از روابط تجربی (روابط معرفی شده در فصل ۲) پارامترهای لازم برای طراحی انفجار محاسبه و به دست آمد که این مقادیر را می‌توان در جدول ۴-۵ مشاهده کرد.

با مقایسه پارامترهای انفجاری به دست آمده از جدول ۴-۵ و الگوهای اجرا شده در معدن بوکسیت جاجرم، در ابتدا سعی بر آن شد که مقدار خرج ویژه همان خرج ویژه مصرفی قبلی معدن در نظر گرفته شود و الگوی آتشیاری تغییر کند و در صورتی که الگوهای پیشنهادی مؤثر نبودند خرج ویژه تغییر کند. الگوهای واقعی اجرا شده کارفرما در معدن به صورت  $۲/۷ \times ۳/۱$  و  $۳ \times ۳/۳$  بودند. به دلیل این که ابعاد خردایش سنگ بزرگ‌تر از دهانه ورودی سنگ‌شکن اولیه بودند، تصمیم به کوچک کردن الگو انفجاری گرفته شد. پس با توجه به پارامترهای به دست آمده از جدول ۴-۵ و بررسی‌های محیطی و فیزیکی سینه‌کارها و مشورت با کارشناسان، تصمیم به انتخاب الگوهای  $۲/۱ \times ۲/۴$ ،  $۲/۲ \times ۲/۵$  و  $۲/۳ \times ۲/۷$  برای سینه‌کار ۲ و الگوی  $۱/۹ \times ۲/۲$  برای سینه‌کار ۳ گرفته شد.

لازم به ذکر است چون معدن فقط سر مته ۳ اینچی در اختیار دارد تمام طراحی‌ها بر اساس این سر مته انجام شده است و همچنین به دلیل این که طول چال‌ها به خاطر رگه‌ای بودن کانسار متفاوت است، پس میزان گل‌گذاری بر اساس رابطه ۲-۱۰ در نظر گرفته شد (یعنی حدود ۲۵-۲۰ درصد ارتفاع هر چال گل‌گذاری انجام شود)، اضافه حفاری به دلیل نداشتن ترقیق ماده معدنی صرف نظر شد و در نهایت، مقدار خرج داخل هر چال برای چال‌های ۳ متری، ۵ کیلوگرم و برای چال‌های ۲/۵ متری

برابر ۴ کیلوگرم در نظر گرفته شد. لازم به ذکر است برای یک الگوی آزمایشی تمام مراحل در زیر توضیح داده شده است و برای مابقی الگوها در پیوست ۹ ذکر شده است.

جدول ۴-۵: پارامترهای طراحی الگوی به دست آمده از روابط تجربی.

بارسنگ (m)	فاصله ردیفی چالها (m)	اضافه حفاری (m)	
۲/۲۸	۲/۷	۰/۴	قطر چال
۳/۰۷	۳/۷	۰/۶	آندرسون
۱/۲	۱/۴	۰/۲۵	فرانکل
۲/۲۸	۲/۷	۰/۴	اش
۱/۸	۲/۲	۰/۳۵	کونیا

۵-۳-۱ اجرای الگوی پیشنهادی اول

برای انجام اولین انفجار آزمایشی، چال‌هایی با عمقی معادل ضخامت رگه بوکسیتی و شیب عمود بر سینه‌کار حفر و ارتفاع پله هم ۶ متر در نظر گرفته شد. در اولین انفجار ۱۰۲ چال در یک شبکه لوزی شکل (شکل ۵-۵)  $۲/۱ \times ۲/۴$  حفاری شده بودند که اطلاعات این حفاری (شکل ۵-۶) در جدول ۵-۵ آورده شده است. نحوه بسته شدن مدار سری و چال‌های مایل را یک تاخیر و قائم را هم یک تاخیر در نظر گرفته شد. مواد مصرفی و اطلاعات برداشت شده قبل از انفجار در جدول ۵-۶ آورده شده است.

جدول ۵-۵: کاربرد ثابت عملیات چالزنی در جبهه‌کار ۲ معدن تاگویی ۲.

عمق چال (متر)	چال مایل: ۲/۵ چال قائم: ۳	متوسط زمان حفاری هر چال	۴۰/۳۸/۲۲"
قطر چال (سانتی‌متر)	۷/۶	نوع سرسته	دکمه‌ای
طول راد (متر)	۳	فشار پشت سرسته	۱۱۰ bar
دور چکش	۸۰ rpm	متراژ کل حفاری (متر)	۲۶۹
هزینه حفاری به ازای هر متر (ریال)	۹۰۰۰۰	هزینه کل حفاری (ریال)	۲۴۲۱۰۰۰۰

۵-۳-۱-۱ پیش‌بینی ابعاد خردایش در اولین انفجار آزمایشی

با توجه به روابط زیر (ارائه شده در فصل چهارم) توزیع خردایش این انفجار محاسبه (جدول ۵-۷)

و در شکل ۷-۵ نشان داده شده است.

$$n = 3.861 + 1.9Pf - 0.022BI - 2.247 \frac{S}{B} + 12.540 \frac{B}{D} + 0.320 \frac{L}{H} = 0.75094$$

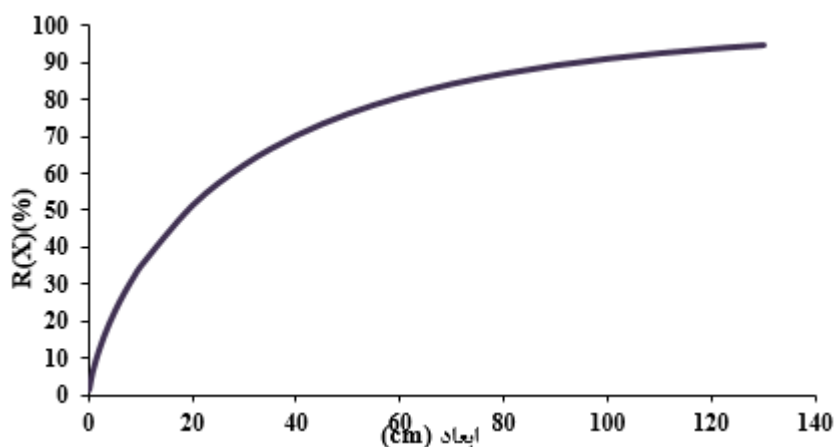
$$X'_m = 10^{-0.965} \left( \frac{H}{B} \right)^{1.061} (Dr)^{2.372} \left( \frac{RQD}{Jn} \right)^{0.110} X_m^{0.758} (T)^{-0.055} \left( \frac{B}{D} \right)^{0.437} = 19.05137$$

جدول ۵-۶: کاربرد اطلاعات الگوی آتشیاری توده سنگ بوکسیت در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲ در افق ۱۴۲۵.

۰/۵-۰/۶	گل گذاری (m)	۳	چگالی سنگ (ton/m <sup>3</sup> )
۳	تعداد ردیف	۱۱۸۳/۶	حجم بلوک (m <sup>3</sup> )
۲/۱*۲/۴	شبکه حفاری	۷/۶	قطر چال (cm)
۲/۵	حداقل عمق چال (m)	۲۸	چال قائم
۳	حداکثر عمق چال (m)	۷۴	چال مایل
۴۰۳/۲	مساحت بلوک (m <sup>2</sup> )	۱۰۲	تعداد چال ها
ته چال	محل قرار گیری فتیله انفجاری	۲/۶۴	متوسط ارتفاع چال ها
امولایت+چاشنی	پرایمر	-	اضافه حفاری (m)
-	وجود پاشنه در پای پله	۲/۴	فاصله داری (m)
۶/۵	خرج ویژه امولایت ۱۹۵ گرمی	۲/۱	بارسنگ (m)
-	خرج ویژه امولایت ۲۵۰ گرمی	برای چال مایل: از بالا ۳ و از پایین ۱ چال قائم: ۰/۷-۰/۵	بارسنگ ماکزیمم (m)
۱۲۶/۷	خرج ویژه آنفو (gr/ton)	۱۰۲	تعداد چاشنی
۱۳۳/۲	خرج ویژه کل (gr/ton)	۱-۲	شماره چاشنی
-	امولایت ۲۵۰ در هر چال	تاخیری ۸ متری	نوع چاشنی
یک لول	امولایت ۱۹۵ در هر چال	۱/۶۷	چگالی خرج گذاری (kg/m <sup>3</sup> )
۴۵۰	آنفو (Kg)	۳۵۵۰/۸	میزان تولید (ton)
۴۷۳	آنفو + امولایت (Kg)	چال ۳ متری ۵ کیلو چال ۲/۵ متری ۴ کیلو	مقدار آنفو در هر چال (Kg)
۲۶۹	متراژ حفاری (m)	۰/۰۲۹	خرج ویژه چاشنی (kg/m <sup>3</sup> )
۴۸	شماره کروکی	۲۳	امولایت (Kg)

جدول ۵-۷: نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش اولین انفجار آزمایشی برای ماده معدنی بوکسیت در جبهه‌کار ۲ معدن تاگویی ۲

اندازه ابعاد (cm)	تابع رزین-راملر رابطه ارائه شده	اندازه ابعاد (cm)	تابع رزین-راملر رابطه ارائه شده	اندازه ابعاد (cm)	تابع رزین-راملر رابطه ارائه شده
۶۰	۸۰/۶	۷	۲۷/۸۷	۰/۱	۱/۳۳
۷۰	۸۴/۱۴	۸	۳۰/۳۱	۰/۵	۴/۴۰۳
۸۰	۸۶/۹۳	۹	۳۲/۶	۱	۷/۲۹۸
۹۰	۸۹/۱۸	۱۰	۳۴/۷۵	۲	۱۱/۹۷
۱۰۰	۹۰/۹۹	۲۰	۵۱/۲۶	۳	۱۵/۸۸
۱۱۰	۹۲/۴۶	۳۰	۶۲/۲۶	۴	۱۹/۳۱
۱۲۰	۹۳/۶۷	۴۰	۷۰/۱۶	۵	۲۲/۴۱
۱۳۰	۹۴/۶۶	۵۰	۷۶/۰۷	۶	۲۵/۲۵



شکل ۵-۳: نمودار پیش‌بینی توزیع خردایش اولین انفجار آزمایشی.

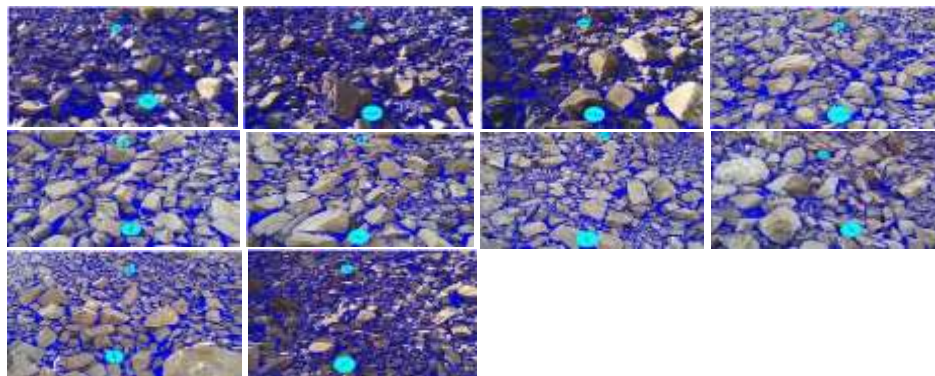
### ۵-۳-۱-۲ آنالیز تصاویر و بررسی خردایش سنگ

آنالیز تصاویر با استفاده از نرم افزار Split-Desktop انجام شد. برای تعیین خردشدگی، از میان عکس‌های گرفته شده، ۱۱ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری به منظور آنالیز تصویری در نرم‌افزار انتخاب شدند که در شکل ۵-۸ نشان داده شده‌اند. همچنین نتایج مدل‌سازی و نمودار توزیع دانه‌بندی برای این انفجار به ترتیب در شکل‌های ۵-۹ و ۵-۱۰ نشان داده شده است. لازم به ذکر است در ناحیه‌ای از سینه‌کار دو چال قائم گرفته شده و همچنین دو چال مایل به دلیل عدم دقت اپراتور

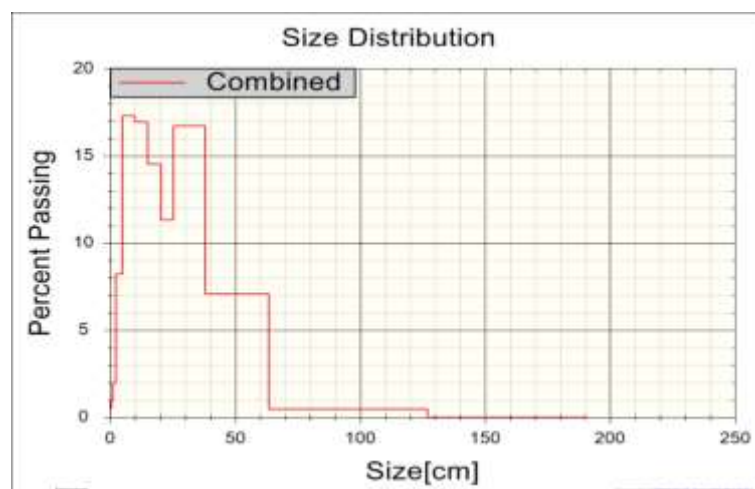
حفاری در مرز شیل رفته و سه چال مایل هم به مرز شیل نرسیده بود. این دلایل باعث ایجاد قلوه‌سنگ‌هایی در این انفجار شد، به دلیل این که این عوامل باعث ایجاد خطا در انجام آنالیزهای بعد از انفجار می‌شود از بررسی این ناحیه خوداری شد.



شکل ۴-۵: خردایش سنگ‌های حاصل از اولین انفجار آزمایشی انفجار در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲.



شکل ۵-۵: مدل‌سازی عکس‌های خردایش از اولین انفجار آزمایشی در Split-Desktop (جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲).



شکل ۶-۵: نمودار توزیع دانه‌بندی اولین انفجار آزمایشی ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲.



از آن جایی که محدوده ابعاد بهینه با توجه به ابعاد جام دستگاه بارکننده موجود در معدن و اندازه دهانه خروجی سنگ شکن در نظر گرفته می شود، در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲ سنگ های بزرگ تر از ۸۰ سانتی متر بزرگ مقیاس محسوب می شوند، بنابراین در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲ سنگ هایی با ابعاد بزرگ تر از ابعاد گفته شده عملکرد بیل های مکانیکی را به صورت چشم گیری کاهش می دهند، بنابراین با توجه به تأثیر زیاد راندمان بیل های مکانیکی بر مقدار و هزینه های تولید و کاهش هزینه های حفاری و انفجار، محدوده بهینه ابعاد خردایش در این معادن با توجه به نوع توده سنگ مورد نظر تعیین می شود. طبق نتایج به دست آمده و مشاهدات واقعی بعد از انجام انفجار بر روی توده سنگ دیده شده، ۸۳ درصد قطعات خرد شده در بازه ی ۱۰ تا ۶۳/۵ سانتی متری، یک درصد بالای ۶۳/۵ سانتی متر (به دلیل گرفتگی چال ها و عدم دقت اپراتور در حفاری) و مابقی در زیر ۱۰ سانتی متر بوده است. با توجه به آمار داده شده و خروجی دهانه سنگ شکنی فکی (خروجی دهانه سنگ شکن فکی ۴۰ سانتی متر است) می توان گفت ۴۵ / ۶۴ درصد از سنگ های خرد شده نیاز به سنگ شکن فکی ندارند و می توانند به صورت مستقیم وارد سنگ شکن مخروطی شوند. برای اثبات این گفته نمونه هایی از قبل و بعد از انفجار از سینه کار برداشت شد. سپس بر روی آن آزمایش اندیس کار باند انجام شد که نتایج آن در جدول ۵-۸ نشان داده شده است. مطابق این جدول کاهش انرژی در خردایش سنگ مشهود است، یعنی پاسخ سنگ به خردشدگی بهتر است. بنابراین رشد ریز ترک در سنگ های بعد از خردایش مشاهده می شود.

جدول ۵-۸: نتایج آزمایش های اندیس کار باند در اولین انفجار آزمایشی جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲.

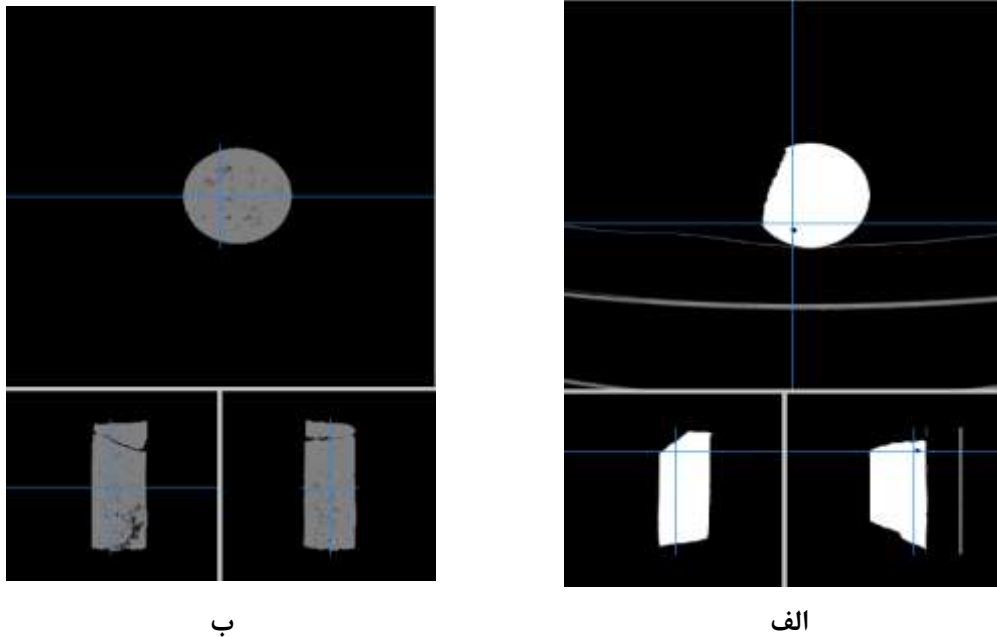
$W_i$ (Kwh/t)	$W_i$ (Kwh/s.t)	
۲۵/۹۲	۲۳/۵۶	نمونه برداشت شده قبل از انفجار
۱۵/۷۶	۱۴/۳۳	نمونه برداشت شده بعد از انفجار

پس طبق آمار داده شده نتایج خردشدگی ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲ قابل قبول است. بنابراین، برای اثبات صحت گفته ها و مطلوب بودن الگوی انفجاری می توان رشد ریز ترک ها را با مقایسه مغزه گرفته شده از قبل و بعد از سینه کار انفجاری مشاهده کرد (برای نمونه یک

عکس از قبل و بعد از انفجار مغزه در شکل ۵-۱۱ آورده شده است). رشد این ریز ترک‌ها نشان می‌دهد که عملیات سنگ‌شکنی برای دستگاه‌های خردایش آسان‌تر بوده و سنگ با رشد این ریز ترک‌ها استحکام خود را از دست داده و به آسانی خرد می‌شود.

#### ۳-۱-۳-۵ آنالیز سرنندی و تعیین ابعاد دانه‌بندی

نظر به این که نمونه انفجار شده باید در یک بازه‌ی ابعادی مشخص قرار گیرد، لازم است در هر مرحله از انفجار، نمونه‌ای را از نقاط مختلف خط ۳ کارخانه آلومینای جاجرم که معرف کل نمونه خردایش شده باشد، برداشت شود. سپس نمونه برداشت شده به محل آزمایشگاه سرنند منتقل کرده و مورد تجزیه قرار گیرد که بر اساس اندازه‌های مختلف مواد عبوری از هر قسمت سرنند به طور خلاصه در جدول ۵-۹ آورده شده است.



شکل ۵-۷: (الف) مغزه گرفته شده قبل از انفجار، (ب) مغزه گرفته شده بعد از انفجار در جبهه‌کار ۲ معدن تاگویی ۲.

#### ۳-۱-۳-۵-۴ قیمت تمام شده بوکسیت

با توجه به هزینه‌های مصرفی گفته شده در فصل چهارم، در جبهه‌کار ۲ معدن تاگویی ۲ هزینه حفاری برابر ۳۶۷۲۰۰۰۰ ریال، هزینه کلی انفجار برابر ۱۷۶۴۹۸۹۵/۹ ریال و همچنین هزینه برق مصرفی سنگ‌شکن برابر ۷x۷ ریال است. در جداول ۵-۱۰ تا ۵-۱۲ به ترتیب مترای حفاری، مقدار مواد

مورد استفاده در انفجار و کیلووات مصرفی به ازای قیمت واحد هر مورد آورده شده است.

جدول ۵-۹: آنالیز سرندي توده سنگ بوكسيت در جبهه كار ۲ معدن تاگويي ۲.

سرندي (ميلي متر)	ابعاد	فيدير فكي اول (گرم)	تھريز سرندي اول	سرندي سرندي اول	استاندارد	تھريز مخروطي استاندارد	سر ريز سرندي دوم	استاندارد و سر کوتاه	مخروطي	مخلوط	تھريز سرندي دوم
۱۲۵		۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۸۰		۹۶/۵	۱۰۰	۹۲/۶	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۷۰		۹۶/۵	۱۰۰	۹۲/۶	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۴۰		۸۰	۱۰۰	۵۸/۱	۱۰۰	۷۶	۷۲/۶	۹۳/۳	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۳۰		۷۰/۹	۱۰۰	۳۹	۱۰۰	۴۵/۸	۴۷/۶	۸۴/۸	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۲۲		۵۹/۹	۱۰۰	۱۵/۹	۱۰۰	۲۶/۲	۱۷/۱	۷۱/۶	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۲۰		۵۶/۶	۱۰۰	۸/۹	۱۰۰	۲۱/۶	۱۰/۴	۶۶/۵	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۱۶		۵۰/۸	۹۳/۴	۴/۲	۹۳/۴	۱۶/۵	۲/۲	۵۵/۲	۹۰/۲	۹۰/۲	۹۰/۲
۱۲		۳۹/۶	۷۵/۷	۰	۷۵/۷	۱۲/۱	۰	۴۱/۵	۷۰/۹	۷۰/۹	۷۰/۹
۱۰		۳۸/۳	۷۳/۲	۰	۷۳/۲	۱۱/۲	۰	۳۹/۱	۶۷/۵	۶۷/۵	۶۷/۵
۸		۲۴/۵	۴۶/۸	۰	۴۶/۸	۷/۶	۰	۲۵/۸	۴۶/۳	۴۶/۳	۴۶/۳
۴		۱۱/۹	۲۲/۸	۰	۲۲/۸	۴/۶	۰	۱۴	۲۶/۳	۲۶/۳	۲۶/۳
۲		۷/۴	۱۴/۱	۰	۱۴/۱	۰	۰	۹/۶	۱۸/۹	۱۸/۹	۱۸/۹
۱		۳/۱	۵۹/۹	۰	۵۹/۹	۰	۰	۵/۴	۱۰/۱	۱۰/۱	۱۰/۱

جدول ۵-۱۰: هزینه حفاری ماده معدنی بوكسيت در جبهه كار ۲ معدن تاگويي ۲.

هزینه حفاری	قیمت واحد (ریال)	مترائز حفاری	هزینه کل حفاری (ریال)
۹۰۰۰۰	۲۶۹	۲۴۲۱۰۰۰۰	۲۴۲۱۰۰۰۰

جدول ۵-۱۱: هزینه مواد مصرفی در انفجار ماده معدنی بوكسيت در جبهه كار ۲ معدن تاگويي ۲.

نوع مواد مصرفی	قیمت واحد (ریال)	بالاسری	مقدار مصرفی	هزینه هر واحد (ریال)
ANFO(Kg)	۱۵۹۵۰	۱/۳۶۳	۴۵۰	۹۷۸۲۹۳۲/۵
EMU195g(Kg)	۷۴۰۰۰	۱/۳۶۳	۲۳	۲۳۱۹۸۲۶
EMU250g(Kg)	۶۹۰۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
چاشنی با سیم ۱۱ متری (عددی)	۶۴۵۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
چاشنی با سیم ۸ متری (عددی)	۵۷۵۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
چاشنی با سیم ۵ متری (عددی)	۳۹۹۰۰	۱/۳۶۳	۱۰۲	۵۵۴۷۱۳۷/۴
کورتکس ۱۲ گرمی (متر)	۷۵۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
کورتکس ۱۰ گرمی (متر)	۷۲۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
<b>جمع</b>				<b>۱۷۶۴۹۸۹۵/۹</b>

جدول ۵-۱۲: هزینه کیلووات مصرفی بوکسیت در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲.

هزینه هر تن سنگ شکنی (ریال)	قیمت واحد (ریال)	هزینه کیلووات مصرفی
۱۰۷۳۸	۱۵۳۴	

با توجه به ۳۵۵۰/۸ تن مواد تولید شده در این انفجار، به ترتیب هزینه حفاری، آتشباری و سنگ شکنی به ازای هر تن برابر ۶۸۱۸/۱۸، ۴۹۷/۰۶ و ۱۰۷۳۸ ریال خواهد شد. بنابراین قیمت تمام شده بوکسیت در این معدن برابر ۱۸۰۵۳/۲۴ خواهد بود.

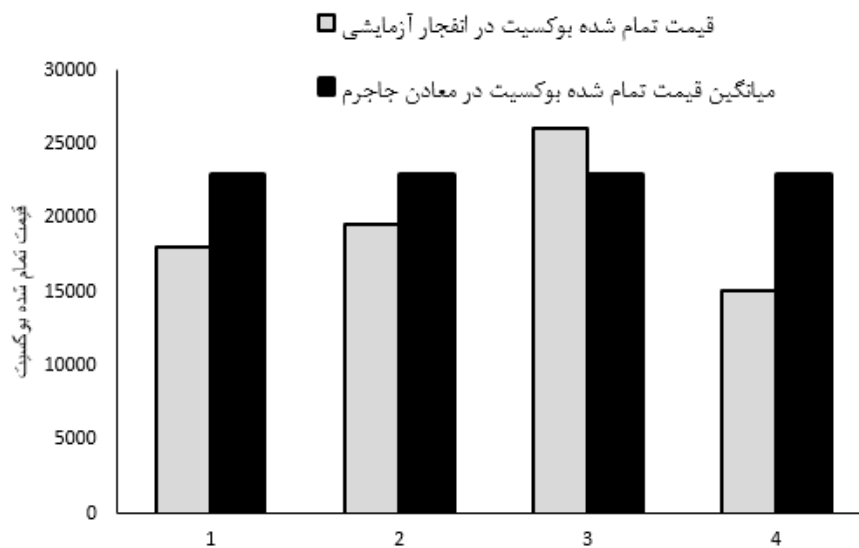
#### ۴-۵ جمع بندی

با توجه به جدول ۵-۱۳ و نمودار توزیع دانه بندی بدست آمده از آنالیز تصاویر چهار الگوی آزمایشی می توان در یافت که خردایش هر چهار الگو مطلوب بوده است اما برای انتخاب بهترین الگو ملاک تنها خردایش نیست، بلکه میزان کمترین هزینه هم باید مد نظر قرار گیرد. این مقدار با توجه به میزان انرژی مصرفی سنگ شکن (اندیس کار باند) و همچنین هزینه های بارگیری و باربری در نظر گرفته شده است. در نهایت میزان هزینه تمام شده یک تن بوکسیت در چهار الگو بررسی شد. با توجه به هزینه ها و مقایسه آن با میانگین هزینه های معادن بوکسیت جاجرم، می توان دریافت که به ترتیب الگوی شماره چهارم، اول، دوم و سوم دارای کمترین هزینه هستند (شکل ۵-۸). با این روند مقایسه به این نتیجه رسیده شد که الگوی چهارم با شبکه ۲/۳×۲/۷، با کاهش هزینه های حدود ۸ میلیون ریال، به عنوان بهترین الگو خردایش بوکسیت در معادن بوکسیت جاجرم انتخاب شد.

جدول ۵-۱۳: خلاصه اطلاعات چهار الگوی آزمایشی.

انفجار شماره	هزینه حفاری	هزینه سنگ شکنی	هزینه شده بوکسیت تمام
انفجار آزمایشی اول	۶۸۱۸/۱۸	۴۹۷/۰۶	۱۸۰۵۳/۲۴
انفجار آزمایشی دوم	۶۸۱۸/۱۸	۵۱۰/۰۳	۱۹۵۹۶/۲۱
انفجار آزمایشی سوم	۹۹۵۲/۹۵	۹۲۰/۴	۲۶۱۲۱/۵۱
انفجار آزمایشی چهارم	۳۳۲۰/۱۵	۲۵۲۷/۱۳	۱۵۰۵۱/۲۸

\*هزینه‌ها در جدول به ازای هر تن بوکسیت بر حسب ریال است.



شکل ۵-۸: مقایسه هزینه‌های الگوهای آزمایشی با الگوی رایج در معادن بوکسیت جاجرم.



## فصل ششم

### نتیجه‌گیری و پیشنهادها

## نتیجه‌گیری

هدف از انجام انفجار در معادن روباز، خردایش سنگ و جدا شدن آن از توده‌سنگ اصلی است. خرد شدگی، به نوع و کاربرد سنگ بستگی دارد، به طوریکه اندازه قطعات مطلوب بستگی به نوع و اندازه تجهیزاتی دارد که برای جابجایی سنگ‌ها استفاده می‌شود. با انجام دقیق و صحیح الگوی انفجاری و دستیابی به خردشدگی مناسب، می‌توان قابلیت خردشدگی ماده معدنی را افزایش داد که در این صورت باعث صرفه‌جویی انرژی نیز خواهد شد.

یکی از اهداف این پروژه اصلاح نمودار توزیع خردایش با استفاده از روش آنالیز تصویری بوده است. برای این منظور در ابتدا نتایج خردایش حاصل از ۲۰ انفجار در معدن بوکسیت جاجرم با استفاده از روش آنالیز تصویری و دو روش رایج در تعیین توزیع ابعاد دانه‌بندی (رزین راملر و سوئبرگ) مورد بررسی و مقایسه قرار گرفت. سپس با توجه به اختلاف مقدار بین توزیع خردایش تابع رزین راملر در تخمین این توزیع نسبت به نتایج آنالیز تصویری که مقدار کمتری را نسبت به مقایسه تابع توزیع سوئبرگ با آنالیز تصویری نشان می‌داد، تابع رزین راملر به عنوان تابع پیش‌بینی خردایش معدن در نظر گرفته شد و بر این اساس رویکردی متفاوت در ارتباط با تابع پیش‌بینی توزیع خردایش در جهت بهبود پیش‌بینی خردایش در معدن بوکسیت جاجرم نظر گرفته شد. این رویکرد بر اساس اطلاعات جمع‌آوری شده از معدن بوکسیت جاجرم، انواع روابط چند متغیره خطی و غیر خطی ممکن که بین پارامترهای مستقل در تعیین خردایش موثر بودند تعیین و مورد بررسی قرار گرفتند و در انتها بهترین رابطه بر اساس چهار عامل تعیین‌کننده (عملکرد معیارهای جذر میانگین مربعات خطا (RMSE)، ضریب تعیین ( $R^2$ ), شاخص عملکرد (VAF) و میانگین درصد خطای مطلق (MAPE)) در اعتبارسنجی رگرسیون و بر اساس کیفیت تخمین به عنوان رابطه نهایی در نظر گرفته شد. به منظور انتخاب مدل مناسب از میان روابط استفاده شده، ۴ انفجار که در این رویکرد و توسعه آن‌ها نقش نداشتند مورد استفاده قرار گرفتند. نتایج حاصل از اعتبارسنجی نشان می‌دهد که رابطه چند متغیره خطی با مقدار خطای ۰/۰۴ و ضریب تعیین ۰/۹۹ برای شاخص یکنواختی و رابطه چند متغیره غیر



خطی با مقدار خطای ۱/۷۷ و ضریب تعیین ۰/۹۳ برای متوسط ابعاد خردایش، دارای عملکرد بهتری است. این مطالعه نشان می‌دهد که اگرچه در فازهای امکان‌سنجی از روش‌های تجربی برای پیش‌بینی نتایج انفجاری می‌توان بهره برد، اما از آنجایی که این پارامترها به شدت به سایت مورد نظر وابسته است، نیاز است تا با پیشرفت عملیات انفجاری در نقاط مختلف یا در معادن دیگر، رابطه مناسب برای معدن مورد نظر از طریق روش‌های آماری مانند رگرسیون چند متغیره خطی و غیر خطی ارائه شود.

یکی دیگر از اهداف این پروژه، دستیابی به یک الگوی بهینه است. برای این منظور چهار انفجار آزمایشی انجام شد که خردایش این چهار انفجار با استفاده از پردازش تصویر و آنالیز سرنندی بررسی شد. ابتدا با یک الگوی اولیه که متناسب با محیط معدن بود، یک انفجار انجام شد و پس از بررسی نتایج حاصل از انفجار، تصمیم به اجرای الگوی دیگری شد که با توجه به ابعاد خردایش شبکه معدن کوچکتر در نظر گرفته شد و ابعاد خردایش مطابق با ابعاد مورد نظر بود اما به دلیل هزینه بالای انفجار (نسبت به میانگین هزینه خود معدن) انتخاب این مدل امکان‌پذیر نبود. در ادامه برای کاهش هزینه‌ها، دو الگوی انفجاری بزرگتری در نظر گرفته شد که با توجه به خردایش مطلوب هزینه کمتری هم داشته باشد. در بین چهار الگوی اجرایی الگوی سوم دارای بیشترین هزینه و الگوی چهارم دارای کمترین هزینه است. پس با توجه به شرایط موجود الگوی اول به عنوان الگوی انفجاری معدن انتخاب شد.

### پیشنهادها

- در بررسی میزان خردشدگی حاصل از هر انفجار، می‌توان به جای استفاده از نرم افزار Split-Desktop که مقادیر دانه درشت و همچنین نرم افزار Gold-Size که ابعاد دانه‌ریز را به خوبی تخمین نمی‌زند، نرم افزار Wip-frag را استفاده کرد چرا که دقت بالایی در پیش‌بینی ابعاد دانه‌درشت و ریز دارد.

- برای بدست آوردن الگوی پیش‌بینی خردایش متناسب با محیط هر معدن، می‌توان از روش‌های غیر

آماري مثل DEMATEL و RES استفاده کرد و با روش آماری مقایسه کرد.

- برای مناسب‌تر شدن نتایج خردایش، می‌توان از چاشنی‌های دیگری مثل چاشنی‌های میکرو تاخیری استفاده کرد.
- استفاده از سیستم نائل در انفجار به جای سیستم الکتریکی می‌تواند در خردایش سنگ، تعیین ابعاد دانه‌بندی و همچنین کیفیت انفجار موثرتر باشد.
- به دلیل این‌که ماده معدنی به صورت رگه‌ای است. همه الگوهای انفجاری به صورت دو ردیف مایل و یک ردیف قائم انجام شد. برای بهتر شدن نتایج خردایش بهتر است یکبار به سه یا چهار ردیف مایل و بدون ردیف قائم انفجار شود و یا اینکه با سه ردیف مایل و یک ردیف قائم انفجار انجام شود و خردایش آن بررسی شود.

## 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
- اصائلو، م. (۱۳۷۴). طراحی، برنامه ریزی و روش های استخراج معادن سطحی. جلد ۱. انتشارات جهاد دانشگاهی صنعتی امیر کبیر. چاپ دوم.
- بخشنده امینه، حسن. مالکی نژاد، حمید رضا. (۱۳۹۴). ارائه روش کاربردی برای دستیابی به خردشدگی مورد نیاز در معادن سنگریزه سد گتوند علیا. نشریه علمی پژوهشی معدن. دوره دهم. شماره ۲۸. صفحه ۹-۱۸.
- بشلیده ک، (۱۳۹۱) "روش های پژوهش و تحلیل آماری" انتشارات دانشگاه شهید چمران اهواز، صفحه ۳۲۴.
- جعفری، س. شریف زاده، م. مدنی، ح. شهریار، ک. مرتضوی، ع. ناصر نیا، ه. (۱۳۸۶). مقررات فنی مواد منفجره و آتشباری. نشریه شماره ۴۱۰.
- 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 تحلیل های اقتصادی در معادن روباز. نشر جهاد دانشگاهی واحد صنعتی امیر کبیر، چاپ اول.
- معماریان، ح. (۱۳۹۲). زمین شناسی مهندسی و ژئوتکنیک، انتشارات دانشگاه تهران، چاپ ششم.

- مومنی م و قیومی ع. ف، (۱۳۹۱) "تحلیل‌های آماری با استفاده از SPSS" چاپ هفتم، ویرایش چهارم، انتشارات گنج شایگان، ۲۹۶ صفحه.
- مومیوند، ح. (۱۳۸۶)، ارائه روشی جدید برای طراحی الگوی چالهای انفجار در معادن روباز، نشریه دانشکده فنی، جلد ۴۱، شماره ۳، شهریور ماه ۱۳۸۶، از صفحه ۳۵۵ تا ۳۶۱.
- نعمت‌اللهی، ح. (۱۳۷۵). "کانه آرایبی". جلد ۱. موسسه و انتشارات و چاپ تهران.
- وایزبرگ، س. (۱۳۷۴). "رگرسیون خطی کاربردی" ترجمه حسینعلی نیرومند، انتشارات دانشگاه فردوسی مشهد، ۴۱۹ صفحه.
- ویجنندرا، ه. گ. (۱۳۷۸). "کانه آرایبی". موسسه و انتشارات و چاپ دانشگاه صنعتی سهند، ترجمه آقابابایی و خداپرست.
- وحیدی، س. (۱۳۹۴). پایان‌نامه ارشد: "ارائه مدلی برای پیش‌بینی نرخ برش سنگ‌های ساختمانی" دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- مصوبه وزارت نیرو. (۱۳۹۵). بخش‌نامه وزارت نیرو جمهوری اسلامی ایران، صفحه ۵.
- Adhikari. G.R. (1999) "Selection of blasthole diameter for a given bench height at surface mines", International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Volume 36 , pp 843-847.
- Akbari, M., Lashkaripour, G., Bafghi, A. Y., & Ghafoori, M. (2015). Blastability evaluation for rock mass fragmentation in Iran central iron ore mines. International Journal of Mining Science and Technology, 25(1), 59-66.
- Al-Thyabat, S., & Miles, N. J. (2006). An improved estimation of size distribution from particle profile measurements. Powder Technology, 166(3), 152-160.
- Bhandari, Sushil. "Engineering rock blasting operations." A. A. Balkema. 388 (1997): 388.
- Budin B., Newton G., Thompson J. (2003) "Optimization of Bench Blasting for Hard Rock Quarries", Colorado School of Mines.
- Chakraborty, A. K., Raina, A. K., Ramulu, M., Choudhury, P. B., Haldar, A., Sahu, P., & Bandopadhyay, C. (2004). Parametric study to develop guidelines for blast fragmentation improvement in jointed and massive formations. Engineering geology, 73(1-2), 105-116.
- Cunningham, C. (1983). The Kuz-Ram Model for production of fragmentation from blasting. In Proc. 1st Symp. on Rock Fragmentation by Blasting, Lulea.
- Cunningham, C. V. B. (1987). Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model-

Four years on. In Proc. 2nd Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting (pp. 475-487).

- Da Gama, C. D. (1970). Laboratory Studies of Comminution in Rock Blasting (Doctoral dissertation, University of Minnesota).
- Dehghani M (2007) Optimization of Chadarmaloo iron ore mine using neural networks. In: 26<sup>th</sup> conference on geosciences, 28–30, Tehran, Iran
- Dey K. & Sen P. (2003) “Concept of Blastability – An Update” The Indian Mining & Engineering Journal, Vol 42, No 9, pp 24-31.
- Elahi, A. T., & Hosseini, M. (2017). Analysis of blasted rocks fragmentation using digital image processing (case study: limestone quarry of Abyek Cement Company). International Journal of Geo-Engineering, 8(1), 16.
- Eloranta, J. (1999). Downstream Costs and their relationship to blasting. MINEBLAST 99. Duluth, Minnesota. pp 67-73.
- Faramarzi, F., Mansouri, H., & Farsangi, M. E. (2013). A rock engineering systems based model to predict rock fragmentation by blasting. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 60, 82-94.
- Gheibie, S., Aghababaei, H., Hoseinie, S. H., & Pourrahimian, Y. (2009). Modified Kuz—Ram fragmentation model and its use at the Sungun Copper Mine. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 46(6), 967-973.
- Gokceoglu, Candan. "A fuzzy triangular chart to predict the uniaxial compressive strength of the Ankara agglomerates from their petrographic composition." Engineering Geology 66.1-2 (2002): 39-51.
- Hartman, H.L. (1992) “Mining Engineering Handbook” (2<sup>nd</sup>.ed.), Society for Mining, Metallurgy, and Exploration Inc.(SME), Littleton, Colorado
- Hosseini, M., & Namvar, Z. N. (2017). The Design of the Large Blastholes Pattern by Analyzing of Fragmentation of Blasted Rocks in Sarcheshmeh Copper Mine. Geotechnical and Geological Engineering, 35(1), 395-402.
- Hudaverdi, T., Kuzu, C., & Fisne, A. (2012). Investigation of the blast fragmentation using the mean fragment size and fragmentation index. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 56, 136-145.
- Hunter, G. C., McDermott, C., Miles, N. J., Singh, A., & Scoble, M. J. (1990). A review of image analysis techniques for measuring blast fragmentation. Mining Science and Technology, 11(1), 19-36.
- Hustrulid, W. (1999). Blasting principles for open-pit blasting: theoretical foundations. Balkema, Rotterdam.
- Jimeno, E. L., Jimino, C. L., & Carcedo, A. (1995). Drilling and blasting of rocks. CRC Press.
- Karyampudi, P., & Reddy, A. A. K. (1999). Toe formation on blasted benches and its elimination: a practical approach. Mining Engineers’ Journal, November, 21-27.
- Kennedy, B.A. (1990) “Surface Mining” (2<sup>nd</sup>.ed.), Society for Mining, Metallurgy, and Exploration Inc.(SME), Littleton, Colorado.
- Kim, K. (2006). Blasting design using fracture toughness and image analysis of the

bench face and muckpile (Doctoral dissertation, Virginia Tech).

- Kojovic, T., Michaux, S., & McKenzie, C. (1995, September). Impact of blast fragmentation on crushing and screening operations in quarrying. In Proceedings of the EXPLO 1995 Conference, Brisbane, QLD (pp. 427-435).
- Kou, S., & Rustan, A. (1993). Computerized design and result prediction of bench blasting. In Proc. 1st Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting, HP Rossmannith ed (pp. 263-271).
- Kuznetsov, V. M. (1973). The mean diameter of the fragments formed by blasting rock. *Soviet Mining*, 9(2), 144-148.
- Lilly, P. A. (1986). An empirical method of assessing rock mass blastability. *The Aus*
- Lopez, J. C., & Lopez, J. E. (1995). *Drilling and blasting of rocks*. AA Balkema, Rotterdam Google Scholar.
- Michaux, S., & Djordjevic, N. (2005). Influence of explosive energy on the strength of the rock fragments and SAG mill throughput. *Minerals engineering*, 18(4), 439-448.
- Monjezi M., AminiKhoshalan H., YazdianVarjani A. (2010) "Optimization of Open pit Blast Parameters using Genetic Algorithm" *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Volume 48, Issue 5, pp 864-869.
- Morin, M. A., & Ficarazzo, F. (2006). Monte Carlo simulation as a tool to predict blasting fragmentation based on the Kuz–Ram model. *Computers & geosciences*, 32(3), 352-359.
- Nielsen, K., & Kristiansen, J. (1995). Blasting and grinding-An integrated comminution system. In Proceedings of Explo95 Conference (pp. 113-117).
- Olofsson, S. O. (1990). *Applied explosives technology for construction and mining*. Applex.
- Ouchterlony, F. (2005,a). The Swebrec© function: linking fragmentation by blasting and crushing. *Mining Technology*, 114(1), 29-44.
- Ouchterlony, F. (2005,b). What does the fragment size distribution of blasted rock look like?. In EFEE World Conference on Explosives and Blasting: 14/09/2005-16/09/2005 (pp. 189-199). European Federation of Explosives Engineers.
- Ouchterlony, F. (2009). Fragmentation characterization: the Swebrec function and its use in blast engineering. In *International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*: (pp. 3-22). CRC Press.
- Paine, G G. (1989) "Application of accurate delays in open pit blasting operations" *Proc 2nd Conference on Large Open Pit Mining*, pp 31–37. Publ Melbourne, Australia.
- Paulson, G., Ganesh, A., Raina, A.K. (2012) "Review of characterization and assessment of rock mass blastability- An update" *Mining Engineers` Journal*, Vol. 14, No. 4, pp 15-22.
- Pradhan, G.K. (2002), "Surface mine drilling and blasting: the Indian scenario", *The Indian Mining & Engineering Journal*, December, P 23-28.
- Rosin, R. and Rammler, E (1933). The laws governing the fineness of powdered coal. *J. Inst. Fuel.*, 7, 29-36.

- Scott, A., & McKee, D. J. (1994, August). The inter-dependence of mining and mineral beneficiation processes on the performance of mining projects. In *Proceeding of the Australian Institute of Mining and Metallurgy Annual Conference*, Melbourne, Australia (pp. 5-9).
- Segarra Catasús, P. (2004). Experimental analysis of fragmentation, vibration and rock movement in open pit blasting= Análisis experimental de la fragmentación, vibraciones y movimiento de la roca en voladuras a cielo abierto (Doctoral dissertation, Minas).
- Sereshki, F., Hoseini, M., & Ataei, M. (2016). Fragmentation measurement using image processing. *Int. Journal of Mining & Geo-Engineering*, 50(2), 211-218.
- Sethi, N.N. & 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.
- Shim H-J, Ryu D-W, Chung S-K, Synn J-H, Song J-J. (2008) “Optimized blasting design for large-scale quarrying based on a 3-D spatial distribution of rock factor” *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Volume 46, Issue 2, pp 326-332.
- Siddiqui, F. I., Shah, S. A., & Behan, M. Y. (2009). Measurement of size distribution of blasted rock using digital image processing. *JKAU: Eng. Sci*, 20(2), 81-93.
- Singh, A.K. & Dhillon, P.S. (1996), “Case studies on safety and optimization of explosive in large open cut and underground mines”, *Drilling and Blasting*, MINTECH publication, Bhubaneswar, India, P 117-123.
- Singh, S. P., & Narendrula, R. (2009). Causes, implications and control of oversize during blasting. In *Proceedings 9th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting FRAGBLAST (Vol. 9, pp. 13-17)*.
- Smith, M. L., Prisbrey, K. A., & Barron, C. L. (1994). Blasting design for increased SAG mill productivity. *TRANSACTIONS-SOCIETY OF MINING ENGINEERS OF AIME*, 188-188.
- Sudhakar, J., Adhikari, G. R., & Gupta, R. N. (2006). Comparison of fragmentation measurements by photographic and image analysis techniques. *Rock mechanics and rock engineering*, 39(2), 159-168.
- Thornton, D. M., Kanchibotla, S. S., & Esterle, J. S. (2001, January). A fragmentation model to estimate ROM size distribution of soft rock types. In *Proceedings of the Twenty-Seventh Annual Conference On Explosives and Blasting Technique*, Vol I (Vol. 1, pp. 41-53). International Society of Explosives Engineers.
- Thurley, M. J. (2011). Automated online measurement of limestone particle size distributions using 3D range data. *Journal of Process Control*, 21(2), 254-262.
- Vidyarthi D. (2006) “Explosive Energy in Blast Design Optimization” 32th annual conference on explosives and blasting technique, Texas, United States.





پیوست ۱

مطالعات درزه‌نگاری



شکل ۱: شماتیکی از وضعیت ظاهری توده‌سنگ در طول خط برداشت معدن گلبینی ۳



شکل ۲: شماتیکی از وضعیت ظاهری توده‌سنگ در طول خط برداشت معدن گلبینی ۶



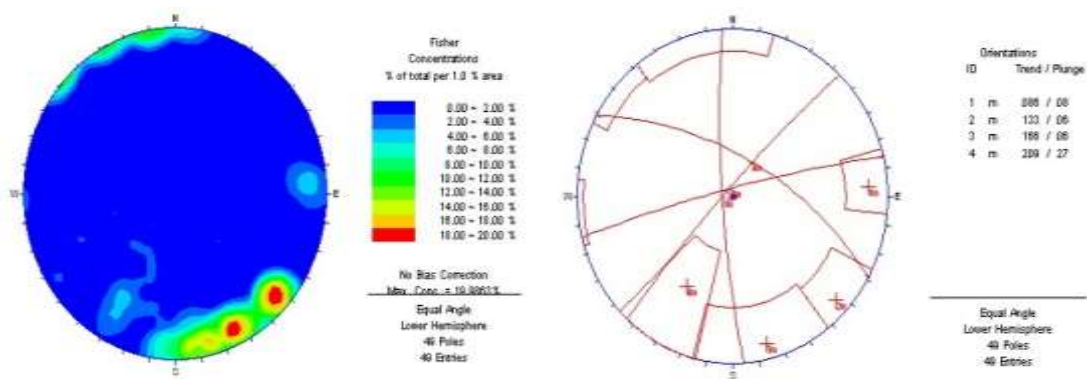
شکل ۳: شماتیکی از وضعیت ظاهری توده‌سنگ در طول خط برداشت معدن تاگویی ۱



شکل ۴: شماتیکی از وضعیت ظاهری توده‌سنگ در طول خط برداشت معدن تاگویی ۲



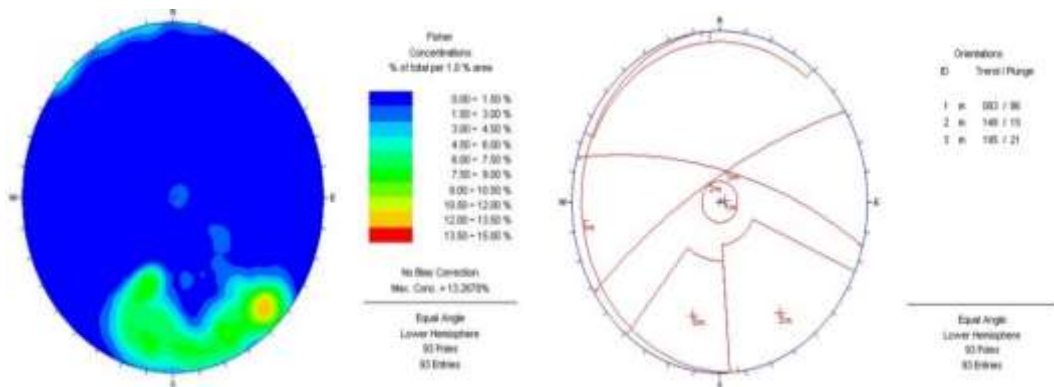
شکل ۵: شماتیکی از وضعیت ظاهری توده‌سنگ در طول خط برداشت معدن تاگویی ۱، ۳



شکل ۶: تصویر استریوگرافیک مربوط به درزه‌ها در خط برداشت معدن گلپینی ۳

جدول ۱: شیب و جهت شیب دره‌ها در خط برداشت معدن گلپینی ۳

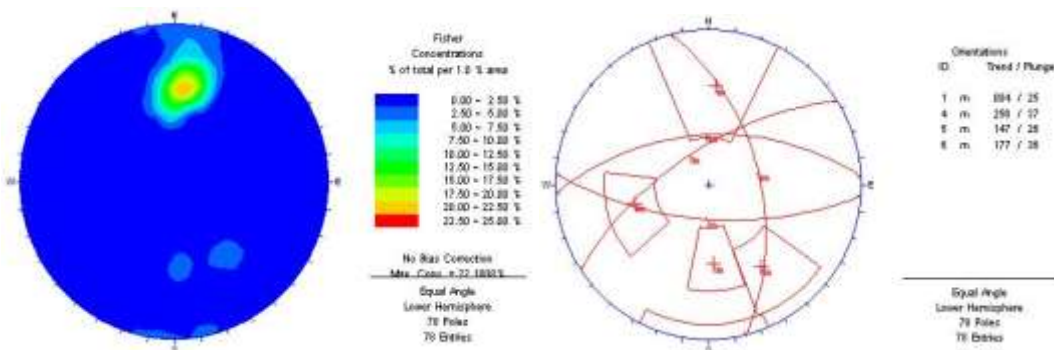
جهت شیب (میانگین)	شیب			ناپوستگی	خط برداشت
	میانگین	بیشینه	کمینه		
۲۶۶	۸۲	۸۷	۷۸	دسته درزه ۱	کلی
۳۱۳	۸۴	۸۷	۸۰	دسته درزه ۲	
۲۷۴	۸۴	۸۹	۷۰	دسته درزه ۳	
۳۰	۶۴	۸۶	۴۲	دسته درزه ۴	



شکل ۷: تصویر استریوگرافیک مربوط به درزه‌ها در خط برداشت معدن گلپینی ۳

جدول ۲: شیب و جهت شیب دره‌ها در خط برداشت معدن گلپینی ۶

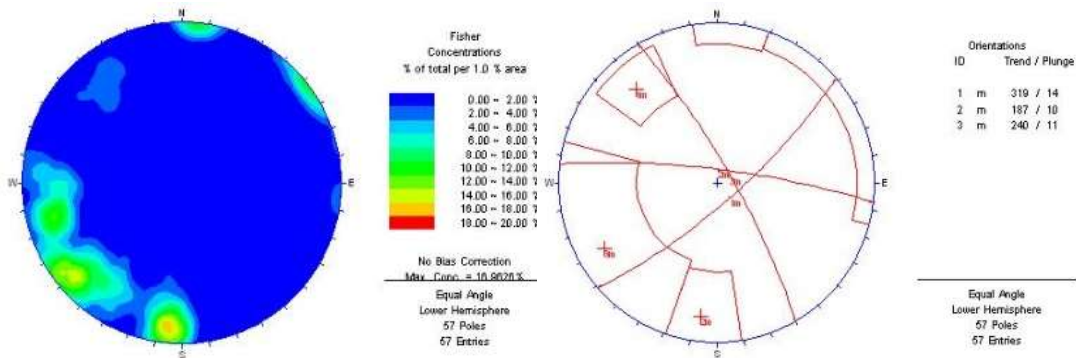
جهت شیب (میانگین)	شیب			ناپوستگی	خط برداشت
	میانگین	بیشینه	کمینه		
۱۷۱	۶	۷	۳	دسته درزه ۱	کلی
۳۲۸	۷۶	۸۸	۲۸	دسته درزه ۲	
۲۵	۷۰	۸۸	۴۹	دسته درزه ۳	



شکل ۸: تصویر استریوگرافیک مربوط به درزه‌ها در خط برداشت معدن تاگویی ۱

جدول ۳: شیب و جهت شیب درزه‌ها در خط برداشت معدن تاگویی ۱

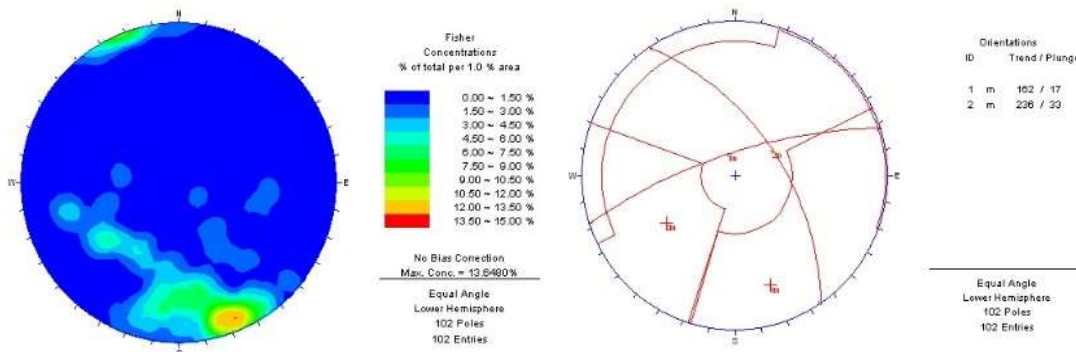
جهت شیب (میانگین)	شیب			ناپیوستگی	خط برداشت
	میانگین	بیشینه	کمینه		
۱۸۹/۷۴	۶۴/۸۱	۸۸	۴۳	دسته درزه ۱	کلی
۷۵/۶۶	۵۳/۶۶	۵۷	۴۹	دسته درزه ۲	
۳۲۶/۶۲	۵۸/۷۵	۸۰	۵۵	دسته درزه ۳	
۲۸۴/۶	۵۴	۶۳	۴۰	دسته درزه ۴	



شکل ۹: تصویر استریوگرافیک مربوط به درزه‌ها در خط برداشت معدن تاگویی ۲

جدول ۴: شیب و جهت شیب درزه‌ها در خط برداشت معدن تاگویی ۲

جهت شیب (میانگین)	شیب			ناپیوستگی	خط برداشت
	میانگین	بیشینه	کمینه		
۱۳۹	۷۵/۸	۸۴	۶۳	دسته درزه ۱	کلی
۳۵۳/۴	۸۰/۰۶	۸۹	۵۸	دسته درزه ۲	
۹۲/۶۶	۷۹/۳۷	۸۸	۵۵	دسته درزه ۳	



شکل ۱۰: تصویر استریوگرافیک مربوط به درزه‌ها در خط برداشت معدن تاگویی ۱، ۳

جدول ۵: شیب و جهت شیب درزه‌ها در خط برداشت معدن تاگویی ۱، ۳

جهت شیب (میانگین)	شیب			ناپوستگی	خط برداشت
	میانگین	بیشینه	کمینه		
۲۵۸	۷۳	۹۰	۱۸	دسته درزه ۱	کلی
۹۷	۵۵	۸۷	۱۷	دسته درزه ۲	

پیوست ۲

ثبت اطلاعات چالزنی

جدول ۱: کاربرد ثابت عملیات چالزنی در معدن گلبینی ۶

۱۸°/۰۳'/۱۶"	متوسط زمان حفاری هر چال	۵/۴	عمق چال (متر)
دکمه‌ای	نوع سرمته	۶/۵	قطر چال (سانتی‌متر)
۱۱۰ bar	فشار پشت سرمته	۳	طول راد (متر)
۳۹۱/۳	مترایژ کل حفاری (متر)	۸۰ rpm	دور چکش
۳۵۲۱۷۰۰۰	هزینه کل حفاری (ریال)	۹۰۰۰۰	هزینه حفاری به ازای هر متر (ریال)

جدول ۲: کاربرد ثابت عملیات چالزنی در معدن تاگویی ۲

۵°/۳۶'/۴۲"	متوسط زمان حفاری هر چال	چال مایل: ۳-۳/۵ چال قائم: ۵	عمق چال (متر)
دکمه‌ای	نوع سرمته	۷/۶	قطر چال (سانتی‌متر)
۹۰ bar	فشار پشت سرمته	۳	طول راد (متر)
۸۵۸/۵	مترایژ کل حفاری (متر)	۷۵-۷۰ rpm	دور چکش
۷۷۲۶۵۰۰۰	هزینه کل حفاری (ریال)	۹۰۰۰۰	هزینه حفاری به ازای هر متر (ریال)

جدول ۳: کاربرد ثابت عملیات چالزنی در معدن تاگویی ۲

۵°/۳۶'/۴۲"	متوسط زمان حفاری هر چال	چال مایل: ۳-۳/۵ چال قائم: ۵	عمق چال (متر)
دکمه‌ای	نوع سرمته	۷/۶	قطر چال (سانتی‌متر)
۹۰ bar	فشار پشت سرمته	۳	طول راد (متر)
۸۵۸/۵	مترایژ کل حفاری (متر)	۷۵-۷۰ rpm	دور چکش
۷۷۲۶۵۰۰۰	هزینه کل حفاری (ریال)	۹۰۰۰۰	هزینه حفاری به ازای هر متر (ریال)

جدول ۴: کاربرد ثابت عملیات چالزنی در معدن تاگویی ۳

۴°/۴۲'/۳۵"	متوسط زمان حفاری هر چال	چال مایل: ۲/۵-۳ چال قائم: ۵	عمق چال (متر)
دکمه‌ای	نوع سرمته	۷/۶	قطر چال (سانتی‌متر)
۹۰ bar	فشار پشت سرمته	۳	طول راد (متر)
۵۵۱	مترایژ کل حفاری (متر)	۸۰ rpm	دور چکش
۴۹۵۹۰۰۰۰	هزینه کل حفاری (ریال)	۹۰۰۰۰	هزینه حفاری به ازای هر متر (ریال)



پیوست ۳

اطلاعات الگوی انفجاری

### ۱. معدن گلپیننی ۳

در این انفجار به دلیل هوای بارانی اکثر چال‌ها آبدار بودند و گل‌گذاری به خوبی انجام نشد، به طوری که ابعاد گل‌گذاری ۵ تا ۱۳ میلی‌متر، از جنس همان خاکی که موقع حفاری پودر شده بود، است. اتصال مدار و نحوه تأخیر هم همانند انفجار در معدن گلپیننی ۲ بود.

جدول ۱: کاربرد اطلاعات الگوی آتشیاری توده‌سنگ بوکسیت در معدن گلپیننی ۳ در افق ۱۱۴۷

۱-۰/۵	گل‌گذاری (m)	۳	چگالی سنگ (ton/m <sup>3</sup> )
۴	تعداد ردیف	۴۷۵	حجم بلوک (m <sup>3</sup> )
۱/۸*۲/۲	شبکه حفاری	۶/۳	قطر چال (cm)
۱/۴	حداقل عمق چال (m)	۱۳	تعداد چال قائم
۴/۵	حداکثر عمق چال (m)	۳۳	تعداد چال مایل
۱۵۰	مساحت بلوک (m <sup>2</sup> )	۴۶	تعداد چال‌ها
ته چال	محل قرارگیری فتیله انفجاری	۲/۶	متوسط ارتفاع چال‌ها
امولایت+چاشنی	پرایمر	-	اضافه حفاری (m)
-	وجود پاشنه در پای پله	۲/۲	فاصله‌داری (m)
-	خرج ویژه امولایت ۱۹۵ گرمی	۱/۸	بارسنگ (m)
۹/۱	خرج ویژه امولایت ۲۵۰ گرمی	برای چال مایل: از بالا ۱/۵ و از پایین ۱ چال قائم: ۱-۰/۷	بارسنگ ماکزیمم (m)
۱۲۶-۳	خرج ویژه آنفو (gr/ton)	۴۶	تعداد چاشنی
۱۳۵/۳۸	خرج ویژه کل (gr/ton)	۱-۲	شماره چاشنی
یک لول	امولایت ۲۵۰ در هر چال	تأخیری ۸ متری	نوع چاشنی
-	امولایت ۱۹۵ در هر چال	۱/۵	چگالی خرج‌گذاری (kg/m <sup>3</sup> )
۱۸۰	آنفو (Kg)	۱۴۲۵/۶۰	میزان تولید (ton)
۱۹۳	آنفو + امولایت (Kg)	۱/۵ کیلوگرم به ازای هر متر	مقدار آنفو در هر چال (Kg)
۱۲۰	مترآژ حفاری (m)	۰/۰۳۲	خرج ویژه چاشنی (kg/m <sup>3</sup> )
۱	شماره کروکی	۱۳	امولایت (Kg)

### ۲. معدن گلپیننی ۶

در این انفجار شش چال اصلاحی به عمق ۲/۵ متر در شیل همزمان با بوکسیت منفجر شد. ابعاد دانه‌بندی گل‌گذاری ۳ تا ۸ میلی‌متر، از جنس همان خاکی که موقع حفاری پودر شده بود، است. اتصال مدار سری و نحوه تأخیر چال‌ها به این صورت بود که ردیف اول یک تأخیر و بعد از آن هر دو

ردیف را یک تأخیر در نظر گرفته شد.

جدول ۲: کاربرد اطلاعات الگوی آتشیاری توده سنگ بوکسیت در معدن گلپین ۶ در افق ۱۲۲۵

۱/۵-۱	گل گذاری (m)	۳	چگالی سنگ (ton/m <sup>3</sup> )
۷	تعداد ردیف	۱۷۲۲	حجم بلوک (m <sup>3</sup> )
۲*۲/۲	شبکه حفاری	۶/۳	قطر چال (cm)
۲/۳	حداقل عمق چال (m)	۶۳	تعداد چال قائم
۵/۶	حداکثر عمق چال (m)	۱۷	تعداد چال مایل
۶۲۶/۵	مساحت بلوک (m <sup>2</sup> )	۸۰	تعداد چال ها
ته چال	محل قرار گیری فنیله انفجاری	۴/۹	متوسط ارتفاع چال ها
امولایت+چاشنی	پرایمر	۰/۶	اضافه حفاری (m)
-	وجود پاشنه در پای پله	۲/۲	فاصله داری (m)
-	خرج ویژه امولایت ۱۹۵ گرمی	۲	بارسنگ (m)
۴/۳	خرج ویژه امولایت ۲۵۰ گرمی	چال قائم: ۲	بارسنگ ماکزیمم (m)
۱۳۹/۴	خرج ویژه آنفو (gr/ton)	۸۰	تعداد چاشنی
۱۴۳/۷	خرج ویژه کل (gr/ton)	۱-۲-۳-۴	شماره چاشنی
یک لول	امولایت ۲۵۰ در هر چال	تأخیری ۸ متری	نوع چاشنی
-	امولایت ۱۹۵ در هر چال	۱/۸۴	چگالی خرج گذاری (kg/m <sup>3</sup> )
۷۲۰	آنفو (Kg)	۵۱۶۵/۱۶	میزان تولید (ton)
۷۴۴	آنفو + امولایت (Kg)	۲ کیلوگرم به ازای هر متر	مقدار آنفو در هر چال (Kg)
۳۹۱/۳	متر از حفاری (m)	۰/۰۱۵	خرج ویژه چاشنی (kg/m <sup>3</sup> )
۴	شماره کروکی	۲۲	امولایت (Kg)

### ۳. معدن تاگویی ۱

در این انفجار ۳۱ چال در بوکسیت میان لایه حفر شد که همزمان با سینه کار اصلی منفجر شد. ابعاد دانه بندی گل گذاری ۳ تا ۸ میلی متر، از جنس همان خاکی که موقع حفاری پودر شده بود، است. اتصال مدار سری و نحوه تأخیر چال ها به این صورت بود که همه چال های مایل چه در سینه کار اصلی و چه در میان لایه یک تأخیر و چال های قائم هم یک تأخیر در نظر گرفته شد.

جدول ۳: کاربرگ اطلاعات الگوی آنتشباری توده سنگ بوکسیت در معدن تاگویی ۱ در افق ۱۵۹۵

۰/۵-۰/۶	گل گذاری (m)	۳	چگالی سنگ (ton/m <sup>3</sup> )
۴	تعداد ردیف	۱۴۱۶/۸	حجم بلوک (m <sup>3</sup> )
۲*۲/۲	شبکه حفاری	۷/۶	قطر چال (cm)
۲/۵	حداقل عمق چال (m)	۴۸	تعداد چال قائم
۵	حداکثر عمق چال (m)	۶۸	تعداد چال مایل
۴۹۲	مساحت بلوک (m <sup>2</sup> )	۱۱۶	تعداد چال‌ها
ته چال	محل قرار گیری فتیله انفجاری	۲/۷۸	متوسط ارتفاع چال‌ها
امولایت+چاشنی	پرایمر	-	اضافه حفاری (m)
-	وجود پاشنه در پای پله	۲/۲	فاصله‌داری (m)
۵/۶	خرج ویژه امولایت ۱۹۵ گرمی	۲	بارسنگ (m)
-	خرج ویژه امولایت ۲۵۰ گرمی	برای چال مایل: از بالا ۳ و از پایین ۱/۵ چال قائم: ۱	بارسنگ ماکزیمم (m)
۱۴۸/۲	خرج ویژه آنفو (gr/ton)	۱۱۶	تعداد چاشنی
۱۵۳/۹	خرج ویژه کل (gr/ton)	۱-۲	شماره چاشنی
-	امولایت ۲۵۰ در هر چال	تأخیری ۸ متری	نوع چاشنی
یک لول	امولایت ۱۹۵ در هر چال	۱/۹۶	چگالی خرج گذاری (kg/m <sup>3</sup> )
۶۳۰	آنفو (Kg)	۴۲۵۰/۲	میزان تولید (ton)
۶۵۴	آنفو + امولایت (Kg)	۲ کیلوگرم به ازای هر متر	مقدار آنفو در هر چال (Kg)
۳۲۲	مترژ حفاری (m)	۰/۰۲۷	خرج ویژه چاشنی (kg/m <sup>3</sup> )
۵۵	شماره کروکی	۲۴	امولایت (Kg)

#### ۴. معدن تاگویی ۲

در این انفجار، ابعاد و نوع گل‌گذاری به صورت معدن تاگویی ۱ انجام شد. اتصال مدار سری-موازی و نحوه تأخیرها به این صورت بود که ۱۶۴ چال ردیف اول جز تأخیر اول، ۶۰ چال در تأخیر دوم، ۲۱ چال تأخیر سوم، ۸ چال تأخیر چهارم و ۷ چال تأخیر پنجم در نظر گرفته شد.

جدول ۴: کاربرد اطلاعات الگوی آتشیاری توده سنگ بوکسیت در معدن تاگویی ۲ در افق ۱۴۷۰

۰/۴-۰/۶	گل گذاری (m)	۳	چگالی سنگ (ton/m <sup>3</sup> )
۴	تعداد ردیف	۳۷۷۷/۴	حجم بلوک (m <sup>3</sup> )
۲*۲/۲	شبکه حفاری	۷/۶	قطر چال (cm)
۲/۵	حداقل عمق چال (m)	۹۶	تعداد چال قائم
۵	حداکثر عمق چال (m)	۱۶۴	تعداد چال مایل
۳۲۳۰	مساحت بلوک (m <sup>2</sup> )	۲۶۰	تعداد چال ها
ته چال	محل قرار گیری فتیله انفجاری	۳/۳	متوسط ارتفاع چال ها
امولایت+چاشنی	پرایمر	۰/۵	اضافه حفاری (m)
-	وجود پاشنه در پای پله	۲/۲	فاصله داری (m)
۴/۸	خرج ویژه امولایت ۱۹۵ گرمی	۲	بارسنگ (m)
-	خرج ویژه امولایت ۲۵۰ گرمی	۱/۲	بارسنگ ماکزیمم (m)
۱۴۸/۲	خرج ویژه آنفو (gr/ton)	۲۶۰	تعداد چاشنی
۱۵۳/۱	خرج ویژه کل (gr/ton)	۱-۲-۳-۴-۵	شماره چاشنی
-	امولایت ۲۵۰ در هر چال	تأخیری ۸ متری	نوع چاشنی
یک لول	امولایت ۱۹۵ در هر چال	۱/۹۶	چگالی خرج گذاری (kg/m <sup>3</sup> )
۱۶۸۰	آنفو (Kg)	۱۱۳۳۲/۲	میزان تولید (ton)
۱۷۳۵	آنفو + امولایت (Kg)	۲ کیلوگرم به ازای هر متر	مقدار آنفو در هر چال (Kg)
۸۵۸/۵	متراژ حفاری (m)	۰/۰۲۲	خرج ویژه چاشنی (kg/m <sup>3</sup> )
۳۴	شماره کروکی	۵۵	امولایت (Kg)

### ۵. معدن تاگویی ۱، ۳

در این انفجار گل گذاری با ابعاد ۵ تا ۱۰ میلی متر، از جنس همان خاکی که موقع حفاری پودر شده بود، انجام شد و همچنین اتصال مدار و نحوه تأخیر هم همانند انفجار در معدن گلبینی ۲ بود.

### ۶. معدن تاگویی ۲، ۳

در این انفجار ابعاد گل گذاری ۵ تا ۸ میلی متر، از جنس همان خاکی که موقع حفاری پودر شده بود، است. اتصال مدار سری و چال های مایل را یک تأخیر و چال های قائم هم یک تأخیر در نظر گرفته شد.

جدول ۵: کاربرگ اطلاعات الگوی آتشیاری توده سنگ بوکسیت در معدن تاگویی ۳، ۱ در افق ۱۳۷۰

۱/۵-۱	گل گذاری (m)	۳	چگالی سنگ (ton/m <sup>3</sup> )
۳	تعداد ردیف	۲۴۲۴/۴	حجم بلوک (m <sup>3</sup> )
۲*۲/۲	شبکه حفاری	۷/۶	قطر چال (cm)
۲/۵	حداقل عمق چال (m)	۸۲	تعداد چال قائم
۵	حداکثر عمق چال (m)	۱۱۴	تعداد چال مایل
۱۲۷۵	مساحت بلوک (m <sup>2</sup> )	۱۹۶	تعداد چال‌ها
ته چال	محل قرار گیری فتیله انفجاری	۲/۸	متوسط ارتفاع چال‌ها
امولایت+چاشنی	پرایمر	۰/۶-۰/۷	اضافه حفاری (m)
-	وجود پاشنه در پای پله	۲/۲	فاصله‌داری (m)
-	خرج ویژه امولایت ۱۹۵ گرمی	۲	بارسنگ (m)
۶/۹	خرج ویژه امولایت ۲۵۰ گرمی	برای چال مایل: از بالا ۳ و از پایین ۱/۵ چال قائم: ۱	بارسنگ ماکزیمم (m)
۱۱۹/۶	خرج ویژه آنفو (gr/ton)	۱۹۶	تعداد چاشنی
۱۲۶/۵	خرج ویژه کل (gr/ton)	۱-۲	شماره چاشنی
یک لول	امولایت ۲۵۰ در هر چال	تأخیری ۸ متری	نوع چاشنی
-	امولایت ۱۹۵ در هر چال	۱/۵۸	چگالی خرج گذاری (kg/m <sup>3</sup> )
۸۷۰	آنفو (Kg)	۷۲۷۳/۲	میزان تولید (ton)
۹۲۰	آنفو + امولایت (Kg)	۱/۵ کیلوگرم به ازای هر متر	مقدار آنفو در هر چال (Kg)
۸۵۸/۵	مترآژ حفاری (m)	۰/۰۲۶۹	خرج ویژه چاشنی (kg/m <sup>3</sup> )
۳۴	شماره کروکی	۵۰	امولایت (Kg)

جدول ۶: کاربرد اطلاعات الگوی آتشیاری توده سنگ بوکسیت در معدن ناگویی ۳، ۲ در افق ۱۳۴۵

۰/۴-۰/۶	گل گذاری (m)	۳	چگالی سنگ (ton/m <sup>3</sup> )
۳	تعداد ردیف	۱۷۹۵/۲	حجم بلوک (m <sup>3</sup> )
۲*۲/۲	شبکه حفاری	۷/۶	قطر چال (cm)
۲/۵	حداقل عمق چال (m)	۵۷	چال قائم
۴	حداکثر عمق چال (m)	۹۲	چال مایل
۶۵۰	مساحت بلوک (m <sup>2</sup> )	۱۴۹	تعداد چال ها
ته چال	محل قرار گیری فتیله انفجاری	۲/۷	متوسط ارتفاع چال ها
امولایت+چاشنی	پرایمر	-	اضافه حفاری (m)
-	وجود پاشنه در پای پله	۲/۲	فاصله داری (m)
۵/۸	خرج ویژه امولایت ۱۹۵ گرمی	۲	بارسنگ (m)
-	خرج ویژه امولایت ۲۵۰ گرمی	برای چال مایل: از بالا ۲/۵ و از پایین ۱/۵ چال قائم: ۰/۸	بارسنگ ماکزیمم (m)
۱۴۴/۸	خرج ویژه آنفو (gr/ton)	۱۴۹	تعداد چاشنی
۱۵۰/۶	خرج ویژه کل (gr/ton)	۱-۲	شماره چاشنی
-	امولایت ۲۵۰ در هر چال	تأخیری ۸ متری	نوع چاشنی
یک لول	امولایت ۱۹۵ در هر چال	۱/۹۱	چگالی خرج گذاری (kg/m <sup>3</sup> )
۸۷۰	آنفو (Kg)	۵۳۸۵/۶	میزان تولید (ton)
۸۱۱	آنفو + امولایت (Kg)	۲ کیلوگرم به ازای هر متر	مقدار آنفو در هر چال (Kg)
۴۰۸	متر از حفاری (m)	۰/۰۲۷۷	خرج ویژه چاشنی (kg/m <sup>3</sup> )
۳۶	شماره کروکی	۳۱	امولایت (Kg)





پیوست ۴

معرفی خطوط سنگ شکنی

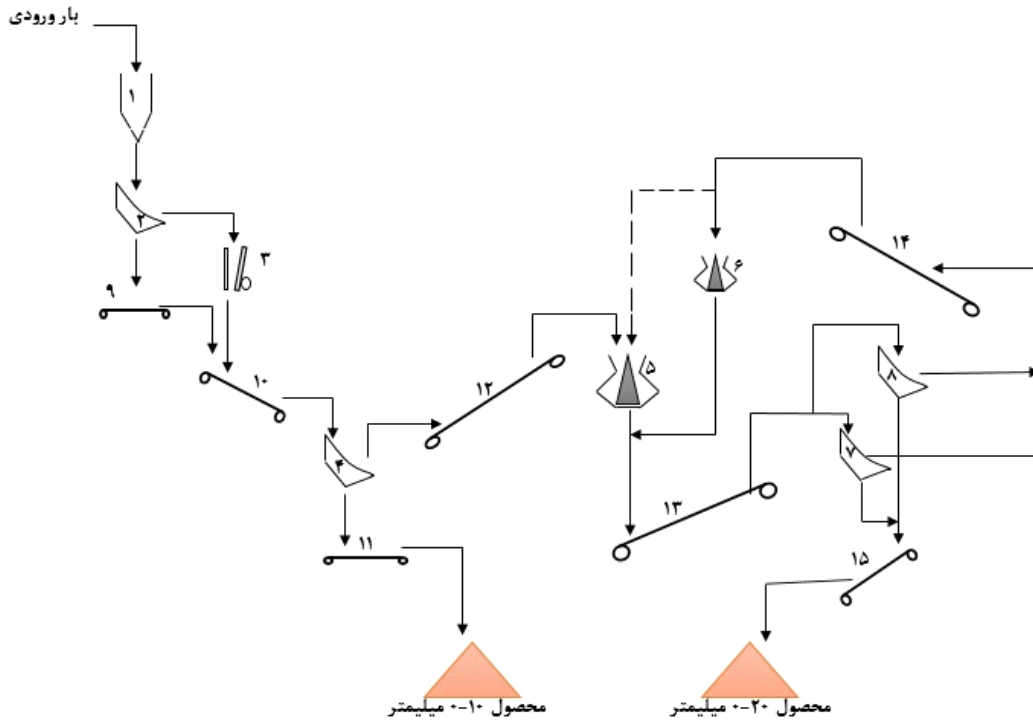
## ۱- خط ۱

بار ورودی به این خط نمونه پرعیار بوکسیت است. در این خط خردایش کارخانه آلومینای جاجرم، بخش درشت ۱۵۰+ میلی‌متر بار اولیه پس از جدایش، توسط سنگ‌شکن فکی خرد شده، سپس محصول با بخش ۱۵۰- میلی‌متر مخلوط و بر روی سرنند مادر ۱۰- میلی‌متر جدا می‌شود. پس از جدایش خاکه اولیه (ابعاد ۱۰- میلی‌متر)، ابعاد درشت‌تر از ۱۰+ میلی‌متر وارد سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) شده و محصول تولید شده بر روی دو سرنند با روزنه ۲۰- میلی‌متر ریخته شده و ابعاد ۲۰+ میلی‌متر به عنوان بار برگشتی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) وارد می‌شود (در حالت پیوسته محصول سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) و مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) با یکدیگر مخلوط شده و پس از جدایش ابعاد ۲۰- میلی‌متر، ابعاد ۲۰+ میلی‌متر آن‌ها مجدداً به عنوان بار در گردش وارد مسیر خردایش سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) می‌شود. در واقع سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) در مدار بسته خردایش و سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) در مسیر باز خردایش قرار دارند).

در مواقعی که بار ورودی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) بیش از حد ظرفیت باشد، قسمتی از بار به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) هدایت می‌شود. لازم به ذکر است ظرفیت اسمی سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) در حدود ۹۰ تن است و ابعاد مناسب ورودی آن ۴۰ تا ۵۰ میلی‌متر است. فلوشیت این خط از سنگ‌شکنی در شکل ۱ و نمایی از تجهیزات این خط در شکل ۲ نمایش داده شده است. مشخصات تمامی تجهیزات از جمله سنگ‌شکن‌ها، نوارنقاله‌ها، سرندهای خط ۱ نیز در جدول‌های ۱ تا ۵ آورده شده است.

سنگ‌شکن‌های مخروطی ۴×۳۶ و ۵×۳۶ جزو سنگ‌شکن‌های ثانویه هستند و عمل خردایش سنگ‌شکن‌ها توسط کم شدن فاصله هسته‌های مرکزی (منتل) و پوسته داخلی (کانکیو) صورت می‌پذیرد. این شکاف به وسیله بوش خارج از مرکز که در پایین شافت اصلی قرار دارد و باعث چرخش شافت اصلی است، باز و بسته می‌شود. با تغییر دهانه بین هسته مرکزی و پوسته داخلی توسط جک

بالابرنده می توان آنالیز بار خروجی را مطابق نیاز تغییر داد.



شکل ۱: فلوشیت خط ۱



ب- سنگ شکن های مخروطی استاندارد (دانه ریز) و مخروطی استاندارد (دانه درشت)



الف- نوار نقاله

شکل ۲: نمایی از تجهیزات خط ۱

جدول ۱: مشخصات سنگ شکن های خط ۱

شماره دستگاه	نوع دستگاه	مدل	توان اسمی (کیلووات)	آمپر خردایش
۳	فکی	۱۱۰×۸۰	۱۱۰	۱۲۰
۵	مخروطی استاندارد (دانه درشت)	۵×۳۶	۹۰	۱۱۰
۶	مخروطی استاندارد (دانه ریز)	۴×۳۶	۹۰	۱۲۰

جدول ۲: مشخصات سنگ شکن های مخروطی

نوع سنگ شکن مخروطی	توان (کیلووات)	ظرفیت ابعاد ورودی	محصول شن	محصول درشت
۴×۳۶	۹۰	۹۰ تن در ساعت ۵۰-۴۰ میلی متر	۲۵ تن ۶-۰ میلی متر	۷۵ تن ۱۳-۶ میلی متر
۵×۳۶	۹۰	۱۴۰ تن در ساعت ۱۱۰-۵۰ میلی متر	-	۶۵ تن ۲۵-۰ میلی متر

جدول ۳: مشخصات سرندهای خط ۱

شماره دستگاه	نوع دستگاه	ابعاد روزنه (میلی متر)	توان اسمی (کیلووات)	شیب سرنده (درجه)
۲	سرنده گریزلی	-۱۵۰	-	۶
۴	سرنده	-۱۰	۱۵	۱۸/۵
۷	سرنده لرزان	-۲۰	۷/۵	۱۸/۵
۸	سرنده لرزان	-۲۰	۱۱	۱۸/۵

جدول ۴: مشخصات فیدر خط ۱

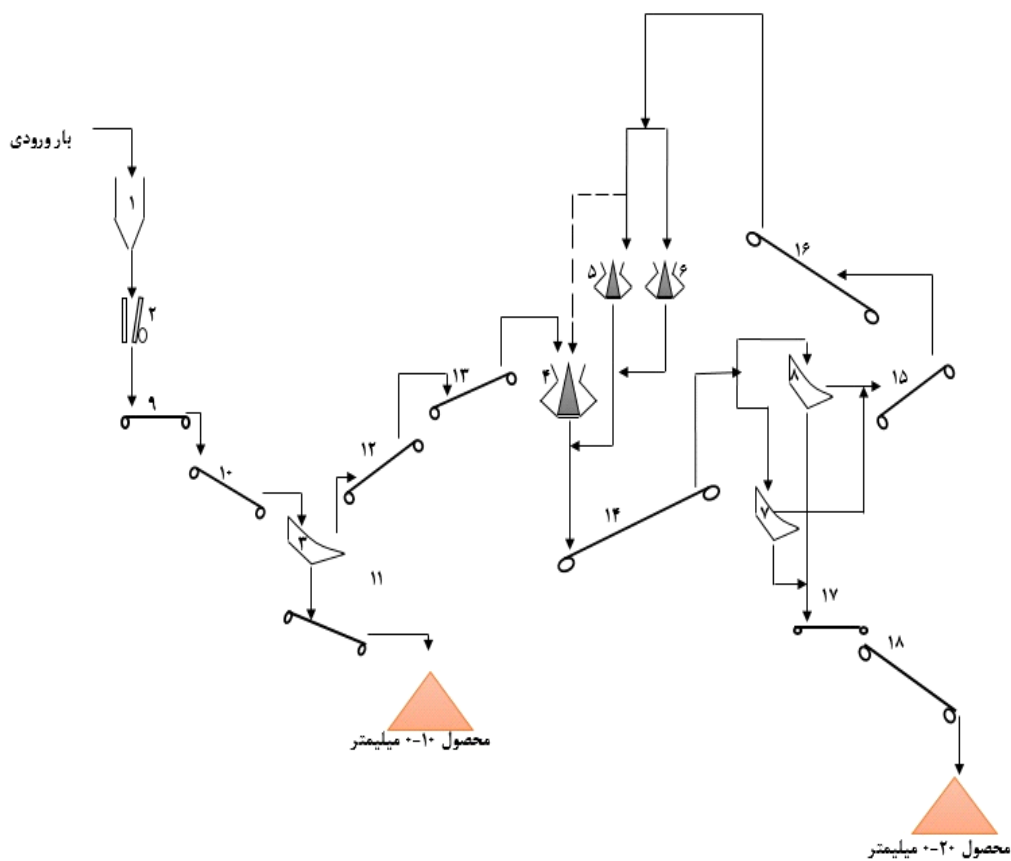
شماره دستگاه	نوع دستگاه	توان اسمی (کیلووات)
۱	فیدر	۲۲

جدول ۵: مشخصات نوار نقاله خط ۱

شماره دستگاه	نوع دستگاه	توان اسمی (کیلووات)	سرعت (متر بر ثانیه)	عرض نوار (متر)	طول (متر)	شیب (درجه)
۹	نوار زیر فکی	۱۵	۱	۱	۱۲	۰
۱۰	نوار مادر	۱۵	۱/۵	۱	۴۲	۱۳
۱۱	نوار نقاله خاکه	۷/۵	۱/۲	۰/۸	۴۰	۱۹
۱۲	نوار نقاله	۱۵	۱/۶	۰/۸	۳۶	۱۳
۱۳	نوار نقاله	۱۱	۱/۵	۱	۴۴	۲۰
۱۴	نوار نقاله برگستی	۱۵	۱/۷	۰/۸	۴۲	۱۴/۵
۱۵	نوار نقاله محصول	۷/۵	۱/۷	۰/۸	۳۰	۱۳/۵

## ۲- خط ۲

بار ورودی به این خط نمونه پرعیار بوکسیت است. خط ۲ مشابه به خط ۱ بوده با این تفاوت که برای افزایش کارایی سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز)، یک سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) نیز در کنار سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) اولیه وجود دارد که در صورت افزایش بار در گردش و به دنبال آن افزایش بارورودی به سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) اول قسمتی از این بار به این سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) وارد می‌شود. فلوشیت خط ۲ در شکل ۳ نمایش داده شده است. مشخصات تمامی تجهیزات از جمله سنگ‌شکن‌ها، نوارنقاله‌ها، سرندهای خط ۲ نیز در جدول‌های ۶ تا ۹ آورده شده است.



شکل ۳: فلوشیت خط ۲

جدول ۶: مشخصات سنگ شکن های خط ۲

شماره دستگاه	نوع دستگاه	شرح	توان اسمی (کیلووات)	آمپر خردایش
۲	فکی	۱۱۰×۸۰	۱۱۰	۱۳۰
۴	سنگ شکن مخروطی استاندارد (دانه درشت)	۵×۳۶	۹۰	۱۴۰
۵	سنگ شکن مخروطی استاندارد (دانه ریز)	۴×۳۶	۹۰	۱۱۵
۶	سنگ شکن مخروطی استاندارد (دانه ریز)	۴×۳۶	۹۰	۱۲۰

جدول ۷: مشخصات فیدر خط ۲

شماره دستگاه	نوع دستگاه	توان اسمی (کیلووات)
۱	فیدر	۲۲

جدول ۸: مشخصات سرندهای خط ۲

شماره دستگاه	نوع دستگاه	چشمه (میلی متر)	توان اسمی (کیلووات)	شیب سرند (درجه)	طول (متر)	عرض (متر)
۳	سرنده لرزان مادر	-۱۰	۱۸/۵	۱۸/۵	۶	۲
۷	سرنده لرزان	-۲۰	۱۸/۵	۱۸/۵	۶	۲
۸	سرنده لرزان	-۲۰	۱۸/۵	۱۸/۵	۶	۲

جدول ۹: مشخصات نوار نقاله ها خط ۲

شماره دستگاه	شرح	توان اسمی (کیلووات)	سرعت (متر بر ثانیه)	عرض نوار (متر)	طول (متر)	شیب (درجه)
۹	نوار نقاله	۱۵	۱/۷	۰/۸	۱۰	۰
۱۰	نوار مادر	۱۵	۲/۲	۱	۴۰	۱۴
۱۱	نوار نقاله (خاکه)	۷/۵	۱/۹۵	۰/۶	۴۰	۱۴/۵
۱۲	نوار نقاله	۱۸/۵	۲/۵	۰/۸	۳۷	۰
۱۳	نوار نقاله	۱۸/۵	۱/۷	۱	۴۴	۱۲/۵
۱۴	نوار نقاله	۱۸/۵	۱/۵	۰/۸	۲۰	۱۰
۱۵	نوار نقاله برگشتی زیر سرند	۱۵	۰/۷۸	۰/۸	۱۰	۰
۱۶	نوار نقاله برگشتی	۱۸/۵	۲/۶	۰/۸	۴۰	۱۴
۱۷	نوار نقاله	۱۵	۰/۹	۰/۸	۱۰	۰
۱۸	نوار نقاله محصول	۱۱	۱/۸	۰/۸	۲۸	۱۹

### ۳- خط ۳

خط ۳ کارخانه آلومینای جاجرم شامل سه سنگ‌شکن فکی و سه سنگ‌شکن مخروطی (یک مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) و دو مخروطی استاندارد (دانه‌ریز)) است. بارهای ورودی به این سنگ‌شکن شامل نمونه تاگوئی ۳، گلبینی ۲ و ۳ بوده است.

بار ورودی پس از خردایش توسط سنگ‌شکن فکی اولیه توسط ۲ سنگ‌شکن فکی ثانویه به صورت موازی مورد خردایش قرار گرفته است و پس از جدایش ابعاد ۱۰- میلی‌متر آن توسط سرنده مادر ۱۰- میلی‌متر، بخش درشت آن به صورت موازی خوراک سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) است. ابعاد ۲۰- میلی‌متر محصول مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) در ابتدا به صورت جداگانه، جدا شده و سپس وارد مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) می‌شود. این در حالی است که در محصول تولید شده توسط قلوه اولیه پس از مخلوط شدن با محصول سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌ریز) که بار درشت سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (دانه‌درشت) تغذیه می‌شود بر روی سرنده مورد جدایش قرار می‌گیرند. فلوشیت خط ۳ کارخانه جاجرم در شکل ۴ و نمایی از تجهیزات این خط در شکل ۵ نمایش داده شده است. همچنین مشخصات سنگ‌شکن‌ها و فیدرها، نوار نقاله‌ها در جدول‌های ۹ تا ۱۲ ارائه شده است.





جدول ۹: مشخصات سنگ شکن های خط ۳

شماره دستگاه	نوع دستگاه	مدل	توان اسمی (کیلووات)	آمپر خردایش
۲	فکی بزرگ	۱۱۰×۹۰	۱۱۰	۱۰۵
۳	فکی کوچک	۸۰×۶۰	۷۵	۱۱۰
۴	فکی کوچک	۸۰×۶۰	۷۵	۱۱۰
۹	سنگ شکن مخروطی استاندارد (دانه درشت)	۵×۳۶	۹۰	۱۲۰
۱۰	سنگ شکن مخروطی استاندارد (دانه درشت)	۵×۳۶	۹۰	۱۱۰
۱۲	سنگ شکن مخروطی استاندارد (دانه ریز)	۴×۳۶	۹۰	۱۱۰

جدول ۱۰: مشخصات سرندهای خط ۳

شماره دستگاه	نوع دستگاه	چشمه (میلی متر)	توان اسمی (کیلووات)	شیب سرند (درجه)
۷	سرنده مادر	-۱۰	۱۱ و ۱۵	۱۸/۵
۱۳	سرنده لرزان	-۲۰	۷/۵	۱۸/۵
۱۴	سرنده لرزان	-۲۰	۱۱ و ۱۱	۱۸/۵

جدول ۱۱: مشخصات فیدرهای خط ۳

شماره دستگاه	نوع دستگاه	توان اسمی (کیلووات)
۱	فیدر مادر	۲۲
۵	فیدر زمینی	۷/۵
۷	فیدر	بدون دینام
۸	فیدر	بدون دینام

جدول ۱۲: مشخصات نوارنقاله‌ها خط ۳

شماره دستگاه	نوع دستگاه	توان اسمی (کیلووات)	سرعت (متر بر ثانیه)	عرض نوار (متر)	طول (متر)	شیب (درجه)
۱۴	نوار زیر فکی	۱۱	۰/۵۴	۱	۱۴	۰
۱۵	نوار مادر	۱۵	۱/۲۱	۰/۸	۵۷	۱۵/۸
۱۶	نوار نقاله خاکه	۷/۵	۱/۰۲	۰/۶	۴۳	۳
۱۷	نوار نقاله خاکه	۱۱	۱	۰/۸	۳۵	۱۱
۱۸	نوار نقاله	۷/۵	۱/۲۵	۰/۸	۴۴	۸/۵
۱۹	نوار نقاله	۷/۵	۱/۲	۰/۸	۳۵	۱۲
۲۰	نوار نقاله	۱۱	۱/۱۷	۰/۶	۴۱	۸/۷
۲۱	نوار نقاله	۷/۵	۱/۰۴	۰/۸	۴۴	۷
۲۲	نوار نقاله	۷/۵	۱/۱	۰/۸	۴۳	۱۳
۲۳	نوار نقاله برگشتی	۱۱	۱/۴	۰/۶	۴۳	۱۳/۵
۲۴	نوار نقاله	۱۱	۱/۵	۰/۶	۴۳	۱۷/۵
۲۵	نوار زیر سرند	۵/۵	۱/۱	۰/۸	۱۱	۰
۲۶	نوار نقاله	۷/۵	۱/۱	۰/۸	۳۵	۶/۵

پیوست ۵

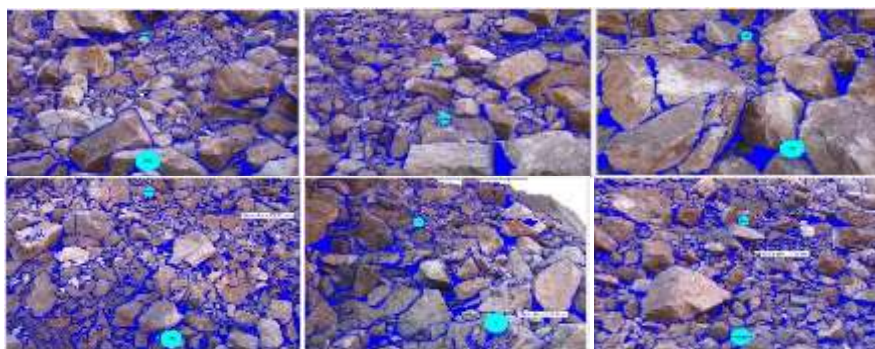
تعیین ابعاد خردایش

## • انفجار دوم

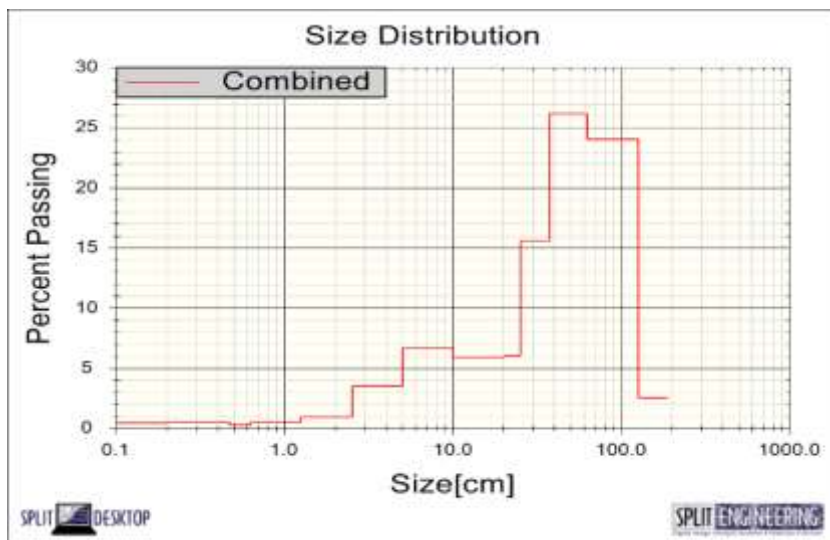
از توده آتشفباری شده در سینه کار شرقی معدن گلبینی ۳ عکس برداری شد. از میان عکس‌های گرفته شده، ۶ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری به منظور آنالیز تصویری در نرم‌افزار Split-Desktop انتخاب شدند که در شکل ۱ نشان داده شده‌اند. مدل‌سازی سنگ‌های خرد شده با در نظر گرفتن دو توپ به قطر ۱۷ سانتی‌متر به عنوان مقیاس در این نرم‌افزار انجام شد که نتایج این مدل‌سازی در شکل ۲ آورده شده است. نمودار توزیع دانه‌بندی برای این انفجار در شکل ۳ نشان داده است.



شکل ۱: خردایش سنگ‌های حاصل از انفجار ماده معدنی بوکسیت در سینه کار شرقی معدن گلبینی ۳



شکل ۲: مدل‌سازی عکس‌های خردایش توده سنگ در Split-Desktop در سینه کار شرقی معدن گلبینی



شکل ۳: نمودار توزیع دانه‌بندی ماده معدنی بوکسیت در سینه‌کار شرقی معدن گلبینی ۳

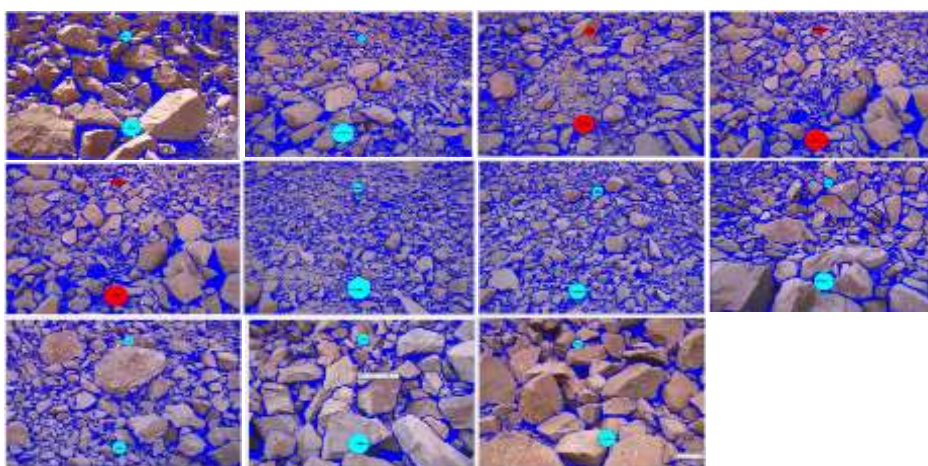
در معدن گلبینی ۳ سنگ‌های بزرگ‌تر از ۷۰ تا ۸۰ سانتی‌متر بزرگ‌مقیاس محسوب می‌شوند، بنابراین در معدن گلبینی ۳ سنگ‌هایی با ابعاد بزرگ‌تر از ابعاد گفته شده عملکرد بیل‌های مکانیکی را به صورت چشم‌گیری کاهش می‌دهند. طبق نتایج به دست آمده و مشاهدات واقعی بعد از انجام انفجار بر روی توده سنگ دیده شده، نتایج خردشدگی انفجار این معدن به دلیل وجود قلوه‌سنگ زیاد قابل قبول نبود.

#### • انفجار سوم

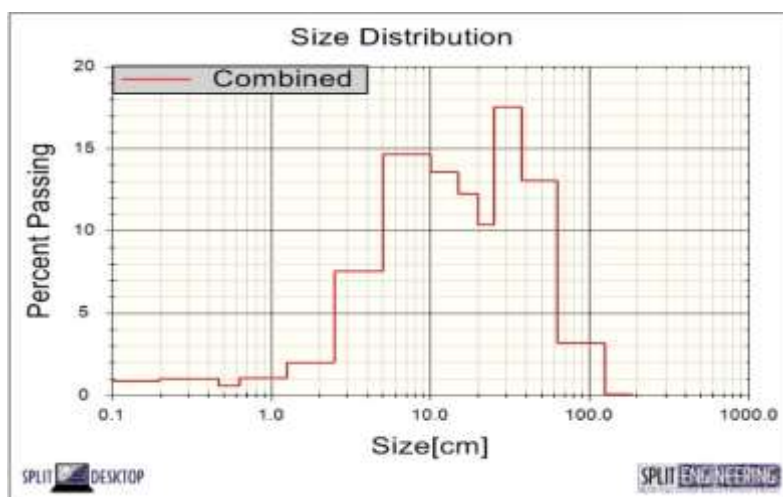
از توده آتشیاری شده در سینه‌کار لنز معدن گلبینی ۶ عکس برداری شد. از میان عکس‌های گرفته شده، ۱۱ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری به منظور آنالیز تصویری در نرم‌افزار Split-Desktop انتخاب شدند که در شکل ۴ نشان داده شده‌اند. مدل‌سازی سنگ‌های خرد شده با در نظر گرفتن دو توپ به قطر ۱۷ سانتی‌متر به عنوان مقیاس در این نرم‌افزار انجام شد که نتایج این مدل‌سازی در شکل ۵ آورده شده است. نمودار توزیع دانه‌بندی برای این انفجار در شکل ۶ نشان داده است.



شکل ۴: خردایش سنگ‌های حاصل از انفجار ماده معدنی بوکسیت در سینه کار لنز معدن گلپین ۶



شکل ۵: مدل‌سازی عکس‌های خردایش توده سنگ در Split-Desktop در سینه کار لنز معدن گلپین ۶



شکل ۶: نمودار توزیع دانه‌بندی ماده معدنی بوکسیت در سینه کار لنز معدن گلپین ۶

در معدن گلپین ۶ سنگ‌های بزرگ‌تر از ۷۰ تا ۸۰ سانتی‌متر بزرگ مقیاس محسوب می‌شوند، بنابراین در معدن گلپین ۶ سنگ‌هایی با ابعاد بزرگ‌تر از ابعاد گفته شده عملکرد

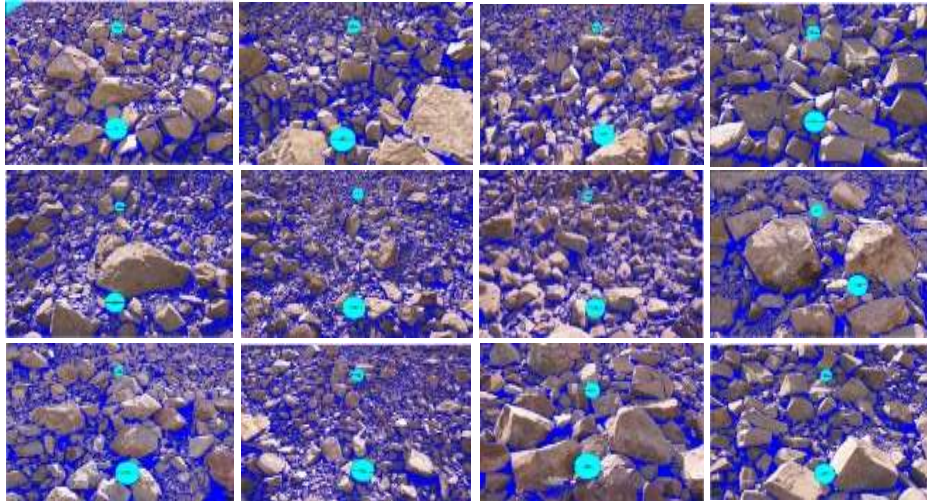
بیل‌های مکانیکی را به صورت چشم‌گیری کاهش می‌دهند. طبق نتایج به دست آمده و مشاهدات واقعی بعد از انجام انفجار بر روی توده سنگ دیده شده، نتایج خردشدگی حاصل از انفجار ماده معدنی بوکسیت تا حدودی مطلوب بوده است.

#### • انفجار چهارم

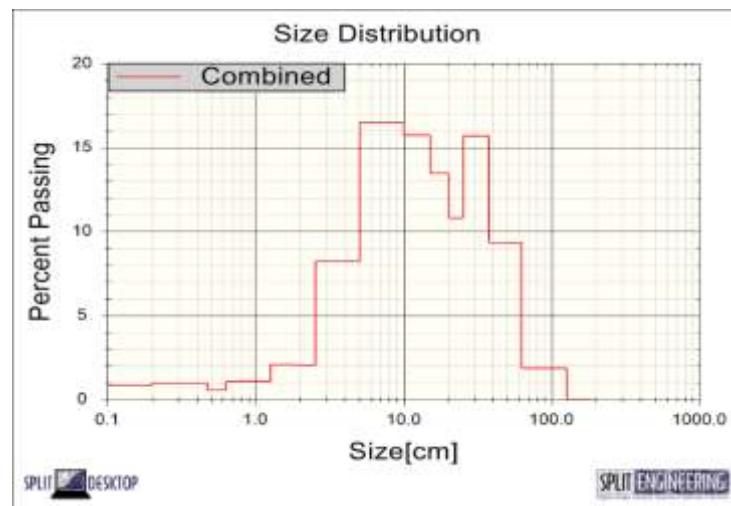
از توده آتشیاری شده در سینه‌کار میانی معدن تاگویی ۳ عکس‌برداری شد. از میان عکس‌های گرفته شده، ۱۲ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری به منظور آنالیز تصویری در نرم‌افزار Split-Desktop انتخاب شدند که در شکل ۷ نشان داده شده‌اند. مدل‌سازی سنگ‌های خرد شده با در نظر گرفتن دو توپ به قطر ۱۷ سانتی‌متر به عنوان مقیاس در این نرم‌افزار انجام شد که نتایج این مدل‌سازی در شکل ۸ آورده شده است. نمودار توزیع دانه‌بندی برای این انفجار در شکل ۹ نشان داده است.



شکل ۷: خردایش سنگ‌های حاصل از انفجار ماده معدنی بوکسیت در سینه‌کار میانی معدن تاگویی ۳



شکل ۸: مدل سازی عکس های خردایش توده سنگ در Split-Desktop در سینه کار میانی معدن تاگویی ۳



شکل ۹: نمودار توزیع دانه بندی ماده معدنی بوکسیت در سینه کار میانی معدن تاگویی ۳

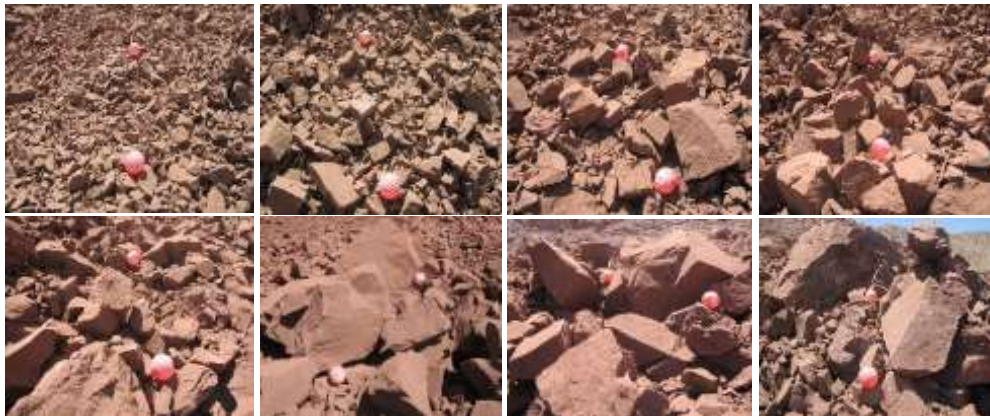
در معدن تاگویی ۳ سنگ های بزرگتر از ۸۰ سانتی متر بزرگ مقیاس محسوب می شوند، بنابراین در معدن تاگویی ۳ سنگ هایی با ابعاد بزرگتر از ابعاد گفته شده عملکرد بیل های مکانیکی را به صورت چشم گیری کاهش می دهند. طبق نتایج به دست آمده و مشاهدات واقعی بعد از انجام انفجار بر روی توده سنگ دیده شده، نتایج خردشدگی ماده معدنی بوکسیت معدن تاگویی ۳ تا حدی مطلوب بوده است.

#### • انفجار پنجم

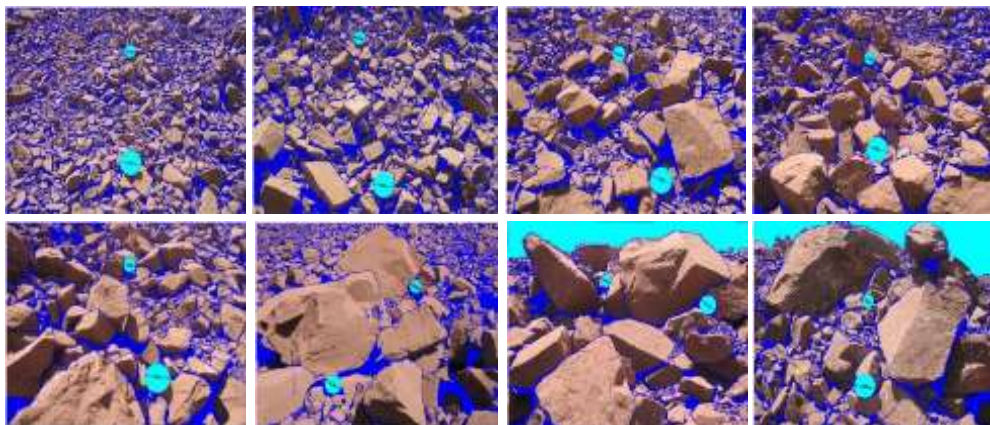
از توده آتشیاری شده در سینه کار غربی معدن تاگویی ۲ عکس برداری شد. از میان عکس های



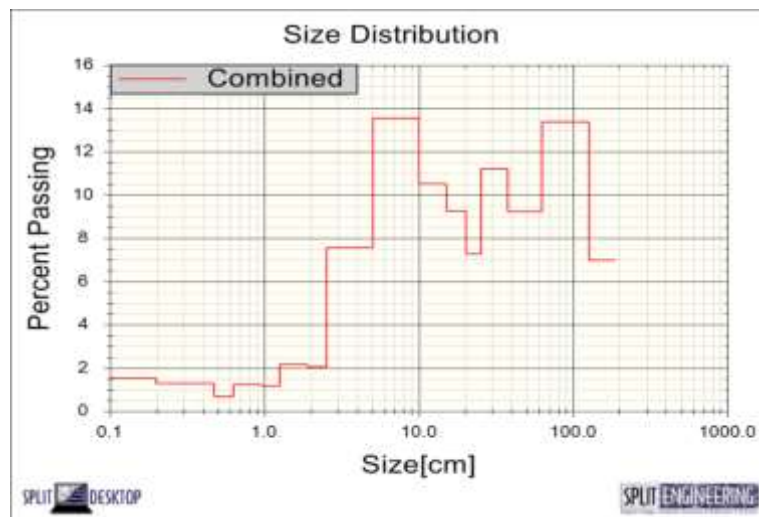
گرفته شده، ۸ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری به منظور آنالیز تصویری در نرم افزار Split-Desktop انتخاب شدند که در شکل ۱۰ نشان داده شده‌اند. مدل سازی سنگ های خرد شده با در نظر گرفتن دو توپ به قطر ۱۷ سانتی متر به عنوان مقیاس در این نرم افزار انجام شد که نتایج این مدل سازی در شکل ۱۱ آورده شده است. نمودار توزیع دانه بندی برای این انفجار در شکل ۱۲ نشان داده است.



شکل ۱۰: خردایش سنگ های حاصل از انفجار ماده معدنی بوکسیت در سینه کار غربی معدن تاگویی ۲



شکل ۱۱: مدل سازی عکس های خردایش توده سنگ در Split-Desktop در سینه کار غربی معدن تاگویی ۲



شکل ۱۲: نمودار توزیع دانه‌بندی ماده معدنی بوکسیت در سینه‌کار غربی معدن تاگویی ۲

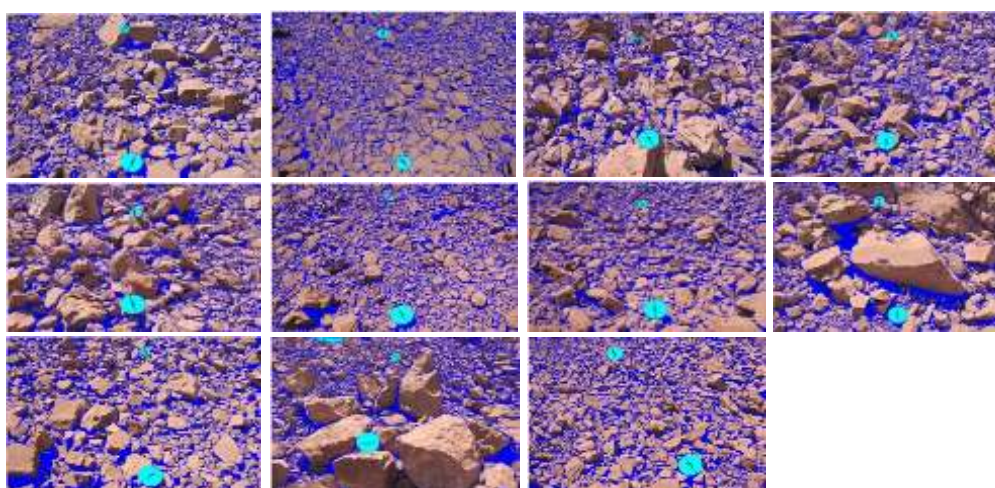
در معدن تاگویی ۲ سنگ‌های بزرگ‌تر از ۸۰ سانتی‌متر بزرگ مقیاس محسوب می‌شوند، بنابراین در معدن تاگویی ۲ سنگ‌هایی با ابعاد بزرگ‌تر از ابعاد گفته شده عملکرد بیل‌های مکانیکی را به صورت چشم‌گیری کاهش می‌دهند. طبق نتایج به دست آمده و مشاهدات واقعی بعد از انجام انفجار بر روی توده سنگ دیده شده، نتایج خردشدگی ماده معدنی بوکسیت معدن تاگویی ۲ به دلیل وجود قلوه‌سنگ و مقدار نرمه بالا قابل قبول نبوده است.

#### • انفجار ششم

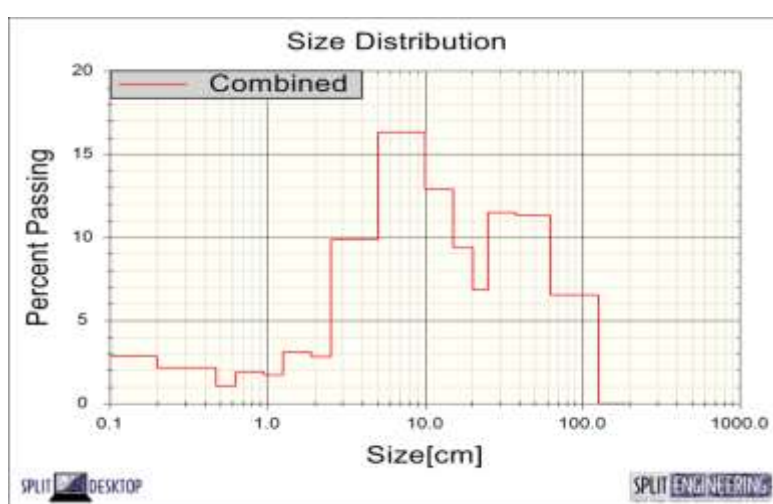
از توده آتشباری شده در سینه‌کار غربی معدن تاگویی ۱ عکس برداری شد. از میان عکس‌های گرفته شده، ۱۱ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری به منظور آنالیز تصویری در نرم‌افزار Split-Desktop انتخاب شدند که در شکل ۱۳ نشان داده شده‌اند. مدل‌سازی سنگ‌های خرد شده با در نظر گرفتن دو توپ به قطر ۱۷ سانتی‌متر به عنوان مقیاس در این نرم‌افزار انجام شد که نتایج این مدل‌سازی در شکل ۱۴ آورده شده است. نمودار توزیع دانه‌بندی برای این انفجار در شکل ۱۵ نشان داده است.



شکل ۱۳: خردایش سنگ‌های حاصل از انفجار ماده معدنی بوکسیت در سینه‌کار غربی معدن تاگویی ۱



شکل ۱۴: مدل‌سازی عکس‌های خردایش توده‌سنگ در Split-Desktop در سینه‌کار غربی معدن تاگویی ۱



شکل ۱۵: نمودار توزیع دانه‌بندی ماده معدنی بوکسیت در سینه‌کار غربی معدن تاگویی ۱

در معدن تاگویی ۱ سنگ‌های بزرگ‌تر از ۸۰ سانتی‌متر بزرگ مقیاس محسوب می‌شوند،

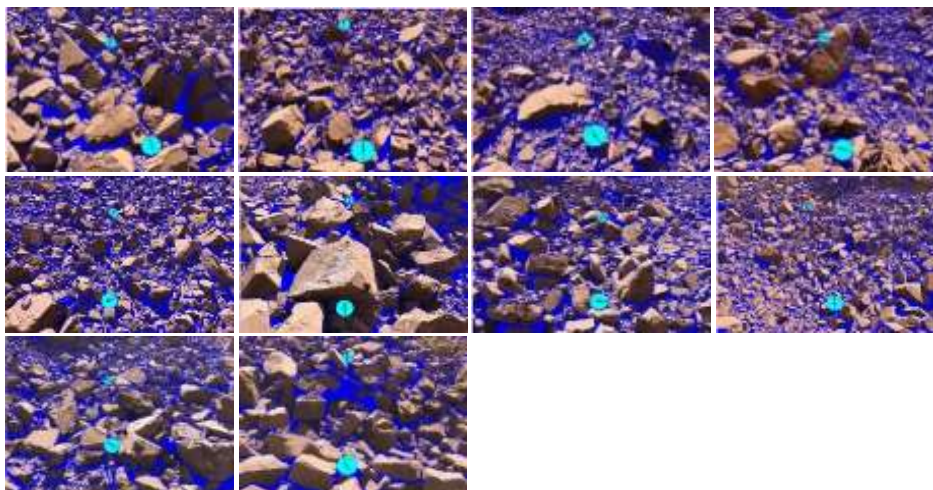
بنابراین در معدن تاگویی ۱ سنگ‌هایی با ابعاد بزرگ‌تر از ابعاد گفته شده عملکرد بیل‌های مکانیکی را به صورت چشم‌گیری کاهش می‌دهند. طبق نتایج به دست آمده و مشاهدات واقعی بعد از انجام انفجار بر روی توده سنگ دیده شده، نتایج خردشدگی ماده معدنی بوکسیت معدن تاگویی ۱ به دلیل مقدار نرمه بالا و وجود تعداد کمی قلوه‌سنگ قابل قبول نبوده است.

### ● انفجار هفتم

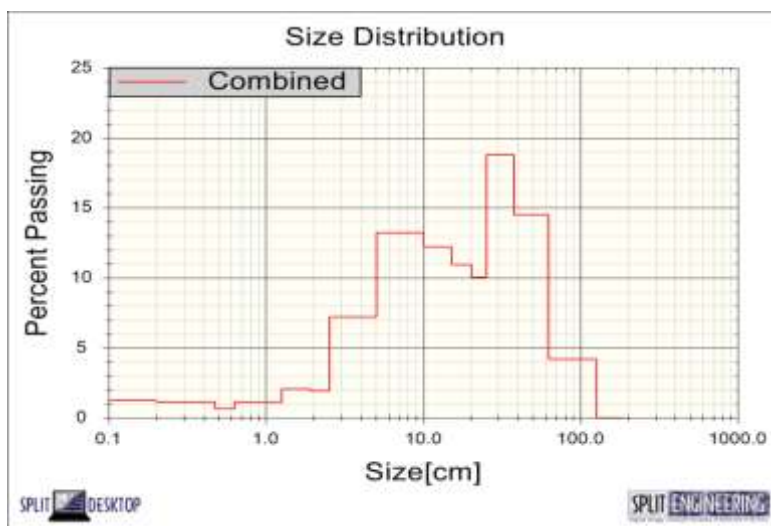
از توده آتشیاری شده در سینه‌کار میانی معدن تاگویی ۳ عکس‌برداری شد. از میان عکس‌های گرفته شده، ۱۰ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری به منظور آنالیز تصویری در نرم‌افزار Split-Desktop انتخاب شدند که در شکل ۱۶ نشان داده شده‌اند. مدل‌سازی سنگ‌های خرد شده با در نظر گرفتن دو توپ به قطر ۱۷ سانتی‌متر به عنوان مقیاس در این نرم‌افزار انجام شد که نتایج این مدل‌سازی در شکل ۱۷ آورده شده است. نمودار توزیع دانه‌بندی برای این انفجار در شکل ۱۸ نشان داده است.



شکل ۱۶: خردایش سنگ‌های حاصل از انفجار ماده بوکسیت در سینه‌کار میانی معدن تاگویی ۳



شکل ۱۷: مدل سازی عکس‌های خردایش توده سنگ در Split-Desktop در سینه کار میانی معدن تاگویی ۳



شکل ۱۸: نمودار توزیع دانه بندی ماده معدنی بوکسیت در سینه کار میانی معدن تاگویی ۳

در معدن تاگویی ۳ سنگ‌های بزرگ‌تر از ۸۰ سانتی‌متر بزرگ مقیاس محسوب می‌شوند، بنابراین در معدن تاگویی ۳ سنگ‌هایی با ابعاد بزرگ‌تر از ابعاد گفته شده عملکرد بیل‌های مکانیکی را به صورت چشم‌گیری کاهش می‌دهند. طبق نتایج به دست آمده و مشاهدات واقعی بعد از انجام انفجار بر روی توده سنگ دیده شده، نتایج خردشدگی ماده معدنی بوکسیت معدن تاگویی ۳ به دلیل مقدار نرمه بالا و تعداد کمی قلوه‌سنگ و همچنین باقی ماندن مقداری بوکسیت بر روی سینه کار قابل قبول نبوده است.



پیوست ۶

بررسی نتایج پیش‌بینی

خردایش

جدول ۱: نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش برای ماده معدنی بوکسیت در معدن گلپیننی ۳

سوئبرگ KCO	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد (cm)	سوئبرگ KCO	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد (cm)
	کاز-رام اصلاح شده			کاز-رام اصلاح شده	
۴۰/۴۰۳	۳۸/۳۱۷	۲۰	۵/۰۹۹	۰/۳۰۲	۰/۱
۵۰/۸۱۷	۵۰/۹۴۵	۳۰	۸/۱۳۵	۱/۴۰۵	۰/۵
۵۹/۷۳۱	۶۰/۸۵۷	۴۰	۱۰/۲۸۹	۱/۷۱	۱
۶۷/۳۹۳	۶۸/۶۹۰	۵۰	۱۳/۳۵۹	۵/۱۹۵	۲
۷۳/۹۴۶	۷۴/۹۰۷	۶۰	۱۵/۷۸۲	۷/۵۶۲	۳
۷۹/۵۰۳	۷۹/۸۵۸	۷۰	۱۷/۸۸۷	۹/۸۳۸	۴
۸۴/۱۶۳	۸۳/۸۱	۸۰	۱۹/۷۹۴	۱۲/۰۳۳	۵
۸۸/۰۲۳	۸۶/۹۷۱	۹۰	۲۱/۵۶۳	۱۴/۱۵۷	۶
۹۱/۱۷۵	۸۹/۵۰۴	۱۰۰	۲۳/۲۲۷	۱۶/۲۱۵	۷
۹۳/۷۰۶	۹۱/۵۳۷	۱۱۰	۲۴/۸۱۰	۱۸/۲۱۲	۸
۹۵/۶۹۳	۹۳/۱۷۰۸	۱۲۰	۲۶/۳۲۶	۲۰/۱۵۰	۹
۹۷/۲۲۵	۹۴/۴۸۴	۱۳۰	۲۷/۷۸۵	۲۲/۰۳۴	۱۰

جدول ۲: نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش برای ماده معدنی بوکسیت در معدن گلپیننی ۶

سوئبرگ KCO	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد (cm)	سوئبرگ KCO	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد (cm)
	کاز-رام اصلاح شده			کاز-رام اصلاح شده	
۴۳/۷۱۸	۴۱/۹۶۵	۲۰	۵/۳۲۷	۰/۳۲۲	۰/۱
۵۴/۳۱۷	۵۵/۳۱۲	۳۰	۸/۶۷	۱/۵۲۲	۰/۵
۶۳/۰۵۵	۶۵/۴۸۹	۴۰	۱۱/۰۶۳	۲/۹۵۵	۱
۷۰/۳۲۱	۷۳/۲۹۳	۵۰	۱۴/۴۷۸	۵/۶۹۷	۲
۷۶/۳۶۰	۷۹/۲۹۷	۶۰	۱۷/۱۷۱	۸/۳۱۷	۳
۸۱/۳۶۱	۸۳/۹۲۸	۷۰	۱۹/۵۰۴	۱۰/۸۳۶	۴
۸۵/۴۷۹	۸۷/۵۰۹	۸۰	۲۱/۶۱۰	۱۳/۲۶۶	۵
۸۸/۸۴۶	۹۰/۲۸۲	۹۰	۲۳/۵۵۷	۱۵/۶۱۵	۶
۹۱/۵۷۶	۹۲/۴۳۳	۱۰۰	۲۵/۳۸۳	۱۷/۸۸۸	۷
۹۳/۷۶۸	۹۴/۱۰۳	۱۱۰	۲۷/۱۱۲	۲۰/۰۸۹	۸
۹۵/۵۰۸	۹۵/۴	۱۲۰	۲۸/۷۶۱	۲۲/۲۲۳	۹
۹۶/۸۶۷	۹۶/۴۱۰	۱۳۰	۳۰/۳۴۲	۲۴/۲۹۲	۱۰



جدول ۳: نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش برای ماده معدنی بوکسیت در معدن تاگویی ۱

سوئبرگ KCO	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد (cm)	سوئبرگ KCO	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد (cm)
	کاز-رام اصلاح شده			کاز-رام اصلاح شده	
۴۱/۱۵۹	۳۸/۴۶	۲۰	۵/۱۴۱	۰/۲۳۵	۰/۱
۵۱/۴۳۵	۵۱/۸۰۳	۳۰	۸/۲۷۶	۱/۱۸۲	۰/۵
۶۰/۰۹۹	۶۲/۲۷	۴۰	۱۰/۵۰۷	۲/۳۵۹	۱
۶۷/۴۶۴	۷۰/۴۷۴	۵۰	۱۳/۶۸۳	۴/۶۸۰	۲
۷۳/۷۱۵	۷۶/۹۰۱	۶۰	۱۶/۱۸۵	۶/۹۵۲	۳
۷۸/۹۹۵	۸۱/۹۳۳	۷۰	۱۸/۳۵۴	۹/۱۷۵	۴
۸۳/۴۲۴	۸۵/۸۷۱	۸۰	۲۰/۳۱۵	۱۱/۳۴۷	۵
۸۷/۱۰۹	۸۸/۹۵۳	۹۰	۲۲/۱۲۹	۱۳/۴۶۹	۶
۹۰/۱۴۷	۹۱/۳۶۴	۱۰۰	۲۳/۸۳۲	۱۵/۵۴۳	۷
۹۲/۶۲۵	۹۳/۲۴۹	۱۱۰	۲۵/۴۴۸	۱۷/۵۶۹	۸
۹۴/۶۲۰	۹۴/۷۲۴	۱۲۰	۲۶/۹۹۲	۱۹/۵۴۷	۹
۹۶/۲۰۳	۹۵/۸۷۷	۱۳۰	۲۸/۴۷۶	۲۱/۴۷۹	۱۰

جدول ۴: نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش برای ماده معدنی بوکسیت در معدن تاگویی ۲

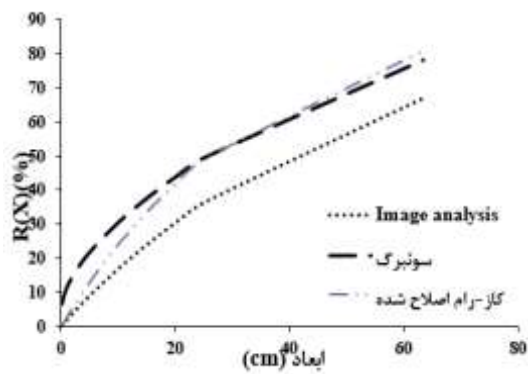
سوئبرگ KCO	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد (cm)	سوئبرگ KCO	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد (cm)
	کاز-رام اصلاح شده			کاز-رام اصلاح شده	
۴۰/۹۹۴	۴۰/۲۶۰	۲۰	۵/۱۳۰	۰/۶۵۸	۰/۱
۵۱/۲۴۷	۵۱/۲۷۶	۳۰	۸/۲۵۲	۲/۴۵۱	۰/۵
۵۹/۹۰۳	۵۹/۷۸۲	۴۰	۱۰/۴۷۶	۴/۲۹۳	۱
۹۷/۲۷۲	۶۶/۵۲۲	۵۰	۱۳/۶۳۴	۷/۴۶۴	۲
۷۳/۵۳۵	۷۱/۹۵۲	۶۰	۱۶/۱۲۵	۱۰/۲۶۲	۳
۷۸/۸۳۲	۷۶/۳۷۸	۷۰	۱۸/۲۸۳	۱۲/۸۱۷	۴
۸۳/۲۸۱	۸۰/۰۲	۸۰	۲۰/۲۳۴	۱۵/۱۹۳	۵
۸۶/۹۸۷	۸۳/۰۳۸	۹۰	۲۲/۰۳۹	۱۷/۴۲۳	۶
۹۰/۰۴۵	۸۵/۵۵۴	۱۰۰	۲۳/۷۳۵	۱۹/۵۳۲	۷
۹۲/۵۴۳	۸۷/۶۶۲	۱۱۰	۲۵/۳۴۴	۲۱/۵۳۶	۸
۹۴/۵۵۶	۸۹/۴۳۵	۱۲۰	۲۶/۸۸۱	۲۳/۴۴۷	۹
۹۶/۱۵۴	۹۰/۹۳۳	۱۳۰	۲۸/۳۵۸	۲۵/۲۷۶	۱۰

جدول ۵: نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش برای ماده معدنی بوکسیت در معدن تاگویی ۱، ۳

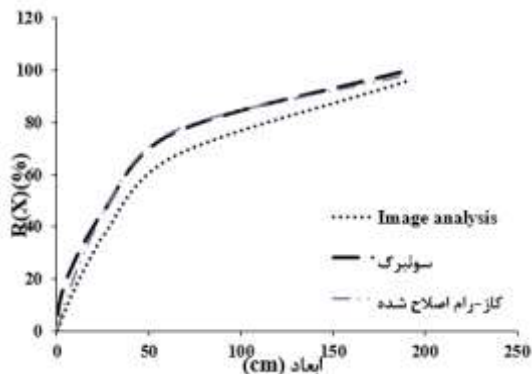
سوئبرگ KCO	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد (cm)	سوئبرگ KCO	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد (cm)
	کاز-رام اصلاح شده			کاز-رام اصلاح شده	
۴۱/۴۵۸	۳۸/۷۹۲	۲۰	۵/۱۶۱	۰/۲۳۳	۰/۱
۵۱/۷۷۶	۵۲/۲۴۶	۳۰	۸/۳۱۹	۱/۱۷۹	۰/۵
۶۰/۴۵۴	۶۲/۷۷۱	۴۰	۱۰/۵۶۹	۲/۳۵۹	۱
۶۷/۸۱	۷۰/۹۹۴	۵۰	۱۳/۷۷۲	۴/۶۹۱	۲
۷۴/۰۳۹	۷۷/۴۱۱	۶۰	۱۶/۲۹۷	۶/۹۷۹	۳
۷۹/۲۸۸	۸۲/۴۱۵	۷۰	۱۸/۴۸۵	۹/۲۱۹	۴
۸۳/۶۸۰	۸۶/۳۱۵	۸۰	۲۰/۴۶۲	۱۱/۴۱	۵
۸۷/۳۲۸	۸۹/۳۵۳	۹۰	۲۲/۲۹۲	۱۳/۵۵۳	۶
۹۰/۳۲۸	۹۱/۷۱۹	۱۰۰	۲۴/۰۱	۱۵/۶۴۶	۷
۹۲/۷۷۱	۹۳/۵۶۱	۱۱۰	۲۵/۶۳۹	۱۷/۶۹۲	۸
۹۴/۷۳۵	۹۴/۹۹۴	۱۲۰	۲۷/۱۹۵	۱۹/۶۹۰	۹
۹۶/۲۸۹	۹۶/۱۰۹	۱۳۰	۲۸/۶۹۰	۲۱/۶۴۱	۱۰

جدول ۶: نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش برای ماده معدنی بوکسیت در معدن تاگویی ۲، ۳

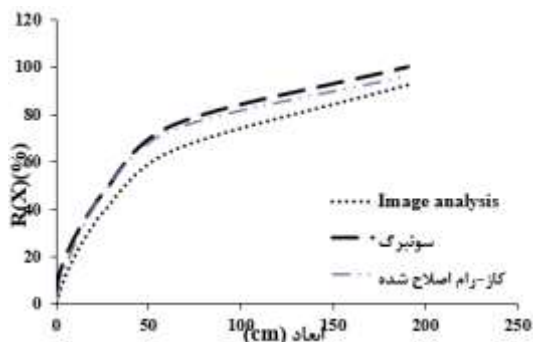
سوئبرگ KCO	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد (cm)	سوئبرگ KCO	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد (cm)
	کاز-رام اصلاح شده			کاز-رام اصلاح شده	
۴۰/۵۵۵	۳۹/۲۶۵	۲۰	۵/۱۰۲	۰/۴۹۸	۰/۱
۵۰/۷۴۲	۵۰/۷۹۸	۳۰	۸/۱۸۹	۲/۰۰۲	۰/۵
۵۹/۳۷۶	۵۹/۷۷۲	۴۰	۱۰/۳۸۳	۳/۶۲۶	۱
۶۶/۷۵۴	۶۶/۸۹۳	۵۰	۱۳/۵۰۵	۶/۵۲۲	۲
۷۳/۰۴۸	۷۲/۶۱۵	۶۰	۱۵/۹۶۳	۹/۱۴۸	۳
۷۸/۳۹۰	۷۷/۲۵۴	۷۰	۱۸/۰۹۴	۱۱/۵۸۹	۴
۸۲/۸۹۱	۸۱/۰۴۱	۸۰	۲۰/۰۲۰	۱۳/۸۸۹	۵
۸۶/۶۵۳	۸۴/۱۵۱	۹۰	۲۱/۸۰۲	۱۶/۰۷۱	۶
۸۹/۷۶۸	۸۶/۷۱۷	۱۰۰	۲۳/۴۷۷	۱۸/۱۵۲	۷
۹۲/۳۱۸	۸۸/۸۴۱	۱۱۰	۲۵/۰۶۶	۲۰/۱۴۴	۸
۹۴/۳۸	۹۰/۶۰۶	۱۲۰	۲۶/۵۸۵	۲۲/۰۵۶	۹
۹۶/۰۲۱	۹۲/۰۷۷	۱۳۰	۲۸/۰۴۵	۲۳/۸۹۶	۱۰



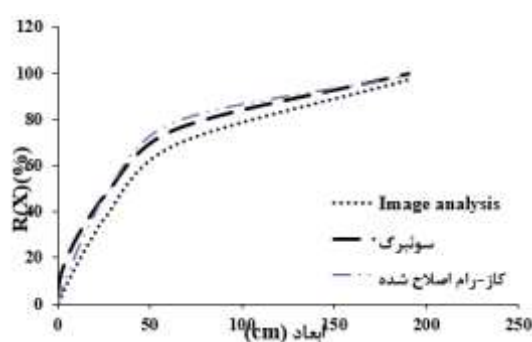
(۲)



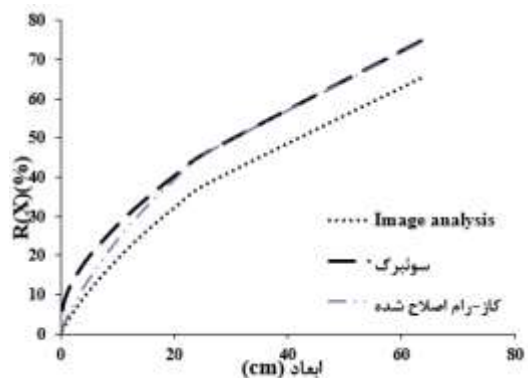
(۱)



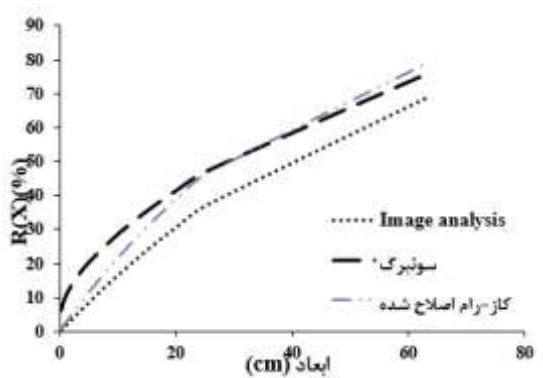
(۴)



(۳)



(۶)



(۵)

نتایج پیش‌بینی ابعاد خردایش ماده معدنی بوکسیت در معادن ۱- گل‌بینی ۳، ۲- گل‌بینی ۶، ۳- تاگویی ۱،  
 ۴- تاگویی ۲ و ۵- تاگویی ۳



پیوست ۷

قیمت تمام شده بوکسیت

• قیمت تمام شده بوکسیت در انفجار دوم

با توجه به مترای حفاری، نوع مواد مورد استفاده در انفجار و مقدار کیلووات مصرفی سنگ شکن در معدن گلبینی ۳، به ترتیب هزینه حفاری برابر ۱۰۸۰۰۰۰۰ ریال، هزینه کلی انفجار برابر ۸۷۴۰۹۱۹ ریال و همچنین هزینه برق مصرفی سنگ شکن برابر ۷۷ ریال است. در جداول ۱ تا ۳ به ترتیب مقدار مواد مورد استفاده در انفجار، مترای حفاری و کیلووات مصرفی به ازای قیمت واحد هر مورد آورده شده است.

جدول ۱: هزینه حفاری ماده معدنی بوکسیت در معدن گلبینی ۳

هزینه حفاری	قیمت واحد (ریال)	مترای حفاری	هزینه کل حفاری (ریال)
	۹۰۰۰۰	۱۲۰	۱۰۸۰۰۰۰۰

جدول ۲: هزینه مواد مصرفی در انفجار ماده معدنی بوکسیت در معدن گلبینی ۳

نوع مواد مصرفی	قیمت واحد (ریال)	بالاسری	مقدار مصرفی	هزینه هر واحد (ریال)
ANFO(Kg)	۱۵۹۵۰	۱/۳۶۳	۱۸۰	۳۹۱۳۱۷۳
EMU195g(Kg)	۷۴۰۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
EMU250g(Kg)	۶۹۰۰۰	۱/۳۶۳	۱۳	۱۲۲۲۶۱۱
چاشنی با سیم ۱۱ متری (عددی)	۶۴۵۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
چاشنی با سیم ۸ متری (عددی)	۵۷۵۰۰	۱/۳۶۳	۴۶	۳۶۰۵۱۳۵
چاشنی با سیم ۵ متری (عددی)	۳۹۹۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
کورتکس ۱۲ گرمی (متر)	۷۵۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
کورتکس ۱۰ گرمی (متر)	۷۲۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
<b>جمع</b>				<b>۸۷۴۰۹۱۹</b>

جدول ۳: هزینه کیلووات مصرفی بوکسیت در معدن گلبینی ۳

هزینه کیلووات مصرفی	قیمت واحد (ریال)	هزینه هر تن سنگ شکنی (ریال)
	۱۵۳۴	۱۰۷۳۸

با توجه به ۱۴۲۵/۶ تن مواد تولید شده در این انفجار، به ترتیب هزینه حفاری، آتشباری و سنگ شکنی به ازای هر تن برابر ۷۵۷۵/۷۶، ۶۱۳۱/۳۹ و ۱۰۷۳۸ ریال خواهد شد. بنابراین قیمت تمام شده بوکسیت در این معدن برابر ۲۴۴۴۵/۱۵ ریال خواهد بود.

• قیمت تمام شده بوکسیت در انفجار سوم

با توجه به مترای حفاری، نوع مواد مورد استفاده در انفجار و مقدار کیلووات مصرفی سنگ شکن در معدن گلپینی ۶، به ترتیب هزینه حفاری برابر ۳۵۲۱۷۰۰۰ ریال، هزینه کلی انفجار برابر ۲۳۹۹۱۵۲۶ ریال و همچنین هزینه برق مصرفی سنگ شکن برابر ۵X۵ ریال است. در جداول ۴ تا ۶ به ترتیب مقدار مواد مورد استفاده در انفجار، مترای حفاری و کیلووات مصرفی به ازای قیمت واحد هر مورد آورده شده است.

جدول ۴: هزینه حفاری ماده معدنی بوکسیت در معدن گلپینی ۶

هزینه حفاری	قیمت واحد (ریال)	مترای حفاری	هزینه کل حفاری (ریال)
	۹۰۰۰۰	۳۹۱/۳	۳۵۲۱۷۰۰۰

جدول ۵: هزینه مواد مصرفی در انفجار ماده معدنی بوکسیت در معدن گلپینی ۶

نوع مواد مصرفی	قیمت واحد (ریال)	بالاسری	مقدار مصرفی	هزینه هر واحد (ریال)
ANFO(Kg)	۱۵۹۵۰	۱/۳۶۳	۷۲۰	۱۵۶۵۲۶۹۲
EMU195g(Kg)	۷۴۰۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
EMU250g(Kg)	۶۹۰۰۰	۱/۳۶۳	۲۲	۲۰۶۹۰۳۴
چاشنی با سیم ۱۱ متری (عددی)	۶۴۵۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
چاشنی با سیم ۸ متری (عددی)	۵۷۵۰۰	۱/۳۶۳	۸۰	۶۲۶۹۸۰۰
چاشنی با سیم ۵ متری (عددی)	۳۹۹۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
کورتکس ۱۲ گرمی (متر)	۷۵۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
کورتکس ۱۰ گرمی (متر)	۷۲۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
<b>جمع</b>				<b>۲۳۹۹۱۵۲۶</b>

جدول ۶: هزینه کیلووات مصرفی هر تن بوکسیت در معدن گلپینی ۶

هزینه کیلووات مصرفی	قیمت واحد (ریال)	هزینه هر تن سنگ شکنی (ریال)
	۱۵۳۴	۷۶۷۰

با توجه به ۵۱۶۵/۱۶ تن مواد تولید شده در این انفجار، به ترتیب هزینه حفاری، آتشباری و سنگ شکنی به ازای هر تن برابر ۶۸۱۸/۱۹، ۴۶۴۴/۸۷ و ۷۶۷۰ ریال خواهد شد. بنابراین قیمت تمام شده بوکسیت در این معدن برابر ۱۹۱۳۳/۰۶ ریال خواهد بود.

• قیمت تمام شده بوکسیت در انفجار چهارم

با توجه به مترای حفاری، نوع مواد مورد استفاده در انفجار و مقدار کیلووات مصرفی سنگ شکن در معدن تاگویی ۳، به ترتیب هزینه حفاری برابر ۴۹۵۹۰۰۰۰ ریال، هزینه کلی انفجار برابر ۳۸۹۷۷۰۳۰ ریال و همچنین هزینه برق مصرفی سنگ شکن برابر ۶۶ ریال است. در جداول ۷ تا ۹ به ترتیب مقدار مواد مورد استفاده در انفجار، مترای حفاری و کیلووات مصرفی به ازای قیمت واحد هر مورد آورده شده است.

جدول ۷: هزینه حفاری ماده معدنی بوکسیت در معدن تاگویی ۳

هزینه حفاری	قیمت واحد (ریال)	مترای حفاری	هزینه کل حفاری (ریال)
	۹۰۰۰۰	۵۵۱	۴۹۵۹۰۰۰۰

جدول ۸: هزینه مواد مصرفی در انفجار ماده معدنی بوکسیت در معدن تاگویی ۳

نوع مواد مصرفی	قیمت واحد (ریال)	بالاسری	مقدار مصرفی	هزینه هر واحد (ریال)
ANFO(Kg)	۱۵۹۵۰	۱/۳۶۳	۸۷۰	۱۸۹۱۳۶۷۰
EMU195g(Kg)	۷۴۰۰۰	۱/۳۶۳	.	.
EMU250g(Kg)	۶۹۰۰۰	۱/۳۶۳	۵۰	۴۷۰۲۳۵۰
چاشنی با سیم ۱۱ متری (عددی)	۶۴۵۰۰	۱/۳۶۳	.	.
چاشنی با سیم ۸ متری (عددی)	۵۷۵۰۰	۱/۳۶۳	۱۹۶	۱۵۳۶۱۰۱۰
چاشنی با سیم ۵ متری (عددی)	۳۹۹۰۰	۱/۳۶۳	.	.
کورتکس ۱۲ گرمی (متر)	۷۵۰۰	۱/۳۶۳	.	.
کورتکس ۱۰ گرمی (متر)	۷۲۰۰	۱/۳۶۳	.	.
<b>جمع</b>				<b>۳۸۹۷۷۰۳۰</b>

جدول ۹: هزینه کیلووات مصرفی بوکسیت در معدن تاگویی ۳

هزینه کیلووات مصرفی	قیمت واحد (ریال)	هزینه هر تن سنگ شکنی (ریال)
	۱۵۳۴	۹۲۰۴

با توجه به ۷۲۷۳/۲ تن مواد تولید شده در این انفجار، به ترتیب حفاری، هزینه آتشباری و سنگ شکنی به ازای هر تن برابر ۶۸۱۸/۱۹، ۵۳۵۸/۹۹ و ۹۲۰۴ ریال خواهد شد. بنابراین قیمت تمام شده بوکسیت در این معدن برابر ۲۱۳۸۱/۱۸ ریال خواهد بود.



• قیمت تمام شده بوکسیت در انفجار پنجم

با توجه به مترای حفاری، نوع مواد مورد استفاده در انفجار و مقدار کیلووات مصرفی سنگ شکن در معدن تاگویی ۲، به ترتیب هزینه حفاری برابر ۷۷۲۶۵۰۰۰ ریال، هزینه کلی انفجار برابر ۸۳۱۲۳۹۱۸ ریال و همچنین هزینه برق مصرفی سنگ شکن برابر ۷۷ ریال است. در جداول ۱۰ تا ۱۲ به ترتیب مقدار مواد مورد استفاده در انفجار، مترای حفاری و کیلووات مصرفی به ازای قیمت واحد هر مورد آورده شده است.

جدول ۱۰: هزینه حفاری ماده معدنی بوکسیت در معدن تاگویی ۲

هزینه حفاری	قیمت واحد (ریال)	مترای حفاری	هزینه کل حفاری (ریال)
	۹۰۰۰۰	۸۵۸/۵	۷۷۲۶۵۰۰۰

جدول ۱۱: هزینه مواد مصرفی در انفجار ماده معدنی بوکسیت در معدن تاگویی ۲

نوع مواد مصرفی	قیمت واحد (ریال)	بالاسری	مقدار مصرفی	هزینه هر واحد (ریال)
ANFO(Kg)	۱۵۹۵۰	۱/۳۶۳	۱۶۸۰	۳۶۵۲۲۹۴۸
EMU195g(Kg)	۷۴۰۰۰	۱/۳۶۳	۲۶۰	۲۶۲۲۴۱۲۰
EMU250g(Kg)	۶۹۰۰۰	۱/۳۶۳	.	.
چاشنی با سیم ۱۱ متری (عددی)	۶۴۵۰۰	۱/۳۶۳	.	.
چاشنی با سیم ۸ متری (عددی)	۵۷۵۰۰	۱/۳۶۳	۲۶۰	۲۰۳۷۶۸۵۰
چاشنی با سیم ۵ متری (عددی)	۳۹۹۰۰	۱/۳۶۳	.	.
کورتکس ۱۲ گرمی (متر)	۷۵۰۰	۱/۳۶۳	.	.
کورتکس ۱۰ گرمی (متر)	۷۲۰۰	۱/۳۶۳	.	.
<b>جمع</b>				<b>۸۳۱۲۳۹۱۸</b>

جدول ۱۲: هزینه کیلووات مصرفی بوکسیت در معدن تاگویی ۲

هزینه کیلووات مصرفی	قیمت واحد (ریال)	هزینه هر تن سنگ شکنی (ریال)
	۱۵۳۴	۱۰۷۳۸

با توجه به ۱۱۳۳۲/۲ تن مواد تولید شده در این انفجار، به ترتیب هزینه حفاری، آتشیاری و سنگ شکنی به ازای هر تن برابر ۶۸۱۸/۱۹، ۷۳۳۵/۱۹ و ۱۰۷۳۸ ریال خواهد شد. بنابراین قیمت تمام شده بوکسیت در این معدن برابر ۲۴۸۹۱/۳۸ ریال خواهد بود.

• قیمت تمام شده بوکسیت در انفجار ششم

با توجه به مترای حفاری، نوع مواد مورد استفاده در انفجار و مقدار کیلووات مصرفی سنگ شکن در معدن تاگویی ۱، به ترتیب هزینه حفاری برابر ۲۸۹۸۰۰۰۰ ریال، هزینه کلی انفجار برابر ۲۵۲۰۸۰۰۳/۵ ریال و همچنین هزینه برق مصرفی سنگ شکن برابر ۷X۷ ریال است. در جداول ۱۳ تا ۱۵ به ترتیب مقدار مواد مورد استفاده در انفجار، مترای حفاری و کیلووات مصرفی به ازای قیمت واحد هر مورد آورده شده است.

جدول ۱۳: هزینه حفاری ماده معدنی بوکسیت در معدن تاگویی ۱

هزینه حفاری	قیمت واحد (ریال)	مترای حفاری	هزینه کل حفاری (ریال)
۹۰۰۰۰	۳۲۲	۲۸۹۸۰۰۰۰	

جدول ۱۴: هزینه مواد مصرفی در انفجار ماده معدنی بوکسیت در معدن تاگویی ۱

نوع مواد مصرفی	قیمت واحد (ریال)	بالاسری	مقدار مصرفی	هزینه هر واحد (ریال)
ANFO(Kg)	۱۵۹۵۰	۱/۳۶۳	۶۳۰	۱۳۶۹۶۱۰۵/۵
EMU195g(Kg)	۷۴۰۰۰	۱/۳۶۳	۲۴	۲۴۲۰۶۸۸
EMU250g(Kg)	۶۹۰۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
چاشنی با سیم ۱۱ متری (عددی)	۶۴۵۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
چاشنی با سیم ۸ متری (عددی)	۵۷۵۰۰	۱/۳۶۳	۱۱۶	۹۰۹۱۲۱۰
چاشنی با سیم ۵ متری (عددی)	۳۹۹۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
کورتکس ۱۲ گرمی (متر)	۷۵۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
کورتکس ۱۰ گرمی (متر)	۷۲۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
<b>جمع</b>				<b>۲۵۲۰۸۰۰۳/۵</b>

جدول ۱۵: هزینه کیلووات مصرفی بوکسیت در معدن تاگویی ۱

هزینه کیلووات مصرفی	قیمت واحد (ریال)	هزینه هر تن سنگ شکنی (ریال)
۱۵۳۴	۱۰۷۳۸	

با توجه به ۴۲۵۰/۲ تن مواد تولید شده در این انفجار، به ترتیب هزینه حفاری، آتشباری و سنگ شکنی به ازای هر تن برابر ۶۸۱۸/۵، ۵۹۳۱/۰۱، و ۱۰۷۳۸ ریال خواهد شد. بنابراین قیمت تمام شده بوکسیت در این معدن برابر ۲۳۴۸۷/۵۱ خواهد بود.

• قیمت تمام شده بوکسیت در انفجار هفتم

با توجه به مترای حفاری، نوع مواد مورد استفاده در انفجار و مقدار کیلووات مصرفی سنگ شکن در معدن تاگویی ۳، به ترتیب هزینه کلی انفجار برابر ۳۱۷۶۱۳۰۷/۵ ریال، هزینه حفاری برابر ۳۶۷۲۰۰۰۰ ریال و همچنین هزینه برق مصرفی سنگ شکن برابر ۷X۷ ریال است. در جداول ۱۶ تا ۱۸ به ترتیب مقدار مواد مورد استفاده در انفجار، مترای حفاری و کیلووات مصرفی به ازای قیمت واحد هر مورد آورده شده است.

جدول ۱۶: هزینه حفاری ماده معدنی بوکسیت در معدن تاگویی ۳

هزینه حفاری	قیمت واحد (ریال)	مترای حفاری	هزینه کل حفاری (ریال)
۳۶۷۲۰۰۰۰	۹۰۰۰۰	۴۰۸	

جدول ۱۷: هزینه مواد مصرفی در انفجار ماده معدنی بوکسیت در معدن تاگویی ۳

نوع مواد مصرفی	قیمت واحد (ریال)	بالاسری	مقدار مصرفی	هزینه هر واحد (ریال)
ANFO(Kg)	۱۵۹۵۰	۱/۳۶۳	۷۸۰	۱۶۹۵۷۰۸۳
EMU195g(Kg)	۷۴۰۰۰	۱/۳۶۳	۳۱	۳۱۲۶۷۲۲
EMU250g(Kg)	۶۹۰۰۰	۱/۳۶۳	.	.
چاشنی با سیم ۱۱ متری (عددی)	۶۴۵۰۰	۱/۳۶۳	.	.
چاشنی با سیم ۸ متری (عددی)	۵۷۵۰۰	۱/۳۶۳	۱۴۹	۱۱۶۷۷۵۰۲/۵
چاشنی با سیم ۵ متری (عددی)	۳۹۹۰۰	۱/۳۶۳	.	.
کورتکس ۱۲ گرمی (متر)	۷۵۰۰	۱/۳۶۳	.	.
کورتکس ۱۰ گرمی (متر)	۷۲۰۰	۱/۳۶۳	.	.
<b>جمع</b>				<b>۳۱۷۶۱۳۰۷/۵</b>

جدول ۱۸: هزینه کیلووات مصرفی بوکسیت در معدن تاگویی ۳

هزینه کیلووات مصرفی	قیمت واحد (ریال)	هزینه هر تن سنگ شکنی (ریال)
۱۵۳۴		۱۰۷۳۸

با توجه به ۵۳۸۵/۶ تن مواد تولید شده در این انفجار، به ترتیب هزینه حفاری، آتشباری و سنگ شکنی به ازای هر تن برابر ۶۸۱۸/۱۸، ۵۸۹۷/۴۵ و ۱۰۷۳۸ ریال خواهد شد. بنابراین قیمت تمام شده بوکسیت در این معدن برابر ۲۳۴۵۳/۶۳ ریال خواهد بود.



## اجرای الگوهای آزمایشی

## • اجرای الگوی پیشنهادی دوم

دومین انفجار آزمایشی با هدف دستیابی به ابعاد کوچکتر در جبهه کار ۳ معدن تاگویی ۲ انجام شد. بدین منظور چال‌هایی با عمقی معادل ضخامت رگه بوکسیتی و شیب عمود بر سینه کار حفر و ارتفاع پله هم ۶ متر در نظر گرفته شد. تعداد چال‌هایی که در دومین انفجار حفاری شدند ۷۵ عدد بود، که در یک شبکه لوزی شکل حفاری شده بودند. ابعاد این شبکه از ۲/۱×۲/۴ به ۱/۹×۲/۲ کاهش یافت که اطلاعات این حفاری در جدول ۱ آورده شده است. نحوه بسته شدن مدار سری و هر کدام از چال‌های مایل و قائم را یک تأخیر در نظر گرفته شد. مواد مصرفی و اطلاعات برداشت شده قبل از انفجار در جدول ۲ آورده شده است. لازم به ذکر است، در بخشی از این سینه کار به دلیل خرد بودن سنگ محل حفاری، پژوهشگر مجبور به تغییر محل حفاری شد که پیامد آن ایجاد فاصله زیاد در بین دو ردیف و حدود ۲ تا ۳ درصد قلوه سنگ بود.

جدول ۱: کاربرد ثابت عملیات چالزنی در جبهه کار ۳ معدن تاگویی ۲

عمق چال (متر)	چال مایل: ۲/۵ چال قائم: ۳	متوسط زمان حفاری هر چال	۴۰/۳۰/۲۴"
قطر چال (سانتی‌متر)	۷/۶	نوع سرمته	دکمه‌ای
طول راد (متر)	۳	فشار پشت سرمته	۹۰ bar
دور چکش	۷۰-۷۵ rpm	متراژ کل حفاری (متر)	۲۰۰/۵
هزینه حفاری به ازای هر متر (ریال)	۹۰۰۰۰	هزینه کل حفاری (ریال)	۱۸۰۴۵۰۰۰

## الف- پیش‌بینی توزیع ابعاد خردایش در دومین انفجار آزمایشی

با توجه به روابط زیر (ارائه شده در فصل چهارم) توزیع خردایش این انفجار محاسبه (جدول ۳) و

در شکل ۱ نشان داده شده است.

$$n = 3.861 + 1.9Pf - 0.022BI - 2.247 \frac{S}{B} + 12.540 \frac{B}{D} + 0.320 \frac{L}{H} = 0.8199$$

$$X_m' = 10^{-0.965} \left( \frac{H}{B} \right)^{1.061} (Dr)^{2.372} \left( \frac{RQD}{Jn} \right)^{0.110} X_m^{0.758} (T)^{-0.055} \left( \frac{B}{D} \right)^{0.437} = 18.5$$

جدول ۲: کاربرگ اطلاعات الگوی آتشیباری توده سنگ بوکسیت در جبهه کار ۳ معدن ناگویی ۲ در افق

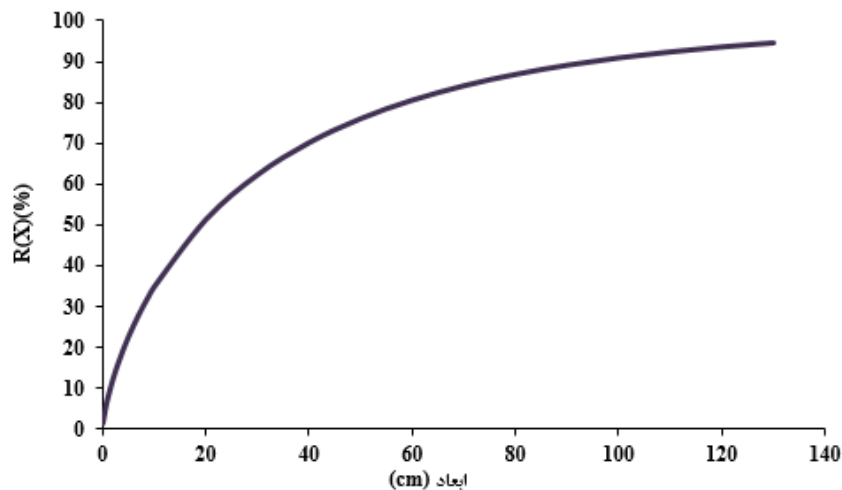
۱۳۸۵

۰/۵-۰/۶	گل گذاری (m)	۳	چگالی سنگ (ton/m <sup>3</sup> )
۳	تعداد ردیف	۸۸۲/۲	حجم بلوک (m <sup>3</sup> )
۱/۹×۲/۲	شبکه حفاری	۷/۶	قطر چال (cm)
۲/۵	حداقل عمق چال (m)	۲۶	چال قائم
۳	حداکثر عمق چال (m)	۴۹	چال مایل
۳۵۰	مساحت بلوک (m <sup>2</sup> )	۷۵	تعداد چال ها
ته چال	محل قرار گیری فنیله انفجاری	۲/۶۷	متوسط ارتفاع چال ها
امولایت+چاشنی	پرایمر	-	اضافه حفاری (m)
-	وجود پاشنه در پای پله	۲/۲	فاصله داری (m)
۶	خرج ویژه امولایت ۱۹۵ گرمی	۱/۹	بارسنگ (m)
-	خرج ویژه امولایت ۲۵۰ گرمی	برای چال مایل: از بالا ۳/۱ و از پایین ۱ چال قائم: ۰/۷-۰/۵	بارسنگ ماکزیمم (m)
۱۲۶/۷	خرج ویژه آنفو (gr/ton)	۷۵	تعداد چاشنی
۱۳۶	خرج ویژه کل (gr/ton)	۱-۲	شماره چاشنی
-	امولایت ۲۵۰ در هر چال	تاخیری ۵ متری	نوع چاشنی
یک لول	امولایت ۱۹۵ در هر چال	۱/۸	چگالی خرج گذاری (kg/ m <sup>3</sup> )
۳۶۰	آنفو (Kg)	۲۶۴۶/۶	میزان تولید (ton)
۳۷۶	آنفو + امولایت (Kg)	چال ۳ متری ۵ کیلو چال ۲/۵ متری ۴ کیلو	مقدار آنفو در هر چال (Kg)
۲۰۰/۵	متراژ حفاری (m)	۰/۰۲۸	خرج ویژه چاشنی (kg/ m <sup>3</sup> )
۴۷	شماره کروکی	۱۶	امولایت (Kg)

جدول ۳: نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش اولین انفجار آزمایشی برای ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲ معدن

تاگویی ۲

اندازه ابعاد (cm)	تابع رزین-راملر رابطه ارائه شده	اندازه ابعاد (cm)	تابع رزین-راملر رابطه ارائه شده	اندازه ابعاد (cm)	تابع رزین-راملر رابطه ارائه شده
۶۰	۸۳/۷۶	۷	۲۶/۸۱	۰/۱	۰/۹۵۳
۷۰	۸۷/۲۹	۸	۲۹/۴۱	۰/۵	۳/۵۲۳
۸۰	۸۹/۹۸	۹	۳۱/۸۶	۱	۶/۱۳۵
۹۰	۹۲/۰۷	۱۰	۳۴/۱۸	۲	۱۰/۵۷۵
۱۰۰	۹۳/۶۹	۲۰	۵۲/۲۱	۳	۱۴/۴۳۲
۱۱۰	۹۴/۹۶	۳۰	۶۴/۲۸	۴	۱۷/۹
۱۲۰	۹۵/۹۶	۴۰	۷۲/۸۴	۵	۲۱/۰۹
۱۳۰	۹۶/۷۵	۵۰	۷۹/۱	۶	۲۴/۰۵



شکل ۱: نمودار پیش‌بینی توزیع خردایش دومین انفجار آزمایشی

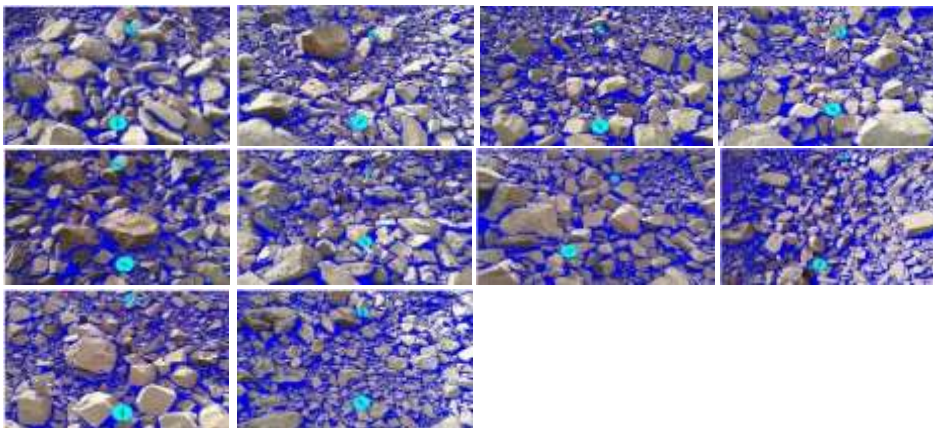
ب- آنالیز تصاویر و بررسی خردایش سنگ در دومین انفجار آزمایشی

آنالیز تصاویر با استفاده از نرم افزار Split-Desktop انجام شد. برای تعیین خردشدگی، از میان عکس‌های گرفته شده، ۱۰ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری به منظور آنالیز تصویری در نرم‌افزار انتخاب شدند که در شکل ۲ نشان داده شده‌اند. همچنین نتایج مدل‌سازی و نمودار توزیع دانه‌بندی برای این انفجار به ترتیب در شکل‌های ۳ و ۴ نشان داده شده است.

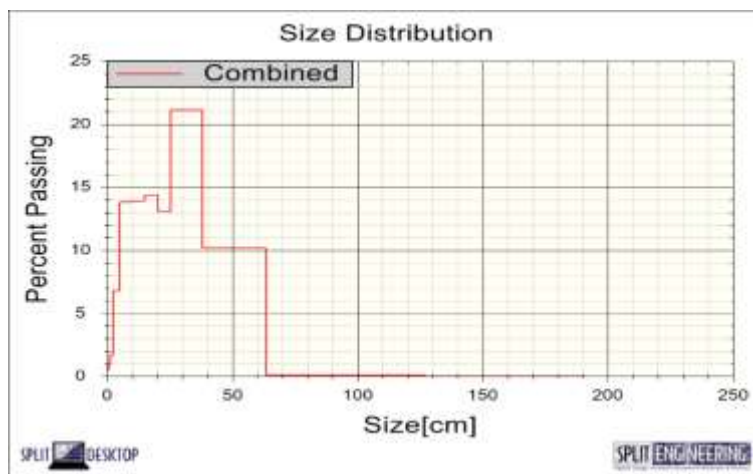




شکل ۲: خردایش سنگ‌های حاصل از دومین انفجار آزمایشی انفجار در جبهه کار ۳ معدن تاگویی ۲



شکل ۳: مدل سازی عکس‌های خردایش از دومین انفجار آزمایشی در Split-Desktop (جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲)



شکل ۴: نمودار توزیع دانه بندی دومین انفجار آزمایشی ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲

در جبهه کار ۳ معدن تاگویی ۲ سنگ‌های بزرگ‌تر از ۸۰ سانتی متر بزرگ مقیاس محسوب می‌شوند. بنابراین، طبق نتایج به دست آمده و مشاهدات واقعی بعد از انجام انفجار بر

روی توده سنگ دیده شده، ۷۰ درصد قطعات خرد شده در بازه‌ی ۱۰ تا ۶۳/۵ سانتی‌متری یک تا دو درصد بالای ۶۳/۵ سانتی‌متر (به دلیل جابجا شدن چند چال که در قسمت قبل توضیح داده شد) و مابقی در زیر ۱۰ سانتی‌متر بوده است. با توجه به آمار داده شده و خروجی دهانه سنگ شکنی فکی (خروجی دهانه سنگ شکن فکی ۴۰ سانتی‌متر است) می‌توان گفت ۸۹/۷۴ درصد از سنگ‌های خرد شده نیاز به سنگ‌شکن فکی ندارند و می‌توانند به صورت مستقیم وارد سنگ‌شکن مخروطی شوند. برای اثبات این گفته نمونه‌هایی از قبل و بعد از انفجار از سینه‌کار برداشت شد. سپس بر روی آن آزمایش اندیس کار باند انجام شد که نتایج آن در جدول ۴ نشان داده شده است. مطابق با نتایج جدول ۴ کاهش انرژی در خردایش نمونه سنگ بعد از انفجار مشهود است، چرا که کاهش انرژی اندیس کار باند بیانگر پاسخ بهتر سنگ به خردشدگی است.

جدول ۴: نتایج آزمایش‌های اندیس کار باند در اولین انفجار آزمایشی جبهه‌کار ۲ معدن تاگویی ۲

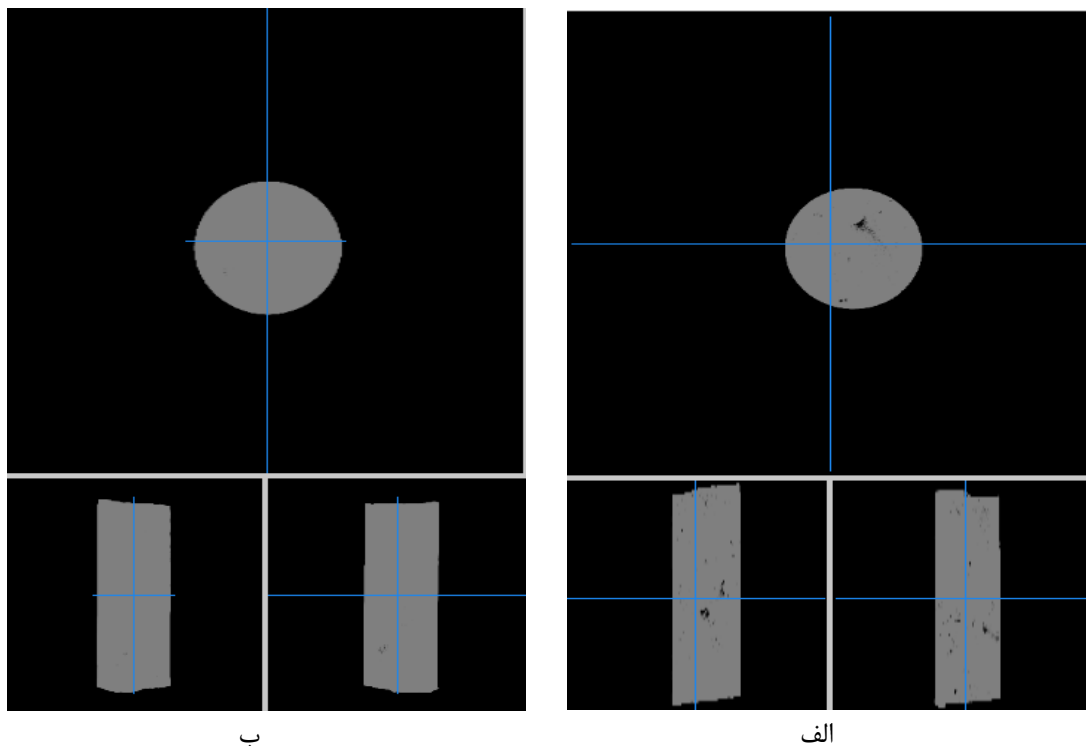
$W_i$ (Kwh/t)	$W_i$ (Kwh/s.t)	
۲۸/۸۳	۲۶/۲۱	نمونه برداشت شده قبل از انفجار
۲۷/۳۴	۲۴/۸۵	نمونه برداشت شده بعد از انفجار

پس طبق آمار داده شده نتایج خردشدگی ماده معدنی بوکسیت در جبهه‌کار ۳ معدن تاگویی ۲ قابل قبول است. بنابراین، برای اثبات گفته‌ها و این که کوچک‌تر کردن الگوی انفجاری چه تأثیری در خردایش دارد، می‌توان رشد ریز ترک‌ها را با مقایسه مغزه‌گرفته شده از قبل و بعد از سینه‌کار انفجاری مشاهده کرد (برای نمونه یک عکس از قبل و بعد از انفجار مغزه در شکل ۵ آورده شده است). شکل ۵ نشان می‌دهد که هر چه الگوی انفجاری کوچک‌تر شود بازشدگی بین ریز ترک‌ها از بین رفته است و امکان این که در خردایش سنگ‌شکن کمی انرژی بیشتری مصرف شود، بالاتر می‌رود.

### ج- آنالیز سرنندی و تعیین ابعاد دانه‌بندی

نظر به این که نمونه انفجار شده باید در یک بازه‌ی ابعادی مشخص قرار گیرد، لازم است در هر مرحله از انفجار، نمونه‌ای را از نقاط مختلف خط ۳ کارخانه آلومینای جاجرم که معرف کل نمونه خردایش شده باشد، برداشت شود. سپس نمونه برداشت شده به محل آزمایشگاه سرنند منتقل کرده و

مورد تجزیه قرار گیرد که بر اساس اندازه‌های مختلف مواد عبوری از هر قسمت سرند به طور خلاصه در جدول ۵ آورده شده است.



شکل ۵: الف) مغزه گرفته شده قبل از انفجار، ب) مغزه گرفته شده بعد از انفجار در جبهه کار ۲ معدن تاگویی ۲

#### د- قیمت تمام شده بوکسیت در دومین انفجار

با توجه به هزینه‌های مصرفی گفته شده در فصل چهارم، در جبهه کار ۳ معدن تاگویی ۲ هزینه حفاری برابر ۱۸۰۴۵۰۰۰ ریال، هزینه کلی انفجار برابر ۱۳۵۱۸۹۱۵/۵ ریال و همچنین هزینه برق مصرفی سنگ‌شکن برابر ۵x۵ ریال است. در جداول ۶ تا ۸ به ترتیب مترایز حفاری، مقدار مواد مورد استفاده در انفجار و کیلووات مصرفی به ازای قیمت واحد هر مورد آورده شده است.

جدول ۵: آنالیز سردی توده سنگ بوکسیت در جبهه کار ۳ معدن تاگویی ۲

سرد (میلی متر)	ابعاد	فیدر فکی اول (گرم)	تهریز سرد اول	سردیز سرد اول	استاندارد	تهریز مخروطی	سردیز سرد دوم	استاندارد و سر کوتاه	مخروطی	مخلوط	تهریز سرد دوم
۱۲۵	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۸۰	۹۴/۵	۱۰۰	۹۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۷۰	۹۴/۵	۱۰۰	۹۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۴۰	۶۸/۳	۱۰۰	۴۲/۲	۷۴	۶۷/۱	۹۶/۵	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۳۰	۶۰/۵	۱۰۰	۲۸/۱	۴۳/۹	۴۶/۱	۹۰/۶	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۲۲	۵۱/۱	۱۰۰	۱۰/۹	۲۲/۷	۱۸/۷	۷۹/۹	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۲۰	۴۸/۳	۱۰۰	۵/۸	۱۷/۶	۱۱/۴	۷۵/۳	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۱۶	۳۸/۸	۸۴/۸	۱	۱۲/۱	۱/۹	۶۴/۴	۹۰/۴	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۱۲	۳۱/۴	۶۹/۷	۰	۸/۳	۰	۵۱/۵	۷۱/۶	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۱۰	۳۰/۳	۶۷/۲	۰	۷/۴	۰	۴۹/۲	۶۸/۳	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۸	۱۸/۸	۴۱/۶	۰	۴/۴	۰	۳۲/۱	۴۵/۹	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۴	۹/۶	۲۱/۳	۰	۱/۸	۰	۱۷/۳	۲۶/۱	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۲	۶	۱۳/۳	۰	۱/۲	۰	۱۱/۵	۱۷/۵	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۱	۲/۶	۵/۸	۰	۰/۷	۰	۶	۹/۲	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰

جدول ۶: هزینه حفاری ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۳ معدن تاگویی ۲

هزینه حفاری	قیمت واحد (ریال)	مترای حفاری	هزینه کل حفاری (ریال)
۹۰۰۰۰	۲۰۰/۵	۱۸۰۴۵۰۰۰	

جدول ۷: هزینه مواد مصرفی در انفجار ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۳ معدن تاگویی ۲

نوع مواد مصرفی	قیمت واحد (ریال)	بالاسری	مقدار مصرفی	هزینه هر واحد (ریال)
ANFO(Kg)	۱۵۹۵۰	۱/۳۶۳	۳۶۰	۷۸۲۶۳۴۶
EMU195g(Kg)	۷۴۰۰۰	۱/۳۶۳	۱۶	۱۶۱۳۷۹۲
EMU250g(Kg)	۶۹۰۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
چاشنی با سیم ۱۱ متری (عددی)	۶۴۵۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
چاشنی با سیم ۸ متری (عددی)	۵۷۵۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
چاشنی با سیم ۵ متری (عددی)	۳۹۹۰۰	۱/۳۶۳	۷۵	۴۰۷۸۷۷۷/۵
کورتکس ۱۲ گرمی (متر)	۷۵۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
کورتکس ۱۰ گرمی (متر)	۷۲۰۰	۱/۳۶۳	۰	۰
<b>جمع</b>				<b>۱۳۵۱۸۹۱۵/۵</b>

جدول ۸: هزینه کیلووات مصرفی بوکسیت در جبهه کار ۳ معدن تاگویی ۲

هزینه هر تن سنگ شکنی (ریال)	قیمت واحد (ریال)	هزینه کیلووات مصرفی
۷۶۷۰	۱۵۳۴	

با توجه به ۲۶۴۶/۶۰ تن مواد تولید شده در این انفجار، به ترتیب هزینه حفاری، آتشیاری و سنگ شکنی به ازای هر تن برابر ۶۸۱۸/۱۸، ۵۱۰۸/۰۳ و ۷۶۷۰ ریال خواهد شد. بنابراین قیمت تمام شده بوکسیت در این معدن برابر ۱۹۵۹۶/۲۱ خواهد بود.

• اجرای الگوی پیشنهادی سوم و چهارم

با وجود این که نتایج حاصل از دانه بندی دو انفجار قبل قابل قبول بود و در محدوده مورد نظر قرار داشت اما دو انفجار دیگر برای رسیدن به یک الگوی مطلوب و مناسب انجام شد. در سینه کار ۲ معدن تاگویی ۲ به دلیل زیاد بودن طول سینه کار و همچنین وجود یک میان لایه شیل در وسط سینه کار، با اجازه از پیمان کار سینه کار به دو قسمت شرقی (انفجار آزمایشی سوم) و غربی (انفجار آزمایشی چهارم) تقسیم و دو الگوی مجزا در این سینه کار اجرا شد. تصمیم بر آن شد دو الگوی بزرگتر از دو انفجار قبل در این سینه کارها اجرا شود. بدین منظور چال هایی با عمقی معادل ضخامت رگه بوکسیتی و شیب عمود بر سینه کار حفر و ارتفاع پله هم ۶ متر در نظر گرفته شد. تعداد چال هایی که در انفجار آزمایشی سوم و چهارم حفاری شدند به ترتیب برابر ۱۲۸ و ۹۱ عدد بود، که در یک شبکه لوزی شکل حفاری شده بودند. ابعاد این شبکه ها از دو شبکه انفجار قبلی به ترتیب به ۲/۳×۲/۷ و ۲/۲×۲/۴۵ افزایش یافت که اطلاعات این حفاری های در جداول ۹ و ۱۰ آورده شده است. نحوه بسته شدن مدار سری و چال های مایل را یک تأخیر و قائم را هم یک تأخیر در نظر گرفته شد. مواد مصرفی و اطلاعات برداشت شده قبل از انفجار در جداول ۱۱ و ۱۲ آورده شده است.

جدول ۹: کاربرد ثبت عملیات چالزنی در جبهه کار ۲- شرقی معدن تاگویی ۲

عمق چال (متر)	چال مایل: ۲/۵ چال قائم: ۳	متوسط زمان حفاری هر چال	۴۰/۱۶'/۲۸"
قطر چال (سانتی‌متر)	۷/۶	نوع سرمته	دکمه‌ای
طول راد (متر)	۳	فشار پشت سرمته	۹۰ bar
دور چکش	۸۰ rpm	متراژ کل حفاری (متر)	۳۳۸/۵
هزینه حفاری به ازای هر متر (ریال)	۹۰۰۰۰	هزینه کل حفاری (ریال)	۳۰۴۶۵۰۰۰

جدول ۱۰: کاربرد ثبت عملیات چالزنی در جبهه کار ۲- غربی معدن تاگویی ۲

عمق چال (متر)	چال مایل: ۲/۵ چال قائم: ۳	متوسط زمان حفاری هر چال	۳۰/۵۷'/۳۶"
قطر چال (سانتی‌متر)	۷/۶	نوع سرمته	دکمه‌ای
طول راد (متر)	۳	فشار پشت سرمته	۹۰ bar
دور چکش	۸۰ rpm	متراژ کل حفاری (متر)	۲۳۸
هزینه حفاری به ازای هر متر (ریال)	۹۰۰۰۰	هزینه کل حفاری (ریال)	۲۱۴۲۰۰۰۰

### الف- پیش‌بینی توزیع ابعاد خردایش در سومین و چهارمین انفجار آزمایشی

با توجه به روابط زیر (ارائه شده در فصل چهارم) توزیع خردایش این انفجارها محاسبه (جدول ۱۳

و ۱۴) و در شکل‌های ۶ و ۷ نشان داده شده است.

#### • انفجار آزمایشی سوم

$$n = 3.861 + 1.9Pf - 0.022BI - 2.247 \frac{S}{B} + 12.540 \frac{B}{D} + 0.320 \frac{L}{H} = 0.678$$

$$X'_m = 10^{-0.965} \left( \frac{H}{B} \right)^{1.061} (Dr)^{2.372} \left( \frac{RQD}{Jn} \right)^{0.110} X_m^{0.758} (T)^{-0.055} \left( \frac{B}{D} \right)^{0.437} = 18.12$$

#### • انفجار آزمایشی چهارم

$$n = 3.861 + 1.9Pf - 0.022BI - 2.247 \frac{S}{B} + 12.540 \frac{B}{D} + 0.320 \frac{L}{H} = 0.8199$$

$$X'_m = 10^{-0.965} \left( \frac{H}{B} \right)^{1.061} (Dr)^{2.372} \left( \frac{RQD}{Jn} \right)^{0.110} X_m^{0.758} (T)^{-0.055} \left( \frac{B}{D} \right)^{0.437} = 14.54$$

جدول ۱۱: کاربرد اطلاعات الگوی آتشیباری توده سنگ بوکسیت در جبهه کار ۲- شرقی معدن تاگویی ۲ در افق ۱۴۲۰

۰/۵-۰/۶	گل گذاری (m)	۳	چگالی سنگ (ton/m <sup>3</sup> )
۳	تعداد ردیف	۱۰۲۰/۳	حجم بلوک (m <sup>3</sup> )
۲/۲×۲/۴۵	شبکه حفاری	۷/۶	قطر چال (cm)
۲/۵	حداقل عمق چال (m)	۳۷	تعداد چال قائم
۳	حداکثر عمق چال (m)	۹۱	تعداد چال مایل
۶۷۶/۲	مساحت بلوک (m <sup>2</sup> )	۱۲۸	تعداد چال ها
ته چال	محل قرار گیری فتیله انفجاری	۲/۶۴	متوسط ارتفاع چال ها
امولایت+چاشنی	پرایمر	-	اضافه حفاری (m)
-	وجود پاشنه در پای پله	۲/۴۵	فاصله داری (m)
۵	خرج ویژه امولایت ۱۹۵ گرمی	۲/۲	بارسنگ (m)
-	خرج ویژه امولایت ۲۵۰ گرمی	برای چال مایل: از بالا ۲/۸ و از پایین ۱ چال قائم: ۰/۷-۰/۵	بارسنگ ماکزیمم (m)
۱۰۰/۹	خرج ویژه آنفو (gr/ton)	۱۲۸	تعداد چاشنی
۱۰۶	خرج ویژه کل (gr/ton)	۱-۲	شماره چاشنی
-	امولایت ۲۵۰ در هر چال	تاخیری ۵ متری	نوع چاشنی
یک لول	امولایت ۱۹۵ در هر چال	۱/۶۷	چگالی خرج گذاری (kg/ m <sup>3</sup> )
۵۳۰/۲۵	آنفو (Kg)	۳۰۶۰/۹	میزان تولید (ton)
۵۵۸/۳	آنفو + امولایت (Kg)	چال ۳متری ۵ کیلو چال ۲/۵متری ۴ کیلو	مقدار آنفو در هر چال (Kg)
۳۳۸/۵	متراژ حفاری (m)	۰/۰۲۳	خرج ویژه چاشنی (kg/ m <sup>3</sup> )
۵۱	شماره کروکی	۲۸/۰۵	امولایت (Kg)

جدول ۱۲: کاربرد اطلاعات الگوی آتشفشانی توده سنگ بوکسیت در جبهه کار ۲- غربی معدن تاگویی ۲ در افق ۱۴۲۰

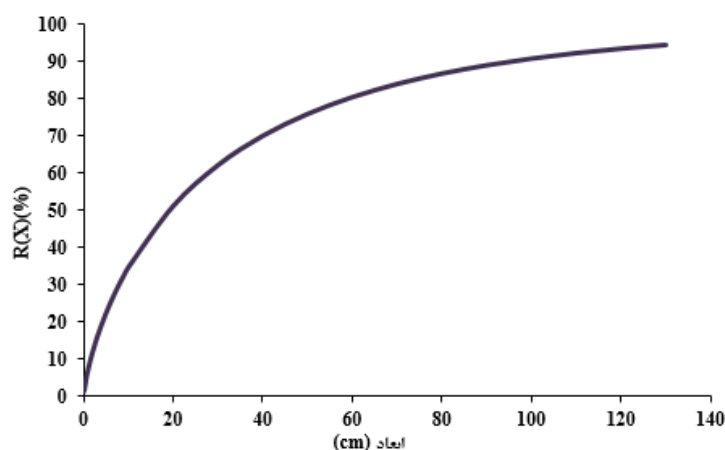
۰/۵-۰/۶	گل گذاری (m)	۳	چگالی سنگ (ton/m <sup>3</sup> )
۳	تعداد ردیف	۲۱۵۰/۵	حجم بلوک (m <sup>3</sup> )
۲/۳×۲/۷	شبکه حفاری	۷/۶	قطر چال (cm)
۲/۵	حداقل عمق چال (m)	۲۱	تعداد چال قائم
۳	حداکثر عمق چال (m)	۷۰	تعداد چال مایل
۱۴۲۵/۶	مساحت بلوک (m <sup>2</sup> )	۹۱	تعداد چال ها
ته چال	محل قرار گیری فتیله انفجاری	۲/۶۱	متوسط ارتفاع چال ها
امولایت+چاشنی	پرایمر	-	اضافه حفاری (m)
-	وجود پاشنه در پای پله	۲/۷	فاصله داری (m)
۵	خرج ویژه امولایت ۱۹۵ گرمی	۲/۳	بارسنگ (m)
-	خرج ویژه امولایت ۲۵۰ گرمی	برای چال مایل: از بالا ۲/۷ و از پایین ۱ چال قائم: ۰/۷-۰/۵	بارسنگ ماکزیمم (m)
۱۰۰/۹	خرج ویژه آنفو (gr/ton)	۹۱	تعداد چاشنی
۱۰۶	خرج ویژه کل (gr/ton)	۱-۲	شماره چاشنی
-	امولایت ۲۵۰ در هر چال	تاخیری ۵ متری	نوع چاشنی
یک لول	امولایت ۱۹۵ در هر چال	۱/۶۷	چگالی خرج گذاری (kg/m <sup>3</sup> )
۴۲۹/۷۵	آنفو (Kg)	۶۴۵۱/۵	میزان تولید (ton)
۴۴۹/۷	آنفو + امولایت (Kg)	چال ۳ متری ۵ کیلو چال ۲/۵ متری ۴ کیلو	مقدار آنفو در هر چال (Kg)
۲۳۸	متر از حفاری (m)	۰/۰۲۳	خرج ویژه چاشنی (kg/m <sup>3</sup> )
۵۱	شماره کروکی	۱۹/۹۵	امولایت (Kg)

جدول ۱۳: نتایج حاصل از پیش بینی خردایش سومین انفجار آزمایشی برای ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲-

شرقی معدن تاگویی ۲

اندازه ابعاد	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد	تابع رزین-راملر	اندازه ابعاد	تابع رزین-راملر
(cm)	رابطه ارائه شده	(cm)	رابطه ارائه شده	(cm)	رابطه ارائه شده
۰/۱	۲/۰۱	۷	۳۰/۴۸	۶۰	۷۸/۹
۰/۵	۵/۸۹	۸	۳۲/۸۳	۷۰	۸۲/۳۱
۱	۹/۲۶	۹	۳۵/۰۲	۸۰	۸۴/۹
۲	۱۴/۴	۱۰	۳۷/۰۶	۹۰	۸۷/۱۸
۳	۱۸/۵	۲۰	۵۲/۳۲	۱۰۰	۸۸/۹۸
۴	۲۲/۰۲	۳۰	۶۲/۳	۱۱۰	۹۰/۵
۵	۲۵/۱۲	۴۰	۶۹/۴۳	۱۲۰	۹۱/۷۶
۶	۲۷/۹۲	۵۰	۷۴/۸۱	۱۳۰	۹۲/۸۳

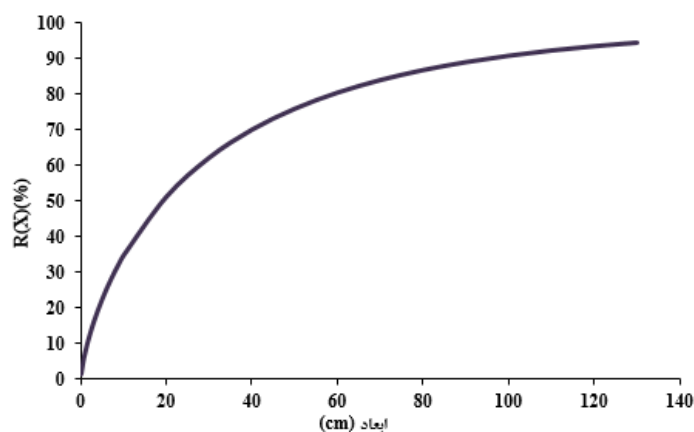




شکل ۶: نمودار پیش‌بینی توزیع خردایش سومین انفجار آزمایشی

جدول ۱۴: نتایج حاصل از پیش‌بینی خردایش اولین انفجار آزمایشی برای ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲- غربی معدن تاگویی ۲

اندازه ابعاد (cm)	تابع رزین-راملر رابطه ارائه شده	اندازه ابعاد (cm)	تابع رزین-راملر رابطه ارائه شده	اندازه ابعاد (cm)	تابع رزین-راملر رابطه ارائه شده
۶۰	۷۸/۲۷	۷	۳۶/۹۲	۰/۱	۴/۲۲
۷۰	۸۱/۰۶	۸	۳۹/۱۳	۰/۵	۱۰/۰۴
۸۰	۸۳/۳۴	۹	۴۱/۱۵	۱	۱۴/۴۲
۹۰	۸۵/۲۵	۱۰	۴۳/۰۱	۲	۲۰/۴۸
۱۰۰	۸۶/۸۶	۲۰	۵۶/۲۸	۳	۲۴/۹۷
۱۱۰	۸۸/۲۴	۳۰	۶۴/۵۶	۴	۲۸/۶۳
۱۲۰	۸۹/۴۳	۴۰	۷۰/۴۱	۵	۳۱/۷۵
۱۳۰	۹۰/۴۶	۵۰	۷۴/۸۲	۶	۳۴/۴۸



شکل ۷: نمودار پیش‌بینی توزیع خردایش چهارمین انفجار آزمایشی

## ب- آنالیز تصاویر و بررسی خردایش سنگ

آنالیز تصاویر با استفاده از نرم افزار Split-Desktop انجام شد. در انفجار آزمایشی سوم و چهارم برای تعیین خردشدگی، از میان عکس‌های گرفته شده، ۱۱ عکس به عنوان نماینده کپه انفجاری به منظور آنالیز تصویری در نرم‌افزار انتخاب شدند که به ترتیب در شکل‌های ۸ و ۹ نشان داده شده‌اند. همچنین نتایج مدل‌سازی و نمودار توزیع دانه‌بندی برای این انفجارها به ترتیب در شکل‌های ۱۰ تا ۱۳ و ۱۵ نشان داده شده است.



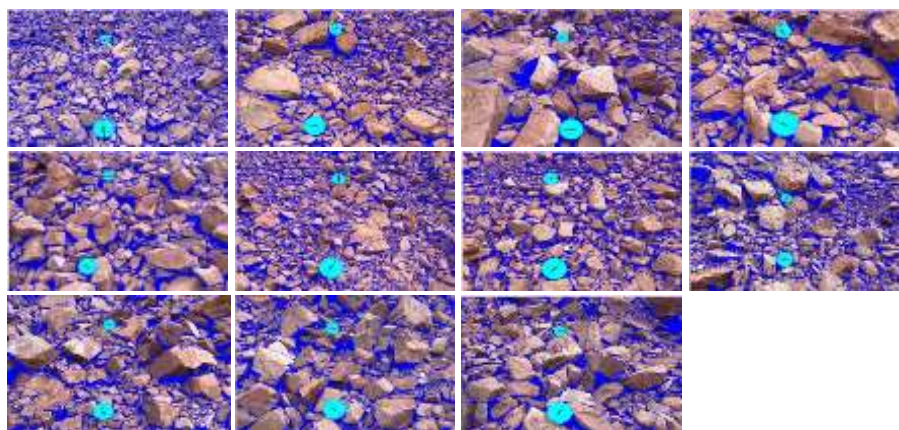
شکل ۸: خردایش سنگ‌های حاصل از سومین انفجار آزمایشی انفجار در جبهه کار ۲- شرقی معدن تاگویی

۲

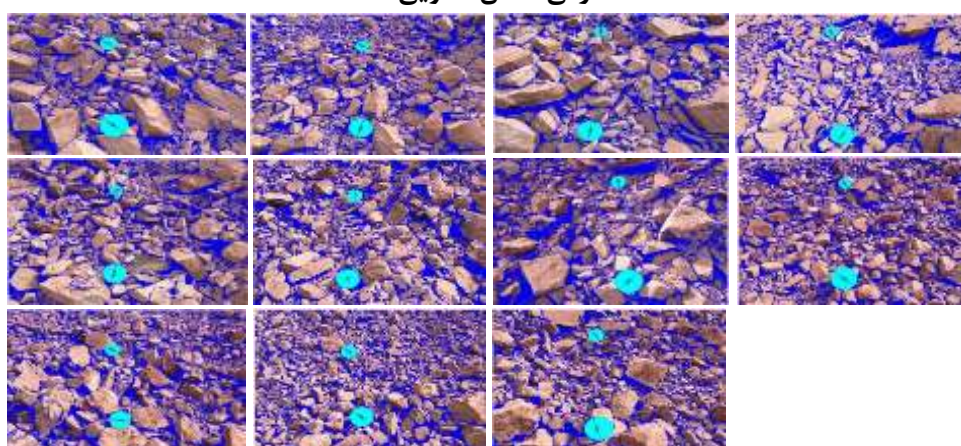


شکل ۱۰: خردایش سنگ‌های حاصل از چهارمین انفجار آزمایشی انفجار در جبهه کار ۲- غربی معدن تاگویی

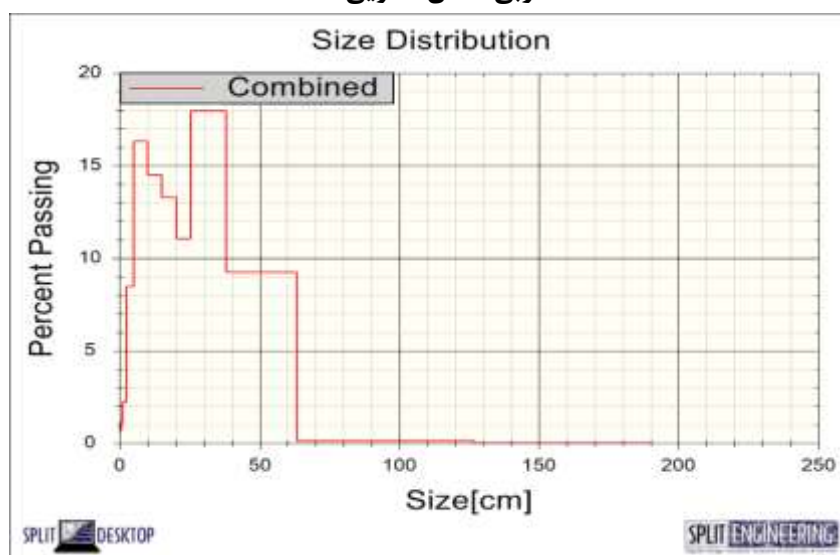
۲



شکل ۱۱: مدل سازی عکس های خردایش از سومین انفجار آزمایشی در Split-Desktop (در جبهه کار ۲- شرقی معدن تاگویی ۲)



شکل ۱۲: مدل سازی عکس های خردایش از چهارمین انفجار آزمایشی در Split-Desktop (در جبهه کار ۲- غربی معدن تاگویی ۲)



شکل ۱۳: نمودار توزیع دانه بندی سومین انفجار آزمایشی ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲- شرقی

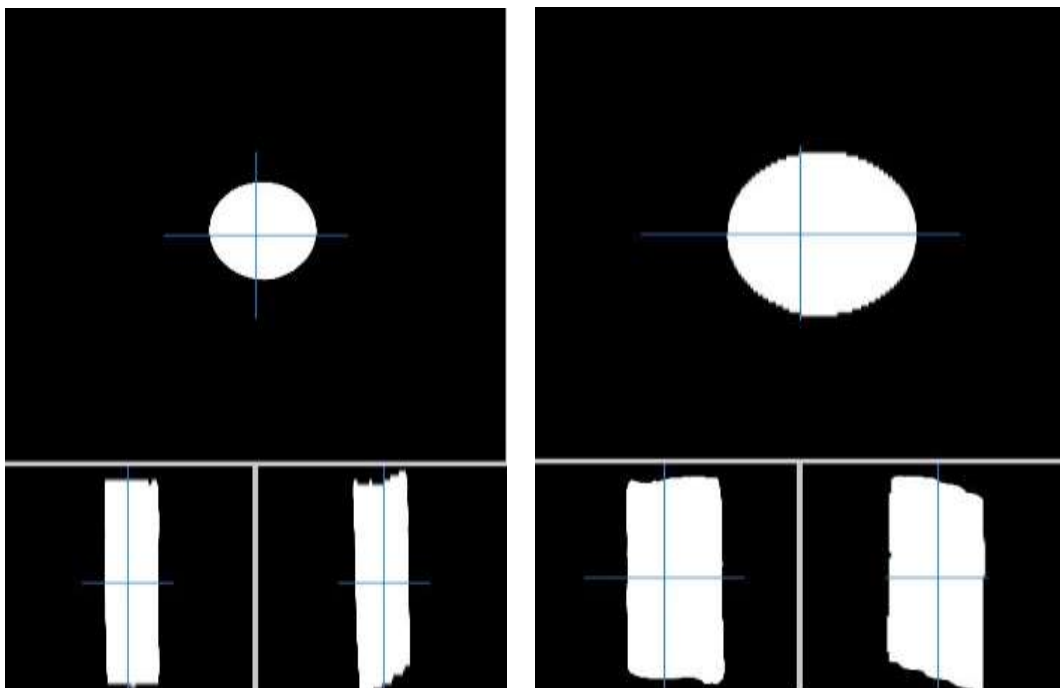
معدن تاگویی ۲

در جبهه کار ۲- شرقی معدن تاگویی ۲ سنگ‌های بزرگ‌تر از ۸۰ سانتی‌متر بزرگ مقیاس محسوب می‌شوند. بنابراین، طبق نتایج به دست آمده و مشاهدات واقعی بعد از انجام انفجار بر روی توده سنگ دیده شده، ۶۳ درصد قطعات خرد شده در بازه‌ی ۱۰ تا ۶۳/۵ سانتی‌متری کمتر از ۴ درصد بالای ۶۳/۵ سانتی‌متر (به دلیل وجود میان لایه شیل در بعضی نقاط محل حفر چال‌ها تغییر کرد) و مابقی در زیر ۱۰ سانتی‌متر بوده است. با توجه به آمار داده شده و خروجی دهانه سنگ شکنی فکی (خروجی دهانه سنگ شکن فکی ۴۰ سانتی‌متر است) می‌توان گفت ۸۷/۷۱ درصد از سنگ‌های خرد شده نیاز به سنگ‌شکن فکی ندارند و می‌توانند به صورت مستقیم وارد سنگ‌شکن مخروطی شوند. برای اثبات این گفته نمونه‌هایی از قبل و بعد از انفجار از سینه کار برداشت شد. سپس بر روی آن آزمایش اندیس کار باند انجام شد که نتایج آن در جدول ۱۵ نشان داده شده است. در این انفجار مطابق دو انفجار قبل کاهش مقدار انرژی مصرفی سنگ‌شکن در خردایش سنگ مشهود است.

جدول ۱۵۱۵: نتایج آزمایش‌های اندیس کار باند در سومین انفجار آزمایشی در جبهه کار ۲- شرقی معدن تاگویی ۲

$W_i$ (Kwh/t)	$W_i$ (Kwh/s.t)	
۲۷/۲۴	۲۴/۷۶	نمونه برداشت شده قبل از انفجار
۲۴/۱۲	۲۱/۹۳	نمونه برداشت شده بعد از انفجار

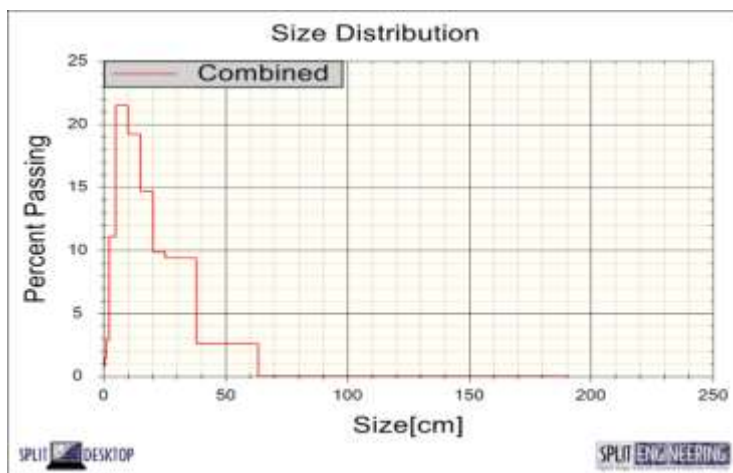
پس طبق آمار داده شده نتایج خردشدگی ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲- شرقی معدن تاگویی ۲ قابل قبول است. بنابراین، برای اثبات گفته‌ها و این که بزرگ‌تر کردن الگوی انفجاری چه تأثیری در خردایش دارد، می‌توان رشد ریز ترک‌ها را با مقایسه مغزه گرفته شده از قبل و بعد از سینه کار انفجاری مشاهده کرد (برای نمونه یک عکس از قبل و بعد از انفجار مغزه در شکل ۱۴ آورده شده است). شکل ۱۴ نشان دهنده رشد ریز ترک‌ها و باز شدگی آن‌ها است.



ب

الف

شکل ۱۴: الف) مغزه گرفته شده قبل از انفجار، ب) مغزه گرفته شده بعد از انفجار در جبهه کار ۲- شرقی معدن تاگویی ۲



شکل ۱۵: نمودار توزیع دانه بندی چهارمین انفجار آزمایشی ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲- غربی معدن تاگویی ۲

در جبهه کار ۲- غربی معدن تاگویی ۲ سنگ‌های بزرگ‌تر از ۸۰ سانتی‌متر بزرگ مقیاس محسوب می‌شوند. بنابراین، طبق نتایج به دست آمده و مشاهدات واقعی بعد از انجام انفجار بر روی توده سنگ دیده شده، ۵۳ درصد قطعات خرد شده در بازه‌ی ۱۰ تا ۶۳/۵

سانتی متری ۵ درصد بالای ۶۳/۵ سانتی متر (بخاطر میان لایه شیل در بعضی نقاط ارتفاع چال ها به درستی حفر نشدند) و مابقی در زیر ۱۰ سانتی متر بوده است. با توجه به آمار داده شده و خروجی دهانه سنگ شکنی فکی (خروجی دهانه سنگ شکن فکی ۴۰ سانتی متر است) می توان گفت ۷۹ / ۲۱ درصد از سنگ های خرد شده نیاز به سنگ شکن فکی ندارند و می توانند به صورت مستقیم وارد سنگ شکن مخروطی شوند. برای اثبات این گفته نمونه هایی از قبل و بعد از انفجار از سینه کار برداشت شد. سپس بر روی آن آزمایش اندیس کار باند انجام شد که نتایج آن در جدول ۱۶ نشان داده شده است. در این آزمایش کاهش مقدار انرژی مصرفی سنگ شکن در خردایش سنگ مشهود است.

جدول ۱۶: نتایج آزمایش های اندیس کار باند در چهارمین انفجار آزمایشی در جبهه کار ۲- غربی معدن تاگویی ۲

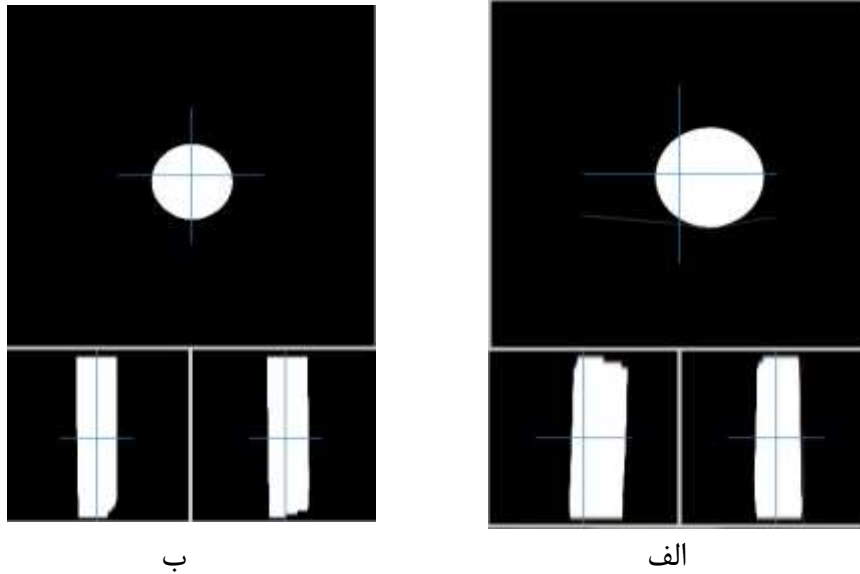
$W_i$ (Kwh/t)	$W_i$ (Kwh/s.t)	
۲۱/۱۴	۱۹/۲۲	نمونه برداشت شده قبل از انفجار
۱۹/۸۶	۱۸/۰۵	نمونه برداشت شده بعد از انفجار

پس طبق آمار داده شده نتایج خردشدگی ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲- غربی معدن تاگویی ۲ قابل قبول است. بنابراین، برای اثبات گفته ها و این که کوچک تر کردن الگوی انفجاری چه تأثیری در خردایش دارد، می توان رشد ریز ترک ها را با مقایسه مغزه گرفته شده از قبل و بعد از سینه کار انفجاری مشاهده کرد (برای نمونه یک عکس از قبل و بعد از انفجار مغزه در شکل ۵-۳۲ آورده شده است). شکل ۱۶ نشان می دهد که هر چه مقدار پارامترهای الگوی انفجاری بزرگ تر شود رشد ریز ترک ها کم تر و همچنین مقدار سنگ هایی با ابعاد بزرگ تر بیشتر است. پس با این روند میزان عملکرد سنگ شکن در خرد کردن سنگ های بزرگ تر بیشتر است و انرژی بیشتری مصرف می کند.

### ج- آنالیز سرنندی و تعیین ابعاد دانه بندی

نظر به این که نمونه انفجار شده باید در یک بازه ی ابعادی مشخص قرار گیرد، لازم است در هر مرحله از انفجار، نمونه ای را از نقاط مختلف خط ۳ کارخانه آلومینای جاجرم که معرف کل نمونه خردایش شده باشد، برداشت شود. سپس نمونه برداشت شده به محل آزمایشگاه سرنند منتقل کرده و مورد تجزیه قرار گیرد که بر اساس اندازه های مختلف مواد عبوری از هر قسمت سرنند به طور خلاصه

برای انفجار آزمایشی سوم و چهارم به ترتیب در جداول ۱۷ و ۱۸ آورده شده است.



شکل ۱۶: الف) مغزه گرفته شده قبل از انفجار، ب) مغزه گرفته شده بعد از انفجار در جبهه-کار ۲- غربی معدن تاگویی ۲

جدول ۱۷: آنالیز سرندي توده سنگ بوكسيت در جبهه كار ۲- شرقی معدن تاگویی ۲

تفریز سرندي دوم	مخلوط مخروطی استاندارد و سر کوتاه	سر ریز سرندي دوم	تفریز مخروطی استاندارد	سر ریز سرندي اول	تفریز سرندي اول	فیدر فکی اول (گرم)	سرندي (میلی متر) ابعاد
۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۲۵
۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۹۵/۶	۱۰۰	۶۴/۳	۸۰
۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۷۸/۲	۱۰۰	۴۸/۵	۷۰
۱۰۰	۱۰۰	۶۸/۲	۸۱/۵	۴۲/۷	۱۰۰	۲۴/۲	۴۰
۱۰۰	۹۲/۸	۴۳/۵	۵۴/۱	۲۷/۵	۱۰۰	۱۸/۸	۳۰
۱۰۰	۸۰/۶	۱۵/۹	۲۸/۵	۷/۱	۹۹/۵	۱۲/۹	۲۲
۹۹/۵	۷۳	۹/۱	۲۳/۸	۲/۶	۹۹	۱۲/۱	۲۰
۸۶	۴۶/۴	۱	۱۵/۲	۰/۳	۹۰/۵	۱۰/۴	۱۶
۶۳/۸	۲۹/۳	۰	۹/۷	۰	۸۲/۱	۸/۶	۱۲
۵۹/۵	۲۷/۵	۰	۹/۱	۰	۸۰/۵	۸/۱	۱۰
۳۴/۲	۱۵/۵	۰	۶	۰	۶۳	۶/۴	۸
۱۴/۹	۶/۹	۰	۲/۵	۰	۳۵/۹	۳/۸	۴
۳/۷	۲	۰	۰	۰	۸/۴	۰	۱
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱-

جدول ۱۸: آنالیز سرندي توده سنگ بوكسيت در جبهه كار ۲- غربی معدن تاگویی ۲

سرندي (میلی متر)	ابعاد	فیدر فکی اول (گرم)	تهریز سرندي اول	سرندي سرندي اول	استاندارد	تهریز مخروطی	سرندي سرندي دوم	استاندارد و سر کوتاه	مخروطی	تهریز سرندي دوم
۱۲۵	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۸۰	۵۸/۷	۱۰۰	۶۱/۹	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۷۰	۵۰/۷	۱۰۰	۵۱/۵	۱۰۰	۹۴	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۴۰	۲۹/۱	۱۰۰	۲۹	۱۰۰	۵۴/۴	۷۰/۷	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۳۰	۲۴/۴	۱۰۰	۱۸/۸	۱۰۰	۳۰/۷	۵۰/۴	۱۰۰	۸۳/۹	۱۰۰	۱۰۰
۲۲	۲۰/۹	۱۰۰	۸/۹	۱۰۰	۱۷	۲۲/۵	۱۰۰	۶۴/۸	۱۰۰	۱۰۰
۲۰	۱۹/۹	۹۹/۴	۵/۴	۹۹/۴	۱۴/۷	۱۲/۷	۹۹/۳	۵۶/۶	۹۹/۳	۹۹/۳
۱۶	۱۷/۳	۹۲/۴	۱/۵	۹۲/۴	۱۰/۸	۱	۷۳/۴	۳۴/۴	۷۳/۴	۷۳/۴
۱۲	۱۵/۴	۸۱/۷	۰	۸۱/۷	۸/۲	۰	۴۴	۲۲/۹	۴۴	۴۴
۱۰	۱۵/۲	۸۰/۲	۰	۸۰/۲	۷/۴	۰	۴۰/۵	۲۱/۸	۴۰/۵	۴۰/۵
۸	۱۲/۵	۶۵/۴	۰	۶۵/۴	۵/۱	۰	۲۰/۴	۱۳/۵	۲۰/۴	۲۰/۴
۴	۸/۷	۴۵/۶	۰	۴۵/۶	۲/۷	۰	۸	۶/۹	۸	۸

د- قیمت تمام شده بوكسيت

● انفجار آزمایشی سوم

با توجه به هزینه های مصرفی گفته شده در فصل چهارم، در جبهه كار شرقی معدن تاگویی ۲ هزینه حفاری برابر ۳۰۴۶۵۰۰۰ ریال، هزینه کلی انفجار برابر ۲۱۳۱۷۸۴۸/۲ ریال و همچنین هزینه برق مصرفی سنگ شکن برابر ۶x ریال است. در جداول ۱۹ تا ۲۱ به ترتیب مقدار مواد مورد استفاده در انفجار، متراژ حفاری و کیلووات مصرفی به ازای قیمت واحد هر مورد آورده شده است.

جدول ۱۹: هزینه حفاری ماده معدنی بوكسيت در جبهه كار ۲- شرقی معدن تاگویی ۲

هزینه حفاری	قیمت واحد (ریال)	متراژ حفاری	هزینه کل حفاری (ریال)
۳۰۴۶۵۰۰۰	۹۰۰۰۰	۳۳۸/۵	۳۰۴۶۵۰۰۰



جدول ۲۰: هزینه مواد مصرفی در انفجار ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲- شرقی معدن تاگویی ۲

نوع مواد مصرفی	قیمت واحد (ریال)	بالاسری	مقدار مصرفی	هزینه هر واحد (ریال)
ANFO(Kg)	۱۵۹۵۰	۱/۳۶۳	۵۳۰/۲۵	۱۱۵۲۷۵۵۵/۵
EMU195g(Kg)	۷۴۰۰۰	۱/۳۶۳	۲۸/۰۵	۲۸۲۹۱۷۹/۱
EMU250g(Kg)	۶۹۰۰۰	۱/۳۶۳	.	.
چاشنی با سیم ۱۱ متری (عددی)	۶۴۵۰۰	۱/۳۶۳	.	.
چاشنی با سیم ۸ متری (عددی)	۵۷۵۰۰	۱/۳۶۳	.	.
چاشنی با سیم ۵ متری (عددی)	۳۹۹۰۰	۱/۳۶۳	۱۲۸	۶۹۶۱۱۱۳/۶
کورتکس ۱۲ گرمی (متر)	۷۵۰۰	۱/۳۶۳	.	.
کورتکس ۱۰ گرمی (متر)	۷۲۰۰	۱/۳۶۳	.	.
<b>جمع</b>				<b>۲۱۳۱۷۸۴۸/۲</b>

جدول ۲۱: هزینه کیلووات مصرفی بوکسیت در جبهه کار ۲- شرقی معدن تاگویی ۲

هزینه کیلووات مصرفی	قیمت واحد (ریال)	هزینه هر واحد (ریال)
	۱۵۳۴	۹۲۰۴

با توجه به ۳۰۶۰/۹۰ تن مواد تولید شده در این انفجار، به ترتیب هزینه حفاری، آتشیباری و سنگشکنی به ازای هر تن برابر ۹۹۵۲/۹۵، ۶۹۶۴/۵۶ و ۹۲۰۴ ریال خواهد شد. بنابراین قیمت تمام شده بوکسیت در این معدن برابر ۲۶۱۲۱/۵۱ خواهد بود.

#### ● انفجار آزمایشی چهارم

با توجه به هزینه‌های مصرفی گفته شده در فصل چهارم، در جبهه کار غربی معدن تاگویی ۲ هزینه حفاری برابر ۲۱۴۲۰۰۰۰ ریال، هزینه کلی انفجار برابر ۱۶۳۰۳۸۱۴/۱ ریال و همچنین هزینه برق مصرفی سنگشکن برابر ۶x۶ ریال است. در جداول ۲۲ تا ۲۴ به ترتیب مقدار مواد مورد استفاده در انفجار، متراژ حفاری و کیلووات مصرفی به ازای قیمت واحد هر مورد آورده شده است.

جدول ۲۲: هزینه حفاری ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲- غربی معدن تاگویی ۲

هزینه حفاری	قیمت واحد (ریال)	متراژ حفاری	هزینه هر واحد (ریال)
	۹۰۰۰۰	۲۳۸	۲۱۴۲۰۰۰۰

جدول ۲۳: هزینه مواد مصرفی در انفجار ماده معدنی بوکسیت در جبهه کار ۲- غربی معدن تاگوی ۲

نوع مواد مصرفی	قیمت واحد (ریال)	بالاسری	مقدار مصرفی	هزینه هر واحد (ریال)
ANFO(Kg)	۱۵۹۵۰	۱/۳۶۳	۴۲۹/۷۵	۹۳۴۲۷۰۰/۵۴
EMU195g(Kg)	۷۴۰۰۰	۱/۳۶۳	۱۹/۹۵	۲۰۱۲۱۹۶/۹
EMU250g(Kg)	۶۹۰۰۰	۱/۳۶۳	.	.
چاشنی با سیم ۱۱ متری (عددی)	۶۴۵۰۰	۱/۳۶۳	.	.
چاشنی با سیم ۸ متری (عددی)	۵۷۵۰۰	۱/۳۶۳	.	.
چاشنی با سیم ۵ متری (عددی)	۳۹۹۰۰	۱/۳۶۳	۹۱	۴۹۴۸۹۱۶/۷
کورتکس ۱۲ گرمی (متر)	۷۵۰۰	۱/۳۶۳	.	.
کورتکس ۱۰ گرمی (متر)	۷۲۰۰	۱/۳۶۳	.	.
<b>جمع</b>				<b>۱۶۳۰۳۸۱۴/۱</b>

جدول ۱۵۲: هزینه کیلووات مصرفی بوکسیت در جبهه کار ۲- غربی معدن تاگوی ۲

هزینه کیلووات مصرفی	قیمت واحد (ریال)	هزینه هر واحد (ریال)
	۱۵۳۴	۹۲۰۴

با توجه به ۶۴۵۱/۵ تن مواد تولید شده در این انفجار، به ترتیب هزینه حفاری، آتشباری و سنگ‌شکنی به ازای هر تن برابر ۳۳۲۰/۱۵، ۲۵۲۷/۱۳ و ۹۲۰۴ ریال خواهد شد. بنابراین قیمت تمام شده بوکسیت در این معدن برابر ۱۵۰۵۱/۲۸ خواهد بود.

## ***Abstract***

The main purpose of blasting operations in open-pit mines is rock fragmentation in order to obtain the required dimensions for the crushing system, which leads to optimum mining costs. In order to obtain the optimum dimensions, consideration of a precise relationship between blasting pattern and fragmentation process, which can be described through size distribution, is compulsory. There does not exist a global model to propose a capable fragmentation distribution model to establish in all open pit mines. The main objective of this thesis is the evaluation of fragmentation size distribution using Rosin-Ramler formula and image analysis technique. In order to attain this purpose, required data including the photographs of fragmented rocks and other geological data were collected after each blast operation in Jajarm bauxite mine. The image analysis process was carried out by *Split-Desktop* software in order to find fragmentation size distribution, uniformity index and the average size of the fragmented rocks. The results illustrated that there exists a significant difference between the experimental models and image analysis outputs. Hence, a new regression model was proposed in this regard and studied carefully. It was observed that the proposed model has been able to release reliable results for uniformity index and mean fragment size compared with image outputs and as a result, it was considered as a new predictive model for Jajram bauxite mine. Also, four different empirical blasting patterns were implemented in this mine in order to find an optimum pattern considering the final fragmentation size. By implementation of the fourth pattern It was concluded that not only 79 percent of fragmented rocks have been passed through jaw crusher but the mining cost of bauxite (per tonne) has been reduced compared with the average cost of mining costs in Jajarm bauxite mine.

***Key words: open-pit mines, rock fragmentation, Split-Desktop, Jajram bauxite mine***



**Shahrood University of Technology**  
**Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics Engineering**  
**M.Sc. Thesis in Mineral Exploitation**

**Optimization of rock fragmentation to reduce blasting costs  
in open pit mines (case study: Bauxite Jajarm)**

By:

Mohammad Babaeian

Supervisor(s):

Dr. Farhang Sereshki

Dr. Mohammad Ataei

Advisor:

Dr. Seyed Hadi Hosieni

Amin Darvishi. Eng

September, 2018